

CHEMIE UND TECHNIK DER GEGENWART

P

E. W. MAYER

H. SCHRANZ

FLOTATION

P 954 kl.

CESAG

Generals Separation Callow - MacIntosh Flotationsverfahren

**„CESAG“ Central-Europäische
Schwimm-Aufbereitungs-A.-G.
Berlin W 10, Von der Heydtstraße 10**

Die Anlagen werden ausgeführt

für ERZFLOTATION durch:

Humboldt-Deutzmotoren A.-G., Werk Kalk, Köln-Kalk
Fried. Krupp Grusonwerk A.-G., Magdeburg-Buckau

für KOHLEFLOTATION durch:

Humboldt-Deutzmotoren A.-G., Werk Kalk, Köln-Kalk
Fried. Krupp Grusonwerk A.-G., Magdeburg-Buckau
Schüchtermann & Kremer-Baum A.-G. für Aufbereitung, Dortmund



KRUPP - GRUSONWERK

13913

SCHWIMMAUFBEREITUNGSANLAGE DEUTSCH-BLEISCHARLEY-GRUBE

VOLLSTÄNDIGE ANLAGEN
FÜR DIE

SCHWIMM- AUFBEREITUNG

VON ERZEN UND KOHLE

nach den Verfahren der CESAG:
Minerals Separation und Callow-MacIntosh
sowie für **naßmechanische, magnetische,
Lauge- u. kombinierte Aufbereitungsverfahren**

HÜTTENANLAGEN WÄLZANLAGEN

Angebote und Druckschriften frei



**FRIED. KRUPP
GRUSONWERK A.-G.**
MAGDEBURG



CHEMIE UND TECHNIK DER GEGENWART

Nitrocelluloseesterlacke und Zaponlacke, ihre Rohstoffe und Verwendungsgebiete. Von Direktor Dr. FRITZ ZIMMER. XII, 224 Seiten mit 51 Abbildungen. 8°. Broschiert RM. 15.—, Leinen RM. 16.50.

Die Korrosion unter Berücksichtigung des allgemeinen Materialschutzes. Von Prof. Dr. O. KRÖHNKE, Oberreg.-Rat Prof. Dr. MAASS und Dr. W. BECK. I. Band: Allgemeiner und Theoretischer Teil. 43 Abbildungen. VIII und 208 Seiten. 8°. Broschiert RM. 16.—, Ganzleinen RM. 17.50.

Technische Gase. Ihre Herstellung und ihre Verwendung von Dr. FRANZ MUHLERT, Göttingen, und Dr. KURT DREWS, Berlin. Mit 196 Abbildungen im Text und auf 4 Tafeln. VIII und 416 Seiten mit Register. 8°. Broschiert RM. 22.—, Ganzleinen RM. 24.—.

Aluminothermie. Von Dr. KARL GOLDSCHMIDT. 81 Abbildungen, eine farbige Tafel und ein Bildnis des Erfinders Prof. Dr. Hans Goldschmidt. VIII und 174 Seiten. 8°. Broschiert RM. 10.—, Ganzleinen RM. 12.—

Der Gaskampf und die chemischen Kampfstoffe. Von Prof. Dr. JULIUS MEYER. Zweite Auflage. Mit 37 Abbildungen und 20 Tabellen. XIV und 470 Seiten mit Register. 8°. Broschiert RM. 17.—, Ganzleinen RM. 20.—.

Die Sodafabrikation nach dem Solvayverfahren. Von Dipl.-Ingenieur J. KIRCHNER. 18 Abbildungen und 2 Tafeln. VIII und 122 Seiten. 8°. Broschiert RM. 9.—, Ganzleinen RM. 10.50.

Die Kunstseide. Von Dr. V. HOTTENROTH. Zweite Auflage. Mit 157 Abbildungen und 3 Tafeln. XII und 500 Seiten mit Register. 8°. Broschiert RM. 28.—, Ganzleinen RM. 30.—.

Graphit. Von Dr. EUGEN RYSCHKEWITSCH. Charakteristik, Erzeugung, Verarbeitung und Verwendung. 27 Abbildungen. XII und 323 Seiten. 8°. Broschiert RM. 14.50, Ganzleinen RM. 16.50.

Schädlingsbekämpfung. Grundlagen und Methoden im Pflanzenschutz von Dr. WALTHER TRAPPMANN, Regierungsrat an der Biologischen Reichsanstalt. Mit 68 Abbildungen im Text. VIII und 440 Seiten. 8°. Broschiert RM. 20.—, Ganzleinen RM. 22.—.

Plastische Massen. Die Erzeugung, Verarbeitung und Verwendung von Kunststoffen. Von HANS BLÜCHER. Mit 32 Abbildungen. XII und 291 Seiten mit Register. 8°. Broschiert RM. 8.—, Ganzleinen RM. 10.—.

Chemie der freien Radikale. Entwicklungsgang und gegenwärtiger Zustand der Lehre von den freien Radikalen. Von Prof. Dr. P. WALDEN. Mit 21 Abbildungen im Text. XIV und 351 Seiten mit Namen- und Sachregister. 8°. Broschiert RM. 9.—, Ganzleinen RM. 11.—.

Farbkunde. Von WILHELM OSTWALD. Mit 4 Abbildungen und 4 Tafeln. XVI und 313 Seiten. 8°. Broschiert RM. 9.—, Ganzleinen RM. 11.—.

VERLAG VON S. HIRZEL IN LEIPZIG C 1

CHEMIE UND TECHNIK DER GEGENWART

HERAUSGEGEBEN VON

PROFESSOR DR. WALTER ROTH IN KÖTHEN

XIII. BAND



VERLAG VON S. HIRZEL IN LEIPZIG · 1931

Ta 403

FLOTATION

VON

ERWIN W. MAYER

UND

HUBERT SCHRANZ

MIT

175 ABBILDUNGEN UND 7 TABELLENTAFELN

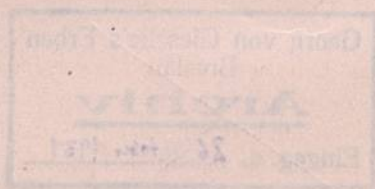


T 10 102/31



VERLAG VON S. HIRZEL IN LEIPZIG · 1931

COPYRIGHT BY S. HIRZEL AT LEIPZIG 1931
ALLE RECHTE, INSBESONDERE DAS DER
ÜBERSETZUNG IN FREMDE SPRACHEN,
VORBEHALTEN / PRINTED IN GERMANY



Lm. 250.

Abm. Nr. 250, 1946

Vorwort

Es sind kaum zehn Jahre vergangen, seitdem sich in Europa das Interesse der Aufbereitungsfachleute den Flotationsverfahren in stärkerem Maße zugewandt hatte, also zu einem Zeitpunkt, in dem Australien und Amerika jährlich schon Millionen Tonnen Erz durch Schwimmverfahren aufbereiteten. Diese durch den Weltkrieg bedingte verspätete, aber nicht zu späte Entwicklung hat es mit sich gebracht, daß Einzeldarstellungen über Flotation in deutscher Sprache und für deutsche oder europäische Verhältnisse geschrieben nur spärlich vorliegen, und daß diese wenigen, zum Teil veralteten Werke begreiflicherweise die amerikanischen Verhältnisse in den Vordergrund ihrer Betrachtungen rückten. Diese Richtung wurde auch dadurch begünstigt, daß Angaben über Betriebsdaten in Amerika bereitwilliger gegeben werden als bei uns, wo vielfach eine starke Zurückhaltung in der Preisgabe von Betriebsergebnissen und Erfahrungen geübt wird, sehr im Gegensatz zu Amerika, das gemäß dem Satz: „Das Geheimnis des Erfolges ist — kein Geheimnis“, gleicherweise die Ergebnisse aus der Praxis und Forschung der Öffentlichkeit zur Verfügung stellt. Diese Ansichten scheinen sich nun gleichfalls in Deutschland und im übrigen Europa langsam durchzusetzen.

In dem Maße, wie die Flotation auch in Europa industriell und wissenschaftlich größere Fortschritte machte und weitere Verbreitung fand, stieg das Bedürfnis und die Notwendigkeit, eine möglichst umfassende Darstellung der Flotation und aller mit ihr im Zusammenhang stehenden Vorgänge zu geben, die, ohne die großen amerikanischen Verhältnisse zu vernachlässigen, auch unsere kleineren, aber meist schwierigeren Verhältnisse berücksichtigt.

Wenn daher die vorliegenden Ausführungen, die einer dankenswerten Anregung von Herrn Prof. Dr. W. Roth, Köthen, und des Verlages S. Hirzel ihre Entstehung verdanken, oft stärker unsere kontinentalen Verhältnisse berücksichtigen, so entspricht dies dem besonderen Zweck dieser Arbeit.

Daß bei der großen Ausdehnung des Stoffes eine erschöpfende Darstellung weder beabsichtigt noch in Anbetracht des beschränkten Umfanges möglich war, braucht nicht besonders hervorgehoben zu werden. Die vorliegende Arbeit ist nicht als Enzyklopädie der Flotation gedacht, sondern

soll nur möglichst objektiv die wichtigsten theoretischen Anschauungen, praktischen Erscheinungen und Betriebserfahrungen wiedergeben. Wenn in Anbetracht der oft widersprechenden Beurteilung, welche die Theorie, die Apparatur, die Verfahren und viele andere Punkte erfahren, eine solche Darstellung nicht alle restlos befriedigen kann, so ist dies in der Natur der Dinge gelegen.

Wir glaubten, ohne die interessante geschichtliche Entwicklung der Flotationsverfahren allzusehr zu vernachlässigen, und ohne einseitig zu den noch immer nicht restlos geklärten theoretischen Fragen Stellung zu nehmen, die moderne Schaumswimmaufbereitung in den Vordergrund unserer Betrachtungen stellen zu müssen, also jene Verfahren, die heute einzig industrielle Anwendung finden. Dabei sind wir uns bewußt, daß die von uns gewählte Anordnung des Stoffes gewisse Wiederholungen zur Folge hat, haben solche aber nicht vermieden, wo es uns von Interesse und Wichtigkeit schien, einzelnen Abschnitten eine gewisse Geschlossenheit und Selbständigkeit zu geben.

Wir würden es begrüßen, wenn sich unsere Darstellung für alle, die der Flotation ihre Aufmerksamkeit schenken, als ein willkommenes und brauchbares Hilfsmittel und Nachschlagewerk erweisen würde. Dieser Zweck schwebte uns auch bei Anführung von Literaturhinweisen vor Augen; wir haben solche möglichst umfassend gegeben. Sie sollen jeden, der die Absicht hat, sich mit Einzelfragen zu befassen, in die Lage versetzen, diejenige wichtigste Originalliteratur leicht aufzufinden, welche den engeren Gegenstand unmittelbar betrifft.

Bei unserer Arbeit haben wir von allen Flotationsfirmen, den Maschinenfabriken und nicht zuletzt von der Industrie weitgehendste Hilfe und Unterstützung gefunden, ohne die wir nicht im gleichen Maße imstande gewesen wären, Betriebsergebnisse der Öffentlichkeit zugänglich zu machen. Hierfür sei allen auch an dieser Stelle unser und unserer Leser Dank ausgesprochen.

Erwin W. Mayer

Berlin, im Juli 1931

Hubert Schranz

Magdeburg, im Juli 1931

Abkürzung	Name der Publikation
Intern. Bergwirtsch.	Internationale Bergwirtschaft und Bergtechnik, Zeitschrift für Erforschung, Erschließung und Bewirtschaftung der Bodenschätze
Kohle u. Erz.....	Kohle und Erz
Kolloid Beih.....	Kolloidchemische Beihefte
Kolloid Z.	Kolloid-Zeitschrift
Met. Börse.....	Metallbörse
Met. Bull. Geco	Metallurgical Bulletin, The General Engineering Company, Salt Lake City 1929
Met. u. Erz	Metall und Erz
Min. Congr. J.	The Mining Congress Journal
Mines Carrières	Mines, Carrières, Grandes Entreprises, Paris
Min. Mag.	Mining Magazine, London
Min. Met.	Mining and Metallurgy, New York
Proc. Austr. Inst. Min. Met.	Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Proceedings
Quarterly	The Trend of Flotation, A. J. Weinig und I. A. Palmer, School of Mines Colorado, Quarterly, 24. No. 4. October, 1929
South African M. E. J.	The South African Mining and Engineering Journal, Johannesburg (Transvaal)
Southwestern Bull.....	Notes on the Flotation Process, R. Lord, B. M. Snyder etc., Southwestern Engineering Corporation, Los Angeles
Stahl u. Eisen.....	Stahl und Eisen
Trans. Inst. Min. Met.	Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, London
Trans. Amer. Inst. Min. Eng.....	Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers
U. S. Bur. Min. Rep. Inv.	Department of Commerce, United States Bureau of Mines, Reports of Investigations
U. S. Bur. Min. Inf. Circ.....	Department of Commerce, United States Bureau of Mines, Information Circular
Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. .	Utah Engineering Experiment Station, Mining and Metallurgical Investigations, Technical Paper
Zeitschr. angew. Chem.....	Zeitschrift für angewandte Chemie
Zeitschr. Oberschl. Ver.	Zeitschrift des Oberschlesischen Berg- und Hüttenmännischen Vereins, z. Z. in Katowitz
Zeitschr. Öst. Ing. Ver.	Zeitschrift des Österreichischen Ingenieur- und Architekten-Vereins, Wien
Zeitschr. Ver. d. Ing.	Zeitschrift des Vereins deutscher Ingenieure
Patente	
A. P.	Amerikanisches Patent
Austr. P.	Australisches Patent
Brit. P.	Britisches Patent
DRP.....	Deutsches Reichspatent
Franz. P.	Französisches Patent

Inhaltsverzeichnis

Vorwort	V
Abkürzungen	VII
Faksimile des DRP 42 (Gebrüder Bessel)	XV

A. Einleitung und Allgemeines

I. Aufbereitung	1
II. Definition, Beschreibung, Abarten und Abgrenzung der Flotation	4
III. Geschichte der Flotation	9
IV. Anwendungsmöglichkeiten der Flotation	16

B. Maschinen und Apparate

V. Zerkleinerung	25
1. Allgemeine Gesichtspunkte	25
a) Sieb- und Schlämmanalysen ..	27
b) Das Aufschließen	35
c) Einfluß der Schlämme und selektive Mahlung	37
2. Vergleichende Gegenüberstellung der gebräuchlichsten Zerkleinerungsmaschinen	41
a) Vorbrechen	41
b) Zwischenzerkleinerung	42
c) Mahlen	44
3. Beschreibung der Zerkleinerungsmaschinen	49
a) Maschinen für Vor- und Zwischenzerkleinerung	49
Backenbrecher	49
Rundbrecher	51
Scheibenbrecher	53
Walzenmühlen	55
Symons Cone Crusher	59
b) Mühlen	62
Rohrmühlen	62
Trommelmühlen	67
Hardingemühle	68
Stabmühlen	71
Austragkammermühlen	74
c) Gegenüberstellung der Mühlen ..	77
4. Klassierer	81
a) Mechanische Klassierer	81
Rechenklassierer	81
Schüsselklassierer	82
Stufenweise Feinmahlung ...	86
b) Beispiele für Klassierer im geschlossenen Kreislauf mit Mühlen	89
VI. Hilfsmaschinen und -vorrichtungen	95
1. Transportvorrichtungen	95
a) Becherwerke	95
b) Pumpen	96
Kreiselpumpen	96
Membranpumpen	98
Spiralpumpen	99
c) Luftheber (Mammutpumpen) ..	101
d) Mammutbagger	104

2. Aufgabevorrichtungen	105	b) Bewegte Roste	113
a) Wipper	105	Rollenrost	114
b) Bunker und Plattenbänder...	105	Maschenbeweglicher Rost	115
c) Drehtellerspeiser	108	c) Siebtrommeln und Flachsiebe .	116
d) Schubwagenspeiser	109	d) Vibrationsiebe	118
e) Transport- und Lesebänder ..	110	e) Spaltsiebe	120
3. Magnetrollen und Waagen	111	5. Eindicker	121
a) Magnetrollen	111	6. Einwirkgefäße	129
b) Waagen	112	7. Spitzen	130
4. Roste und Siebe	113		
a) Feststehende Roste	113		
VII. Flotationsapparate	131		
1. Allgemeines und Einteilung	131	Allgemeines	146
2. Beschreibung der Apparate	135	Callows Pneumatischer Stan-	
a) Rührwerksapparate (Agita-		dardapparat	148
tionsapparate)	135	Inspirationapparat	151
Rührwerksapparate mit verti-		MacIntoshzelle	152
kaler Welle	138	Freiluftapparate	157
M. S.-Standardapparat	138	Southwesternapparat	157
Kleinbentinkapparat	142	Forresterapparat	160
Rührwerksapparate mit hori-		Ekofapparat	161
zontaler Welle	143	c) Kombinierte Apparate	163
K und K-Flotationsapparat .	143	M. S.-Unterluftapparat	163
b) Druckluft-Flotationsapparate .	145	Fahrenwaldapparat	166
Allgemeines und Einteilung	145	Janneys mechanisch-pneumati-	
Pneumatische Apparate	146	scher Apparat	168
		Appelqvistapparat	169
VIII. Die Trübeführung in den Schwimmapparaten	170		
1. Beispiele der Trübeführung in me-		3. Beispiel der Trübeführung in einer	
chanischen Apparaten	172	kombinierten Anlage	176
2. Beispiele der Trübeführung bei		4. Beispiele der Trübeführung bei	
Druckluftapparaten	174	der Kombination von Flotation	
		und Herden	177
IX. Nebenapparate der Flotation	180		
1. Gebläse	180	4. Zusatzmittelspeiser und Vorrich-	
2. Mischer	181	tungen zum Lösen von Reagenzien	182
3. Verteiler	182	5. Probenehmer	187
X. Entwässerung und Trocknung von Flotationskonzentraten	189		
1. Filteranlagen	189	2. Trocknung von Erzflotationskon-	
Trommelfilter	190	zentraten	199
Scheibenfilter	193	Herd trockner	199
Anordnung von Vakuumfilter-		Trockentrommeln	200
anlagen	195		

C. Verfahren

XI. Theorie.....	203
XII. Die Trübe.....	219
1. Wasser.....	219
2. Trübezusammensetzung und deren Kontrolle.....	220
a) Einfluß der Trübedichte auf den Flotationserfolg.....	220
Bestimmung der Trübedichte.....	224
b) Einfluß der Temperatur auf die Flotation.....	226
c) Einfluß der Wasserstoffionenkonzentration auf die Flotation	229
Messung des pH -Wertes.....	232
Einfluß des pH -Wertes auf die Flotation.....	234
XIII. Flotationsmittel oder -reagenzien.....	239
Definition und Einteilung.....	239
1. Sammler.....	240
Theorie der Sammler.....	241
Einfluß der chemischen Konstitution auf die Sammlereigenschaften.....	241
Vergleich der Sammlerwirkung.....	243
Beschreibung der wichtigsten Sammler.....	245
a) Öle.....	245
b) Chemische Sammler.....	246
Beschreibung der wichtigsten chemischen Sammler.....	249
Xanthate.....	249
Thiokarbanilid.....	253
Ölsäure.....	254
2. Schäumer.....	255
Schaumbeschaffenheit.....	255
Theorie der Schäumer.....	255
Einfluß der chemischen Konstitution auf die schäumenden Eigenschaften.....	257
Beschreibung einiger Schäumer.....	259
a) Ätherische Öle und ähnliche Stoffe.....	259
Pineöl.....	259
Eucalyptusöl.....	261
Flotol.....	261
Amylalkohol.....	262
Terpineol.....	262
b) Steinkohlenteer- und Holzdestillationsprodukte.....	262
Kresole.....	262
Kreosotöle.....	262
3. Sammler-Schäumer.....	263
Beschreibung einiger Sammler-Schäumer.....	264
a) Öle.....	264
Wassergasteer.....	264
Rohpetroleum.....	264
Bernsteinöl.....	264
b) Chemische Sammler-Schäumer.....	264
Amine.....	265
Toluidin.....	265
Xylidin.....	265
α -Naphthylamin.....	265
Phenole.....	265
Aerofloat.....	265
Phosokresol.....	267
4. Drückende, passivierende Mittel.....	268
Definition.....	268
Technik der Anwendung.....	271
Beschreibung der gebräuchlichsten Drücker.....	272
a) Salze.....	272
Zyanide.....	272
Natriumsulfit.....	274
Zinksulfat.....	275
Natriumbichromat.....	276
b) Alkalien und alkalische Mittel.....	276
Kalk.....	276
Natronlauge und Soda.....	278
Schwefelnatrium.....	279
Wasserglas.....	279
c) Kolloide.....	280
Stärke.....	280

5. Aktivierende Mittel	280	b) Verstärkende, modifizierende Mittel	287
Definition und Einteilung ...	280	Definition	287
a) Belebende Mittel	281	Sulfidierung	287
Kupfersulfat	281	6. Flotationsgifte	288
Schwefelsäure	285	7. Gegengifte	291
Schwefelnatrium	285		

D. Erzflotation

XIV. Einfache, kollektive Flotation	295		
1. Metalloide	295	3. Sulfidische Erze	305
a) Graphit	295	a) Platinerze	305
Beschreibung einiger Anlagen ..	297	b) Gold- und Silbererze	306
b) Schwefel	301	c) Kupfererze	314
2. Gediogene Metalle	302	Beschreibung einiger Anlagen ..	317
a) Platin	302	d) Bleierze	319
b) Gold	302	Beschreibung einiger Anlagen ..	320
c) Silber	302	e) Zinkerze	325
d) Kupfer	302	Beschreibung einiger Anlagen ..	326
		f) Molybdänerze	329
		g) Quecksilbererze	331
XV. Selektive Flotation	333		
1. Allgemeines	333	b) Kupfer-Bleitrennung	351
a) Definition und Wesen	333	c) Kupfer-Zinktrennung	354
b) Geschichtliche Entwicklung der selektiven Flotation	335	d) Kupfer-Nickeltrennung	359
c) Verfahren	337	3. Selektive Blei-Zinkflotation	360
d) Theorie der selektiven Flotationsvorgänge	340	Beschreibung einiger Anlagen ..	365
e) Wirtschaftlicher Einfluß der selektiven Flotation	341	4. Zinkblende-Pyrittrennung	373
Selektive Flotation sulfidischer Erze ..	342	5. Selektive Molybdänerzflotation ..	374
2. Selektive Flotation von Kupfererzen	343	a) Molybdänglanz-Pyrittrennung ..	374
a) Kupfer-Eisentrennung	343	b) Molybdän-Kupfertrennung	374
Beschreibung einiger selektiver Kupferanlagen	346	6. Selektive Flotation von Antimonerzen	375
		Antimon-Arsentrennung	375
		Lohnflotationsanlagen	375
XVI. Flotation oxydischer Erze und Mineralien	378		
1. Allgemeines	378	Xanthate und andere spezifische Sammler	387
2. Verfahren der Oxydflotation	380	3. Beispiele von betriebsmäßigen Oxydflotationsanlagen	388
a) Oxydflotation durch Sulfidierung	381	a) Oxydische Erze	388
Theorie	381	Bleierze	388
Praxis der Sulfidierung	382	Selektive Flotation oxydierter Bleizinkerze	395
b) Direkte, natürliche Oxydflotation	384	Kupfererze	397
Fettsäuren als Sammler	384		

Eisenerze	399	Flußspat	408
Zinnerze	402	Kryolith	409
Oxydische Gold- und Silber- erze	404	Bauxit	409
Manganerze	404	Schwerspat	410
b) Oxydische Mineralien	406	Silikate	411
Apatit	406	Kaolin	411
		Gangarten.....	412
XVII. Wasserwirtschaft	413		
XVIII. Stapelung und Transport von Flotationskonzentraten	419		
XIX. Allgemeine Gesichtspunkte der Betriebsführung und Betriebsüber- wachung	420		
XX. Durchführung von Flotationsversuchen	433		
1. Versuchsgut	433	3. Versuchsapparate	454
2. Durchführung der Versuche	437		
XXI. Über die Wirtschaftlichkeit von Schwimmaufbereitungsanlagen.....	456		
1. Errichtung von Neuanlagen und Anlagekosten.....	456	2. Betriebskosten	459
		3. Lizenzen für Benutzung der Flo- tationsverfahren.....	462
XXII. Handel mit Flotationskonzentraten	470		
Zinkkonzentrate	471		
Bleikonzentrate	472		
Kupferkonzentrate	472		
Schwefelkieskonzentrate	473		
Edelmetallkonzentrate	473		
XXIII. Einfluß der Flotation auf die Verhüttungspraxis	473		
XXIV. Liste von europäischen Erzflotationsanlagen	478		

E. Kohlenflotation

XXV. Anwendung der Schwimmverfahren auf Kohlen	485		
1. Unterschiede zwischen Erz- und Kohlenflotation	485	8. Entwässerung der Kohlenflota- tionskonzentrate	506
2. Zusammensetzung der Kohle....	487	9. Trocknung der Kohlenflotations- konzentrate	510
3. Aschenbildner der Kohle	492	10. Ergebnisse der Kohlenflotation....	511
4. Aufgaben der Kohlenwäsche	494	11. Selektive Kohlenflotation	513
5. Geschichtliches	496	12. Beschreibung einiger Kohlenflo- tationsanlagen	515
6. Die Stellung der Kohlenflotation im Rahmen der Kohlenwäsche ..	497	13. Betriebskontrolle in Kohlenflo- tationsanlagen	521
7. Praxis der Kohlenflotation	502		

F. Verschiedenes

XXVI. Liste der deutschen Reichpatente auf dem Gebiete der Schaum- schwimmverfahren	522		
Gebrauchsmuster	528		

XXVII. Liste der wichtigeren flotierbaren Mineralien	529
XXVIII. Zusammenstellung der häufigsten Erze und Gangarten unter Berücksichtigung der angloamerikanischen Nomenklatur.....	530
Die englisch-deutschen Bezeichnungen für die verschiedenen Kohlen- und Kohlenaufbereitungsprodukte	535
XXIX. Übersetzung einiger wichtiger englischer Aufbereitungsbezeichnungen und im Fachschrifttum vielfach wiederkehrender Ausdrücke	535
XXX. Umrechnungstabelle	542
XXXI. Zusammenstellung der wichtigeren neueren Veröffentlichungen über Flotation.....	544
Autorenverzeichnis	568
Sachverzeichnis	575

PATENTCHRIFT

1877.

— № 42 —

Klasse 22.

GEBRÜDER BESSEL IN DRESDEN

Verfahren zur Reinigung von Graphit.

Patentirt im Deutschen Reiche vom 2. Juli 1877 ab.

Der rohe unreine Graphit wird mit einer geringen Menge (1 bis 10 pCt.) einer organischen Substanz vermischt, welche, wenn flüssig, mit Wasser nicht, oder doch nur wenig mischbar ist, wenn fest, von Wasser nicht aufgelöst bezw. nicht benetzt wird.

Diese Substanzen, soweit sie praktisch zur Anwendung kommen können, sind nun folgende:

1. Alle fetten Oele und starren Fette des Thier- und Pflanzenreiches und die daraus gewinnbaren fetten Säuren.
2. Alle ätherischen Oele,
3. Alle Harze des Pflanzen- und Mineralreiches, deren Auflösungen und die aus denselben durch trockene Destillation gewinnbaren Oele.
4. Die Kautschukkörper, deren Auflösungen und daraus durch trockene Destillation gewinnbaren Oele.
5. Die sogenannten Balsame des Handels.
6. Rohes und raffiniertes Petroleum, die Nebenproducte der Raffination, sowohl die flüchtigeren, wie Ligroin, Petroleumspiritus und Petroleumäther, wie auch die weniger flüchtigen, das sogenannte Vulkanöl und Maschinenöl.
7. Theer von Braunkohle, Steinkohle, Holz und Torf, ebenso die öligen Producte der Destillation dieses Theeres, wie auch der bei der Destillation verbleibenden Rückstände.
8. Pech des Handels.
9. Paraffin.
10. Benzin.
11. Kartoffel-Fuselöl.
12. Bienen- und Pflanzenwachs, auch aus demselben durch trockene Destillation gewinnbaren Oele.
13. Steinöl und Bergtheer.
14. Ozokerit.
15. Walrath.
16. Durch trockene Destillation, ebenso wie durch Auskochen von Knochen gewinnbare Knochenöle.
17. Käsearten des Handels.
18. Endlich Mischungen und Auflösungen der vorstehend aufgeführten Körper untereinander.

Die Mischung des Graphits mit dem gewählten Körper wird möglichst innig gemacht, damit alle Theile des Ersteren mit diesem in Berührung kommen. Darauf wird diese Mischung in Wasser eingetragen und letzteres bis zum lebhaften Kochen erhitzt. Bei diesem Kochen sieht man die Blättchen des Graphits in der Flüssigkeit in die Höhe steigen, während die erdigen Substanzen am Boden zurückbleiben. Man schöpft den oben schwimmenden Graphit ab und trocknet ihn. Wenn man ohne vorherige Mischung mit einem der angeführten Stoffe den Graphit einfach mit Wasser kocht, so findet eine solche Trennung nicht statt, ebenso wenig erreicht man dieselbe durch Schlämmen.

Die Operation gelingt vorzugsweise mit den schuppigen Varietäten des Graphits.

A. Einleitung und Allgemeines

I. Aufbereitung

Die nutzbaren Mineralien, im weitesten Sinn des Wortes, finden sich in ihren natürlichen Lagerstätten nur ausnahmsweise in so reiner Form vor, daß sie nach ihrer bergmännischen Gewinnung ohne weitere Vorbereitung für die Metallgewinnung oder sonstige Zwecke verwendet werden können. Selbst in einem mit reichen Erzen so gesegneten Lande wie den Ver. Staaten werden von allen geförderten Erzen nur wenige Prozente unmittelbar verhüttet¹⁾, nämlich etwa 6% aller Kupfererze, 3% aller Bleierze, 10,8% aller Gold- und Silbererze und 0,1% aller Bleizinkerze. Alle übrigen bedürfen, bevor sie ihrem eigentlichen Verwendungszweck zugeführt werden können, einer Vorbereitung. Das Rohhaufwerk muß also in der überwiegenden Mehrzahl der Fälle einem Anreicherungsverfahren unterworfen werden, dessen Zweck die möglichst vollkommene Abtrennung der nutzbaren Bestandteile des Erzes von den nicht nutzbaren, der Gangart, ist. Diese Notwendigkeit besteht überall dort, wo die hüttenmännische oder chemische Weiterverarbeitung der Erze an einem Ort stattfindet, der von ihrer Lagerstätte weit entfernt ist, also ein Transport der nur als Ballast auftretenden Gangart unnötige und bedeutende Kosten verursachen würde. Aber dies ist nicht der einzige Grund. Vielfach besteht die Notwendigkeit einer Anreicherung wegen der Schwierigkeit, hüttenmännische oder sonstige chemische Verfahren ohne einen gewissen Mindestmetallgehalt der Erze durchzuführen; rein hüttenmännische oder allgemein wirtschaftliche Gründe verlangen demnach für die rationelle Verarbeitung die Ausschaltung unerwünschter Begleitmineralien. Wie weit die Anreicherung in jedem einzelnen Fall getrieben werden muß, wird nicht nur von ausschließlich technischen Erfordernissen bestimmt, sondern gleichermaßen von wirtschaftlichen Erwägungen z. B. vom jeweiligen Metallpreis²⁾ beeinflusst. Die Vorbereitung der Erze für den Verhüttungsprozeß beschränkt sich jedoch nicht nur auf ihre Trennung von der Gangart; ebenso wichtig ist auch die Scheidung zweier oder mehrerer Erze mit verschiedener Metallgrundlage voneinander.

¹⁾ Bur. Min. Bull., Minerals Resources of the United States. 1927, I. Teil.

²⁾ J. L. Wright, Min. Congr. J. 16, 934 (1930).

Alle jene Vorgänge, welche die Trennung der nutzbaren Mineralien von den nicht nutzbaren Bestandteilen oder der nutzbaren Mineralien voneinander bezwecken, die also, allgemein gesprochen, eine Anreicherung der nutzbaren Mineralien anstreben mit dem Ziel, absatzfähige Erzeugnisse zu erhalten, werden unter dem Begriff Aufbereitungsverfahren zusammengefaßt. Die Verfahren zur Durchführung der Aufbereitung gehören zu den ältesten technischen Prozessen, die sich im Laufe etwa zweier Jahrtausende von der einfachen Handscheidung und Sicherwäsche bis zu den verfeinerten neuzeitlichen Schwimmaufbereitungsverfahren entwickelt haben.

Grundbedingung für jedes Aufbereitungsverfahren ist die Zerkleinerung des bergmännisch gewonnenen Rohaufwerkes bis zur möglichst vollständigen Freilegung der zu gewinnenden nutzbaren Mineralbestandteile von dem mit ihnen verwachsenen Tauben. Aufbereitungstechnisch nennt man diese Lösung der Erze von der Gangart „Aufschließen“. Schon hieraus ergibt sich, wie wichtig der Grad der Verwachsung für die Beurteilung eines Erzvorkommens, für die vorbereitenden Arbeiten zur Bestimmung des Aufbereitungsganges und für den Erfolg einer Aufbereitung selbst ist. Jede weitere Verarbeitung hängt hauptsächlich von dem Grad der Verwachsung, also der durch sie bedingten Korngröße des Aufbereitungsgutes ab. Sie wird sich auch nach der Natur des Erzes, den hüttenmännischen Erfordernissen und der Wirtschaftlichkeit zu richten haben. Alle diese Umstände bestimmen den Stammbaum der Aufbereitung, also den gesamten Verarbeitungsgang.

Die neuzeitliche Erzaufbereitung benutzt die physikalischen und chemischen Unterschiede der verschiedenen Mineralien zu ihrer Trennung, in erster Linie Unterschiede ihrer spezifischen Gewichte, ihrer magnetischen und Oberflächeneigenschaften. Je nachdem die Aufbereitung der Erze im trockenen oder nassen Zustand erfolgt, spricht man von Trocken- oder Naßaufbereitung. Letztere wird vorwiegend ausgeführt. Die Verfahren, deren Grundlage auf dem Unterschiede der spezifischen Gewichte beruht, bezeichnet man als mechanische und wenn sie, was meist der Fall ist, naß durchgeführt werden, als naßmechanische Aufbereitungsverfahren; sie werden unter dem Begriff Schwerkrafts- oder Gravitationsverfahren zusammengefaßt. Jene Verfahren, welche die magnetischen Eigenschaften der Mineralien ausnutzen, heißen magnetische Aufbereitungsverfahren, und jene, welche die Oberflächeneigenschaften für ihre Zwecke benutzen, Flotations- oder Schwimmverfahren.

Es würde den Rahmen dieser Darstellung überschreiten, auf Einzelheiten der naßmechanischen und magnetischen Aufbereitungsverfahren näher einzugehen. Da aber in vielen Fällen die Flotation als Ergänzung naßmechanischer Verfahren verwendet wird, sollen sie in großen Umrissen gestreift werden und ihre hauptsächlichsten Methoden Erwähnung finden.

Bei der Aufbereitung von Erzen¹⁾ nach naßmechanischen Verfahren findet häufig am Beginn ein Scheiden und Klauben von Hand statt, mit dem hauptsächlichlichen Zweck, aus dem groben Aufbereitungsgut absatzfähige Endprodukte und reine Berge oder auch störende Bestandteile abzusondern. Es folgt als weitere Vorbereitung der eigentlichen naßmechanischen, maschinellen Sortierung, d. h. der Trennung des Haltigen vom Tauben, das Klassieren in Trommeln nach Korngrößen und nach der Gleichfälligkeit in Gleichfälligkeitsapparaten, wie Spitzlutton für gröberes und Spitzkästen für feineres Korn. Nunmehr gelangt das Gut auf Setzmaschinen und Herde. Setzmaschinen dienen zur Anreicherung von klassiertem Korn verschiedener Kornklassen. Grobsetzmaschinen verarbeiten gröberes Korn, Feinsetzmaschinen feineres bis herab zu etwa 0,25 mm. Sie nutzen für die mehr oder weniger eng hergestellten Kornklassen die hauptsächlich durch das spezifische Gewicht bedingten verschiedenen Fallgeschwindigkeiten im bewegten Wasser aus.

Die zweite Methode der naßmechanischen Aufbereitungsverfahren bedient sich der Herde, die im allgemeinen nur für Gut von unter 1 mm bzw. 0,5 mm in Betracht kommen. Auch hier erfolgt die Scheidung in erzhaltiges und erzarmes Gut.

Die kurz angedeuteten naßmechanischen Aufbereitungsverfahren erhalten eine wünschenswerte Ergänzung durch die magnetischen Aufbereitungsmethoden. Als Folge ihrer verschiedenen Permeabilität verhalten sich die Mineralien, in ein Magnetfeld gebracht, verschieden. Magnetit z. B. wird schon in einem schwachen Magnetfeld stark angezogen, während Quarz und Silikate selbst von stärksten Magneten nicht beeinflusst werden. Zwischen diesen beiden Grenzfällen liegen alle denkbaren Zwischenstufen; ihre magnetischen Eigenschaften können mit Hilfe neuzeitlicher Magnetscheider für gröberes und feines Gut weitgehend für Aufbereitungszwecke ausgenutzt werden.

Neben den genannten Verfahren erfolgt die Aufbereitung gewisser Mineralien gelegentlich im trockenen Zustand durch Sichtung im Luftstrom (Windsichtung) oder Siebung; Graphit, Molybdänglanz und Talk sind Beispiele, bei denen diese Art der Verarbeitung angewendet werden kann.

In großem Maßstabe, besonders bei edelmetallführenden und bei einigen oxydischen Erzen werden chemische Aufbereitungsmethoden verwendet. Die wichtigsten dieser Verfahren bei der Edelmetallgewinnung sind die Amalgamation und Zyanlaugung; erstere beruht auf der Eigenschaft der Edelmetalle, sich mit Quecksilber zu amalgamieren, letztere auf der Löslichkeit der Edelmetalle in Zyaniden. Bedeutung besitzen ferner die

¹⁾ H. Schennen und F. Jüngst, Lehrbuch der Erz- und Steinkohlenaufbereitung, 2. Aufl. Stuttgart 1930; E. Treptow, Grundzüge der Bergbaukunde, VI. Wien 1925.

sogenannten Laugeverfahren, welche für die Aufbereitung einiger oxydischer Kupfererze Anwendung finden.

Alle genannten Verfahren haben weite Verbreitung gefunden, für jedes einzelne gibt es besonders geeignete Anwendungsgebiete, alle finden aber auch gewisse Begrenzungen, welche durch die physikalischen und chemischen Eigenschaften der Mineralien bedingt werden. So z. B. versagen die naßmechanischen Methoden, wenn das Aufbereitungsgut in zu feiner Verteilung vorliegt, oder die Unterschiede der spezifischen Gewichte für eine Trennung nicht mehr ausreichen. Für diese und ähnliche Fälle haben sich jene Verfahren als geeignet erwiesen, welche die Unterschiede der Oberflächeneigenschaften, besonders der Benetzbarkeit von Mineralien ausnutzen; es sind dies die Schwimmaufbereitungs- oder Flotationsverfahren, die wohl als der bedeutendste Fortschritt dieses Jahrhunderts auf dem Gebiete der Metallgewinnung anzuspochen¹⁾ sind.

II. Definition, Beschreibung, Abarten und Abgrenzung der Flotationsverfahren

Als Flotation²⁾ werden jene Aufbereitungsverfahren für Erz und Kohle bezeichnet, die auf der Fähigkeit gewisser fein zerkleinerter Mineralien besonders sulfidischer Erze beruhen, unter geeigneten Bedingungen aus einer wäßrigen Trübe unter dem Einfluß von Gasblasen, entgegen der Schwerkraft, an die Trübeoberfläche aufzuschwimmen. Diese Eigenschaft geht anderen Mineralien, und zwar hauptsächlich Gangmineralien, ab oder ist ihnen nur in weit weniger ausgeprägtem Maße eigen, so daß sie in der Trübe zurückbleiben. Die aufgeschwommenen Teilchen können von der Trübeoberfläche leicht entfernt werden, so daß auf diesem Wege eine Trennung der beiden sich verschieden verhaltenden Mineralgruppen möglich ist. Der günstige Umstand, daß gerade die nutzbaren Erze, meist die sulfidischen, die Fähigkeit besitzen bei richtiger Wahl der notwendigen Bedingungen an die Oberfläche zu schwimmen, während die wertlosen Begleitmineralien nicht oder nur schwer schwimmbar sind, befähigt die Flotation in vorbildlicher Weise zur Trennung des Haltigen vom Tauben.

Die verschiedenen Bedingungen, die für das Aufschwimmen von Erzen notwendig sind, sollen ausführlich in getrennten Abschnitten behandelt

¹⁾ Quarterly 7.

²⁾ Unter der Bezeichnung Flotation werden hier und im folgenden stets nur die Schaumschwimmverfahren verstanden; die Film- und die Ölflotation werden als überlebte Verfahren nur im geschichtlichen Überblick erwähnt, sonst aber nicht in den Kreis der Betrachtungen gezogen.

werden. Sie wechseln innerhalb weiter Grenzen je nach der Natur des Erzes, den Zielen der Aufbereitung usw. Bei allen Erzen ist aber eine Reihe im Wesen gleichartiger und grundlegender Vorbedingungen zu schaffen, damit die Flotation überhaupt durchführbar wird. Dazu gehören die Feinmahlung der Erze, das Herstellen einer wäßrigen Trübe in bestimmtem Mischungsverhältnis von Wasser und Feststoffen, das Versetzen der Trübe mit den Flotationsreagenzien und das Erzeugen feinverteilter Luftblasen in der Trübe. Das Fehlen auch nur einer dieser Grundbedingungen macht jede Flotation im Sinne der modernen Schaum-schwimmverfahren unmöglich.

Um sich ein Bild über den Flotationsvorgang zu machen, genügt es, folgende einfache Versuche anzustellen:

Wird eine wäßrige Erztrübe eines aus Bleiglanz und Quarz bestehenden Erzes in einem gläsernen Schüttelzylinder oder einer Flasche kräftig durchgeschüttelt und abgestellt, so bilden sich nach kurzer Zeit zwei deutlich voneinander getrennte Schichten (siehe Abb. 1, linker Zylinder), nämlich ein das gesamte zerkleinerte Erz enthaltender grauer Bodensatz und darüber klares Wasser. Wird das kräftige Schütteln der Trübe wiederholt, nachdem man sie mit einer Spur eines Gemisches von Steinkohlenteeröl und Fichtenöl versetzt hat, und sodann der Schüttelzylinder abgestellt, so zeigt sich nach kurzem Stehen ein vollkommen verändertes Bild (siehe Abb. 1, rechter Zylinder). Nunmehr sind drei deutlich voneinander getrennte Schichten erkennbar; an der Oberfläche schwimmt ein dicker, schwarzer Erzschaum, der den größten Teil des Bleiglanzes trägt, darunter steht eine klare Wasserschicht, und am Boden befindet sich ein vom Bleiglanz fast freier, nur den Quarz enthaltender weißer Bodensatz. Es ist nicht schwer, den an der Oberfläche der Trübe schwimmenden Schaum, der den wertvollen Bleiglanz enthält, abzuschöpfen, so daß er von dem am Boden liegenden wertlosen Quarz getrennt wird.

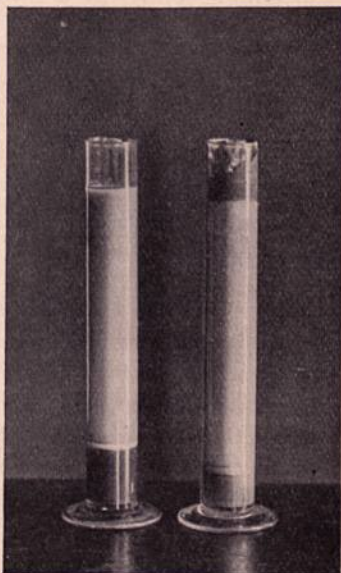


Abb. 1. Grundversuch der Flotation

An diesem grundlegenden und einfachen Versuch zeigt sich das ganze Wesen des Flotationsvorganges, der demnach etwa folgendermaßen verläuft: versetzt man eine Erztrübe mit einer kleinen Menge eines Flotationsmittels und erzeugt auf eine geeignete Weise in dieser Trübe feinverteilte Luftbläschen, so spielen sich drei Hauptvorgänge ab:

1. das Flotationsmittel umhüllt die Erzteilchen mit einem dünnen Häutchen, läßt aber die Gangteilchen unbeeinflusst;
2. die Luftblasen werden in ähnlicher Art mit einem Häutchen überzogen;

3. die umhüllten Luftblasen verbinden sich mit den umhüllten Erzteilchen und verleihen ihnen den zum Aufsteigen nötigen Auftrieb, während die Gangart in der Trübe zurückbleibt.

Durch das im gewöhnlichen Sprachgebrauch als „Ölen“ bezeichnete Umhüllen der Erzteilchen werden deren Benetzungseigenschaften so geändert — sie werden nämlich wasserabstoßend — daß sie die Fähigkeit erhalten, sich an die ebenfalls geölten Gasblasen zu heften. Die Gangteilchen hingegen, die nicht umhüllt werden, behalten ihre natürliche Wasserbenetzbarkeit und sind daher nicht imstande, sich mit den Gasblasen zu verbinden, bleiben also in der Trübe. Wichtig ist es, daß den geölten Erzteilchen genügend Gelegenheit geboten wird, mit den geölten Luftblasen zusammenzutreffen und sich mit ihnen zu verbinden, da nur auf diese Weise der Großteil der in der Trübe befindlichen Erzteile an die Oberfläche getragen werden kann, so daß praktisch erzfreie Abgänge zurückbleiben. Daß ein solches Zusammenreffen von Erzteilchen und Gasblasen in genügendem Maße stattfindet, ist eine der Hauptanforderungen, die an einen guten Flotationsapparat gestellt werden müssen.

Die Flotation kann wie jede Aufbereitung zwei in ihrem Wesen wohl ähnliche, in ihrer technischen Wirkung aber recht verschiedene Ziele verfolgen. Einmal kann angestrebt werden, lediglich die möglichst vollständige Abtrennung der nutzbaren Erzbestandteile von der Gangart zu erreichen, das andere Mal ist der Zweck nicht nur die Entfernung der verunreinigenden Gangart, sondern auch eine Scheidung der Erze mit verschiedener Metallgrundlage voneinander. Diese Trennung konnte vor der Einführung der Flotationsverfahren mit den bekannten naßmechanischen oder sonstigen Verfahren häufig nur sehr mangelhaft durchgeführt werden, besonders in Fällen, in denen die zu trennenden Erze ähnliche spezifische Gewichte bzw. ähnliche magnetische Eigenschaften haben oder in sehr feiner Verwachsung vorliegen. Auf die Schwimmaufbereitung übertragen, bedeutet der erste Fall das gleichzeitige oder zusammen stattfindende Aufschwimmen aller in einer Erztrübe vorhandenen flotierbaren Erzbestandteile, also nur die Trennung des Erzes von der Gangart. Diese Art der Flotation nennt man einfache oder kollektive Flotation. Das Endergebnis ist ein einziges Konzentrat, das, wenn gemischte Erze vorliegen, ein Mischkonzentrat vorstellt, also Erze mit verschiedener Metallgrundlage enthält.

Der zweite Fall stellt eine wahlweise Schwimmbarmachung der einzelnen, voneinander verschiedenen Erzbestandteile vor, also ein nicht gleichzeitiges, sondern nacheinander erfolgendes Aufschwimmen. Diese Art der Flotation heißt wahlweise oder selektive Flotation. In ihr liegt gegenwärtig die Hauptbedeutung der Flotationsverfahren. Ihr Endergebnis sind zwei oder

mehrere Konzentrate mit je einer untereinander verschiedenen Metallgrundlage. Die selektive Flotation wird durch die natürlich differenzierten und künstlich differenzierbaren Oberflächeneigenschaften der verschiedenen Erze ermöglicht. Wenn auch grundsätzlich von der kollektiven Flotation nicht unterschieden, soll die selektive Flotation wegen der verwickelteren Vorgänge und besonderen Verfahren getrennt behandelt werden. Ob ein gemischtes Erz durch einfache oder selektive Flotation aufbereitet werden soll, hängt jeweils von den besonderen Erfordernissen ab¹⁾. Die Entscheidung wird von der nachfolgenden Hüttenbehandlung, den örtlichen Verhältnissen und anderen Umständen bestimmt werden, doch begünstigt die heutige grundsätzliche Einstellung in der Mehrzahl der Fälle eine möglichst weitgehende Scheidung der Erzbestandteile, da die Vorteile einer solchen bei der Verhüttung der Konzentrate zu augenfällig sind.

Obwohl man sich der Flotation sehr allgemein bedienen kann, bestehen doch gegenwärtig noch Grenzen für ihre Anwendbarkeit, die hauptsächlich durch die natürlichen Oberflächeneigenschaften der Mineralien gegeben erscheinen. Zu Beginn der Entwicklung der Flotation war man der Meinung, daß sich nur die sulfidischen Erze für die Schwimmaufbereitung eigneten. Diese Ansicht hat in ihrer Verallgemeinerung aufgegeben werden müssen, wenn auch nach wie vor die sulfidischen Erze als typische Vertreter der schwimmfähigen Erze zu gelten haben. Jedenfalls sind sie und die ihnen verwandten Arsenide, Antimonide, Telluride, Selenide u. a. m. sowie die gediegenen Metalle, ferner Graphit, Schwefel und Kohle unter den einfachsten Bedingungen und mit den besten Ergebnissen flotierbar. Es sind infolgedessen auch diejenigen Erze, die gegenwärtig in weitaus größtem Maßstab durch Flotation aufbereitet werden.

Mit zunehmender Kenntnis der mit der Flotation zusammenhängenden Erscheinungen und gestützt auf umfangreiche wissenschaftliche Untersuchungen, besonders aber durch erweiterte Erfahrungen auf dem Gebiet der Flotationsreagenzien, gelang es, auch verschiedene oxydische Erze und Mineralien zu flotieren. Diese bereiten bei ihrer Verarbeitung jedoch noch größere Schwierigkeiten und werden noch keinesfalls so allgemein flotiert wie die Sulfide. Nach dem heutigen Stand der Erkenntnis kann man sagen, daß eigentlich alle Mineralien flotierbar sind; die Schwierigkeit besteht nicht darin, sie zum Schwimmen zu bringen, sondern sie durch Schwimmen zu trennen. In dem Grade der Schwimmfähigkeit bestehen bei den Mineralien weitgehende Unterschiede, die eine ganze Stufenleiter von geringster bis größter Schwimmfähigkeit umfassen. Von diesem Grad hängt es ab, ob sich ein Erz auch betriebsmäßig für die Flotation eignet oder nicht. Es bedarf

¹⁾ J. L. Wright a. a. O.

heute, um etwa Kalkspat zu flotieren, noch ganz anderer und teilweise kostspieligerer Hilfsmittel als z. B. bei Bleiglanz; flotierbar sind aber beide. In der Praxis handelt es sich jedoch nicht um die Möglichkeit allein, sondern darum, ob diese Möglichkeit auch mit der erforderlichen Wirtschaftlichkeit verbunden ist, und hier liegen jedenfalls die Dinge so, daß heute noch bei einer Anzahl nichtsulfidischer, gut schwimmbarer Erze die Wirtschaftlichkeit unter Umständen nicht gegeben erscheint, selbst wenn die Ergebnisse bezüglich der Anreicherung und des Ausbringens günstig sind. Ein Hauptgrund hierfür liegt häufig in der Höhe der Flotationskosten, die durch die Preise der für diese Zwecke benötigten Reagenzien bedingt sind. Aufgabe der chemischen Industrie wird es sein müssen, hier Abhilfe zu schaffen.

Eine Übersicht der wichtigsten flotierbaren Mineralien gibt die als Anhang abgedruckte Liste S. 541.

Wie schon angedeutet, bestehen in der Schwimmfähigkeit der verschiedenen Mineralien recht beträchtliche Unterschiede. Es hat nicht an Bemühungen gefehlt, einen zahlenmäßigen Ausdruck¹⁾ für das Maß der Schwimmfähigkeit von Mineralien zu finden. Obwohl diese Versuche nicht auf streng wissenschaftlicher Grundlage aufgebaut sind, haben sie immerhin gewisse zahlenmäßige Vergleichswerte geliefert, die ein wenigstens annähernd richtiges Bild über die Flotationsfähigkeit der wichtigsten Mineralien geben. Die nachfolgende Tabelle²⁾ gibt die relative Schwimmfähigkeit, gewissermaßen den Flotationsindex, die Flotationskennziffer, einiger Mineralien wieder:

	Relative Schwimmfähigkeit		Relative Schwimmfähigkeit
Kalkstein	2,4	Kupferkies	66
Quarzit	5,3	Covellin	70
Quarz	10,7	Buntkupferkies	85
Sericit (Glimmer)	12,7	Zinkblende	87—62
Kalkspat	18,5	Bleiglanz	92
Kaolin	60,7	Kupferglanz	93
Schwefelkies	32		

Diese Zahlenangaben stimmen gut mit den praktischen Erfahrungen überein. Jedem Flotationstechniker ist es bekannt, daß Bleiglanz leichter schwimmt als Zinkblende, und diese meist leichter als Schwefelkies. Daß die als Gangart die Erze begleitenden Mineralien wie Kalkstein, Quarz usw. einen sehr niedrigen Flotationsindex besitzen, steht ebenfalls in Übereinstimmung mit der Praxis.

¹⁾ Th. F. Mitchell, Bull. Univ. Utah, Nr. 17, 25 (1927).

²⁾ Th. F. Mitchell, a. a. O. 27; J. F. Gates und L. K. Jacobsen, ebenda, Nr. 16; E. L. Tucker und R. E. Head, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 371 (1926).

Eine große Anzahl von Versuchen hat ergeben¹⁾, daß die Reihenfolge der relativen Schwimmbarkeit von Sulfiden der Schürmannschen Reihe weitgehend entspricht.

Die Schürmannsche Reihe²⁾ gibt den Grad der Affinität von Schwermetallen gegen Schwefel wieder, und zwar so, daß die ersten Glieder die höchste, die letzten Glieder die geringste Verwandtschaft zu Schwefel besitzen. Sie verläuft über Hg zu Mn in folgender Weise:

Hg, Ag, Cu, Bi, Cd, Pb, Zn, Ni, Co, Fe, Mn.

Diese Reihe spielt bei der sekundären Anreicherung von Erzlagerstätten eine gewisse Rolle, und zwar in dem Sinne, daß die Metalle aus Metallösungen durch Sulfide der in der Reihe nachfolgenden Metalle in Form von Sulfiden niedergeschlagen werden. Auch die Oxydierbarkeit und die Angreifbarkeit durch Flotationsreagenzien verläuft entsprechend der aufgestellten Reihe. Dagegen verhält sich die Wasserlöslichkeit der Sulfide gerade in entgegengesetztem Sinne³⁾.

III. Geschichte der Flotation

Die Tatsache, daß Körper, die schwerer als Wasser sind, unter gewissen Umständen auf der Wasseroberfläche schwimmen können, ist schon frühzeitig beobachtet worden; es sei nur an das Schwimmen einer eingefetteten Nadel auf Wasser erinnert. Auch bei Erzen wurde diese Erscheinung bereits vor langem festgestellt und mit Recht für gewisse Aufbereitungsverluste bei der Naßaufbereitung von Erzen verantwortlich gemacht, ohne daß jedoch jemals früher daran gedacht wurde, auf dieser Erscheinung ein Aufbereitungsverfahren aufzubauen.

Zwischen der Erkenntnis der natürlichen Schwimmfähigkeit gewisser Erze und dem heutigen Stand der auf ihr beruhenden Flotationsverfahren liegt eine weite Spanne Zeit; es mußten viele Stufen durchschritten werden, bevor sie sich zu einem der wichtigsten Aufbereitungsverfahren der Gegenwart entwickeln konnten. Wenn auch im folgenden nur einige der bedeutendsten Entwicklungsstufen der Flotationsverfahren hervorgehoben werden sollen, so darf doch nicht jene rastlose Kleinarbeit der Techniker und Forscher vergessen werden, ohne welche die erzielten glänzenden Fortschritte niemals denkbar gewesen wären.

¹⁾ Quarterly 14.

²⁾ E. Schürmann, Ann. d. Chem. 249, 326 (1883).

³⁾ R. C. Wells, Econ. Geology 5, 14 (1910).

Ihren Ausgang haben die Flotationsverfahren, wenigstens soweit ihre industrielle Entwicklung in Betracht kommt, in Australien¹⁾ und Amerika genommen. Der erste nachweisliche Hinweis im Schrifttum betrifft eine im Jahre 1860 von dem Engländer W. Haynes gemachte Beobachtung²⁾, daß ölige und bituminöse Stoffe eine besondere Verwandtschaft zu sulfidischen Erzen besitzen. Er hat auf dieser Entdeckung ein Aufbereitungsverfahren begründet, dem jedoch keine praktischen Erfolge beschieden waren.

Wie häufig in der Geschichte technischer Wissenschaften zu beobachten, stammt auch die grundlegende Erfindung des eigentlichen Schaumschwimmverfahrens aus Deutschland, wurde patentiert — und vergessen:

1877 haben die Gebrüder Bessel in Dresden das DRP. 42³⁾ zur Aufbereitung von Graphit erhalten, das im wesentlichen die Grundlagen der modernen Schaumschwimmverfahren enthält. Es beschreibt nämlich die Verwendung geringer Ölmengen und Erzeugung von Luftblasen durch Aufkochen der Trübe. Noch klarer kommt der Erfindungsgedanke im DRP. 39369 (1886) der Gebrüder Bessel zum Ausdruck. Dieses Patent beschreibt die Reinigung des gemahlene Graphits von erdigen Bestandteilen durch Herstellen einer innigen Mischung des Graphits mit organischen, wasserunlöslichen Stoffen, besonders Kohlenwasserstoffen, Anrühren dieses Gemisches mit einer größeren Menge warmen Wasser und Hebung der Graphitblättchen an die Oberfläche der Trübe mit Hilfe eines in dieser hervorgerufenen Gasstromes, der durch Zersetzen von Karbonaten oder Metallen mittels Säuren erzeugt wird. Diese beiden Pionierpatente sind in der Folgezeit in Vergessenheit geraten.

1885 wurde auf den Namen der amerikanischen Lehrerin Carrie J. Everson ein grundlegendes Flotationspatent⁴⁾ erteilt. Es beschreibt die Eigenschaft feingemahlener sulfidischer Erze, in Gegenwart von angesäuertem Wasser Öle tierischer, mineralischer und pflanzlicher Herkunft zu adsorbieren und in diesem geölten Zustand bei genügender Bewegung an die Oberfläche des Wassers zu steigen, während die Gangart mangels einer Affinität zu den Ölen im Wasser zurückbleibt. Erfunden wurde dieses Verfahren, wie ein eigenes Komitee einwandfrei festgestellt hat, nicht von Carrie Everson, sondern von deren Mann, Dr. Everson, so daß die Überlieferung, Frau Everson hätte beim Waschen ölbeschmutzter Säcke, in denen Kupfererze transportiert worden waren, die Entdeckung der Flotationserscheinungen gemacht, nicht den Tatsachen entspricht⁵⁾. Dr. Everson hat

¹⁾ Vgl. Can. Min. J. 48, 617 (1928).

²⁾ Brit. Pat. 488 (1860).

³⁾ Ein Faksimile dieses Pionierpatents findet sich auf S. XV abgedruckt.

⁴⁾ A. P. 348157 (1885).

⁵⁾ Th. J. Hoover, Concentrating Ores by Flotation. 3. Aufl., London 1926, 255; vgl. auch Eng. Min. World 1, 133 (1930).

auch als erster die begünstigende Wirkung eines Säurezusatzes zur Trübe erkannt. Sein Verfahren fand industrielle Anwendung zur Aufbereitung von Kupfererzen und erfuhr durch Ch. B. Hebron 1892 dadurch eine Verbesserung, daß in die Trübe Luft eingeblasen wurde, was Anlaß zur Bildung eines Erzschaums an der Oberfläche gab¹⁾. Trotz der Wichtigkeit, welche die Erfindung Eversons besaß, fand sie nicht genügend Beachtung, da zu jener Zeit in Amerika mit seinen großen Vorräten an reichen Erzen der Ansporn fehlte, Erze zu verarbeiten, die erst mittels eines verhältnismäßig umständlichen Aufbereitungsvorganges verkaufsfähig gemacht werden mußten. Wenn daher Eversons Flotationsverfahren zu jener Zeit keinen Erfolg hatte, so sind dafür die damaligen Verhältnisse des amerikanischen Bergbaues verantwortlich zu machen, nicht aber vielleicht die technische Unzulänglichkeit seines Verfahrens.

Aufbauend auf diesem ersten technisch brauchbaren Verfahren entwickelte sich in den folgenden Jahren eine Reihe von Schwimmverfahren, welche alle die selektive Adsorptionsfähigkeit der Sulfide für Öle und die durch die Verbindung von spezifisch schwereren Erzen mit Stoffen geringerer Dichte als Wasser gewonnene Auftriebsmöglichkeit benutzten. Diese Verfahren werden als Ölflotation bezeichnet.

1894 empfahlen G. Robson und S. Crowder²⁾ die Verwendung größerer Mengen Öl, etwa 25–30% der Erzmenge, die sie auf dicke Trüben einwirken ließen, wobei das Öl die Sulfide sammelte und mit ihnen beladen in die Höhe stieg und abfloß. Der Verbreitung dieses Verfahrens stand der große Ölverbrauch entgegen. Es wurde erst technisch anwendbar, als Frank Elmore³⁾ (1898), in viel dünnerer Trübe arbeitend, unter Vermeidung von Emulsionsbildung die Vermischung der Erze mit dem Öl vornahm. Dem mit Sulfiden beladenen Öl wurde in Spitzkästen Gelegenheit zum Aufsteigen gegeben, während die Gangart zu Boden sank und dadurch von dem Erzölgemisch getrennt wurde. Dieser unter dem Namen Elmore-Extraktionsverfahren bekannte Prozeß hat jahrelang große Anwendung gefunden.⁴⁾

Bisher war als Auftriebsmittel für die Sulfide immer Öl benutzt worden. Der nächste Schritt in der Weiterentwicklung der Flotationsverfahren bestand darin, daß man dazu überging, Gasblasen als Auftriebsmittel zu verwenden, da Gas als spezifisch leichter Stoff wirksamer sein mußte als Öle. Von dieser Überlegung ließen sich unabhängig voneinander die Australier

¹⁾ A. P. 474829 (1892).

²⁾ DRP. 82722 (1894); Brit. P. 427 (1894); A. P. 575669 (1897).

³⁾ Brit. P. 21948 (1898); DRP. 123519, 133098 (1900); A. P. 653340; 676679 (1899).

⁴⁾ C. Blömecke, Öst. Zeitschr. Berg- u. Hütt. 23, 307 (1901); 24, 49 (1902); Eng. Min. Journ. 71, 691 (1901); 74, 371 (1902).

C. V. Potter¹⁾ und G. D. Delprat²⁾ leiten. Sie arbeiteten 1902, nachdem sie sich über ein gemeinsames Vorgehen geeinigt hatten, ein Verfahren aus, mit dem ganz ohne Verwendung von Öl, allein unter Ausnutzung der Adhäsionsfähigkeit von Gasblasen an Sulfide das Aufschwimmen von Sulfiden erfolgreich durchgeführt werden konnte. Angeregt wurden diese Arbeiten durch das Problem, das die außerordentlich großen Blei- und Zinkerzhalden in Broken Hill (Australien) boten, die sich nach keinem bekannten Verfahren aufbereiten ließen. Die Lösung dieser Aufgabe war für das Weiterbestehen der genannten Gruben eine Lebensfrage geworden. C. V. Potter und G. D. Delprat stellten fest, daß beim Eintragen der feinen Erzschlämme in warmes, angesäuertes Wasser, unter dem Einfluß der aus der karbonatischen Gangart stammenden Kohlensäure bzw. des aus den Sulfiden entwickelten Schwefelwasserstoffs, die Erzpartikelchen sich mit Gasbläschen beladen und an die Oberfläche des Scheidebades schwimmen, die Gangart aber im Bad zurückbleibt. Dieses Verfahren beruht demnach auf dem selektiven Adsorptionsvermögen der Sulfide für Gase und dem durch sie den Erzen erteilten Auftrieb. Der Potter-Delprat-Prozeß wurde in Broken Hill jahrelang in großem Maßstabe (über 1000 t je Tag) ausgeübt.

1902 machte der Italiener A. Froment die wichtige Beobachtung, daß Sulfide in wäßriger Aufschlammung mit nur wenig Öl behandelt Gasblasen an ihrer Oberfläche festhalten und mit ihnen an die Trübeoberfläche steigen. Erzeugt wurden die Gasblasen, und zwar Kohlensäure, durch Zersetzen von Karbonaten mittels Säuren. Er schuf damit in erweitertem Maße eine Wiederholung des im zweiten Besselschen Patent ausgesprochenen Gedankens, der nunmehr zur Grundlage der modernen Schwimmverfahren wurde. In Verkennung der Wichtigkeit seiner Erfindung oder mangels finanzieller Mittel nahm A. Froment nur in Italien und England ein Patent³⁾, das von der 1903 in London gegründeten Minerals Separation Ltd. erworben wurde.

Bei der geschichtlichen Schilderung des Entwicklungsganges der Flotationsverfahren kann man diese Gesellschaft nicht unerwähnt lassen. Sie wurde 1903 von einigen führenden Aufbereitungsfachleuten wie J. Ballot, J. H. Curle, W. W. Webster, S. Gregory, H. L. Sulman und H. F. K. Picard gegründet⁴⁾. Die technischen Fähigkeiten ihrer Führer und die finanzielle Stärke der Gesellschaft verschafften der Minerals Separation Ltd. jahrelang eine führende Stellung auf dem Flotationsgebiet, dessen Entwicklung bis zur heutigen Bedeutung sie wesentlich beeinflußt hat.

¹⁾ A. P. 776145 (1902); Brit. P. 1146 (1902).

²⁾ DRP. 155563, 156450 (1902), 169583 (1903); A. P. 735071, 768035 (1907).

³⁾ Brit. P. 12778 (1902).

⁴⁾ Th. J. Hoover, Concentrating Ores by Flotation, London 1926, 10.

Begründet wurde die Minerals Separation Ltd. zur Ausnutzung eines Patentbesitzes von A. F. Cattermole¹⁾, das unter Verwendung von 2% Seife und 4–6% Öl ein Zusammenballen der Sulfide zu Kügelchen erreichte, die sich wegen ihrer Schwere zu Boden setzten, während die Gangart durch einen aufsteigenden Wasserstrom fortgeführt wurde. 1905 wurde der Minerals Separation bzw. H. L. Sulman, F. K. Picard und J. Ballot²⁾ ein Verfahren patentiert, das eigentlich als erstes ausführbares Schaumschwimmverfahren zu bezeichnen ist. Sein wesentliches Merkmal ist die Verwendung von ganz geringen Mengen Öl, nämlich von weniger als 0,1% des Erzgewichtes. Das Einführen der Luft in die geölte Trübe erfolgt durch Einschlagen der Luft mittels mechanischer Rührwerke. Die hierbei in der Trübe erzeugten feinsten Luftbläschen heften sich an die geölte Sulfide, die an die Trübeoberfläche steigen, sobald sie z. B. in einem Spitzkasten der Rührbewegung entzogen werden. Dieses Verfahren, das als Agitations-Schaumschwimmverfahren bezeichnet wird, wurde eine Grundlage der modernen Flotationsverfahren und ist in dem sog. „Basis-Patent“³⁾ der Minerals Separation beschrieben. Dieses Patent gab in Amerika Anlaß zu einem der größten Patentprozesse. Die folgenden Jahre brachten die Ausbildung der für die Durchführung des Agitationsprozesses geeigneten Apparate, an der besonders Th. J. Hoover tätigen Anteil hatte. Dieser Entwicklungsabschnitt fand mit dem Bau des sog. Minerals Separation-Standardapparates einen gewissen Abschluß.

In diesen Jahren vollzog sich nach langwierigen und erbittert geführten Patentprozessen und beschleunigt durch das Erscheinen neuer, die Stellung der Minerals Separation Ltd. bedrohenden Verfahren ein Zusammenschluß der meisten auf dem Flotationsgebiet tätigen Gesellschaften mit der Minerals Separation Ltd., wodurch diese Gesellschaft praktisch in den Besitz aller wichtigen Verfahrens- und Apparatepatente gelangte und sich eine fast unangreifbare Stellung schuf.

Außerhalb des Rahmens der Minerals Separation Ltd. wurde 1904 von F. Elmore ein als Vakuumprozeß bezeichnetes Verfahren entwickelt.⁴⁾ Nach diesem Verfahren findet die Bildung der für die Flotation erforderlichen Gasblasen aus der in Wasser stets gelösten Luft durch Evakuieren statt; dabei werden sie in feinsten Form entbunden und heften sich an die geölte Sulfide, die sie als Erzschaum an die Oberfläche tragen. Dieses Verfahren hatte große Verbreitung⁵⁾ gefunden, bevor es den neuzeitlichen weichen mußte.

¹⁾ DRP. 161300, 164605 (1903); 163750 (1904); A. P. 763259 (1904); 763260; 777273 (1903).

²⁾ Brit. P. 7803 (1905); DRP. 166469 (1905); A. P. 835120 (1905).

³⁾ Brit. P. 7803 (1905). — ⁴⁾ Brit. P. 13578, 17816 (1904) u. a. m.

⁵⁾ F. Elmore, Glückauf 45, 846 (1909); A. S. Elmore, Eng. Min. Journ. 83, 908 (1907); 87, 1275 (1909).

Im selben Jahr entstand auch der Macquisten-Prozeß¹⁾, bei dem weder Öl noch Luft zur Anwendung kamen, sondern lediglich das Vermögen gewisser Sulfide, nicht von Wasser benetzt zu werden, ausgenutzt wurde. Er beruht auf der Erscheinung, daß fein zerkleinerte Sulfide, vorsichtig auf eine Wasseroberfläche gebracht, die Oberflächenspannung des Wassers nicht überwinden können, sondern auf ihr schwimmen, während die Gangartteilchen, denen diese Adhäsionseigenschaften fehlen, die Wasseroberfläche durchstoßen und untersinken.

Nach den bisher erwähnten Verfahren waren in Australien und Europa eine ganze Anzahl von Anlagen in Betrieb gekommen, Amerika jedoch hatte sich der Schwimmaufbereitung gegenüber recht zurückhaltend verhalten²⁾. In dieser Stellung trat nach dem Jahre 1912 eine grundlegende Änderung ein, die rasch und begünstigt durch den Weltkrieg zu der führenden Rolle Amerikas auf dem Gebiete der Schwimmaufbereitung führte.

Die Jahre vor 1914 brachten noch wichtige Neuerungen auf maschinelltem Gebiet, von denen die Ausbildung der pneumatischen Zelle durch J. M. Callow³⁾ die bedeutsamste ist. Von ihm stammt der Gedanke, Druckluft in die Flotationszelle einzuführen und durch poröse Stoffe in Gestalt feinsten Blasen zu zerteilen; er hat damit einen neuartigen Apparatetyp geschaffen, der von größter Bedeutung wurde.

Das steigende Interesse, das die Schwimmverfahren auch in Europa fanden, beweist die Entwicklung von Schwimmapparaten durch die Schweden G. S. Appelqvist und E. O. Tydén⁴⁾, welche die Schaumbildung durch Ausschleudern der Trübe auf Prallflächen bewirkten; ferner durch Humboldt⁵⁾ sowie G. Gröndal⁶⁾ u. a. m. Der Weltkrieg verzögerte vielfach die weitere Ausbildung der Flotationsverfahren, die nach seiner Beendigung überall in verstärktem Maße einsetzte.

Hatten sich bisher die Fortschritte auf dem Flotationsgebiet vorzugsweise in apparativer Richtung bewegt, so wurden in den folgenden Jahren besonders der Verfahrenseite erhöhte Aufmerksamkeit zugewendet. Schon lange und immer stärker machte sich das Bedürfnis geltend, an Stelle des gemeinsamen Aufschwimmens aller Sulfide aus Erzen mit mehreren Erzbestandteilen die Flotation so zu gestalten, daß eine Trennung der Sulfide mit verschiedener Metallgrundlage erreicht wird. Diese Bestrebungen führten zur Entwicklung der selektiven Flotation, deren Anfänge in Australien liegen,

¹⁾ Brit. P. 25204 (1904).

²⁾ Ch. L. Locke, Denver Equip. Bull. 2901, 5 (1930).

³⁾ A. P. 1104755; 1124853 (1914); DRP. 361596 (1922); 408497 (1920).

⁴⁾ DRP. 241950 (1911); 277847 (1913); 288426 (1914) u. a. m.

⁵⁾ DRP. 328031 (1919); 361597 (1921) u. a. m.

⁶⁾ DRP. 294519 (1915); 311586 (1917).

wo 1909 E. J. Horwood durch einen der Flotation vorausgehenden Röstprozeß, L. Bradford durch Verwendung von schwefliger Säure gewisse Erfolge erzielten. Den stärksten Ansporn erlangten die selektiven Verfahren durch die Einführung neuer Flotationsmittel.

Die Erkenntnis von der Wichtigkeit der Reagenzien bei der Flotation hatte das Bestreben gefördert, die bisher verwendeten, in ihrer Beschaffenheit sehr ungleichmäßigen Öle durch einheitliche chemische Verbindungen zu ersetzen. Schon 1918 machten sich diese Bestrebungen durch Einführung des sog. „X-Kuchens“¹⁾ und des Xylidins²⁾ als Flotationsmittel bemerkbar. Eine völlige Umwälzung in praktischer, aber auch theoretischer Hinsicht bedeutet das Jahr 1921, in dem C. L. Perkins³⁾ die Verwendung einer großen Zahl organischer einheitlicher chemischer Verbindungen patentiert wurde. Die Entdeckung, daß Thiocarbanilid⁴⁾ (1921), Xanthate⁵⁾ (1922), Aerofloat⁶⁾ (1925) Flotationseigenschaften von bisher unbekannter Wirksamkeit besitzen, bedeutet eine Krönung der Bestrebungen, die Öle zu verdrängen. Mit der Einführung einheitlicher organischer Verbindungen als Flotationsmittel trat eine Umstellung der Flotation auf alkalische Trüben ein, das Arbeiten in sauren Trüben verschwand fast vollkommen. Die Jahre 1920 bis 1923 bezeichnen diese Entwicklungsstufe. Damit begann aber auch die selektive Flotation, die zuerst bei der Trennung von Kupfererzen und Schwefelkies, etwas später bei der Blei-Zinktrennung außerordentliche Erfolge verzeichnen konnte, ihren machtvollen Einfluß auszuüben. Gefördert wurde die Entwicklung der selektiven Flotation in erster Linie durch die 1922 gemachte Entdeckung von G. E. Sheridan und G. G. Griswold⁷⁾, daß Zyanide auf Zinkblende eine drückende Wirkung ausüben, Bleiglanz aber nicht beeinflussen. Für die Flotation bedeutet diese Feststellung einen Markstein. Alle modernen Verfahren zur selektiven Flotation von Bleizinkerzen, aber auch anderer komplexer Erze fußen auf dieser Erfindung. Die selektive Flotation hat die Aufbereitungs- und Verhüttungsverfahren weitgehender beeinflußt als alle anderen in den letzten Jahren eingeführten Verfahren. Und so steht das letzte Jahrzehnt im Zeichen der selektiven Flotation mit der durch sie bedingten Vereinfachung der Aufbereitungsstambäume, mit der Einführung der Allflotation, durch welche die Flotation vom zusätzlichen Prozeß zum Haupt- und alleinigen Verfahren wurde. Diese Umstellung zwang gleichzeitig zur Weiterentwicklung der Zerkleinerungs-, Klassier- und

1) H. P. Corliss, A. P. 1228183 (1917); DRP. 353725 (1920).

2) A. P. 1240598 (1917).

3) A. P. 1364304/8 (1921).

4) A. P. 1364304/8 (1921); DRP. 347750 (1920).

5) C. H. Keller und C. P. Lewis, A. P. 1554216 (1925); 1554220 (1925).

6) P. Whitworth, A. P. 1593232 (1926).

7) A. P. 1421585 (1922).

Entwässerungsapparate sowie zur Anpassung der hüttenmännischen Prozesse an die Beschaffenheit der Flotationsprodukte.

Neben den großen Fortschritten auf dem Verfahrensgebiet fanden auch auf maschinellm Gebiet weitere Neuerungen Eingang. Der Gedanke der unmittelbaren Einführung von Luft in die Flotationstrübe führte zum Bau der sog. Airlift- (Luftheber-) Apparate durch die Ekof¹⁾, Forrester²⁾ u. a., denen vielfach Erfolge beschieden waren.

In den Jahren nach dem Weltkrieg wurden die Flotationsverfahren vom Erzgebiet auf die Kohlenaufbereitung übertragen (1920)³⁾ und haben auch hier durchschlagende Erfolge erzielen können. Dadurch wurde der Flotation ein neues Anwendungsgebiet erschlossen, in dem Deutschland heute eine führende Rolle einnimmt.

Hand in Hand mit der technischen Entwicklung sind auch die theoretischen Grundlagen der Schwimmaufbereitung schrittweise aufgebaut und entwickelt worden, doch bleibt gerade hier noch viel zu leisten übrig. Amerika ist bei der Erforschung der Flotationsvorgänge in vieler Hinsicht führend gewesen, die Arbeiten von A. F. Taggart, W. H. Coghill, I. Langmuire, W. D. Harkins, A. M. Gaudin und von vielen anderen haben dazu beigetragen, einiges Licht in das Gewirr bisher unerforschter Erscheinungen zu bringen. Aber auch deutsche Forscher wie W. Ostwald, H. Freundlich, I. Traube, E. Berl und ihre Schüler, um nur einige Namen herauszugreifen, haben besonders in den letzten Jahren erfolgreichen Anteil an der theoretischen Aufklärung und Weiterbildung der Flotation genommen.

IV. Anwendungsmöglichkeiten der Flotation

Während der letzten Jahrzehnte haben sich in den Anschauungen, für welche Bedarfsfälle die Flotation sich eignet und in welchem Zeitpunkt des Aufbereitungsganges sie einzusetzen hat, grundlegende Änderungen vollzogen. Lange Jahre hindurch sah man in den Schwimmverfahren nichts anderes als einen Prozeß, der nur im Anschluß und als Ergänzung der naßmechanischen oder magnetischen Aufbereitung zur Anwendung zu kommen hätte. Diese Ansicht hatte sich hauptsächlich deswegen gebildet, weil man sich scheute, größere Mengen, als unbedingt nötig, einer Feinvermahlung zu unterwerfen. Die Flotation wurde also nicht als Hauptverfahren, sondern nur als Nebenverfahren verwendet, das bestenfalls Mittelprodukte, Schlämme oder

¹⁾ DRP. 311586 (1917).

²⁾ A. P. 1646019 (1927).

³⁾ W. Broadbridge und Hutchinson, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 60, 243 (1920).

Abgänge naßmechanischer Wäschen aufbereiten sollte, um gerade die durch dieses Gut entstandenen Verluste zu verringern. Ein anderes Anwendungsgebiet sah man anfangs auch in der Aufbereitung von Halden, in denen große Mengen von metallhaltigen Produkten aufgestapelt lagen, die trotz ihres oft recht hohen Metallgehaltes mangels geeigneter Verfahren nicht aufbereitbar waren. Diese Einstellung der Aufbereitungsfachleute hatte zur Folge, daß in den ersten Zeiten der Flotationspraxis Schwimmanlagen nur zusätzlich zu bestehenden Wäschen Aufstellung fanden und dementsprechend von geringem Umfange waren. Vor die Notwendigkeit gestellt, im Aufbereitungswesen ähnlich wie in anderen Industrien wirtschaftliche Verbesserungen durchzuführen, griff man gerne überall dort zur Flotation, wo es galt, Aufbereitungsverluste zu verringern, die besonders bei der naßmechanischen Aufbereitung durch die feinsten Anteile der Erze entstehen. In der Flotation feiner Schlämme glaubte man also das Hauptanwendungsgebiet dieser Verfahren suchen zu müssen. Die Verarbeitung feiner Schlämme ist daher auch in Europa der Ausgangspunkt für den Siegeszug der Flotation geworden. In Deutschland gibt es eine Reihe Anlagen, bei denen Schlämme durch Flotation verarbeitet werden, es seien u. a. die Anlagen von Grund, Lautenthal und der Neuhofgrube (Ob.-Schl.) erwähnt.

In weiterer Folge ging man daran, Halden zu flotieren, deren Verarbeitung wegen ihrer Feinheit oder ihrer starken Verwachsung weder auf naßmechanischem noch auf anderem Weg möglich war, obwohl ihr Metallgehalt eine Aufbereitung verlohnt hätte. Solche Halden hatten sich bei vielen Anlagen in bedeutenden Mengen angesammelt, ohne daß sie verwendet werden konnten. Die Flotation bot ein einfaches Mittel, sie nutzbar zu machen. Ein klassisches Beispiel für diese Verhältnisse bieten die Broken Hill-Gruben in Australien, die ihre Lebensfähigkeit erst durch die Möglichkeit erhielten, ihre jahrzehntelang aufgestapelten Haldenbestände wirtschaftlich zu verarbeiten. Auch in Europa sind für die Verarbeitung von Halden verschiedentlich Flotationsanlagen aufgestellt worden¹⁾, z. B. in Glanzenberg, Untereschbach (Vieille Montagne), Bliesenbach und Diepenlinchen (Stolberg), in Grund, bei der Zeche „Große Burg“ (Siegerland), auf der Grube Victoria in Littfeld, in Plakalnitza (Bulgarien), Laurium (Griechenland) und an vielen anderen Stellen. Anfänglich bereitete die Flotation von Halden große Schwierigkeiten, hervorgerufen durch die als Folge langer Lagerung eingetretene oberflächliche Oxydation der Erze. Verschiedene Kunstgriffe, wie die Entfernung der störenden löslichen Salze und Verwendung sulfidierender Reagenzien, halfen oft die Schwierigkeiten zu überwinden. In allen genannten Fällen kann jetzt je nach Bedarf und nach der

¹⁾ K. Patzschke, Met. u. Erz 24, 567 (1927).

Natur des Ausgangsmaterials sowohl einfache als auch selektive Flotation Anwendung finden.

Ein großes Gebiet für die Schwimmaufbereitung liegt in der Verarbeitung fein verwachsener Erze, besonders solcher, die bei verhältnismäßig geringem Metallgehalt eine komplexe Zusammensetzung besitzen. Da die Aufbereitung dieser Erze, gleichgültig nach welchen Verfahren, wegen der innigen Verwachsung eine weitgehende Zerkleinerung bedingt, um einen vollständigen Aufschluß zu erreichen, ist eine der Vorbedingungen für die Flotation durch die Natur solcher Erze ohnehin erzwungen. Andererseits bereitet gerade die zur Aufbereitung erforderliche Feinheit des Kornes bei diesen Erzen eine durch naßmechanische Aufbereitungsverfahren fast unlösbare Aufgabe. Es ist also nur natürlich, daß die Flotation sich hier ein ausgedehntes Anwendungsgebiet erobern konnte.

Lagerstätten fein verwachsener Erze, die vorher mangels geeigneter Aufbereitungsmethoden und der damit zusammenhängenden Verluste nur bei besonders hohen Metallpreisen¹⁾ nutzbar gemacht werden konnten, erlangten durch die Flotation, vor allem durch die selektive, neue Bedeutung und wurden ausbeutungsfähig²⁾. Hierdurch stieg der nutzbare Weltvorrat an Erzen außerordentlich, und die Folge davon war ein rasches Ansteigen der Metallproduktion, welche allmählich zu einer Überproduktion³⁾ führte, die durch die allgemeinen Konjunkturverhältnisse in der Welt noch fühlbarer wurde. Diese Überproduktion⁴⁾ — durch geringe Umänderungen bzw. Erweiterungen der bestehenden Anlagen konnten 10–25prozentige Mehrleistungen erreicht werden —, verbunden mit der durch die Flotation bedingten Erniedrigung der Gestehungskosten, verursachte die in der letzten Zeit sich vielfach geradezu katastrophal auswirkende Metallbaisse. Es ist beachtenswert, daß die Flotation gewissermaßen in einem *circulus vitiosus* dazu beigetragen hat, ausgedehnte Erzlagerstätten ausbeutungsfähig zu machen, hierdurch aber andererseits Bergbaue als Folge der daraus entstandenen Überproduktion und des damit verbundenen Preisabfalls zum zeitweiligen Erliegen gebracht hat. Auf alle Fälle hat die Flotation dazu beigetragen, die Erzreserven

¹⁾ C. H. Crane, Eng. Min. Journ. 125, 44 (1928); J. D. Conover, Eng. Min. World 1, 167 (1930).

²⁾ C. E. Locke, Eng. Min. Journ. 123, 151 (1927); 125, 116 (1928); F. A. Wardlow, Flot. Pract. 13.

³⁾ Noch im Jahre 1927 sprach W. Mont Ferry, der Vizepräsident einer großen amerikanischen Bergwerksgesellschaft auf dem Meeting des Amer. Institute of Mining and Metallurgical Engineers in Salt Lake City, Utah (siehe Flot. Pract. 39) die Meinung aus, daß eine Überproduktion an Zink und Blei oder ein Preis unter den Gestehungskosten dieser Metalle unmöglich sei. Die gegenwärtigen Verhältnisse haben ihm leider Unrecht gegeben.

⁴⁾ C. H. Crane, Eng. Min. Journ. 125, 85 (1928).

der Welt zu erhöhen, indem sie einmal bisher nicht abbauwürdige Lager der Verwertung zugänglich macht, das andere Mal das Ausbringen erhöht¹⁾, wodurch die vorhandenen Erzvorräte geschont werden. Fein verwachsene Erze mit niedrigem Metallgehalt finden sich in der Natur in außerordentlichen Mengen; es gibt in Amerika, Afrika wie auch Europa, u. a. in Deutschland, große Lagerstätten von Kupfererzen mit etwa 1% Kupfer, ebenso sind arme komplexe Blei- und Zinkerze in allen Teilen der Welt zu finden.

Daß auch für Golderze, die meist in besonders feiner Verwachsung vorkommen, die Flotation das gegebene Aufbereitungsverfahren darstellt, besonders wo die Amalgamation versagt, ist selbstverständlich. Die Verarbeitung fein verwachsener Erze durch Flotation hat auch noch nach einer anderen Richtung wertvolle Anregungen gegeben. Da bei diesen Erzen die Notwendigkeit besteht, das gesamte Roherz unter Verzicht auf jede vorausgehende naßmechanische Aufbereitung zu flotieren, ist die für die Flotation nötige Feinmahlung des gesamten Roherzes durchzuführen. So entwickelte sich, ausgehend von den fein verwachsenen Erzen, jene Art der Flotation, die mit dem Namen Gesamt- oder Allflotation bezeichnet wird, und die sich allmählich in vielen Fällen nicht nur für fein verwachsene, sondern auch für gröbere Erze als vorteilhaft erwiesen hat. Hauptsächlich zweierlei Widerstände hatten diese Entwicklung verzögert. Einerseits befürchtete man, daß die Kosten der Feinmahlung des gesamten Roherzes die Gesamtfotation unwirtschaftlich gestalten würden, andererseits glaubte man, daß der Absatz noch größerer Mengen feiner Flotationskonzentrate bei den Hütten auf Schwierigkeiten stoßen könnte. Beide Befürchtungen haben sich als grundlos erwiesen. Wohl sind die Kosten für die Feinmahlung eine bedeutende Belastung des ganzen Aufbereitungsganges, aber als Ausgleich hierfür erhöht sich das Ausbringen, und verringern sich die übrigen Aufbereitungskosten so stark, daß die Mehrkosten für die Feinmahlung zum mindesten ausgeglichen werden. Durch die Gesamtfotation vereinfacht sich der Stammbaum der ganzen Aufbereitung, die Anlagekosten werden erniedrigt, die Übersichtlichkeit der Anlage wächst, und man kann mit einem geringeren Arbeiterstand auskommen, wodurch die laufenden Betriebskosten sinken. Dazu kommt ferner, daß die Unterhaltung der Anlage und die Ersatzteilbeschaffung leichter und billiger ist. Da mittels Gesamtfotation die Aufbereitungsergebnisse häufig wesentlich günstiger ausfallen als bei naßmechanischer oder kombinierter Aufbereitung, decken das Mehrausbringen an Metall und die höhere Anreicherung in den Konzentraten die Mehrkosten beim Vermahlen reichlich. Eine Gegenüberstellung von Ergebnissen, die mit einem Erz von 9,6% Pb und 7,2% Zn bei verschiedenen Aufbereitungsverfahren erhalten

1) P. Hunt, Flot. Pract. 17; E. E. Barker, ebenda, 19.

wurden, zeigt die nachstehende Zusammenstellung, aus der die Vorteile der Anwendung von Flotation, besonders von selektiver, klar hervorgehen¹⁾:

Aufbereitungsart	Ausbringen in %		Pb-Konzentrat		Zn-Konzentrat	
	Pb	Zn	Pb %	Zn %	Pb %	Zn %
Herdarbeit.....	94	—	18	6	—	—
Flotation auf Pb allein ...	91	—	53	—	—	—
Selektive Flotation	94	88	51	5,7	1,5	52

Die geschilderten Umstände haben vielfach dazu geführt, daß selbst in Fällen, bei denen der Verwachsungsgrad des Erzes nicht die zwingende Notwendigkeit zur Gesamtflotation gibt, zu dieser übergegangen wird. Im folgenden sind einige Anlagen aufgeführt, in denen Gesamtflotation durchgeführt wird.

Name der Gesellschaft	Ort und Name der Aufbereitungsanlage
Moctezuma Copper Co.	Nacozari, Mexiko
Cananea Consolidated Copper Co.	Cananea, Mexiko
U. S. Smelting, Refining and Mining Co.	Sunnyside Mine, Eureka, Colorado
Chief Consolidated Mine	Eureka, Utah
Hecla Mining Co.	Gem, Idaho
Federal Mining and Smelting Co.	Morning Mill and Page Mill, Wallace, Idaho
Bunker Hill and Sullivan Mining and Concentrating Co.	Sweeney Mill, Kellogg
Utah Copper Co.	Magna Mill and Arthur Mill, Garfield, Utah
Anaconda Copper Co. (Zinkanlage)	Anaconda, Montana
Nevada Consolidated Copper Co.	Ray Concentrator, Hayden
Miami Copper Co.	Miami, Arizona
Granby Consolidated Mining, Smelting and Power Co. .	Anyx und Allenby Mill, Britisch-Columbien
Climax Molybdenum Co.	Climax, Colorado
Gewerkschaft Grube Glanzenberg	Silberg (Westfalen)
A. S. Porsa.....	Porsa i Altenfjord (Norwegen)
Sulitjelma Aktiebolags Gruber	Sulitjelma (Norwegen)
Bergverkselskapet Nord Norge A. S.	Mo i Ranen (Norwegen)
A. S. Røros Kobberverk.....	Røros (Norwegen)
Aamdals Kobberverk	Aamdal i Telemarken (Norwegen)
A. S. Knaben Molybdaengruber	Netlandsnes (Norwegen)
Stora Kopparbergs Bergslags A. B. Falun Kopperverk .	Falun (Schweden)
A. B. Svenska Metallverken.....	Kopparberg (Schweden)
Aktiebolaget Zinkgruvor	Rävola (Schweden)

¹⁾ J. M. Callow, Eng. Min. Journ. 121, 542 (1926). C. E. Locke, Eng. Min. Journ. 123, 151 (1927).

Fortsetzung der Tabelle von S. 20, unten:

Name der Gesellschaft	Ort und Name der Aufbereitungsanlage
Aktiebolaget Zinkgruvor	Saxberget (Schweden)
Aktiebolaget Zinkgruvor	Kalvbäcken (Schweden)
Aktiebolaget Zinkgruvor	Garpenberg (Schweden)
Real Compañía Asturiana Minas	Reocin (Spanien)
Real Compañía Asturiana Minas	Mines d'Arditurri (Guipuzoa)
Tschechoslowakische Staatsgruben	Hodruša (ČSR)
Tschechoslowakische Staatsgruben	Stiavnica (Schemnitz, ČSR)
Tschechoslowakische Staatsgruben	Příbram (ČSR)
Krompacher Kupferwerke A. G.	Krompach (ČSR)
„Mica“, Soc. An. Romana Miniera	Brad (Rumänien)
Sté. des Mines de la Plagne	La Plagne (Savoyen) Frankr.
Soc. Nouvelle des Mines de La Lucette	Koudiat-Safra
Sté. des Mines de Balia Karaidin ¹⁾	Balia (Türkei)
Sté. des Mines de Boudjoudoun	Boudjoudoun (Algerien)
Sté. des Mines de Promise	Promise (Frankreich)
Sté. des Mines du Pujol	Pujol (Aude) Frankreich
Compagnie Minière Métallurgique et Chimique de l'Orb	La Rabasse (Hérault) Frankr.

Ein sehr lehrreiches Beispiel für die Vereinfachung, welche der Übergang zur Gesamtflotation verursacht, gibt eine Gegenüberstellung der benötigten Maschinen, die vor und nach der Umstellung der Anlage der Moctezuma Copper Co. in Nacozari erforderlich waren²⁾:

Frühere kombinierte naßmechanische und Flotationsanlage		Jetzige Gesamtflotationsanlage	
1.	6 Brecher	1.	6 Brecher
2.	3 Klassierer zum Entschlännen		—
3.	36 Herde		—
4.	6 Entwässerungsapparate		—
5.	6 Mühlen	2.	6 Mühlen
6.	6 Klassierer	3.	6 Klassierer
7.	6 Callow-Inspiration-Vorreiniger	4.	18 MacIntosh-Vorreiniger
8.	6 Reiniger	5.	12 MacIntosh-Reiniger u. Nachreiniger
9.	60 Herde		—
10.	4 Eindicker (2 je 16 m) (2 je 20 m)	6.	2 Eindicker (je 20 m)
11.	4 Filter (2 je 14 × 5 m) (2 je 12 × 4 m)	7.	1 Filter (14 × 5 m)

Einen Vergleich der Aufbereitungsergebnisse, Betriebskosten usw. einer mit Flotation kombinierten naßmechanischen Aufbereitungsanlage und einer solchen mit Gesamtflotation gibt die folgende Tabelle, welche die Verhältnisse in den Anlagen der Phelps Dodge Corporation wieder-

¹⁾ Verarbeitet werden auch Mittelprodukte und Schlämme.

²⁾ W. B. Cramer, Eng. Min. Journ. 126, 675 (1928).

spiegelt¹⁾. 1923 wurde kombiniert naßmechanisch und mit Flotation, 1928 ausschließlich mit Flotation aufbereitet. Die Anlagen arbeiten selektiv.

	Kombiniert 1923	Gesamtflotation 1928
Gehalt der Konzentrate an Cu	10,53	18,92
Anreicherungsverhältnis	5,43	8,77
Aufbereitungskosten RM/t	3,46	2,22
0/0 Gewichtsausbringen der Herde)	47,2	—
0/0 Gewichtsausbringen der Flotation)	46,15	100
Metallausbringen auf Herden, 0/0	25,97	—
Metallausbringen in der Flotation, 0/0	64,63	90,8
Verbrauch an Flotationsreagenzien, g/t	445	85
Gesamtkraftverbrauch, kWh/t	15,21	14,45
Hiervon für Flotation	3,35	0,91
für Zerkleinerung	9,76	10,89
Bedienung je Tag	157,8	133,6
Tonnen je Mann und Schicht	21,23	25,41

Bei dieser Zusammenstellung ist zu berücksichtigen, daß die Fortschritte der Flotationstechnik während der betreffenden Jahre sicher bis zu einem gewissen Grad die Ergebnisse, besonders bezüglich Reagenzienverbrauch, beeinflußt haben dürften, da 1923 noch mit Ölen, 1928 schon mit Chemikalien flotiert wurde.

Eine weitere Anwendungsmöglichkeit der Flotationsverfahren besteht in der Nachreinigung von naßmechanisch gewonnenen Konzentraten. Manchmal fallen bei der naßmechanischen Aufbereitung Konzentrate an, die neben dem Hauptprodukt, z. B. Zinnstein, Sulfide verschiedener Metalle als Verunreinigung enthalten, so daß die Konzentrate, bezogen auf das Zinn, nicht genügend rein sind. In solchen Fällen gelingt es leicht, bei niedrigen Verlusten in den Sulfiden, diese Stoffe von dem Zinnstein zu trennen, wodurch es möglich ist, in den Bergen ein hochangereichertes Zinnkonzentrat zu gewinnen³⁾ und den Zinnstein ohne vorheriges Abrösten zu verarbeiten.

Einen guten Eingang hat sich die Flotation in der Golderzaufbereitung verschafft. Die wesentlichsten hierbei vorkommenden Aufbereitungsmöglichkeiten sind die folgenden: entweder man flotiert das gesamte Rohgut und verhüttet bzw. laugt die Konzentrate, oder man amalgamiert (laugt) zuerst und flotiert die Abgänge. Welches dieser Verfahren jeweils gewählt wird, hängt vom Erzcharakter und den örtlichen Verhältnissen ab.

¹⁾ Met. u. Erz 26. 205 (1929).

²⁾ Ohne Nachwaschherde, bezogen auf die Prozente des gesamten Konzentrates.

³⁾ R. R. Beard, Eng. Min. World 1, 545 (1930), beschreibt die Entfernung von Pyrit aus dem Herdzinnkonzentrat, der Barilla, in den Anlagen von Llallagua, Bolivien; vgl. auch W. J. Gau und J. I. Jameson, Min. Mag. 42, 318 (1930).

Ein wichtiges Anwendungsgebiet haben die Flotationsverfahren bei der Aufbereitung von Kohlenschlamm und -staub gefunden. Hier handelt es sich darum, feine Produkte der Kohlenwäschen zu entaschen und in vielen Fällen zu entschwefeln, was bisher nur unter großen Verlusten möglich war. Durch Flotation werden diese Produkte, die früher vielfach verlorengegeben wurden, in wertvolle Konzentrate übergeführt, die je nach der Beschaffenheit des Rohguts in den meisten Fällen zur Verkokung gut geeignet sind.

Der technische und wirtschaftliche Wert der Flotationsverfahren ist am besten aus dem Umfang ihrer Anwendung, also aus der Menge der verarbeiteten Erze und gewonnenen Konzentrate zu entnehmen. Leider fehlen hierüber in den meisten Ländern genaue Angaben, so daß nur aus den für bestimmte Gebiete vorliegenden Zahlen auf den Gesamtumfang geschlossen werden kann. Die Ver. Staaten von Amerika veröffentlichen von Zeit zu Zeit recht genaue Angaben, die den folgenden Mitteilungen zugrunde gelegt sind. Die Mengen an Erzen, welche in der Welt jährlich durch Flotation aufbereitet werden, kann man auf etwa 120 Millionen t schätzen. Nach dem U. S. Bureau of Mines¹⁾ wurden im Jahre 1928 in den Ver. Staaten insgesamt etwa 59 Millionen t Erz verarbeitet, die etwa 3,7 Millionen t Flotationskonzentrate ergaben. Die Steigerung der Erzeugung in den letzten Jahren zeigt die folgende Zusammenstellung²⁾:

Jahr	Verarbeitetes Erz rd. Mill. t	Konzentrat rd. Mill. t	Anreicherungsverhältnis
1922	26,5	3,1	8,55
1923	37,8	2,1	17,73
1924	45,1	2,3	19,63
1925	45,5	2,8	16,301
1926	50,8	3,3	15,177
1928	59,0	3,7	—

Nach Erzen zusammengefaßt stellte sich die Verarbeitung durch Flotation in den Ver. Staaten wie folgt:

	1927 ³⁾ rd. Mill. t	1928 ⁴⁾ rd. Mill. t
Kupfererze	40,9	47,4
Blei- und Kupferbleierze	2,6	4,5
Zinkerze	1,7	2,6
Kupfereisenerze (2 Konzentrate) .	0,5	0,3
Bleizinkerze	3,8	3,6
Verschiedene Erze	0,5	0,6
Zusammen	50,0	59,0

¹⁾ T. H. Miller und R. L. Kidd, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3004. Juni (1930).

²⁾ Th. Varley, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2709 (1925); 2777 (1926); 2852 (1928).

³⁾ U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2931 (Mai 1929).

⁴⁾ U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3004 (Juni 1930).

Im Jahre 1930 dürfte die durch Flotation verarbeitete Gesamterzmenge in den Ver. Staaten schon auf 70 Millionen t gestiegen sein; es ist das eine Erzmenge, die größer ist als irgendeine einem metallurgischen Verfahren mit Ausnahme des Hochofenprozesses unterworfenen. Dies beleuchtet am klarsten die Stellung der Flotation unter den Aufbereitungsverfahren. Nach J. D. Conover¹⁾ ist im Jahre 1930 die Hälfte der Welt-Zinkerzeugung auf Rechnung der Flotation, besonders der selektiven, zu setzen.

In Deutschland allein dürften nach E. Bierbrauer²⁾ jährlich 22000 t Bleiglanz und 120000 t Zinkblende durch Schwimmverfahren gewonnen werden, die 1927 einen Wert von rd. 15 Millionen Mark darstellten.

In Mexiko³⁾ wurden 1928 in 33 Anlagen 4,07 Millionen t, entsprechend 32,3 % aller Erze mittels Flotation verarbeitet; gegen 1926 bedeutet dies fast eine Verdoppelung (2,11 Millionen t).

¹⁾ Eng. Min. World 2, 80 (1931).

²⁾ Bergbau 283 (1930).

³⁾ Eng. Min. Journ. 128, 577 (1929); siehe auch W. L. Vail, Eng. Min. Journ. 125, 130 (1928).

B. Maschinen und Apparate

V. Zerkleinerung

1. Allgemeine Gesichtspunkte

Die Zerkleinerung kann als erster Schritt der Flotation betrachtet werden. Sie ist als Vorbereitung für den Schwimmprozeß wie überhaupt für jedes Aufbereitungsverfahren Grundbedingung. Zweck der Zerkleinerung ist das Freilegen des haltigen Materials von der Gangart, ein Vorgang, der aufbereitungstechnisch als Aufschließen bezeichnet wird. Der Grad der Zerkleinerung ist von der Verwachsung der Erze und dem gewählten Aufbereitungsverfahren abhängig. Für die Flotation genügt nicht allein der vollständige Aufschluß, sondern die freigelegten schwimmbaren Teilchen müssen auch soweit zerkleinert sein, daß ihre Korngröße, also ihr Gewicht, kein Hindernis für das Aufschwimmen bildet. Als oberste Korngröße für die betriebsmäßige Flotation von Erzen nimmt man 48 Maschen an¹⁾, bei Kohle 2,5–3 mm. Im allgemeinen ist ein Aufschluß auf mindestens 60–80 Maschen erforderlich; in vielen Fällen jedoch muß er noch wesentlich weiter getrieben werden.

Über den Einfluß der Korngröße auf die Flotation haben A. M. Gaudin und Mitarbeiter²⁾ sehr eingehende Untersuchungen veröffentlicht. Die größte auf einer ruhenden Flüssigkeitsoberfläche noch schwimmbare Korngröße kann nicht größer sein als jene, die als Folge der Oberflächenspannung getragen wird. Bei vollständiger Ruhe des Teilchens und der Oberfläche ist die größte Teilchengröße vom spezifischen Gewicht des Teilchens und der Flüssigkeit sowie von deren Oberflächenspannung abhängig.

Die Korngröße der größten, überhaupt noch auf Wasser schwimmbaren Körner errechnen sich für verschiedene Erze wie folgt²⁾:

für Bleiglanz	2,1 mm	für Schwefel.....	5,4 mm
für Kupferglanz	2,5 mm	für Kohle	10,7 mm
für Zinkblende	3,1 mm		

Selbstverständlich liegen die in der Flotationspraxis als schwimmbar zu bezeichnenden größten Teilchen weit unter diesen Größen.

¹⁾ Mit Ausnahme bei der „Grobflotation“, siehe S. 179, bei der auf 10 Maschen zerkleinert wird.

²⁾ A. M. Gaudin, J. O. Groh, H. B. Henderson, Effect of Particle Size on Flotation, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 414 (1931).

Nach Angaben des Schrifttums über diesen Gegenstand konnte gelegentlich Gut von 10 Maschen (1,651 mm)¹⁾, Kohle von 6 Maschen (3,374 mm) und Graphit von 4 Maschen (4,699 mm)²⁾ in Agitationsapparaten geschwommen werden. Als oberste Korngrößen von geschwommener Zinkblende und Bleiglanz gibt R. S. Burton³⁾ 35 bzw. 48 Maschen (0,417 bzw. 0,295 mm) an.

Eine Untersuchung amerikanischer Flotationstrüben²⁾ hat gezeigt, daß in ihnen die Korngrößen vorwiegend im Bereich von 100–800 Maschen (0,147 bis 0,018 mm) vorliegen. Die Mehrzahl der Trüben hatte durchschnittlich 20%–2200 Maschengut (0,0067 mm) und 10%+100 Maschengut (0,147 mm), das Maximum lag bei 100 (0,147 mm) – 200 (0,074 mm) Maschen. Als Grenzfall einer sehr feinen Mahlung, verursacht durch die innige Verwachsung, sei das Erz der United Verde Mine (Arizona) erwähnt, das auf 300 Maschen, d. i. etwa 0,05 mm, vermahlen werden muß, um den Kupferkies vom Pyrit zu trennen⁴⁾.

Nach Angaben von A. M. Gaudin scheint es, daß in einzelnen Fällen (z. B. bei der Schlammflotationsanlage der Anaconda Copper Co.) über 5% des Flotationsgutes innerhalb des Bereiches echter Kolloide liegen.

Die Zerkleinerung der Erze erfolgt stufenweise; die einzelnen Stufen werden, je nach der Korngröße, in der sie vorgenommen und bis zu der sie getrieben werden, verschieden bezeichnet und in verschiedenen Maschinen durchgeführt:

1. Das Grobzerkleinern oder Vorbrechen, auch erstes Zerkleinern genannt: es folgt unmittelbar der bergmännischen Gewinnung und umfaßt die Zerkleinerung des Rohaufwerks auf 50–100 mm. Das Brechen erfolgt in Backen- und Rundbrechern.
2. Das Zwischenzerkleinern oder zweites Zerkleinern: Vorgebrochenes Gut wird auf etwa 20–6 mm zerkleinert; als Maschinen dienen hauptsächlich Walzenmühlen, in großen Anlagen auch Rundbrecher, seltener Backenbrecher.
3. Das Mahlen: Unter dieser Bezeichnung versteht man die Zerkleinerung auf Flotationsfeinheit. Das Mahlen erfolgt in Kugel- und Stabmühlen.

Das Mahlen soll im folgenden, als für die Flotation von besonderer Bedeutung, ausführlicher behandelt werden. Je nachdem es im trockenen oder nassen Zustand erfolgt, spricht man von Trocken- oder Naßmahlen; ersteres kommt bei den Schwimmverfahren nur in Ausnahmefällen in Betracht.

Die einzelnen Stufen der Zerkleinerung können entweder unmittelbar oder durch Einschaltung von Zwischenstufen erreicht werden. Ob und wie

¹⁾ Denver Equip. Bull. 2901, 71 (1930).

²⁾ A. M. Gaudin, J. O. Groh und H. B. Henderson, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 414, 4 (1931).

³⁾ Colorado School of Mines Magazine 20, 15, 20 (1930).

⁴⁾ H. L. Sulman, Bull. Inst. Min. Met. 311, 28 (1930).

viele gewählt werden müssen, hängt neben der Natur des Erzes von der Größe des Durchsatzes einer Anlage ab. Schematisch verläuft demnach die Zerkleinerung, wobei nicht immer alle Zwischenstufen durchschritten zu werden brauchen, sondern alle Möglichkeiten offenstehen, wie folgt (vgl. S. 47):

Schema der Zerkleinerung



a) Sieb- und Schlämmanalysen

Die Ermittlung der durch Zerkleinerung und Mahlung gewonnenen Korngrößen — eine Feststellung, die für die Kontrolle des Zerkleinerungserfolges und damit des Verlaufes der Flotation von größter Bedeutung ist — geschieht im allgemeinen durch Siebanalysen des zerkleinerten Gutes, für allerfeinste Schlämme auch durch Schlämmanalyse.

In zahlreichen Fällen, z. B. zur Beurteilung von Erzen auf ihre Eignung für die Flotation, zum Vergleich verschiedener Flotationsverfahren für dasselbe Erz oder für verschiedene Erze und zur Kontrolle der Mahlung ist es erforderlich, das Flotationsgut nach Korngrößen genau zu unterteilen und den Mengenanfall der verschiedenen Körnungen genau festzulegen. Zu diesem Zwecke werden von dem zu untersuchenden Gut Siebanalysen angefertigt. Für derartige Untersuchungen sind vom Deutschen Normenausschuß unter DIN 1171 Richtlinien gegeben, auf die hier hingewiesen sei. Da jedoch eine Einigung mit anderen Ländern in der Siebnormung bisher noch nicht erfolgt ist, in ausländischen Veröffentlichungen also oft andere Bezeichnungen gebraucht werden, sei nachstehend eine vergleichende Übersicht nach den verschiedenen Bezeichnungen, nach Nummern, nach der lichten Maschenweite, nach der Maschenzahl je cm und je

qcm auf der Grundlage des englischen Zolls sowie nach den USA-Normen der American Society of Testing Materials (ASTM) mit den entsprechenden Ergänzungsgeweben aufgeführt¹⁾.

Vergleichstabelle verschiedener Siebbezeichnungen²⁾

Lichte Maschen- weite in mm	Siebgewebe nach DIN 1171 ³⁾		Gewebe-Nummern				Gewebe nach USA- Normen der ASTM. ⁵⁾	
	Gewebe- Nummer ⁴⁾	Maschen- zahl je qcm	Nummer	Maschen je engl. Zoll	Maschen je Quadr.-Zoll	Maschen je cm		Maschen je qcm
2	3E	9	10	10	100	4	16	10
1,8	—	—	11	11	121	4,2	18	—
1,88	—	—	—	—	—	—	—	12
1,6	—	—	12	12	144	4,6	21	—
1,5	4	16	13	13	169	5	25	—
1,41	—	—	—	—	—	—	—	14
1,4	—	—	14	14	196	5,4	29	—
1,2	5	25	16	16	256	6	36	—
1,19	—	—	—	—	—	—	—	16
1,1	—	—	18	18	324	7	49	—
1,02	6	36	—	—	—	—	—	—
1,0	—	—	20	20	400	7,8	60	18
0,9	—	—	22	22	484	8,5	72	—
0,84	—	—	—	—	—	—	—	20
0,8	—	—	24	24	576	9	81	—
0,75	8	64	—	—	—	—	—	—
0,71	—	—	—	—	—	—	—	25
0,7	—	—	26	26	670	10	100	—
0,65	—	—	28	28	784	11	121	—
0,6	10	100	30	30	900	11,6	135	—
0,59	—	—	—	—	—	—	—	30
0,54	11	121	—	—	—	—	—	—
0,5	—	—	35	35	1225	13	169	35
0,49	12	144	—	—	—	—	—	—
0,45	—	—	40	40	1600	15	225	—

¹⁾ Vgl. Th. Lange, Die stoffliche Zerlegung der Kohle durch Siebanalyse, Zeitschrift Oberschl. Ver. 67, 104 (1928). Die Normen des Sieves and Screen Committee of the British Engineering Standards Association der Institution of Mining and Metallurgy (IMM), Final Report of IMM, Juli und Aug. 1930 sind, da weniger geläufig, nicht berücksichtigt.

²⁾ Da im allgemeinen noch die Siebgrößen nach der englischen Bezeichnung überwiegen, sind sie auch im folgenden beibehalten worden, wenn dies nicht ausdrücklich anders angegeben ist.

³⁾ Das Verhältnis der lichten Maschenweite zur Drahtstärke bei den DIN-Geweben ist 3:2. Die zulässigen Abweichungen von Maschenweiten und Drahtstärken sind im Normenblatt DIN 1171 enthalten.

⁴⁾ Die Nummern der DIN-Gewebe entsprechen der Anzahl der Drähte auf 1 cm linear.

⁵⁾ Annähernd übereinstimmend ist die in Amerika verbreitete Skala nach Tyler, die in der lichten Maschenweite nur in Tausendsteln mm abweicht.

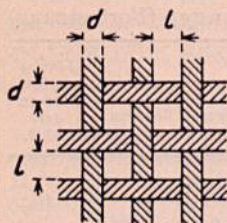


Abb. 2. Glattes Gewebe

Einen Vergleich der lichten Maschenweite in mm und der Drahtstärke in mm sowie der zulässigen Abweichungen für die deutschen Normengewebe für Prüfsiebgewebe Nr. 30 DIN 1171 zeigen die folgenden Tabellen¹⁾:

Für Prüfsiebe ist nur Drahtgewebe glatter Webart zu verwenden.

Bezeichnung eines Drahtgewebes für Prüfsiebe mit einer lichten Maschenweite von $l = 0,20$ mm

Prüfsiebgewebe 30, DIN 1171

Gewebe Nr. DIN	Maschenzahl je qcm	Lichte Maschenweite l ²⁾ in mm	Drahtdurchmesser d in mm	Gewebe Nr. DIN	Maschenzahl je qcm	Lichte Maschenweite l ²⁾ in mm	Drahtdurchmesser d in mm
4	16	1,5	1,00	20	400	0,300	0,20
5	25	1,2	0,80	24	576	0,250	0,17
6	36	1,02	0,65	30	900	0,200	0,13
8	64	0,75	0,50	40	1600	0,150	0,10
10	100	0,60	0,40	50	2500	0,120	0,08
11	121	0,54	0,37	60	3600	0,102	0,065
12	144	0,49	0,34	70	4900	0,088	0,055
14	196	0,43	0,28	80	6400	0,075	0,050
16	256	0,385	0,24	100	10000	0,060	0,040

Lichter Querschnitt je Flächeneinheit $\frac{l^2}{(l+d)^2} \cdot 100 \leq 36\%$

Zulässige Abweichungen

		Durchschnittswert %	Größte Abweichung ³⁾	Bereich der größten Abweichungen % ⁴⁾
Drahtdicken	0,04 — 0,5 mm	5	10	—
	über 0,05 — 0,9 mm	4	8	—
	über 0,9 mm	3	6	—
lichte Maschenweiten	10000 — 3600 Maschensieb	5	—	15—30
	2500 — 576 „	5	—	12—25
	400 — 64 „	5	—	10—20
	größere Siebe	5	—	5—10

¹⁾ Die Wiedergabe erfolgt mit Genehmigung des Deutschen Normenausschusses. Verbindlich ist die jeweils neueste Ausgabe im Dinformat A 4, das durch den Beuth-Verlag G. m. b. H., Berlin S 14, zu beziehen ist.

²⁾ Siehe Abb. 2.

³⁾ Die zulässige Anzahl, bezogen auf die größten Abweichungen bzw. den Bereich der größten Abweichungen, beträgt 6⁰/₀.

⁴⁾ Die unter den aufgeführten Werten liegenden Abweichungen bleiben bei der Prüfung unberücksichtigt.

Ergänzungstabelle (Gewebeart: glattes Gewebe)

Gewebe Nr.	Maschenzahl je qcm	Lichte Maschenweite l in mm	Drahtdurchmesser d in mm ¹⁾	Bemerkung
1 E	1	6	3,4	Flachdraht
2 E	4	3	2,0	„
3 E	9	2	1,5	„
90 E	8 100	0,067	0,045	„

Zu obigen Ausführungen seien die vom Unterausschuß für Siebnormung der Gesellschaft Deutscher Metallhütten und Bergleute vorgeschlagenen und angenommenen Siebzeichnungen, sowie die daran geknüpften Betrachtungen und Anregungen auszugsweise wiedergegeben¹⁾.

Es ist in der Aufbereitungstechnik ganz allgemein üblich, daß gröbere Siebgewebe und gröbere Siebkornklassen nach der lichten Maschenweite des Siebgewebes bzw. nach dem Durchmesser des größten Kornes der betreffenden Klasse bezeichnet werden. In allen Ländern mit metrischem System geschieht diese Bezeichnung in mm, in den englischen Ländern auch nach dem englischen Zoll.

Beispielsweise versteht man unter einem 5-mm-Sieb ein Sieb, dessen lichte Maschenweite 5 mm beträgt und unter einer Kornklasse 5—3 mm ein Körnergemisch, das durch ein Sieb von 5 mm Maschenweite hindurchgegangen, aber auf einem Sieb von 3 mm Maschenweite zurückgeblieben ist. In englischen Ländern wird diese Bezeichnung anstatt in mm in Bruchteilen eines Zolles angegeben ($1/2''$, $1/4''$, $1/16''$ usw.). Diese Sieb- und Kornzeichnungen sind allgemein üblich bis zu den untersten Korngrößen von etwa 1 mm.

Für feinere Siebe und feinere Kornklassen hatte man sich in der Aufbereitungstechnik bisher der in England üblichen Siebzeichnung nach der Anzahl der Maschen auf den laufenden englischen Zoll angeschlossen. Man sprach von einem Sieb Nr. 40, 60 usw. und von einer Kornklasse durch Sieb 40 und durch Sieb 60 usw. und verstand darunter ein Sieb, welches auf den englischen Längenzoll 40, 60 usw. Maschen zählte, bzw. ein Körnerprodukt, welches durch das betreffende Sieb hindurchgegangen war. Diese Bezeichnung ist ungenau, weil je nach der Drahtstärke ein derartiges Sieb ein gröberes oder feineres Gut ergibt.

Der Mangel dieser Bezeichnung ist erst durch das Aufkommen der Flotationsaufbereitung zutage getreten, bei der schon geringe Unterschiede in der Korngröße des feinsten Gutes eine Rolle spielen.

Die einfachste und naheliegendste Lösung dieser Frage besteht darin, sich bezüglich der Bezeichnung der Feinsiebe und Feinkornklassen der Bezeichnung der Grobsiebe und Grobkornklassen anzuschließen, d. h. auch die Feinsiebe nach ihrer lichten Maschenweite in mm bzw. Dezimalteilen von mm zu bezeichnen, ebenso die Feinkornklassen. Wenn man beispielsweise von einem Sieb von 0,5 mm oder 0,2 mm oder 0,1 mm lichter Maschenweite spricht oder von einer Kornklasse von 0,5, 0,2 oder 0,1 mm, so ist für jeden ohne weiteres klar, was für eine Siebgröße oder Korngröße gemeint ist.

Es spielt dabei die Drahtstärke des betreffenden Siebes keine wesentliche Rolle, denn ein Gewebe mit stärkerem Draht und ein Gewebe mit schwächerem Draht ergeben praktisch etwa dasselbe Siebprodukt, wofür nur eben die lichte Maschenweite bei beiden Sieben gleich groß ist.

¹⁾ Met. u. Erz 28, 394 (1931).

In der nachstehenden Drahtgewebe-Vergleichstabelle ist die neue Siebbezeichnung den entsprechenden amerikanisch-englischen Siebnummern gegenübergestellt bzw. den Siebnummern bezogen auf die Maschenzahl je qcm unter Berücksichtigung der Drahtstärke. Die erste Reihe der Tabelle enthält die Siebbezeichnung nach lichter Maschenweite in mm, die zweite die gebräuchlichen Drahtstärken, in welchen derartige Siebe angefertigt werden, die dritte die entsprechenden amerikanisch-englischen Siebnummern bei der jeweiligen Drahtstärke, die vierte die entsprechenden Nummern bezogen auf Maschenzahl je qcm, ebenfalls bei der jeweiligen Drahtstärke, und in der fünften ist das Verhältnis der offenen Siebfläche des betreffenden Siebes zur Gesamtfläche des Siebes in Prozenten unter Berücksichtigung der verschiedenen Drahtstärken angeführt.

Drahtgewebe-Vergleichstabelle

Sieb- bezeichnung nach lichter Maschen- weite in mm	Gebräuchliche Drahtstärke in mm	Entsprechend: amerikanisch-englische Siebnummern (Maschenzahl auf den englischen Zoll) je nach Drahtstärke ¹⁾	Entsprechend: Nummer, bezogen auf Maschen- zahl je qcm je nach Drahtstärke	Offene Siebfläche in Prozenten zur Gesamtfläche des Siebes je nach Drahtstärke %
0,05	0,03—0,04	312—278	15 600—12 400	39—31
0,06	0,03—0,05	278—227	12 400—8 200	44—30
0,07	0,03—0,05	250—208	10 000—7 000	49—32
0,08	0,04—0,06	208—180	6 900—5 200	44—33
0,09	0,04—0,07	192—150	5 900—3 900	48—32
0,10	0,04—0,07	180—147	5 200—3 500	51—35
0,12	0,05—0,10	147—114	3 600—2 100	50—30
0,14	0,06—0,12	125—96	2 500—1 500	49—29
0,16	0,07—0,13	109—86	1 900—1 200	48—30
0,18	0,08—0,16	96—73	1 500—900	48—28
0,20	0,09—0,20	86—62	1 200—615	48—25
0,25	0,10—0,25	71—50	805—400	51—25
0,30	0,10—0,30	62—41	615—270	56—26
0,35	0,12—0,35	53—36	450—205	55—25
0,40	0,14—0,40	46—31	340—150	55—25
0,50	0,17—0,50	37—25	220—100	56—25
0,60	0,17—0,60	32—21	165—70	61—25
0,70	0,18—0,70	28—18	125—52	63—25
0,80	0,20—0,70	25—17	100—46	64—28
0,90	0,20—0,80	23—15	85—35	67—28
1,00	0,22—0,80	20—14	64—31	67—31
1,20	0,26—1,00	17—~11 (11,4)	46—21	67—30
1,40	0,30—1,20	15—~10 (9,6)	35—15	68—40
1,60	0,30—1,50	13—8	28—10	71—27
1,80	0,34—1,70	~12 (11,6)—7	22—8	71—26
2,00	0,37—1,80	~11 (10,5)—~6 (6,5)	18—7	71—28

In der Flotationstechnik stößt man allgemein noch auf eine andere Ungenauigkeit, die klarzulegen dringendes Bedürfnis ist. Da die Feinzerkleinerung von Erz auf eine

¹⁾ Auf den rheinischen Zoll bezogen erhöhen sich die Siebnummern um 4⁰/₀, auf den französischen um 8⁰/₀.

bestimmte Korngröße nicht durch Absiebung erfolgen kann, sondern aus praktischen Gründen durch Schlämmaparate (beispielsweise Klassierer) erfolgen muß, erhält man niemals ein Mahlprodukt, welches restlos durch ein bestimmtes Sieb hindurchgeht. Man hat sich deshalb in der Flotationstechnik bisher damit geholfen, daß man von einem Mahlgut spricht, das soundsoviel Prozent Überkorn auf einem bestimmten Sieb zurück läßt. Man spricht beispielsweise von einer Zerkleinerung mit 15% Rückstand auf Sieb 60 oder 20% Rückstand auf Sieb 150, wobei der einzelne nach seinem Ermessen irgendein Sieb herausgreift. Dadurch ist es oft schwierig, sich ein wirklich einwandfreies Bild von dem tatsächlichen Mahlgut zu machen.

Es wäre deshalb sehr zu begrüßen, wenn man sich in der Flotationstechnik dahin einigen würde, daß man sich bei dieser Art der Bezeichnung der Zerkleinerungsgröße auf einige wenige Siebe der Vergleichstabelle bezieht. Gerade für die Erzflotationstechnik, wo das Erz fast ausnahmslos bis auf mindestens 0,30 mm zerkleinert werden muß, würden 3 bis 4 auszuwählende Siebe der Tabelle zur genauen Kennzeichnung der Zerkleinerungsgröße vollauf genügen. Wird beispielsweise bei der Zerkleinerung eines Erzes angegeben, daß dabei 60% durch ein Sieb von 0,10 mm Maschenweite gehen, während 10% auf einem Siebe von 0,20 mm zurückbleiben, so ist damit die Mahlfineinheit einwandfrei gekennzeichnet.

Zur Durchführung genauer Siebanalysen werden Normalsiebsätze empfohlen, die mit Siebringen von 100, 200 oder 300 mm Durchmesser geliefert werden. Die Siebung des Versuchsguts kann von Hand erfolgen, besser jedoch mit sog. Mahlfineheitsprüfmaschinen, die u. a. nach der Bauart Förderreuther und Duplex Rapid¹⁾ im Handel sind.

In vielen Fällen genügt die Siebanalyse allein nicht, um über die Korngrößenverteilung der feinsten Bestandteile ein genügend klares Bild zu gewinnen. In solchen Fällen greift man zur Schlämmanalyse²⁾.

Für die Unterteilung der Korngrößen unter 250 Maschen werden Schlämmitrichter benutzt, die mit aufsteigendem Wasserstrom arbeiten. Da derartige Untersuchungen jedoch mit einer Reihe von Fehlerquellen behaftet und optische Untersuchungen, die vorübergehend benutzt wurden, zu umständlich sind, hat man, ausgehend von den Sedimentier- und Schlämmethoden der Keramik und Bodenkunde, Apparate geschaffen, welche die Messung der Korngrößen von Pulvern unter 250 Maschen noch mit ziemlicher Genauigkeit gestatten. Derartige Apparate beruhen auf dem nachstehend kurz skizzierten Prinzip von Wiegner und H. Geßner³⁾. Das spezifische Gewicht einer mineralischen Suspension ist größer als das spezifische Gewicht des

¹⁾ Hersteller: Fr. Hegershoff, G. m. b. H., Leipzig, und das Chemische Laboratorium für Tonindustrie, Berlin. Eine Standard Siebmethode mit vorangehender gründlicher Entschlammung schlägt A. Probert vor: Standard and Sieving Methods, Eng. Min. World 2, 273 (1931).

²⁾ J. Groß, S. R. Zimmerley und A. Probert, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 295, 1 (1929); A. M. Gaudin, J. O. Groh und H. B. Henderson, Ind. Chem. 22, 1363 (1930).

³⁾ H. Geßner, Der Wiegnersche Schlämmaparat und seine praktische Anwendung; Kolloid. Z. 38, 115 (1926).

reinen Wassers, denn ein Teil des Gesamtvolumens der Suspension wird von den spezifisch schwereren Mineralteilchen eingenommen. Je konzentrierter die Suspension ist, desto größer muß also ihr spezifisches Gewicht sein. Verringert sich die Konzentration der Suspension durch Sedimentation, so nimmt das spezifische Gewicht der über dem Sediment stehenden Trübesäule entsprechend ab. Mißt man also den Auftrieb einer im Sedimentieren begriffenen Suspension mit der Mohrschen Waage, so wird man eine entsprechend der der Sedimentationsgeschwindigkeit fortschreitende Verringerung der Auftriebswirkung beobachten. Da jeder bestimmten Sedimentiergeschwindigkeit eine ganz bestimmte Korngröße entspricht, lassen sich auf diese Weise die Rückschlüsse auf die suspendierten Teilchen ziehen.

Der fortwährend notwendige Ausgleich der Waage durch Verschieben und Abhängen von Gewichten läßt sich natürlich nicht ohne Störung der Aufschlammung durchführen. Von Wiegner und Geßner wurde daher folgender Ausweg gewählt: in zwei kommunizierenden Röhren stellen sich die Menisken nur dann gleich hoch ein, wenn beide Röhren Flüssigkeiten desselben spezifischen Gewichts enthalten. Wird dagegen die eine Röhre mit destilliertem Wasser gefüllt, die andere mit einer mineralischen Suspension von höheren spezifischem Gewicht, so stellt sich nach der Freigabe der Verbindung zwischen den beiden Röhren der Meniskus der Suspension tiefer ein als der Wassermeniskus. Bedeutet h die Höhe der Wassersäule, H die Säulenhöhe der Suspension, beide gerechnet vom Verbindungsstück der kommunizierenden Röhren an aufwärts, so gilt die Beziehung $\frac{H}{h} = S$, so daß S das spezifische Gewicht der Suspension ausdrückt. Aus der zeitlichen Verringerung der Differenz $h - H$ lassen sich mit Hilfe der Stokesschen Formel auf mathematischem Wege mit großer Sicherheit die unterschiedlichen Größen der sedimentierten Teilchen fraktionsweise berechnen. Diese umständliche Art der Auswertung wird dadurch umgangen, daß die Differenz $h - H$ kontinuierlich auf einem photographischem Film in erheblicher Vergrößerung aufgezeichnet¹⁾ wird, und die Auswertung durch ein einfaches graphisches Verfahren erfolgt. Auf diese Weise gelingt es, selbst Pulvergemische von 0,1 mm bis herab zu 0,002–0,001 mm innerhalb eines Tages in beliebige Fraktionen von wenigen Tausendstel mm Größenunterschied zu zerlegen und die Prozentanteile der einzelnen Fraktionen im Pulver zu ermitteln. Eine weitere Verbesserung dieses Verfahrens und der dazu gehörigen Apparatur ist von R. Lorenz²⁾ vorgenommen worden.

¹⁾ Zu beziehen durch Fr. Hugershoff, G. m. b. H., Leipzig.

²⁾ Über Methoden zur Bestimmung der Korngrößen von Füllstoffen. Die graphische Auswertung von Fallkurven; Papierfabr. 6, 91 (1926).

Da in der Bezeichnungsart der Kornfeinheit im Schrift- und Sprachgebrauch keine einheitlichen Ausdrucksformen üblich sind, seien im folgenden die gebräuchlichsten erläutert:

1. 80-Maschengut heißt: ein Material, dessen Korngrößenzusammensetzung so beschaffen ist, daß 100% durch ein Sieb von 80 Maschen je lfd. engl. Zoll gehen.
2. 3% + 75 Maschen heißt: mit Ausnahme von 3% geht alles durch ein Sieb von 75 Maschen je lfd. engl. Zoll.
3. 70% — 200 Maschen heißt: ein Gut, von dem 70% durch ein 200 Maschensieb hindurchgehen und die restlichen 30% gröber sind als 200 Maschen je lfd. engl. Zoll entsprechen.
4. Gut von 0,2 mm lichte Maschenweite heißt: ein Material, bei dem angenähert 100% durch ein Sieb gehen, dessen lichte Weite 0,2 mm beträgt.

Neuerdings ist man bestrebt, die lichte Maschenweite in mm auszudrücken und zu der Zahl der Maschen je lfd. engl. Zoll in Beziehung zu bringen, also z. B.:

„0,15 mm lichte Maschenweite (entsprechend dem engl. Sieb 100)“ heißt: das Gut geht zu 100% durch ein Sieb mit 0,15 mm lichte Maschenweite, und dies entspricht einem Sieb mit 100 Maschen je lfd. engl. Zoll.

Bei den bisher noch gebräuchlichen verschiedenen Siebbezeichnungen empfiehlt es sich immer, außer der Siebbezeichnung die lichte Maschenweite anzugeben, z. B.: zerkleinert auf 80 Maschen (0,200 mm).

b) Das Aufschließen

Wie bereits hervorgehoben, muß die Zerkleinerung und Feinmahlung bis zu jener Korngröße erfolgen, bei welcher das Erz neben der Gangart frei liegt. Sind mehrere zu trennende Metallkomponenten vorhanden, so müssen nicht nur die Erze neben der Gangart freiliegen, sondern auch die verschiedenen Erze untereinander, mit anderen Worten, der völlige Aufschluß muß erreicht sein. Zu berücksichtigen ist hierbei, daß Aufschlußgröße und makroskopisch bzw. mikroskopisch bestimmte Korngröße der einzelnen Teilchen nicht immer identisch zu sein brauchen.

Bei der Zerkleinerung und Feinmahlung auf den oben angegebenen Aufschlußgrad wird stets das Bestreben vorherrschen müssen, möglichst geringe Mengen von unerwünscht feinem Gut zu erhalten¹⁾, und sie in tunlichst störungsfreiem Betrieb bei geringsten Kosten durchzuführen.

Bevor die Flotation die bisher bekannten Aufbereitungsverfahren umwälzend beeinflusste, wurde mit Ausnahme von einigen Gold- und Silbererzen in der Regel angestrebt, das gefördertete Gut möglichst schonend stufenweise zu zerkleinern, um es mehr oder weniger eng klassiert oder sortiert auf

¹⁾ H. A. Megraw, Eng. Min. Journ. 104, 59 (1917); Met. u. Erz 14, 131 (1917); A. Del Mar, Eng. Min. Journ. 106, 14 (1918); F. G. Moses, Chem. Met. Eng. 20, 571 (1919).

Setzmaschinen, Herden oder auf Magnetscheidern zu trennen; die hierbei anfallenden Zwischenprodukte fanden eine ähnliche vorsichtige Weiterbehandlung.

Nach der Einführung der Flotation wurden diese Ansichten über die stufenweise Zerkleinerung anfänglich zögernd, nach der Entwicklung der selektiven Flotation, zumal im Ausland, teilweise stürmisch verlassen, und der Weg gewählt, das gesamte Rohgut ohne Rücksicht darauf, daß ein Teil schon auf Setzmaschinen, zum mindesten aber auf Herden gute Konzentrate ergeben würde, von vornherein auf Flotationsfeinheit zu bringen. Der große Erfolg, der hierbei unzweifelhaft erzielt wurde, ist insbesondere den Klassierern zu verdanken, die den sog. geschlossenen Kreislauf zwischen Mühle und Klassierer gestatten.

In diesem Zusammenhang sei auch darauf hingewiesen, daß das Aufschließen der Erze, also ihr Freilegen nebeneinander und von der Gangart, häufig nicht nur nach aufbereitungstechnischen Gesichtspunkten erfolgen darf, sondern auch hüttentechnische und wirtschaftliche berücksichtigt werden müssen. Ist z. B. ein Erzgemisch von Bleiglanz, Kupferkies, Zinkblende und Pyrit aufzubereiten, so ist es leicht möglich, daß Blende und Pyrit im einzelnen bei einem bestimmten Aufschlußgrad schon freiliegen, während Bleiglanz und Kupferkies wohl gegenüber den anderen Bestandteilen freiliegen, untereinander aber noch verwachsen sind. In diesem Fall wird man unter Umständen Bleiglanz und Kupferkies unter Verzicht auf die weitere Vermahlung als Mischkonzentrate, d. h. teilweise als verwachsene Produkte flotieren und einem geeigneten Hüttenverfahren zuführen. Der entgegengesetzte Fall liegt z. B. bei der Verarbeitung von Antimonglanz vor, der mit Arsenkies verwachsen ist, jedoch möglichst frei von Arsenkies im Flotationsschaum gewonnen werden soll, um verkäuflich oder verhüttungsfähig zu sein. Hier muß man von vornherein bis zum völligen Aufschluß feinmahlen, um überhaupt die Möglichkeit zu bekommen, die verschiedenen Oberflächeneigenschaften von Antimonglanz und Arsenkies durch geeignete Zusatzmittel differenzierend zu verstärken.

Ein weiterer bei der Festlegung der Aufschlußgröße wichtiger Gesichtspunkt, dem allerdings häufig noch nicht die gebührende Bedeutung eingeräumt wird, ist der wirtschaftliche. Manche Bleierze lassen sich bei genügender Konzentration (70% Pb) auf Berge von etwa 0,25% Pb ausarbeiten, was bei einem Aufgabegut von 7% Pb einem Ausbringen von 96,8% Pb entspricht, verlangen aber hierzu eine so weitgehende Feinmahlung, daß nur 3% des Flotationsgutes gröber als 150 Maschen sein dürfen. Bei einer geringeren Feinmahlung, bei der 5% über 80 Maschen verbleiben, kann das gleiche Rohgut wohl auf dieselbe Anreicherung gebracht werden, wobei die Berge aber noch 0,75% Pb enthalten, was gegenüber der ersten Arbeitsweise eine

Erniedrigung des Ausbringens von 96,8% auf nur 90,3% bedeutet. In diesem Fall ist unbedingt das Metallausbringen und die Wirtschaftlichkeit in Beziehung zu bringen. Überhaupt sind Entscheidungen dieser Art stets als Resultierende technisch möglicher und wirtschaftlich erträglicher Ergebnisse zu treffen. Es wird auch bei anderen Erzen, in Abhängigkeit von den jeweiligen Metallpreisen, ein zahlenmäßig niedrigeres Ausbringen nicht selten einem höheren Verkaufsgewinn entsprechen.

Das gesamte Rohgut nach entsprechender Vorzerkleinerung unter eine bestimmte, als oberste Grenze geltende Feinheit zu mahlen, ist nicht als eine besondere Leistung der Feinmahlung zu bewerten. Wichtiger dagegen ist es, diese oberste Korngröße unter möglichster Vermeidung von viel übermäßig feingemahlenem Gut zu erzeugen. Dies gelang erst in einigermaßen befriedigender Weise nach der Einführung der Klassierer in die Aufbereitungstechnik. (Siehe S. 83.)

c) Einfluß der Schlämme und selektive Mahlung

Von Natur aus sind durch Abbau und Transport im angelieferten Rohgut feinste Teilchen enthalten, die mit Wasser die sog. primären Schlämme ergeben; diese vermehren sich im Laufe der Zerkleinerung um die sog. sekundären Schlämme.

Der Wunsch und die Notwendigkeit, möglichst wenig „Schlamm“ zu erzeugen, gründet sich neben dem Bestreben, unnötige Mahlkosten zu vermeiden, auf folgende Tatsachen und Erwägungen: feine Schlämme, besonders solche, die sich der Kolloidfeinheit nähern, verursachen bei dem Auftreten in größeren Mengen Schwierigkeiten bei der Flotation, da sie sich leicht in einer Verschlechterung der Anreicherung und des Ausbringens auswirken können.

Wie schon vielfach im praktischen Betrieb beobachtet wurde, sind kleinste Korngrößen nicht so leicht flotierbar wie mittlere und gröbere¹⁾. Die Ursache scheint, soweit es sich um Teilchen der Größe 0,0005–0,001 mm handelt, einerseits im Vorhandensein der Brownschen Bewegung zu liegen, andererseits aber wahrscheinlich in dem Umstand, daß so kleinen Teilchen mit weniger großer Wahrscheinlichkeit Gelegenheit geboten wird, sich mit Luftblasen zu verbinden als größeren Teilchen. Schlämme erfordern meist, um sie am Aufschwimmen zu verhindern, den erhöhten Zusatz von drückenden Mitteln, die ihrerseits aber in diesem Überschuß auch die zu flotierenden Bestandteile ungünstig beeinflussen können; dies trifft in erster Linie bei den allerfeinsten Erzteilchen zu, also gerade jenen Korngrößen, die beim Schwimmen besonders gut erfaßt werden sollten.

¹⁾ A. M. Gaudin, J. O. Groh und H. B. Henderson, a. a. O. 7.

Ferner muß ein Material mit übermäßig viel Feingut meist in dünnerer Trübe flотиert werden als gröberes; dieser Umstand verringert die Durchsatzleistung der Flotationsapparate, bedingt somit eine größere und damit in der Anschaffung und Unterhaltung kostspieligere Anlage.

Schlammreiches Gut erfordert infolge seiner großen Oberflächenentwicklung¹⁾ nicht nur an sich mehr Flotationsmittel, sondern benötigt u. U. verhältnismäßig teure Zusätze, um mechanische Verluste durch Flockenbildung bzw. Einschließen von Erzteilchen zu vermeiden²⁾. Die damit zusammenhängende Erscheinung, daß allerfeinste Teilchen bei der Flotation zum Teil nicht im Schaum gewonnen werden können, ist häufig die Ursache von Verlusten. Sollen sehr schlammreiche Trüben selektiv flотиert werden, z. B. Bleiglanz und Zinkblende, so steigt mit dem zuletzt aufsteigenden gröbereren Bleiglanz viel feine Blende in den Schaum, die auch durch Nachschwimmen nur schwer und meist sehr unvollständig aus dem Bleikonzentrat herausflотиert werden kann, also einen Verlust darstellt, der bei richtiger Mahlung vermeidbar ist. In anderen Fällen wieder steigt der gröbste Bleiglanz erst in den letzten Mittelproduktszellen der Zinkabteilung. Man kann zwar diese Verluste dadurch umgehen, daß man derartige Produkte nochmals aufmahlt, um den Bleiglanz schwimmfähiger zu machen, aber abgesehen von der unnötigen Mehrbelastung von Mühle, Klassierer und Flotationsapparat gelingt auf diese Weise die Trennung nie so vollständig, als wenn von vornherein die Feinmahlung ohne Erzeugung von übermäßig viel „Schlamm“ durchgeführt wird. Alle diese Umstände haben dazu geführt, daß in manchen Anlagen, in denen stark schlammbildende, z. B. sehr tonreiche Erze verarbeitet werden müssen, die feinen Schlämme von den gröbereren Korngrößen abgetrennt und gesondert flотиert werden³⁾. Es ist dies eine Verlegenheitslösung; angestrebt muß werden, von vornherein eine übermäßige Schlammbildung beim Feinmahlen zu vermeiden.

Neben dem Bestreben, möglichst schlammarme Trüben zu verarbeiten, muß getrachtet werden, den Flotationsapparaten möglichst gleiche Mengen Trübe von gleichbleibender Dichte zuzuführen. Die starke Abhängigkeit der Flotationsverfahren von der Trübedichte, d. h. dem Mischverhältnis von fest zu flüssig, verlangt einen tunlichst durch keine Unterbrechungen gestörten 24stündigen Betrieb. Bis zu den Feinmühlen können Betriebsstörungen durch

¹⁾ 1 t Erz von spez. Gew. 3, zerkleinert auf Teilchen von 0,2 mm, hat unter der Annahme kugelförmiger Teilchen eine Oberfläche von rd. 10000 qm; dieselbe Menge, auf 0,075 mm zerkleinert, hat unter derselben Annahme eine Oberfläche von rd. 27000 qm.

²⁾ A. W. Fahrenwald und L. T. Abele, Eng. Min. World 2,173 (1931).

³⁾ Zum Beispiel bei der Britannia Mill (Kanada), wo der etwa 12% betragende Anteil an primären Schlämmen abgetrennt wird; siehe B. W. Holman, Min. Mag. 39, 85 (1928); Quarterly 61.

Zwischenschaltung ausreichender Bunker und Zwischenbunker vermieden oder zum mindesten teilweise ausgeglichen werden. Die Feinmühlen selbst besitzen eine die Betriebsstörungen aufnehmende Bunkerungsmöglichkeit mittelbar nur dann, wenn das von den Klassierern abfließende Gut vor den Flotationsapparaten Eindickern oder hinreichend großen Einwirkgefäßen zugeführt wird. Um eine genügende Unabhängigkeit zu schaffen, wird daher häufig ähnlich wie bei der Grobzerkleinerung die Feinmahlung bei größeren Anlagen mehrstufig vorgenommen. (Siehe „Klassierer“, S. 86.)

Vielfach ist es erwünscht, gewisse Bestandteile möglichst grob zu lassen, andere dagegen ihrer erforderlichen Kornfeinheit zuzuführen, z. B. die Gangart wenig zu zerkleinern, das Erz dagegen auf die nötige Schwimmfeinheit zu bringen. Eine Vermahlung, welche nach diesen Grundsätzen vorgenommen wird, heißt selektive Vermahlung, weil sie auswählend gewisse Bestandteile feiner als andere zerkleinert. Dieses Bestreben, welches die Flotation an sich wesentlich unterstützen könnte, ist jedoch nur bei Erzen zulässig, deren natürlicher Verwachsungsgrad und die verschiedene Härte bzw. Zähigkeit dies gestatten. Unter Umständen kann eine selektive Vermahlung dadurch erreicht werden, daß man sie in Gegenwart peptisierender Mittel durchführt; sie halten das leichter Vermahlbare in Schwebelage, so daß es, ohne weiter zerkleinert zu werden, abgeführt wird. Ein anderer, im allgemeinen einfacherer Weg besteht in der Zugabe der erforderlichen Schwimmittel in die Mühle; die beim Vermahlen entstehenden freigelegten, schwimmfähigen Teilchen werden dadurch der weiteren Vermahlung entzogen, da sie mit den beim Mahlvorgang entstehenden geölten Luftblasen hochsteigen. Bestrebungen, durch Wahl eines entsprechenden Mühlentyps und entsprechender Zerkleinerungskörper eine selektive Mahlung zu erreichen, sind bisher nur vereinzelt von Bedeutung gewesen.

Stufen und Kosten der Zerkleinerung

Die Kosten für die Zerkleinerung und Feinmahlung so gering wie möglich zu halten, ist ein selbstverständliches Bestreben jedes Betriebes. Wenn sich auch die Zerkleinerungs- und Feinmahlkosten mit steigender Durchsatzmenge vermindern, so haben sie doch an den Gesamtaufbereitungskosten, gleichgültig, ob es sich um große oder kleine Anlagen handelt, einen erheblichen Anteil.

Über den Durchschnittskraftverbrauch in kWh je t und die für die gesamten Zerkleinerungs- und Mahlungskosten in M je t, unterteilt in die einzelnen Zerkleinerungsstufen, unterrichtet nachstehende Tabelle¹⁾, die amerikanischen Verhältnissen entspricht:

¹⁾ Met. Bull. Geco 33, 74 (1929). Vgl. auch Abschn. „Wirtschaftlichkeit“, S. 463, 464.

Durchschnittsleistung in 24 Stunden	5000 t		1500 t		500 t		150 t		50 t		15 t	
	kWh/t	Pfg/t	kWh/t	Pfg/t	kWh/t	Pfg/t	kWh/t	Pfg/t	kWh/t	Pfg/t	kWh/t	Pfg/t
Vorzerkleinern ..	0,75	6,3	1,25	29	4,5	42	7	63	12	105	20	168
Zwischen- zerkleinern	2,0	16,8	2,5									
Mahlen (auf —50 Maschen)	7	63	10	84	13	126	30	315	40	420	50	630
Feinmahlen (auf —200 Maschen)	5	42	8	63	10	105						

Während schon frühzeitig außerordentliche Anstrengungen gemacht wurden, die reinen Flotationskosten in erster Linie durch eine Verringerung der Reagenzienkosten zu erniedrigen, und diese Bestrebungen auch zu bemerkenswerten Erfolgen geführt haben, hatte man verhältnismäßig spät versucht, auch die Mahlkosten herabzudrücken, besonders soweit es sich um kleine und mittlere Anlagen handelt.

Es wurde bereits erwähnt, daß für die einzelnen Zerkleinerungsstufen besondere Maschinentypen ausgebildet sind, deren Aufeinanderfolge gewissen Erfahrungsregeln unterworfen ist, die aber doch ein weites Feld für Kombinationen zulassen. Ganz allgemein und ohne besondere Berücksichtigung des jeweils vorliegenden Erzes kann man die Reihenfolge der Zerkleinerungs- und Feinmahlungsmaschinen etwa folgendermaßen annehmen:

für kleine und mittlere Anlagen bis etwa 300 t/Tag Steinbrecher¹⁾—Walzenmühle—Mühle mit Klassierer (vgl. Abb. 4, S. 47); bei schwierigen Erzen wird man zwischen Steinbrecher und Feinwalzenmühle eine Grobwalzenmühle schalten (vgl. Abb. 5, S. 48). Eine stufenweise Feinmahlung in einer Vormühle und einer Feinmühle wird sich bei den angegebenen Verhältnissen meist noch nicht lohnen, d. h. nicht wirtschaftlich sein.

Der vorübergehend vertretene Standpunkt, hinter den auf ziemlich feinen Spalt gestellten Steinbrecher unmittelbar die Feinmühle folgen zu lassen, wird vielfach als überholt betrachtet und ist als Notbehelf anzusehen, um den Preis der Maschinenlieferung bei der Neuanlage so niedrig wie möglich zu halten.

Bei Anlagen mit einem größeren Tagesdurchsatz als 300 t wird man zwischen Steinbrecher und Mühle tunlichst eine weitgehende Zwischenzerkleinerung einschalten, um den Mühlen genügend weit vorgebrochenes Gut zu liefern; es ist auch möglich, das einmal gewalzte Gut in eine Vormühle und von dieser erst in die eigentliche Feinmühle zu führen (vgl. Abb. 6, S. 48). Für welche der beiden Möglichkeiten man sich entscheidet, die doppelte Zwischenzerkleinerung oder die stufenweise Fein-

¹⁾ Bei Anlieferung übermäßig großer Stücke empfiehlt es sich, die Vorzerkleinerung in zwei hintereinander geschalteten Steinbrechern vorzunehmen.

mahlung, hängt nicht nur von der Tagesleistung, sondern auch von der Natur des Erzes ab.

Zu berücksichtigen bleibt besonders bei kleinen und mittleren Anlagen, daß in den meisten Fällen für eine bestimmte Leistung nur die Größe der Feinmühlen genau ermittelt werden muß, da die Größe der vorgeschalteten Walzenmühle und des Brechers nicht durch die Leistung, sondern durch die Größe der aufgegebenen Stücke bestimmt wird, d. h. die Walzenmühlen und Steinbrecher meist eine wesentlich höhere Leistung bewältigen können, als erforderlich ist.

Den Zerkleinerungsgrad, d. i. das Verhältnis von Größe des erzeugten Gutes zur Aufgabegröße, nimmt man für die Grob- und Zwischenzerkleinerungsmaschinen meist mit etwa 1:4 an, geht selten auf 1:6 und übersteigt nicht 1:7. Als Aufgabegröße der Mühlen kann man Korngrößen von 20 mm, u. U. sogar über 20 mm wählen und zerkleinert in einem Gang bzw. zwei Gängen auf die gewünschte Flotationsfeinheit. In den letzten Jahren hat das Bestreben, die Größe des Aufgabeguts für die Mühlen durch Verwendung einer Zwischenzerkleinerungsmaschine zu vermindern, zum Teil sogar wesentlich bis auf unter 10 mm, die verhältnismäßig hohen Mahlkosten verringert, und damit auch, trotz Einschalten einer weiteren Zwischenzerkleinerungsmaschine, die Gesamtzerkleinerungs- und Mahlkosten herabgesetzt.

Für den Mahlerfolg bei der Naßvermahlung ist die Trübedichte von großem Einfluß¹⁾. In Kugel- und Stabmühlen werden die besten Ergebnisse erzielt, wenn die Trübe je nach der Korngröße der Teilchen und der Beschaffenheit des Guts zwischen 20 und 50% Wasser enthält. (Vgl. S. 79.)

Einige der gebräuchlichsten Maschinen, die zum Vorbrechen, zur Zwischenzerkleinerung und zum Mahlen, oder der amerikanischen Bezeichnungsart folgend, die für das erste und zweite Zerkleinern und Mahlen benutzt werden, sollen im folgenden zunächst kurz einander gegenübergestellt werden.

2. Vergleichende Gegenüberstellung der gebräuchlichsten Zerkleinerungsmaschinen

a) Vorbrechen

Das eigentliche Vorbrechen rechnet man allgemein herab bis zu einer Stückgröße von 50–60 mm, höchstens bis 80–100 mm. Für diese Art der Zerkleinerung, bei der die Wahl der Maschinengröße in der Hauptsache von der Größe des aufgegebenen Guts abhängt, werden Backen- und Rundbrecher verwendet. In Fällen, wo bei großen Tagesleistungen Gut von 0,5 bis

¹⁾ A. W. Fahrenwald und L. T. Abele, a. a. O.

1 m Stückgröße angeliefert wird, kann natürlich weder ein Backen- noch ein Rundbrecher dieses Gut in einem Gang auf die oben angegebene mittlere Stückgröße von 50–60 mm brechen. In solchen Fällen werden Backen- oder Rundbrecher den ersten Grobzerkleinerungsmaschinen nachgeschaltet, um eine Zerkleinerung auf die gewünschte Stückgröße von 50–60 mm zu erzielen.

Von den beiden genannten Maschinen beherrscht rein zahlenmäßig betrachtet der Backenbrecher bei weitem das Feld. Nur bei großen Anlagen (rd. 1000 t Tagesleistung und darüber) überwiegen die Rundbrecher. Beide Maschinenarten gegeneinander abzuwägen, ist schwer, da beide für ihren Anwendungsbereich ausgesprochene Vorteile haben: der Backenbrecher z. B. den der einfachen niedrigen Bauart, der Aufnahmefähigkeit für große Stücke, der leichten Auswechselbarkeit von Ersatzteilen und vor allem den der einfachen Wartung. Für den Rundbrecher spricht, besonders bei großen Anlagen, seine große Leistung auf verhältnismäßig kleinem Raum und, verglichen mit dem Backenbrecher gleicher Leistung, sein geringeres Gewicht sowie sein meist niedrigerer Kraftverbrauch. Bei kleineren Rundbrechern stellt sich das Gewicht (und damit der Preis) zur Leistung weniger vorteilhaft, so daß die Rundbrecher im Vergleich mit den Backenbrechern für kleine und mittlere Leistungen ungünstig abschneiden.

Die Auswechselung der Ersatzteile und die Wartung des Rundbrechers ist nicht so einfach wie bei dem Backenbrecher. Vor allem bedarf der Rundbrecher zum Ausbau eines hohen Raumes, da die Hauptwelle nach oben hinausgezogen werden muß.

Um unnötige Brüche beider Maschinen trotz ihrer Bruchsicherungen von vornherein auszuschalten, empfiehlt es sich immer, aus dem Aufgabebett größere Eisenteile, wie Hämmer, Bohrer und Brechstangenstücke, auszulesen bzw. einen Magnet vorzuschalten. (Siehe S. 111.)

Es werden im folgenden nicht immer klare Entscheidungen für oder gegen die einzelnen Maschinengattungen getroffen werden können. Dies liegt nicht etwa daran, daß die erforderlichen Unterlagen und Erfahrungswerte fehlen, sondern vielmehr in dem Umstand, daß Erze verschiedenster Art und in verschiedenster Stundenleistung zur Verarbeitung kommen, ferner auch daran, daß in einer allgemeinen Beschreibung die jeweils örtlichen Bedingungen nicht genügend berücksichtigt werden können.

b) Zwischenzerkleinerung

Für Anlagen mit großer Leistung hat sich die Zwischenzerkleinerung allgemein eingeführt, dagegen bestanden über ihren Wert für kleinere und mittlere Anlagen lange Zeit verschiedene Meinungen. In den letzten Jahren hat man gerade dieser Zwischenstufe in der Zerkleinerung erhöhte Aufmerksamkeit

geschenkt, zumal man allgemein erkannt hat, daß bei richtiger Wahl der zu erzielenden Zwischenzerkleinerungsgröße bedeutende Ersparnisse erzielbar sind, da in solchen Fällen kleinere Feinmühlen fast immer genügen. Dies aber bedeutet eine Verbilligung der Anschaffungs- und Betriebskosten durch Verringerung des Kraftverbrauches und des Verschleißes.

Vereinzelt wird der Standpunkt vertreten, daß es vorteilhafter sein kann, in kleinen Anlagen (100 t/Tag und darunter) auf die Ersparnisse beim Mahlen zu verzichten und das vorgebrochene Gut von 50 mm unmittelbar in Kugelmühlen von großem Durchmesser zu mahlen¹⁾, da der einfachere Stammbaum und die geringeren Anschaffungskosten die Mehrkosten der Arbeit ohne Zwischenzerkleinerung aufwiegen würden. Ohne Zwischenzerkleinerung in die Kugel- oder Stabmühlen zu gehen, ist aber im Betrieb und in der Unterhaltung zweifellos teurer, weil grobe Korngrößen das Füllmaterial und die Panzerung viel stärker angreifen als Gut von 10 mm oder noch feineres, wenn das Aufgabegut in beiden Fällen auf gleiche Feinheit gemahlen werden soll.

Der eigentlichen Zwischenzerkleinerung für Gut unter 50–60 mm dienen in den verschiedenen Verhältnissen hauptsächlich die nachstehenden Zerkleinerungsmaschinen:

Rundbrecher, schon für mittlere Leistungen, da sie sich in geeigneter Ausführung als Feinbrecher besser eignen als Backenbrecher.

Scheibenbrecher (Disc crusher), in der Hauptsache für nicht zu hartes bzw. zähes Gut, jedoch nur dann, wenn es trocken ist.

Walzenmühlen, die sich für Anlagen mit kleiner und großer Leistung, für trockenes oder nasses und selbst für das härteste Gut eignen. Sie können Korngrößen von etwa 60 mm an abwärts verarbeiten; nach unten ist ihre Wirksamkeit durch eine Korngröße von 1,5–2 mm begrenzt.

Die Vorzüge und Nachteile der Rundbrecher wurden im vorangehenden Abschnitt „Vorbrechen“ kurz besprochen; ihre nicht gerade leichte Handhabung bei Wartung und Ausbesserungen haben bisher ihre Einführung als Nachzerkleinerungsmaschinen in kleinen und mittleren Anlagen nicht besonders gefördert.

Scheibenbrecher, die sich eine Zeitlang großer Verbreitung erfreuten, sind im Betrieb wegen der häufig notwendigen Reparaturen recht teuer, sie werden gegenwärtig mehr für besondere Verwendungszwecke benutzt.

Ähnlich wie die Backenbrecher bei der Vorzerkleinerung das Feld beherrschen, ist dies für die Walzenmühlen bei der Zwischenzerkleinerung der Fall, gleichgültig ob sie in einfacher oder hintereinandergeschalteter Anordnung Verwendung finden. Die rein technische Durchbildung der

¹⁾ A. C. Daman und E. Briber, Denver Equip. Bull. 2909, 23 (1930).

Walzenmühlen ist derart fortgeschritten, daß sie als einfache und betriebs-sichere Arbeitsmaschine noch ständig an Boden gewinnen. Diese Entwicklung wird nicht durch den unverkennbaren Nachteil gehemmt, daß unter normalen Umständen ihr Zerkleinerungsgrad nicht über 1:4 betragen darf.

Besonders hervorzuheben ist in diesem Zusammenhang der Symons Cone Crusher, der in einem Gang Zerkleinerungsgrade von 1:20 und darüber erzielt, z. B. Korn von 300 mm auf 12 mm zerkleinert, eine Leistung, die bisher von keiner anderen Maschine erreicht worden ist, mit Ausnahme der früher in großem Maß benutzten Siebkugelmühle, welche diesen Zerkleinerungsgrad häufig noch überschritt, jedoch als Vor- und Zwischenzerkleinerungsmaschine im vorstehenden Sinn keine Anwendung gefunden hat.

Da die Abmessungen der Vor- und Zwischenzerkleinerungsmaschinen weniger von der verlangten Leistung als von der Größe der aufzugebenden Stücke abhängen, und man außerdem aus betriebswirtschaftlichen Gründen bestrebt ist, für die Vorzerkleinerung, insbesondere auch für die Zwischenzerkleinerung, Maschinen größeren Ausmaßes zu verwenden, läßt man vielfach die Vorzerkleinerung nur etwa 8 Stunden laufen, während die Flotation 24 Stunden in Betrieb steht. Manchmal wird auch die Zwischenzerkleinerung nur 8 bzw. 16 Stunden betrieben; dies erfordert das Einschalten von Bunkern zwischen Vor- und Zwischenzerkleinerung einerseits und Zwischenzerkleinerung und Mahlung andererseits, um genügende Mengen zerkleinerten Gutes für die Zeit des Stillstandes der Vor- oder Zwischenzerkleinerungsabteilung stapeln zu können. Diese Arbeitsweise bietet, abgesehen von der wirtschaftlichen Betriebsführung, auch insofern einen besonderen Vorteil, als sie ein gleichmäßigeres Aufgabegut für die Feinmahlung und damit für die Flotation liefert.

c) Mahlen

Die Kosten für das Vorbrechen und Zwischenzerkleinern sind gering, verglichen mit den Kosten für das Mahlen, auch wenn das Mahlen in zwei Stufen, dem Vor- und Feinmahlen, erfolgt. Das Verhältnis der Kosten für Vorbrechen einschließlich Zwischenzerkleinerung und Feinmahlen beträgt im allgemeinen etwa 1:2 bis 1:5. (Siehe S. 40.)

Da für die Flotationsverfahren nicht nur der vollständige Aufschluß erzielt, sondern auch eine oberste Korngröße eingehalten werden muß, um die Teilchen noch aus der Trübe hochtragen zu können, ist es erklärlich, daß der Verbreitung der Schwimmverfahren auch eine Entwicklung der Feinmühlen parallel ging. Drei Punkte kennzeichnen diese Entwicklung:

1. Verlassen der bisher häufigen Verwendung von langen Rohrmühlen, in denen dünn gemahlen wurde.

2. Einführung der Klassierer, die im geschlossenen Kreislauf mit kurzen Mühlen arbeiten, und
3. die Verwendung von Stabmühlen.

Klassierer und Stabmühlen gestatten die Mahlung in wesentlich dickerer Trübe, als dies früher möglich war. Klassierer ermöglichen auch die Durchführung der Mahlung als stufenweise Feinmahlung. (Siehe S. 86.)

Früher waren für die Feinmahlung vorwiegend Rohrmühlen in Gebrauch. Bei den Rohrmühlen, deren Durchmesser kleiner ist als die Mühlenlänge, wurde angestrebt, den Austrag der Mühle möglichst frei von Überkorn zu erhalten. Diese Forderung bedingt ein langes Verweilen des Aufgabeguts in der Mühle, wobei es unvermeidlich ist, daß ein großer Anteil feiner als notwendig gemahlen wird. Soll das Gut aber nicht allzu lange in der Mühle verbleiben, muß viel Wasser zugesetzt werden, um das bereits genügend fein zerkleinerte Material rechtzeitig herauszuspülen. Da nun weder ein übermäßiges Feinmahlen noch eine starke Trübeverdünnung für die Flotation erwünscht sind, hat man diese Arbeitsweise und diesen Mühlentyp für Flotationszwecke bald verlassen.

An Stelle der langen Rohrmühlen traten kurze, als sieblose Kugelmühlen oder als Trommelmühlen bezeichnete Rohrmühlen; späterhin kamen die Klassierer auf, und bald wich die früher herrschende Anschauung über das Feinmahlen einer neuen Arbeitsweise. Man mahlte wesentlich dicker als bisher, sorgte ohne besondere Rücksicht auf das noch nicht genügend zerkleinerte Überkorn für einen schnellen Durchgang des Gutes durch die Mühle, um das schon aufgeschlossene Gut vor einer weiteren Zerkleinerung zu schützen. Diese Arbeitsweise ist nur möglich, weil der Klassierer unter Zusatz von Wasser bei geeigneter Einstellung eine Scheidung des gemahlten Gutes in aufgeschlossenes und unaufgeschlossenes vornimmt und das unaufgeschlossene zur weiteren Mahlung der Mühle zurückführt.

Bald zeigten Versuche, daß dieselben Mühlen, wenn sie anstatt mit Kugeln als Mahlkörper, mit Stäben beschildet werden, noch weniger Unterkorn erzeugen als die in einem geschlossenen Kreislauf mit einem Klassierer arbeitenden Trommelmühlen. Es können daher diese Stabmühlen erfolgreich als Fertigmühlen benutzt werden, insbesondere dort, wo für die Flotation eine Vermahlung des Erzes auf 60 bis 80 Maschen genügt. Für eine Vermahlung unter diese Maschengröße finden weiterhin die sieblosen Kugelmühlen Verwendung, hingegen werden die Stabmühlen häufig dort als Vormühlen benutzt, wo bei mittleren und großen Leistungen ein stufenweises Mahlen Aussicht auf wirtschaftliche Vorteile bietet.

Von der Erkenntnis geleitet, daß bei der Flotation durch allzu fein aufgeschlossene Erzteilchen Verluste entstehen können, ging man in dem Bestreben, das Gut möglichst rasch durch die Mühle zu schicken, noch einen

Schritt weiter und baute an Stelle der Mühlen mit zentralem Austrag durch den Hohlzapfen Mühlen mit sog. Austragkammern. Diese eignen sich besonders für spröde Erze und solche mit hohem spezifischen Gewicht. Bei diesen Mühlen ist die Austragsstirnwand als Kammer ausgebildet, die durch Schlitze in den Kopfwandplatten mit dem Innern der Mühle in Verbindung stehen. Durch diese Art des Austrags wird vornehmlich bei spezifisch schweren Erzen ein übermäßiges Feinmahlen dadurch vermieden, daß schwere Erzteilchen auch an der Peripherie der Mühle ausgetragen werden können, im Gegensatz zu den Typen mit zentralem Austrag, in denen die aufgeschlossenen Erzteilchen die Mühle nur in der Mitte der hinteren Stirnwand verlassen können.

Für die Feinmahlung stehen demnach gegenwärtig die sieblosen Kugel- oder Trommelmühlen und die Stabmühlen in Gebrauch. Ein scharfer Unterschied zwischen der Bauart von Trommel- und Stabmühlen ist nicht immer zu machen, da bei Änderung der Umdrehungszahl Stabmühlen auch als Kugelmühlen arbeiten können und umgekehrt. Ein Unterschied zwischen den beiden Typen besteht darin, daß man bei Stabmühlen nicht unter eine gewisse Baulänge, z. B. 1,8 m, in seltenen Fällen 1,5 m, heruntergeht, während Kugelmühlen von 1,5–2 m Länge bei Durchmessern bis zu 2 m häufig zu finden sind.

Ohne hier auf die verschiedenartigen Ausführungs- und Bauarten dieser Mühlen durch die verschiedenen in- und ausländischen Maschinenfabriken einzugehen, verdient doch eine, besonders im Ausland häufig anzutreffende Abart dieser Mühlengattung Erwähnung. Es ist dies der allgemein unter dem Namen konische Hardinge-Mühle bekannte Typ.

In die für die Feinmahlung bestimmten Mühlen, die bisher erwähnt wurden, kann man Gut von 50 bis sogar 60 mm aufgeben, wenn es darauf ankommt, es auf Schwimmfeinheit zu zerkleinern. Dies wird man jedoch im allgemeinen nur in Ausnahmefällen oder bei kleinen Anlagen tun; schon bei mittleren soll auf jeden Fall eine Zwischenzerkleinerung eingeschaltet werden, um der Feinmühle Korn von möglichst nicht über 20 mm zur Verarbeitung zu geben.

Für mittlere und große Anlagen bleibt grundsätzlich immer zu bedenken, daß Feinmühlen in der Anschaffung und im Betrieb teurer sind als Maschinen der Zwischenzerkleinerung, z. B. Walzenmühlen, daß es also wirtschaftlicher ist, die Feinmahlungsmaschinen möglichst zu entlasten und den Maschinen der Zwischenzerkleinerung die größte Zerkleinerungsarbeit zuzuweisen; es ist außerdem auch stets zu erwägen, welche Vorteile eine stufenweise Feinmahlung bringen kann.

Einige typische Anordnungen von Zerkleinerungsmaschinen und Mühlen sind in vereinfachter Form in den Abbildungen 3–6 wiedergegeben. (Vgl. auch S. 40.)

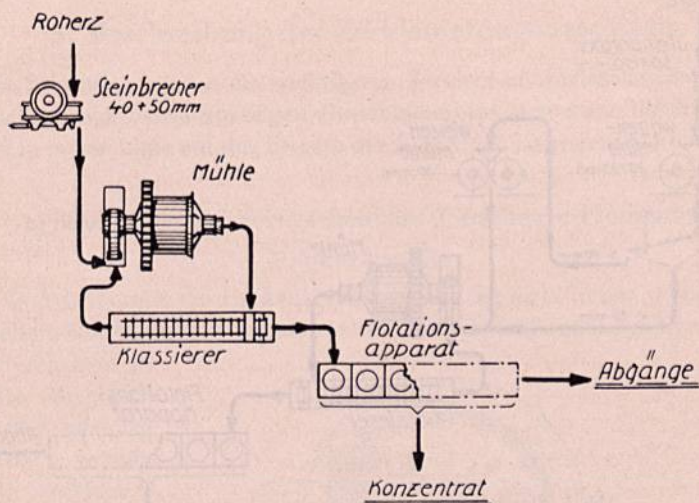


Abb. 3. Stammbaum: Steinbrecher-Mühle-Flotation

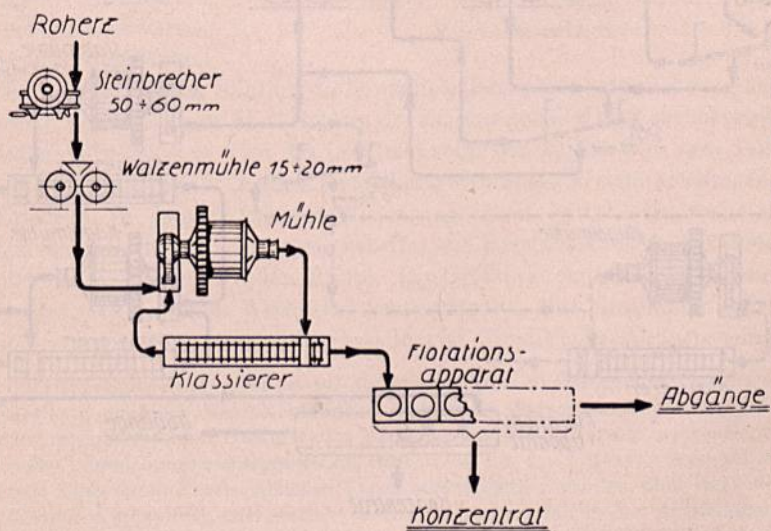


Abb. 4. Stammbaum: Steinbrecher-Walzenmühle-Mühle-Flotation

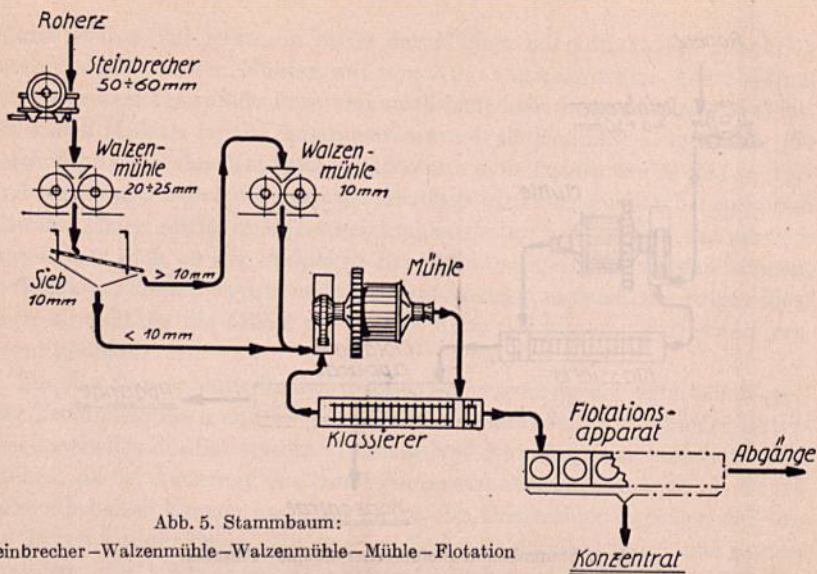


Abb. 5. Stammbaum:

Steinbrecher – Walzenmühle – Walzenmühle – Mühle – Flotation

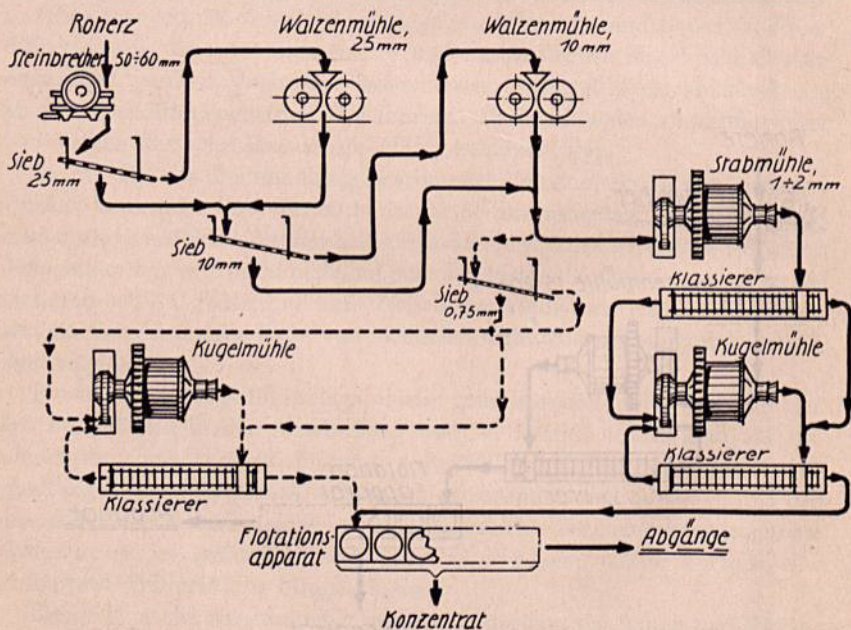


Abb. 6

Stammbaum: Steinbrecher – Walzenmühle – Walzenmühle – Stabmühle – Kugelmühle – Flotation

3. Beschreibung der Zerkleinerungsmaschinen

Im folgenden werden die wichtigeren Zerkleinerungsmaschinen von maschinellen und betriebsmäßigen Gesichtspunkten aus kurz beschrieben¹⁾, wobei in erster Linie auf das Prinzip der Maschinen eingegangen werden soll.

a) Maschinen für Vorbrechen und Zwischenzerkleinerung

Backenbrecher

Die Arbeitsweise der Backenbrecher ist aus der Abb. 7 ohne weiteres verständlich. Das Brechgut wird innerhalb des Maschinenrahmens im Brechmaul, das durch zwei geriffelte Brechbacken und zwei Seitenkeile gebildet wird, zerkleinert. Der Backenbrecher arbeitet nach dem bekannten Kniehebelsystem. Jede Drehung der Kurbelwelle erzeugt einen Aufwärts- und einen Abwärtsgang der Zugstange.

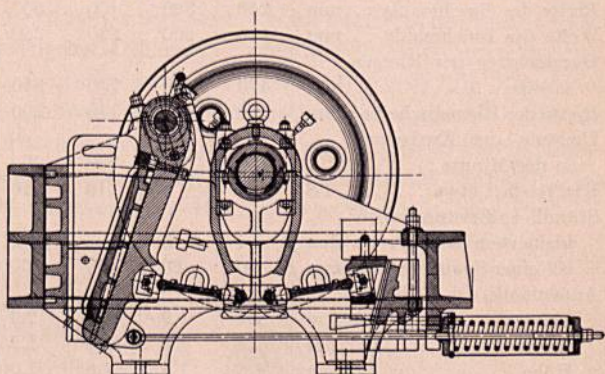


Abb. 7. Backenbrecher

Beim Aufwärtsgang vollführt die bewegliche Backe eine halbe Schwingung vorwärts, während beim Abwärtsgang der Zugstange die Backe zurückschwingt. Beim Aufwärtsgang wird das im Brechmaul befindliche Gut zum Teil zerkleinert und verläßt beim Abwärtsgang den Spalt in dem Arbeitsgang des Brechers, in dem er keine Zerkleinerungsarbeit leistet. Im rechteckigen Querschnitt des Arbeitsraums arbeitet die Brechbacke beim Aufwärtsgang gleichzeitig in ihrer vollen Breite. Die Größe der anfallenden Körnungen richtet sich nach der Weite des Austragsspalts, der einstellbar und sogar während des Betriebes leicht nachstellbar ist. Für die hohen Beanspruchungen,

¹⁾ Im allgemeinen sollen bei der Beschreibung von Maschinen und Apparaten nicht Fabrikate einzelner Maschinenfabriken oder deren Spezialkonstruktionen besonders hervorgehoben werden. Alle größeren Maschinenfabriken bauen mit mehr oder weniger großen Abweichungen entsprechende Maschinen. Bei der folgenden Auswahl sind in erster Linie die in Europa üblichen Typen herausgegriffen worden, ohne daß eine Vollständigkeit angestrebt oder erreicht wurde. Außerdem sind in den Aufstellungen nur Maschinengrößen aufgenommen worden, die in dem Rahmen der Flotationsanlagen Verwendung finden können.

insbesondere der großen Backenbrecher, sind die arbeitenden Teile, Lager usw. eigens ausgebildet. Der Maschinenrahmen wird, wenn ungeteilt, aus Gußeisen oder Stahlguß, wenn mehrteilig, stets aus Stahlguß hergestellt. Die Brechbacken bestehen aus besonders verschleißfesten Baustoffen und sind umkehrbar, um ihre Arbeitsfläche voll ausnutzen zu können.

Angaben über Brechmaulweiten, Umdrehzahl, Kraftbedarf, Leistung, Abmessungen usw. sind in der folgenden Tabelle für Brecher mit ungeteilten und geteilten Rahmen zusammengestellt:

Ausführungsgrößen von Backenbrechern

Breite des Brechmauls ...mm	250	320	400	500	650	700	800
Weite des Brechmauls ...mm	150	200	230	280	300	400	500
Durchmesser der Riemen- scheibemm	470	630	700	850	1 000	1 600	1 800
Breite der Riemenscheibe .mm	100	140	140	200	230	220	230
Umläufe der Kurbelwelle in der Minute.....	250	230	220	200	200	225	225
Kraftbedarf etwa PS	3	6	10	16	22	40	50
Stündliche Leistung an zer- kleinertem Gestein etwa cbm bei einer Spaltweite von mm	1,4	3	5-7	9-11	13-18	25	35-45
Außenmaße des Brechers:							
Länge m	1,7	1,9	2,3	2,6	3,2	3,3	3,7
Breite m	1,2	1,5	1,6	1,9	2,4	2,0	2,1
Höhe m	1,2	1,4	1,6	1,9	2	1,9	2,1
Gewicht des Brechers ¹⁾ etwa kg	2 250	3 600	5 300	8 700	17 100	14 800	19 800
Gewicht des Brechers ¹⁾ mit Stahlgußrahmen etwa kg	—	1 600	2 650	4 100	8 400	15 000	26 800

Die angegebenen Leistungszahlen gelten für normale Bedingungen, also für einen Zerkleinerungsgrad von etwa 1:4. Bei der Erhöhung des Zerkleinerungsgrades sinkt die Leistung, bei der Verminderung steigt sie. Eine weitere, sich allerdings nicht im selben Maße auswirkende Abhängigkeit der Leistung wird bedingt durch den Winkel zwischen fester und beweglicher Brechbacke, der im allgemeinen zwischen 15 und 25° schwankt; je kleiner dieser Winkel wird, desto höher steigt die Leistung, desto größer muß aber auch für eine gegebene Stückgröße des Aufgabeguts die Maulweite werden. Erwähnt sei, daß bei schlüpfrigem Gut, beispielsweise bei graphithaltigen Gesteinen, der Winkel zwischen den beiden Brechbacken unter Umständen bedeutend unter 15° verkleinert werden muß. Im gewissen Sinn besteht eine weitere, nur jeweils zu unterscheidende Abhängigkeit der Leistung von

¹⁾ Mit Riemenrücken, Befestigungsteilen und den an der Maschine selbst befindlichen Schutzvorrichtungen.

der Hubweite; diese schwankt je nach der Größe des Brechers und nach der Härte und Zähigkeit des Aufgabeguts zwischen 10 und 80 mm. Nach den angeführten Leistungszahlen kann man annehmen, daß im Durchschnitt für kleinere Steinbrecher die Leistung je PS/h zwischen 0,5 und 1,5 t schwankt, während sie bei größeren und großen Steinbrechern auf 2 bis 2,5 t steigt und teilweise sogar über 3 t hinausgeht.

Die Betriebskosten derartiger Steinbrecher betragen bei einer Zerkleinerung auf 50–60 mm für kleinere Leistungen 0,2–0,5 M/t und sinken auf 0,1–0,2 M/t für große Leistungen; in Ausnahmefällen gehen sie noch unter 0,1 M/t zurück.

Wenn für Steinbrecher verschiedener Anlagen genaue Vergleichszahlen geschaffen werden sollen, so sei darauf aufmerksam gemacht, daß außer Maulweite und -breite, Spaltweite, Drehzahl, Hubgröße, Zerkleinerungsgrad und Winkel zwischen fester und beweglicher Brechbacke auch die Natur des Brechguts berücksichtigt werden muß, und zwar nicht nur hinsichtlich der Art, wie es von den Brechbacken erfaßt wird, sondern auch wieviel Überkorn bei dem einmaligen Durchgang durch den Brecher entsteht. Im allgemeinen schwankt die Menge des Überkorns zwischen 10 und 20%.

Rundbrecher

Sie dienen, wie erwähnt, zum Vor- und Nachzerkleinern, vor allem dann, wenn hohe Leistungen verlangt werden. Die Konstruktion der Rundbrecher ist selbst für ein hartes und zähes Gut den hohen Beanspruchungen besonders angepaßt. Rundbrecher arbeiten nacheinander ununterbrochen an allen Stellen ihrer Brechbahn und lassen das Brechgut von selbst nachrutschen, bis es durch den Spalt auf die Ausstragsrutsche gelangt. Die Abbildung 8 läßt die Arbeitsweise der Rundbrecher erkennen. Das aufgegebene Erz fällt in das durch einen

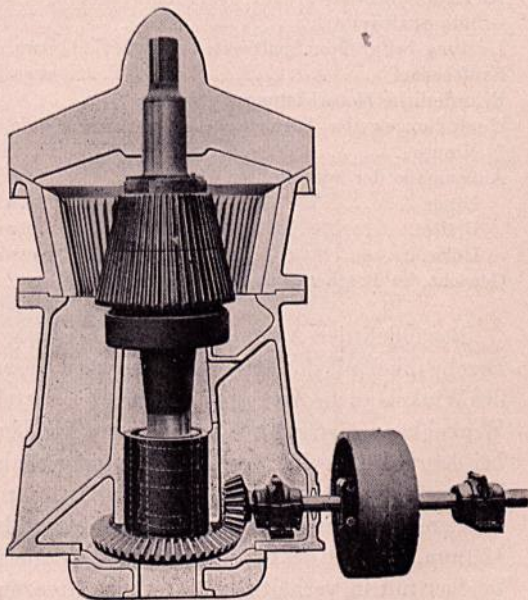


Abb. 8. Rundbrecher

feststehenden konischen Ring und einen eingehängten Brechkegel gebildete ringförmige Brechmaul. Der Brechkegel führt eine kreispandelförmige Bewegung aus. Entgegen der früher meist gebräuchlichen Konstruktion mit dreiarmer Aufhängung wird die Hauptachse mit dem Brechkegel jetzt nur an zwei Armen aufgehängt, wodurch die Zuführung des Rohguts wesentlich erleichtert wird. Der Antrieb kann durch Riemen, unmittelbar durch einen Motor oder über ein Zahnradgetriebe erfolgen, da besondere Anforderungen an den Antrieb nicht gestellt werden, und für den Ausgleich der bei Zerkleinerungsmaschinen üblichen Belastungsstöße ein schweres Schwungrad vorgesehen ist. Die einem starken Verschleiß unterworfenen Teile, wie Brechkegel und Brechrumpf, werden aus besonders verschleißfesten Baustoffen hergestellt.

Über die Leistung, Abmessungen usw. gibt nachstehende Zusammenstellung Aufschlüsse:

Ausführungsgrößen von Rundbrechern

Die Leistungen beziehen sich auf trockenes Gestein von mittlerer Härte und Zähigkeit.

Größe der zu brechenden Stücke	bis mm	170×350	200×400	280×500
Durchmesser der Brechöffnung	mm	800	910	1100
Maulweite	mm	170	200	280
Kleinste Spaltweite	mm	25	30	40
Größte Spaltweite	mm	60	70	95
Leistung bei größter Spaltweite	etwa cbm	15	24	55
Kraftbedarf	etwa PS	25—30	30—40	40—65
Erforderliche Motorleistung	PS	40	50	75
Umdrehungen der Riemenscheibe am Brecher in der Minute	etwa	450	440	400
Außenmaße der aufgestellten Maschine:				
Länge	etwa m	2,4	2,6	2,9
Breite	etwa m	1,4	1,6	1,8
Höhe	etwa m	2,7	3	3,3
Gewicht des Brechers mit den Befestigungsteilen	t	10,2	13,2	19,3

Bezüglich der Abhängigkeit der Leistung vom Zerkleinerungsgrad und Brechwinkel gilt das bei Backenbrechern Gesagte, ebenso für die Anpassung des Winkels an die Art des zu brechenden Gesteins. Als Anhaltswert für diesen Winkel kann man etwa 20° annehmen. Die Einstellung der Spaltweite erfolgt bei den Rundbrechern durch Heben oder Senken der Spindel. Diese Einstellungsmöglichkeit schwankt je nach der Ausführung; sie beträgt bei kleinen und mittleren Maschinen 20—100 mm und steigt bei großen Maschinen auf über 150 mm. Der Hub des Brechkegels ist im Vergleich zu der Hubweite der Backenbrecher nur in verhältnismäßig engen Grenzen regelbar, im allgemeinen nur zwischen 10 und 30 mm. Die für Backenbrecher angegebenen Leistungszahlen

in Tonnen je PS/h sind für die Rundbrecher höher, jedoch nur für den Fall, daß sie voll ausgenutzt sind. Bei kleineren, nicht stärker als Backenbrecher beanspruchten Rundbrechern bleibt die Leistung eher hinter jener der Backenbrecher zurück. Dementsprechend kann man als Zerkleinerungskosten je Tonne Aufgabe für kleine und mittlere Rundbrechergrößen etwa 0,2–0,5 M/t annehmen, also etwa dieselben wie bei Backenbrechern, während für große Leistungen die Kosten bei voll ausgenutzten Rundbrechern unter 0,1 M/t liegen und sich sogar häufig auf etwa 0,05–0,07 M/t erniedrigen. Besonders erwähnt sei in diesem Zusammenhang, daß sich die Verschleißzahlen bei voll ausgenutzten, großen Rundbrechern günstiger stellen als bei Backenbrechern.

Scheibenbrecher

Scheibenbrecher werden mit horizontal und vertikal angeordneten Scheiben gebaut. Die im folgenden gegebene Beschreibung bezieht sich auf einen Symons Disc Crusher.

Der nachstehende Schnitt durch einen Symons Disc Crusher¹⁾, siehe Abb. 9, in der Ausführungsart der Brechergrößen von 36" und 48", läßt die Maschine als solche und ihre Arbeitsweise erkennen. Die eine äußere Mahlscheibe *A* ist mittelbar an der Hohlwelle *C* befestigt und wird durch die Riemenscheibe *D* getrieben; die zweite innere Mahlscheibe *B* ist an einer Vollwelle befestigt, die innerhalb der Hohlwelle *C* angeordnet ist. Bemerkenswert ist die halbkugelförmige Ausbildung eines mit der Scheibe *B* verbundenen Teils, der sozusagen als äußeres Lager der Vollwelle dient; das zweite Lager (links) ist besonders groß und stark ausgebildet. Bei Leerlauf des Brechers hat die nicht unmittelbar angetriebene Scheibe *B* das Bestreben mit umzulaufen, indem sie mehr oder weniger stark mitgenommen wird. Die volle Umlaufgeschwindigkeit der

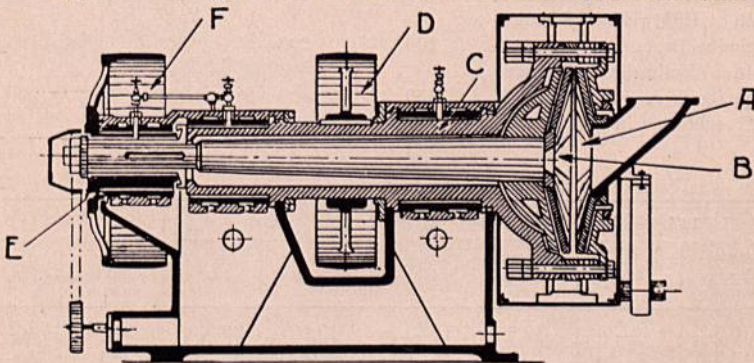


Abb. 9. Symons Disc Crusher (Querschnitt)

¹⁾ Vgl. auch C. E. Loeke, Eng. Min. Journ. 127, 107 (1929); W. T. W. Miller, ebenda 125, 149 (1928).

Scheibe *A* in gleicher Drehrichtung erreicht die Scheibe *B* jedoch erst, wenn das zu zerkleinernde Gut aufgegeben wird und zwischen die konischen Mahlscheiben gelangt. Dabei wird das Gut mit herumgenommen, kommt in jenen Bereich, in dem die Scheiben durch ihre Konizität enger aneinander stehen und wird auf diese Weise zerkleinert. Unabhängig von der Umlaufgeschwindigkeit und Richtung der Scheiben *A* und *B* erhält nun die Vollwelle durch das exzentrisch gebohrte Gehäuse *E* mittels der Riemenscheibe *F* einen zweiten Antrieb in entgegengesetzter Richtung, so daß die Vollwelle und mit ihr die Scheibe *B* zwangsläufig exzentrisch geführt werden. Auf diese Art wird erreicht, daß der Abstand der beiden Mahlscheiben *A* und *B* in den verschiedenen Stellungen je nach der gewählten Exzentrizität wechselt, wodurch die Zerkleinerungsarbeit verstärkt und die Möglichkeit für große Leistungen gegeben wird. Die gegenläufige Umdrehung der Vollwelle in der exzentrisch gebohrten Büchse trägt zur eigentlichen Zerkleinerungsarbeit nichts bei.

Die dem Verschleiß unterworfenen Teile werden auch bei dieser Art von Brechern aus besonders verschleißfesten Stoffen hergestellt; trotzdem hat man im allgemeinen mit hohen Reparaturkosten zu rechnen.

Nachstehende Tabellen enthalten die Angaben über die gebräuchlichsten Größen dieser Scheibenbrecher mit Gewichts-, Leistungs- und Kraftbedarfswerten für die vertikale Ausführungsform:

Symons Disc Crusher

Brechergröße	18''(457mm)	24''(610mm)	36''(914mm)	48''(1220 mm)
Gewicht Seepackung kg	2540	4220	10660	17700
Größe des Aufgabeguts in mm	38	63,5	89	165
Geringste Austragsöffnung in mm, für beste Ergebnisse ..	9,5	12,7	19,0	25,4
n min Hohlwelle Riemenscheibe D	200	200	133	100
n min Vollwelle Riemenscheibe F	450	400	300	250
Kraftverbrauch in HP.....	12—18	18—25	40—50	60—75

Mindestleistungen

18''		24''		36''		48''	
Austragsöffnung in mm	t/h	Austragsöffnung in mm	t/h	Austragsöffnung in mm	t/h	Austragsöffnung in mm	t/h
9,5	5—8	12,7	12—15	19,0	25—30	25,4	45—60
12,7	8—10	19,0	18—20	25,4	30—45	38,1	60—80
19,0	10—12	25,4	20—25	38,1	45—60	50,8 ¹⁾	80—100
25,4	12—15	38,1 ¹⁾	25—30	50,8 ¹⁾	50—65	63,5 ¹⁾	100—120

¹⁾ Besondere Ausführung.

Walzenmühlen

Walzenmühlen zerkleinern das Gut zwischen zwei in bestimmtem Abstand voneinander stehenden gegenläufigen Walzen. Von den Walzenmühlen, die wie alle anderen Zerkleinerungsmaschinen in den verschiedensten Ausführungen gebaut werden, sei als Skizze (Abb. 10) und Abbildung (Abb. 11) eine Walzenmühle mit Gleitrahmen wiedergegeben. Von den beiden Walzen ist eine fest 1 im Maschinenrahmen 2 gelagert, während die andere 4 in einem besonderen, auf dem Maschinenrahmen gleitenden Gabelrahmen 5 läuft. Starke Kegelfedern 7 nehmen den Arbeitsdruck auf. Die Spaltweite wird durch Einlegeplatten 13

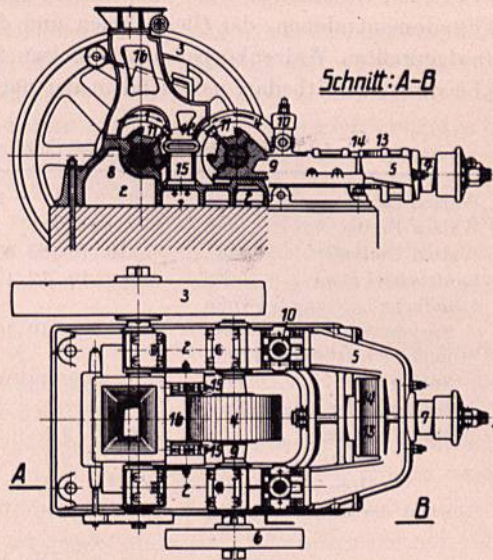


Abb. 10. Walzenmühle

1 = feste Walze; 2 = Fundamentrahmen; 3 = Schwungrad-riemenscheibe; 4 = lose Walze; 5 = Gabelrahmen; 6 = feste Riemenscheibe; 7 = Walzendruckfeder; 8 = Walzenachse; 9 = Walzenachse; 10 = Kegelfedern; 11 = Walzenkerne; 12 = Stauffer; 13 = Abstandbleche; 14 = Gummipuffer; 15 = Stahlschilde; 16 = Schüttelspeiser

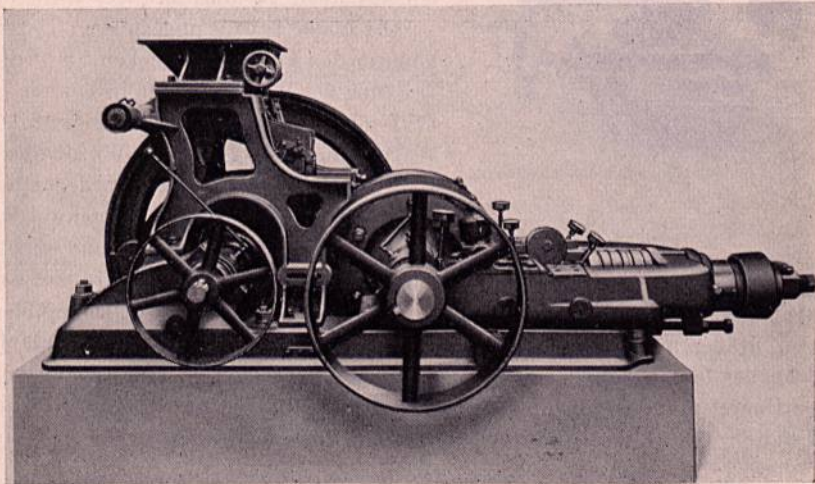


Abb. 11. Walzenmühle

eingestellt. Je nach dem Verwendungszweck werden die dem Verschleiß unterworfenen Walzenringe aus Stahlguß oder Hartstahl hergestellt, während der Fundamentrahmen, der Gleitrahmen und die auf Achsen aus bestem Stahl aufgepreßten Walzenkörper aus Gußeisen bestehen. Angaben über Größe, Leistung, Kraftbedarf usw. sind in der nachstehenden Tabelle aufgeführt:

Ausführungsgrößen von Walzenmühlen

Walzen-Durchmesser ... mm	550	750	1000	1000	1250	1500	2000
Walzen-Breite mm	275	300	320	400	350	400	500
Walzen-Umläufe n/min.	90—110	70—85	55—65	55—65	45—55	40—50	30—35
Kraftbedarf etwa PS	7—9	10—12	15—18	18—22	30—35	45—50	80—90
Stündliche Leistung bei 8 mm Spaltweite cbm	7—8	8—10	10—12	11—14	11—16	13—18	—
Stündliche Leistung bei 12 mm Spaltweite cbm	—	12—14	13—17	17—20	15—19	20—24	22—28
Außenmaße der aufgestellten Mühle: Länge m	2,8	3,7	4,2	4,2	5,3	6,2	8,2
Breite m	1,8	2,0	2,2	2,2	2,6	3,2	4
Höhe m	0,8	1,0	1,2	1,2	1,9	2,3	2,6
Gewicht der Mühle ¹⁾ etwa kg	3900	7250	10700	11300	21000	31500	90000

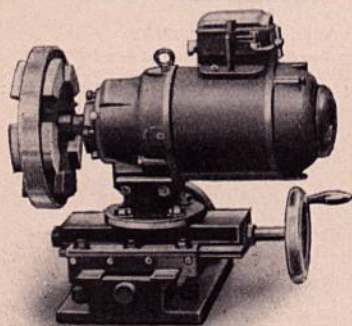


Abb. 12
Schleifvorrichtung für Walzenringe

Die Abb. 12 zeigt eine Walzenschleifvorrichtung, die es gestattet, die Walzenmäntel im Betrieb stets eben zu halten und der Rillenbildung zu begegnen, ohne die Walzen zum Abdrehen oder Abschleifen ausbauen zu müssen.

Die in der Tabelle angegebenen Daten könnten den Anschein erwecken, als ob die Leistung der Walzenmühlen in Tonnen je PS/h mit zunehmendem Durchmesser der Walzen abnehme. Dies ist in Wirklichkeit aber nicht der Fall. In der vorliegenden Tabelle sind nämlich die Leistungen auf das gleiche Endprodukt bezogen und nicht, wie es zum Vergleich richtig wäre, auf das gleiche Zerkleinerungsverhältnis. Dazu kommt noch, daß Walzenmühlen von größerem Durchmesser nach den neueren Erfahrungen vorteilhaft schneller laufen können, als in der Tabelle angegeben ist. Im allgemeinen verringert man bei zunehmender Härte bzw. Zähigkeit des Aufgabeguts die Umdrehzahl. Das gleiche gilt für die zunehmende Korngröße der Aufgabe

¹⁾ Mit Befestigungsteilen und den an der Maschine selbst befindlichen Schutzvorrichtungen; mit feststehendem Aufgabetrichter.

und für den steigenden Zerkleinerungsgrad; gewöhnliche Walzenmühlen können bei trockenem Aufgabegut schneller laufen als bei nassem.

Legt man die höheren Werte der Umfangsgeschwindigkeit zugrunde, so kann man damit rechnen, daß bei einer Zerkleinerung auf unter 5 mm je PS/h 0,4–0,5 t, bei einer Zerkleinerung auf Korngrößen zwischen 5 und 20 mm 0,5–0,75 t je PS/h geleistet werden; für eine Zerkleinerung auf 20–30 mm steigen die Zahlen von 0,75 auf 1 t, für 30 bis etwa 40 mm auf 1–1,5 t je PS/h. Bei einer Zerkleinerung auf noch gröberes Korn, was jedoch selten geschieht, können je nach der Härte und Zähigkeit des Gesteins Leistungen von 3 t und mehr je PS/h erzielt werden. Bei diesen Zahlen, die Durchschnittswerte darstellen, sind die Eigenschaften des zu zerkleinernden Gesteins und das Zerkleinerungsverhältnis nicht berücksichtigt.

Die Zerkleinerungskosten in Walzenmühlen mit Walzendurchmessern unter 1000 mm können im Durchschnitt für eine Zerkleinerung auf unter 5 mm mit 0,25–0,30 M/t Aufgabe, für Walzen von über 1000 mm Durchmesser mit 0,15–0,25 M/t angenommen werden. Für eine Zerkleinerung auf gröbere Kornklassen als etwa 5 mm und für eine Zerkleinerung auf einen geringeren Zerkleinerungsgrad als 1:4 sinken die Kosten.

Der bei Walzenmühlen zu wählende Einzugswinkel ändert sich mit der Korngröße der Aufgabe. Er liegt für vom Steinbrecher auf etwa 50 mm vorgebrochenes Gut zwischen 20 und 25°, sinkt für Aufgabegut von 10 bis 20 mm auf etwa 15° und geht im allgemeinen selbst für feines Gut nicht unter 10°. Die Größe des Einzugswinkels hängt ferner vom Durchmesser der Walzen ab. Es müssen daher, um große Stücke einziehen zu können, große Walzendurchmesser gewählt, oder es muß das Zerkleinerungsverhältnis vermindert werden.

Versuche, diese verhältnismäßig starke Einschränkung der Anwendungsmöglichkeit von Walzenmühlen zu verringern, sind insofern von Erfolg gewesen, als es gelang, bei hoher Tourenzahl und verhältnismäßig hohem Zerkleinerungsgrad der Wirkung des Einzugswinkels dadurch nachzuhelfen, daß man das regelmäßig aufgegebene Aufgabegut durch eine Lutte senkrecht mehrere Meter auf den Walzenspalt fallen ließ. Bei einem kupferkieshaltigen, nicht allzu harten Gestein konnten bei Walzenmühlen von 1500 mm Durchmesser und 600 mm Breite Leistungen bis zu 30 t/h bei einem Kraftbedarf von nur rd. 30 PS erzielt werden. Bei dieser Art des Betriebes erhitzen sich die Walzenringe bis auf 70°, ohne daß hierdurch irgendeine Veranlassung zu Störungen gegeben wurde.

A. F. Taggart gibt eine errechnete Tabelle¹⁾ der erforderlichen Walzendurchmesser für verschiedene Korngrößen der Aufgabe und verschiedene

¹⁾ Handbook of Ore Dressing, New York 1927, 308.

Zerkleinerungsgrade unter der Voraussetzung an, daß ein Einzugswinkel von 25° noch zulässig ist. Die in der Originalfassung im amerikanischen Maßsystem angegebenen Zahlen sind in das metrische übertragen und abgerundet worden:

Mindestdurchmesser der Walzen in mm

Durchmesser der größten Aufgabestücke in mm	bei einem Zerkleinerungsgrad von				
	6:1	5:1	4:1	3:1	2:1
150	—	—	—	—	3070
125	—	—	—	—	2540
100	—	—	—	—	2030
88	—	—	—	2410	1780
75	—	—	—	2060	1520
62	—	—	1960	1730	1270
50	1730	1650	1550	1370	1020
44	1520	1450	1370	1220	890
38	1320	1270	1190	1040	790
32	1090	1040	970	860	635
25	890	840	790	690	510
19	660	610	580	510	380
13	430	410	410	360	250
10	330	310	280	250	200
6,5	230	200	200	180	130
3	100	100	100	75	50

Für den praktischen Betrieb kommen als kleinste Walzendurchmesser meist nur solche von 500–600 mm, als größte Durchmesser solche von 2000 mm in Betracht.

Bei Walzenmühlen findet man häufig nur die Angaben, daß sie auf eine bestimmte Anzahl mm zerkleinern, ohne näheren Hinweis, ob mit der angegebenen Zahl die Spaltweite oder die gewünschte Korngröße gemeint sei. Da nun die Einstellung des Spaltes in mm einem Korn entspricht, das in den oberen Kornklassen wesentlich gröber sein kann, als gemäß der eingestellten Spaltweite erwartet werden könnte, seien im folgenden einige Vergleichsdaten angegeben.

Wird nach der Zerkleinerung eine Korngröße von 15 mm verlangt und die Spaltweite auf 12 mm gestellt, so erhält man 65–75% der aufgegebenen Menge als ein Gut, welches durch ein Sieb mit 15 mm runder Lochung hindurchgeht. Stellt man für dasselbe Gut den Spalt auf 10 mm, so steigt der Durchgang durch dasselbe Sieb auf 75–80% und für eine Spaltweite von 8 mm auf 80–90%. Entsprechende Werte für eine verlangte Korngröße von 2 mm sind die folgenden: bei einer Einstellung des Spaltes auf 1 mm erhält man 75–80% als Durchfall durch ein Sieb von 2 mm quadratischer Lochung.

Läßt man zwecks Erzeugung eines Kornes von etwa 2 mm die Walzen ohne meßbare Spaltweite aufeinanderlaufen, dann entfallen 80–90% als Durchfall durch ein Sieb von 2 mm quadratischer Lochung. Die angegebenen Werte gelten für quarziges Gut; sie ändern sich mit der Härte und Zähigkeit des Aufgabegutes in verhältnismäßig weiten Grenzen. Daß außerdem der Anfall an Überkorn ganz beträchtlich vom Federdruck der Walzenmühle abhängig ist, bedarf wohl keiner weiteren Ausführung.

Bei einem bestimmten Federdruck wird sich die Einstellung des Spaltes in der Hauptsache danach richten müssen, ob nur feingemahlen werden soll, ob die Mahlung bloß als Vorstufe für eine noch weitergehende Feinmahlung zu erfolgen hat, oder ob eine Kornerzeugung in bestimmten Kornklassen gefordert wird. Im ersten Fall wird man die Spaltweite so eng stellen, wie es der Zerkleinerungsgrad bzw. der Einzugswinkel eben noch gestattet, während im letzten Fall der Spalt wesentlich weitergestellt werden kann. Hier hat man einen Anfall von etwa 25% Überkorn in Kauf zu nehmen, das meist herausgesiebt und nachzerkleinert werden muß.

Symons Cone Crusher

Der Symons Cone Crusher¹⁾ gehört der Ausführungsform nach zu der Gruppe der Kegelbrecher. Seine Arbeitsweise ähnelt der eines kontinuierlichen Backenbrechers im obersten Teil der Brechöffnung, doch kommt im anschließenden Teil noch eine Schleuderwirkung hinzu, die den Durchgang des zu zerkleinernden Gutes durch die Brechöffnung beschleunigt und damit erst die Möglichkeit einer großen Durchsatzleistung gibt. Der langgezogene untere enge Spalt ist erforderlich, um die gewünschte Korngröße einhalten zu können.

Die nachstehende Beschreibung und Abb. 13 läßt die Bauart und Arbeitsweise erkennen.

In einem zylindrischen Gehäuse 1 des Lagergestells 2 ist eine senkrecht angeordnete und mit einer exzentrischen Bohrung versehene Hülse 3 drehbar gelagert. Diese ist an ihrem oberen Ende mit einem Kegelrad 4 verbunden, das von einem auf einer horizontal liegenden Antriebswelle 5 sitzenden zweiten Kegelrad 6 angetrieben wird. Das zylindrische feststehende Gehäuse 1 ist nach oben hin durch eine mit ihm fest verbundene, also auch feststehende Tragplatte 7 abgeschlossen, deren Oberfläche als kugelförmige Lagerfläche 8 ausgebildet ist. Auf ihr ruht der ebenfalls mit einer kugelförmigen Lagerfläche 9 versehene eigentliche Mahlkörper 10. Er trägt die dem Verschleiß unterworfenen Mahlplatten 11; der Mahlkörper mit den darauf befestigten Mahlplatten bildet den etwa unter 45° geneigten konischen Brechkegel. Dem Brechkegel gegenüber befindet sich ein ihn umhüllender, aus mehreren Mantelabschnitten gebildeter äußerer Kegelmantel 12, der ebenfalls mit Mahlplatten 13 belegt ist. Der äußere Brechmantel 12 ist V-förmig ausgebildet, und zwar steht der Schenkel 14, der den arbeitenden Teil

¹⁾ Eng. News 57, 432; H. Madel, Met. u. Erz 26, 428 (1929).

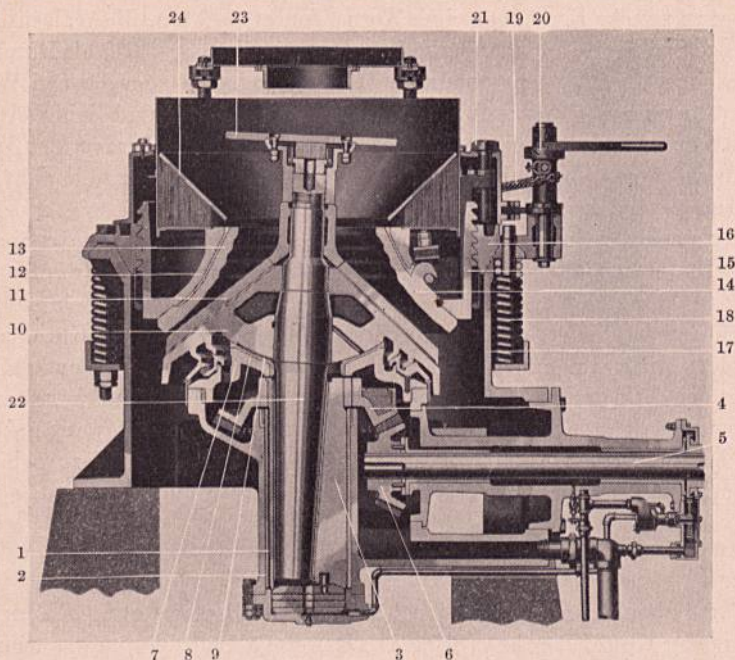


Abb. 13. Symons Cone Crusher

darstellt, innen und ist geneigt, während der äußere Schenkel 15 senkrecht steht. Dieser äußere Schenkel ist mit einem Gewinde versehen, das in ein ebenfalls mit Gewinde ausgestattetes Zwischenstück 16 eingreift. Es ist mit dem äußeren Gehäuse 17 durch eine Reihe von rings herum angeordneten, in ihrem Druck einstellbaren Federn 18 verbunden. Das Gewinde im senkrechten Schenkel 15 des Brechmantels und das Gewinde in dem Zwischenstück 16 zwischen Brechmantel und äußerem Gehäuse gestattet selbst während des Betriebes ein senkrecht Verstellen des Brechmantels nach oben oder unten und damit eine Regelung der Korngröße des gebrochenen Gutes. Das Heben und Senken des Brechmantels geschieht mittels zweier Ketten 19 durch zwei von Hand betätigte Windwerke 20. Um unbeabsichtigte Bewegungen des Brechmantels zu verhüten, wird dieser durch Schrauben 21 festgestellt. Die Verbindung des Zwischenstücks durch Vermittlung starker Federn mit dem äußeren Gehäuse ermöglicht es, daß die Federn, die auf einen bestimmten, der Erzart angepaßten Druck eingespannt sind, bei Hereinkommen von nicht zerkleinerungsfähigem Gut, wie Stahl usw., nachgeben, und so über das Zwischenstück hinweg der gesamte Brechmantel in die Höhe gehen kann, ohne daß ein Bruch in der Maschine zu befürchten ist.

Der Brechkegel ist mit einer annähernd senkrecht stehenden Achse 22 verbunden, die drehbar in der oben beschriebenen, ebenfalls drehbaren und exzentrisch gebohrten Hülse geführt wird.

Der Arbeitsgang des Symons Cone Crushers ist folgender:

Infolge der Drehung der von der horizontalen Welle 5 und den Kegelrädern 6 und 4 angetriebenen Exzenterhülse 3 wird die in ihr exzentrisch gelagerte Achse 22 in eine

kreisende Bewegung versetzt, die ihrerseits den in der kugelförmigen Lagerfläche 8 ruhenden Brechkegel in eine um den Kugelmittelpunkt dieses Lagers „taumelnde“ Bewegung versetzt. Die Stelle der engsten Annäherung des inneren Brechkegels an den äußeren Brechmantel läuft hierbei ständig im Kreise um — nicht aber der Brechkegel selbst —, so daß sich bei einem Umlauf nacheinander sämtliche gegenüberliegende Stellen des Brechkegels und des äußeren Brechmantels zu einem Mahlstoß nähern und sodann wieder voneinander entfernen.

Das Aufgabegut kommt auf den auf der Achse 22 befestigten Teller 23, wird von dort abgeworfen und rutscht über die Verschleißbleche in die obere Brechöffnung. Hier wird es ähnlich wie von einem Steinbrecher oder wie von einer Walzenmühle mit einer feststehenden und einer umlaufenden Walze vorgebrochen, fällt in Stücken tiefer und wird hierbei von dem nächsten Hub erfaßt, der das Stück trifft und schräg, u. a. auch in Richtung zum Austrag hin, weiterschleudert. Dieses Stück, das in der beschriebenen Weise in eine engere Spaltweite gekommen ist, wird dort gebrochen; der Vorgang wiederholt sich bis zu jener Stelle, wo Brechmantel 12 und Brechkegel 10/11 parallel zueinander stehen. In diesem Teil erfolgt durch die schließende Bewegung die Nachzerkleinerung der bei der öffnenden Bewegung des Spaltes in diesen hereingekommenen Stücke. Bei entsprechender Länge des parallelen Stückes zwischen Brechmantel und Brechkegel ist die Sicherheit gegeben, daß kein Stück über der gewünschten und eingestellten Korngröße den Brecher verlassen kann. Wesentlich bei dieser Art der Bewegung ist, daß die Umläufe der senkrecht stehenden Achse 22 sehr groß sind, also der Umlauf der Stelle der engsten Annäherung des inneren Brechkegels an den äußeren Brechmantel sehr schnell erfolgt. Diese Bewegung muß so rasch vor sich gehen, daß bei der Öffnung des Spaltes die herunterfallenden Stücke nicht Zeit finden, aus dem breiteren geöffneten Spalt herauszufallen, ohne vorher wieder von dem sich schließenden Kegel erfaßt zu werden.

Die folgende Tabelle enthält Angaben über Größen, Leistung, Kraftbedarf usw. von als Grob- und Feinbrecher dienenden Symons Cone Crushern:

Stundenleistung in Tonnen. — Symons Patent-Kegelbrecher

Brechergröße in Fuß	Einstellung	Größe der aufzugebenden Stücke	3	5	6	10	13	16	19	25	32	38	57	64
			mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm
2'	Fein	41 mm	6	9	12,5	18	22	27	31	40	45	54		
	Grob	76 mm												
3'	Fein	76 mm	12,5	18	22	31	36	49	62,5	71	76	80	85	
	Grob	114 mm												
4'	Fein	114 mm		27	36	54	71	89	107	134	152	—	165	
	Grob	171 mm												
5 1/2'	Fein	216 mm			58	89	116	143	179	246	268	—	335	402
	Grob	248 mm												
7'	Fein	280 mm				143	201	250		295	402	500	536	714
	Grob	355 mm												

Die Leistungsangaben in t/h sind abgerundet.

b) Mühlen

Rohrmühlen

Obwohl diese Mühlen (siehe Abb. 14) in neueren Flotationsanlagen nur noch selten zur Verwendung kommen, seien sie doch der Vollständigkeit halber hier angeführt, zumal man ihnen in älteren Anlagen, auch solchen, in

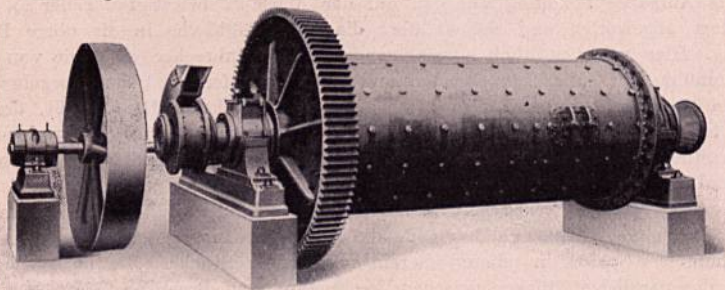


Abb. 14. Rohrmühle mit Riemenantrieb

die nachträglich eine Schwimmaufbereitung eingebaut wurde, noch begegnet. In Schwimmaufbereitungsanlagen arbeiten Rohrmühlen zur Vermeidung eines zu weitgehenden Aufschließens und einer übermäßigen Schlamm- bildung fast immer zusammen mit einem Klassierer im geschlossenen Kreislauf.

Der Ein- und Austrag erfolgt bei diesen Mühlen (Abb. 15) durch die in schweren Halslagern laufenden Hohlzapfen der Stahlgußseitenwände. Die aus Siemens-Martin-Stahl nahtlos geschweißte Mahltrommel ist mit leicht auswechselbaren Mahlplatten ausgepanzert, welche, der Beschaffenheit des

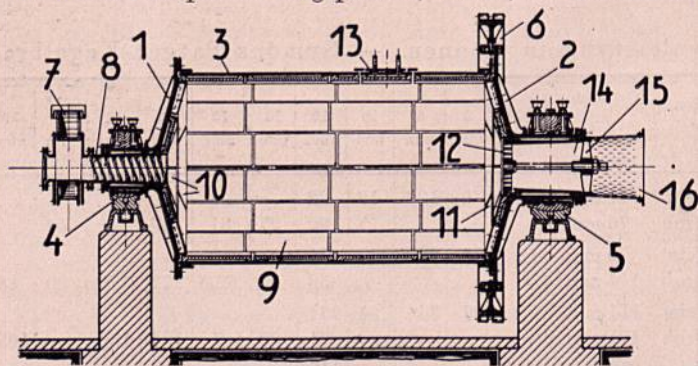


Abb. 15. Schema einer Rohrmühle

1 = Einlaufkopfwand; 2 = Auslaufkopfwand; 3 = Mahltrommel; 4 = Halslager am Einlauf; 5 = Halslager am Auslauf; 6 = Zahnkranz; 7 = Schöpfaufgabe; 8 = Einsatzbüchse mit Schneckengewinde; 9 = Mahlplatten; 10 = Vordere Kopfwandplatten; 11 = Hintere Kopfwandplatten; 12 = Geschlitzter Auslaufdeckel; 13 = Mannlochdeckel; 14 = Konische Auslaufbüchse; 15 = Ringkreuz; 16 = Sieb

Mahlguts entsprechend, entweder glatt (Abb. 16) oder gewellt (Abb. 17) oder stufenförmig (Abb. 18) angeordnet sind und aus Manganhartstahl, Chromstahl, hartem Stahlguß oder Schalenhartguß hergestellt werden. Im Hohlzapfen der Einlaufkopfwand 1 befindet sich eine Einsatzbüchse mit Schneckengewinde 8, durch die das Mahlgut mittels einer Band-, Stoß- oder Schöpfaufgabe 7 eingetragene wird. Gut bis zu Korngrößen von 10 bis 15 mm kann ohne weiteres von einem Schöpfrüssel mit Spiraleinlaufkopf aufgenommen werden; wird jedoch außer Feingut, z. B. Rückgut vom Klässierer, gleichzeitig auch gröberes Gut, z. B. von 40–50 mm aufgegeben, so empfiehlt es sich, das gröbere Gut unmittelbar dem Einlaufkopf in der Verlängerung der Eintragsbüchse zuzuführen, wozu dann die Einlaufköpfe mit Schöpfrüssel (siehe Abb. 19) und zentraler Aufgabekammer dienen. Das gemahlene Gut verläßt durch den mit einer konischen Auslaufbüchse 14 versehenen Hohlzapfen der Auslaufkopfwand 2 die Mühle. Der Antrieb dieser Mühlen erfolgt durch einen Riemen, einen langsam laufenden Elektromotor oder durch einen schnelllaufenden Elektromotor in Verbindung mit einem Übersetzungsgetriebe. Als Mahlkörper dienen Stahlkugeln (siehe S. 71) oder Flintsteine.

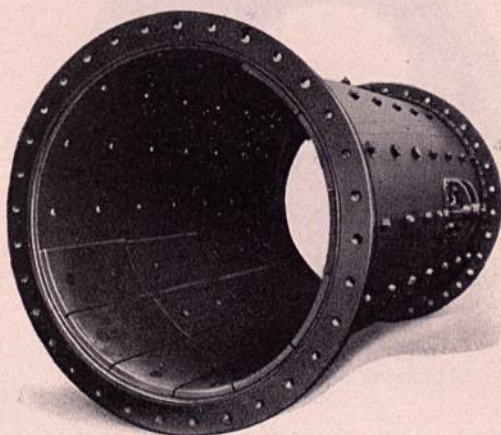


Abb. 16. Mahltrommel mit glatten Mahlplatten

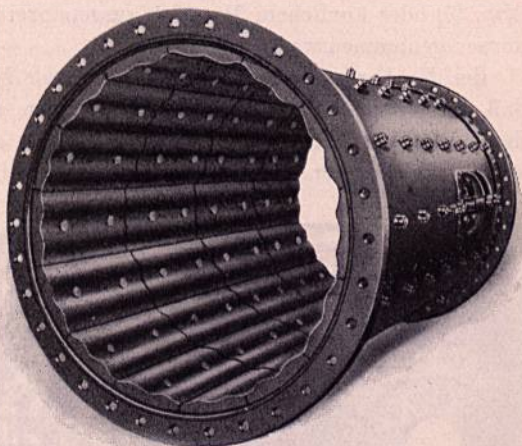


Abb. 17. Mahltrommel mit gewellten Mahlplatten

In den bei der Erzaufbereitung seltenen Fällen, bei denen das gemahlene Gut von metallischen Beimengungen, besonders von Eisen, frei gehalten

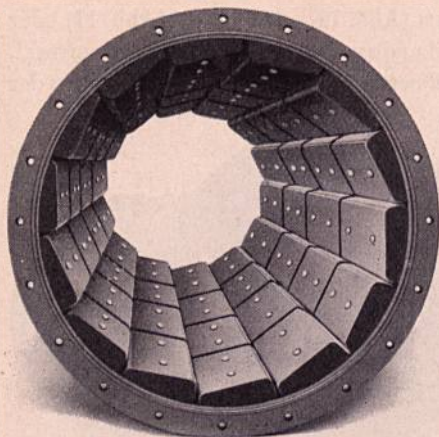


Abb. 18
Mahltrommel mit stufenförmig ausgebildeten
Mahlplatten

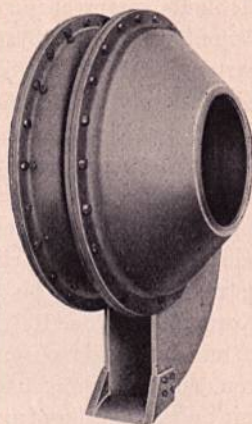


Abb. 19. Kombinations-
speiser für Schöpf- und z. B.
Bandaufgabe

werden soll, das sich durch den Abrieb von Mahlkugeln und Stahlauspanzerung bildet, können diese Mühlen mit El-Oro- oder Silexfutter (siehe Abb. 20) oder ähnlichem Material ausgepanzert und Flintsteine als Mahlkörper genommen werden.

Bei der Verwendung von Flintsteinen als Mahlkörper ist zu beachten, daß unter den gleichen Aufgabeverhältnissen, dem gleichen Feinheitsgrad der Vermahlung und bei der gleichen Leistung die Mühle wesentlich größer sein muß als bei der Verwendung von Stahlkugeln, da die Mahlwirkung eines cbm Flintsteine von etwa 1650 kg Gewicht ungleich kleiner ist als die eines cbm Stahlkugeln von etwa 4400 kg Gewicht.

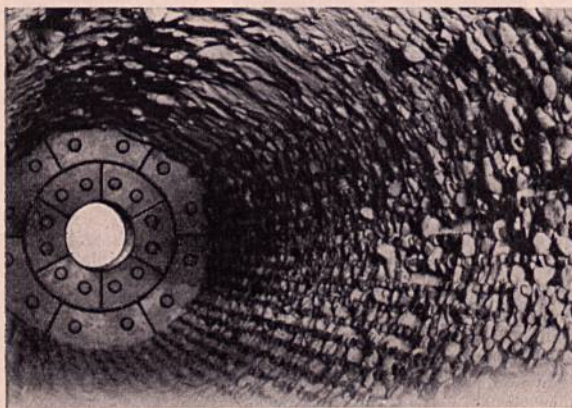


Abb. 20. Innenansicht des Mahlraums einer mit El-Orofutter
ausgepanzerten Rohrmühle

Mühlendaten und Beispiele über die Leistung von Rohrmühlen mit Stahlkugel- und Flintsteinfüllung sind in den folgenden Tabellen zusammengestellt:

Leistungsbeispiele von Rohrmühlen mit Stahlkugelfüllung

Mühlen- größe ∅ Länge in mm	Art der Aufgabe	Art des Antriebs	Art der Panzerung	Kugel- füllung kg	Um- läufe derMahl- trommel je min	Wasser- bedarf cbm/t	Kraft- bedarf PS	Leistung t in 24 Stunden	Aufgabegut	Austraggut
1250 2000	Einfacher Schöpfspeiser mit 550 mm Radius	Direkter Motor- antrieb	Mahlplatten, teils glatt und teils gewellt, aus hartem Stahlguß	3000	33	40 ⁰ / ₀ Frisch- wasser- zusatz	30	50	Spatenstein: Korngröße 15–0 mm	+ Sieb 60 etwa 3 ⁰ / ₀ ; ohne Klassierer
1550 3000	Einfacher Schöpfspeiser mit 1000 mm Radius	Riemen- scheiben	Gewellte Mahlplatten aus Mangan- hartstahl	7000	28	Ver- dünn- ung 1:4	80	160	Bleizinkerz: Setzmaschinengut von 5–0,5 mm	+ Sieb 80 = 4,2 ⁰ / ₀ + Sieb 100 = 13,6 ⁰ / ₀ + Sieb 150 = 16,4 ⁰ / ₀ – Sieb 150 = 65,8 ⁰ / ₀ ; im Kreislauf mit Klas- sierer 700×5500 mm
1800 2200	Schöpfer mit Zentraleinlauf; Rüssel 700 mm Radius	Riemen- scheiben	Gewellte Mahlplatten aus Chromstahl	7300	26	—	90	170	Goldquarzerze: 40–25 mm = rd. 50 ⁰ / ₀ 25–15 mm = rd. 20 ⁰ / ₀ 15– 7 mm = rd. 25 ⁰ / ₀ 7– 1 mm = rd. 5 ⁰ / ₀	+ Sieb 20 = 5,5 ⁰ / ₀ + Sieb 40 = 12,6 ⁰ / ₀ + Sieb 60 = 8,3 ⁰ / ₀ + Sieb 100 = 22,1 ⁰ / ₀ + Sieb 150 = 26,3 ⁰ / ₀ – Sieb 150 = 25,2 ⁰ / ₀ ; ohne Klassierer

Leistungsbeispiele von Rohrmühlen mit Flintsteinfüllung

Mühlengröße ∅ Länge mm	Art der Aufgabe	Art des Antriebs	Art der Panzerung	Flintsteinfüllung kg	Umläufe der Mahl- trommel je min	Wasserbedarf cbm/t	Kraftbedarf PS	Leistung t in 24 Stunden	Aufgabegut	Austraggut
1250 6000	Spritz- aufgabe	Riemen- scheiben	El-Oro- Platten	4300	33	0,9	40	68	Gold-silberhaltiger Quarz, + Sieb 20 = 3,7 ⁰ / ₀ + Sieb 60 = 12,7 ⁰ / ₀ + Sieb 100 = 23,4 ⁰ / ₀ + Sieb 200 = 42,0 ⁰ / ₀ - Sieb 200 = 18,2 ⁰ / ₀	+ Sieb 200 = 17 ⁰ / ₀ ; - Sieb 200 = 83 ⁰ / ₀ ; ohne Klassierer
1550 6000	Einfacher Schöpfspeiser; 550 mm Radius	Riemen- scheiben	Silex- futter	5800	28,4	1,8	60	125	Kupferkies, fein verwachsen mit Ankerit und Quarz, arme Mittelprodukte + Sieb 12 = 18 ⁰ / ₀ + Sieb 25 = 18,5 ⁰ / ₀ + Sieb 80 = 28,4 ⁰ / ₀ + Sieb 100 = 14,5 ⁰ / ₀ + Sieb 200 = 12,3 ⁰ / ₀ - Sieb 200 = 8,3 ⁰ / ₀	+ Sieb 25 = 0,75 ⁰ / ₀ + Sieb 50 = 12,40 ⁰ / ₀ + Sieb 100 = 24,90 ⁰ / ₀ + Sieb 200 = 33,10 ⁰ / ₀ - Sieb 200 = 28,85 ⁰ / ₀ ; Spitztrichter vor der Rohrmühle
1800 6000	Schöpfaufgabe mit Zentral- einlauf; Rüssel 700 mm Radius	Riemen- scheiben	Silex- futter	9300 (Gold- quarz) 80,150 mm	26	—	100	180	Harter Goldquarz + 50 mm = 2,1 ⁰ / ₀ 50—25 mm = 33,4 ⁰ / ₀ 25—0,5 mm = 58,9 ⁰ / ₀ + Sieb 90 = 1,4 ⁰ / ₀ - Sieb 90 = 5,2 ⁰ / ₀	+ Sieb 90 = 4,4 ⁰ / ₀ + Sieb 200 = 35,2 ⁰ / ₀ - Sieb 200 = 60,4 ⁰ / ₀ ; im Kreislauf mit Klassierer
2200 5000	Schöpfaufgabe mit Zentral- einlauf; Rüssel 1100 mm Radius	Motor- antrieb mit Über- setzungs- getriebe	Silex- futter	10000	21,8	—	130	230	Golderz (harter Quarzit) 50—25 mm = 35,7 ⁰ / ₀ 25—0,3 mm = 8,9 ⁰ / ₀ — 0,3 mm = 5,4 ⁰ / ₀	+ Sieb 100 = 4 ⁰ / ₀ + Sieb 200 = 16 ⁰ / ₀ - Sieb 200 = 80 ⁰ / ₀ ; im Kreislauf mit Klassierer 2400 × 6000 mm

Trommelmühlen

Trommelmühlen ähneln in der Bauart den Rohrmühlen, unterscheiden sich jedoch von ihnen dadurch, daß sich das Verhältnis Länge : Durchmesser

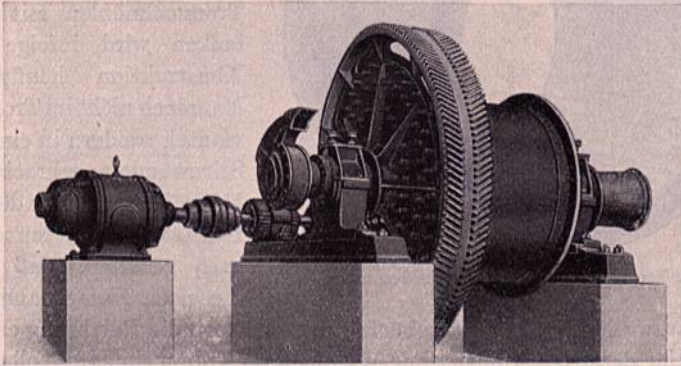


Abb. 21. Trommelmühle. Antrieb durch langsam laufenden Motor

1:1 nähert. Diese Mühlenart wird in Flotationsanlagen häufig, und zwar immer in Verbindung mit einem Klassierer benutzt (siehe Abb. 33, S. 84). Bei diesen Mühlen erreicht man im Gegensatz zu den Rohrmühlen einen schnellen Durchgang des Guts durch die Mühle und mahlt möglichst dick, um die Bildung größerer Schlammengen zu vermeiden.

Eine eingehende Beschreibung dieser Mühlenart erübrigt sich, da sinngemäß das für die Rohrmühlen Gesagte auch hier gilt (siehe Abb. 21 u. 22). Nur auf den folgenden Unterschied sei hingewiesen: Rohrmühlen von größerer Länge werden meist mit Mahlplatten gepanzert, Trommelmühlen fast ausschließlich mit Mahlbalken, Futterbalken (siehe Abb. 23), die wesentlich einfacher befestigt werden können als Mahlplatten. Bei Mühlen mit Mahlplatten ist das Anbringen eines ebenfalls

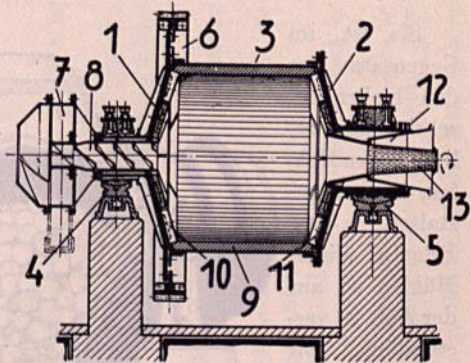


Abb. 22. Schema einer Trommelmühle

1 = Einlaufkopfwand; 2 = Auslaufkopfwand; 3 = Mahltrommel; 4 = Halslager am Einlauf; 5 = Halslager am Auslauf; 6 = Zahnkranz; 7 = Kombinierte Schöpfaufgabe; 8 = Einsatzbüchse; 9 = Futterbalken; 10 = Vordere Kopfwandplatten; 11 = Hintere Kopfwandplatten; 12 = Konische Austragbüchse; 13 = Sieb

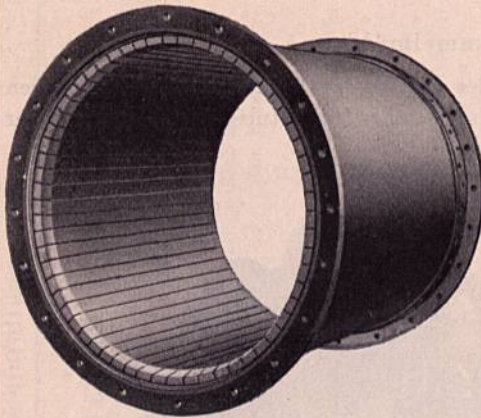


Abb. 23. Trommelmühle mit Futterbalken ausgelegt

gepanzerten Mannloches im Trommelmantel, durch das die Mühle z. B. bei Reparaturen befahren werden kann, leicht durchführbar. Bei Trommelmühlen mit Mahlbalken wird infolge ihrer Konstruktion häufig das Mannloch nicht im Trommelmantel, sondern in einer der Stirnwände angebracht oder bei größeren Mühlen der Austraghohlzapfen immer so groß gehalten, daß durch ihn nach Herausnahme der

leicht auswechselbaren Austragbüchse mit Siebkorb die Befahrung erfolgen kann. Um derartige Mühlen ohne Mannloch im Trommelmantel vollständig und leicht entleeren zu können, sind in der Eintragungstirnwand Handlochöffnungen vorgesehen.

Die Tabellen S. 69 und 70 geben Leistungsbeispiele und Daten über Gewichte, Kraftbedarf, Raumbedarf usw. von Trommelmühlen an.

Hardingemühle

Sie ist, im Gegensatz zu den bisher beschriebenen zylindrischen Mühlen, konisch gestaltet. Das Prinzip dieser Mühlen ist aus der Abb. 24 verständlich. Ihr wesentlicher Vorteil gegenüber Mühlen zylindrischer Bauart liegt darin, daß die größten

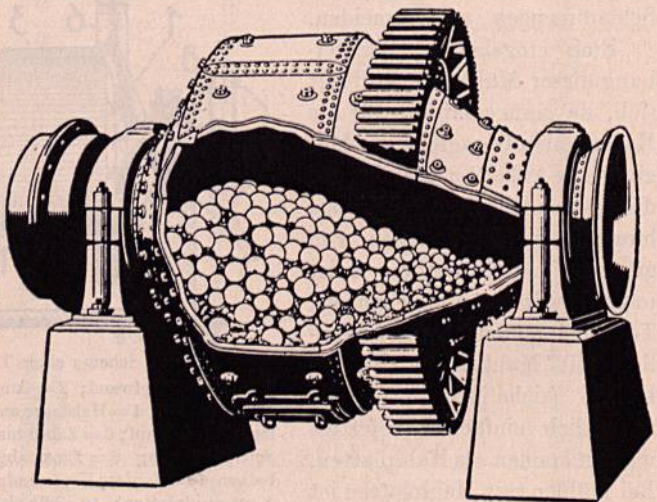


Abb. 24. Hardingemühle

Leistungsbeispiele von Trommelmühlen

Mühlengröße Ø Länge mm	Art der Aufgabe	Art des Antriebs	Art der Panzerung	Kugelfüllung kg	Umläufe der Mahltrommel n/min	Wasserbedarf cbm/t	Kraftbedarf PS	Leistung in t je 24 Std.	Aufgabegut	Austraggut
1250 1250	Einfache Schöpfaufg. mit 550 mm Radius	Riemenscheiben	Futterbalken aus Mahlkugelstahl	1800	32,6	—	20	50	Zinkblende-Quarz-Tonschiefer; Aufgabekorngröße: vorgebrochen auf 25—30 mm	+ Sieb 120 rd. 6 ⁰ / ₀ ; im Kreislauf mit Klassierer
1550 1300	Einfache Schöpfaufgabe mit 750 mm Radius	Motorantrieb mit Übersetzungsgetriebe	Futterbalken aus Mahlkugelstahl	3200	28	60 ⁰ / ₀ Wasserzusat	34	90	Harter Quarz-Porphyr + Sieb 20 = 75 ⁰ / ₀ + Sieb 40 = 15 ⁰ / ₀ — Sieb 40 = 10 ⁰ / ₀	+ Sieb 20 = 12,1 ⁰ / ₀ ; + Sieb 40 = 22,5 ⁰ / ₀ + Sieb 60 = 8,5 ⁰ / ₀ ; + Sieb 150 = 46,9 ⁰ / ₀ — Sieb 150 = 10,0 ⁰ / ₀ ; ohne Klassierer
1800 1500	Stoßaufgabe	Direkter Motorantrieb mit Pfeilverzahnung	Futterbalken aus Chromstahl	4600	25,8	1,25 je t vermahlenes Erz	60	180	Schwedisches Eisenerz Aufgabekorngröße: — 30 mm	einzel insges. + Sieb 20 = 0,8 mm = 0,7 ⁰ / ₀ 0,7 ⁰ / ₀ + Sieb 40 = 0,5 mm = 7,9 ⁰ / ₀ 8,6 ⁰ / ₀ + Sieb 80 = 0,25 mm = 23,6 ⁰ / ₀ 32,2 ⁰ / ₀ + Sieb 100 = 0,15 mm = 45,2 ⁰ / ₀ 77,4 ⁰ / ₀ — Sieb 100 = 22,6 ⁰ / ₀ — ohne Klassierer
2200 2200	Einfache Schöpfaufg. m. 1200 mm Radius	Motorantr. mit Übersetzungsgetriebe	Futterbalken aus Hartstahl	11000	22	—	140	275	Finnländ. Kupferschweifkies; Aufgabekorngröße 3 mm, gemahlen in Siebkugelmühle	+ Sieb 100 rd. 3 ⁰ / ₀ ; im Kreislauf mit Klassierer
2200 2200	Schöpfaufgabe mit Zentraleinlauf, Rüssel 1200 mm Radius	Motorantrieb mit Übersetzungsgetriebe	Futterbalken aus Hartstahl	17500	18,5	50 ⁰ / ₀ Wasserzusat	265	500	Manganerz: 50—25 mm = rd. 50 ⁰ / ₀ 25—12 mm = rd. 25 ⁰ / ₀ 12— 2 mm = rd. 14 ⁰ / ₀ + Sieb 20 = rd. 6 ⁰ / ₀ + Sieb 40 = rd. 3 ⁰ / ₀ — Sieb 40 = rd. 2 ⁰ / ₀	+ Sieb 10 = 3,5 ⁰ / ₀ ; + Sieb 100 = 6,6 ⁰ / ₀ + Sieb 20 = 12,2 ⁰ / ₀ ; + Sieb 150 = 10,1 ⁰ / ₀ + Sieb 40 = 18,5 ⁰ / ₀ ; + Sieb 200 = 7,5 ⁰ / ₀ + Sieb 60 = 13,3 ⁰ / ₀ ; — Sieb 200 = 28,3 ⁰ / ₀ ; ohne Klassierer

Erzstücke im größten Durchmesser der Mühle von den größten Stahlkugeln getroffen werden, und entsprechend die kleinsten im geringsten Durchmesser von den kleinsten Stahlkugeln, wodurch eine unnötig weitgehende Mahlung weniger leicht stattfinden kann.

In den bisher beschriebenen Mühlen werden in der Mehrzahl der Fälle als Mahlkörper Stahlkugeln verwendet. Angaben über Gewichte und Mengen von geschmiedeten Stahlkugeln sind in der folgenden Tabelle zusammengestellt:

Durchmesser mm	Gewicht einer Kugel kg	Gewicht eines cbm in kg rd.	Anzahl der Kugeln auf 1 Tonne etwa
30	0,111	4850	9000
40	0,263	4760	3800
50	0,514	4700	1965
60	0,889	4660	1120
80	2,107	4600	460
100	4,115	4560	240
125	8,038	4520	120

Stabmühlen

Die Stabmühlen eignen sich besonders zur Feinmahlung auf eine Korngröße von 60–80 Maschen, selten für eine noch feinere Mahlung. In mittleren und großen Anlagen arbeiten sie mit gutem Erfolg als Vormühlen, welche Gut von etwa 10–20 mm für die mit Kugeln gefüllten Trommelmühlen auf 1–3 mm vormahlen. Wie schon der Name sagt, werden bei diesen Mühlen an Stelle der Mahlkugeln Mahlstäbe aus Stahl benutzt, die etwa die Länge der Mühle besitzen (siehe Abb. 25 und 26). Im Gegensatz zu den Rohr- und Trommelmühlen, die ein Aufgabegut von 50 mm Korngröße noch ohne weiteres verarbeiten können, muß man Stabmühlen mit einem Gut von nicht über 10–20 mm Korngröße beschicken, sollen genügende Leistungen erzielt werden. Während in Kugelmühlen bei einem Mühlenumlauf der Weg der einzelnen Kugeln sowohl auf- wie abwärts verschieden ist, und damit auch bei einem Teil der Kugeln die damit zusammenhängende Fallhöhe, arbeiten die Stäbe vergleichsweise sehr gleichmäßig und vor allem immer annähernd parallel zueinander. Der Abstand der Stäbe voneinander wird von

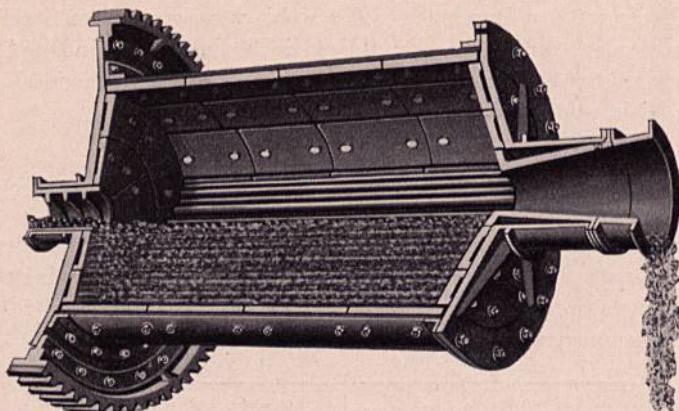


Abb. 25. Stabmühle

der Aufgabeseite zum Austragende hin durch die verschiedene Korngröße des Überkorns bestimmt. Die Stäbe treffen also in der Hauptsache das gröbere Gut,

während das feinere Korn und den Stäben dem Austrag zuwandert und so vor übermäßiger Zerkleinerung geschützt wird. Die Stabmühlen erzeugen auf diese Weise ein gleichmäßiges Mahlgut mit verhältnismäßig wenig Schlamm. Erwähnenswert ist noch bei dieser Art Mühlen, daß für gleiches Mahlgut und gleiche Leistung der Verschleiß der Mahlstäbe nicht größer ist als bei Mahlkugeln. Über Verschleiß von Mahlkugeln, Stäben und Flintsteinen siehe S. 80.

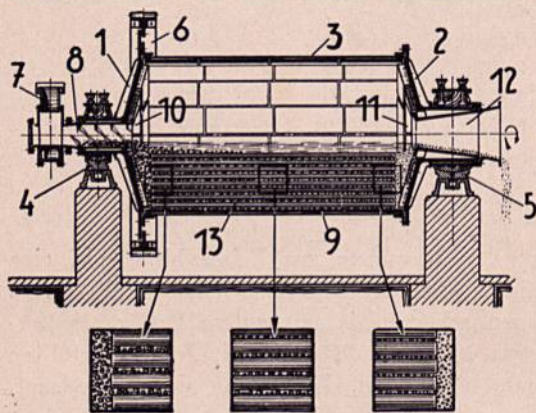


Abb. 26. Schema einer Stabmühle

- | | |
|--------------------------|-----------------------------|
| 1 = Einlaufkopfwand | 9 = Glatte Mahlplatten |
| 2 = Auslaufkopfwand | 10 = Vordere Kopf- |
| 3 = Mahltrommel | platten |
| 4 = Halslager am Einlauf | 11 = Hintere Kopf- |
| 5 = Halslager am Auslauf | platten |
| 6 = Zahnkranz | 12 = Konische Austrag- |
| 7 = Schöpfaufgabe | büchse |
| 8 = Einsatzbüchse | 13 = Zylindrische Mahlstäbe |

Leistungsbeispiele von Stabmühlen sind in der nebenstehenden Tabelle angeführt:

Leistungsbeispiele von Stabmühlen

Mühlengrößen ∅ Länge mm	Art der Aufgabe	Art des Antriebs	Art der Panzerung	Stabfüllung kg	Umläufe der Mahltrommel n/min	Kraftbedarf PS	Leistung t in 2t Stunden	Aufgabegut	Austraggut
1250 3000	Einfache Schöpfaufgabe 700 mm Radius	Riemen-scheiben	Glatte Mahlplatten aus hartem Stahlguß	7000	26,2	50	155	Bleizinkerz, Aufgabekorngröße: 15–2 mm = 61,2 ⁰ / ₁₀₀ + Sieb 10 = 15,1 ⁰ / ₁₀₀ + Sieb 60 = 19,2 ⁰ / ₁₀₀ – Sieb 60 = 4,5 ⁰ / ₁₀₀	+ Sieb 20 = 3,5 ⁰ / ₁₀₀ + Sieb 40 = 1,2 ⁰ / ₁₀₀ + Sieb 60 = 3,2 ⁰ / ₁₀₀ + Sieb 80 = 13,7 ⁰ / ₁₀₀ + Sieb 100 = 25,9 ⁰ / ₁₀₀ – Sieb 100 = 52,5 ⁰ / ₁₀₀
1550 3000	Einfache Schöpfaufgabe 1000 mm Radius	Motorantrieb mit Übersetzungsgetriebe	Glatte Mahlplatten aus Chromstahl	10000	21	80	240	Sulfidisches Zinkerz, Aufgabekorngröße: 20–5 mm 50 ⁰ / ₁₀₀ 5–0 mm 50 ⁰ / ₁₀₀	+ Sieb 100 = 3 ⁰ / ₁₀₀
1800 3000	Einfacher Schöpfspeiser 700 mm Radius	Motorantrieb mit Übersetzungsgetriebe	Glatte Mahlplatten aus Hartstahl	14000	18,5	132	290	Kupfererz Aufgabekorngröße: 15–12 mm = rd. 24 ⁰ / ₁₀₀ 12– 5 mm = rd. 68 ⁰ / ₁₀₀ 5– 0 mm = rd. 8 ⁰ / ₁₀₀	+ Sieb 20 = 14,5 ⁰ / ₁₀₀ + Sieb 40 = 26,3 ⁰ / ₁₀₀ + Sieb 60 = 18,0 ⁰ / ₁₀₀ – Sieb 60 = 41,2 ⁰ / ₁₀₀

Über Gewichte und Mengen von Mahlstäben bei 1 m Länge unterrichtet nachstehende Zusammenstellung:

Durchmesser mm	Gewicht eines Stabes kg	Gewicht eines cbm in kg rd.	Anzahl der Stäbe auf 1 Tonne etwa
25	3,85	7000	260
40	9,86	6800	101
50	15,40	6600	65
65	26,00	6500	38
75	34,60	6500	28
100	61,60	6500	16

Austragkammermühlen

Rohrmühlen, Trommelmühlen und Stabmühlen können neben dem zentralen Austrag durch den Hohlzapfen der Austragkopfwand einen zweiten Austrag in der Nähe der Peripherie der Mahltrommel über eine für den eigentlichen Austrag aus der Mühle erforderliche Hilfskammer erhalten und werden dann als Austragkammermühlen (Abb. 27) bezeichnet. Diese Art der Mühlen findet besonders dann Anwendung, wenn das Aufgabegut, ohne totgemahlen zu werden, auf große Siebfeinheiten gebracht werden muß. Das Hauptanwendungsgebiet dieser Mühlen ist für spezifisch schwere und spröde Erze, die dazu neigen, sich abzusetzen und beim Vermahlen in feine und feinste Teilchen zu zerspringen. Diesem Umstand wird dadurch vorgebeugt,

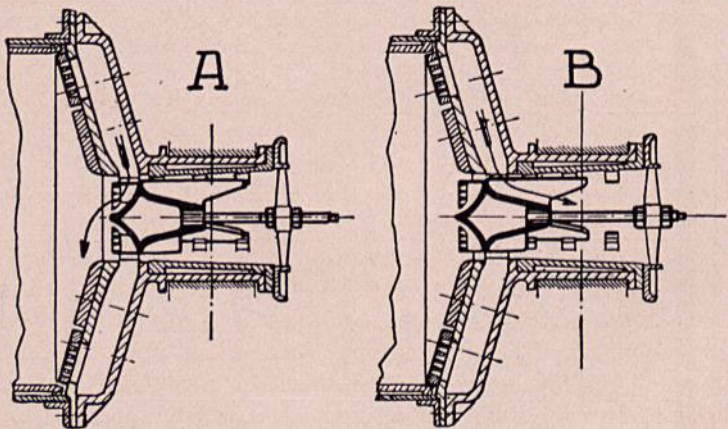


Abb. 27. Schema einer Austragkammer

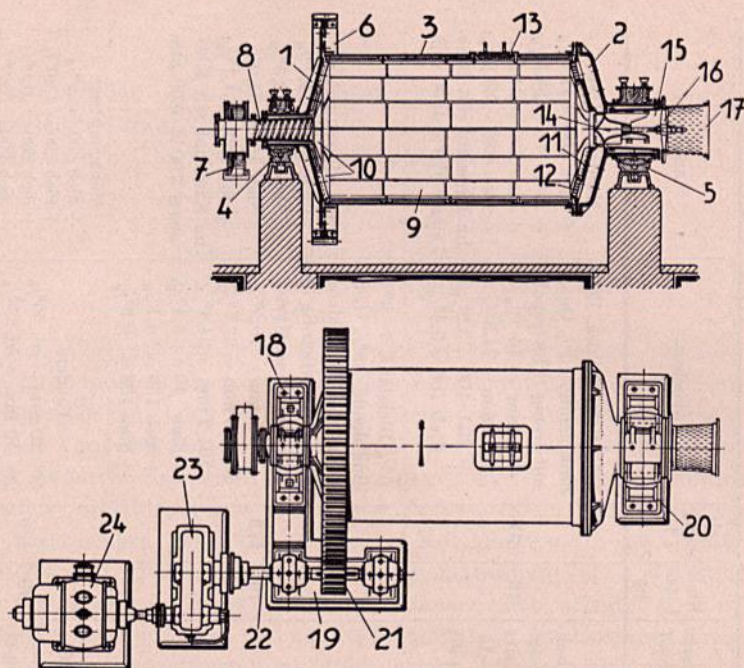


Abb. 28. NaBröhmühle mit Austragkammer

1 = Einlaufkopfwand; 2 = Auslaufkopfwand mit Austragkammer; 3 = Mahltrommel;
 4 = Halslager am Einlauf; 5 = Halslager am Auslauf; 6 = Zahnkranz; 7 = Schöpf-
 aufgabe; 8 = Einsatzbüchse; 9 = Mahlplatten; 10 = Vordere Kopfwandplatten;
 11 = Hintere Kopfwandplatten; 12 = Geschlitzte Kopfwandplatten; 13 = Mann-
 lochdeckel; 14 = Verstellbarer Austragkegel; 15 = Konische Austragbüchse; 16 =
 Ringkreuz; 17 = Sieb; 18 = Sohlplatte zum Einlauflager; 19 = Vorgelegelager-
 rahmen; 20 = Sohlplatte zum Austraglager; 21 = Ritzel; 22 = Vorgelegewelle mit
 Kupplung; 23 = Zahnradgetriebe; 24 = Motor

daß das feingemahlene, spezifisch schwerere Gut aus den tieferen Schichten
 des Mahltrommelinhalts durch geschlitzte Kopfwandplatten in eine besondere
 Austragkammer gelangt. Hier heben geeignet angeordnete Flügel das Gut hoch
 und führen es einem mit Ableitrippen versehenen, verstellbaren Austrag-
 kegel zu. Bei der Stellung des Kegels auf Rücktrag nach Abb. 27 A gelangt
 das in der Austragkammer von den Rippen gehobene Gut wieder in den
 Mahlraum zurück; bei der Stellung des Kegels nach Abb. 27 B wird das
 gehobene Gut möglichst vollständig dem Ableitkegel zugeführt und auf diese
 Weise ausgetragen. Das feingemahlene, spezifisch leichte Gut verläßt die
 Mühle unmittelbar an der Oberfläche durch den Austraghohlzapfen.

Leistungsbeispiele aus der Praxis und Mühlendaten finden sich in der
 nachstehenden Tabelle:

Leistungsbeispiele von Rohrmühlen mit Austragkammer

Mühlengröße ∅ Länge in mm	Art der Aufgabe	Art des Antriebs	Art der Panzerung	Kugelfüllung kg	Umläufe der Mahltrommel n/min	Wasserbedarf	Kraftbedarf PS	Leistung t in 24 Std.	Aufgabegut	Austraggut
1250 1000	Einfacher Schöpfspeiser; 700 mm Radius	Riemen-scheiben	Futterbalken aus Mahlkugelstahl	1200	33,5	Frischwasser-zusatz 8–12 l/min	16	34	75% Schwefelkies, 12% Zinkblende, 13% Quarz mit wenig Schwerspat; + 7 mm = 16 % 7–0,5 mm = 74,8% + Sieb 100 = 3,2% – Sieb 100 = 5,4%	Mühlenaus-trag: + Sieb 100 = 12,8% + Sieb 150 = 28,8% + Sieb 250 = 24,5% – Sieb 250 = 33,9% im Kreislauf mit Klas-sierer 370 × 4500 mm
1550 3000	Einfacher Schöpfspeiser; 550 mm Radius	Direkter Motorantrieb; Pfeilverzahnung	Gewellte Mahlplatten aus Chromstahl	6900	28,5	—	76	173	6% Bleiglanz, 7–8% Zinkblende, 86% Grauwacke und Tonschiefer; Material scharfkantig und zähe, mittlere Härte, + 20 mm = 10,5% 20–10 mm = 32,7% 10–2 mm = 34,4% + Sieb 40 = 8,4% + Sieb 150 = 4,1% – Sieb 150 = 9,9%	Klassiererüberlauf + Sieb 40 = 4,7% + Sieb 60 = 12,3% + Sieb 150 = 31,9% – Sieb 150 = 51,1% im Kreislauf mit Klas-sierer 700 × 5500 mm
1800 2000	Schöpfer mit Zentraleinlauf; Rüssel 1000 mm Radius	Motorantrieb mit Übersetzungsgetriebe	Mahlplatten, teils glatt und teils gewellt, aus Chromstahl	7000	26	30% Frischwasser-zusatz	80	180	Golderz 50–20 mm = rd. 50% 20–10 mm = rd. 25% – 10 mm = rd. 25%	Mühlenaus-trag: + Sieb 60 = 2% + Sieb 90 = 12,0% + Sieb 200 = 31,0% – Sieb 200 = 55,0% Kreislauf mit Klassierer 700 × 5500 mm

c) Gegenüberstellung der Mühlen

Im folgenden sollen die hauptsächlichsten Mühlentypen, die in Flotationsanlagen Verwendung finden¹⁾, bezüglich ihrer Wirkung kurz gegenübergestellt werden. Die beschriebenen Mühlen, nämlich

- Rohrmühlen,
- Trommelmühlen mit zentralem Austrag,
- Trommelmühlen mit Austragkammer,
- Stabmühlen mit zentralem Austrag und
- Stabmühlen mit Austragkammer

in ihren Vor- und Nachteilen zahlenmäßig zu vergleichen, ist zur Zeit noch nicht möglich, da trotz der großen Anzahl von unter verschiedensten Bedingungen laufenden Mühlen der verschiedenen Ausführungsformen genügende Vergleichswerte nicht vorliegen. Besonders erschwert wird ein Vergleich dadurch, daß viele Mühlen im geschlossenen Kreislauf mit einem Klassierer arbeiten, andere wieder offen, und außerdem, zumal bei größeren Durchsatzmengen, viel Gebrauch von der Kombination Vor- und Feinmühle gemacht wird. Hierbei arbeiten wiederum manchmal Vor- und Feinmühle jede für sich im geschlossenen Kreislauf, andererseits arbeitet auch wieder häufig die Vormühle offen und nur die Feinmühle im geschlossenen Kreislauf.

Von den angegebenen fünf Mühlentypen, zu denen sich noch die bewährte, in Europa jedoch weniger benutzte Hardinge-Mühle gesellt, scheidet die Rohrmühle mit Kugelfüllung und geringem Durchmesser aber großer Länge für Flotationszwecke aus. Gegenüber kürzeren Mühlen mit Klassierern im Kreislauf arbeitet die Rohrmühle unwirtschaftlich, abgesehen davon, daß das von ihr gelieferte Endprodukt in der Korngrößenzusammensetzung infolge des hohen Anteils an Schlamm für die Flotation nicht geeignet ist. Die Leistung dieser Rohrmühlen schwankt zwischen 0,06 und 0,1 t je PSh, je nach der Natur des Erzes, der Größe des Aufgabeguts und der gewünschten Mahlfineinheit. Der Kraftbedarf je Tonne Kugelfüllung schwankt zwischen 8 und 14 PS; er steigt mit der Zunahme des Durchmessers der Mühle. Die entsprechenden Zahlen für Flintsteinmühlen sind 0,06–0,1 t Durchsatz je PSh und etwa 9–14 PS je Tonne Flintsteinfüllung.

Trommelmühlen mit zentralem Austrag und Trommelmühlen mit Austragkammer unterscheiden sich in folgenden wesentlichen Punkten: bei Trommelmühlen mit zentralem Austrag besteht, wie bereits erwähnt, die Gefahr, daß schwere Erzteilchen erst dann in die Nähe des zentralen Austrags gelangen, wenn sie unerwünscht fein gemahlen sind. Bei Mühlen mit Austragkammer ist diese Gefahr wesentlich vermindert, da schwere Teilchen in der Nähe der

¹⁾ Im überseeischen Ausland laufen viele Mühlen, die den beschriebenen Bauarten ähneln, unter dem Namen Marcymühlen.

Mühlenperipherie ausgetragen werden können. In Mühlen mit zentralem Austrag bewirkt eine größere Verdünnung der Trübe eine Erhöhung des Prozentsatzes an feinem Gut im Austrag, während bei Mühlen mit Austragkammer gerade das Gegenteil der Fall ist, nämlich durch eine stärkere Verdünnung der Austrag körniger wird. Die Frage, welche der beiden Mühlenarten in bezug auf Kraftbedarf je Tonne Kugelfüllung und in bezug auf die Leistung in Tonnen je PSh günstiger arbeitet, wird zur Zeit noch verschieden beantwortet. Beide Mühlenarten verbrauchen je Tonne Kugelfüllung im Mittel etwa 10–15 PS, wobei sich diese Zahlen für Mühlen mit geringem Durchmesser auf 5 PS ermäßigen, für Mühlen mit großem Durchmesser, über 2 m, auf 20 PS erhöhen können. Die Leistung bei Mahlung auf Flotationsfeinheit schwankt je nach der Mühlengröße und dem Charakter des Erzes im Mittel zwischen 0,08 und 0,12 t je PSh; für schwierige Erze sinkt die Leistung auf 0,05 t und steigt für gutartige Erze auf 0,15 t je PSh. Nach anderen Erfahrungen sollen die Austragkammermühlen höhere Leistungen aufweisen als Mühlen mit zentralem Austrag. Die mit der Zunahme der Leistung parallellaufende Zunahme des Kraftbedarfs und des Verschleißes soll jedoch geringer sein, als es der Zunahme der Leistung entsprechen würde, so daß letzten Endes Austragkammermühlen auch in dieser Beziehung einen wirtschaftlichen Vorteil bieten würden.

Die Leistung von Stabmühlen beim Mahlen mittelharten Erzes auf etwa Sieb 60 mit mehreren Prozent Überkorn beträgt etwa 0,12–0,18 t je PSh; arbeiten Stabmühlen dagegen als Vormühlen für die Feinmühlen, d. h. auf Korn von etwa 1–2 mm, so steigt die Leistung auf 0,35 t je PSh und darüber. Je Tonne Stabfüllung werden, trotzdem die Mahlfüllung gewichtsmäßig größer ist als bei Kugelfüllung, infolge der geringeren Umdrehzahl nur 7–10 PS benötigt. Für Stabmühlen mit geringem Durchmesser erniedrigt sich dieser Kraftbedarf auf etwa 5 PS. Die angegebene Höchstzahl von 10 PS entspricht einer Stabmühle mit einem Durchmesser von 1800 mm. Der Mühlendurchmesser ist von der Größe der aufzugebenden Stücke abhängig, er wächst mit der Größe der Aufgabestücke. Die Länge der Mühle dagegen hängt bis zu einem gewissen Grad von der Größe der gewünschten Kornfeinheit ab. Für jede Aufgabekorngröße ergibt sich hieraus ein günstigster Durchmesser der Mühle und für die Mahlfeinheit des Endprodukts eine günstigste Länge. Wird die Mühle im Durchmesser zu groß gewählt, dann sinkt die Menge an Überkorn im Austrag, was sich ungünstig auf die Arbeit des Klassierers auswirkt, im Grenzfall sogar den Klassierer unnötig machen würde. Wird die Länge zu groß gewählt, so steigt der Anfall an unerwünscht feinem Gut, was ebenfalls nicht beabsichtigt ist. Im begrenzten Maß können derartige Fehler in der Bestimmung bzw. Wahl der Mühle durch eine Änderung der Umdrehzahl und zum Teil auch durch Änderung der zugefügten Wassermenge ausgeglichen werden.

Einfluß der Wassermenge auf die Mahlung. Die Ansichten über die zum Mahlen geeignetste Menge an Wasser schwanken nicht mehr in so weiten Grenzen wie noch vor einigen Jahren¹⁾. Die allgemeine Meinung ist heute, daß für Gut, welches gröber als etwa 10 mm ist, 25–35% Wasser und für feineres Gut 30–50% Wasser die geeignetsten Mengen sind. Die zuzusetzende Wassermenge richtet sich natürlich nach dem Erz – körniges Erz verlangt weniger als mulmiges – und nach der gewünschten Mahlfeinheit.

Im allgemeinen bemüht man sich mit einem Verhältnis Feststoff: Wasser wie 1:0,5 bis 1:1 auszukommen; in manchen Fällen ist es vorteilhaft, mit noch weniger Wasser zu mahlen, z. B. mit nur 20–30% Wasser. Im Durchschnitt kann man annehmen, daß für schwere sulfidische Erze 75–80% Feststoffe in der Aufgabetrübe die besten Mahlbedingungen ergeben.

Die folgende Zusammenstellung²⁾ zeigt in Versuchen bei verschiedener Mahldauer den Einfluß des Wassergehaltes auf die Vermahlung, und zwar unterteilt in Mahlgut unter 100 Maschen und unter 60 Maschen bei der Verarbeitung eines Erzes vom spez. Gew. 3,1:

		Prozente Feststoffe in der Mühle					
		25 ^o / _o	40 ^o / _o	50 ^o / _o	60 ^o / _o	70 ^o / _o	
Vom Gesamt- austtrag gehen bei verschiedener Mahldauer durch ein	100 Maschensieb bei	Probe 1	32	42	44	52	60
		Probe 2	50	54	60	64	64
		Probe 3	65	78	84	91	93
	60 Maschensieb bei	Probe 1	48	60	64	71	82
		Probe 2	72	78	85	85	86
		Probe 3	88	96	97	99	99

Welchen Einfluß auf die Feinheit des Austrages das Verhältnis Erz : Wasser beim Feinmahlen in einer Kugelmühle ausübt, beweisen Versuchsergebnisse, die A. W. Fahrenwald und L. T. Abele³⁾ beim Vermahlen eines Bleizinkerzes in verschiedenen Trübeverdünnungen aber bei gleicher Mahldauer (30 Min.) erhielten. Wie nebenstehendes Diagramm (Abb. 29) zeigt, ist

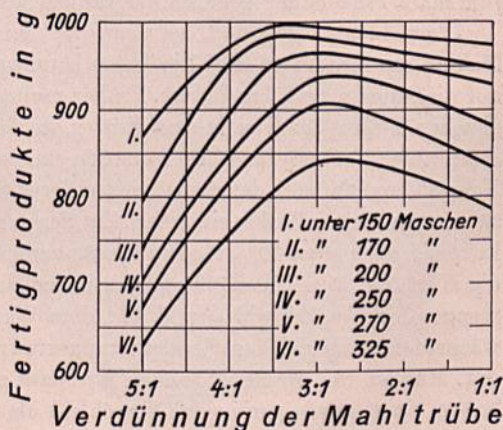


Abb. 29. Einfluß der Verdünnung auf den Mahlerfolg

¹⁾ A. W. Fahrenwald und L. T. Abele, Eng. Min. World 2, 173 (1931).

²⁾ Aus Met. Bull. Geco, 76.

³⁾ Eng. Min. World 2, 175 (1931).

der Mahlerfolg, der sich in der Korngrößenzusammensetzung des Endprodukts nach der Mahlung ausdrückt, am größten bei der Trübeverdünnung 3:1. Er nimmt mit steigender Verdünnung ab.

Verschleiß des Mühlenmaterials. Die Mühlenleistungen und die Verschleißkosten sind, wie bereits angedeutet, stark von dem in der Mühle herrschenden Verhältnis fest : flüssig abhängig.

Der Verschleiß der Mahlkugeln und des Futters stellt einen wesentlichen Posten in den Betriebskosten einer Feinmahanlage dar. Die nachstehende Tabelle gibt Vergleichswerte von Verschleißzahlen:

Verschleiß von Kugeln, Stäben und Flintsteinen in Kilogramm
je t Durchsatz¹⁾

Aufgabe	End- produkt in Maschen	Kugeln aus			Stäbe aus		Flintstein
		Chrom- stahl	Stahl	Gußeisen	Hartstahl	Weich- stahl	
100 mm	10	0,45	0,67	0,9	0,54	0,77	—
100 mm	50	0,67	1,0	1,35	0,83	1,12	—
25 mm	10	0,36	0,5	0,67	0,40	0,58	1,35
25 mm	50	0,50	0,72	1,0	0,60	0,83	2,03
25 mm	200	0,83	1,21	1,8	1,0	1,35	3,37
10 Maschen.....	50	0,22	0,36	0,5	0,27	0,40	0,90
10 Maschen.....	200	0,56	0,82	1,17	0,67	0,94	2,25
50 Maschen.....	200	0,36	0,50	0,67	0,40	0,54	1,35

Hierzu sei bemerkt, daß diese Werte nur Anhaltswerte vorstellen, die innerhalb erheblicher Grenzen schwanken können.

Überschlägig berechnet betragen die Gesamtunterhaltungskosten einer Mahlanlage mindestens RM 1 je Tonne Durchsatz, hiervon entfallen 80–90% auf die Kugeln und das Futter. Früher rechnete man diese Kosten etwa zu gleichen Teilen für Kugeln und Futter, in den letzten Jahren verteilen sie sich infolge Verbesserung der Baustoffe ungefähr im Verhältnis 2:1 bis 3:1. Verschiebungen nach der einen oder anderen Seite können je nach der Qualität des benutzten Stahls eintreten. Zu diesen Kosten für Kugeln und Futter kommen noch etwa 10% für den Ersatz anderer Mühlenteile und 5–10% für die Wartung. Der Verschleiß steigt mit der Härte des Erzes, der Durchsatzmenge, der Umdrehzahl der Mühle, dem Wassergehalt des Mahlgutes und wächst ferner bei gleichem Zerkleinerungsgrad mit feiner werdendem Aufgabegut. Mühlen, die im geschlossenen Kreislauf mit einem Klassierer arbeiten, haben einen etwas geringeren Verschleiß als solche, die offen arbeiten. Bei Verwendung von Stabmühlen geht der Verschleiß für die Stäbe und das Futter bis zu 50% zurück; da die Stäbe jedoch nur bis zu einer gewissen

¹⁾ Aus Met. Bull. Geco 72; umgerechnet in das metrische System.

Mindeststärke abgearbeitet werden dürfen, im allgemeinen wegen Bruch- und Verbiegungsmöglichkeit nicht unter 20–30 mm, kommt dieser Vorteil nur jenen Mühlen zugute, die mit verhältnismäßig großem Durchmesser der Stäbe beginnen können.

4. Klassierer

a) Mechanische Klassierer

Die Klassierer dienen hauptsächlich zur Trennung des aus der Feinmühle ausgetragenen Gutes in solches, das bereits die gewünschte Flotationsfeinheit erreicht hat und solches, das zur weiteren Feinmahlung nochmals in die Mühle zurückgegeben werden muß. Hierdurch wird verhindert, daß schon fertig gemahlenes Gut in der Mühle weiter zerkleinert wird und zu unerwünschter Bildung feinsten Schlämme Anlaß gibt.

Rechenklassierer

Mechanische Klassierer werden in der überwiegenden Mehrzahl der Fälle als Rechenklassierer gebaut, in denen die Erztrübe nach der Gleich-

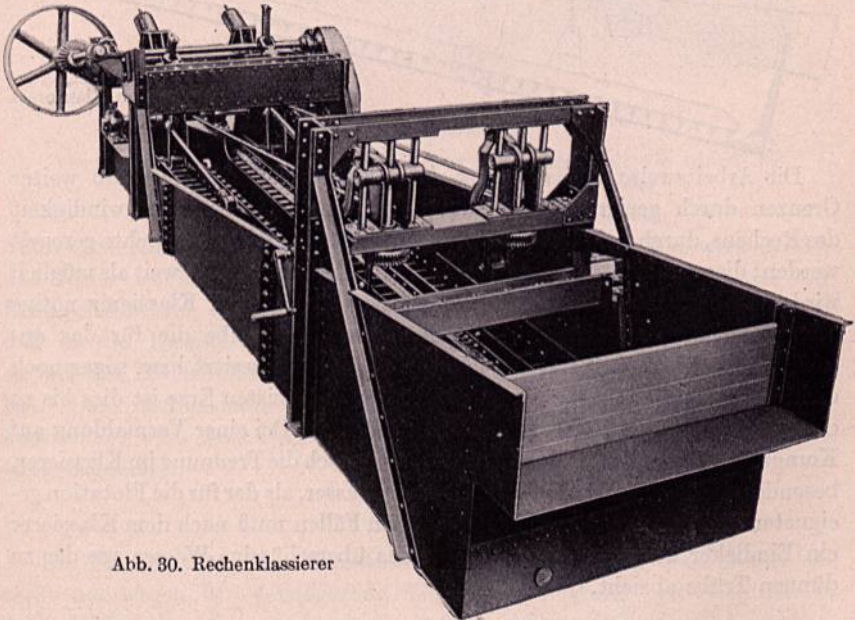


Abb. 30. Rechenklassierer

fälligkeit in bewegtem Wasser getrennt wird. Sie bestehen in der Hauptsache aus einem geneigt stehenden Kasten, dessen unteres Ende als Trog ausgebildet ist (siehe Abb. 30). Im Kasten und Trog (siehe

Abb. 31), welche die gleiche oder annähernd gleiche Neigung haben, bewegt sich in der Längsrichtung des Kastens, etwas über der Sohle, ein in seiner Höhe und im Hub einstellbarer Rechen. Das zu klassierende Gut tritt etwa im unteren Viertel des Kastens ein. Die größeren, schnell absitzenden Erzteilchen scheiden sich am geneigten Boden des Troges ab und werden mittels des mechanisch angetriebenen Rechens langsam durch den Kasten zum Austrag nach oben befördert. Die Rechenbewegung begünstigt eine gründliche Waschung und Entschlammung des größeren Korns, so daß der Klassiereraustrag weitgehend entschlammte Sande enthält. Die feinen Anteile der Trübe bleiben im Wasser suspendiert und verlassen als Flotationstrübe den Klassierer über die am unteren Ende des Troges befindliche Überlaufkante, das Rechenprodukt wird automatisch zur Mühle zurückgehoben.

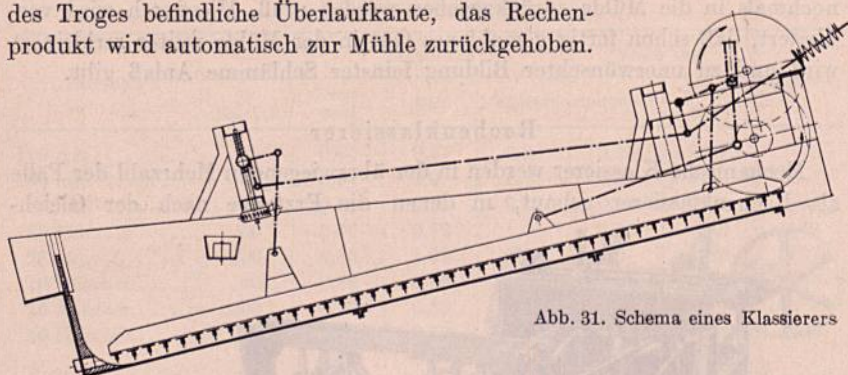


Abb. 31. Schema eines Klassierers

Die Arbeitsweise und Leistung des Klassierers kann innerhalb weiter Grenzen durch geeignete Einstellung der Hubhöhe und Geschwindigkeit des Rechens, durch Neigung des Troges und Änderung der Trübedichte geregelt werden; dies geschieht durch entsprechenden Wasserzusatz. Soweit als möglich wird man bestrebt sein, die zur Trennung des Guts im Klassierer nötige Wassermenge so einzustellen, daß die abgehende Trübe die für das anschließende Schwimmverfahren erforderliche Dichte besitzt bzw. sogar noch dichter ist, als die Flotation es verlangt. Für die meisten Erze ist dies bis zu einer Vermahlung auf 100–120 Maschen möglich. Bei einer Vermahlung auf Korngrößen feiner als 120 Maschen erfordert jedoch die Trennung im Klassierer, besonders im Rechenklassierer, meist mehr Wasser, als der für die Flotation geeigneten Trübedichte entspricht. In solchen Fällen muß nach dem Klassierer ein Eindicker aufgestellt werden, der das überschüssige Wasser aus der zu dünnen Trübe abzieht.

Schüsselklassierer

In manchen Fällen finden an Stelle der beschriebenen einfachen Rechenklassierer Schüsselklassierer Verwendung (siehe Abb. 32). In diesen

Apparaten¹⁾ ist vor den eigentlichen Rechenklassierer eine niedrige Schüssel mit mechanischem Krählwerk gesetzt. Das Gut tritt in der Mitte der Schüssel ein, in der die feinsten Schlämme schon zum größten Teil herausgenommen werden sollen. Derartige Schüsselklassierer werden vornehmlich dann gewählt, wenn es sich darum handelt, ein in sehr dünner Trübe vorliegendes oder sehr schlammhaltiges Gut zu klassieren, oder wenn

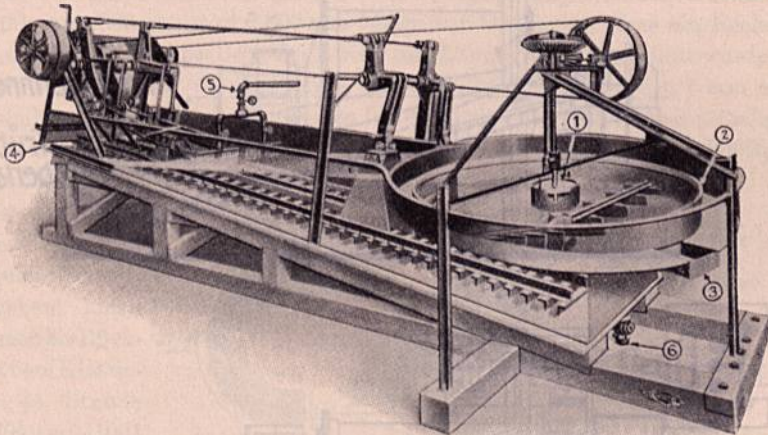


Abb. 32. Schüsselsklassierer

1 = Eintrag; 2 = Überlaufkante; 3 = Austrag für Feinmaterial; 4 = Austrag für Grobkorn; 5 = Waschwasserleitung; 6 = Ablaufbahn

durch die Klassierung für die Flotation ein Gut geschaffen werden soll, das feiner ist als 120–150 Maschen. In solchen Fällen übernimmt der Schüsselsklassierer einen Teil der Arbeit des Rechenklassierers dadurch, daß er die Hauptmenge des feinsten Gutes schon vorher abscheidet, so daß der Rechenklassierer nur noch die Nachklassierung vorzunehmen hat. Das nachzuklassierende Gut, das sich am Boden der Schüssel ansammelt, wird dem Rechenklassierer durch die erwähnte Krählvorrichtung zugeführt.

Die Einschaltung eines Klassierers in den Arbeitsgang einer Mühle ist nicht nur wegen der Verringerung der Schlammbildung von Wichtigkeit, auch die Durchsatzmenge durch die Mühle erhöht sich wesentlich; früher

¹⁾ Vgl. auch E. Wittenau und W. B. Cramer, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6404, 9 (1931).

wurde dies bisweilen durch Zwischenschaltung von Spitzlутten an Stelle von Klassierern zu erreichen versucht.

Das Zwischenschalten der Klassierer zwischen Mühle und Flotationsapparat (vgl. Abb. 33) gestattet, daß die für die Feinmahlung dienenden Mühlen, verglichen mit früher, durchwegs eine wesentlich geringere Länge

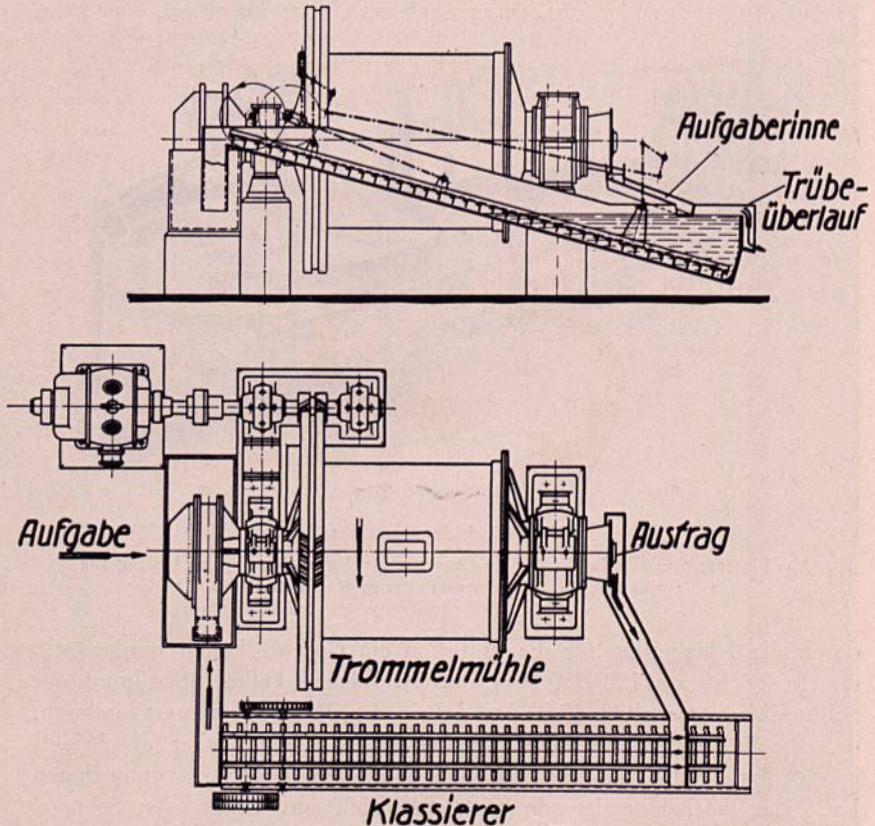


Abb. 33. Trommelmühle im Kreislauf mit einem Klassierer

besitzen können. Die Verminderung der Mühlenlänge hat nicht nur bedeutende Ersparnisse an Anschaffungs-, Kraft- und Ersatzteilkosten zur Folge, sondern schränkt vor allem auch die Erzeugung von unerwünscht feinem Gut nach Möglichkeit ein. (Siehe S. 37, 77.)

Die ständige Rückgabe des Überkorns vom Klassierer zur Mühle bedeutet andererseits aber für diese eine starke Belastung gegenüber dem früher geübten Verfahren ohne Klassierung, bei dem in einem einmaligen Durchgang durch die

Mühle das Gut auf die gewünschte Feinheit gebracht wurde. Wie stark diese Mehrbelastung der Mühle sein kann, möge die folgende Darstellung erkennen lassen. Es handelt sich hierbei um Versuche mit einem Gut von verhältnismäßig hohem spezifischen Gewicht, das aus flotationstechnischen Gründen den Klassierer in einer Trübedichte von möglichst über 500 g/l Feststoffe und in einer Korngröße von etwa 80 Maschen verlassen soll. Für die Versuche stand eine mit Austragkammer und Kugelfüllung versehene Trommelmühle von 800 mm \varnothing und 800 mm Länge zur Verfügung, dazu ein Rechenklassierer von 350 mm Breite und 5000 mm Länge. Das Aufgabegut wurde in einer Walzenmühle vorzerkleinert, die auf eine Spaltweite von 5 mm eingestellt war. Nach einer genügenden Einstellungszeit ergab ein mehrstündiger Dauerbetrieb die folgenden Ergebnisse (siehe Abb. 34): es wurden 800 kg/h

mit 550 l Mahlwasser, entsprechend 1067 g/l Feststoffe aufgegeben, hinzu kamen als Rückgut vom Klassierer je Stunde 1870 kg mit 1100 l Wasser, entsprechend 1193 g/l Feststoffe. Die Mühle trug demnach bei einer

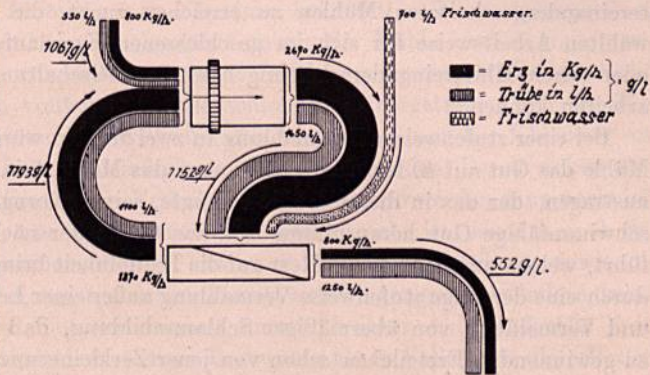


Abb. 34. Mengenverteilung im Mühlenkreislauf

eingestellten Leistung von 800 kg/h in Wirklichkeit 2670 kg/h mit 1650 l/h aus, was einer Trübedichte von 1152 g/l Feststoffe entspricht. Mit 1152 g/l war eine genügende Arbeit im Klassierer erklärlicherweise nicht zu erzielen; es mußten daher 700 l/h Frischwasser dem Klassierer zugesetzt werden. Diese Zusatzwassermenge gestattete die Abscheidung eines Guts von nur 3% + 80 Maschen, während andererseits das Klassiererrückgut nur 16% Unterkorn enthielt. Man sieht hieraus, daß die auf 800 kg/h Aufgabegut eingestellte Mühle in Wirklichkeit einen Durchsatz von 2670 kg/h zu bewältigen hatte, also 230% mehr, als der eigentlichen Aufgabe entspricht. Diese Zahl ist nicht einmal außergewöhnlich hoch; in der Praxis kommen zwar Fälle vor, wo selbst bis zu 700% Rückgut der Mühle wieder zur Nachvermahlung zugeführt werden, jedoch ist dies unvorteilhaft. Mehr als 150%, höchstens 300% Rückgut sollte der Mühle nicht aufgegeben werden.

Die Verwendung von Klassierern hat erst die Durchführung stufenweiser Feinmahlung ermöglicht.

Stufenweise Feinmahlung

Selbst die als schonende Behandlung zu bezeichnende Feinmahlung bei schnellem Durchgang des Gutes durch eine mit einem Klassierer im geschlossenen Kreislauf arbeitende Mühle kann in vielen Fällen nicht verhindern, daß freiliegende Erzteilchen weiter vermahlen werden, als es der Aufschluß erfordert. Da übermäßig fein gemahlene Erzteilchen die Flotation in manchen Fällen stören, außerdem bei der Entwässerung der Konzentrate und bei ihrer Verhüttung Schwierigkeiten verursachen können, die bei gröberer Vermahlung vermeidbar wären, hat sich vielfach die stufenweise Vermahlung eingeführt. Sie besteht darin, daß man die Endmahlung nicht in einer Mühle allein, sondern in zwei oder mehreren hintereinandergeschalteten Mühlen zu erreichen sucht, die je nach der gewählten Arbeitsweise für sich im geschlossenen Kreislauf mit Klassierern oder durch Hintereinanderschaltung bzw. Parallelschaltung der Klassierer arbeiten können.

Bei einer stufenweisen Feinmahlung in zwei Mühlen würde z. B. die erste Mühle das Gut auf 40 Maschen zerkleinern, das Mahlgut in einen Klassierer austragen, der das in dieser Mühle erzeugte, seiner Korngröße nach schon schwimmfähige Gut herausnimmt und das Grobe der nächsten Mühle zuführt, welche nunmehr diesen Rest auf die Endfeinheit bringt. Erreicht wird durch eine derartige stufenweise Vermahlung außer einer Leistungserhöhung und Vermeidung von übermäßiger Schlamm- und Schaumbildung, daß die im Schaum zu gewinnenden Erzteilchen schon von jener Zerkleinerungsgröße an erfaßt werden, bei der sie bereits, unter Berücksichtigung des Aufschlußgrades, eine genügende Schwimmfähigkeit besitzen. Eine stufenweise Vermahlung, die entschieden in vielen Fällen Vorteile bringt, kann mit Rücksicht auf die Kosten der Anschaffung und die Wirtschaftlichkeit des Betriebes nur von einer gewissen Stundenleistung an gewählt werden, deren unterste Grenze je nach dem Wert der vorliegenden Erze und ihrem Charakter im allgemeinen nicht unter 5–6 t/h liegt.

Über die Verwendung von Klassierern vor der Filtration sei auf den Abschnitt „Filteranlagen“ verwiesen (siehe S. 189).

Die Erfolge des Klassierers bei der Feinmahlung sind nicht zu bestreiten, und seine Einführung ist als einer der wichtigsten Fortschritte in der Mahltechnik für Flotationsanlagen zu bezeichnen. Trotzdem stellt der Klassierer gewissermaßen nur einen Notbehelf für einen geeigneteren, allerdings gegenwärtig noch nicht bestehenden Apparat dar, und zwar aus folgenden Gründen: wie schon eingangs ausgeführt wurde, trennt der Klassierer nach der Gleichfälligkeit, und zwar in bewegter Trübe. Die Flotation verlangt für ihre erfolgreiche Durchführung eine Zerkleinerung auf eine

bestimmte Korngröße, die dadurch gekennzeichnet ist, daß die freigelegten Teilchen noch leicht an die Trübeoberfläche gehoben werden können; ob die notwendige Korngröße durch Absiebung oder mittelbar durch die Gleichfälligkeit erreicht wird, ist an sich gleichgültig; nach der Gleichfälligkeit zu trennen wäre sogar von Vorteil, da hierdurch kleine, aber schwere Erzteilchen zusammen mit größeren leichteren Bergeteilchen abgeschieden würden, was für die Flotation nur wünschenswert sein könnte. Demgegenüber steht nun aber die Tatsache, daß der Verwachsungsgrad bzw. die Aufschlußgröße nicht von der Gleichfälligkeit, sondern durch die Korngröße bestimmt wird. Man muß also die Zerkleinerung auf die Korngröße einstellen, im Klassierer aber nach der Gleichfälligkeit trennen. Es kann daher vorkommen, daß schon genügend weit aufgeschlossene und zum Hochheben bereits hinreichend kleine Erzteilchen im Klassierer bei richtiger Klassierereinstellung mit zu Boden sinken, zurückgeführt und in der Mühle unnötig weiter zerkleinert werden, während verwachsene Teilchen von geringerer Fallgeschwindigkeit mit den vollkommen aufgeschlossenen übergetragen und der Flotation zugeführt werden. Will man dies vermeiden, muß der Klassierer auf noch geringere Fallgeschwindigkeiten eingestellt werden. Damit sinken aber noch mehr flotationsfertige Erzteilchen zu Boden und werden dann nochmals nachzerkleinert, was an sich nicht nur unerwünscht ist, sondern auch das eigentliche Flotationsverfahren erschwert und das Ausbringen sowie die Anreicherung bei sonst gleichen Flotationsbedingungen vermindern kann. Für Erze, deren Flotationsfeinheit unterhalb ihrer Aufschlußgröße liegt, haben diese Verhältnisse weniger Bedeutung als in Fällen, wo die erforderliche Flotationsfeinheit und Aufschlußgröße zusammenfällt bzw. die Aufschlußgröße, in der absoluten Maschenzahl ausgedrückt, größer ist, als für die Flotation an sich nötig wäre.

Diese u. U. nicht vorteilhafte Arbeitsweise des Klassierers ist weniger von Bedeutung für solche Erze, die, um hochgetragen werden zu können, feiner gemahlen werden müssen, als ihrem Verwachsungsgrad entspricht. Anders ist es, wenn die Verhältnisse umgekehrt liegen.

Angaben über Klassierergrößen, bezogen auf bestimmte Mühlenleistungen, sind in der umstehenden Tabelle, S. 88, als annähernde Durchschnittswerte zusammengestellt.

Klassierer sind in bedeutendem Maße durch J. V. N. Dorr in die Aufbereitung eingeführt worden. Klassierer, deren Bauart sich an die der Dorrklassierer anlehnt, werden gegenwärtig auch von anderen Firmen gebaut.

Als Antrieb benötigen die kleineren Klassierergrößen einen Motor von etwa 1 PS, die größeren einen solchen von etwa 2 PS. Die Leistung der Klassierer ist von der Korngröße abhängig, auf welche der Überlauf eingestellt wird, und von der Art des Erzgemisches, besonders von dessen

Leistungsbeispiele von Trommelmühlen im geschlossenen Kreislauf mit Rechenklassierern

Größe der Mühle mm	Größe des Aufgabegutes mm	Überlauf des Klassierers: Siebfeinheit in Maschen je lfd. Zoll	Ungefähre Menge des Klassierer- überlaufs in t je 24 Stunden	Klassierer- größe mm
a) Grobvermahlung				
1250 × 1000	40	45	30	700 × 4600
1250 × 1000		60	26	700 × 4600
1250 × 1250	40	45	40	700 × 4600
1250 × 1250		60	35	700 × 4600
1550 × 1300	40	45	62	700 × 4600
1550 × 1300		60	54	700 × 4600
1550 × 1500	40	45	75	700 × 4600
1550 × 1500		60	63	700 × 4600
1800 × 1500	40	45	150	1400 × 4600
1800 × 1500		60	125	1400 × 4600
1800 × 1800	40	45	180	1400 × 5000
1800 × 1800		60	150	1400 × 5000
2200 × 1800	40	45	265	1400 × 5500
2200 × 1800		60	210	1400 × 6000
2200 × 2200	40	45	300	2100 × 5500
2200 × 2200		60	230	2100 × 6500
b) Feinmahlung				
1250 × 1000	Sieb 10 = 2 mm	120	43	700 × 4600
1250 × 1250			55	700 × 5500
1550 × 1300			85	1400 × 4600
1550 × 1500			100	1400 × 4600
1800 × 1500			150	2100 × 6500
1800 × 1800			180	2100 × 6500

Den obigen Leistungsangaben, die eine ungefähre Übersicht geben, ist ein mittelhartes, quarzhaltiges Erz zugrunde gelegt. Für sehr harte Erze sind die Leistungsangaben um etwa 25% zu vermindern. Für weiche Erze können die Leistungen um 20–40% erhöht werden.

spezifischem Gewicht sowie von dem Unterschiede der spezifischen Gewichte der Bestandteile. Selbstverständlich spielt auch die Menge des Klassiererückguts für die Leistung eine gewisse Rolle. Anhaltswerte für die Leistung von Klassierern gibt A. F. Taggart¹⁾. Im folgenden sind diese Werte nach der Umrechnung auf das metrische Maßsystem und Abrundung für ein Erz mit dem spez. Gew. 2,5–2,7 wiedergegeben:

¹⁾ Handbook of Ore Dressing, 605.

Für die Trennung geforderte Korngröße		Neigung des Klassierer- bodens	Höhe je Minute	Feststoffe im Überlauf %	Durchsatz in t je 24 Stunden je 0,3 m Klassiererbite	
USA ¹⁾					Rechen- produkt	Überlauf
Sieb Nr.	mm	cm je m				
20	0,833	25—31	27—30	45—50	65—82	30—33
28	0,589	25—29	27—30	40—45	49—82	20—30
48	0,295	21,5—25	20—25	25—30	49—74	16—26
65	0,208	16,5—25	17—25	20—25	33—65	13—20
100	0,147	12,5—21	10—15	15—20	16—33	6,5—13
200	0,074	12,5—16,5	10—12	5—10	10—25	3,3—6,5

Außer den Klassierern der beschriebenen Bauart sind noch andere auf dem Markt, die weniger Verbreitung gefunden haben; hierher gehört u. a. der Akinsklassierer, bei dem die Rückförderung des Überkorns durch eine Spirale erfolgt.

b) Beispiele für Klassierer im geschlossenen Kreislauf mit Mühlen

Die verschiedenen Verbindungsmöglichkeiten zwischen Mühle und Klassierer werden lehrreich durch die Entwicklung gezeigt, die der Stammbaum der Nevada Consolidated Copper Co. in McGill, Nevada, für die Feinmahanlage durchgemacht hat²⁾.

In der Aufbereitungsanlage dieser Gesellschaft wurden im Laufe einer Reihe von Jahren fünf Typen von Feinmahlstammbäumen (vgl. Abb. 35—40) im praktischen Betrieb verglichen; gleichzeitig wurden die Vorarbeiten für eine Anordnung getroffen, die im Stammbaum 6 (Abb. 40) wiedergegeben ist. Der Stammbaum 1 (Abb. 35) zeigt eine einfache einstufige Vermahlung, die bis 1919 ausgeübt wurde, um das Erz für die naßmechanische Aufbereitung vorzubereiten; Stammbaum 2 (Abb. 36) wurde nach der Einführung der Flotation (1919) angewandt; Stammbaum 3 kam Anfang 1928 versuchsweise in Betrieb, mit den Stammbäumen 4 und 5 wurden 1929 vergleichende Versuche durchgeführt.

Vom Beginn dieser Mahlversuche an konnte in der Versuchsabteilung eine fortschreitende

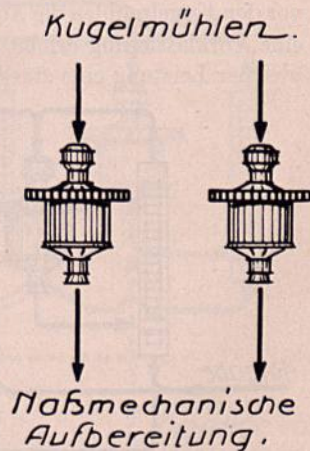


Abb. 35. Mahlstammbaum 1

¹⁾ Diese Daten für mm, die dem Handbook of Ore Dressing entnommen sind, stimmen in unwesentlichen Größen nicht mit der Tabelle S. 28 überein.

²⁾ J. V. N. Dorr und A. B. Marriott, Eng. Min. Journ. 128, 882 (1929).

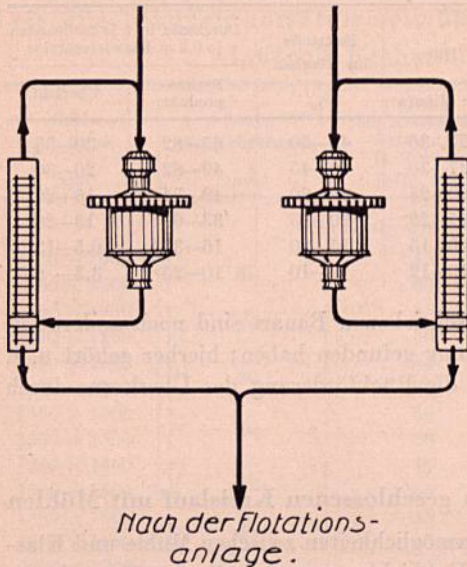


Abb. 36. Mahlstammbaum 2

Zunahme der Durchsatzmenge ohne Hinzunahme weiterer Mühlen festgestellt werden; ferner war eine Verminderung der je Einheit verbrauchten Kraft und eine Verbesserung des Ausbringens zu beobachten. Die Ausrüstung an Mühlen und Klassierern nach Art und Größe ist für die Stamm bäume 3, 4 und 5 dieselbe; alle drei Stamm bäume wurden in verschiedenen gleichen Abteilungen der Anlage gleichzeitig untersucht, wobei sich zeigte, daß die Führung nach Stammbaum 5 die besten Aufbereitungsergebnisse brachte, da das hierbei erzeugte Gut am körnigsten blieb. Die Schlüsse, die sich aus den Ver-

gleichsversuchen 3, 4 und 5 ziehen lassen, sind die folgenden:

1. Stammbaum 3 (Abb. 37), bei dem zur Entfernung der primären Schlämme vor den Kugelmühlen die Aufgabe in Schlüsselklassierer geleitet wird, in denen eine Vorklassierung erfolgt, scheint eine höhere Durchsatzleistung oder bei gleicher Leistung eine stärkere Zerkleinerung zu ergeben als die Anordnung

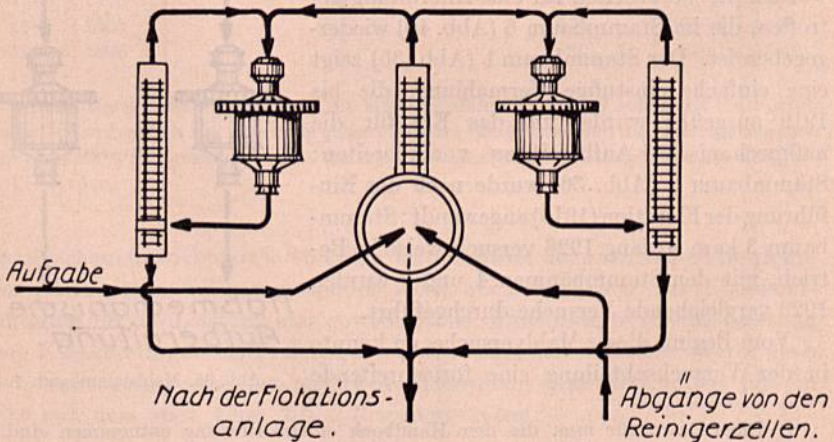


Abb. 37. Mahlstammbaum 3. Primärer Schlüsselklassierer in Schaltung mit Kugelmühlen, die ihrerseits in geschlossenem Kreislauf mit einfachen Klassierern stehen

nach Stammbaum 4 (Abb. 38), bei dem der Schüsselklassierer in parallelgeschlossenen Kreislauf mit den Mühlen arbeitet. Dasselbe gilt für Stammbaum 5, wo die Kugelmühlen im geschlossenen Kreislauf mit ihren Klassierern und in Tandemanordnung mit dem Schüsselklassierer arbeiten. Diese Durchsatzsteigerung ist wahrscheinlich auf das Abscheiden der feinen Teile vor dem Eintritt in die Mühlen zurückzuführen, wodurch das zu zerkleinernde Gut in den Mühlen bessere Angriffsmöglichkeiten bietet.

2. Stammbaum 5 (Abb. 39), bei dem der Schüsselklassierer in Tandemanordnung hinter den Kugelmühlenklassierern arbeitet, ergibt für die Flotationsaufgabe ein erhöhtes Ausbringen, obwohl die gesamte Mahlfeinheit geringer als bei den Stammbäumen 3 und 4 ist, das Gut also körniger

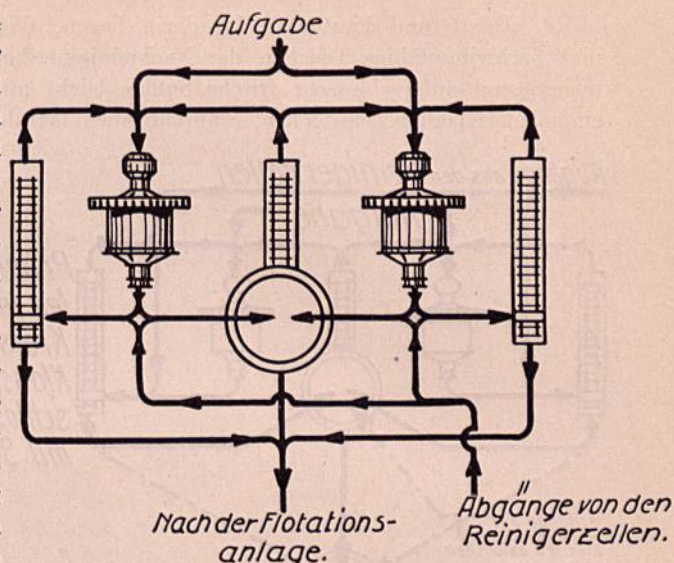


Abb. 38. Mahlstrombaum 4. Kugelmühlen in geschlossenem Kreislauf mit einem Schüsselklassierer und einfachen Klassierern

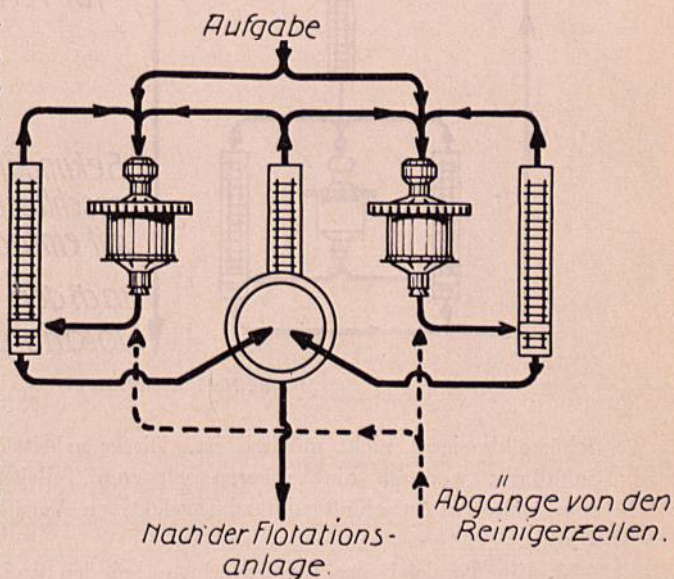


Abb. 39. Mahlstrombaum 5. Kugelmühlen im geschlossenen Kreislauf mit einfachen Klassierern und in geschlossener Tandemschaltung mit einem Schüsselklassierer

bleibt. Der Grund hierfür dürfte darin liegen, daß relativ grobe und nicht schwimmfähige Teilchen der Nachreinigungsberge und auch selbst ungenügend aufgeschlossene frische Sulfide leicht mit dem Überlauf der einfachen Klassierer mitgehen, während dies bei dem wirkungsvolleren

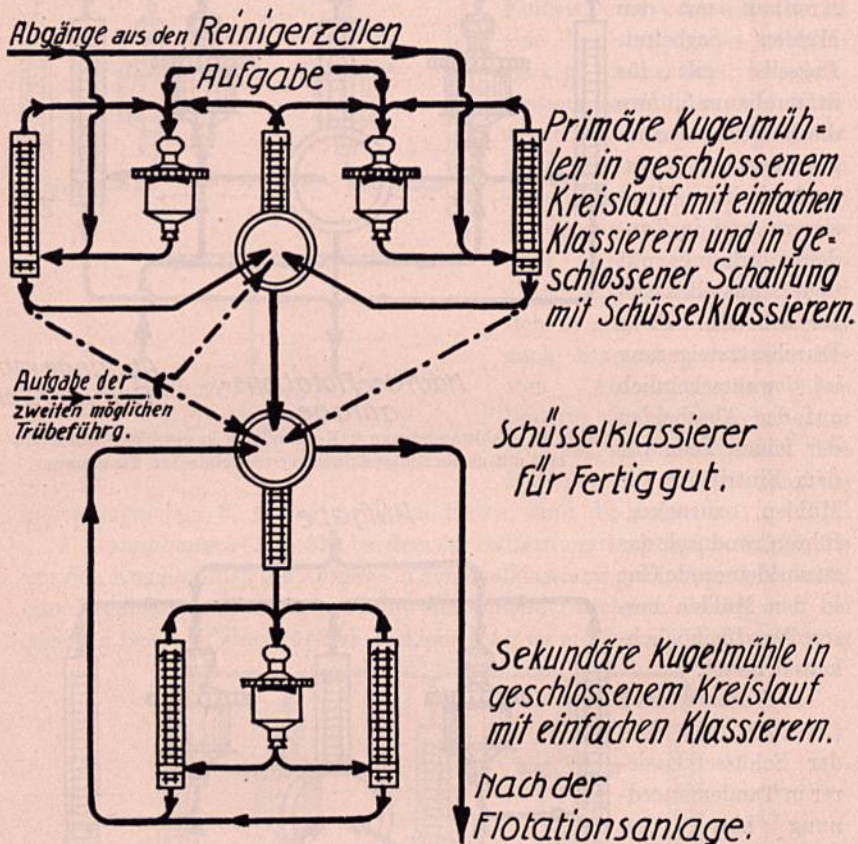


Abb. 40. Mahlstammbaum 6¹⁾

Schüsselklassierer nicht möglich ist. Dieser arbeitet sozusagen als eine Sulfidfalle, wodurch die größeren schweren Teilchen den Kugelmühlen zum weiteren Aufschluß und zum selektiven Vermahlen zurückgegeben werden.

3. Ein Vergleich der Kupferverluste bei den drei Stammbäumen 3, 4 und 5 beweist die Überlegenheit von Stammbaum 5 sowohl hinsichtlich der

¹⁾ Die strichpunktierten Linien zeigen die Möglichkeit einer anderen Schaltung.

+ 100 als auch der - 100 Maschen Abgänge. Im Vergleich zwischen Stamm-
baum 3 und 4 zeigt ersterer einen geringeren Verlust bei den + 100 Maschen
Abgängen, voraussichtlich als Folge der wirkungsvolleren Vermahlung der vor-
her entschlämmtten Trübe. Andererseits ergibt Stammbaum 4 einen geringeren
Verlust bei den - 100 Maschen Abgängen, wofür der Grund wahrscheinlich
darin liegt, daß auch die primären feinen Schlämme mit in die Kugelmühlen
gelangen, die Sulfide also dort freigelegt werden und für die Flotation gereinigte
Oberflächen erhalten.

Als Ergebnis der bisherigen Versuche sollte der Stammbaum 6 (Abb. 40)
eingeführt werden. Dieser Stammbaum vereint die Vorzüge des sekundären
Nachvermahlungsumlaufs bei Stammbaum 5 mit einem zwischen Vor- und
Nachvermahlung geschalteten Schüsselklassierer, der die Fertigprodukte
liefert. Es ist dabei vorgesehen, die in dem Schüsselklassierer angereicherten
Kupfersulfide in einem besonderen Kreislauf nachzumahlen. Wie die
strichpunktiierten Linien andeuten, ist auch die Möglichkeit geschaffen,
eine Vorentschlammung durchzuführen, um die Vorteile nach Stamm-
baum 3 hinsichtlich der Gewinnung kupferarmer + 100 Maschen Abgänge
sicherzustellen.

Ein Vergleich der Versuchsergebnisse, die nachstehend aufgeführt sind,
zeigt, daß selbst mit der gröberen Vermahlung entsprechend Stammbaum 5
die besten Aufbereitungsergebnisse erzielt worden sind. Auf Grund dieser
Tatsachen wurde die gesamte Anlage für eine längere Versuchszeit ent-
sprechend diesem Stammbaum umgestellt. Schon nach vierzehntägigem
Betrieb der Gesamtanlage wurde bei gleichbleibender Gesamtaufgabe eine
feinere Vermahlung erzielt, die 30,6% + 100-Maschenkorn gegenüber
36,4% bei der früheren Anordnung ergab.

Vergleich von Leistung und Kraftverbrauch

	Stammbaum				
	1	2	3	4 ²⁾	5
t/Tag im Durchschnitt	1565	1900	2640	2670	2610
t gemahlen je Mühle und Stunde.....	16,3	19,8	27,5	27,8	27,2
kWh je gemahlene Tonne ¹⁾	6,9	5,7	4,1	4,1	4,2
t gemahlen auf - 100 Maschen je Tag	730	782	1233	1202	840
kWh je t gemahlen auf - 100 Maschen	14,9	13,9	8,7	9,0	12,9
t gemahlen auf - 200 Maschen je Tag	—	565	910	907	640
kWh je t gemahlen auf - 200 Maschen	—	19,2	11,9	12	17

¹⁾ Nur für die Mühlen.

²⁾ Dieser Stammbaum hat schwierige Betriebsbedingungen zur Folge gehabt.

Vergleich der Siebanalysen

		Stammbaum				
		1	2	3	4	5
Aufgabe	+ Sieb 48	22,52	60,4	61,8	61,8	58,9
	+ Sieb 65	—	67,2	67,8	67,8	64,0
	+ Sieb 100	95,2	71,8	72,8	72,8	68,6
	— Sieb 200	—	22,3	20,6	20,6	24,0
Austrag	+ Sieb 48	23,6	7,8	2,9	4,2	9,0
	+ Sieb 65	—	19,9	14,0	16,7	21,8
	+ Sieb 100	48,6	30,5	26,0	27,6	36,4
	— Sieb 200	—	52,1	55,1	54,6	48,5

Feinmahlung — Siebanalyse nach Stammbaum 5

	Korngröße			
	+ Sieb 48	+ Sieb 65	+ Sieb 100	— Sieb 100
Aufgabe	58,9	64,0	68,6	31,4
Kugelmühlenaustrag	42,8	57,0	67,8	32,2
Klassiererüberlauf	17,1	30,3	43,3	56,7
Schüsselüberlauf = Flotationsaufgabe	6,2	14,9	26,6	73,4

Vergleich der Aufbereitungsergebnisse

	Stammbaum		
	3	4	5
Aufgabe % Cu	1,157	1,167	1,163
Konzentrat % Cu	21,67	20,78	19,78
Berge % Cu	0,142	0,145	0,113
Cu-Ausbringen in %	87,94	87,93	90,27
Anreicherungsgrad ¹⁾	21,75	20,67	19,33

Täglicher Kupferverlust in den Abgängen

	Stammbaum		
	3	4	5
t Durchsatz je Tag	2610	2610	2610
% Cu in den Abgängen + 100 Maschen	0,178	0,207	0,152
% Cu in den Abgängen — 100 Maschen	0,139	0,130	0,114
kg Cu-Verlust in den Abgängen + 100 Maschen ..	1435	1775	1395
kg Cu-Verlust in den Abgängen — 100 Maschen ..	2340	2020	1770
Gesamt Cu-Verlust je Tag in kg	3775	3795	3165

¹⁾ Die aus dem amerikanischen Schrifttum übernommenen und wiedergegebenen Werte für „Anreicherungsgrad bzw. Anreicherungsverhältnis“ stellen die nach der in Amerika üblichen Formel für ratio of concentration errechneten Werte vor (Quarterly 118). Dies entspricht dem Einengungs- bzw. Konzentrationsverhältnis nach Seite 423.

VI. Hilfsmaschinen und -vorrichtungen

Außer den Zerkleinerungsmaschinen und Flotationsapparaten benötigt jede Flotationsanlage noch eine Anzahl Hilfseinrichtungen, wie Transport- und Aufgabevorrichtungen, Pumpen, Roste bzw. Siebe, Einwirkgefäße und Eindicker. Alle diese Hilfsapparate müssen in Wirkung, Leistung und Aufstellung richtig gewählt werden. Ihre Bedeutung wird oft unterschätzt und erst dann voll erkannt, wenn es verabsäumt wurde, die richtige Wahl zu treffen.

Im Nachstehenden sind einige der wesentlichsten Hilfseinrichtungen kurz beschrieben, in der Hauptsache jedoch nur durch Prinzipskizzen bzw. Abbildungen dargestellt, die durch einige tabellarische Angaben ergänzt werden.

1. Transportvorrichtungen

a) Becherwerke

Obwohl vielfach eine starke Abneigung gegen die Verwendung von Becherwerken besteht, und man sich bemüht, sie nach Möglichkeit durch andere Hebevorrichtungen zu ersetzen, können sie in manchen Fällen nicht umgangen werden. Sie sind z. B. das einzige kontinuierliche Fördermittel für Neigungen über 45° . In weitgehendem Maß stehen Kettenbecherwerke in Kohlenflotationsanlagen für die Rückhebung der Zwischenprodukte zur nochmaligen Verarbeitung in Verwendung. Ganz allgemein kann man sagen, daß Becherwerke, aus guten Baustoffen hergestellt und sachgemäß in Ordnung gehalten, besser sind als ihr Ruf; dies gilt gleichermaßen für Laschenkettenbecherwerke (siehe Abb. 41), Ketten- oder Gurtbecherwerke.

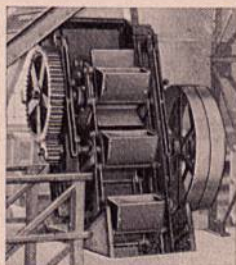


Abb. 41.
Oberteil eines Laschen-
Kettenbecherwerkes

Die Becher selbst sind aus Stahlblech geschweißt, seltener gegossen; bei geschweißten Bechern werden die Ränder zur Verstärkung mit Flacheisen eingefaßt. Für Laschenketten- und Kettenbecherwerke wird die Kette aus besonders gutem verschleißfesten Stahl hergestellt, als Gurte bei den Gurtbecherwerken in der Hauptsache Leder, Balata oder Gummi verwendet. Zur Spannung der Becherketten oder* Gurte sind Spannvorrichtungen vorzusehen, die vorteilhaft am oberen Umföhrungsstern angebracht werden.

Als Anhaltswerte für die Transportgeschwindigkeit bei verschiedenen Becherwerken kann man annehmen:

für Kettenbecherwerke	0,2—0,5 m/sec
für Laschenkettenbecherwerke	etwa 0,25 m/sec
für Gurtbecherwerke	1—1,5 m/sec

Entwässerungsbecherwerke für körniges Gut laufen wesentlich langsamer, etwa zwischen 0,05—0,2 m/sec.

Der Kraftbedarf von Becherwerken läßt sich überschlägig berechnen nach der Formel:

$$PS = 1,5 \cdot Q \cdot H \cdot 3600 \cdot 75,$$

worin $Q = \text{kg/h}$ und $H = \text{Achsenabstand in m}$ bedeutet. Der Faktor 1,5 kann bis auf 2 steigen.

Für zwei verschiedene Ausführungsarten von Becherwerken sind nachstehend die hauptsächlichsten Leistungsdaten zusammengestellt:

Gurtbecherwerke

Becherbreite in mm	100	120	150	200	250	300	400	500
PS bei 10 m Förderhöhe	0,2	0,3	0,6	0,8	1,2	1,6	3,0	5,5
Geschwindigkeit v	1,1 m/sec							
Leistung in cbm/h bei 50% Becherfüllung	2,3	2,8	5,7	8,0	12,0	17,0	30,0	53

Bei Schaumaustrag-Becherwerken in Verbindung mit Schwimmapparaten wird v erhöht, z. B. auf $v = 1,6 \text{ m/sec}$.

Laschenkettenbecherwerke

Becherbreite in mm	200	250	300	350	400	450	500	600	800	1000	1200
PS bei 10 m Förderhöhe	1,0	1,3	2,0	2,3	3,0	3,3	4,0	5,0	6	8	10
PS bei 12 m Förderhöhe	1,1	1,4	2,1	2,5	3,3	3,5	4,6	5,5	7	9	12
Geschwindigkeit v	0,246 m/sec										
Leistung in cbm/h bei 70% Becherfüllung	7,2	9,0	13,8	16,5	22	25	32	38	64	80	98

Bei Entwässerungsbecherwerken wird v vermindert, z. B. auf $v = 0,16 \text{ m/sec}$; die Leistungen sind ebenfalls geringer.

b) Pumpen

Kreisel- (Zentrifugal-) Pumpen

Kreiselpumpen finden weitgehend zur Beförderung von in Trübeform befindlichem, feingemahltem Gut Verwendung. Obwohl Schaufelrad und

Panzerung aus bestem verschleißfesten Stahl hergestellt werden, muß bei dem vielfach scharfkantigen Gut der Flotationsanlagen doch mit einem verhältnismäßig häufigen Ersatz dieser Teile gerechnet werden. Es sind daher meist Vorkehrungen getroffen, daß man, ohne Saug- und Druckleitung abbauen zu müssen, die Pumpe leicht öffnen kann, um Schaufelrad und Panzerung schnell ersetzen zu können (siehe Abb. 42). Trotz dieser leichten Auswechslungsmöglichkeit werden häufig zur Vermeidung von

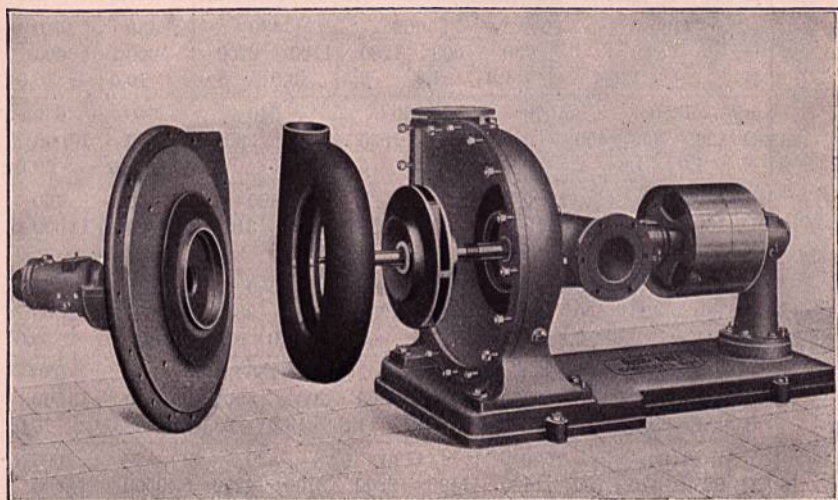


Abb. 42. Kreiselpumpe mit geöffnetem Gehäuse

Betriebsstörungen an Stelle einer Pumpe deren zwei mit dazwischenstehendem Motor aufgestellt, so daß bei Ausfall der einen Pumpe durch Umschaltung sofort die zweite in Betrieb genommen werden kann¹⁾. Die umstehende Tabelle über Leistungen, Förderhöhe, Kraftbedarf usw. gilt für Flüssigkeiten mit dem spez. Gew. 1.

Sollen Flotationstrüben gepumpt werden, so ist der aus der Tabelle sich ergebende Kraftbedarf mit dem spezifischen Gewicht der Flotationstrübe zu multiplizieren; die anderen Daten bleiben dieselben. Beim Pumpen von Flotationsschäumen empfiehlt es sich, einen größeren Einlauftrichter vorzusehen; außerdem muß auf das durch den Schaum vergrößerte Volumen entsprechend Rücksicht genommen werden.

¹⁾ Von Zentrifugalpumpen, die sich im Ausland in Flotationsanlagen für Sande und Schlämme eingeführt und bewährt haben, sei als eine der gebräuchlichsten die Wilfley-Pumpe erwähnt.

Leistungstabelle von stahlgepanzerten Zentrifugalpumpen

Rohr- schluß mm		70	80	100	125	100	125	150	150	175	200	300		
Liter je Minute		150—600		450—1500		600—2300		1100—4500		4000—12000				
Förderhöhe in m Wassersäule	3	n	850		600		475		330		330		420	
		Q	220		550		900		1700		4000		6000	
		N	0,6		1,0		1,2		2,5		5,0		7,0	
		5	n	1100		800		600		430		430		540
		Q	285		750		600 1200		1100 2200		5000		8000	
		N	1,3		1,8		1,9 2,5		3,0 5,0		10,0		15,0	
		8	n	1350		1000		750		540		540		650
		Q	150	350	450	900	750	1500	1400	2800	6500		10000	
		N	1,0	1,8	2,5	3,2	3,5	5,0	5,5	9,5	20,0		29,0	
		10	n	1500		1100		850		600		600		760
		Q	160	390	500	1000	850	1650	1500	3100	7000		11000	
		N	1,3	2,2	3,0	4,5	4,6	6,5	7,0	12,4	26,0		38,0	
	12	n	1650		1200		930		650		650		840	
	Q	180	425	550	1100	900	1800	1800	3600	8000		12000		
	N	1,5	2,5	3,6	5,5	5,5	8,5	10,0	17,0	35,0		50,0		
	15	n	1850		1350		1050		750		750		930	
	Q	200	475	620	1250	1000	2000	2000	4000	9000		13500		
	N	1,8	3,3	4,5	7,0	7,0	11,5	13,5	23,0	48,0		70,0		
	18	n	2100		1500		1130		820		820		1000	
	Q	225	540	700	1400	1100	2200	2100	4250	9500		14500		
	N	2,3	4,2	6,0	9,5	9,2	15,0	16,0	28,0	59,0		87,0		
	20	n	2200		1600		1200		850		850		1080	
	Q	240	580	750	1500	1200	2300	2200	4500	10000		15000		
	N	2,5	4,8	6,8	11,0	11,0	17,0	18,0	32,0	65,0		98,0		
	24	n					1320		935		935			
	Q					1350	2450	2400	4800	11000				
	N					14,5	22,0	23,0	40,0	86,0				
	28	n					1450		1000		1000			
	Q					1500	2700	2600	5000	12000				
	N					19,0	28,0	28,0	15,0	110,0				

Es bedeutet: Q = Wassermenge in Litern je min; n = Umdrehungen je min; N = Kraftbedarf in PS an der Pumpenwelle, gemessen bei einem spez. Gew. der Förderflüssigkeit = 1.

Als Förderhöhe ist die Saug- und Druckhöhe einschließlich der Widerstände in den Rohrleitungen und Armaturen zu verstehen.

Membranpumpen

Membranpumpen (siehe Abb. 43) werden dazu benutzt, eingedickte Schlämme, die sogar körniges Gut in höherem Prozentsatz enthalten können,

in geregelten Mengen zu entnehmen und weiter zu fördern. Im allgemeinen läßt man die Membranpumpen nur saugend wirken, seltener saugend und drückend. Ihr Hauptanwendungsgebiet in Flotationsbetrieben haben die Membranpumpen, soweit europäische Anlagen in Betracht kommen, dort gefunden, wo aus Eindickern eingedicktes Gut in geregelten Mengen herausgenommen werden soll. Besonders bei Eindickern pflegt man die Membranpumpen nur saugend wirken zu lassen. Muß das eingedickte Gut außerdem auf bestimmte Höhen gehoben werden, so entnimmt man es gewöhnlich dem Eindicker durch Membranpumpen, die dabei in der Hauptsache als regelbare Zuteiler dienen, und führt das von der Membranpumpe angesaugte Gut einer weiteren

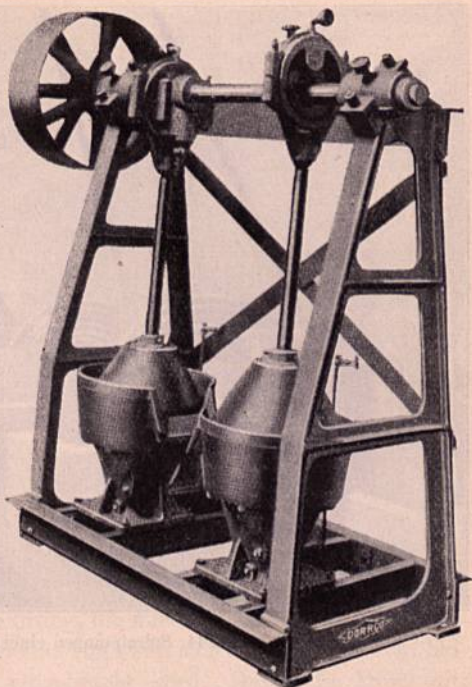


Abb. 43. Membranpumpe

Hebevorrichtung zu, z. B. einer Zentrifugalpumpe oder, was sich besonders in der letzten Zeit eingeführt hat, einer Mammut-Baggeranlage (siehe S. 104).

Technisch bieten Membranpumpen insofern gewisse Schwierigkeiten, als die meist aus Gummi oder Leder hergestellten Membrane nur eine begrenzte Lebensdauer besitzen und daher oft ausgewechselt werden müssen.

Spiralpumpen

Zum Fördern von Trüben in Korngrößen, die im allgemeinen nicht über 1 mm betragen, haben sich Spiralpumpen (siehe Abb. 44) als außerordentlich betriebssichere Vorrichtungen bewährt, die außerdem den Vorteil eines verhältnismäßig geringen Kraftbedarfs haben. Ihr Nachteil besteht in dem verhältnismäßig großen Platzbedarf.

Die Spiralpumpe¹⁾ kann statisch als sogenanntes Differentialmanometer betrachtet werden (Abb. 45 links). Dieses besteht aus mehreren

¹⁾ Berechnung der Leistung und Umlaufgeschwindigkeit von Spiralpumpen, siehe Ragnar Salwen, *Teknisk Tidskrift*, 156 (1921).

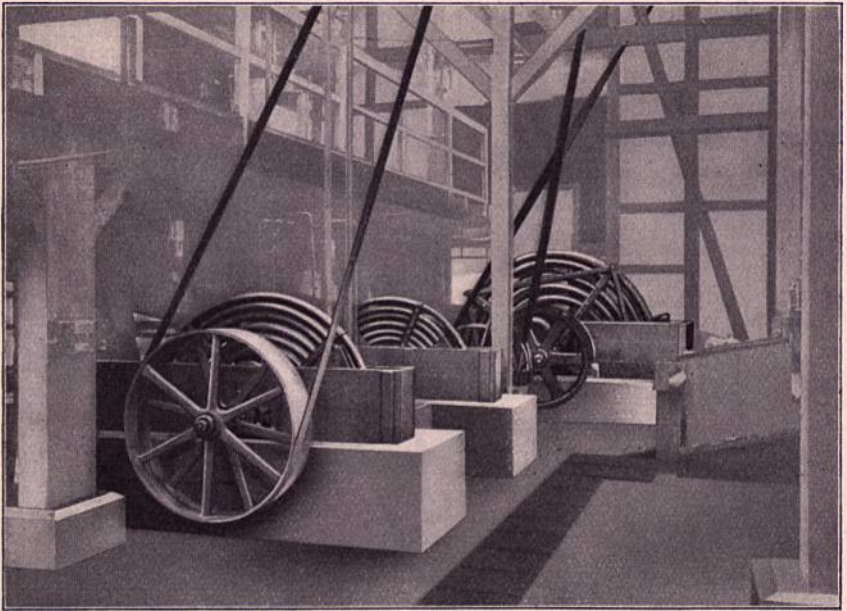


Abb. 44. Spiralpumpen einer Flotationsanlage

hintereinander angeordneten und kommunizierenden Hebermanometern (U-Rohren), die ungefähr zur Hälfte mit Flüssigkeit gefüllt sind. Wenn in der einen oder anderen Rohróffnung ein Druck — entsprechend dem Gewicht der Wassersäule — entsteht, so steigt die Flüssigkeit in jeder zweiten der vertikalen Röhren und sinkt in den übrigen, bis Gleichgewicht eintritt (Abb. 45 rechts). Bedingung hierfür ist, daß $P = p^1 + p^2 + p^3 + p^4$ usw. ist, wenn man von dem Gewicht der in den Röhren eingeschlossenen Luft

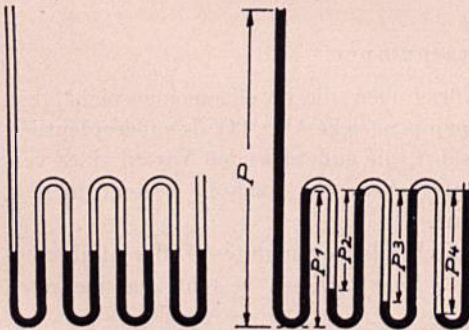


Abb. 45. Differentialmanometer

absieht. Bei der Spiralpumpe entspricht jede Windung einem U-Rohr in dem Hebermanometer und die in Abb. 45 mit P angegebene Flüssigkeitssäule dem Gegendruck im Steigrohr.

Das nachstehende Bild (siehe Abb. 46) zeigt vier Ausführungsformen von Spiralpumpen, und zwar von links nach rechts: eine Spiralpumpe mit nebeneinander liegenden Wicklungen;

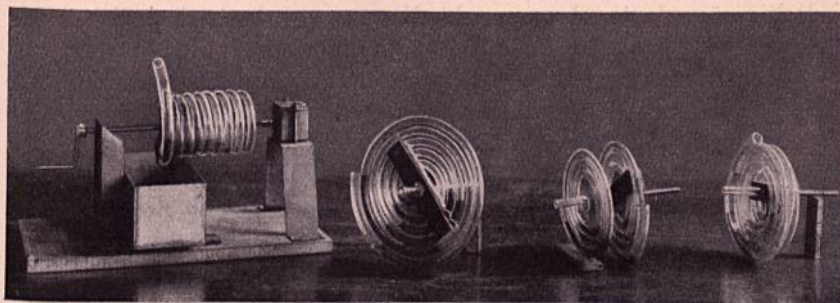


Abb. 46. Ausführungsformen von Spiralpumpen

eine solche, bei der die Wicklungen wie bei einer Uhrfeder übereinanderliegen; dann zwei nebeneinander aufgebaute Pumpen der vorhergehenden Art und ganz rechts eine Spiralpumpe, bei der die Wicklungen teils neben-, teils übereinander angebracht sind.

c) Luftheber (Mammutpumpen)

Das Prinzip dieser Fördereinrichtung, die nur für Trüben bzw. Schlämme geeignet ist, beruht darauf, daß in eine von zwei, sich das Gleichgewicht haltenden Wassersäulen Druckluft eingebracht wird. Durch die Druckluft, welche in der zu fördernden Flüssigkeit aufsteigt, wird das spezifische Gewicht dieser Wassersäule vermindert und ihr gegenüber von der schwereren, nicht mit Luft durchsetzten Trübesäule ein Auftrieb erteilt. (Vgl. auch „Flotationsapparate“, S. 158.)

Die Anordnung eines Lufthebers in einer Flotationsanlage zeigt die Abb. 47 (S. 103). Häufig findet man derartige Hebevorrichtungen bei mit pneumatischen Flotationsapparaten ausgerüsteten Anlagen, jedoch auch dort, wo man bestrebt ist, andere mechanische Hebevorrichtungen zu vermeiden. Der Hauptvorteil der Luftheber liegt im Fehlen bewegter Teile, also in einer einfachen Bauart, weswegen sie auch nur wenig Reparaturen erfordern; außerdem sind die Anlagekosten gering. Den aufgezählten Vorteilen der Luftheber steht als Nachteil gegenüber, daß bei ihnen ein Ansaugen in dem sonst üblichen Sinne nicht möglich ist; als Vorbedingung zu ihrem Arbeiten ist vielmehr nötig, daß sie verhältnismäßig tief in die zu fördernden Flüssigkeiten eintauchen. Weitere Nachteile der Luftheber sind ihr geringer Wirkungsgrad und die Notwendigkeit, einen Einsteigschacht anlegen zu müssen, falls die Pumpen in der Nähe der Sohle des Gebäudes stehen.

Für die Bestimmung der Abmessungen eines Lufthebers und des Luftbedarfs seien nachstehend einige einfache, für die Praxis im allgemeinen

jedoch genügende Angaben gemacht. Nimmt man als Geschwindigkeit des Trübeluftgemisches im unteren Teil des Steigrohres etwa 0,5–2 m/sec an, — nach oben hin vergrößert sie sich infolge der Luftexpansion — so kann aus der angenommenen Geschwindigkeit und der Menge der zu fördernden Trübe der Durchmesser des Steigrohres bestimmt werden. Bei dem Heben von Flotations-schäumen, das wegen des teilweisen Zerfalls der Schäume und der damit verbundenen Ungleichmäßigkeit wesentlich schwieriger ist als die Förderung von Flotationstrübe, stimmt diese Berechnungsart im allgemeinen nicht, selbst wenn man das Volumen des Schaumes berücksichtigt. In derartigen Fällen entscheidet am besten ein Versuch, sofern nicht Erfahrungszahlen vorliegen.

Die zum Heben erforderliche Luftmenge läßt sich nach folgender Formel verhältnismäßig einfach bestimmen:

$$L = \frac{Q \times H \times \text{sp} \times x}{10 \times \ln(E \times 0,1 \times \text{sp} + 1)}$$

Hierin bedeuten:

L = lit/min angesaugte Luftmenge des Kompressors,

Q = lit/min zu fördernde Trübe,

H = Förderhöhe in m,

sp = spez. Gew. der zu fördernden Trübe,

x = Erfahrungswert, im allgemeinen 2,2–3,3, abhängig von dem Verhältnis $E:H$ und der Viskosität der Trübe,

\ln = natürlicher Logarithmus = log 2,303,

E = Eintauchtiefe in m,

Der Wert der Klammer im Nenner stellt den erforderlichen Druck der Luft in at am Fuß des Steigrohres dar.

Der Erfahrungswert x kann für verschiedene Werte des Verhältnisses Eintauchtiefe zur Förderhöhe bei Schlämmen bzw. dicken Trüben folgendermaßen gewählt werden:

bei $E:H = 3:2$ kann $x = 2,8–3,0$ sein,

bei $E:H = 1:1$ kann $x = 3,0–3,1$ sein,

bei $E:H = 2:3$ kann $x = 3,1–3,3$ sein.

Werden mehrere Luftheber vom gleichen Kompressor betrieben, was jedoch nur bei gleichen Eintauchtiefen ratsam ist, so ist der für 1–2 Pumpen erforderliche Zuschlag zu der Gesamtluftmenge für Regulierverluste zu erhöhen, und zwar

bei gleicher Eintauchtiefe:	bei ungleicher Eintauchtiefe:
bei 1–2 Pumpen um 10–30%	um 50%
bei 3–4 Pumpen um 40–50%	um 75–100%

Der Druck am Fuß des Steigrohres soll etwas größer sein als das Produkt $0,1 \times$ Eintauchtiefe \times spez. Gew. der Trübe. Der sich so ergebende Druck in atü erhält vorteilhaft für Drosselverluste einen Zuschlag von etwa 25% bei gleichen Förderverhältnissen und von etwa 50% bei ungleichen Förderverhältnissen.

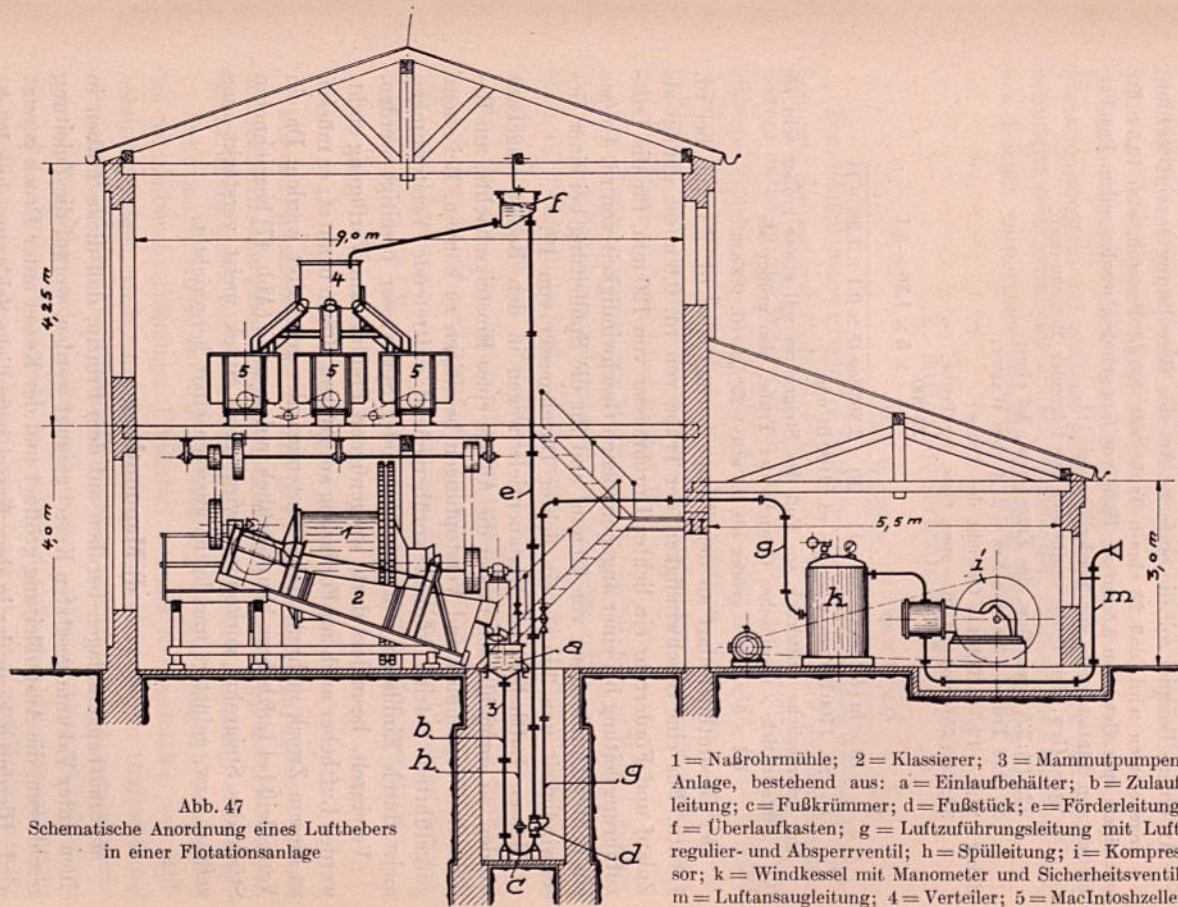


Abb. 47
Schematische Anordnung eines Lufthebers
in einer Flotationsanlage

1 = Naßrohmühle; 2 = Klassierer; 3 = Mammutpumpen-
Anlage, bestehend aus: a = Einlaufbehälter; b = Zulauf-
leitung; c = Fußkrümmer; d = Fußstück; e = Förderleitung;
f = Überlaufkasten; g = Luftzuführungsleitung mit Luft-
regulier- und Absperrventil; h = Spülleitung; i = Kompres-
sor; k = Windkessel mit Manometer und Sicherheitsventil;
m = Luftansaugleitung; 4 = Verteiler; 5 = MacIntoshzellen

Hingewiesen sei besonders darauf, daß bei Lufthebern mangelnde Luftmengen sich nicht durch Steigerung des Drucks ersetzen lassen.

An einem Beispiel soll die einfache Art der Berechnung gezeigt werden: angenommen wird, daß 25 cbm/h Trübe mit 500 g/l Feststoff, also 12,5 t Erz mit einem spez. Gew. von 3,5 auf die Höhe von 5 m gehoben werden sollen. Das Verhältnis von Eintauchtiefe zur Förderhöhe sei 1:1.

Das spez. Gew. der Trübe ergibt sich aus folgender Berechnung:

$$\begin{aligned} 12,5(t):3,5 \text{ (spez. Gew. des Erzes)} &= \text{rd. } 3,6 \text{ cbm;} \\ 25 \text{ cbm Trübe} - 3,6 \text{ cbm Erz} &= 21,4 \text{ cbm Wasser;} \\ \text{daher } 21,4 + 12,5 &= 33,9 \text{ t} = \text{Gewicht der Trübe;} \\ 33,9(t):25(\text{cbm}) &= 1,36 = \text{spez. Gew. der Trübe.} \end{aligned}$$

$$L = \frac{Q \times H \times \text{sp} \times x}{10 \times \ln(E \times 0,1 \times \text{sp} + 1)} = \frac{25000}{60} \times 5 \times 1,36 \times 3,1$$

$$L = \text{rd. } 1700 \text{ lit/min} + 25\% = \text{rd. } 2100 \text{ lit/min.}$$

Der erforderliche Luftdruck am Fuß des Steigrohres soll etwas größer sein als $0,1 \times \text{Eintauchtiefe} \times \text{spezifisches Gewicht der Trübe}$, also größer als

$$0,1 \times 5 \times 1,36 = \text{größer als } 0,7 \text{ atü} + 25\% = \text{rd. } 0,9 \text{ atü.}$$

Der Gesamtluftbedarf an der Pumpe beträgt also rd. 2,1 cbm bei rd. 1,0 atü. Für eine Geschwindigkeit der Trübe von rd. 0,6 m/sec genügt als Zulauf und Förderrohr ein lichter Durchmesser von 120 mm, für die Luftzuführungsleitung bei einer angenommenen Geschwindigkeit von rd. 4 m/sec ein lichter Durchmesser von 70 mm, und für die Spülleitung bei einer Geschwindigkeit von 3 m/sec ein lichter Durchmesser von 1".

Müssen Luftheber der Eintauchtiefe wegen in den Boden eingebaut werden, so empfiehlt sich immer die Anlage eines Einsteigschachts, um Reparaturen vornehmen und Verstopfungen beseitigen zu können. Bei einem gutgeführten Betrieb können vorübergehend auftretende Verstopfungen meist durch Einblasen von Druckluft oder Spülwasser beseitigt werden.

Vereinzelte, besonders dort, wo genügend Preßluft zur Verfügung steht, werden Luftheber auch zur Förderung auf größere Höhen benutzt; es müssen zu diesem Zweck mehrere Heber hintereinander geschaltet werden. Da ein Verschleiß bei Lufthebern hauptsächlich in dem mit c (Abb. 47) bezeichneten Stück des Steigrohres vorkommt, wird dieses Stück meist verstärkt ausgeführt bzw. gefüttert und leicht auswechselbar hergerichtet.

d) Mammutbagger

Mammutbaggeranlagen beruhen auf dem Prinzip, daß dicke Trüben in einen unter Vakuum gesetzten Kessel gesaugt werden, worauf die Zuleitung geschlossen, die Ausflußleitung geöffnet und der Kessel unter Druck gesetzt wird. Hierdurch kann der in dem Kessel befindliche Schlamm ohne Rücksicht auf die Führung der Leitung auf weite Entfernungen und Höhen

gedrückt werden. In der Regel verwendet man zwei Kessel, von denen der eine unter Vakuum steht, also ansaugt, während der andere gleichzeitig unter Druck steht und das Material wegfördert. Die Umsteuerung kann hierbei vollständig selbsttätig geschehen.

Man verwendet diese Anlagen häufig, wenn es sich darum handelt, Flotationsabgänge auf verhältnismäßig große Entfernungen und Höhen zu befördern, oder wenn feine Flotationsschlämme, die nicht ganz stichfest sind, aus Teichen entnommen und zur Flotation gebracht werden sollen.

2. Aufgabevorrichtungen

a) Wipper

Zum schnellen und geregelten Entleeren von Förderwagen werden Wipper benutzt, die entweder als Kreisel- oder Kopfwipper gebaut werden; erstere entleeren die Wagen durch Drehen um die horizontale Längsachse, letztere kippen den Inhalt über eine der Stirnwände aus. Kreiselwipper werden für kleine Leistungen mit Handantrieb, für kleine und große Leistungen mit mechanischem Antrieb, Kopfwipper für kleine Leistungen meist mit einem Bremsband hergestellt.

Kreiselwipper werden für Nutzlasten bis zu 50–60 t je Wagen gebaut. Bei den zur Zeit meist gebrauchten Grubenwagen mit einem Inhalt bis zu etwa 1,5 t können bequem 20–30, selbst 40 Wagen in der Stunde gekippt werden; hierzu ist ein Kraftbedarf von 0,5–1 PS nötig.

Die Gewichte von Kreiselwippen einschließlich Sturzblech schwanken je nach der Ausführung zwischen 800 und 1200 kg für Handantrieb und 1000–2000 kg für mechanischen Antrieb; Kopfwipper sind leichter. Kreiselwipper für 50–60 t-Wagen können 1000 t in einer Stunde bewältigen.

b) Bunker und Plattenbänder

Für den Flotationsprozeß ist eine gleichbleibende Aufgabemenge, in noch höherem Maße aber gleichbleibende Trübedichte von grundlegender Bedeutung. Die Erfüllung dieser beiden Bedingungen wird durch die Bunker erleichtert.

Das von der Grube oder dem Tagebau angelieferte Rohgut kommt selbst bei vierundzwanzigstündiger Förderzeit niemals so regelmäßig zur Aufbereitungsanlage, daß eine gleichmäßige Beschickung der Aufbereitung gewährleistet wäre. Die Bereitstellung einer größeren Anzahl von Grubenwagen, die nacheinander in die Aufbereitung geführt werden, ist häufig aus Mangel an Platz nicht möglich und erfordert außerdem einen unerwünscht großen Wagenpark, dessen Unterhaltung teuer ist. Man wird daher stets für das angelieferte Rohgut eine Bunkerungsmöglichkeit vorsehen müssen. Als

Baustoffe für die Bunker kommen je nach den örtlichen Verhältnissen und dem verlangten Fassungsvermögen Holz, Beton oder Stahlblech in Betracht; meist werden die dem Verschleiß besonders unterworfenen Teile mit leicht auswechselbaren Verschleißteilen ausgerüstet. Bei der Anlieferung übermäßig grobstückigen Rohgutes empfiehlt es sich, dieses erst vorzuzerkleinern und dann zu bunkern, da sonst die Gefahr besteht, daß annähernd entleerte Bunker beim Füllen zerstört werden; auch bereitet die Entnahme sehr großer Stücke aus dem Bunker Schwierigkeiten und behindert die Regelbarkeit der Entnahme.

Im weiteren Gang der Aufbereitung hat sich die Zwischenschaltung von Hilfsbunkern vor den Grobwalz-, Feinwalz- und Vormühlen sehr bewährt

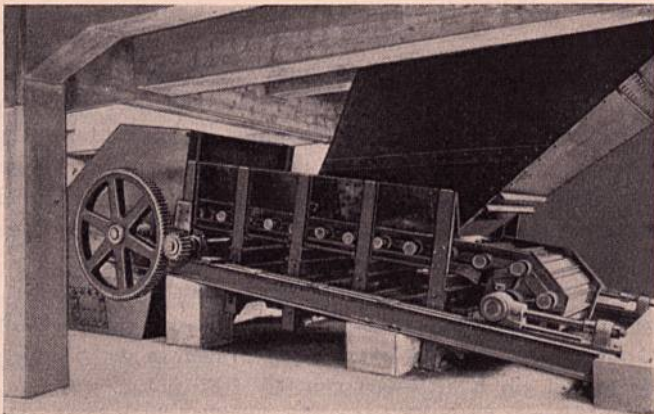


Abb. 48. Plattenbandaufgabe

und ist unbedingt überall dort zu empfehlen, wo es möglich ist, bis zu der Vormühle trocken zu zerkleinern. Sind in Trockenzerkleinerungsanlagen Roherz- und Hilfsbunker vor den Walzenmühlen und der Vormühle vorhanden, so werden selbst die gelegentlich durch teilweises Entmischen des Guts hervorgerufenen geringfügigen Unterschiede in der Aufgabemenge aus dem Roherzbunker leicht ausgeglichen. Auch vorübergehende kurze Betriebsstörungen brauchen sich dann nicht ungünstig bemerkbar zu machen. Durch die beschriebenen Vorsorgen erübrigt sich die Bunkerung des von der Vormühle zur Feinmühle zu führenden Gutes. Es ist dies ein besonderer Vorteil, da eine solche Bunkerung mit erheblichen Schwierigkeiten und nicht unbeträchtlichen laufenden Betriebskosten verbunden wäre.

Die zwischen Feinmühle und Flotation verwendeten Einwirkgefäße oder Eindicker können neben ihren eigentlichen Zwecken auch als Bunker für das feingemahlene Gut betrachtet werden und bei vorübergehenden Störungen der Materialzufuhr einen Ausgleich schaffen.

Die Bunker würden ihren Zweck als ausgleichende Vorrichtungen verfehlen, wenn aus ihnen das Gut nicht in regelbaren und gleichbleibenden Mengen entnommen werden könnte. Die dem genannten Zweck dienenden Entnahme- bzw. Aufgabevorrichtungen sind in verschiedensten Ausführungen auf den Markt gekommen, von denen hier nur die Vertreter einiger Klassen kurz beschrieben oder abgebildet werden sollen; es sind dies u. a. bewegte Roste, welche gleichzeitig das Feine herausnehmen, Band- und Plattenbandaufgaben, Schubwagen- und Stoßschuhspeiser, Schüttel- und Drehtellerspeiser u. a. m., die unter sich — je nachdem ob für grobes oder feines Gut bestimmt — verschieden in der Anwendungsart sind.

Während früher für das Aufgeben gröberes Gutes Ausführungen nach Art der Stoßschuhspeiser üblich waren, sind in den letzten Jahren die Plattenbänder besonders für grobstückiges Gut, mehr in den Vordergrund getreten.

Plattenbandaufgaben als Bunkerentnahmebänder etwa nach Art der Abb. 48 haben einen geringen Kraftbedarf und mäßigen Verschleiß, erfordern kaum Wartung und sind unbedingt betriebssicher.

In der nachstehenden Tabelle sind als Anhaltswerte die Abmessungen der Bunkerschurren, aus denen Stücke von den angegebenen Größen ausgetragen werden sollen, sowie die erforderlichen Plattenbandbreiten, Kraftbedarfszahlen und Leistungen der Bänder für 10 mm/sec Transportgeschwindigkeit angegeben. Diese schwankt je nach den besonderen Verhältnissen zwischen 1 und 20 mm/sec, wobei 20 mm/sec die Durchschnittsgeschwindigkeit schon ziemlich übersteigt:

Stückgröße des Bunkerinhalts in mm, von 0 bis	Bunkerauslauf: Breite und Höhe mm	Erforderliche Bandbreite mm	Bordwandhöhe mm	Stundenleistung in cbm bei $v = 10$ mm/sec
80	320 × 240	400	160	2,3
100	400 × 300	500	200	3,6
120	480 × 340	600	240	5,2
140	550 × 380	700	280	7,0
160	600 × 460	800	320	9,2
180	650 × 480	900	360	11,7
200	700 × 580	1000	400	14,4
220	750 × 560	1100	440	17,3
240	800 × 600	1100	500	19,6
260	850 × 640	1200	480	20,6
280	900 × 680	1200	520	23,0
300	900 × 700	1300	540	24,0
320	1000 × 750	1300	560	27,0
340	1000 × 750	1300	560	27,0
360	1100 × 800	1400	580	28,0
380	1100 × 800	1400	580	28,0
400	1200 × 850	1500	600	32,0

Für die Bestimmung der erforderlichen Mindestbreite von Plattenbändern ist in erster Linie die Abmessung der aus dem Bunker auszutragenden größten Stücke maßgebend; nach ihr richtet sich auch die Breite der Austragschurre am Bunker. Der erforderlichen Breite der Austragschurre und der Schütthöhe des Gutes entsprechend werden die Abmessungen des Bandes bestimmt.

c) Drehtellerspeiser

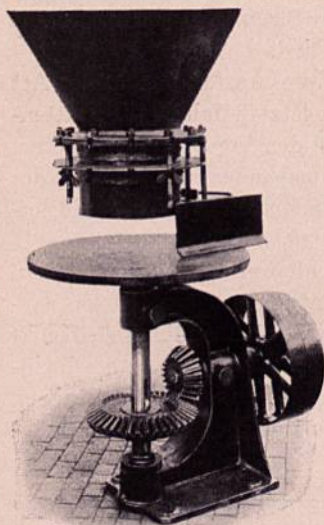


Abb. 49. Drehtellerspeiser
(ohne Schutzhaube und Abführungslutte)

Zur regelbaren und gleichmäßigen Aufgabe von trockenem und feuchtem Gut bis zu Korngrößen von etwa 30 mm abwärts dient u. a. der Drehtellerspeiser. Diese Vorrichtung besteht im wesentlichen aus dem sich drehenden Teller und einem verstellbaren Abstreicher. Drehtellerspeiser haben den Vorteil, daß sie sich auch während des Betriebes rasch und genau einstellen lassen. Eine der verschiedenen Ausführungsmöglichkeiten zeigt die Abb. 49, bei der die Schutzhaube für den Antrieb und die Abführungslutte aus Gründen der Übersichtlichkeit weggelassen sind. Verwendet werden derartige Speiser unter Bunkerausläufen, an denen ein im Abstand zum Teller verstellbarer mantelförmiger Ring angebracht wird. Die Regelung der Auslaufmenge erfolgt durch die Änderung des Abstandes dieses Auslaufes vom Drehteller und durch die Verstellung des Abstreichbleches. Eine weitere

Regelung kann gegebenenfalls durch die Änderung der Umdrehzahl der Scheibe erreicht werden.

Drehtellerspeiser der beschriebenen Art finden besonders Anwendung in Kohlenwäschen, wo sie als Zuteilvorrichtungen des Staubes häufig benutzt werden. In der nachstehenden Tabelle sind einige Leistungszahlen für eine bestimmte Umdrehzahl angegeben:

Drehtellerspeiser

	800	1000	1200
Durchmesser des Tellers in mm.....	800	1000	1200
Kraftbedarf	0,5	0,8	1
Stündliche Leistung.....	6	10	20
Gewicht des Speisers.....	400	470	520

d) Schubwagenspeiser

Diese Aufgabevorrichtungen werden für körniges und stückiges Gut benutzt; schmierendes Gut stört nicht, wenn nötig, kann zum Herausspülen Wasser zugesetzt werden. Der Schubwagenspeiser (Abb. 50 und 51) besteht aus einem durch eine verstellbare Hubscheibe bewegten Wagen, der bei jedem Vorschub eine bestimmte, zum Teil auch durch einen verstellbaren Aus-

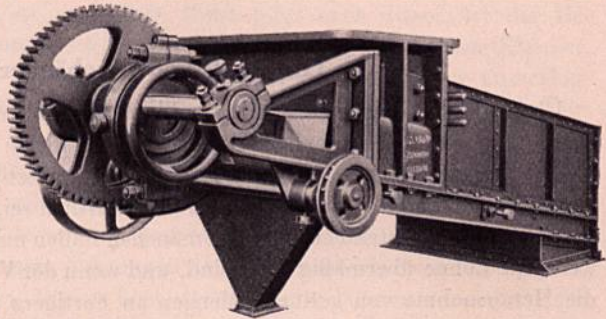


Abb. 50. Schubwagenspeiser

tragschieber regelbare Menge abstreicht. Um bei größeren Bunkern nicht die ganze Last des gebunkerten Gutes auf dem Schubwagenspeiser ruhen zu lassen, bringt man den Schubwagenspeiser nicht unmittelbar unter den Hauptbunker an, sondern unter einem dem Hauptbunker vorgebauten Vor- oder Hilfsbunker.

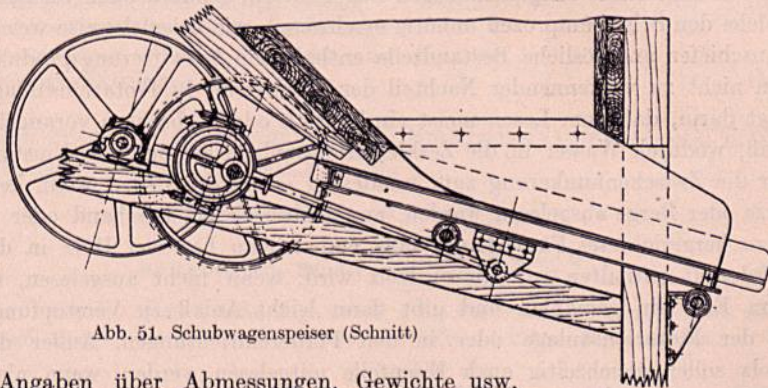


Abb. 51. Schubwagenspeiser (Schnitt)

Angaben über Abmessungen, Gewichte usw. von Schubwagenspeisern bringt die nachfolgende Zusammenstellung:

Länge des Schubwagens mm	1200	2400	2500	2500	2500	3000
Breite des Schubwagens mm	650	750	500	600	800	1000
Einlauföffnung mm	400 × 600	richten sich nach den örtlichen Verhältnissen				
Auslauföffnung mm	400 × 750					
Höhe des Speisers mm	875					
Riemenscheibe n/min	40–90	85	50	50	50	50
Kraftbedarf PS	0,5–1,2	3–4	2–3	3	4	5
Gewicht etwa kg	950	1900	1600	1800	2000	2300

Die Breite des Schubwagens richtet sich nicht nur nach der verlangten Leistung, sondern vor allem auch nach der aufzugebenden Korngröße; im allgemeinen wählt man die Breite des Schubwagens nicht unter der dreifachen Breite des größten Korn- bzw. Stückdurchmessers.

e) Transport- und Lesebänder

Über den Wert der Lesebänder in Flotationsanlagen waren die Ansichten lange Zeit geteilt, insbesondere bei Anlagen, in denen das gesamte Rohgut flotiert wird. Vielfach wurde der Standpunkt vertreten, daß ein Herauslesen von reinem Erz und reinen Bergen unwirtschaftlich sei, da es die Flotationsanlage nur unbedeutend entlaste. In manchen Fällen mag dies zutreffen, z. B. wenn die Löhne übermäßig hoch sind, und wenn der Verwachsungsgrad nur die Herausnahme von geringen Mengen an Fertigerz und Fertigbergen gestattet. Dagegen wird der Einbau von Lesebändern überall dort vorteilhaft sein, oder es sich empfehlen, Förderbänder als Lesebänder herzurichten, wo genügende Mengen reine Erze und reine Berge oder unter Umständen flotationstörende Bestandteile ausgelesen werden können. Dies gilt nicht nur für störende vergesellschaftete Mineralien, wie z. B. Arsenkies oder Flußspat in zinkblende-bleiglanzhaltigen Lagerstätten, sondern auch für Berge, welche den Schwimmprozeß unnötig erschweren, wie beispielsweise weicher Tonschiefer und lösliche Bestandteile enthaltende Verwitterungsprodukte. Ein nicht zu verkennender Nachteil der Lesebänder in Flotationsanlagen liegt darin, daß dem Lesen meist ein Läutern oder Abbrausen vorangehen muß, wodurch Wasser in die Zerkleinerungsanlage gelangt, ein Umstand, der die Zwischenbunkerung zum mindesten erschwert. Selbst wenn keine Erze oder Berge ausgelesen werden, empfiehlt sich ein Leseband oder ein dazu hergerichteter Förderband, falls vom Abbau her viel Holz in dem Fördergut enthalten ist. Dieses Holz wird, wenn nicht ausgelesen, mit dem Erz fein gemahlen und gibt dann leicht Anlaß zu Verstopfungen in der Flotationsanlage oder in den Fördereinrichtungen. Außer dem Holz sollen gleichzeitig auch Eisenteile mitgelesen werden, wenn nicht, was stets empfehlenswert ist, durch den Einbau einer Magnetrolle oder eines feststehenden Magneten für die sichere Entfernung aller die Zerkleinerungsmaschinen bedrohenden Eisengegenstände gesorgt ist (siehe S. 111).

Als Lesebänder dienen zumeist endlose Balata- oder Gummibänder, doch können auch Drahtgeflechte, Plattenbänder, oder für sehr grobes Gut, in Bandform ausgeführte Stangensiebreste Verwendung finden.

Die mittlere Geschwindigkeit für Lesebänder beträgt meist 0,125 bis 0,150 m/sec.

Ihre Leistung in cbm/h läßt sich leicht aus der mittleren Größe der zu klaubenden Kornklasse bestimmen. Sie ergibt sich durch Multiplikation der Schichthöhe, z. B. 40 mm (für Korn von 20–60 mm), mit zwei Drittel der Lesebandbreite (in m als Schichtbreite), multipliziert mit der Bandgeschwindigkeit in m/sec und 3600. Meist folgt nach dieser Art der Berechnung, daß nicht diese, sondern die Anzahl der erforderlichen Klauber, die aufzustellen sind, für die zu wählende Länge der Bänder ausschlaggebend ist, d. h. das Band wird — wie es wünschenswert ist — nicht dicht hintereinander belegt.

Die Transportbänder laufen mit einer bedeutend größeren Geschwindigkeit, häufig mit 1,25–2 m/sec; in besonderen Fällen kann diese Geschwindigkeit noch wesentlich gesteigert werden. Bei ansteigenden Bändern sollen im allgemeinen Neigungen über 18° nicht überschritten werden.

Die nachstehenden Daten über Bandförderer können bezüglich der Breiten und Gewichte ohne weiteres für Lesebänder übernommen werden:

Bandförderer mit Balata- oder Gummiband

Bandbreite	300	460	600	800	1000
Stündliche Leistung in cbm bei einer mittleren Bandgeschwindigkeit von 1,25 m/sec	11,5	34	60	100	150
Kraftbedarf in PS für einen etwa 60 m langen waagerechten Förderer bei 1,25 m/sec Bandgeschwindigkeit	3	5	9	14	25

Zur überschlägigen Bestimmung des Kraftbedarfs von Lese- und Transportbändern genügen folgende Formeln:

$$\text{für horizontale Bänder ist PS} = \frac{Q \cdot L}{500},$$

$$\text{für ansteigende Bänder ist PS} = \frac{Q \cdot L}{500} + \frac{Q \cdot H}{270}.$$

Hierin bedeuten: Q die Fördermenge in t/h, L die Förderlänge in m und H den senkrechten Abstand der beiden Trommelachsen; 500 und 270 sind Konstanten.

3. Magnetrollen und Waagen

a) Magnetrollen

Da es sich niemals vermeiden läßt, daß unbeabsichtigt in das der Aufbereitung angelieferte Fördergut Bohrerstücke, Muttern, Schrauben, Laschen usw. hineinkommen, derartige Eisenteile jedoch nicht nur Störungen in der Anlage, sondern auch Brüche der Maschinen verursachen können, ist man allgemein dazu übergegangen, zur Entfernung solcher Eisengegenstände

feststehende Magnete oder Magnetrollen in den Gang der Aufbereitung einzubauen; dies geschieht selbst dann, wenn Lesebänder vorhanden sind. Die einfachste Anordnung einer selbsttätig arbeitenden elektromagnetischen Einrichtung zum Ausscheiden von Eisenteilen aus von Bandförderern transportiertem Gut besteht im Einbau einer als Elektromagnetrolle ausgebildeten Abwurfrolle des Förderbandes; sie kann entweder als Antriebsrolle oder als Umföhrungsrolle dienen (siehe Abb. 52). Vielfach werden die Magnetfelder so angeordnet, daß ihre Stärke von beiden Seiten der

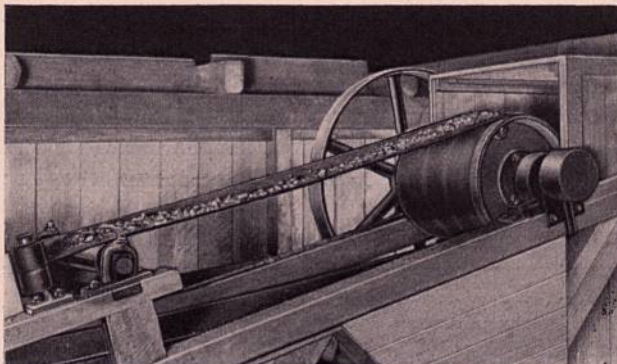


Abb. 52. Elektromagnetrolle und Transportband

Magnetrolle zur Mitte hin zunimmt, so daß also dort, wo das Transportgut auf dem Band in dicker Schicht liegt, die stärkste magnetische Anziehung ausgeübt wird. Diese Bauart bietet die Sicherheit, daß das magnetische Gut kräftig an

das Förderband herangezogen und auf diesem so lange festgehalten wird, bis es bei der Weiterbewegung um die Magnetrolle an der Ablaufstelle des Bandes von der Rolle allmählich aus dem Bereich der Magnetfelder gelangt und vom Band in einen Sammelbehälter abfällt.

Allgemeingültige Angaben über die Größe und Leistung von Magnetrollen können nicht gemacht werden, da diese den örtlichen Verhältnissen angepaßt werden müssen und in der Hauptsache von folgenden Umständen abhängig sind: von der Art, Stückgröße und Menge des zu verarbeitenden Gutes, von den ungefähren Abmessungen der etwa auszuscheidenden größten Eisenteile, insbesondere auch von Baustoff, Breite, Stärke und Umlaufgeschwindigkeit des Förderbandes und von dem Durchmesser bzw. dem kleinsten Durchmesser, den die Magnetrolle haben darf, die eine Endrolle einer Förderbandanlage ersetzt.

b) Waagen

In naßmechanischen Anlagen, in denen fertige Produkte schon bei größerer Zerkleinerung gewonnen werden können, bestehen oft Schwierig-

keiten, das ankommende Gut gewichtsmäßig festzustellen; dies muß für die Überwachung des Betriebes als bedeutender Nachteil bezeichnet werden. In Schwimmaufbereitungsanlagen sind Schwierigkeiten in der Gewichtsbestimmung durch Einbau von Bandwaagen leicht zu umgehen; derartige Waagen werden vorteilhaft dort eingebaut, wo das Aufgabegut schon auf eine kleinere Korngröße gebracht ist, also meist hinter einer trocken arbeitenden Walzenmühle. Der Antrieb der Bandwaagen erfolgt entweder elektrisch oder durch das rücklaufende Leerband. Die Gewichtsangabe findet kontinuierlich in einem selbsttätig betriebenen Zählwerk statt. Es ist möglich, das Gewicht zu jedem Zeitpunkt und das Gesamtgewicht am Ende eines beliebigen Zeitabschnittes abzulesen. Diese Waagen werden von Spezialfirmen in verschiedener Ausführung hergestellt. Die selbsttätigen Waagen arbeiten mit einer Genauigkeit von etwa 1–2⁰/₁₀, sie sind auch nachträglich verhältnismäßig leicht einzubauen.

4. Roste und Siebe

a) Feststehende Roste

Sie dienen als einfachste Einrichtung zum Aushalten der groben Stücke aus dem angelieferten Grubengut. Feststehende Roste bestehen aus keilförmigen Stäben, deren Abstand an den Enden durch Zwischenstücke aus Hartholz, an den übrigen Stellen durch Paßstücke aus Gasrohr gleichmäßig gehalten wird. Wenn gleichzeitig geschieden werden soll, gibt man den Rosten eine geringe Neigung von etwa 25–30°; sollen sie dagegen nur als Siebvorrichtung dienen, werden sie unter 45–50° geneigt. Da feststehende Roste sich trotz der keilförmigen Stäbe versetzen, müssen sie von Zeit zu Zeit ausgekratzt werden.

Überschlagsmäßig kann man annehmen, daß auf feststehenden Rosten bei nicht klebendem und nicht lettigem Gut je lfd. m Rostbreite 40–50 t/h durchgesetzt werden können.

b) Bewegte Roste

Diese Roste dienen zur Abscheidung des groben Gutes aus der Aufgabe, das für die Zerkleinerung in Steinbrechern bestimmt ist; sie werden besonders für große Leistungen verwendet. Von den verschiedenen Ausführungsarten sei hier nur kurz ein Rollenrost und ein maschenbeweglicher Rost erwähnt.

Rollenrost

Der schräg aufgestellte Rollenrost (siehe Abb. 53) besteht aus einzelnen Schalenhartgußrollen, deren Abmessungen durch die verlangte Absiebung und durch die Größe der Aufgabestücke bestimmt werden. Die Rollen haben am Umfang einen dreieckigen Querschnitt und sind so gegeneinander angeordnet, daß zwischen ihnen viereckige Spaltlöcher entstehen. Sämtliche

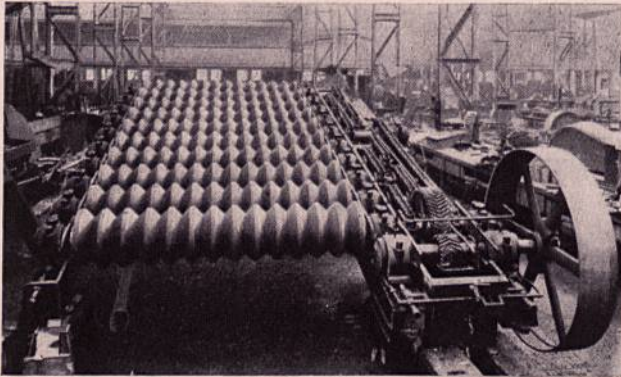


Abb. 53. Rollenrost (im Zusammenbau)

Rollen werden im gleichen Drehsinn von einer Seite, aber mit nach dem Auszug zunehmender Drehzahl angetrieben. Dadurch wird das Siebgut auf dem Rost auseinandergezogen und jedem Stück die Möglichkeit gegeben, mit einem Spaltloch in Berührung zu kommen. Rollenroste sind unempfindlich gegen große Stücke und haben geringen Verschleiß. Sie sind mit automatischer Schmierung des Antriebs versehen und erfordern nur wenig Wartung.

Die folgende Zusammenstellung gibt ein Leistungsbeispiel für einen Rollenrost:

Größe des Rostes	2000 mm breit, 4000 mm lang
Spaltweite	120 mm
Aufgabegut	Kieshaltiger Kalkstein
Stückgröße	0—400 mm
Stündliche Aufgabemenge	500 t
Kraftbedarf	25 PS
Gewicht des Rostes	24,5 t
Gesamtlänge	5,5 m
Gesamtbreite einschl. Antrieb	3,8 m
Bauhöhe	1,4 m

Maschenbeweglicher Rost

Der Rost nach der Abb. 54 besteht aus einem feststehenden und einem bewegten Stabsystem, das um einen Hebel mit festen, an einem Walzeisen-

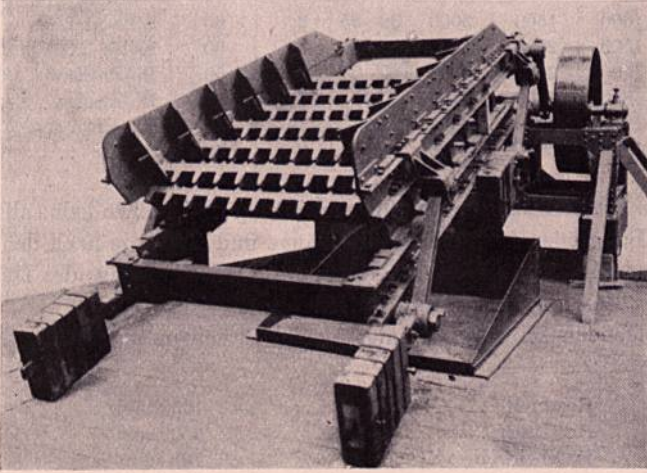


Abb. 54. Maschenbeweglicher Rost

rahmen befestigten Drehpunkten schwingt; die Schwingbewegung wird durch Schubstangen von einer Kurbelwelle hergeleitet. Roststäbe, Hebelschuhstangen, Lager- und Tragzapfen sind aus Stahlguß hergestellt. Die schematische Skizze (Abb. 55) läßt erkennen, wie der Rost das Aufgabegut klassiert, transportiert und wendet; auf verhältnismäßig kleiner Siebfläche können auf diese Weise große Leistungen erzielt werden. Als besonderer Vorteil dieser Roste ist ihre gute Verwendbarkeit als Entnahmeverrichtung unter Bunkern zu erwähnen.

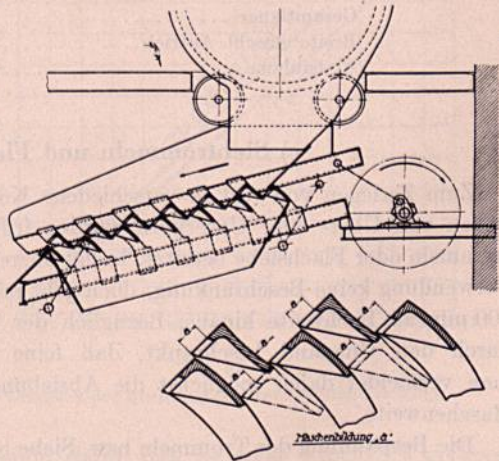


Abb. 55. Schema des maschenbeweglichen Rostes

Ausführungsbeispiele von maschenbeweglichen Rosten

Maschen- weite	Nutz- bare Breite	Sieb- länge	Un- gefährtes Gewicht	Leistung	Kraft- bedarf	Um- drehungen der Riemen- scheibe	Aufgabegut	
							Art	Stückgröße
mm	mm	mm	kg	t/h	PS	n/min		mm
50	600	1500	3000	30—35	3	60	Schwefelkies .	0—150
50	1000	2000	3600	35—40	4	60	Kohle	0—250
60	1000	2000	4000	85—90	5	60	Pb/Zn-Erz . .	0—150
80	800	1800	4400	120	5,5	55	Pb/Zn-Erz .	0—150
80	1200	2500	5800	150	7	55	Mn-Erz	0—200
100	1000	2000	5400	150	6	50	Cu-Erz	0—300

Da die Arbeitsbedingungen sehr verschieden sind, stehen keine allgemeinen Baugrößen fest; man wählt Länge und Breite je nach den Stückgrößen und Einbauverhältnissen, wobei vor allem die Menge des Durchfalls durch den Rost zu berücksichtigen ist.

Im folgenden sei ein Leistungsbeispiel für einen maschenbeweglichen Rost gegeben:

Rostbreite	1600 mm
Rostlänge	2500 mm
Maschenweite	120 mm
Aufgabegut	Schwerspat
Stückgröße	0—800 mm
Stündliche Aufgabemenge	180 t (90 t unter 120 mm)
Kraftbedarf	4 PS
Hübe n/min	45
Gewicht	6,3 t
Gesamtlänge	5,5 m
Breite einschl. Antrieb	3 m
Einbauhöhe	2 m

c) Siebtrommeln und Flachsiebe

Zum Zerlegen von Gut in verschiedene Korngrößen bzw. zum Heraus-sieben von Über- oder Unterkorn wurden früher fast ausschließlich Siebtrommeln oder Flachsiebe benutzt. In der oberen Korngröße besteht für ihre Verwendung keine Beschränkung, doch geht man im allgemeinen nicht über 100 mm als Lochweite hinaus. Bezüglich der unteren Korngröße ist man durch den Umstand beschränkt, daß feine Siebe sich leicht zusetzen; man vermeidet daher möglichst die Absiebung von Material unter 1 mm Maschenweite.

Die Bespannung der Trommeln bzw. Siebe besteht aus gelochten Blechen oder Drahtgeweben. Die gelochten Bleche können quadratisch oder rund

gestanzt sein. Zum Vergleich der Korngrößen, die mit quadratischer und runder Lochung erhalten werden, dienen die beiden Diagramme Abb. 56 und 57. Um

noch, soweit dies überhaupt möglich ist, eine gute Absiebung zu erreichen, hält man auch bei kleineren Lochweiten die Blechstärke meist in Größen, die kleiner sind als der halbe Durchmesser der Lochung. Hieraus ergibt sich, daß bei feineren Lochweiten gelochte Bleche nicht mehr benutzt werden können. Die Ansichten über die Grenzen der Korngröße, bis zu welcher noch gelochte Bleche oder von der an Drahtgewebe verwendet werden sollen, gehen weit auseinander. Fest steht, daß eine quadratische Lochung sich im allgemeinen weniger leicht verstopft als eine runde, und daß sich bei gleichen Öffnungen Drahtgewebe noch weniger leicht verstopfen als gelochte Bleche. Ein

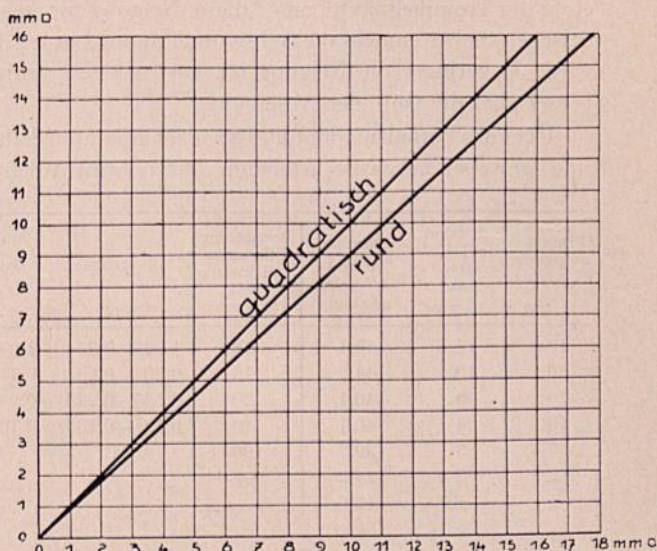


Abb. 56.

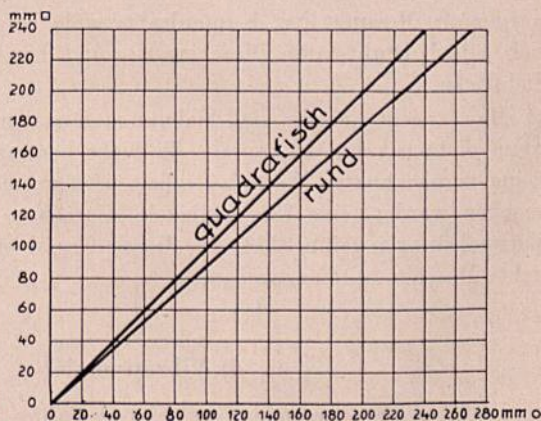


Abb. 57.

Vergleich der quadratischen und runden Lochung

Vorteil der Drahtgewebe besteht darin, daß sie einen wesentlich größeren nutzbaren Querschnitt als gelochte Bleche besitzen.

Die Neigung der Siebtrommeln schwankt in engen Grenzen, etwa zwischen 5^o/₀ und 7,5^o/₀. Bei konischen Siebtrommeln mit horizontal liegender Achse steht der Trommelmantel unter dieser Neigung zur Achse, während bei zylindrischen Siebtrommeln die Achse der Trommel unter diesem Winkel geneigt wird. Je geringer die Neigung ist, um so kleiner wird die Leistung, desto besser aber die Güte der Absiebung.

Über das Verhältnis der nutzbaren zur gesamten Siebfläche bei Siebblechen und -geweben geben nachstehende Daten einen Anhalt:

ff Durchmesser der Lochung in mm	Abstand der Löcher voneinander in mm	Nutzbare Siebfläche in % der gesamten	Anzahl der Öffnungen auf 1 linearen Zoll (25,4 mm)	Drahtstärke in mm	Maschenweite in mm	Nutzbare Siebfläche in % der gesamten
40	14	43,1	12	1,02 — 0,35	1,07 — 1,75	25,7—69,1
30	10	44,2	16	0,80 — 0,25	0,77 — 1,35	23,6—72,1
20	8	40,1	20	0,625—0,225	0,64 — 1,04	25,2—67,2
10	4	40,1	80	0,181—0,135	0,132—0,18	17,5—32,3
5	3	30,7	100	0,112	0,140	30,4
2,5	2	24,2	—	—	—	—
1	1,5	12,6	—	—	—	—

Bei der Zusammenstellung über Drahtstärken handelt es sich bei den Sieben von 12—80 Maschen um Eisen- oder Stahldrahtgewebe, bei 100 Maschen um Kupfer- oder Messingdrahtgewebe; auch Siebe über 100 Maschen werden aus Messing- bzw. Kupferdrahtgewebe hergestellt; dabei verschieben sich jedoch Drahtstärke, Maschenweite und dementsprechend die nutzbare Siebfläche.

Man ersieht hieraus, daß Siebnummerangaben allein ungenügend sind, wenn nicht bekannt ist, woraus die Siebe hergestellt sind; vor allem sind keine vergleichbaren Werte zu erhalten, wenn die Drahtstärken nicht angegeben werden, eine Ungenauigkeit, die schon häufig zu unangenehmen Verwechslungen geführt hat. Aus diesem Grund empfiehlt es sich, immer die lichte Maschenweite anzugeben.

d) Vibrationssiebe

In Flotationsanlagen sind seit einigen Jahren die Trommel- und Flachsiebe stark durch die Vibrationssiebe verdrängt worden. Diese können trocken oder naß arbeiten und eignen sich für Korngrößen von 0,1 mm bis 60 mm. Vibrationssiebe erzielen außerordentlich hohe Leistungen, erreichen eine gute Absiebung, verstopfen sich weniger leicht als Trommel- oder Flachsiebe und benötigen bei einem Kraftbedarf von etwa 1—3 PS

einen wesentlich geringeren Raum als Trommelsiebe. Die Reparaturkosten je Tonne Aufgabegut sind bei guten Vibrationssieben nicht höher als bei Trommelsieben.

Die Abb. 58 zeigt eine der neuesten Ausführungen der Vibrationssiebe, und zwar das sog. Universalsieb Schieferstein. Der Siebkasten dieses Siebes erhält von dem Exzenter der Antriebswelle Kreisschwingungen bei etwa 1500–2000 Schwingungszahlen, wobei die Kreisschwingungen je nach dem zu verarbeitenden Gut Ausschläge von 1,5 bis 2,5 mm aufweisen. Die Massenwirkung des Siebkastens ist durch Gegengewichte ausgeglichen, so daß die auf das Fundament übertragenen Erschütte-

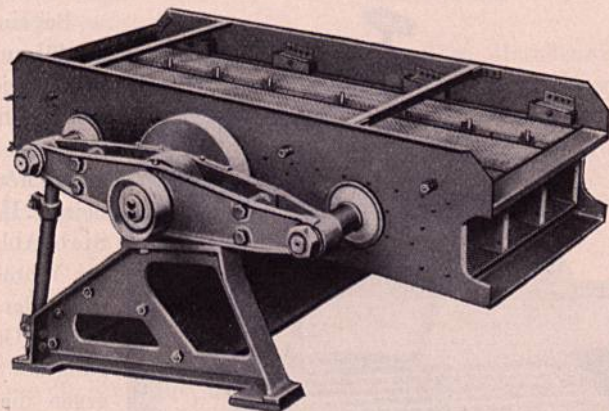


Abb. 58. Vibrationssieb (System Schieferstein)

rungen unbedeutend werden. Bemerkenswert bei dieser Siebausführung sind Gummiringe als Maschinenelement. Der Siebkasten selbst ist mit den Querankern durch Gummipufferringe verbunden, die bei der kreisenden Bewegung des Siebkastens radial zusammengedrückt werden. Der Rückdruck der Gummiringe wird durch Anker auf die Wellenlagerung übertragen, wo die umlaufenden Kräfte durch die Fliehkräfte der Ausgleichsscheiben aufgehoben werden. Jeder Punkt der Siebfläche führt somit dieselbe Bewegung wie der Siebkasten aus, so daß keine Beanspruchung der Gewebeadräfte auf Biegung stattfindet. Das Sieb kann auch für feinste Maschen sowohl für Trocken- als auch für Naßsiebung Verwendung finden. Die Neigung des Siebes muß entsprechend den vorliegenden Bedingungen gewählt werden und ist zwischen 0 und 40° einstellbar.

Einige Leistungszahlen sind in der nachstehenden Tabelle zusammengefaßt:

Aufgabegut	Nutzbare Siebfläche	Korngröße des Aufgabegutes	Sieb- lochung	Sieb- neigung	Leistung cbm/h	Durchgang durch Sieb cbm/h	Trocken oder naß
	mm	mm	qmm	Grad			
Pb-Zn-Erz ..	600 × 1500	1— 0,5	0,2	12	1	0,3	trocken
Fe-Erz	600 × 1500	0— 1,5	1,0	14	2,6	2,7	trocken
Schwerspat ..	800 × 2000	0— 3	2,0	15	12,2	8,74	trocken
Schwerspat ..	1000 × 2500	0— 3	2,0	15	18,6	13,7	trocken
ZnS	800 × 2000	0—10	6,5	20	28,0	18,9	trocken
Spateisenstein	600 × 1500	0— 8	1,5	30	1,9	0,68	naß
Pb-Zn-Erz ..	800 × 2000	0—50	25	20	98,5	66,28	trocken

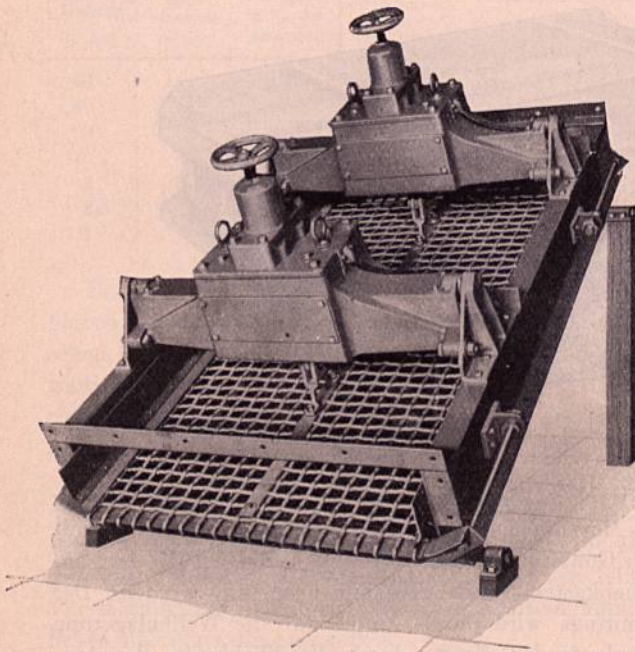


Abb. 59. Hum-mer-Sieb

Bei einer anderen Ausführung von Vibrationssieben werden die Siebschwingungen elektromagnetischerzeugt, z. B. beim Hum-mer-Sieb (Abb. 59). Auch bei Vibrationssieben steigt der Durchsatz mit dem Grad der Neigung des Siebes, wogegen die Güte der Absiebung dabei abnimmt. Der Neigungswinkel des Siebes muß daher unter gleichzeitiger Berücksichtigung der Menge des durchzusiebenden Kornversuchsmäßig festgestellt werden.

e) Spaltsiebe

Zum Absieben des Kohlenschlammes, zur Entwässerung von gewaschenen Feinkohlen und zum Abbrausen gewaschener Feinkohlen werden in Kohlenwäschen feststehende und bewegte Siebe benutzt, die jedoch zum Unterschied der in Erzaufbereitungen in Verwendung stehenden Siebvorrichtungen fast ausschließlich mit Profilsieben ausgerüstet werden. Derartige

Siebe aus Profildrähten, Spaltsiebe genannt¹⁾ (Abb. 60), können bis zu $\frac{1}{10}$ mm Drahtabstand hergestellt werden, finden jedoch meist nur Anwendung für Drahtabstände von $\frac{1}{4}$ bis $\frac{1}{2}$ mm. Solche Profildrahtsiebe gewährleisten eine ziemlich weitgehende Schonung des Aufgabegutes

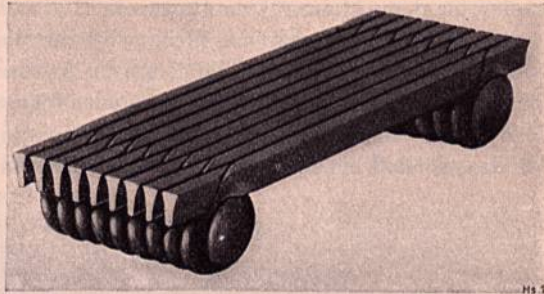


Abb. 60. Spaltsieb

und haben, verglichen mit Drahtgeweben derselben Maschenweite, eine große Lebensdauer, wodurch sich die erhöhten Beschaffungskosten vollkommen ausgleichen. Spaltsiebe verursachen verhältnismäßig geringe laufende Betriebskosten für Reparatur, Wartung und Reinigung. Ein besonderer Vorteil der meisten Spaltsiebe liegt darin, daß sie auch bei Verschleiß eine annähernd gleichbleibende Öffnung beibehalten.

5. Eindicker

Zu den wichtigsten Hilfsapparaten, die in Flotationsanlagen Anwendung finden, gehören die Eindicker. Es sind Vorrichtungen, in denen das in dünner Trübe suspendierte Gut zum Absetzen gebracht und gleichzeitig ein möglichst klarer Überlauf erhalten werden soll. In den mechanischen Eindickern wird das niedergeschlagene Material durch Krählarne zu dem in der Mitte des Bodens befindlichen Austrag befördert. Gegenüber Spitzkästen, Schlammtrichtern und ähnlichen Zwecken dienenden Vorrichtungen zeichnen sich Eindicker durch eine größere Verdickung des Gutes und bessere Abscheidungsmöglichkeit von klarem Wasser aus.

Eindicker (siehe Abb. 61 u. 62) bestehen aus einem zylindrischen Behälter aus Stahlblech, Beton oder Holz mit nach innen schwach geneigtem Boden und einer am oberen Rand außen oder innen angebrachten Überlaufrinne. An einer über dem Behälter aufgebauten Tragkonstruktion ist eine senkrecht stehende Welle befestigt, die an ihrem unteren Ende, d. h. in der Nähe des Behälterbodens, vier senkrecht zueinanderstehende Arme trägt; diese sind mit einer Reihe von unter 130° gegen die Rührarme versetzten Pflugscharen versehen. Bei der langsamen Umdrehung der Welle wird hierdurch erreicht, daß das Gut allmählich von außen nach innen befördert wird. Die Rührarme

¹⁾ Siehe auch F. Kühlwein, Met. u. Erz 23, 67 (1926).

sind unter einem kleinen Winkel gegen die Horizontale geneigt, um den Transport des Gutes zu erleichtern. Meist wird die Welle mit der Krählvorrichtung heb- und senkbar ausgebildet, um das An- und Leerfahren besonders bei Betriebsstörungen der Zerkleinerungs- oder Flotationsanlage zu erleichtern. Häufig wird die Krählvorrichtung außerdem mit einer Alarmanlage verbunden, so daß ein Festfahren des Eindickers und vor allem Brüche durch

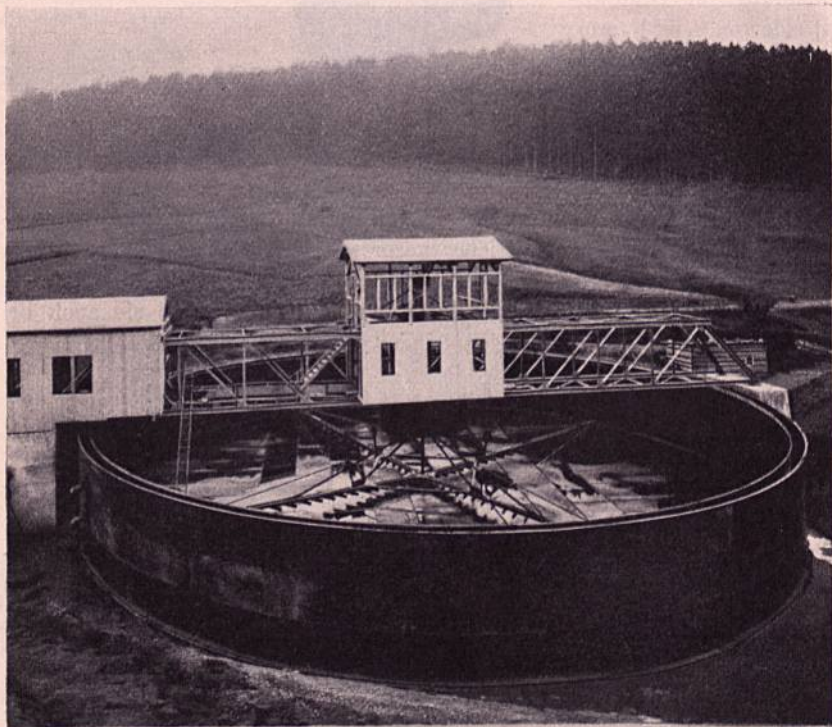


Abb. 61. Eindicker (30 m \varnothing , 4 m Höhe)

übermäßig starke Verdickung und störende, in den Eindicker gelangende Fremdkörper rechtzeitig vermieden werden können.

Der Einlauf der Trübe in den Eindicker erfolgt in der Mitte; die Strömungsrichtung der ankommenden Trübe wird vorteilhaft vorher mehrfach gebrochen. Welchen Durchmesser und welche Tiefe man dem Einführungsrohr gibt, ist von der Art der Trübe abhängig. Es empfiehlt sich immer, im Einführungsrohr einen Rost anzubringen, um unerwünschte Strömungen im Eindicker zu vermindern. Eindicker werden häufig mit Durchmessern von 20–30 m gebaut, doch bestehen auch solche mit einem Durchmesser bis zu 100 m und darüber.

Der Austrag des eingedickten Gutes erfolgt durch einen nicht zu kleinen Konus am Boden des Eindickers, von wo das Gut durch eine mit Frischwasser leicht durchspülbare Rohrleitung der meist am Rand des Eindickers angebrachten Pumpe zugeführt wird. Als Pumpen werden fast ausschließlich Membranpumpen benutzt, die als Saugpumpen gute Dienste leisten. Zur selbsttätigen Regelung der Dichte des Eindickeraustrags sind verschiedentlich selbstregelnde Dichtemesser eingeführt worden. Eine allgemeine Verwendung haben derartige Ventile bisher jedoch noch nicht gefunden.

Eine Vorbedingung für ein erfolgreiches Arbeiten des Eindickers ist eine horizontale Überlaufkante. Um diese wagrechte Einstellung zu erzielen, wird häufig die Überlaufkante mit einer Holzleiste versehen, die nach Fertigstellung des Eindickers horizontal gehobelt werden kann. Vielfache Versuche, den Eindickerüberlauf dadurch zu verbessern, daß man der Überlaufkante eine besonders geeignete Form gibt, nämlich die einer der Hydro-mechanik entsprechenden Ablösungskurve, haben bisher noch zu keinen besonderen Erfolgen geführt.

Verwendungsmöglichkeiten für Eindicker in Flotationsanlagen bestehen in zahlreichen Fällen. Die wichtigsten sind:

1. Zwischenentwässerung nach der Mahlung,
2. Zwischenentwässerung im Flotationskreislauf,
3. Vorentwässerung der Flotationskonzentrate vor der Filtration,
4. Eindicken der Berge.

Hat beispielsweise die Mahlung so fein zu geschehen, daß der Klassierer mit einer Verdünnung arbeiten muß, die größer ist, als der Flotationsapparat es verlangt, so muß die Trübe, bevor sie den Flotationsapparaten zugeführt wird, eingedickt werden.

Eine ähnliche Notwendigkeit ergibt sich bei der Verarbeitung von Erzen mit einem hohen Gehalt an schwimmfähigem Gut; hier tritt leicht die Möglichkeit ein, daß die Flotationstrübe in den letzten Zellen, in denen auf metallarme Berge gearbeitet werden muß, infolge Verarmung an Erz zu dünn wird,



Abb. 62.
Hochgestellter Eindicker mit darunterliegender Filteranlage

da viel Feststoffe bei der vorangegangenen Flotation entfernt wurden. Auch in diesem Fall leisten Eindicker gute Dienste; die Trübe wird an geeigneter Stelle aus dem Schwimmapparat genommen, eingedickt und dann erst wieder dem Flotationsapparat zur weiteren Verarbeitung zugeführt (vgl. S. 173 Stammbaum 4).

Eine andere Verwendung für Eindicker ergibt sich bei der Vorentwässerung von Flotationskonzentraten, die in den meisten Fällen filtriert werden müssen. Da im allgemeinen die Leistung der Filter steigt, wenn das Aufgabegut verdickt¹⁾, also ein Teil des Wassers durch Eindicker entfernt ist, werden die Konzentrate oft vor der Filtration eingedickt.

Besonders für die Bergewirtschaft sind Eindicker bei Flotationsanlagen von größter Bedeutung. Die stets in verhältnismäßig starker Verdünnung anfallenden feinen Abgänge der Flotation können nicht wie die gröberen Abgänge von naßmechanischen Anlagen auf die Halde gefahren werden. Wo keine Möglichkeit zum Anlegen größerer Teiche besteht, oder die Abgänge nicht einfach weglaufen können, müssen auch die Flotationsabgänge eingedickt werden, um sie in eine stichfeste Form zu bringen.

Die im allgemeinen erforderliche Eindickung beträgt für Flotations-trüben, welche als Aufgabe für den Schwimmapparat dienen, und für die Zwischeneindickung im Gang des Flotationsverfahrens etwa 200–400 g/l Feststoffe. Konzentrate können je nach ihrer Eindickfähigkeit und nach ihrem spezifischen Gewicht bis auf 1000 g/l und auch darüber hinaus eingedickt werden, während man bei Flotationsabgängen meist möglichst starke Verdickungen von mindestens 1000–1500 g/l verlangt.

Die im Vorstehenden beschriebenen Eindicker sind unter dem Namen Dorr-Eindicker bekannt und verbreitet worden. Eindicker ähnlicher Ausführungen werden auch von anderen Firmen gebaut.

Neben den üblichen mechanischen Eindickern soll noch der Hardinge-Super-Thickener kurze Erwähnung finden. In diesem Eindicker ist eine weitergehende Klärung des Wassers möglich, was besonders dann von Vorteil ist, wenn die Trübe schwer sedimentierende und sehr flockig ausfallende Stoffe enthält. Der Hardinge-Supereindicker stellt im Prinzip einen normalen Eindicker dar, dessen Boden wasserdurchlässig und mit einer Filterschicht aus Sand oder ähnlichem Gut belegt ist. Gleichzeitig mit der Gewinnung eines möglichst klaren Überlaufs wird durch diesen Filterboden das Wasser abgesaugt, wodurch nicht nur eine Beschleunigung der Eindickung, sondern auch eine gute Klärung des durch den Filterboden abgesaugten Wassers erzielt wird.

¹⁾ A. W. Hixson, L. T. Work, J. H. Odell jr., Mechanism of Filtration, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 225 (1926).

Ein gewisser Nachteil dieser Art Eindicker liegt darin, daß sich die Filterschicht im Lauf der Zeit zusetzt und ergänzt werden muß, zudem besteht die unerwünschte Möglichkeit, daß mit dem niedergeschlagenen Gut ein Teil des Filtermaterials mit ausgetragen wird.

Außer den erwähnten Eindickern sind Vorrichtungen auf den Markt gekommen, bei denen eine Wasserentziehung durch Durchdrücken (Wolf-scher Druckeindicker) oder mittels Absaugen durch Filtertücher (Genter-Eindicker)¹⁾ erfolgt.

Zur Bestimmung der Größe von mechanischen Eindickern sind meist verhältnismäßig umständliche Berechnungen vorgeschlagen worden. Nachstehend sei eine wesentlich einfachere Berechnungsart auf Grund von Erfahrungswerten aus Kleinversuchen angegeben, die sich bisher für den praktischen Betrieb bewährt hat.

Als erstes soll die Größe der Oberfläche eines Eindickers für eine gegebene Trübemenge festgelegt werden; hierzu ist es notwendig, ihre Absetzgeschwindigkeit durch Versuche im kleinen zu ermitteln. Zu diesem Zweck wird die Trübe in demselben Zustand, wie sie im praktischen Betrieb anfällt, d. h. bei gleicher Korngrößenverteilung und Dichte in einen Standzylinder aus Glas von nicht unter 200 mm Höhe eingefüllt und die Absetzgeschwindigkeit der Festteile bestimmt. Sodann wird festgestellt, wieviel mm geklärte Wassersäule sich in bestimmten Zeiteinheiten bilden; zunächst genügt die Festlegung dieser Daten für die Zeit des ungehinderten Absetzens; diese Zeit läßt sich leicht von der sog. Kompressionszeit trennen, das ist jene Zeit, während der sich bereits eingedicktes Gut nicht mehr weiter frei absetzen kann, sondern sich nur unter dem Einfluß des Druckes der überstehenden Flüssigkeitssäule weiter eindickt; dieser Zeitpunkt ist im Versuchsglaszylinder gut erkennbar.

Da eine Grundfläche von 1 qm bei einer Höhe von 1 mm 1 l entspricht, errechnet sich die je qm/h erzielbare Klarwassermenge in l, indem man die im Versuch festgestellte Klarwassersäule in mm/min mit 60 multipliziert. Die Menge in cbm/h der geforderten, abzuziehenden Klarwassermenge wird geteilt durch die oben erhaltene Zahl, ausgedrückt in cbm/h, und so die Größe der Eindickeroberfläche in qm bestimmt. Diese Zahl gilt jedoch nur ohne Berücksichtigung der in einem Eindicker immer auftretenden Strömungen. Vergleichende praktische Versuche haben gezeigt, daß diesen Strömungen leicht Rechnung getragen werden kann, wenn die gefundene Zahl bei kleinen Eindickern — bis etwa 12 m Durchmesser — um 100%, bei mittleren um 75% und bei großen — von etwa 30 m Durchmesser an — um 50% erhöht wird.

¹⁾ Met. Bull. Geco 49; A. L. Genter, Eng. Min. Journ. 123, 462 (1927).

Zur Erläuterung vorstehender Ausführungen seien im folgenden die Ergebnisse eines Eindickungsversuches mit einer bleiglanzhaltigen Trübe wiedergegeben:

Mahlfeinheit der einzudickenden Trübe: 97 0/0 — 100 Maschen.

Feststoffgehalt der einzudickenden Trübe: 10 g/l.

Größe des Eindickzylinders: 500 ccm = 245 mm Höhe.

Eindickmittel¹⁾: für Versuch II und III Chlormagnesiumlauge, 10prozentig.

Absetzdauer	Absetzhöhen in mm bei verschiedenen Zusätzen		
	I. Versuch: kein Zusatz mm	II. Versuch: 0,4 l/cbm mm	III. Versuch: 1,2 l/cbm mm
Nach 1 min	2	5	7
„ 2 „	6	10	17
„ 3 „	11	17	29
„ 4 „	15	28	42
„ 5 „	23	39	60
„ 6 „	29	54	75
„ 7 „	35	70	97
„ 8 „	44	88	112
„ 9 „	52	105	132
„ 10 „	60	121	150
Durchschnittliche Klarwassersäule je min	6	12,1	15

Aus vorstehender Tabelle ergibt sich, daß bei Zusatz von 0,4 l/cbm 10prozentiger Chlormagnesiumlauge die durchschnittliche Höhe an geklärter Trübesäule je Minute rund 12 mm beträgt. Auf Grund dieser Ergebnisse läßt sich die Eindickergröße für eine Stundenleistung von 70 cbm Trübe, deren Feststoffgehalt von 10 g/l auf 200 g/l gebracht werden soll, wie folgt berechnen:

12 mm multipliziert mit 60 ergibt (siehe S. 125) die je Stunde und qm Eindickerfläche abzuziehende geklärte Wassermenge; sie beträgt 720 l oder 0,72 cbm/h.

Soll die Eindickung von 70 cbm/h Trübe mit 10 g/l Feststoffen auf 200 g/l, also im Verhältnis 1:20 erfolgen, so müssen $\frac{70 \times 19}{20} = 66,5$ cbm Klarwasser abgezogen

werden. Die Division von 66,5 cbm/h durch 0,72 cbm/h ergibt als notwendige Eindickeroberfläche 93 qm; da dies einem Durchmesser von rd. 11 m entspricht, sind als Korrektur für die Strömung im vorliegenden Fall 100⁰/₀ zu der errechneten Oberfläche hinzuzurechnen. Auf diese Weise erhält man die wirklich benötigte Eindickeroberfläche zu 186 qm, was abgerundet einem Eindicker von 15,5 m Durchmesser entspricht.

Diese Art der Berechnung von Eindickeroberflächen ist natürlich nur dann richtig, wenn der Versuch zeigt, daß die gewünschte Menge an Klarwasser bzw. die gewünschte Eindickung bereits vor oder mit Erreichen der Kompressionszone erzielt wird. Ist dies nicht der Fall, so muß zunächst festgestellt werden, wie weit Klarwasser überhaupt

¹⁾ Siehe S. 127.

einschließlich Kompression gewonnen werden kann. Liegt diese Zahl (in Minuten ausgedrückt) fest, und entspricht sie der gewünschten Klarwassermenge, so muß unter Berücksichtigung der oben errechneten Oberfläche der Inhalt des Eindickers derart bemessen werden, daß die Trübe zum mindesten eine der Eindickung und Kompression entsprechende Zeit im Eindicker verbleiben kann.

Ergibt sich z. B. bei dem oben angegebenen Beispiel, daß die erforderliche Klarwassermenge erst nach einer Zeit abgezogen werden kann, die für Eindickung und Kompression 5 Stunden entspricht, dann müßte der Eindicker einen Inhalt von $5 \times 70 = 350$ cbm haben. Errechnet war mit dem erforderlichen Zuschlag ein Durchmesser des Eindickers von 15,5 m, was bei einer Höhe von 3 m einem Inhalt von rd. 560 cbm entsprechen würde. Unter Umständen kann, ohne den Inhalt des Eindickers zu verändern, dessen Höhe zugunsten des Durchmessers vermindert werden, wenn die sich ergebende Höhe zu groß werden sollte. Die niedrigsten, noch praktisch möglichen Eindickerhöhen betragen 1,5–2 m, während man Höhen von über 5 m nicht gern überschreitet.

Mechanische Eindicker sind gegen Änderungen des Verhältnisses fest: flüssig der Eindickertrübe ziemlich unempfindlich, soweit sich solche Schwankungen innerhalb gewisser Grenzen halten. Auf Änderungen der Trübemenge reagieren Eindicker jedoch sehr stark. Schon aus diesem Grunde sollten Eindicker ein etwas größeres Fassungsvermögen erhalten, als sich rechnungsmäßig ergibt.

Das vom Eindicker zurückgewonnene Klarwasser wird, falls erforderlich, dem Betrieb wieder zugeführt. Über die Verwendung des Rücklaufwassers von Eindickern sei auf den Abschnitt „Wasserwirtschaft“ (S. 413) verwiesen.

Die natürlichen Absetzgeschwindigkeiten der festen Bestandteile von Trüben sind manchmal so gering, daß zur Bewältigung einer bestimmten Leistung übermäßig große Eindicker notwendig wären. Trotzdem sie im Betrieb billig sind, ist man fast immer bestrebt, mit möglichst kleinen Eindickern auszukommen, da ihre Anschaffung mit verhältnismäßig großen Kosten verbunden ist, und sie viel Platz beanspruchen. In Fällen schlechter Sedimentation ist es angezeigt, die Absetzgeschwindigkeit durch Zugabe von die Sedimentation beschleunigenden Mitteln (Ausflockungsmitteln) zu erhöhen. Bei Rohgut, das flотиert werden soll, oder im Zwischeneindicker innerhalb des Flotationsverlaufes dürfen natürlich nur solche Ausflockungsmittel gewählt werden, die der Flotation nicht schädlich sind; das gleiche gilt beim Eindicken von Konzentraten und Abgängen, falls das Überlaufwasser in den Gang des Verfahrens zurückgeführt werden soll. Allgemeine Angaben über die Natur der Ausflockungsmittel können nicht gemacht werden, da sie nicht nur von der Zusammensetzung der Trübe abhängen, sondern auch dem zur Anwendung kommenden Schwimmverfahren angepaßt werden müssen. Es handelt sich meist um Elektrolyte, wie Kalk, Aluminiumsulfat u. a. m.

In welchem Maße sich durch Zugabe derartiger Mittel die Absetzgeschwindigkeiten erhöhen, zeigen die folgende Tabelle und die Kurven (Abb. 63¹⁾)

¹⁾ Vgl. auch S. 126.

für ein kupferkiesführendes, fein aufgeschlossenes spätes Versuchsgut. Das Beispiel zeigt die Eindickung der von den Spitzkästen einer naßmechanischen Anlage kommenden Floationsaufgabe-trübe. In der Tabelle ist die Menge des zugesetzten sedimentationsbeschleunigenden Mittels in 1 je 1 cbm Trübe ausgedrückt; außerdem enthält sie die Kosten, die je cbm Trübe

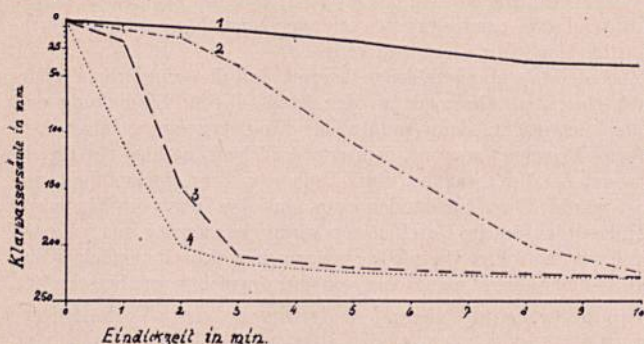


Abb. 63. Eindickversuche

Rohgut: Kupferkies, Spateisenstein, Kalkspat, Quarz. Feststoffgehalt der Trübe: 12 g/l. Eindickzusatzmittel: Kalkmilch, 20prozentig

hierfür entstehen. Zum weiteren Vergleich sind nach der angegebenen Berechnungsart die Eindickerdurchmesser beim Eindicken ohne Zusatzmittel und mit verschiedenen Mengen an Zusatzmitteln angegeben.

Versuch:

Art des Gutes Spitzkastenüberlauf mit Kupferkies, Spateisenstein, Kalkspat und Quarz.

Kornfeinheit — 120 Maschen.

Feststoffgehalt der einzudickenden Trübe: 12 g/l.

geforderte Eindickung: von 12 g/l auf 300 g/l.

Stundenleistung 200 cbm.

Eindickzusatzmittel Kalkmilch 20prozentig (= 200 g CaO im Liter).

Versuchsgefäß Eindickzylinder, 500 ccm Fassungsvermögen, entsprechend einer Wassersäule von 250 mm Höhe.

Versuchsnummer	Zusatzmittel Kalkmilch		Absetzhöhen in mm bei										Eindickerdurchmesser in m
			Eindickzeit in Minuten										
	1/cbm	Pf/cbm ¹⁾	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
1	0	—	5	8	10	15	20	28	34	40	42	43	—
2	0,4	0,216	8	13	38	75	113	140	170	200	213	225	18 ²⁾
3	0,6	0,239	18	150	213	218	222	223	224	225	226	227	16 ²⁾
4	1,0	0,540	113	208	218	221	225	226	227	228	229	230	13,5 ³⁾

¹⁾ Als Preis der 20prozentigen Kalkmilch sind 0,54 Pf. je Liter angenommen.

²⁾ 100 % Zuschlag zur errechneten Oberfläche.

³⁾ 75 % Zuschlag zur errechneten Oberfläche.

Aus dem auf Grund dieser Ergebnisse erhaltenen Eindickdiagramm (Abb. 63) ergibt sich, daß die Kurve 3 die optimale Kurve darstellt. Die Maximalkurve 4 (Zusatz 1,0 l Kalkmilch gegenüber 0,6 l Kalkmilch je cbm einzudickender Trübe bei Kurve 3) besitzt nur anfänglich einen steileren Abfall, wird aber nach drei Minuten Eindickzeit bereits von der Optimalkurve 3 eingeholt. Kurve 1 (ohne Zusatzmittelzugabe) ist als Minimalkurve anzusehen, Kurve 2 (0,4 l Kalkmilchzusatz je cbm Trübe) besitzt noch nicht den Charakter einer ausgesprochenen Eindickkurve.

6. Einwirkgefäße

In vielen Fällen, vorzugsweise bei der selektiven Flotation, ist es erforderlich, die nötigen Zusatzmittel vor der eigentlichen Flotation eine bestimmte Zeit auf die Trübeeinwirken zu lassen, um mit Sicherheit die gewünschten Oberflächenveränderungen zu erzielen¹⁾. Während man früher gelegentlich bei den Apparaten mit mechanischer Rührung einen Teil der Schwimmzellen für diesen Zweck als reine Rührzellen ausbildete, ist man neuerdings dazu übergegangen, eigene einfache, mit Rührwerk ausgerüstete Behälter aus Stahlblech, seltener aus Holz oder Beton zu verwenden. Dazu hat auch die Erkenntnis geführt, daß für die Einwirkung der Zusätze in gewissen Fällen Zeitdauern von gelegentlich über einer Stunde günstig sind, also Gefäße von großem Fassungsvermögen benötigt werden. Außerdem müssen

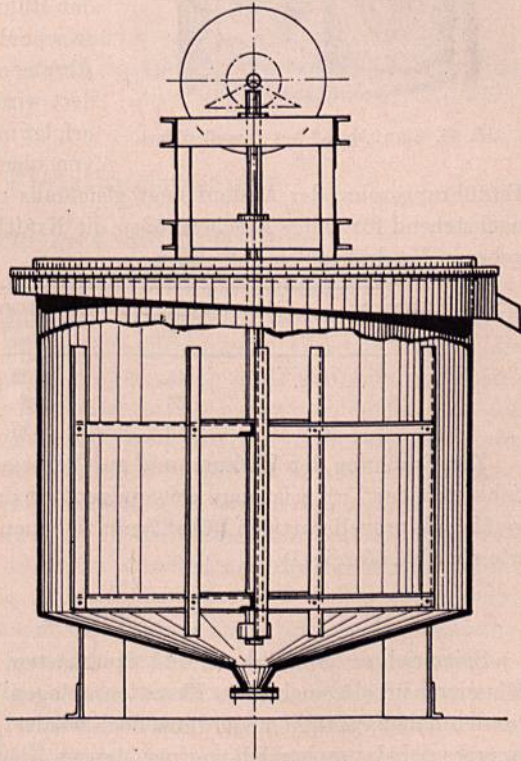


Abb. 64. Einwirkgefäß

¹⁾ C. S. Parsons, Conditioning for Flotation, Denver Equip. Bull. 2903 (1931).

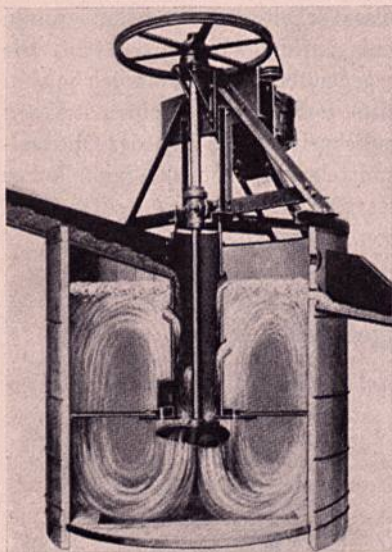


Abb. 65. Einwirkgefäß mit Propellerflügel

bei Druckluftflotationsapparaten, die keine Rührwerke besitzen, stets besondere Mischer und Einwirkgefäße zur Anwendung kommen, wenn längere Einwirkzeiten erforderlich sind. Für Vorrichtungen, welche dem genannten Zweck dienen und eigentlich nur aus einem Rührwerksgefäß bestehen, dessen Fassungsvermögen groß genug ist, um die zu behandelnde Trübe die erforderliche Zeit aufzunehmen, hat sich der Name Einwirkgefäß eingebürgert. Es sind runde Bottiche mit einem senkrecht stehenden Rührwerk (Abb. 64), welches nur so schnell zu laufen braucht, daß ein Absetzen der Mineralteilchen verhindert wird. Die Zuführung der Trübe erfolgt meist in der Mitte des Bottichs von oben durch ein nicht zu kurzes

Einführungrohr; der Auslauf liegt gleichfalls oben. Als Anhaltswerte sind nachstehend für einige Mischergrößen die Kraftbedarfszahlen bei den angegebenen Umdrehzahlen aufgeführt:

Durchmesser in m	Umdrehungen n/min	Umfangsgeschwindigkeit m/sec	Kraftbedarf PS
1,5	45	2,92	3
2	25	2,2	4
3	25	3,35	5

Zur Erhöhung der Wirkung und zur Verbesserung der Einführungsmöglichkeiten der Trübe ist man seit einiger Zeit dazu übergegangen, Einwirkgefäße mit propellerartigen Rührflügeln zu bauen, etwa nach der Ausführung, wie sie Abb. 65 zeigt¹⁾.

7. Spitzen

Spitztrichter, Spitzluten und Spitzkasten, die nach Einführung der Klassierer im allgemeinen in Flotationsanlagen keine Verwendung mehr gefunden haben, werden neuerdings doch wieder gelegentlich benutzt, z. B., wenn es sich darum handelt, geringe Mengen Überkorn auf möglichst einfache und billige Weise aus einem Trübestrom abzusondern; dies kann geschehen,

¹⁾ Aus Denver Equip. Bull. 2903, 7 (1931).

bevor der Trübestrom der Flotation zugeführt wird, oder aber auch nachdem die Flotation schon stattgefunden hat. In letzterem häufigeren Falle werden die aus der Flotation abfließenden Berge sozusagen auf ihre Korngröße in einem Spitztrichter kontrolliert, und hierbei jene Körnchen, die größer sind, als es die Einstellung des Klassierers eigentlich zulassen sollte, nachträglich abgeschieden. Diese zum größten Teil verwachsene Teilchen darstellenden Körner werden der Mühle wieder zugeführt und gelangen so nachgemahlen in den Kreislauf der Flotationsanlage zurück.

Welche Ausführungen man den Spitztrichtern gibt, ist an sich gleichgültig. Es können solche mit und ohne Unterwassereinführung, solche mit zentraler oder seitlicher Einführung benutzt werden. Zu bemerken ist, daß die Spitztrichter leicht zu groß gewählt werden und dann eine geeignete Abscheidung der großen Teilchen allein nicht mehr zulassen. Der Austrag der Spitztrichter erfolgt gewöhnlich durch einen Schwanenhals in Verbindung mit einem Austragschieber.

Ein Nachteil der Spitztrichter mit Unterwasserzuführung besteht darin, daß das Flotationsaufgabegut durch das Gut, welches aus dem Spitztrichter kommt, verdünnt wird.

VII. Flotationsapparate

1. Allgemeines und Einteilung

Flotationsapparate sind jene maschinellen Einrichtungen, die unmittelbar zur Durchführung des eigentlichen Schwimmvorganges dienen, in denen sich also die Belüftung der mit Flotationsreagenzien versetzten Trübe, die Bildung des Erzschaumes sowie die Abtrennung des Flotationskonzentrates und der Abgänge vollzieht. Bei einzelnen Apparatetypen findet auch die Mischung der Flotationsreagenzien mit der Trübe im Flotationsapparat statt.

Die Entwicklung der Flotationsapparate, die oft parallel mit der Ausbildung der Verfahren ging, mußte mancherlei Stufen durchlaufen, bis jene Vollkommenheit und Anpassung an alle Bedürfnisse erreicht waren, welche die Möglichkeit zur Lösung selbst der schwierigsten Aufbereitungsaufgaben boten. Schon sehr frühzeitig erkannte man, daß eine richtig ausgebildete Apparatur Vorbedingung für eine einwandfreie Durchführung der Schwimmverfahren sei; daher werden besonders die beiden ersten Jahrzehnte der Entwicklung durch das Bestreben gekennzeichnet, durch Weiterbildung und Verbesserung der Apparatur technische Fortschritte zu erzielen. Dieser Gang der Entwicklung läßt sich besonders in Amerika feststellen, wo eine kaum übersehbare Zahl von Apparatpatenten¹⁾ genommen wurde. Allmählich

¹⁾ A. F. Taggart, Handbook of Ore Dressing, New York. 799 ff.

stellte sich jedoch die Erkenntnis ein, daß weitere Fortschritte eher durch Fortbildung der Verfahren erreichbar seien als durch ständige Änderungen in der maschinellen Ausbildung der Apparatur.

Diese Anschauung hat zu einer gewissen Einschränkung in der Behandlung maschineller Fragen geführt, wozu noch der Umstand beitrug, daß wichtige Apparatepatentrechte wirtschaftlich schwacher Erfinder in den Händen einiger einflußreicher und kapitalkräftiger Firmen vereint wurden, so daß sich vielfach die Möglichkeit ergab, aus ähnlichen Apparatetypen neue wirksamere Kombinationen zu schaffen, welche die Vorzüge mehrerer Grundformen in sich vereinigten. Dadurch verringerte sich die Zahl der technisch angewendeten Apparate allmählich auf eine verhältnismäßig geringe Menge brauchbarer Maschinen. Dieser Vorgang kam dem Wunsche der Aufbereitungsindustrie entgegen, über eine möglichst geringe Zahl von Standardmaschinen zu verfügen. Einige dieser Apparate haben Weltgeltung erlangt, andere besitzen oft nur eine beschränkte, örtliche Bedeutung.

Diese Umstände legen es nahe, im Rahmen vorliegender Arbeit nur diejenigen Apparate etwas eingehender zu beschreiben, deren weite Verbreitung in allen Teilen der Welt sie zu typischen und führenden Flotationsvorrichtungen stempeln. Daneben sollen jedoch auch einige Apparate Erwähnung finden, die in Europa ein gewisses örtliches Interesse beanspruchen.

Die wichtigsten Vorgänge, welche sich im Flotationsapparat abspielen, sind:

1. die Belüftung der Trübe, also die möglichst vollkommene Verteilung der Luft,
2. die Abscheidung der mit Erzteilchen beladenen Luftbläschen und
3. ihre Entfernung aus der Trübe.

In der Art, wie diese Hauptaufgaben durchgeführt werden, unterscheiden sich die verschiedenen Apparatetypen zum Teil grundlegend voneinander. Dies gilt besonders für die Art der Belüftung der Trübe und ihrer Führung innerhalb der Apparate. Von den vielen Möglichkeiten, die Luft in die Trübe einzuführen und sie innerhalb der Trübe fein zu verteilen, sind gegenwärtig nur noch zwei von praktischer Bedeutung:

1. Einschlagen oder Einrühren der Luft,
2. Einleiten von Druckluft in die Trübe¹⁾.

Diesen beiden Arten der Belüftung entsprechen die Haupttypen der Flotationsapparate. Es sind dies:

I. Rührwerks- oder Agitationsapparate, bei denen die Luft durch mechanische Rührwerke in die Trübe eingesaugt, eingeschlagen oder ein-

¹⁾ Das Verfahren der Erzeugung von Luftblasen durch Evakuieren der Trübe (Elmores Vakuumverfahren) ist gegenwärtig ohne Bedeutung, hatte aber einst große Verbreitung.

gerührt wird, wobei infolge der mechanischen Rührwirkung feinste Luftverteilung erfolgt.

II. Druckluftapparate, bei denen Druckluft entweder durch poröse Mittel oder unmittelbar durch verhältnismäßig weite Rohroöffnungen in die Trübe eingeleitet wird.

III. Apparate, welche die Grundsätze der Agitations- und Druckluftapparate miteinander verbinden.

Die Flotationsapparate lassen sich auch noch nach einem anderen Gesichtspunkt einteilen, und zwar in

1. Einzellenapparate und
2. Mehrzellenapparate.

Einzellenapparate bestehen, wie der Name sagt, aus einer einzigen Zelle, deren Länge sich nach der gewünschten Leistung richtet. Im allgemeinen liefert aber eine Zelle allein weder ein fertiges Endkonzentrat noch endgültige Berge. Es müssen daher zur Ausarbeitung der Abgänge und zur Nachreinigung der Konzentrate meist noch weitere Zellen nachgeschaltet werden, die entweder stufenförmig angeordnet sind, damit ihnen die Produkte ohne Zuhilfenahme von Transporteinrichtungen zufließen können, oder die in gleicher Höhe liegen; in diesem Fall müssen die Produkte durch Pumpen oder ähnliche Vorrichtungen gehoben werden.

Zu den einzelligen Apparaten gehören mit Ausnahme des Inspiration- und Ekofapparates die meisten Druckluftapparate sowie in gewissem Sinne die Rührapparate mit horizontaler Welle. Hierzu gehört außerdem der Kleinentinkapparat.

Mehrzellenapparate bestehen aus mehreren in derselben Höhe und Wand an Wand aneinander gebauten Zellen. Die Zellenzahl hängt von der Leistung und dem notwendigen Verfahrensgang ab; Apparate bis 24 Zellen gehören nicht zu den Seltenheiten. Alle Zellen eines Aggregates stehen miteinander in Verbindung oder können so miteinander verbunden sein, daß die an der Eintrittsseite zufließende Trübe alle folgenden selbsttätig durchströmt. Die Länge des Apparates wird so gewählt, daß am Ende fertige Berge abfließen; bei Leistungen, die für einen Apparat zu groß sind, werden zwei oder mehrere parallel arbeitende Apparate aufgestellt. Aus jeder Zelle kann der Schaum, der entweder Fertig- oder Mittelprodukt ist, getrennt abgenommen werden. Mittelprodukte können bei verschiedenen Mehrzellenapparaten ohne Anwendung besonderer mechanischer Beförderungsmittel unmittelbar in jede beliebige Zelle des Apparates zur Nachbehandlung gebracht werden, so daß in der Apparatur für das jeweilige Verfahren eine große Beweglichkeit und Anpassungsfähigkeit besteht. Diese Apparate gestatten also in einem einzigen Aggregat die Herstellung endgültiger Fertigprodukte und

Berge. Über die verschiedenen und gebräuchlichsten Schaltungen der Apparate vgl. S. 170.

Mehrzellenapparate sind alle betriebsmäßigen, mechanischen Rührapparate mit vertikaler Welle sowie einige Druckluftapparate, z. B. der Inspiration- und Ekofapparat, ferner viele kombinierte Rühr- und Druckluftapparate, z. B. der M. S.-Unterluftapparat, nicht aber der Janneyapparat.

Für das Ergebnis der Flotation ist die Art des Trübeumlaufts von großem Einfluß. Da die Trübe selten in einem einzigen Arbeitsgang erschöpft wird, muß jedem schwimmbaren Erzteilchen mehrmals, und zwar möglichst oft, Gelegenheit geboten werden, mit Luftblasen zusammenzutreffen. Dies ist nur dann möglich, wenn durch eine gute und zwangsläufige Trübeführung dafür gesorgt wird, daß die Trübeilchen mehrmals in die Zone der Belüftung gelangen.

Über die Frage nach der Wahl des für jeden Einzelfall passenden Apparates gehen die Ansichten oft weit auseinander. Die Entscheidung, welches der geeignetste Apparat für einen bestimmten Zweck ist, muß von verschiedenen Gesichtspunkten aus getroffen werden: technische, wirtschaftliche und patentrechtliche Erwägungen werden mitzusprechen haben. Vom technischen und wirtschaftlichen Standpunkt aus muß in erster Linie das Aufbereitungsergebnis, also der Anreicherungsgrad und das Ausbringen, sowie bei selektiver Flotation der Trennungsgrad entscheidend sein. Dabei sind auch Kraft- und Raumbedarf, Anschaffungs-, Wartungs- und Reparaturkosten, ferner Betriebssicherheit und Übersichtlichkeit der Apparatur zu berücksichtigen und in richtige Beziehung zu den Aufbereitungsergebnissen zu stellen, ohne daß aber dabei die Frage der Durchsatzleistung außer acht gelassen werden darf.

In dem Aufbereitungserfolg, den die verschiedenen Systeme ergeben, sind heute im wesentlichen keine grundlegenden Unterschiede mehr festzustellen. Trotzdem können ohne Zweifel, bei demselben Gut angewendet, verschiedene Apparatetypen oft recht abweichende Ergebnisse liefern, besonders dort, wo es sich um schwierigere Aufgaben handelt. Natürlich müssen auch die Aufbereitungsanforderungen, also z. B. die beabsichtigte Höhe der Anreicherung in den Konzentraten bei der Wahl des Apparatetypes berücksichtigt werden. Auch die Korngröße des zu flotierenden Erzes spielt hierbei eine entscheidende Rolle, da gröberes Korn im allgemeinen von Druckluftapparaten nicht ebenso erfolgreich verarbeitet werden kann als von Agitationsapparaten.

Von Wichtigkeit für eine Entscheidung bei der Wahl des Apparates ist es ferner, sich darüber Klarheit zu verschaffen, welches Schwimmverfahren zur Anwendung kommen soll, und wem das Ausübungsrecht für das gewählte Verfahren lizenzpflichtig ist. Jedenfalls empfiehlt es sich zur

Vermeidung von Doppelzahlungen, gleiche technische Leistung der Apparate vorausgesetzt, jene Apparate zu wählen, mit deren Verwendung auch die Ausübungsrechte der geeignetsten Verfahren verbunden sind. (Vgl. Abschnitt „Lizenzen“, S. 462.)

2. Beschreibung der Apparate

Im folgenden sollen die wichtigsten Apparate, geordnet nach den Hauptsystemen und nach ihrer Verbreitung, beschrieben werden¹⁾.

a) Rührwerksapparate (Agitationsapparate)

Diese Apparate stehen nach der geschichtlichen Entwicklung und ihrer Verbreitung an erster Stelle. Typisch für alle in diese Gruppe gehörigen Apparate ist ihre Zweiteilung in zwei voneinander unabhängige, aber miteinander in Verbindung stehende Räume, einen Rühr- oder Belüftungsraum und einen Schaumabscheideraum.

Im Rühr- oder Belüftungsraum bewegt sich ein Rührer oder ein rührerähnlicher Körper (Rotor) mit beträchtlicher Umfangsgeschwindigkeit entweder um eine vertikale oder horizontale Achse. Durch die rasche Umdrehung des Rührers wird die Trübe gegen die Wände der Rührkammer, gegebenenfalls gegen Prallflächen geschleudert, wobei sie durch Zerschellen oder eine andere mechanische Deformation ihre Oberfläche bedeutend vergrößert; hierdurch werden günstige Bedingungen für die Aufnahme von Luft geschaffen. Durch die saugende und schlagende Wirkung des Rührers wird Luft in die Trübe eingeführt. Die Rührwirkung ruft örtliche Überdrücke hervor, die ein Verdichten der Luft verursachen, so daß die besten Voraussetzungen für ein Lösen oder eine Adsorption der Luft in der Trübe bestehen, dies um so mehr, als die Luft infolge der raschen Drehung des Rührers feinst verteilt ist. Während vor dem Rührer, im Sinne seiner Drehung, ein Überdruck herrscht, bildet sich hinter ihm ein Vakuum, als dessen Folge ein Freiwerden der gelösten Luft in Gestalt feinsten Bläschen stattfindet. Da diese nicht imstande sind, sofort entgegen der rotierenden Bewegung der Trübe nach oben zu steigen, haben die Gasbläschen reichlich Gelegenheit, mit geölten Erzteilchen in Berührung zu kommen und sich mit ihnen zu verbinden. Ähnlich werden sich auch die größeren Gasblasen verhalten, die rein mechanisch in die Trübe eingeschlagen wurden.

¹⁾ Die angegebenen Daten über Leistung, Kraftbedarf, Luftverbrauch usw. sind vielfach Unterlagen der Maschinenfabriken entnommen.

Sobald jedoch die belüftete Trübe dem Einfluß der Rührbewegung entzogen ist, also in eine verhältnismäßig ruhige Zone gelangt, können die Erzteilchen unter dem Einfluß der auftriebsteilenden Luftbläschen nach oben schwimmen und sich an der Oberfläche ansammeln. Dies geschieht in dem Schaumabscheiderraum. Meist ist dies ein weiter, spitzkastenförmig ausgebildeter Behälter, der dem Belüftungsraum vorgebaut und mit ihm durch eine Rohrleitung oder durch Schlitze verbunden ist, durch welche die belüftete Trübe eintritt.

Der im Spitzkasten befindliche Trübeanteil ist nach einem einmaligen Durchlaufen des Schaumabscheiderraumes noch keinesfalls vollkommen von nutzbaren Erzteilchen befreit. Ein Teil der schwimmfähigen Erzteilchen hat noch keine Gelegenheit gefunden, sich genügend mit Luft zu beladen, ein anderer Teil fällt als Folge der immerhin noch bestehenden Unruhe, oder weil er durch Loslösen von Luftbläschen an Auftrieb eingebüßt hat, wieder in die Trübe zurück, so daß diese wohl erzärmer geworden ist, aber noch nicht als an Erz erschöpft angesprochen werden kann. Es muß ihr daher neuerlich Gelegenheit gegeben werden, dieselbe Behandlung durchzumachen. Bei Apparaten, die nur aus einer Zelle mit Spitzkasten bestehen, wird der Spitzkasteninhalt durch eine Rohrleitung, ein Wehr oder einen Schlitz in den Belüftungsraum dieser Zelle zurückgeführt, wozu die Saugkraft des Rührers meist hinreicht; dies ist z. B. auch bei einigen Laboratoriumsapparaten der Fall. Sind eine Anzahl von Zellen serienweise nebeneinander gebaut, so können zwei Möglichkeiten vorliegen: einmal kann der Spitzkasten unmittelbar mit dem zugehörigen und nachfolgenden Rührraum in Verbindung stehen, das andere Mal der Spitzkasten nur mit dem zugehörigen Rührraum und dieser mit dem nächsten Rührraum verbunden sein. Der Umlauf der Trübe aus dem Spitzkasten oder der Rührzelle in die nachfolgende Rührzelle erfolgt im allgemeinen entweder durch die saugende Wirkung des Rührers dieser Zelle (z. B. beim M. S.-Apparat) oder durch freien Fall (z. B. beim Fahrenwaldapparat). Der Vorgang der abwechselnden Belüftung und Schaumabscheidung muß so lange fortgesetzt werden, bis die Trübe praktisch keine schwimmbaren Erzteilchen mehr enthält und als metallarme Berge abgelassen werden kann.

Um das Arbeiten in den mechanischen Flotationsapparaten kontinuierlich zu gestalten, ist ein ständiges Durchströmen der Trübe notwendig. Die Zahl der Zellen des Apparates ist, wie bereits früher angedeutet, bei einer bestimmten zu verarbeitenden Erzmenge so zu bemessen, daß aus der letzten Zelle fertige Endberge abfließen, doch soll vorteilhaft eine Mindestzahl an Zellen, etwa sechs, nicht unterschritten werden. Durch richtige Wahl der Zellengröße läßt sich dies auch fast immer erreichen. Der Bergeablauf erfolgt meist über ein verstellbares Wehr, durch das der Trübespiegel im Apparat nach Bedürfnis eingestellt werden kann.

Die Agitationsapparate bieten eine Reihe von Vorteilen, die ihre große Verbreitung rechtfertigen. Diese Vorzüge liegen in der Einfachheit und Übersichtlichkeit der maschinellen Anlage und in dem erzielbaren Aufbereitungserfolg.

Mechanische Flotationsapparate mit vertikaler Welle brauchen kein Gebläse und nur dann eigene Einwirk- und Mischgefäße, wenn lange Einwirkzeiten für die Reagenzien nötig sind. Die Vorbereitung der Trübe kann meist im Flotationsapparat selbst, unter Umständen in einer vorgeschalteten Zelle ohne Spitzkasten erfolgen und ist wegen der intensiven Rührung besonders wirkungsvoll. Ein weiterer Vorzug dieser Apparate besteht in der Möglichkeit, während des Flotationsvorganges und in jedem Zeitpunkt Reagenzien zuzuführen, ein Umstand, der besonders bei der selektiven Flotation erwünscht ist.

Die Rührwerksapparate sind sehr betriebssicher, besonders wenn sie einen direkten Antrieb besitzen. Irgendwelche Verstopfungen sind nicht möglich, da ein Absetzen des Flotationsgutes in den Zellen infolge der Rührwirkung ausgeschlossen ist. Durch die mit der Rührbewegung zusammenhängende Saugwirkung der Rührflügel wird auch ein Absetzen in den Umlaufkanälen verhindert. Selbst wenn durch zeitweiliges Aussetzen der Antriebskraft oder aus anderen Gründen ein Betriebsstillstand eintritt, kann das während einer solchen Unterbrechung zu Boden gesunkene Flotationsgut beim vorsichtigen Anlassen des Rührwerkes wieder aufgewirbelt werden.

Die Bedienung von Agitationsapparaten ist einfach und bereitet selbst minder intelligenten Arbeitern keine Schwierigkeiten; die Apparate benötigen wenig Wartung.

Daß den geschilderten Vorzügen im Vergleich mit anderen Apparatetypen zuweilen ein etwas höherer Kraftverbrauch gegenübersteht, hat der Verbreitung der Agitationsapparate keinen Abbruch getan. Der erhöhte Kraftbedarf wird durch den Antrieb der schnellumlaufenden Rührwerke bedingt, die trotz ihrer hohen Umdrehungszahl bei richtiger Bauweise und Wahl geeigneter Baustoffe wenig Verschleiß zeigen und daher geringe Instandhaltungs- und Reparaturkosten verursachen. Die Lebensdauer dieser Apparate ist bei guter Konstruktion eine sehr große.

Bezüglich der Aufbereitungsergebnisse zeichnen sich die Rührapparate durch erzfreie, also reine Abgänge, mithin durch ein hohes Ausbringen aus. Der Grund für diese Ergebnisse ist in der intensiven Belüftung und in der Bildung eines besonders tragfähigen Schaumes zu suchen. Hierdurch werden fast sämtliche Erzteilchen, auch solche, die größere Abmessungen besitzen, erfaßt. Dem Vorteil sehr weitgehend erschöpfter Berge steht manchmal eine etwas geringere Höhe der Anreicherung in den zunächst gewonnenen Vorkonzentraten gegenüber. Es bereitet jedoch keinerlei Schwierigkeiten,

die Anreicherung durch wiederholte Flotation der Vorkonzentrate bei höchstem Ausbringen auf maximale Werte zu bringen. Diese Nachflotation kann auf einfache Weise in demselben Apparat erfolgen, indem die noch unfertigen Konzentrate einer der Anfangszellen zugeleitet werden und den Durchgang ganz oder teilweise wiederholen. (Siehe S. 172.) Ein und derselbe Apparat kann als Vorreiniger und Reiniger dienen, also endgültige Konzentrate und endgültige Abgänge erzeugen.

Von allen Apparatetypen sind die mechanischen Apparate gegen Schwankungen der Erzzusammensetzung und der Reagenzien am unempfindlichsten, sie werden daher in schwierigen Fällen, z. B. in Lohnflotationsanlagen (siehe S. 375), in denen Erze häufig wechselnder Zusammensetzungen flotiert werden müssen, stets anderen Typen vorgezogen.

Die Agitationsapparate haben sich bisher auf einem Gebiet eine fast unbestrittene Monopolstellung erworben: es ist dies die Kohlenflotation, bei der ihre Fähigkeit, auch gröberes Korn verarbeiten zu können, besonders in die Waagschale fällt.

Rührwerksapparate mit vertikaler Welle

Von den mechanischen Apparaten mit vertikaler Welle ist der von der Minerals Separation Ltd. herausgebrachte sogenannte M. S.-Standardapparat der verbreitetste. An seine Konstruktion lehnen sich alle anderen mehr oder weniger eng an.

M. S.-Standard- (Spitzkasten-) Apparat¹⁾

Er setzt sich aus einer Reihe von nebeneinander und auf gleicher Höhe stehenden Einzelzellen zusammen, die miteinander so verbunden sind, daß eine zwangsläufige Trübeführung, wie dies für das Gelingen eines Schwimmverfahrens erforderlich ist, gewährleistet wird. Die Größe der Zellen und ihre zu einer Einheit zusammengebaute Anzahl richtet sich in der Hauptsache nach der geforderten Leistung und den Flotationseigenschaften des Aufbegutes.

Der Standardapparat wird gegenwärtig fast ausschließlich für die Flotation von Kohle und Graphit benutzt, seltener für Erz. Er ist besonders für solche Fälle geeignet, wo der Konzentratanfall größer ist als der Anfall an Bergen.

Eine Zelle eines solchen Apparates besteht aus der Rührzelle *a*, die gleichzeitig zur Belüftung dient, und einem vorgeschalteten Spitzkasten *b*, in dem

¹⁾ DRP. 244490 (1910); 269651, 338656 (1913); 345243 (1920); A. P. 835120 (1906); 953746, 962678, 979857 (1910); 1064209, 1064723 (1913).

sich der Schaum entwickelt und gleichzeitig reinigt. Spitzkasten und Rührzelle sind, wie es die Abb. 66 zeigt, in der Höhe gegeneinander versetzt, um einen geeigneten Trübeumlauf herbeizuführen.

Die Rührzelle selbst hat quadratischen Grundriß. In ihr läuft ein von oben an einer durch ein Zwischenlager geführten Welle *c* befestigter Rühr-

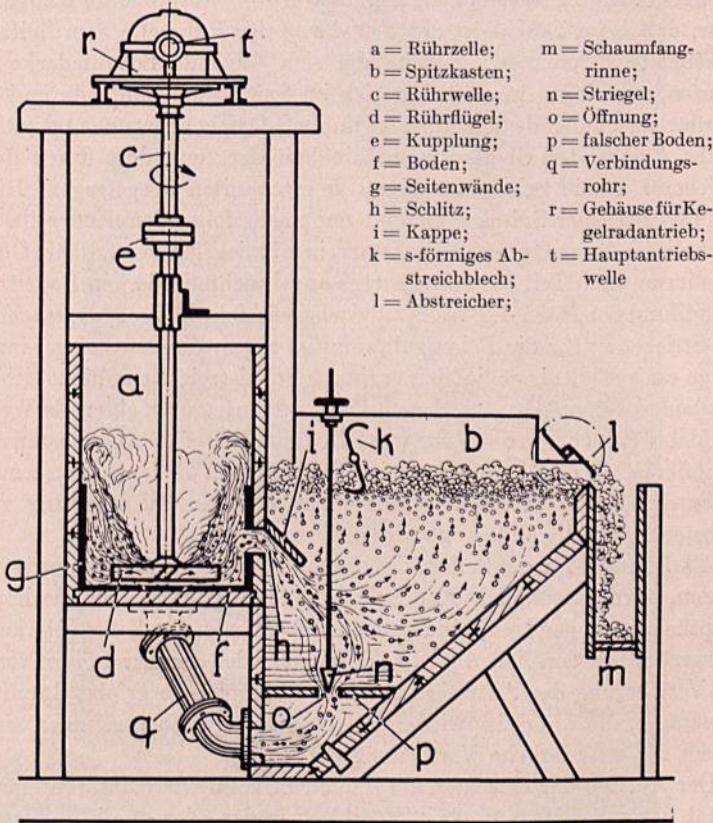


Abb. 66. M. S.-Standardapparat (Schema).

flügel *d* aus besonders verschleißfestem Guß. Die Umfangsgeschwindigkeit des Rührers beträgt etwa 6–7 m/sec. Die Welle *c* ist zur Erleichterung des Ausbaues geteilt und durch die Kupplung *e* verbunden. Die Rührer werden meist als einfache, offene Kreuzflügel gebaut, die unter einem Anstellwinkel von 40–50° ein genügendes Ansaugen der noch nicht erschöpften Trübe von der vorhergehenden Zelle sicherstellen und außerdem die innige Durchmischung und Durchlüftung der Trübe bewirken. Ermöglicht bzw. unterstützt

wird dies durch die Höhenunterschiede von Rühr- und Spitzkasten und durch den viereckigen Querschnitt des ersteren. Um den natürlichen Verschleiß in der eigentlichen Zelle zu verhindern, werden der Boden f und die Seitenwände g mit leicht auswechselbaren Verschleißbrettern oder -eisen versehen.

Rührzelle a und Spitzkasten b sind durch einen Schlitz h miteinander verbunden. Eine über dem Schlitz in dem Kasten angebrachte Kappe i sorgt dafür, daß beim Durchtritt der Trübe von der Rührzelle zum Spitzkasten ungeeignete Strömungen, welche die sich bildende Schaumdecke stören könnten, vermieden werden. Der sich im Spitzkasten bildende und an der Oberfläche sammelnde Schaum wird durch S-förmig gebogene und rotierende Bleche k nach der Überlaufkante hin befördert und dort durch den Abstreicher l in die Schaumfangrinne m mechanisch ausgetragen. Die Verbindung zwischen Spitzkasten und der nächstfolgenden Rührzelle erfolgt durch die im freien Querschnitt mittels eines Striegels n verstellbare Öffnung o eines im unteren Teil des Spitzkastens angebrachten falschen Bodens p . Die Einstellung der Höhe des Wasserspiegels geschieht in der Hauptsache durch den Striegel n ; für die Feinregulierung ist neben diesem Striegel im Spitzkasten ein verhältnismäßig kleiner (in der Schnittzeichnung nicht sichtbarer) Überlaufkasten angebracht, dessen Überlaufkante durch einen als Wehr ausgebildeten Schieber in der Höhe verstellbar ist. Dieser Überlaufkasten mündet ebenfalls neben dem Striegel n unter dem falschen Boden p , von wo aus die Trübe durch das Verbindungsrohr q zur weiteren Ausarbeitung von der nächsten Rührzelle angesaugt wird.

Als Baustoff für die Zellen, die durch ein Holzgerüst zusammengehalten werden, wird gewöhnlich Kiefernholz genommen. Um den mechanischen Ansprüchen zu genügen, sind sowohl die Wände der Zellen als auch das Holzgerüst mit den Zellen mittels durchgehender eiserner Bolzen verstärkt. Die Verlagerung des Antriebes und der Rührspindeln erfolgt durch Profileisensträger, die ihrerseits wieder mit dem Holzgerüst verbunden sind und diesem die erforderliche Versteifung geben.

Der Antrieb der einzelnen Rührspindeln kann entweder von einer horizontal liegenden Hauptwelle t über Kegeiräder oder durch unmittelbaren Einzelantrieb der einzelnen Spindeln bzw. durch Gruppenantrieb erfolgen.

Die Ansicht eines M. S.-Standardapparates gibt Abb. 67 wieder.

Der Vorgang in der Schwimmzelle ist sehr einfach. Die Aufgabetrübe wird der ersten Rührzelle von oben zugeführt, hier mit den Zusatzmitteln gemischt, die ebenfalls von oben zugegeben werden, und sodann durchlüftet. Sie tritt nun als inniges Gemisch von Flüssigkeit, Luft, festen Teilchen und Zusatzmitteln durch den Schlitz h in den Spitzkasten. Hier steigen die genügend vorbehandelten Teilchen an Luftblasen angeheftet auf und sammeln sich an der Oberfläche als Schaum, während der Rest im Spitzkasten zu

Boden sinkt und teilweise unmittelbar durch die Öffnung *o*, teilweise über das Wehr des Überlaufkastens unter den falschen Boden gelangt und von hier durch den Rührflügel der nächsten Zelle angesaugt wird. Dieser

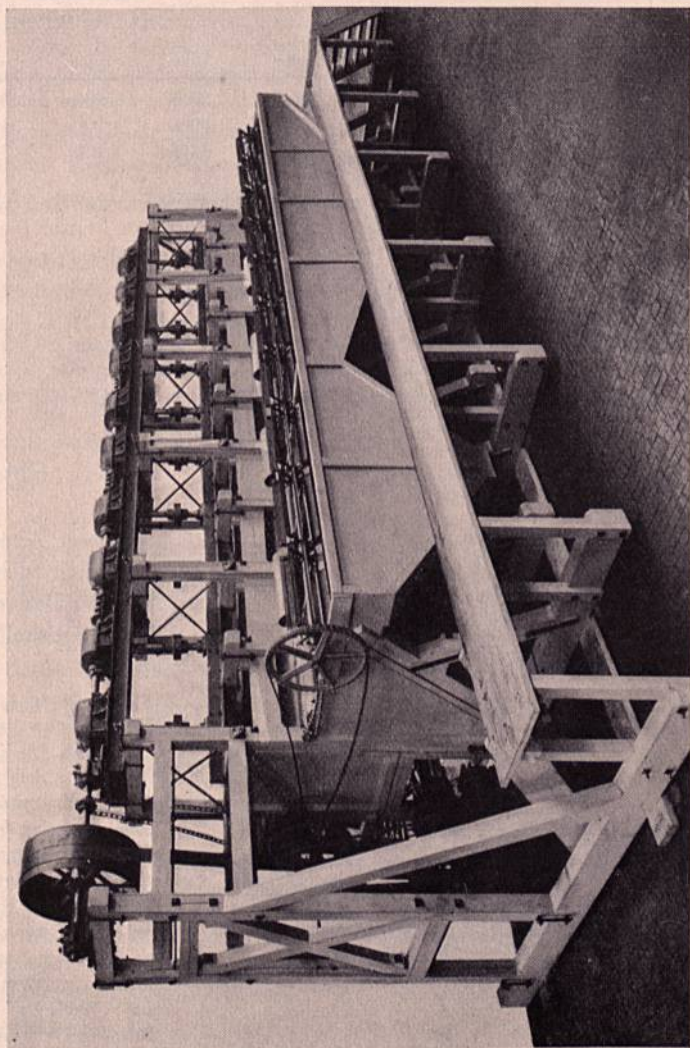


Abb. 67. M. S.-Standardapparat

Vorgang wiederholt sich von Zelle zu Zelle bis zur Erschöpfung der Trübe an Haltigem. Die Berge verlassen den letzten Spitzkasten unterhalb des falschen Bodens.

Einige Daten über Abmessungen, Umdrehzahl und Kraftbedarf sind in der folgenden Zusammenstellung für einen 10zelligen Apparat angegeben:

Rührerdurchmesser		Grundfläche der Rührzelle in mm ¹⁾	Äußerste Abmessungen in mm eines 10zelligen Apparates mit Kegelhadrantrieb			Rührer n/min	Kraftverbrauch PS
in mm	in Zoll		Länge	Breite	Höhe		
460	18	700 × 700	8700	2900	3655	260	3
610	24	900 × 900	11500	3200	3900	200	4,5
750	30	1100 × 1100	13500	3550	4450	155	7

Als Durchschnittsleistung für eine Zelle mit einem Rührflügel von 24'' (610 mm \varnothing) kann man etwa folgende annehmen:

für ein Durchschnittsaufgabegut 1 t/h je Zelle
 für ein leicht schwimmbares Aufgabegut 1,5 t/h je Zelle
 für ein schwer schwimmbares Aufgabegut 0,6 t/h je Zelle

Für einen Apparat mit einem Rührflügeldurchmesser von 30'' (750 mm \varnothing) erhöhen sich die Leistungen einer Zelle je Tonne und Stunde auf etwa das Doppelte, während sie sich für 18''-Apparate, das sind solche mit einem Rührflügel von 18'' (460 mm \varnothing) auf etwa die Hälfte verringern.

Kleinbentinkapparat²⁾

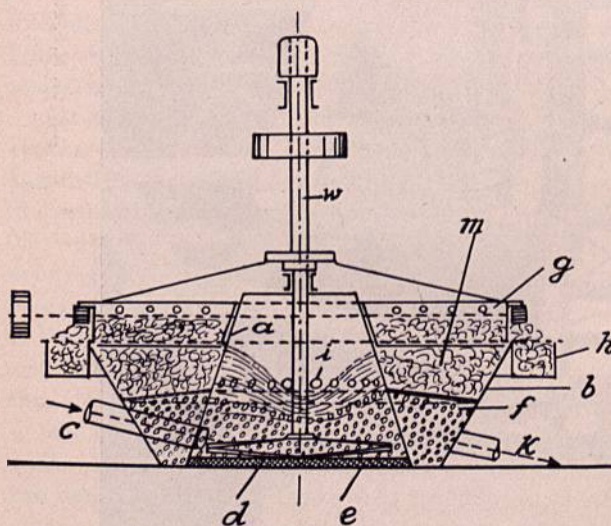


Abb. 68. Kleinbentinkapparat

Dieser Apparat lehnt sich vielfach in seiner Bauart an den M. S.-Standardapparat an.

Er besteht aus einer Blechwanne *b* (siehe Abb. 68) in der Form eines sich nach unten verjüngenden Kegelstumpfes, dessen oberer Durchmesser etwa 2 m beträgt. In diesen äußeren Konus ragt ein sich nach oben verjüngender innerer Konus *a*, in dem sich eine Welle *w* mit Rührflügel *d* bewegt; ihre Umdrehzahl ist

¹⁾ Der Inhalt einer 18''-Zelle ist 1 cbm, einer 24''-Zelle 1,5 cbm, einer 30''-Zelle 2,8 cbm.

²⁾ N. V. Vereenigde Kolenmatschappijen, Holl. Pat. 12336 (1924), 14375 (1926); DRP. 524869 (1923); Génie Civil 91, 126 (1927).

450–500 je Minute. Die Trübe tritt durch das Rohr *c* in den inneren Konus, wird dort kräftig belüftet und gelangt durch am unteren Teil der Seitenwand des inneren Konus angebrachte Öffnungen in den Außenkonus, wobei sie den Siebboden *f* durchlaufen muß. Ein Teil der Trübe tritt durch über der Höhe des Siebes liegende Öffnungen *i* wieder zurück in den inneren Konus, während sich der Schaum im Raume *m* sammelt. Er wird durch eine rotierende Abstreichvorrichtung *g* in die am Umfang angebrachten Überlaufwannen gebracht und in die Abflußrinne *h* geleitet. Meist sind mehrere Apparate stufenweise angeordnet, um Zwischenhebevorrichtungen nach Möglichkeit zu vermeiden.

Der Kleinbentinkapparat wird ausschließlich und in beschränktem Maße in einigen Kohlenwäschen verwendet. (Siehe S. 506.) Für Erze ist er nicht im Gebrauch. Der starke Verschleiß, dem er infolge der hohen Umdrehzahl seines Rührers unterliegt, dürfte seiner weiteren Einführung nicht förderlich sein. Der Kraftbedarf je Apparat beträgt etwa 10 PS; ein System aus drei Apparaten hat je Stunde einen Durchsatz von $4\frac{1}{2}$ –5 t Kohlenschlämme, bezogen auf Trockensubstanz, so daß je Tonne Durchsatz etwa 6–7 PS benötigt werden¹⁾.

Zu den Rührwerksapparaten mit vertikalen Rührern gehört u. a. der Krautapparat²⁾ und der Ruthapparat³⁾, die beide in Europa nicht eingeführt sind.

Rührwerksapparate mit horizontaler Welle

K und K-Flotationsapparat⁴⁾ (Kohlberg und Kraut)

Das wesentliche Merkmal dieses Apparates⁵⁾ besteht darin, daß die Belüftung der Trübe durch einen um eine horizontale Achse drehbaren Rotor erfolgt.

Der Apparat (siehe Abb. 69) besteht aus einem Holzbottich von 2–4 m Länge und 0,6 m Breite, der an den Längsseiten einen spitzkastenförmigen Vorbau besitzt. Es werden zwei Typen gebaut, und zwar Apparate mit einseitig und beiderseitig angebrachten Spitzkästen. Der zwischen den Spitzkästen verlaufende Längsraum ist der Belüftungsraum, in dem sich der um eine horizontale Achse drehbare Rotor bewegt. Dieser besteht aus einem hölzernen Zylinder von 450 oder 570 mm Durchmesser und einer dem Bottich entsprechenden Länge. Auf dem Zylinder sind parallel zur Drehachse, also in der Längsrichtung, keilartige Holzleisten angebracht, welche teilweise mit Gummi bezogen sind. Der Rotor bewegt sich mit etwa 170–180 Umdrehungen in der Minute. Durch die vorspringenden Holzleisten wird die Trübe erfaßt und vom Boden nach oben und umgekehrt befördert, wobei die Belüftung erfolgt. Die Luft gelangt teils durch Schlag-, teils durch Saugwirkung des Rotors in die Flotationstrübe, die an

¹⁾ Mitteilung der Schüchtermann und Kremer-Baum A. G., Dortmund.

²⁾ M. Kraut, A. P. 1549492 (1925).

³⁾ A. P. 1445042, 1463405 (1923).

⁴⁾ A. P. 1174737 (1916); 1322909 (1919); siehe auch A. P. Watt, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 57, 376 (1918); R. D. Gardner, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6285 (1930).

⁵⁾ Gebaut von der Southwestern Eng. Corp., Los Angeles.

einem Ende des Apparates nahe dessen Boden eingeführt wird. Die belüftete Trübe tritt durch ein mit Öffnungen versehenes Staubrett in den Spitzkasten, scheidet in dieser Zone von verhältnismäßiger Ruhe den Erzschaum ab, der über den Spitzkastenrand abfließt. Die noch nicht erschöpfte Trübe wird infolge der Saugwirkung des Rotors durch einen regelbaren Verbindungsschlitz zwischen dem Spitzkasten und dem Belüftungsraum in diesen zurückbefördert und dort einer neuerlichen Belüftung unterworfen.

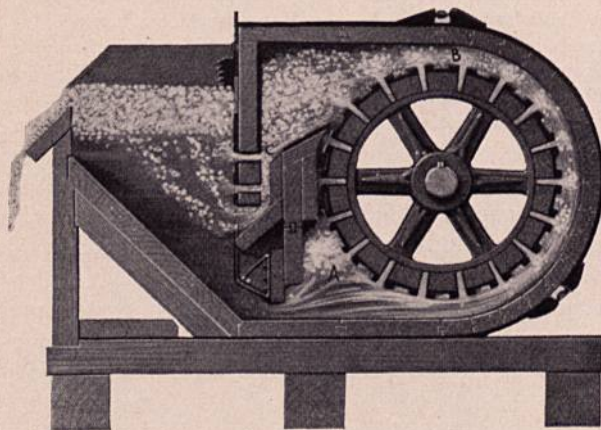


Abb. 69. Schnitt durch einen K und K-Apparat mit einseitig angebrachtem Spitzkasten

Als Anhaltswert für die Leistung¹⁾ eines 3,3 m Apparates kann

man bei einem einmaligen Durchgang 1,7–3,5 t/Std. annehmen; der Kraftbedarf beträgt etwa 8 PS, entsprechend 4,7–2,3 PS je Tonne.

Aus maschinentechnischen Gründen können die Apparate nicht länger als etwa 4 m gebaut werden; deshalb ist bei größeren Leistungen ein Parallelstellen mehrerer hintereinander geschalteter Apparate notwendig, wobei dann eine Anzahl Apparate Mittelprodukte liefert, die unter Umständen nach einer Zwischenreinigung dem ersten Apparat wieder zugeführt werden. Im übrigen gelten auch für diese Art Schwimmapparate alle die Schaltungsmöglichkeiten, die auf S. 174 angegeben sind.

Ein anderer Apparat dieses Types ist die Parkerzelle²⁾, die dem K und K-Apparat sehr ähnelt, aber keine Trennwand zwischen Spitzkasten und Rotorraum hat. Der Rotor bewegt sich mit 60 Umdrehungen/min. Eine Abart ist der Benett-Parkerapparat, der in einem Einzelfall in Europa (Frankreich) in Anwendung steht.

Der Zieglerapparat³⁾ ähnelt gleichfalls dem K und K-Apparat, nur wird die Trübe aus dem tiefer angebrachten Spitzkasten durch einen Luftheber in den Rührraum zurückgehoben.

¹⁾ Bull. 200A d. Southwestern Eng. Corp., Los Angeles.

²⁾ A. P. 1492933 (1924); J. O. Greenan und E. M. Bagley, Eng. Min. Journ. 113, 1032 (1922); 126, 174 (1928).

³⁾ W. L. Ziegler, A. P. 1324139 (1919).

b) Druckluft-Flotationsapparate

Allgemeines und Einteilung

Mit diesem Namen werden alle jene Apparate bezeichnet, bei denen die Flotationsluft unter Druck in die Trübe eingeführt und dann dispergiert wird. Für den Betrieb dieser Apparate ist also als wesentlicher Bestandteil ein Kompressor oder Gebläse nötig, dagegen fehlt dieser Apparategruppe ein mechanisches Rührwerk innerhalb des Apparates selbst, wodurch sich ihre Bauart vereinfacht.

Zu berücksichtigen bleibt jedoch, daß diese Apparate als Nebenapparatur außer dem der Lufterzeugung dienenden Gebläse zum Vorbereiten der Trübe stets besondere, meist mit Rührwerken versehene Einwirkgefäße bzw. Mischer brauchen. Dies ist nötig, weil bei ihnen im Gegensatz zu den Agitationsapparaten keine Möglichkeit besteht, die notwendige kräftige Durchmischung der Trübe mit den Flotationsreagenzien zu bewerkstelligen.

Ein Vorteil der Druckluftapparate liegt in ihrer einfachen Bauart und damit im Zusammenhang stehend in den verhältnismäßig niedrigen Herstellungskosten.

Die in die Trübe eingeleitete Preßluft hat bei den Druckluft-Flotationsapparaten zwei Aufgaben zu erfüllen: einmal hat sie die Belüftung der Trübe, das andere Mal die Aufrechterhaltung des Schwebzustandes der festen Trübebestandteile zu besorgen, indem sie an Stelle mechanischer Rührer die Trübe in Bewegung hält und dadurch ein Absetzen des Trübefesten verhindert. Eine weitere Aufgabe der Luft besteht bei einzelnen Apparatetypen darin, den notwendigen Trübeumlauf innerhalb der Apparatur zu bewerkstelligen bzw. zu unterstützen.

Das Fehlen mechanischer Rührvorrichtungen, die ein Absetzen von auch verhältnismäßig grobem Korn verhindern, hat zur Folge, daß Druckluft-Flotationsapparate sich im allgemeinen weniger dazu eignen, grobes Korn zu verarbeiten, als Agitationsapparate. Druckluftapparate sind deshalb vorwiegend für die Flotation von feinen Kornklassen und Schlämmen verwendbar.

Druckluftapparate verbrauchen, selbst unter Berücksichtigung der zur Erzeugung der Druckluft erforderlichen Kraft für die Gebläse oder Kompressoren, weniger Kraft als Apparate mit mechanischer Rührung. Dies gilt in der Hauptsache jedoch nur für die Flotation von einmetallischen, leicht zu flotierenden Erzen. Bei mehrmetallischen Erzen oder solchen, die eine mehrmalige Nachreinigung erfordern, kann dieser Vorteil ganz oder teilweise dadurch aufgehoben werden, daß ein selbsttätiges Zurücksaugen bzw. Weitersaugen in einen vor- oder nachgeschalteten Apparat nicht möglich ist,

und hierfür meist besondere Hebevorrichtungen, die ihrerseits Kraft verbrauchen, vorgesehen werden müssen.

Druckluftapparate werden im allgemeinen nicht wie mechanische Apparate serienweise aneinander gebaut, sondern einzelne Apparate, nötigenfalls in bedeutender Länge, nebeneinander aufgestellt; die Trübe des ersten Apparates wird, je nachdem die Zellen in gleicher oder verschiedener Höhe stehen, mit eigenem Gefälle oder Pumpen, Lufthebern, Heberädern usw. dem nächstfolgenden Apparat zugeleitet. Da man durch Verlängerung der einfachen Flotationsbottiche leicht Apparate von sehr großen Leistungen herstellen kann, zieht man ein Hintereinanderstellen mehrerer langer Zellen dem verhältnismäßig umständlichen Aneinanderbauen mehrerer kurzer Zellen vor.

Je nach der Art der Lufteinführung sind folgende Apparatetypen zu unterscheiden:

1. Apparate, bei denen die Luft nicht unmittelbar, sondern durch poröse Mittel, wie Gewebe, durchlochtes Gummi, luftdurchlässige künstliche Steine usw., in die Trübe eingeführt und dadurch in feinste Blasen zerteilt wird. Diese Apparate sollen im weiteren kurz pneumatische Apparate genannt werden. Sie stellen die ältesten Druckluftapparate dar: zu den wichtigsten gehören die Callowzelle und ihre Abarten, wie der Inspirationapparat und die MacIntoshzelle.

2. Apparate, bei denen die Luft unmittelbar aus verhältnismäßig weiten Rohröffnungen in die Trübe eintritt. Diese Apparate heißen Freiluft- (free-air) oder Luftheber- (air-lift) Apparate, ihre wichtigsten Vertreter sind der Ekof-, Forrester- und Southwesternapparat.

Pneumatische Apparate

Allgemeines

Bei den pneumatischen Apparaten¹⁾ befindet sich die Trübe während des ganzen Flotationsvorganges infolge des Fehlens mechanischer Rührwerke in einem Zustand verhältnismäßiger Ruhe, die auch durch das Aufperlen der kleinen Luftblasen nicht stark gestört wird; zum mindesten treten nicht, wie bei den Agitations- oder Freiluftapparaten, Wirbelströmungen auf, die ein Aufwallen der Trübe verursachen und dadurch das Aufschwimmen der erzeladenen Luftblasen in dem eigentlichen Belüftungsraum unmöglich machen. Bei den pneumatischen Apparaten kann daher das Aufschwimmen der erzeladenen Luftblasen in demselben Raum erfolgen, in dem die Belüftung stattfindet; sie bedürfen also im Gegensatz zu den mechanischen und

¹⁾ Vgl. E. W. Mayer, Kohle u. Erz 27, 351 (1930).

Freiluftapparaten keines gesonderten Schaumabscheideraumes. Hierin liegt ein grundsätzlicher Unterschied zwischen den pneumatischen Apparaten und allen anderen.

Da keine Wirbelbewegungen vorhanden sind, ermöglicht die ruhige Arbeitsweise der pneumatischen Apparate leicht die Erzeugung reiner Konzentrate, denn die Bergeteilchen haben weniger Gelegenheit, mechanisch in den Schaum gewirbelt zu werden, und außerdem haben die an Luftblasen haftenden Erzteilchen beim Aufsteigen durch die ziemlich hohe, verhältnismäßig ruhige Trübeschicht die Möglichkeit, etwa mitgerissene Bergeteilchen wieder abzustößen. Hingegen ist es bei diesen Apparaten schwieriger, in einem Arbeitsgang reine Berge zu erzielen. Um dies zu erreichen, wird die aus dem ersten Apparat abfließende, noch nicht ganz ausgearbeitete Trübe in einer weiteren Zelle oder mehreren nachgeschalteten Apparaten nochmals der Flotation unterworfen. Die geschilderten Verhältnisse bilden den Grund, daß pneumatische Apparate mit Vorliebe dort Verwendung finden, wo hohe Anreicherung in den Konzentraten verlangt wird; sie werden daher häufig als Reiniger verwendet. Auf die restlose Erschöpfung der Abgänge kann man bei der Nachreinigung verzichten, weil die Reinigerabgänge im Kreislauf immer wieder den Vorreinigern zugeführt werden, also Verluste an metallführenden Bestandteilen nicht eintreten können. In Anlagen, in denen leichtflotierbare Erze geschwommen werden, stehen pneumatische Apparate als einziger Apparatetyp erfolgreich in Verwendung, wozu auch ihr niedriger Kraftverbrauch anregt.

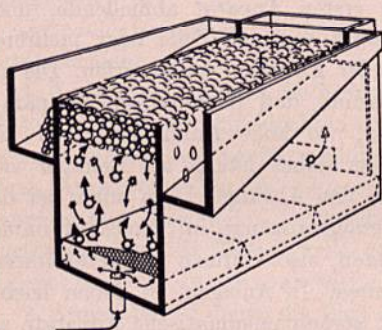
Die Schaumhöhe kann in pneumatischen Apparaten innerhalb gewisser Grenzen nach Bedarf durch Einstellen des Trübespiegels geregelt werden. Unter dem Einfluß der Flotationsluft wird ständig neuer Schaum gebildet, der den an der Oberfläche befindlichen über den Rand des Flotationskastens hebt und zum Abfließen bringt. Es ist daher bei diesen Apparaten nicht nötig, den Schaum durch mechanische Abstreichvorrichtungen zu entfernen. Die Geschwindigkeit und Menge des Schaumüberlaufs ist durch Einstellung des Wasserspiegels und der Luftmenge den Bedürfnissen entsprechend zu regeln. Dies gestattet in manchen Fällen eine feinere Einstellung des ganzen Flotationsvorganges, als es bei den Rührwerksflotationsapparaten möglich ist; auf der anderen Seite sind jedoch pneumatische Apparate gegen Schwankungen in der Luftzufuhr, und zwar der Menge wie dem Druck nach, empfindlich und bedürfen daher unter Umständen einer aufmerksameren Überwachung als die Agitationsapparate.

Im folgenden sollen die bekanntesten pneumatischen Apparate beschrieben werden.

Callows Pneumatischer Standardapparat

Der erste pneumatische Flotationsapparat stammt von J. M. Callow¹⁾, der 1914 eine pneumatische Zelle patentiert erhielt. Die „Callowzelle“ stellt einen der wichtigsten Fortschritte in der apparativen Entwicklung der Flotationsverfahren dar und ist die Grundform aller späteren pneumatischen Apparate geworden. Trotzdem die alte Callowzelle vielfach durch andere neuzeitlichere pneumatische Apparate ersetzt worden ist, soll sie als Typus hier genauer beschrieben werden.

Das Neuartige der Erfindung war die Einführung der Flotationsluft in die Trübe durch poröse Mittel, wie Gewebe verschiedener Art, z. B. Segelleinen, Filtertuch, keramische Massen und ähnliches. Zur Überwindung der Widerstände innerhalb dieser durchlässigen Stoffe und des der Trübehöhe entsprechenden hydrostatischen Druckes, muß die Luft unter einen bestimmten Überdruck in die Zelle eingeführt werden, wozu Gebläse oder Kompressoren notwendig sind.



Luftzuführung

Abb. 70. Callowzelle (Schema)

Aus den mannigfachen Übergangsformen der Callowzelle, hat sich im Laufe der Jahre die heute noch vereinzelt in Verwendung stehende Callow-Standardzelle entwickelt,

die bis 1928 der am weitesten verbreitete pneumatische Flotationsapparat und einer der meist verwendeten Flotationsapparate überhaupt war²⁾.

Die Callowzelle, Abb. 70, besteht aus einem rechteckigem Holzbottich, der häufig einen unter etwa 15° geneigten porösen Boden besitzt. Die Normalzelle ist 2,8 m lang, 0,6 m breit und an der Trübeeintrittsseite etwa 0,8 m, an der Bergeablaßseite etwa 1,2 m tief. Der Zellenboden wird durch eine zwei- bis vierfache Lage von Segelleinen gebildet, das zwischen Gittern und Sieben befestigt ist. Um eine gute und möglichst unabhängige Regelung des Luftzutrittes zu ermöglichen, wird der Siebboden häufig in mehrere (meist 8) miteinander nicht unmittelbar in Verbindung stehende Luftpokammern unterteilt, von denen jede eine Einführungsleitung für Druckluft besitzt, deren Menge durch ein Ventil regelbar ist.

¹⁾ DRP. 361596 (1920); 408497 (1920); A. P. 793695, 806361 (1913); 1104755 (1914); 1124853, 1124853, 1124855, 1141377 (1915); 1176428, 1182748, 1201934 (1916); 1329335 (1920); 1366766/67 (1921).

²⁾ Quarterly 42.

Diese Anordnung ermöglicht es, an verschiedenen Stellen der Zelle mit verschiedenen Luftmengen zu flotieren, z. B. am Austrittsende des Apparates mit mehr Luft als am Eintrittsende. Die durch den porösen Boden von unten in die Trübe eingeführte Druckluft zerteilt sich beim Durchströmen des durchlässigen Gewebes in eine Unzahl kleinster Luftbläschen, die langsam in der Trübe aufsteigen. Hierbei treffen sie auf vorher in Rührwerken oder Mischern vorbehandelte und „geölte“ Erzteilchen, denen Gelegenheit geboten wird, sich mit ihnen zu verbinden, und die sie als Folge der Auftriebswirkung in die Höhe tragen. Da dauernd neue Luftblasen entstehen, können allmählich alle schwimmbaren Teilchen an die Oberfläche der Trübe steigen. Die mit Erzteilchen beladenen Luftblasen schwimmen ruhig an die Trüboberfläche und bilden dort einen dichten Erzschaum, der über die oberen Kanten des Bottichs in geneigte Konzentratrinnen abfließt. Die ganz oder teilweise erschöpfte Trübe verläßt den Apparat am Austragende durch ein einstellbares Wehr, das gleichzeitig zur Regelung der Höhe des Trübespiegels dient, und wird, falls sie erschöpft ist, abgelassen, falls sie weiterbehandelt werden soll, einer nächsten Zelle zugeführt. Die in großer Zahl aufperlenden Luftbläschen genügen im allgemeinen, um ein schnelles Absetzen der festen Trübebestandteile zu verhindern; unterstützt wird das Inschweben der Mineralteilchen durch das ständige Strömen der Flotationstrübe im Apparat.

Eine Callowzelle der beschriebenen Art und Größe kann innerhalb eines Aufbereitungssystems stündlich 1,5–3 t Erz durchsetzen, je nachdem Schlamm oder gröberes Gut flotiert wird. Die Durchsatzleistung des Apparates bezogen auf 1 qm poröser Bodenfläche schwankt zwischen rd. 1 und 2 t/h. Für den Betrieb der Apparate ist Luft von 0,2–0,35 atü nötig. Der Luftverbrauch, der von der Natur der Erze stark abhängig ist, liegt zwischen 1,8 cbm und 3,5 cbm angesaugte Luft je min und qm poröser Bodenfläche; im allgemeinen ist mit 2,5 cbm Luft je qm und min zu rechnen¹⁾. Jede Zelle mit den angegebenen Maßen (2,8 × 0,6 qm) Bodenfläche verbraucht an Kraft für die Lufterzeugung zwischen 3¹/₂–4 PS, das entspricht etwa 2–4 PS/t. Bei langen, schmalen Zellen rechnet man mit etwa 2,7 PS/qm poröser Bodenfläche. Nach Angaben von J. M. Callow²⁾ verarbeiten 8 Standard-Vorreiniger und 2 Reiniger bei der National Copper Co. täglich 500 t Erz, also etwa 21 t/h. Hierzu sind in der Minute rd. 27 cbm Luft mit einem Druck von 0,28 atü nötig; für jede Zelle werden 3,5 PS je Tonne Erz verbraucht. Bei größeren Anlagen werden mehrere, z. B. 3–4 Callow-Vorreinigerzellen parallel geschaltet und deren Konzentrat in einen gemeinsamen Reiniger geleitet.

Die Callowzelle hat in einigen amerikanischen Aufbereitungsanlagen gewisse, den jeweiligen örtlichen Verhältnissen angepaßte Abänderungen

¹⁾ Vgl. R. E. Byler, Min. Mag. 42, 147 (1930).

²⁾ Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 54, 14 (1917).

erfahren. So z. B. sind bei der Miami Copper Co. zur Raumersparnis große, 6 m lange, 2 m breite und etwa 1 m tiefe Zellen in Verwendung (Miami typ). Jede dieser Zellen ist durch eine bis zum Boden verlaufende Längsmittelwand und drei Querwände in acht Zellen unterteilt. Von den Querwänden reicht die mittlere bis zum Boden und ist als Wehr ausgebildet. Die erste und dritte Mittelwand hat Durchlässe über dem porösen Boden und dient zur Führung der Trübe. An diesen Apparaten konnte man feststellen, daß der weitaus größte Teil der Flotationsarbeit in den ersten Zellen des Apparates geleistet wird. Indem man den Metallgehalt der Berge in jeder einzelnen Abteilung feststellte und die in jeder Abteilung anfallenden Konzentrate mengenmäßig und ihrer Zusammensetzung nach untersuchte, ergab sich ein interessantes Bild über den Verlauf der Flotation in pneumatischen Apparaten. In den folgenden Tabellen¹⁾ sind diese Verhältnisse zusammengestellt.

Bei einem durchschnittlichen Kupfergehalt der Flotationstrübe von 1,58% Cu und einem Gehalt des Gesamtkonzentrates von 28,29% Cu zeigten die Gehalte in den Abgängen der einzelnen Abteilungen und das dazugehörige Ausbringen die folgenden Werte:

	Cu-Gehalt der Abgänge %	Cu-Ausbringen in % zusammen	Cu-Ausbringen in jeder Abteilung %	Cu-Ausbringen, bezogen auf die Gesamt- konzentratmenge %
Abteilung 1	0,32	79,9	79,9	85,6
Abteilung 2	0,16	90,5	10,6	11,4
Abteilung 3	0,12	93,2	2,7	2,9
Abteilung 4	0,11	93,3	0,1	0,1

Dies zeigt, daß schon im ersten Viertel des Apparates über 85% des gesamten Ausbringens an Kupfer gewonnen werden, und daß die letzte Hälfte insgesamt nur 3% des Metalls, bezogen auf das gesamte Fertigungskonzentrat, liefert. Über die Höhe der Anreicherung der in den Einzelabteilungen getrennt aufgefangenen Konzentrate gibt die folgende Darstellung ein aufschlußreiches Bild:

A und B sind zu verschiedenen Zeitpunkten ausgeführte Versuche.

	Versuch A % Cu im Konzentrat	Versuch B % Cu im Konzentrat
Abteilung 1	34,48	35,96
Abteilung 2	18,90	20,47
Abteilung 3	11,77	11,87
Abteilung 4	11,01	9,35
Insgesamt	23,00	27,21

Die reichsten Anteile ergeben sich also in der ersten Hälfte des Apparates.

¹⁾ Nach A. F. Taggart, a. a. O. 811 (umgerechnet).

In ähnlicher Weise konnte festgestellt werden, daß bei einem gewöhnlichen Callow-Standardapparat 80% der Konzentrate innerhalb der ersten 40 cm des Apparates gewonnen werden.

Inspirationapparat

Eine weitere vereinzelt angewendete Abart der Callowzelle ist die Inspirationzelle¹⁾, so genannt nach dem Ort ihrer Entwicklung, der Inspiration Mine. Sie ist besonders für große Leistungen berechnet. Eine ihrer üblichsten Ausführungsformen (siehe Abb. 71) besteht aus einem etwa 20 m langen Bottich von 1,2 m Breite und 1,5 m Tiefe, der aus Holz, Stahlblech oder Beton hergestellt wird und einen mit porösem Stoff bespannten geneigten Boden besitzt; die Neigung beträgt etwa 40 mm je laufenden Meter. Der poröse Boden ist in Einzelkammern unterteilt, die leicht auswechselbar

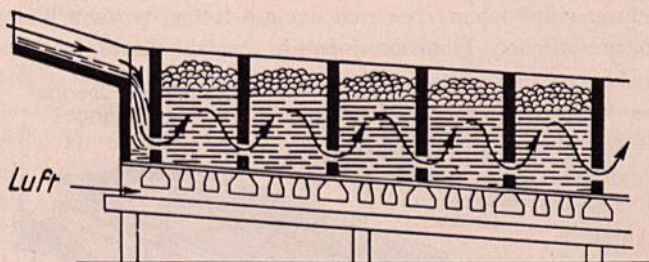


Abb. 71. Schematische Darstellung eines Inspirationapparates

sind. Das kennzeichnende Merkmal der Inspirationzelle sind Querscheidewände, die der ganzen Bottichlänge entlang in Abständen von etwa 1 m angebracht sind und dem Bottich in 15–20 Abteilungen unterteilen. Die Querwände besitzen 10 cm vom Boden entfernt Schlitz von 1 m Länge und 15–20 cm Höhe. In dem Boden des Bottichs, leicht auswechselbar eingesetzt, sind mit Segelleinen überspannte, flache Luftkammern untergebracht, denen die Luft durch Rohre zugeführt wird, welche von einer über dem Apparat verlaufenden Sammelleitung nach unten abzweigen. Die mit Schlitz versehenen Querwände gestalten die Bewegung des Trübestromes zu einer zwangsläufigen. Die Strömung soll ein nennenswertes Absetzen von Schlamm auf dem porösen Boden verhindern. Durch einen Überlauf am Ende jeder achteiligen Einheit²⁾ wird die Regelung des Trübespiegels vor-

¹⁾ R. Gahl, A. P. 1346817/18 (1920); 1401598 (1921); R. Gahl, Trans. Amer. Inst. Met. Eng. 60, 611 (1917); R. Richards und C. E. Locke, Text Book of Ore Dressing 283 (1925); E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 126, 606 (1928); B. W. Holman, Min. Mag. 38, 82 (1928).

²⁾ Mitteilung von H. F. Adams, Inspiration.

genommen. Meist bilden zwei nebeneinander aufgestellte Apparate, die eine gemeinsame Bottichlängswand besitzen, eine Einheit.

Die Leistung¹⁾ eines solchen Doppelapparates mit je 32 Vorreinigerzellen und 6 Reinigerzellen schwankt je nach der Natur und Korngröße der verarbeiteten Erze zwischen 50 t/h für kurze Flotationszeiten und 25 t/h bei schwerer schwimmbaren Erzen. Bei der Inspiration Consolidated Copper Co.²⁾, Inspiration, Arizona, beträgt die Leistung je qm freier poröser Bodenfläche 1,5 t/h. Der Luftverbrauch je qm freier poröser Bodenfläche beläuft sich auf 0,24 cbm/min, je Tonne Erz auf 0,07 cbm/min; der Luftdruck beträgt 0,34 kg/qcm; der Kraftverbrauch je Tonne verarbeiteten Erzes ist 2,03 kWh, wovon auf den Kompressor 1,89 kWh und auf die Pumpen 0,14 kWh entfallen.

MacIntoshzelle

Ein schwer empfundener Nachteil der mit festen, porösen Böden arbeitenden pneumatischen Flotationsapparate besteht darin, daß sich gröbere und feinere Schlämme trotz der Belüftung auf den durchlässigen Geweben absetzen und Anlaß zu Verstopfungen geben, die nicht selten Betriebsstörungen, ja zeitweise sogar Betriebseinstellungen zur Folge haben. Solche Verstopfungen können eintreten, wenn die Luftrührung nicht

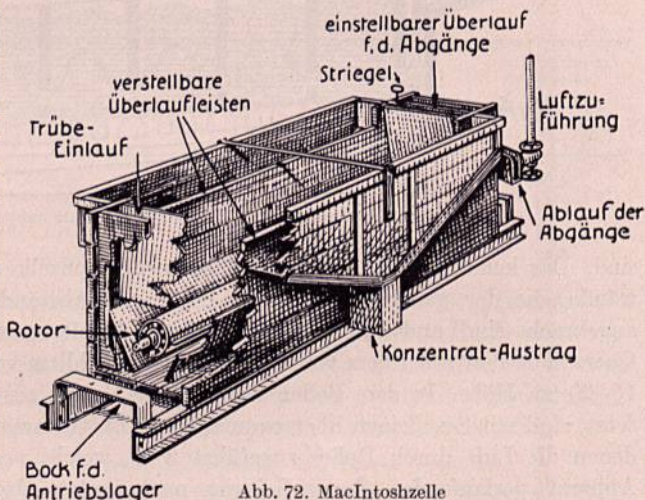


Abb. 72. MacIntoshzelle

genügt, um ein Absetzen der festen Trübeile vollkommen zu verhindern.

Es ist klar, daß sich infolge des Absetzens fester Teile aus der Trübe die Poren des Gewebes allmählich zusetzen, so daß zum Durchpressen der Flotationsluft immer höhere Drücke notwendig werden. Das Zusetzen der Gewebeporen kann ein solches Maß annehmen, daß eine Weiterarbeit unmöglich wird, bevor nicht die Tücher gereinigt worden sind. Die geschilderten

¹⁾ Eng. Min. Journ. 102, 679 (1916); 109, 1314 (1920).

²⁾ Mitteilung der Inspiration Consolidated Copper Co.

Schwierigkeiten wuchsen noch erheblich, als man allgemein dazu übergang, in durch Kalk alkalisch gemachten Trüben zu flotieren. Der Kalk kann unter Umständen durch Bildung unlöslichen Kalziumkarbonats in den Poren der Tücher diese nach kurzer Zeit (2–4 Wochen) vollständig verlegen. Es hat nicht an Versuchen gefehlt, diese Übelstände zu beseitigen; der Einbau von Rührwerken, das Abbrausen der Tücher von außen und innen, die Ausbildung der Tücher als Rührfügel von Rührwerken, die starke Schrägstellung der porösen Flächen und viele andere Vorkehrungen konnten aber nur unvollkommene Abhilfe schaffen. Erst die Ausbildung des porösen Mit-

tels als beweglichen Rotor durch J. C. MacIntosh bei der Nacozari-Anlage¹⁾ der Phelps Dodge Corp. hat eine technisch befriedigende Lösung ergeben. Diese MacIntoshzelle²⁾ konnte in den letzten Jahren die pneumatischen Apparate mit feststehendem porösen Boden fast völlig verdrängen.

Dieser Apparat (Abb. 72) besteht aus einem Holzbottich von etwa 1,25 m Breite und 1,2 m Höhe, dessen Länge je nach der gewünschten Leistung bemessen wird. Die Normalzelle ist 3 m lang, doch werden auch solche von 4 m, 5 m und 6 m Länge gebaut. Entlang den beiden Längsseiten führen die starkgeneigten Konzentratrinnen. Die unteren Seitenwände der MacIntoshzelle sind beiderseitig abgeschrägt, um tote Winkel zu vermeiden. Jede Zelle besitzt am Austragende neben dem durch Holzleisten zu regelnden Bergeablauf am Boden einen sog. Grobkornablaß in Form eines Kegelventils; es empfiehlt sich, dieses als automatisches Schwimmerventil (siehe Abb. 73) auszubilden³⁾,

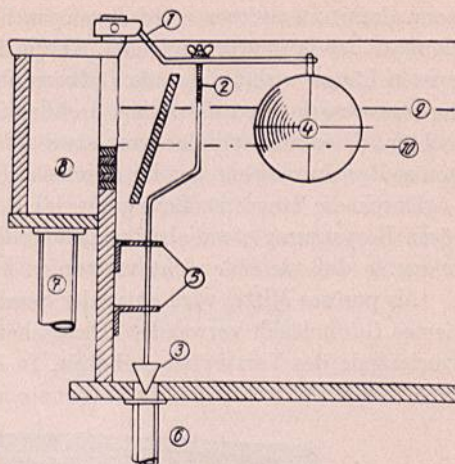


Abb. 73. Automatischer Grobkornablaß für die MacIntoshzelle

1 = Gekröpfter Flacheisenhebel; 2 = Steuerstange für Ventilkegel; 3 = Ventilkegel; 4 = Schwimmer; 5 = Führungswinkel; 6 = Grobkornaustrag; 7 = Feinbergeablaß; 8 = Leisten zur Einstellung der Höhe des Trübespiegels; 9 = Schaumübertrittskante; 10 = Höhe des Trübespiegels

¹⁾ Wm. T. MacDonald, Eng. Min. Journ. 126, 678 (1928).

²⁾ A. P. 1608896 (1925); DRP. 512479 (1930). Siehe auch Eng. Min. Journ. 122, 874 (1926); Met. u. Erz 24, 140 (1927); J. G. Palmer, Can. Min. J. 49, 965 (1928); W. B. Maxwell, Can. Min. J. 51, 367 (1930); C. A. Mitke, Eng. Min. Journ. 128, 960 (1929); G. J. Young, Eng. Min. World 1, 426 (1930); C. G. McLachlan, Flot. Pract. 251; E. W. Mayer, a. a. O.; B. W. Holman, a. a. O. 86.

³⁾ H. Salau, Met. u. Erz 28, 246 (1931).

wenn damit zu rechnen ist, daß gelegentlich Überkorn in mehr als üblicher Menge in der Trübe vorhanden ist. Knapp über dem Boden und entlang seiner ganzen Länge verläuft der als Luftverteilungsvorrichtung dienende Rotor, der um eine horizontale Achse drehbar ist. Er besteht aus einem durchlochten Eisenblechzylinder von etwa 30 cm Durchmesser, über den eine poröse Bespannung gezogen ist, durch welche die Luft hindurch gedrückt wird.

Durch die langsame Bewegung des Rotors müssen alle sich auf der porösen Bespannung etwa absetzenden Teile der Trübe von selbst herunterfallen, so daß sie sich nicht verstopfen kann.

Als poröses Mittel wird entweder Segelleinen oder seit einiger Zeit perforiertes Gummituch verwendet. Dieses hat sich besonders bewährt und alle Übelstände des Verstopfens behoben. In Amerika sind mit diesem Gummituch bespannte Rotoren über 15 Monate ununterbrochen in Gebrauch, ohne

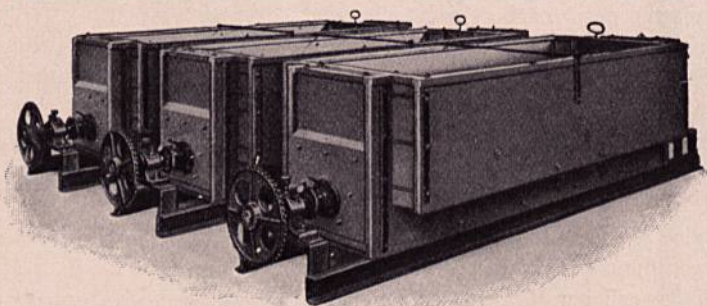


Abb. 74. MacIntoshzellen

daß Verstopfungen eingetreten wären¹⁾. Die perforierten Gummibezüge sind etwa 2 mm dick und haben ungefähr 35 Öffnungen je qcm. Die Verwendung der Gummitücher hat alle den gewebten Tüchern anhaftenden Nachteile beseitigt, besonders die Möglichkeit ungleichmäßiger Luftverteilung, die leichte Verstopfbarkeit der Tücher durch aufgesaugte Schwebestoffe und den durch diesen Umstand bedingten höheren Kraftverbrauch als Folge des benötigten höheren Luftdrucks.

Die Gummitücher werden auf am Rotor diametral angebrachten Stiftleisten aufgeknöpft, die überlappten Längsstöße mit Gummilösung verklebt. An den beiden Enden des Rotors wird das Gummituch durch Kupferdraht luftdicht befestigt. Zum Abdichten der Stiftlöcher wird auf jeden Stift eine Gummischeibe aufgesetzt. Die Stiftlöcher dienen gleichzeitig zum Befestigen der im weiteren beschriebenen Winkeleisen²⁾.

¹⁾ Mitteilung der General Engineering Co., Salt Lake City. Met. Bull. Geco 5, 12 (1930); s. auch R. E. Byler, Min. Mag. 42, 147 (1930).

²⁾ Vgl. H. Salau, a. a. O.

Die Hohlachse des Rotors ist mittels Stopfbüchsen durch die beiden Stirnwände des Bottichs geführt (Abb. 74). Der Antrieb des Rotors, der sich langsam, mit etwa 15–20 Umdrehungen je Minute dreht, erfolgt meist über Kettenräder. An dem der Antriebsseite gegenüberliegenden Ende wird durch die hohl ausgebildete Achse die Druckluft in den Rotor eingeführt und zerteilt sich beim Durchstreichen der porösen Bespannung in feinste Luftblasen. Manchmal, z. B. bei Reinigerzellen, ist es angezeigt, dem Rotor die Luft von beiden Seiten zuzuführen, um an den beiden Hälften der Zelle mit verschiedenen Luftmengen arbeiten zu können;

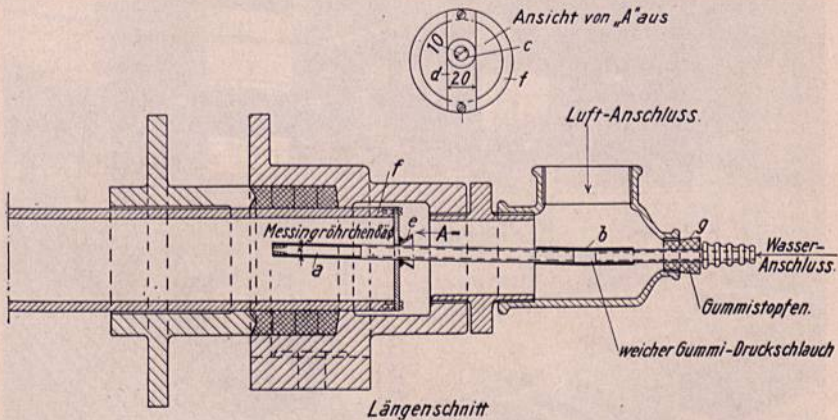


Abb. 75. Spritzdüse für MacIntoshrotor

in solchen Fällen wird der Rotor innen durch eine Querwand geteilt. Auf dem Rotor sind zwei aus Winkeleisen bestehende schmale Längsrippen angebracht, deren Zweck es ist, der Trübe eine kleine schwingende Bewegung zu geben, die dem Absetzen der festen Teilchen entgegenarbeitet und gleichzeitig das Überlaufen des Schaumes über die Überlaufkanten befördert.

Sofern nicht durch Verwendung perforierten Gummis ein Zusetzen der Rotorbespannung vermieden wird, kann dies bei Tüchern auch mit gutem Erfolg dadurch erreicht werden, daß durch die eingeführte Druckluft Wasser aus einer Düse innerhalb des Rotors verstäubt¹⁾, so daß das poröse Material von innen aus stets durchfeuchtet wird (vgl. Abb. 75). Durch diese einfache Maßnahme kann ein Eintrocknen und Verkrusten der durch Kapillarwirkung in das Gewebe eingedrungenen kalkhaltigen Trübe vermieden werden oder nur viel langsamer erfolgen.

¹⁾ Mitteilung von Herrn M. Schiechel, Frankfurt a. M.; R. Glatzel, Met. u. Erz 28, 12 (1931).

Die Auswechslung eines Rotors nimmt nach W. B. Cramer¹⁾ etwa 20–30 Minuten in Anspruch. Der für die Rotordrehung aufzuwendende Kraftverbrauch schwankt je nach der Länge der Zelle zwischen 0,3 und 0,75 PS; meist werden zum Antrieb 1 PS-Motoren gewählt.

Abb. 76 zeigt eine aus MacIntoshzellen bestehende Großanlage (Silver King Coalition Co., Park City, Utah) mit Einzelantrieb.

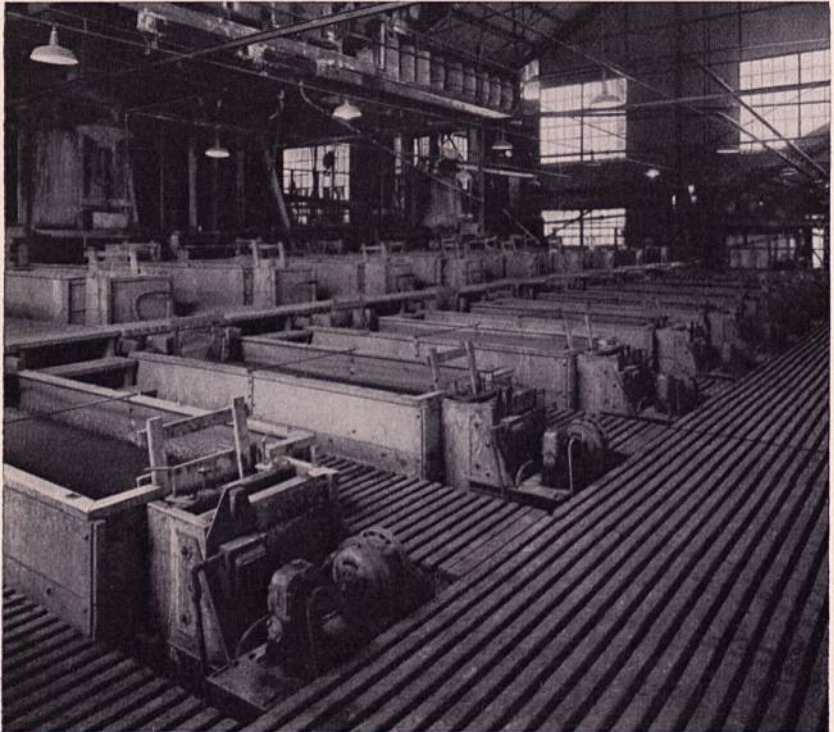


Abb. 76. MacIntoshanlage (Silver King Coalition Co.)

Die Leistung einer MacIntosh-Normalzelle, die in einem System mehrerer gleichartiger Zellen arbeitet, hängt von der Flotationsfähigkeit und Beschaffenheit des aufzubereitenden Erzes ab und schwankt zwischen 1 und 2 t/h. Für je 1 qm poröser Rotorfläche kann eine stündliche Leistung von 1,5 bis 2,2 t²⁾ angenommen werden. Für die Bemessung der Durchsatzmenge bei selektiver Flotation muß, wie bei allen Apparatetypen, das

¹⁾ Flot. Pract. 201 (Diskussion).

²⁾ Met. Bull. Geco 42 (1929).

Aufschwimmen zweier Erze als zwei hintereinander geschaltete Vorgänge betrachtet werden.

Die Druckluft wird bei Benutzung von Geweben mit einem Überdruck von etwa 0,15–0,25 kg/qcm verwendet, bei gelochtem Gummi genügen 0,10–0,20 kg/qcm; die Menge Druckluft je Normalzelle beträgt 2,5¹⁾ bis 4 cbm/min oder 1,8–2,1 cbm je qm poröser Rotorfläche. Der gesamte Kraftverbrauch einer für sich allein arbeitenden Normalzelle beläuft sich einschließlich der Druckluft auf etwa 2,5–3,5 PS. Je nach der Flotationsfähigkeit des Erzes und der Größe einer Anlage schwankt der Kraftverbrauch innerhalb weiter Grenzen.

Man rechnet bei Anlagen von 2000–10000 t Tagesleistung mit 0,52–0,60 kWh²⁾ je t; bei Anlagen von 500–1000 t Tagesleistung mit 1,25–1,50 kWh je t, und solchen von 100–200 t Tagesleistung mit 1,50³⁾ bis 2,5 kWh je t.

Freiluftapparate

Bei diesen Apparaten wird die Luft nicht durch poröse Mittel in die Trübe geleitet, sondern unmittelbar durch verhältnismäßig weite Rohre. Dieser Apparatetyp hat in den letzten Jahren vielfach Verbreitung gefunden, gilt als sehr wirksam, ist billig in der Anschaffung und Wartung und gibt keine Gelegenheit zu Verstopfungen, wenn die Rohrenden, die sich unter Umständen mit einer kalkigen Kruste beziehen, von Zeit zu Zeit gereinigt werden⁴⁾. Die Zerteilung der Luft erfolgt meist durch Anprall des Luft-Trübegemisches gegen Widerstände, welche dem aufwärts steigenden Strom entgegengesetzt werden, wobei die anfänglich noch gröberen Luftblasen sich in feinste Luftbläschen zerteilen. Ähnlich wie die mechanischen Flotationsapparate benötigen die Freiluftapparate einen Schaumabscheideraum, d. h. eine Zone verhältnismäßiger Ruhe, in der die Schaumabscheidung erfolgt, da in der eigentlichen Belüftungszone eine so lebhafte, wallende Bewegung herrscht, daß ein Aufsteigen der erzbeladenen Luftblasen nicht möglich ist.

Von den Apparaten dieses Typs erfreut sich besonders in den Überseeländern der Southwestern- und Forresterapparat einer nicht unbeträchtlichen Verbreitung. In Deutschland wird eine ähnliche Konstruktion unter dem Namen Ekofapparat gebaut.

Southwesternapparat

Der Southwestern-Apparat der Southwestern Engineering Corp., Los Angeles (Kalifornien), ist eine Kombination mehrerer verschiedener

¹⁾ C. G. McLachlan, a. a. O.; vgl. auch R. E. Byler, a. a. O.

²⁾ W. B. Cramer, Flot. Pract. 200.

³⁾ Met. Bull. Geco, a. a. O.; siehe auch C. G. McLachlan, a. a. O.

⁴⁾ E. H. Mohr, Flot. Pract. 197.

Apparate¹⁾, nämlich der nach den Patenten von H. M. Dunn²⁾, O. D. Welsch³⁾, D. L. Forrester⁴⁾ und H. D. Hunt gebauten.

Dieser Apparat gehört zum Typ der Luftheber- (air-lift) Apparate und benutzt zur Belüftung der Trübe und zu ihrem Umlauf ähnliche Anordnungen, wie die in der Aufbereitungstechnik zur Hebung von Trüben vielfach verwendeten Luftheber (vgl. S. 101). Bei diesen wird Druckluft durch ein verhältnismäßig enges Rohr in ein weiteres sog. Steigrohr geleitet, das mit

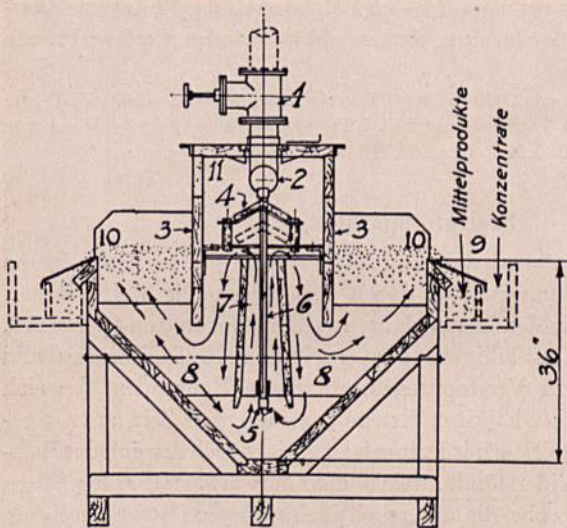


Abb. 77. Southwesternapparat

- 1 = Luftventil; 2 = Luftzuführung; 3 = Leitplatten; 4 = Ablenkungskappe; 5 = Luftaustritt; 6 = Luftzuführungsrohr; 7 = Luftheberaum; 8 = Spitzkasten; 9 = Konzentratrinne; 10 = Schaumüberlaufkante; 11 = Luftauslaß

dem Fallrohr, durch welches die zu fördernde Trübe zugeführt wird, in Verbindung steht. Die Einführung der Luft und ihre Expansion bewirken im Steigrohr eine Erniedrigung des spezifischen Gewichtes des Luft-Trübegemisches, so daß dieses, unterstützt durch den in dem Fallrohr auf ihm ruhenden hydrostatischen Druck, im Steigrohr aufsteigt. Ein ganz ähnlicher Vorgang spielt sich in den Flotationsapparaten des air-lift-Typs ab.

Der Apparat (siehe Abb. 77) besteht aus einer Zelle mit rechtwinkliger Grundfläche von 0,9 qm und einer Tiefe von 90 cm (Standardzelle). Die Länge hängt von der gewünschten Leistung ab und kann bis über 20 m betragen (siehe Abb. 78). Der Apparat wird entweder aus Holz oder Stahlblech hergestellt.

Die für die Trübebewegung, Belüftung und Rührung notwendige Luft wird durch ein über dem Apparat der ganzen Länge nach verlaufendes Luftzuführungsrohr 2 zugeführt, an dem sich zum Einregeln der Luftmenge ein Ventil 1 befindet. Von dieser Verteilungsleitung zweigen in Abständen von je etwa 10 cm vertikale Rohre nach unten ab, die ungefähr 15 cm über dem Zellenboden endigen

¹⁾ Eng. Min. Journ. 127, 1025 (1929).

²⁾ A. P. 1219089 (1917).

³⁾ A. P. 1253653 (1918).

⁴⁾ A. P. 1646019 (1927).

und einen Durchmesser von $\frac{1}{2}$ bis 1" besitzen. Entlang der ganzen Länge des Apparates und zu beiden Seiten der vertikalen Luftrohre verlaufen zwei fast vertikale Wände, deren unteres Ende etwa in derselben Höhe der Rohrenden liegt. Diese Wände sind 15 cm voneinander entfernt und bilden den Luftheberraum 7. Über dem oberen Schlitz des Luftheberraums und diesen übergreifend ist eine Ablenkungskappe 4 angebracht, welche die aufsteigende Trübe nach beiden Seiten des Lufthebers gegen vertikale Leitplatten 3 ablenkt, die weit unter den Trübespiegel ragen. Dieser wird durch ein verstellbares Wehr auf den gewünschten Stand gebracht. Der Schaum bildet sich in einem Schaumabscheideraum zwischen der Wand des Spitzkastens 8 und den Leitplatten; er verläßt den Apparat durch Überlaufen über die Kante 10 und wird in Konzentratrinnen 9 aufgefangen.

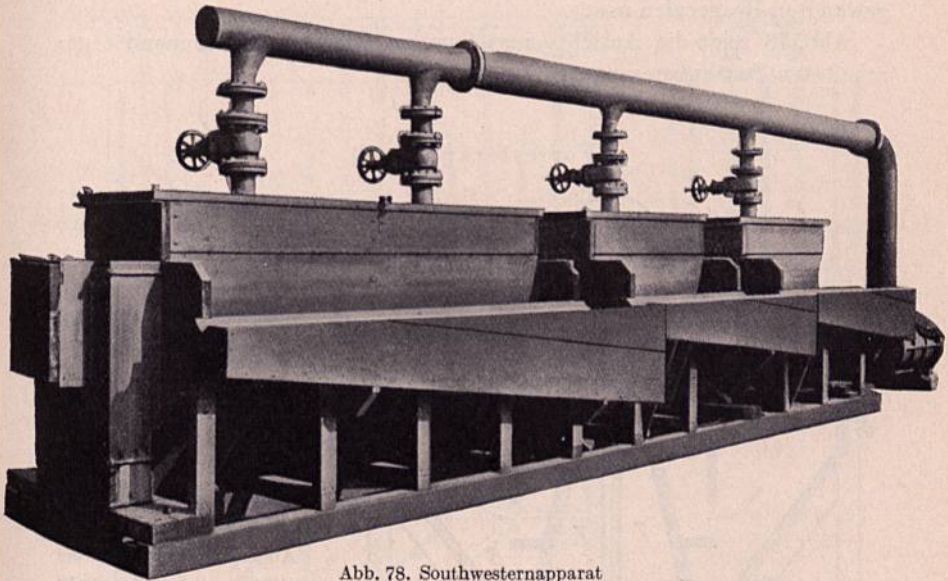


Abb. 78. Southwesternapparat

Die Trübe tritt an der Stirnseite nahe dem Boden in den Apparat ein und steigt unter dem Einfluß der eingeblasenen Druckluft in dem Luftheberraum nach oben, prallt gegen die Ablenkungskappe und wird an die Leitplatten geschleudert, wo sich die Zone größter Bewegung und stärkster Belüftung befindet. Im oberen Spitzkastenraum kann die Schaumbildung in Ruhe erfolgen. Die Trübe nimmt den durch die Pfeile bezeichneten Weg, der vom Eintritt bis zum Verlassen eine doppelte Schneckenlinie darstellt. Die noch nicht in Form eines Schaumes entfernten Erzteilchen fallen im Spitzkasten nach unten und werden mit der Trübe nochmals in der beschriebenen Weise durchgearbeitet. Die überschüssige Luft entweicht am oberen Ende 11 des Luftheberraums durch einen einstellbaren Schlitz. Für den Betrieb¹⁾

¹⁾ Angaben der Southwestern Engineering Corp., Bull. 1240.

ist ein Überdruck der Luft von 0,12 kg/qcm nötig; der Luftverbrauch, der von der Natur des Erzes abhängt, schwankt zwischen 6–9 cbm/min für den laufenden Meter des Standardapparates; für Reiniger ist er etwas geringer, etwa 3–6 cbm/min und m. Der Kraftverbrauch für die Luft-erzeugung je laufenden Meter beträgt 1,7–2,9 PS. Je Tonne Erz werden entsprechend dem Wirkungsgrad des Gebläses und der Größe der Anlage 1,2–4 kWh¹⁾ benötigt.

Man rechnet für 1 m Apparatlänge mit einer Durchsatzleistung von 0,7–3,5 t/h je nach der Natur der Erze, der Feinheit des Kornes, der angewandten Reagenzien usw.

Abb. 78 zeigt die Ansicht eines Systems von drei hintereinander geschalteten Southwesternapparaten.

Forresterapparat²⁾

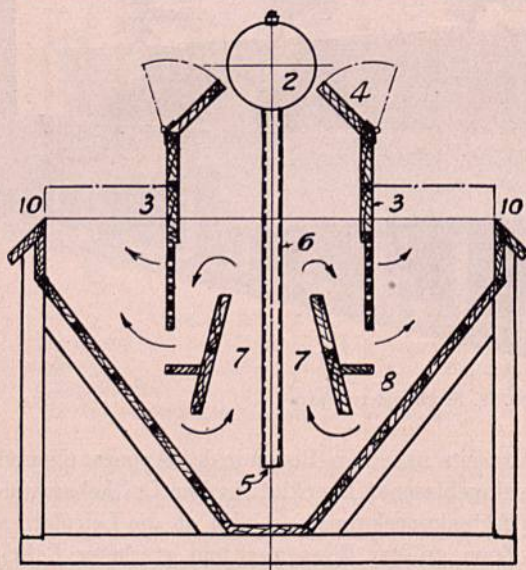


Abb. 79. Forresterapparat

2=Luftverteilungsleitung; 3=Leitplatte; 4=verstellbare Klappen; 5=Luftaustritt; 6=Luftzuführung; 7=Luft-herberraum; 8=Spitzkasten; 10=Schaumüberlaufkante

Er ist der eigent-liche Vorläufer des Southwesternappa-rates und ihm, wie auch aus der Abb. 79 her-vorgeht, in seiner Kon-struktion außerordent-lich ähnlich, so daß sich eine Beschreibung erübrigt.

Der Luftverbrauch je laufenden Meter Apparatlänge ist bei etwa 0,1–0,2 atü rd. 6,5 cbm/min je t durchgesetzten Erzes etwa 80 cbm. Der Kraft-verbrauch für die Luft-erzeugung beträgt im Mittel je t Durchsatz etwa 2,6 kWh, kann aber bei leichtflotierbaren Er-zen auf unter 1 kWh heruntergehen³⁾.

¹⁾ Met. Bull. Geco, 41.

²⁾ A. P. 1646019 (1927); B. W. Holman, a. a. O. 82; Eng. Min. Journ. 120, 492 (1925); C. W. Tully, ebenda, 128, 584 (1929); E. Wittenau und W. B. Cramer, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6404, 13 (1931).

³⁾ E. H. Mohr, Flot. Pract. 194; vgl. auch R. E. Byler, a. a. O.

Ekofapparat

Der Ekof-Flotationsapparat Type F, der sich aus den Apparaten von G. Gröndal¹⁾ und Th. Franz entwickelt hat (Abb. 80), besteht aus mehreren, hintereinandergeschalteten Kammern von je 500 mm Länge und Breite²⁾.

Die Kammern sind unterteilt in eine Düsenkammer *a* und in ein oder zwei Schaumkammern *b*, die sich nach außen an die Düsenkammern an-

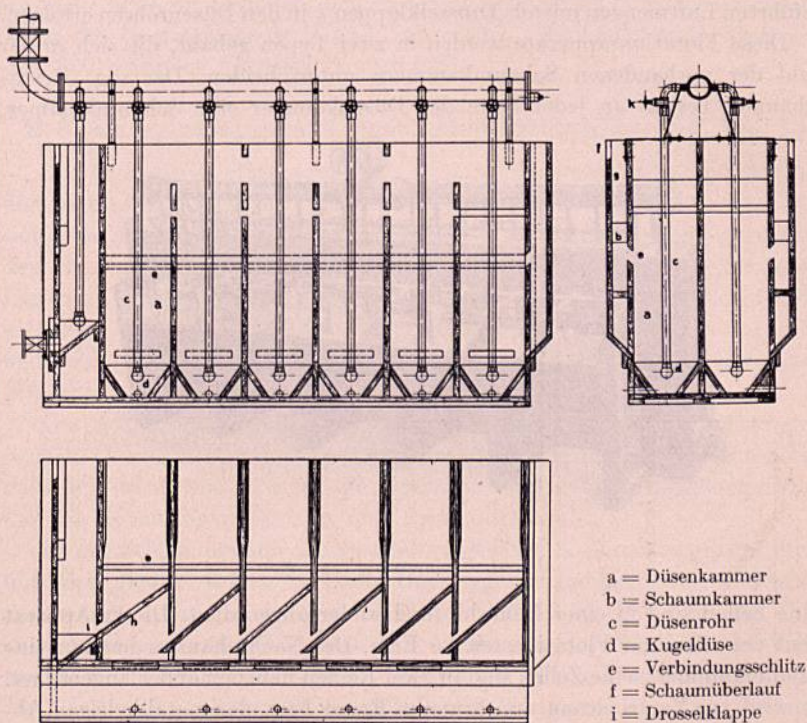


Abb. 80. Ekofapparat, Type F

schließen. In die Düsenkammern *a* ragen bis zum Boden die Düsenrohre *c* hinein, an denen sich unten eine Kugeldüse *d* befindet. Die eingepreßte Luft wird durch die Kugeldüsen verteilt und bringt die Trübe zu starker Wallung. Die Verbindung der Düsenkammer mit den Schaumkammern wird durch den Schlitz *e* hergestellt. In der Schaumkammer findet die Trennung zwischen Schaum und Trübe statt. Der Schaum steigt in der Schaumkammer

¹⁾ DRP. 311, 586 (1917).

²⁾ Mitteilung der Ekof-Bochum; vgl. auch R. Glatzel, Met. u. Erz 22, 1 (1925); E. Treptow, ebenda 21, 1 (1924).

hoch und tritt bei f in die vorgelagerte Rinne über. Durch die auswechselbaren Leisten g ist die Höhe der Schaumsäule veränderlich, und dadurch eine mehr oder weniger weitgehende Reinigung des Schaumes möglich. Die noch nicht ausgearbeitete Trübe fließt über den schrägen Boden h der Schaumkammer b durch den Schlitz i in die Düsenkammer der nächsten Zelle, in der sich der Vorgang wiederholt. Die Regelung des Apparates kann durch die Veränderung der Schaumsäulenhöhe und durch Veränderung der zugeführten Luftmengen mittels Drosselklappen k in den Düsenrohren erfolgen.

Diese Flotationsapparate werden in zwei Typen gebaut, die sich in der Zahl der vorhandenen Schaumkammern unterscheiden. Der sog. Reichschäumer besitzt an jeder Seite der Düsenkammer eine Schaumkammer,

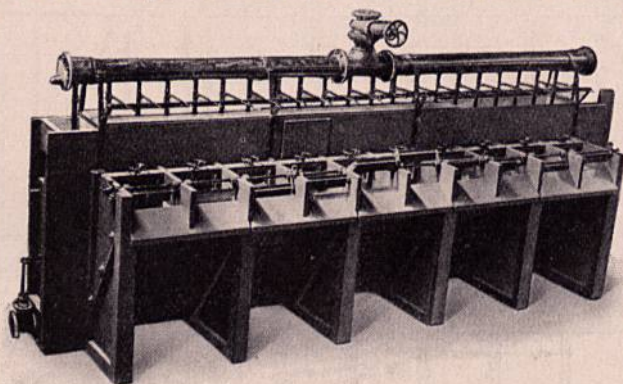


Abb. 81. Ekofapparat, Type W

seine Zellen sind in einer Linie hintereinander angeordnet. Dieser Apparat dient vor allem zur Flotation reicher Erze. Der Nachschäumer hat nur eine Schaumkammer, seine Zellen sind in zwei Reihen nebeneinander angeordnet. Er wird zur Verarbeitung von ärmeren Erzen bzw. der metallhaltigen Abgänge eines Reichschäumers benutzt.

Zur Belüftung der Trübe wird ein Überdruck von 0,25–0,30 at benötigt. Die erforderliche Luftmenge beträgt je Kammer 1,3–1,5 cbm min. Die Leistung eines Apparates richtet sich nach dem Metallgehalt des Erzes. Ein Reichschäumer von 20 Kammern verarbeitet bei einem normal flotierenden Erz mit 4% Pb als Bleiglanz rd. 4 t/h, ein Nachschäumer von 10 Kammern bei einer Aufgabe von etwa 15% Zn (als Blende) ebenfalls rd. 4 t/h.

Neuerdings bringt die Ekof einen anderen Apparatetyp, Type W, auf den Markt, der nach dem Prinzip der Luftheberapparate gebaut ist, aber nicht wie z. B. der Forresterapparat einzellig ist, sondern aus einer Reihe serienweise angeordneter Zellen besteht, die von der Trübe der Reihe nach durchflossen werden müssen (Abb. 81).

c) Kombinierte Apparate

Diese Klasse von Apparaten hat sich seit einigen Jahren besonders stark eingeführt und vereinigt die Vorzüge beider Typen, ohne alle ihre Nachteile zu besitzen. Eine umfassende Verwendung besitzt besonders der M. S.-Unterluftapparat der Minerals Separation Ltd. Ferner soll noch neben dem Fahrenwaldapparat der mechanisch-pneumatische Apparat von Janney Erwähnung finden, weil er u. a. in der größten Flotationsanlage der Welt, der Magnaanlage der Utah Copper Co., verwendet wird. Es stehen dort 660 derartige Apparate im Betrieb¹⁾.

M. S.-Unterluftapparat („Positiv Flow“ Subaeration, P. F. Sub. A.)

Der M. S.-Unterluftapparat²⁾ der Minerals Separation Ltd. hat sich aus dem M. S.-Standardapparat (siehe S. 138) entwickelt, angeregt durch die besonderen Anforderungen der Erzflotation. Sein Hauptmerkmal gegenüber dem Standardapparat ist das Fehlen des vorgebauten selbständigen Spitzkastens. Dieser Unterluftapparat wird seit Jahren mit gutem Erfolg für die kollektive und selektive Flotation sulfidischer wie oxydischer Erze benutzt, und zwar gleichgültig, ob das Aufgabegut verhältnismäßig grob oder außergewöhnlich fein ist.

Der Apparat (Abb. 82) besteht nur aus einer Rührzelle *a* von quadratischem Querschnitt, die durch einen Rost *b* in zwei etwa gleichhohe Zonen unterteilt wird, und zwar in die eigentliche Misch- und Belüftungszone *c* und die Schaumentwicklungs- und Reinigungszone *d*.

In der Belüftungszone arbeitet der wie beim M. S.-Standardapparat dicht über dem Boden, jedoch mit einer Umfangsgeschwindigkeit von 7–8 m/sec umlaufende Rührer *e*, welcher etwa in der Form des Schaufelrades einer Zentrifugalpumpe ausgebildet ist. Die Anbringung des Flügels an der Welle und der Antrieb der Welle sind die gleichen wie beim Standardapparat. Der in der oberen Zone sich entwickelnde Schaum wird durch das Schaumablenkbrett *f* in Richtung des Schaumüberlaufs abgeleitet und durch den Abstreicher *g* in die Schaumfangrinne *h* ausgetragen. Um zu vermeiden, daß die Trübe einer Zelle ohne weiteres, d. h. ohne genügende Ausarbeitung in der betreffenden Zelle, unmittelbar zur nächsten weiterläuft, wird der Trübe ein zwangsläufiger Weg gewiesen, der dies verhindert (daher der Name „positiv flow“). Zu diesem Zweck ist etwa in der Höhe des Rostes *b* ein Schlitz *k* in der Innenwand angebracht, der mit einer Hilfskammer *l* in Verbindung steht. Diese Hilfskammer *l* ist wiederum durch ein in der Höhe verstellbares Wehr *m* in einen Raum für das Aufsteigen und einen für das

¹⁾ H. S. Martin, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6479, 15 (1931).

²⁾ DRP. 321 160, 338 656 (1913); 345 243 (1920); 493 110 (1926).

Abfallen der Trübe unterteilt. Durch die Einstellung des Wehrs *m* wird die Höhe des Trübespiegels in der Schwimmzelle geregelt. Da es sich nun

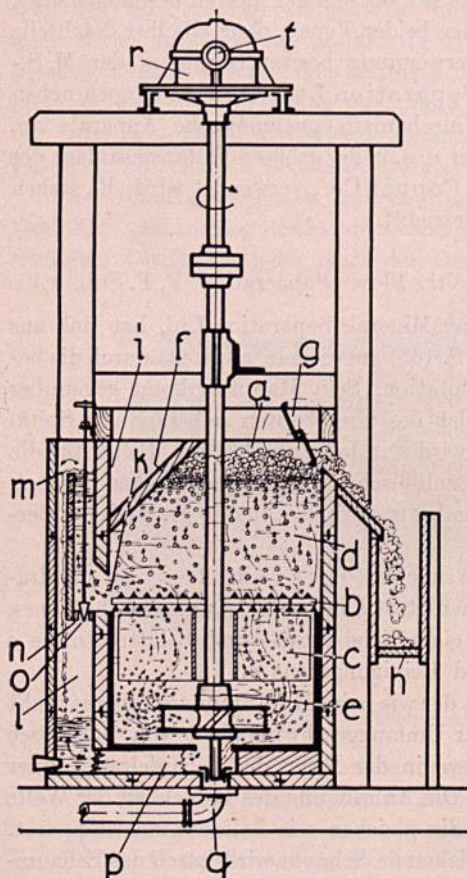


Abb. 82. M. S.-Unterluftapparat

a = Rührzelle; b = Rost; c = Belüftungszone; d = Zone der Schaumentwicklung; e = Rührer; f = Schaumablenkbrett; g = Schaumabstreicher; h = Schaumfangrinne; i = Außenwand; k = Schlitz; l = Hilfskammer; m = Wehr; n = Boden (Hilfskammer); o = Striegel; p = Umlaufkanal; q = Luftzuführung; r = Gehäuse für den Kegelradantrieb; t = Hauptantriebsweile

Unterstützung und gegebenenfalls erforderlichen genauen Regelung der Luftmenge ist unterhalb des Rührflügels für jede Zelle ein besonderer Luftanschluß *q* für Druckluft vorgesehen.

selbst in einer ordnungsgemäß geleiteten Schwimmaufbereitungsanlage nicht immer vermeiden läßt, daß gelegentlich auch gröbere Stückchen in die Aufgabetrübe gelangen, die sich im Laufe der Zeit im Schwimmapparat ansammeln und damit zu Verstopfungen und Störungen Veranlassung geben würden, ist der Boden *n* im aufsteigenden Teil der Hilfskammer durch eine Öffnung mit dem abfallenden Teil der Hilfskammer unmittelbar verbunden. Diese Öffnung ist gewöhnlich durch einen Striegel *o* verschlossen, der nur von Zeit zu Zeit geöffnet wird, um etwa angesammeltes Überkorn, das nicht über das Wehr ausgetragen werden kann, abzulassen. Das durch den Schlitz *k* über die Hilfskammer von der Innenseite der Schwimmzelle austretende, noch nicht ausgearbeitete Gut wird durch einen unter dem Boden der Zelle befindlichen Kanal *p* von dem Rührer der folgenden Zelle angesaugt.

Die zur Durchführung des Schwimmverfahrens erforderliche Luftmenge wird in vielen Fällen von der in der Hilfskammer niederfallenden Trübe zur Genüge mitgerissen. Zur

Ein besonderer Vorteil dieses Apparates besteht darin, daß infolge der starken Saugwirkung des Rührers die als Schaum anfallenden Mittelprodukte aus den betreffenden Schaumfangrinnen selbst von entfernt liegenden Zellen, ohne eine besondere Fördereinrichtung zu benötigen, angesaugt werden können, ein Umstand, der bei der Nachreinigung, z. B. von Mittelprodukten, wichtig ist.

Über die Bauart des Apparates und seine Ausführung gilt das für den Standardapparat Gesagte. Infolge des bei Erzen im Vergleich zu Kohle größeren natürlichen Verschleißes ist beim Unterluftapparat auf eine leichte

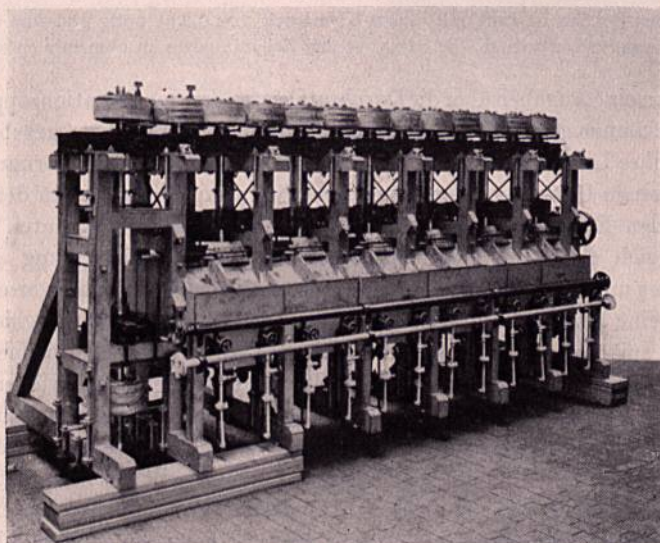


Abb. 83. M. S.-Unterluftapparat (12zelliger Versuchsapparat)

Zugänglichkeit Wert gelegt und damit auf die Möglichkeit der leichten Auswechslung der die Belüftungszone schützenden Verschleißteile. (Vergleiche auch die Ansicht eines M. S.-Unterluftapparates, Abb. 83.)

Die Zugabe der für das Schwimmverfahren erforderlichen Zusatzmittel erfolgt – soweit sie in den Apparat selbst zugegeben werden müssen – in dem abfallenden Teil der Hilfskammer, wodurch sie zwangsläufig der nächsten Zelle zugeführt werden, ohne die Möglichkeit zu haben, zurückzutreten. Dies macht die Unterluftapparate besonders für selektive Verfahren geeignet, da durch die zwangsläufige Trübeführung die zugegebenen selektiv wirkenden Zusatzmittel sich erst in den folgenden Zellen auswirken können.

Einige Hauptabmessungen, Umdrehzahlen und der Kraftbedarf sind in der nachfolgenden Tabelle zusammengestellt:

M. S.-Unterluftapparat

Rührerdurchmesser		Abmessungen der Rührzelle in mm ³)	Äußerste Abmessungen in mm eines 10zelligen Apparates mit Kegelradantrieb			Umdrehungszahl der Rührer n/min	Kraftverbrauch PS
			Länge	Breite	Höhe		
in mm	in Zoll						
460	18	740 × 740	9800	1200	3100	315	3,5
610	24	1000 × 1000	13500	1500	3500	240	5

Für den Betrieb ist Luft mit einem Überdruck von 0,2 at nötig und eine vom Gebläse angesaugte Luftmenge, die etwa $\frac{1}{3}$ des Zelleninhaltes in cbm/min entspricht¹⁾.

Allgemeine Angaben über die Durchsatzleistungen von Flotationsapparaten für Erze können auch bei diesem Apparat nur in weiten Grenzen gegeben werden, da ihre Leistungsfähigkeit u. a. von der Trübedichte, der Korngröße des aufgegebenen Gutes und den besonderen Schwimmeigenschaften der zu behandelnden Erze abhängig ist. Die bisher und später genannten Zahlen können sich daher, je nach den gestellten Aufgaben, in bezug auf Anreicherung und Ausbringen sowohl nach oben als auch nach unten verschieben.

Für eine einfache Flotation kann man im Durchschnitt für einen 24"-Apparat mit einer Durchsatzleistung von 0,4–0,8 t/h je Zelle rechnen, 18"-Apparate leisten hiervon etwa die Hälfte und 15"-Apparate wiederum die Hälfte der 18"-Apparate. Für selektive Anlagen müssen die Schwimmfähigkeiten der nacheinander aufschwimmenden Erze im einzelnen Berücksichtigung finden. Bezieht man die Leistung nun auf jede Verfahrensstufe für sich, dann ergeben sich die oben als Anhaltswerte angeführten Daten. Man würde also bei einer Durchsatzleistung von 0,6 t/h für die einfache Flotation bei einer dreifach selektiven Flotation – wobei für jedes Verfahren die gleiche Schwimmzeit angenommen wird –, insgesamt noch mit einer Leistung von 0,2 t/h je Zelle rechnen können.

Fahrenwaldapparat (Denver Sub-A.)

Dieser Apparat²⁾ hat in seinem Aufbau eine gewisse Ähnlichkeit mit dem M. S.-Unterluftapparat. Einige grundsätzliche Unterschiede bestehen in der Art der Belüftung und Trübeführung, auf die später im einzelnen hingewiesen wird.

Der Fahrenwaldapparat (Abb. 84) besteht aus einer Reihe von auf gleicher Höhe und nebeneinander angeordneten und zusammengebauten Einzelzellen.

¹⁾ Der Inhalt einer 18" Zelle ist 0,6 cbm, einer 24" Zelle 1,3 cbm. Gelegentlich werden für besondere Aufgaben Zellen größeren oder kleineren Inhalts gebaut.

²⁾ A. W. Fahrenwald, Flot. Pract. 119; A. P. 1417895 (1920).

Jede Zelle wird durch einen Rost *a* in zwei etwa gleich hohe Zonen, die Zone der Rührung und Belüftung *b* und die Zone der Schaumentwicklung *c* unterteilt. Rührung und Belüftung erfolgen wieder im gewissen Sinne unabhängig voneinander. Im unteren Teil der Zelle bewegt sich der Rührflügel *d* (mit einer Umdrehzahl von rd. 375 je min), der aus einer in der Nähe des Bodens *e* umlaufenden Scheibe mit aufgesetzten Rippen *f* besteht. Der Rührflügel wird durch eine senkrechte Welle *g* von oben angetrieben. Um die Welle *g* ist ein Rohr *i* angebracht, durch das ein Teil der Mittelprodukte, und vor allem die Luft angesaugt werden. Wie die Abbildung zeigt, ist die Möglichkeit vorgesehen, dieses Rohr *i* nach oben durch die Haube *p* luftdicht abzuschließen und durch den Rohrstutzen *q* die erforderliche Druckluft einzuführen. Dieses Rohr *i* trägt an seinem Ende die feststehende Platte *k*, die eine dem Querschnitt des Rohres *i* entsprechende Öffnung hat. Gleichzeitig münden über der feststehenden Platte *k* annähernd horizontalliegende Rückführungsrohre *l* für die Mittelprodukte. Ein in gleicher Weise angeordnetes Zuführungsrohr stellt die Verbindung des von der Hilfskammer kommenden Trübestromes zum Flügel der nächsten Zelle dar. Die feste Platte *k* mit dem Luftzuführungsrohr *i* wird durch verhältnismäßig hohe Arme gehalten, die zusammen mit dem Rost *a* zur Beruhigung des Schaumes beitragen.

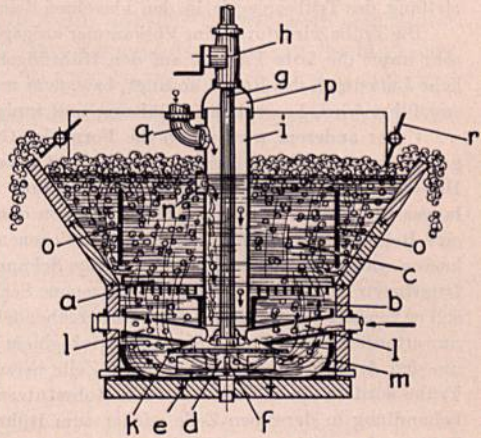


Abb. 84. Fahrenwaldapparat

a = Rost; b = Rührzone; c = Zone der Schaumentwicklung; d = Rührflügel; e = unterer Boden; f = Scheibe mit aufgesetzten Rippen; g = senkrechte Welle; i = Rohr; k = feststehende Platte; l = Rückführungsrohre; m = Gußkörper; n = Öffnung im Rohr i; o = Zwischenwände; p = Haube; q = Rohrstutzen; r = Abstreicher

Der Boden der Zelle ist mit einem leicht auswechselbaren, gleichzeitig als Verschleißstück dienenden Gußkörper *m* ausgelegt, der auch für die Ablenkung der belüfteten Trübe sorgt. In der oberen Zone *c* ist in dem senkrechtstehenden Rohr *i* etwas unterhalb der Höhe der Schaumüberlaufkante eine Öffnung *n* zur Rückführung der in der Zelle befindlichen Mittelprodukte angebracht.

Zur Vergrößerung der Schaumfläche und zur Nachreinigung des Schaumes ist die obere Zone *c* nach einer Seite bzw. beiden Seiten spitzkastenartig verbreitert, wobei durch eingesetzte Zwischenwände *o* ein Trübeumlauf innerhalb der oberen Zone bewerkstelligt wird.

Die Verbindung zwischen den einzelnen Zellen (siehe Abb. 85) erfolgt durch eine

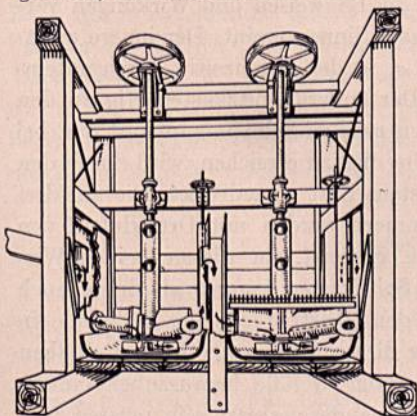


Abb. 85. Schnitt durch zwei benachbarte Zellen eines Fahrenwaldapparates

Die Verbindung zwischen den einzelnen Zellen (siehe Abb. 85) erfolgt durch eine

Zwischenkammer, die durch ein in der Höhe verstellbares Wehr in einen Teil für den aufsteigenden und einen Teil für den absteigenden Trübestrom unterteilt ist. Die Einstellung des Trübespiegels in den einzelnen Zellen erfolgt ebenfalls durch dieses Wehr.

Die Trübe wird durch eine Vorkammer aufgegeben und gelangt durch ein Zuführungsrohr unter die feste Platte k auf den Rührflügel d . Der Flügel d , der sich die erforderliche Luft durch das Rohr i ansaugt, bzw. dem noch erforderliche Luft durch das Rohr h zugeführt wird, besorgt die Belüftung und innige Mischung der Trübe.

Unter anderem wird durch die Form des Gußkörpers m die Trübe nach oben abgelenkt und durch die Arme und den Rost a beruhigt, so daß die mit Erz beladenen Blasen an die Oberfläche aufsteigen und dort einen Schaum bilden können. Bei der langsamen Fortbewegung des Schaumes von dem Rohr i zur Überlaufkante hin erfolgt eine Reinigung, wobei ein Teil der aufgestiegenen Erz- oder Bergeteilchen in dem Spitzkasten wieder zu Boden sinkt. Der fertige Schaum wird durch Abstreicher r in Schaumfanganrinnen befördert. Ist dieser ausgetragene Schaum noch kein Fertigprodukt, sondern soll er in einer der folgenden oder vorhergehenden Zelle nachgearbeitet werden, so ist es nur erforderlich, die Schaumfanganrinne mit einem der Rückführungsrohre l zu verbinden, um den Anschluß an die gewünschte Zelle herzustellen. Die noch nicht ausgearbeitete Trübe wird zu einem Teil durch den Rohrstopfen n im Rohr i zur unmittelbaren Nachbehandlung in derselben Zelle wieder zum Rührer zurückgeführt, der andere Teil der Trübe gelangt über die Hilfskammer zur nächsten Zelle.

Die Vorteile der Ausführung dieser Apparate liegen darin, daß gröbere Sande und auch schwerere Mineralien verarbeitet werden können, ohne daß ein Festsetzen des Rührers zu befürchten ist, da dieser Rührer die Trübe nicht anzusaugen braucht, sondern sie ihm von oben zufließt.

Nach Angaben der Lieferfirma¹⁾ braucht eine 560-l-Zelle 2,6 PS, eine 1000-l-Zelle 3,7 PS und eine 1275-l-Zelle 4,4 PS und leistet in 24 Stunden, jedoch bezogen auf eine Flotationszeit von 1 min, 5–10 t, 10–18 t bzw. 13–30 t.

Janneys mechanisch-pneumatischer Apparat

Bei diesem Apparat (Abb. 86) sind die Bauweisen und Wirkungen verschiedener Flotationsapparate in gewissem Sinne vereint. Der innere zylindrische Teil entspricht einer Rührzelle a , in der gleichzeitig durch miteingeführte Luft Schaum erzeugt wird. Der äußere, spitzkastenartig an den inneren Teil angebaute Teil b stellt einen zweiten Schwimmapparat dar, bei dem der Schaum nachgereinigt wird. Um dies zu erreichen, wird durch den schrägen porösen Boden c des Spitzkastens Luft eingedrückt. Die aus drei Teilen bestehenden Luftverteilungskammern werden mit Druckluft d von 0,25–0,35 atü durch regelbare Ventile gespeist. Zu diesen beiden Wirkungen in der Rührzelle und in dem Spitzkasten kommt als dritte noch eine kaskadenähnliche Wirkung durch den Übertritt aus der Rührzelle in den Spitzkasten hinzu. Die Aufstellung dieser Apparate erfolgt in Reihen nacheinander, wobei jedoch, um das nötige Gefälle herauszubekommen, die einzelnen Apparate in der Höhe gegeneinander versetzt sein müssen.

¹⁾ Denver Equipment Co., Bull. 2901, 66, 70 (1930).

Die Aufgabe der Trübe erfolgt gewöhnlich in einen normalen Rührapparat, von dem die Trübe der Rührzelle des Janneyapparates zufließt, wird hier durchgerührt und belüftet, fällt dann aus der Rührzelle in den Spitzkasten und wird hier nachgereinigt. Der Schaum des Spitzkastens läuft von selbst über die Überlaufkante. Die Berge werden durch ein weites Rohr teilweise zurückgesaugt und machen den Arbeitsgang noch einmal durch. Sie

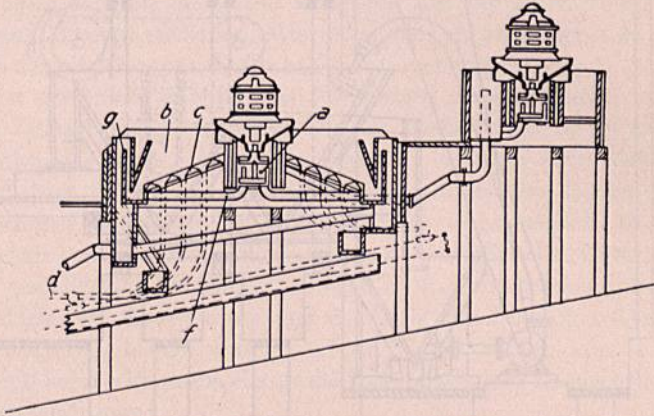


Abb. 86. Janneyapparat

verlassen über einstellbare Überlaufwehre *g* den Apparat und werden dem nächsten zur weiteren Ausarbeitung zugeführt.

Die gleichzeitige Ausnutzung der Rührung und Durchlüftung in dem inneren Teil des Apparates zusammen mit der nachträglichen Durchlüftung in seinem äußeren Teil, ermöglichen es, mit einer verhältnismäßig kleinen Zahl von hintereinandergeschalteten Zellen (sechs bis acht) ein gutes Ausbringen zu erzielen. Die Leistungsfähigkeit eines 24" fünfteilig gebauten Apparates wird für ein kieselsäurereiches Kupfererz und in einer Trübedichte von 20–25% Feststoff mit 150–200 t/24 h angegeben¹⁾. Der Kraftbedarf beläuft sich auf 6–7 PS für die Rührung und auf weitere 5–8 PS für die Erzeugung der erforderlichen Luft.

Appelqvistapparat

Im Anschluß an die beschriebenen Apparate sei kurz der Apparat von S. A. Appelqvist und O. E. Tydén²⁾ erwähnt, da er, obwohl jetzt überholt, gegenwärtig noch in zwei europäischen Anlagen in Verwendung steht³⁾.

¹⁾ A. F. Taggart, „Handbook of Ore Dressing“, 827.

²⁾ DRP. 241 950 (1911); 277 847 (1913); 309 088 (1917); 311 196 (1918); 392 240 (1922).

³⁾ In der Tschechoslowakei und in Rumänien.

Sein Prinzip (siehe Abb. 87) besteht darin, daß die mit Öl versetzte Trübe durch Zentrifugalpumpen als Strahl unter Druck gegen eine Prallplatte gespritzt und dadurch zerstäubt wird; die hierdurch belüftete Trübe

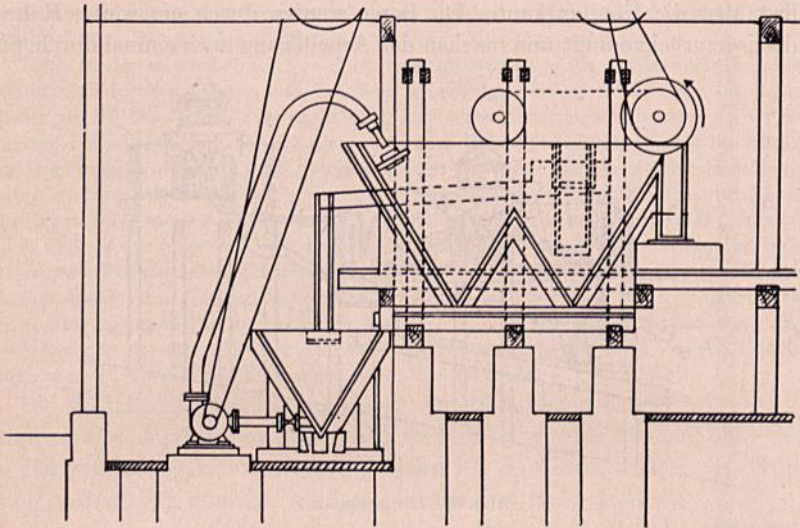


Abb. 87. Appelqvistapparat

sammelt sich in einem Spitzkasten, in dem der Schaum aufsteigt und mittels einer Abstreichvorrichtung entfernt werden kann. Die noch weiter zu verarbeitende Trübe wird durch eine Rohrleitung über eine Pumpe der nächsten Zelle zugeführt. Der Kraftbedarf und vor allem der schnelle Verschleiß der Pumpen sind die Ursache, daß diese Apparatur nur noch wenig Anwendung findet.

VIII. Die Trübeführung in den Schwimmapparaten

Es ist nur selten möglich, bei einem einmaligen Durchgang der Flotations-Trübe durch einen mehrzelligen Apparat mit mechanischer Rührung bzw. durch einen einzelligen Druckluftapparat fertige Konzentrate herzustellen. Im allgemeinen ist es, vor allem bei schwierigen Erzen, üblich, zunächst auf ein hohes Ausbringen hinzuarbeiten, d. h. ohne besondere Berücksichtigung der Anreicherung reine Berge zu erzeugen. Dieser Arbeit, gewöhnlich als Vorreinigung bezeichnet und in Vorreinigern (rougner) ausgeführt, muß

sich dann eine Nachreinigung der Konzentrate anschließen, die bei Apparaten mit mechanischer Rührung in besonderen Zellen desselben Apparates, bei Luftdruckapparaten gewöhnlich in getrennten Zellen, Reinigern (cleaner), vereinzelt auch Reichschäumer genannt, vorgenommen wird. Außer dieser Nachflotation der Vorkonzentrate findet man in einigen Fällen, vornehmlich bei Druckluftapparaten, besondere Zellen nachgeschaltet, deren Zweck darin besteht, die letzten Erzspreuen aus der schon weitgehend erschöpften Trübe zu entfernen, also unbedingt auf reine Berge zu arbeiten. Diese Zellen sind Bergereinigerezellen (scavenger).

Es ist erklärlich, daß für das Vorreinigen im allgemeinen mehr oder größere Zellen benötigt werden als für das Nachreinigen, da im ersten Fall verhältnismäßig größere Gewichtsmengen zu flotieren sind. Zahlenmäßig das Verhältnis der Anzahl oder Größe von Vorreinigerzellen zu jener der Reinigerzellen anzugeben, ist im allgemeinen nicht möglich, da dies von dem Gehalt und der Beschaffenheit des zu behandelnden Gutes abhängt.

Die geschilderten Umstände bedingen es, daß entsprechend den jeweiligen Bedürfnissen die Führung und der Gang der Trübe und Schäume im Flotationssystem in der verschiedensten Weise erfolgen können. Daraus ergibt sich bei der Flotation eine große Mannigfaltigkeit des eigentlichen Flotationsstammbaums.

Die nachfolgenden Beispiele sollen einige bezeichnende Möglichkeiten wiedergeben, wie unter verschiedenen Bedingungen, besonders bei verschiedenen Apparatetypen und deren Kombination, der Trübestrom in den Schwimmapparaten geführt werden kann. Die Trübeführung für die verschiedenen Erze muß jeweils den örtlichen Verhältnissen angepaßt werden. Es ist selbstverständlich, daß es hierfür viele Abänderungsmöglichkeiten gibt; die nähere Betrachtung der nachstehend wiedergegebenen Stammbäume zeigt dies schon, obwohl nur einige Beispiele herausgegriffen sind. Nicht berücksichtigt sind bei dieser schematischen Wiedergabe die Kombinationsmöglichkeiten der Flotation mit der Laugung und Amalgamation.

Bemerkt sei, daß der Übersichtlichkeit wegen in diesen Stammbäumen die als vorzügliche Hilfsmittel dienenden Einwirkgefäße nicht mit aufgenommen wurden.

Die Beispiele 1–4 gelten für Apparate mit mechanischer Rührung, die Beispiele 5–7 für reine Druckluftapparate, das Beispiel 8 gilt für eine Verbindung beider Typen, das Beispiel 9 für eine Verbindung von Flotation und Herden, das Beispiel 10 endlich für die in der letzten Zeit häufiger vertretene Auffassung, mit der Flotation so grob wie möglich zu beginnen und Herde und Mühlen als Zwischenglied in den Gang der Flotation zwischenzuschalten¹⁾.

¹⁾ A. W. Fahrenwald und C. Thom, Can. Min. J. 50, 455, 1929; U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2921 (1929).

1. Beispiele der Trübeführung in mechanischen Apparaten

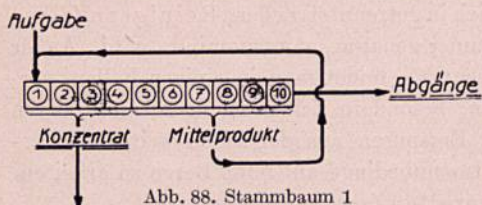


Abb. 88. Stammbaum 1

verläßt die letzte Zelle ausgearbeitet als Berge. In den Zellen 1—4 wird das fertige Konzentrat abgenommen, während der Schaum der folgenden Zellen als Mittelprodukt zur Nachflotation der ersten Zelle wieder zugeführt wird.

Nach der Anordnung des Stammbaums 2 (Abb. 89) wird zunächst ein Vorkonzentrat hergestellt, das einer Nachreinigung unterworfen wird.

Zu diesem Zweck wird die Trübe in der dritten Zelle aufgegeben; die Zellen 3—5 liefern das Vorkonzentrat, das von der Zelle 1 angesaugt und in den Zellen 1 und 2 nachgereinigt wird.

Ferner ist nach diesem Stammbaum die Mittelprodukt-erzeugung in ein erstes und ein zweites Mittelprodukt unterteilt. Das erste reichere Mittelprodukt geht unmittelbar zur Aufgabe zurück, während das zweite ärmere jener Zelle zugeführt wird, die als erste das erste Mittelprodukt liefert, also zur Zelle 6. Die Zellen, welche das erste

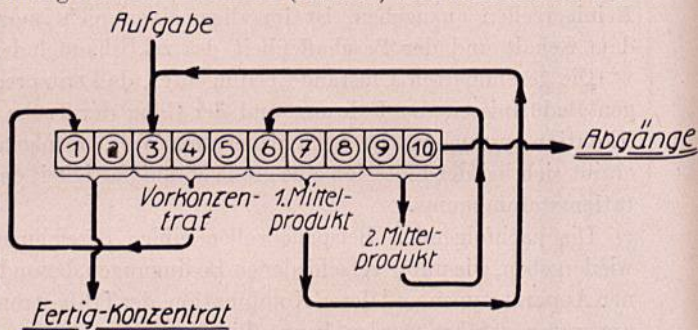


Abb. 89. Stammbaum 2

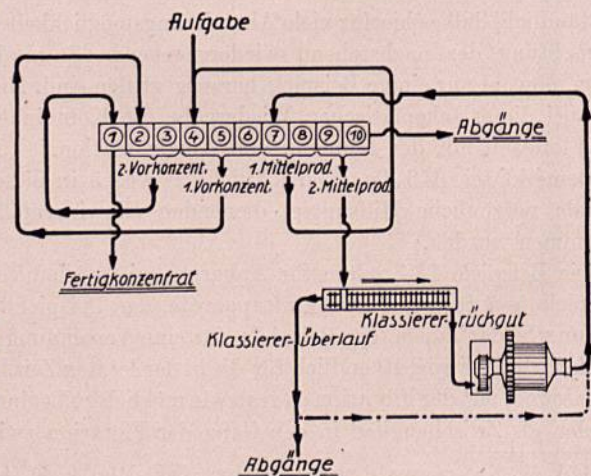


Abb. 90. Stammbaum 3

Der Stammbaum 1 (Abb. 88) stellt den Arbeitsgang für ein einmetallisches, leichtschwimmbares Erz dar.

Die Trübe wird in der Zelle 1 des Agitationsapparates aufgegeben, durchläuft in einem ununterbrochenen Strom den Apparat und

Mittelprodukt erzeugen, bilden demnach gewissermaßen die Reinigerzellen für das zweite Mittelprodukt.

Bei dem Stammbaum 3 (Abb. 90) handelt es sich um die einfache Flotation eines Erzes, das schwierig anzureichern ist, und dessen Mittelprodukt einen weiteren Aufschluß erfordert.

Die Aufgabe der Trübe erfolgt in der Zelle 4; die Zellen 4—6 erzeugen das erste Vorkonzentrat, das von der Zelle 2 angesaugt und in den Zellen 2 und 3 zum zweiten Vorkonzentrat nachgereinigt wird. Aus diesem wird das Fertigmittelprodukt in der Zelle 1 hergestellt. Das aus den Zellen 7—10 entstehende Mittelprodukt wird in das der Zellen 7 und 8 sowie 9

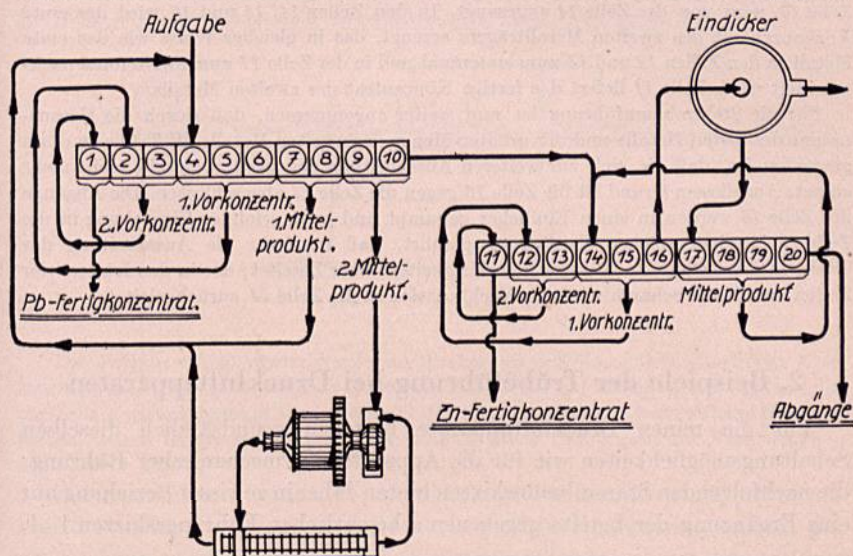


Abb. 91. Stammbaum 4

und 10 unterteilt. Der Schaum der Mittelproduktzellen 7 und 8 geht zur Aufgabe nach Zelle 4 zurück, während der Schaum der Zellen 9 und 10 nach der Schaumzerstörung unter Zugabe eines Teils des Wassers, das für den Klassierer benötigt wird, zum Klassierer zurückgeführt wird. Da in dem Schaum des zweiten Mittelprodukts freie feine Erzteilchen nicht mehr enthalten sind, könnte, wenn zur Nachvermahlung dieser Produkte eine besondere Mühle mit Klassierer aufgestellt wird, der Überlauf dieses Klassierers als metallarme bzw. -freie Berge abgelassen werden. Nach der Vermahlung dieses zweiten Mittelproduktes geht das gemahlene Gut zur ersten Zelle des ersten Mittelprodukts zurück, wenn eine besondere Mühle mit Klassierer für die Nachvermahlung des zweiten Mittelproduktes vorhanden ist bzw. zur Aufgabe nach Zelle 4, wenn das zweite Mittelprodukt zur Feinmühle des Rohguts und von dort zu dem mit der Mühle im Kreislauf arbeitenden Klassierer läuft.

In dem Stammbaum 4 (Abb. 91) ist eine Schaltungsmöglichkeit für ein reiches, selektiv zu verarbeitendes Erz angegeben. Die Möglichkeiten der Schaltung bei der selektiven Flotation sind natürlich sehr groß, das angegebene Schaltungsschema stellt eines von vielen denkbaren vor.

Die Aufgabe erfolgt in die Zelle 4, die Zellen 4–6 liefern das erste Vorkonzentrat; es wird von der Zelle 2 angesaugt und von den Zellen 2 und 3 auf zweites Vorkonzentrat angereichert; dieses wird von der Zelle 1 angesaugt, die fertige Konzentrate gibt. In den Zellen 7 und 8 wird ein Mittelprodukt erzeugt, das zur Nachreinigung der Aufgabezelle 4 zugeleitet wird. Die zweiten Mittelprodukte von den Zellen 9 und 10 gehen über eine mit einem Klassierer im geschlossenen Kreislauf arbeitende Mühle ebenfalls zur Aufgabezelle 4 zurück. Nach Abtrennung des Schaumes in der Zelle 10 ist die Trübe in bezug auf das erste Metall erschöpft. Nunmehr erfolgt die Zugabe der geeigneten Zusatzmittel, vorteilhaft unter Zwischenschaltung eines Einwirkgefäßes; der Abgang desselben, bzw. wie im Stammbaum zur Vereinfachung angegeben, der Abgang der Zelle 10, wird von der Zelle 14 angesaugt. In den Zellen 14, 15 und 16 wird das erste Vorkonzentrat des zweiten Metallträgers erzeugt, das in gleicher Weise wie das erste Metall in den Zellen 12 und 13 zum erstenmal und in der Zelle 11 zum zweitenmal nachgereinigt wird. Zelle 11 liefert das fertige Konzentrat des zweiten Metalls.

Für die Stammbaumführung ist nun weiter angenommen, daß durch die Herausnahme des ersten Metalls und der größten Menge des zweiten Metalls die Trübe so dünn geworden ist, daß sie sich zur weiteren Ausarbeitung des zweiten Metalls nicht mehr eignet. Aus diesem Grund ist die Zelle 16 gegen die Zelle 17 abgeschlossen. Die Abgänge der Zelle 16 werden in einen Eindicker gepumpt und nach erfolgter Eindickung in die Zelle 17 in einer solchen Verdickung geführt, daß nunmehr die Ausarbeitung der Trübe in den Zellen 17–20 keine Schwierigkeiten mehr bereitet; der in den letzten vier Zellen anfallende Schaum wird zur Nachflotation in die Zelle 14 zurückgeleitet.

2. Beispiele der Trübeführung bei Druckluftapparaten

Für die reinen Druckluftapparate bestehen grundsätzlich dieselben Schaltungsmöglichkeiten wie für die Apparate mit mechanischer Rührung; die nachfolgenden Stammbaumskizzen bieten daher in gewisser Beziehung nur eine Ergänzung der bereits gegebenen schematischen Führungsskizzen 1–4.

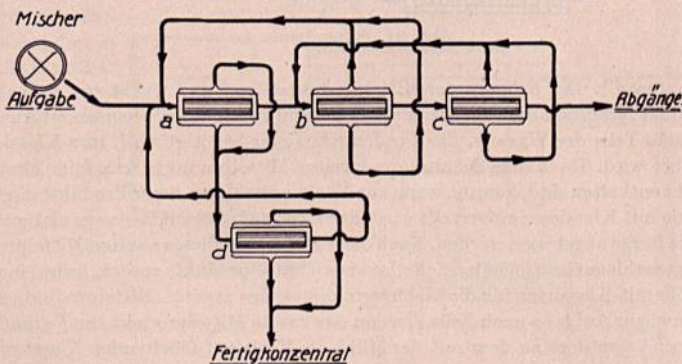


Abb. 92. Stammbaum 5

Den folgenden Stammbaumskizzen 5–7 sind Anlagen zugrunde gelegt, die mit pneumatischen Zellen arbeiten.

Nach dem Stammbaum 5 (Abb. 92) fließt die Trübe von dem Mischer zur Zelle *a* und von dort zur Zelle *b*. Die Zellen *a* und *b* gelten als Vorreiniger (rougher). Die Abgänge der Zelle *b* gelangen zur Zelle *c*, die zur Ausarbeitung der Trübe auf reine Berge, also als Bergereinerzelle (scavenger), vorgesehen ist; sie liefert fertige Berge. Der Schaum dieser Zelle wird zur Nacharbeit zur Zelle *b* zurückgeführt. Der Schaum der ersten Zelle gelangt zur Nachreinigung in die Reinigerzelle (*cleaner*) *d*, die im Schaum das fertige Konzentrat, in den Abgängen aber Mittelprodukte liefert, die in den Kreislauf, nämlich zur Zelle *a* zurückgeleitet werden.

Für Erze, die von vornherein wenig, dafür aber fertiges Konzentrat und dazu einfach nachzureinigende Mittelprodukte liefern, kommt ein Schema in Betracht, das etwa dem Stammbaum 6 entspricht (Abb. 93).

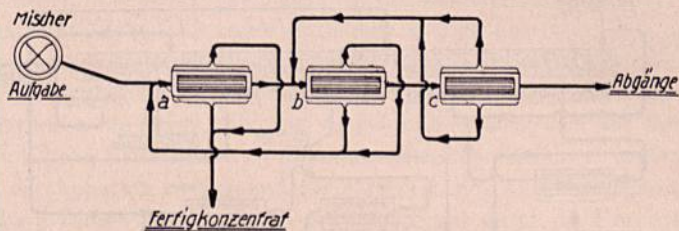


Abb. 93. Stammbaum 6

Die Aufgabe erfolgt wieder von einem Mischer aus in Zelle *a*; diese gibt fertige Konzentrate; die Abgänge dieser Zelle fließen zur Zelle *b*, die ein Mittelprodukt erzeugt, das zur Zelle *a* zurückgepumpt wird, während die Abgänge der Zelle *b* der dritten Zelle zufließen, welche fertige Berge liefert. Der Schaum dieser Zelle *c* geht zur Nachreinigung nach Zelle *b* zurück.

Der Stammbaum 7 (Abb. 94) zeigt ähnliche Verhältnisse wie 6, der Unterschied besteht darin, daß die Zelle *a* kein fertiges Konzentrat, sondern nur ein Vorkonzentrat liefert; dieses Vorkonzentrat kommt zusammen mit dem

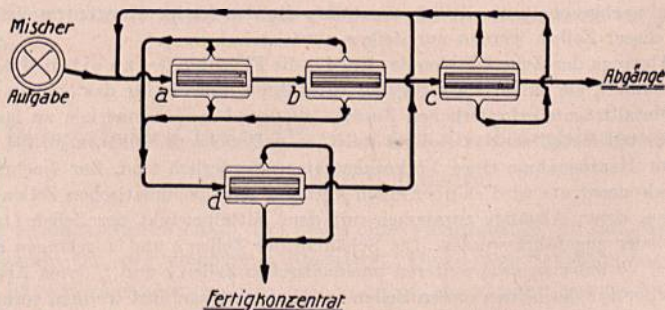


Abb. 94. Stammbaum 7

von *b* zur Zelle *d*, wo es nachgereinigt wird, während die Abgänge wieder zur Aufgabe zurückgehen.

3. Beispiel der Trübeführung in einer kombinierten Anlage

Der Stammbaum 8 (Abb. 95) zeigt für den Fall einer selektiven Flotation (drei Konzentrate) eine Schaltung, wie sie bei Verbindung von mechanischen Rühr- und Druckluftapparaten möglich ist.

Die Aufgabe der Trübe erfolgt in der Zelle 1 des mechanischen Apparates. Die ersten vier Zellen erzeugen ein Vorkonzentrat, die folgenden vier ein Mittelprodukt, das zur Aufgabe zurückgeführt wird. Mit der Zelle 8 sei die Flotation des ersten Erzes beendet. Das Vorkonzentrat der Zellen 1—4 wird in einer pneumatischen Zelle *a* weiterverarbeitet, deren Abgänge zur Zelle 1 zurückgepumpt werden. Der Schaum der Zelle *a*

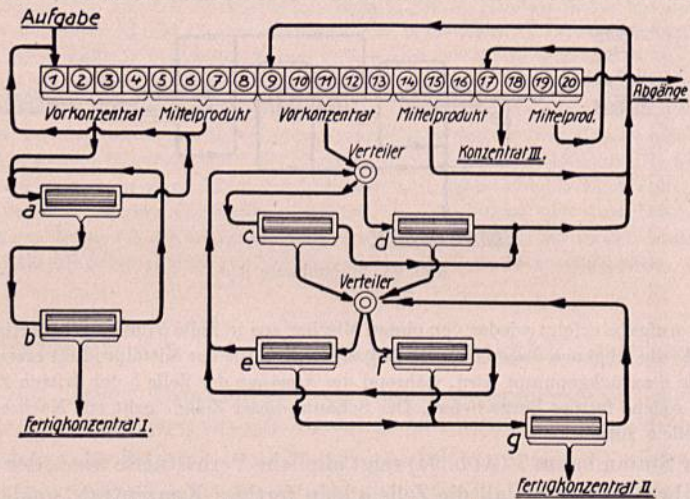


Abb. 95. Stammbaum 8

wird einer nachgeschalteten Zelle *b* zugeführt, die das fertige Konzentrat liefert. Die Abgänge dieser Zelle *b* werden zur Zelle *a* zurückgehoben.

Die Abgänge der Zelle 8 bilden das Gut für die Flotation des zweiten Metalles. Es wäre vorteilhaft, sie einem Einwirkgefäß zuzuführen, um die für das Schwimmen des zweiten Metallträgers erforderlichen Zusätze genügend lange einwirken zu lassen. An diesem zweiten Metall sei das Rohgut reich, so daß mehrere Zellen, z. B. die Zellen 9 bis 13, zur Herausnahme eines Vorkonzentrates erforderlich sind. Zur Nachreinigung dieses Vorkonzentrates wird es über einen Verteiler zwei pneumatischen Zellen *c* und *d* aufgegeben, deren Abgänge zusammen mit dem Mittelprodukt der Zellen 14—16 der Zelle 9 wieder zugeführt werden. Die Schäume der Zellen *c* und *d* gelangen ebenfalls über einen Verteiler zu zwei weiteren pneumatischen Zellen *e* und *f*, deren Abgänge in den Verteiler für die beiden ersten Zellen *c* und *d* zurückgeführt werden, während die Schäume einer letzten Reinigerzelle *g* zufließen. Der in *g* erzeugte Schaum ist das Fertigprodukt des zweiten Metalles.

Die Abgänge dieser letzten Zelle *g* gehen zur Nachreinigung zum Verteiler der Zellen *e* und *f* zurück. Die Abgänge der Zelle 16 durchlaufen, gegebenenfalls nach vorheriger Eindickung, die Zellen 17—20 zur Gewinnung des dritten leicht schwimmbaren, bisher

aber gedrückten Metallträgers. Hierbei erzeugen die Zellen 16 und 17 ein fertiges Konzentrat, während das Mittelprodukt der Zellen 19 und 20 von der Zelle 17 zur Nachreinigung wieder angesaugt wird. Die Abgänge der Zelle 20 sind die fertigen, an den drei Metallen armen, ausgearbeiteten Berge.

Dieser Kombination von Apparaten mit mechanischer Rührung und Druckluftapparaten (vgl. auch Stammbaum, Abb. 157, Abschnitt „Wasserwirtschaft“, S. 415), z. B. von M. S.-Apparaten und MacIntoshzellen, wird folgender Vorteil nachgesagt: man vertritt den Standpunkt, daß das vollkommene Ausarbeiten einer Trübe und das Herstellen hochangereicherter Konzentrate zwei Vorgänge seien, die sich im Grunde genommen schwer miteinander vereinbaren ließen, und es auf jeden Fall für den praktischen Betrieb Vorteile biete, wenn man diesen beiden, gewissermaßen entgegengesetzten Forderungen in zwei getrennten Systemen gerecht werden könne. Man habe dabei die Möglichkeit, mit dem einen Apparatetyp ohne Rücksicht auf die Höhe der Anreicherung auf reine Berge, mit dem anderen ohne Rücksicht auf das Ausbringen auf hohe Konzentrate zu arbeiten, ohne dabei Gefahr zu laufen, daß in einem der Apparate zwei einander widersprechende Aufgaben erfüllt werden müßten. Dieser Zweck wird in gewissem Sinne durch die Kombination praktisch vollkommen erreicht. Apparate vom Typ der M. S.-Apparate sind dafür bekannt, daß man in ihnen ohne Schwierigkeiten die Trübe leicht erschöpfen, d. h. reine Berge erhalten kann, während andererseits Apparate vom Typ der MacIntoshzelle besonders geeignet sind, hohe Anreicherungen zu erzielen. Man nutzt also im vorliegenden Fall die besonderen Eigenschaften der beiden Apparatetypen bewußt aus und läuft vor allem keine Gefahr, Verluste zu erleiden, da ja im Gange des Verfahrens die Schwimmapparate letzten Endes den Trübestrom der Aufgabe nur in fertige Konzentrate und fertige Berge aufteilen. Alle während der Flotation entstehenden Mittelprodukte treten im Gegensatz zu den meisten naßmechanischen Anlagen nicht in Erscheinung, da sie laufend und gewissermaßen automatisch aufgearbeitet werden.

4. Beispiele der Trübeführung bei der Kombination von Flotation und Herden

Der Stammbaum 9 (Abb. 96) zeigt eine Verbindung von Schwimmzellen mit Herden bei der selektiven Flotation. Diese Art der Schaltung wurde früher häufiger benutzt, kommt jedoch heute als wenig günstige Lösung nur selten in Betracht. Auf die unter Umständen erforderliche Nachreinigung der Vorkonzentrate ist im abgebildeten Stammbaum keine Rücksicht genommen, sondern es wird vorausgesetzt, daß die jeweils ersten Zellen fertige Konzentrate liefern. Die Schaltung ist folgendermaßen:

Die Trübeaufgabe erfolgt in die Zelle 1; die Zellen 1 und 2 liefern fertige Konzentrate. Die Zelle 3 erzeugt ein reiches, die Zellen 4—6 ein armes Mittelprodukt; es wird zur Nacharbeit der Zelle 1 zurückgegeben, während das reiche Mittelprodukt einem Herd zugeführt wird, auf dem fertige Konzentrate und Mittelprodukte hergestellt werden. Diese Herdmittelprodukte werden mit den armen Mittelprodukten der Zellen 4 bis 6 vereinigt. Die Zelle 6 ist die letzte, welche allein das erste Metall flotiert. Der in der folgenden Zelle erzeugte Schaum beider Metalle wird einem Herd zugeführt, auf dem fertige Konzentrate des ersten und zweiten Metalls hergestellt werden, und ein Mittelprodukt entsteht; es wird zur Zelle 7 geleitet. Die Zellen 8 und 9 geben ein fertiges Konzentrat des zweiten Metalls, während die Zellen 10 und 11 ein reiches, die Zelle 12 ein armes Mittelprodukt liefern. Das reiche Mittelprodukt der Zellen 10 und 11 wird

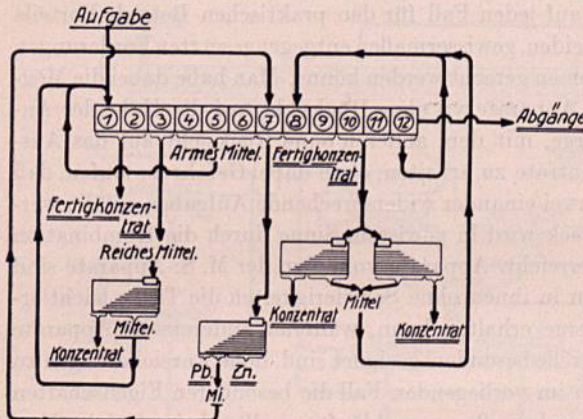


Abb. 96. Stammbaum 9

gleichfalls Herden zugeführt, auf denen ein fertiges Konzentrat des zweiten Metalls und Mittelprodukte hergestellt werden. Diese Mittelprodukte vereinigen sich mit den armen Mittelprodukten der Zelle 12 und werden zur Nacharbeit der Zelle 8 wieder zugeführt.

Eine Schaltung nach dem angegebenen Schema vermindert gewiß die Schwierigkeiten der selektiven Trennung; bei den heute gut ausgearbeiteten se-

lektiven Flotationsverfahren ist dieser Umstand jedoch meist von keiner Bedeutung mehr. Dagegen erhöhen sich durch Einschaltung von Herden die Schwierigkeiten bezüglich der geeigneten Trübedichte in ganz bedeutendem Maße. In den weitaus meisten Fällen wird durch die Zwischenschaltung von Herden die Trübe in den Schwimmapparaten derart verdünnt, daß die Flotation mindestens gestört wird. Eine Eindickung der von den Herden abfließenden Produkte würde eine getrennte Wasserführung erforderlich machen, die nur dazu beitrüge, das Verfahren zu erschweren. Man ist daher von der angegebenen Schaltung fast überall abgekommen und benutzt sie nur, allerdings in abgeänderter Form, wenn der Flotation ein Aufgabegut zugeführt wird, das schon bei verhältnismäßig groben Korngrößen freiliegt. In derartigen Fällen wird das Gut, das die Feinmühle verläßt, erst Herden zugeführt, welche die groben, schon freiliegenden Erzteilchen herausnehmen. Die Mittelprodukte der Herde werden gemeinsam mit den Schlämmen dem Klassierer zugeführt, der die feinen Schlämme der Flotationsaufgabe weitergibt, während die größeren Anteile in der Mühle nachgemahlen werden. Auch bei einer derartigen

Schaltung besteht, allerdings in geringerem Maße, die Gefahr einer übermäßigen Verdünnung der Flotationstrübe durch die Herdmittelprodukte, doch kann ein Teil des Herdwassers für die im Klassierer erforderliche Verdünnung benutzt werden.

Der Stammbaum 10 (Abb. 97) gibt einen Vorschlag wieder, der von A. W. Fahrenwald stammt und in der amerikanischen Literatur unter dem Namen „coarse-flotation“, Grobflotation, Eingang gefunden hat¹⁾. Es handelt sich auch bei dieser Trübeführung um eine Verbindung von Schwimmapparaten, und zwar vorzugsweise Agitationsapparaten, mit Herden, jedoch gleichzeitig um eine Verbindung von Klassierer und Mühle für die Abgänge des Schwim-

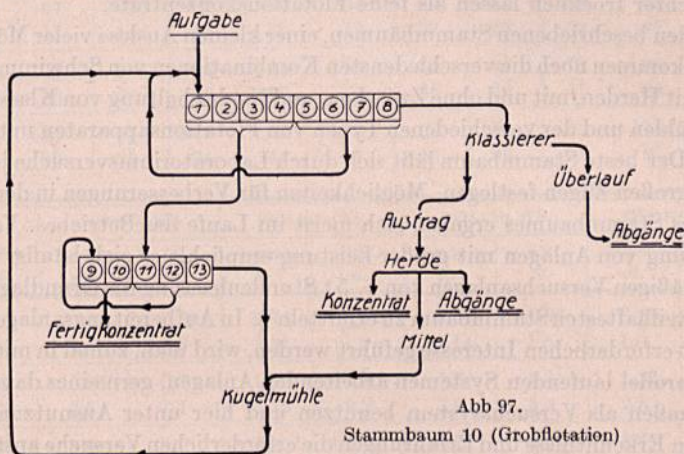


Abb. 97.
Stammbaum 10 (Grobflotation)

apparates bzw. der Herde. Der in Stammbaum 10 wiedergegebene Vorschlag eignet sich vor allem für einmetallische Erze²⁾, die häufig für die Flotation in zu groben Korngrößen freiliegen. Der Gang dieses Verfahrens ist etwa folgender:

Die Aufgabe erfolgt in der Zelle 1 des Vorreinigers, der in den Zellen 1-4 ein Vorkonzentrat, in den Zellen 5-8 ein zur Nacharbeit zur Zelle 1 zurückgehendes Mittelprodukt erzeugt. In diesem Mittelprodukt sollen möglichst nur reine unverwachsene Teilchen gehoben werden. Das Vorkonzentrat der Zellen 1-4 kommt zur Nachreinigung in einen zweiten Apparat und wird dort in die Zelle 11 geführt. Der Schaum der Zellen 11-13 wird in den Zellen 9-10 nochmals nachgereinigt und stellt dann das fertige Konzentrat dar. Die Abgänge der Zelle 8 des Vorreinigungsapparates fließen zu einem Klassierer, dessen Überlauf als metallfreie Berge abgelassen werden kann, da ja in den Zellen 1 bis 8 sämtliche feinen Erzteilchen in dem Schaum gehoben worden sind. Der Ausfrag des Klassierers, das reiche Produkt, in dem neben verwachsenen, noch freie größere Erzteilchen und freie größere Bergeteilchen vorhanden sind, wird auf Herde geführt, auf denen fertige grobe Konzentrate und fertige Berge abgestoßen werden. Die auf den Herden abgeschiedenen Mittelprodukte werden mit den Abgängen der Zelle 13 des

¹⁾ A. W. Fahrenwald und C. Thom, a. a. O.

²⁾ Zum Beispiel gediegene Kupfererze.

Reinigerapparates vereinigt, in einer Kugelmühle fein gemahlen und sodann wieder in die Zelle I des Vorreinigungsapparates aufgegeben.

Diese Führung des Stammbaumes bietet für einmetallische Erze, deren Verwachsung nicht allzu fein ist, entschieden Vorteile, kommt jedoch nur für Anlagen mit einer gewissen Mindestleistung in Betracht, welche die Zwischenschaltung des Klassierers, der Herde und der Kugelmühle rechtfertigt. Man erreicht durch diese Schaltung eine Erniedrigung der Vermahlungskosten, Verminderung der Anzahl der erforderlichen Schwimmzellen und letzten Endes auch eine Vereinfachung und Verbilligung der Entwässerung und Trocknung der Konzentrate, da sich die gröberen Herdkonzentrate wesentlich leichter trocknen lassen als feine Flotationskonzentrate.

Zu den beschriebenen Stammbäumen, einer kleinen Auslese vieler Möglichkeiten, kommen noch die verschiedensten Kombinationen von Schwimmapparaten mit Herden, mit und ohne Zwischen- und Nachschaltung von Klassierern bzw. Mühlen und der verschiedenen Typen von Flotationsapparaten untereinander. Der beste Stammbaum läßt sich durch Laboratoriumsversuche jeweils nur in großen Zügen festlegen, Möglichkeiten für Verbesserungen in der Führung des Stammbaumes ergeben sich meist im Laufe des Betriebes. Vor der Errichtung von Anlagen mit großer Leistung empfiehlt es sich häufig, in betriebsmäßigen Versuchsanlagen von 1–5 t Stundenleistung die Grundlagen für den vorteilhaftesten Stammbaum zu ermitteln¹⁾. In Aufbereitungsanlagen, die mit dem erforderlichen Interesse geführt werden, wird man, zumal in mit mehreren parallel laufenden Systemen arbeitenden Anlagen, gern eines davon gewissermaßen als Versuchssystem benutzen und hier unter Ausnutzung der neuesten Erkenntnisse und Erfahrungen die erforderlichen Versuche anstellen. In welchem Ausmaß und mit welchem Erfolg derartige Untersuchungen durchgeführt werden können, zeigt unter anderem das bei der Besprechung von Mühlen und Klassierern angegebene Beispiel der McGill-Aufbereitungsanlage der Nevada Consolidated Copper Corporation (siehe S. 89).

IX. Nebenapparate der Flotation

1. Gebläse

Im allgemeinen benutzt man zur Erzeugung der bei den verschiedenen Apparatetypen erforderlichen Druckluft sogenannte Mitteldruckgebläse, in denen die angesaugte Luft auf den erforderlichen Überdruck, meist zwischen 1000 und 3000 mm Wassersäule, gebracht wird.

In den beiden nebenstehenden Tabellen sind Daten über die Druckhöhe, ausgedrückt in mm Wassersäule, über die angesaugten Luftmengen in

¹⁾ R. Glatzel, *Met. u. Erz* 28, 7 (1931); K. Patzschke, ebenda, 27, 117 (1930).

cbm/min bei angegebenen Umdrehzahlen je Minute und über den erforderlichen Kraftbedarf in PS zusammengestellt:

Um- drehungen je min	1000 mm WS.		1500 mm WS.		2000 mm WS.		2500 mm WS.		3000 mm WS.	
	cbm/min rd.	PS rd.	cbm/min rd.	PS rd.	cbm/min rd.	PS rd.	cbm/min rd.	PS rd.	cbm/min rd.	PS rd.
470	30	9,7	29,5	14	28,5	18,5	28	23	27	27
350	21,5	7	20,5	10,5	19,5	14	19	17	18	20,5
400	45	14	44	21	43	27	42	33	41	40
270	28	10	27	14	26	18	25	22	24	27
350	67	20	65	30	64	39	63	48	62	58
240	43	14	41	20	40	27	39	33	38	40
325	100	30	98	45	96	59	95	73	94	87
210	60	20	59	29	57	38	56	47	55	56
300	145	43	141	63	138	82	136	102	134	122
210	97	30	94	44	91	58	89	72	87	85

Um- drehungen je min	1000 mm WS.		2000 mm WS.		3000 mm WS.		4000 mm WS.	
	cbm/min rd.	PS rd.	cbm/min rd.	PS rd.	cbm/min rd.	PS rd.	cbm/min rd.	PS rd.
1450	0,94	0,36	0,74	0,72	0,58	1,06	0,44	1,42
2000	1,5	0,5	1,3	1,0	1,14	1,5	1,0	2,0
950	2,05	0,7	1,7	1,4	1,5	2,1	1,25	2,8
1450	3,6	1,1	3,25	2,2	3,0	3,3	2,8	4,3
720	3,9	1,2	3,5	2,4	3,2	3,6	2,8	4,8
800	4,5	1,3	4,0	2,6	3,7	4,0	3,4	5,3
960	5,6	1,6	5,1	3,2	4,8	4,7	4,5	6,4
1450	9,1	2,4	8,6	4,8	8,3	7,2	8,0	9,7
650	8,3	2,4	7,6	4,8	7,2	7,0	6,7	9,3
720	9,3	2,6	8,6	5,2	8,2	7,7	7,8	10,4
960	12,9	3,5	12,2	7	11,8	10,2	11,4	13,6
550	14,6	3,8	13,6	7,8	13,0	11,8	12,5	15,6
720	19,5	5,1	18,8	10,2	18,1	15,3	17,6	20,4
500	23	6	22	12	21,5	18	21	24
720	35	9	34	18	33,3	27	32,6	36

2. Mischer

Bei Apparaten mit mechanischer Rührung erübrigt sich die Aufstellung besonderer Mischer zum Durchmischen der Trübe¹⁾ mit den Flotations-

¹⁾ Vgl. auch C. S. Parsons, Conditioning and Agitating, Denver Equip. Bull. 2903 (1931).

reagenzien, soweit nicht eine bestimmte Einwirkzeit erforderlich ist. In Floationsanlagen, die mit reinen Druckluftapparaten, also ohne mechanische Rührung arbeiten, sind dagegen besondere Mischer meist nicht zu umgehen; seltener erfolgt die Durchmischung durch Einführung von Preßluft in eigens

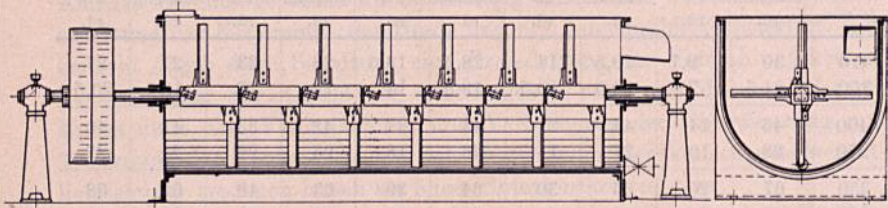


Abb. 98. Mischer mit horizontaler Welle

hierzu gebauten Behältern. Im allgemeinen zieht man mechanisch bewegte Mischer vor. Sie werden mit senkrechter oder wagerechter Rührwelle gebaut. Da Mischer mit senkrecht stehender Welle den beschriebenen Einwirkgefäßen ähneln (siehe S. 129), seien an dieser Stelle im Schnitt (Abb. 98) und in einer Zusammenstellung des Kraftbedarfs und der Abmessungen nur Angaben über einen weniger gebräuchlichen Mischer mit horizontalem Rührer gegeben.

Abmessungen: 3 m lang, 1 m breit, 0,9 m hoch	
n/min.....	30—60
PS.....	4—6.

3. Verteiler

Es empfiehlt sich in manchen Anlagen, den gemeinschaftlich für mehrere Systeme erzeugten Trübestrom auf verschiedene Systeme von mehreren nebeneinandergeschalteten Schwimmapparaten zu verteilen. Dies geschieht in der Hauptsache, um bei der Herstellung und Konditionierung der Trübe eine Einheitlichkeit zu erreichen. Zur gleichmäßigen Verteilung des Trübestromes dienen die Verteiler. Sie sind besonders in Anlagen zweckmäßig, welche mit Druckluftapparaten arbeiten, da diese Art der Apparate gegen Mengenschwankungen empfindlicher ist als Agitationsapparate. Verteiler können in den verschiedensten Ausführungen hergestellt werden; eine der vielen Ausführungsformen ist in der nebenstehenden Skizze (Abb. 99) wiedergegeben.

4. Zusatzmittelspeiser und Vorrichtungen zum Lösen von Reagenzien

Mit der Entwicklung der Schwimmverfahren sind im Laufe der Zeit jene Apparate konstruktiv verbessert worden, welche der Feinmühle, den

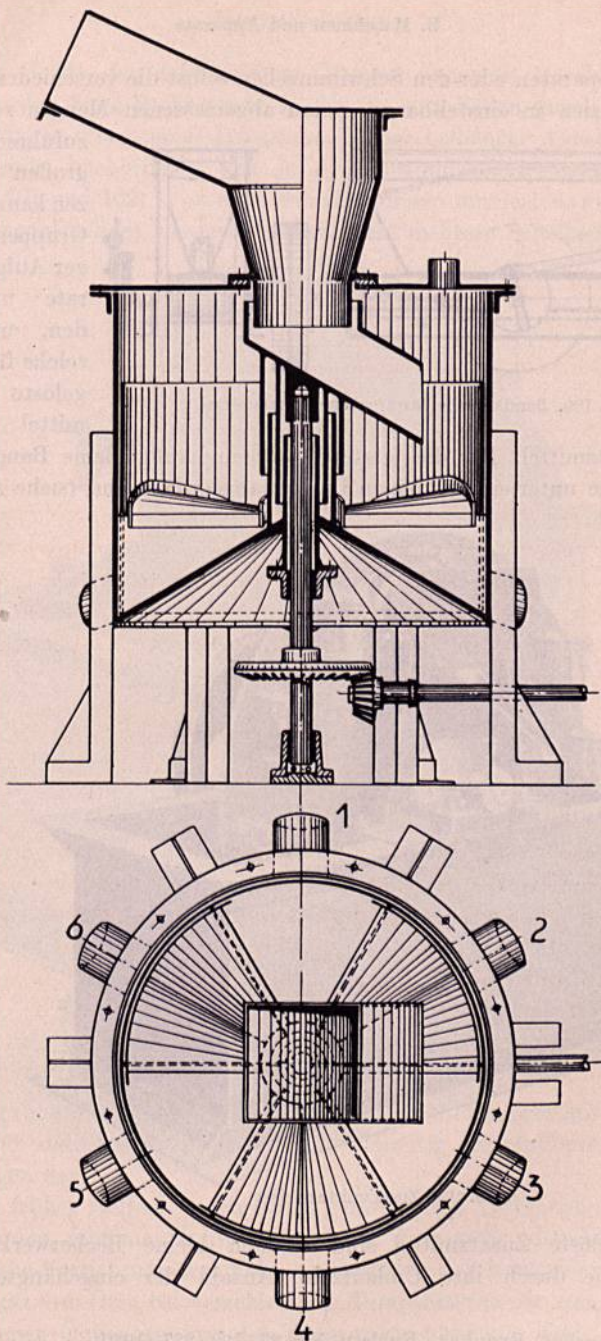


Abb. 99. Verteiler mit 6 Ausläufen

Zwischenapparaten oder den Schwimmzellen selbst die verschiedenen Flotationsreagenzien in einstellbaren, genau abgemessenen Mengen regelmäßig zuführen¹⁾. Im großen und ganzen kann man drei Gruppen derartiger Aufgabeapparate unterscheiden, und zwar solche für Öle, für gelöste Zusatzmittel und für

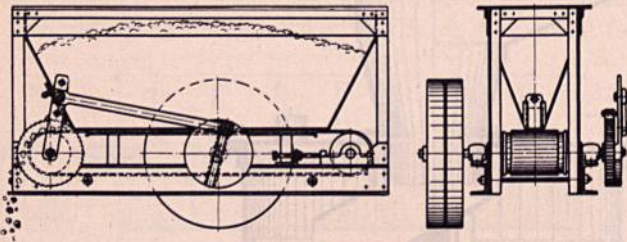


Abb. 100. Bandaufgabe für trockene Zusatzmittel

festen Zusatzmittel. Für die letzteren werden häufig kleine Bandaufgaben benutzt, die unter einem kleinen Bunker angeordnet sind (siehe Abb. 100).

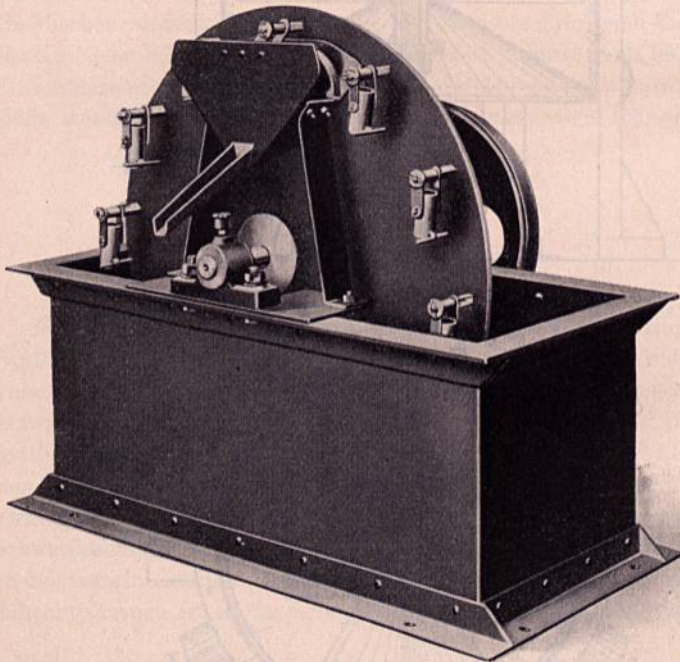


Abb. 101. Zusatzmittelspeiser

Für gelöste Zusatzmittel sind vielfach kleine Becherwerke in Gebrauch, die durch ihre Umlaufzahl, Anzahl der eingehängten Becher

¹⁾ Vgl. auch F. Prockat, Kohle u. Erz 27, 192, 227 (1930).

und deren Größe den erforderlichen Mengen angepaßt werden können. Ersetzt wurden diese Becherwerke in den meisten Fällen durch rotierende Scheiben, die in Form eines Heberades Becher beliebiger Anzahl und beliebiger Größe hochbringen und in die Zusatzmittelleitungen ausleeren (vgl. Abb. 101 und 102). Von einer Scheibe können mindestens zwei Zusatzmittelleitungen bedient werden; da außerdem mehrere Scheiben aus dem-

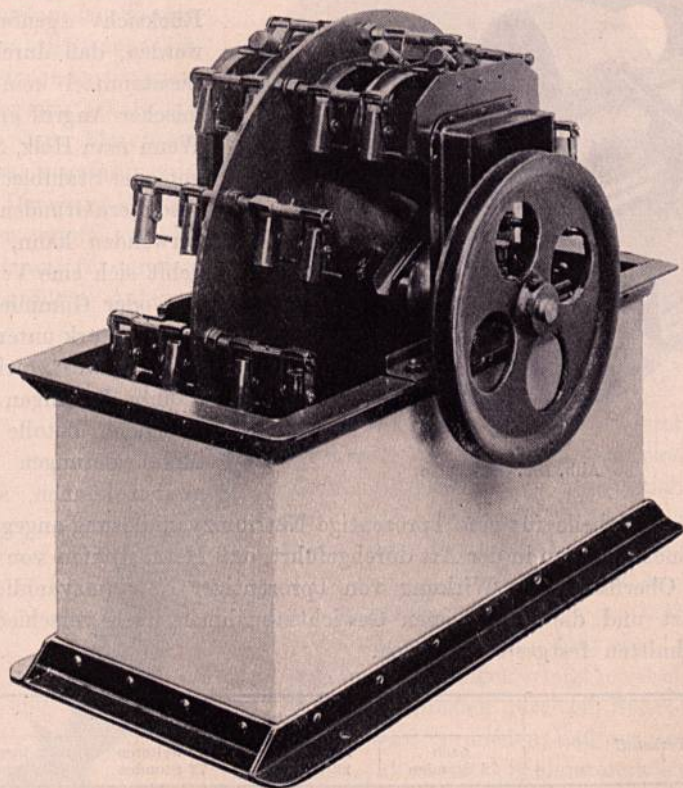


Abb. 102. Zusatzmittelspeiser

selben Trog schöpfen können, stellen derartige Vorrichtungen mit mehreren Scheiben für dasselbe Zusatzmittel sehr vielseitig verwendbare Aufgabevorrichtungen dar.

Öle, die früher vielfach durch kleine Pumpen den Verbrauchsstellen zugeführt wurden, gibt man heute meist durch Walzenöler oder den Walzenöler ähnliche Vorrichtungen auf. Zu beachten ist, daß infolge der Änderung der Viskosität von Ölen bei verschiedenen Temperaturen die von der Walze abgenommenen Ölmengen von der Temperatur abhängig sind. Die einen

solchen Walzenöler darstellende Abb. 103 bedarf zu ihrem Verständnis keiner weiteren Beschreibung.

Bei der Wahl der Werkstoffe für die Zusatzmittelspeiser, ebenso für die Behälter zum Ansetzen der Flotationsreagenzien und für die zu ihrer Weiter-

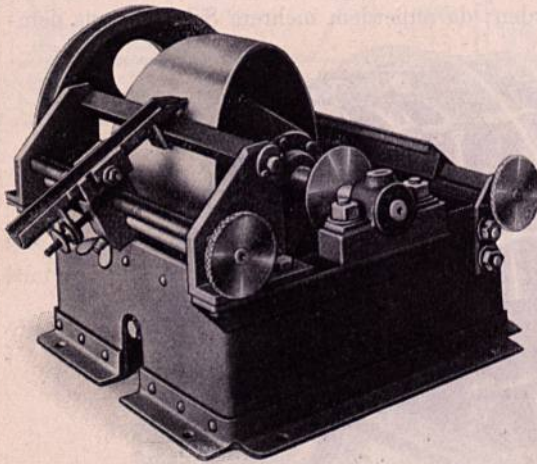


Abb. 103. Walzenöler

leitung dienenden Rohrleitungen, muß darauf Rücksicht genommen werden, daß durch die Zusatzmittel kein chemischer Angriff erfolgt. Wenn man Holz, Steingut oder Stahlblech aus besondern Gründen nicht verwenden kann, empfiehlt sich eine Verbleiung oder Gummierung.

Wie stark unter Umständen selbst stark verdünnte Lösungen verschiedene Metalle oder Metallegierungen angreifen können, sei in

Form einer Tabelle für eine 1prozentige Natriumcyanidlösung angegeben. Die Versuche wurden in der Art durchgeführt, daß Metallstreifen von etwa gleicher Oberfläche der Wirkung von 1prozentiger Natriumcyanidlösung ausgesetzt und die angegebenen Gewichtsabnahmen nach verschiedenen Zeitabschnitten festgestellt wurden.

Werkstoff	Gewichtsabnahme in g			
	nach 72 Stunden	in weiteren 96 Stunden	in weiteren 72 Stunden	nach insgesamt 240 Stunden
Blei	—	—	—	—
Rotguß	0,0200	0,0168	0,0108	0,0476
Zink	0,0562	0,1356	0,0678	0,2596
Phosphorbronze	0,0974	0,1020	0,0789	0,2783
Stahlbronze	0,0932	0,0950	0,0932	0,2814
Messing	0,0908	0,1944	0,0898	0,3750
Stahlblech	—	0,0036	—	0,0084

Außer den angegebenen, für die Verteilung der Zusatzmittellösungen dienenden Vorrichtungen sind in Flotationsanlagen noch solche zur Herstellung der Lösungen in Gebrauch, von denen folgende nur kurz erwähnt seien:

festen Chemikalien, z. B. Kupfersulfat, werden in Stücken bis zu 10–15 mm in mit Siebböden versehene Gefäße gegeben, die selbsttätig durch Bandaufgaben (Abb. 100) oder ähnliche Apparate nachgefüllt werden; die Auflösung erfolgt beim Durchfließen von Wasser durch die Gefäße. Je nach der Einregelung der Wassermenge erhält man Lösungen von bestimmtem Kupfersulfatgehalt, die dann dem Flotationsapparat zugeführt werden. Derartige Vorkehrungen empfehlen sich jedoch nur für mittlere und größere Anlagen.

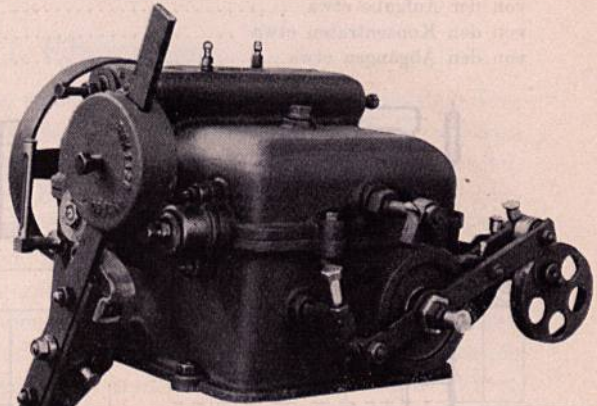


Abb. 104. Mechanischer Probenehmer mit Pendelschöpfer

Eine einfache Form zur Herstellung der Lösungen von Flotationsreagenzien besteht darin, daß man in dem Lösebett, der gegebenenfalls als Rührbett ausgebildet sein kann, durchlochte Gefäße bzw. Körbe aus Drahtgeflecht oder Steingut einhängt, die mit der entsprechenden Menge des betreffenden festen Zusatzmittels gefüllt sind. Die Entnahme der Lösungen erfolgt meist etwas über dem Bettboden durch ein Rohr; auf diese Weise wird vermieden, daß aus den Chemikalien abgesetzte Schlammteilchen in die Rohrleitungen und Zusatzmittelspeiser gelangen.

5. Probenehmer

Der Zweck der Probenehmer¹⁾ besteht darin, aus dem Strom der Produkte einer Anlage an den hierfür geeigneten Stellen eine bestimmte Teilmenge zu entnehmen, um sie den für die Kontrolle und Bewertungen notwendigen

¹⁾ Vgl. auch E. Isern, Eng. Min. World 2, 309 (1931).

Untersuchungen zuzuführen. Diese Teilmenge soll einen möglichst genauen Durchschnitt der ganzen Menge darstellen. Als Anhaltswerte für die empfehlenswerten letzten Probemengen können etwa folgende Zahlen genannt werden:

von der Aufgabe etwa	$1\frac{0}{00}^1$
von den Konzentraten etwa	$2\frac{0}{00}$
von den Abgängen etwa	$2\frac{0}{00}$

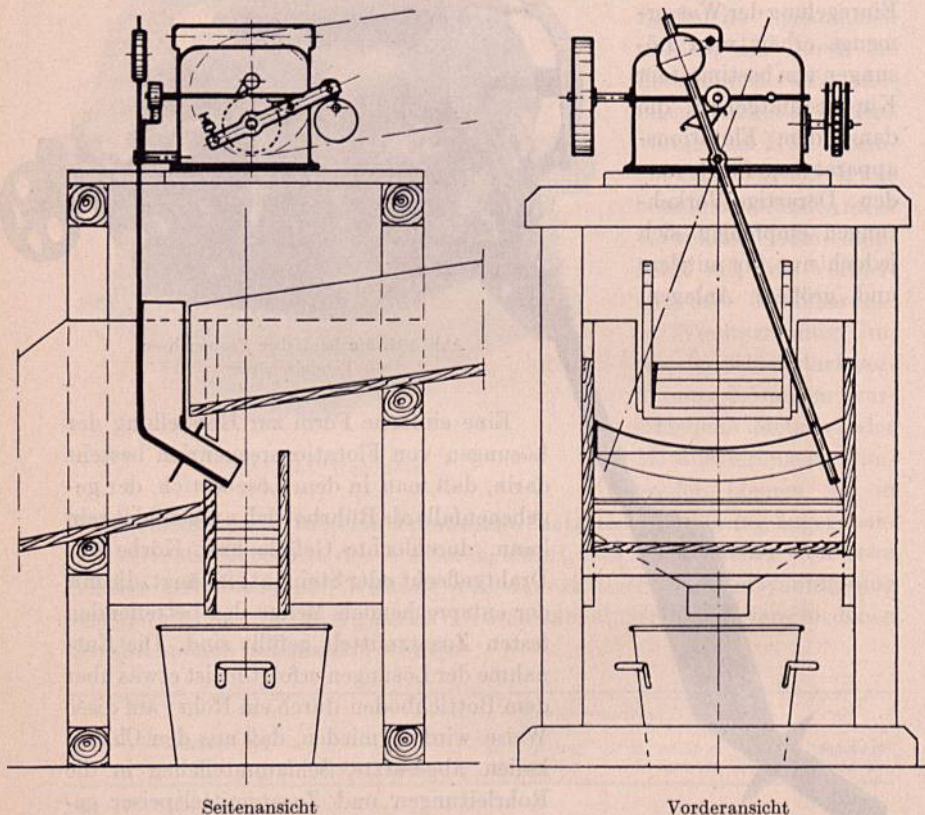


Abb. 105. Einbau des Probenehmers

Ein oft angewandtes Prinzip der Probenehmer besteht darin, daß ein an einem schwenkbaren Arm befestigtes trichterförmiges, schmales Ablenkegefäß mit einstellbarer Geschwindigkeit in regelbaren Zeitabschnitten durch den Gesamtstrom geführt wird. Die Abb. 104 und die beiden Schnittzeichnungen Abb. 105 lassen die Wirkungsweise dieser Vorrichtungen erkennen.

¹⁾ Siehe auch G. J. Young, Eng. Min. World 2, 301 (1931), der nur $0,1\frac{0}{00}$ nimmt.

X. Entwässerung und Trocknung von Flotationskonzentraten

1. Filteranlagen

Die in Flotationsanlagen erzeugten Konzentrate können infolge ihres hohen Wassergehaltes selbst nach einer Eindickung in den seltensten Fällen ohne künstliche Entwässerung weiterverarbeitet bzw. verschickt werden. Zur Entwässerung nach der Eindickung sind Absetzkästen mit Filterböden, Zellenfilter in der Ausführung als Trommel-, Scheiben-, Plan- und Innenfilter, Filterpressen, Schleudern bzw. Zentrifugen vorgeschlagen worden und zur Anwendung gekommen¹⁾. Von diesen Vorrichtungen haben sich bei Flotationsanlagen bisher die Vakuumzellenfilter am besten bewährt und die größte Verbreitung gefunden. Sie wurden ursprünglich nur als Trommelfilter ausgeführt, werden jedoch seit einigen Jahren auch vielfach als Scheibenfilter gebaut. Im weiteren sollen nur die Vakuumzellenfilter in der Ausführung als Trommel- und Scheibenfilter beschrieben werden.

Es läßt sich nicht mit allgemeiner Gültigkeit sagen, wieweit Flotationskonzentrate entwässert werden können, dies hängt in der Hauptsache von ihrer Korngröße und ihrer Beschaffenheit ab. Wenn das Gut körnig ist und wenig Schlamm enthält, läßt sich eine Entwässerung auf 6–8% H_2O ohne Schwierigkeiten erzielen; ist dagegen das Gut sehr fein, schlammreich und vielleicht noch mit geringen Mengen Ton durchsetzt, so kann der Wassergehalt in den Konzentraten auf über 10% steigen. Eine nicht unwesentliche Erleichterung der Filtration hat die Verwendung chemischer Sammler gebracht²⁾.

Da die Behandlung der Konzentrate in der Weiterverarbeitung zum Teil von ihrer Korngröße abhängig ist, scheidet man sie in manchen Fällen vor der Filtration durch Rechenklassierer in grobe und feine Anteile, die dann für sich entwässert und weiter behandelt werden³⁾. Der Zweck dieser Unterteilung besteht hauptsächlich darin, die Entwässerungskosten nach Möglichkeit zu vermindern. Wenn die Konzentrate in verhältnismäßig grober Form vorliegen, können sie unter Umständen in Stauchkästen oder ähnlichen Apparaten genügend entwässert werden.

¹⁾ Vgl. u. a. K. W. Geisler, Zeitschr. Ver. d. Ing. 69, 1437 (1925); 72, 1089 (1928); ferner F. D. Bradley, Eng. Min. Journ. 106, 207, 899 (1918); 107, 198, 365, 724 (1919).

²⁾ Vgl. Flotationsreagenzien, S. 247.

³⁾ Siehe E. Wittenau und W. B. Cramer, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6404, 15 (1931).

Trommelfilter

Trommelfilter, häufig auch als Trommel-Zellenfilter bezeichnet, bestehen im wesentlichen aus folgenden Einzelteilen: dem Filtertrog, der Filtertrommel mit Bespannung, dem Steuerkopf, der Abnahmevorrichtung und dem Antrieb. Als Zubehör sind außerdem erforderlich: eine Luftpumpe, eine Vorlage (Vakuummessel), ein Wasserabscheidebehälter, ein Gebläse zur Auflockerung und Abwerfung des Kuchens und eine Filtratpumpe.

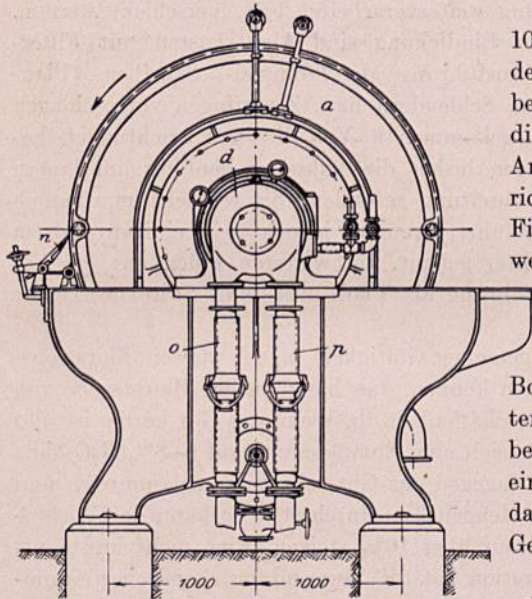


Abb. 106. Trommelfilter (Erklärung siehe Seite 191)

Der Filtertrog (siehe Abb. 106 bis 108) ist zur Aufnahme des zu filtrierenden Gemisches bestimmt; er trägt außerdem die Lager für die Trommel, den Antrieb und die Abnahmevorrichtung. Die Ausrüstung des Filtertroges mit einem Rührwerk ist dort zu empfehlen, wo eine Entmischung der Trübe bzw. ein Absetzen der Feststoffe am Boden des Troges zu befürchten ist. Denselben Zweck kann, besonders bei Scheibenfiltern, eine Umlaufpumpe erfüllen, die das in den Trog eingeführte Gemisch in Bewegung hält.

Die Filtertrommel *a* ist in zahlreiche Zellen *b* mit radialen Scheidewänden aufgeteilt. Die Zellen verlaufen trichterförmig nach der Mitte. Jeder Trichtermund wendet sich innen zur Seite und läuft in einen Kanal aus, der in einem entsprechenden Kanal *c* des vorgeschraubten Trommelhalses seine Fortsetzung findet. Die Kanäle des Trommelhalses endigen in einer leicht auswechselbaren Stirnscheibe *g*, an die sich der Steuerkopf *d* anschließt.

Der Steuerkopf verbindet die Zellen in Gruppen oder einzeln der Reihe nach mit jeder Zu- und Ableitung, die nach Bedarf verschieden angeordnet werden können. Seine von der Stirnscheibe der Trommel bestrichene, durchbrochene Wand — die sogenannte Steuerscheibe — ist aus Verschleißgründen ebenfalls auswechselbar eingerichtet. Der Steuerkopf besitzt gewöhnlich vier Kammern. Die beiden größeren Kammern (Saug- und Trockenzone) sind mit Saugleitungen, die übrigen Kammern (Druck- und Spülzone) mit Druck-

Der Filtertrog (siehe Abb. 106 bis 108) ist zur Aufnahme des zu filtrierenden Gemisches bestimmt; er trägt außerdem die Lager für die Trommel, den Antrieb und die Abnahmevorrichtung. Die Ausrüstung des Filtertroges mit einem Rührwerk ist dort zu empfehlen, wo eine Entmischung der Trübe bzw. ein Absetzen der Feststoffe am Boden des Troges zu befürchten ist. Denselben Zweck kann, besonders bei Scheibenfiltern, eine Umlaufpumpe erfüllen, die das in den Trog eingeführte Gemisch in Bewegung hält.

Die Filtertrommel *a* ist in zahlreiche Zellen *b* mit radialen Scheidewänden aufgeteilt. Die

leitungen oder der Atmosphäre in Verbindung. Die jeweils mit der ersten Kammer verbundenen Zellen stehen unter Vakuum. Solange sie in den Trog tauchen, saugen sie das zu filternde Gut an. Die Feststoffe bleiben als Kuchen an dem Filterbelag der Trommel haften, während das Filtratwasser durch den Stutzen *p* in einem Rezipienten zuströmt. Die nach dem Austauschen dem Kuchen noch anhaftende Flüssigkeit wird scharf abgesaugt. Bei der weiteren Drehung der Trommel erreichen die Zellen die zweite Kammer, die Absaugung findet ihre Fortsetzung, doch erfolgt die Ableitung jetzt durch den Stutzen *o*. Eine dritte schmalgehaltene Kammer bezweckt in der jeweils am Schabemesser ankommenden Zelle die Aufhebung der Saugwirkung. Genügt

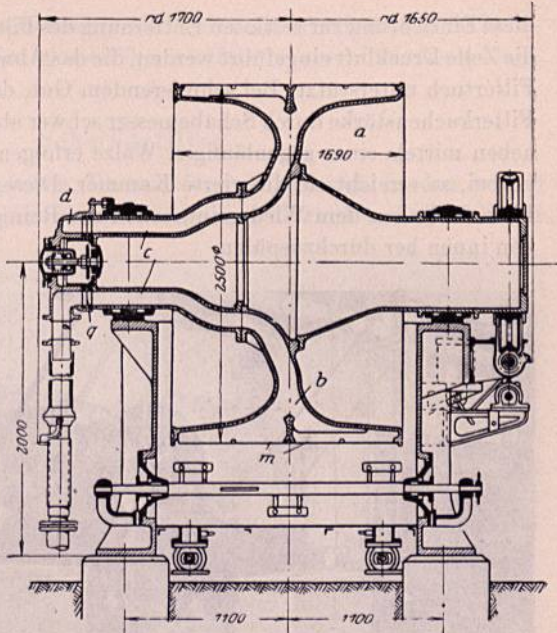


Abb. 107. Trommelfilter (Schnitt)

Erklärungen zu den Abbildungen 106—108:

a = Filtertrommel; *b* = Zellen;
c = Abführkanäle; *d* = Steuerkopf;
e = Saugkammer des Steuerkopfes;
g = Druckkammer des Steuerkopfes;
h = Blindstelle des Steuerkopfes;
m = Siebblechumspannung der Trommel;
n = Schabemesser; *o*, *p* = Abführkanäle aus dem Steuerkopf;
q = umlaufender Zwischenring zwischen Trommel und Steuerkopf

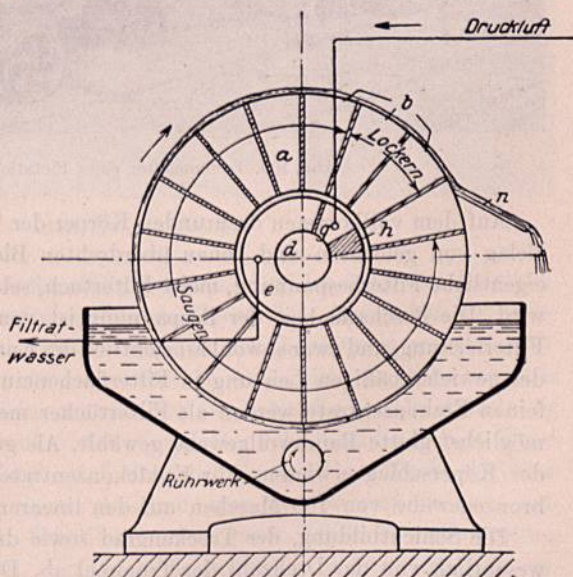


Abb. 108. Schema eines Trommelfilters

diese Einrichtung zur restlosen Entfernung des Filterkuchens nicht, so kann in die Zelle Druckluft eingeführt werden, die das Abwerfen des Kuchens von dem Filtertuch unterstützt. Bei schmierendem Gut, das sich wegen der geringen Filterkuchenstärke durch Schabemesser schwer abnehmen läßt, kann das Abheben mittels einer gegenläufigen Walze erfolgen. Ist die Zelle am Schaber vorbei, so erreicht sie die vierte Kammer. Diese gestattet, wenn nötig, die Filterfläche vor dem Wiedereintauchen zur Reinigung mit Luft oder Wasser von innen her durchzuspülen.

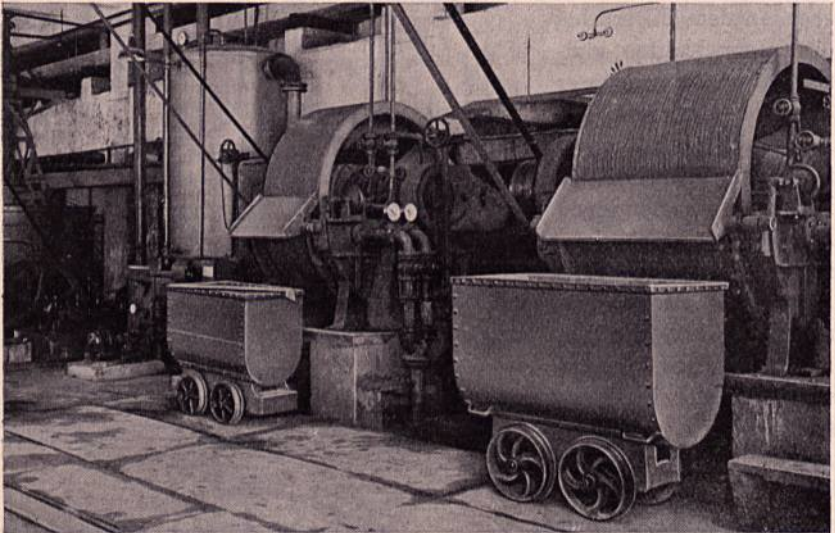


Abb. 109. Trommelfilter einer Flotationsanlage

Auf dem vollkommen drehunden Körper der Trommel befindet sich ein Belag von gelochten und genau überdrehten Blechen *m*, auf die erst die eigentliche Filterbespannung, meist Filtertuch, seltener Drahtgewebe, gelegt wird. Die Beschaffenheit der Bespannung ist von größtem Einfluß auf die Filterleistung, und zwar sowohl hinsichtlich des Entwässerungsgrades als auch der gewichtsmäßigen Leistung je Filterflächeneinheit und Stunde. Für die feinen Erzkonzentrate werden als Filtertücher meist widerstandsfähige und möglichst glatte Baumwollgewebe gewählt. Als günstigste Webart hat sich der Köperschlag erwiesen. Für Kohlekonzentrate werden meist Phosphorbronzegewebe von 150 Maschen auf den linearen englischen Zoll benutzt.

Die Schichtbildung, der Trockengrad sowie die Mengenleistung hängen wesentlich von der Drehzahl der Trommel ab. Diese liegt innerhalb weiter Grenzen, im allgemeinen zwischen 0,3 und 3 Umdrehungen je Minute.

Abb. 108 gibt einen schematischen Abriß über die Arbeitsweise eines Trommelfilters wieder, Abb. 109 zeigt zwei Trommelfilter in einer Flotationsanlage.

Scheibenfilter

An Stelle der beschriebenen Trommelfilter haben sich in den letzten Jahren mit gutem Erfolg die Scheibenfilter eingeführt. Der Aufbau dieser

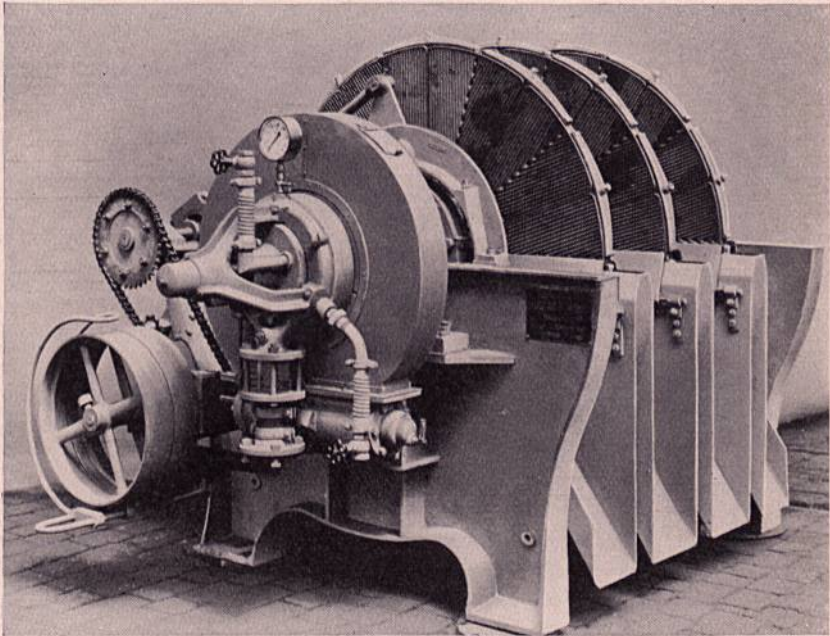


Abb. 110. Scheibenfilter

Filter und ihre Wirkungsweise sind grundsätzlich gleich denen der Trommelfilter; der Unterschied zwischen beiden Filtern liegt darin, daß die zylindrische Trommel des Trommelfilters bei dem Scheibenfilter in mehrere senkrecht zur Trommelachse stehende Scheiben aufgeteilt ist. Diese Scheiben bestehen aus einzelnen Sektoren und sind konisch geformt. Die Anordnung ist aus der Abb. 110 erkennbar. Der Vorteil der Scheibenfilter liegt in ihrem wesentlich geringeren Platzbedarf, ihrer bei gleicher Grundfläche erhöhten Leistung und dem niedrigeren Anschaffungspreis. Sie sind dadurch ausgezeichnet, daß sie bei Schadhafwerden einer Stelle des Filtertuches die Möglichkeit gewähren, den betreffenden Sektor in kürzester Zeit auszuwechseln zu können. Ein aus mehreren Scheiben bestehendes Filter kann

Zellenfilteranlagen

Betriebsstelle	Art des zu filtrierenden Gutes	Korngröße des zu filtrierenden Gutes	Art des Filterapparates	Größe der Filterfläche in qm	Gesamtleistung der Filteranlage in kg/h	Feststoffgehalt der zu filtrierenden Trübe in g/l	Stündlich je qm Filterfläche abgenommenes Gut, Trockengewicht in kg	Wassergehalt des filtrierten Gutes in %	Leistung der Luftpumpe in obm/h ¹⁾	Kraftbedarf der Anlage bei angegebener Leistung in PS
Berginspektion Rammelsberg, Goslar	Blei/Zinkschlämme	unter Sieb 200	Trommel-filter	2 × 3	560	330	94	11	195	rd. 13
Berginspektion Grund, Grube Hilfe Gottes	Bleiglanz, flotiert	76 ⁰ / ₁₀₀ unter Sieb 250	Trommel-filter	1 × 1 ¹ / ₂ 1 × 6	155 300—420	330	105 50—70	14—16 5—8	140 470	rd. 6 rd. 12
Georg v. Giesches Erben, Deutsch-Bleischarleygrube	lettige Blendschlämme, Blendschlämme, flotiert	unter Sieb 80	Trommel-filter	3 × 10	6000 8500	1000	200 285	8 19	1600	rd. 43
Outokummu Kaivos, Outokumpu, Finnland	Kupfererz, flotiert	unter Sieb 100	Trommel-filter	3 × 9	5500	750	205	7—9	3000	rd. 40
Sachtleben A.G., Meggen	Schwefelkies, Blende, flotiert	85 ⁰ / ₁₀₀ unter Sieb 250	Scheiben-filter	1 × 1	730 480	1000	730 480	8 10	rd. 40	rd. 5
Staatliche Berginspektion Štiavnica	Bleiglanz, flotiert Blende, flotiert	Sieb 80	Scheiben-filter	6 Scheib. je 2 qm	9200 9700	500 1000	770 810	6 10	900	rd. 16
Kokswerke und Chemische Fabriken Gleiwitzer Grube	flotierter Kohlenschlamm	unter 1,5 mm	Trommel-filter	1 × 16	11 500	330	720	25	2500	rd. 35
Glückhilffriedenshoffnung, Grube Hermsdorf	flotierter Kohlenschlamm	unter 1,5 mm	Trommel-filter	4 × 6	10 000	330	420	24—26	2500	rd. 55
Oberschles. Kokswerke A.G. Victorgrube Neuweißstein	flotierter Kohlenschlamm	unter 1,5 mm	Trommel-filter	2 × 6	7200	330—250	600	26	2500	rd. 32
Ilse der Hütte, Kohlenbergwerk Meißen bei Minden	flotierter Kohlenschlamm	unter 1,5 mm	Trommel-filter	1 × 6	7500	400	1250	18	470	rd. 16

¹⁾ Die Luftpumpen sind z. T. mit Rücksicht auf spätere Vergrößerungen größer gewählt, als unbedingt erforderlich war.

für die gleichzeitige Filtration verschiedener Produkte unterteilt werden, es braucht nur der Filtertrog mit einer entsprechenden Trennwand versehen zu werden. Scheibenfilter entwässern, verglichen mit Trommelfiltern, auf etwa denselben Wassergehalt, jedoch auf keinen tieferen, erreichen aber meist eine größere Leistung als diese.

In der Tabelle S. 194 sind einige Daten aus der Praxis über Filterart, Filtergröße, Filtergut, Korngröße des Filterguts, Leistung des Filters, Feststoffgehalt der Aufgabetrübe und des Filterkuchens, sowie über Leistung der Luftpumpe und Gesamtkraftbedarf zusammengestellt.

Anordnung von Vakuumfilteranlagen

Die Gesamtanordnung einer zum Entwässern von Flotationskonzentraten bestimmten Vakuumfilteranlage ist aus der Abb. 111 (S. 196) zu entnehmen. Sie stellt eine Filteranlage in Verbindung mit einem Schwimmapparat und Eindicker dar.

Das in dem Schwimmapparat *MSA* erzeugte Konzentrat fließt nach einem Eindicker *E*¹⁾, dessen Überlaufwasser als Klarwasser in die Anlage zurückgeht. Der eingedickte Austrag wird durch eine auf der Höhe des Eindickerüberlaufs stehende Membranpumpe *MP* angesaugt und fließt dann dem Zellenfilter *ZS* zu. Auf diesem Zellenfilter wird das Konzentrat entwässert und fällt, wie in der Zeichnung angegeben, unmittelbar in einen Hunt²⁾. Vgl. auch Abb. 109.

Zur Erzeugung des für das Zellenfilter nötigen Vakuums dient die Trockenluftpumpe *LP*. Das Vakuum saugt in der ersten Zone die Konzentrate an und trocknet sie in der zweiten Zone. Das mit der Luft abgesaugte Wasser gelangt durch die Saugleitung *SL* über den Vakuumkessel *VK* in den Wasserabscheider *WA*, in dem das noch in der Luft befindliche Wasser abgeschieden wird. Der Wasserabscheider ist so hoch aufgestellt, daß das Wasser ohne besondere Pumpen durch das barometrische Fallrohr *W* abgeleitet werden kann. Das im Vakuumkessel abgeschiedene Wasser wird durch die Filtratleitung *FL* von der Filtratkreispumpe *FP* abgesaugt und kann von hier über die Rückschlagklappe *RK* zur weiteren Verwendung in die Anlage zurückgepumpt werden.

Einige der wesentlichsten Daten über die bei derartigen Filteranlagen benutzten Maschinen, wie Wasserringluftpumpen, Trockenluftpumpen, Gebläse, Filtratkreispumpen, Trommel- und Scheibenfilter, sind in den folgenden Tabellen zusammengestellt:

¹⁾ Siehe A. W. Hixson, L. T. Work u. J. H. Odell jr., Mechanism of Filtration, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 225 (1926).

²⁾ Vielfach fallen die entwässerten Konzentrate auf Bandförderer, die sie unmittelbar an die zur Verladung oder Trocknung bestimmte Stelle bringen.

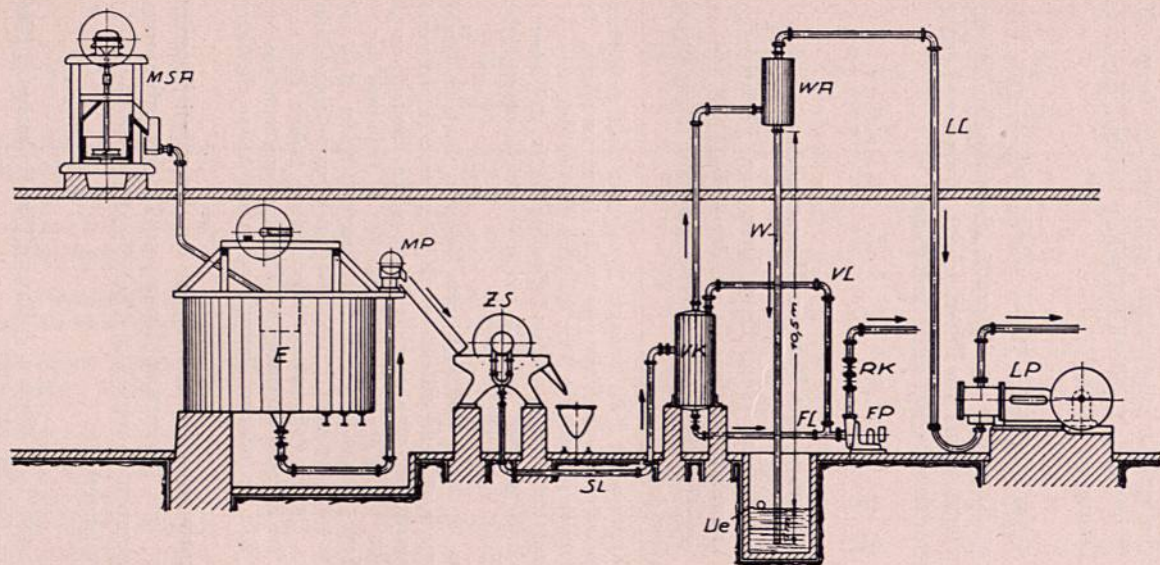


Abb. 111. Schematische Darstellung einer Filteranlage für Flotationskonzentrate

MSA = Schwimmapparat; E = Eindicker; MP = Membransaugpumpe; ZS = Trommelfilter oder Scheibenfilter; SL = Saugleitung; VK = Vakuumsessel; WA = Wasserabscheider; W = barometrisches Fallrohr; LL = Vakuumsleitung; LP = Trockenlumppe; FL = Filtratleitung; FP = Filtratkreislumppe; VL = Ausgleichleitung; RK = Rückschlagklappe; Ue = Filtratüberlauf

Trommelfilter

Trommel-Durchmesser mm	Trommellänge mm	Filterfläche qm	Gewicht rd. kg	Kraftbedarf PS
300	160	0,15	55	1/4
600	160	0,3	250	1/2
1200	150	0,5	1100	1
1400	420	1,5	2000	1,5
1400	750	3	3350	2
1400	1100	4,5	4000	2
1400	1450	6	4500	2,5
1400	2200	9	6200	3,5
1400	2900	12,5	7400	4,5
2500	1400	10	12700	4
2500	2200	17	14600	5
2500	3300	25,5	23000	7
2500	4300	33,5	25000	10

Scheibenfilter

Scheiben-Durchmesser mm	Anzahl der Scheiben	Filterfläche in qm	Gewicht rd. kg	Kraftbedarf PS
925	1	1	950	0,5—1
925	2	2	1300	1
1300	2	4	3000	2
1300	3	6	3850	3
1300	4	8	4500	3
1300	5	10	5250	3—4
1300	6	12	5900	4
1500	5	15	6750	4
1500	6	18	7400	4—5
1800	5	21	8350	4—5
1800	6	25	9700	5
1800	8	33	12300	6
2600	5	45	16900	6—7
2600	6	55	18500	7—8
2600	7	65	20700	8—9

Trockenluftpumpen

Angesaugte Luftmenge in cbm/h	Umdrehungen n/min Höchstzahlen	Kraftbedarf PS bei 0,3 at	Gewicht kg
26	250	0,8	140
42	250	1,1	230
60	240	1,5	330
103	230	2,5	390
160	230	4	450
225	210	5,7	715

Trockenluftpumpen (Fortsetzung)

Angesaugte Luftmenge in cbm/h	Umdrehungen n/min Höchstzahlen	Kraftbedarf PS bei 0,3 at	Gewicht kg
308	200	7,6	850
375	180	9,1	1150
505	160	12,2	1560
620	150	14,3	1750
780	150	18,2	1950
960	150	22,5	2300
1280	150	30	3100
1580	150	37	3500
2200	150	52	4300
2850	135	68	6800
3700	135	84	7600

Wasserringluftpumpen

Luftmenge in cbm/h	Umdrehungen n/min	Kraftbedarf PS	Gewicht einschl. Wasserkasten kg
40	1450	3	170
77	1450	4,8	180
96	1450	6,7	200
120	1450	9	240
150	1450	7,2	365
204	1450	8,7	380
276	1450	11,6	400
366	1450	18	440
396	960	19	780
582	960	24,5	825
810	960	33,5	890
990	960	39	1000
1560	730	52	1600
1920	730	70	1700

Gebläse

Angesaugte Luft in cbm/h für eine Pressung von 0,1 atii	Umdrehungen n/min	Kraftbedarf PS	Gewicht kg
140	1400	0,9	90
180	960	1,2	110
250	960	1,7	150
370	960	2,6	160
450	720	2,7	240
630	720	4,4	310
900	580	5,7	440
1200	580	7,4	525
1500	580	9	650

Filtrat-Kreiselpumpen

Leistung in l/min	Umdrehungen n/min	Kraftbedarf PS	Gewicht kg
100	1800	1	105
250	2200	2	105
400	2200	3	145
600	2120	4	175

Als Anhaltswerte für die Kosten der Filtration je Tonne Konzentrat kann man annehmen, daß diese je nach der Menge und Natur der zu entwässernden Konzentrate etwa 5–10% der Gesamtaufbereitungskosten ausmachen. Für kleinere Anlagen verschieben sich diese Zahlen; vgl. auch Abschnitt „Wirtschaftlichkeit“ S. 461, 463.

Die Gesamtkosten der Filtration von 1 t Kohlenkonzentrat betragen etwa RM 0,30–0,35. Bei Erzkonzentraten muß man mit etwa RM 0,40–0,50 je Tonne und Stunde rechnen.

2. Trocknung von Erzflotationskonzentraten

Die Flotationskonzentrate enthalten selbst nach der Filtration noch so viel Wasser, daß es zur Verminderung der Transportkosten in manchen Fällen vorteilhafter ist, sie vor dem Versand zu trocknen. Diese Trocknung geschieht in mechanischen Trockenvorrichtungen, bei denen als Brennmaterial für die Feuerung Kohlen, Koks, Holz, Gas oder Öl zur Verwendung kommen können.

Von den verschiedensten Ausführungen für Trocknungsvorrichtungen haben sich in der Hauptsache Herdtrockner, die in Amerika vielfach unter dem Namen „Lowdrentrockner“ verbreitet sind, eingeführt. Sie sind neben Trockentrommeln besonders im überseeischen Ausland im Gebrauch, während man in Deutschland und im übrigen Europa vielfach Trockentrommeln vorzieht.

Herdtrockner

Trockenvorrichtungen in der Bauart ähnlich den Lowdrentrocknern (Abb. 112) bestehen im wesentlichen aus einem langen, von unten direkt beheizten gußeisernen Trog, auf dem das zu trocknende Gut unter Durchkrählung von einer Seite zur anderen hin befördert wird. Die Einstellung der Krählarme ist leicht zu verändern, wodurch es möglich wird, die Durchsatzzeiten dem gewünschten Trocknungsgrade anzupassen. Die Feuerung liegt meist an der Aufgabeseite, von wo die heißen Gase in bestimmter Führung unter der gußeisernen Trogplatte hindurchgeleitet werden. Diese Art Trockner ist in der Regel von verhältnismäßig großer Länge bei geringer Breite. Einige Betriebsergebnisse¹⁾ seien im folgenden wiedergegeben:

¹⁾ Aus A. F. Taggart, Handbook of Ore Dressing 1026.

Bleikonzentrate mit 14⁰/₀ H₂O werden bei einem Kohlenverbrauch von 36–60 kg in 24 Stunden je qm Heizfläche auf 6⁰/₀ Wasser getrocknet.

Bei der Federal Lead Co. Mill Nr. 4 verarbeitet ein Trockner von 3,6 m Breite und 7,3 m Länge 50 t in 24 Stunden. Aufgegeben wird ein Bleikonzentrat von Sieb 80

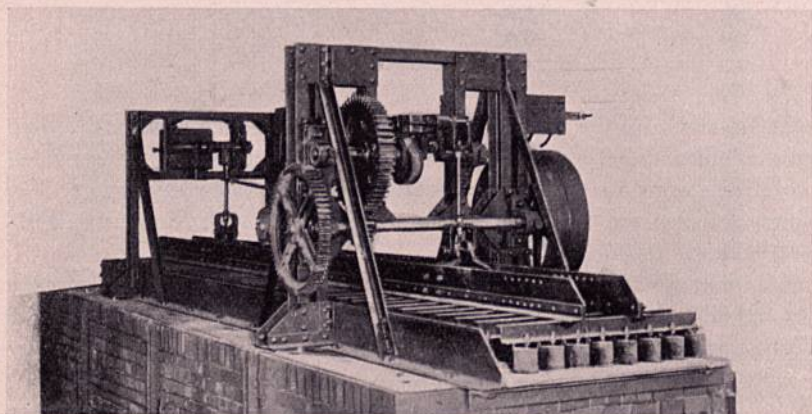


Abb. 112. Herdtrockner

mit 15–16⁰/₀ H₂O. Das Gut wird bei einem Feinkohlenverbrauch von 2 t in 24 Stunden auf 4–6⁰/₀ H₂O getrocknet.

Auf der Grube der Hayes Milling Co. verarbeitet ein Trockner von 1,5 m Breite und 5,2 m Länge etwa 7 t/Tag Flotationskonzentrat und trocknet es von 35 auf etwa 15⁰/₀ H₂O. Die Anlage ist ölgefeuert. Der Ölverbrauch beträgt rund RM 29 auf 1 t Wasserverdampfung.

Auf der Anlage Liberty Bell werden auf zwei mit Dampf beheizten hintereinandergeschalteten Trocknern von 1,2 m Breite und 3 m Länge in 24 Stunden 12 t 300-Maschen-Konzentrate von 20 auf 10⁰/₀ H₂O getrocknet; der Kohlenverbrauch beträgt 0,5 t in 24 Stunden.

Weitere Betriebszahlen sind:

Konzentrat- menge ¹⁾ in 24 Stunden in t	Feuchtigkeits- gehalt des Aufgabegutes %	Feuchtigkeits- gehalt nach der Trocknung in %	Kohlen- verbrauch in 24 Stunden in t
56	15–16	4	3,5
30	15–16	5	1,75
31	29	13	2,00

Trockentrommeln

Bei den Trockentrommeln für Flotationskonzentrate werden die Feuergase fast durchweg durch die Trommel selbst geführt. Als Brennmaterial für die Feuerungen kann das obenerwähnte Verwendung finden. Die in der Feuerung erzeugten Heizgase werden vor Eintritt

¹⁾ Die Gewichte sind auf wasserfreie Konzentrate bezogen.

in die Trockentrommel durch Beimischung von Frischluft auf die entsprechende Temperatur heruntergekühlt und dann von einem Exhaustor im Gleichstrom zum Trocknungsgut durch die Trommel gesaugt. Die aus der Trommel abgesaugten Abgase müssen, bevor sie abgeblasen werden können, von den mitgeführten feinen Konzentratteilchen gereinigt werden. Um diese metallhaltigen Teilchen wieder zu gewinnen, ist der Einbau einer Entstaubungsvorrichtung unbedingt erforderlich.

Die früher häufig verwendeten Zyklone sind in der letzten Zeit fast vollständig durch Schlauchfilter oder elektrische Gasreinigungskammern¹⁾, z. B. nach dem System Cottrell-Möller, verdrängt worden, da durch Zyklone nicht immer eine genügende Reinigung

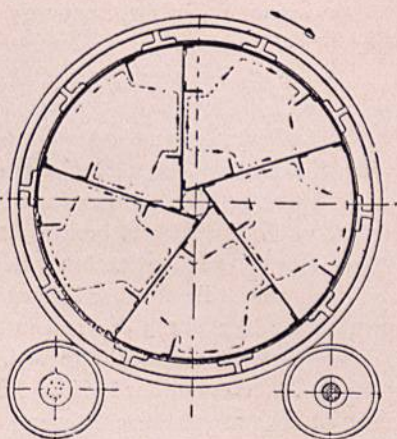


Abb. 113.

Schnitt durch eine Trockentrommel

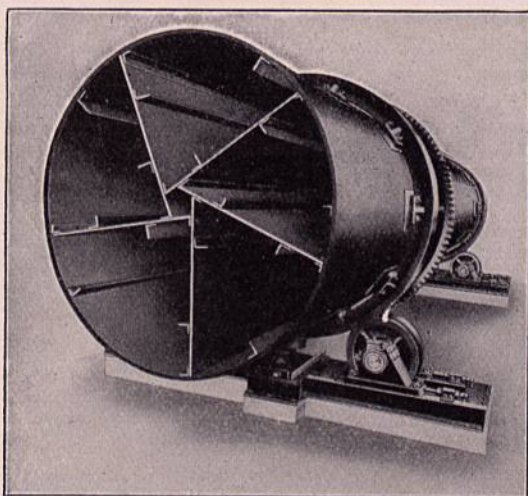


Abb. 114.

Trommeltrockner

erzielt werden kann. Neuerdings ist auch zur Entstaubung ein Kettenfilter mit Rüttelvorrichtung vorgeschlagen worden. Bei dieser Einrichtung²⁾ müssen die aus der Trommel abgesaugten Abgase einen Kettenvorhang durchlaufen, wobei sich der in den Abgasen enthaltene Staub an den Ketten basset. Dieser Staub wird durch Rüttelvorrichtungen ständig abgeschüttelt und fällt in den unteren Teil des Auslaufkopfes, wo er sich mit dem übrigen Trockengut vermischt.

¹⁾ Vgl. u. a. L. Plaß, Met. u. Erz 18, 539 (1921); E. W. Mayer in R. E. Liesegang, Kolloidchemische Technologie, Dresden 1927, 129.

²⁾ Nach Angaben der Maschinenfabrik Friedrich Haas G. m. b. H., Lennep (Rhld.).

Der Vorgang der Trocknung in Trommeltrocknern ist aus den Abbildungen 113 und 114 zu erkennen¹⁾. Das auf einer Seite der Trommel eingeführte Flotationskonzentrat rieselt bei jeder Trommeldrehung entsprechend der Ausführung der Trommel nach Abb. 114 dreimal parallel von den Hubleisten zur Trommelachse ab. Außerdem findet beim Übergang von einem Zellschuß zum nächstfolgenden noch eine Querabrieselung statt, da die Zellschüsse nur 1 m lang und fortlaufend gegeneinander etwas versetzt sind. Das Trocknungsgut breitet sich bei der Umdrehung der Trommel in dünner Schicht auf den breiten Zellenwänden aus und wird daher nicht nur von oben durch die darüber hinwegstreichenden heißen Feuergase, sondern auch von unten durch die heißen Bleche getrocknet. Diese doppelte Beheizung bewirkt eine lebhaftere Wasserverdampfung und sichert eine weitgehende Ausnutzung der Heizgase. Bemerkenswert bei dieser Art der Trocknung ist die zwangsläufige Führung des Gutes vom Trommelumfang, wo die niedrigste Temperatur herrscht, nach der Trommelmitte in die heißeste Temperaturzone und von hier aus wieder nach dem Trommelumfang zurück.

Einige betriebsmäßige Zahlen über Größe, Leistung, Brennstoff- und Kraftverbrauch von Trockentrommeln, in denen Zinkblende-Flotationskonzentrate getrocknet werden, sind nachstehend aufgeführt:

Trockentrommel		Aufgabe		Trocken- gut	Brennstoffverbrauch je 1 t Aufgabe	Kraft- verbrauch
Durch- messer mm	Länge mm	t/h	H ₂ O %	H ₂ O %		PS
1400	10800	14	8—12	1,5—2	31 cbm Kokereigas ²⁾ oder 18 kg Kohlen ³⁾	22—25 ⁵⁾
1400	9700	10	15—18	1—2		
1400	7700	7,5	15—18	1—2	24—26 kg Kohle ³⁾	9—10 ⁷⁾
800	5000	4	15	5	11,5—12 kg Rohöl ⁴⁾	6—7 ⁸⁾

¹⁾ Nach Angaben der Maschinenfabrik Friedrich Haas G. m. b. H., Lennep (Rhld.).

²⁾ Unterer Heizwert 4000 Kal.

³⁾ Unterer Heizwert 7000 Kal.

⁴⁾ Unterer Heizwert 10000 Kal.

⁵⁾ Für Trockentrommel, Exhaustor und Schlauchfilter.

⁶⁾ Für Trockentrommel und Exhaustor.

⁷⁾ Für Trockentrommel und Exhaustor.

⁸⁾ Für Trockentrommel, Exhaustor und Kompressor für Ölfeuerung.

C. Verfahren

XI. Theorie

Die Flotationsverfahren haben sich von Anbeginn an rein empirisch entwickelt und erst viel später wurde versucht, ihre theoretischen Grundlagen zu erforschen.

Obwohl fast ein halbes Jahrhundert verstrichen ist, seitdem die Flotationsverfahren bekannt wurden, herrscht auch heute noch bezüglich ihrer Theorie nicht jene wünschenswerte Klarheit und Einheitlichkeit der Auffassung, die in Anbetracht der technischen Wichtigkeit dieses Prozesses zu erwarten wäre, und dies ist der Fall, trotzdem Wissenschaftler und Praktiker vieler Länder sich mit der Erforschung der Flotationsvorgänge beschäftigt haben und noch beschäftigen.

Der Grund für diese Tatsache, die vielleicht bei keinem anderen technischen Verfahren von ähnlicher Bedeutung zu verzeichnen ist, liegt darin, daß sich bei dem Schwimmprozeß außerordentlich verwickelte und unübersichtliche Vorgänge abspielen, deren primäre Grundlagen in den Grenzgebieten der Physik und Chemie zu suchen sind; auch haben sich erst in einem sehr späten Zeitpunkt der Entwicklung berufene Forscher mit der Theorie des Verfahrens befaßt.

Das Fehlen von Theorien, welche die Flotationsvorgänge eindeutig erklären, hat alle praktischen Arbeiten außerordentlich erschwert, so daß noch immer für fast jedes Erz rein empirisch in zeitraubenden und kostspieligen Untersuchungen jeweils die geeignetsten Arbeitsbedingungen festgestellt werden müssen. Diese unerwünschten Verhältnisse bestehen in gewissem Umfang auch heute noch trotz der Fortschritte, welche man zweifellos in der Erkenntnis der theoretischen Grundlagen der Schwimmverfahren während der letzten Jahre gemacht hat. Von dem erstrebenswerten Zustand, für jedes Mineral einfach auf Grund seiner physikalischen, chemischen und sonstigen Eigenschaften, ohne empirische Versuche, nur rein theoretischen Erwägungen folgend und unabhängig von Zufällen, den besten Aufbereitungsgang zu bestimmen, sind wir heute noch weit entfernt.

Jeder Versuch, die Flotationsvorgänge zu erklären, hat sich zunächst mit der einfachen Tatsache zu befassen, daß gewisse in einer Flüssigkeit schwebende Mineralteilchen, die mit der Oberfläche einer Gasblase in

Berührung kommen, sich an diese anheften¹⁾. Der Kernpunkt aller theoretischen Forschung bildet also die Aufklärung der Frage, wie der Mineral-Luftkomplex zustande kommt.

Zur Beantwortung dieser Frage ist zunächst festzustellen, warum gewisse Mineralien schwimmen, andere nicht²⁾. Daß gewisse Mineralien, besonders Sulfide, in feinzerkleinertem Zustand auf der Wasseroberfläche schwimmen, obwohl sie ein höheres spezifisches Gewicht haben als Wasser, weiß jeder Aufbereitungsfachmann und fürchtet diese Erscheinung, die bei naßmechanischen Anlagen Metallverluste bedingt. Die Ursache dieses Schwimmens ist die Oberflächenspannung des Wassers, also eine Kapillarerscheinung.

Die Schwimmfähigkeit ist eine natürliche Eigenschaft vieler Stoffe, die ihnen in verschiedenem Grade eigen ist. Man kann vom Gesichtspunkt der Schwimmfähigkeit aus zwei Hauptklassen von Substanzen unterscheiden: solche, die leicht schwimmen, und solche, die nicht oder sehr schwer schwimmen, ohne aber eine scharfe Trennung dieser beiden Körperklassen vornehmen zu können. Alle natürlichen Stoffe lassen sich nach der Größe ihrer Schwimmfähigkeit in eine Schwimmfähigkeitsreihe einordnen, deren Anfangsglieder am leichtesten, deren Endglieder am schwersten flotieren, und dazwischen liegen alle denkbaren Abstufungen. An der Spitze dieser Reihe stehen die Metallsulfide, Schwefel, Kohle, Graphit, Edelmetalle u. a. m., am Ende die oxydischen Erze und Gangmineralien. Die Schwimmfähigkeit der Mineralien ist, wie als erster H. Bradford 1866 erkannt hat, ausschließlich eine Folge ihrer Oberflächeneigenschaften und unabhängig von ihrer inneren Struktur³⁾. Maßgebend, ob ein Körper schwimmt oder nicht, ist also nicht die physikalische oder chemische Natur seines Innern, sondern die Beschaffenheit seiner äußersten Oberflächenschicht. Diese kann entweder von derselben Beschaffenheit wie das Innere sein oder aber eine völlig andere stoffliche Zusammensetzung haben. Durch Schaffung eines geeigneten oberflächlichen Überzuges von geringster Stärke (Dicke), eines Häutchens (Films), das beispielsweise aus einem in der Schwimmfähigkeitsreihe möglichst weit oben stehenden Stoffe besteht, können an sich nicht schwimmfähige Körper zum Aufschwimmen geeignet gemacht werden; umgekehrt kann ein leicht flotierbarer Stoff durch Umhüllen mit einem in der Reihe tiefstehenden Stoff unflotierbar gemacht werden. Die Erzeugung von den jeweiligen Bedürfnissen entsprechenden und angepaßten Oberflächenüberzügen durch physikalische und chemische Verfahren ist eine grundlegende Aufgabe aller

¹⁾ Vgl. z. B. L. Benett, *Essai sur l'Etude Théorique de la Flottation*, *Rev. de l'Ind. Minérale* 402, 427 (1929).

²⁾ A. M. Gaudin, *The „Why“ of Flotation*, *Eng. Min. Journ.* 124, 1045 (1927).

³⁾ E. Berl und H. Vierheller, *Zeitschr. angew. Chem.* 36, 161 (1923); E. Berl und W. Pfannmüller, *Kolloid Z.* 34, 328 (1924); 35, 106, 110 (1924).

bei der Flotation mitwirkenden Umstände. Die Erkenntnis, daß der Schwimmvorgang als ein Oberflächenvorgang zu betrachten sei, führte zu Einführung des Begriffes der Oberflächenspannung¹⁾ als Erklärung der Erscheinung. Diese Auffassung geriet, obwohl sie den wirklichen Verhältnissen nahesteht, bald in Vergessenheit.

Tatsächlich sind die Kräfte, die in erster Linie bei der Flotation mitwirken, Kapillarkräfte, also solche, welche mit Oberflächenvorgängen, besonders mit der Oberflächenbenetzung in engstem Zusammenhang stehen. Es sind Kräfte, die nur die Oberfläche der Erze beeinflussen und bloß in molekularen Entfernungen wirksam sind. Gerade auf der Mannigfaltigkeit dieser Kapillarkräfte in Verbindung mit den die Flotation beherrschenden chemischen Affinitätsverhältnissen beruht die Überlegenheit dieser Verfahren gegenüber den älteren mechanischen Anreicherungsverfahren, die vorwiegend auf die Wirkungen einer einzelnen physikalischen Erscheinung, nämlich der Schwerkraft, angewiesen sind²⁾. Natürlich ist auch bei der Flotation die Wirkung der Schwerkraft nicht vollständig ausgeschaltet, denn ein Erzteilchen kann nur dann an die Trübeoberfläche steigen, wenn das spezifische Gewicht des Komplexes Luftblase — fester Körper geringer ist als das der Trübeflüssigkeit.

Lange Zeit vertrat die Mehrzahl der Forscher den Standpunkt, daß den Flotationsvorgängen ausschließlich physikalische Erscheinungen zugrunde liegen. Neuere Forschungen, um die sich neben amerikanischen Gelehrten, wie A. F. Taggart³⁾ und A. M. Gaudin, deutsche, wie I. Traube, E. Berl u. a. m. verdient gemacht haben, lassen die Flotation jedoch immer deutlicher als eine Erscheinung erkennen, bei der auch chemische Reaktionen von grundlegendem Einfluß sind, was schon u. a. daraus erkennbar ist, daß durch chemische Reagenzien der Flotationsverlauf mehr oder weniger vollständig geändert werden kann, eine Tatsache, von der man besonders bei der selektiven Flotation in weitgehendstem Maße Gebrauch macht. Nach der heute unbestrittenen Anschauung beruht die Flotation auf physikalisch-chemischen Vorgängen, die kolloidchemischer⁴⁾ oder, besser ausgedrückt, kapillarchemischer⁵⁾ Natur sind.

Die Kapillarkräfte, welche die primäre Ursache aller Flotationserscheinungen sind, verdanken vermutlich ihr Bestehen den inneren

¹⁾ H. Bradford, A. P. 345951 (1885).

²⁾ E. Bierbrauer, Bergbau 248 (1930).

³⁾ A. F. Taggart und A. M. Gaudin, Surface Tension and Adsorption Phenomena in Flotation, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 68, 479 (1922); Min. Met. 188, 37 (1922); 9, 257 (1928); Eng. Min. Journ. 124, 1045 (1927).

⁴⁾ O. Bartsch, Kolloid Beih. 20, 50 (1925).

⁵⁾ Nach H. Freundlich befaßt sich die Kapillarchemie mit den Zusammenhängen zwischen den Erscheinungen an Grenzflächen einerseits, den stofflichen Eigenschaften und chemischen Vorgängen andererseits.

Bewegungsvorgängen der am Aufbau der Materie beteiligten Elektronen. Jede Veränderung in der Zusammensetzung der Materie ruft eine Änderung des elektrischen Zustandes und der chemischen Affinitäten hervor, die letzten Endes dafür bestimmend sind, ob ein Mineralteilchen schwimmt oder nicht.

Sowohl für die Kapillarscheinung des Schwimmens von Mineralteilchen als auch für die Flotation ist die Benetzbarkeit von ausschlaggebender Bedeutung. Die Erklärung dieses Begriffes ist daher zum Verständnis der Flotationsvorgänge von Wichtigkeit. Die Benetzbarkeit besteht darin, daß eine auf eine feste Oberfläche gebrachte Flüssigkeit sich freiwillig über diese ausbreitet¹⁾. Hierbei sind drei Fälle zu unterscheiden: die Flüssigkeit benetzt den festen Körper völlig, überhaupt nicht, oder es tritt nur eine teilweise Benetzung ein. Ob ein fester Körper von einer Flüssigkeit benetzt wird oder nicht, hängt davon ab, ob die Adhäsionskräfte zwischen festem Körper und Flüssigkeit größer sind als die innerhalb der Flüssigkeitsmoleküle wirksamen Kohäsionskräfte. Ist die Kohäsion der Flüssigkeitsteile kleiner als die Anziehungskraft, welche der feste Körper ausübt, so wird er von der Flüssigkeit vollständig benetzt werden, z. B. Gangmineralien von Wasser; im entgegengesetzten Fall bleibt der feste Körper unbenetzt, z. B. Stearin von Wasser. Zwischen diesen Grenzfällen liegen verschiedene Stufen der teilweisen Benetzbarkeit. Bei den für die Flotation in Betracht kommenden festen Stoffen, dem Erz und der Gangart, liegen die Verhältnisse so, daß die Gangart von Wasser vollkommen, das Erz nur unvollkommen benetzt wird. Man bezeichnet die wasserabstoßenden Mineralien als hydrophob²⁾ oder lyophob, die von Wasser gut benetzbaren Mineralien als hydrophil oder lyophil.

Anders verhalten sich Erz und Gangart in wässriger Trübe, also mehr oder weniger wasserbenetzt, gegen Öle. Von wasserbenetzten Sulfiden z. B. verdrängt Öl das Wasser und umgibt seinerseits das Erzteilchen ganz oder teilweise mit einem Ölhäutchen, während infolge der starken Haftfestigkeit zwischen Wasserhaut und Gangartteilchen das Öl das Wasser von der Gangart nicht verdrängen kann. In den unterschiedlichen Benetzbarkeiten von Erz und Gangart liegt die Möglichkeit ihrer Trennung durch Flotation, die letzten Endes nichts anders hervorruft als die Trennung lyophiler und lyophober Stoffe.

Als Maß der Benetzbarkeit haben S. Valentiner³⁾ und H. Schranz⁴⁾ die Größe des sog. Randwinkels angegeben. Bei der Benetzung, also dem

¹⁾ H. Freundlich, Kapillarchemie, Leipzig 1909, 174.

²⁾ H. Freundlich, Kapillarchemie, Leipzig 1922, 215.

³⁾ Zur Theorie der Schwimmverfahren, Met. u. Erz 11, 455 (1914); Physik. Z. 15, 425 (1914); Physikalische Probleme im Aufbereitungswesen des Bergbaus, Braunschweig, 1929.

⁴⁾ Ein experimenteller Beitrag zur Kenntnis der Schwimmvermögen, Met. u. Erz 11, 462 (1914).

Überwiegen der Adhäsionskräfte, findet ein Ausbreiten des Flüssigkeitstropfens oder ein randliches Hochziehen des Flüssigkeitsmeniskus an der Ersoberfläche statt, bis das Gleichgewicht mit den Kohäsionskräften der Flüssigkeitsmoleküle erreicht ist. Die Berührung von Flüssigkeit und Ersoberfläche erfolgt also unter einem Winkel. Der Winkel ϑ (siehe Abb. 115), den die beiden Grenzflächen flüssig-gasförmig und fest-flüssig miteinander bilden, wird als Randwinkel bezeichnet.

Im Falle der Benetzbarkeit ist er spitz. Findet keine Benetzung statt, so zieht sich der Flüssigkeitsmeniskus zusammen, und die Berührung von Flüssigkeit und Ersoberfläche erfolgt unter einem stumpfen

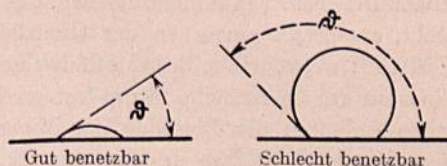


Abb. 115. Randwinkel

Winkel. Für zwei Stoffe, einen festen und einen flüssigen, ist der Randwinkel eine charakteristische Größe, die von einer Reihe von Umständen, z. B. von der Herkunft und der geologischen Vorgeschichte des Erzes, von der Reinheit der Flüssigkeit und Dauer des Kontaktes (Hysteresis) beeinflusst wird. Ein Schwimmen der Erzteilchen auf Wasser ist nur möglich, wenn die Erzteilchen schwach benetzbar sind. Da der Grad der Benetzbarkeit¹⁾ die Schwimmfähigkeit eines Erzes weitgehend bestimmt, ist der Randwinkel auch in gewissen Grenzen²⁾ für die Beurteilung der Schwimmfähigkeit von Interesse und gibt ein Vergleichsmaß für diese. Bei Mineralien vorgenommene Randwinkelmessungen gegen destilliertes Wasser ergaben folgende Werte³⁾:

	Randwinkel ϑ°	Schwimm- vermögen ⁴⁾
Bleiglanz	70–75°	99 $\frac{0}{0}$
Zinkblende	71–72°	95–98 $\frac{0}{0}$
Schwefelkies	58–73°	89–92 $\frac{0}{0}$
Quarz	55–58°	78–79 $\frac{0}{0}$
Kalkspat	45°	11–56 $\frac{0}{0}$
Tonschiefer	13°	6 $\frac{0}{0}$
Sandstein	0°	1 $\frac{0}{0}$

¹⁾ Benetzbarkeit und Wasserlöslichkeit stehen in einem gewissen Zusammenhang: Wasserlösliche Stoffe sind immer benetzbar; dagegen sind Unbenetzbarkeit gegen Wasser und Unlöslichkeit ganz verschiedene Begriffe, unlösliche Stoffe müssen nicht unbenetzbar sein. Vgl. A. F. Taggart, T. C. Taylor u. A. F. Knoll a. a. O.

²⁾ H. Schranz, Met. u. Erz 11, 462 (1914).

³⁾ Aus S. Valentiner, Physikalische Probleme im Aufbereitungswesen des Bergbaus, Braunschweig 1929, 55.

⁴⁾ Als Schwimmvermögen ist die Menge des auf einer Wasseroberfläche schwimmenden Materials bezeichnet, das eine bestimmte Korngröße (hier 0,1–0,65 mm) besitzt, ausgedrückt in Prozenten der auf die Wasseroberfläche aufgegebenen Menge.

Entsprechend ihrer Schwimmfähigkeit besitzen also Metallsulfide große Randwinkel, Gangminerale kleine, oder, anders ausgedrückt, Metallsulfide sind von Wasser schlecht benetzbar, Gangminerale gut. Über die Ursache der Verschiedenheit in der Benetzbarkeit besteht keine einheitliche Auffassung (siehe S. 381, „Oxydfotation“).

Der Randwinkel ist auch von Einfluß auf das Haften von Gasblasen an Mineralteilchen. Ein Mineralteilchen, das mit einer Luftblase in Berührung steht, entspricht einem an der Grenzfläche Luft-Flüssigkeit befindlichen Feststoff; wenn, wie z. B. bei sulfidischen Erzen, der Randwinkel der Gasblase an der Grenzfläche flüssig-fest groß (vgl. Abb. 116 b) ist, so kann ein gutes Anheften der Blase an der Mineraloberfläche stattfinden, und der Auftrieb der Luftblase das Erz zum Schwimmen bringen. Ist der Randwinkel hingegen klein (a), so kann ein solcher Vorgang nicht eintreten.

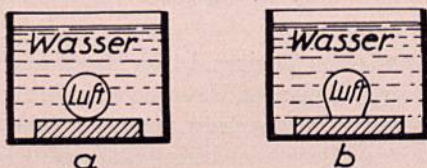


Abb. 116. Unterschied der Haftfähigkeit von Luftblasen

- a Luftblase auf ungeöltem Sulfid oder ungeölter Gangart, ebenso Gangart, die in einer mit Sammler versetzten Trübe behandelt war
b Luftblase an geöltem Sulfid

Das Heranziehen des Randwinkels zur Erklärung der Flotationsvorgänge hat die Entwicklung der Flotation in praktischer und theoretischer Richtung sehr gefördert, schon deswegen, weil diese

Theorie die Ursache war, daß den Oberflächen- und Adsorptionsvorgängen, die für die Flotation von entscheidender Wichtigkeit sind,

erhöhte Aufmerksamkeit entgegengebracht wurde. Die Randwinkeltheorie konnte aber viele Erscheinungen der neueren Schwimmverfahren, unter anderem die Beeinflussung durch Elektrolyte und die Wirkung löslicher Sammler nicht genügend erklären, so daß sie verlassen wurde.

An ihre Stelle trat eine Zeitlang die elektrostatische Theorie, für die sich besonders I. M. Callow¹⁾, O. C. Ralston²⁾, B. Simmersbach³⁾ und P. Vageler⁴⁾ einsetzten. Unter Anlehnung an die neuere Atomtheorie sprach diese Theorie die Ansicht aus, daß Sulfide infolge ihrer entgegengesetzten elektrischen Ladung an die Ölphase gehen, die Gangminerale als gleich geladen das Öl abstoßen und in der Trübe bleiben. Nach der elektrostatischen Theorie sollte ferner das Haften der Gasblasen am geölten Erz eine Folge der entgegengesetzten elektrischen Ladung von Gasblasen (negativ)

¹⁾ Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 1916.

²⁾ Min. a. Scien. Press 111, 623 (1915).

³⁾ Chem. Ztg. 45, 357, 383 (1921); siehe ferner T. M. Bains, Min. a. Scient. Press 114, 824, 883 (1925), Eng. Min. Journ. 119, 205 (1925); Th. Franz, DRP. 361 595 (1919).

⁴⁾ Met. u. Erz 17, 113 (1920) und Die Schwimmaufbereitung der Erze, Leipzig 1921.

und Erz (positiv) sein, wodurch elektrostatische Anziehungskräfte auftreten. E. Ryschkewitsch¹⁾ erbrachte jedoch den Nachweis, daß einzelne schwimmbare Mineralien, z. B. Graphit ebenso wie die Gangart und die Gasblasen negativ geladen sind; er bewies damit die Unrichtigkeit der elektrostatischen Theorie. Eine weitere Widerlegung erfuhr sie besonders durch Arbeiten von O. Bartsch²⁾, I. Traube³⁾, und E. Berli⁴⁾, so daß sie heute verlassen ist.

An ihre Stelle trat die Kapillartheorie.

Als Ursache der Benetzung ist, wie dargelegt, die Wirkung von Grenzflächenkräften anzunehmen, womit diese für die Erklärung der Flotationsvorgänge in den Vordergrund der Betrachtungen rücken. Im engsten Zusammenhang mit der Wirkung von Grenzflächen stehen die als Adsorption bekannten Erscheinungen, deren Mitwirkung bei der Flotation zuerst durch I. Traube⁵⁾ und I. Langmuir⁶⁾ erkannt wurde. A. F. Taggart⁷⁾ und A. M. Gaudin⁸⁾ sowie A. W. Fahrenwald⁹⁾ u. a. haben diese Anschauungen erfolgreich weiterentwickelt; erstere erklären die Adsorption bei der Flotation als einen vorwiegend chemischen, letzterer als einen physikalischen Vorgang. Die Einführung der Adsorption als Erklärung für viele Erscheinungen bei der Schwimmaufbereitung hat zur Erweiterung unserer Vorstellungen über dieses Verfahren wesentlich beigetragen.¹⁰⁾

Unter Adsorption versteht man die Konzentrationserhöhung (Verdichtung, Anreicherung) disperser Phasen eines heterogenen Systems in Grenzflächen. Nach den Gesetzen der Thermodynamik¹¹⁾ ist die Konzentration eines gelösten Stoffes innerhalb einer Lösung verschieden von dessen Konzentration an Grenzflächen fester Körper oder Gase, und zwar ist sie etwas kleiner, wenn der gelöste Stoff die Grenzflächenspannung erhöht, dagegen wesentlich größer, wenn er die Grenzflächenspannung erniedrigt. Jene

¹⁾ Chem. Ztg. 45, 478 (1921).

²⁾ O. Bartsch, Kolloid. Beih. 20, 1—77 (1924).

³⁾ Met. u. Erz 18, 405 (1921); Chem. Ztg. 48, 633, 673 (1924); Chem. Apparatur 10, 117 (1923).

⁴⁾ Kolloid Z. 34, 322 (1924); 35, 106, 110 (1924).

⁵⁾ A. a. O.

⁶⁾ Mechanism of the Surface Phenomena of Flotation, Gen. Elec. Rev. 24, 1025 (1921); Trans. Farad. Soc. 15 (1920).

⁷⁾ A. F. Taggart und A. M. Gaudin, Surface Tension and Adsorption Phenomena in Flotation, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 68, 479 (1922); Met. u. Erz 20, 126 (1923); Min. Met. 9, 257 (1928).

⁸⁾ A. M. Gaudin, The „Why“ of Flotation, Eng. Min. Journ. 124, 1045 (1927); Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 4B3 (1927).

⁹⁾ Min. Sci. Press 123, 227 (1921); Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 70, 647 (1924).

¹⁰⁾ Vgl. auch K. Kellermann und E. Peetz, Kolloid. Z. 44, 296 (1928).

¹¹⁾ J. W. Gibbs, Thermodynamische Studien, Leipzig 1892, 321.

Vorgänge, die auf dieser örtlichen Konzentrationsverschiedenheit beruhen, werden als Adsorption bezeichnet. Nach I. Langmuir¹⁾ erstrecken sich die Adsorptionskräfte der Oberflächen fester Stoffe auf nicht mehr als eine einzige Moleküllage. Der Name Adsorption stammt von der auf ähnlicher Grundlage beruhenden, lang bekannten und praktisch vielfach verwendeten Erscheinung, daß gelöste Stoffe, z. B. Farbstoffe, Salze usw., von feinverteilten, also oberflächenaktiven Stoffen, wie Holzkohle, Kieselgur usw., angezogen, verdichtet, also festgehalten, adsorbiert, und dadurch aus ihren Lösungen entfernt werden können. Die Adsorption hat zur Folge, daß die Oberflächeneigenschaften eines Stoffes, des Adsorbens, weitgehend beeinflußt werden, in erster Linie seine Benetzbarkeit. Die Veränderung der Oberflächeneigenschaften von Mineralien fällt bei der Flotation als wesentlichste Aufgabe den Flotationschemikalien zu, besonders den Sammlern und den modifizierenden Reagenzien. Beispiele für Adsorption im Flotationsprozeß gibt es zahlreiche: Amylalkohol, Pineöl und alle anderen Schäumern werden an der Grenzfläche gasförmig-flüssig, Xanthate und sonstige Sammler an der Grenzfläche Erz-Flüssigkeit adsorbiert.

Als Folge der Adsorption²⁾ werden die Adsorbentien, also bei der Flotation die Mineralteilchen und Luftblasen, mit einer dünnen, meist monomolekularen Adsorptionshaut, einem Film, des Adsorptivs überzogen und erhalten dadurch vollständig die Oberflächeneigenschaften des den Oberflächenbezug bildenden Stoffes. Wird z. B. ein hydrophiler Körper mit einem hydrophoben überzogen, so werden dem hydrophilen Stoff die Oberflächeneigenschaften des hydrophoben aufgezwungen. Für den Enderfolg ist es nicht nötig, daß auf dem umhüllten Mineralteilchen ein vollständig zusammenhängender Überzug entsteht; es genügt, wenn an Stellen der größten Anziehungskraft, z. B. an Kanten, Ecken usw., ein derartiges Häutchen gebildet wird.

In diesen Adsorptionshäutchen sind die Moleküle in ganz bestimmtem Sinne gerichtet, wie dies in einer von W. D. Harkins³⁾ und I. Langmuir⁴⁾ in unabhängiger Weise voneinander entwickelten Theorie über den Feinbau von Grenzflächenschichten (1916) bezüglich der Orientierung polarer Stoffe in Grenzschichten bewiesen wurde.

¹⁾ Journ. Amer. Chem. Soc. 38, 2238 (1915); 40, 1387 (1918).

²⁾ Siehe auch E. Peetz, Met. u. Erz 25, 494 (1928).

³⁾ W. D. Harkins, F. E. Brown und E. C. H. Davies, Journ. Amer. Chem. Soc. 39, 354 (1917); 42, 700 (1920); W. D. Harkins, The Adhesion Between Mercury, Water and Organic Substances, and the Fundamental Principles of Flotation, Proc. Nat. Acad. Sci., Washington 5, 569 (1919); Surface Energy and the Orientation of Molecules in Surfaces as Revealed by Surface Energy Relations, Zeitschr. phys. Chem. 139, 647 (1928); in englisch.

⁴⁾ The Constitution and Fundamental Properties of Solids and Liquids, Journ. Amer. Chem. Soc. 39, 1848 (1917).

Als polare Körper oder Atomgruppen¹⁾ werden solche bezeichnet, in denen nicht die ganzen Valenzkräfte gesättigt, sondern Restvalenzen als Überschuß an Valenzenergie vorhanden sind; diese Restvalenzen bedingen die Reaktionsfähigkeit im Gegensatz zu unpolaren Gruppen, die deshalb reaktionsträge sind, weil bei ihnen die Valenzkräfte abgesättigt erscheinen.

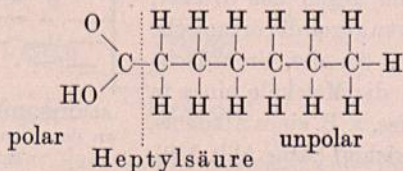
Um an einem einfachen Beispiel den Unterschied zu zeigen, seien die

beiden Stoffe Chlormethyl, $\text{Cl}-\overset{\text{H}}{\underset{\text{H}}{\text{C}}}-\text{H}$ und Methan, $\text{H}-\overset{\text{H}}{\underset{\text{H}}{\text{C}}}-\text{H}$ gewählt.

Chlormethyl als uneinheitlichere Atomkombination ist polar, d. h. aktiver als das symmetrisch aufgebaute inaktive, unpolare Methan. Alle Mineralien mit Ausnahme von Schwefel und Kohle, anorganische Salze und einige organische Substanzen gehören in die polare Körperklasse. Polare Gruppen sind z. B. die COOH -, OH -, SH -, NH_2 - u. a. Gruppen.

Unpolare Stoffe besitzen meist eine schlechte Wasserbenetzbarkeit. Zu der Klasse der unpolaren Stoffe zählen z. B. Kohlenwasserstoffe. Unpolare Gruppen sind die Kohlenwasserstoffradikale CH_3 , C_3H_7 , C_6H_5 u. a. m. Nach einer anderen, der Kolloidchemie entnommenen Begriffsbezeichnung bezeichnet man polare Stoffe auch als hydrophil oder wasserbenetzbar, unpolare Stoffe als hydrophob oder wasserunbenetzbar.

Außer diesen beiden Körperklassen mit einseitig ausgeprägten Polaritätseigenschaften gibt es noch solche, die in demselben Molekül polare und unpolare Eigenschaften vereinen; es sind Körper, die in ihrem Molekül sowohl polare als auch unpolare Molekülgruppierungen enthalten. Meist sind es Stoffe mit großem Molekül, an dessen einem Ende Atomgruppen mit vorwiegend polaren, an dessen entferntem anderen Ende solche mit unpolaren Eigenschaften sitzen. Körper, die gleichzeitig polar und unpolar sind, werden als polar-unpolar oder heteropolar bezeichnet. Als Beispiel eines polar-unpolaren Stoffes sei die Heptylsäure $\text{C}_6\text{H}_{13}\text{COOH}$, eine Fettsäure, angeführt, aus deren Konstitutionsformel das Wesen der Polaritätseigenschaften klar hervorgeht:



¹⁾ Vgl. J. Eggert, Lehrbuch der physikalischen Chemie, Leipzig 1929; 11, 126; ferner A. M. Gaudin, Eng. Min. Journ. 124, 1045 (1927).

Polar-unpolare Stoffe finden sich besonders unter den organischen Substanzen. Ein polar-unpolares Molekül läßt sich durch eine Art Streichholz versinnbildlichen, bei dem der Kopf die polaren aktiven, der Stiel die unpolaren inaktiven Atomgruppen vorstellt (Abb. 117).

Die Übertragung der Harkins-Langmuirschen Anschauungen auf das Flotationsgebiet hat einen außerordentlich wichtigen Fortschritt für unser Verständnis der sich bei der Flotation abspielenden Vorgänge gebracht.

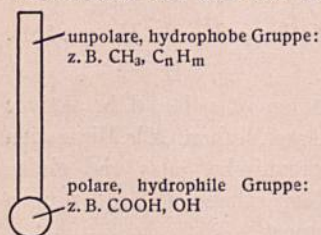


Abb. 117. Versinnbildlichung eines polar—unpolaren Moleküls

Diese auf ein umfangreiches Versuchsmaterial gestützte Theorie spricht den Gedanken aus, daß sich in Grenzflächen die Moleküle polar-unpolarer Stoffe nicht etwa regellos vorfinden, sondern in ganz bestimmter Richtung, nämlich senkrecht zur Grenzfläche, orientiert sind. Diese Orientierung der Moleküle ist eine Folge der Verteilung der sie umgebenden elektrischen Kräfte, also der Energiebeziehungen zwischen den Molekülen und den sie bilden-

den Atomen. In der Grenzfläche einer mit Wasser nicht mischbaren organischen Flüssigkeit und Wasser sind die aktivsten oder polaren Gruppen (wie COOH , NH_2 , CN , OH , CHO usw.) gegen die Wasserfläche gerichtet, die inaktiven, unpolaren Gruppen (wie die Kohlenwasserstoffreste: CH_3 , C_3H_5 usw.) gegen die organische Flüssigkeit¹⁾. Die Lagerung der Moleküle einer unlöslichen organischen Flüssigkeit in der Grenzfläche gegen Wasser kann durch die Darstellung gemäß Abb. 118 gegeben werden. Während im Innern der organischen Flüssigkeit eine regellose Anordnung der Moleküle herrscht, ist ihre Orientierung an der Grenzfläche eine völlig einheitliche, nämlich die polaren aktiven Gruppen sind gegen das Wasser, die unpolaren, inaktiven gegen die organische Flüssigkeit orientiert. An der Grenzfläche Flüssigkeit—Luft sind die Moleküle eines in Wasser gelösten Stoffes, z. B. eines Alkohols, in ähnlicher Weise gerichtet (siehe Abb. 119),

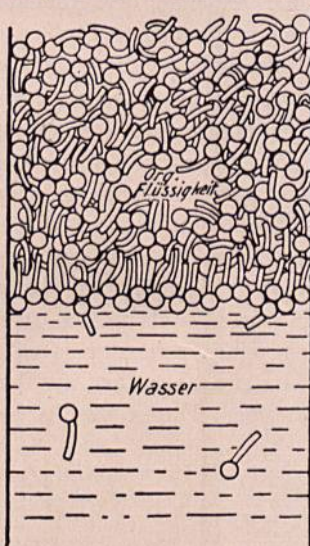


Abb. 118. Orientierung der Moleküle an der Grenzfläche Wasser—organische Flüssigkeit

¹⁾ P. Woog, Der Ölmarkt 9, 153 (1927) und J. J. Trillat, Metallwirtsch. 7, 101 (1928), haben ähnliche Richtungserscheinungen an der Grenzfläche Metall—polare Öle durch Röntgenspektren feststellen können.

die polaren, hydrophilen Gruppen gegen das Wasser, die unpolaren, hydrophoben Gruppen gegen die Gasphase.

Ähnlich, aber etwas verwickelter liegen die Dinge an Grenzflächen Erz-Flüssigkeit, also unter Bedingungen, wie sie bei der Flotation auftreten; nach I. Traube und O. Bartsch muß hier wohl ein Wettbewerb der Wasserphase und der Erzphase um die polare, aktive Gruppe angenommen werden.

Zur Erläuterung dieser Verhältnisse sei das verhältnismäßig einfache Verhalten des Natriumpalmitates¹⁾ bei der Apatitflotation an den Grenzflächen Luft-Wasser und Mineral-Wasser gezeigt. Als oberflächenaktiver Stoff wird sich Natriumpalmitat $C_{15}H_{31}COONa$, das gleichzeitig als Sammler und Schäumer wirkt, in wäßriger Lösung in der Grenzschicht Wasser-Luft konzentrieren. Hier werden sich die Moleküle infolge ihrer Polarität so orientieren, daß der unpolare (hydrophobe) Pol, also der Kohlenwasserstoffrest, gegen die Luft, das aktive, polare (hydrophile) Ende, die Karboxylgruppe $COOH$, gegen das Wasser gerichtet ist, etwa im Sinne der Abb. 120, links²⁾, die eine innerhalb einer Palmitatlösung aufsteigende Gasblase vorstellt.

Bei der Adsorption des Palmitates an dem Mineral (Apatit) wird die Orientierung der Moleküle an der Grenzfläche Mineral-Flüssigkeit so stattfinden,

daß die polare, hydrophile Gruppe sich gegen das Mineral richtet, die unpolare hydrophobe Kohlenwasserstoffgruppe dagegen nach außen, wodurch das ganze Mineralteilchen hydrophoben Charakter erhält, etwa gemäß der Abb. 120, rechts.

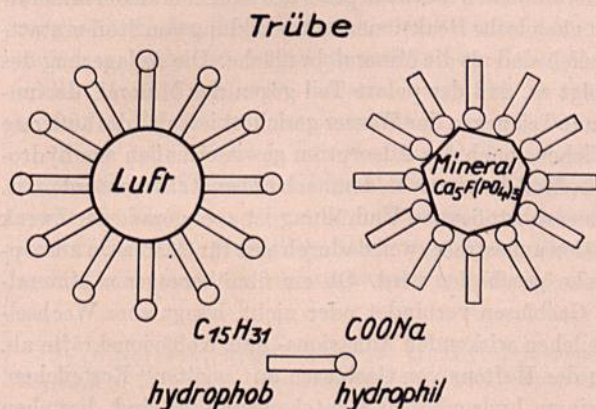


Abb. 120. Darstellung der Vorgänge bei der Apatitflotation mittels Oleat

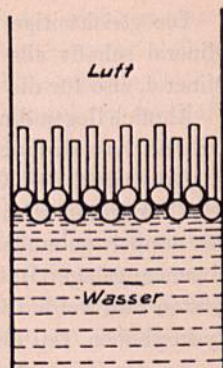


Abb. 119. Orientierung der Moleküle eines organischen Stoffes (z. B. eines Alkohols) an der Oberfläche seiner wäßrigen Lösung

¹⁾ W. Luyken und E. Bierbrauer, *Met. u. Erz* 26, 189 (1929).

²⁾ E. Bierbrauer, *Z. f. techn. Phys.* 10, 140 (1929); *B. H. Jahrb. Leoben*, 79, 46 (1931).

Die gleichzeitige Adsorption des Palmitates an der Luftblase und am Mineral schafft alle Bedingungen für das Anheften der Gasblase an das Mineral, also für die Bildung des Luft-Mineralkomplexes.

Ähnlich liegen die Verhältnisse bei allen Sammlern. Diese heften sich mit einer aktiven Gruppe des Moleküls oder Ions, die eine große Verwandtschaft zu Bausteinen des Kristallgitters der Erze besitzt, an die Erzteilchen. Bei den Xanthaten wird so z. B. das einfach gebundene, beim Thiokarbanilid das doppelt gebundene S-Atom an Restvalenzen der Metallatome des Erzgitters angelagert¹⁾; im ersten Fall wird sich die Kohlenwasserstoffkette, im letzten Fall werden sich die Benzolringe, welche den wasserunlöslichen, also hydrophoben Teil des Moleküls bilden, dem Wasser zukehren.

An der Gangart findet keine oder nur eine unbedeutende Adsorption statt, weil die Bausteine des Krystallgitters von CaCO_3 , SiO_2 u. a. m. nur eine geringe Anziehungskraft auf die aktiven Gruppen der Sammlermoleküle ausüben.

Zusammenfassend kann nunmehr in Anlehnung an die geschilderten Auffassungen die Frage nach der Bildung des Mineral-Luftkomplexes etwa wie folgt beantwortet werden: die Adsorption polarer Moleküle an Mineraloberflächen ruft eine Verringerung in der Wasserbenetzbarkeit der Mineralteilchen hervor; dies ist die Folge des heteropolaren Aufbaues dieser Stoffe (Sammler), deren Moleküle aus einer aktiven, wasserbenetzbaren Gruppierung und einer reaktionsträgen, wasserunbenetzbaren Kohlenwasserstoffgruppe bestehen. Die polare Gruppe mit ihrer großen Reaktionsfähigkeit begünstigt beim Zusammentreffen mit Mineralteilchen die Adsorption des Moleküls an der Mineraloberfläche, wobei meist chemische Reaktionen unter Bildung von Stoffen stattfinden, die schwerer löslich sind als die Mineraloberfläche. Die Anlagerung des Sammlermoleküls erfolgt so, daß der polare Teil gegen das Mineral, der unpolare, wasserabstoßende Teil gegen das Wasser gerichtet ist, also die äußerste Schicht des Mineralteilchens nach der Adsorption gewissermaßen aus hydrophoben Kohlenwasserstoffteilchen besteht, demnach unbenetzbar geworden ist. Diese Bildung einer wasserabstoßenden Umhüllung ist aber gerade der Zweck und wird bei der Flotation angestrebt, weil dadurch eine für Gasblasen adsorptionsfähige Erzoberfläche geschaffen wird. Ob ein filmüberzogenes Mineralteilchen sich nun mit Gasblasen verbindet oder nicht, hängt vom Wechselspiel der auf dieses Teilchen wirkenden Adhäsions- und Kohäsionskräfte ab.

Über die Ursachen des Haftens von Gasblasen an „geölten“ Erzteilchen, also solchen, die mit einem hydrophoben Häutchen umhüllt sind, bestehen zur Zeit noch sehr geteilte Meinungen. Vielfach wird angenommen, daß

¹⁾ P. Siedler, Vortrag auf der Sitzung des Fachausschusses f. Erzaufbereitung d. Ges. d. Metallhütten u. Bergleute. Ems 1931. Met. u. Erz 28, 425 (1931).

hierbei eine Adhäsionsflockung auftritt, die durch Kolloide verhindert, durch Schäumer bedingt wird. Die eine Zeitlang ausgesprochene Ansicht, daß die Haftwirkung eine Folge elektrischer Ladungen sei (elektrostatische Theorie, J. M. Callow u. a.), konnte widerlegt¹⁾ werden. Der Grund für die Haftwirkung dürfte darin zu suchen sein, daß die Kraftfelder der adsorbierten Stoffe gleichgerichtet sind und so eine Vereinigung der Erzteilchen mit den Luftblasen herbeiführen²⁾, also wahrscheinlich die Haftwirkung zwischen festen Teilen und Gasblasen in erster Linie auf kapillare Kräfte²⁾ zurückgeführt werden kann, welche für die Adsorptions- und Benetzungseigenschaften des Schäumers maßgebend sind. Gewisse Beobachtungen sprechen dafür, daß vielleicht beide Erscheinungen beim Anhaften der Gasblasen an geölte Mineralteilchen mitwirken.

Die Anziehung zwischen schwimmfähigen Mineralien und Luftblasen dürfte jedoch nicht ausschließlich eine rein physikalische Erscheinung sein, was daraus hervorgehen scheint, daß sich die Verhältnisse mit der durch Sammler und Schäumer hervorgerufenen Oberflächenzusammensetzung der Mineralteilchen und Luftblasen ändern³⁾. Das mit einer Sammlerhaut überzogene Erzteilchen haftet sich nach A. J. Weinig und I. A. Palmer⁴⁾ an die Luftblasen, weil die Oberflächenenergien der Grenzfläche Luft—Erzteilchen kleiner sind als jene der Grenzfläche Flüssigkeit—Erzteilchen. Es besteht also eine gewisse Spannung in der Grenzfläche Flüssigkeit—Erzteilchen. Tritt eine Luftblase hinzu, so verdrängt die Luft das Wasser und vermindert die Spannung, wodurch das Gleichgewicht wiederhergestellt wird. Es ist dies ein Vorgang, der mit dem Spannungsausgleich an den Polen verschiedenen Potentials zu vergleichen ist. Das verschiedene Verhalten ungeölter und geölter Mineralteilchen gegen Gasblasen erklärt A. F. Taggart⁵⁾ als eine Folge der in der Adsorptionshülle auftretenden Orientierung der Moleküle.

Nach Ansicht von I. Traube und O. Bartsch⁶⁾ besteht zwischen Adsorptions- und Flotationsfähigkeit nur eine allgemeine Parallelität, nebenher spielt die Haftintensität von Adsorbens und Adsorptiv eine große Rolle. Außer der Adsorptionskapazität, welche der Menge des Adsorptivs entspricht, ist auch die Adsorptionsintensität als Maß für die Stärke der

¹⁾ O. Bartsch, Kolloid. Beih. 20, 42, 77 (1924); siehe auch A. S. Adams, Gas-Sorption in Flotation, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 41 (1927).

²⁾ P. Siedler, a. a. O.

³⁾ Denver Equip. Bull. 2901, 17 (1930).

⁴⁾ Quarterly 20

⁵⁾ Met. u. Erz 19, 126 (1923); Handbook of Ore Dressing, 843; siehe auch McLachlan, Can. Inst. Min. Bull., Sept. 1917.

⁶⁾ Kolloid. Beih. 20, 77 (1924).

Bindung zwischen Adsorbens und Adsorptiv von Wichtigkeit¹⁾. Nach I. Traube ist die Intensität der Anziehung für polare Moleküle wesentlich größer als für unpolare.

Nicht in allen Fällen scheint die Benetzung eine reine Adsorptionserscheinung zu sein, denn sonst müßte die Adsorptionsschicht stets aus einer einzigen Moleküllage bestehen²⁾; vielfach wurden jedoch wesentlich dickere Filmschichten beobachtet³⁾, so daß in solchen Fällen neben Adsorptions- noch Kohäsionskräfte mitwirken dürften. O. Bartsch hat diese Erscheinung Benetzungsadsorption genannt.

Es wurde schon mehrfach erwähnt, daß die durch Erzpartikelchen hervorgerufene Adsorption nicht immer als eine rein physikalische Verdichtung der adsorbierten Stoffe an der Erzoberfläche aufzufassen ist, sondern daß sie auch häufig chemischen Charakter annimmt. Auf diesen Umstand hat besonders A. F. Taggart⁴⁾ hingewiesen, der die Hypothese aufstellte, daß alle in einer Flotationstrübe gelösten Reagenzien, welche die Schwimmfähigkeit von Mineralteilchen beeinflussen, dies infolge erkennbarer chemischer Reaktionen tun, die sich zwischen dem Reagenz und den Mineralteilchen abspielen. Ob dieser Satz in seinem vollen Umfang gilt, bleibe dahingestellt, zweifellos findet aber in vielen Fällen unter Bildung einer neuen Adsorptionsverbindung eine chemische Reaktion zwischen dem Mineral und dem Adsorptiv statt. Dies scheint unter anderem bei der Adsorption von Xanthaten an Erzoberflächen bewiesen⁵⁾, wobei diese mit dem Metallion der Erze unter Bildung unlöslicher Metallxanthate reagieren⁶⁾. Da für solche Fällungsreaktionen eine, wenn auch beschränkte Löslichkeit der miteinander reagierenden Stoffe Vorbedingung ist, spielt bei allen Adsorptionsvorgängen die Löslichkeit eine besondere Rolle⁷⁾. Ähnlich dürften sich die Vorgänge bei der Sulfidierung oxydischer Erze, beim Drücken gewisser Erze und bei ihrem Wiederbeleben abspielen⁸⁾.

¹⁾ I. Traube, *Met. u. Erz* 25, 619 (1928); *Z. angew. Chem.* 44, 73 (1931).

²⁾ Vgl. dazu A. M. Gaudin, *Flotation Mechanism*, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 4 (1927).

³⁾ O. Bartsch, *Kolloid Z.* 38, 325 (1926).

⁴⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und A. F. Knoll, *Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ.* 312 (1930), mit C. R. Ince, ebenda, 204 (1929).

⁵⁾ Beweis für die chemische Adsorption ist die Möglichkeit, Bleixanthat, das sich bei der Behandlung von Bleiglanz mit Natriumxanthat bildet, durch Alkohol oder Alkohol-Benzol wegzulösen. A. F. Taggart, T. C. Taylor und A. F. Knoll, *Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ.* 312, 20 (1930); vgl. dagegen P. Siedler a. a. O.

⁶⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und A. F. Knoll, a. a. O. 20.

⁷⁾ E. Berl und B. Schmitt, *Kolloid Z.* 52, 333 (1930).

⁸⁾ Näheres findet sich in den Abschnitten über „Flotationsreagenzien“ und „Selektive Flotation“, wo auch weitere Angaben über die Theorie der Flotationsreagenzien in ihrer Beziehung zu den Oberflächenvorgängen gemacht werden.

Ausschließlich physikalischer Natur scheinen die Adsorptionsvorgänge bei der Adsorption kapillaraktiver¹⁾ Stoffe an der Grenzfläche Wasser—Gas zu sein, also bei der „Ölung“ der Gasblasen. Damit tritt ein weiterer wichtiger Vorgang der Flotation in den Kreis der Betrachtung.

Bisher wurden vorwiegend die theoretischen Grundlagen behandelt, die für die Bildung der zum Aufschwimmen notwendigen Oberflächenbeschaffenheit von Mineralteilchen maßgebend sind. Die Bildung von unpolaren (hydrophoben) Überzügen auf den zu flotierenden Mineralbestandteilen oder von polaren (hydrophilen) Häutchen auf den in der Erztrübe zurückzuhaltenden Mineralien ist jedoch nicht die einzige Vorbedingung für das Zustandekommen einer Schaumflotation. Dazu gehört als weitere wichtige Notwendigkeit die Bildung stabiler drei- oder mehrphasiger Schäume²⁾.

Ebenso wie die Adsorption ist auch die Schaumbildung eine kolloidchemische Erscheinung. Schäume sind kolloidchemisch gesprochen disperse Systeme, deren disperse Phase gasförmig und deren Dispersionsmittel flüssig ist. Die bei der Flotation auftretenden Schäume sind mehrphasig, sie bestehen aus einer festen Phase, dem flotierbaren Erz, aus einer gasförmigen Phase, der Luft, die den unmittelbaren Anlaß zur Schaumbildung gibt, und der Trübeflüssigkeit als Dispersionsmittel. Meist ist das Dispersionsmittel wieder ein mehrphasiges System, weil es Elektrolyte, Kolloide usw. enthält.

Da bei der Schaumbildung die Flüssigkeitsoberfläche rasch stark vergrößert wird, beeinträchtigen Flüssigkeiten mit großer Oberflächenspannung eine Schaumbildung. Das ist der Grund, warum reine homogene Flüssigkeiten nicht schäumen³⁾; nur die Gegenwart oberflächenaktivierender, kapillaraktiver⁴⁾ Körper, also von Stoffen, welche die Oberflächenspannung der Flüssigkeit erniedrigen, ermöglicht die Bildung haltbarer Schäume⁵⁾. Solche Stoffe sind dadurch gekennzeichnet, daß sie sich in der Oberfläche der Lösung anreichern, d. h. ihre Konzentration in der Oberfläche größer ist als im Innern (Gibbssche Schicht⁶⁾). Die in der Flotationstechnik als Schäumer bekannten Reagenzien entsprechen diesen Anforderungen. Für das Entstehen eines Schaumes ist demnach das Bestehen eines möglichst großen Konzentrationsgefälles zwischen Grenzflächenschicht und dem Hauptteil der Lösung erforderlich. Die Lösungen kapillaraktiver Stoffe werden um so besser schäumen,

¹⁾ Als kapillaraktiv bezeichnet man solche Stoffe, welche die Oberflächenspannung einer Flüssigkeit stark beeinflussen, und zwar fast immer erheblich herabsetzen. Inaktiv sind die meisten Elektrolyte, aktiv die Alkohole, Fettsäuren, Ester usw.; vgl. J. Eggert, Lehrbuch d. physikalischen Chemie, Berlin, 2. Aufl., 240.

²⁾ O. Bartsch, Kolloid Beih. 20, 1—77 (1924).

³⁾ G. Quincke, Wied. Ann. Phys. 35, 589 (1888).

⁴⁾ Vgl. auch Abschnitt „Schäumer“.

⁵⁾ Siehe dazu O. Bartsch, a. a. O., 23; Kolloid Z. 38, 117 (1926).

⁶⁾ J. W. Gibbs, Thermodynamische Studien, Leipzig 1892, 258.

je steiler dieses Konzentrationsgefälle zwischen Gibbsscher Schicht und Lösung und je heterogener diese Schicht in bezug auf die enthaltenen Moleküle ist. Beim Schäumen gehen die polaren Moleküle in die Grenzfläche Luft—Wasser, orientieren sich gemäß der Harkins-Langmuirschen Theorie mit der hydrophilen Gruppe gegen Wasser mit der hydrophoben Gruppe gegen Luft, erniedrigen die Oberflächenspannung der Lösung und ermöglichen so die Schaumbildung. Die in der Flotationspraxis üblichen Schäumer sind wohl imstande, einen beständigen Schaum zu erzeugen, die genügende Stabilität des Schaumes jedoch wird erst durch die an den Gasblasen haftenden Erzteilchen hervorgerufen. Ist jede Luftblase von Erzteilchen umhüllt, und kommen zwei solche Blasen miteinander in Berührung, so vermehrt die Anziehungskraft der Festteilchen die Beständigkeit des Schaumes¹⁾.

Die Bildung des stabilen, tragfähigen Erzschaumes geht etwa in der Weise vor sich, daß die kleinen Gasbläschen, an denen Erzteilchen angeheftet sind, sich mit größeren, in der Trübe entstehenden bzw. vorhandenen Gasblasen vereinen, welche dann den Erzpartikeln den Auftrieb erteilen.

Die Frage, wie weit für den Erfolg der Flotation die Gasart von Bedeutung ist, hat noch keine endgültige Entscheidung erfahren²⁾. Als sicher darf gelten, daß die Sorption von Gasen an der Mineraloberfläche eine Rolle spielt, und die Natur der Gase einen gewissen Einfluß auf die Schwimmbarkeit hat.

Am Ende der kurzen theoretischen Ausführungen³⁾ seien jene Grundsätze wiedergegeben, die A. M. Gaudin⁴⁾ bezüglich der Ursachen der Flotation und ihrer Beziehungen zu chemischen und physikalischen Vorgängen zusammengefaßt hat: „die Benetzbarkeit von Stoffen und ihre Fähigkeit, sich an Gasblasen zu heften, hängt ausschließlich von ihrer Oberfläche ab. Die Oberflächen sind entweder wasserbenetzbar (polar) oder unbenetzbar (unpolar). Durch geeignete Behandlung der Oberflächen kann die Schwimmfähigkeit von Mineralteilchen verändert werden. Erreicht wird dies durch entsprechende Auswahl von sammelnden (Bildung unpolarer Überzüge), drückenden (Bildung polarer Überzüge) und aktivierenden (Bildung polarer Überzüge) Reagenzien. Die Flotation kann nur in Gegenwart schäumender Mittel in der Trübe durchgeführt werden. Die Wirkung der Reagenzien auf Oberflächen ist von der Konzentration, Adsorptionsfähigkeit und Löslichkeit der

¹⁾ H. L. Sulman, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 29, 44 (1920) und E. Edser, Fourth Report of Colloid Chemistry, London 1922.

²⁾ A. S. Adams, Gas-Sorption in Flotation, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 41 (1927); vgl. auch S. Valentiner, a. a. O. 61.

³⁾ Der Vollständigkeit halber sei ein Erklärungsversuch von C. Bruchhold, Met. u. Erz. 25, 610 (1928), erwähnt, der die Ursache der Flotation im Unterschied zwischen dem Lösungsdruck der Erzflächen und dem osmotischen Druck der Erztrübe sucht, wodurch elektrische Umladungen in der Trübe bewirkt werden sollen.

⁴⁾ Eng. Min. Journ. 124, 1051 (1927).

Reagenzien abhängig. Die Adsorption wird innerhalb der Trübe an den Grenzflächen zwischen Lösung und Mineralteilchen von chemischen Reaktionen begleitet, oder sie hat solche zur Folge. Alle, oder nahezu alle Flotationsvorgänge beruhen auf der Löslichkeit der miteinander reagierenden Stoffe.“

XII. Die Trübe

1. Wasser

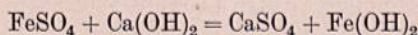
Einer der wichtigsten Stoffe bei der Flotation ist das Wasser. Es hat bei den Schwimmverfahren drei Hauptaufgaben zu erfüllen: es dient

1. als Fortbewegungsmittel der Erze,
2. als Trennungsmittel, in dem die mit Luftblasen behafteten Erzteilchen aufsteigen,
3. als Lösungsmittel für die Flotationsreagenzien.

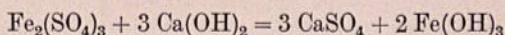
Um allen diesen Aufgaben gerecht zu werden, muß das Aufbereitungswasser gewissen physikalischen und chemischen Bedingungen entsprechen. Es muß möglichst frei von Schwebestoffen, also klar sein und darf keine chemischen Stoffe gelöst enthalten, die mit dem Erz oder den Zusätzen im Sinne einer flotationshindernden Wirkung reagieren.

Im allgemeinen entspricht die Mehrzahl der natürlichen Wässer den Anforderungen der Flotation, doch kann auch das zur Verfügung stehende Wasser Bestandteile enthalten, welche die Schwimmaufbereitung ungünstig beeinflussen. Wasser, das aus Mooren stammt, also durch Humusstoffe verunreinigt ist, schaltet im allgemeinen für die Flotation aus, da die Humus-säuren äußerst „vergiftend“ wirken. Durch Regengüsse verschlammtes Oberflächenwasser muß durch eine mechanische Reinigung, Filtration, geklärt werden.

Flotationsstörende Bestandteile, besonders in alkalischer Trübe, sind die Härtebildner und gelöste Schwermetallsalze, wenn sie in großen Mengen auftreten. Bei der Flotation mit Fettsäuren müssen die Härtebildner, also in erster Linie Kalk- und Magnesiumsalze nach den üblichen Methoden der technischen Wasserenthärtung entfernt werden. Im Wasser gelöste Schwermetallsalze, wie Eisen- und Mangansalze, können durch Zugabe von Kalk, Soda oder Natronlauge unschädlich gemacht werden. Hierbei erfolgt die Umsetzung in unlösliche Hydroxyde, z. B.:



oder



Im übrigen sei auf den Abschnitt „Flotationsgeegengifte“, S. 288, verwiesen. Über die bei der Flotation nötigen Wassermengen vgl. Abschnitt „Wasserwirtschaft“, S. 414.

Bei Aufbereitungsanlagen, die in der Nähe des Meeres liegen und Mangel an Süßwasser haben, kann die Frage der Verwendung von Seewasser für Flotationszwecke von Wichtigkeit sein. Im allgemeinen kann Seewasser für Schwimmverfahren als geeignet betrachtet werden. Es wird nach Literaturangaben bei der Black Jack Mine, einer Bleizinkflotation, Avalon, Catalina, Calif.¹⁾ und bei der Compania Minera de Tocopilla in Nordchile²⁾, einer Kupferflotation, verwendet. Seewasser reagiert schwach alkalisch gegen Phenolphthalein und hat ein p_h von rd. 8. Reines Seewasser, in pneumatischen Apparaten belüftet, bildet einen intensiven Schaum, der mehrere Zentimeter hoch sein kann, aber keine Tragkraft für Mineralien besitzt; Reste organischer Stoffe, die von Seegras (Kelp) herrühren, dürften die Ursache der Schaumkraft sein. Da Seewasser die Eigenschaft besitzt, Luft beträchtliche Zeit in Schwebe zu halten und ein höheres spezifisches Gewicht als Süßwasser hat, begünstigt es in mancher Beziehung die Flotation. Auf Xanthat und Pineöl hat Seewasser keinen Einfluß, dagegen scheinen Aerofloat und andere Kresylsäure-Abkömmlinge an Schaumkraft einzubüßen. Kalk hat keinen schädlichen Einfluß, ist sogar bei Seewasser erwünscht, da er die Korrosionsfolgen gegen Metallteile abschwächt. Die leichte Angreifbarkeit der gewöhnlichen metallischen Baustoffe durch Seewasser ist ein Nachteil, der bei seiner Verwendung in Kauf genommen werden muß. Kupferteile müssen meist nach 2 Jahren ausgewechselt werden; möglichst manganfreies Eisen soll sich einigermaßen bewährt haben.

2. Trübezusammensetzung und deren Kontrolle

a) Einfluß der Trübedichte auf den Flotationserfolg

Für den Verlauf der Flotation ist die Trübedichte von großem Einfluß, und zwar in gleicher Weise auf die Anreicherung wie auf das Ausbringen.

Unter Trübedichte versteht man das Verhältnis der in der Trübe enthaltenen Feststoffmenge zur Flüssigkeitsmenge. Zahlenmäßig ausgedrückt wird die Trübedichte durch das Verhältnis „Feststoffgewicht:Flüssigkeitsmenge“, z. B. 300 g in 1 l, oder auch durch den Prozentgehalt der Trübe an Feststoffen, z. B. 30⁰/₀ Feststoff. Allgemein wird in der Literatur diese Beziehung durch die Abkürzung „g/l“, oder „g im l“ wiedergegeben. Bei dieser Art der Bezeichnung ist das in 1 l Trübe neben dem Wasser enthaltene

¹⁾ H. S. Gieser, Eng. Min. Journ. 124, 246 (1927).

²⁾ A. K. Burn, Bull. Inst. Min. Met. 314, 1 (1930); Min. Mag. 366 (1930).

Feststoffgewicht gemeint. Im Gegensatz hierzu stehen seltener zu findende Angaben, häufig auch als g/l oder g je l bezeichnet, worunter jedoch 300 g Feststoff und 1000 ccm Wasser verstanden werden.

Eine weitere, besonders früher häufig benutzte Bezeichnungsart für die Trübedichte war die Angabe, daß z. B. in dem Verhältnis 1:3 bzw. 1:4 geschwommen werden sollte; gemeint ist mit diesem Ausdruck eine Trübedichte, die sich aus der Vermischung von einem Teil Erz mit 3 bzw. 4 Teilen Wasser ergibt, also einer Trübedichte von 250 bzw. 200 g im Liter entspricht.

Gelegentlich wird auch das spezifische Gewicht der Trübe angegeben; doch genügt diese Angabe allein zur Kennzeichnung der Trübe nicht, wenn das spezifische Gewicht des Aufgabegutes unbekannt ist. Die Beziehungen zwischen Prozentgehalt, Verhältnis Feststoff zu Flüssigkeit und spezifischem Gewicht zeigt die nachstehende Tabelle¹⁾:

°/o Fest- stoffe	Verhältnis Feststoff zu Flüssigkeit	Spez. Gew. der Trübe bei verschiedenem spez. Gew. der Feststoffe				
		2,50	2,70	2,90	3,10	3,30
5	1:19,000	1,031	1,032	1,034	1,035	1,036
6	1:15,667	1,037	1,039	1,041	1,042	1,043
7	1:13,826	1,044	1,046	1,048	1,049	1,051
8	1:11,500	1,050	1,053	1,055	1,057	1,059
9	1:10,111	1,057	1,060	1,063	1,065	1,067
10	1: 9,000	1,064	1,067	1,070	1,072	1,075
11	1: 8,091	1,071	1,074	1,078	1,080	1,083
12	1: 7,333	1,078	1,082	1,085	1,088	1,091
13	1: 6,692	1,085	1,089	1,093	1,096	1,099
14	1: 6,144	1,092	1,097	1,101	1,105	1,108
15	1: 5,667	1,099	1,101	1,109	1,113	1,117
16	1: 5,250	1,106	1,112	1,117	1,122	1,125
17	1: 4,882	1,114	1,119	1,125	1,130	1,134
18	1: 4,556	1,121	1,128	1,134	1,139	1,143
19	1: 4,263	1,129	1,136	1,142	1,148	1,153
20	1: 4,000	1,136	1,144	1,151	1,157	1,162
21	1: 3,762	1,144	1,152	1,159	1,166	1,171
22	1: 3,545	1,152	1,161	1,168	1,175	1,181
23	1: 3,348	1,160	1,169	1,177	1,184	1,191
24	1: 3,167	1,168	1,178	1,186	1,194	1,201
25	1: 3,000	1,176	1,187	1,195	1,204	1,211
26	1: 2,846	1,185	1,195	1,205	1,214	1,222
27	1: 2,704	1,193	1,205	1,215	1,224	1,232
28	1: 2,571	1,202	1,214	1,224	1,234	1,242
29	1: 2,448	1,211	1,223	1,234	1,244	1,253
30	1: 2,333	1,220	1,233	1,244	1,255	1,264
31	1: 2,226	1,229	1,242	1,255	1,266	1,275

¹⁾ Nach H. B. Lowden, Met. Bull. Geco 56.

o/ Fest- stoffe	Verhältnis Feststoff zu Flüssigkeit	Spez. Gew. der Trübe bei verschiedenem spez. Gew. der Feststoffe				
		2,50	2,70	2,90	3,10	3,30
32	1: 2,125	1,238	1,252	1,265	1,277	1,287
33	1: 2,030	1,247	1,262	1,276	1,288	1,299
34	1: 1,910	1,256	1,272	1,287	1,299	1,311
35	1: 1,857	1,266	1,283	1,298	1,310	1,323
36	1: 1,778	1,276	1,293	1,309	1,322	1,335
37	1: 1,703	1,285	1,304	1,320	1,334	1,347
38	1: 1,632	1,295	1,314	1,332	1,346	1,360
39	1: 1,564	1,305	1,326	1,343	1,358	1,373
40	1: 1,500	1,316	1,336	1,355	1,371	1,387
41	1: 1,439	1,326	1,348	1,367	1,384	1,400
42	1: 1,381	1,337	1,359	1,380	1,396	1,414
43	1: 1,326	1,348	1,371	1,392	1,411	1,428
44	1: 1,273	1,359	1,383	1,405	1,425	1,442
45	1: 1,222	1,370	1,395	1,418	1,438	1,456
46	1: 1,174	1,381	1,408	1,432	1,452	1,471
47	1: 1,128	1,393	1,420	1,445	1,467	1,487
48	1: 1,083	1,404	1,433	1,458	1,483	1,503
49	1: 1,041	1,416	1,446	1,473	1,497	1,519
50	1: 1,000	1,429	1,460	1,487	1,512	1,535
51	1: 0,961	1,441	1,473	1,502	1,528	1,551
52	1: 0,923	1,453	1,487	1,517	1,544	1,568
53	1: 0,887	1,466	1,501	1,532	1,560	1,585
54	1: 0,852	1,479	1,515	1,548	1,577	1,603
55	1: 0,809	1,493	1,530	1,564	1,594	1,621
56	1: 0,786	1,506	1,545	1,580	1,611	1,640
57	1: 0,754	1,520	1,560	1,596	1,628	1,659
58	1: 0,724	1,534	1,574	1,613	1,646	1,678
59	1: 0,695	1,548	1,591	1,629	1,665	1,697
60	1: 0,667	1,563	1,607	1,645	1,684	1,718
61	1: 0,639	1,577	1,623	1,664	1,704	1,739
62	1: 0,613	1,592	1,641	1,683	1,724	1,761
63	1: 0,587	1,608	1,657	1,703	1,745	1,783
64	1: 0,563	1,623	1,675	1,723	1,765	1,805
65	1: 0,538	1,639	1,692	1,742	1,786	1,828
66	1: 0,515	1,656	1,711	1,762	1,808	1,852
67	1: 0,493	1,672	1,730	1,783	1,831	1,876
68	1: 0,471	1,689	1,749	1,803	1,854	1,901
69	1: 0,449	1,706	1,768	1,825	1,878	1,927
70	1: 0,429	1,724	1,786	1,847	1,902	1,935

Die Feststellung der für die Flotation günstigsten Trübedichte ist eine der Aufgaben, die durch einleitende Versuche gelöst werden müssen. Grundsätzlich ist anzustreben, bei der Schwimmaufbereitung in möglichst großer Trübedichte zu arbeiten; bei einer gegebenen Zellenzahl erzielt man hierdurch eine Erhöhung der Leistungsfähigkeit der Apparatur, bei gegebener

Durchsatzmenge eine oft nicht unbedeutende Verminderung in der Anzahl der erforderlichen Schwimmmzellen.

Ein Schwimmapparat, der in 24 Stunden bei einer Trübedichte entsprechend 180 g/l Feststoffe etwa 300 t verarbeiten kann, bewältigt etwa 500 t in einer 300 g/l entsprechenden Dichte. Dies ist in der Hauptsache darauf zurückzuführen, daß die 300 t bei einer Dichte von 180 g/l und die 500 t in einer Dichte von 300 g/l in derselben Trübemenge enthalten sind, nämlich in rd. 1670 cbm. Das auf den ersten Blick Überraschende besteht darin, daß ein Apparat eine wesentlich größere Aufgabemenge, bezogen auf die Festbestandteile, nur deswegen in derselben Zeit verarbeiten kann, weil sie in derselben Trübemenge enthalten ist. Die Ursache ist in verschiedenen Gründen zu suchen, auf die hier einzugehen, zu weit führen würde.

Der Höhe der praktisch noch möglichen Trübedichte wird dadurch eine Grenze gesetzt, daß die Anreicherung bei übermäßiger Trübedichte sinkt, während unter Umständen das Ausbringen um einige Prozente ansteigen kann.

Je nach dem Metallinhalt und dem Metallwert des Aufgabegutes wird man sich daher im Großbetrieb für eine entsprechende Trübedichte zu entscheiden haben. Der Einfluß der Trübedichte auf die Möglichkeit, die Trübe weitgehend ausarbeiten zu können, hat gelegentlich, besonders bei reichen Erzen, dazu geführt, daß vor der letzten Ausarbeitung, z. B. vor den Bergeinigerzellen, die Trübe erst wieder eingedickt wird.

Erwähnenswert ist auch die Notwendigkeit, eine niedrige Trübedichte dort einzuhalten, wo es sich um die Nachreinigung und um die Verarbeitung von schlammreichem Aufgabegut, besonders im Falle der selektiven Schwimmaufbereitung, handelt¹⁾.

Die für die Vorreinigung übliche Trübedichte schwankt bei einem Aufgabegut mit mittlerem Schlammgehalt zwischen 20 und 35% Feststoffgehalt; sie kann bei schlammreicherem Gut jedoch auch unter 20%, gegebenenfalls sogar bis auf 10% Feststoff sinken. Für die selektive Flotation ist als günstigste Trübedichte im Durchschnitt etwa 30% Feststoff zu empfehlen.

Häufig, besonders bei der selektiven Arbeitsweise, ist es nötig, die Trübe, die infolge allmählich eintretender Verarmung an Feststoffen zu dünn geworden ist, vor dem Aufschwimmen der übrigen Metallträger durch Eindickung wieder auf die für einen günstigen Flotationserfolg erforderliche Dichte zu bringen.

Für den Großbetrieb ist nach Ermittlung der günstigsten Trübedichte deren ständige Einhaltung wichtig. Kaum ein anderer Umstand vermag den Verlauf des Schwimmvorganges so ungünstig zu beeinflussen, wie ein oft bei unregelmäßiger Betriebsführung eintretender Wechsel in der Trübedichte.

Unabhängig von dem Erfordernis einer gleichbleibenden qualitativen, d. h. dem Gehalt, der Menge und der Korngröße nach gleichen

¹⁾ E. S. Wilkins, Min. Mag. 42, 349 (1930).

Trübezusammensetzung, ist es daher nötig, im Dauerbetrieb auch für einen möglichst gleichbleibenden Gehalt der Trübe bezüglich des prozentualen Anteils an Feststoff zu sorgen.

Bestimmung der Trübedichte

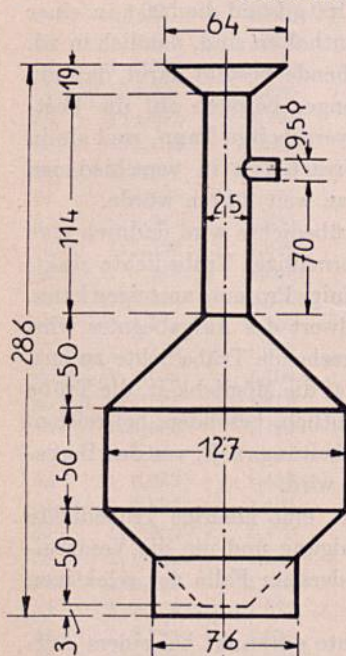


Abb. 121. Gefäß zur Bestimmung der Trübedichte

Eigengewicht des Gefäßes . . . 375 g
Wasserfüllung . . 1225 ccm = 1225 g
Gesamtgewicht 1600 g

Häufig dienen für die periodisch erfolgenden Messungen der Trübedichte ihrem Inhalt und Gewicht nach bekannte Gefäße, die mit einem möglichst guten Durchschnitt der Trübe gefüllt und danach gewogen werden. Beachtenswert in dieser Hinsicht ist das in der Abb. 121 veranschaulichte Metallpyknometer mit dem ihm entsprechenden Dichtediagramm (Abb. 122). Das in seiner Form handliche Gefäß ist aus Kupferblech hergestellt und hat in den angegebenen Abmessungen ein Eigengewicht von 375 g und ein Fassungsvermögen von 1225 ccm Wasser¹⁾.

Berücksichtigt man das aus den vorstehenden Bedingungen bei Wasserfüllung sich ergebende Gesamtgewicht von 1600 g, so entwickelt sich in den dargestellten Kurvenscharen das in der Abb. 122 wiedergegebene Trübedichtediagramm für Flotationsrohgut vom spez. Gew. 2,0 aufwärts bis zu 3,3. Es gestattet bei bekanntem spezifischen Gewicht des Rohgutes und bekanntem Gesamtgewicht des verwendeten Pyknometers den jeweils entsprechenden Feststoffgehalt in der Trübe zu ermitteln.

Bei einem Pyknometergesamtgewicht von 2000 g folgt beispielsweise

für ein Rohgut, spez. Gew. = 2,0, ein Feststoffgehalt von 49,0 %
„ „ „ spez. Gew. = 2,3, „ „ von 45,0 %
„ „ „ spez. Gew. = 2,5, „ „ von 41,0 %
„ „ „ spez. Gew. = 2,7, „ „ von 39,0 %
„ „ „ spez. Gew. = 2,9, „ „ von 37,5 %
„ „ „ spez. Gew. = 3,1, „ „ von 36,0 %
„ „ „ spez. Gew. = 3,3, „ „ von 35,0 %.

Selbstredend lassen sich derartige Dichtediagramme für jedes andere Rohgut von höherem oder niedrigerem spezifischen Gewicht nach Eichung

¹⁾ Mitteilung der General Engineering Co., Salt Lake City.

des zur Verwendung gelangenden Glas- oder Metallpyknometers entwerfen und benutzen. Vgl. auch S. 426.

Vielfach ist man heute in den Großbetrieben bemüht, zur Erleichterung der Überwachung automatische Dichtemesser und selbsttätig wirkende Dichteregler einzuführen.

Nachstehend sei auf eine Apparatur verwiesen, die sich für selbsttätige Aufzeichnung des spezifischen Gewichtes von Flüssigkeiten aller Art, soweit sie nicht Glas oder Gummi angreifen, eignet. Bei diesem unter dem Namen „Hydro-Dichteschreiber“ bekanntgewordenen Instrument¹⁾ tauchen zwei Rohre in die zu messende Flüssigkeit und werden dauernd von Druckluft durchströmt. Der sich ergebende Druck-

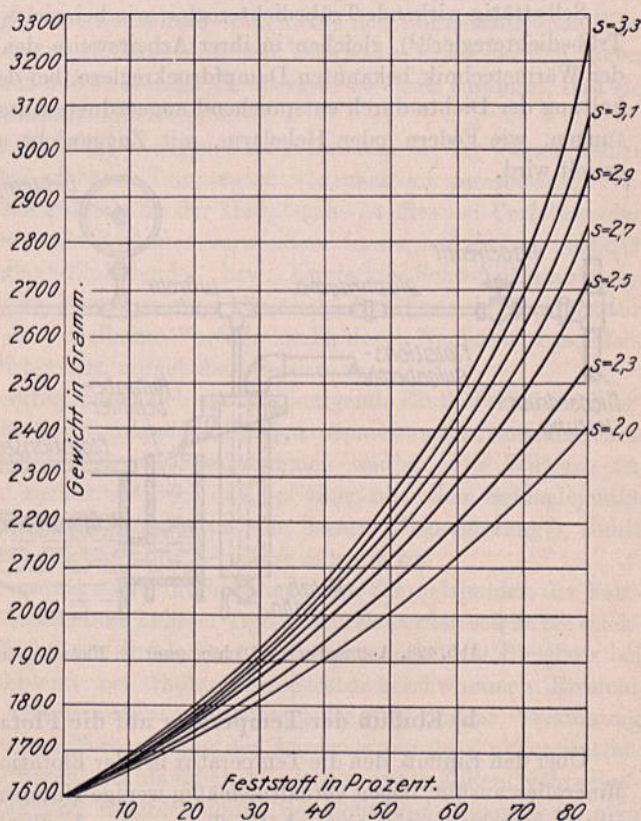


Abb. 122. Diagramm zur Bestimmung der Trübedichte

unterschied ist ein Maß für das spezifische Gewicht, das durch einen Druckunterschiedschreiber aufgezeichnet wird.

Weitere Beachtung verdient der z. B. bei der Rio Tinto Co. (Huelva) in Gebrauch stehende Dichtemesser²⁾ (siehe Abb. 123). Auch bei dieser Meßeinrichtung erfolgt die Trübedichtebestimmung unter Verwendung von Niederdruckluft. Die Trübe gelangt durch ein Aufgaberohr in einen den Zellen vorgeschalteten Behälter, in den gleichzeitig ein Rohr der

¹⁾ Die chemische Fabrik 41, 594 (1928).

²⁾ R. O. Stokes, Min. Mag. 43, 335 (1930).

Niederdruckluftleitung mündet. Je nach der Zusammensetzung der Trübe ändert sich der Druck in der Rohrleitung, und die entstandenen Änderungen werden von einem zwischengeschalteten Trübedichtemesser aufgenommen und selbsttätig verzeichnet.

Selbsttätig wirkende Trübedichtereglere, wie beispielsweise der „Bradly-Trübedichtereger“¹⁾, gleichen in ihrer Arbeitsweise den aus dem Gebiete der Wärmetechnik bekannten Dampfdruckreglern, bei denen die Konstanthaltung der Dichte durch entsprechend angeordnete Ausgleichdruckvorrichtungen, wie Federn oder Hebelarm, mit Zuggewicht und Ausflußventile erzielt wird.

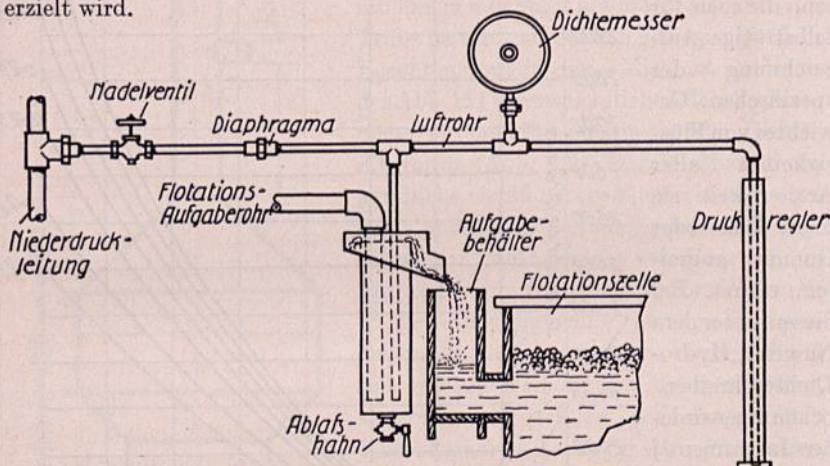


Abb. 123. Automatischer Dichtemesser im Flotationskreislauf

b) Einfluß der Temperatur auf die Flotation

Über den Einfluß, den die Temperatur bei der Flotation auf verschiedene Mineralien ausübt, liegen verhältnismäßig wenige Untersuchungen vor²⁾. Im allgemeinen begünstigt eine erhöhte Temperatur der Trübe das Aufschwimmen der in ihr vorhandenen Teilchen; fast alle Mineralien sind in warmer Trübe leichter schwimmbar und lassen sich mit geringerem Aufwand an Schwimmmitteln flotieren; auch verkürzt sich im allgemeinen die Flotationsdauer³⁾. Die

¹⁾ Thyle Machinery Comp., San Francisco (Calif.).

²⁾ O. C. Ralston u. F. Cameron, Eng. Min. Journ. 99, 937 (1915); Min. a. Scient. Press. 123, 90; A. M. Gaudin, H. Glover, M. S. Hansen u. C. W. Orr, Flotation Fundamentals I. Utah. Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 1, 8 (1928); J. Huber-Panu, Vortrag auf der Tagung des Fachausschusses f. Erzaufb. d. Ges. d. Metallhütten u. Bergleute, Bad Ems 1931.

³⁾ Nach Versuchen von J. Huber-Panu ist die Flotationsdauer bei 40° C halb so lang wie bei 6° C.

Begünstigung durch die erhöhte Temperatur ist keine ausgesprochen selektive, sondern umfaßt alle in der Trübe enthaltenen Feststoffe; eine in manchen Fällen auswählende Wirkung ist die Folge gewisser sekundärer Reaktionen.

Neben der flotationsverbessernden Wirkung kann nämlich unter Umständen — abhängig vom Zeitfaktor — auch eine flotationsschädigende Wirkung durch Temperaturerhöhung eintreten. Dies ist bei Erzen der Fall, deren Oxydationsfähigkeit mit steigender Temperatur so stark zunimmt, daß sie hierdurch an Schwimmfähigkeit einbüßen.

Nur in verhältnismäßig wenigen Fällen hat man in der Praxis bisher durch Arbeiten bei erhöhter Temperatur wirtschaftlich interessante Verbesserungen erzielen können. In der Hauptsache ist dies bei Verfahren der Fall, die Fettsäuren als Sammler verwenden, ferner bei einigen selektiv arbeitenden Bleiglanz-Zinkblende-, bzw. Kupferkies-Schwefelkiesanlagen. Meist wird jedoch die Flotation ohne künstliche Erhöhung der Temperatur durchgeführt, da die erzielbaren Vorteile häufig durch Nachteile, besonders solche wirtschaftlicher Art, aufgehoben werden.

Auffällig bemerkbar macht sich der begünstigende Einfluß erhöhter Temperatur bei der Flotation von Apatit¹⁾, Flußspat, Spateisenstein und ähnlichen Mineralien, die mit Fettsäuren geschwommen werden. Die Wirkung ist vermutlich darauf zurückzuführen, daß bei einer über dem Schmelzpunkt der Fettsäuren liegenden Temperatur eine bessere Dispergierung²⁾, somit eine bessere Sammlerwirkung der Fettsäure möglich ist.

Außer der genannten, durch die hochliegenden Schmelzpunkte der Fettsäuren bedingten Anwendung höherer Temperaturen werden solche bei selektiven Blei-Zinkanlagen mit Erfolg benutzt; in ihnen wird der Bleiglanz bei normaler, die Zinkblende bei erhöhter Temperatur geschwommen. Erreicht wird durch diese Arbeitsweise eine Erhöhung des Ausbringens, Verkürzung der Flotationszeit und Verbesserung der Anreicherung im Zinkkonzentrat. Trotz der auch bei Bleiglanz anfänglich, also in den ersten Zellen, wahrnehmbaren Verbesserung und Beschleunigung des Schwimmvorganges ist man nicht dazu übergegangen, auch ihn bei erhöhter Temperatur zu flotieren, da seine Oxydationsfähigkeit mit steigender Temperatur zunimmt, und ein verstärkter Angriff der Erzoberfläche durch Sauerstoff die Gefahr mit sich bringt, daß Bleiglanz an Schwimmfähigkeit einbüßt, also das Ausbringen verschlechtert wird; dieser Umstand kann sich besonders bei längerer Flotationsdauer auswirken.

Es sind also, wie aus dem Gesagten hervorgeht, stets mit der Erhöhung der Temperatur zwei einander entgegenwirkende Vorgänge zu beobachten, ein beschleunigender und ein verzögernder; diese beiden Wirkungen sind,

¹⁾ A. Ubalde, Span. P. 19167 (1930).

²⁾ A. M. Gaudin usw. a. a. O. 8.

bevor man sich zu einer Flotation bei höherer Temperatur entschließt, gegeneinander genau abzuwägen. Auf jeden Fall sind für jedes Erz die besten Temperaturbedingungen jeweils versuchsmäßig zu ermitteln.

Versuche, die Nachflotation von Bleiglanz bei erhöhter Temperatur vorzunehmen, sind schon mit praktischem Erfolg unternommen worden¹⁾; es muß hierbei darauf geachtet werden, die Nachflotation möglichst rasch durchzuführen, um die Gefahr zu vermeiden, daß der Bleiglanz oxydiert wird; die Verwendung kräftiger, schnell wirkender Sammler ist daher angezeigt.

In ähnlicher Weise wie bei Bleizinkerzen kann auch bei der Kupferkies-Pyritflotation vorgegangen werden. Da Pyrit im Vergleich zu Kupferkies wesentlich leichter oxydierbar ist, können diese Unterschiede durch Erhöhung der Temperatur noch verstärkt, also die Verschiedenheiten in der Schwimmfähigkeit erhöht werden.

Nach den obigen Ausführungen ist es erklärlich, daß bei erhöhter Temperatur in vielen Fällen das Ausbringen in der ersten Stufe des Flotationsvorganges wesentlich über dem bei gewöhnlicher Temperatur erzielbaren liegt²⁾, da anfangs nur die beschleunigende Wirkung eintritt; erst die sich im weiteren Verlauf des Trübeumlaufs auswirkende Oxydation kann eine Verminderung des Gesamtausbringens hervorrufen.

Die betriebsmäßig üblichen Temperaturen schwanken zwischen 20–50° C. Das Anwärmen der Trübe erfolgt meist durch unmittelbares Einleiten von Wasserdampf in die Trübe. Einige der wenigen Angaben, die sich im Fachschrifttum über den Dampfverbrauch beim Anwärmen der Flotationstrübe finden, beziehen sich auf die selektive Blei-Zinkflotation in Sullivan, Kimberley, B. C., bei der Consolidated Mining and Smelting Co. of Canada³⁾. Hier erfolgt die Flotation in den verschiedenen Stufen bei den folgenden Temperaturen:

Pb-Vorkonzentrat	28° C	Zn-Vorkonzentrat	30° C
Pb-Reiniger	30° C	Zn-Nachreiniger	35° C
Pb-Nachreiniger	30° C		

Der stündliche Dampfverbrauch beträgt bei dieser Anlage, die 6000 t/Tag flotiert, 5400 kg/h. Beim Arbeiten in warmer Trübe sind stets die gegenüber gewöhnlichen Temperaturen erzielten Verbesserungen zu den durch das Anwärmen der Trübe bedingten Mehrkosten in Beziehung zu setzen.

Nicht zu vernachlässigen ist der Einfluß, den die Temperatur auf die Schwimmittel ausüben kann⁴⁾; diese können unter Umständen Zersetzungen

¹⁾ Z. B. bei der Timber Bulle Mill; siehe Quarterly 51.

²⁾ Der begünstigende Einfluß höherer Temperatur macht sich in der Praxis nicht selten dadurch bemerkbar, daß die Flotationsergebnisse in den heißen Sommermonaten besser sind als im Winter.

³⁾ G. J. Young, Eng. Min. World 2, 229 (1931).

⁴⁾ Über die Ursachen des verschiedenen Einflusses bei Verwendung verschiedener Sammler, z. B. von Holzteeröl und Xanthat, sind noch keine eindeutigen Erklärungen bekannt.

erfahren, die ihre Reaktionsfähigkeit mit dem Erz und anderen Trübebestandteilen mehr oder weniger beeinflussen. Auch die Änderungen in der Löslichkeit der an der Mineraloberfläche zwischen Sammler und Mineral gebildeten Verbindungen ist von Einfluß. Man sieht, daß die Wirkung der Temperatur auf die Flotation eine sehr verwickelte ist. Sie völlig zu klären, wird es noch zahlreicher planmäßiger Untersuchungen bedürfen.

Sicher ist, daß in einzelnen Fällen die durch eine verhältnismäßig geringe Temperaturerhöhung erzielbaren Vorteile von großem wirtschaftlichen Wert sein können, da neben Verbesserungen der Aufbereitungsergebnisse in einer bestehenden Anlage beim Arbeiten mit erhöhter Temperatur wesentlich größere Leistungen erzielbar sind, oder aber für eine bestimmte Leistung weniger große Apparate gewählt werden können, also in beiden Fällen Ersparnisse möglich sind.

c) Einfluß der Wasserstoffionenkonzentration auf die Flotation

Als sich mit der Einführung chemischer Reagenzien und Zunahme der selektiven Flotation ein Übergang von der Flotation in saurer Trübe zur Arbeit in alkalischer vollzog, noch begünstigt durch die Erkenntnis, daß Alkalien die störenden Wirkungen löslicher Schwermetallsalze aufheben, ergab sich die Notwendigkeit, die verschiedenen Stufen der sich abspielenden Vorgänge besser zu verfolgen als bisher und dem Einfluß aktiver Azidität oder Alkalität größeres Augenmerk zu schenken. Hierbei zeigte sich, daß der Verlauf der Flotation hinsichtlich des Ausbringens und der Höhe der Anreicherung vielfach von der wirksamen Alkalität (Azidität) der Trübe abhängig ist, deren Messung daher in immer weiterem Umfang in der Flotationspraxis Eingang fand¹⁾.

Ein Maß für die Aktivität oder Stärke der Azidität (Alkalität) ist die Wasserstoffionenkonzentration²⁾.

Wasser, gleichgültig, ob rein, alkalisch oder sauer, enthält als Folge elektrolytischer Dissoziation H^+ - und OH^- -Ionen, und zwar ist bei einer gegebenen Temperatur stets das Produkt der Konzentration dieser Ionen eine konstante Größe, nämlich bei $18^\circ C$ $0,72 \cdot 10^{-14}$. Dieses Produkt heißt Dissoziationskonstante des Wassers.

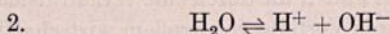
¹⁾ A. M. Gaudin, *Min. Met.* 10, 19 (1929); A. W. Fahrenwald, *Trans. Amer. Inst. Min. Eng.* 70, 647 (1924); *Eng. Min. Journ.* 126, 837 (1928); ferner G. G. Thomas, L. I. Christmann und R. S. Gifford, *Hydrogen Ion Concentration — Its Control in the Flotation Process*, *Amer. Cyan. Techn. Pap.* 11 (1928).

²⁾ L. Michaelis, *Die Wasserstoffionenkonzentration*, Berlin 1922; F. Müller, *Zeitschr. angew. Chem.* 39, 1368 (1926); G. Lehmann, *Die Wasserstoffionenmessung*, Leipzig 1928; W. M. Clark, *The Determination of Hydrogen Ions*, Baltimore 1920.

Es gilt also die Gleichung:

$$1. \quad [\text{H}^+] \cdot [\text{OH}^-] = K = 0,72 \cdot 10^{-14}$$

wobei $[\text{H}^+]$ und $[\text{OH}^-]$ die Konzentrationen der eingeklammerten Molekülarität in Grammäquivalenten je Liter oder in Mol je Liter bedeuten. Da in reinem Wasser H^+ - und OH^- -Ionen wegen der neutralen Reaktion des Wassers in gleicher Anzahl vorhanden sind, gelten die Gleichungen:



$$3. \quad [\text{H}^+] = [\text{OH}^-] \text{ oder } [\text{H}^+]^2 = 0,72 \cdot 10^{-14}$$

$$4. \quad [\text{H}^+] = \sqrt{0,72 \cdot 10^{-14}} = 0,85 \cdot 10^{-7}.$$

Dieser Wert wird als die Wasserstoffionenkonzentration des Wassers bezeichnet und durch das Symbol h wiedergegeben¹⁾.

In reinem Wasser ist die H^+ - und OH^- -Konzentration sehr klein, sie steigt für H in saurer, für OH in alkalischer Lösung; immer aber bleibt das Produkt konstant. Die Wasserstoffionenkonzentration, oder nach L. Michaelis die Wasserstoffzahl, ist bei Normallösungen starker Säuren annähernd 1, bei Normallösungen starker Alkalien annähernd 10^{-14} . Um der Wasserstoffzahl, die demnach zwischen vielen Zehnerpotenzen schwanken kann, eine einfache Ausdrucksweise zu geben, nimmt man, einem Vorschlage von S. P. L. Sørensen²⁾ folgend, nicht ihren absoluten Wert, sondern ihren negativen Logarithmus und bezeichnet diesen Wert als Wasserstoffexponent, p_h , (p_h -Wert)³⁾

$$p_h = -\log h$$

Die folgende Tabelle⁴⁾ enthält Annäherungswerte für die Wasserstoffionenkonzentrationen (Wasserstoffzahlen), die p_h -Werte und die angenäherte Zusammensetzung von Lösungen, welche diese Werte besitzen:

Wasserstoffzahl, h , (Wasserstoffionen- konzentration) in g je l l	Wasser- stoff- exponent p_h	Entsprechend Lösungen von etwa	Wasserstoffzahl, h , (Wasserstoffionen- konzentration) in g je l l	Wasser- stoff- exponent p_h	Entsprechend Lösungen von etwa
1	0,1	n HCl	10^{-8}	8	n/1 000 000 NaOH
10^{-1}	1	n/10 HCl	10^{-9}	9	n/100 000 NaOH
10^{-2}	2	n/100 HCl	10^{-11}	10	n/10 000 NaOH
10^{-3}	3	n/1 000 HCl	10^{-11}	11	n/1 000 NaOH
10^{-4}	4	n/10 000 HCl	10^{-12}	12	n/100 NaOH
10^{-5}	5	n/100 000 HCl	10^{-13}	13	n/10 NaOH
10^{-6}	6	n/1 000 000 HCl	10^{-14}	14	n NaOH
10^{-7}	7	H_2O			

¹⁾ Michaelis a. a. O. 10.

²⁾ Biochem. Z. 21, 131 (1909).

³⁾ S. P. L. Sørensen schreibt p_H , die Amerikaner pH ; die Schreibweise p_h ist von L. Michaelis gewählt.

⁴⁾ G. G. Thomas, L. J. Christmann und R. S. Gifford a. a. O. 2.

Somit liegt der p_h -Wert von sauren Lösungen unter 7, und zwar zwischen 1–6, der p_h -Wert neutraler Lösungen bei 7, und der p_h -Wert alkalischer Lösungen über 7, und zwar zwischen 8–13.

Zur Umrechnung von Wasserstoffzahl h und Wasserstoffexponent p_h diene folgende Tabelle¹⁾, in der n eine beliebige ganze Zahl bedeutet:

p_h	h	p_h	h
$n,00$	$1,00 \times 10^{-n}$	$n,50$	$3,16 \times 10^{-n+1}$
$n,05$	$8,91 \times 10^{-n+1}, (0,891 \times 10^{-n})$	$n,55$	$2,82 \times 10^{-n+1}$
$n,10$	$7,94 \times 10^{-n+1}$	$n,60$	$2,51 \times 10^{-n+1}$
$n,15$	$7,18 \times 10^{-n+1}$	$n,65$	$2,24 \times 10^{-n+1}$
$n,20$	$6,31 \times 10^{-n+1}$	$n,70$	$2,00 \times 10^{-n+1}$
$n,25$	$5,63 \times 10^{-n+1}$	$n,75$	$1,78 \times 10^{-n+1}$
$n,30$	$5,02 \times 10^{-n+1}$	$n,80$	$1,59 \times 10^{-n+1}$
$n,35$	$4,47 \times 10^{-n+1}$	$n,85$	$1,41 \times 10^{-n+1}$
$n,40$	$3,98 \times 10^{-n+1}$	$n,90$	$1,26 \times 10^{-n+1}$
$n,45$	$3,55 \times 10^{-n+1}$	$n,95$	$1,12 \times 10^{-n+1}$

Es muß hier auf den Unterschied zwischen Wasserstoffionenkonzentration und der durch Normalitäten ausgedrückten Azidität (Alkalität) hingewiesen werden, welche sich durch einfache Titration ermitteln läßt. Sicher neutralisieren gleiche Mengen gleichnormaler Lösungen verschieden starker Säuren, wie Salzsäure oder Essigsäure, gleichgroße Mengen Alkali, aber die starke Salzsäure besitzt infolge ihrer stärkeren Dissoziation mehr H-Ionen als die nur schwach dissoziierte Essigsäure; gerade dieser Umstand bedingt die Verschiedenheit in der aktiven Stärke²⁾ (aktuellen Azidität); dieser Unterschied findet seinen zahlenmäßigen Ausdruck in der Verschiedenheit des p_h beider Säuren; ähnlich liegen die Verhältnisse bei Alkalien. Die aktive Alkalität, obwohl durch OH⁻-Ionen bedingt, kann als Folge der Gleichung 1 auch in p_h ausgedrückt werden, und man hat diese Form für die Praxis gewählt, weil dadurch eine Reihe fortlaufender Werte erhalten wird, deren jeder einen bestimmten Grad der aktiven Azidität oder Alkalität wiedergibt.

Aus der Tabelle, S. 230, lassen sich die p_h -Werte, die sich bei Zugabe von Säuren oder Alkalien zu reinem Wasser ergeben, errechnen; enthält aber das Wasser gewisse Salze oder Stoffe, so kann die tatsächlich erhaltene Wasserstoffionenkonzentration viel niedriger sein; man sagt, die Lösung ist gepuffert, und nennt die Stoffe, welche diese Wirkung hervorrufen, Puffer. Als Puffer wirken besonders Salze schwacher Säuren oder Basen, z. B. Natriumazetat, Natriumborat, sekundäres Natriumphosphat u. a. m. In der Flotation treten solche Pufferwirkungen durch die wasserlöslichen Salze der Erze oft auf,

¹⁾ Nach L. Michaelis, a. a. O. 20.

²⁾ Dieser Unterschied drückt sich auch im Sprachgebrauch aus: „starke Säure“, „schwache Säure“.

so daß häufig zur Erzielung eines bestimmten p_h der Trübe größere Alkalimengen zugesetzt werden müssen als theoretisch errechnet sind; ähnliche Wirkungen können, als Folge von Ionenadsorptionen, fein dispergierte Stoffe (z. B. Schlämme) hervorrufen.

Messung des p_h -Wertes

Die Messung des p_h -Wertes einer Trübe kann nach zwei verschiedenen Verfahren erfolgen¹⁾, entweder elektrometrisch (potentiometrisch) oder kolorimetrisch. Elektrometrisch geschieht die Bestimmung durch Messung der Potentialdifferenz zwischen zwei geeigneten Elektroden, z. B. einer Wasserstoff-Meßelektrode mit wechselndem Potential und einer Kalomel- oder Chinhydron-Bezugselektrode mit konstantem Potential, die in die zu prüfende Lösung tauchen oder mit ihr in leitender Verbindung stehen. Da das Potential von der Menge H^+ -Ionen abhängig ist, die sich in der Volumeneinheit befinden und daher die Beziehungen zwischen dem gefundenen Wert und dem p_h bekannt sind, so kann das Instrument direkt auf p_h geeicht werden. Diese Methode ist sehr empfindlich, eignet sich aber nur für klare Flüssigkeiten, kann daher²⁾ für grobe Suspensionen, wie es Flotationstrüben sind, nicht ohne weiteres angewendet werden. Auf dem elektrometrischen Prinzip beruhen die von der Leeds and Northrup Co., Philadelphia³⁾, hergestellten selbstregistrierenden Potentiometer.

Das zweite Verfahren benutzt sogenannte Indikatoren, das sind Farbstoffe, die in wäßriger Lösung zwischen bestimmten, für jedes p_h charakteristischen Werten einen Farbenumschlag zeigen. Das Gebiet des p_h zwischen den beiden Grenzwerten der Wahrnehmbarkeit des Farbenumschlags, das sog. Umschlagsintervall, umfaßt bei den meisten Indikatoren ein Gebiet von etwa 2 p_h -Einheiten. Dieser Farbenumschlag ist bei den zweifarbigen Indikatoren, d. h. solchen, die von einer Farbe in eine andere umschlagen, deutlicher als bei einfarbigen, das sind solche, welche von farblos in eine Farbe umschlagen. Für Meßzwecke wurden Reihen von verschiedenen gefärbten Indikatoren aufgestellt, die insgesamt ein Umschlaggebiet zwischen 0–14 umfassen⁴⁾.

¹⁾ Fr. Prockat und H. Kirchberg, *Met. u. Erz* 27, 120 (1930); *Eng. Min. Journ.* 126, 790, 836 (1928); E. Mislowitzer, *Die Bestimmung der Wasserstoffionenkonzentration*, Berlin 1928; *The A. B. C. of Hydrogen Ion Control*, La Motte Chemical Products Comp., Baltimore.

²⁾ Filtration der Trübe verändert die p_h -Werte (F. Prockat und H. Kirchberg, a. a. O.).

³⁾ Bull. 75 und 77 der Leeds and Northrup Co.; *Metallurgische und Elektrochemische Instrumente*, Düsseldorf, Katalog Nr. 4875, 15.

⁴⁾ W. M. Clark, *The Determination of Hydrogen Ions*, Baltimore (1920); I. M. Kolthoff, *Der Gebrauch von Farbenindikatoren*, Berlin 1926.

Eine solche Reihe, die von W. M. Clark und H. A. Lubs aufgestellte, ist im folgenden wiedergegeben¹⁾:

Indikator	p_h - Umschlags- intervall	Umschlag	
		sauer	alkalisch
Thymolblau	1,2—2,8	rot	gelb
Bromphenolblau	3,0—4,6	gelb	blau
Methylrot	4,4—6,0	rot	gelb
Bromkresylpurpur ..	5,2—6,8	gelb	purpur
Bromthymolblau ...	6,0—7,6	gelb	blau
Phenolrot	6,8—8,4	gelb	rot
Kresolrot.....	7,2—8,8	gelb	rot
Thymolrot	8,0—9,6	gelb	blau
Kresolphthaleïn	8,2—9,8	farblos	rot

Durch Zusatz dieser Indikatoren in abgemessener Menge zu der Untersuchungslösung, deren p_h bestimmt werden soll, und Vergleich der entstandenen Farbe mit farbigen Vergleichslösungen oder Farbskalen kann das p_h leicht festgestellt werden. Zur Durchführung dieser Bestimmung für Flotationstrüben eignen sich verschiedene Arbeitsweisen, z. B. die Tödtsche Tüpfelmethode, die darin besteht, daß man auf eine Tüpfelplatte zu jedem Tropfen der Trübe einen Tropfen der Indikatorlösung gibt und die randlich auftretende Färbung mit einer den p_h -Werten entsprechenden Farbskala vergleicht (Meßgenauigkeit etwa 0,2 p_h). Ebenso geeignet ist das Wulffsche Folienkolorimeter²⁾. Es besteht aus mit verschiedenen Indikatorlösungen gefärbten Folien, welche in die zu untersuchende Lösung eingelegt werden; durch Vergleich der Umschlagsfarbe mit einer entsprechenden Farbskala läßt sich der p_h -Wert leicht ermitteln (Meßgenauigkeit 0,2 p_h ³⁾).

In Amerika ist wegen der leichten Handhabung der sog. Roulette Comparator⁴⁾ der La Motte Chemical Products Company, Baltimore⁵⁾ stark in Gebrauch. In diesem Apparat wird die mit einem Indikator versetzte, durch Absetzen geklärte Trübe mit Vergleichslösungen, die bestimmten p_h -Werten entsprechen, kolorimetrisch verglichen. Der Apparat (siehe Abb. 124) besteht aus einer, um eine vertikale Achse drehbaren Trommel, deren obere Scheibe am Rande mit Löchern versehen ist. In diese werden abwechselnd

¹⁾ Es bestehen noch zwei erprobte Reihen, und zwar eine von S. P. L. Sörensen und die andere von L. Michaelis.

²⁾ Chem. Ztg. 50, 732 (1926); Kolloid Z. 40, 4 (1926).

³⁾ Vgl. auch L. Kraeber, Met. u. Erz 28, 130 (1931), über den Hellige Komparator.

⁴⁾ Eng. Min. Journ. 128, 62 (1929).

⁵⁾ Eng. Min. Journ. 126, 1024 (1928); The ABC of Hydrogen Ion Concentration, La Motte Chemical Products Co., Baltimore; C. K. Glinz, Intern. Bergwirtsch. 23, 227 (1930).

Röhrchen mit einer Vergleichslösung und Röhrchen mit reinem Wasser eingesetzt; die einander folgenden Vergleichslösungen entsprechen p_h -Unterschieden von je 0,2. An der Vorderseite des Apparates ist ein einfaches Kolorimeter angebracht, das aus einer Mattscheibe besteht, die von einer im Mittelpunkt des Apparates befindlichen Lichtquelle beleuchtet wird. Hinter die Mattscheibe werden drei mit der zu untersuchenden Trübe gefüllte Röhrchen gestellt, von denen das mittlere vor dem Einsetzen mit einer Indikatorlösung versetzt wird. Durch langsames Drehen der Trommel mit den Vergleichslösungen werden diese der Reihe nach hinter den drei Röhrchen so lange vorbeigeführt,

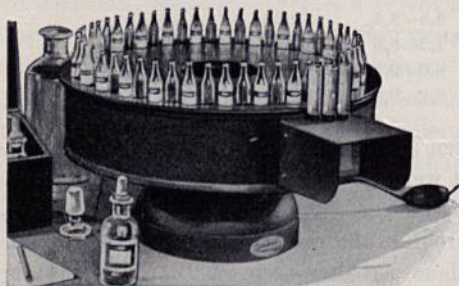


Abb. 124. Roulette Comparator

bis bei der Durchsicht durch die Mattscheibe die Farbenübereinstimmung mit einem der beiden im Blickfeld liegenden Farbstoffröhrchen feststellbar ist. Die Untersuchungslösung hat jenes p_h , das der Vergleichslösung entspricht, mit der sie Farbenübereinstimmung zeigt. Die Genauigkeit der Bestimmung liegt innerhalb 0,1 p_h .

Einfluß des p_h -Wertes auf die Flotation

Der Einfluß des p_h der Trübe hat sich in erster Linie bei der selektiven Flotation feststellen lassen; er besteht jedoch, besonders bezüglich des Ausbringens, auch bei der einfachen Flotation. Als Erklärung dieser Erscheinung werden entweder Reaktionen (Adsorption) der Mineraloberfläche mit den gelösten Ionen oder Reaktionen der H^+ -Ionen mit den Reagenzien angenommen, durch welche die Fähigkeit der Reagenzien, sich an der Mineraloberfläche zu adsorbieren, anscheinend beeinflußt wird¹⁾.

A. M. Gaudin²⁾ hat an einer größeren Anzahl reiner Erze den Einfluß des p_h -Wertes bei der Flotation untersucht. Das Ergebnis einiger dieser Versuche ist in den folgenden Diagrammen wiedergegeben³⁾.

¹⁾ Eng. Min. Journ. 127, 712 (1929).

²⁾ The Influence of Hydrogen Ion Concentration on Recovery in Simple Flotation Systems, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ., Meeting, Salt Lake City, Nov. 1928; Min. Met. 10, 19 (1929); H. D. Keiser, Eng. Min. Journ. 126, 793 (1928); vgl. auch L. Kraeber, Met. u. Erz 28, 131 (1931); D. Talmud, Kolloid Z. 48, 165 (1929) und D. Talmud u. N. M. Lubman, ebenda 50, 159 (1930).

³⁾ Bei allen Versuchen wurde die saure Reaktion durch HCl, die alkalische durch NaOH hervorgerufen.

Das Diagramm Abb. 125 zeigt, daß die Flotation von Kupferglanz unabhängig vom p_h erfolgt; er schwimmt in gleicher Weise bei einem p_h von 1, von 7 und 12; dies deutet darauf hin, daß weder H- noch OH-Ionen auf Kupferglanz eine nennenswerte Einwirkung ausüben. Ganz anders hingegen verhält sich Pyrit (Abb. 126). Er zeichnet sich durch eine sprunghafte Abhängigkeit seiner Schwimmfähigkeit vom p_h aus: im sauren Bereich besitzt er eine vollkommene Schwimmfähigkeit, im alkalischen dagegen büßt er sie ganz ein; innerhalb des p_h -Bereichs von 6,2 und 6,5 sinkt das Ausbringen plötzlich von 100% auf Null. Die Punkte A und B entsprechen einem Alkalizusatz von 45 bzw. 67 g NaOH je Tonne Erz. Diese Alkalimenge erhöht, der entsprechenden Wassermenge in Abwesenheit von Pyrit zugesetzt, das p_h von 6,2 auf 10,2 bzw. auf 10,5; bei Gegenwart von Pyrit (in Abwesenheit von Sammlern) jedoch steigt das p_h nur auf 6,4 bzw. 6,7, bei Anwesenheit von Sammlern auf 6,4. Diese bemerkenswerte Erscheinung ist ein Hinweis dafür, daß OH-Ionen vom Pyrit verbraucht



Abb. 125. Terpeneol 90 g/t; K-Amylaxanthat 13 g/t

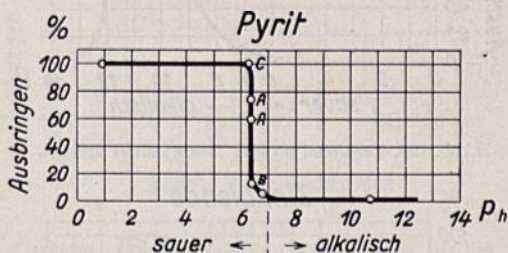


Abb. 126. Terpeneol 90 g/t; K-Amylaxanthat 13 g/t



Abb. 127. Terpeneol 90 g/t; K-Amylaxanthat 45 g/t

werden, und zwar entweder unter oberflächlicher Bildung von Hydroxyden oder nach anderer Auffassung als Folge der Umhüllung des Pyrits mit Wassermolekülen, welche die leichte Benetzbarkeit des Pyrits hervorrufen. Unter den gleichen Flotationsbedingungen wie 2 und 3 ist Zinkblende (Abb. 127) nur in einem verhältnismäßig engen p_h -Bereich mit gutem Ausbringen schwimmbar, und zwar im sauren Bereich.

Welchen Einfluß das p_h auf das Ausbringen von Kupferglanz bei der Flotation mit verschiedenen Sammlern ausübt, zeigen die Abb. 128 und

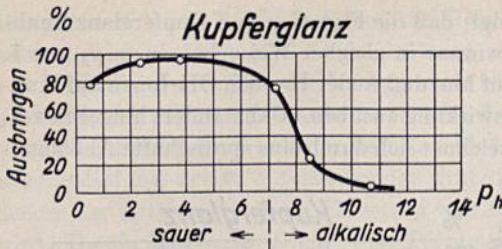


Abb. 128

Terpineol 45 g/t; Alkohol 3150 g/t; Thiokarbanilid 45 g/t

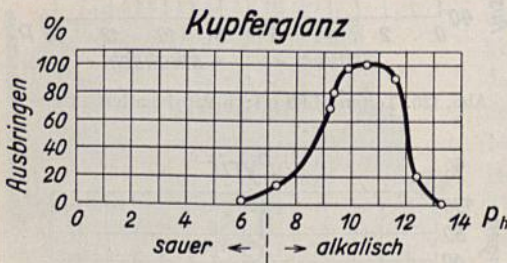


Abb. 129. Terpeneol 90 g/t; Isoamylamin 225 g/t

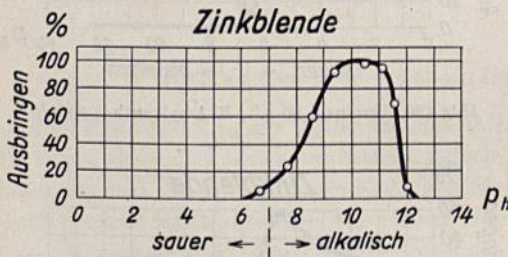


Abb. 130. Terpeneol 90 g/t; Isoamylamin 225 g/t

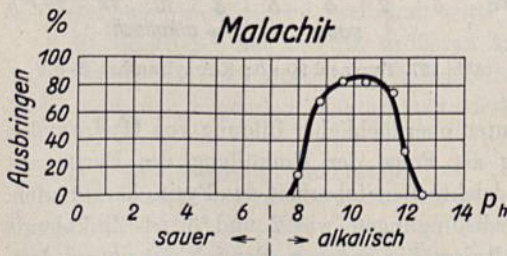


Abb. 131. Amylxanthat 1350 g/t; Terpeneol 90 g/t

129, welche einmal die Flotation mit Thiokarbanilid, das andere Mal mit Isoamylamin wiedergeben; im ersten Fall ist für ein gutes Ausbringen eine saure Reaktion nötig, im zweiten eine alkalische. Die Ursache dieses verschiedenen Verhaltens ist nicht völlig klaggestellt, vielleicht findet die Häutchenbildung erst unter dem Einfluß gewisser Ionen statt oder nur in Gegenwart bestimmter Ionen, deren Abspaltung erst bei einem ganz bestimmten p_h erfolgt. Ähnlich wie bei Kupferglanz liegen die Verhältnisse bei Zinkblende¹⁾ (Abb. 130; vgl. Abb. 127), ein Umstand, der vielleicht darauf hindeutet, daß bei der Verwendung von Isoamylamin die H- bzw. OH-Ionen nicht auf das Erz, sondern vielmehr auf den Sammler einwirken.

Wie bei den Sulfiden spielt das p_h auch bei der Flotation von Oxyden eine entscheidende Rolle.

Abb. 131 zeigt den Einfluß des p_h bei der direkten Flotation von Malachit mittels Amylxanthat. In gleicher Weise wird Feldspat beeinflusst (Abb. 132); es ist bemerkenswert, mit wie schlechtem Ausbringen und

¹⁾ Über die Abhängigkeit der Schwimmfähigkeit von Zinkblenden mit verschiedenem Eisengehalt vgl. L. Kraeber, a. a. O.

in welchem engen p_h -Bereich Feldspat bei der Flotation mit Natriumoleat schwimmt.

Abb. 133 zeigt den aktivierenden Einfluß von CuSO_4 auf Feldspat; er schwimmt nach Zusatz von CuSO_4 in dem verhältnismäßig weiten p_h -Bereich 6–11. Quarz (Abb. 134) verhält sich ähnlich.

Interessante Ergebnisse brachten Untersuchungen von D. Talmud und N. M. Luban¹⁾, die fanden, daß mit Ausnahme von Quarz, der sich gemäß den Gaudinschen Versuchen verhält, bei reinen Oxyden, besonders aber Karbonaten, z. B. Kalzit, Malachit, Rhodochrosit u. a. m., das Maximum der Flotierbarkeit bei der Flotation mittels Ölsäure und Isoamylalkohol im neutralen Gebiet liegt. Hingegen bestehen bei den Sulfaten, z. B. Anhydrit, Baryt, Anglesit u. a. anscheinend keine ähnlichen Regelmäßigkeiten: Anhydrit hat sein Maximum im alkalischen, Anglesit im sauren p_h -Bereich, Baryt je ein Maximum im alkalischen und sauren. Wichtig ist, daß Mineralmischungen ein ganz anderes Verhalten zeigen, und die Verhältnisse dann wesentlich verwickelter liegen.

Das Hauptergebnis dieser Versuche besteht in der Erkenntnis, daß der für die Flotation günstigste p_h -Bereich für verschiedene Mineralien verschieden ist und auch für dasselbe Mineral von der Natur der verwendeten Sammler abhängt²⁾.

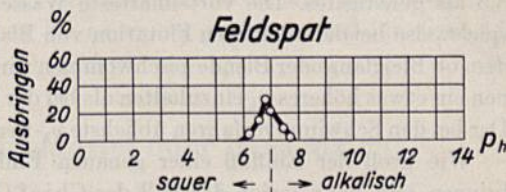


Abb. 132. Natriumoleat 90 g/t; Terpeneol 90 g/t

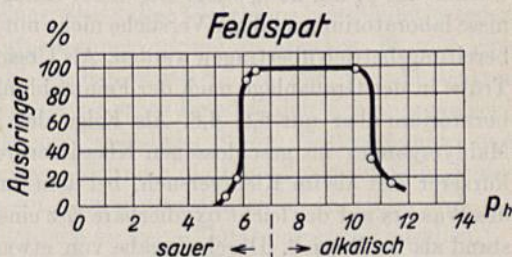


Abb. 133

Natriumoleat 90 g/t; Terpeneol 90 g/t; CuSO_4 450 g/t

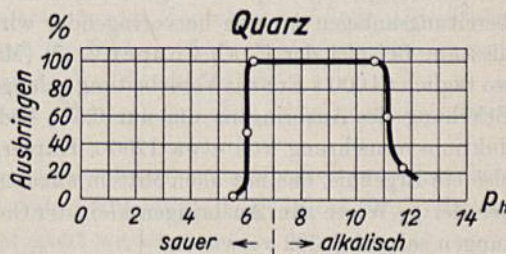


Abb. 134

Natriumoleat 90 g/t; Terpeneol 90 g/t; CuSO_4 450 g/t

¹⁾ Kolloid Z. 48, 165 (1929); 50, 159 (1930).

²⁾ S. E. Stein, Eng. Min. Journ. 125, 489 (1928).

Das p_h , bei dem ein Erz flotiert werden muß, um die besten Aufbereitungsergebnisse zu erhalten, ist also für verschiedene Erze verschieden und muß jeweils festgestellt und dann eingehalten werden. In einer Anlage erwies sich bei der Verwendung von Xanthat ein p_h von 10, bei Aerofloat ein p_h von 8,3 als günstigstes. Die vorteilhafteste Wasserstoffionenkonzentration, beispielsweise bei der selektiven Flotation von Bleizinkerzen, schwankt, je nachdem ob Bleiglanz oder Blende geschwommen wird; bei letzterer ist im allgemeinen ein etwas höheres p_h einzuhalten als bei der Bleiglanz- oder Pyritflotation. Der bei den Schwimmverfahren üblichste p_h -Bereich liegt zwischen 7 und 10,5.

Wie groß der Einfluß einer genauen Einhaltung des p_h auf das Ausbringen sein kann, zeigt der Fall der Chief Consolidated Co.¹⁾, Eureka (Utah), wo das Ausbringen des Bleis und der Edelmetalle durch Überwachen des p_h um 20% stieg. Bei dieser Anlage konnten anfangs die Ergebnisse laboratoriumsmäßiger Versuche nicht mit demselben Erfolg in den Aufbereitungsbetrieb übertragen werden. Als Ursache wurde festgestellt, daß die Trübe in der Großanlage nach der Feinmahlung das p_h 7,2–7,4 hatte, im Laboratorium aber nur 6,6–6,8. Als Folge des im Betriebe wirkungsvolleren Mahlvorganges im geschlossenen Klassiererkreislauf erfolgte das Mahlen in kürzerer Zeit als im Kleinversuch, bei dem durch die längere Einwirkdauer des Wassers auf das leicht oxydierbare Erz eine viel stärker saure Trübe entstand als im Betrieb. Durch Zugabe von etwas Schwefelsäure zur Betriebsrübe wurde dann das als günstigste ermittelte p_h hergestellt, und daraufhin sofort dieselben Ergebnisse erhalten wie im Kleinversuch.

Die Steigerung des Ausbringens durch Kontrolle des p_h in großen Aufbereitungsanlagen ist von hervorragender wirtschaftlicher Bedeutung, wie dies am Beispiel der Utah Copper Co.²⁾ (Magna und Arthur) in Garfield, wo täglich 64000 t Erz zur Verarbeitung gelangen, gezeigt werden kann: eine Erhöhung des Ausbringens um nur 0,5% bedeutet hier im Jahr eine Produktionsvermehrung von etwa 1250 t Kupfer, entsprechend rd. 250000 \$, also ein Ergebnis, das mit allen Mitteln anzustreben ist. Über die Beziehungen der p_h -Werte zum Ausbringen kleinster Goldmengen in Kupferaufbereitungen sei auf S. 302 verwiesen.

Wichtig ist die Bestimmung des p_h -Wertes auch für die Kenntnis der natürlichen Azidität von Erzen, da er ein Maß für die Alkalimenge gibt, die zum Zerstören der durch lösliche Salze hervorgerufenen Wirkungen nötig ist.

Die genaue Kenntnis des p_h und seine Überwachung trägt also bei der Flotation zur Erzielung bester Aufbereitungsergebnisse und zur sparsamen Verwendung von Flotationsreagenzien bei; eine genaue Beobachtung und Einhaltung ist darum stets zu empfehlen.

¹⁾ G. H. Wigton, Min. Met. 9, 541 (1928); Eng. Min. Journ. 126, 791 (1928).

²⁾ H. D. Keiser (H. S. Martin), Eng. Min. Journ. 126, 793 (1928).

Neuerdings ist vereinzelt die Frage aufgeworfen worden¹⁾, ob tatsächlich das p_h allein die mit der aktiven Alkalität zusammenhängenden Erscheinungen beeinflusst, oder ob nicht gegebenenfalls die Natur der Base auch eine gewisse Rolle spielt. Beobachtungen, daß unter Umständen äquivalente Mengen verschiedener Alkalien, wie Kalk und Natronlauge, nicht die gleiche Wirkung hervorrufen, scheinen bis zu einem gewissen Grad für diese Anschauung zu sprechen.

XIII. Flotationsmittel oder -reagenzien

Definition und Einteilung

Unter dieser Bezeichnung werden alle jene Stoffe zusammengefaßt, die bei der Flotation in irgendeiner Stufe des Verfahrens verwendet werden müssen, um die erstrebte Aufbereitungswirkung zu erzielen. Es gibt eine außerordentlich große Anzahl solcher Mittel²⁾, die den verschiedensten chemischen Körperklassen angehören; unter ihnen finden sich anorganische und organische, wasserlösliche und unlösliche Stoffe, Naturprodukte und künstlich hergestellte Substanzen. Will man die Flotationsmittel aus Gründen der Übersichtlichkeit in ein System bringen, so empfiehlt es sich, sie nach den Wirkungen einzuteilen, die sie beim Flotationsprozeß ausüben.

Den Vorschlägen J. M. Callovs bzw. A. M. Gaudins³⁾ folgend, gelangt man zu folgender Einteilung und Bezeichnung:

1. Sammler: sie beeinflussen die Wasserbenetzbarkeit von Mineralteilchen durch Bildung eines wasserabstoßenden Häutchens auf deren Oberfläche;
2. Schäumer: sie ermöglichen die Bildung eines tragfähigen Schaumes;
3. Sammler-Schäumer, mit beiden Eigenschaften;
4. drückende, passivierende Mittel: sie heben zeitweise die Schwimmfähigkeit von Mineralien auf;
5. aktivierende Mittel: sie erhöhen die Schwimmfähigkeit von Mineralien;
 - a) belebende Mittel: sie geben Mineralien, die gedrückt waren, ihre ursprüngliche Schwimmfähigkeit wieder zurück;
 - b) verstärkende, modifizierende Mittel: sie verstärken die natürlichen Schwimmeigenschaften von Mineralien;
6. Flotationsgifte: sie verhindern oder erschweren die Flotation;
7. Gegengifte: sie heben die Wirkung der Flotationsgifte auf.

¹⁾ H. L. Sulman, Bull. Inst. Min. Met. 311, 26 (1930).

²⁾ A. F. Taggart, Handbook of Ore Dressing, 1927, 830—839, führt in einer Liste von Reagenzien, die in amerikanischen Patenten beschrieben sind, allein über 500 verschiedene Stoffe an.

³⁾ Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 4 (1927).

Die unter 1 bis 3 genannten Flotationsmittel können als Schwimmmittel im engeren Sinn bezeichnet werden, die übrigen (mit Ausnahme von 6) als Zusätze bzw. konditionierende Mittel. Der Einfachheit halber und dem in der Flotationstechnik vorwiegend üblichen Sprachgebrauch folgend, soll im weiteren jedoch diese Unterscheidung¹⁾ nicht strenge durchgeführt werden.

1. Sammler

Ihre wichtigste Aufgabe besteht in der Beeinflussung der Wasserbenetzbarkeit von Mineralteilchen in einer Weise, welche die Möglichkeit schafft, daß sich Gasblasen mit ihnen verbinden.

Sammler sind organische Stoffe, welche die Oberfläche gewisser in einer Trübe befindlichen Mineralien, und zwar vorzugsweise jene von Erzteilchen,



Sulfid Gangart

Abb. 135. Unterschied in der Benetzbarkeit von Erz und Gangart

mit einem dünnen Häutchen überziehen, wodurch das Wasser von der Erzoberfläche verdrängt, und als Folge davon ihre Wasserbenetzbarkeit aufgehoben wird. Diese Fähigkeit besitzen die Sammler Gangartteilchen gegenüber nicht oder nur in beschränktem Umfang. Sie setzen sich auf ihnen in Form kleinster Tröpfchen ab, ohne sie mit einem Häutchen zu überziehen²⁾ (siehe Abb. 135). Die Bildung einer wasserabstoßenden Umhüllung verleiht den betreffenden Erzteilchen die Eigenschaft, sich an in der Trübe entwickelte fein verteilte Gasblasen zu heften und in-

folgedessen mit diesen hochzuschwimmen. Da anfangs zur Erzielung dieser Filmbildung ausschließlich Öle verwendet wurden, nennt man im gewöhnlichen Sprachgebrauch das Überziehen der Erzteilchen mit einem dünnen Häutchen einer organischen Substanz kurz „Ölen“. Die geölten Mineralteilchen werden gewissermaßen für die Flotation gesammelt, man hat deshalb alle jene Stoffe, welche diese Wirkung hervorbringen, als „Sammler“ bezeichnet. Sie lassen sich nach ihrer chemischen Natur in zwei Gruppen einteilen:

- a) in sammelnde Öle, Sammleröle,
- b) in chemische Sammler.

Erstere sind mehr oder weniger in ihrer Zusammensetzung wechselnde Mischungen öligler Produkte, letztere chemische Individuen bestimmter Konstitution und daher einheitlicher Natur.

¹⁾ Siehe E. W. Mayer, Über Flotationschemikalien, Chem. Ztg. 54, 229 (1930).

²⁾ A. F. Taggart, Min. Met. 9, 257 (1928).

Theorie der Sammler

Im Sinne der Auffassung über Polarität (siehe S. 211) sind Sammler heteropolare Stoffe, die hauptsächlich an den Grenzflächen fest-flüssig adsorbiert werden. Den Sammlern ist also ein Molekülaufbau gemeinsam, bei dem eine polare, reaktionsfähige Gruppe mit einer unpolaren, reaktionsträgen Kohlenwasserstoffgruppe verbunden ist. Bei der Adsorption solcher Moleküle an den Mineraloberflächen tritt eine Orientierung in der Weise ein, daß die unpolare nicht benetzbare Gruppe gegen die Flüssigkeit, somit nach außen gerichtet ist, und auf diese Weise die Möglichkeit eines Anheftens der Mineralteilchen an die Luftblasen geschaffen wird (vgl. Theorie, S. 213).

Nach Untersuchungen von A. M. Gaudin und seinen Mitarbeitern¹⁾ braucht der von den Erzen adsorbierte Film nicht vollkommen zusammenhängender Natur zu sein, es genügt schon, daß die Erzoberfläche nur teilweise umhüllt ist. Er scheint meist etwa monomolekulare Dimension zu besitzen. Zwischen dem Grad der Umhüllung und der Korngröße scheinen gewisse Abhängigkeiten zu bestehen; so dürfte der Film um so vollständiger sein, je größer das Korn ist. Der Umstand, daß die Filmdicke von molekularer Größe ist und außerdem das Erzteilchen nicht einmal immer ganz umhüllt, erklärt den geringen Aufwand an Sammlern, der für die Flotation nötig ist. Viele Anzeichen sprechen dafür, daß die Adsorption der Sammler an der Erzoberfläche nicht allein eine physikalische Erscheinung darstellt, sondern daß auch chemische Einflüsse und Reaktionen, zumindest vorübergehend, eine Rolle spielen²⁾. Nach A. F. Taggart³⁾ ist die Vorbedingung eines Aufschwimmens die Bildung einer unter dem Sammlereinfluß entstehenden Verbindung an der Mineraloberfläche, wobei die Löslichkeit der Adsorptionsverbindung kleiner ist als jene des Minerals. Zu dieser Anschauung ist man besonders seit der Verwendung löslicher organischer Verbindungen gekommen, deren Eignung für Flotationzwecke im Jahre 1921 durch C. L. Perkins⁴⁾ gefunden wurde. Diese Entdeckung hat eine Umwälzung in der Praxis und Theorie der Flotation verursacht.

Einfluß der chemischen Konstitution auf die Sammlereigenschaften

Durch die Entdeckung C. L. Perkins hervorgerufen, tauchte bald die Frage nach den Zusammenhängen zwischen chemischer Konstitution und flotativen Eigenschaften organischer Verbindungen auf. Eine von A. F. Taggart,

¹⁾ Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 1 (1928). — ²⁾ Vgl. Abschnitt „Theorie“.

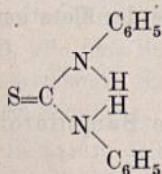
³⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und A. F. Knoll, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 312 (1930).

⁴⁾ A. P. 1364304/8, 1364858/9, 1394639/40 (1921).

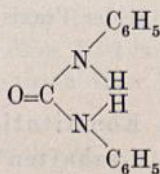
T. C. Taylor und C. R. Ince¹⁾ durchgeführte eingehende Untersuchung von nahezu 500 verschiedenen organischen Verbindungen hat außerordentlich reichhaltige Unterlagen zur Beantwortung dieser Frage geliefert. Für Sammler haben A. F. Taggart und seine Mitarbeiter folgende Abhängigkeiten zwischen chemischer Konstitution und sammelnden Eigenschaften festgestellt: alle untersuchten Sammler sind ungesättigte Verbindungen; sie führen in ihrem Molekül eine Gruppe, die E. W. Mayer als floto-phore²⁾ bezeichnet und die zweiwertigen Schwefel (S'') und dreiwertigen Stickstoff (N''') oder ein anderes mehrwertiges negatives Element wie Se oder P in einer niedrigen Wertigkeitsstufe enthält. Schwefel, gebunden an Wasserstoff oder Metall, also in der Gruppe S—H oder S—Me, ist wirkungsvoller, als in Bindung mit einem Kohlenwasserstoffrest S—R (R = Kohlenwasserstoffradikal). Die Amino-(NH₂) und Diazogruppe (N = N—N) enthalten die günstigsten, dreiwertigen Stickstoffbindungen. Das an die S- und N-Atome gebundene Restmolekül soll einen Kohlenwasserstoffkomplex von mindestens acht Kohlenstoffatomen besitzen; von Sauerstoffradikalen ist die Estergruppe (C—O—C) die vorteilhafteste.

Sammler sollen eine merkliche Löslichkeit aufweisen, die jedoch 200–300 mg/l³⁾ nicht überschreiten soll. Sammelnden Mitteln muß wahrscheinlich die Eigenschaft eigen sein, unlösliche Schwermetallverbindungen bilden zu können.

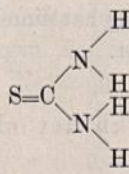
Am Beispiel eines der wirksamsten chemischen Sammlers, des Thiokarbanilids, soll der Einfluß des Molekülaufbaues auf die flotativen Eigenschaften chemischer Verbindungen gezeigt werden. Thiokarbanilid (I) ist Diphenylthioharnstoff; es hat die Sammlerkennziffer 100⁴⁾; ersetzt man im Molekül den Schwefel durch Sauerstoff, so entsteht Karbanilid, Diphenylharnstoff (II), dem jede Sammlereigenschaft fehlt. Ersetzt man im Diphenylthioharnstoff die beiden Phenylgruppen (C₆H₅) durch H, so erhält man Thioharnstoff (III), der keine sammelnden Eigenschaften besitzt (relative Sammlerkennziffer = 5).



I. Thiokarbanilid
Diphenylthioharnstoff



II. Karbanilid
Diphenylharnstoff



III. Thioharnstoff

¹⁾ Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 204 (1929).

²⁾ In Anlehnung an die farbstoffbildenden chromophoren Gruppen der organischen Farbstoffe vgl. Chem. Ztg. 54, 231 (1930).

³⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und C. R. Ince, a. a. O. 38.

⁴⁾ Siehe folgenden Abschnitt (S. 244).

Diese Reihe, die durch ähnliche ergänzt werden könnte, beweist, daß der Sitz der sammelnden Eigenschaften z. B. bei Thiokarbanilid in dem S-Atom und den am N-Atom sitzenden Kohlenwasserstoffgruppen zu suchen ist.

Als Ergebnis der Untersuchungen über die chemische Natur der von ihm geprüften 500 Reagenzien fand A. F. Taggart¹⁾ bei den als Sammlern geeigneten folgende polare Atomgruppierungen im Molekül:

- bei 28,4% die Gruppen N''', NH, NH₂ (Amidostickstoff),
- bei 11,3% die Gruppen N:N, N—N—N (Azo- und Diazogruppe),
- bei 12,2% S'' (Schwefel),
- bei 8,6% die Gruppen CSNH, CSNH₂ (Thioamidogruppe),
- bei 8,6% die OH-Gruppe (Hydroxylgruppe),
- bei 8,0% die SH-Gruppe (Sulphydratgruppe)

nur 12,7% waren S- und N-frei.

Untersuchungen von A. M. Gaudin scheinen zu beweisen, daß zwischen Sammlern und der Oberfläche der sie adsorbierenden Mineralien außer einer gewissen physikalischen Affinität auch eine chemische besteht, d. h. eine Verwandtschaft des Sammlers zu den Ionen oder Atomen des zu flotierenden Minerals. Da die meisten Mineralien eine, wenn auch sehr geringe Wasserlöslichkeit besitzen²⁾, (vgl. S. 269), so ist die Möglichkeit einer Ionisierung und damit einer Fällungsreaktion zwischen Sammler und Mineral an dessen Oberfläche gegeben³⁾. Die Tatsache, daß gerade die besten Sammler, wie die leichtlöslichen Xanthate, schwerlösliche Schwermetallsalze bilden, ist neben anderen Erscheinungen ein Hinweis, daß die sammelnde Wirkung auch auf chemische Einflüsse zurückgeführt werden kann (vgl. Theorie S. 216).

Vergleich der Sammlerwirkung

Um einen, wenn auch nur annähernden zahlenmäßigen Vergleich der Sammlerwirkung verschiedener Chemikalien zu erhalten, haben A. F. Taggart und seine Mitarbeiter⁴⁾ eine Anzahl Sammler in einem besonderen Apparat untersucht, in dem sie unter gleichen Bedingungen die Entfernungen messen konnten, bis zu denen sich eine an einer Erzoberfläche haftende Gasblase bestimmter Größe mittels eines besonderen „Blasenhalters“



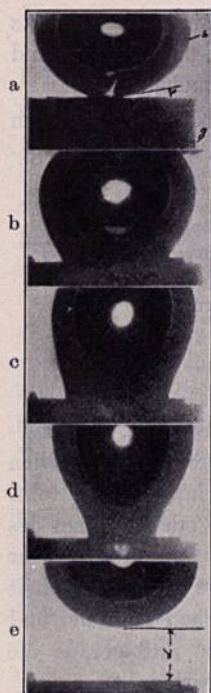
Abb. 136
Längsschnitt
des Blasenhalters
($\frac{2}{3}$ nat. Größe)

¹⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und C. R. Ince, a. a. O. 32.

²⁾ O. Weigel, Zeitschr. phys. Chem. 58, 293 (1907); Nachr. d. K. Ges. d. Wiss. Göttingen, Dez. 1906.

³⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und A. F. Knoll, a. a. O. 20.

⁴⁾ Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 204, 8, 50 (1929).



a = Gasblase, unmittelbar nach ihrer Berührung mit einem Bleiglanzteilchen in destilliertem Wasser.

b = Gasblase, unmittelbar nach der Berührung mit demselben Bleiglanzteilchen in einer 1:40000 Lösung von Natriumxanthat.

c = Dehnung der Blase nach Entfernung des Blasenhalters um eine Maßeinheit.

d = Dehnung der Blase nach Entfernung des Blasenhalters um zwei Maßeinheiten.

e = Stellung der Blase unmittelbar nach dem Abreißen; die Entfernung d ist das Maß für die sammelnde Wirkung.

(Abb. 136) von der Oberfläche abziehen läßt, ehe sie eben abreißt. Hierbei taucht das Erz in die jeweils zu untersuchende Flüssigkeit ein. Die Abb. 137 zeigt die Verhältnisse.

Die Entfernung d nimmt A. F. Taggart als Maß der sammelnden Wirkung des Sammlers an und erhält durch Umrechnung der gefundenen Werte für jeden Sammler eine absolute Sammlerkennziffer; bringt man diese Zahlen in Beziehung mit der als 100 eingesetzten Zahl für die sammelnde Wirkung des Xanthats, so läßt sich für jeden anderen Sammler die relative Sammlerkennziffer berechnen.

Für einige der wichtigeren Reagenzien sind diese Werte, bezogen auf Bleiglanz, in der folgenden Tabelle¹⁾ zusammengestellt.

Name des Reagenz	Formel	Konzentration der Lösung in mg/l	Absolute Sammlerkennziffer	Relative Sammlerkennziffer
Thiokresol	$\text{CH}_3\text{C}_6\text{H}_4 \cdot \text{SH}$	40	46,5	131
K-Xanthat	$\text{C}_2\text{H}_5\text{OCSSK}$	25	35,5	100
Thiokarbanilid	$\text{C}_6\text{H}_5\text{NHCSNHC}_6\text{H}_5$	50	35,5	100
α -Naphthylamin	$\text{C}_{10}\text{H}_7\text{NH}_2$	25	22	62
Äthylmethylxanthat	$\text{C}_2\text{H}_5\text{OCSSCH}_3$	250	22	62
Phenylthioharnstoff	$\text{C}_6\text{H}_5\text{NHCSNH}_2$	125	21	59
Holzteerkreosotöl	—	25	10	28
Kresol	$\text{CH}_3 \cdot \text{C}_6\text{H}_4 \cdot \text{OH}$	125	7	21
Thioharnstoff	$\text{NH}_2 \cdot \text{SC} \cdot \text{NH}_2$	125	1,8	5
Pineöl (unfiltriert)	—	20	0	0

¹⁾ Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 204, 50–53 (1929).

Beschreibung der wichtigsten Sammler

Vor Eingehen auf Einzelheiten muß darauf aufmerksam gemacht werden, daß allgemeingültige Angaben über die Wirkungen von Flotationsreagenzien nicht gegeben werden können, sondern daß es sich nur um für die Mehrzahl der Fälle nützliche Hinweise handelt. Ausnahmen werden sich immer je nach den Verhältnissen ergeben¹⁾. Ob ein Schwimmittel bei einem Erz mit Vorteil anwendbar ist, hängt vielfach von der Natur des Erzes, seiner Gangart, Herkunft und anderen noch zum Teil ungeklärten Umständen ab und muß jeweils durch Versuche festgestellt werden.

a) Öle

Bis zum Jahre 1921 wurden als Sammler ausschließlich Öle mineralischer, pflanzlicher und tierischer Herkunft verwendet, vorwiegend hochsiedende Produkte der Steinkohlen- und Holzdestillation. Die auch noch heute am häufigsten gebrauchten Öle sollen im folgenden kurz beschrieben werden.

Steinkohlenteer. Er ist das Produkt der trockenen Destillation von Kohle und je nach Herkunft von sehr verschiedener Zusammensetzung; sein Siedepunkt liegt zwischen 150° und 350° C; meist hinterläßt er bei der Destillation einen Rückstand von 10–30%. Kohlenteer ist ein vorzüglicher, starker Sammler, hat aber den Nachteil, bei überschüssigem Gebrauch auch Berge hochzuschwimmen. Er ist praktisch wasserunlöslich, worauf seine starken Sammlereigenschaften zurückgeführt werden. Vor der Einführung der chemischen Sammler wurde er in saurer Trübe besonders für Kupfererze genommen, wird aber auch jetzt noch manchmal in Verbindung mit Xanthat oder Thiokarbanilid bei der selektiven Bleizinkerzflotation verwendet. Er hat schwache Schäumerwirkung. Einige hochsiedende Produkte von recht gleichbleibender Zusammensetzung und bestimmten Eigenschaften werden unter besonderen Namen gehandelt, wie z. B. Barrettöl Nr. 4, das saure Teerprodukte, besonders Kreosot, enthält.

Parellin ist ein Steinkohlenheizöl schwankender Zusammensetzung, dessen höchstsiedenden Anteile bei etwa 300° C übergehen. Es wird in Deutschland vorzugsweise für die Kohlenflotation verwendet.

Schieferöle sind die Destillationsprodukte bituminöser Schiefer und enthalten hauptsächlich Kohlenwasserstoffe.

Kerosen-, Leuchtöl oder Paraffinöl, ist ein niedrigsiedendes Petroleumdestillations- oder Krackprodukt, das manchmal bei der Graphit- und

¹⁾ Vgl. dazu H. L. Gieser, Eng. Min. Journ. 123, 842 (1927); C. S. Parsons, ebenda, 123, 757 (1927); H. L. Johnson, ebenda, 123, 931 (1927); L. Booth, ebenda, 124, 141 (1927); H. W. Poole, ebenda, 124, 140 (1927).

Molybdänglanzflotation verwendet wird. Im Überschuß vernichtet es den Schaum und wird daher gelegentlich dazu verwendet, um die Schaumkraft des Aerofloats herabzusetzen. In diese Klasse gehört auch das Nujol¹⁾, eines der wasserunlöslichsten Öle, ein flüssiges Paraffinöl, das in einigen Fällen für wissenschaftliche Versuche als idealer Nur-Sammler öligen Charakters Verwendung fand.

P. E. Flotationsöl²⁾ zeichnet sich durch reine Sammlerwirkung aus, es fehlt ihm jede schäumende Eigenschaft. P. E. Flotationsöl ist ein Mischprodukt verschiedener Petroleumprodukte und wird in seltenen Fällen gemeinsam mit Pineöl für die selektive Flotation verwendet, wobei schon ganz geringe Mengen an Öl genügen.

Als geeignete Sammler haben sich vielfach künstlich geschwefelte Öle erwiesen³⁾, die in den englisch sprechenden Ländern als „reconstructed oils“, geschwefelte Öle, bezeichnet werden; es können z. B. Kohlenteeröle, Kreosotöle, Petroleumdestillate, Terpentinöl und Pineöl geschwefelt werden. Diese Öle sind bei verwitterten Erzen mit Vorteil verwendet worden, da sie eine leicht sulfidierende Wirkung ausüben⁴⁾. Auch das später beschriebene Aerofloat bzw. Phosokresol kann dieser Körperklasse zugezählt werden.

b) Chemische Sammler

Eine Schwierigkeit, die sich bei der Verwendung von Ölen als Sammler fühlbar machte, war die Tatsache, daß die Ölzusammensetzung starken Schwankungen unterliegt, und dadurch eine unerwünschte Unsicherheit in die Flotationspraxis getragen wurde. Trotzdem die Hersteller der Flotationsöle alles versuchten, um Öle gleichbleibender Beschaffenheit zu liefern, blieb mit der Verwendung dieser Produkte doch eine ständige Beunruhigung bestehen. Diese Übelstände erhöhten das Bedürfnis nach der Verwendung synthetisch hergestellter, chemisch einheitlicher Verbindungen von immer gleichbleibenden und leicht nachprüfaren Eigenschaften⁵⁾. Als Vorläufer der eigentlichen chemischen Sammler sind die sog. Alphabetreagenzien der Metals Recovery Co. bzw. der General Engineering Co. anzusehen, z. B. der X-Kuchen (α -Naphthylamin), die XY-Mischung (60 Teile α -Naphthylamin in 40 Teilen Xylidin) u. a. m. Die genannten Mittel stellten zwar einen Fortschritt vor, brachten aber noch keine vollkommene Lösung der Frage.

¹⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und C. R. Ince, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 204, 13 (1929).

²⁾ H. C. Seebohm, Met. u. Erz 25, 509 (1928).

³⁾ DRP. 383766 (1920).

⁴⁾ Eng. Min. Journ. 125, 544 (1928).

⁵⁾ J. C. Williams, Eng. Min. Journ. 124, 456 (1927).

Eine solche wurde erst im Jahre 1921 gefunden, als C. L. Perkins¹⁾ die Entdeckung machte, daß gewisse chemische Verbindungen einheitlicher Zusammensetzung Sammlereigenschaften besitzen. Diese Feststellung hat die Flotation in neue Bahnen gelenkt. Der Vorteil dieser neuen, einheitlichen chemischen Verbindungen bestimmter Zusammensetzung, die man zum Unterschied von den Ölen als chemische Sammler bezeichnet, besteht nicht nur in erhöhter Betriebssicherheit, sondern vielmehr darin, daß diese Mittel eine flotative Wirksamkeit bisher unbekannter Stärke zeigen und daher wesentlich bessere Aufbereitungsergebnisse liefern als die früher benutzten Öle. Sowohl die Höhe der Metallanreicherung in den Konzentraten als auch das Metallausbringen stiegen, so daß Abgänge von bisher noch nicht erreichter Reinheit erzielt werden konnten, wobei als weiterer Vorteil wesentlich geringere Sammlermengen erforderlich waren.

Die meisten chemischen Sammler besitzen ausschließlich sammelnde Eigenschaften, und dies ist einer ihrer bemerkenswertesten Vorzüge. Dieser Umstand ermöglicht es, den Sammlerzusatz nach Bedarf zu erhöhen, ohne daß gleichzeitig die Schaumbildung beeinflußt wird, die durch Zugabe besonderer Schäumer in den gewünschten Grenzen gehalten werden kann.

Die durch chemische Sammler erzeugten Konzentrate zeigen ferner eine leichtere Filtrierbarkeit²⁾, die gegenüber Ölverwendung bis zur Verdopplung der Filterleistung steigen kann. Es ist bei Würdigung der angegebenen Vorteile nicht verwunderlich, daß diese Chemikalien rasch und in weitem Maße die Öle als Sammler verdrängen konnten, trotzdem ihr Preis je Gewichtseinheit höher und ihre Verwendung teilweise mit Lizenzabgaben verbunden ist. Konnte man die bisherige Schwimmaufbereitung gewissermaßen als „Ölflotation“ bezeichnen, so eröffneten die Arbeiten C. L. Perkins die Ära der „chemischen Flotation“.

Viele chemische Sammler verdanken ihre gute Wirksamkeit ihrer Wasserlöslichkeit; sie liefern dadurch homogene Lösungen, die bessere Bedingungen für die Adsorption bieten als schwerlösliche Öle, die vorerst fein zerteilt und gleichmäßig verteilt werden müssen, und deren Dispergierung niemals jenen Grad der Gleichmäßigkeit erreichen kann wie die vollständige Lösung.

Wie weitgehend der Ersatz der sammelnden Öle durch die chemischen Sammler stattgefunden hat, zeigt die amerikanische Statistik³⁾, aus der

¹⁾ A. P. 1364304/8, 1364858/9, 1394639/40 (1921); vgl. J. M. Callow, Eng. Min. Journ. 125, 901 (1928).

²⁾ C. S. Parsons, Eng. Min. Journ. 123, 757 (1927); Can. Min. J. 48, 468 (1927); H. L. Sulman, Bull. Inst. Min. Met. 311, 5 u. 25 (1930).

³⁾ U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2931 (1929); 3004 (1930); A. M. Gaudin, Eng. Min. Journ. 127, 1003 (1929).

hervorgeht, daß im Jahre 1927 (1928) bei einem Gesamtverbrauch von etwa 4200 t (3550 t) Sammlern nur noch 1600 (1400) t, entsprechend 37 (39)% Öle, und etwa 2600 (2160) t, entsprechend 63 (61) % chemische Sammler Anwendung fanden.

Über den Rückgang des Sammlerölverbrauchs zugunsten der Chemikalien gibt nachfolgende Zusammenstellung Aufschluß:

	In t				In %			
	1925 ²⁾	1926 ³⁾	1927 ⁴⁾	1928 ⁵⁾	1925	1926	1927	1928
Verarbeitete Erzmengen in Mill. t	45,5	50,9	50,0	59,1	—	—	—	—
Sammleröle	8768	2642	1579	1389	82	59	37	39
Chemische Sammler ¹⁾	1859	1881	2595	2160	18	41	63	61
Zusammen	10627	4523	4174	3549	100	100	100	100

Die Zusammenstellung zeigt auch, in wie starkem Maße trotz erhöhter Verarbeitung absolut genommen der Sammlerverbrauch durch Verwendung der Chemikalien zurückgegangen ist. Diese Entwicklung ist in den letzten Jahren weiter fortgeschritten und geht aus der folgenden Zusammenstellung hervor.

Der Sammlerverbrauch betrug, berechnet auf die Tonne Erz, im Jahre		
1925	0,218 kg/t	1927..... 0,082 kg/t
1926	0,088 kg/t	1928..... 0,059 kg/t

Die durchschnittliche Menge an Sammlern, welche in den Vereinigten Staaten 1928 für verschiedene Erzgattungen je Tonne Erz gebraucht wurde, zeigt die folgende Tabelle:

Erze	Flotiert: in Millionen t	Sammler kg/t			Sammler insgesamt kg/t
		Öle	Geschwefelte Öle	Chemikalien	
Kupfererze	47,36	0,050	0,009	0,035	0,043
Bleierze	4,13	0,023	0,024	0,028	0,069
Zinkerze	2,58	0,045	0,019	0,064	0,800
Kupfereisenerze	0,37	0,180	0,129	0,124	0,265
Kupferbleierze	0,41	0,037	0,050	0,130	0,100
Bleizinkerze	2,87	0,100	0,037	0,110	0,198
Bleizinkeisenerze	0,75	0,419	0,044	0,132	0,326
Verschiedene	0,66	0,055	0,020	0,041	0,074

¹⁾ Einschließlich Aerofloat und geschwefelter Öle.

²⁾ Th. Varley, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2777, 10 (1926).

³⁾ Th. Varley, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2852, 4 (1928).

⁴⁾ A. M. Gaudin, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2931 (1929).

⁵⁾ T. H. Miller und R. L. Kidd, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3004 (1930).

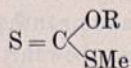
Ein anschauliches Beispiel für die starke Verringerung des Verbrauches an Flotationsmitteln liefern die Betriebe der Phelps-Dodge Corp.¹⁾ In den Anlagen dieser Gesellschaft ist der Verbrauch an Flotationsmitteln seit der Einführung von Chemikalien von 0,700 kg/t Erz auf 0,075 kg/t (Xanthat und Pineöl) gesunken, also um 89,3%.

Beschreibung der wichtigsten chemischen Sammler

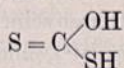
Xanthate. Von den chemischen Sammlern nehmen die Xanthate in qualitativer und quantitativer Beziehung die führende Stellung ein. Ihre Verwendung für Flotationszwecke ist in Deutschland²⁾ und vielen anderen Ländern der Minerals Separation Ltd. geschützt.

Die Verwendbarkeit der Xanthate als Sammler wurde von C. H. Keller³⁾ gelegentlich von Versuchen, oxydische Erze zu sulfidieren, festgestellt. Gemeinsam mit C. P. Lewis⁴⁾ und der Minerals Separation fand die Weiterentwicklung statt⁵⁾, die 1923 zur erstmaligen Einführung in die Betriebe der Anaconda-Gesellschaft führte⁶⁾.

Xanthate (Xanthogenate) sind die Salze der hypothetischen Xanthogensäure, welche die Formel

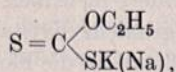


hat und sich von der gleichfalls hypothetischen Sulfthiokohlensäure



ableitet. R bedeutet in dieser Formel einen Kohlenwasserstoffrest, wie (CH₃) Methyl, (C₂H₅) Aethyl, (C₃H₇) Amyl, (C₆H₅) Phenyl u. a. m.; Me ist ein Alkalimetall, wie Natrium oder Kalium.

Die in der Flotation gebräuchlichsten Xanthate sind das Kalium- und Natriumaethylxanthat



¹⁾ Wm. T. MacDonald, Eng. Min. Journ. 126, 680 (1928).

²⁾ DRP. 475108 (1925). (Xanthat wurde früher auch als Z-Reagenz bezeichnet.)

³⁾ A. P. 1554216 (1925).

⁴⁾ A. P. 1554220, 1560170 (1925); 1610298 (1926).

⁵⁾ Eng. Min. Journ. 119, 1034 (1925).

⁶⁾ In einem vor amerikanischen Gerichten ausgetragenen Patentstreit wurde R. B. Martin vom Gericht als erster bezeichnet, der Xanthat bei der Flotation verwendete und seine Wirkung schon 1915 erkannt hatte. Eng. Min. Journ. 125, 779, 861, 900 (1928).

kurz Xanthat genannt. Natriumxanthat entsteht durch Einwirken von Schwefelkohlenstoff, CS_2 , auf alkoholische Natronlauge gemäß der Gleichung:



Durch Wahl homologer Alkohole entstehen die homologen Xanthate, wie das Amyl-, Butyl-, Benzylxanthat u. a. Die Xanthate verdanken ihren Namen (*ξανθός*) der gelben Farbe, welche die mit Kupferlösungen entstehenden Niederschläge besitzen. Sie geben mit vielen Schwermetallsalzen unlösliche Schwermetallxanthate. Im reinen Zustand sind Xanthate kristallisiert, bei höheren Temperaturen unbeständig.

Die Anwendung reiner, kristallisierter Xanthate hat sich als wesentlich vorteilhafter erwiesen als die Verwendung unreiner und roher Reaktionsgemische aus Mutterlaugen²⁾, die anfangs allgemein üblich war. Über die Frage, ob Kalium- oder Natriumxanthat technisch und wirtschaftlich empfehlenswerter sei, ist viel gestritten worden, und auch heute gehen die Meinungen noch auseinander. Untersuchungen bei der Inspiration Mine³⁾ haben für das dort verarbeitete Erz bewiesen, daß Natriumxanthat sowohl bezüglich der Höhe des Ausbringens als auch bezüglich der Kosten dem Kaliumsalz überlegen ist. Zu entgegengesetzten Ergebnissen haben Versuche im Kupferwerk Rörös, Schweden⁴⁾, geführt. Monatelange Versuche mit beiden Xanthaten ergaben dort, daß Kaliumxanthat sich trotz höheren Preises der Gewichtseinheit im Betrieb besser bewährt und billiger zu stehen kommt.

Die Verschiedenheit der Betriebsergebnisse mit K- und Na-Xanthat dürfte wahrscheinlich auf die Verwendung von in ihrer Reinheit nicht vergleichbaren Präparaten zurückzuführen sein. Da ausschließlich das Xanthation die Ursache der Sammlerwirkung ist⁵⁾, und, wie einwandfreie Versuche ergaben, das Alkaliion keinerlei Einfluß hat, scheint mit Sicherheit bewiesen, daß die verschieden schweren Kationen für die Wirksamkeit ohne Bedeutung sind. Die Sammlerwirkung ist proportional dem Gehalt an Xanthation.

Für die vielfach bevorzugte Verwendung von Kaliumxanthat spricht die Tatsache, daß es leichter in jenem Reinheitsgrad hergestellt werden kann, der seine Haltbarkeit, besonders in heißen Ländern, gewährleistet.

Natriumxanthat bildet gelbliche Kristalle, die in Wasser leicht löslich sind. Es wird in größtem Maßstab für die Flotation von Kupfer-, Blei-, Zink-, Molybdän- und Golderzen verwendet. Sein Preis beträgt gegenwärtig in Deutschland je 100 kg rd. RM 110.—.

¹⁾ Eine Zusammenstellung der Herstellungsweisen gibt L. S. Foster, Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 2 (1928).

²⁾ G. H. Ruggles und H. F. Adams, Min. Met. 8, 336 (1927).

³⁾ G. H. Ruggles und H. F. Adams, Flot. Pract. 146.

⁴⁾ M. Mortenson, Met. u. Erz 27, 295 (1930).

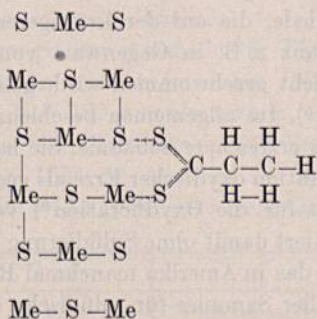
⁵⁾ P. Siedler, Met. u. Erz 28, 425 (1931).

Kaliumxanthat bildet schwach gelbliche Nadeln, die in Wasser leicht löslich sind. Bei der Aufbewahrung der Xanthate ist Vorsicht vor Nässe und Erwärmung am Platz.

Verschiedentlich ist vorgeschlagen worden, die schwerlöslichen Schwermetallxanthate¹⁾ zu verwenden, doch haben diese nur eine beschränkte Anwendung gefunden.

Xanthate werden fast ausschließlich in alkalischer Trübe gebraucht, sind aber auch in neutraler und saurer wirksam²⁾.

Die sammelnden Eigenschaften der Xanthate beruhen auf ihrer vollkommenen Adsorbierbarkeit durch die Sulfide. Außerdem scheint nach A. M. Gaudin³⁾ durch Reaktion der Xanthate mit der Erzoberfläche die Bildung eines Polysulfides etwa der Formel



im Bereich der Möglichkeit zu liegen (Me ist ein einwertiges Schwermetall). Diese Annahme stützt sich auf ähnliche, in der organischen Chemie bekannte Erscheinungen und könnte die starke Affinität der Xanthate zu den sulfidischen Erzen erklären, die demnach im wesentlichen auf einer chemischen Ursache beruhen würde. Nach A. F. Taggart⁴⁾ entstehen einfache Schwermetallxanthate.

Eine andere Auffassung wurde kürzlich von P. Siedler bezüglich der Wirkung von Xanthat auf Bleiglanz geäußert⁵⁾. Im Innern des würfelförmigen Bleiglanzraumgitters sind alle Pb- und S-Atome gegeneinander vollkommen abgesättigt. In den Begrenzungsflächen des Kristalls dagegen sind sowohl die Pb- als auch die S-Atome nach dem Innern hin nur teilweise gebunden, so daß noch freie Restvalenzen nach dem umgebenden Medium gerichtet sind. In wässriger Lösung sind nun Alkalixanthate in positiv geladene Alkalimetall- und negativ geladene Xanthationen dissoziiert. Da

¹⁾ R. E. Sayre, A. P. 1512139 (1924).

²⁾ A. Lowry, Proc. Austr. Inst. Min. Met. 76. 229 (1929).

³⁾ A. M. Gaudin, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 4, 10 (1927); Flot. Pract. 59.

⁴⁾ Min. Met. 9, 257 (1928).

⁵⁾ a. a. O.

letztere mit Pb^+ -Ionen wasserunlösliches Bleixanthat ergeben, so werden nach der Regel von Fajans¹⁾ Xanthationen an ihrem S^- -Atom von Pb^+ -Atomen der Kristallgitterfläche adsorbiert, vielleicht durch Oxydation zu Dixanthogen entladen und als solches angelagert.

Neuerdings wurde die Ansicht geäußert²⁾, daß die Flotationwirkung der Xanthate keine mit dem Xanthation oder -molekül verknüpfte, sondern die Folge eines Zusammenwirkens ihrer Hydrolysenprodukte sei, also vorwiegend des Schwefelkohlenstoffes und des dem Xanthat zugrunde liegenden Alkohols. Diese Erklärung erscheint nicht zweifelsfrei bewiesen und ist nicht unwidersprochen geblieben. (Vgl. dazu P. Siedler a. a. O.)

Die Wirkungsweise der höheren Xanthathomologen, wie Amyl³⁾, Butyl- und Benzylxanthat, ist den niederen Xanthaten ähnlich⁴⁾, doch gibt es bemerkenswerte Unterschiede, die auf der kräftigeren Sammlerwirkung beruhen. Während Bleiglanz z. B. in Gegenwart von überschüssigem Kalk durch Aethylxanthat nicht geschwommen wird, gelingt dies ohne weiteres mit höheren Xanthaten⁵⁾. Im allgemeinen beschleunigen höhere Xanthate die Flotation und bilden erreichere Schäume. Sie haben sich auch vielfach für die unmittelbare Flotation oxydischer Erze als geeignet erwiesen, so z. B. ist Natriumamylxanthat für die Oxydflotation⁶⁾ verwendbar; eine große Anlage in Amerika⁷⁾ flotiert damit ohne Sulfidierung Weißbleierz mit gutem Erfolg. Butylxanthat⁸⁾, das in Amerika manchmal Raconit⁹⁾ genannt wird, hat sich als wirkungsvoller Sammler für sulfidische und oxydische Kupfererze, z. B. für Malachit und Azurit, erwiesen. Von den höheren Xanthaten wurden 1928 in den Ver. Staaten etwa 180 t verbraucht.

Xanthate sind die stärksten Sammler mit selektiver Eigenschaft gegenüber Sulfiden und von umfassendster Anwendbarkeit, doch werden sie bezüglich Selektivität von anderen Sammlern übertroffen. Ihre starke sammelnde Kraft hat zur Folge, daß sie dazu neigen, unter Umständen alle Sulfide aus einer Trübe zu flotieren, also z. B. auch Pyrit¹⁰⁾. Bei der selektiven Flotation

¹⁾ Ausführliches Handbuch der Photographie, Bd. II, Teil I, 633 (1923).

²⁾ K. Kellermann und E. Bender, Kolloid Z. 52, 240 (1930).

³⁾ J. L. Stevens, A. P. 1594858 (1926).

⁴⁾ H. S. Gieser, Eng. Min. Journ. 128, 465 (1929); E. Badescu u. F. Prockat, Kohle u. Erz 27, 265 (1930).

⁵⁾ Min. Congr. J. 16, 186 (1930).

⁶⁾ A. M. Gaudin, Denver Equip. Bull. 2901; H. S. Gieser, Eng. Min. Journ. 128, 465 (1929); L. J. Christmann und S. A. Falconer, Eng. Min. Journ. 127, 951 (1929).

⁷⁾ Nach Mitteilung. Siehe S. 392.

⁸⁾ J. L. Stevens, Eng. Min. Journ. 125, 1062 (1928); A. P. 1594859 (1926).

⁹⁾ Nach Min. Congr. J. 16, 186 (1930) ist Raconit ein Gemisch von Natriumbutylxanthat und Natriumthio karbonat (70:30); W. J. Garms, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6241, 25 (1930). (Raconit ist zu Ehren der Ray Cons. Copper Co. so genannt, Quarterly 80.)

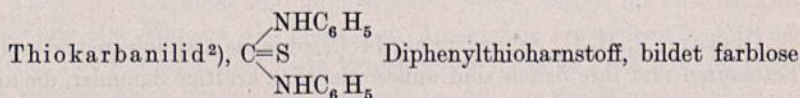
¹⁰⁾ H. S. Gieser, Eng. Min. Journ. 123, 845 (1927).

ist daher die Menge, die zum Aufschwimmen der einzelnen Sulfide angewendet wird, sehr genau zu bestimmen und einzuhalten, damit nicht die Wirkung der verwendeten Drücker aufgehoben wird. Diesem Umstand trägt man auch dadurch Rechnung, daß Xanthat oft in kleinen Teilmengen den einzelnen Flotationszellen zugefügt und nicht sogleich die ganze Menge auf einmal der Trübe am Beginn zugesetzt wird. Auf diese Weise kann man sogar durch selektive Wirkung der Xanthatmenge Zinkblende und Kupfersulfide von Bleiglanz und Pyrit trennen. (Siehe z. B. S. 372.)

Besonders bemerkenswert ist der geringe Verbrauch an Xanthat für die Flotation. Schon Mengen von 25–30 g/t reichen in vielen Fällen aus, um hohe Werte für Ausbringen und Anreicherung zu erzielen. Meist werden verdünnte wäßrige Lösungen mit 10–25% Xanthat verwendet, wo es auf sehr genaue Dosierung ankommt, noch dünnere.

Xanthate werden im größten Ausmaße für Flotationszwecke benutzt; allein in den Ver. Staaten wurden im Jahre 1927 (1928) 1800 (1640) t Xanthat¹⁾ verbraucht. Von 180 amerikanischen, statistisch erfaßten Anlagen standen im Jahre 1928 Xanthate in 175 Betrieben in Verwendung. Durchschnittlich betrug 1928 in Amerika der Verbrauch an niedrigen Xanthaten je Tonne Erz 0,045 kg; bei verschiedenen Erzen war er wie folgt:

	kg/t		kg/t
Kupfererze	0,035	Kupfereisenerze	0,123
Bleierze	0,070	Bleizinkerze	0,100
Zinkerze	0,066		



Kristalle vom Schmelzpunkt 151°C, die in Wasser fast unlöslich sind. Seine Eignung für die Flotation wurde von C. L. Perkins 1921 festgestellt. Es ist teurer als Xanthat, wird aber wegen seiner selektiven Eigenschaften trotzdem in großem Umfange als Sammler verwendet; wenn schon beim Mahlprozeß zugefügt, wird es als Pulver, sonst häufig als Lösung in o-Toluidin der Trübe zugesetzt.

Diese Mischung, TT-Mischung genannt, besteht aus 20% Thiokarbanilid und 80% o-Toluidin. TT-Mischung muß vor der Verwendung auf etwa 30°C angewärmt werden, da sich erst bei erhöhter Temperatur das Thiokarbanilid in der angewendeten Menge o-Toluidin vollständig löst.

¹⁾ Siehe auch Chem. Ind. 276 (1926); 1925 und 1926 wurden in den Ver. Staaten für 865000 \$ Xanthate für Flotationszwecke verwendet.

²⁾ DRP. 347750 (1920); A. P. 1364307/8 (1921).

TT-Mischung besitzt schwache Schäumereigenschaften. Thiokarbanilid wirkt besonders in sodaalkalischer Trübe gut selektiv gegenüber Pyrit und Magnetkies, d. h. selbst im Überschuß angewendet läßt es die gedrückten Eisensulfide nicht aufschwimmen, während Xanthat diese Selektivität nicht in so ausgeprägtem Maße besitzt. Bei starkem Überschuß neigt es dazu, auch Berge zu heben¹⁾. Thiokarbanilid wird bei der selektiven Blei-Zinkflotation häufig für das Aufschwimmen der mit Zyanid gedrückten und mit CuSO_4 wiederbelebten Zinkblende verwendet, besonders wenn Pyrit und Magnetkies in größerer Menge vorhanden sind. Auch für die Flotation von Kupfererzen, die bei der Blei-Kupfertrennung durch Zyanidzusatz gedückt wurden, eignet sich Thiokarbanilid²⁾. TT-Mischung wird auch für die Kupferflotation pyritreicher Erze verwendet. Als AT-Mischung wird eine Lösung von Thiokarbanilid (20%) in Anilin (80%) bezeichnet; sie kristallisiert weniger leicht als die TT-Mischung, ist aber selten in Gebrauch. Der Preis von Thiokarbanilid beträgt gegenwärtig etwa RM 165.— je 100 kg.

In Amerika betrug 1928 der Thiokarbanilidverbrauch in 13 Anlagen 76 t; durchschnittlich wurden je Tonne Erz 0,020 kg verwendet, und zwar bei Erzen verschiedener Klassen folgende Mengen:

	kg/t		kg/t
Kupfererze	0,013	Kupferbleierze	0,050
Bleierze	0,003	Bleizinkerze	0,092
Zinkerze	0,050	Bleizinkisenerze	0,031

Ölsäure, $\text{C}_{18}\text{H}_{34}\text{O}_2$, Schmelzpunkt 14°C , sowie die Alkaliolate und andere Fettsäuren und ihre Seifen sind außerordentlich kräftige Sammler, die aber keine ausgeprägten selektiven Eigenschaften besitzen, so daß sie auch viel Gangmineralien, z. B. Quarz, Kalkstein u. a. hochbringen. Ölsäure³⁾ wird daher gegenwärtig für die Sulfidflotation kaum mehr benutzt; um so wichtiger ist sie für die Flotation oxydischer Erze, wie Spateisenstein, Malachit, Zinnstein, Apatit, Schwerspat, Flußspat, Kryolith u. a. m. Ölsäure wird meist in Gegenwart von Wasserglas verwendet, das ein Aufschwimmen der Gangart verhindert⁴⁾. Sie besitzt auch schäumende Eigenschaften, kann also auch als Sammler-Schäumer bezeichnet werden.

¹⁾ H. Gieser, Eng. Min. Journ. 123, 845 (1927).

²⁾ B. W. Holman, a. a. O. 44.

³⁾ R. Lord, Can. Min. J. 49, 896 (1928); L. J. Christmann und S. A. Falconer, a. a. O.; A. M. Gaudin und J. S. Martin, Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 5 (1928).

⁴⁾ Vgl. auch G. Gerth, Vorlf. Mittlg. Met. u. Erz 27, 527 (1930).

Das Studium der Wirkung von Sammlern hat gewisse Anhaltspunkte dafür geliefert, daß einzelne Sammler besondere Eignung besitzen, gröbere Kornklassen zu schwimmen, andere wieder die feinsten Mineralteilchen. Angeblich soll die gleichzeitige Anwendung zweier Sammler der erwähnten ausgeprägten Wirkungen den Gesamterfolg der Schwimmaufbereitung günstig beeinflussen; die Kombination von zwei Sammlern der erwähnten Eigenschaften wird als Doppelsammler- (Dual-Promoter-) System bezeichnet¹⁾. Kombinationen dieser Art sind z. B. Aethyl- und Amyl-xanthat oder Xanthate und Aerofloat.

2. Schäumer

Vorbedingung für jedes Schaumschwimmverfahren ist die Bildung genügender Mengen eines beständigen Schaumes, der imstande ist, die hochgeschwommenen Erzpartikelchen zu tragen. Der Schaum bewirkt eine starke Vergrößerung der erztragenden Oberfläche.

Diejenigen Mittel, deren Anwesenheit erst die Bedingungen für die Schaumbildung schaffen, werden als Schäumer bezeichnet.

Schaumbeschaffenheit. Der Schaum soll in einer Menge entstehen, die, ohne zu groß zu sein, ein ständiges Überfließen oder die Möglichkeit dauernden Abstreifens gewährleistet; er muß eine gewisse Tragfähigkeit, Elastizität und Konsistenz besitzen, jedoch nicht allzu beständig sein, damit er nach Verlassen des Apparates leicht zerfällt und die mitgeführten Erzkörner freigibt.

Theorie. Schäumer sind kapillaraktive Stoffe, welche die Oberflächenspannung des Wassers als Folge von Adsorption erniedrigen²⁾. Für die Zwecke der Flotation darf diese Erniedrigung nicht zu groß sein, da sonst der Schaum keine genügende Tragkraft besitzt, um die Mineralteilchen zu tragen. Die Oberflächenspannung des Wassers gegen Luft beträgt bei 15° C etwa 73 dyn/cm. In welchem Maße durch Zugabe von kapillaraktiven Stoffen die Erniedrigung der Oberflächenspannung erfolgt, zeigt das umstehende Diagramm (Abb. 138), das den Einfluß von der Natur und Menge des Schäumers wiedergibt³⁾. Homogene Flüssigkeiten bilden keinen stabilen Schaum, nur die Gegenwart von die Oberflächenspannung erniedrigenden Stoffen, die sich an der Grenzfläche gasförmig-flüssig adsorbieren, ermöglicht eine Schaumbildung. Da eine Erniedrigung der Oberflächenspannung bloß von wasserlöslichen Stoffen hervorgerufen wird, müssen Schäumer eine, wenn auch nicht allzu große Wasserlöslichkeit besitzen.

¹⁾ Amer. Cyan. Techn. Pap. 14, 1 (1930).

²⁾ Siehe S. 217.

³⁾ A. W. Fahrenwald, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 70, 661 (1924).

Beim Aufsteigen einer Luftblase in einer Flüssigkeit, die einen kapillaraktiven Stoff gelöst enthält, findet an der Grenzfläche Luft-Flüssigkeit eine Adsorption des gelösten Stoffes, nämlich des Schäumers statt, die zu einem Überziehen der Gasblase mit einem etwa monomolekularen Film des gelösten kapillaraktiven Stoffes führt; man sagt: die Gasblase wird „geölt“.

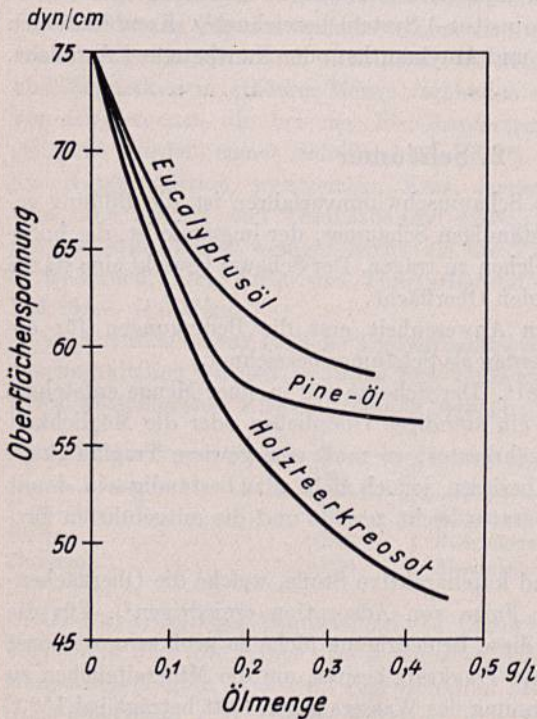


Abb. 138.

Änderung der Oberflächenspannung von Wasser durch Schäumer

Wie mehrfach ausgeführt, ist die Adsorption von Stoffen an Grenzflächen keine willkürliche Anlagerung dieser Stoffe, sondern erfolgt auf Grund ihrer polaren Eigenschaften in einer ganz bestimmten Orientierung.

Nach den Vorstellungen von W. D. Harkins u. I. Langmuir¹⁾ bestehen die Moleküle der organischen Schäume aus einem unpolaren, wasserunlöslichen, und einem polaren, wasserlöslichen Teil. An der Grenzfläche Luft-Wasser richtet sich der wasserlösliche, polare Teil gegen das Wasser, der unpolare gegen die Luft, so daß die Schaumblase einen wasserabstoßenden Charakter annimmt.

Um daher die gewünschte Wirkung zu erzielen,

müssen Schäume bestimmte Polaritätseigenschaften besitzen, und zwar müssen es polar-unpolare Stoffe sein. Für die Wirksamkeit der Schäume ist es vorteilhaft, wenn eine Adsorption möglichst nur an der Grenzfläche Flüssigkeit-Luft erfolgt und nicht an der Oberfläche der zu flozierenden Mineralteilchen²⁾.

¹⁾ a. a. O. siehe S. 212.

²⁾ A. M. Gaudin, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 4, 9 (1927).

Einfluß der chemischen Konstitution auf die schäumenden Eigenschaften

Ähnlich wie bei den Sammlern sind auch bei vielen Schäumern von A. F. Taggart¹⁾ ausführliche Untersuchungen angestellt worden, um die Abhängigkeit der schäumenden Eigenschaften von der chemischen Konstitution festzustellen. Über 97% aller untersuchten Schäumer enthielten als flotophore Gruppen sauerstoffhaltige Radikale, und zwar, nach der Häufigkeit ihres Auftretens geordnet, die (OH) Hydroxyl-, (CO) Karbonyl-, (COOH) Karboxyl-, (CONH) Amido-, (COO) Ester-, und (C—O—C) Äther-Gruppe. Von weniger starkem Einfluß ist die (NH₂) Aminogruppe. Für eine genügende Schaumwirkung ist es nötig, daß an der Sauerstoffgruppe mindestens sechs, jedoch mit ihr nicht unmittelbar verbundene Kohlenwasserstoffgruppen hängen. Schäumer sollen, um wirksam zu sein, eine mittlere, nicht allzu große Wasserlöslichkeit haben, etwa 1000 mg/l²⁾, doch sind auch löslichere Stoffe unter Umständen gute Schäumer. Sind zwei Flüssigkeiten jedoch mischbar, so kann eine Schaumwirkung nicht eintreten, da dann eine Adsorption nicht möglich ist.

Bei homologen Reihen steigt die Schaumwirkung bis zu einer durch die Löslichkeitsverhältnisse bedingten Grenze mit zunehmender Länge der Kohlenstoffkette. In der Reihe Phenol, C₆H₅OH, Kresol, CH₃C₆H₄OH, Xylenol, (CH₃)₂C₆H₃OH, hat letzteres die besten Schäumereigenschaften, weil es die geringste Löslichkeit besitzt. Hingegen ist Cetylalkohol, CH₃(CH₂)₁₄OH, bei dem die OH-Gruppe mit Kohlenwasserstoffresten bereits zu überladen ist, wegen seiner dadurch bedingten Unlöslichkeit kein Schäumer mehr. Ähnlich liegen die Verhältnisse, wenn auch absolut genommen in schwächerem Maße, bei den Aminen. Die Schaumkraft steigt von Anilin, C₆H₅NH₂, über Toluidin, CH₃C₆H₄NH₂, zu Xylidin, (CH₃)₂C₆H₃NH₂.

Zum Vergleich der schaubildenden Wirkung der Schäumer hat A. F. Taggart³⁾ eine Methode ausgearbeitet, um unter gleichen Flotationsbedingungen, also bei gleichen Erzmengen und gleicher Flotationszeit, die Gesamtmenge des Schaumablaufes, d. i. Feststoffe und Flüssigkeit, zu messen, die bei Anwendung der untersuchten Schäumer entsteht. Diese Mengen, in Gramm je Kubikfuß Luft ausgedrückt, geben ein Vergleichsmaß für die schaubildende

¹⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und C. R. Ince, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 204, 33 (1929).

²⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und C. R. Ince, a. a. O., 37.

³⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und C. R. Ince, a. a. O. 25, 53. Eine andere Methode hat Aleynikoff vorgeschlagen, der als Vergleichsmaß die Größe der Arbeit, die von der Luft bei der Flotation mit dem gegebenen Schäumer geleistet wird, empfiehlt; Zwetny Metally 826 (1930), referiert Met. Börse 21, 630 (1931).

Wirkung der Reagenzien. Alle Ergebnisse auf eine gemeinsame Vergleichsgrundlage gebracht, liefern Kennziffern, die für einige wichtige Schäumer in der folgenden Tabelle¹⁾ unter Angabe der bei diesen Versuchen angewendeten Schäumermengen zusammengestellt sind:

Schäumer	Bei Verwendung von mg/l	Kennziffer ²⁾
Phenol, C ₆ H ₅ OH	100	0,31
Kresol, CH ₃ C ₆ H ₄ OH	100	0,52
Anilin, C ₆ H ₅ NH ₂	200	0,13
Toluidin, CH ₃ C ₆ H ₄ NH ₂	200	0,19
Xylidin, (CH ₃) ₂ C ₆ H ₃ NH ₂	25	1,1
Terpineol, C ₁₀ H ₁₈ O	25	1,98
Pineöl	10	2,9

Die wiedergegebenen Zahlen stimmen mit der in der Praxis bekannten Tatsache überein, daß Pineöl die höchste Schaumkraft besitzt, und daß die höheren Homologen des Phenols und Anilins bessere Schäumer sind als die Anfangsglieder.

Als beste und daher verbreitetste Schäumer haben sich die ätherischen Öle³⁾, z. B. Pineöl und Eucalyptusöl, bewährt; ihre Schaumkraft beruht wahrscheinlich unter anderem auf ihrem Gehalt an Terpenalkoholen, wie Terpeneol, CH₃C(OH)C₆H₈CCH₃ oder C₁₀H₁₈O, und an Sesquiterpenalkoholen, also Verbindungen mit stark polaren OH-Gruppen⁴⁾.

Über die Mengen an Schäumern, die 1928 in Amerika verwendet wurden, finden sich in der Statistik des U. S. Bureau of Mines (1928)⁵⁾ interessante Angaben; es wurden verbraucht:

	insgesamt	kg/t
Pineöl	2400	0,058
Kresol	1640	0,071
o-Toluidin	21	0,018
Xylidin	5,4	0,016
Butylalkohol	2,7	0,087
Äthylalkohol	1,4	0,168
Anilin	1,4	0,168
Insgesamt	4071,9	0,070

¹⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und C. R. Ince, a. a. O. 25, 53; H. Madel, Met. u. Erz 26, 436 (1929).

²⁾ Kennziffer ist die Menge des Gesamtüberlaufes in Gramm je Kubikfuß Luft und je Milligramm Schäumer in 1 Liter H₂O.

³⁾ DRP. 240607 (1910).

⁴⁾ Aleynikoff, a. a. O.

⁵⁾ U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3004 (1929).

Vom Gesamtverbrauch (1928) an schäumenden Reagenzien (etwa 4070 t) in den Ver. Staaten wurden überwiegend „Öle“ verwendet, nämlich 58,9% Pineöl und 40,3% Kresole, also insgesamt 99,2%. Es kamen demnach zum Unterschied von den Sammlern hauptsächlich Öle als Schäumer zur Anwendung. Bezogen auf die Tonne verarbeitetes Erz wurden durchschnittlich 0,070 kg Schäumer verwandt.

Nach einer Zusammenstellung aus dem Jahre 1928 verbrauchten die nachstehend angeführten Erzklassen folgende Mengen an Schäumern je t Erz:

	kg/t		kg/t
Kupfererze	0,072	Kupfereisenerze	0,101
Bleierze	0,042	Bleizinkerze	0,054
Zinkerze	0,071	Verschiedene Erze	0,046

Beschreibung einiger Schäumer

Wie im weiteren ausgeführt wird, überdecken sich häufig in ein und demselben Stoff die schäumenden und sammelnden Fähigkeiten, so daß es nicht ganz einfach ist, Schäumer, die ausschließlich schäumende Eigenschaften besitzen, zu nennen. In der folgenden Beschreibung sind daher vorzugsweise Stoffe aufgenommen, deren Flotationswirkung überwiegend auf ihrer schaubildenden Fähigkeit beruht. Substanzen, bei denen die Schäumerwirkung von einer ausgeprägten Sammlerwirkung begleitet ist, sollen im Abschnitt „Sammler-Schäumer“ beschrieben werden (S. 263).

a) Ätherische Öle und ähnliche Stoffe

Pineöl. Der wichtigste Schäumer ist Pineöl. Es ist der Standard-schäumer, mit dessen Eigenschaften alle anderen verglichen werden.

Pineöl, das zur Klasse der ätherischen Öle¹⁾ gehört, entsteht durch Destillation von amerikanischem Kiefern- und Fichtenholz. Es ist nicht identisch mit europäischem Kiefernöl²⁾, weshalb es im weiteren auch immer als Pineöl bezeichnet werden soll. Die Destillation kann entweder als destruktive, zerstörende, oder als Wasserdampfdestillation vorgenommen werden. Entsprechend dem im ersten Fall erfolgenden tieferen Eingriff in den Chemismus der ätherischen Öle sind die Eigenschaften dieses Öls von dem durch die mildere Wasserdampfdestillation entstandenen Produkt verschieden. Für Flotationszwecke wird vorwiegend das wasserdampfdestillierte Pineöl benutzt, dessen Siedepunkt zwischen 150–250° C liegt, und dessen spez. Gew. 0,942

¹⁾ DRP. 240607 (1910).

²⁾ Aleynikoff, a. a. O.

beträgt. Die entsprechenden Daten für das durch destruktive Destillation entstandene Öl sind: Siedepunkt 200–350° C; spez. Gew. 0,915.

Dampfdestilliertes Pineöl, kurz Pineöl genannt, wird hauptsächlich von zwei amerikanischen Firmen hergestellt, von der General Naval Stores Co., New York, deren Handelsmarken vor einer Nummernbezeichnung die Buchstaben G. N. S. tragen, und von der Hercules Powder Co., Wilmington, Delaware, welche für ihr Produkt die Handelsbezeichnung Hercules Yarmor Pineöl gewählt hat.

Pineöl ist ein hellgelbes, leicht bewegliches Öl von aromatischem Geruch, das in Wasser mäßig löslich ist. In den Mengen, in denen es bei der Flotation zur Anwendung kommt, ist es jedoch vollständig in der Erztrübe gelöst. Nach A. F. Taggart¹⁾ beträgt die Löslichkeit von Pineöl, wenn 1 Teil Öl mit 4000 Teilen Wasser verrührt wird, 79%. Zum Vergleich seien die entsprechenden Zahlen für Phenol und Kresol angegeben; ersteres löst sich bei den genannten Bedingungen zu 100%, letzteres zu 92%.

Die Mengen, welche, bezogen auf die t Durchsatz, für die Flotation verwendet werden, sind sehr gering; in amerikanischen Anlagen betrug der Durchschnitt je Tonne verarbeitetes Erz im Jahre 1928²⁾ 0,058 kg, der Gesamtverbrauch rd. 2400 t, d. i. etwa 58,9% aller verbrauchten Schäumer.

Vielfach wird Pineöl, um den Preis zu verringern, nicht in reinem Zustand, sondern mit ähnlichen Ölen verschnitten in den Handel gebracht. Als aktive Bestandteile des Pineöls wirken hauptsächlich die alkoholische OH-Gruppen aufweisenden Bestandteile, in erster Linie Terpeneol und Sesquiterpenalkohole³⁾. Vollständig gereinigtes Öl hat manchmal geringere Schaumkraft als rohes, ein Beweis dafür, daß gewisse „Verunreinigungen“ an den schäumenden Eigenschaften mitbeteiligt sind.

Die große Verbreitung von Pineöl bei der Schwimmaufbereitung verdankt es der günstigen Beschaffenheit der erzeugbaren Schäume; diese sind voluminös, kleinblasig, gleichmäßig, haben vorzügliche Tragkraft für die Erzteilchen und zerfallen leicht. Bei Überschuß an Pineöl hebt der Schaum auch Gangart, eine Eigenschaft, die es mit allen Ölen teilt, auch wird der Schaum dann, ohne daß eine Blasenvergrößerung eintritt, sehr dünn. Pineöl kommt nur ausnahmsweise allein zur Verwendung, es wird fast immer gemeinsam mit Sammlern benutzt, da seine sammelnden Eigenschaften im allgemeinen nicht für die Flotation hinreichen. Nur für Graphit und Schwefel genügen sie unter Umständen. Manchmal werden Erze von graphitischer, talkiger, toniger oder schiefriger Gangart begleitet, welche die Flotation behindert; hier kann u. U. eine Vorwegnahme dieser störenden Stoffe durch Flotation

¹⁾ Handbook of Ore Dressing, 840.

²⁾ T. H. Miller und R. L. Kidd, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3004 (1930).

³⁾ A. F. Taggart, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 204 (1929); Aleynikoffa. a. O.

unter alleiniger Verwendung von Pineöl eine Erleichterung für die nachfolgende Erzflotation bringen¹⁾.

Pineöl ist von umfassender Verwendbarkeit für alle Erzklassen, und zwar gleicherweise für einfache und selektive Flotation.

Der Verbrauch bei den verschiedenen Erzklassen je Tonne betrug 1928 in den Ver. Staaten:

	kg/t
Kupfererze	0,064
Bleierze	0,011
Zinkerze	0,054
Kupfereisenerze	0,101
Bleizinkerze.....	0,033
Bleizinkeisenerze	0,090
Verschiedene Erze.....	0,040

In gewissen Fällen wird Pineöl durch Erhitzung mit Schwefel unter Druck in ein bis 25% gebundenen S enthaltendes Produkt verwandelt, das als „reconstructed Pineöl“ bezeichnet wird. Meist nimmt man die Schwefelung am Ort der Verwendung vor, da das entstehende Öl nur von beschränkter Haltbarkeit ist. Es wirkt schwach sulfidierend und findet deshalb gelegentlich bei oxydierten Erzen Anwendung. Durch das Schwefeln nimmt die Schaumkraft ab, wozu vielleicht auch die Hitzebehandlung beiträgt. Das geschwefelte Pineöl hat sich für die Kupfererze in Arizona jahrelang gut bewährt. Die benötigten Mengen je Tonne Erz sind größer als bei gewöhnlichem Pineöl.

Eucalyptusöl. Ähnlich wie Pineöl und auch in die Klasse der ätherischen Öle gehörend, wirkt das rohe Eucalyptusöl²⁾, das schon lange vor dem Pineöl zur Anwendung kam. Es ist das Produkt der Dampfdestillation von Pflanzenteilen des Eucalyptusbaumes, dessen Heimat Australien ist, und wird daher auch meist dort verwendet, da es außerhalb Australiens im allgemeinen zu teuer ist. Außer schäumenden Eigenschaften besitzt es auch beachtenswerte sammelnde. Seine Löslichkeit in Wasser bei einer Verdünnung von 1:4000 beträgt 68%. Eucalyptusöl findet für gewisse Molybdän- und Bleierze sowie für Graphit Verwendung, hat aber auch das Bestreben, Zink und Pyrit hochzuschwimmen. Gangart hebt es nicht in wesentlichem Maße. Die Schaumeigenschaften sind ähnlich wie bei Pineöl.

Flotol. Als Ersatz für Pineöl wird von der I. G. Farbenindustrie Akt.-Gesellschaft ein aus Bestandteilen ätherischer Öle und synthetischen Produkten der Terpenreihe zusammengestelltes Öl unter dem Namen Flotol

¹⁾ Siehe S. 297.

²⁾ DRP. 240607 (1910).

in den Handel gebracht, das dank seiner synthetischen Herkunft von stets gleichbleibender Zusammensetzung ist. Flotol stellt ein farbloses Öl dar, dessen Geruch dem des Terpentinsöls ähnelt. Sein spez. Gew. ist 0,95. Seine schäumenden Eigenschaften sind ähnlich denen des Pineöls; es zeigt jedoch im Gegensatz zu manchen Pineölartern weniger Neigung, Gangart hochzuschwimmen. Flotol hat sich vielfach bewährt und wird wegen seines billigeren Preises in europäischen und überseeischen Aufbereitungsanlagen¹⁾ in steigendem Maße für die Flotation verwendet.

Amylalkohol (Fuselöl), $C_5H_{11}OH$, ist ein vorzüglicher Schäumer, der gegenwärtig nur ausnahmsweise noch Verwendung findet, da er starke Geruchsbelästigungen hervorruft.

Terpineol, $C_{10}H_{18}O$, ein aus Terpinhydrat technisch herzustellendes Öl von fliederartigem Geruch, Siedepunkt $217-219^\circ C$, spez. Gew. 0,935, wird für Laboratoriumsversuche und wissenschaftliche Zwecke neuerdings häufig angewendet.

b) Steinkohlenteer- und Holzdestillationsprodukte

Kresole, $CH_3C_6H_4OH$. In ihrer Verbreitung als Schäumer stehen die phenolartigen Destillationsprodukte des Steinkohlenteers dem Pineöl nicht wesentlich nach. Kresole kommen in Mischungen wechselnder Zusammensetzung auf den Markt. Die verbreitetste ist die sog. Kresylsäure. Unter diesem Namen versteht man ein Rohkresol, das alle Isomeren des Kresols, also ortho-, meta- und para-Kresol in schwankendem Verhältnis neben Phenol und höheren Homologen, z. B. Xylenol, enthält. Es ist das Produkt der fraktionierten Destillation von Steinkohlenteermittelöl und siedet bei etwa $190-230^\circ C$. Kresylsäure stellt ein tiefrotes bis schwarzes Öl dar und entspricht etwa dem Amerika-Kresol der Rütgerswerke²⁾.

Die Kresole sind in Wasser löslich und müssen vorsichtig gehandhabt werden, da sie die menschliche Haut ätzen. Wie Untersuchungen von G. L. Landolt, F. G. Hill und A. Lowy³⁾ ergeben haben, beruht die Hauptwirkung der Kresylsäure auf der Anwesenheit von Metakresol. Kresylsäure hat neben guten Schäumereigenschaften auch nicht unbeträchtliche sammelnde. Sie wird vielfach bei der Blei- und Zinkflotation angewendet, hat aber gleichfalls bei der Kohlenflotation eine gewisse Bedeutung erlangt. Der durch Kresylsäure hervorgerufene Schaum ist kleinblasig und unbeständig, also leicht zerstörbar. Da Kresylsäure in vielen Fällen weniger als Pineöl dazu neigt, Pyrit hochzuschwimmen, wird sie viel, meist gemeinsam mit Xanthaten,

¹⁾ A. K. Burn, Bull. Inst. Min. Met. 314, 1 (1930); Min. Mag. 366 (1930).

²⁾ H. C. Seebohm, Dissertation, Berlin.

³⁾ Eng. Min. World 1, 250 (1930).

Thiokarbanilid oder Steinkohlenteer verwendet. Der Jahresverbrauch 1928 in den Ver. Staaten betrug 1640 t oder etwa 40% aller verbrauchten Schäumer. Je t Erz wurden 0,071 kg/t Kresole verbraucht.

Kreosotöle. Kreosotöle sind Destillationsprodukte phenolartiger, also saurer Natur aus Steinkohlen-, Braunkohlen- oder Holztee, hauptsächlich Fichten- und Buchenholztee; ihr Siedepunkt liegt zwischen 150–300° C, wobei die Hauptfraktion zwischen 150 und 220° C übergeht. Je nach ihrer Herkunft spricht man von Braunkohlenteer-, Steinkohlenteer-, Buchenholztee-kreosotöl usw. Diese Öle besitzen gute Schäumereigenschaften, aber auch bescheidene Sammlerwirkungen, die je nach dem Ausgangsmaterial verschieden sind. Die wirksamen Bestandteile der Kreosotöle sind Phenol, Kresole, $C_6H_4CH_3OH$, vor allem aber Kreosole, $CH_3C_6H_3 \cdot OCH_3 \cdot OH$, und Guajacol, $(OH)C_6H_4(OCH_3)$. Kreosotöle erzeugen ziemlich zähe Schäume, deren Blasen unregelmäßig sind, Holztee-kreosotöl etwas kleinere als Steinkohlenteer-kreosotöl; der Schaum ist sehr beständig und schwer zerstörbar. Im Überschuß angewendet, verursacht besonders Holztee-kreosotöl unreine Konzentrate, deren Nachreinigung Schwierigkeiten bereiten kann. Der Verbrauch an Kreosotölen in den Ver. Staaten (1928) war insgesamt etwa 1200 t; auf die Tonne Erz berechnet betragen die Mengen:

	kg/t
Steinkohlenteer-kreosotöl . . .	0,136
Holztee-kreosotöl	0,033

Auf die einzelnen Erzklassen verteilte sich der Verbrauch je Tonne wie folgt:

	Steinkohlen- tee-kreosotöl kg/t	Holztee- kreosotöl kg/t
Kupfererze	0,131	0,006
Bleierze	0,043	0,018
Zinkerze	0,042	0,035
Kupfereisenerze	0,180	—
Bleizinkerze	0,054	0,061
Verschiedene Erze	0,071	0,011

3. Sammler-Schäumer

Zwischen den beiden Gruppen der Sammler und Schäumer mit ihren verschiedenen Aufgaben bestehen, wie schon mehrfach angedeutet, zahlreiche Übergänge, was begreiflich ist, da beide Flotationsmittel polar-unpolare Stoffe sind. Es gibt zahlreiche Öle und chemische Verbindungen, die

gleichzeitig sammelnde und schäumende Eigenschaften besitzen, manchmal überwiegen die einen, manchmal die anderen¹⁾. Man nennt Substanzen dieser Art „Sammler-Schäumer“. Ihrer Wirkung entsprechend, können sie unter Umständen für sich allein, also ohne Zusatz spezifischer Schäumer oder Sammler, verwendet werden.

Beschreibung einiger Sammler-Schäumer

Im weiteren sollen einige dieser Stoffe beschrieben werden, ohne daß eine Vollständigkeit in der Aufzählung beabsichtigt ist. Es werden nur die am häufigsten verwendeten Erwähnung finden. In diese Gruppe gehören einige zum Teil schon bei den Sammlern oder Schäumern beschriebene Öle, z. B. Steinkohlenteer, Kreosotöle, Kresole, Eucalyptusöl, ferner künstlich geschwefelte Öle, soweit sie aus reinen Schäumern entstanden sind; aber auch chemische Sammler-Schäumer finden Anwendung.

a) Öle

Wassergasteer. Er stammt aus Gasanstalten und wird in Amerika noch manchmal bei der Flotation von Zinkerzen verwendet, besonders wenn es sich um Reinigen von Abgängen handelt. In neuerer Zeit ist Wassergasteer vielfach durch Steinkohlenteerkreosotöl verdrängt worden.

Rohpetroleum. Seine Hauptverwendung findet es bei der Graphit- und Kohlenflotation.

Bernsteinöl²⁾. Es ist das Produkt der trockenen Destillation von Rohbernstein und stellt ein gelbbraunes Öl von starkem Geruch dar. Dieses Öl ist ein ausgesprochener Sammler-Schäumer, der sich besonders für die Kohlenflotation eignet. In neutraler oder saurer Trübe kann Bernsteinöl auch zur Flotation von vorzugsweise einfachen Kupfer-, aber auch von Bleizinkerzen verwendet werden; für die Flotation in alkalischer Trübe soll Bernsteinöl weniger geeignet sein.

b) Chemische Sammler-Schäumer

Von den chemischen Mitteln gehören in erster Linie die Amine und Phenole in die Klasse der Sammler-Schäumer.

¹⁾ Mit Ausnahme des praktisch unlöslichen Paraffinöls haben eigentlich alle Öle beide Eigenschaften.

²⁾ Hersteller: Preußische Berg- und Hütten-Akt. Ges., Bernsteinwerke, Königsberg i. Pr.

Amine

Toluidin¹⁾, $(\text{CH}_3)\text{C}_6\text{H}_4\text{NH}_2$, wird als rohes Gemisch der drei isomeren Toluidine verwendet, deren Siedepunkt bei etwa 198°C liegt. Der Gesamtverbrauch 1928 in den Vereinigten Staaten betrug 21,5 t, entsprechend 0,019 kg/t. Toluidin wird meist in Mischung mit Thiokarbanilid als TT-Mischung (siehe S. 253) gebraucht.

Xylidin²⁾, $\text{C}_6\text{H}_3(\text{CH}_3)_2\text{NH}_2$, findet für sich allein selten Anwendung, dagegen ist es in Verbindung mit α -Naphthylamin als XY-Mischung gelegentlich in Gebrauch. Das handelsübliche Xylidin ist eine Mischung aller Isomeren, in denen die *as-meta* und *para*-Verbindungen überwiegen; es ist eine gelbliche bis rotgefärbte Flüssigkeit, deren Siedepunkt bei etwa 210°C liegt. In Wasser ist Xylidin nur wenig löslich; es reagiert wie alle Amine schwach alkalisch. Xylidin erzeugt regelmäßige Schäume, die aus mittelgroßen Blasen zusammengesetzt sind und leicht zerfallen.

α -Naphthylamin³⁾, $\text{C}_{10}\text{H}_7\text{NH}_2$, ist das erste chemische Flotationsmittel, das verwendet wurde. Es ist 1917 von H. P. Corliss⁴⁾ bei der Magma Copper Co. erstmalig verwendet und unter dem Namen X-Kuchen⁵⁾ bei der Kupfer- und Zinkflotation viel gebraucht worden; α -Naphthylamin ist ein kristallisierter Körper vom Schmelzpunkt 50°C und muß vor der Verwendung in heißem Wasser oder besser in Xylidin (vgl. oben) gelöst werden.

XY-Mischung enthält 60 Teile α -Naphthylamin in 40 Teilen Xylidin gelöst und hat für die Zinkflotation eine beschränkte Bedeutung.

Alle Amine haben einen intensiven und oft unangenehmen Geruch, der nicht selten in Betrieben zu Belästigungen der Belegschaft führen kann.

Phenole

In diese Klasse gehören die Kresole (Kresylsäure) und die Kreosotöle, die, da ihre schäumenden Eigenschaften überwiegen, bei den Schäumern besprochen wurden. Ein Abkömmling der Kresole hat in den letzten Jahren eine immer steigende Bedeutung erlangt, es ist dies das Aerofloat bzw. Phosokresol.

Aerofloat⁶⁾ ist Dikresyldithiophosphorsäure und nicht, wie in der Literatur meist fälschlich angegeben, Dikresylphosphorsäure. Es entsteht durch

¹⁾ DRP. 387835 (1920).

²⁾ DRP. 387881 (1920).

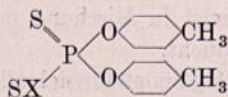
³⁾ DRP. 353725 (1920); H. P. Corliss, A. P. 1228183 (1917); 1394640 (1921).

⁴⁾ J. M. Callow, Eng. Min. Journ. 125, 901 (1928).

⁵⁾ Franz. P. 516685 (1920).

⁶⁾ Amer. Cyan. Techn. Pap. 12 (1928).

Einwirken von Phosphorpentasulfid, P_2S_5 , auf Kresylsäure und besteht aus einer Mischung komplexer Thioverbindungen, wahrscheinlich Thiokresolen und Polymerisationsverbindungen. Es reiht sich eigentlich den geschwefelten Ölen (reconstructed oils) an. Aerofloat dürfte in der Hauptsache Dikresylthiophosphate der Formel



enthalten, wobei X ein basisches Radikal oder H ist, und die Kresylgruppe auch eine isomere Gruppierung aufweisen kann.

Aerofloat ist eine schwarzbraune Flüssigkeit, die nach Kresol und mitunter nach Schwefelwasserstoff riecht, ein spez. Gew. von 1,10 und eine geringe Viskosität besitzt. Es wurde bei der Utah Copper Co. durch F. T. Whitworth¹⁾ entdeckt und wird von der American Cyanamid Co. hergestellt. Aerofloat ist ein typischer Sammler-Schäumer mit sehr starken schäumenden Eigenschaften. Seine sammelnde Wirkung dürfte auf den Dikresylester der Dithiophosphorsäure zurückzuführen sein, seine Schäumereigenschaften teilweise auf überschüssiges Kresol. Thiokresole und Schwefelwasserstoff, die bei der Herstellung des Produktes entstehen und zum Teil in der Flüssigkeit gelöst bleiben, haben einen sulfidierenden Einfluß. Die Wirkung des Aerofloats dürfte nach W. Luyken²⁾ auf die oberflächliche Bildung von schwerlöslichen Metallphosphaten zurückzuführen sein; so z. B. hat Bleiphosphat die Löslichkeit $0,13 \cdot 10^{-6}$ Mol/l, Bleisulfid $1,2 \cdot 10^{-6}$, also ist die adsorbierende Verbindung leichter löslich als die entstehende Adsorptionsverbindung, womit die Vorbedingung für eine Filmbildung gegeben erscheint. Als besonderer Vorzug des Aerofloats wird seine starke Selektivität gegen Pyrit³⁾, vorzugsweise in alkalischer Trübe, hervorgehoben, d. h. es schwimmt Kupfer-, Zink- und Bleierze auf, läßt aber meist Pyrit in der Trübe zurück. In dieser Hinsicht übertrifft es Xanthat.

Aerofloat kommt in zwei Stärken, entsprechend der bei der Herstellung angewendeten Prozentmenge an Phosphorpentasulfid in den Handel, als Aerofloat 15 und 25. Die beiden Marken unterscheiden sich in ihren sammelnden Eigenschaften voneinander, Aerofloat 25 ist der stärkere Sammler und das üblichere Produkt. Aerofloat läßt Erze, die z. B. durch Zyanide gedrückt sind, in der Hauptmenge in der Trübe unaufgeschwommen zurück.

¹⁾ A. P. 1593232 (1926); Franz. P. 665179 (1928).

²⁾ Met. u. Erz 26, 201 (1929).

³⁾ L. M. Banks und G. A. Johnson, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 217 (1929); C. E. Locke, Eng. Min. Journ. 125, 118 (1928).

Es wird bei der Flotation aller Erzklassen verwendet: der Jahresverbrauch 1928 in den Ver. Staaten betrug in 64 Anlagen etwa 436 t, entsprechend 0,013 kg/t¹⁾. Nach Erzklassen unterteilt stellte sich der Verbrauch je Tonne wie folgt:

	kg/t		kg/t
Kupfererze	0,008	Kupfereisenerze	0,130
Bleierze	0,024	Bleizinkerze	0,036
Zinkerze	0,019	Verschiedene Erze	0,030

Bei der Verwendung von Aerofloat ist zu beachten, daß es nicht zu lange der Luft ausgesetzt bleibt, da es sonst an sammelnder Kraft einbüßt. In geschlossenen Gefäßen ist es recht haltbar. Das Mittel ist sowohl in alkalischer als auch in saurer Trübe zu verwenden²⁾. Die Mengen, in denen es die beste Wirksamkeit hat, liegen bei etwa 0,100 kg/t. Es wird entweder allein oder recht häufig gemeinsam mit anderen Sammlern, aber auch mit Schäumern, wie Pineöl, gebraucht. Ein Nachteil ist seine außerordentliche Schaumkraft, selbst dann, wenn es in kleinen Mengen angewendet wird³⁾.

Unter ähnlichem Namen, als Natrium aerofloat⁴⁾, bringt die American Cyanamid Co. ein Produkt in den Handel, das von ganz unterschiedlicher Zusammensetzung ist. Es entsteht durch Einwirkung von Phosphorpentasulfid auf Äthylalkohol⁵⁾ und Natronlauge und stellt ein grauweißes, wasserlösliches Pulver dar, das vorwiegend sammelnde Eigenschaften besitzt, bei dem also die schäumenden des Aerofloats stark zurückgedrängt sind. Natrium aerofloat wird besonders für die Zinkflotation empfohlen, hat sich aber auch bei der Kupfer-Eisentrennung als nützlich erwiesen. Es wird meist gemeinsam mit Xanthaten und Pineöl angewendet.

Phosokresol A und B, das von der I. G. Farbenindustrie A. G. in den Handel gebracht wird, ist dem amerikanischen Aerofloat gleichwertig. Phosokresol A entspricht einem Zusatz von 15% P_2S_5 und hat ein spez. Gew. von 1,115, Phosokresol B, entsprechend 25% P_2S_5 , hat ein spez. Gew. von 1,180 bei 18° C. Beide Produkte sind in Wasser schwer löslich, aber sehr leicht emulgierbar.

Als Flotationsmittel für sulfidische Erze in alkalischer Trübe unterscheiden sich die beiden Produkte insofern, als Phosokresol A ein stärkerer

1) U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3004 (1930).

2) Amer. Cyan. Techn. Pap., a. a. O. 2.

3) R. Lord, a. a. O. 15.

4) Am. Cyan. Techn. Pap. 14 (1930); H. S. Martin, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6479, 16 (1931).

5) C. E. Locke, Eng. Min. Journ. 127, 108 (1929).

Schäumer und schwächerer Sammler als Phosokresol B ist. Ausgeprägt sind die selektiven Eigenschaften beider Reagenzien, die sich für die selektive Trennung von Kupferkies-Pyrit, Bleiglanz-Zinkblende und andere ähnliche Aufgaben eignen.

4. Drückende, passivierende Mittel

Nur in den seltensten Fällen werden zur Durchführung eines Schwimmverfahrens Sammler und Schäumer allein genügen, vielmehr werden fast immer, besonders bei selektiver Flotation, noch Zusätze verschiedener Art, konditionierende Mittel, verwendet werden müssen, deren wichtigster Zweck die unmittelbare oder mittelbare Beeinflussung der Oberflächeneigenschaften von Mineralien ist. Die Zusätze lassen sich in zwei große Klassen einteilen, in passivierende und in aktivierende Mittel; dazu kommen noch die zur Bekämpfung der Flotationsgifte bestimmten Gegengifte.

Definition

Die wichtigste Aufgabe der drückenden Mittel besteht darin, die natürliche Schwimmfähigkeit von Erzen zu vermindern oder zeitweise ganz aufzuheben. Drückende Mittel, kurz Drücker genannt, werden überall dort angewendet, wo eine selektive Trennung von Erzen angestrebt wird, es also darauf ankommt, eine oder mehrere Erzbestandteile am Aufschwimmen zu hindern, während eine andere oder mehrere Erzkomponenten nacheinander flotiert werden. Solche Trennungen werden beispielsweise bei der Aufbereitung von Bleizink-, Kupfereisen- und vielen anderen komplexen Erzen durchgeführt. Erst die Erkenntnis, daß es Chemikalien gibt, die schon in geringen Mengen der Trübe zugesetzt, eine spezifisch drückende, also flotationshindernde Wirkung auf einzelne Erze ausüben können, hat die selektive Flotation zu einem industriell wirksamen Verfahren gestaltet. Die drückenden Mittel zerstören nicht etwa dauernd die Schwimmfähigkeit eines Erzes, sie heben sie vielmehr nur zeitweilig auf. Ihre Wirkung kann durch Zugabe geeigneter Reagenzien wieder aufgehoben werden.

Theorie. Über die Ursachen der drückenden Wirkung von Flotationszusätzen bestehen noch recht hypothetische Auffassungen. Nach A. M. Gaudin¹⁾ dürfte etwa folgende Vorstellung den Tatsachen nahekommen:

¹⁾ Flot. Pract. 67; vgl. auch E. Berl und B. Schmitt, Kolloid Z. 52, 333 (1930).

die natürlichen Erzoberflächen sind im allgemeinen polar, d. h. mehr oder weniger wasserbenetzbar; ist ein Mineral dagegen von einem unpolaren, hydrophoben Film überzogen, so wird es wasserunbenetzbar und kann sich mit „geölten“ Gasblasen vereinigen. Es ist aber auch möglich, die Oberfläche von Mineralien mit einem polaren, hydrophilen, also wasserbenetzbaren Überzug zu umhüllen, der statt ein Aufschwimmen des Minerals, dessen Untersinken im Wasser zur Folge hat. Ein solches unterschiedliches Verhalten ist bei zwei Mineralien entweder dadurch zu erreichen, daß man das eine durch Überziehen mit einem unpolaren Häutchen schwimmbar macht, dem andern aber seine natürliche Polarität beläßt oder aber eines der Mineralien mit einem polaren, das andere mit einem unpolaren Häutchen umhüllt, so daß ersteres untersinken, letzteres durch Anheften von Gasblasen hochsteigen kann. Drückende Mittel sind nun solche, die imstande sind, Mineralien mit einem polaren Film zu überziehen, an dem Sammler nicht haften können.

Um diese Wirkung ausüben zu können, müssen drückende Mittel Stoffe mit starker Polarität, also Elektrolyte sein. Drücker lassen sich in zwei Klassen unterteilen:

- a) solche, bei denen zwischen zwei oder mehreren Mitteln, die im Wasser gelöst sind, eine Reaktion eintritt, und
- b) solche, bei denen zwischen dem Reagenz und der Erzoberfläche selbst eine Reaktion stattfindet.

Genauer ausgedrückt wirken die einen so, daß sie mit Ionen von in der Trübe vorhandenen Elektrolyten unter Bildung unlöslicher Verbindungen reagieren, die in Form unlöslicher, polarer (hydrophiler) Überzüge selektiv von gewissen Mineralien adsorbiert werden. Bei den anderen gehen die Anionen der zugesetzten Elektrolyte mit den Kationen des zu drückenden Erzes oberflächlich polare Verbindungen ein, die schwerer löslich sind als jede der beiden Komponenten, besonders aber schwerer löslich sind als das Erz. Damit der Drücker mit dem Erz reagieren kann, ist eine, wenn auch kleinste Löslichkeit des Erzes in Wasser notwendig. Daß Erze eine sogar meßbare Löslichkeit besitzen, zeigen Untersuchungen von O. Weigel¹⁾, der die Löslichkeit sulfidischer Erze in destilliertem Wasser bei 18° C durch Leitfähigkeitsmessungen untersucht hat; die Ergebnisse sind in der folgenden Löslichkeitstabelle wiedergegeben, in der zum Vergleich auch die Löslichkeit einiger frisch gefällter Metallsulfide angegeben ist²⁾.

¹⁾ Zeitschr. phys. Chem. 58, 293 (1907); Nachr. d. K. Ges. d. Wissensch. Göttingen, Dez. 1906; s. a. H. E. Boeke u. W. Eitel, Grundlagen der physikalisch-chemischen Petrographie, II. Aufl. Berlin 1923, 384.

²⁾ Vgl. auch Landolt-Börnstein-Roth, Tabellen, Bd. I, 679, 687.

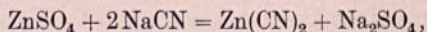
Wasserlöslichkeit einiger Erze und Sulfide

Kristallinisch	Mol je l $\times 10^{-6}$	mg/l	Frisch gefällt	Mol je l $\times 10^{-6}$	mg/l
MnS	54,5	4,7	MnS	71,6	6,2
Pyrit, natürlich	48,9	5,9	FeS	70,1	6,2
Pyrit, künstlich ¹⁾	40,8	4,9	ZnS	70,6	—
Zinkblende, natürlich	6,6	0,6	—	—	—
Zinkblende, künstlich	6,6	0,6	—	—	—
Cu ₂ S	3,1	0,5	CuS	3,5	0,3
Bleiglanz, natürlich	1,2	0,3	PbS	3,6	—
Bleiglanz, künstlich.....	1,2	0,3	HgS	0,054	—

Beim Lösen treten, wie Tammann durch Potentialmessungen²⁾ zeigen konnte, Metallionen aus dem Gitterverband des Erzes. Hierdurch wird die Reaktionsfähigkeit der Erzoberfläche, welche die Voraussetzung für eine chemische Reaktion ist, geschaffen. Gefördert wird die Löslichkeit durch die bei der Flotation übliche Feinmahlung; die Löslichkeit ist nicht allein durch Vergrößerung der Reaktionsfläche, sondern auch durch andere Umstände, z. B. Freilegung löslicher Salze, bedingt³⁾. Daß die Löslichkeit der Erze von den in einer Trübe gelösten Stoffen, also Reagenzien, Gasen usw. beträchtlich beeinflußt wird, hebt auch B. W. Holman⁴⁾ hervor, so daß die Angaben der obigen Tabelle für die Praxis nur einen begrenzten Wert besitzen.

Auf die neueren Ansichten von A. F. Taggart⁵⁾, wonach die drückende Wirkung der verschiedenen Mittel vielfach eine Folge des Niederschlagens allerfeinsten Gangartschlämme der Trübe, Schlammsorption, sei, die unter dem Einfluß der Drücker selektiv die Mineraloberflächen umhüllen und ihnen dadurch Gangarteigenschaften verleihen, sei kurz hingewiesen. Nach dieser Anschauung würde also die unmittelbare Adsorption einer festen Phase an einer festen Phase die Ursache der Drückerwirkung sein.

Für die erste Klasse (a) von Drückern gibt die gleichzeitige Verwendung von Zyaniden und Zinksulfat beim Drücken von Zinkblende ein Beispiel. Diese beiden Elektrolyte reagieren miteinander unter Bildung des unlöslichen Zinkzyanides,



¹⁾ Durch Glühen der gefällten Sulfide in reinem N auf etwa 1800° C.

²⁾ Z. anorg. Chem. 113, 149 (1920).

³⁾ E. Berl und B. Schmitt, Kolloid Z. 52, 335 (1930).

⁴⁾ Bull. Inst. Min. Met. 314, 19 (1930).

⁵⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und C. R. Ince, a. a. O. 41—49; C. R. Ince, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 195 (1929); ferner E. L. Tucker und R. E. Head, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 354 (1926); E. L. Tucker, J. F. Gates und R. E. Head, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 372 (1926); Min. Met. 7, 126 (1926), siehe auch A. W. Fahrenwald und L. T. Abele, Eng. Min. World 2, 173 (1931).

das sich selektiv auf der Zinkblende niederschlägt und sie mit einem polaren Häutchen überzieht. Hierbei scheint die Gleichheit des Drückerkations und des Blendekations eine begünstigende Wirkung auf die Adsorption zu spielen.

Zur zweiten Gruppe (b) der Reagenzien gehören die Zyanide, sofern sie allein angewendet werden. Nach der Meinung vieler Forscher reagieren die Zyanionen des Zyanides mit den Zinkionen der Blendeoberfläche unter Bildung von Zinkzyanid, das, an der Blendeoberfläche adsorbiert, ebenfalls einen polaren Film bildet. Daß tatsächlich eine solche Filmbildung stattfindet, scheinen mikroskopische Untersuchungen von E. L. Tucker und R. E. Head¹⁾ zu bestätigen, während nach A. F. Taggart²⁾ bei Zyaniden eine solche häutchenbildende Wirkung nicht nachweisbar ist.

Ähnlich dürfte auch die drückende Wirkung alkalischer Stoffe, besonders von Kalk³⁾ auf Pyrit zu erklären sein, d. h. sie bilden auf der Pyritoberfläche unlösliche, polare Hydroxyde.

Technik der Anwendung. Bei der Einwirkung drückender Mittel, wie überhaupt aller konditionierenden Reagenzien, ist ihre Einwirkdauer oft von größter Bedeutung, daher sollte der Zeitfaktor niemals übersehen werden. Ebenso ist manchmal die Einwirktemperatur von Einfluß auf den Erfolg. Diese Umstände erhöhen die Wahrscheinlichkeit, daß es sich bei der Konditionierung nicht nur um physikalische sondern vielmehr um chemische Vorgänge handelt⁴⁾, da bekanntlich der Verlauf chemischer Reaktionen stark von der Temperatur und Zeit beeinflusst wird. Je nach der Natur des Erzes und der gewählten beeinflussenden Mittel kann die Einwirkdauer innerhalb weiter Grenzen schwanken; in vielen Fällen genügen wenige Minuten, in anderen sind Stunden nötig. Ebenso verschieden ist die günstigste Temperatur, die in manchen Fällen bis gegen 50° C betragen kann. Im allgemeinen werden die drückenden Mittel schon während der Mahlung zugesetzt, um die Einwirkdauer zu verlängern; oft wird das Konditionieren aber auch in eigenen Einwirkgefäßen vorgenommen.

Bezüglich der Mengen an Drückern, die 1928 verbraucht wurden, gibt die amerikanische Statistik⁵⁾ interessante Aufschlüsse; es kamen in den Ver. Staaten insgesamt etwa 4270 t drückende Mittel zur Verwendung (ausschl. Alkalien und Kalk, von dem allein etwa 93600 t verbraucht wurden). Über die 1928 bei verschiedenen Erzklassen je Tonne Erz

1) Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 354 (1926).

2) A. F. Taggart, T. C. Taylor und C. R. Ince, a. a. O. 41.

3) Eng. Min. Journ. 128, 238 (1929).

4) E. Berl und B. Schmitt, a. a. O.

5) U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3004 (1930).

verbrauchten Mengen an drückenden Mitteln (ausschl. Kalk) gibt die folgende Aufstellung einen Überblick:

	kg/t		kg/t
Kupfererze	0,027	Bleizinkerze (selektiv) .	0,501
Kupferbleierze	0,580	Verschiedene Erze	0,068
Zinkerze	2,106 ¹⁾		

Je t Erz wurden an Drückern (ausschl. Kalk) durchschnittlich 0,128 kg benötigt.

Beschreibung der gebräuchlichsten Drücker

Im folgenden sind die wichtigsten drückenden Mittel ihrer Natur, ihrer Wirkung und ihrem Anwendungsumfang nach beschrieben²⁾.

a) Salze

Zyanide. Eine überragende Bedeutung als Drücker kommt den Zyaniden bei der selektiven Flotation zu³⁾; der technische Erfolg ihrer Verwendung hat den Weltmarkt des Bleis und Zinks wesentlich beeinflusst. Entdeckt wurde ihre drückende Wirkung im Jahre 1922 durch G. E. Sheridan und G. G. Griswold⁴⁾ bei der Timber Butte Co.⁵⁾. Zyanide werden nicht nur zum Drücken der Zinkblende, auch eisenhaltiger, bei der Blei-Zinkflotation verwendet, sondern ebenso zum Niederhalten von Eisensulfiden bei der Kupfererz-⁶⁾ und Bleiglanzflotation⁷⁾.

¹⁾ Fast ausschließlich Wasserglas.

²⁾ Wie schon S. 245 erwähnt wurde, sind die Wirkungen der Flotationsmittel nicht etwa als allgemein und in allen Fällen gleichbleibend anzusehen. Gilt dies schon für Sammler und Schäumer, so ist dies bei den konditionierenden Mitteln in noch erhöhtem Maße der Fall. Die Zusätze wirken häufig nicht nur auf die Erze ein, sondern können auch die Gangart je nach ihrer Natur beeinflussen, so daß bei gleicher Erzgrundlage aber verschiedenen Gangmineralien oftmals andere als die erwarteten Wirkungen eintreten können, woran eben die Verschiedenheit der Gangart Schuld tragen kann. Es ist daher bei der Wahl der Zusätze auch sehr weitgehend ihr Einfluß auf die vorliegende Gangart zu berücksichtigen. Vgl. dazu R. W. Lloyd, Eng. Min. Journ. 124, 618 (1927).

³⁾ Austr. P. 9508 (1913); J. M. Tippet, A. P. 1236501 (1917); B. Stevens, A. P. 1429544 (1920).

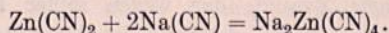
⁴⁾ A. P. 1421585, 1427235 (1922).

⁵⁾ H. S. Gieser, Eng. Min. Journ. 123, 842 (1927).

⁶⁾ E. L. Tucker, J. F. Gates, R. E. Head, Min. Met. 7, 126 (1926); Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 376 (1926); E. L. Tucker und R. E. Head, ebenda, 73, 354 (1926); Met. u. Erz 23, 530 (1926).

⁷⁾ E. E. Simpson, Min. Mag. 35, 9 (1925).

Über die Ursachen der drückenden Wirkung von Zyaniden z. B. bei der Blei-Zinktrennung, also ihres unterschiedlichen Verhaltens gegenüber Zinkblende und Bleiglanz, haben E. Berl und B. Schmitt¹⁾ neuerdings folgende Anschauungen ausgesprochen: bei Einwirkung von Zyanid auf Zinkblende entsteht zunächst das schwach hydrophobe, unlösliche Zinkzyanid, $Zn(CN)_2$; ist überschüssiges Alkalizyanid vorhanden, so wird es sich unter Bildung einer komplexen wasserlöslichen, daher hydrophilen Verbindung gemäß der Gleichung lösen²⁾:



Ähnlich verhalten sich auch Kupfer- und andere Metallzyanide. Eine bemerkenswerte Ausnahme von diesem Verhalten macht das Bleizyanid, das sich in überschüssigem Alkalizyanid nicht unter Komplexbildung aufzulösen vermag. Das Bleizyanid muß daher wegen seiner Unlöslichkeit noch hydrophoben Charakter besitzen, wird also seine Schwimmeigenschaften nicht ändern. Aus diesen Umständen scheint sich die verschiedene Wirkung der Zyanide auf die beiden Erze zu erklären.

Über den Grad des drückenden Einflusses von Zyanid auf einige reine Kupfererze bei verschieden starker Alkalität, verglichen mit der Wirkung auf Pyrit, gibt die folgende Tabelle Aufschluß³⁾. Die Versuche sind unter Verwendung von 0,140 kg/t Kaliumxanthat und 0,306 kg/t Pineöl ausgeführt:

Zustand der Trübe	Zugabe von KCN g/t	% Ausbringen bei der Flotation von			
		Kupferkies	Kupferglanz	Buntkupferkies	Pyrit
Neutral	0	92,0	92,0	91,7	70,0
	250	89,2	79,8	95,2	21,0
	500	85,4	87,3	90,5	19,0
Alkalisch	0	93,3	60,3	96,0	23,0
	250	92,1	97,0	95,0	11,0
	500	90,0	96,8	94,5	11,0
0,003% CaO	0	91,6	15,2	93,8	2,0
	250	91,2	23,7	62,4	1,0
	500	89,3	16,6	73,1	2,0

Aus diesen Ergebnissen ist ersichtlich, daß man reinen Kupferkies bei Abwesenheit anderer Kupfersulfide schon durch eine schwache Alkalität der Trübe von Pyrit trennen kann, daß aber Zyanid die Trennung wesentlich unterstützt.

¹⁾ a. a. O. 336.

²⁾ Die lösende Wirkung der Alkalizyanide wird bekanntlich für Laugungszwecke benutzt.

³⁾ F. L. Tucker, J. F. Gates und R. E. Head, a. a. O.

Bei der Blei-Zinktrennung werden Zyanide entweder für sich allein oder in Verbindung mit Zinksulfat angewendet. In amerikanischen Blei-Zinkanlagen wurden durchschnittlich 0,085 kg/t Zyanid gemeinsam mit 0,200 kg/t Zinksulfat verwendet. Im allgemeinen schwankt das Verhältnis von Zyanid zu Zinksulfat in den Grenzen 1:1,5 bis 1:3. Bei Golderzen kann Zyanid als drückendes Mittel Goldverluste durch Lösen des Goldes verursachen. Zyanide drücken auch Silbererze, wenn das Silber im Fahlerz oder gediegenes Silber neben Fahlerz auftritt¹⁾.

Das gebräuchlichste Zyanid, das wegen seiner Billigkeit fast ausschließlich in der Praxis verwendet wird, ist das Natriumzyanid, NaCN; in einzelnen Ausnahmefällen hat sich Kalziumzyanid, Ca(CN)₂, anscheinend besser bewährt²⁾. Wegen ihrer Giftigkeit ist bei Handhabung mit Zyaniden Vorsicht geboten. Sie werden ausschließlich in alkalischer Trübe verwendet.

In den Ver. Staaten betrug 1928 der Jahresverbrauch an Zyaniden für drückende Zwecke etwa 990 t, entsprechend 0,035 kg/t Erz. Der Durchschnittsverbrauch je Tonne Erz bei der Blei-Zinkflotation war 1928 0,115 kg/t; er schwankt in der Praxis meist zwischen 0,025 und 0,250 kg/t, steigt aber auch unter Umständen noch höher.

Die folgende Zusammenstellung zeigt bei den verschiedenen Erzklassen den Zyanidverbrauch (1928) in den Ver. Staaten:

	kg/t		kg/t
Kupfererze	0,027	Bleizinkerze	0,115
Bleierze	0,013	Bleizinkeisenerze	0,129
Zinkerze	0,0005	Verschiedene Erze.....	0,050

Als Ersatz der Zyanide sind eine große Zahl von Chemikalien vorgeschlagen worden, die aber die Vormachtstellung der Zyanide nicht erschüttern konnten. Zu diesen Chemikalien gehören z. B. die Sulfite, von denen das Natriumsulfit die größte Bedeutung hat.

Natriumsulfit³⁾, Na₂SO₃, wird manchmal als Drücker für Blende und Pyrit bei der Bleiglanzflotation verwendet. Es übt bei gewissen Erzen auf Blende eine spezifische Drückerwirkung aus, ohne im allgemeinen selbst im großen Überschuß andere Erze zu beeinflussen⁴⁾. Seine Wirkung dürfte auf der Bildung unlöslicher Schwermetallsulfite auf der Erzoberfläche beruhen⁵⁾.

¹⁾ R. W. Diamond, Flot. Pract. 101.

²⁾ Z. B. bei der United-Verde Copper Co.; L. M. Barker, Min. Congr. J. 16, 363 (1930).

³⁾ A. P. 1 397 703 (1921), 1478 697, 1486 297.

⁴⁾ R. A. Pallanch, Eng. Min. Journ. 123, 1053 (1927); Flot. Pract. 78.

⁵⁾ Ganz vereinzelt wird gasförmige SO₂ als Zinkdrücker verwendet, z. B. beim Bradford-Prozeß. (Siehe S. 336.)

Natriumsulfit wird vereinzelt gemeinsam mit Zinksulfat verwendet¹⁾, wobei Zinksulfit, $ZnSO_3$, entsteht, das vorzüglich drückend auf Blende wirkt. Bei der Lohnflotationsanlage in Midvale, Utah, bedient man sich dieser Kombination mit bestem Erfolg (siehe Tabelle V zu S. 373).

Natriumsulfit kann auch zum Unschädlichmachen von flotationsstörenden Stoffen dienen. Dort, wo stark verwitterte Erze vorliegen, die teilweise in lösliche Eisen- oder Zinksalze (Sulfate) übergegangen sind, deren Anwesenheit in der Trübe den Schwimmvorgang stört, macht Natriumsulfit diese Stoffe durch Bildung unlöslicher Verbindungen unwirksam. (Siehe „Gegengifte“, S. 291.)

Der Gesamtverbrauch in den Ver. Staaten (1928) betrug rd. 182 t, entsprechend 0,285 kg/t. Für die Blei-Zinktrennung kamen je Tonne 0,443 kg zur Anwendung.

In ähnlicher Weise wirken Alkali²⁾ und Schwermetallsalze der Thiochwefelsäure³⁾, $H_2S_2O_3$, die Thiosulfate. Auch die Hyposulfite⁴⁾, Salze der Unterschwefligsäure, $H_2S_2O_4$, und die Thionate⁵⁾, die Salze der Polythionsäuren, $H_2S_xO_6$ (wobei $x = 2-6$), sind für die Trennung von Blei-, Kupfer- und Zinkerzen vorgeschlagen worden und haben sich bei einigen Anlagen bewährt.

Zinksulfat, $ZnSO_4 + 7H_2O$ oder $ZnSO_4 + 2H_2O$, wird fast immer nur in Gegenwart von Zyaniden als Drücker von Zinkblende angewendet⁶⁾, und zwar bei ersterem Salz etwa im Verhältnis von 3 Teilen Sulfat zu 1 Teil Zyanid, beim Sulfat mit $2H_2O$ etwa im Verhältnis 2:1; vereinzelt wird Zinksulfat auch gemeinsam mit Natriumsulfit⁷⁾ gebraucht, wobei sich wahrscheinlich auf der Blendeoberfläche ein Überzug von unlöslichem Zinksulfit bildet. Die Wirkung des Zinksulfits wird rasch durch $CuSO_4$ aufgehoben. In Fällen, wo Zyanidzusatz schadet, wie dies bei Golderzen der Fall sein kann⁸⁾, hat sich Zinksulfat allein auch bewährt.

Die Mengen Zinksulfat, die je Tonne Erz benutzt werden, schwanken zwischen etwa 0,050–0,300 kg. Die Durchschnittsmenge je Tonne Erz war 1928 bei der selektiven Flotation von Bleizinkerzen 0,315 kg/t. In den Ver. Staaten betrug der Gesamtjahresverbrauch 1928 1270 t, davon wurde die überwiegende Menge bei der selektiven Blei-Zinkflotation verbraucht.

1) R. A. Pallanch, a. a. O.; Quarterly 95.

2) A. M. Gaudin und P. M. Sorensen, Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 4 (1928).

3) DRP. 491 289 (1928).

4) DRP. 495 704 (1928); siehe auch K. Glinz, Glückauf 64, 946 (1928).

5) DRP. 490 875 (1927).

6) R. W. Diamond, Flot. Pract. 102.

7) R. A. Pallanch, a. a. O., 78; Quarterly 95.

8) R. W. Diamond, a. a. O.

Eine andere Gruppe von Chemikalien, vornehmlich solche oxydierenden Charakters, wird vereinzelt als Drücker für Bleiglanz angewendet; es sind dies Bichromate und Permanganat. (Siehe Tabelle I zu S. 293).

Natriumbichromat. $\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$, hat eine stark drückende Wirkung auf Bleiglanz und auf Pyrit¹⁾, dagegen läßt es Zinkblende unbeeinflusst, ja es übt sogar unter Umständen auf die Blende eine schwache aktivierende Wirkung aus. Es erweist sich manchmal, in Mengen von rd. 0,050 kg/t angewendet, für die Nachreinigung von Zinkkonzentraten als günstig und trägt dazu bei, sie möglichst bleifrei zu machen. Bei der Sullivan-Mine²⁾ wird Bichromat für diese Zwecke verwendet; hierbei ist bemerkenswert, daß es in diesem Fall eine recht lange Einwirkzeit benötigt, um seine Wirkung im Nachreiniger ausüben zu können³⁾, so daß es schon im Zinkvorreiniger zugesetzt wird. Bichromat wird auch gegebenenfalls dazu benutzt, um die Wirkung einer Überölung unschädlich zu machen, wie dies bei entbleiten Abgängen der Blei-Zinkflotation manchmal nötig werden kann, wenn auf sehr bleiarne Berge gearbeitet wird.

b) Alkalien und alkalische Mittel

Eine besonders wichtige Gruppe von Drückern stellen jene Chemikalien vor, deren gemeinsames Merkmal die Alkalität ist. Sie haben vielfach nicht nur den Zweck, zu drücken, sondern auch die Aufgabe, der Trübe eine alkalische Reaktion zu verleihen⁴⁾ und lösliche Schwermetallsalze auszufällen. Die wichtigsten dieser Mittel sind Kalk, Natronlauge, Soda, Natriumbikarbonat, Dinatriumphosphat und Wasserglas.

Kalk (Ätzkalk, gebrannter Kalk), CaO , ist absolut und relativ genommen das in weitaus größter Menge bei Schwimmverfahren verwendete Mittel und der wichtigste Drücker zur Beseitigung des bei der Flotation gemischter Erze meist als unerwünschten Begleiter empfundenen Pyrites. Seine Wohlfeilheit und starke Wirkung haben ihm mengenmäßig den ersten Platz unter allen Flotationsreagenzien angewiesen. Kalk⁵⁾ wird je nach den örtlichen Verhältnissen als gelöschter Kalk, als Kalkmilch⁶⁾ oder als gebrannter Kalk verwendet. Meist erfolgt die Zugabe zum Erz schon während des Mahlvorgangs, weil eine längere Einwirkdauer begünstigend wirkt. Die Löslichkeit von Kalk in

¹⁾ R. W. Diamond, a. a. O. 101.

²⁾ B. W. Holman, Eng. Min. Journ. 124, 538 (1927); Min. Mag. 38, 26 (1928).

³⁾ H. W. Poole, Eng. Min. Journ. 124, 140 (1927).

⁴⁾ DRP. 331687 (1914) und 355978 (1923).

⁵⁾ S. E. Stein, Lime in Flotation, Eng. Min. Journ. 125, 487 (1928).

⁶⁾ G. H. Ruggles und H. F. Adams, Flot. Pract. 134; L. M. Barker, Min. Met. 11, 50 (1930).

destilliertem Wasser ist bei 15° C 12 Teile in 10000 Teilen. Sie ändert sich beträchtlich mit dem Gehalt an Gasen, besonders an freier CO₂. In vielen großen Anlagen wird der Kalk selbst gebrannt, von anderen in Stücken oder gepulvert in Papiersäcken bezogen.

Außer seiner drückenden Wirkung auf Pyrit übt Kalk auch eine drückende Wirkung auf Blende bei der Kupfer-Zinktrennung aus; er beeinflusst Kupferkies selbst im Überschuß nicht, hingegen aber Kupferglanz¹⁾ (vgl. S. 273), weswegen bei Erzen mit vorwiegendem Gehalt an Kupferglanz für die Pyrittrennung vorteilhafter Soda und Zyanid gewählt werden sollten. Im Überschuß übt Kalk auch auf viele andere Sulfide eine drückende Wirkung aus, z. B. auf Bleiglanz. Ein Überschuß an Kalk soll daher vermieden und durch Prüfen der Alkalität oder des p_h -Wertes die Sicherheit gewonnen werden, daß nur die jeweils als notwendig festgestellte Menge Verwendung findet. Auch zu wenig Kalk kann schädlich wirken und macht sich in der Schaumbeschaffenheit bemerkbar, die dann für Verluste verantwortlich wird. Wegen der allgemein drückenden Wirkung, die Kalk auch auf andere Sulfide ausüben kann, wird z. B. bei der Blei-Zinkflotation, falls das Wasser zurückgewonnen werden soll, nicht Kalk, sondern Soda²⁾ zum Drücken verwendet.

Vielfach dient Kalk auch zur Beseitigung der Härtebildner des Aufbereitungswassers; diese Verwendung und andere zerstörende Wirkungen des Kalkes auf flotationsschädliche Stoffe im Aufbereitungswasser, z. B. auf lösliche Salze, Kolloide usw., werden im Abschnitt „Gegengifte“ näher besprochen.

Die Mengen Kalk, die je Tonne Erz verwendet werden, schwanken zwischen 0,3 und 5,0 kg/t und sind außer von der Wasserbeschaffenheit stark von der Natur des Erzes, seiner natürlichen Azidität, besonders aber vom Gehalt des Erzes an Eisensulfiden abhängig. Im allgemeinen hält man die Trübe auf etwa $\frac{1}{100}$ -Normalität an freiem CaO.

Die bei verschiedenen Erzklassen in Amerika 1928 verwendete durchschnittliche Kalkmenge je Tonne Erz war die folgende:

	kg/t
Kupfererze	1,890
Bleierze	0,252
Zinkerze	1,269
Kupfereisenerze	1,013
Bleizinkerze	1,008

¹⁾ C. S. Parsons, Eng. Min. Journ. 123, 758 (1927).

²⁾ Siehe auch E. L. Tucker, F. J. Gates und R. E. Head, a. a. O., und C. S. Parsons, a. a. O. 470.

Der Gesamtverbrauch erreichte 1928 in den Ver. Staaten bei 81 Anlagen die ansehnliche Höhe von etwa 93600 t, das ist mehr als dreimal so viel als die Menge aller übrigen Flotationsreagenzien zusammen. Bezogen auf die Tonne verarbeitetes Erz wurden durchschnittlich 1,760 kg CaO verbraucht.

Die Erkenntnis der günstigen Eigenschaften des Kalkes bei der Flotation hat eine völlige Abkehr von der früher fast ausschließlich üblichen Arbeitsweise in saurer Trübe herbeigeführt. Heute wird fast nur noch in alkalischer oder neutraler Trübe flотиert. Daß dies möglich wurde, ist der Einführung chemischer Verbindungen als Flotationsmittel zu verdanken, denn nur ihre Unempfindlichkeit gegen alkalische Mittel — ganz im Gegensatz zu den Ölen — erlaubt das Arbeiten in alkalischer Trübe. Das Aufgeben der Flotation in saurer Trübe ist für die Konstruktion und die Wahl der Baustoffe für Flotationsapparate von Wichtigkeit; es erleichtert und verbilligt den Bau der Apparate und Nebenapparate, deren Lebensdauer durch die konservierende Wirkung des Kalks auf Eisenteile verlängert wird.

Ähnlich wie Kalk wirken auch andere Alkalien¹⁾, doch sind sie weniger wegen ihrer spezifischen drückenden Eigenschaften, als vielmehr zur Herstellung alkalisch reagierender Trüben in Verwendung.

Natronlauge, NaOH, kommt wegen des verhältnismäßig hohen Preises nur in sehr geringem Maße (in den Ver. Staaten 1928 nur 1 t) zur Anwendung.

Soda, Na₂CO₃, wird ähnlich wie Kalk und an seiner Stelle verwendet, ist aber in ihrer drückenden Wirkung wesentlich schwächer. Sie wird besonders bei der einfachen Flotation von Blei- und Zinkerzen gebraucht. Wichtig ist es, daß Soda die Unterschiede in der selektiven Schwimmbarkeit der Erze vermehrt, so daß z. B. Bleiglanz von Zinkblende oder Zinkblende von Pyrit bei Gegenwart von Soda schärfer getrennt werden können. Bei einzelnen Erzen wirkt Soda auf durch Zyanid gedrückte Erze sogar belebend²⁾; vielleicht ist die Gegenwart des Zyanids hierfür maßgebend, da Soda sonst drückenden Einfluß hat. Der Verbrauch an Soda in den Ver. Staaten (1928) belief sich auf etwa 2570 t, die Durchschnittsmenge je Tonne Erz auf 0,247 kg. Die Mengen je Tonne Durchsatz betragen bei

	kg/t
Kupfererzen	0,004
Zinkerzen	0,210
Bleizinkerzen	0,378

Natriumbikarbonat, NaHCO₃, hat eine ähnliche, nur schwächere Wirkung als Soda. Es wird in einigen Fällen bei der Blei-Zinktrennung

¹⁾ E. L. Tucker, F. J. Gates und R. E. Head, a. a. O.

²⁾ C. S. Parsons, Eng. Min. Journ. 123, 931 (1927); dasebst auch H. L. Johnson.

verwendet, jedoch nur dann, wenn verhältnismäßig wenig Pyrit oder andere Eisensulfate vorhanden sind.

In geringem Ausmaß wird Dinatriumphosphat, $\text{Na}_2\text{HPO}_4 + 12\text{H}_2\text{O}$, als Ersatz für Soda genommen¹⁾; es soll unter Umständen bei silberhaltigen Erzen das Silberausbringen erhöhen. Gelegentlich wird es als Zinkdrücker bei der Blei-Zinktrennung verwendet. Es hat auch eine drückende Wirkung auf manche Gangarten.

In neuerer Zeit wurde der Vorschlag gemacht, als Alkali Ammoniak, NH_3 , zu verwenden, das eine besonders gute drückende Wirkung auf Blende haben soll²⁾. Vereinzelt (z. B. bei der Co. de Villemagne³⁾) wird Ammoniak zur oberflächlichen Reinigung der von Zinkoxyd belegten angewitterten Zinkblende verwendet und trägt auch dazu bei, den Schaum dichter zu machen.

Schwefelnatrium, Na_2S (s. auch S. 287). Außer seiner sulfidierenden Wirkung hat Na_2S auch drückende Eigenschaften, die sich ohne besondere Selektivität auf die Mehrzahl der natürlichen Sulfide erstrecken. Immerhin werden Silbersulfide besonders stark beeinflusst, so daß bei oxydierten Silbererzen manchmal auf die Verwendung von Na_2S verzichtet wird. Früher wurde Schwefelnatrium zum Drücken von Blende verwendet⁴⁾, bedarf aber hierzu einer längeren Einwirkdauer; auf Bleiglanz übt es in kleinen Mengen keinen Einfluß aus, so daß unter Umständen eine Blei-Zinktrennung möglich wird.

Wasserglas, Na_2SiO_3 (Natriumsilikat). In der Reihe der alkalischen Drücker nimmt Wasserglas⁵⁾ eine besondere Stellung ein. Infolge seiner Fähigkeit, verschiedene Stoffe wie Ton, feine Schlämme u. a. zu peptisieren, reinigt Wasserglas anscheinend die Oberfläche von Erzen und legt sie für den Angriff der Flotationsmittel frei, so daß ihnen eine geeignete Angriffsfläche geboten wird. Hiervon macht man bei oberflächlich oxydierten, verwitterten, besonders aber lettigen Erzen häufig Gebrauch. Wasserglas übt ferner auf die gewöhnlichen Gangminerale eine niederhaltende Wirkung aus, so daß seine Verwendung in vielen Fällen die Herstellung reinerer Konzentrate ermöglicht. Wichtig ist dieses Mittel überall dort, wo oxydische Erze mit Fettsäuren flotiert werden; es erhöht die Gegensätze zwischen der Gangart und dem zu flotierenden Mineral⁶⁾. Wasserglas trägt zur Bildung leicht vergehender Schäume bei, was zur Folge hat, daß sie weniger Gangart mitführen.

¹⁾ R. W. Diamond, a. a. O., 102.

²⁾ F. G. Bacon, Eng. Min. World 1, 260 (1930).

³⁾ Nach Mitteilungen; siehe auch B. W. Holman, a. a. O., 39.

⁴⁾ J. B. Parker, Eng. Min. Journ. 114, 629 (1922); C. Bruchhold, Der Flotationsprozeß, Berlin 1927, 200.

⁵⁾ A. P. 956381, 1043850/1 und viele andere.

⁶⁾ Vgl. auch G. Gerth, Met. u. Erz 27, 528 (1930).

Der Jahresverbrauch in den Ver. Staaten war 1928 rd. 1650 t, entsprechend einem Durchschnittsverbrauch von 0,441 kg je Tonne Durchsatz. Auf die verschiedenen Erzarten bezogen, betrug der Verbrauch je Tonne Erz (1928) bei

	kg/t
Kupfererzen	0,033
Bleierzen	0,754
Zinkerzen	2,232
Bleizinkerzen	0,054

c) Kolloide

Außer Elektrolyten können unter Umständen noch gewisse organische Stoffe¹⁾, meist solche kolloiden Charakters, drückende Eigenschaften besitzen, ohne daß ihre Verwendung bei der Flotation einen größeren Umfang gefunden hätte; es seien u. a. Stärke, Gelatine, Leim, Eiweißstoffe, einige Farbstoffe²⁾ und Zuckerarten genannt. Ob diese Stoffe die sammelnden Mittel im Wettstreit mit den Sulfiden adsorbieren, die Sammler also inaktiv machen, oder infolge ihres polaren Charakters die Sulfide mit einem polaren Film umhüllen, also gewissermaßen als lyophile Schutzkolloide wirken, bleibt dahingestellt³⁾.

Stärke. Zum Drücken von Graphit bei der Erz- und von Fusit bei der Kohlenflotation⁴⁾ wird manchmal Stärke verwendet. Es ist gleichgültig, ob Weizen-, Reis-, Kartoffel- oder Maisstärke genommen wird. Die Stärke wird mit kaltem Wasser zu einem Brei angesetzt, unter Rühren in siedendes Wasser gegossen und einige Minuten gerührt. Sie löst sich auf und kann z. B. als 2prozentige Lösung Verwendung finden. An Stelle von Wasser kann auch Natronlauge (2prozentig) genommen werden. Die Mengen, die verwendet werden, sind etwa 0,100 kg/t Erz.

5. Aktivierende Mittel

Definition und Einteilung

Die aktivierenden Mittel haben die Aufgabe, die Oberfläche von Mineralien so zu verändern, daß sie die Fähigkeit erhalten, Sammler zu adsorbieren. Je nachdem aktivierende Mittel dazu dienen, auf Erze einzuwirken, die durch

¹⁾ A. M. Gaudin, Flot. Pract. 67; Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Pap. 4, 18 (1927).

²⁾ DRP. 375293 (1922).

³⁾ E. Berl und W. Pfannmüller, Kolloid Z. 34, 328 (1924); E. Berl und H. Vierheller, Zeitschr. angew. Chem. 36, 162 (1923).

⁴⁾ F. G. Price, A. P. 1499872 (1924); DRP. 406061 (1922).

Drücker ihre Schwimmfähigkeit zeitweilig verloren haben, oder Erze, die von Natur aus eine zu geringe natürliche Schwimmfähigkeit besitzen, so zu beeinflussen, daß sie erfolgreich flotiert werden können, unterscheidet man belebende Mittel und verstärkende (modifizierende) Mittel.

a) Belebende Mittel

Sie haben die Aufgabe, die Wirkung drückender Mittel aufzuheben, indem sie die polare Oberfläche der gedrückten Erze wieder wasserabstoßend, also unpolar machen; hierdurch erlangen die Erze wieder ihre ursprüngliche Fähigkeit, Sammler zu adsorbieren, werden also wieder flotierbar. Die Möglichkeit, ein gedrücktes Erz wiederzubeleben, liegt nur dann vor, wenn der durch den Drücker erzeugte, benetzungshindernde Oberflächenfilm leicht zerstörbar ist. Belebende Mittel müssen polare Reagenzien sein, um sowohl mit der Mineraloberfläche als auch mit dem Sammler in Umsetzung treten zu können. Es sind stets Elektrolyte, die je nach der Ionengattung, die aktivierend wirkt, in zwei Gruppen eingeteilt werden können: in solche, die ein aktives Anion, z. B. SO_4^{--} , oder solche, die ein aktives Kation, wie Cu^{++} usw. besitzen. In ihrer Wirkungsart gleichen sich beide Gruppen; sie hängt von der Löslichkeit der durch Reaktion des Elektrolyten mit dem Erz entstehenden neuen Verbindung ab; diese muß schwerer löslich sein als der aktivierende Elektrolyt und das zu belebende Erz. Ob man sich die Vorstellung zu eigen macht, daß zwischen dem belebenden Mittel und der Erzoberfläche bzw. deren Ionen eine direkte Reaktion stattfindet, oder ob man annimmt, daß sich aus den Ionen des aktivierenden Mittels und den Ionen des Erzes erst primär eine unlösliche Verbindung bildet, die sich durch Adsorption auf der Erzoberfläche niederschlägt, der Enderfolg wird stets der sein, daß sich ein wasserabstoßendes Häutchen bildet, das der Oberfläche des Minerals die Fähigkeit gibt, Sammler zu adsorbieren und es dadurch flotierbar zu machen.

Kupfersulfat, Kupfervitriol, $\text{CuSO}_4 + 5\text{H}_2\text{O}$. Eines der wirksamsten und im größten Maßstab verwendeten belebenden Mittel für die bei der selektiven Blei-Zinkflotation gedrückte Zinkblende ist das Kupfersulfat.

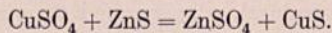
Angeblich ist die Entdeckung der aktivierenden Fähigkeit des CuSO_4 einem Zufall zu verdanken. In einer Flotationsanlage in Mascot, Tenn., fiel es auf, daß in der Laboratoriumsapparatur wesentlich bessere Flotationsergebnisse erhalten wurden als in der technischen. Man schob die Ursache auf den Umstand, daß im Laboratorium Bronzerührer, im Betrieb Stahlrührer verwendet wurden, eine Ansicht, die sich tatsächlich bestätigte, wodurch der Einfluß von Kupfersalzen¹⁾ bei der Zinkflotation festgestellt war.

¹⁾ Vgl. auch O. C. Ralston, C. R. King und F. X. Tartaron, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 247, 1 (1929).

Nach E. J. Horwood¹⁾ hat L. Bradford 1911 in Broken Hill (Austr.) die Verwendung von Kupfersulfat erstmalig vorgeschlagen, aber verabsäumt, diese wichtige Erfindung patentieren zu lassen²⁾.

Die Wirkung von Kupfersulfat besteht darin, daß an Stelle des Zinks im Zinksulfid Kupfer tritt und an der Blendeoberfläche das schwerlösliche Kupfersulfid entsteht, welches leichter flotierbar ist als Zinksulfid. Über die Wirkung des Kupfersulfates und die sich dabei abspielenden Vorgänge sind verschiedene Ansichten geäußert worden³⁾.

Die Reaktion erfolgt nach der Gleichung:



Das entstandene Kupfersulfid, CuS, bildet auf der Zinkoberfläche ein unsichtbares Häutchen, das aber physikalisch nachweisbar ist: so zeigt beispielsweise aktivierte Blende eine erhöhte elektrische Leitfähigkeit⁴⁾, ferner sind Zyanide, anscheinend infolge Weglösen des Kupfersulfidhäutchens imstande, aktivierte Blende wieder zu inaktivieren⁵⁾.

Kupfersulfat wirkt jedoch nicht nur belebend auf gedrückte Zinkblende, sondern auch aktivierend auf ungedrückte, deren Schwimmfähigkeit auf das günstigste beeinflußt wird. Von dieser Eigenschaft macht man weitgehenden Gebrauch, und es dürfte heute wohl keine Zinkflotation ohne Beihilfe von Kupfersulfat erfolgen. Soweit Kupfersulfat also auf natürliche Blende wirkt, ist seine Wirkung die eines verstärkenden Mittels.

Die Aktivierung der Zinkblende kann in alkalischer, neutraler oder saurer Trübe durchgeführt werden. In alkalischer oder neutraler Lösung findet zunächst eine Fällung des Kupfersulfates statt, und es entsteht basisches Kupferkarbonat oder -hydroxyd, und diese schwerlöslichen, teils in Suspension, teils in Lösung befindlichen Verbindungen verursachen die Filmbildung. Selbstverständlich darf bei der selektiven Blei-Zinktrennung oder Kupfer-Zinkflotation der Zusatz von Kupfersulfat erst nach erfolgter Herausnahme des Bleis bzw. des Kupfers erfolgen.

¹⁾ Eng. Min. Journ. 126, 458 (1928).

²⁾ Siehe auch O. C. Ralston, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 400 (1930)

³⁾ Man vgl. E. L. Tucker und R. E. Head, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 354 (1926); C. R. Ince, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 195 (1929); S. J. u. A. S. Mitrofanoff, Met. u. Erz 25, 644 (1928); A. F. Taggart, T. C. Taylor und C. R. Ince, a. a. O.; O. C. Ralston, C. R. King und F. X. Tartaron, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 247 (1929); A. W. Fahrenwald, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 70, 647 (1924); O. C. Ralston und Wm. C. Hunter, Trans. Amer. Inst. Min. Eng., Milling Methods 401 (1930); J. F. Gates und L. K. Jacobsen, Bull. Univ. Utah Eng. Exp. Stat. 16 (1925); A. M. Gaudin, C. B. Haynes und E. C. Haas, Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Paper 9; A. M. Gaudin, Trans. Amer. Inst. Min. Eng., Milling Methods, 417 (1930).

⁴⁾ H. A. Wentworth, Eng. Min. Journ. 90, 15 (1910).

⁵⁾ A. M. Gaudin, Trans. Amer. Min. Eng., Milling Methods 422 (1930).

Kupfersulfat wird der Trübe meist als gesättigte oder etwa 10prozentige wäßrige Lösung zugesetzt. Die verwendeten Mengen schwanken zwischen 0,300 und 0,9 kg/t.

Außer von Zinkblende wird Kupfersulfat auch von Pyrit, Kupferkies und einigen Gangarten verbraucht. Obwohl die Aktivierungszeit kurz ist, empfiehlt es sich doch, die Einwirkung mindestens fünf Minuten, am besten unter Rühren vorzunehmen; eine zu lange Vorbehandlungszeit erhöht unter Umständen wohl den Gehalt der Konzentrate, kann aber auch vielleicht wegen teilweisen mechanischen Abriebs des Kupfersulfids ein vermindertes Ausbringen zur Folge haben¹).

Der mit Zinkblende meist vergesellschaftete Pyrit wird, falls er gedrückt ist, von Kupfersulfat nicht im selben Maß beeinflusst, vermutlich wegen der stärkeren Wirkung, die Drücker auf Pyrit ausüben; es wird daher eine selektive Trennung des Zinks von Eisen nicht gestört. Dagegen schwimmen, wenn ein ungedrücktes Gemisch von Pyrit und Blende mit CuSO_4 behandelt wird, unter Umständen beide Erze gemeinsam auf, da dann beide Erze umhüllt werden.

Ob die vermehrte Schwimmfähigkeit der Zinkblende in Gegenwart von Kupfersulfat auf Rechnung der höheren Schwimmfähigkeit von CuS zu setzen oder dem Bestreben des Sammlers zuzuschreiben ist, mit Kupfer eine Verbindung einzugehen (z. B. Xanthat), ist bisher noch nicht entschieden worden. Die flotationsfördernde Wirkung von Kupfersalzen auf Zinkblende kann sich bei der selektiven Blei-Zinkflotation unter Umständen sehr unangenehm bemerkbar machen. Bei Bleizinkerzen, in denen auch Kupfer enthalten ist, das teilweise in löslicher Form vorliegt, genügen Spuren (siehe S. 325) dieser Salze²), um die selektive Trennung von Bleiglanz und Zinkblende zu verhindern oder zu erschweren, da Zinkblende dann gemeinsam mit dem Bleiglanz aufschwimmt. In solchen Fällen muß durch Kalk, Alkalienzugabe oder andere Mittel versucht werden, die aktivierende Wirkung des Kupfers auszuschalten.

Über den aktivierenden Einfluß von Kupfersulfat bei der Blendeflotation gibt das umstehende Diagramm²) (Abb. 139) Aufschlüsse. Es stellt Schwimmversuche dar, die mit eisenhaltiger Zinkblende der United Verde Copper Co. in Jerome (Ariz.) mit 5,6% Zn im Rohgut unter gleichen Flotationsbedingungen, nur mit wechselnden Mengen CuSO_4 ausgeführt wurden. Die Ergebnisse wurden bei Verwendung von 0,045 kg/t Pineöl und 0,045 kg/t Kaliumamylxanthat unter Einhaltung einer Alkalität entsprechend 0,113 kg CaO je cbm Wasser erhalten.

¹) O. C. Ralston und Wm. C. Hunter, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 248, 7 (1929).

²) O. C. Ralston, C. R. King und F. X. Tartaron, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 247, 5 (1929).

Aus dem Diagramm, in dem die Mengen $\text{CuSO}_4 + 5\text{H}_2\text{O}$ als Punkte mit der Bezeichnung in g/t eingetragen sind, geht hervor, daß ohne CuSO_4 weniger als 50% des Zinks in einem nur 8,5prozentigen Konzentrat gewonnen werden konnten. Mit Zufügen steigender Mengen CuSO_4 steigt sowohl die Anreicherung als das Ausbringen, bis etwa 80% Ausbringen erreicht sind. Bei höherem Ausbringen sinkt die Anreicherung des Konzentrats.

Wie A. M. Gaudin¹⁾ zeigen konnte, wirkt Kupfersulfat auch aktivierend auf oxydische Mineralien, z. B. auf Quarz und Feldspat, und zwar bei p_h -Werten von 6–11 bzw. 6–10 (vgl. S. 237).

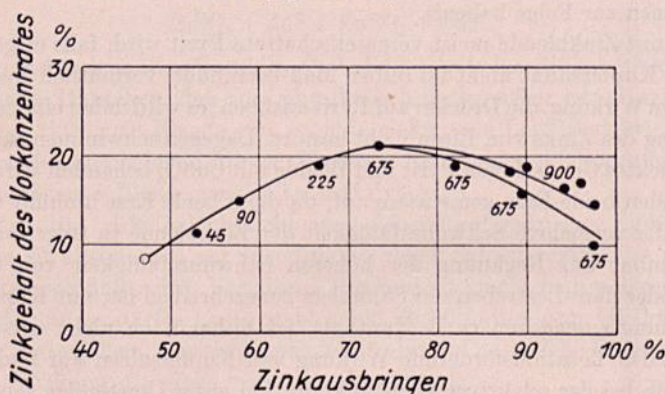
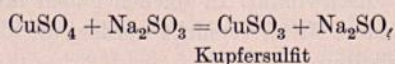


Abb. 139. Einfluß von CuSO_4 auf die Zinkblende-Flotation

In vereinzelt Fällen wird für die Aktivierung von Zinkblende statt Kupfersulfat Kupfersulfit²⁾ verwendet, das durch Umsetzung von Kupfersulfat und Natriumsulfit entsteht:



Kupfersulfat wurde 1928 in den Ver. Staaten in Mengen von etwa 3100 t verbraucht, im Durchschnitt 0,325 kg/t verarbeitetes Erz, und zwar bei

	kg/t
Zinkerzen	0,345
Bleizinkerzen	0,540

Nicht ohne Einfluß auf den Verbrauch an CuSO_4 ist die Gegenwart von freiem Eisen in der Trübe³⁾. Eisen kann durch Abrieb aus den Mühlen in die

¹⁾ Min. Met. 10, 19 (1929); vgl. auch H. D. Keiser, Eng. Min. Journ. 126, 792 (1928).

²⁾ R. A. Pallanch, Flot. Pract. 80; Quarterly 95.

³⁾ F. D. De Vaney und C. W. Ambler, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2970 (1929); Can. Min. J. 51, 82 (1930).

Trübe gelangen und zementiert dann Kupfer aus, so daß unter Umständen ein großer Mehrverbrauch an CuSO_4 entstehen kann.

Ähnlich wie Kupfersulfat wirken einige andere Schwermetallsalze¹⁾, z. B. Quecksilbersalze, deren Sulfide weniger löslich sind als Zinksulfid. Sie besitzen aber keine praktische Bedeutung.

Schwefelsäure, H_2SO_4 . Zu der Gruppe belebender Reagenzien mit aktivem Anion gehört die Schwefelsäure, die auf Zinkblende und Pyrit ebenfalls belebend wirkt, aber seltener als Kupfersulfat gebraucht wird. Ihre Hauptverwendung besteht in der Belebung des Pyrits nach der Kupfer- oder Zinkflotation. Für diesen Zweck wurden 1928 in den Ver. Staaten 5500 t, entsprechend 14,6 kg/t, verbraucht²⁾.

Schwefelnatrium, Na_2S (siehe auch S. 279). Außer einer sulfidierenden Wirkung besitzt Schwefelnatrium in gewissen Fällen auch eine aktivierende, besonders auf in der Trübe zurückgebliebenen Pyrit³⁾. So z. B. wird in der Lohnflotationsanlage in Midvale (Utah) nach dem Abflotieren von Bleiglanz und Zinkblende der Pyrit aus den Bergen durch Schwefelnatriumzusatz aktiviert und bei gutem Ausbringen geschwommen; in anderen Fällen ist hierzu eine gewisse, wenn auch kurze Einwirkzeit nötig.⁴⁾

Im Anschluß an die Besprechung der drückenden und belebenden Mittel soll eine Zusammenstellung gegeben werden, die den Einfluß wechselnder Mengen von Zyanid, Kalk, Alkalien, Zink- und Kupfersulfat auf Bleiglanz, Zinkblende und Pyrit wiedergibt; sie ist auf den Ergebnissen der Arbeiten von J. F. Gates und L. K. Jacobsen⁵⁾ sowie von E. L. Tucker und R. E. Head⁶⁾ aufgebaut.

Einfluß verschiedener passivierender und aktivierender Mittel auf die Schwimmfähigkeit von Bleiglanz, Zinkblende und Pyrit

Nr.	Reagenzien: 0,41 kg/t Barrettöl Nr. 4, 0,125 kg/t Pineöl							
	und kg/t					relative Schwimmfähigkeit		
	CaO	Na_2CO_3	NaCN	ZnSO_4	CuSO_4	Bleiglanz	Zinkblende	Pyrit
1	—	—	—	—	—	92	62	33
2	1,0	—	—	—	—	76	74	30
3	2,0	—	—	—	—	6	56	18
4	3,0	—	—	—	—	8	36	7
5	—	1	—	—	—	92	70	28

¹⁾ O. C. Ralston und Wm. C. Hunter, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 248, 12 (1929).

²⁾ T. H. Miller und R. L. Kidd, a. a. O.

³⁾ Mitteilung von R. A. Pallanch; vgl. auch Quarterly 96.

⁴⁾ F. Le Roi Thurmond, Eng. Min. Journ. 127, 315 (1929).

⁵⁾ Bull. Univ. Utah 16, 38 (1925).

⁶⁾ F. L. Tucker und R. E. Head, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 354 (1926).

Nr.	Reagenzien: 0,41 kg/t Barrettöl Nr. 4, 0,125 kg/t Pineöl							
	und kg/t					relative Schwimmfähigkeit		
	CaO	Na ₂ CO ₃	NaCN	ZnSO ₄	CuSO ₄	Bleiglanz	Zinkblende	Pyrit
6	—	2	—	—	—	93	70	48
7	—	3	—	—	—	92	68	55
8	—	—	—	—	—	92	87	32
9	—	—	1	—	—	96	82	21
10	1	—	1	—	—	93	83	8
11	2	—	1	—	—	43	82	15
12	3	—	1	—	—	32	83	18
13	—	1	1	—	—	96	88	35
14	—	2	1	—	—	97	87	36
15	—	3	1	—	—	98	85	35
16	—	—	—	—	—	92	62	30
17	—	—	1	2	—	93	5	27
18	1	—	1	2	—	94	4	25
19	2	—	1	2	—	26	4	15
20	3	—	1	2	—	15	5	8
21	—	1	1	2	—	94	7	34
22	—	2	1	2	—	94	5	21
23	—	3	1	2	—	96	2	12
24	—	—	—	—	—	—	62	32
25	—	—	—	—	2	—	65	38
26	—	—	1	2	2	—	51	30
27	1	—	1	2	2	—	42	16
28	2	—	1	2	2	—	14	21
29	3	—	1	2	2	—	10	14
30	—	1	1	2	2	—	34	24
31	—	2	1	2	2	—	31	16
32	—	3	1	2	2	—	17	16
33	—	—	—	—	—	93	62	35
34	—	—	—	2	—	90	20	45
35	1	—	—	2	—	30	21	33
36	2	—	—	2	—	7	19	19
37	3	—	—	2	—	5	16	13
38	—	1	—	2	—	77	23	49
39	—	2	—	2	—	75	24	39
40	—	3	—	2	—	73	26	38

Diese Versuche beweisen, daß Zyanide gemeinsam mit ZnSO₄ die Schwimmfähigkeit von Blende stark, von Pyrit nicht unwesentlich herabsetzen, dagegen Bleiglanz unbeeinflusst lassen, ferner daß CaO stark auf Bleiglanz drückend wirkt, also bei Blei-Zinktrennungen womöglich vermieden werden soll, daß hingegen Soda ohne Einfluß auf Bleiglanz ist. Auf Zinkblende, die durch Zyanid und ZnSO₄ gedrückt wurde, wirkt CuSO₄ belebend ein, so daß die Blende vom Pyrit abgeschwommen werden kann.

b) Verstärkende, modifizierende Mittel

Definition

Mit diesem Ausdruck werden alle jene Reagenzien bezeichnet, welche die natürliche Schwimmfähigkeit von Erzen im Sinne einer Steigerung beeinflussen können. Beispiele solcher Beeinflussung sind die Erhöhung der Schwimmfähigkeit von Zinkblende mittels Kupfersulfat und die Schwimmbarmachung von oxydischen Erzen durch Sulfidierung. Ähnlich wie bei den belebenden Mitteln sind auch hier je nach der Art der aktiven Ionen zwei Gruppen zu unterscheiden: solche, deren Anion aktiv ist, und solche, deren aktiver Teil das Kation ist. Alle modifizierenden Mittel sind Elektrolyte, und alles über den Reaktionsvorgang für die belebenden Mittel Gesagte gilt auch für die verstärkenden.

Sulfidierung

Die wichtigsten verstärkenden Mittel sind jene, bei denen das S-Ion die aktivierende Rolle spielt; sie werden in größtem Ausmaß dazu verwendet, oxydische Erze durch oberflächliche Umwandlung in Sulfide schwimmfähig zu machen. Für diese Zwecke werden die löslichen Sulfide der Alkalien, seltener jene der Erdalkalien¹⁾ verwendet, die im allgemeinen keine Vorteile gegenüber den ersteren bieten²⁾. Im Flotationsbetrieb bezeichnet man diese Mittel als sulfidierende, die Behandlung der Erze mit ihnen als Sulfidierung. Bei der Sulfidierung erhält die Erzoberfläche einen filmartigen Überzug, der aus dem Sulfid jenes Metalls besteht, das die Metallgrundlage des Erzes bildet. (Siehe Näheres im Abschnitt „Flotation oxydischer Erze“, S. 381.)

Wichtig für den Erfolg der Sulfidierung ist die Anwendung der richtigen Menge an Schwefelnatrium und seine Einwirkdauer. Da Schwefelnatrium im Überschuß auf die Mehrzahl der natürlichen Sulfide, besonders auf Silbersulfide³⁾, einen drückenden Einfluß ausübt, so ist die Zugabe einer größeren Menge, als für die Sulfidierung gerade nötig, unbedingt zu vermeiden. Meist macht sich die Sulfidierung durch einen Farbenschlag der sulfidierten Erzoberfläche bemerkbar, das farblose Weißbleierz, $PbCO_3$, z. B. wird braun bis schwarz, ebenso Malachit.

Schwefelnatrium. Das für Sulfidierungszwecke am häufigsten verwendete Sulfid ist Natriumsulfid, Na_2S , auch Schwefelnatrium⁴⁾ genannt;

¹⁾ G. J. Young, Eng. Min. Journ. 123, 241 (1927).

²⁾ F. A. Bird, Eng. Min. Journ. 125, 653 (1928).

³⁾ H. S. Gieser, Eng. Min. Journ. 128, 466 (1929); L. J. Christmann und S. A. Falconer, Eng. Min. Journ. 127, 951 (1929).

⁴⁾ DRP. 345 242 (1920); D. A. Lyon und O. C. Ralston, Bur. Min. Bull. 157 (1918).

es kommt meist als geschmolzenes Produkt mit 41% S und 59% Na in den Handel und ist sehr leicht wasserlöslich.

Weniger günstig ist die Wirkung des gelegentlich verwendeten billigeren Kalziumsulfids¹⁾, CaS. Es beeinflusst nämlich durch Ausflockung der meist gerade bei Oxyden reichlicheren Schlammengen die Flotation ungünstig und erhöht den Verbrauch an Sammlern. Fast immer werden Sulfidierungsmittel bei der Flotation oberflächlich oxydierter Sulfide, besonders bei der Verarbeitung alter Halden und Schlämme gebraucht. Die Gegenwart von Soda erhöht oft die sulfidierende Wirkung des Schwefelnatriums bei Bleierzen, vielleicht unter Bildung von Sulphydrat, NaHS.

Auch die Polysulfide²⁾ der Alkalien und Erdalkalien, meist im Betriebe selbst durch Erhitzen der Sulfide mit elementarem Schwefel hergestellt, finden für dieselben Zwecke Verwendung³⁾, sind aber meist weniger wirkungsvoll als die einfachen Sulfide.

In Amerika betrug 1928 der Verbrauch an Alkali- und Erdalkalisulfiden 1080 t, das entspricht 0,150 kg je Tonne sulfidisches Erz. Die Mengen, die je Tonne Erz verwendet wurden, waren:

bei Kupfererzen	0,142 kg/t
bei Bleierzen	0,360 kg/t.

Bezüglich der belebenden Wirkung des Schwefelnatriums auf gedrückten Pyrit sei auf S. 285 verwiesen.

6. Flotationsgifte

Als Flotationsgifte werden alle jene Stoffe bezeichnet, deren Gegenwart die Flotation behindert oder vollständig unmöglich macht. Es sind meist Metallsalze, die keine nachweisliche Umhüllung der Mineralteilchen hervorrufen, und deren chemische Zusammensetzung weder eine Reaktion mit dem Erz noch mit dem Sammler möglich oder wahrscheinlich macht. Diese Stoffe werden der Trübe nicht freiwillig zugesetzt, sondern sind sehr unerwünschte und gefürchtete Stoffe, die entweder im Aufbereitungswasser⁴⁾ vorhanden oder im Erz als wasserlösliche Körper enthalten sind und so bei der Trübebereitung in das Wasser gelangen.

¹⁾ Th. Varley, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2811 (1928).

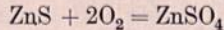
²⁾ E. S. Leaver und H. M. Lawrence, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2698 (1925).

³⁾ F. A. Bird, Eng. Min. Journ. 125, 652 (1928).

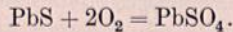
⁴⁾ A. T. Tye, Eng. Min. Journ. 121, 597 (1926); Flot. Pract. 151; A. C. Munroe und H. A. Pearse, Min. Congr. J. 12, 531 (1926); H. A. Pearse, Can. Min. Met. Bull. Nr. 187, 1314 (1927); C. G. McLachlan, Flot. Pract. 235 (1928).

Aus vielen sulfidischen Erzen, besonders solchen, die Eisensulfide enthalten¹⁾, bilden sich durch Verwitterungs-, also Oxydationsvorgänge lösliche Salze (Sulfate), z. B. aus Pyrit Eisensulfat, FeSO_4 ²⁾ bzw. $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, aus Zinkblende Zinksulfat, ferner Mangan-, Aluminium- und andere Salze, die infolge ihrer Wasserlöslichkeit in den Flotationsprozeß gelangen.

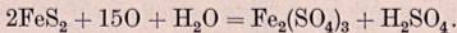
Die Reaktionen, die sich u. a. bei der Bildung löslicher Salze aus Erzen abspielen, sind³⁾:



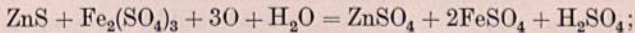
und



Beschleunigt werden diese Umsetzungen durch die Anwesenheit von Pyrit, der zu Ferrisulfat oxydiert wird:



Ferrisulfat wirkt energisch auf Blende und Bleiglanz ein, und es entsteht Zink- oder Bleisulfat nach der Gleichung:



damit sind aber die Reaktionen noch keineswegs erschöpft, denn die freiwerdende H_2SO_4 und das FeSO_4 wirken auf Karbonate und Oxyde weiter ein und geben Anlaß zur Bildung weiterer löslicher Salze.

In manchen Fällen werden daher Erze, die viel lösliche Salze enthalten, vor der Flotation einem Wasch- (Läuter-) Prozeß unterworfen, durch den die löslichen Salze entfernt werden. Hierbei findet auch ein Abtrennen der feinsten Schlämme des Haufwerks statt, die dann unter Umständen getrennt vom Hauptteil des Flotationsgutes verarbeitet werden⁴⁾.

Besonders schädlich sind die Schwermetallsalze, in erster Linie jene mit drei- und vierwertigem Kation. A. M. Gaudin⁵⁾ hat für verschiedene reine Mineralien eine Tabelle zusammengestellt, in der die flotationssschädigende Wirkung von Nitraten der verschiedenen Kationen enthalten ist. Sie beginnt bei den Kationen mit stärkster vergiftender Wirkung, die auf verschiedene Erze bei Anwendung verschiedener Sammler bezogen ist. Fortgelassen in der nachstehenden Tabelle sind jene Salze, die auf die betreffenden Erze als modifizierende Mittel wirken, also z. B. Kupfernitrat auf Blende usw.

¹⁾ A. W. Hahn, Eng. Min. Journ. 123, 449 (1927); Th. F. Mitchell, Bull. Univ. Utah 17, Nr. 9, 38 (1927).

²⁾ A. M. Gaudin, M. S. Hansen und C. W. Orr, Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 1, 31 (1928).

³⁾ Die Oxydation von Zinkblende und Bleiglanz und ihr Einfluß auf die Schwimmaufbereitung, Met. u. Erz 24, 509 (1927).

⁴⁾ Zum Beispiel bei der Britannia Mill der Britannia Mining and Smelting Co.; vgl. B. W. Holman, Min. Mag. 38, 85 (1928); F. G. Moses, Chem. Met. Eng. 20, 572 (1919).

⁵⁾ Flot. Pract. 72; Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 4 (1927).

Reihenfolge der Schädlichkeit verschiedener Nitrats bei der
Flotation verschiedener Mineralien

Pyrit	Bleiglanz	Anglesit	Kalkspat
mit Xanthat		mit Na-Oleat	
Ag ⁺	Cr ⁺⁺⁺	Zr ⁺⁺⁺⁺	Cr ⁺⁺⁺
Cr ⁺⁺⁺	Th ⁺⁺⁺⁺	Cr ⁺⁺⁺	Al ⁺⁺⁺
Hg ⁺⁺	Al ⁺⁺⁺	Th ⁺⁺⁺⁺	Fe ⁺⁺⁺
Cu ⁺⁺	Fe ⁺⁺⁺	Al ⁺⁺⁺	Hg ⁺⁺
Al ⁺⁺	Pb ⁺⁺	Fe ⁺⁺⁺	Co ⁺⁺
Fe ⁺⁺⁺	Cd ⁺⁺	Ba ⁺⁺	Ni ⁺⁺
Pb ⁺⁺	Co ⁺⁺	Cu ⁺⁺	Ca ⁺⁺
Ni ⁺⁺	Ni ⁺⁺	Mg ⁺⁺	Ba ⁺⁺
Co ⁺⁺	Ba ⁺⁺	Ni ⁺⁺	Sr ⁺⁺
Ca ⁺⁺	Ca ⁺⁺	Sr ⁺⁺	Zn ⁺⁺
	Mg ⁺⁺	Cd ⁺⁺	Mg ⁺⁺
			Pb ⁺⁺
			Mn ⁺⁺
			Cd ⁺⁺
			Na ⁺ , K ⁺ , Li ⁺ , NH ₄ ⁺

Wie stark der schädliche Einfluß von Eisen- und Aluminiumsalzen auf die Ergebnisse der Flotation sein kann, ist in einer Untersuchung bei den Kupfererzen der Utah Copper Co.¹⁾ festgestellt worden. Diese Erze mit 0,98% Cu, von denen nur 0,03% des Gehaltes nicht sulfidisch sind, wurden bei gleichen Bedingungen, und zwar mit

CaO	1,814 kg/t
Xanthat	0,091 kg/t
Kreosotöl	0,227 kg/t

unter Zugabe verschiedener Mengen Ferro-, Ferri- und Aluminiumsulfat geschwommen; es wurde jeweils der Kupfergehalt der Berge festgestellt.

Die folgende Zusammenstellung gibt die Ergebnisse dieser Versuche wieder:

Ferrosulfat FeSO ₄ , kg/t ...	0,0	0,68	1,36	2,05	2,72	3,40
Berge, % Cu	0,07	0,19	0,16	0,22	0,79	0,73
Ferrisulfat Fe ₂ (SO ₄) ₃ , kg/t .	0,0	0,91	1,81	2,72	3,63	4,54
Berge, % Cu	0,07	0,21	0,19	0,46	0,44	0,32
Aluminiumsulfat Al ₂ (SO ₄) ₃ kg/t	0,0	0,91	1,81	2,72	3,63	4,54
Berge, % Cu	0,07	0,10	0,12	0,17	0,21	0,42

¹⁾ A. W. Hahn, Obviating the Harmful Effect of Soluable Salts in Flotation, Eng. Min. Journ. 123, 449 (1927).

Aus diesen Versuchen folgt, daß mit steigender Menge an „Flotationsgiften“ der Kupfergehalt der Berge steigt, also das Ausbringen sinkt.

Über die Ursachen der vergiftenden Wirkung der verschiedenen Flotationsgifte bestehen noch keine einheitlichen und einwandfreien Anschauungen. Auffallend ist, daß die mehrwertigen Kationen, welche eine besonders starke Giftwirkung ausüben, bei der Ausflockung von Solen ebenfalls eine hervorragende Stellung einnehmen. Sole werden bekanntlich gerade von mehrwertigen Ionen am leichtesten und vollkommensten ausgeflockt. Es liegt daher der Gedanke nahe, daß zwischen der ausflockenden und vergiftenden Wirkung gewisse ursächliche Zusammenhänge bestehen. Ähnlich wie mehrwertige Ionen bei kolloiden Teilchen eine Umladung hervorrufen, als deren Folge eine Ausflockung der Kolloide eintritt, wird angenommen, daß sich beim Flotationsvorgang unter dem Einfluß mehrwertiger Ionen eine Umladung der Gasblasen vollzieht, so daß die früher vielfach entgegengesetzten elektrischen Ladungen von Mineral- und Gasblasen sich in gleichsinnige verwandeln, also eine Vereinigung der Gasblase mit dem Mineral nicht mehr stattfinden kann. Vielleicht ist auch ein Grund der Flotationsbehinderung die starke hydrolytische Dissoziation der wäßrigen Lösung mehrwertiger Ionen, als deren Folge sich die Mineraloberfläche mit einem Häutchen aus Hydroxyden oder komplexen Kationen überzieht, das infolge der stark polaren OH-Oberfläche hydrophil ist, somit nicht die Vorbedingungen für ein Schwimmen bietet¹⁾.

Außer den Salzen mehrwertiger Metalle sind Kolloide wie Humusstoffe, Saponin, Tannin und ähnliche Stoffe als Flotationsgifte gefürchtet. Zum Unterschied von den in ihrer qualitativen Wirkung ähnlichen drückenden Mitteln besitzen Flotationsgifte keine selektiven Eigenschaften, d. h. sie wirken ohne Unterschied auf alle Mineralteilchen flotationshindernd.

7. Gegengifte

Gegengifte sind alle jene Stoffe, die zur Beseitigung bzw. Unschädlichmachung der Flotationsgifte dienen. Soweit lösliche Metallsalze als Gifte auftreten, können sie durch Überführung in unlösliche Verbindungen, am leichtesten in Hydroxyde, unwirksam gemacht werden. Hierzu verwendet man vorzugsweise Alkalien, und zwar meistens Kalk, unter Umständen auch Soda oder Natronlauge. Als häufig auftretende vergiftende Salze sind Eisen- und Zinksulfat zu nennen; beide Salze können im allgemeinen durch Kalk unschädlich gemacht werden²⁾. Dies ist einer der Hauptgründe seiner

¹⁾ A. M. Gaudin, Flot. Pract. 74.

²⁾ W. T. MacDónald, Eng. Min. Journ. 126, 681 (1928); B. W. Holman, a. a. O., 85; C. G. MeLachlan, a. a. O.; daselbst auch Literaturangaben.

starken Verbreitung in der Flotationspraxis. Bei Anwesenheit von Ferrisulfat wird Natriumsulfit dem Kalk vorgezogen. Als ein sehr wirksames Mittel gegen besonders ernstliche Störungen durch die Wasserbeschaffenheit ist Bariumkarbonat, BaCO_3^1 , zu empfehlen, das nicht nur die Sulfate, sondern auch Kalksalze fällt. Die Wahl der Gegengifte hat sich stets nach der Natur des vorliegenden Giftes zu richten. Diese muß womöglich festgestellt werden, was für den Flotationstechniker nicht immer eine leichte Aufgabe bedeutet.

Aus der folgenden Zusammenstellung, die mit jener auf S. 290 in Vergleich zu setzen ist, kann die Wirkung von steigenden Mengen Kalk als „Gegengift“ entnommen werden. Es handelt sich um denselben Fall²⁾ wie S. 290 und zeigt, daß die vergiftende Wirkung der Schwermetallsalze durch Kalkzusatz fast vollkommen aufgehoben wird, d. h. die Berge annähernd ebenso kupferarm erhalten werden können wie bei Abwesenheit von Giften.

Als Schwimmmittel wurden verwendet:

Xanthat	0,091 kg t
Kreosotöl	0,227 kg t

CaO kg/t	FeSO ₄ kg/t	Berge % Cu	Fe ₂ (SO ₄) ₃ kg/t	Berge % Cu	Al ₂ (SO ₄) ₃ kg/t	Berge % Cu
1,81	0,0	0,07	0,0	0,07	0,0	0,07
2,27	0,68	0,10	0,97	0,08	0,91	0,10
2,72	1,36	0,13	1,81	0,10	1,81	0,12
3,18	2,05	0,14	2,72	0,13	2,72	0,12
3,62	2,72	0,17	3,63	0,11	3,63	0,09
4,08	3,40	0,23	4,54	0,14	4,54	0,10

Ein anderes Beispiel für den Einfluß verschiedener Zusätze auf in der Trübe enthaltene Salze zeigt der Fall der Amulet Mine in Rouyn bei Quebec (Canada)³⁾. Die Kupferzinkeisenerze dieser Grube geben beträchtliche Mengen an löslichen Salzen ab, und zwar sowohl Kupfer- als auch Zink- und Eisensalze. Die nachstehende Tabelle zeigt die Verhältnisse bei Zugabe verschiedener Gegengifte im Vergleich zu der Flotation in einer Trübe ohne Zusätze und beweist, daß es mit geeigneten Mitteln möglich ist, die löslichen Salze praktisch vollständig unschädlich zu machen.

¹⁾ C. G. McLachlan, Flot. Pract. 252.

²⁾ A. W. Hahn, a. a. O.

³⁾ W. G. Hubler, Can. Min. Met. Bull. 1931 (Sonderdruck).

	kg/t lösliche Salze in der Trübe		
	Cu	Zn	Fe
Erz, gemahlen ohne „Gegengifte“	0,16	0,18	2,0
Erz, gemahlen mit 0,360 kg/t CaO	0,15	0,18	0,6
Erz, gemahlen mit 0,360 kg/t Na ₂ CO ₃	0,08	0,10	Spuren
Erz, gemahlen mit Na ₂ S und CaO	Spuren	0,06	0,4
Erz, gemahlen mit Na ₂ S, CaO u. NaCN	0,01	0,05	Spuren

Die Zugabe der Gegenmittel bedingt eine häufige Trübekontrolle, also die Feststellung der Alkalität oder des p_h -Wertes, Analysen der Trübe in bezug auf die Menge der vergiftenden Stoffe usw.

Wie aus vorstehenden Ausführungen ersichtlich, bestehen zwischen den einzelnen Gruppen der Flotationsmittel mannigfache Übergänge, die eine scharfe Abgrenzung oft erschweren. Um unabhängig von einer starren Einteilung eine übersichtliche Darstellung der flotationsbeeinflussenden Eigenschaften von Flotationsmitteln unter Ausschluß der Sammler und Schäumer zu geben, findet sich in der Tabelle I eine Zusammenfassung der wichtigeren Flotationsreagenzien mit ihren verschiedenen Wirkungen bei den Schaumschwimmverfahren. Selbstverständlich dürfen die allgemeinen Angaben nicht als unumstößliche Regeln angesehen werden, die für alle Fälle unbedingte Geltung haben. Ein bestimmtes Zusatzmittel kann verschiedene Erze unter ähnlichen Bedingungen in derselben Weise beeinflussen, aber bei veränderten Anwendungsformen, z. B. bei mengenmäßigen Abweichungen, Unterschieden im Zeitpunkt der Zugabe usw. ganz andere Wirkungen hervorrufen. Dies kann so weit gehen, daß Änderungen der Mengen und der Einwirkdauer sogar eine Umkehrung der beabsichtigten Wirkung zur Folge haben können. Je nach dem besonderen Einzelfall sind daher Abweichungen einzelner angeführter Eigenschaften möglich, aber immerhin sind die gekennzeichneten Eigenschaften der Reagenzien mit einer gewissen Wahrscheinlichkeit in der Mehrzahl der Fälle als typisch zu betrachten.

Aufgabe des Flotationstechnikers ist es, in jedem einzelnen Fall auf Grund eingehender Versuche die vorteilhaftesten Flotationsmittel auszuwählen, und zwar sowohl hinsichtlich ihrer Art als auch bezüglich ihrer Mengen, die nicht allein von der Natur und dem Gehalt des Erzes, sondern auch vom Grad der Feinmahlung und der Trübedichte abhängen. In vielen Fällen wird für die letzte Entscheidung, welches Mittel zu wählen ist, nicht nur das Flotationsergebnis, sondern auch der Preis der Reagenzien berücksichtigt werden müssen. Es ist daher gewiß eine Zusammenstellung erwünscht, welche die in Deutschland Mitte 1931 geltenden ungefähren Durchschnittspreise der

üblichsten Flotationsmittel, bezogen auf 100 kg in RM bei einer Mindestabnahme von 1000 kg, gibt:

Natronlauge	RM 10.—	Natriumamylxanthat	RM 258.—
Soda	RM 10.—	Kaliumamylxanthat	RM 268.—
Wasserglas (fest)	RM 7.50	Natriumbutylxanthat	RM 200.—
Natriumbisulfid	RM 25.—	Kaliumbutylxanthat	RM 210.—
Natriumbichromat	RM 67.—	Natriumbenzylxanthat	RM 230.—
Schwefelnatrium(Natriumsulfid) RM	19.50	Thiokarbanilid	RM 160.—
Zyannatrium	RM 180.—	TT-Mischung	RM 160.—
Zinksulfat	RM 24.—	Orthotoluidin	RM 125.—
Kupfersulfat	RM 44.—	Alphanaphthylamin	RM 150.—
Schwefelsäure (66 Bé)	RM 5.50	Ölsäure	RM 105.—
Benzolwaschöl	etwa RM 9.50	Natriumoleat	RM 150.—
Kresylsäure	etwa RM 38.—	Kaliseife	RM 23.—
Kreosotöl	RM 15—22	Pineöl	RM 85—93
Kohlenteeröl	RM 14—18	Flotol	RM 65.—
Paraffinöl	RM 16—19	Phosokresol A	RM 150.—
Holzteerkreosotöl	RM 17—22	Phosokresol B	RM 177.—
Buchenholzkreosotöl	RM 17—22	Aerofloat 15	rd RM 152.—)
Natriumäthylxanthat	RM 110.—	Aerofloat 25	rd RM 182.—)
Kaliumäthylxanthat	RM 115.—		

¹⁾ Unverzollt Hamburg.

Tabelle I
Die wichtigsten Zusatzmittel und ihre Wirkungen¹⁾

Zusätze	Formel	Wirkt flotationsfördernd auf:	Wirkt drückend oder ungünstig auf:	Wichtigste Verwendungszwecke im Flotationsbetrieb:
Schwefelsäure	H ₂ SO ₄	Pyrit, verwitterte Blende	Quarz, Silikate und Gangart	Wiederbeleben von Pyrit; seltener für Blende
Natronlauge	NaOH	Mo-Erze	Pyrit, etwas auf Blende	Neutralisieren, Ausfällen löslicher Salze in Trübe; selten für karbonatische Pb-Erze; auch für Mo-, Pb-, Zn-Erze; als Zusatz bei Sulfidierung; Emulgieren von viskosen Teerölen
Soda	Na ₂ CO ₃	Ag-, Pb-, Cu- und Fe-Erze	schwach, stärker im Überschuß auf Blende und Pyrit (Magnetkies)	Neutralisieren der Trübe; für einfache Pb- und Zn-Flotation, selektive Pb/Zn/Fe und Pb/Cu-Flotation; für Flotation von Flußspat, Schwerspat, Phosphat, Kryolith
Natriumbikarbonat	NaHCO ₃	u. a. Zinkblende	wie Soda, nur schwächer, etwas bei Bleiglanz	Für Erze mit geringem Pyritgehalt statt Soda
Kalk	CaO	ein wenig bei Quarz	Pyrit (Magnetkies), schwächer auf Blende und Kupferglanz ²⁾ ; im Überschuß auf Bleiglanz; drückt Kalkspat	Neutralisieren der Trübe, Ausfällen schädlicher Salze in Trübe; typischer Pyritdrücker bei Cu/Fe-, Zn/Fe-, Mo/Fe-Trennung
Dinatriumphosphat	Na ₂ HPO ₄	—	drückt schwach Blende; Gangart	Pb/Zn-Trennung; als gangartdrückendes Mittel
Natriumcyanid	NaCN	—	schon in kleinen Mengen verzögernd auf Blende und drückend auf Pyrit; drückt im Überschuß fast alle Sulfide, besonders Cu; Bleiglanz frisch bleibt unbeeinflusst, wenn verwittert, wird er gedrückt	Für Pb/Zn-, Cu/Zn-, Cu/Fe-, Cu/Pb-, Zn/Fe-Trennung; mit ZnSO ₄ für Pb/Zn-Trennung
Wasserglas	Na ₂ SiO ₃	oxydische Erze, auch Pb-, Zn-, Cu-, Ag-, Fe-Erze	drückt Gangart	Typischer Drücker von Gangart, besonders bei Oxydflotation mit Fettsäuren; bei Flotation verwitterter Erze; verbessert Schaumbeschaffenheit; für Pb/Zn-Trennung; Peptisator für tonige und schlammige Bestandteile, auch für Kohlenflotation
Natriumsulfit	Na ₂ SO ₃	Bleiglanz	drückt in Sodatrübe Blende; meist gemeinsam mit ZnSO ₄ ; schwach Pyrit	Trennung von Cu oder Pb von Blende; Zerstören löslicher Ferri- und Zinksalze der Trübe
Natriumthiosulfat	Na ₂ S ₂ O ₃	Ag-Ausbringen fördernd	Blende in saurer oder neutraler Trübe	Pb/Zn-Trennung
Natriumbichromat	Na ₂ Cr ₂ O ₇	Blende	drückt Pyrit und Bleiglanz	Abtrennung von Bleiglanz und Pyrit ³⁾ bei Reinigung von Blendekonzentraten
Kaliumpermanganat	KMnO ₄	—	Blende, Pyrit; wirkt zerstörend auf viele Sammler	Selten für Pb/Zn- und Cu/Fe-Trennung
Schwefelnatrium	Na ₂ S	oxydische Erze; belebt Pyrit, wenn nicht im Überschuß; begünstigt Schwimmen von Gangart; auch Bauxit.	drückt, wenn im Überschuß, echte Sulfide des Pb, Zn, Cu, Ag	Sulfidieren oxydischer und verwitterter Erze; selten für Pb/Zn- und Cu/Zn-Trennung; wiederbelebendes Mittel für Pyrit
Kupfersulfat	CuSO ₄	Blende, auch gelegentlich Pyrit ⁴⁾ , einige Oxyde	wirkt ungünstig auf Cu- und Fe-Erze	Belebendes Mittel für Blende (nicht gedrückter Pyrit wird mit Blende hochgeschwommen); Bauxitflotation
Zinksulfat	ZnSO ₄	—	Blende und Pyrit, besonders wenn gemeinsam mit NaCN in alkal. Trübe	Pb/Zn-Trennung

¹⁾ Vgl. auch H. C. Seebohm, Met. u. Erz 25, 505 (1928); R. Lord, Notes on Flotation Process, Denver Equip. Bull. 7 (1929). — ²⁾ C. S. Parsons, Eng. Min. Journ. 123, 758 (1927). — ³⁾ H. W. Poole, Eng. Min. Journ. 124, 141 (1927). — ⁴⁾ L. E. Booth, Eng. Min. Journ. 124, 141 (1927).

D. Erzflotation

XIV. Einfache, kollektive Flotation

Im folgenden Abschnitt soll die einfache Flotation der Metalloide und Metalle, soweit sie natürlich vorkommen, sowie der sulfidischen Erze und solcher verwandter Zusammensetzung besprochen werden¹⁾.

Die Entwicklung, welche die Schwimmverfahren in den letzten Jahren genommen haben, erschwert die Einteilung des Stoffes. Während früher ausschließlich die einfache Flotation durchgeführt wurde, ist diese heute durch die selektive sehr in den Hintergrund gedrängt und wird nur verhältnismäßig selten angewendet. Meist verlangt die Natur der Erzvorkommen eine Verarbeitung, bei der Erze mit verschiedener Metallgrundlage voneinander getrennt werden müssen, also das gewünschte Ziel nur mit selektiver Flotation erreicht werden kann. Wenn auch die Art der Durchführung beider Verfahren eine ähnliche ist und auf derselben Grundlage beruht, so rechtfertigen die Unterschiede im Zweck, Arbeitsgang, in den technischen Ergebnissen und in wirtschaftlicher Hinsicht eine getrennte Besprechung. Der vorliegende Abschnitt soll daher in erster Linie den Schwimmeigenschaften und dem Verhalten der wichtigsten, in die aufgezählten Klassen gehörigen Mineralien gewidmet sein und Beschreibungen einiger Betriebsanlagen bringen, in denen einfache Flotation durchgeführt wird, d. h. alle in einer Trübe vorhandenen Sulfide gemeinsam in einem Konzentrat hochgeschwommen werden²⁾.

1. Metalloide

a) Graphit

Die Schwimmfähigkeit von Graphit hängt sehr von seiner mineralogischen Natur ab, d. h. ob er kristallin oder amorph ist. Kristalliner, in Blättchen und Schuppen verschiedener Größe als sog. Flinz auftretender Graphit ist

¹⁾ Die einfache Flotation oxydischer Erze wird in einem späteren Abschnitt behandelt (S. 378).

²⁾ Schwimmvorgänge, die gleichfalls nur zu einem Konzentrat führen, aber einzelne Erzbestandteile durch besondere Maßnahmen in der Trübe lassen, z. B. Pyrit bei der Kupferflotation, finden im Abschnitt „Selektive Flotation“ ihre Besprechung.

leicht schwimmbar, während erdiger oder dichter Graphit nur mäßig gut flotiert. Flinzgraphit war das erste Mineral, an dem ein Schwimmaufbereitungsverfahren (Gebr. Bessel, DRP. 42) versucht wurde¹). Infolge seiner Blättchengestalt schwimmt Graphit noch in Korngrößen, die bei sulfidischen Erzen, mit Ausnahme des in vieler Hinsicht dem Graphit ähnelnden Molybdänglanzes, unmöglich flotiert werden können (vgl. S. 25). Bei kristallinem Graphit genügen oft schon Schäumer allein, um ihn zum Aufschwimmen zu bringen, meist werden jedoch auch sammelnde Öle verwendet. Chemische Sammler sind nicht üblich. Als Flotationsmittel finden Petroleum, Paraffinöl, Kreosotöl, Kresol, Pineöl und ähnliche Anwendung, gelegentlich unter Zusatz von Wasserglas. Schwefelsäure und Eisensalze erschweren in einzelnen Fällen die Flotation. Die Graphitschäume zeichnen sich durch große Zähigkeit, Dichte und Stabilität aus.

Der besonderen physikalischen Beschaffenheit entsprechend und um den Flinzcharakter, von dem weitgehend der Wert des Graphits abhängt, nicht zu schädigen, sind Flotationsanlagen für Graphit häufig mit einer naßmechanischen Vorbehandlung verbunden, deren Zweck darin besteht, die Hauptmenge an störendem Schwefelkies und reine, große Flinzteilchen soweit wie möglich abzuscheiden. Soll hochwertiger Flinzgraphit erzeugt werden, so müssen fast immer die gewonnenen Flotationskonzentrate, meist in mehreren Stufen, durch Polieren und Sieben bzw. Sichten nachbehandelt werden; hierdurch werden die in der Mehrzahl der Fälle quarzigen Skelette der Flinze gebrochen und möglichst weitgehend herausgelöst. Der hierbei entstehende Staub ist meist sehr bergereich und wird vor seiner weiteren Verwendung durch Flotation nachgereinigt.

Charakteristisch für die Verarbeitung von Flinzgraphit ist, daß er im Gegensatz zu anderen Mineralien möglichst grob gemahlen wird, was durch das Bestreben bedingt ist, die Flinze als solche zu erhalten. Eine gewisse Schwierigkeit bereitet die Trennung des Graphits von Glimmer, der z. B. in Madagaskar häufig als Begleitmineral auftritt. Durch geeignete Mahlung, Drücken des Glimmers mittels Wasserglas oder Absiebung kann eine gute Abscheidung erreicht werden.

Amorpher Graphit wird seltener flotiert und läßt sich weniger hoch und meist mit schlechterem Ausbringen anreichern. Er scheint die Öle zu adsorbieren und verbraucht daher oft größere Mengen an Schwimmitteln²). In gewissen Fällen tritt amorpher Graphit als ein der Flotation schädlicher Begleiter anderer Erze auf, deren Schwimmen er erschwert, z. B. bei der Eagle

¹) Über Graphitflotation vgl. auch H. B. Menardi, *Rock Products*, 1. Sept. 1928, *Modern Concentration Plants for Graphite*.

²) B. M. Snyder und R. Lord, *Denver Equip. Bull.* 13.

Lead Co. Ltd.¹⁾ in North Wales, bei der Mine de Victoria, Fos.²⁾ und bei der Combined Metals Reduction Co. in Bauer, Nevada³⁾. In solchen Fällen muß er entweder vorweggenommen werden, was manchmal durch Flotation unter ausschließlicher Verwendung von Schäumern gelingt, oder die Flotation der Sulfide wird so geleitet, daß Graphit nicht aufschwimmt. Bei der Vorflotation hat sich vereinzelt⁴⁾ das rasche Durchjagen der Trübe durch einen einzelligen Rührapparat unter Verwendung einer Mischung von Pineöl und Kreosotöl 4:1 bewährt. Auch der Zusatz von Stärke als Drücker für Graphit wird empfohlen.

Beschreibung einiger Anlagen

In Deutschland besteht eine Schwimmaufbereitungsanlage für Flinzgraphit bei der Vereinigten Graphit- und Tiegelwerke Obernzell-Untergriesbach A. G.⁵⁾, in der mit Ekofapparaten eine kombinierte Klassier- und Flotationsarbeit durchgeführt wird. Sie liefert bei einem Ausbringen von 94% des Kohlenstoffes einen Graphit von 80–84% C. Die Flotation erfolgt in einer Trübe von 1:6 bis 1:8; der Ölverbrauch beträgt 0,6–0,8 kg/t.

Eine weitere Anlage, und zwar mit M. S.-Standardapparaten, wird von den Hainsberger Thonwaren- und Schmelztiegelwerken W. Lorenz in Hainsberg (Sachsen) betrieben. Hier erfolgt die Reinigung von Graphitstaub verschiedener Herkunft je nach den zu stellenden Anforderungen durch Flotation. Die schwankenden Gehalte des Rohgutes und die verschiedenen an die Konzentrate gestellten Bedingungen lassen allgemeine Angaben über die erzielten Ergebnisse nicht zu. Als Anhalt möge dienen, daß aus einem Rohgut von 50–70% C Konzentrate von 90–95% C erzielt werden können. Als Zusatzmittel wird außer Petroleum Wasserglas benutzt. Die Verdünnung, in der gearbeitet wird, beträgt etwa 1:5.

Die Böhmischen Graphitwerke A. G. verarbeitet in Schwarzbach-Stuben (ČSR) in einer jetzt veralteten Appelqvist-Anlage (zwei Systeme zu sieben Einheiten) einen Rohgraphit⁶⁾, der aus einem Gemisch von amorphem und kristallinischem Graphit mit 20–35% C besteht; seine Begleitminerale sind Quarz und verwitterter Feldspat. Das Rohmaterial ist frei von Pyrit. Nach Abschlämmen des amorphen, als Gießereigraphit verwendeten Graphits werden die zurückbleibenden Schlämme und Sande,

¹⁾ E. G. Wilkins, Min. Mag. 42, 349 (1930).

²⁾ Nach Mitteilung der Gesellschaft.

³⁾ R. J. Evans jr., Flot. Pract. 89.

⁴⁾ C. Bruchhold, Der Flotationsprozeß, Berlin 1927, 250.

⁵⁾ S. Neugirg, Met. u. Erz 24, 571 (1927).

⁶⁾ Mitteilung der Gesellschaft.

welche die Flinze enthalten, der Schwimmaufbereitung zugeführt. Die Konzentrate werden zur Reinigung nachflotiert. Die Abgänge gelangen zur fraktionierten Sedimentation in Klärbecken und liefern ein bis 15% C enthaltendes Produkt, das als Rohmaterial der Abfallmehlerzeugung dient. Das nachgereinigte Flotationskonzentrat stellt das Fertigrohprodukt der Flotation dar und wird durch eine Trockenaufbereitung auf ein Endprodukt verarbeitet.

Die Zerkleinerung erfolgt in dieser Anlage auf Kollergängen, in denen neben Frischwasser ölige Abgänge der Flotation zugefügt werden. Der Zusatz der Flotationsöle geschieht in einem Mischquirl (200 Umdrehungen/min). Als Flotationsmittel hat sich ein schwedisches saures Nadelholzteeröl bewährt, das in einer Menge von etwa 2,4 kg/t Rohaufgabe benötigt wird, doch schwankt der Ölzusatz je nach der Beschaffenheit des Rohguts innerhalb weiter Grenzen. Die Anlage hat einen Durchsatz von 1,25 t/h und liefert in 8 Stunden 2,5–3,5 t Konzentrate.

Das Ergebnis der Aufbereitung ist folgendes:

Rohgut	31,4% C
Konzentrat	72,5% C
Berge	10 % C
C-Ausbringen in %	75
Gewichtsausbringen in %	34,2

Bemerkenswert sind die Feststellungen über den Einfluß der Korngröße des in der beschriebenen Anlage verarbeiteten Rohgraphits auf die Schwimmbarkeit. Vom Kohlenstoff, welcher in der Aufgabe enthalten ist, werden folgende Mengen C in Prozenten aus den einzelnen Kornklassen gewonnen:

Kornklasse in mm	Menge in % des Gesamt C	Kornklasse in mm	Menge in % des Gesamt C
3,00–0,35	„ 94 %	0,20–0,15	rd. 76 %
0,35–0,30	„ 85 %	0,15–0,10	„ 95 %
0,30–0,20	„ 45 %	unter 0,10	„ 100 %

Das Optimum liegt also bei der Korngröße 0,30–0,20 mm; sowohl nach oben als nach unten sinkt das Ausbringen, einmal als Folge des Vorhandenseins von unaufgeschlossenen, nicht mehr schwimmfähigen Korngrößen (bis 1,5 mm), das andere Mal bedingen die Feinschlämme, besonders je mehr sie sich dem kolloiden Gebiet nähern, die Verschlechterung des Ausbringens.

In der Anlage, die für beide Systeme 40 kW benötigt, betragen die Gesteungskosten je Tonne K \check{c} . 215.— (rd. RM 27.—).

Hiervon entfallen: auf Bedienung	17,4 %
auf Kraft	52,6 %
auf Unterhaltungskosten	17,4 %
auf Flotationsöle	12,6 %

Bei der Black Donald Graphite Co. in Calabogie (Ont.)¹⁾ wird ein auf 16 Maschen gemahlenes und gesiebtes Gut in Callowzellen, und zwar je einem Vorreiniger und einem Reiniger flотиert, wobei als Schwimmmittel Kreosotöl, Kerosen und Pineöl verwendet werden. Das Flotationskonzentrat wird trocken weiter behandelt.

Bei der Standard Graphite Corp. in Glendale (Calif.)²⁾ wird (vgl. Stammbaum, Abb. 140) das gebrochene Erz in Kugelmühlen gemahlen, die mit Klassierern in geschlossenem Kreislauf arbeiten, in K und K-Apparaten vorflотиert und in Callowzellen nachgereinigt. Um aus dem Flotationskonzentrat Pyrit und grobe Berge zu entfernen, die in den sehr dichten Schaum mit übergehen, wird es über Herde geleitet. Nach Eindicken, Filtrieren und Trocknen in rotierenden Öfen mit Gasaußenfeuerung werden die oft klumpenden Konzentrate noch leicht gemahlen, gekühlt und auf Walzenstühlen poliert, worauf noch eine Siebung nach Korngrößen erfolgt.

Die American Graphite Co. in Ticonderoga (N. Y.)³⁾ verarbeitet einen

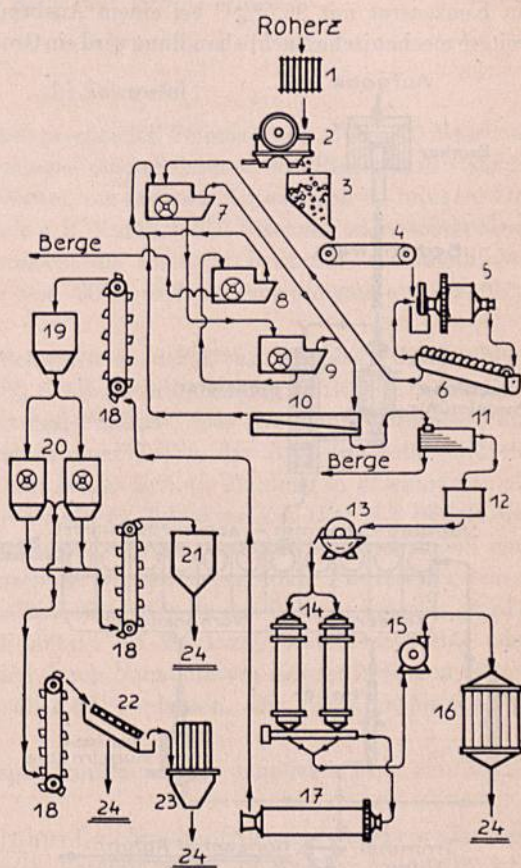


Abb. 140. Stammbaum der Standard Graphite Corporation

1 = Rost; 2 = Backenbrecher; 3 = Bunker; 4 = Aufgabeband; 5 = sieblose Kugelmühle; 6 = Akins Klassierer; 7-9 = K und K-Flotationsapparate; 10 = Callowzelle; 11 = Herd; 12 = Konzentratbehälter; 13 = Filter; 14 = Röhrentrockner; 15 = Exhaustor; 16 = Sackhaus; 17 = Mühle zum Nachmahlen; 18 = Becherwerk; 19 = Bunker zum Abkühlen; 20 = Siebvorrichtung; 21 = Faßpackhaus; 22 = Absiebung; 23 = Sackhaus; 24 = Fertige Produkte

¹⁾ Eng. Min. Journ. 128, 368 (1929).

²⁾ W. G. Hubler, Eng. Min. Journ. 125, 1058 (1928).

³⁾ Min. a. Scient. Press. 120, 567.

Rohgraphit von 5,5% C in Callowapparaten und erzeugt durch Nachflotation und dazwischenliegender Wiedervermahlung der Mittelprodukte ein Konzentrat mit 86,5% C bei einem Ausbringen von 87%. Durch eine weitere mechanische Nachbehandlung wird ein Grobflinz von 91% C gewonnen.

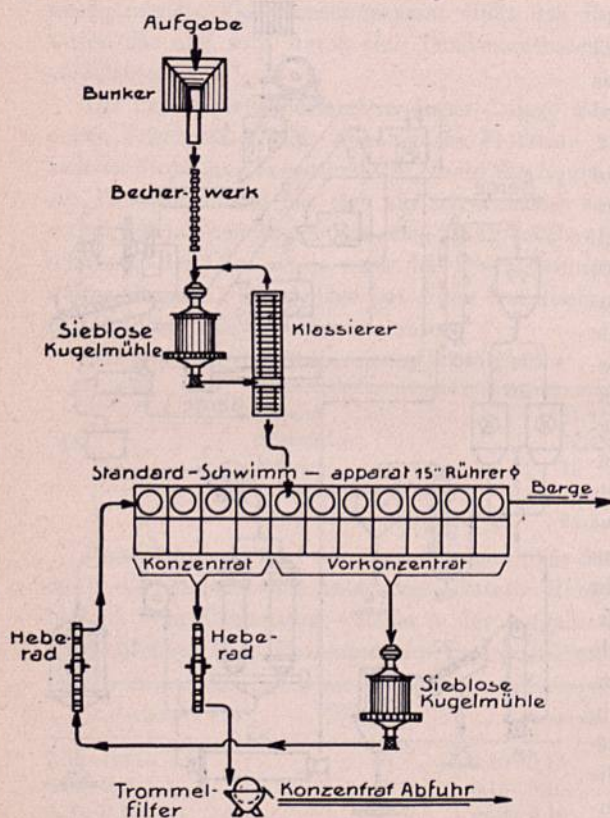


Abb. 141. Stammbaum der Graphitflotation in Longovica, Madagaskar

Longovica²⁾, reichert einen Rohgraphit von 30% C bei einem Ausbringen von 90% auf 85% C durch Flotation nach bestehendem Stammbaum (Abb. 141) an.

Von Anlagen, welche amorphen Graphit flotieren, sei die der Mühlendorfer Graphit-Bergbau A. G. in Mühlendorf (Nied.-Österr.) erwähnt³⁾.

In Madagaskar wird bei der Gesellschaft Le Graphite de Madagascar in Marovintzy¹⁾ eine M. S.-Anlage mit etwa 3,5 t Stundenleistung betrieben.

Als Flotationsmittel finden Anwendung:

Petroleum ... 1,00 kg/t
Kresol ... 7,88 kg/t.

Die Ölkosten für die Tonne Durchsatz betragen frs. 47,7.

Das Ergebnis der Graphitflotation ist nachstehend zusammengestellt:

	% C
Rohgut	16,6
Konzentrat:	
50 Maschen-	
Flinz	87,0
Ausbringen in % ..	74,5

Ein anderer Betrieb auf Madagaskar, jener der Co. Industrielle d'Exploitation in

¹⁾ Nach Mitteilungen.

²⁾ H. Bartsch, Met. u. Erz 24, 565 (1927).

³⁾ Mitteilung der Gesellschaft; die Flotationsanlage ist gegenwärtig stillgelegt.

Hier wurden Schlammabfälle, die etwa 40% C enthalten, auf etwa 60% C angereichert. Aus 100 kg Schlämmen wurden 50 kg 60prozentiges Konzentrat und 50 kg endgültige Berge mit 20% C erhalten.

b) Schwefel

Schwefel flотиert nach entsprechender Feinmahlung (100–120 Maschen) außerordentlich leicht; es genügen schon Schäumer wie Pineöl, Kresylsäure, Amylalkohol und ähnliche Mittel, um ihn zum Schwimmen zu bringen. Die Gegenwart von Sammlern, wie z. B. Xanthat, TT-Mischung oder Steinkohlenteeröle erleichtern die Flotation, die meist in neutraler oder alkalischer Trübe erfolgt. Ausbringen von 90% und Anreicherungen auf 90–95% sind oft erzielbar.

H. C. Sherman¹⁾ hat Schwefelerze der Utah Sulphur Corp. (Morrissey) mit 14,7 bzw. 32% S laboratoriumsmäßig flотиert. Die Gangart der Erze bestand aus Quarz und Feldspat. Das Erz wurde vorteilhaft auf 100 Maschen gemahlen und in einer Trübe, die 20% Feststoffe enthielt, geschwommen. Bei diesem Gut erwies sich die Mahlung in Eisenmühlen als nicht günstig, da sich infolge des sauren Charakters der Erze H₂S bildete, der das Eisen angriff und dem Flotationskonzentrat durch Schwefeleisen eine braune Farbe erteilte, wodurch der Verkaufswert sinkt. Für die Ergebnisse war es gleichgültig, ob in alkalischer oder saurer Trübe gearbeitet wurde. Bei Verwendung von etwa 500 g/t TT-Mischung, Steinkohlenteeröl oder Amylalkohol (100 g/t) wurden durch Nachflotation Konzentrate von 90% S bei einem Ausbringen von über 80% erhalten. Die Berge enthielten nur noch 1,3–1,8% S.

Ist als Gangart Kalkspat vorhanden, so empfiehlt sich ein Zusatz von Soda oder Wasserglas.

Bei der Humboldt Sulphur Co., Sulphur (Nevada)²⁾ wird ein schwefelhaltiges Gut von 15% S nach Vermahlen auf 48 Maschen mit 0,025 kg/t Aerofloat geschwommen. Die Vorreinigung erfolgt in einem mechanischen Flotationsapparat, die beiden folgenden Reinigungen in Forresterapparaten. Das Konzentrat hat 77% S, das Ausbringen beträgt 85%. Dieses Konzentrat bildet das Ausgangsmaterial für ein Schmelzverfahren, das ein Produkt von 99,6–99,85% S liefert.

Die Flotation eignet sich besonders für schwefelarme Erze, bei denen das Ausschmelzen mit Wasserdampf Schwierigkeiten bereitet.

¹⁾ Bull. Univ. Utah 14, 82 (1924).

²⁾ P. F. Junehomme, Eng. Min. Journ. 107, 1124 (1919); H. L. Hazen, Eng. Min. Journ. 127, 830 (1930); Heyde, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 15 (1918).

2. Gediogene Metalle

a) Platin

Da Platin meist mit Sulfiden vergesellschaftet vorkommt, wird seine Flotation bei diesen besprochen (siehe S. 305).

b) Gold

Freigold in feiner Verteilung flotiert¹⁾ leicht, selbst größere Teilchen, die bei der Mahlung abgeflacht werden, sind noch schwimmbar. Mit Sulfiden und anderen Erzen vergesellschaftet, nimmt Gold ohne weiteres an der Flotation dieser Erze teil. Es soll daher die eingehende Besprechung der Goldflotation bei den sulfidischen Erzen stattfinden.

Vielfach wird Gold bei großen Kupferflotationsanlagen, die Erze mit einem ganz geringen Goldgehalt verarbeiten, gewissermaßen als Nebenprodukt mitgeschwommen. In diesen Betrieben beträgt das Goldausbringen meist nicht mehr als 50%. Wie nachgewiesen wurde²⁾, ist die Ursache dieses geringen Ausbringens in der Verwendung recht erheblicher Mengen von Kalk zu suchen, der für das Drücken des Pyrits benötigt wird. Kalk drückt aber auch Freigold, wenn das p_h über 10 steigt; eine Erniedrigung des Kalkzusatzes führt zu einer Erhöhung des Ausbringens.

c) Silber

Für gediegenes Silber gilt das bei Gold Gesagte. Da die beiden Edelmetalle häufig zusammen auftreten, werden Fälle getrennter Aufbereitung nicht oft vorkommen; die Flotation von Silbererzen wird bei den sulfidischen Erzen mitbesprochen.

d) Kupfer

Das Vorkommen von gediegenem Kupfer ist auf einzelne Gebiete beschränkt. Am bemerkenswertesten sind die Lagerstätten des Lake Superior Distrikts im nördlichen Michigan, wo es sich in großen Mengen vorfindet, deren naßmechanische Aufbereitung mit erheblichen Verlusten verbunden war. In der genannten Lagerstätte tritt das gediegene Kupfer in zwei verschiedenen Formen auf: einmal eingesprengt in Melaphyren in verhältnismäßig grober, oft schuppiger oder strahliger Form, das andere Mal außerordentlich fein verteilt in Konglomeraten. Das abgeflachte Kupfer hat

¹⁾ O. D. Welsch, Can. Min. J. 51, 60 (1930).

²⁾ E. S. Leaver und J. A. Woolf, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 410 (1931).

die Neigung, auf Herden wegzuschwimmen, und bedingt dadurch namhafte Verluste. Ähnliches gilt, wenn auch weniger ausgeprägt, für das feinere Vorkommen. Für die Freilegung des Kupfers aus den Melaphyrkupfererzen genügt schon eine Zerkleinerung auf 48 Maschen, für die Konglomerate ist jedoch eine Vermahlung auf unter 200 Maschen nötig.

Die Anwendung der Flotation erfolgt erst seit kurzem. Bei den gröberen Erzen wird sie, angeregt durch A. W. Fahrenwald¹⁾, meist im Anschluß an die naßmechanische Behandlung durchgeführt, und zwar kommen nach Eindickung und Feinvermahlung die Überläufe von Setzmaschinen und Herden zur Schwimmaufbereitung, für die bei größerem Gut ausschließlich Agitationsapparate verwendet werden. Die Vermahlung wird meist so weit getrieben, daß etwa 50% des Flotationsgutes durch ein Sieb von 100 Maschen gehen. Da metallisches Kupfer teilweise weniger gut schwimmt als die Kupfersulfide, ist für die Flotationsmittel eine gewisse Einwirkzeit erforderlich, deren Dauer von starkem Einfluß auf das Ergebnis der nachfolgenden Flotation sein kann. Es werden daher die Reagenzien mit Ausnahme der Schaummittel schon in der Mühle zugegeben. Allgemein erfolgt die Flotation in alkalischer Trübe, wobei selten Kalk, meist Soda genommen wird. Als Schwimmittel kommen Xanthate, häufig auch Aerofloat und Pineöl zur Verwendung²⁾.

Über einige Ergebnisse bei der Flotation gediegener Kupfererze im Gebiete von Michigan geben die folgenden Beispiele Aufschluß. In einer Anlage am Oberen See³⁾ wird ein Roherz mit 0,33% Cu verarbeitet und gibt bei einem Ausbringen von 84% ein Konzentrat von 37,15% Cu und Abgänge von nur 0,05% Cu.

Diese Ergebnisse werden erhalten bei einem Schwimmittelverbrauch von

Aerofloat 25	0,057 kg/t
Reagenz 208 (ein nichtschäumendes Aerofloat) ..	0,010 kg/t
Pineöl	0,012 kg/t
NaOH	0,150—0,135 kg/t,

wobei die Zugabe von Aerofloat in der Kugelmühle, die der anderen Mittel vor der ersten Flotationszelle erfolgt.

In einer anderen Anlage⁴⁾, welche 1000 t täglich verarbeitet, wird aus einem Rohgut, das 0,60% Cu enthält, ein Konzentrat von 43,5% Cu gewonnen; die Abgänge enthalten 0,18% Cu.

¹⁾ A. W. Fahrenwald, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2878 (1928); Eng. Min. Journ. 126, 58 (1928); 128, 291 (1929); A. W. Fahrenwald und C. Thom, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2921 (1929); Amer. Cyan. Techn. Pap. 15 (1930).

²⁾ Vgl. K. Glinz, Intern. Bergwirtsch. 23, 228 (1930).

³⁾ Amer. Cyan. Techn. Pap. 15. 4. (1930.)

⁴⁾ W. Broadbridge, Trans. Inst. Min. Met. 51 (1920).

Bei der Calumet and Hecla Cons. Copper Co.¹⁾ wird ein Melaphyrkupfererz kombiniert naßmechanisch und durch Flotation aufbereitet. Das Erz wird zerkleinert, und das gröbere Korn in Setzmaschinen verarbeitet. Die Mittelprodukte werden weiter vermahlen und zusammen mit den eingedickten Schlämmen flотиert. Von dem Flotationsgut bleiben etwa 9% auf Sieb 48, 30% gehen durch ein 200-Maschensieb; die Aufgabe hat 0,40 bis 0,50% Cu. Bei der Flotation mit

Xanthat	0,023 kg/t
Na ₂ CO ₃	0,070 kg/t
Pineöl	0,070 kg/t

entsteht ein Konzentrat von etwa 65% Cu; die Berge führen noch 0,07 bis 0,08% Cu. Aus den Flotationsbergen werden in einem Klassierer etwa 20% grobes Material herausgeholt, das zur Gewinnung letzter Kupferreste noch über Herde geführt wird. Diese Arbeitsweise bildet ein Beispiel für die Verbindung einer Flotationsanlage mit Herden.

Bei derselben Gesellschaft erfolgt die Aufbereitung von Konglomeraterzen ebenfalls kombiniert; das gröbere Korn wird gesetzt, die Rückstände gemahlen und auf Herden weiter verarbeitet. Die Herdabgänge kommen, soweit sie unterhalb 200 Maschen sind, gemeinsam mit den primären Schlämmen in einer Trübe, die 25% Feststoffe enthält, zur Flotation. Es findet in M. S.-Apparaten eine Vor- und eine Nachreinigung statt, als deren Ergebnis aus einer Aufgabe von 0,5% Cu ein Konzentrat mit 35% Cu entsteht, und Abgänge von 0,09% Cu die Anlage verlassen.

Während man bei den gediegen Kupfer führenden Erzen vor Einführung der Flotation mit Aufbereitungsverlusten von 1,8–3,1 kg Cu je Tonne Roherz rechnen mußte, sind diese jetzt auf 0,67 kg/t Cu verringert worden²⁾, d. h. die Flotation ermöglicht schätzungsweise ein Mehrausbringen von etwa 10000 t Cu im Jahr, was gewiß ein deutlicher Beweis der Wirksamkeit des angewandten Verfahrens ist³⁾. Gegenwärtig werden etwa 20%⁴⁾ der Michigan-erze durch Flotation aufbereitet, der Rest naßmechanisch verarbeitet.

Die Flotation von metallischem Kupfer verspricht in der Zukunft noch in einem anderen Zusammenhang größere Bedeutung zu erlangen; die Minerals Separation Ltd., London, hat nämlich für die Aufarbeitung oxydischer, vorzugsweise silikatischer Kupfererze, wie Kieselpuffer (Chrysokoll) in Rhodesien, ein unter dem Namen Segregationsprozeß⁵⁾ bekannt gewordenes Verfahren ausgearbeitet, bei dem durch Reduktion des Erzes metallisches Kupfer

¹⁾ U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2878 (1928) u. 2921 (1929); Quarterly 82.

²⁾ Eng. Min. Journ. 126, 28, 138 (1928).

³⁾ Can. Min. J. 49, 648 (1928).

⁴⁾ T. H. Miller und R. L. Kidd, a. a. O., 2.

⁵⁾ Brit. P. 250991 (1924); O. Letcher, Eng. Min. Journ. 128, 786 (1929).

in feiner Verteilung entsteht. Die zerkleinerten Kupfererze werden mit etwa 2,5% feingemahlener Kohle und weniger als 0,5% Kochsalz vermischt und unter Luftabschluß in drehbaren Trommelöfen auf 600–700° C erhitzt; das hierbei durch Reduktion gebildete metallische Kupfer scheidet sich zum Teil in feinsten Verteilung ab und ist durch Flotation oder Laugung zu gewinnen¹⁾.

3. Sulfidische Erze

a) Platinerze

Platin und sulfidische Platinerze eignen sich gut für die Flotation. Ausführliche Untersuchungen²⁾ über die Flotationsmöglichkeiten sulfidischer und oxydischer (verwitterter) Platinerze aus dem Lydenburg- bzw. Rustenburg-Bezirk in Südafrika haben ergeben, daß man mit Xanthat, Eucalyptusöl, H₂SO₄ und löslicher Stärke aus einem Roherz von 5–10 g/t Pt bei sulfidischen Erzen etwa 90%, bei oxydischen Erzen etwa 75% des Metalls gewinnen kann. Die untersuchten Erze führten außer Pentlandit, Magnetkies, Pyrit und Kupferkies rd. 97% des Pt-Gehaltes als Sperryolith, PtAs₂. Entscheidend für den Flotationserfolg ist der Grad der Feinmahlung. Die Anreicherungsmöglichkeit beträgt etwa 1:10 bis 1:15.

Zu ähnlichen Ergebnissen kommt T. K. Prentice³⁾, der ebenfalls mit Erzen des Lydenburg-Distriktes Versuche angestellt hat und über die Ergebnisse einer kleinen Versuchsanlage berichtet, die aus einem Rohgut von 8,2 g/t Pt bei einem Ausbringen von 91% ein Konzentrat von 118,2 g/t Pt liefert. Als Flotationsmittel kamen hierbei zur Anwendung:

Eucalyptusöl	0,450 kg/t
Kerosen	0,450 kg/t
Xanthat	0,200 kg/t,

außerdem etwas Stärke und Wasserglas.

Eine Versuchsanlage⁴⁾ ist auch bei den Central Mining Rand Mines in Betrieb. Dem Erz wird Eucalyptusöl und Paraffinöl in der Kugelmühle und Xanthat vor dem Eintritt in den ersten Vorreiniger zugefügt. Die Vermahlung erfolgt so, daß das gesamte Flotationsgut durch ein 60-Maschen-sieb geht; 60–70% gehen durch ein 200-Maschen-sieb, und hiervon wiederum liegt ein Großteil unter 300 Maschen. Es wird eine doppelte Reinigung

¹⁾ Gegenwärtig ist bei der Alaska Mine der Southern Rhodesia Base Metals Comp. Ltd. eine Anlage im Bau. (Mitteilung der Minerals Separation Ltd.)

²⁾ P. Trotzig, Dissertation, Freiberg i. Sa. 1927; G. Teufer, Über die Schwimmbarmachung südafrikanischer Platinerze. Dissertation, Berlin 1928;

³⁾ Min. Mag. 41, 180 (1929).

⁴⁾ Eng. Min. Journ. 127, 10 (1929).

vorgenommen und ein Konzentrat erhalten, dessen Menge etwa 1% des Rohguts ausmacht. Die Flotation bezweckt in erster Linie die Anreicherung der Platinmetalle, erreicht aber gleichzeitig auch eine Konzentration der Kupfer- und Nickelsulfide. Die Konzentrate werden geröstet und dann einem Chlorierungsverfahren unterworfen.

b) Gold- und Silbererze

Golderze enthalten das Edelmetall meist als Freigold in Gestalt allerfeinster Teilchen, vergesellschaftet mit verschiedenen Erzen, wie Sulfiden, Telluriden usw., an deren Flotation es ohne weiteres teilnimmt.

Bei der Goldflotation haben sich als Sammler hauptsächlich Xanthate und Aerofloat bewährt, als Zusätze Soda, Kupfersulfat, Schwefelnatrium u. a. Selbstverständlich müssen alle Reagenzien den begleitenden Mineralien angepaßt werden. Bei Golderzen, die teilweise oxydischer Natur sind, kann die Zugabe von Schwefelnatrium oft eine Verbesserung bringen, doch ist seine Menge sehr vorsichtig zu bemessen, da allenfalls als Begleiter vorhandene sulfidische Silbererze durch überschüssiges Natriumsulfid gedrückt werden. Je länger die Einwirkdauer gewählt wird, desto bessere Ergebnisse sind im allgemeinen erzielbar; daher erfolgt die Zugabe der Konditionierungsmittel bei der Goldflotation meist schon während der Vermahlung; dies gilt jedoch nicht für Natriumsulfid.

Bis vor kurzem waren die beiden hauptsächlichsten Arten der Verarbeitung von Golderzen¹⁾ die Amalgamation und die Zyanidlaugung der Roherze, häufig verbunden mit naßmechanischer Aufbereitung. Eine solche war besonders bei jenen Erzen nötig, welche zyanidzerstörende oder zyanidverbrauchende Bestandteile wie Kupfersulfide, Telluride, Arsenide, Antimonide, bituminöse und andere Stoffe enthalten. Die naßmechanische Aufbereitung dieser Erze ist wegen des meist erforderlichen weitgehenden Aufschlusses des Rohgutes nur mit großen Verlusten möglich. Für Erze der bezeichneten Zusammensetzung hat die Einführung der Flotationsverfahren zum Teil grundlegende Verbesserungen und Vereinfachungen im Aufbereitungsgang ermöglicht, besonders aber eine sehr fühlbare Verminderung der Edelmetallverluste herbeigeführt.

Erst seit dem Übergang vom Gebrauch der Sammleröle zu den chemischen Sammlern hat sich die Flotation bei der Aufbereitung von Golderzen erfolgreich durchsetzen können, da sie erst nunmehr vollständig befriedigende

¹⁾ Auf eine kurze zusammenfassende Darstellung der Flotation von Gold- und Silbererzen von M. W. von Bernewitz sei verwiesen, Eng. Min. Journ. 124, 611 und 655 (1927); siehe ferner Flotation of Gold and Silver Ores, Amer. Cyan. Techn. Pap. 16 (April 1930).

Ergebnisse bezüglich des Ausbringens und der Anreicherung ermöglichte. Auch die Umstellung der früher meist benützten Pochwerke auf die neueren Feinmühlen mit Klassierern hat die Anwendung der Flotationsverfahren gefördert.

Durch die Schwimmaufbereitung findet eine starke Verbilligung der Laugung statt, da entweder die laugungsschädlichen Bestandteile vorher entfernt werden, oder nur wesentlich geringere Erzmengen in angereicherter Form und befreit von nutzlosen Begleitstoffen der Laugung unterworfen zu werden brauchen. Dies bedeutet eine Ersparnis an Zyanid. In vielen Fällen, besonders bei Vorkommen geringeren Umfanges, hat erst die Flotation die Verarbeitung armer Golderze gewinnbringend gestaltet. Vielfach ist überhaupt die Frage, ob ein Golderz flotiert oder nur gelaugt werden soll, mehr eine wirtschaftliche als eine aufbereitungstechnische¹⁾.

Vom Standpunkt der Flotationsaufbereitung kann man Golderze in vier Hauptgruppen einteilen:

1. Erze, die Freigold enthalten,
2. Erze, in denen das Gold vergesellschaftet mit Pyrit vorkommt; es ist dies die häufigste Art des Vorkommens,
3. Erze, in denen das Gold an Arsenide, Antimonide oder Telluride gebunden ist,
4. Golderze, die in Begleitung sulfidischer Kupfer-, Blei- oder Zinkerze auftreten²⁾.

Der für die Goldflotation geeignetste Stammbaum hängt vor allem vom Erzcharakter ab, wird aber auch stark vom Umfang des Vorkommens beeinflusst. Die Aufbereitung von Golderzen kleinerer Vorkommen wird nach anderen Gesichtspunkten vorzunehmen sein als jene von großen, da die Anlage- und die mit ihnen im engsten Zusammenhang stehenden Amortisierungskosten von der Durchsatzmenge abhängen. Bei kleineren Anlagen wird sich die Beschaffung kostspieliger Laugungseinrichtungen verbieten, die der vergleichsweise billigen Flotationsanlagen dagegen empfehlen.

Es gibt mehrere Möglichkeiten, die Flotation in den allgemeinen Aufbereitungsprozeß der Golderze einzugliedern³⁾. Die Wahl der geeignetsten Kombination wird sich jeweils dem vorliegenden Erz anpassen müssen. Grundsätzlich kann die Flotation von Golderzen in folgender Weise vorgenommen werden:

1. Gesamtflotation und Verhüttung oder Laugung der Konzentrate, gegebenenfalls nach vorheriger Röstung;
2. Gesamtflotation und Laugung der Abgänge;
3. Amalgamation oder Laugung und Flotation der Amalgamations- oder Laugungsrückstände⁴⁾.

¹⁾ T. A. Rickard, Min. Scient. Press., 25. Aug. 1917.

²⁾ U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6022–6029 (März 1927).

³⁾ G. Quittkat, Met. u. Erz 26, 400 (1929); Eng. Min. Journ. 128, 774 (1929); s. auch E. Badescu, Ann. Min. de Roumanie 14, 179 (1931).

⁴⁾ E. G. Howe, Eng. Min. Journ. 128, 929 (1929).

1. Die direkte Flotation des gesamten Roherzes und nachfolgende Verhüttung¹⁾ oder Laugung der Flotationskonzentrate empfiehlt sich bei kleineren Erzkvorkommen, bei denen die Anlagekosten teurer naßmechanischer Aufbereitungen oder Laugungseinrichtungen eine Wirtschaftlichkeit des Betriebes nicht gewährleisten würden. Solche Fälle liegen gerade bei einer Anzahl kleinerer europäischer Goldvorkommen vor, bei-

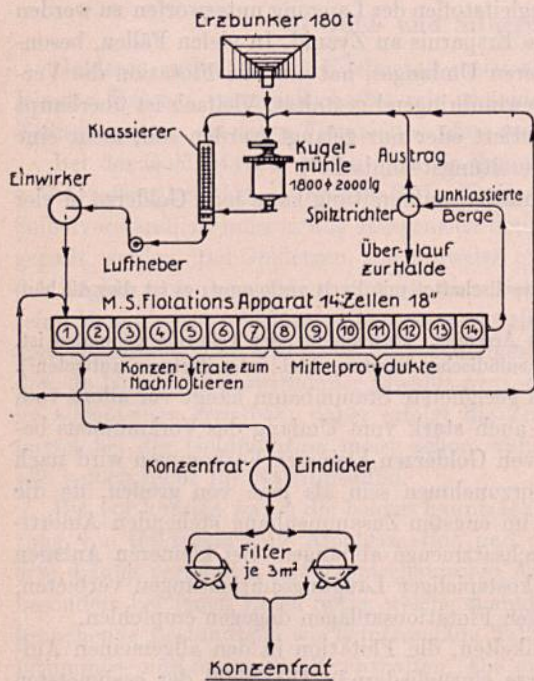


Abb. 142. Stammbaum der 12-Apostel-Gewerkschaft in Brad (Rumänien)

etwas Bleiglanz, Blende und Kupferkies; die Anlage verarbeitet 2,4 t/h.

Die Schwimmaufbereitung erfolgt nach dem Stammbaum Abb. 142. Als Schwimmittel werden je Tonne Aufgabegut verwendet:

H_2SO_4 (18° Bé)	2,590 kg t
Xanthat	0,068 kg t
Pineöl	0,141 kg t
Holzgeistöl	0,107 kg t
Hallenser Treiböl	0,010 kg/t.

¹⁾ W. A. Mueller, I. E. Grant und C. L. Heath, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 1549 (1926).

²⁾ H. Börner, Met. u. Erz 27, 655 (1930).

spielsweise bei der „Mica“ Societate Anonima Romana Miniera, Ruda 12 Apostoli in Brad (Rumänien), den Tschechoslovakischen Staatsgruben in Schemnitz (Stiavnica) und beim ungarischen Staatsbergbau in Reesk.

Bei der erstgenannten, der 12-Apostel-Gewerkschaft in Brad, werden von dem für die Flotation vorgesehenen Teil der Gesamtförderung etwa 90% des Goldes durch Allflotation in ein Flotationskonzentrat übergeführt, das 12–15% der Roherzmenge ausmacht und verhüttet wird. Das Roherz enthält das Gold in sehr schwankenden Mengen als Freigold in Pyrit²⁾, mit

Die Aufbereitungsergebnisse¹⁾ (Mittelwerte für 1930) sind die folgenden:

	Au g/t	Ag g/t
Roherz	26,4	46
Konzentrat	140,5	209
Abgänge	3,46	6
Ausbringen in %/.....	88,8	89,1

Die Reagenzienkosten betragen 19,2 Lei/t (= rd. RM 0,50).

Das gesamte goldhaltige Erz wird auch in der Spring Hill-Aufbereitung der Montana Mines Corp., Helena (Mont.), flотиert²⁾. Die Anlage verarbeitet täglich rd. 150 t. Die Hauptträger des Goldes sind Pyrit, Arsenkies und Wismutglanz, nur etwa 10–15%₀ des Edelmetalls sind als Freigold vorhanden; außerdem enthält das Erz als überwiegenden Bestandteil Magnetkies, der jedoch nicht goldführend ist und bei der Aufbereitung Schwierigkeiten bereitet, da er mit den Goldträgern aufschwimmt und die Konzentrate im Edelmetallgehalt schwächt. Die Flotation erfolgt in M. S.-Unterluftapparaten unter Verwendung folgender Zusatzmittel:

Pineöl	0,034 kg/t
Xanthat	0,049 kg/t
Aerofloat	0,046 kg/t.

Außerdem wird dem Aufbereitungswasser Kupfersulfat (0,040 kg/t) zugesetzt; es trägt nicht zur Erhöhung des Ausbringens bei, fördert jedoch die Reinheit der Konzentrate, die dadurch 1,5–2%₀ weniger Unlösliches enthalten.

Das Ergebnis der Allflotation ist nachstehend zusammengefaßt:

	Au g/t	Fe % ₀
Roherz	9,24	6,92
Konzentrat	90,72	45,44
Berge	1,3	3,59
Ausbringen in %/.....	82	—

In der Wiluna-Grube³⁾ in Westaustralien wird ein Golderz flотиert, welches das Gold in feinverteilterm Arsenikalkies (3–4%₀) enthält. Dieser wird ohne Anwendung drückender Mittel selektiv vom Pyrit getrennt. Es werden 90%₀ des Goldes gewonnen und das Flotationskonzentrat nach der Abröstung gelaugt⁴⁾.

¹⁾ Mitteilung der Gesellschaft.

²⁾ L. A. Grant, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6411 (1931).

³⁾ A. James, Eng. Min. Journ. 126, 970 (1928); Eng. Min. World 1, 17 (1930), s. a. W. G. Moore und B. H. Clark, Min. Mag. 43, 58 (1930).

⁴⁾ Die Mahlung nach der Abröstung erfolgt zur Vermeidung von Oxydation in einer neutralen Gasatmosphäre (Generatorgas). Eng. Min. Journ. 125, 974 (1928).

Ähnlich wird bei den Mines d'Or du Châtelet¹⁾ in Frankreich ein goldhaltiger Arsenkies mit 10 g/t Au, der mit Quarz innig verwachsen ist, nach Vermahlung auf 80% unter 200 Maschen verarbeitet. Aus dem Erz wird in saurer Trübe (spez. Gew. 1,56) unter Verwendung von

Butylalkohol	600 ccm/t
Kresylsäure	100 ccm/t
H ₂ SO ₄	10 kg/t

und Aerofloat durch Allflotation ein Konzentrat hergestellt, das 96% des Goldes und Arsens enthält. Die Laugung erfolgt nach dem Abrösten des Konzentrates, das 10% der Aufgabe ausmacht. Hierbei werden 95% des Goldes wiedergewonnen, so daß sich als Ergebnis der Aufbereitung ein Gesamtausbringen von 92% ergibt.

Manche westaustralische Golderze enthalten das für die nachfolgende Röstung und Laugung schädliche Antimon in Form von Antimonglanz, der im Flotationskonzentrat in einer Menge von über 1% die Laugung sehr erschwert. Versuche²⁾ haben die Möglichkeit ergeben, den Antimonglanz vom Pyrit durch selektive Flotation mittels Xanthat nach vorheriger etwa zwei-stündiger Einwirkung von Na₂S zu trennen. Bei dieser Arbeitsweise können 90% des Antimons in einem goldarmen Antimonkonzentrat gesammelt werden, während 90% des Goldes im Kieskonzentrat vorhanden sind, dessen Laugung nun ohne Schwierigkeit möglich ist.

Vielfach werden arme Goldtellurerze, bei denen das Abrösten der Roh-erze vor der Laugung unwirtschaftlich wäre, flotiert und das Telluridkonzentrat nach dem Abrösten gelaugt. In dieser Weise findet z. B. die Aufbereitung der armen Erze des Cripple Creek-Bezirktes bei der Golden Cycle Corp. in Colorado Springs statt³⁾.

Welche Vorteile in gewissen Fällen die Flotation gegenüber der Laugung bietet, zeigt sehr deutlich das Beispiel der 200-t-Anlage der Cons. Cortez Silver Mines Co.⁴⁾, die Silbererze verarbeitet. Die Aufbereitungskosten, welche bei der Laugung 14,6 M/t betragen, sanken durch die Flotation auf 6,3 M/t.

Bei der Premier Gold Mining Co.⁵⁾, Premier B. C., die täglich 500 t verarbeitet, sind die durch unmittelbare Flotation erzielten Ergebnisse unter

Anwendung von	NaOH	0,225 kg
	NaCN	0,441 kg
	Aerofloat	0,133 kg

¹⁾ Nach Mitteilungen; siehe auch P. Lecomte, Génie Civil 93, 290 (1931); A. James, Eng. Min. World 1, 17 (1930).

²⁾ W. G. Moore und B. H. Clark, Min. Mag. 43, 58 (1930); Chem. Eng. a. Min. Rev. 22 (1930); School of Mines of Western Australia Bull. 5.

³⁾ M. F. Dycus, Min. Congr. J. 16, 968 (1929).

⁴⁾ J. O. Greenan und E. M. Bagley, Eng. Min. Journ. 126, 173 (1928).

⁵⁾ Amer. Cyan. Techn. Pap. 16, 2 (1930). — Ch. Butters, Eng. Min. Journ. 128, 362 (1929).

die folgenden:

	Au g/t	Ag g/t
Rohorz.....	10	196
Konzentrat.....	84	1570
Abgänge.....	0,33	4,6

Flotation mit nachfolgender Laugung der Flotationskonzentrate eignet sich auch für die Erze der zweiten Gruppe; sie vermindert die Menge des Laugungsgutes auf nur einige Prozente des Rohgutes und ermöglicht dadurch neben Ersparnissen an Zyanid vor allem Ersparnisse in den Anlage- und Betriebskosten. Dies gilt besonders bei armen Pyritgolderzen, die vielfach eine direkte Laugung wegen der hohen Betriebskosten nicht vertragen. Gerade hier kann die Flotation von Nutzen¹⁾ sein und eine Ausbeutung solcher Vorkommen überhaupt erst wirtschaftlich gestalten.

Eine Laugung von Flotationskonzentraten findet vielfach in Kanada statt, wobei das verhältnismäßig grobe Flotationskonzentrat unter Umständen vor der Laugung noch weiter vermahlen wird, um ihr auch das feinstverwachsene Gold zugänglich zu machen.

Die Golderze des Rands in Südafrika enthalten etwa 2,5% Pyrit, aus dem das Gold weniger leicht gelaugt werden kann als aus dem im Erz enthaltenen goldführenden Quarz. Der Pyrit muß daher feiner zerkleinert werden als der Quarz. Es kann deshalb vorteilhaft sein, ihn zu flotieren²⁾ und die Abgänge sowie das Pyritkonzentrat — dieses nach weiterer Vermahlung — zu laugen. Bei einem bestimmten versuchsmäßig durchgeführten Arbeitsfall bestand bei direkter Laugung und mittels kombinierter Flotation und Laugung kein Unterschied im Ausbringen an Gold; beide Male waren 94% des Goldes ausbringbar. Nach welcher Arbeitsweise es vorteilhafter ist zu arbeiten, muß von wirtschaftlichen Berechnungen abhängen, welche die Verringerung der Laugungskosten und Anlagekosten der Laugerei (diese sind bei Flotation bis zu 80% geringer) der Vermehrung der Kosten durch Flotation und Nachvermahlung gegenüberstellen. Hierzu kommt noch, daß bei der Flotation in besserer Weise die als Begleiter allenfalls vorhandenen Platinmetalle, besonders Osmiridium, gewinnbar sind. Osmiridium kann weder durch Laugung noch durch Amalgamation erfaßt werden und wird aus den Abgängen der Laugerei bisher in wenig befriedigender Weise naßmechanisch gewonnen.

2. Die Flotation mit nachfolgender Laugung der Flotationsabgänge empfiehlt sich überall dort, wo das Gold zusammen mit zyanidverbrauchenden Mineralien vorkommt³⁾. Bei solchen Erzen werden die

¹⁾ A. C. Halferdahl, Eng. Min. Journ. 128, 350 (1929); B. Hunt, ebenda 587.

²⁾ H. H. Smith, Eng. Min. Journ. 122, 175, 220 (1926).

³⁾ W. E. Simpson, Min. Mag. 34, Febr. 1926.

schädlichen Bestandteile zuerst herausflotiert, und anschließend an diese vorbereitende Behandlung das Gold in den Abgängen gelaugt. Eine Störung der nachfolgenden Laugung wird durch die Flotation nicht hervorgerufen¹⁾. Die vorweggenommenen Flotationskonzentrate, die meist nicht mehr als 1–2%, höchstens 3–4% der Roherzmenge ausmachen, können entweder verhüttet oder nach ihrer Abröstung gelaugt werden. Durch diese Arbeitsweise werden gegenüber der früher häufig notwendigen naßmechanischen Aufbereitung, die unter Umständen hohe Verluste an Gold ergab, große Ersparnisse erzielt und das Ausbringen bedeutend erhöht. Nach diesem Aufbereitungsgang arbeiten z. B. die Anlagen im Kirkland Distrikt, Ontario²⁾. In ähnlicher Weise werden bei der Golden Cycle Corporation in Colorado Springs die edelmetallhaltigen Abgänge der selektiven Blei-Zinkflotation nach ihrer Eindickung gelaugt³⁾.

Die Portland Gold Mining Co. in Victor (Colorado)⁴⁾ flotiert in der Independence Mill Goldtellurerze nach einem Verfahren von J. M. Tippet unter Zusatz von Zyanid. Die der Laugung schädlichen, sehr goldreichen Telluride usw. werden in ein weniger als 1% des Gesamtgewichtes betragendes Flotationskonzentrat gebracht und die von störenden Erzen befreiten Abgänge gelaugt. Die Aufbereitung arbeitet mit einem Goldausbringen von 96–98%.

3. Amalgamation vor der Flotation wird u. a. bei einem kalifornischen Erz⁵⁾ vorgenommen, das 15 g/t Au enthält; die Flotation in fast neutraler Trübe gibt bei Verwendung von

Na ₂ S	0,360 kg/t
Xanthat	0,115 kg/t
Pineöl	0,225 kg/t

ein Konzentrat mit 510 g/t Au und Abgänge, die nur noch 1,1 g/t Au enthalten. Ebenfalls vor der Flotation amalgamiert wird ein Erz der Soc. des Mines d'Or de Kilo-Moto; in der Anlage⁶⁾ von Nizi, Kongoland, die 200 t/Tag verarbeitet, werden die Amalgamationsabgänge eines goldhaltigen Quarzes flotiert. Aus einem Aufgabegut mit 4,3 g/t Au und 3,4 g/t Ag werden durch Flotation und zweimalige Nachflotation (in M. S.-Apparaten) Konzentrate mit 2500 g/t Au und 1560 g/t Ag erhalten, wobei ein Goldausbringen von 90% und ein Silberausbringen von 70% erreicht werden. Nach

¹⁾ F. A. Beauchamp, Min. Scient. Press, 10. März 1917.

²⁾ A. James, a. a. O.; ferner W. A. Mueller, J. E. Grant und C. L. Heath, a. a. O.

³⁾ M. F. Dycus, Min. Congr. J. 16, 965 (1929).

⁴⁾ J. M. Tippet, Eng. Min. Journ. 124, 181 (1927); A. P. 1236501 (1917).

⁵⁾ Amer. Cyan. Techn. Pap. 16 (1930).

⁶⁾ Nach Mitteilung.

diesem Verfahren wird auch auf der Grube Mines d'Or de Transsylvanie in Baitza (Rumänien) gearbeitet.

Unter Umständen können auch die Abgänge der Laugerei flотиert werden. Dies geschieht z. B. teilweise in der Wright-Hargreaves-Grube¹⁾ in Kirkland Lake, die dadurch ihre Goldverluste auf die Hälfte herabsetzen konnte.

Als Beispiel einer Silbererze aufbereitenden Flotationsanlage (5 t/h) sei die Anlage der Tschechoslowakischen Staatsgruben in Štiavica (Schemnitz), Grube Hodruša, erwähnt²⁾. Das Silber ist hier als Stephanit, Argentit, Proustit und Pyrargyrit vorhanden, außerdem sind Schwefelkies und etwas Kupferkies anwesend; die Gangart ist Quarz und Kalkspat. Das Grubenhauptwerk wird zerkleinert und nach weiterer Mahlung in alkalischer Trübe in M. S.-Apparaten flотиert. Das Flotationsgut liegt in folgenden Siebgrößen vor:

	%
über 100 Maschen	7,1
100—200 Maschen	28,8
unter 200 Maschen	64,1

Als Flotationsmittel werden angewendet:

Na ₂ S	0,177 kg/t	} Zugabe in der Mühle
Na ₂ SiO ₃	1,439 kg/t	
Kaliumisoamylxanthat	0,030 kg/t	
Mittelöl	0,930 kg/t	} Zugabe in den Flotationszellen
Pineöl	0,084 kg/t	

Die Aufbereitungsergebnisse finden sich in der folgenden Tabelle zusammengefaßt:

	Au g/t	Ag g/t
Roherz	3	300
Konzentrat	90—100	9000—10000
Berge	0,2—0,3	30—40
Ausbringen in ‰	90—95	85—90

Ein weiteres Beispiel einer reinen Silbererzflotation ist die Lucky Tigre Grube³⁾ in Sonora (Mexiko), die das Silber hauptsächlich an Antimonfahlerz gebunden enthält. Trotzdem die Erze stark oxydiert sind, vermeidet man die Anwendung eines sulfidierenden Mittels, da Schwefelnatrium das Fahlerz drückt. Man flотиert daher ausschließlich mit Xanthat und Aerofloat unter Zusatz von Soda (0,450 kg/t) und Wasserglas (1,250 kg/t). Die Ergebnisse sind folgende:

¹⁾ A. James, a. a. O.

²⁾ Mitteilung der Grube.

³⁾ H. S. Gieser, Eng. Min. Journ. 128, 466 (1929).

	Ag g/t
Rohertz	896
Konzentrat	12300
Berge	140
Ausbringen in ‰	92,5

Obwohl die Flotation bei der Aufbereitung von Golderzen eine steigende Verbreitung findet, besteht ihre Hauptbedeutung gegenwärtig nur als Vorbereitung oder Ergänzung der Laugung bzw. Amalgamation, ohne daß diese Verfahren bisher in größerem Maße von den Schwimmverfahren verdrängt worden wären. Es erscheint zweifelhaft, ob die Flotation die Laugung und Amalgamation jemals überhaupt ersetzen kann¹⁾. Nur wenn, wie bei kleineren Anlagen, die Laugung wegen der großen Anschaffungskosten nicht durchführbar ist, findet die Flotation auch als einziges Verfahren Anwendung. In Verbindung mit Amalgamation haben die Schwimmverfahren Aussicht auf eine weitere Entwicklung als Hilfsverfahren zur Herausnahme der die Amalgamation störenden Bestandteile.

Im Jahre 1925 wurden etwa 6‰ aller Golderze in den Ver. Staaten flotiert²⁾.

c) Kupfererze

Für die Flotation kommen hauptsächlich die folgenden sulfidischen Kupfererze in Betracht:

Kupferglanz, Cu_2S ; Kupferkies, CuFeS_2 ; Covellin, CuS ; Buntkupferkies (Bornit), Cu_5FeS_3 ; Fahlerz (Tetraedrit) $n\text{Cu}_2\text{S}$, As_2S_3 bzw. $n\text{Cu}_2\text{S}$, Sb_2S_3 ; Enargit, Cu_3AsS_4 .

Sulfidische Kupfererze gehören zu den leicht flotierbaren Erzen, die in großen Mengen, welche mit 80 Millionen t im Jahr wohl nicht überschätzt sind, durch Flotation aufbereitet werden. Leider bestehen mit Ausnahme von Amerika keine maßgeblichen Zusammenstellungen über die nach diesen Verfahren verarbeiteten Mengen an Kupfererzen. Nach den amerikanischen Statistiken³⁾ wurden 1928 47,6 Millionen t Kupfererze mittels Flotation aufgearbeitet, während die Gesamtmenge von Kupfererzen, die in Amerika überhaupt aufbereitet wurden, 51,9 Millionen t betrug. Es wurden also rd. 91‰ sämtlicher aufbereiteter Kupfererze durch Flotation verarbeitet. Sieht man von den Erzen mit gediegenem Kupfer ab, so dürften

¹⁾ M. W. v. Bernewitz, Eng. Min. Journ. 124, 611 (1927). Über die auseinandergehenden Meinungen in dieser Frage vgl. E. E. Simpson, Min. Mag. 34, Febr. 1926; Ch. E. Locke, Eng. Min. Journ. 123, 151 (1927); F. A. Beauchamp, a. a. O.; F. A. Thomson, Proc. Min. Congr. Denver 24 (1921); A. F. Taggart, Handbook of Ore Dressing 866 (1927).

²⁾ Th. Varley, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2777 (1926).

³⁾ T. H. Miller u. R. L. Kidd, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3004 (1930).

etwa 99% aller sulfidischer Kupfererze in den Ver. Staaten flотиert werden¹⁾. Aus der Verarbeitung dieser Erzmenge ergaben sich 1925 2,116 Millionen t, 1926 2,389 Millionen t, 1928 2,381 Millionen t Flotations-Kupferkonzentrate. Von dem in Amerika hergestellten Kupfer dürften über 90% ein Flotationsverfahren durchgemacht haben, davon die überwiegende Menge jedoch ein selektives²⁾. Den guten Schwimmigenschaften der Kupfererze entsprechend, sind die Ergebnisse der Kupferflotation bezüglich Ausbringen und Anreicherung sehr günstig.

Bei der Flotation sulfidischer Kupfererze kann man im allgemeinen mit einem Ausbringen von rd. 90% und darüber rechnen. Der Anreicherungsgrad des Kupfers schwankt je nach dem Metallgehalt des Roherzes und der im Erz vorhandenen Metallträger; üblich ist etwa 20:1 bis 30:1. Abgänge mit Gehalten unter 0,15% Cu sind die Regel, wenn nicht die Gegenwart oxydischer Erze den Metallgehalt der Berge erhöht. Die nachfolgende Tabelle³⁾ gibt eine übersichtliche Darstellung der Flotationsergebnisse einiger amerikanischer Betriebe im Jahre 1928 bezüglich des Ausbringens, der Höhe des Kupfergehaltes in den Roherzen und Konzentraten und des Anreicherungsgrades:

	Kupfer- erz in Mill. t	% Cu im Erz	% Aus- bringen	% Cu im Kon- zentrat	An- rei- cherungs- grad
Utah Copper Co., 2 Anlagen	16,5	0,99	85,5	31,53	37,15
Nevada Cons. Copper Co., 3 Anlagen.....	11,5	1,36	86,5	—	—
Braden Copper Co.	5,2	2,24	85,1	26,93	14,07
Miami Copper Co.	4,3	0,85	68,4	38,35	66,7
Andes Copper Mining Co.	3,8	1,51	82,9	28,23	22,55
New Cornelia Copper Co.	2,6	1,34	—	—	—
Inspiration Cons. Copper Co.	1,8	1,29	83,1	36,41	33,78
Phelps-Dodge Corporation	1,3	2,10	91,2	15,20	7,93
Granby Cons. M. S. P. Co., Anyox, B. C. . .	1,2	1,35	86,5	16,13	13,96
Granby Cons. M. S. P. Co., Allenby, B. C.	0,9	1,48	83,3	32,99	26,73
Engels Copper Co.	0,4	1,71	91,58	27,79	17,84
	49,5	—	—	—	—

Bis vor wenigen Jahren wurden Kupfererze ausschließlich in neutraler oder schwefelsaurer Trübe flотиert, wobei der Großteil des Pyrits mit dem Kupfererz aufschwimmt, also in die Konzentrate geht und deren Kupfergehalt dadurch stark herabdrückt. Die Erkenntnis, daß Kalkzusatz bzw. Alkalität im allgemeinen bei der Flotation den als unerwünschten Begleiter

¹⁾ T. H. Miller u. R. L. Kidd a. a. O.

²⁾ Sofern die Abtrennung des Pyrits in den Abgängen als eine selektive Trennung bezeichnet werden kann.

³⁾ Quarterly 47.

fast stets vorhandenen Schwefelkies drückt, und dadurch ein viel höheres Anreicherungsverhältnis des Kupfers erzielbar ist, hat dazu geführt, daß gegenwärtig fast ausnahmslos die Flotation von Kupfererzen in durch Kalk oder Soda alkalisch gemachter Trübe, also nach selektiven Verfahren vorgenommen wird. Die Durchführung einer kollektiven Flotation wird sich auf die wenigen Fälle beschränken, in denen Kupfererze nicht mit Pyrit, Zinkblende, Bleiglanz oder anderen Erzen vergesellschaftet sind oder aus hüttentechnischen Gründen ein Kiesgehalt gewünscht wird. Es wird daher die Kupfererzflotation vornehmlich im Abschnitt „Selektive Flotation“ (S. 343), behandelt werden, und an dieser Stelle nur die allgemeinen für Kupfersulfide gültigen Verhältnisse zur Besprechung kommen.

Von den sulfidischen Kupfererzen sind die Fahlerze am leichtesten schwimmbar, dann folgen Kupferkies und Kupferglanz, während Buntkupferkies weniger gut flотиert; eine Verschiebung in dieser Reihenfolge kann jedoch je nach der Erzlagerstätte erfolgen. Von Einfluß auf die Ergebnisse der Flotation von Kupfererzen, besonders solcher, die von Pyrit begleitet sind, ist ihr Verwitterungsgrad. Erze, die Pyrit führen, neigen häufig unter dem Einfluß von Luft und Wasser zur Oxydation¹⁾ unter Bildung von löslichem Eisensulfat, das flotationshemmend, in größeren Mengen sogar flotationsverhindernd wirkt. Diese Tatsache beweisen Flotationsversuche²⁾, die mit Erzen derselben Lagerstätte, einmal in frischem, das andere Mal in verwittertem Zustand unter sonst gleichen Bedingungen durchgeführt wurden. Es handelt sich um Kupfererze der Cananea Copper Co., aus Capote, Mexiko, bei denen chemisch-analytisch keinerlei Unterschiede feststellbar waren. Dagegen fielen die Flotationsversuche grundverschieden aus: die verwitterten Erze ergaben ein schlechtes Ausbringen, die Hauptmenge des Kupfers fand sich in den Abgängen vor, während die frischen Erze normale Aufbereitungsergebnisse lieferten. Charakteristisch für die schlecht flotierbaren, verwitterten Erze war ihr hoher Gehalt an wasserlöslichen Eisensalzen, die für die schlechten Ergebnisse verantwortlich zu machen sind. Die folgende Tabelle gibt diese Verhältnisse wieder:

Erz	% säurelösliches Cu	% säurelösliches Fe	% wasserlösliches Fe	% Cu in den Bergen	% Cu- Ausbringen
Verwittert	0,02	7,4	0,4	1,43	39,0
	0,01	4,8	0,6	1,41	7,6
Frisch	0,07	5,2	0,3	0,17	97,2
	0,04	5,6	0,2	0,09	95,8

¹⁾ Siehe Abschnitt „Flotationsreagenzien“, S. 289.

²⁾ A. T. Tye, Flot. Pract. 156.

Kupferkies benötigt zur Flotation wegen seiner hohen Schwimmfähigkeit nur geringe Mengen Flotationsmittel. Bei der Aufbereitung von etwas verwittertem Erz erleichtern Zusätze von Schwefelnatrium, Wasserglas, Soda oder Kalk die Flotation und erhöhen das Ausbringen. Die üblichen Flotationsmittel sind Xanthat und Pineöl, seltener Kresole, Kohlenteer, Kreosotöle und Holzteeröle, neuerdings häufig Aerofloat. Ähnlich liegen die Verhältnisse bei Kupferglanz. Hier haben sich neben den bereits aufgezählten Schwimmmitteln vielfach Thiokarbanilid und TT-Mischung bewährt. Schwieriger flotierbar ist Buntkupferkies, der im allgemeinen größerer Mengen Schwimmittel bedarf. Es ist neuerdings gelungen, auch die bituminösen Kupferschiefer aus der Zechsteinformation erfolgreich durch Flotation aufzubereiten¹⁾. Wesentlich schwieriger als die Flotation sulfidischer Kupfererze ist die Flotation oxydischer Kupfererze durchzuführen; (vgl. Abschnitt „Flotation oxydischer Erze“).

Eine den amerikanischen Statistiken entnommene Zusammenstellung gibt die Mengen der bei der Flotation von Kupfererzen verbrauchten wichtigsten Reagenzien wieder, berechnet auf die Tonne verarbeitetes Kupfererz.

Es wurden in den Vereinigten Staaten 1928 verbraucht²⁾:

	kg/t
Schäumer	0,073
Sammleröle	0,050
Chemische Sammler	0,034
Alkalien, einschließlich CaO.....	1,900
Verschiedene Reagenzien	0,088
Insgesamt	2,029

Die Flotation von Kupfererzen, die anfänglich nur für die Mittelprodukte der naßmechanischen Aufbereitung und für Schlämme angewendet wurde, hat sich mehr und mehr gerade bei Kupfererzen zur Gesamtflotation ausgebildet, doch bestehen immerhin auch heute noch Anlagen, in denen die Flotation nach wie vor nur als Ergänzung einer naßmechanischen Aufbereitung Verwendung findet; dies gilt besonders bei Anlagen, die Erze mit gediegenem Kupfer verarbeiten.

Beschreibung einiger Anlagen

Zu den seltenen Betrieben, die über Kupfererze verfügen, welche pyritfrei oder arm an Schwefelkies sind, also für die Aufbereitung ihrer Erze keine selektive Flotation benötigen, gehört die Anlage der Roan Antelope

¹⁾ Vgl. dazu A. Götte, Met. Börse 20, 2109 (1930); Met. u. Erz 28, 73 (1931).

²⁾ In den dieser Statistik zugrunde liegenden Anlagen wurde nur ein Konzentrat, nämlich ein Kupferkonzentrat, hergestellt; T. H. Miller u. R. L. Kidd, a. a. O. 7.

Copper Mines Ltd.¹⁾ (Südrhodesien), die vor der Errichtung ihrer großen Anlage einen Versuchsbetrieb mit einer Leistung von etwa 1 t/h führten. Das Roherz, welches aus Kupferglanz und etwas Buntkupferkies in verkieseltem Schiefer besteht, hat 3,25–3,5% Cu und ergibt nach Vermahlung auf 150 Maschen Konzentrate mit 50–55% Cu bei einem Ausbringen von 94%. Diese in einer kombinierten M. S.-Callow-Southwesternanlage erzielten Ergebnisse wurden erhalten bei Verwendung von

Aerofloat	0,015 kg/t
Kresol	0,010 kg/t
Pineöl	0,020 kg/t

Der geringe Verbrauch an Reagenzien ist bemerkenswert. Die Abgänge enthalten 0,15–0,2% Cu.

Mittels einfacher Flotation verarbeitet die Harmony Mines Co., Barker (Idaho)²⁾ in einer 200-t-Anlage ein Kupferkies-Pyrit Erz unter Verwendung von 0,090 kg/t Sammler und 0,125 kg/t an Schäumer, aber ohne Anwendung eines Pyrit drückenden Mittels. Das Ergebnis ist folgendes:

	Cu %	Fe %
Roherz	4,59	14,56
Konzentrat	28,61	33,56
Berge	0,02	8,22
Ausbringen in %	99,2	—

Bis zu ihrer Stilllegung 1927 wurde in der Flotationsanlage der Soc. des Mines de Boudjoudoun (Algier)³⁾ ebenfalls einfach flотиert und aus einem Erz, das Kupferkies und Fahlerz enthält, unter Verwendung von Steinkohlenteeröl (1,00 kg/t) und Na₂SiO₃ (1,5–3 kg/t) die folgenden Ergebnisse erzielt:

	Cu %
Roherz	1–1,5
Konzentrat	22
Berge	0,06–0,15
Ausbringen in %	86–95

Die Mines du Pujol³⁾ bereiten in ihrer Anlage Pujol par Cuxac, Cabardès (Aude), stündlich 4 t Kupferkieserz auf, und zwar wie alle vorerwähnten mittels Allflotation. Als Flotationsmittel dienen:

Kresylsäure	0,150 kg/t
Steinkohlenteeröl	0,150 kg/t
Na ₂ CO ₃	1,000 kg/t

¹⁾ W. C. Page, Eng. Min. Journ. 127, 520 (1929); G. L. Walker (A. G. McGregor), ebenda, 127, 281 (1929).

²⁾ R. D. Gardner, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6285 (1930).

³⁾ Nach Mitteilung.

Die Ergebnisse sind:

	Cu %
Roherz	1
Konzentrat	24
Berge	0,16
Ausbringen in $\frac{0}{0}$	84

Eine nützliche Anwendung findet die Flotation bei der österreichischen Montanverwaltung¹⁾, Bergbau Kogl bei Brixlegg (Tirol). Hier wird mit Schwerspat zusammen ein Kupferfahlerz gefördert, dessen Nebengestein in der Hauptsache Dolomit ist. Der Dolomit kann auf Setzmaschinen leicht abgetrennt werden, dagegen ist eine Trennung der beiden Bestandteile Fahlerz und Schwerspat auf naßmechanischem Wege wegen des nahezu gleichen spezifischen Gewichtes (4,5–5) nicht möglich; die Trennung gelingt jedoch durch Flotation der Setzmaschinenkonzentrate, die 1,7% Cu und 85% BaSO₄ zeigen. Das Fahlerz wird bei einem Ausbringen von etwa 92% auf ein Kupferkonzentrat mit 18% Cu gebracht. Die Berge, welche den Schwerspat führen, haben nur noch 0,1% Cu und werden durch eine Nachbehandlung auf Schüttelherden auf 98% BaSO₄ angereichert.

Fahlerz wird auch bei der Gewerkschaft Schwazer Bergwerksverein in Schwaz (Tirol) in kleinem Maßstab flотиert²⁾. Die aus einer naßmechanischen Aufbereitung anfallenden Schlämme (0,5 t/h) enthalten 1% Cu und liefern ein Konzentrat von 25% Cu bei einem Ausbringen von etwa 80%. Als Flotationsmittel werden verwendet:

Xanthat	0,070 kg/t
Phosokresol	0,080 kg/t
Flotol	0,100 kg/t

d) Bleierze

Bleiglanz, PbS, ist eines der am leichtesten schwimmbaren Erze, das sich mit geringem Aufwand von Flotationsmitteln verarbeiten läßt. Er findet sich in der Natur nur selten ohne Begleiterze vor; meist ist er, abgesehen von Edelmetallen, mit Zinkblende und Pyrit, gelegentlich auch mit Kupfersulfiden vergesellschaftet. Daher wird die Verarbeitung von Bleierzen verhältnismäßig selten durch einfache, sondern meist mittels selektiver Flotation vorgenommen (siehe Abschnitt „Selektive Flotation“). Wie

¹⁾ A. Rochelt, Zeitschr. Öst. Ing. Ver. 81, 135 (1929).

²⁾ Mitteilung der Gewerkschaft.

alle sulfidischen Erze ist auch Bleiglanz unter dem Einfluß von Wasser und Luft verhältnismäßig leicht zu Bleisulfat¹⁾ oxydierbar und schwimmt dann, weil oberflächlich verwittert, viel schwerer. Diesem Umstand ist es zuzuschreiben, daß in manchen Fällen die Flotation von Bleierzen, die lange auf Halden gelagert haben, auf Schwierigkeiten stößt, die man jedoch oft durch Zusatz von Schwefelnatrium, Wasserglas oder Soda überwinden kann. Als Schwimmittel werden Pineöl, Kresole, Xanthate und Thiokarbanilid in großem Umfang verwendet, daneben vereinzelt Kohlenteer, Holzteercreosotöle und Aerofloat. Bei der Flotation von Bleierzen ist ein Überschuß von Kalk zu vermeiden, da er auf Bleiglanz flotationshemmend wirkt (siehe S. 277). Dieser Umstand ist bei der selektiven Flotation zu berücksichtigen und gegebenenfalls die Kalkzugabe bei der Bleiflotation besonders scharf zu überwachen. Dasselbe gilt von Schwefelnatrium.

Im Jahre 1928²⁾ wurden in den Ver. Staaten mittels einfacher Flotation 4,552 Millionen t Bleierze (einfache und Bleikupfererze) flотиert, mittels selektiver Flotation 3,624 Millionen t.

Aus der vom Bureau of Mines veröffentlichten Statistik ergibt sich, daß in den Ver. Staaten bei der Verarbeitung von etwa 4,1 Millionen t einfache Bleierze durch kollektive Flotation folgende Reagenzien, bezogen auf die Tonne Durchsatz, verwendet wurden:

	kg/t
Schäumer	0,042
Sammleröle	0,023
Chemische Sammler	0,029
Alkalien	0,043
Sulfidierende Mittel	0,360
Drückende Mittel	0,067

Beschreibung einiger Anlagen

In Deutschland verarbeitet die Preußische Bergwerks- und Hütten-Aktiengesellschaft, Erzbergwerk Grund auf ihren Gruben Hilfe Gottes und Bergwerkswohlfahrt Bleierze teilweise mittels einfacher Flotation³⁾.

¹⁾ Siehe „Flotationsreagenzien“, S. 289.

²⁾ U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3004, 2 (1930).

³⁾ Mitteilung der Gesellschaft; siehe auch H. v. Scotti, Met. u. Erz 22, 195 (1925).

Auf der Grube Hilfe Gottes bestehen zwei Anlagen, die beide früher einfach flotierten; die eine jetzt auf 7 t/h vergrößerte Anlage (kombiniert M. S. und MacIntosh) schwimmt seit kurzem ihre Erze in Anbetracht der Zunahme des Zinkgehaltes selektiv, so daß gegenwärtig nur die andere, 2,5 t/h (M. S.), alte Teichschlämme einfach flotiert. Das Ergebnis der letzteren Anlage ist bei Verwendung von

K-Xanthat	0,200 kg/t
Terpentinöl	0,400 kg/t
Na ₂ S	0,750 kg/t

das folgende:

	Pb ‰
Flotationsaufgabe	4—6
Konzentrat	48—50
Berge	0,8—0,5
Ausbringen in ‰	86—92

Die Kosten der Flotationsmittel betragen RM 0,70, die Gesamtflotationskosten (einschl. Lizenz) je t Durchsatz RM 6,30.

Eine dritte Anlage (Ekof), bei der Grube Bergwerkswohlfahrt, hat eine Stundenleistung von 2,5 t und flotiert Schlämme mit

Braunkohlenteeröl	0,500 kg/t
Terpentinöl	0,200 kg/t
H ₂ SO ₄	1,000 kg/t

Die Reagenzienkosten betragen RM 0,19.

Die Ergebnisse sind:

	Pb ‰
Flotationsaufgabe	5—6
Konzentrat	62—68
Berge	0,6—0,9
Ausbringen in ‰	85—90

Gleichfalls mittels einfacher Flotation (Ekof) werden bei der Gewerkschaft Mechnischer Werke, Mechnich (Rheinland), Abgänge der naßmechanischen Wäsche verarbeitet¹⁾. Die Erze enthalten etwas karbonatisches Blei. In der „Pochwerksanlage“ (1,5 t/h) kommen Lettenerze und Klärteichschlämme mit 10—20‰ Pb zur Flotation und werden bei einem Ausbringen von etwa 85‰ auf 58‰ Pb angereichert; die Berge enthalten 2—3‰ Pb. In der „Schafbergwäsche“ (20 t/h) gelangen nur die naßmechanisch nicht mehr erfassbaren Abgangsprodukte (unter 40 Maschen) zur Verarbeitung und werden auf 50 bis 51‰ Pb angereichert; das Ausbringen beträgt 78‰, die

¹⁾ Mitteilung der Gesellschaft.

Abgänge enthalten 0,41% Pb. In beiden Anlagen werden Sulfidierungsmittel verwendet und die Flotation unter Zugabe von Kaliumxanthat und Wasser-glas durchgeführt.

Bei der Société Minière et Métallurgique de Peñarroya werden auf der Grube La Carolina, S. Juan, stündlich 3 t Haldenprodukte (unter 50 Maschen) in Callowzellen durch einfache Flotation unter Verzicht auf die Gewinnung von Pyrit und Blende verarbeitet¹⁾. Als Flotationsreagenzien dienen

Aerofloat 25	0,120 kg/t
Kresylsäure	0,150 kg/t.

Die Flotation erfolgt nach folgendem Stammbaum (Abb. 143).

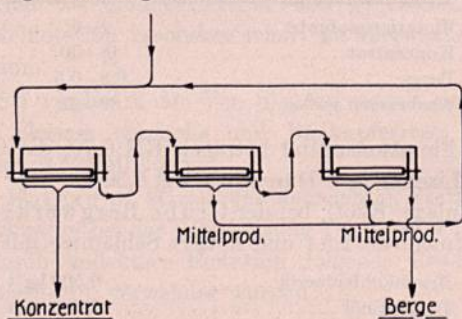


Abb. 143. Stammbaumskizze „La Carolina“

Das Ergebnis zeigt folgende Zusammenstellung:

	Pb %
Aufgabe	8
Konzentrat	60
Berge	0,7
Ausbringen in %	94

In einigen nordafrikanischen Gruben finden sich ärmere, einfache Bleierz vor, die zum Teil kollektiv geschwommen werden können. So werden beispielsweise bei der Soc. Nouvelle des Mines de La Lucette in Kouidiat-Safra²⁾ 7 t/h durch Allflotation (M. S.) verarbeitet. Dies geschieht mittels

Na ₂ CO ₃	1,650 kg/t
K-Xanthat	0,115 kg/t
Pineöl	0,050 kg/t

¹⁾ Mitteilung der Gesellschaft.

²⁾ Nach Mitteilung.

Der Preis der Reagenzien beträgt frs. 3.—/t. Die Ergebnisse sind folgende:

	Pb ‰
Roherz	4,90
Konzentrat	61,60
Berge	0,80
Ausbringen in ‰.....	84,7

Ähnlich erfolgt die Aufbereitung von Schlämmen einer naßmechanischen Wäsche bei der Co. des Mines d'Ouasta et de Mesloula bei Constantine in Algier¹⁾. An Flotationsreagenzien werden dort verwendet:

Steinkohlenteeröl	0,600 kg/t
Kresol	0,600 kg/t
Na ₂ CO ₃	2,002 kg/t

im Gesamtwert von frs. 7,16/t.

Das Ergebnis der in M. S.-Apparaten durchgeführten Flotation ist folgendes:

	Pb ‰
Roherz	7,50
Konzentrat	51,60
Berge	0,90
Ausbringen in ‰.....	89,14

Durch einfache Flotation werden Bleierze auch bei der Compañia Minero-Metalúrgica „Los Guindos“¹⁾ in La Carolina (Spanien) in einer MacIntoshanlage verarbeitet. Das aus silberhaltigem Bleiglanz und etwas Pyrit bestehende Erz unter 100 Maschen enthält 8,8‰ Pb; es liefert bei der Flotation bei einem Ausbringen von 92‰ ein Konzentrat von 68‰ Pb; die Berge enthalten 0,8‰ Pb.

Bei der Hecla-Grube in Gem (Idaho)²⁾ findet die Verarbeitung silberreicher Abgänge einer naßmechanischen Wäsche durch einfache Flotation statt. Die Flotation dieser Schlämme mit 1,2‰ Pb und 25 g/t Ag erfolgt mittels Barrettöl Nr. 4, Kohlenteercreosotöl, ein wenig Xanthat und Soda. Das Konzentrat, das 20‰ des gesamten Konzentratanfalls (Setzmaschinen und Herde) ausmacht, hat 45‰ Pb und 1020 g/t Ag.

Der Übersichtlichkeit halber sei im folgenden eine Zusammenstellung der Aufbereitungsergebnisse einiger Bleiflotationsanlagen gegeben:

¹⁾ Nach Mitteilung.

²⁾ W. L. Zeigler, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 7 (1927); Eng. Min. Journ. 122, 448 (1926); Min. Met. 8, 339 (1927).

Zusammenstellung der Aufbereitungsergebnisse einiger Bleiflotationsanlagen¹⁾

Name der Gesellschaft	Name der Grube	Art der Flotationsaufgabe	Leistung t/h	Flotations- aufgabe % Pb	Konzentrat Pb %	Berge Pb %	Pb-Aus- bringen %
Gewerkschaft Mechernicher Werke, Mechernich, Rhld.	Schafberganlage	feinste Schlämme der naßmechanischen Wäsche	20	2,5	50—51	0,41	78
dieselbe	Pochwerksanlage	Haldenschlämme (Lettenerze und Klärteichschlämme)	1,5	10—20	58	2—3	85
Sté. Nouvelle des Mines de La Lucette	Koudiat-Safra bei Sidi Ayed (Afrika)	Roherz Allflotation	7	4,9	61,6	0,8	84,7
Société Minière et Métallurgique de Peñarroya	La Carolina, S. Juan (Spanien)	Herdschlämme	3	8	60	0,7	94
Cia. Minero - Metallúrgica „Los Guindos“, Madrid	La Carolina, Jaén Spanien	— 120-Maschenschlämme	3	6—7	68	0,8	88—90
Preußische Bergwerks- und Hütten-A.-G., Erzbergwerk Grund	Hilfe Gottes	— 120-Maschenschlämme	2—2,5	5—7	56—58	0,6—0,9	87—90
dieselbe, Erzbergwerk Grund	Bergwerkswohlfahrt	—	2—2,5	5—6	62—68	0,6—0,9	85—90
dieselbe, Erzbergwerk Grund	Hilfe Gottes	allerfeinste Schlämme	2	4—6	48—50	0,5—0,8	86—92
Co. des Mines d'Ouasta et de Mesloula	Mesloula (Algier)	Schlämme einer naßmechanischen Wäsche	—	7,5	51,6	0,9	89,5

¹⁾ Nach Mitteilungen.

e) Zinkerze

Für die Aufbereitung durch Flotation kommen praktisch nur die Zinkblende, ZnS , und deren mehr oder weniger eisenreiche Abarten wie Marmatit, $3ZnS$, FeS , und Christophit, $2ZnS$, FeS , in Betracht. Zinkblende ist schwerer flotierbar als die Sulfide des Kupfers und Bleis. Während letztere Erze ohne konditionierende Zusätze einfach unter Verwendung von Schäumern und Sammlern mit gutem Ausbringen geschwommen werden können, ist dies bei Blende nur ausnahmsweise möglich. In der Mehrzahl der Fälle muß ihre Schwimmfähigkeit durch Zugabe von Aktivierungsmitteln verstärkt werden. Diese Beeinflussung der Schwimmfähigkeit von Zinkblende erfolgt fast immer mit Hilfe von Kupfersulfat, das in größtem Ausmaße bei der Zinkflotation verwendet wird, seltener durch Schwefelsäure (vgl. Abschnitt „Flotationsmittel“.) Nach neueren Untersuchungen von A. M. Gaudin¹⁾ ist Blende im reinsten Zustande mit den üblichen Sammlern, z. B. Äthylxanthat, nicht flotierbar; ihre Schwimmfähigkeit soll sie ausschließlich einem schwachen Überzug von CuS verdanken, der ihr durch fast immer im Erz vorhandene Spuren von Kupfersalzen verliehen wird. A. M. Gaudin konnte nachweisen, daß schon Mengen von 1 Teil Cu in 10 Millionen Teilen Wasser zur Beeinflussung der Zinkblende genügen. Die früher verbreitete Ansicht, das verschiedene Verhalten gewisser Zinkblendes bei der Flotation sei eine Folge ihres wechselnden Eisengehaltes, scheint nicht den Tatsachen zu entsprechen²⁾.

Die Einwirkung des Kupfersulfates geschieht meist in alkalischer Trübe, die überhaupt für die Zinkflotation in der Regel zur Anwendung kommt. Für den Erfolg der Kupfersulfatbehandlung ist die Dauer der Einwirkung von maßgebender Bedeutung. Die günstigste Einwirkdauer muß bei jedem Erz festgestellt werden; dies gilt auch bezüglich der hierbei vorteilhaftesten Temperatur, besonders bei selektiver Flotation. Die Mengen an Kupfersulfat sind genau festzulegen, da schon verhältnismäßig geringe Schwankungen sowohl nach oben als auch nach unten eine ungünstige Wirkung auf das Flotationsergebnis haben können. Es liegen Beobachtungen vor, daß schon Unterschiede von $0,050$ kg/t in der Kupfersulfatzugabe einen ungünstigen Einfluß ausüben. Bei besonders schwer flotierbaren Zinkerzen, z. B. oberflächlich zum Teil oxydierten, empfiehlt es sich, außer Kupfersulfat noch Schwefelsäure zu verwenden, da diese eine Freilegung der Sulfidoberfläche bewirkt und damit den Schwimmmitteln eine gereinigte Angriffsfläche schafft.

Zur Herstellung der für das Schwimmverfahren erforderlichen Alkalität wird meist Soda, seltener Natronlauge, in Fällen, wo Pyrit gedrückt werden

1) Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 417 (1930).

2) Siehe auch L. Kraeber, Met. u. Erz 28, 128 (1931).

muß, jedoch Kalk, gegebenenfalls Wasserglas verwendet. Die bei der Zinkflotation am häufigsten verwendeten Schäumer sind Pineöl und Kresole; als Sammler sind Xanthate, Thiokarbanilid, Phosokresol, aber auch noch in bedeutendem Maße Öle, wie Steinkohlen- und Holzteerkreosotöl in Gebrauch.

Ein Bild über die je Tonne aufbereitetes Zinkerz verwendete Reagenzienmenge gibt die amerikanische Statistik des Jahres 1928¹⁾, welche 100 Anlagen mit einem Durchsatz von 2,585 Millionen t im Jahr umfaßt. Für die Verarbeitung von nichtkomplexen Zinkerzen wurden durchschnittlich gebraucht:

	kg/t	
Schäumer	0,070	davon über 70% Pineöl
Sammleröle	0,045	überwiegend Steinkohlen- und Holzteerkreosotöle
Chemische Sammler	0,064	rd. 87% Xanthat, rd. 23% Thiokarbanilid
Alkalien	1,800	
CuSO ₄ und aktivierende Mittel	0,345	
Drückende Mittel	2,106	
Gesamtverbrauch im Durchschn.	1,510	

Beschreibung einiger Anlagen

In großem Maßstab, 21 t/h, werden bei der Giesche Spółka Akcyjna in Poln.-Bleischarley Mittelprodukte und Schlämme einer naßmechanischen Aufbereitung einfach flotiert²⁾. Der geringe Bleigehalt von 1,92% Pb im Roherz wird größtenteils naßmechanisch herausgeholt, so daß eine selektive Flotation gegenwärtig nicht durchgeführt wird. Ein Zusatz von Kalk sorgt nur für das Drücken des Pyrits. Trotzdem also gewissermaßen selektiv gearbeitet wird, soll diese Anlage an dieser Stelle beschrieben werden, da nur ein Konzentrat, nämlich ein Zinkkonzentrat, durch Flotation hergestellt wird. Das in Poln.-Bleischarley verarbeitete Roherz hat folgende Zusammensetzung:

	%
Sulfidisches Zn	18,60
Oxydisches Zn	1,30
Pb	1,92
Fe	6,98

Es wird auf Setzmaschinen behandelt, deren Zwischenprodukte nach der Vermahlung gemeinsam mit den Schlämmen in einer Anlage flotiert werden, die als Vorreiniger M. S.-Apparate und als Reiniger Callowzellen besitzt. Der nachfolgende Stammbaum (Abb. 144) gibt den Aufbereitungsgang der Flotation wieder.

¹⁾ A. a. O.

²⁾ Mitteilung der Gesellschaft.

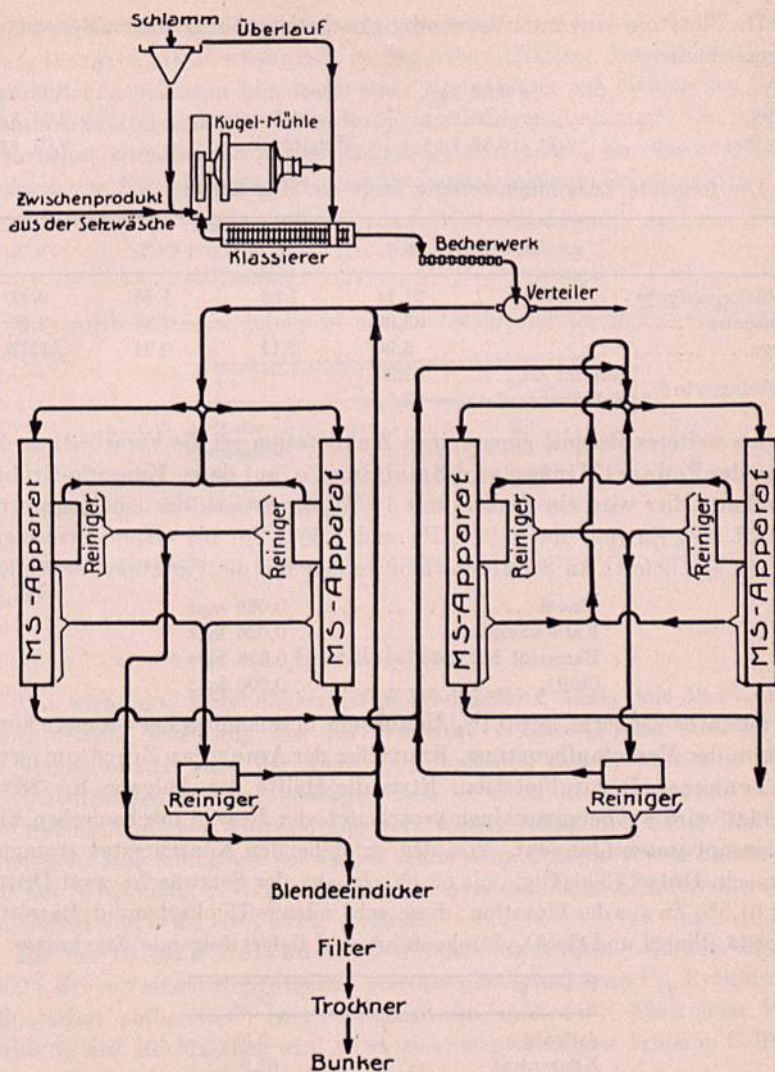


Abb. 144. Stammbaumskizze Giesche Spółka, Poln.-Bleischarley

Das Flotationsgut zeigt nachstehende Siebanalyse:

Korngröße	% der Menge	Korngröße	% der Menge
+ Sieb 35	0,20	+ Sieb 150	11,24
+ Sieb 48	1,21	+ Sieb 200	10,44
+ Sieb 65	3,61	- Sieb 200	61,25
+ Sieb 100	12,05		

Die Flotation wird unter Verwendung nachstehend angeführter Reagenzien vorgenommen:

CaO	4,54 kg/t	Pineöl	0,08 kg/t
CuSO ₄	1,26 kg/t	Kresylsäure	0,04 kg/t
Xanthat	0,36 kg t	Holzteeröl	0,03 kg/t

Die folgende Zusammenstellung zeigt die Ergebnisse:

	Zn %	Oxydisches Zn %	Pb %	Fe %
Flotationsaufgabe	21,14	1,55	1,45	9,93
Konzentrat	58,99	—	2,85	2,49
Berge	3,90	2,11	0,94	11,77
Ausbringen in %				
Gesamt-Zn	87,37	—	—	—
Sulfidisches Zn.	93,71	—	—	—

Als weiteres Beispiel einer reinen Zinkflotation sei die Verarbeitung der Erze der Federal Mining and Smelting Co. auf deren Kansoria-Grube¹⁾ erwähnt. Hier wird ein Zinkerz mit 12,5% Zn flotiert, das ein Konzentrat mit 57,18% Zn (mit nur 0,94% Pb und 1,38% Fe) bei einem Ausbringen von 94,4% liefert. An Schwimmitteln werden für die Flotation verwendet:

Pineöl	0,069 kg/t
Kaliumxanthat	0,026 kg/t
Barrettöl Nr. 634	0,036 kg/t
CuSO ₄	0,900 kg/t

Einfache Zinkerze mit 5,4% Zinkblende in dolomitischer Gangart kommen in der Mascotaufbereitung, Knoxville, der American Zinc Company of Tennessee²⁾ zur Flotation. Etwa die Hälfte der Aufgabe, die 80 t/h beträgt, wird auf Setzmaschinen verarbeitet, der Rest in mechanischen Flotationsapparaten (Janney). Von den entstehenden Konzentraten stammen etwa ein Drittel (30 t/Tag) mit 59,1% Zn aus der Setzwäsche, zwei Drittel mit 61,5% Zn aus der Flotation; diese wird mittels Thiokarbanilid, Barrettöl Nr. 634, Pineöl und CuSO₄ durchgeführt und liefert folgende Ergebnisse:

	Zn %
Aufgabe	3,5
Konzentrat	61,5
Berge	0,09
Ausbringen in %	92,2

Die Flotation hat die Herdarbeit verdrängt und das Ausbringen von 64% auf über 92% erhöht.

¹⁾ Quarterly 86.

²⁾ C. B. Strachan, Min. Congr. J. 16, 839 (1930); U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6379 (1930).

Einfache Zinkblendeflotation wird auch bei der Società Mineraria e Metallurgica di Pertusola¹⁾ in Ingurtosu (Italien) durchgeführt. Zur Verarbeitung gelangen hier nach einer Vermahlung auf 60 Maschen Setzmaschinenmittelprodukte (2–10 mm) und Feingut (0–2 mm). Die Anlage verarbeitet stündlich 13 t eines Aufgabegutes mit 20% Zn, das aus einem Rohgut von 8,5% Zn entsteht, und verwendet folgende Schwimmittel:

CuSO ₄	0,450 kg t
Dieselöl	0,020 kg t
K-Xanthat	0,030 kg,t

Das Aufbereitungsergebnis ist aus nachstehender Zusammenstellung ersichtlich:

	Zn %
Aufgabe	20
Konzentrat	59
Berge	0,6
Ausbringen in %	97

Der Kraftverbrauch je Tonne Durchsatz beträgt (einschl. Nachflotation) 6 kWh.

f) Molybdänerze

Das wichtigste Molybdänerz ist Molybdänglanz, MoS₂, mit 59,9% Mo, neben dessen Bedeutung die des Wulfenits (PbMoO₄) ganz zurücktritt. Molybdänglanz ist eines der leicht schwimmbaren Erze²⁾, wozu u. a. seine blättchenförmige Struktur beiträgt; diese ist auch die Ursache, daß es bei der naßmechanischen Aufbereitung gern wegschwimmt und daher Verluste entstehen. Molybdänglanz schwimmt schon ohne Gegenwart von Sammlern nur mit Schäumern, z. B. mit Pineöl. Für handelsübliche Konzentrate wird ein Gehalt von etwa 85% MoS₂ verlangt.

Bei der Climax Molybdenum Co. in Climax (Colo.) werden täglich 1000 t Erz mit einem Rohgutgehalt von 0,9% MoS₂ und etwa 1% Pyrit durch Allflotation aufbereitet³⁾ (siehe Stammbaum, Abb. 145). Nach einer Vermahlung auf 100 Maschen wird es in einer 25prozentigen Trübe in Callowzellen vorgereinigt (15% MoS₂).

Die Abgänge dieser Vorreinigerzellen werden in den hintereinandergeschalteten Bergereinerzellen (scavenger) 5, 6 und 7 ausgearbeitet. Hierbei

¹⁾ Mitteilung der Gesellschaft.

²⁾ H. H. Claudet, Bull. Can. Min. Inst. Min. Mag. 8 (1916); Eng. Min. Journ. 105, 880 (1917); W. H. Coghill und J. P. Bonardi, Eng. Min. Journ. 109, 1210 (1920); J. P. Bonardi, Chem. Met. Eng. 21, 364 (1920).

³⁾ W. J. Coulter, Eng. Min. Journ. 127, 396, 477 (1929).

entstehen in der Zelle 7 fertige Berge, während der Schaum der Zelle 5 zusammen mit dem der Vorreinigerzelle 4 einer Reinigerzelle 8 zugeführt wird. Die Abgänge von Zelle 8 gelangen wieder zur Aufgabe 4. Das Konzentrat (40% MoS₂) der Reinigerzelle 8 wird in einem Schlüsselklassierer 9, der auf 200 Maschen eingestellt ist, klassiert. Diese zwischengeschaltete Klassierung ist für den gewünschten Anreicherungsgrad sehr wichtig, da der Molybdänglanz wegen seiner äußerst feinen Verwachsung mit Quarz noch teilweise unaufgeschlossen ist, und dieses Gut herausgenommen und einer weiteren Nachmahlung 10 unterworfen werden muß.

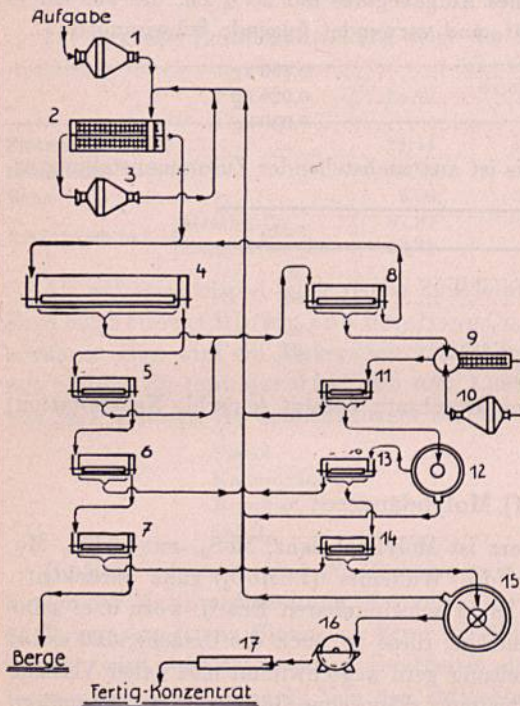


Abb. 145. Stammbaum Climax Molybdenum Co.

- 1 = erste Kugelmühle; 2 = Klassierer; 3 = zweite Kugelmühle;
 4 = Vorreiniger, Callowzelle; 5–7 = Bergereinigerzellen;
 8 = Reiniger für das Vorkonzentrat; 9 = Schlüsselklassierer;
 10 = Kugelmühle; 11 = erster Reiniger; 12 = Einwirkgefäß;
 13 = zweiter Reiniger; 14 = dritter Reiniger; 15 = Konzentrateindicker; 16 = Filter; 17 = Dampftrockner.

Der Schaum von Zelle 14 ist gleichzeitig als Einwirkgefäß 12 dienenden Eindicker eingedickt, der Überlauf in den Zellen 13 und 14 nachgeschwommen. Der Schaum von Zelle 14 ist Fertigmkonzentrat, das eingedickt, filtriert und getrocknet wird; es ist dann versandfertig. Die Abgänge der Reinigerzellen 11, 13 und 14 werden zusammen mit dem Austrag von den Eindickern und mit den Schäumen der Bergereinigerzellen 6 und 7 dem Klassierer 2 der Feinmahlung wieder zugeführt.

Als Flotationsmittel kommen zur Anwendung:

Pensacolaöl Nr. 100 (rohes Pineöl)	0,016 kg/t
Pineöl	0,042 kg/t
Also insgesamt	0,058 kg/t

Die Abgänge von Zelle 8 gelangen wieder zur Aufgabe 4. Das Konzentrat (40% MoS₂) der Reinigerzelle 8 wird in einem Schlüsselklassierer 9, der auf 200 Maschen eingestellt ist, klassiert. Diese zwischengeschaltete Klassierung ist für den gewünschten Anreicherungsgrad sehr wichtig, da der Molybdänglanz wegen seiner äußerst feinen Verwachsung mit Quarz noch teilweise unaufgeschlossen ist, und dieses Gut herausgenommen und einer weiteren Nachmahlung 10 unterworfen werden muß. Das nachgemahlene Gut, d. h. der Überlauf des Schlüsselklassierers, wird in der Zelle 11 geschwommen. Der hierbei anfallende Schaum wird in einem gleichzeitig als Einwirkgefäß 12 dienenden Eindicker eingedickt, der Überlauf in den Zellen 13 und 14 nachgeschwommen. Der Schaum von Zelle 14 ist Fertigmkonzentrat, das eingedickt, filtriert und getrocknet wird; es ist dann versandfertig. Die Abgänge

Von der früheren Verwendung von Xanthat als Sammler und Natriumcyanid als Pyritdrücker ist man in diesem Falle abgekommen. Die Gesamtaufbereitungskosten je Tonne Roherz betragen etwa RM 2,80.

Als Ergebnis der Flotation wird ein Konzentrat mit 87% MoS₂ bei einem Ausbringen von 90% erhalten. Das Anreicherungsverhältnis ist 1:105.

Bei der Dominion Molybdenite Co. in Quyon¹⁾, Quebec (Kanada), wird ein Molybdänpyrit mit 0,70% MoS₂ durch einfache Flotation verarbeitet. Die Anlage, die 150 t im Tag flотиert, arbeitet mit Callowzellen. Sie liefert mit einem auf 40 Maschen gemahlene Gut bei zweimaliger Nachreinigung unter Verwendung von in der Mühle zugefügten Reagenzien, und zwar:

Pineöl	0,225 kg/t
Kerosen	0,450 kg/t

ein Konzentrat mit 90% MoS₂ bei einem Ausbringen von 98%.

Das größte Molybdänwerk Europas, die A. S. Knaben Molybdängruber (Norwegen), verarbeitet²⁾ in einer Elmore-Vakuumanlage stündlich 15 t Roherz mit 0,35–0,40% MoS₂. Es wird auf 60 Maschen vermahlen und liefert, mit 0,2 kg/t einer Mischung von Rohölen und rohem Holzterpentin flотиert, folgendes Ergebnis:

	MoS ₂ %
Roherz	0,35–0,40
Konzentrat	75–80
Berge	0,04
Ausbringen in %	87–90

Die Kosten für die Flotationsreagenzien betragen norweg. Kr. 0.06, der Gesamtkraftverbrauch für die Flotation ist rd. 25 PS.

Häufig ist Molybdänglanz mit Pyrit, manchmal auch mit Kupfersulfiden verachsen; in solchen Fällen wird unter Umständen die Flotation selektiv vorgenommen (siehe S. 374).

g) Quecksilbererze

Das sulfidische Quecksilbererz ist Zinnober, HgS; er gehört zu den leicht flotierbaren Sulfiden und gibt bei hohem Ausbringen gute Anreicherungen. Bei diesem Erz wird die Flotation stets in Wettbewerb mit der direkten Destillation stehen, und jeweils wird eine rein wirtschaftliche Überlegung dafür entscheidend sein, ob die eine oder andere Art der Verarbeitung gewählt

¹⁾ Eng. Min. Journ. 109, 840 (1920).

²⁾ Mitteilung der Gesellschaft.

werden soll; hierbei werden bei armen Erzen besonders die Zerkleinerungskosten eine entscheidende Rolle spielen¹).

Für die Flotation von Zinnober genügen schon sehr kleine Mengen von Schäumern, z. B. Pineöl oder Kresylsäure, meist in Verbindung mit Xanthat in neutraler oder alkalischer Trübe. Im allgemeinen werden Erze mit 0,25–0,30 % Hg besonders dort, wo große Mengen in Betracht kommen, wirtschaftlicher durch Flotation verarbeitet werden können als durch direkte Destillation²). Aus einem Zinnobererz³) von 0,30% Hg konnte laboratoriumsmäßig unter Anwendung von Aerofloat und Xanthat ein Konzentrat mit 60% Hg, also mit einem Anreicherungsgrad von etwa 1:200 gewonnen werden; dabei war das Ausbringen über 90% und die Abgänge enthielten so geringe Mengen an Hg, daß sie unter der analytischen Fehlergrenze lagen.

In den letzten Jahren hat man erfolgreich Stoff aus Quecksilberdestillationsanlagen flotiert; dieser enthält neben Zinnober metallisches Quecksilber, Schwefel und Verunreinigungen, welche die Weiterverarbeitung erschweren. In der Anlage in Sulphur Bank (Calif.)⁴) wird Stoff mit 0,1% Hg, der viel Schlämme und Schwefel enthält, nach Abschwimmen des Schwefels mit Petroleum oder Kerosen, unter Verwendung von Aerofloat flotiert⁵), manchmal nach Zugabe von etwas Kupfersulfat; das Konzentrat gibt bei der Nachreinigung ein Endprodukt mit 35–50% Hg, die Berge enthalten 0,05% Hg, das Ausbringen beträgt 97%.

Zinnober wird auch in der Old Steamboat Springs Mine (Nevada) flotiert⁶). Dieselbe Gesellschaft, das Sulphur Bank Syndicate, verarbeitet in Clearlake (Calif.)⁷) durch Flotation arme Kondensationsschlämme, die bei der Destillation von Zinnobererz entstehen. Das Roherz enthält etwa 0,2% Hg in Form feinverteilten Zinnobers, daneben meist etwa 2% freien Schwefel. Es wird zunächst durch ein 2"-Sieb abgeseibt, und die rd. 0,4% Hg enthaltenden Anteile direkt der Ofenverarbeitung zugeführt. Bei der Destillation reißt der Gasstrom beträchtliche Mengen von Staub mit, der niedergeschlagen und in einen armen und einen reicheren Anteil zerlegt wird. Ersterer bildet das Aufgabegut für die Flotation. Es hat einen Gehalt von etwa

¹) L. H. Duschak, Min. Mag. 42, 182 (1930).

²) W. S. Palmer, Eng. Min. Journ. 126, 844 (1928).

³) Nach Angaben des Fried. Krupp-Grusonwerkes.

⁴) L. H. Duschak, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 264, 4, 7, 16 (1930); vgl. auch M. van de Putte, Echo Mines 58, 588 (1930) und Manuskript eines Vortrages beim Internat. Kongreß, Lüttich 1930; H. Troegel, Met. u. Erz 27, 255 (1930).

⁵) Dies ist nötig, da ein Gehalt an elementarem Schwefel für die weitere Verarbeitung schädlich ist.

⁶) M. van de Putte, Vortrag, gehalten in Lüttich 1930, Echo Mines 588 (1930).

⁷) W. Bradley, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6429 (1931).

3,3% Hg und wird auf 27% Hg angereichert, die Berge enthalten 0,09% Hg. Die Flotation erfolgt in 20prozentiger Trübe mit folgenden Schwimmmitteln:

Natriummacrofloat	0,024 kg/t
Pineöl	0,139 kg/t
Barrettöl Nr. 4	0,009 kg/t

Das Konzentrat wird nach der Filtration elektrisch getrocknet und mit Kalk in Retorten destilliert.

XV. Selektive Flotation

1. Allgemeines

Mit der einfachen, kollektiven Flotation läßt sich nur eine Abtrennung der Erze von der Gangart erreichen; sie liefert bei gemischten Erzen gemischte Konzentrate, die nicht selten Metalle enthalten, welche für den weiteren Verhüttungsprozeß schädlich sind oder in den Konzentraten nicht oder nur zum Teil bezahlt, unter Umständen sogar mit Strafabzügen belegt werden, z. B. Zink in Bleikonzentraten, Kupfer in Molybdänkonzentraten, Eisen in Zinkkonzentraten, Antimon und Arsen in Goldkonzentraten. Es ist also begreiflich, daß man schon seit jeher bestrebt war, bei der Flotation außer einer Abtrennung der Gangart auch eine Scheidung der Metalle voneinander zu erzielen. Dies gelingt durch selektive Flotation.

a) Definition und Wesen

Selektive, manchmal auch wahl- oder sortenweise Flotation genannt, ist die Bezeichnung für die durch nacheinander erfolgendes Aufschwimmen stattfindende Trennung zweier oder mehrerer Erze mit verschiedener Metallgrundlage unter gleichzeitiger Scheidung dieser Erze von der Gangart. Während durch kollektive Flotation hauptsächlich die Trennung hydrophober (Erz) und hydrophiler (Gangart) Mineralien stattfindet, werden also bei der selektiven Flotation Mineralien annähernd gleicher Hydrophobie¹⁾ voneinander getrennt. Der Ausdruck selektive Flotation ist in einen Gegensatz zur einfachen, kollektiven Flotation gestellt, bei der, ohne Rücksicht auf den Metallcharakter der Erze, ein gleichzeitiges Aufschwimmen aller Erzbestandteile erfolgt, mit dem alleinigen Ziel, sie von der Gangart abzutrennen. Als Ergebnis der selektiven Flotation entstehen mindestens zwei voneinander verschiedene Konzentrate, deren jedes bezüglich der Metallbasis einen anderen Charakter

¹⁾ E. Berl und B. Schmitt, Kolloid Z. 52, 333 (1930).

besitzt. Bei der kollektiven Flotation wird ein einziges gemischtes Konzentrat erzeugt, falls nicht etwa das Ausgangsmaterial nur ein einheitliches Erz ist. Ein typisches Beispiel der selektiven Flotation ist die Trennung von Bleiglanz und Zinkblende aus Bleizinkerzen. Hier wird ein Bleikonzentrat mit niedrigem Zinkgehalt und ein Zinkkonzentrat mit nur wenigen Prozenten Blei hergestellt, und, falls noch Kupfer- und Eisensulfide anwesend sind, auch diese Metalle in Form eines Kupfer- und eines Pyritkonzentrates mit einem nur geringen Gehalt an Blei und Zink abgeschieden, sofern man es nicht vorzieht, das Kupfer zusammen mit dem Blei zu schwimmen. Weitere Beispiele von selektiver Flotation sind: die Trennung des Kupferkieses, der Zinkblende oder des Molybdänglanzes vom Pyrit oder Magnetkies, die Scheidung des Kupferkieses von der Zinkblende, von Molybdänglanz oder Spateisenstein, die Trennung von Flußspat und Quarz u. a. m.

Die Bezeichnung selektive Flotation hat sich in den letzten Jahren eingebürgert, obwohl, wie dies auch z. B. A. F. Taggart¹⁾, A. W. Fahrenwald²⁾, J. S. Truscott und andere vorschlugen, der Ausdruck differentielle Flotation bezeichnender ist. In Deutschland beginnt sich der Ausdruck sortenweise oder auswählende Flotation allmählich einzuführen. Im Grunde genommen stellt jede Flotation, auch die kollektive, eine selektive, wahlweise Trennung von Mineralien in wertlose und wertvolle vor, nur bestehen bei der kollektiven Flotation zwischen dem aufschwimmbaren Erz und der zurückbleibenden Gangart meist so grundlegende Unterschiede der Oberflächeneigenschaften, daß die Trennung der Mineralkomponenten ohne Anwendung besonders verfeinerter Mittel möglich ist. Dazu kommt, daß der wirtschaftliche Wert des flotierten Bestandteiles, des metallhaltigen Konzentrates und des in der Trübe zurückgebliebenen, der Gangart, ein ganz verschiedener ist. Das Konzentrat ist ein wertvolles Produkt, dessen Gewinnung Zweck des ganzen Aufbereitungsverfahrens überhaupt ist, die Gangart stellt dagegen ein meist völlig wertloses und nicht selten lästiges Abfallprodukt dar, dessen Wegschaffung noch Kosten verursacht.

Anders liegen die Verhältnisse bei der wahlweisen Flotation zweier Sulfide. Hier handelt es sich um Mineralien mit stark ausgeprägten, aber einander ähnlichen Flotationseigenschaften, deren Scheidung zwei wertvolle und durch die Trennung in ihrem Werte noch gesteigerte, ja an und für sich oft erst dadurch verkaufsfähige Erze liefert.

Obwohl die Sulfide ähnliche Flotationseigenschaften besitzen, bestehen doch hinsichtlich derselben recht nennenswerte Unterschiede (siehe S. 8), deren Stärke durch die verschiedenen Oberflächeneigenschaften bedingt

¹⁾ Handbook of Ore Dressing, New York 1927, 868; Eng. Min. Journ. 125, 20 (1928); siehe dagegen Quarterly 12.

²⁾ Univ. Idaho U. S. Bur. Min. a. Geol. Moscow, Pamphlet 4 (1921).

wird. Daß solche Unterschiede in der Schwimmfähigkeit von Sulfiden vorhanden sind, ist seit langem bekannt. Schon frühzeitig wurde die Beobachtung gemacht, daß Bleiglanz trotz seines höheren spezifischen Gewichtes leichter flотиert als Zinkblende. Die Tatsache der verschiedenen Schwimmbarkeit findet in der Schürmannschen Reihe einen zusammengefaßten Ausdruck (siehe S. 9).

Um für die Praxis befriedigende Trennungsv erfahren zu finden, mußte versucht werden, die natürlich vorhandenen, aber für diese Zwecke unzureichenden Unterschiede der Oberflächeneigenschaften künstlich zu vergrößern. Diese Bemühungen blieben lange Zeit erfolglos, wenigstens soweit eine betriebsmäßige Verwendbarkeit in Frage kam. Laboratoriumsmäßig und in Versuchsanlagen waren wohl gewisse Erfolge erzielt worden, doch scheiterten alle Bestrebungen an der Unsicherheit der vorgeschlagenen Verfahren, die schon durch Schwankungen in der Erzzusammensetzung und der Verschiedenartigkeit des Wassers stark beeinflusst wurden, so daß ein betriebsmäßiges Arbeiten auf die Dauer unmöglich war.

b) Geschichtliche Entwicklung der selektiven Flotation

Es ist von Interesse, die verschiedenen Stufen der Entwicklung der selektiven Flotation zu verfolgen, die wie kein zweites Verfahren die Aufbereitung in technischer und wirtschaftlicher Beziehung beeinflusst und ungeahnte Umwälzungen verursacht hat. Im folgenden sollen nur einige der wichtigeren Entwicklungsstufen kurz beschrieben werden.

Die ersten Versuche, selektiv zu flотieren, wurden in Australien durchgeführt, wo die großen bisher nicht aufbereitbaren Halden in Broken Hill das Problem der Blei-Zinktrennung zu einem dringlichen gestalteten. Die damals entwickelten Verfahren besitzen heute größtenteils nur noch geschichtliches Interesse und sollen daher nur kurz gestreift werden¹⁾.

Das älteste für die Trennung von Bleizinkerzen ausgearbeitete und in industriellem Maßstab durchgeführte Flotationsverfahren stammt von E. J. Horwood²⁾; es beruht auf der Tatsache, daß Bleiglanz bei vorsichtiger Röstung verhältnismäßig leicht an der Oberfläche in Bleisulfat übergeht, während Zinkblende nicht angegriffen wird; werden also gemischte Bleizinkflotationskonzentrate bei Temperaturen von ungefähr 400–500° C geröstet, so ist die unangegriffen gebliebene Blende nach den üblichen Methoden schwimmfähig, während der oberflächlich in Bleisulfat übergeführte Bleiglanz

¹⁾ Siehe auch A. W. Fahrenwald, Univ. Idaho, U. S. Bur. Min. a. Geol., Moscow, Pamphlet 4 (1921), vgl. Eng. Min. Journ. 125, 195 (1928). The Fathers of Selective Flotation.

²⁾ D. Clark, Eng. Min. Journ. 89, 460 (1910); Austr. P. 12763 (1909); DRP. 244609 (1909).

in der Trübe zurückbleibt. Dieses Verfahren stand jahrelang bei den Broken Hill-Gruben mit gutem Erfolg in Verwendung.

Ein Verfahren, welches nicht wie das von E. J. Horwood eine dauernde Zerstörung der Flotationsfähigkeit eines der Erzbestandteile, sondern nur eine vorübergehende Beeinflussung der Oberflächeneigenschaften hervorruft, stammt von L. Bradford¹⁾ und besteht in der Anwendung einer sog. „befeuchtenden Lösung“, die aus verdünnter Schwefelsäure und einer 10prozentigen Kochsalzlösung zusammengesetzt ist. Diese „befeuchtende Lösung“ wirkt drückend auf den Bleiglanz, so daß sich Zinkblende, gegebenenfalls mit Pyrit gemischt, herausflotieren läßt; aus dem Rückstand kann nach Auswaschen der „befeuchtenden Lösung“ der Bleiglanz zum Aufschwimmen gebracht werden. Ein anderes selektives Verfahren von L. Bradford²⁾ benutzt die Wirkung von schwefliger Säure, SO₂, die Bleiglanz unbeeinflußt läßt, aber Zinkblende niederhält. Dieser Prozeß wird in abgeänderter Form gegenwärtig noch bei der North Broken Hill Ltd. ausgeübt³⁾. H. H. Greenway und A. Lowry⁴⁾ (1913) verwendeten Natriumbichromat zum Drücken von Bleiglanz und schwammen die Blende vorweg. Den entgegengesetzten Weg schlug F. S. Lyster⁵⁾ ein, der das Drücken der Zinkblende durch Verwendung von Chloriden oder Sulfaten des Ca, Mg und Mn in alkalischer Trübe, später durch Sulfite und Thiosulfate⁶⁾ erreichte.

Mit weniger tiefgreifenden Mitteln, sondern mehr durch Ausnutzung der natürlichen Flotationsunterschiede der Erze, suchte die Minerals Separation⁷⁾ eine selektive Trennung zu erreichen. Dies gelingt gelegentlich, wenn die Menge der Flotationsmittel und der Flotationsluft den Schwimmfähigkeiten der einzelnen Erzbestandteile angepaßt wird. Aber alle diese und noch viele andere Verfahren⁸⁾ waren nicht einfach genug und zu sehr auf die besonderen Eigenschaften der verschiedenen Erze abgestellt, als daß sie eine industrielle, allgemein anwendbare Durchführung der selektiven Flotation ermöglicht hätten. Die Frage nach brauchbaren selektiven Schwimmverfahren konnte erst dann als grundsätzlich gelöst betrachtet werden, als es ganz umfassend gelang, die natürlichen Oberflächenunterschiede

1) Th. J. Hoover, *Concentrating Ores by Flotation*, London 1926, 186; A. P. 1182890 (1916); DRP. 321159 (1913).

2) Austr. P. 11253; A. P. 1274505 (1918); siehe auch E. J. Horwood, *Eng. Min. Journ.* 126, 458 (1928); *Min. a. Scient. Press.* 117, 407.

3) A. Lowry, *Proc. Austr. Inst. Min. Met.* 76, 207 (1929); vgl. S. 396.

4) A. P. 1102738 (1914).

5) Austr. P. 5040 (1912); A. P. 1203372/4 (1916); 1202398 (1917); *Australasian Inst. Min. Eng.* 36, 95; A. W. Fahrenwald, *Univ. Idaho U. S., Bur. Min. a. Geol. Moscow, Pamph.* 4, 17 (1921).

6) A. P. 1274505. — 7) DRP. 322087 (1914).

8) Siehe A. F. Taggart, *Handbook of Ore Dressing*, 874—882.

zweier Erze in solchem Maße zu beeinflussen, daß einer der Erzbestandteile seine Schwimmfähigkeit vorübergehend nahezu einbüßt, also gewissermaßen vorübergehend Gangarteigenschaften annimmt, später aber durch Wahl geeigneter Bedingungen die natürliche Schwimmfähigkeit wieder erlangt, während der andere Erzbestandteil unveränderte Schwimmeigenschaften behält oder unter Umständen sogar eine gesteigerte Flotationsfähigkeit erwirbt.

Die Erfinder, denen wir die Grundlagen dieses Fortschrittes in erster Linie zu verdanken haben, sind G. E. Sheridan und G. G. Griswold; sie haben durch die Entdeckung der drückenden Eigenschaften der Zyanide den Anstoß zur heutigen Bedeutung der selektiven Flotation gegeben.

Wie allgemein die Lösung des Problems gelungen ist, beweist die Errichtung zahlreicher Lohnflotationsanlagen (siehe S. 375), in denen komplexe Erze verschiedenster Herkunft ausschließlich durch selektive Flotation verarbeitet werden. Noch vor wenigen Jahren wäre es unmöglich gewesen, sich in ihrer Zusammensetzung stets ändernde Gemische komplexer Erze, wie solche in Lohnanlagen verarbeitet werden müssen, betriebsmäßig durch selektive Flotation aufzubereiten; dazu waren die Verfahren noch zu empfindlich, zu sehr auf bestimmte Erze abgestellt und in ihren Wirkungen zu unsicher; jede Änderung der Beschickung war mit Einbußen an Wirksamkeit verbunden. Für den Fortschritt, den die selektiven Verfahren gemacht haben, spricht gerade der Umstand, daß diese Schwierigkeiten überwunden werden konnten.

c) Verfahren

Das Wesen der neuzeitlichen selektiven Schwimmverfahren besteht im allgemeinen in der aufeinanderfolgenden Verwendung drückender und belebender Reagenzien (vgl. Abschnitt „Flotationsreagenzien“). Handelt es sich darum, aus einer Erztrübe nacheinander zwei Erzbestandteile zu flotieren, so wird jener Bestandteil, der als zweiter geschwommen werden soll, durch Zugabe eines ihn am Schwimmen hindernden Mittels in der Trübe gehalten, gedrückt, und der andere, unbeeinflusst gebliebene in üblicher Weise in einem ersten Flotationssystem flotiert. Meist wird jener Erzbestandteil zuerst geschwommen, dessen natürliche Schwimmfähigkeit die größere ist, und diejenigen Erze gedrückt, die schon von Natur aus schwerer schwimmen; so z. B. wird bei der Blei-Zinkflotation im allgemeinen das schwimmfähigere Bleisulfid vorweggeschwommen, während das flotations-trägere Zinksulfid vorerst gedrückt wird; ähnlich gestaltet sich der Vorgang bei Kupfereisenerzen.

Bedingung für das Gelingen einer selektiven Flotation ist, daß die für das Schwimmen des ersten Erzbestandteiles gewählten Flotationsmittel ihrer Natur und Menge nach die Wirkung des Drückers auf die anderen

Erzkomponenten nicht aufheben. Nach dem Schwimmen des ersten Erzbestandteiles, also nach der Beendigung der ersten Flotationsstufe, muß den gedrückten Anteilen ihre ursprüngliche oder sogar eine vergrößerte Schwimmfähigkeit durch geeignete Zusätze wiedergegeben werden, um sie nunmehr aus den Abgängen der ersten Flotationsstufe flotieren und damit von der Gangart trennen zu können; diese Verfahrenstufe wird in einem zweiten Flotationssystem vorgenommen. Nicht selten muß zwischen den beiden Stufen eine Eindickung der Trübe in Zwischeneindickern erfolgen, um eine günstige Trübedichte zu erzielen. Die Zugabe sog. belebender Mittel hebt die drückende Wirkung auf und ermöglicht, meist nach einer bestimmten Einwirkzeit, die Flotation des zweiten Erzes. In vereinzelt Fällen genügt sogar schon das Zufügen einer größeren Sammlermenge, um die drückende Wirkung aufzuheben; dies ist nach Abschwimmen der Blende häufig bei Pyrit möglich. Ähnlich wie zwei Erzbestandteile nacheinander aus derselben Trübe herausflotiert werden können, gelingt dies auch bei mehreren.

Für die Durchführung der selektiven Flotation sind im Grunde genommen ähnliche Bedingungen einzuhalten wie bei der einfachen. Da aber die wahlweise Schwimmbarmachung einen wesentlich empfindlicheren Vorgang darstellt als die verhältnismäßig grobe kollektive Flotation, müssen alle bei dieser einzuhaltenden Bedingungen noch schärfer beobachtet und die einmal als richtig festgestellten auch genau und ständig innegehalten werden¹). (Vgl. Abschnitt „Betriebsüberwachung“.) Dies bezieht sich unter anderem auf die richtige Mahlfeinheit, die Dichte und Temperatur der Trübe und ihren gleichmäßigen Zulauf zu den Flotationsapparaten, auf den Zeitpunkt der Reagenzienzugabe, die Reagenzienmenge und -beschaffenheit, die Einwirkdauer der Zusatzmittel, die Gleichförmigkeit in Alkalität und Wasserstoffionenkonzentration, kurz auf alle den Flotationsvorgang beeinflussende Umstände²).

Daß für den Erfolg der selektiven Flotation die Mahlfeinheit ausschlaggebend ist, braucht nicht eigens betont zu werden, denn ohne eine Loslösung der Erzbestandteile voneinander ist ihre Trennung unmöglich; hier genügt aber nicht ein Aufschließen, das nur das Freilegen der Erze allein von der Gangart hervorruft, sondern es ist vor allem ein Aufschließen nach Erzsorten unerlässlich. Dieser Umstand bedingt es, daß bei der selektiven Flotation im allgemeinen feineres Korn zur Verarbeitung gelangt als bei der einfachen, denn oft sind die Erze miteinander inniger verwachsen als mit der Gangart. Nicht selten wird bei feinverwachsenen Erzen das Flotationsgut zu 50—90% durch ein 200-Maschensieb gehen.

¹) C. S. Parsons, Eng. Min. Journ. 123, 757 (1927); H. S. Gieser, ebenda 842; C. L. Lemke, Min. Met. 8, 183 (1927).

²) A. W. Fahrenwald, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2694 und 2700 (1925).

Im allgemeinen findet die selektive Flotation bei etwas höheren Trübedichten statt, die sich zwischen 20 und 40% an Feststoffen bewegen; die meisten Trüben enthalten 25—30% Festteile. Die als beste Trübedichte ermittelte ist unbedingt ständig einzuhalten, da wenige Dinge eine selektive Flotation mehr stören können als schwankende Trübedichten.

Von entscheidender Wichtigkeit bei der selektiven Flotation ist die Reihenfolge, die Menge und der Zeitpunkt der Reagenzienzugabe. Die wahlweise Flotation ist ein mehrstufiger Vorgang, bei dem jede Reaktionsstufe bis zu einem gewissen Grad ein selbständiges Verfahren darstellt; es dürfen also Schwimmmittel, die z. B. ausschließlich für die zweite Stufe dienen, erst nach Beendigung der ersten zugefügt werden. Drückende Reagenzien, wie Kalk, Zyanide usw., werden im allgemeinen schon während der Feinmahlung zugegeben, wodurch sich die Einwirkdauer auf die Erze verlängert; dies ist häufig vorteilhaft. Die Drücker werden meist vor den sammelnden und schäumenden Mitteln zugefügt, doch erfolgt auch die Zugabe der Sammler und Schäumer vereinzelt schon in den Mühlen, besonders wenn es sich um schwerlösliche Mittel handelt, wie Thiokarbanilid, TT-Mischung oder schwere Öle. Meist zieht man es jedoch vor, die Sammler in mehreren Teilmengen der Trübe zuzusetzen, oft Zelle nach Zelle, um in der ersten Flotationsstufe niemals mit einem Sammlerüberschuß zu arbeiten, der unter Umständen die Wirkung des Drückers aufhebt oder vermindert. Als Schäumer wählt man solche, die leichte, nicht zu dicke Schäume geben, also Pineöl, hochphenolhaltige Holz- und Kohlenteeröle und ähnliche.

Die belebenden Mittel, z. B. Kupfersulfat für Zinkblende, werden nach Beendigung der ersten Flotationsstufe den Abgängen dieser Verarbeitungsstufe zugesetzt. Während bei der kollektiven Flotation die Wirkung der zugesetzten Schwimmmittel meist eine fast augenblickliche ist, bedarf es zur Beeinflussung der Erze durch die drückenden und belebenden Mittel nicht selten einer längeren Einwirkdauer und gelegentlich höherer Temperaturen. Besondere Einwirkgefäße oder Eindicker von geeignetem Fassungsvermögen schaffen die Möglichkeit der längeren Einwirkzeit. Eigene Behälter dienen gegebenenfalls auch zum Anwärmen der Trübe, wenn ein Arbeiten bei höherer Temperatur für das Ausbringen oder die Anreicherung vorteilhaft ist. Fast immer wird bei dieser zweiten Flotationsstufe frischer Sammler zugesetzt, nicht selten ein anderer als in der ersten; dagegen erübrigt sich häufig eine erneute Zugabe von Schäumern.

Ähnlich wie bei der einfachen Flotation erfolgt eine weitere Anreicherung der Konzentrate in Reinigern. Über die bei der selektiven Flotation vorteilhaft verwendbaren Apparatetypen, ihre Vorzüge und Nachteile vgl. Abschnitt „Flotationsapparate“. Wiederholt soll hier werden, daß bei Druckluftapparaten unbedingt Mischer oder Einwirkgefäße vorzuschalten sind,

wovon bei mechanischen Apparaten unter Umständen Abstand genommen werden kann, da bei ihnen die Vermischung aller Flotationsmittel infolge der wirkungsvollen Rührung in den Apparaten selbst stattfinden kann.

Die Durchführung der selektiven Flotation kann von zwei Gesichtspunkten aus erfolgen, die hauptsächlich von dem Verwachsungsgrad des Erzes beeinflußt werden. Sie kann ausgeführt werden:

1. durch unmittelbare selektive Flotation der hierfür auf die notwendige Mahlfeinheit gebrachten Erze. Diese Art der Aufbereitung ist die weitaus üblichste und überall dort die gegebene, wo eine einigermaßen gleichmäßige Verwachsung der Erzbestandteile miteinander und mit der Gangart vorliegt.

2. durch Herstellung eines Mischkonzentrates mittels kollektiver Flotation zur Ausscheidung der Gangart und anschließend daran selektives Schwimmen dieses gemischten Konzentrates, gegebenenfalls nach vorhergehender Nachvermahlung. Diese Form der selektiven Flotation wird vorteilhaft dort ausgeübt, wo Erze verarbeitet werden, die wohl untereinander innig, mit der Gangart aber verhältnismäßig grob verwachsen sind. In solchen Fällen genügt zur Trennung der Erze von der Gangart schon eine verhältnismäßig grobe Vermahlung; für die Trennung der Erze voneinander ist dagegen eine weitergehende Mahlung notwendig, die sich aber bei dieser Arbeitsweise nur auf einen kleineren Anteil, nämlich auf das Mischkonzentrat beschränken kann, wodurch sich Ersparnisse an Mahlkosten erzielen lassen. Da ferner bei diesem Verfahren nur kleinere Gewichtsmengen zur selektiven Flotation kommen, so werden auch die Kosten für Flotationsreagenzien vermindert; außerdem werden unter Umständen große Einwirkgefäße überflüssig, wodurch die Anlage- und Gebäudekosten eine Verringerung erfahren.

d) Theorie der selektiven Flotationsvorgänge

Zur Vervollständigung des Gesamtbildes der selektiven Flotation seien auch an dieser Stelle kurz ihre theoretischen Grundlagen gestreift¹⁾. Das Wesen der selektiven Flotation besteht darin, die ähnlichen Oberflächeneigenschaften von Erzen so zu beeinflussen, daß das eine möglichst hydrophob wird, also schwimmt, das andere hingegen vorübergehend stark hydrophil gemacht wird, so daß es seine Schwimmbarkeit zeitweise verliert. Dies geschieht nach der älteren, aber allgemeiner angenommenen Ansicht dadurch, daß die Oberflächen der gedrückten Sulfide durch passivierende Mittel infolge Adsorption, chemischer Reaktion oder einer Kombination dieser beiden Vorgänge so verändert werden, daß sie ihre Schwimmfähigkeit einbüßen. Voraussichtlich bilden sich hierbei auf der Oberfläche der

¹⁾ Siehe auch C. R. Ince, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 195 (1929); über die Theorie der selektiven Flotation, vgl. auch S. 269 u. 281.

betreffenden Sulfidteilchen hydrophile Häutchen. Es wird in der Mehrzahl der Fälle eine unmittelbare Reaktion der Ionen des Drückers mit den Oberflächenionen des Erzes unter Bildung unlöslicher Verbindungen angenommen¹⁾, doch kann auch durch Umsetzung von in der Trübe gelösten Stoffen und selektive Adsorption der Reaktionsprodukte die Häutchenbildung hervorgerufen werden. Gedrückte Erze können durch wiederbelebende Mittel, das sind polare Stoffe, wieder in den Besitz ihrer natürlichen oder einer sogar verstärkten Schwimmfähigkeit kommen; hierbei werden die hydrophilen Überzüge zerstört und den Sammlern Gelegenheit gegeben, hydrophobe, wasserabstoßende Filme zu bilden, wodurch das Erz wieder flotierbar wird.

Die neueste, von A. F. Taggart²⁾ vertretene Theorie erklärt die drückende Wirkung als eine Schlammadsorption an der Erzoberfläche. Er nimmt an, daß die drückenden Mittel ein Niederschlagen der in der Trübe schwebenden Gangartschlämme hervorrufen, die dann wahlweise an Sulfidoberflächen adsorbiert werden; so bewirken Soda, Zyanide, Zinksulfat usw. ein ziemlich starkes Überziehen der Blende und des Pyrits mit Gangartschlamm, während Bleiglanz frei bleibt. Ein mit solchem Gangartschlamm umhülltes Erzteilchen verhält sich wie die Gangart, d. h. es ist nicht flotierbar. Das Zufügen eines belebenden Mittels soll die Gangartschlämme entfernen, so daß die Erzteilchen wieder ihre ursprünglichen Oberflächen- und damit Schwimmigenschaften erhalten.

e) Wirtschaftlicher Einfluß der selektiven Flotation

Auf die wirtschaftliche und metallurgische Bedeutung der selektiven Flotation ist schon an anderen Stellen hingewiesen worden (S. 18). Die Erhöhung der Anreicherung in den Konzentraten, die Erniedrigung der zu den Hütten zu schaffenden Konzentratmengen, die Ausschaltung von bei der Verhüttung schädlichen Metallen in den Konzentraten und die Möglichkeit, arme Komplexerze nutzbringend zu verarbeiten, sind einige dieser Vorteile. Hier soll nur kurz die Beeinflussung der Metallproduktion und der Gesteungskosten besprochen werden.

Zum Teil mehr als alle anderen Verbesserungen, z. B. im Grubenbetrieb, in der mechanischen Aufbereitung, Verwaltung usw., hat in den letzten Jahren die selektive Flotation zur Verminderung der Gesteungskosten und Erniedrigung der Metallpreise beigetragen³⁾. Ohne selektive Flotation wäre die jährliche Erzeugung an Metallen um einige Hunderttausend Tonnen kleiner als gegenwärtig. Sie hat besonders im Bleizinkbergbau eine Verjüngung

¹⁾ A. F. Taggart, T. C. Taylor und A. F. Knoll, a. a. O.

²⁾ Handbook of Ore Dressing, New York 1927; A. F. Taggart, T. C. Taylor und C. R. Ince, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 204, 41—49 (1929); siehe auch C. R. Ince, ebenda 195 (1929).

³⁾ C. H. Crane, Eng. Min. Journ. 125, 86 (1928); C. E. Locke, ebenda 116.

hervorgerufen, die allerdings auf Kosten der Metallpreise geht. Wie groß z. B. die durch selektive Flotation verursachte Vermehrung der Erzeugung an Blei im Jahre 1927 war, geht aus der folgenden Aufstellung¹⁾ hervor.

Es betrug die Vermehrung der Gesamterzeugung an Blei in

Kanada	rd. 110000 t = 73 ⁰ / ₀ ,
Ver. Staaten	rd. 110000 t = 16 ⁰ / ₀ ,
Mexiko	rd. 70000 t = 26 ⁰ / ₀ ,
dennach in Nordamerika insgesamt	rd. 290000 t = 26 ⁰ / ₀ ,
auf der ganzen Welt insgesamt	rd. 440000 t = 24 ⁰ / ₀ ²⁾ .

In Spanien, Nordafrika, Kleinasien und der Türkei machte die durch die selektive Flotation bedingte Mehrerzeugung schätzungsweise 17000 t Blei aus, noch höher war die Menge Zink.

Auf die Vorteile, welche die selektive Flotation bei der Verarbeitung verschiedener Erzklassen bietet, wird gelegentlich der Besprechung der Anwendungsmöglichkeiten dieser Verfahren näher eingegangen werden.

Selektive Flotation sulfidischer Erze

[Die selektive Flotation umfaßt zwei Hauptgebiete: die Flotation sulfidischer Kupfereisenerze und die Aufbereitung von Bleizinkerzen. Dazu kommen noch eine Reihe anderer Anwendungsmöglichkeiten, die aber gegenüber den genannten an Bedeutung und Umfang weit zurücktreten.

Von besonderer Wichtigkeit ist die selektive Flotation für die Verarbeitung von Erzen geworden, welche in größeren Mengen Pyrit oder Magnetkies enthalten. Pyrit ist ein fast regelmäßiger Begleiter der sulfidischen Kupfer-, Blei-, Zink- und Molybdänerze sowie des Graphits. Unter den üblichen Bedingungen der einfachen Flotation schwimmt er fast ebenso leicht wie die wertvolleren Erze, z. B. Kupferkies, Bleiglanz, Zinkblende oder Molybdänglanz, erniedrigt also in den Konzentraten den Gehalt der wertvolleren Metalle. Nun bedeutet ein hoher Pyritgehalt der Konzentrate oft nicht nur Schwierigkeiten und Verluste bei der Verhüttung, sondern das Mitschleppen des Kieses als wertloser Ballast bedingt auch eine unnötige Erhöhung der Transportkosten. Durch naßmechanische Aufbereitungsmethoden ist wegen der Ähnlichkeit der spezifischen Gewichte vieler sulfidischer Erze (Kupferkies 4,1–4,3, Zinkblende 3,9–4,2, Pyrit 4,9–5,2) nur ausnahmsweise eine einigermaßen befriedigende Abtrennung des Schwefelkieses möglich, dagegen gelingt dies in einfacher und sicherer Weise durch selektive Flotation.

¹⁾ C. H. Crane, a. a. O.

²⁾ F. H. Probert, Eng. Min. Journ. 128, 731 (1929).

2. Selektive Flotation von Kupfererzen

a) Kupfer-Eisentrennung

Ein besonders ausgedehntes Gebiet der selektiven Flotation umfaßt die Trennung sulfidischer Kupfererze von Schwefelkies. Es gibt heute nur wenige Anlagen, in denen die Kupfersulfidflotation nicht selektiv vorgenommen wird.

Die Trennung von Kupfererzen und Pyrit oder Magnetkies beruht auf der drückenden Wirkung von Alkalien, besonders von Kalk auf Pyrit, eine Wirkung, die gegebenenfalls durch die Zugabe von Zyanid noch verstärkt werden kann. Die verschiedenen Kupfersulfide zeigen gegenüber Alkalien ein etwas ungleichartiges Verhalten. Die folgende bildliche Zusammenstellung¹⁾ (Abb. 146) veranschaulicht den Einfluß, den Alkalität allein, verschieden große Zusätze an Kalk und Zyanid für sich und kombiniert, auf die Schwimmfähigkeiten von Pyrit und einigen Kupfersulfiden ausüben.

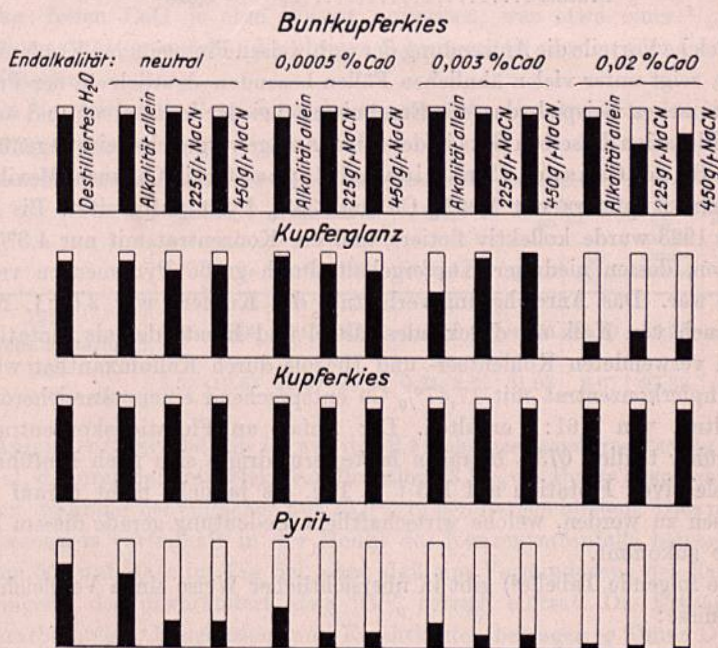


Abb. 146. Beeinflussung der Schwimmfähigkeit verschiedener Kupfererze und von Pyrit durch verschieden starke Alkalität und wechselnden Kalk- bzw. Zyanidzusatz

¹⁾ E. L. Tucker, J. F. Gates und R. E. Head, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 376 (1926); Min. Met. 7, 126 (1926).

Als wichtigstes Ergebnis zeigt diese Gegenüberstellung, daß schon eine Alkalität allein auf Pyrit von stark drückendem Einfluß ist, und daß Kupferglanz durch Kalk im Überschuß gleichfalls etwas gedrückt wird; auf diesen Umstand muß bei der Trennung von Pyrit und Kupferglanz Rücksicht genommen werden (vgl. auch S. 273).

Im Jahre 1928 wurden in den Ver. Staaten 47,6 Millionen t Kupfererze unter Erzeugung nur eines Konzentrats selektiv flотиert¹⁾. Aus 0,37 Millionen t wurden auch Pyritkonzentrate erzeugt. Der Verbrauch an Reagenzien je t Erz (Durchschnitt aus 27 Anlagen mit rd. 47 Millionen t Durchsatz) bei den ersteren war:

	kg/t
Schäumer	0,073
Sammleröle	0,050
Chemische Sammler	0,035
CaO	1,850
Drücker	0,028

Welche Vorteile die Anwendung der wahlweisen Flotation bei Kupfererzen bietet, zeigt unter vielen ähnlichen Fällen besonders deutlich ein der Praxis entnommenes Beispiel, das die Ergebnisse²⁾ bei der kollektiven und selektiven Flotation desselben Guts in derselben Anlage vergleichsweise gegenüberstellt. Bei der Cananea Consolidated Copper Co. in Cananea (Mexiko)³⁾ wird ein Kupfererz mit 1,96% Cu und 33% Pyrit aufbereitet. Bis zum Jahre 1923 wurde kollektiv flотиert, und ein Konzentrat mit nur 4,3% Cu erhalten, dessen niedriger Kupfergehalt durch große Pyritmengen verursacht war. Das Anreicherungsverhältnis des Kupfers war 2,65:1. Nach Gebrauch von Kalk als drückendes Mittel und Ersatz der als Flotationsmittel verwendeten Kohlenteer- und Heizöle durch Kaliumxanthat wurde ein Kupferkonzentrat mit 17,47% Cu entsprechend einem Anreicherungsverhältnis von 9,61:1 erhalten. Der Anfall an Flotationskonzentraten, der früher täglich 673 t betragen hatte, erniedrigte sich nach Einführung der selektiven Flotation auf 173 t je Tag. Es braucht nicht darauf hingewiesen zu werden, welche wirtschaftliche Bedeutung gerade diesem Umstande zukommt.

Die folgende Tabelle⁴⁾ gibt in übersichtlicher Weise einen Vergleich der Ergebnisse:

¹⁾ T. H. Miller und R. L. Kidd, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3004 (1930).

²⁾ L. O. Howard, Black Hills Engineer, 17 (1927).

³⁾ A. T. Tye, Eng. Min. Journ. 121, 597 (1926); Min. Met. 340 (1927); Flot. Pract. 151.

⁴⁾ A. T. Tye, Flot. Pract. 163.

	Mit kollektiver Flotation (1923)	Mit selektiver Flotation (1926)
Anreicherungsverhältnis	2,57	9,61
Cu-Ausbringen in %	87,4	91,73
Ag-Ausbringen in %	88,21	93,72
Pineöl kg/t	0,28	0,103
Xanthat kg/t	—	0,045
CaO kg/t	—	4,815
Kosten der Flotationsmittel je Tonne in RM.	0,40	0,30
Cu % im Konzentrat	4,38	17,47
Cu % in den Abgängen	0,29	0,18

Ähnliche Vorteile brachte der Übergang von einfacher zur selektiven Flotation von Kupfererzen der Moctezuma Copper Co.¹⁾ in der Anlage in Nacozari (Mexiko). Bis zum Jahre 1922 arbeitete diese Gesellschaft mit einfacher Flotation und ging 1924 zu selektiver Flotation über²⁾. Das Erz enthält Kupferkies und Pyrit. Der Kalk wird in der Mühle in solcher Menge zugesetzt, daß die Abgänge noch eine Alkalität von 0,07 bis 0,15 kg freien CaO je cbm Wasser aufweisen, was etwa einer $\frac{1}{250}$ bis $\frac{1}{120}$ Normalität entspricht; die übrigen Schwimmmittel werden dem Überlauf der Klassierer zugefügt.

Ein Vergleich der Betriebsergebnisse zeigt die Unterschiede der beiden Arbeitsweisen:

	Roherz		Konzentrat		Berge		% Ausbringen an Fe		% Pyrit als Berge ausgeschieden	Täglicher Konzentratsanfall t
	Cu %	Fe %	Cu %	Fe %	Cu %	Fe %	Gesamt	als Pyrit		
1922 einfache Flotation	2,55	10,03	12,07	32,47	0,22	3,83	80,76	74,49	25,51	rd. 500
1924 selektive Flotation	2,55	10,53	26,67	27,93	0,24	8,22	31,03	6,67	93,33	rd. 200

Das Anreicherungsverhältnis ist auf das 2,4fache gestiegen und betrug 1924 11,49:1, dadurch daß mit selektiver Flotation 93,3% des Pyrits ausgeschieden wurden, während bei einfacher nur 25,5% in den Bergen blieben. Dies macht sich besonders vorteilhaft in der Menge des Konzentratanfalls bemerkbar, die von 500 auf 200 t im Tag fiel, ohne daß eine Verminderung des Kupferausbringens, das unverändert etwa 93% betrug, eintrat. Die Ersparnisse an Verarbeitungs-, Reagenzien- und Frachtkosten betragen je Tonne Durchsatz 0,50 \$; dies bedeutet bei einem Durchsatz von 60000 t im Monat 30000 \$.

¹⁾ W. T. MacDonald, Eng. Min. Journ. 118, 445 (1924); 126, 678 (1928); Quarterly 50.

²⁾ A. B. Parsons, Eng. Min. Journ. 122, 88 (1926).

1922 wurden als Öle Kohlenteer, Kresol und Pineöl verwendet, von denen 0,160 kg/t verbraucht wurden; 1924 waren es die folgenden Reagenzien:

CaO	2,25—2,7	kg/t
TT-Mischung	0,130	kg/t
Pineöl	0,063	kg/t

Beschreibung einiger selektiver Kupferanlagen

Im folgenden sollen einige Beispiele von Anlagen, in denen selektive Kupfererz-Pyritflotation durchgeführt wird, gegeben werden.

Bei der Eustis Mine (Quebec)¹⁾ wird der Kalk in der Mühle zugesetzt, und das gemahlene Erz in einer Trübedichte von 1:3,5 mit TT-Mischung flotiert. Aus den Kupferabgängen wird aus saurer, etwas dünnerer Trübe, und zwar 1:4,5, ein Kieskonzentrat gewonnen.

Bei der Kupferflotation beträgt der Schwimmitelverbrauch:

CaO	5,170 kg/t	} Zugabe in der Kugelmühle
Pineöl	0,010 kg/t	
TT-Mischung .	0,140 kg/t, die vor den Vorreinigerzellen zugesetzt wird.	

Zur möglichen Entfernung der alkalischen Trübeflüssigkeit gelangen die Abgänge der Kupferflotation in einen Eindicker und von dort in einen Mischbottich, in dem die Säure und die weiteren Reagenzien unter kräftigem Rühren zugesetzt werden. Es sind dies für die Pyritflotation:

H ₂ SO ₄ (66° Bé)	9,000 kg/t
Kohlenteer- und Kreosotöl (1:1)	0,310 kg/t
K-Xanthat	0,090 kg/t
Pineöl	0,007 kg/t

Die Ergebnisse der selektiven Flotation der Eustis Mill (1926) sind in folgender Tabelle zusammengestellt.:

	Kupferflotation		Pyritflotation	
	Cu %	Fe %	Fe %	Cu %
Aufgabe	3,04	30,0	31,73	0,29
Konzentrat	22,1	32,0	42,56	0,28
Abgänge	0,29	31,73	11,64	—
Ausbringen in %	91,57	—	87,15	—
Anreicherungsverhältnis	7,94	—	1,5	—

¹⁾ A. B. Parsons, Eng. Min. Journ. 122, 88 (1926); Eng. Min. Journ. 123, 84 (1927); Quarterly 61.

Durch selektive Flotation werden auch in den beiden größten Flotationsanlagen der Welt, den Schwesterbetrieben der Utah Copper Co., der Magna- und Arthuranlage in Garfield (Utah), Kupfererze aufbereitet. Die Tagesleistung der ersteren ist 32000 t, die der letzteren 35000 t. Verarbeitet wird ein armes, nur 0,99% Cu enthaltendes Erz, das aus dem Tagebau bei Bingham stammt. Es enthält hauptsächlich Kupferglanz mit überschüssigem Pyrit, beide in Monzonitporphyr¹⁾ feinst verteilt. Die feine Verwachsung erfordert eine Vermahlung auf rd. 70% unter 200 Maschen. Die Flotation erfolgt in Janneyapparaten. Aus den Trommelmühlen, die im geschlossenen Kreislauf mit Dorr-Klassierern arbeiten, fließt die Trübe mit nur 18 bis 22% Feststoffen ab und wird vor dem Schwimmprozeß auf 30–35% eingedickt. Als Flotationsmittel werden verwendet²⁾:

CaO, als Kalkmilch 1,700 kg/t, wodurch ein p_{H_2} von 8,8–9,2 erreicht wird,
 Natriummacrofloat³⁾ 0,007 kg/t, als Sammler,
 Kresylsäure 0,080 kg/t, als Schäumer,
 NaCN 0,022 kg t, zum Drücken des Pyrits⁴⁾.

Der Kalk wird in die Kugelmühlen, die übrigen Reagenzien in den Überlauf der Klassierer gegeben. Die Flotation erfolgt in 60 Systemen zu acht Vorreinigern; aus ihnen fließt das Konzentrat in zwei Reiniger, deren Konzentrat in einem Nachreiniger weiterverarbeitet wird. Die Abgänge der Reiniger werden der Aufgabe, die der Nachreiniger den Reinigern zugeführt.

Die beiden Anlagen liefern bei einem Ausbringen von 90% Konzentrate mit rd. 32% Cu; die Abgänge führen noch 0,1% Cu; das Anreicherungsverhältnis beträgt 37,15:1. Die Anlage benötigt nur 200 Mann Bedienung.

Ein Beispiel für die Gewinnung von Kupferkies durch Kombination von naßmechanischer Aufbereitung und Flotation bietet die Anlage der Outokumpu Kaivos in Outokumpu (Finnland)⁵⁾, in der mit einer Tagesleistung von 500 t ein Rohgut verarbeitet wird, das sich aus etwa

13% Kupferkies
 32% Schwefelkies
 15% Magnetkies und
 38% Quarz

zusammensetzt. Diese Bestandteile liegen zum Teil in einer feinen Verwachsung vor.

¹⁾ F. Beyschlag, P. Krusch, J. H. L. Vogt, Stuttgart 1921, 11, 349; J. J. Beson, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 107 (1916).

²⁾ Mitteilungen der Gesellschaft; s. a. H. S. Martin, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6479 (1931).

³⁾ Im Betriebe selbst hergestellt.

⁴⁾ Vgl. dazu K. Glinz, Intern. Bergwirtsch. 23, 228 (1930); Quarterly 75.

⁵⁾ E. Mäkinen, Teknillinen Aikakauslehti, Nr. 7, 8 (1930).

Der Gang der Verarbeitung ist aus dem Stammbaum (Abb. 147) ersichtlich. Das unter Tage vorgebrochene Grubengut wird nachzerkleinert und dann in einer Siebkugelmühlenanlage naß auf 4 mm vermahlen. Diese Vermahlung erfolgt, um je nach Bedarf aus dem Rohgut auf Herden gewisse Mengen an körnigem Schwefelkies auszuschcheiden. Die Herde liefern ein Konzentrat mit etwa 42% S, 4–4,5% Cu und 42% Fe.

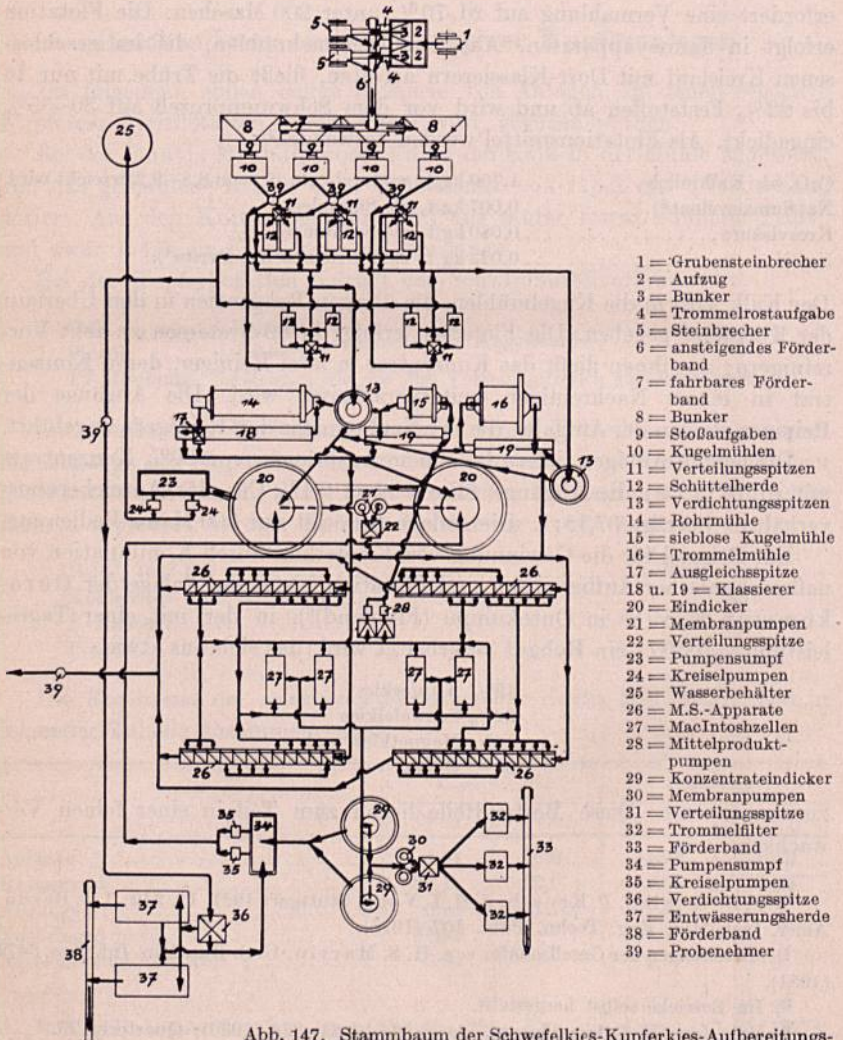


Abb. 147. Stammbaum der Schwefelkies-Kupferkies-Aufbereitungsanlage der Outokummun-Kaivocs in Outokumpu

Die Zwischenprodukte der Herde werden gemeinsam mit den Herdbergen Schlammabscheidern zugeführt, in denen eine teilweise Entschlammung stattfindet. Das von den Schlammabscheidern ausgetragene Gut wird in einer Rohrmühle und zwei Trommelmühlen, die mit Klassierern im Kreislauf arbeiten, auf etwa 0,15 mm vermahlen und gemeinsam mit dem eingedickten Überlauf der Schlammabscheider der Schwimmaufbereitung unterworfen.

Die Flotationsanlage besteht aus vier Aggregaten von je 13 zelligen 21" M. S.-Unterluftapparaten. Die jeweils sechs ersten Zellen liefern ein Vorkonzentrat mit 8–10% Cu. Die Zwischenprodukte der folgenden sieben Zellen gehen teils zur Aufgabezelle zurück, teils werden sie in den beiden Trommelmühlen weiter aufgeschlossen. Die Vorkonzentrate werden in vier MacIntoshapparaten nachgereinigt, die ein Konzentrat mit etwa 14% Cu liefern, und deren Abgänge ebenfalls zur weiteren Aufmahlung zu den Trommelmühlen zurückgehen. Die Fertigungskonzentrate werden vor der Filtration in zwei parallelgeschalteten Eindickern eingedickt und mittels Zellenfiltern auf etwa 9% Wasser entwässert.

Der Verbrauch an Zusatzmitteln je Tonne Durchsatz beträgt:

NaCN	0,080 kg/t
K-Xanthat	0,010–0,014 kg/t
Aerofloat	0,100–0,125 kg/t

Die nachstehende Tabelle enthält die Aufbereitungsergebnisse aus dem Jahre 1929:

	Gewichts- prozent	Cu %	S %
Rohertz	100	4,32	28,73
Herdkonzentrat	30,60	4,32	42,40
Flotationskonzentrat	20,50	14,15	35,37
Berge	48,90	0,47	12,86

Die selektive Trennung von Kupferkies und Pyrit ist auch möglich, wenn man zuerst sämtliche Sulfide mittels kollektiver Flotation abtrennt und das so erhaltene Mischkonzentrat, gegebenenfalls nach neuerlicher Vermahlung, unter Kalkzusatz noch einmal zwecks selektiver Trennung flotiert¹⁾. Nach diesem Verfahren arbeitet z. B. die Britannia Mining and Smelting Co. in ihrer Britannia Mill in Brit. Kolumbien²⁾. Hier werden täglich 4000 t mit einem Gehalt von 15–20% Sulfiden verarbeitet; der wertvollste Bestandteil ist ein silber- und goldhaltiger Kupferkies, der von Pyrit begleitet wird.

¹⁾ W. B. Maxwell, Can. Min. J. 51, 367 (1930); siehe auch Quarterly 61.

²⁾ H. A. Pearse, Min. Mag. 38, 395 (1927); ferner B. W. Holman, Min. Mag. 38, 85 (1928); Quarterly 61.

Die Erze können entsprechend ihrem Verwachsungsgrad von ihrer Gangart schon bei einer verhältnismäßig groben Vermahlung getrennt werden, sind aber untereinander viel inniger verwachsen.

Nach dem Grobzerkleinern werden die Erze geläutert, um die in größerer Menge vorhandenen Aluminium-, Eisen- und Magnesiumsalze zu entfernen, wobei gleichzeitig ein Abtrennen der primären Schlämme, die etwa 12% der Erzmenge ausmachen, stattfindet. Die Verarbeitung des Gröberens und der Schlämme erfolgt in getrennten Systemen. Zunächst erfolgt in einem ersten Arbeitsgang die Herstellung eines gemischten Flotationskonzentrates, das Kupferkies und Pyrit enthält (Kupfergehalt 9,5–11,5%). Dieses Mischkonzentrat wird klassiert und das Grobkorn unter Zusatz von 0,7–1,15 kg/t Kalk weiter gemahlen, so daß etwa 83% durch ein 200-Maschensieb gehen; es wird mit dem Klassiererüberlauf vereint. Aus diesem Gut wird nun ohne weitere Zusätze ein Kupferkonzentrat hergestellt, das etwa 21% Cu enthält. Die Abgänge werden, allenfalls nach vorangehendem Entgolden, zur Belegung des Pyrits mit weiteren Mengen Pineöl und Xanthat versetzt und in einem Pyritvorreiniger flotiert; das erhaltene Konzentrat wird nachgereinigt. Man erhält ein Schwefelkieskonzentrat mit 49% S und mit nur 0,3% Cu. Durch diese Art der Verarbeitung lassen sich bedeutende Ersparnisse bei der Vermahlung und im Reagenzienverbrauch erzielen. Die größeren Flotationsabgänge enthalten 0,07% Cu, die der Schlämme 0,2% Cu. Das Gesamtausbringen an Kupfer beträgt 91%.

Der Verbrauch an Schwimmiteln in der Hauptabteilung (gröberes Gut) und der Zeitpunkt ihrer Zugabe geht aus folgender Übersicht hervor:

Für die Herstellung des Mischkonzentrats:

CaO ¹⁾	0,450 kg/t	} Zugabe in die Mühle,
Aerofloat 25	0,018 kg/t	
K-Xanthat	0,022 kg/t	} Zugabe in den Flotationsapparaten.
Pineöl	0,117 kg/t	
Na ₂ CO ₃	0,225 kg/t	

Für die selektive Flotation:

Kupferflotation:

CaO	0,7–1,220 kg/t ²⁾	} Die Zugabe erfolgt bei der Nachvermahlung des Mischkonzentrates. Weitere Schäumerzugabe erübrigt sich meist.

Pyritflotation:

Xanthat	0,135 kg/t ³⁾	} Zugabe in den Flotationsapparaten.
Pineöl	0,225 kg/t ³⁾	

¹⁾ Nur zum Herstellen einer geringen Alkalität. Für die Schlämme wird Na₂CO₃ in recht erheblicher Menge verwendet, um die löslichen Salze auszufällen.

²⁾ Bezogen auf das Mischkonzentrat.

³⁾ Bezogen auf das Pyritkonzentrat.

Tabelle II
Flotationsergebnisse einiger Kupfererzanlagen*)

Nr.	Name der Gesellschaft	Ort der Anlage	Leistung	Apparatetyp	Aufgabe		Cu-Konzentrat		Berge		Cu-Ausbringen in %	Verarbeitete Haupterze	Art der Flotation	Quellenangabe
					Cu %	Fe %	Cu %	Fe %	Cu %	Fe %				
A. Europa														
1	Outokummun Kaivos	Outokumpu, Finnland	15 t/h	MS, MI	5,5	20—21 S	13—14	34—35 S	0,4	11—13 S	92—94	Kk, Py, Mk	Rohgut und Mittelprodukte	E. Mäkinen, Met. u. Erz 28, 147 (1931)
2	Mitterberger Kupfer A. G.	Mühlbach, Österreich	16 t/h	Ek	1,8	—	22	—	0,1	—	94	Kk, Fahlerz, Py	Allflotation nach Klaubung	Nach Mitteilung
3	Kropfacher Kupfer A. G.	Kropfacher, ČSR	20 t/h	Ek	2,5	1,2% As	23	—	0,25	25	—	Kk, Py, Antimonfahlerz, Arsenkies	Allflotation	Nach Mitteilung
4	Sulitelma Akt. Bolag.	Sulitjelma	1000 t/Tag	MS, Cal	1,9	—	23	—	—	—	92	Kk, Py	—	Mitteilung der Gesellschaft
5	A. S. Porsa	Porsa i Altafjord	rd. 5 t/h	Cal, MI	1,0—1,3	—	23—24	—	0,06—0,08	—	—	Kk, Py	Allflotation	Mitteilung der Gesellschaft
6	Aamdals Kobberverk	Aamdals Verk, Telemarken	4 t/h	MI	1—2	—	32—40	—	0,07	—	95	—	Allflotation	Mitteilung der Gesellschaft
7	Gewerkschaft Gottesgabe	Roth, Kreis Dillenburg	4 t/h	Ek	2,85	290 g t Ag	26,4	2850 g t Ag	0,3	25 g t Ag	90,2	Antimonfahlerz, oxydisches und karbonatisches Cu-Erz	Allflotation	Nach Mitteilung
8	Vereinigte Stahlwerke A. G., Neunkirchen	Große Burg, Siegerland	3 t/h	MS	2,7	26,6	24—26	29	0,07	—	90	Kk, Buntk Spateisenstein	Allflotation ¹⁾	Mitteilung der Gesellschaft; H. Miesner, Met. u. Erz 25, 255 (1928)
9	Compagnie Française des Mines de Bor	Bor, Serbien	1,5 t/h	MS	3,3	—	25,7	—	0,16	—	95	Kk, Kgl, Py	Allflotation ²⁾	Nach Mitteilung
10	Cia. das Minas do Valle de Vouga	Portugal	100 t/Tag	MS	2,5—3	1—2% Zn	15—17	8—9% Zn	—	—	88—90	Kk, Zinkblende, Py	Allflotation	G. Teufer, Met. u. Erz 28, 125 (1931)
11	Société des Mines de St. Véran	St. Véran, Frankreich	1 t/h	MS	3,15	—	32,7	—	0,44	—	82,7	—	Schlämme der naßmechanischen Wäsche	Nach Mitteilung
12	Gewerkschaft Schwazer Bergwerksverein	Schwaz, Tirol	0,5 t/h	MI	1	—	25	—	0,2	—	80	—	Schlämme der naßmechanischen Wäsche	Mitteilung der Gewerkschaft
B. Amerika														
13	Utah Copper Co., Garfield, Utah	Magna Mill, Garfield Arthur Mill, Garfield	35000 t/Tag 32000 t/Tag	Janney	0,99	2,65	31,5	26,0	0,1	2,27	90	Kgl, Buntk, Py	Allflotation	Mitteilung der Gesellschaft; H. S. Martin, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6479 (1931)
14	Inspiration Consolidated Copper Co.	Inspiration, Ariz.	20000 t/Tag	Inspiration	0,99 davon 0,2 oxydisch	—	35,3	20,2	0,23	—	77,2 Gesamt-Cu 93 sulfidisches Cu	Porphyrisches Kupfererz, Py	Allflotation: zuerst Mischkonzentrat, dann selektiv	G. H. Ruggles und F. H. Adams, Flot. Pract. 146; Quarterly 54; Eng. Min. Journ. 125, 651 (1928); E. H. Robie, ebenda 125, 1013 (1928)
15	Calumet and Arizona Mining Co.	New Cornelia, Ajo, Ariz.	15—16000 t/Tag	MI	1,6 davon 0,05 oxydisch	—	18,2 ³⁾	43,6	0,08	—	93 Gesamt-Cu 94,2 sulfidisches Cu 55,8 oxydisches Cu	Kk, Buntk, Py	Allflotation ³⁾	G. J. Young, Eng. Min. World 1, 426 (1930); Min. Met. 437 (1930); E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 126, 608 (1928)
16	Nevada Consolidated Copper Co.	Hurley, New Mexico	13500 t/Tag	SW	1,32	3,14	27,54	—	—	—	83,98	Kgl, Azurit, Malachit, Py	Allflotation	F. Hodges, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6394 (1931)
17	Miami Copper Co.	Miami, Ariz.	12000 t/Tag	Miami-Hunt	0,86 davon 0,10 oxydisch	—	rd. 40	—	0,20	—	86,6 Gesamt-Cu 92,4 sulfidisches Cu	—	Allflotation: zuerst Mischkonzentrat	E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 126, 96 (1928); Quarterly 80
18	Anaconda Copper Mining Co.	Anaconda, Mo.	12000 t/Tag	MS, Cal	4,3	11	25,1	22,6	0,22	8,5	91	Kgl, Kk, Covelin, Buntk, Py	Allflotation: Größeres getrennt von Schlämmen	B. S. Morrow, Eng. Min. Journ. 128, 295 (1929); Quarterly 76
19	Nevada Consolidated Copper Corp.	Hayden, Ariz. Ray Concentrator	10—11000 t/Tag	Inspiration	1,25 davon 0,14 oxydisch	16	20,3	28,5	0,17 davon 0,09 oxydisch	—	87,1 Gesamt-Cu 93,2 sulfidisches Cu 38,2 oxydisches Cu	Kgl, Kk, Py	Allflotation	E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 126, 133 (1928); Min. Congr. J. 16, 186 (1930); Quarterly 79
20	Eustis Mill	Sherbrook, Quebec Canada	5700 t/Tag	Cal	3,0	30	22,1	32	0,28	11,6	98,6	Kk, Py	Allflotation ⁴⁾	A. B. Parsons, Eng. Min. Journ. 123, 84 (1927); Quarterly 61
21	Phelps Dodge Corp., Bisbee, Ariz.	Morenci, Ariz.	5000 t/Tag	For, MI	2,2	—	22,5	25	0,30	—	87,2	Kgl, Py	Herdabgänge	E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 126, 290 (1928); G. J. Young, Eng. Min. World 1, 474 (1930)
22	Phelps Dodge Corp., Bisbee, Ariz.	Copper Queen, Bisbee, Ariz.	4600 t/Tag	For	2,1	8,9	12,9	35,0	0,22	4,2	91,3 Gesamt-Cu 94,7 sulfidisches Cu	Kgl, Covelin, Py	Allflotation	E. Wittenau und W. B. Cramer, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6404 (1931); W. T. MacDonald, Eng. Min. Journ. 126, 677 (1928); C. W. Tully, Eng. Min. Journ. 128, 583 (1929); Quarterly 80
23	Granby Cons. Mining, Smelting and Power Co.	Anyox, B. C.	4800 t/Tag	MS, SW	1,2	23	16	—	0,11	—	91,6	Kk, Mk, Py	Allflotation	W. B. Maxwell, Eng. Min. World 1, 193 (1930)
24	Britannia Mining and Smelting Co. Ltd.	Britannia Beach, B. C.	4000 t/Tag	MS, MI, For	—	—	20—21	—	0,12	—	91	Kk, Py	Allflotation: zuerst Mischkonzentrat ⁵⁾	Quarterly 61; Pearce, Min. Mag. 395 (1927); W. B. Holman, Min. Mag. 38, 85 (1928)
25	Moctezuma Copper Co.	Nacozari, Mex.	3000 t/Tag	MI	2,55	10,3	27,5	28,4	0,17	—	92,9	Kk, Py	Allflotation	W. T. MacDonaid, Eng. Min. Journ. 126, 678 (1928); W. B. Cramer, Eng. Min. Journ. 126, 670 (1928); Quarterly 50
26	Granby Cons. Mining, Smelting and Power Co.	Allenby B. C.	2500 t/Tag	SW	1,48	—	33	—	0,27	—	—	Kk, Buntk, Hämatit	Allflotation	H. R. Taylor, Eng. Min. World, 1, 143 (1930); Min. Mag. 56 (1930); W. B. Holman, Min. Mag. 36, 82, 38, 27 (1928); Quarterly 82
27	Phelps Dodge Corp., Bisbee, Ariz.	Old Dominion, Globe, Ariz.	1500 t/Tag	For	2,27	12,6	24,4	28,7	0,27	10,6	—	Kk, Kgl, Py	Allflotation	D. L. Forrester u. W. B. Cramer, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6467 (1931); E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 126, 259 (1928)
28	United Verde Copper Co.	Jerome, Ariz.	1200 t/Tag	—	3,2	17,5	14,6	33,4	0,18	12 FeS ₂	93	Kk, Py	Allflotation	L. M. Barker, Min. Congr. J. 363 (1930); E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 125, 729 (1928)
29	Cananea Consolidated Copper Co.	Cananea, Mex.	1500 t/Tag	—	3,6	9,8	23,2	—	0,17	—	96,5	Kk, Kgl, Buntk, Py	Allflotation	A. T. Tye, Eng. Min. Journ. 121, 597 (1926); Flot. Pract. 151; Quarterly 49
30	Bagdad Copper Corp.	Hillside, Ariz.	200 t/Tag	SW	1,3	—	33,5	24,2	—	—	—	Kk, Buntk, Py	Allflotation	C. T. Baroch, Eng. Min. Journ. 128, 845 (1930)
31	Magma Copper Co.	Superior, Ariz.	700 t/Tag	Cal	5,2	10,6	18	25,4	0,20	4,8	97,4	Kk, Buntk, Py	Herdabgänge	J. H. Rose und J. C. McNabb, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6319 (1930); E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 125, 932 (1928); Quarterly 84
32	Noranda Mines Ltd.	Noranda, Quebec	300 t/Tag	MI	2—3,5	40—51	15,7	40,1	0,27	44	93,1	Kgl, Py, Mk, Zinkblende	Allflotation	C. G. McLachlan, Can. Min. Met. Bull. 214, 237 (1930)
33	Compañía Minera de Tocopilla	Tocopilla, Chile	—	Druckluft-apparat	rd. 4 davon 0,40 oxydisch	—	26,2	—	—	—	90,7	Kk, Py	Nach Klaubung Allflotation unter Zugabe von Haldenprodukten	A. K. Burn, Bull. Inst. Min. Met. 314, 1 (1930)
C. Verschiedene														
34	Union Minière du Haut Katanga	Panda, Belg. Congo	3000 t/Tag	MS	5—7	—	rd. 33,5	—	—	—	rd. 75	Malachit, Azurit, Kieselkupfererz	Abgänge der naßmechanische Aufbereitung	Le Katanga, Pays du Cuivre, Union Minière 1930
35	North Mount Lyell Comp.	Mount Lyell, Tasmania	750 t/Tag	For	4,68	10,1	21,4	25,8	0,41	6,1	93	Kk, Buntk, Py	Allflotation	Eng. Min. World 1, 296 (1930)

*) Abkürzungen: MS = Minerals Separationapparat. MI = MacIntoshapparat. Ek = Ekofapparat. Cal = Callowapparat. SW = Southwesternapparat. For = Forresterapparat. Kk = Kupferkies. Kgl = Kupferglanz. Buntk = Buntkupferkies. Py = Pyrit. Mk = Magnetkies.

¹⁾ Spateisensteinflotation: Fe-Konzentrat = 35—38% Fe, 0,06% Cu. — ²⁾ Versuchsanlage, wird auf 15 t/h erweitert. — ³⁾ Anreicherung wird wegen der Notwendigkeit, bei der Verhüttung SiO₂ zu haben, nicht höher getrieben. — ⁴⁾ Pyritflotation: Konzentrat 42,6% Fe, 0,28% Cu. — ⁵⁾ Pyritflotation: Konzentrat 49% Fe, 0,3% Cu.

In zwei Stufen wird auch bei der Miami Copper Co.¹⁾ ein armes Kupfererz flotiert. Aus einem Erz mit nur 0,86% Cu, das im wesentlichen als Kupferglanz vorliegt (0,10% als Oxyd), wird ein Mischkonzentrat mit 19% Cu hergestellt. Die selektive Flotation des weiter gemahlten Konzentrates erfolgt unter reichlichem Kalkzusatz, aber unter Vermeidung eines zu großen Überschusses, da ein solcher Kupferglanz drückt. Die selektive Flotation ergibt ein Endkonzentrat mit 40% Cu; die Berge enthalten 0,16% Cu. Das Ausbringen beträgt 86,6% des Gesamtkupfers und 92,4% des Sulfidkupfers. An Reagenzien werden bei der kollektiven Flotation verbraucht:

CaO	0,675 kg/t
Xanthat	0,050 kg/t
Pineöl	0,045 kg/t

Liegen in einem Erz Kupferkies, Pyrit und Magnetkies vor, so kann die Trennung²⁾ vorteilhaft in zwei Stufen vorgenommen werden, besonders wenn der Kupferkies mit dem Magnetkies fein, mit dem Pyrit jedoch gröber verwachsen ist. Da sich Kupferkies leichter von Pyrit als von Magnetkies abtrennen läßt, werden in einer ersten Stufe ein pyritfreies Kupferkonzentrat und daneben ein Mittelprodukt, bestehend aus Kupferkies und Magnetkies, hergestellt, das ebenfalls frei von Pyrit ist. Dieses Mittelprodukt wird nun, gegebenenfalls nach einer weiteren Feinmahlung, selektiv flotiert. Durch diese schrittweise Trennung vermeidet man die Anwesenheit von Pyrit im Kupferkies-Magnetkieskonzentrat und vermindert den Anteil der zu mahlenden Erzmenge.

Es ließe sich noch eine große Zahl von Beispielen selektiver Kupfer-Eisenflotationsanlagen anführen, ohne daß jedoch grundsätzlich Verschiedenes gebracht werden könnte. Zur Vervollständigung des Überblicks sind in der Tabelle II die Ergebnisse einiger selektiv arbeitenden Kupferflotationsanlagen wiedergegeben.

Über eine Kupferkies-Eisenspattrennung wird auf S. 399 berichtet.

Der Schwimmmittelverbrauch einiger selektiver Kupferflotationsanlagen ist in der Tabelle III zusammengestellt.

b) Kupfer-Bleitrennung

Weniger häufig als die Kupfer-Eisentrennung wird die Kupfer-Bleitrennung durch Flotation vorgenommen, doch gibt es eine Reihe von Anlagen, die sie durchführen. Früher gelangten aus gemischten Kupferbleierzen ausschließlich gemischte Flotationskonzentrate zur Verhüttung; seit der Möglichkeit, getrennte Konzentrate zu gewinnen, zieht man es jedoch vor,

¹⁾ E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 126, 97 (1928); Quarterly 80.

²⁾ W. B. Maxwell, a. a. O.

selektiv zu arbeiten, da sich hierdurch der Wert der Aufbereitungsprodukte steigern läßt. In Kanada¹⁾ z. B. wurde im Jahre 1927 durch die Herstellung getrennter Konzentrate der Gewinn je Tonne Roherz um 4,65 \$ erhöht.

Die Kupfer-Bleitrennung ist nur mit einer gewissen Einschränkung als selektive Flotation zu bezeichnen, denn das Kupfer wird nicht etwa selektiv hochgeschwommen, sondern bleibt nach einer neuerlichen Flotation in angereicher-

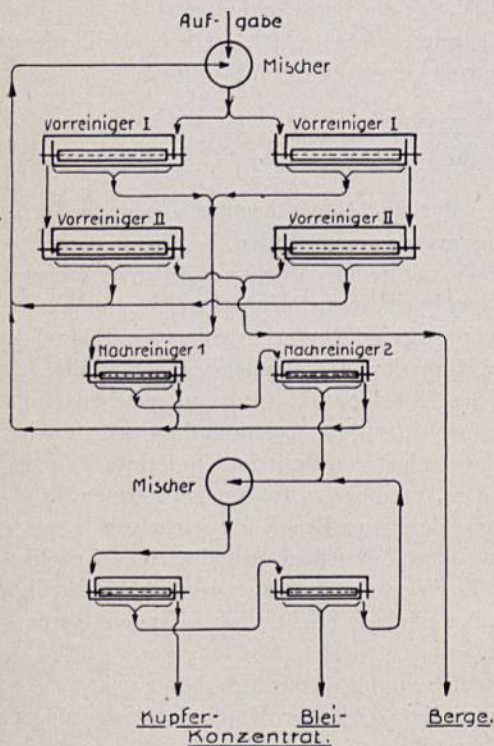


Abb. 148. Stammbaumskizze der Kupfer-Bleitotation bei der Utah Apex Anlage

tem Zustand aus einem Kupfer-Bleimischkonzentrat in dessen Abgängen zurück. Im allgemeinen wird ein möglichst bergfreies Mischkonzentrat hergestellt, dieses einer längeren Einwirkung mit jenen Reagenzien unterworfen, die das Kupfer drücken sollen, und hierauf das Blei abflotiert. Die Abgänge der Bleiflotation stellen das entbleite Kupferkonzentrat dar. Als kupferdrückende Mittel werden meist Zyanide in Gegenwart von Soda oder Kalk verwendet.

In dieser Weise wird bei der Utah Apex Mining Co. (Bingham) die selektive Kupfer-Bleitrennung durchgeführt. Die folgenden Angaben stellen die neuesten²⁾ Arbeitsbedingungen und Ergebnisse in dieser Anlage dar. In der Utah Apex Mill werden täglich 300 t eines Erzes verarbeitet, das 3,8% Pb und 1,95% Cu ent-

hält; Blei liegt als Bleiglanz, Kupfer als Kupferkies vor, außerdem ist noch Pyrit vorhanden. Das Erz wird auf – 80 Maschen gemahlen und in einer 23prozentigen Trübe flotiert. Die Trübe fließt (vgl. Stammbaum, Abb. 148)

¹⁾ C. S. Parsons, Dept. of Mines, Ottawa, Memorandum Ser. 29. März 1927; Quarterly 75.

²⁾ Nach Mitteilungen; vgl. auch E. Gayford, Min. Congr. J. 134 (1927); C. E. Locke, Eng. Min. Journ. 125, 117 (1928); Quarterly 58; K. Glinz, Intern. Bergwirtsch. 23, 229 (1930).

Tabelle III
Flotationsmittelverbrauch in einigen Kupfererzflotationsanlagen
 (Angaben in g/t)

Tabelle III zu Seite 351

Name der Gesellschaft	Xanthat	Aerofloat	Thio- karb- anilid	Kresyl- säure	Verschiedene Öle	Pineöl	CaO	Na ₂ CO ₃	Na ₂ S	NaCN	Quellenangabe
1. Outokummun Kaivos, Outokumpu, Finnland.....	10—14	100—125	—	—	—	—	—	—	—	0—80	E. Mäkinen, Teknillinen Aikakauslehti Nr. 7, 8 (1930)
2. Compagnie Française des Mines de Bor, Serbien.....	10—12	—	—	—	—	20	5—10000	—	180—270	—	Mitteilung der Gesellschaft
3. Société des Mines de St. Veran, Frankreich.....	Amyl- 20	—	—	40	—	—	5000	—	—	—	Nach Mitteilung
4. Utah Copper Co., Garfield, Utah, Arthur- und Magnaanlage	—	Na- 7	—	80	—	—	1700	—	—	22	H. S. Martin, a. a. O., 16
5. Inspiration Consolidated Copper Co., Inspiration.....	21	—	—	—	—	49	480	—	25	—	Mittlg. d. Gesellsch. (vgl. Eng. Min. Journ. 125, 651, 1928)
6. Calumet and Arizona Mining Co., New Cornelia, Ajo, Ariz. .	40	—	—	—	—	155	412	—	—	—	G. J. Young, Eng. Min. World 1, 426 (1930)
7. Nevada Consolidated Copper Co., Ray Concentrator, Ariz. .	37	—	—	—	Hochofenteeröl 10	55	2360	—	—	—	Quarterly 80; Min. Congr. J. 16, 186 (1930)
8. Miami Copper Co., Miami, Ariz.	50	—	—	—	—	45	675	—	—	—	Quarterly 80; E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 126, 96 (1928)
9. Anaconda Copper Mining Co., Anaconda, Mo.	45	—	—	—	Kohlenteeröl 36	67—155	2560	—	—	—	B. S. Morrow a. a. O.; Quarterly 77
10. Eustis Mill, Quebec, Canada ¹⁾	—	—	TT140	—	—	10	5170	—	—	—	Quarterly 61; A. B. Eustis, Eng. Min. Journ. 123, 84 (1927)
11. Phelps Dodge Corp., Morenci, Ariz.	40	—	—	—	—	38	1950	—	—	—	E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 126, 290 (1928)
12. Phelps Dodge Corp., Old Dominion, Globe.....	36	—	—	—	geschwefeltes Öl 40	87	rd. 4000	—	—	—	D. L. Forrester und W. B. Cramer, a. a. O., 13
13. Phelps Dodge Corp., Moctezuma Copper Co., Nacozari, Mex..	—	—	125	—	—	63	65	—	—	—	MacDonald und W. B. Cramer a. a. O.
14. Granby Cons. Mining, Smelting and Power Co., Anyox, B. C.	27	—	—	—	Kohlenteer 72	27	950	—	—	10	W. B. Maxwell, Eng. Min. World 1, 195 (1930)
15. Granby Cons. Mining, Smelting and Power Co., Allenby, B. C.	23	—	—	—	—	49	77	—	—	—	Min. Mag. 56 (1930); H. R. Taylor, Eng. Min. World 1, 143 (1930); Quarterly 83
16. Britannia Mining and Smelting Co., Ltd., Britannia Beach ²⁾ .	22	18	—	—	—	117	1150—1670	225	—	—	Quarterly 62; Min. Mag. 396 (1927); B. W. Holman a. a. O.
17. United Verde Copper Co., Jerome, Ariz.	Amyl- 25—31	—	—	—	—	32	4045	—	—	Ca(CN) ₂ 19	L. M. Barker a. a. O.
18. Cananea Consolidated Copper Co., Cananea, Mex.....	40	—	—	—	—	50	4090	—	—	—	A. T. Tye, Flot. Pract. 163; Quarterly 49
19. Magma Copper Co., Superior, Ariz.	—	81	—	13—22	—	—	1010	—	—	—	J. H. Rose und J. C. McNabb a. a. O.
20. Noranda Mines Ltd., Noranda, Quebec.....	Amyl- 13—36	—	45	—	—	45—90	—	1350—2025	—	16—27	C. G. McLachlan a. a. O.

¹⁾ Für Pyritflotation: H₂SO₄ 9000 g, Kreosotöl 310 g, Xanthat 90 g, Pineöl 7 g.

²⁾ Für Pyritflotation: Xanthat 135 g, Pineöl 225 g.

2 Systemen von je zwei primären Vorreinigern I zu (wie alle Apparate MacIntoshzellen), ihre Abgänge gelangen in zwei sekundäre Vorreiniger II, die Endberge liefern. Der Schaum der beiden ersten Vorreiniger gelangt zur doppelten Nachflotation in zwei hintereinander geschaltete Reiniger I und 2; 2 gibt das fertige Mischkonzentrat. Die Abgänge der beiden Reiniger werden gemeinsam mit dem Schaum der sekundären Vorreiniger der Aufgabe der beiden ersten Vorreiniger zugeführt.

Für die Herstellung des Mischkonzentrates werden verwendet:

Na ₂ CO ₃	1,80—2,25 kg/t
NaCN	0,025 kg/t
ZnSO ₄	0,190 kg/t
Xanthat	0,045 kg/t
Thiokarbanilid	0,045 kg/t
Aerofloat	0,027 kg/t
Pineöl	0,025 kg/t

Es wird ein p_h von 8,0—8,2 eingehalten.

Für die Trennung des Kupfers von Blei gelangt das Mischkonzentrat in ein Einwirkgefäß (Mischer), wo es 30—45 Minuten mit

NaCN	0,045 kg/t und
Na ₂ CO ₃	0,450 kg/t

für die weitere Verarbeitung vorbereitet wird. Die so vorbehandelte Trübe fließt ohne weiteren Sammlerzusatz in eine MacIntoshzelle, deren Abgänge das Kupferkonzentrat bilden; der Schaum wird zur Nachreinigung einer zweiten Zelle zugeführt, die das endgültige Bleikonzentrat liefert; die Berge dieser Zelle gehen zum Einwirkgefäß zurück.

Die Ergebnisse sind im folgenden zusammengestellt:

	Cu %	Pb %	Ausbringen %	
			Cu	Pb
Roherz	1,95	3,82	100	100
Kupferkonzentrat	17,7	1,62	49,85	79,67
Bleikonzentrat	6,25	35,56	29,82	
Berge	0,47	0,49	—	—
Anreicherungsverhältnis	18,19:1	10,35:1	—	—

Wenn die Kupferpreise nicht entsprechend oder die Erze nicht reich genug an Blei sind, wird im vorliegenden Fall auf eine Trennung der beiden Metalle verzichtet. Die Aufbereitungskosten für diese Erze belaufen sich auf 1,52 \$ je Tonne Durchsatz.

Ein anderes Beispiel¹⁾ für eine Kupfer-Bleitreunung (in Kanada) sei im folgenden gegeben. Auch hier erfolgt zuerst die Herstellung eines

¹⁾ Quarterly 75.

hochangereicherten Mischkonzentrat, das doppelt gereinigt und nach längerer Einwirkdauer selektiv flotiert wird, während das Kupferkonzentrat in den Abgängen verbleibt.

Die für die Herstellung des Mischkonzentrates verwendeten Reagenzien und der Zeitpunkt ihrer Zugabe geht aus folgender Zusammenstellung hervor:

Na ₂ CO ₃	2,250 kg/t	} Zugabe in die Mühle
NaCN	0,225 kg/t	
ZnSO ₄	0,900 kg/t	
Thiokarbanilid	0,045 kg/t	
Xanthat	0,045 kg/t	
Xanthat	0,052 kg/t	Zugabe in den Flotationsapparat

Der selektiven Flotation des Bleiglanzes geht eine längere Einwirkung der kupferdrückenden Reagenzien voraus; es werden verwendet:

CaO	0,450 kg/t	} 15' Einwirkzeit
NaCN	0,225 kg/t	
TT-Mischung	—	Zugabe in den Flotationsapparat zur Flotation des Bleiglanzes

Die Ergebnisse der in MacIntoshzellen vorgenommenen Flotation sind die folgenden:

	Pb %	Cu %
Roh Erz	6,0	1,75
Bleikonzentrat	51,7	2,7
Kupferkonzentrat	3,9	22,7
Berge	0,7	0,3

c) Kupfer-Zinktrennung

Die Kupfererz-Zinkblendentrennung, die auf naßmechanischem Wege unmöglich ist, gehört zu den schwierigsten Aufgaben der Flotationstechnik. Wie mehrfach ausgeführt, wirken Kupfersalze selbst in kleinen Mengen auf Zinkblende belebend und erhöhen ihre Schwimmfähigkeit; Spuren löslicher Kupfersalze, die sich in jedem Kupfererz vorfinden, können wegen dieser Wirkung beispielsweise die selektive Bleizinkerzflotation verhindern oder wenigstens erschweren. Die Blende also in Gegenwart von Kupfererzen zu drücken, ist eine Aufgabe, die nicht selten mit größter Schwierigkeit verbunden ist. Es besteht immer die Gefahr, daß die zum Drücken der Blende und des Pyrits verwendeten Mittel auch einen großen Teil des Kupfererzes niederhalten. Ferner entstehen aus den Kupferzinkerzen leichtlösliche Salze, die, wenn sie nicht in geeigneter Weise unschädlich gemacht werden, die Flotation unmöglich machen. Trotzdem arbeiten in den letzten Jahren einige Anlagen erfolgreich und führen betriebsmäßig die Trennung der Blende

von Kupfersulfiden durch. Allerdings werden bei der Kupfer-Zinktrennung nicht ebenso strenge Anforderungen an den Trennungsgrad von Cu und Zn gestellt, wie z. B. bei der Blei-Zinkflotation an den Trennungsgrad von Pb und Zn.

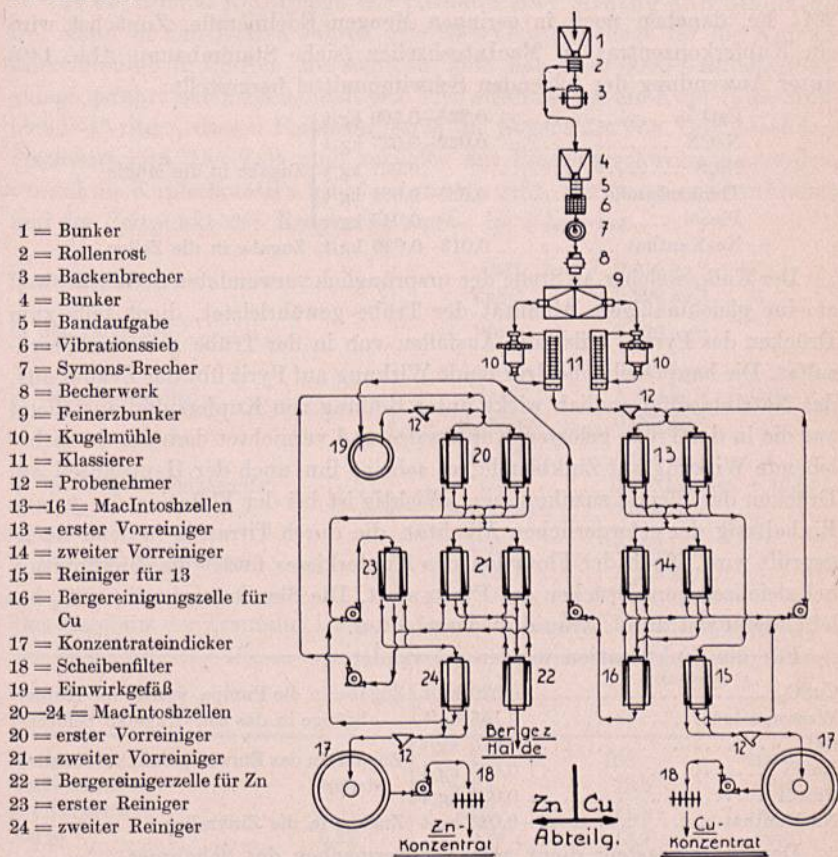


Abb. 149. Stammbaum der Amulet-Aufbereitungsanlage zur selektiven Kupfer-Zinktflotation

Die Trennung¹⁾ von Zink- und Kupfersulfid wird als echte selektive Flotation durchgeführt, bei der zuerst das Kupfererz geschwommen, während die Zinkblende, meist durch Zyanid und Soda, niedergehalten wird. Auch Ferro- und Ferrizyanide (Blutlaugensalz) sind vorgeschlagen worden²⁾.

¹⁾ Eng. Min. Journ. 125, 941 (1928).

²⁾ A. M. Gaudin und P. M. Sorensen, Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 4, 25 (1928).

Eine 300-t-Anlage ist bei der A mulet Mine in Rouyn, Quebec (Kanada), seit einiger Zeit in Betrieb¹⁾. Das Erz ist ein innig verwachsenes Kupferkies-Zinkblende-Pyrit Erz. Infolge der feinen Verwachsung muß es zu 65% unter 200 Maschen vermahlen werden. Das Roherz enthält 3,5% Cu, 13% Zn und 20% Fe, daneben noch in geringen Mengen Edelmetalle. Zunächst wird ein Kupferkonzentrat in MacIntoshzellen (siehe Stammbaum, Abb. 149) unter Anwendung der folgenden Schwimmmittel hergestellt:

CaO	0,225—0,360 kg/t	} Zugabe in die Mühle
NaCN	0,022—0,027 kg/t	
Na ₂ S	0,027 kg/t	
Thiokarbanilid	0,025—0,031 kg/t	
Pineöl	0,045 kg/t	
Na-Xanthat	0,013—0,036 kg/t	Zugabe in die Zellen.

Der Kalk, welcher an Stelle der ursprünglich verwendeten Soda trat, weil er eine gleichmäßigere Alkalität der Trübe gewährleistet, dient teils zum Drücken des Pyrits, teils zum Ausfällen von in der Trübe gelöstem Ferrosulfat. Die hauptsächlich drückende Wirkung auf Pyrit übt das Zyanid aus, das Natriumsulfid endlich wirkt unter Bildung von Kupfersulfid ausfällend auf die in der Trübe gelösten Kupfersalze und vernichtet dadurch deren belebende Wirkung auf Zinkblende; es scheint ihm auch der Hauptanteil am Drücken der Blende zuzukommen. Wichtig ist bei der Flotation die genaue Einhaltung der erforderlichen Alkalität, die durch Titration laufend nachgeprüft wird. Nach der Flotation des Kupferkieses findet die Zinkflotation bei gleichzeitigem Drücken des Pyrits statt. Die Blende wird mit CuSO₄ belebt, der Pyrit durch Zyanid niedergehalten.

Für die Zinkflotation werden verwendet:

CuSO ₄	0,570 kg/t	} Zugabe in die Pumpe, welche die Kupfer-Wassergasteer
.....	0,165 kg/t	
CaO	0,675 kg/t	} Zugabe in das Einwirkgefäß; 10' Einwirkdauer
NaCN	0,035 kg/t	
Pineöl	0,022 kg/t	
Na-Xanthat	0,027—0,045 kg/t	

Der Wassergasteer dient zum Dichtermachen des Schaumes.

Das Zinkkonzentrat wird zweimal gereinigt; alle Abgänge gehen zu den ersten Zellen zurück. Die Flotation liefert folgende Ergebnisse:

	Cu %	Zn %	Fe %	Ausbringen in %	
				Cu	Zn
Roherz	3,5	13	20	100	100
Kupferkonzentrat	24	10,1	30,0	92	—
Zinkkonzentrat	0,7	52	10,4	—	80

¹⁾ W. G. Hubler, Can. Min. Met. Bull. der Trans. Can. Inst. Min. Met. 1931, vorgetragen Ottawa, März 1931, und nach Mitteilung; s. a. C. S. Parsons u. A. K. Anderson, Can. Dep. Min., Inv. Ore Dress. 42.

Es gelingt also bei gutem Ausbringen eine weitgehende Abtrennung der beiden Metalle zu erreichen, die sich bei der Verhüttung stören, so daß ein bedeutender wirtschaftlicher Erfolg erzielt wird¹⁾.

Bei der Flin Flon Anlage der Hudson Bay Mining and Smelting Co. stand in den letzten Jahren eine 25-t-Versuchsanlage für die Kupfer-Zinktrennung in Betrieb, die nunmehr zum Bau einer 3000-t-Allflotationsanlage geführt hat²⁾. Es handelt sich hier ebenfalls um ein Kupferkies-Zinkblende-Pyritetz, dessen Flotation durch die Gegenwart von Talk besonders erschwert wird. Der Talk muß zunächst mit Pineöl geschwommen werden, worauf die Kupferflotation leicht vonstatten geht. Der Reagenzienverbrauch und der Zeitpunkt der Reagenzienzugabe ist folgender:

in die Mühle	}	CaO	0,910 kg/t
		ZnSO ₄	0,900 kg/t
in die Talkzellen		Pineöl	0,029 kg/t
in die Kupferzellen	}	Aerofloat	0,040 kg/t
		NaCN	1,260 kg/t (<i>p_h</i> = 9–9,4)
		Xanthat	0,018 kg/t
in die Zinkvorreinigerzellen	}	CuSO ₄	0,330 kg/t
		CaO	0,900 kg/t (<i>p_h</i> = 11,6)
		Kresylsäure	0,068 kg/t
in die Zinkreinigerzellen	}	CuSO ₄	0,081 kg/t
		CaO	0,245 kg/t

Das Ergebnis der Trennung ist aus der nachstehenden Tabelle ersichtlich:

	Cu %	Zn %	Ausbringen %	
			Cu	Zn
Rohgut	1,71	5,2	100	100
Cu-Konzentrat	14,28	4,1	72,5	6,8
Zn-Konzentrat	2,05	43,2	11,8	81,6
Berge	0,33	0,74	15,7	11,6

Die Abgänge werden zur Gewinnung von Edelmetallen gelautet.

Eine im selben Gebiet liegende, gegenwärtig noch als Versuchsanlage laufende Kupfer-Zinkflotation ist bei der Sherritt Gordon Grube, Manitoba (Kanada)³⁾. Auch bei dem hier verarbeiteten Erz handelt es sich um die Trennung von Kupferkies und Zinkblende, die mit Pyrit und Magnetkies

¹⁾ Über laboratoriumsmäßige Versuche der Cu-Zn-Trennung vgl. auch Quarterly 73.

²⁾ S. P. Lowe, Can. Min. Met. Bull., Sept. 1930; Min. Mag. 43, 241 (1930).

³⁾ Can. Min. Met. Bull., August 1930; Min. Mag. 43, 177 (1930); s. a. A. K. Anderson, Can. Dep. Min., Inv. Ore Dress. 83.

vergesellschaftet sind. Das Erz enthält 2,3% Cu, 6,7% Zn und 19,5% Fe. Die Kupferflotation, die mit zweimaliger Nachreinigung durchgeführt wird, erfolgt unter Zusatz der folgenden, in der Kugelmühle zugefügten Reagenzien:

Na ₂ CO ₃	2,00 kg/t
NaCN.....	0,05—0,10 kg/t
ZnSO ₄	0,12—0,25 kg/t
Thiokarbanilid.....	0,02—0,05 kg/t
Aerofloat.....	0,02—0,05 kg/t

Die anschließende Zinkflotation wird in Gegenwart von CuSO₄, 0,50 kg/t, etwas Aerofloat und Xanthat oder TT-Mischung vorgenommen. Als Ergebnis wird ein Kupferkonzentrat mit 20–23% Cu bei einem Ausbringen von 88–92% und ein Zinkkonzentrat mit 45–54% Zn bei einem Ausbringen von 75–80% erhalten.

Eine Trennung von Kupfer und Zink findet auch in der Aufbereitung Ems der Aktiengesellschaft für Bergbau, Blei- und Zinkfabrikation zu Stolberg und in Westfalen statt. Dort werden¹⁾ Mittelprodukte der Setzwäsche, die etwa 3–4% Pb, 13–16% Zn und 0,4% Cu enthalten, nach Feinmahlung in Ekofapparaten geschwommen. Die Blende wird mittels komplexen Ammoniumzinkhyposulfit gedrückt und ein gemischtes Blei-Kupferkonzentrat mit 45% Pb und 9–10% Cu hergestellt. Nach Aktivierung der Zinkblende mittels CuSO₄ und H₂SO₄ wird ein Zinkkonzentrat mit 47–48% Zn und 3–4% Pb geschwommen.

Durch Drücken der Zinkblende mittels Kalk wird in der Stowartsanlage bei Rösos²⁾ (Norwegen) Kupferkies und eisenreiche Zinkblende (Marmatit) sowie Pyrit getrennt. Das Flotationsgut wird auf 85% unter 120 Maschen vermahlen, wobei 60% unter 200 Maschen liegen. Die Zugabe des Kalks erfolgt in die Kugelmühle und ändert sich stark mit der Erzbeschaffenheit. Die Menge wird so bemessen, daß die Trübe ein p_h von 10,5 aufweist. Zum Klassiererüberlauf wird Xanthat, in die erste Zelle des M. S.-Unterluftapparates Pineöl gegeben. Das anfallende Mittelprodukt wird nachvermahlen und flотиert; die Nachreinigung des Konzentrates ergibt bei einem Ausbringen von 80–92% ein zinkarmes Kupferkonzentrat. Die Berge des Kupferapparates fließen in ein Einwirkgefäß, werden dort mit CuSO₄ und den anderen für die Zinkflotation nötigen Reagenzien versetzt, darunter mit sog. semikolloidem Kohlenteer, und flотиert. Das durch Nachreinigung gewonnene Zinkkonzentrat enthält 36–47% Zn, ein Ergebnis, das mit Hinblick auf die eisenreiche Blende, die als Marmatit mit nur etwa 48% Zn vorliegt, als günstig zu bezeichnen ist.

¹⁾ Nach einem auf der Tagung der Ges. d. Metallhütten- und Bergleute in Ems (Mai 1931) von O. Krippner gehaltenen Vortrag. S. auch O. Kalthoff, Met. u. Erz 25, 130 (1928).

²⁾ M. Mortensen, Met. u. Erz 27, 294 (1930).

d) Kupfer-Nickeltrennung

Die selektive Trennung von Kupfer- und Nickelsulfiden wird gleichfalls betriebsmäßig durchgeführt. Bekannt geworden sind einige Ergebnisse der Copper-Cliffanlage der International Nickel Company¹⁾. Hier werden täglich 8000 t eines stark vererzten Gutes (45% der Menge sind Sulfide), das Kupferkies, Magnetkies und Eisennickelkies ($(\text{FeNi})_n\text{S}_{nx}$ (Pentlandit) enthält, verarbeitet und in ein Kupferkonzentrat und in ein Kupfernickelkonzentrat geschieden. Es gelingt ohne Anwendung besonderer Reagenzien, nur unter Ausnutzung der verschiedenen Schwimmfähigkeiten der Erzbestandteile, eine selektive Trennung durchzuführen²⁾.

Die Aufgabe enthält 3,40% Cu und 3% Ni. Kupferkies schwimmt am leichtesten und kann bei möglichst geringem Reagenzienzusatz und raschem Durchfließen der Trübe durch die Vorreiniger fast frei von Nickel erhalten werden, ohne daß es nötig ist, Magnetkies bzw. Pentlandit durch ein besonderes drückendes Mittel niederzuhalten. Pentlandit schwimmt schwerer als Kupferkies, aber leichter als Magnetkies. Da Magnetkies und Eisennickelkies miteinander völlig verwachsen, vielleicht sogar in fester Lösung sind, kann man den Magnetkies ohne Verluste an Nickel nicht in den Bergen lassen. Die Flotation wird so geleitet, daß ein Kupfer-Nickelkonzentrat mit einem Verhältnis Kupfer-Nickel 15:1 oder noch höher und hierauf ein Nickel-Kupferkonzentrat mit entsprechend hoher Nickelanreicherung entstehen und möglichst metallfreie Berge. Die Flotation, die in MacIntoshapparaten erfolgt, wird in einer Trübe von 27–35% Festteilen und unter Einhaltung eines p_h von 8,0–8,5 vorgenommen. Für die Kupferflotation sind nur kleine Mengen rohes und wasserdampfdestilliertes Pineöl nötig. Die Konzentrate werden zweimal nachgereinigt. Die Abgänge der Kupfervorreiniger bilden die Nickeltrübe; sie werden mit Xanthat, Pineöl und Aerofloat geschwommen und liefern ein Nickel-Kupferkonzentrat, das durch die Abgänge der letzten Kupferreiniger vermehrt wird.

Der Gesamtverbrauch an Schwimmmittel beträgt:

Rohes Pineöl	0,076 kg/t	Na-Xanthat	0,100 kg/t
Pineöl	0,135 kg/t	CuSO ₄	0,180 kg/t
Aerofloat 15	0,027 kg/t	CaO	0,720 kg/t
Aerofloat 25	0,027 kg/t		

Das Gesamtausbringen ist 97% für Kupfer und 93% für Nickel³⁾.

¹⁾ Wm. T. MacDonald, Eng. Min. World 1, 615 (1930).

²⁾ H. S. Gieser, Eng. Min. Journ. 123, 842 (1927).

³⁾ Vgl. auch A. C. Halferdahl, der Laboratoriumsversuche mit Kupfernickerzen beschreibt, Can. Min. J. 48, 608 (1927).

3. Selektive Blei-Zinkflotation

Von noch weittragenderer Bedeutung in ihren metallurgischen und wirtschaftlichen Auswirkungen als bei Kupfererzen ist die selektive Flotation bei den komplexen Bleizinkerzen geworden.

Bleiglanz und Zinkblende finden sich fast regelmäßig miteinander vor, in vielen Fällen auch noch mit Pyrit vergesellschaftet. Eine Trennung des Bleiglanzes von der Zinkblende ist wegen der Schädlichkeit des Zinks in Bleikonzentraten wichtig, die in Hüttenabzügen zum Ausdruck kommt, welche für Zinkgehalte von über 8% üblich sind (siehe „Handel mit Flotationskonzentraten“, S. 472). Die Abzüge sind berechtigt, da den Hütten durch die Notwendigkeit, das Zink zu verschlacken, Mehrkosten an Zuschlägen erwachsen, und außerdem eine Verminderung der Ofenleistungen und eine Qualitätsverschlechterung des Bleis eintreten. Daß Zink bei der Verhüttung zinkhaltiger Bleikonzentrate in den Schlacken verlorengeht, bedeutet Metallverluste, die durch eine Abtrennung des Zinks in Gestalt hochwertiger Blendekonzentrate vermieden werden können. Mittels selektiver Flotation gelingt es nun, das Zink in genügender Weise von Blei abzutrennen, so daß Zink jetzt, statt Hüttenabzüge zu verursachen, als wertvolles Produkt anfällt, das nicht nur die Aufbereitungskosten decken kann, sondern darüber hinaus bei normalen Zinkpreisen angemessene Gewinne ermöglicht.

Bei fein verwachsenen oder armen Bleizinkerzen versagten die bekannten naßmechanischen Trennungsverfahren vollständig, so daß viele Lagerstätten solcher Erze nur bei hohen Metallpreisen abbauwürdig waren¹). Bei solchen Erzen war und ist eine Zinkblendegewinnung durch naßmechanische Verfahren überhaupt nicht möglich, das Zink geht entweder verloren oder kann nur teilweise gewonnen werden. Diese ungünstigen Verhältnisse erfordern durch die Möglichkeit, mittels selektiver Flotation eine wirtschaftliche Trennung der beiden Metalle durchzuführen, eine grundlegende Änderung. In allen Teilen der Welt wurden bisher nicht ausbeutungsfähige Bleizinkerzlagertstätten der Verwertung zugeführt, und dadurch eine sprungweise Steigerung der Welterzeugung an Blei und Zink hervorgerufen (vgl. S. 342). Die Zunahme der Weltproduktion an Blei, die allein auf Rechnung der selektiven Flotation zu setzen ist, betrug im Jahre 1926²) etwa 24%, das sind rd. 440000 t. Hand in Hand ging eine entsprechende Steigerung der Zinkerzeugung.

¹) Siehe z. B. J. Rubio de La Torre, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia 13, 1207—1380 (1929).

²) F. H. Probert, Eng. Min. Journ. 128, 731 (1929); bei der Sullivan Mine (Kanada) allein hat die Einführung der selektiven Flotation eine Vermehrung der jährlichen Bleiproduktion um 100000 t zur Folge gehabt.

Die selektive Flotation von Bleizinkerzen erfolgt im allgemeinen direkt, also ohne vorangehende kollektive Flotation. Sie kann je nach der Reihenfolge, in der die Metalle aufgeschwommen werden, nach zwei Verfahren vorgenommen werden: entweder wird zuerst der Bleiglanz und dann die Zinkblende flотиert, oder es wird der umgekehrte Weg eingeschlagen. Der übliche und heute fast ausschließlich gewählte Arbeitsgang benutzt den ersten, weil die Schwimmfähigkeit von Bleiglanz erheblich größer ist als die von Zinkblende.

Die Aufbereitung von Bleizinkerzen durch selektive Flotation vollzieht sich folgendermaßen: auf die in normaler Weise hergestellte alkalische Flotationstrübe läßt man eine gewisse Zeitlang eine geringe Menge eines Alkalizyanides, meist Natriumzyanid, in der Mehrzahl der Fälle unter gleichzeitiger Zugabe von Zinksulfat¹⁾ einwirken. Diese Zusätze sind ohne Einfluß auf Bleiglanz, verhindern aber das Aufschwimmen der Zinkblende, die gemeinsam mit der Gangart in der Trübe zurückbleibt²⁾. Aus der so vorbehandelten Trübe wird nach dem Zusatz geeigneter sammelnder und schäumender Mittel der Bleiglanz in üblicher Weise flотиert, wobei nur geringe Mengen an Zinkblende mitschwimmen. Nunmehr wird die vom Blei befreite Trübe, in der sich noch fast alle Zinkblende gemeinsam mit Pyrit und der Gangart vorfindet, mit einem die Blende wiederbelebenden Mittel versetzt, das die drückende Wirkung von Natriumzyanid und Zinksulfat aufhebt. Hierzu wird in der Mehrzahl der Fälle Kupfersulfat verwendet. Häufig wird zu der so behandelten Trübe für die nun folgende Zinkflotation noch eine kleine Menge von Sammlern bzw. Schäumern gegeben. Als Ergebnis des in seinem Wesen geschilderten Verfahrens erhält man ein zinkarmes Bleikonzentrat, ein bleiarmes Zinkkonzentrat und annähernd blei- und zinkfreie Berge. Bei sehr eisenreichen Abgängen kann, zumal wenn in ihnen noch Edelmetalle enthalten sind, oder es sich sonst lohnt, noch ein Schwefelkieskonzentrat gewonnen werden, indem man den gedrückten Pyrit durch geeignete wiederbelebende Mittel, z. B. Schwefelnatrium oder Schwefelsäure, unter Umständen nur durch eine verstärkte Sammlerzugabe, zum Schwimmen bringt.

Ähnlich wie gelegentlich bei der Kupfer-Eisenflotation, wird auch in seltenen Fällen bei der Blei-Zinktrennung zunächst ein Mischkonzentrat hergestellt, und erst dieses selektiv flотиert, wobei eine der beiden Erzsorten, hier Zinkblende, als Abgänge des flотierten Mischkonzentrates zurückbleibt³⁾.

Ein solcher Fall wird gelegentlich der Beschreibung von selektiven Blei-Zinkanlagen Erwähnung finden (siehe S. 372). Der Vorteil dieser Arbeitsweise

¹⁾ G. E. Sheridan und G. G. Griswold A. P. 1421585, 1427235 (1922).

²⁾ Über die Gründe des unterschiedlichen Verhaltens von Zyanid gegen Bleiglanz und Blende vgl. S. 273.

³⁾ F. Prockat und E. Grohmann, Kohle u. Erz 28, Sp. 201 (1931).

liegt unter Umständen in einer Ersparnis an Reagenzien- und Mahlkosten. Wenn es nicht darauf ankommt, besonders hohe Zinkkonzentrate zu erzeugen, kann diese Methode Vorteile bieten.

Außer den im Vorstehenden genannten drückenden und belebenden Mitteln haben sich in manchen Fällen auch noch andere Zusätze als wirksam erwiesen, bezüglich deren Anwendbarkeit auf den Abschnitt „Flotationsreagenzien“ (S. 274) verwiesen sei.

Die Mengen an modifizierenden Mitteln, welche für die Durchführung der selektiven Blei-Zinkflotation benötigt werden, sind, bezogen auf die Tonne Durchsatz, verhältnismäßig klein. Aus einer Statistik¹⁾, die 30 Anlagen mit einem Jahresdurchsatz von etwa 2,88 Millionen t umfaßt, ergibt sich, daß im Jahre 1928 in den amerikanischen Aufbereitungsanlagen für die selektive Flotation von Bleizinkerzen (Herstellung von zwei Konzentraten) etwa 0,50 kg/t drückender und 0,54 kg/t belebender Mittel (ausschl. CaO und Na₂CO₃) verwendet wurden; von wichtigen Reagenzien wurden verbraucht:

	kg/t		kg/t
CaO	1,008	Na ₂ SiO ₃	0,054
Na ₂ CO ₃	0,432	ZnSO ₄	0,315
NaCN	0,116	CuSO ₄	0,540
Na ₂ SO ₃	0,443		

Bei der Herstellung von drei Konzentraten aus Bleizinkeisenerzen betrug der Verbrauch an konditionierenden Mitteln:

	kg/t
CaO	2,180
Na ₂ CO ₃	0,680
NaCN	0,130
Na ₂ SO ₃	0,105
ZnSO ₄	0,338

Die selektive Blei-Zinkflotation findet stets in alkalischer Trübe statt, weil die drückende Kraft der Reagenzien in alkalischer Trübe wirkungsvoller und außerdem für das Drücken des meist anwesenden Pyrits der Zusatz von Kalk oder Soda notwendig ist.

Als Schwimmmittel werden für die selektive Blei-Zinkflotation im allgemeinen dieselben Öle und Chemikalien verwendet wie bei der kollektiven Flotation, jedoch wird man für die Bleiflotation solche Flotationsmittel vorziehen, die zu Bleiglanz womöglich eine stärkere Verwandtschaft haben als zu Zinkblende oder Pyrit.

¹⁾ a. a. O. 13, 14.

Von Sammlern, die für Bleiglanz bei der selektiven Flotation Anwendung finden, sind Xanthate, Thiokarbanilid, neuerdings vielfach Aerofloat (Phosokresol), Kreosotöl und andere Kohlenteeröle die gebräuchlichsten. Für die Zinkflotation werden häufig Thiokarbanilid und Xanthate, aber auch noch Öle, z. B. Holzteeröle, Barrettöl und sonstige schwere Steinkohlenteeröle angewendet. Von den Schäumern ist Pineöl der verbreitetste, daneben ist Kresylsäure in starkem Gebrauch.

In den in den Ver. Staaten 1928 statistisch erfaßten Blei-Zinkanlagen, die selektiv flotieren, wurden, berechnet auf die Tonne Rohgut, an Flotationsmitteln verbraucht:

	kg/t
Sammleröle	0,103
chemische Sammler	0,100
Aerofloat	0,036
Schäumer	0,054

Folgende Aufstellung¹⁾ gibt die Durchschnittsergebnisse von 33 amerikanischen Blei-Zinkanlagen in den Jahren 1927 und 1928:

	Menge in 1000 t	Pb %	Zn %	Ag g/t	Anreicherungs- verhältnis
Bleikonzentrate					
1927.	297,1	49,46	7,40	745	12,15 : 1
1928.	324,7	51,75	6,00	806	11,2 : 1
Zinkkonzentrate					
1927.	443,7	3,94	51,20	257	8,13 : 1
1928.	475,3	3,03	54,20	250	7,63 : 1

In seltenen Fällen verzichtet man bei Bleizinkerzen auf die selektive Flotation und erzeugt durch einfache Flotation ein Mischkonzentrat, das dann naßmechanisch so weit wie möglich in ein Blei- und ein Zinkkonzentrat zerlegt wird. Bei Anlagen mit kleiner Leistung und schwachem Bleigehalt kann diese Arbeitsweise Vorteile bieten; sie macht die Beschaffung eines zweiten Flotationssystems für die Zinkblende überflüssig und ermöglicht die Ausnutzung meist vorhandener naßmechanischer Einrichtungen.

Ein solcher Fall lag bis vor kurzem bei der Preußischen Bergwerks- und Hütten-Aktiengesellschaft, Erzbergwerk Lautenthal²⁾, vor, wo das Überlaufwasser einer Spitzkastenanlage und Abwässer, die nur etwa 4 g Feststoffe im Liter enthalten, nach ihrer Eindickung auf 350 g/l geschwommen wurden. Das Aufgabegut hat etwa 2% Pb und 7,5% Zn; es ist sehr fein, über 92% gehen durch ein 200-Maschensieb. In einer kombinierten M. S.- und

¹⁾ U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3004, 18 (1930).

²⁾ Mitteilung der Gesellschaft.

MacIntoshanlage (vgl. Stammbaum, Abb. 150) wurde ein Mischkonzentrat hergestellt, wobei die folgenden Flotationsmittel zur Anwendung kamen:

TT-Mischung	0,200 kg/t	Pineöl	0,700 kg/t
Xanthat	0,112 kg/t	CuSO ₄	0,200 kg/t

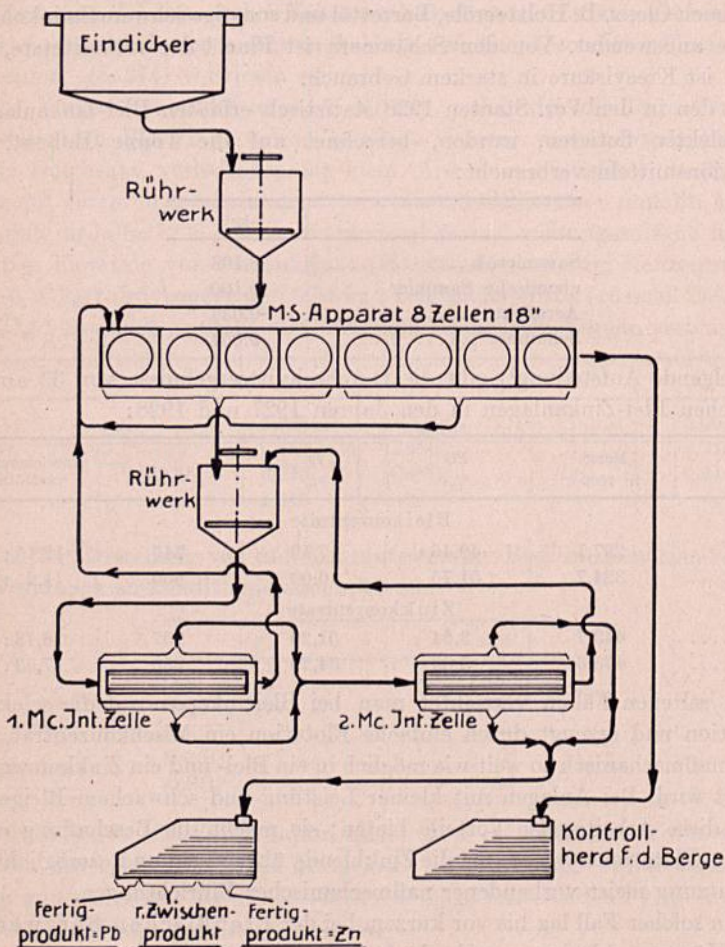


Abb. 150. Stammbaum der Flotationsanlage Erzbergwerk Lautenthal (vor Umstellung auf selektive Flotation)

Das Mischkonzentrat wurde auf einem Schnellstoßherd nachgewaschen, wobei ein Zinkkonzentrat mit 52–54% Zn und 8–10% Pb sowie ein Bleikonzentrat mit über 70% Pb anfielen¹⁾.

¹⁾ Nach Mitteilungen. Siehe auch I. Traube, Met. u. Erz 24, 498 (1927).

Die Mittelprodukte wurden in den Aufbereitungsgang zurückgeführt, die Berge des Vorreinigers über einen Kontrollherd geleitet. Die Abgänge der Flotation führten noch 0,2–0,5% Pb und 0,4–1,2% Zn. Das Ausbringen schwankte zwischen 85 und 95%.

Seit einiger Zeit ist diese Anlage auf selektive Flotation umgestellt, und zwar arbeiten die ersten drei Zellen des M. S.-Apparates auf Bleikonzentrat, das 75–76% Pb und 3–5% Zn enthält; es wird noch über einen Nachwaschherd geleitet. Die letzten fünf Zellen liefern ein Zinkkonzentrat, das in zwei MacIntoshzellen nachgereinigt wird; es enthält 60–62% Zn und 1–5% Pb; die Berge führen noch 0,8% Pb und 1–1,5% Zn. Das Ausbringen beträgt im Durchschnitt 95%.

Der Fall, daß Konzentrate einer selektiven Flotation noch durch eine nachgeschaltete Herdnachwäsche verbessert werden, liegt z. B. auch bei der Soc. Minière de Victoria¹⁾ in Fos vor, wo das Bleikonzentrat durch Graphit verunreinigt ist und durch eine Herdbehandlung angereichert wird; dabei wird der Graphit entfernt; auch findet noch Abscheidung geringer Mengen Zink statt; aus dem durch selektive Flotation erhaltenen graphithaltigem Bleikonzentrat, das 40% Pb und 12% Zn enthält, ergibt die Herdbehandlung ein Fertiggkonzentrat mit 62% Pb und 8% Zn²⁾.

Beschreibung einiger Anlagen.

Im folgenden soll der Gang einer Blei-Zinkaufbereitung beschrieben werden, in der die Flotation (Allflotation) in mechanischen Apparaten (M. S.-Unterluft) durchgeführt wird. Bei der Grube Mo i Ranen der Bergverkselskapet Nord-Norge in Norwegen, werden täglich 150 t eines Erzes flo- tiert¹⁾, das 12,04% Zn und 1,38% Pb enthält. Das vorzerkleinerte Gut (vgl. Stammbaum, Abb. 151) wird im geschlossenen Kreislauf mit einem Klassierer gemahlen.

Die Korngrößenzusammensetzung des Flotationsguts ist im Durchschnitt die folgende:

Korngröße ³⁾	%	Korngröße ³⁾	%
+ Sieb 60	18,8	+ Sieb 150	13,2
+ Sieb 80	9,3	+ Sieb 200	9,7
+ Sieb 100	10,3	– Sieb 200	38,7

¹⁾ Mitteilung der Gesellschaft.

²⁾ Durch Nachschalten eines Schnellstoßherdes werden auch in der selektiven Blei-Zinkaufbereitung in Příbam, ČSR, aus dem Flotationskonzentrat noch geringe Mengen Bleiglanz herausgeholt.

³⁾ Tylerskala.

In der Mühle erfolgt die Zugabe von

NaCN.....	0,055 kg/t	und
Na ₂ CO ₃	0,600 kg/t.	

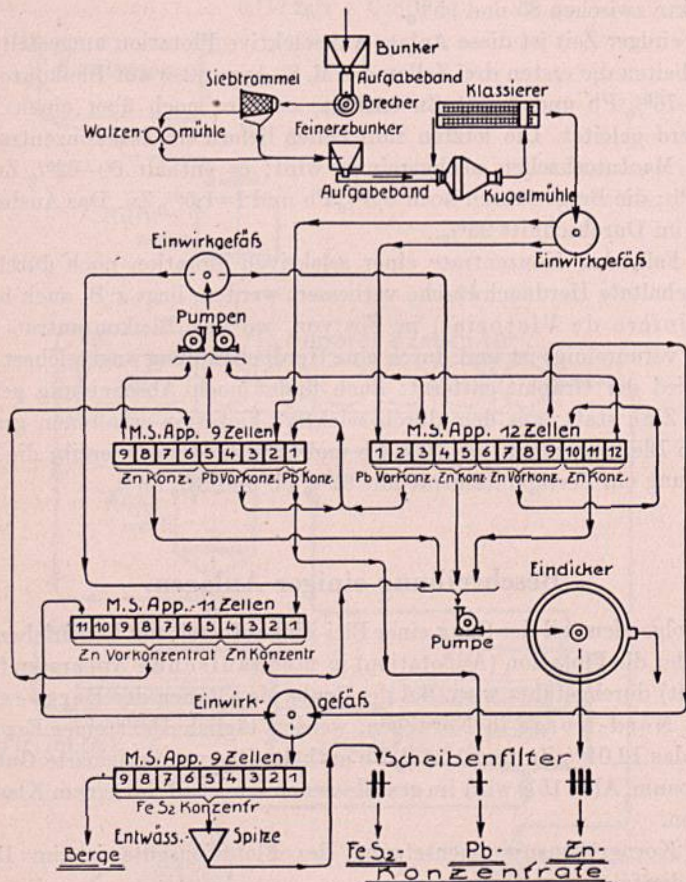


Abb. 151. Stammbaum der Anlage in Mo i Ranen

Die Trübe fließt aus einem Einwirkgefäß, in dem die Zugabe von

Kresylsäure.....	0,150 kg/t	und
K-Xanthat	0,042 kg/t	

stattfindet, zwei parallel laufenden, aber nicht gleichgeschalteten M. S.-Apparaten zu, einem 9- und einem 12zelligem. Von beiden Apparaten werden nur die ersten 5 bzw. 3 Zellen für die Bleiflotation gebraucht, da die Bleimenge im Erz nur gering ist. Die vereinigten Vorkonzentrate kommen zur Nachflotation in die Zelle 1 des ersten Apparates, die fertiges Bleikonzentrat liefert.

Die bleifreien Berge verlassen die Zellen 5 bzw. 3 und werden in ein Einwirkgefäß gepumpt; in dem Pumpenbehälter erfolgt der Zusatz von

CuSO ₄	0,600 kg/t	und
Pineöl.....	0,056 kg/t,	

im Einwirkgefäß die Zugabe von

CaO	1,600 kg/t	und
K-Xanthat	0,062 kg/t.	

Kaliumxanthat wird zum Teil auch in die Zelle 5 des Zinkapparates zugegeben.

Die so vorbereitete Trübe gelangt in den Zinkapparat (11 Zellen). In der Zelle 4 werden

Aerofloat 25.....	0,022 kg/t
-------------------	------------

in der Zelle 9

Aerofloat 25.....	0,013 kg/t
-------------------	------------

zugesetzt. Die Zellen 1–4 des Zinkapparates erzeugen fertiges Zinkkonzentrat, die Zellen 5–11 Mittelprodukt, das in die Zelle 6 des kleineren Bleiapparates zur Nachreinigung gebracht wird; selbstverständlich steht diese Zelle mit den ersten 5 Zellen in keiner Verbindung. Die Zellen 6–9 erzeugen ein Zinkfertigkonzentrat. Die Berge der Reinigerzellen werden über das Einwirkgefäß der Zelle 4 des zweiten „Bleiapparates“ zugeleitet, wo in den Zellen 4–5 Fertigkonzentrate, in 6–9 Mittelprodukte hergestellt werden. Die Reinigung dieser Mittelprodukte erfolgt in den Zellen 10–12, die gleichfalls ein Fertigkonzentrat liefern.

Die Abgänge des Hauptzinkapparates und jene der Zelle 9 der Mittelproduktgewinnung werden vereint in ein Einwirkgefäß gebracht, dort mit

Sammler	0,036 kg/t	und
H ₂ SO ₄	2,000 kg/t	

versetzt und dem Schwefelkiesapparat zur Flotation zugeführt.

Die Aufbereitungsergebnisse sind in der Tabelle IV zu S. 373 unter Nr. 25 zusammengestellt.

Als Beispiel für eine Anlage, in der die selektive Flotation von Bleizink-erzen als Allflotation ausschließlich in pneumatischen Apparaten, und zwar MacIntoshapparaten, durchgeführt wird, sei die der Silver King Coalition Co., Park City (Utah) genannt¹⁾. Die Aufbereitung verarbeitet täglich 750 t Rohgut, das je nach der Teufe des Abbaus verschieden zusammengesetzt ist; das Erz vom „Horizont 500 Fuß“ ist blei- und silberärmer als das des „Horizontes 1300 Fuß“. Die Zusammensetzung der beiden Haupterze ist:

	Pb %	Zn %	Fe %	Ag g/t
Erz vom „Horizont 500“	6,8	5	12,13	230
Erz vom „Horizont 1300“	12	8	7,8	530

¹⁾ Mitteilung der Gesellschaft; vgl. auch H. D. Keiser, Eng. Min. Journ. 126 748 (1928).

Das Flotationsgut wird auf – 65 Maschen, entsprechend der folgenden Durchschnittssiebanalyse, gemahlen:

Korngröße	%	Korngröße	%
+ Sieb 48	3,3	+ Sieb 150	14,3
+ Sieb 65	7,3	+ Sieb 200	14,3
+ Sieb 100	11	– Sieb 200	49,8

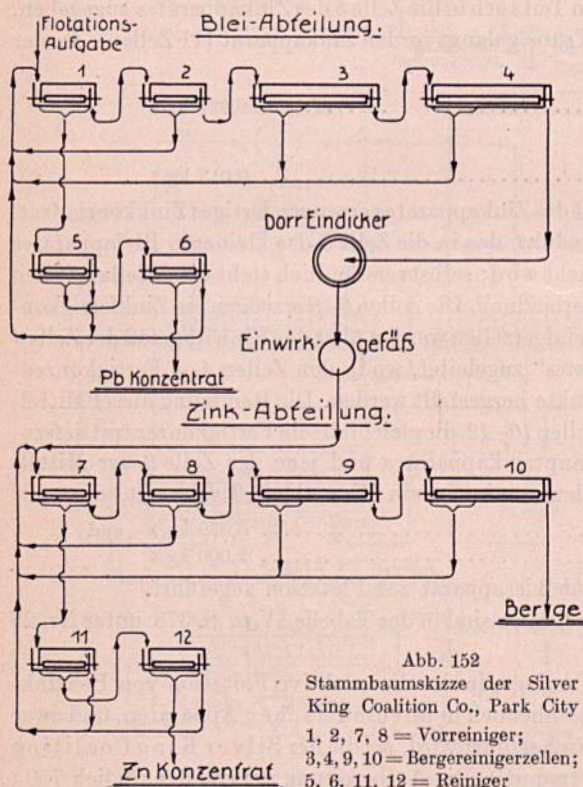


Abb. 152

Stammbaumskizze der Silver King Coalition Co., Park City

1, 2, 7, 8 = Vorreiniger;
3, 4, 9, 10 = Bergereinigerzellen;
5, 6, 11, 12 = Reiniger

Alle Flotationsmittel mit Ausnahme des Schäumers werden in dem Rücklauf des Klassierers zugesetzt, und zwar:

Na_2CO_3 0,900 kg/t
 NaCN 0,215 kg/t
 ZnSO_4 0,550 kg/t
 Thiokarbanilid 0,100 kg/t
 Xanthat 0,005 kg/t

Pineöl (0,020 kg/t) wird in den Flotationszellen zugegeben.

Die so vorbereitete Trübe, die 36% Feststoffe enthält, gelangt zunächst (siehe Stammbaum Abb. 152) in eine 3-m-MacIntoshzelle 1 und liefert ein Konzentrat, das, wie weiter unten beschrieben, zweimal nachgereinigt wird. Die Abgänge der beiden Bleireiniger gehen zur

Aufgabe zurück. Die Berge des ersten Vorreinigers fließen einem zweiten Vorreiniger 2 zu, dessen Konzentrat zur Aufgabe der ersten Zelle zurückgeführt wird. In der Anlage sind drei solcher Systeme vorhanden, deren Abgänge gemeinsam zu einer 6-m-Bergereinigerzelle 3 (scavenger) fließen; der hier gebildete Schaum wird der Aufgabe zurückgegeben, die Berge werden in eine zweite Bergereinigerzelle 4 geleitet, wo sich derselbe Vorgang wiederholt, und der letzte Rest von Blei herausgeholt und zur

Aufgabe zurückgeleitet wird. Die von Blei befreiten Abgänge stellen das Gut für die Zinkflotation dar.

Das Bleikonzentrat fließt in eine Reinigerzelle 5, deren Konzentrat in einer zweiten 6, die das Endkonzentrat liefert, nachgereinigt wird; die Abgänge der beiden Reiniger werden der ersten Vorreinigerzelle zugeleitet. Da die aus den Bergereinigerzellen kommenden bleifreien Abgänge eine Verdünnung von 1:6 besitzen, werden sie vor der Zinkflotation auf 1:2,5 eingedickt und in ein Zwischengefäß gepumpt, wo die Wiederbelebung der Zinkblende unter Zusatz folgender Reagenzien stattfindet:

TT-Mischung	0,562 kg/t
CaO	1,260 kg/t
CuSO ₄	0,090 kg/t

Die weitere Schwimmmittelzugabe erfolgt erst in den Zellen, und zwar:

Xanthat	0,055 kg/t
Pineöl	0,020 kg/t

Die Zinkflotation vollzieht sich in genau der gleichen Weise wie die Bleiflotation. Zur Bewältigung der Leistung von 750 t in 24 Stunden sind im ganzen 24 3-m- und 4 6-m-Zellen vorhanden. Die Aufbereitungsergebnisse einer längeren Betriebszeit sind in der folgenden Tabelle zusammengestellt:

	Pb %	Zn %	Fe %	Ag g/t
Rohgut	12,3	9	6,6	510
Pb-Konzentrat	64,3	6,8	2,9	2800
Zn-Konzentrat	2,0	60,6	2,0	246
Berge	0,8	1,5	4,8	33
Ausbringen in %	90	78,8	—	90—93

Im Jahresmittel (1930) hatten die Konzentrate folgende Zusammensetzung:

61% Zn
65% Pb und 1900—2000 g/t Ag.

Als Beispiel einer selektiven Blei-Zinkanlage, in der sowohl in mechanischen als auch in pneumatischen Apparaten flотиert wird, sei die Anlage der Deutsch-Bleischarley-Grube, O.-S., der Bergwerksgesellschaft Georg von Giesches Erben kurz beschrieben¹⁾.

Die Flotation verarbeitet Schlämme der naßmechanischen Aufbereitung; diese Schlämme sind zu 80% feiner als 250 Maschen und bestehen in der Hauptsache aus Letten; 5% sind über 90 Maschen; nur etwa 20% der Schlämme sind durch Zerkleinerung des Roherzes entstanden.

¹⁾ Mitteilung der Gesellschaft und K. Patzschke, Met. u. Erz 27, 117 (1930).

Der Stammbaum (Abb. 153) zeigt, daß in dieser Anlage die pneumatischen Zellen in erster Linie für die Bleiflotation, die Rührapparate für die Zinkflotation dienen.

Die Trübe fließt nach Konditionierung über einen Verteiler zwei Systemen mit je drei MacIntoshzellen zu, deren Konzentrate gemeinsam in einem Reiniger nachflotiert werden, der das Bleikonzentrat liefert; die Abgänge der beiden Reiniger gehen zur Aufgabe zurück. Die Berge der Bleivorreiniger fließen zwei M.S.-Apparaten zu, die unter Nacharbeitung der Mittelprodukte ihrer letzten acht Zellen das Zinkkonzentrat herstellen; für später ist vorgesehen, die M.S.-Apparate ausschließlich als Vorreiniger für die Blende zu verwenden und in MacIntoshzellen die Reinigung vornehmen zu lassen.

Die Ergebnisse der Flotation sind in der folgenden Tabelle zusammengefaßt (siehe auch Tabelle IV zu S. 373 unter Nr. 4):

	Zn %	Pb %	Δ g g/t	Fe %
Aufgabe.....	23,34	4,54	25	10,41
Zinkkonzentrat ohne Nachreinigung...	52	2,23	40	5,30
Zinkkonzentrat mit Nachreinigung ...	60,38	1,44	40	2,51
Bleikonzentrat	3,70	60,0	—	6,65

Die Herstellung eines Mischkonzentrats vor dem selektiven Aufschwimmen des Bleiglanzes wird in der Zinkflotationsanlage der Anaconda Copper Co., Anaconda (Montana), durchgeführt¹⁾.

Das Roherz enthält 12,7% Zn, 2,2% Pb und wenig Pyrit. Da die Gesellschaft eigene Hütten in nächster Nähe der Aufbereitungsanlage besitzt, kommt es bei der Aufbereitung mehr auf hohes Ausbringen als auf eine hohe Anreicherung an, die bei dieser Art der Verarbeitung nicht zu erzielen ist. Die Herstellung des Mischkonzentrats geschieht in M. S.-Standardapparaten, die Nachreinigung in Callowzellen. Das Mischkonzentrat wird durch Flotation in alkalischer Trübe unter Zusatz von etwas Kalziumzyanid (0,022kg/t) zum Drücken des Pyrits und von etwas Kupfersulfat zum Aktivieren der Blende gewonnen, wobei als Sammler bzw. Schäumer Natriumxanthat, Kohlenteeeröl und Pineöl verwendet werden. Nach Entfernung der überschüssigen Reagenzien durch Eindicken auf 50% Feststoffe wird das Konzentrat in einer Reihe von Rührgefäßen mit Zinksulfat und Kalziumzyanid behandelt, um die Blende zu drücken. Die Flotation des Bleiglanzes erfolgt in Callowzellen, die Blende bleibt in der Trübe zurück.

¹⁾ B. S. Morrow, Eng. Min. Journ. 128, 299 (1929).

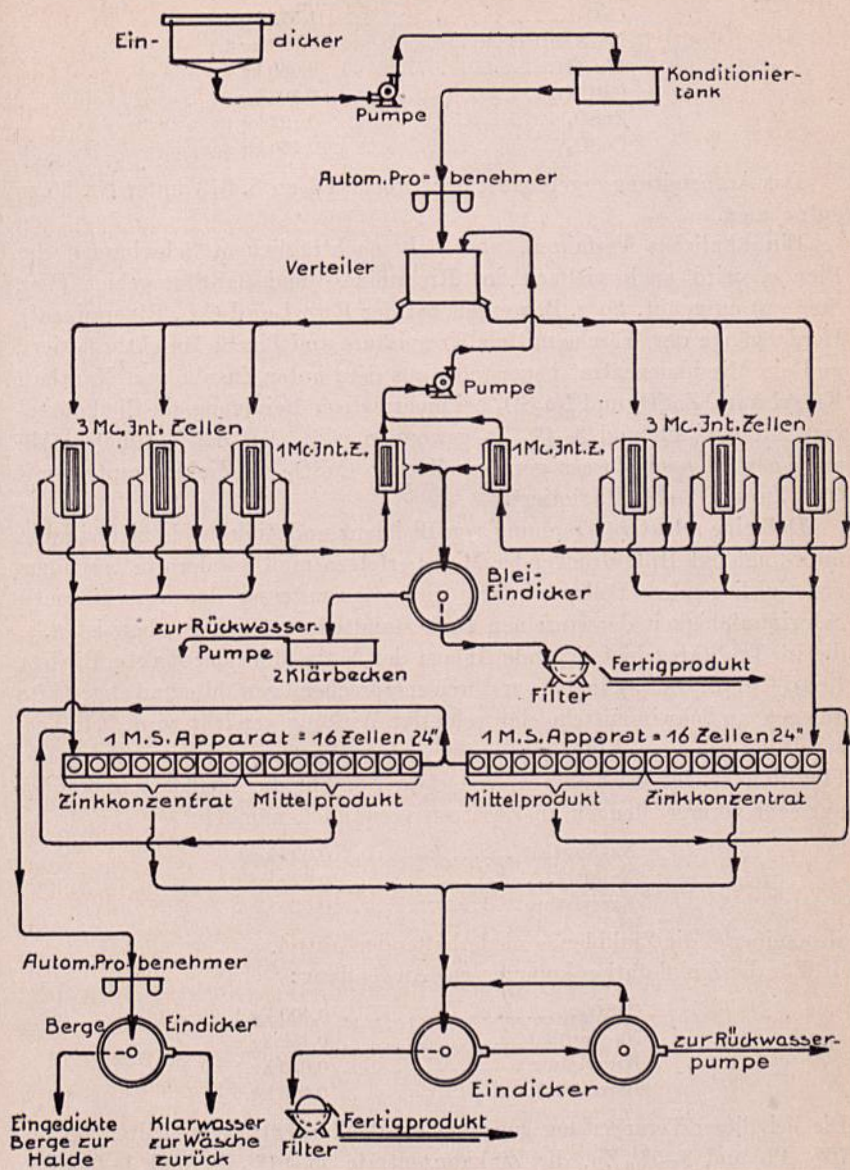


Abb. 153. Flotationsstammbaum der Grube Deutsch-Bleischarley

Der Gesamtreagenzienverbrauch für die kollektive und selektive Flotation beträgt:

CaO	1,575 kg/t
Na-Xanthat	0,090 kg/t
Pineöl	0,080 kg/t
Ca(CN) ₂	0,108 kg/t
ZnSO ₄	0,102 kg/t
CuSO ₄	0,760 kg/t

Das Aufbereitungsergebnis ist der Tabelle IV zu S. 373 unter Nr. 26 zu entnehmen.

Ein ähnliches Verfahren, aber mit nachträglichem Schwimmen der Blende, wird auch vielfach im Rivermines- und Tri-Stategebiet (Ver. Staaten) ausgeübt. So z. B. werden bei der Run Lead Co., Rivermines¹⁾, Herdabgänge der Wäsche mittels Kresylsäure und Pineöl kollektiv flотиert, und ein Mischkonzentrat hergestellt, aus dem unter Zugabe von Xanthat, Kresylsäure, ZnSO₄ und Na₂SO₃ bei mehrmaliger Reinigung ein Bleikonzentrat mit 65% Pb und 3–4% Zn gewonnen wird. Aus den entbleiten Abgängen wird nach Zusatz geringer Mengen CuSO₄ ein Zinkkonzentrat mit 60% Zn und 1–2% Pb flотиert.

Daß eine selektive Trennung von Bleiglanz und Zinkblende nicht immer unbedingt mit Hilfe drückender Mittel erfolgen muß, sondern in besonders günstig liegenden Fällen einfach unter Ausnutzung der verschiedenen Schwimmfähigkeit der einzelnen Erzbestandteile möglich ist, beweist u. a. die im Tri-Stategebiet liegende Anlage der Netta-Mine der Eagle Picher Lead Corp., Okla.²⁾, in der nur durch entsprechend gewählte und abgestufte Mengen an Schwimmiteln eine selektive Wirkung erreicht wird. Zur Verarbeitung gelangen in der erwähnten Anlage Abgänge der Setzwäsche. Die Flotation erfolgt bei einem p_h von etwa 7,8. Für die Bleiflotation werden nur sehr geringe Mengen an Zusätzen verwendet, nämlich:

Na-Xanthat	0,020 kg/t
Na ₂ SiO ₃	0,020 kg/t
Kresylsäure	0,020 kg/t

also keinerlei die Zinkblende niederhaltenden Mittel.

Für die Zinkflotation kommen zur Anwendung:

CuSO ₄	0,400 kg/t
Na-Xanthat	0,150 kg/t
Kresylsäure	0,025 kg/t
Barrettöl Nr. 4	0,005 kg/t

Die bei dieser Verarbeitung gewonnenen Bleikonzentrate enthalten 65 bis 70% Pb und 3–5% Zn, die Zinkkonzentrate 55–61% Zn und 1–3% Pb.

¹⁾ F. W. Swanson, U.S. Bur. Min. Inf. Circ. 6342 (1930).

²⁾ F. Prockat und E. Grohmann, Kohle u. Erz 28, 231 (1931).

Tabelle IV
Ergebnisse von selektiven Blei-Zinkflotationsanlagen

Nr.	Name der Gesellschaft	Ort der Anlage	Leistung	Aufgabegut	Apparatetypen	Flotationsaufgabe				Bleikonzentrat				Zinkkonzentrat				Kieskonzentrat			Berge				Ausbringen ¹⁾ in %			Quellenangabe	
						Pb %	Zn %	Fe %	Ag g/t	Pb %	Zn %	Fe %	Ag g/t	Zn %	Pb %	Fe %	Ag g/t	Fe %	Pb %	Zn %	Pb %	Zn %	Fe %	Ag g/t	Pb	Zn	Ag		
A. Europa																													
1	A. G. für Bergbau, Blei- und Zinkfabrikation zu Stolberg und in Westfalen	Ems	35 t/h	Mittelprodukte der Setzwäsche	Ek	3-4	13-16	0,4 Cu	—	45	—	—	9-10% Cu	47-48	3-4	—	—	—	—	—	0,3	0,85	—	—	85 ²⁾	85-90 ³⁾	—	Mitteilung der Gesellschaft	
2	Schlesische Bergwerks- und Hüttengesellschaft, Beuthen, O.-S.	Neuhofgrube	16 t/h	Rohschlamm, reiche und arme Mittelprodukte der Setzwäsche	MS	2,2	12-13	—	—	45	1,9	—	—	52-56	1,3	—	—	—	—	—	1,25 davon 0,8 oxydisch	3,8-4,3 davon 2,25 oxydisch	—	—	84 ³⁾	73	—	Mitteilung der Gesellschaft	
3	Gewerkschaft Grube Glanzenberg, Silberberg	Silberg, Kr. Olpe	13-14 t/h	Alte Teichschlamm und Frisches Haufwerk	MS, MI	3,5	3,5	—	—	70	3,5	—	720	50,5	3,5	—	—	—	—	—	0,25	—	—	—	rd. 94	rd. 86	—	Mitteilung der Gesellschaft; s. auch Schennen und Jünger, 2. Aufl. 369 (1930)	
4	Bergwerks-Gesellschaft Georg v. Giesches Erben, Breslau	Deutsch-Bleischarley	12-13 t/h	Schlamm	MS, MI	4,5	23,3	10,4	25	60	3,7	6,7	65	60,4	1,4	2,5	40	—	—	—	2,5 davon 1,3% oxydisch	5,6 davon 3% oxydisch	14,0	—	43 ⁴⁾	83	—	Mitteilung der Gesellschaft und K. Patzschke, Met. u. Erz 27, 118 (1930)	
5	A. G. des Altenbergs (Vieille Montagne), Unter-Eschbach ⁵⁾	Grube Lüderich	9 t/h	Mittelprodukte bis 3 mm, Frisch- und Haldenschlamm	MS	3,0 1,9	13,1 7,1	—	—	76	2,6	—	—	59,3	2,7	—	—	—	—	—	0,09	1,37	—	—	80,9	87,1	—	Mitteilung der Gesellschaft	
6	Bleiberger Bergwerksunion, Klagenfurt, Österreich	Rudolf-Aufbereitung, Bleiberger	4,2-3,8 t/h	Aufbereitungsschlamm, Setzmaschinenzwischenprodukte, alte Schlamm	Ek	10,5	8,3	—	—	79,5	4,5	—	—	56,5	4,9	—	—	—	—	—	1,4	1,5	—	—	84,5	80,0	—	Mitteilung der Gesellschaft	
7	Bleiberger Bergwerksunion, Klagenfurt, Österreich	Antonischacht, Kreuth b. Bleiberger	3,5 t/h	Schlamm und Mittelprodukte bis 6 mm	Ek	6,9	16,4	—	—	80,1	4	—	—	58,4	3,6	—	—	—	—	—	0,41	2,5	—	—	86,4	79,3	—	Mitteilung der Gesellschaft	
8	Bergbau-Aktiengesellschaft Lothringen	Grube Victoria, Littfeld	3-3,5 t/h	Alte Teichschlamm	Ek	4-6 ⁶⁾	4-8 ⁷⁾	—	—	48-55	11-13	—	300	40-46	12-14	—	200	—	—	—	1,2 davon 0,12 oxydisch	0,8 oxydisch	—	—	rd. 70	rd. 60	—	Mitteilung der Gesellschaft	
9	Preußische Bergwerks- und Hütten-Akt. Ges., Clausthal ⁸⁾	Clausthal	2,8 t/h	Schlamm und Mittelprodukte der Wäsche, zeitweise alte Schlamm	MS	2,5	8,0	—	—	55,5	5,2	—	—	51,8	3,1	—	—	—	—	—	0,17	0,22	—	—	58	83	—	Mitteilung der Gesellschaft	
10	A. G. f. Bergbau u. Zinkf. zu Stolberg und in Westfalen	Grube Rosenberg	2 t/h	Spatblendermechanische Wäsche	Ek	4,1	15,6	22	—	75,5	3,7	—	—	40,8	6,9	—	—	—	—	—	0,6	1,8	—	—	55,5	88	—	Nach Mitteilung	
11	Werlauer Gewerkschaft, Grube Gute Hoffnung	Prinzenstein a. Rh.	1,5 t/h	Spitzkastenüberlauf und Herdmittelprodukte	Ek	5	10	—	—	70	8	—	—	45	7	—	—	—	—	—	1,5	1,0	—	—	49,2	89,6	—	Nach Mitteilung	
12	Compagnie des Mines de Villemagne	Villemagne, Frankreich	660 t/Tag	Allflotation	MI	rd. 3	rd. 6	—	—	66	10-12	—	650-850	48	5	—	120	—	—	—	0,4	1,2 davon 0,25 oxydisch	—	—	—	—	—	Mitteilung der Gesellschaft	
13	Compagnie Minière Métallurgique et Chimique de l'Orb ⁹⁾	Hérault, Frankreich	150 t/Tag	Allflotation	MS	6	6,7	—	—	52,7	6,5	—	975	48	2	—	—	—	—	—	0,75	1,5	—	—	86	72	—	Nach Mitteilung und Ch. Berthelot, Génie Civil 95, 405 (1929)	
14	Société de Victoria, Fos	Fos, Hte. Garonne, Frankreich	3-3,5 t/h	Mittelprodukte und frische Wäsche-schlamm	MI	1,5	11-12	—	—	40 ¹⁰⁾	12	—	—	50-51	2-3	—	—	—	—	—	0,3-0,5	1	—	—	—	90-92	—	Mitteilung der Gesellschaft	
15	Soc. An. des Mines et Usines de Peyrebrune	Peyrebrune, Tarn, Frankreich	3 t/h	Setzmaschinenmittelprodukte, Roherz 5-8,5 mm, Rohschlamm bis 1 mm	Ek	3,5 ¹¹⁾	3 ¹¹⁾	—	—	63	9	—	—	46	2	—	—	—	—	—	0,3	1	—	—	85	55	—	Mitteilung der Gesellschaft	
16	Real Compañía Asturiana de Minas, Reocin	Reocin, Spanien, Anlage 1927	25 t/h	Allflotation	MS	2,5	15	10	—	78	2	1,5	—	57	0,8	4	—	—	—	—	0,2	0,8-0,9 sulfidisch 0,5-1 oxydisch	—	—	85	93,2	—	Mitteilung der Gesellschaft; s. auch L. Barceña y Diaz, Eng. Min. Journ. 127, 640 (1929); F. J. Pirlet, Rép. méca. d. Minéral., Rev. Univ. Min. et Met. 8, 137 (1929)	
17	Soc. Minière et Métallurgique de Peñarroya, Peñarroya	El Soldado, Spanien	6 t/h	Wäscheschlamm	MS, Cal, MI	5,1 ¹²⁾	3 ¹²⁾	—	—	68,6	8,6	—	—	43,6	8,2	—	—	—	—	—	1,3	1,6	—	—	74	50	—	Mitteilung der Gesellschaft	
18	Soc. Minière et Métallurgique de Peñarroya, Peñarroya	Nava de Rio Frio, Santa Isabel	8 t/h	Abgänge der naßmechanischen Wäsche	Cal, MI	4,5 ¹²⁾	12,4 ¹²⁾	5,5 ¹²⁾	—	51,8	15,6	6,4	—	49,2	4,3	6,6	—	—	—	—	0,7	2,7	6,3	—	65,7	78,7	—	Mitteilung der Gesellschaft	
19	Phönix, Schwefelsäure- und chemische Produktfabrik A. G. Baia Mare, Rumänien	Baia Mare, Rumänien	4-4,5 t/h	a) Mittelprodukte b) Frischerz	MS	4,1 7,2	12 8	—	160 288	56 67	2,1 1,2	—	—	46,5 ¹³⁾	1,5	—	—	43 ¹³⁾ S	0,43	1,6	0,20	0,80	2 ¹³⁾ S	—	81,9 91,1	85,2 90,0	—	Mitteilung der Gesellschaft	
20	Grufaktiebolaget Orijarvi	Orijarvi, Finnland	3,8 t/h	Alte Halden	Ek	3,5-4,5	12-14	—	—	75	4,5	—	—	38-44	5	—	—	—	—	—	0,6-1,2 als Sulfat	2,8	—	—	48-50	85	—	Nach Mitteilung	
21	Trepca Mines Ltd.	Trepca, S. H. S.	500 t/Tag	Allflotation	F	11,5	10,5	—	—	74,1	—	—	—	49,1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	95	85	—	Eng. Min. World 1, 565, 687 (1930); Min. Mag. 43, 264 (1930)	
22	Soc. Minière et Industrielle de Plakalnitza	Plakalnitza, Bulgarien	100 t/Tag	Halden	MS	6-8	5-7	—	—	55	10	—	—	45	9	—	—	—	—	—	1,1	1,3	—	—	—	—	—	Nach Mitteilung	
23	Soc. des Mines de Balia Karaidin	Balia, Türkei	10 t/h	a) Alte Halden ¹⁴⁾ b) Mittelprodukte ¹⁴⁾ c) Roherz und Herdmittelprodukte	MS	8,3 6,8 10,7	19 20,8 7	—	—	58,3 52,4 70	4,5 6,5 4,5	—	—	54,4 53 54	3,7 3,5 2,8	—	—	—	—	—	5 6 0,9	6,5 6 0,7	—	—	47 59 91	75 79 84	—	Nach Mitteilung	
24	Sadon Bergwerke	Alagir b. Misur, Kaukasus	300 t/Tag	Allflotation	MS	7,4	15,6	10,1	—	76,6	3,8	2,0	—	46,8	3,2	8,8	—	—	—	—	0,7	1,7	—	—	81,1	91,1	—	H. J. Salau, Met. u. Erz 27, 284 (1930)	
25	Bergverkselskapet Nord Norge A. S. ¹⁵⁾	Mo i Ranen, Norwegen	10 t/h	Allflotation	MS	1,4	10,7	—	—	70,3	6,5	—	—	54,9	0,75	—	—	—	—	—	0,09	0,78	—	—	rd. 94	94	—	Mitteilung der Gesellschaft	
B. Amerika																													
26	Anaconda Copper Mining Co.	Anaconda, Montana	—	Allflotation	MS, Cal	2,2	12,7	2,8	—	69,7	6,1	16,2	—	53,1	5,3	4,0	—	—	—	—	0,25	0,8	—	—	—	—	—	—	B. S. Morrow, Eng. Min. Journ. 128, 266 (1929); Quarterly 78
27	Base Metals Goldfield Cons.	Field, B. C.	300 t/Tag	—	—	8-8,5	8-8,5	—	—	72	—	—	—	52	—	—	—	—	—	—	0,9	1,2	—	—	—	—	—	—	Eng. Min. World 1, 149 (1930)
28	Black Hawk Cons. Mines Co., Silver City, N. M. ¹⁶⁾	Hanover, New Mexico	175 t/Tag	Allflotation	SW	2	12	—	66	47,9	18,2	—	1500	56,9	1	—	52	—	—	—	0,17	1,3	—	5,3	84,2	86,1	79,8	I. L. Wright, Eng. Min. Journ. 127, 148 (1929); Min. Congr. J. 924 (1930); U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6359 (1930)	
29	Callahan Zinc and Lead Co. ¹⁷⁾	Lake Gulch, Idaho	150 t/Tag	—	—	6	1,3	17,5	125	53	8	11	1100	—	—	—	—	—	—	—	0,5	—	—	10	—	—	—	W. L. Zeigler, Flot. Pract. 182	
30	Cia. Minera Restauradora de Fresnillo S. A.	Fresnillo, Mexiko	690 t/Tag	Allflotation	MI, Cal, For	9,5	10,	8,75	345	57,1	8,2	5,7	1640	51,7	0,6	11,1	275	40,2	1,22	4,08	0,68	1,04	6,8	—	93,9	78,5	88,2	C. Brechhold, Zeitschr. Ver. d. Ing. 73, 1440 (1929); R. E. Byler, Min. Mag. 42, 137 (1930)	
31	Cons. Mining and Smelting Co. of Canada Ltd. ¹⁸⁾	Sullivan, Kimberley, B. C.	6000 t/Tag	Allflotation	MS	9	7,5	36	—	70	4,5	5,9	660-700	50	2,8	11	—	—	—	—	0,65	0,8	43,8 S	—	90	83,5	—	G. J. Young, Eng. Min. World 2, 229 (1931); Eng. Min. Journ. 124, 537 (1927); Min. Mag. 43, 25, 82 (1929); R. W. Diamond, Flot. Pract. 95, 99	
32	Cons. Mining and Smelting Co. of Canada Ltd.	Moye, B. C.	650 t/Tag	Allflotation	MS	2,5	3,5	—	—	73	3,5	—	—	52	1,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	M. M. O'Brien und H. R. Banks, Min. Mag. 117 (1927)
33	Federal Mining and Smelting Co., Wallace, Idaho	Morning Mill	1200 t/Tag	Allflotation	MS, Cal	9,2	6,7	15,9	110	74,1	5,9	—	768	50,9	2,7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	90,5	86,4	—	M. P. Dalton und G. S. Price, Min. Congr. J. 25 (1930); A. W. Fahrenwald, Flot. Pract. 197	
34	Federal Mining and Smelting Co., Baxter Springs, Kansas	Brewster Mill, Kansas	—	Abgänge der naßmechanischen Wäsche	For	0,40	10,7	—	—	48,2 ¹⁹⁾	5,9	—	—	57,8	1,0	1,9	126	—	—	—	—	—	—	—	48,3	90,9	—	Quarterly 86	
35	Federal Mining and Smelting Co.	Gordon Mill	—	Abgänge der naßmechanischen Wäsche	K u. K, For	0,91	8,2	—	—	43,3 ¹⁹⁾	6,3	—	—	57,8	2,5	2,1	—	—	—	—	—	—	—	—	61,2	85,1	—	Quarterly 86	
36	International Smelting and Refining Co. ²⁰⁾	Tooele, Utah	1000 t/Tag	Allflotation	MS, Cal, (a) (b)	2,9 8,6	10,3 7,1	9,3 10,9	—	65,3 66,4	7,1 5,6	3,3 2,4	—	59,1 59,8	0,9 2,7	1,6 1,6	—	36,9 34,8	1,5 5	4,3 2,7	0,2 0,4	0,4 0,2	8,3 10,0	—	—	—	—	—	A. B. Young und W. J. McKenna, Eng. Min. Journ. 128, 221 (1929); Flot. Pract. 82; O. E. Keough, Min. Met. 202 (1930)
37	Interstate Zinc and Lead Comp., Cardin, Oklahoma	Woodchuck Mine	45 t/h	Setzmaschinen- und Herdabgänge	Butchard, For	0,8	6,3	—	—	37,3	12,9	5,2	—	58,7	0,8	0,9	—	—	—	—	—	0,02	0,6	—	—	86,2	91,5	—	Quarterly 89
38	Silver King Coalition Mines Co.	Park City, Utah	1000 t/Tag	Allflotation	MI	10,4	5,6	8,7	—	67,8	5,3	4,2	—	62,0	2,1	1,6	—	—	—	—	0,4	1,1	—	—	81,1	92,2	—	Mitteilung der Gesellschaft (1933); H. D. Kelsner, Eng. Min. Journ. 126, 748 (1928)	
39	St. Louis Smelting and Refining Co.	Baxter Springs, Kansas	—	Rohschlamm, Setz- und Herdmittelprodukte	Butchard, For	2,6	11,6	—	—	61,4	4,9	—	—	58,3	1,5	—	—	—	—	—	0,3	0,9	—	—	91,6	93,2	—	Quarterly 87	
40	Timber Butte Mining Co.	Butte, Montana	—	Herdabgänge	—	1,15	11	—	—	54	14,2	—	—	54,5	1,2	—	—	—	—	—	0,1	0,6	—	—	71	96,6	—	Ch. Berthelot, C. r. d. 84ème Congrès de Chimie Ind. 14 (1928)	
41	Treadwell Yukon Mining Co.	Tybo, Nye County, Nevada	—	—	MS	5,2	4,5	11,3																					

Zur Ergänzung der vorstehenden Angaben sind die Ergebnisse einiger Blei-Zinkflotationsanlagen in der Tabelle IV zusammengestellt.

Um des weitern ein Bild über die in verschiedenen industriellen Blei-Zinkanlagen verwendeten Schwimmtel, und zwar nach ihrer Menge und teilweise nach dem Zeitpunkt ihrer Zugabe zu geben, finden sich in der Tabelle V einige aus der Praxis stammende Angaben zusammengefaßt.

4. Zinkblende-Pyrittrennung

Außer zur Gewinnung eines Kiesnebenproduktes bei der Flotation von Bleizinkeisenerzen kann die Trennung von Pyrit und Zinkblende auch aus hüttenmännischen Gründen oft von Wichtigkeit sein. Kiesabbrände mit hohem Zinkgehalt sind minderwertig, da purple ore mit einem Zinkgehalt von über 1% mit Gewinn selten abgesetzt werden kann. Außerdem lassen sich blendehaltige Kiese weniger gut entschwefeln, oft verbleiben 5–6% S im Röstgut, während es ohne Schwierigkeiten gelingt, zinkfreie Kiese auf 1–2% S abzurösten. Die Frage der Entzinkung bestand seit Jahren z. B. bei den Meggener Kiesen der Sacht leben A. G.¹⁾ Die Meggener Kiese haben eine mittlere Zusammensetzung von 42,4% S und 8,6% Zn. Bisher erfolgte die Entfernung des Zinks aus den Kiesabbränden meist durch chlorierende Röstung; vorteilhafter ist es aber, aus den früher angeführten Gründen die Entzinkung schon im Rohkies selbst vorzunehmen. Dies ist, wie der Betrieb einer Versuchsanlage bewies, durch selektive Flotation völlig gelungen.

Zur Verarbeitung gelangt in der Meggener Versuchsanlage ein Feinkies von 0–10 mm, der für die Flotation auf 120 Maschen gemahlen und in einer Trübe, die 20–25% Feststoffe enthält, flотиert wird. Als Vorreiniger werden M. S.-Unterluft-, als Reiniger MacIntoshapparate verwendet. Der Kies, welcher durch Kalkzusatz gedrückt wird, bleibt mit 42% S in der Trübe zurück und kann zur weiteren Anreicherung nach seiner Aktivierung in neutraler Trübe flотиert werden; hierbei wird er auf 48% S angereichert. Die Ergebnisse der Versuchsanlage, auf Grund welcher eine größere Anlage gebaut werden soll, sind im folgenden zusammengestellt:

	Zn %	S %
Rohgut	8,6	42,4
Zinkkonzentrat	59–54,9	—
Kieskonzentrat	0,65–0,71	48
Ausbringen in %	92–94	85–90

Als Flotationsmittel werden gebraucht: Kalk, K-Xanthat, Teeröle, Pineöl und zum Drücken der Berge bei der Kiesflotation Wasserglas.

¹⁾ R. Glatzel, Met. u. Erz 27, 642 (1930); 28, 7 (1931).

5. Selektive Molybdänerzflotation

a) Molybdänglanz-Pyrittrennung

Die Trennung des Molybdänglances von Pyrit ist zur Erzielung handelsüblicher Konzentrate von etwa 85% MoS₂ überall dort nötig, wo größere Mengen Pyrit den Molybdänglanz begleiten. Die Flotation in kalk-alkalischer Trübe liefert praktisch eisenfreie Molybdänkonzentrate; sie bietet gegenüber anderen ähnlichen Trennungen nichts Bemerkenswertes.

b) Molybdän-Kupfertrennung

Als besonders schädlicher Begleiter von Molybdän gilt Kupfer, das in Mengen von über 1% Molybdänkonzentrate unverkäuflich macht, so daß Molybdänerze, die Kupfer enthalten, oft als nicht abbauwürdig angesehen werden mußten. Da sowohl Kupfersulfide als auch Molybdänglanz eine hervorragende Schwimmfähigkeit besitzen, bereitet ihre Trennung Schwierigkeiten.

H. A. Doerner¹⁾ berichtet über Versuche der selektiven Flotation; er fand, daß Buntkupferkies durch Wasserstoffsuperoxyd, schweflige Säure und Ferrichlorid, besonders bei höheren Temperaturen, am Schwimmen verhindert wird. Aus einem Erz mit 3¹/₀ MoS₂ und 3,2¹/₀ Cu, als Buntkupferkies, gelang es, durch Kerosen allein Molybdänglanz zu schwimmen und dann das Kupfer nachzufлотieren. Das Molybdänkonzentrat kann unter Verwendung von SO₂ nachgereinigt werden. Die Ergebnisse sind in der folgenden Zusammenfassung wiedergegeben:

	MoS ₂ %	Mo-Ausbringen %	Cu %	Cu-Ausbringen %	Schwimmittel
Aufgabe	3	100	3,2	100	
Mo-Konzentrat .	83,1	87,2	2,85	2,8	0,900 kg/t Kerosen
Cu-Konzentrat..	3,54	9,5	9,5	86,1	0,225 kg/t Pineöl
Berge	0,21	3,3	0,44	11,1	

Durch Nachreinigung wurde aus dem Konzentrat ein Produkt erhalten, das 92,4% MoS₂ und 1,45% Cu bei einem Molybdänausbringen von 85,7% ergab; es wurden hierbei

SO ₂	0,135 kg/t
Kerosen	0,450 kg t
Pineöl	0,022 kg t

verwendet.

Die Abgänge der Nachreinigung enthielten 11,77% Cu und 10,2% MoS₂.

Ein besseres Verfahren dürfte die Verbindung von Flotation und Laugung mit Ferrisulfat sein²⁾. In manchen Fällen gelingt es, Buntkupferkies durch Zyanid in soda-alkalischer Trübe zu drücken.

Einfacher gestaltet sich die Trennung von Kupfer und Molybdän, wenn das Kupfer als Kupferglanz vorliegt. In diesem Falle kann nach

¹⁾ Eng. Min. Journ. 119, 925 (1925).

²⁾ H. A. Doerner, a. a. O.

Tabelle V

Reagenzienverbrauch bei der selektiven Blei-Zinkflotation (Angaben in g je t Durchsatz)

Tabelle V zu S. 373

(Man vergleiche dazu auch Tabelle IV. Die mit * bezeichneten Angaben sind Gesamtmengen, also unabhängig, ob für die Blei- oder die Zinkflotation verwendet)

Nr.	Name der Gesellschaft und Ort der Anlage	Bleiflotation											Zinkflotation											Quellenangabe
		Xanthat	Aerofloat	Pineöl	Kresylsäure	Verschiedene Öle	Thiokarbanilid	Na ₂ CO ₃	CaO	Na ₂ SiO ₃	NaCN	ZnSO ₄	Verschiedenes	Xanthat	Aerofloat	Thiokarbanilid	Kresylsäure	Pineöl	Verschiedene Öle	CuSO ₄	CaO	Na ₂ CO ₃	Verschiedenes	
A. Europa																								
1	Bergwerksgesellschaft Georg v. Giesches Erben, Deutsch-Bleischarley*.....	190—300	—	60—160	—	Holzteeöl 50—80	—	2700	—	580—1090	30	40—140	—	—	—	—	—	—	1190	—	—	—	—	Patzschke, a. a. O.
2	A. G. des Altenbergs (Vieille Montagne), Unter Eschbach*	340	—	—	—	Terpentin 490 Flotol 260	—	—	2460	840	—	90	Na ₂ S 43	—	—	—	50	Mittelöl 660	1340	—	—	—	—	Mitteilung der Gesellschaft
3	Preußische Bergwerks- und Hütten A. G., Clausthal*...	19	—	Terpentinöl 420	—	Kreosotöl 1200	—	—	—	183	—	249	Na ₂ HPO ₄ 18	—	—	—	—	—	329	—	—	H ₂ SO ₄ 55	—	Mitteilung der Gesellschaft
4	Phönix, Schwefelsäure und chem. Produktenfabrik A. G. Baiamare, Rumänien*	562 ¹⁾ 2) 500 ³⁾	80 150	49 40	—	—	—	2300 2100	865 530	76 68	—	—	—	—	—	—	—	—	—	880 800	—	—	—	Mitteilung der Gesellschaft ³⁾
5	Compagnie des Mines de Villemagne, Frankreich*.....	75	50	42	—	—	—	140	—	—	50	65	—	—	—	—	—	—	470	—	—	—	—	Mitteilung der Gesellschaft
6	Société Minière Métallurgique et Chimique de l'Orb, Frankr.	—	60	20	—	—	—	1000	—	—	250	300	—	60	—	—	15	—	800	—	—	—	—	Mitteilung der Gesellschaft
7	Société des Mines de Promise, Promise, Frankreich	10	150	—	—	10	—	1000	—	500	—	1000	—	80	—	—	10	—	1000	1500	—	—	—	Mitteilung der Gesellschaft
8	Société Minière de Victoria, Fos, Frankreich*.....	130	115	15	—	Kreosotöl 200	—	270	—	—	40	40	—	—	—	—	—	—	540	—	—	—	—	Mitteilung der Gesellschaft
9	Société Minière et Métallurgique de Peñarroya, El Soldado, Spanien	—	100 Phosokresol B 100	—	—	—	—	1500	—	—	100	300	Na ₂ SO ₄ 1500	—	—	—	—	Phenol 200	200	—	—	—	—	Mitteilung der Gesellschaft
10	Société Minière et Métallurgique de Peñarroya, Santa Isabel, Spanien	—	160	—	—	—	—	1300	—	—	110	—	—	—	—	—	80	—	540	—	650	—	—	Mitteilung der Gesellschaft
11	Real Compañia Asturiana de Minas Reocin, Spanien ...	—	40	8	—	—	—	1500	—	—	—	—	—	80	—	—	8	Naphta 400	450	—	—	—	—	Mitteilung der Gesellschaft
12	Bergverkselskapet Nord Norge A. S., Mo i Ranen, Norw.	42 ⁴⁾	—	—	150	—	—	600	—	—	55	—	—	62	34	—	56	—	600	1600	—	—	—	Mitteilung der Gesellschaft
13	Société des Mines de Balia Karaidin, Türkei* {Haldenerz Roherz	60 90	150 100	—	—	80 90	—	—	—	—	250 110	150	—	—	—	—	—	—	500 250	—	—	—	—	Nach Mitteilung
14	Ssodon Bergwerke, Alagir, Rußland*.....	110	—	146	—	Kreosotöl 475	—	—	1800	—	165	105	NaOH 290	—	—	—	—	—	350	—	—	—	—	Salau, a. a. O.
B. Amerika																								
15	Anaconda Copper Mining Co., Anaconda*, Mont.	90	—	80	—	Steinkohlenteer 42	—	—	1575	—	Ca(CN) ₂ 108	102	—	—	—	—	—	—	760	—	—	—	—	B. S. Morrow, a. a. O.
16	Cia. Minera Restauradora de Fresnillo, S. A.*.....	235	—	40	—	Kreosotöl 97	—	730	—	—	68	265	—	—	—	60	—	Kohlenteer 113	385	—	—	—	—	R. E. Byler, a. a. O.
17	Cons. Mining and Smelting Co of Canada, Sullivan, Kimberley, B. C.	—	—	—	90	216 ⁵⁾	—	1240	—	—	63	—	—	13	—	5	—	22	297	—	—	Na ₂ Cr ₂ O ₇ 76	—	G. Y. Young, Eng. Min. World 2, 299 (1931)
18	Federal Mining and Smelting Co., Morning Mill.....	—	55	—	15	—	—	—	—	—	—	130	—	25	—	—	—	Barrettöl 110	235	—	—	—	—	M. P. Dalton, a. a. O.
19	Federal Mining and Smelting Co., Brewster Mill*	54	Na-Aerofloat 130	72	36	—	—	—	—	—	—	—	—	—	40	—	—	Barrettöl 90	1275	—	—	—	—	Quarterly 86
20	Federal Mining and Smelting Co., Gordon Mill*	89	Na-Aerofloat 23	23	36	—	—	—	—	—	—	—	—	—	70	—	—	—	840	—	—	—	—	Quarterly 86
21	International Smelting and Refining Co., Tooele, Utah ⁶⁾	7—9 ⁷⁾ 7—9 ⁸⁾	1 1	—	—	45	125	—	—	125—180	270—540	—	27	70	—	—	—	—	316—670	—	—	—	—	A. B. Young und McKenna, Eng. Min. Journ. 128, 293 (1929)
22	Interstate Zinc and Lead Comp. Cardin, Oklahoma	45	—	67	—	—	—	—	—	—	—	—	—	45	112	—	—	22	Steinkohlenteer 9	315	—	900—1200	—	Quarterly 89
23	Santa Catalina Island Co., Avalon*, Calif.	45—65	—	—	—	Kreosotöl 20 Barrettöl 40—50	—	450—600	—	—	80—100	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	H. S. Gieser, a. a. O.
24	Silver King Coalition Mining Co., Park City, Utah.....	—	—	45	—	—	135	450—670	—	—	135	405	—	90	—	135	45	—	340	670	—	—	—	Mitteilung der Gesellschaft
25	Timber Butte Mining Co., Butte, Montana.....	22	—	—	—	Barrettöl 90	—	—	1350	—	180	270	—	—	45	—	27	Barrettöl 675	685	—	—	NaOH 450	—	E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 120, 685 (1925) Quarterly 51
26	Treadwell Yukon Mining Co., Tybo, Nev.....	—	45	—	—	Kreosotöl 270	—	960	—	—	290	405	—	—	45	—	—	—	680	860	—	—	—	H. M. Lewers, a. a. O.; W. E. Hales, a. a. O.
27	U. S. Smelting, Refining and Mining Co., Sunnyside Mill, Eureka, Utah	22	—	22	—	Kohlenteer 67 Holzkreosotöl 22	—	900	—	350	—	—	Na ₂ SO ₃ 115	85	—	—	22	Kohlenteer 36 Holzkreosotöl 18	—	—	—	—	—	Quarterly 52
28	U. S. Smelting, Refining and Mining Co., Midvale, Utah ⁹⁾	22	—	—	90	130—180 ¹⁰⁾	—	—	—	—	—	125—450	Na ₂ SO ₃ 450	36	—	—	135	450—670	—	—	—	Na ₂ SO ₃ 225	—	Mitteilung der Gesellschaft
29	Utah Apex Mining Co., Bingham, Utah.....	36	—	18	—	—	27	1800—2250	—	—	67	190	—	22	60	—	30	—	450	675	—	—	—	Nach Mitteilung
30	Bunker Hill and Sullivan Mining and Smelting Co., Kellogg, Idaho	13	—	—	—	Barrettöl 130	—	405	—	—	225	—	—	—	—	—	36	—	450	—	—	—	—	Quarterly 68; A. F. Fahrenwald, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. (1927)
31	St. Joseph Lead Co., Hughesville, Mont.	11	—	—	82	—	—	660	—	—	27	—	Na ₂ SO ₃ 81	18	—	—	56	—	547	1500	—	—	—	O. Vanderburg, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6447 (1931).
C. Andere Überseeeländer																								
32	Broken Hill South Ltd. Australien	19	—	Eucalyptusöl 45	—	—	—	440	—	—	—	—	—	46	—	—	Eucalyptusöl 270	Kohlenteeröl 72	325	—	—	H ₂ SO ₄ 10000	—	Eng. Min. World 1, 187 (1930)
33	North Mount Farrel, West Tasmania	—	90	—	—	—	—	2025	—	—	110	—	—	90	—	—	—	—	450	—	—	—	—	I. C. Coldham, a. a. O.
34	Lake George Metal Corp., North South Wales	45	—	—	—	Barrettöl 67	—	—	—	—	90	180	—	45	—	—	—	Barrettöl 45	675	—	—	—	—	C. B. Heden, a. a. O.

¹⁾ Mittelprodukte. — ²⁾ Für Pyritflotation werden verwendet: H₂SO₄ 15—19000 g; Kreosotöl 60—66 g. — ³⁾ Frischerz. — ⁴⁾ Für Pyritflotation: H₂SO₄ 2000 g; Reagens „208“, 36 g. — ⁵⁾ Ölmischung: 60% Wassergasteer, 20% Kreosotöl, 20% Kresylsäure. — ⁶⁾ Für Pyritflotation: Xanthat 70—100 g; die Anlage ist eine Lohnflotation. — ⁷⁾ und ⁸⁾ sind verschiedene Erztypen. — ⁹⁾ Lohnflotationsanlage: für Pyrit Na₂S (60%/ig) 270 g. — ¹⁰⁾ Mischung: 80% Kohlenteeröl und 20% Pineöl.

B. Stevens¹⁾ durch Flotation in 0,1 prozentiger Natriumcyanidlösung das Kupfer gedrückt und nach Abschwimmen des Molybdänglanzes wiederbelebt werden. Bei der Lower California Metals Co. in Nogales (Ariz.) wurde in einer 100 t-Anlage dieses Verfahren mit Erfolg angewendet.

6. Selektive Flotation von Antimonerzen

Antimon-Arsentrennung

Eine bisher noch schwierige Frage, die Trennung von Arsenkies und Antimonglanz, konnte für verschiedene Lagerstättentypen eines gesamten Reviers verhältnismäßig günstig gelöst werden²⁾.

Aus einem Rohgut mit Gehalten von etwa 0,5% As und 5–20% Sb sollten hochwertige Antimonkonzentrate hergestellt werden, in denen der Arsenkiesgehalt möglichst niedrig sein sollte. Da im vorliegenden Fall außerdem der Arsenkies in der Hauptsache als Goldträger anzusprechen war, lag schon aus diesem Grund die Notwendigkeit vor, den Arsenkies aus dem Antimonglanz soweit wie möglich herauszunehmen. Dies gelingt mittels selektiver Flotation von Arsenkies und Antimonglanz und wird insbesondere durch Benutzung einer stärkeren Trübealkalität (durch Kalilauge, Wasserglas) erreicht. Als Sammler für Arsenkies wird Kaliumäthylxanthat, als Schäumer Flotol verwendet. Für das Antimonitkonzentrat wurde als Sammler Kaliumäthylxanthat und als Sammler-Schäumer Phosokresol benutzt. Ein nach diesem Verfahren erzieltes Aufbereitungsergebnis ist nachstehend aufgeführt:

Produkt	% Sb		% As	
	Ausbringen	Gehalt	Gehalt	Ausbringen
Aufgabe	5,3	100,0	0,52	100,0
Sb-Konzentrat	65,75	79,8	0,08	1,0
As-Konzentrat	14,9	9,9	12,7	85,2
Berge	0,6	10,3	0,08	13,8

Eine Anlage ist im Bau.

Lohnflotationsanlagen

In Amerika sind in den letzten Jahren eine Reihe Lohnflotationsanlagen³⁾ entstanden, die Erze, besonders solche komplexer Natur, von naheliegenden

¹⁾ Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 370 (1926); Diskussion nach einem Vortrag von E. L. Tucker und R. E. Head.

²⁾ Nach Mitteilung der Fried. Krupp-Grusonwerk A. G.

³⁾ G. H. Clevenger, Min. Met. 7, 247 (1926); C. S. Parsons und A. K. Anderson, Can. Dep. Min., Inv. Ore Dress. 173. Siehe auch C. L. Lemke, Min. Met. 8, 183 (1927).

Gruben im Lohn flotieren oder aufkaufen und auf eigene Rechnung verarbeiten. Sie setzen dadurch auch kleinere Bergbaubetriebe in die Lage, ihre Förderung aufrechtzuerhalten, Gruben, die andernfalls wegen der Unwirtschaftlichkeit, eigene Flotationsanlagen zu betreiben, ihren Betrieb einstellen müßten. Solche Anlagen¹⁾ sind unter anderem die folgenden:

1. International Smelting and Refining Company, International Mill Tooele (Utah)²⁾, Bleizinkisenerze 1000 t/Tag.
2. Dieselbe Gesellschaft, Anlage in Rico (Colo.)³⁾, Bleizinkerze, 250 t/Tag.
3. United States Smelting, Refining and Mining Company, Midvale (Utah)⁴⁾, Bleizinkisenerze 1100 t/Tag.
4. Combined Metals Corp., Bauer Plant; Bleizinkisenerze⁵⁾.
5. Phelps Dodge Corp., Bisbee, Bleizinkerze.
6. Timber Butte Milling Company, Butte (Montana), Timber Mill, Bleizinkerze.
7. Anaconda Copper Co., Anaconda Mill, Anaconda, Bleizinkerze.
8. Consolidated Mining and Smelting Company of Canada, Trail (Brit. Columbia, Canada),⁶⁾ Bleizinkerze.
9. Black Hawk Concentrator, Hanover (Neu-Mexiko)⁷⁾, Blei-, Kupfer- und Zinkerze.
10. Golden Cycle Mill, Colorado Springs, Bleizink- und Tellurgolderze⁸⁾, 175 t/Tag.
11. The Chief Consolidated Mill⁹⁾, Eureka, Utah, oxydierte Blei-, Silber- und Golderze.

Alle Lohnflotationsanlagen besitzen ein System von Vorratsbunkern, in denen die angelieferten Erze gelagert und miteinander in passender Weise gemischt werden können. Erze von außergewöhnlicher Beschaffenheit, wie teilweise oxydierte oder solche mit störender Gangart, werden in gesonderten Bunkern aufbewahrt und gelegentlich getrennt flотиert. Besonders ausgebildet ist das System der automatischen Probenahme in Lohnflotationsanlagen. Es bildet die Grundlage für die Berechnung, nach der die Erze angekauft und verarbeitet werden. Transportbänder und ähnliche Vorrichtungen schaffen ausgiebige Möglichkeiten, durch Vermischen entsprechender Erzlieferungen sog. „synthetische Erze“ von einer bestimmten gewünschten mittleren Zusammensetzung herzustellen; für einzelne solcher synthetischen Erztypen sind jeweils die besten Flotationsbedingungen genau festgelegt. Kleineren Schwankungen können sich die gewählten Verfahren leicht anpassen. Während

¹⁾ C. E. Locke, Eng. Min. Journ. 123, 151 (1927).

²⁾ W. C. Page, Min. Met. 7, 255 (1926); W. J. McKenna, Flot. Pract. 82; A. B. Young und W. J. McKenna, Eng. Min. Journ. 128, 291 (1929).

³⁾ A. H. Hubbell, Eng. Min. Journ. 123, 320 (1927).

⁴⁾ Min. Congr. J. 11, Dez. 1925; R. A. Pallanch, Flot. Pract. 78; Quarterly 94.

⁵⁾ R. J. Evans jr., Flot. Pract. 88.

⁶⁾ R. W. Diamond, Flot. Pract. 100.

⁷⁾ I. L. Wright, Min. Congr. J. 16, 934 (1930).

⁸⁾ J. M. Tippet, Eng. Min. Journ. 124, 181 (1927); M. F. Dycus, Min. Congr. J. 15, 965 (1929).

⁹⁾ H. L. Johnson, Quarterly Magazine 9 (1927); G. H. Wigton, Min. Met. 9, 541 (1928); Quarterly 55.

bei gewöhnlichen großen Anlagen eine Unterteilung in mehrere Systeme von je 500 t Tagesleistung bevorzugt wird, werden in Lohnflotationsanlagen meist Unterteilungen von 250 t Leistung gewählt, weil hierdurch eine größere Bewegungsmöglichkeit erreicht wird. Am Anfang jeder Flotationsabteilung befinden sich meist zwei Reihen von Bunkern, von denen die eine ausgearbeitet, die andere zwischenweilig aufgefüllt wird. Als Apparattyp werden in Lohnanlagen, besonders als Vorreiniger, mechanische Rührwerksapparate bevorzugt; am häufigsten wird der M. S.-Apparat verwendet, weil er am leichtesten ohne Störungen Schwankungen in der Erzzusammensetzung bewältigen kann und auf die einfachste Art Umstellungen, z. B. bei der Nachflotation von Mittelprodukten usw., gestattet. Wichtig für Lohnflotationsanlagen ist eine möglichst große Elastizität aller Einrichtungen, die sich jeder notwendigen Änderung leicht und schnell anpassen sollen. Man hat nicht mit Unrecht Lohnflotationsanlagen mit betriebsmäßig vergrößerten Laboratoriumsversuchsanlagen verglichen, die auch für alle Bedarfsfälle leicht umstellbar sein müssen. Vereinzelt sind auch Druckluftapparate, besonders als Reiniger, in Gebrauch.

Aus dem ganzen Wesen des Betriebes ergibt sich die Wichtigkeit der Laboratoriumsarbeit in Lohnanlagen. Einmal wird sich diese auf die analytische Untersuchung der Erze zu erstrecken haben, deren Kauf im wesentlichen auf der Grundlage der Analyse erfolgt, sodann werden fortlaufend Schwimmversuche mit den angelieferten Erzen vorzunehmen sein, deren Ergebnisse beim Kauf mindestens im gleichen Maße wie die Analyse mitzubehringenden sein werden und welche die Entscheidung über die Art der Verarbeitung zu bringen haben. Als Flotationsreagenzien wird man, um allzu häufige Umstellungen zu vermeiden, solche wählen, die für möglichst viele verschiedene Erze anwendbar sind.

Für den wirtschaftlichen Erfolg einer Lohnflotationsanlage ist der Kauf der Erze von ausschlaggebender Bedeutung. Hier hat die Einkaufsabteilung in engstem Zusammenarbeiten mit der Aufbereitungsabteilung zu arbeiten. Der Ankauf¹⁾ der Erze erfolgt nach anderen Gesichtspunkten als der Kauf von Konzentraten durch die Hütten, die in erster Linie nach der Analyse des Erzes und der Natur der schlackenbildenden Bestandteile zahlen. Die Lohnflotationsanlagen müssen vom Gesichtspunkt der Eignung des Erzes für die Schwimmaufbereitung kaufen. Zwei Erze können dieselbe prozentuale chemische Zusammensetzung bezüglich ihres Metallgehaltes haben und in ihren Flotationseigenschaften doch völlig voneinander verschieden sein, wenn z. B. das eine Mal das Metall an Schwefel gebunden, das andere Mal in oxydischer Form vorliegt. Nur laboratoriumsmäßige Flotationsversuche

¹⁾ C. S. Parsons und A. K. Anderson, a. a. O. 175.

können hier eine Entscheidung bringen. Der Wert eines Erzes wird sich als ein Mittelwert aus der chemischen Zusammensetzung und der Aufbereitbarkeit durch Flotation ergeben, wobei für die Laboratoriumsergebnisse stets ein erfahrungsmäßiger Zuschlag gegenüber der betriebsmäßigen Flotation in Rechnung zu stellen ist.

Im folgenden sollen an dem Beispiel eines Erzvertrages im Rocky Mountain-Gebiet Richtlinien für ähnliche Verträge gegeben werden:

Silber. Gezahlt werden 70⁰/₀ des Ag-Gehaltes zum Kurse der Durchschnittswochennotierung in New York, gerechnet eine Woche nach der Probenahme. Silbergehalte unter 30 g/t werden nicht bezahlt.

Gold. Gezahlt werden 65⁰/₀ des Au-Gehaltes, jedoch nur über 3 g/t. Preis 20 \$ je Unze.

Zink. Abzug 0,2 Einheiten (4 lbs) Zink je 1⁰/₀ Fe im Erz. Mindestabzug 1 Einheit; vom verbleibenden Restzinkgehalt werden 70⁰/₀ gezahlt; als Preis gilt der halbe Preis der Wochendurchschnittsnotierung in St. Louis, gerechnet eine Woche nach der Probenahme.

Blei. (Bleibestimmung auf nassem Wege.) Abzug 35⁰/₀ des Pb-Gehaltes, mindestens aber 0,5 Einheiten (10 lbs); für den Restgehalt werden 2,5 Cents weniger gezahlt als dem Durchschnitt der täglichen Notierung der American Smelting and Refining Co. für gewöhnliches, entsilbertes Blei entspricht.

Außerdem sind Vereinbarungen über die Probenahme und Analysenmethode zu treffen.

Die wirtschaftlichen Vorteile größerer Lohnaufbereitungsanlagen, die gewissermaßen Zentralaufbereitungen vorstellen, sind verglichen mit kleinen Einzelanlagen mannigfache; besonders ist zu erwähnen, daß sich die Amortisationsverhältnisse günstiger gestalten, da als Grundlage der Abschreibungen nicht die Lebensdauer einer einzigen Grube mit beschränkten Erzvorräten genommen zu werden braucht, sondern die Dauer einer Betriebsmöglichkeit dadurch vergrößert wird, daß für die Erzversorgung ein ganzes Gebiet mit vielen Gruben in Betracht kommt; ferner gestaltet sich der Betrieb einer größeren Anlage stets wirtschaftlicher als jener mehrerer kleiner Einzelanlagen.

XVI. Flotation oxydischer Erze und Mineralien

1. Allgemeines

In flotationstechnischer Beziehung ist der Ausdruck oxydische Mineralien in einen bewußten Gegensatz zu den sulfidischen Erzen gestellt, denn während letztere leicht flotierbar sind, bereiten erstere beim Versuch, sie zum Schwimmen zu bringen, gewisse Schwierigkeiten. Die Ursache für dieses unterschiedliche Verhalten liegt in dem Umstand, daß Sulfide von Wasser nur schwer benetzt werden, die Oxyde hingegen meist eine große Wasserbenetzbarkeit besitzen. Es sollen daher unter der Begriffsbezeichnung

oxydische Erze hier nicht nur die verschiedenen Oxyde und Oxydhydrate, sondern im weiteren Sinne die Sauerstoffverbindungen der Metalle¹⁾, wie die Karbonate, Sulfate, Silikate, Phosphate, Wolframate, Vanadate und andere zusammengefaßt werden.

In den ersten Zeiten der Flotation herrschte allgemein die Ansicht, daß oxydische Mineralien, ähnlich wie Gangmineralien, überhaupt nicht schwimmfähig wären und durch Flotation ausschließlich sulfidische Erze (neben einigen Metallen und Metalloiden) aufbereitbar seien. Diese Meinung ist als unrichtig zu bezeichnen; auch Gangmineralien und Oxyde sind schwimmbar²⁾; es bedarf sogar nicht selten unter den gewöhnlichen Flotationsbedingungen besonderer Vorsorgen, um sie am Schwimmen zu hindern. Allmählich hat sich daher die Erkenntnis durchgesetzt, daß auch oxydische Erze und Mineralien bei richtiger Wahl der Flotationsbedingungen geschwommen werden können, und die Zahl der oxydischen Erze, die der Flotation zugänglich gemacht werden konnten, ist in ständigem Zunehmen begriffen. Mit einiger Wahrscheinlichkeit ist anzunehmen, daß bei weiterer Ausbildung der Verfahren die Zeit kommen wird, in der Oxyde betriebsmäßig ebenso allgemein durch Schwimmaufbereitung verarbeitet werden können, wie gegenwärtig die Sulfide³⁾.

Die erzielten Fortschritte sind in erster Linie einer erweiterten Kenntnis der Eigenschaften der Flotationsmittel und ihrer sinngemäßen Anwendung zu verdanken. Trotzdem hat die Flotation oxydischer Erze heute noch nicht annähernd jenen Grad der Verbreitung finden können wie bei den Sulfiden.

Von oxydischen Mineralien werden, wenn auch in verhältnismäßig bescheidenem Maße, gegenwärtig die folgenden industriell durch Flotation aufbereitet: Weißbleierz, Malachit, Azurit, Manganspat, Spateisenstein, Hämatit (Eisenglanz), Phosphate, Schwerspat, Flußspat, Kryolith, Talk und Glimmer. Die Eignung, durch Flotation aufbereitbar zu sein, wurde unter anderem laboratoriumsmäßig festgestellt bei Kalkspat⁴⁾, Feldspat, Pyrolusit, Chromit, Scheelit, Wolframit, Zinnstein, Deskloizit, Mottramit, Vanadinit, Quarz, Antimonocker, Bauxit und Kaolin.

Schon wegen der häufig gleichzeitigen Anwesenheit sulfidischer und oxydischer Erze in demselben Erzvorkommen ist das Problem der Flotation oxydischer Erze sehr wichtig, da nicht selten bei der Schwimmaufbereitung gemischter sulfidisch-oxydischer oder verwitterter Erze die Gegenwart von Oxyden die Ursache fühlbarer Verluste ist, und unter Umständen die

¹⁾ F. Klockmann, Lehrbuch der Mineralogie, Stuttgart 1923.

²⁾ Siehe Th. F. Mitchell, Bull. Univ. Utah 17, 9, 30 (1927); vgl. S. 8.

³⁾ E. Gayford, Definition, Present Status and Future of Flotation, Flot. Pract. 12.

⁴⁾ O. Lee, Bur. Min. Bull. 278, 57 (1927); U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2744 (1929).

Einfachheit und Übersichtlichkeit des Stammbaumes ungünstig beeinflusst. Daher findet auch von vielen Seiten das Problem der Oxydfotation eifrige Beachtung.

Der Grund für die flotationstechnischen Schwierigkeiten bei oxydischen Erzen besteht darin, daß sie bei der Anwendung von bei Sulfiden üblichen Schwimmitteln und Verfahren, eine zu geringe und zu wenig differenzierte Schwimmfähigkeit besitzen. Die Oberflächeneigenschaften der Oxyde und der Gangminerale sind einander meist so ähnlich, daß es besonderer Kunstgriffe bedarf, um, gestützt auf diese geringen Unterschiede, wirksame Trennungsmethoden aufzubauen. Im Grunde genommen ist die Flotation oxydischer Erze immer ein Problem der selektiven Flotation, da doch Mineralien nahestehender Mineralklassen und ähnlicher Zusammensetzung, also ähnlicher Hydrophobie, nämlich oxydische Erze und oxydische Gangart, voneinander getrennt werden müssen. Eine solche Trennung von Mineralien mit an sich schwach ausgeprägten und dabei noch ähnlichen Flotationseigenschaften muß naturgemäß größere Schwierigkeiten bereiten als die Trennung von Mineralien mit stark entwickelten natürlichen und überdies verschieden starken Oberflächeneigenschaften¹⁾.

Selbstverständlich werden bei Oxyden alle jene Umstände, die bei der Sulfidflotation Anlaß zu Schwierigkeiten und Störungen geben, von noch stärkerem Einfluß sein; dazu gehört besonders die Anwesenheit wasserlöslicher Schwermetallsalze, kolloider Schlämme und größerer Mengen unlöslicher Eisen- und Manganoxycide in der Trübe. Nun enthalten gerade oxydische Erze, die häufig durch die Oxydation aus Sulfiden entstanden sind, verhältnismäßig viel lösliche Salze, besonders Sulfate²⁾. Es wird daher nötig sein, sie, wenn sie in größerer Menge auftreten, vor der Flotation unschädlich zu machen. Dies kann durch gründliches Auswaschen oder durch chemische Umsetzung unter Bildung unlöslicher Verbindungen, wie Hydroxyde, geschehen. Eine weitere Erschwerung der Oxydfotation bilden die in höherem Maß als bei Sulfiden durch die Mahlung entstehenden feinen Schlämme, deren Auftreten eine Folge der größeren Zerreiblichkeit der Gangart bzw. des Nebengesteins vieler oxydischer Mineralien ist.

2. Verfahren der Oxydfotation

Oxydische Erze mit ihrer großen Oberflächenaffinität zu Wasser müssen, um eine genügende Schwimmfähigkeit zu erlangen, mit einem wasserabstoßenden Überzug versehen werden. Aufgabe der modifizierenden Mittel

¹⁾ Th. Varley, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2811 (1927).

²⁾ Met. u. Erz 24, 509 (1927); siehe auch Abschnitt „Flotationsgifte“, S. 289.

ist es, unlösliche, hydrophobe Häutchen auf der Oxydoberfläche hervorzurufen, ohne aber die Gangart in demselben Sinne zu beeinflussen¹⁾.

Um dieses Ziel zu erreichen, gibt es zwei grundsätzlich verschiedene Methoden: 1. eine indirekte, und 2. eine direkte. Bei der indirekten, die gegenwärtig in der überwiegenden Mehrzahl der Fälle Anwendung findet, wird durch sulfidierende Mittel (siehe S. 287) die Oberfläche der Oxyde mit einem dünnen Sulfidhäutchen überzogen und erst in diesem Zustand die Flotation durchgeführt; der andere Weg, der direkte, betriebsmäßig bis jetzt noch weniger häufig begangene, durch „natürliche“ Flotation, bewirkt die Schwimmbarmachung der Oxyde unter Verwendung besonders geeigneter wirkungsvoller Flotationsmittel, z. B. von Fettsäuren und ihren Salzen oder von höheren Xanthaten; er stellt also eine aktive Oberflächenbeeinflussung dar.

a) Oxydfotation durch Sulfidierung

Von beiden genannten Verfahren ist das indirekte, durch Sulfidierung²⁾, das ältere. A. W. Hahn³⁾ schätzte 1927 die Menge der nach diesem Verfahren täglich aufbereiteten oxydischen Bleisilbererze auf etwa 2500 t.

Theorie⁴⁾

Die Vorgänge bei der Sulfidierung oxydischer Erze wurden durch O. C. Ralston und A. W. Allen⁵⁾ eingehend untersucht; ihre Arbeiten sind grundlegend für die ganze Frage geworden. Wie mehrfach erwähnt, sind Oxyde wasserbenetzbar. Als Ursache dieser flotationshindernden Eigenschaft nimmt McLachlan⁶⁾ das Vorhandensein von O-Molekülen an der Erzoberfläche an, während Sulfide ihre wasserabstoßende Eigenschaft nach derselben Auffassung der Gegenwart von S-Molekülen an ihrer Oberfläche verdanken. Diese S-Moleküle besitzen zu den sammelnden Mitteln eine ausgeprägte Affinität, die den O-Molekülen der Oxydoberfläche abgeht oder nur in sehr beschränktem Ausmaß eigen ist. Gelingt es, die O-Moleküle durch S-Moleküle zu ersetzen, so werden die bisher nicht schwimmbaren Erze flotierbar. Dieser Austausch ist überall dort möglich, wo durch chemische Reaktion des Sulfidierungsmittels mit dem Oxyd ein Sulfidhäutchen entstehen kann, das

¹⁾ A. C. Vivian, Min. Mag. 36, 348; 37, 153 (1927).

²⁾ A. Schwarz, A. P. 807501 (1905); DRP. 345242 (1920); H. W. Morse, Min. Met. 3, Nr. 189, 15, 20 (1922).

³⁾ Flot. Pract. 185.

⁴⁾ Siehe auch Abschnitt „aktivierende Mittel“ (S. 287).

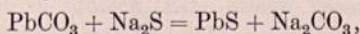
⁵⁾ U. S. Bur. Min. Rep. Inv. Juli 1916.

⁶⁾ Can. Inst. Min. Bull. Sept. 1927.

schwerer löslich ist als das Mineral, auf dem es sich bildet. So ist PbCO_3 (Weißbleierz) unter den Bedingungen der Sulfidierung leichter löslich als PbS^1), wird also sulfidiert. ZnS dagegen ist wesentlich leichter löslich als die oxydischen Zinkerze, die daher der Sulfidierung nicht zugänglich sind.

Als Sulfidierungsmittel werden die löslichen Sulfide der Alkalien und Erdalkalien oder deren Polysulfide verwendet. (Näheres siehe Abschnitt „Flotationsreagenzien“ S. 287.) Das gebräuchlichste Mittel ist Schwefelnatrium, seltener kommt Barium-²⁾ oder Kalziumsulfid³⁾ zur Anwendung. Vom Gebrauch des früher manchmal verwendeten gasförmigen Schwefelwasserstoffes, H_2S , ist man wegen seiner unangenehmen Eigenschaften (Geruch und Giftigkeit) fast ganz abgekommen.

Der Sulfidierungsvorgang erfolgt — abgesehen von Zwischenstufen — z. B. bei Weißbleierz, nach folgender Gleichung:



d. h. es bildet sich oberflächlich auf dem farblosen Bleikarbonat das schwerer lösliche schwarze Bleisulfid, das zum Unterschied vom wasserbenetzbaren Karbonat wasserabstoßend ist, sich also leicht mit einem Sammlerhäutchen überziehen kann. Die Bildung des PbS ist nur möglich, weil Weißbleierz, wenn auch in sehr geringem Maße in Wasser löslich ist, so daß Pb -Ionen des Erzes mit den S -Ionen des Schwefelnatriums an der Erzoberfläche in Reaktion treten können.

Praxis der Sulfidierung

Die Sulfidierung vollzieht sich bei verschiedenen Mineralien verschieden leicht und ist außer von der Löslichkeit der Erze und der Sulfide von der Affinität des Metalls zu Schwefel abhängig, die von den Alkalimetallen über die Erdalkali- und Schwermetalle zu den Edelmetallen zunimmt (vgl. Schürmannsche Reihe, S. 9). Sie erfolgt in wäßriger Trübe, manchmal innerhalb einer ganz kurzen Einwirkzeit des Sulfidierungsmittels; in anderen Fällen beträgt die Reaktionsdauer bis zu Stunden. Nach A. W. Hahn⁴⁾ ist es für die Sulfidierung wichtig, daß die in der Trübe enthaltenen Schlämme möglichst dispers sind. Dies erklärt den häufig günstigen Einfluß von Wasserglas bei der Sulfidierung.

W. Hentze⁵⁾ hat eine Zusammenstellung der üblichsten oxydischen Erze nach der Leichtigkeit, mit der sie sich sulfidieren lassen, veröffentlicht; die Angaben decken sich zwar nicht immer mit den Erfahrungen der Praxis,

¹⁾ H. C. Seebohm, a. a. O. 755.

²⁾ E. S. Leaver und H. M. Lawrence, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2698 (1926).

³⁾ Th. Varley, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. Serial 2811 (1927).

⁴⁾ Flot. Pract. 186.

⁵⁾ Kohle u. Erz 25, 427 (1928).

entsprechen aber im großen und ganzen den tatsächlichen Verhältnissen. Die folgende Tabelle ist eine auszugsweise Wiedergabe:

Leicht sulfidierbar	Schwer sulfidierbar	Nicht sulfidierbar
Pyrit mit gediegenem Au	Gelbbleierz $PbMoO_4$	Gediegen Au
Gediegen Ag	Grünbleierz $Pb_3(PO_4)_3Cl$	Chrysokeil $CuSiO_3 + aq$
Gediegen Cu	Mimetisit $Pb_3(AsO_4)_3Cl$	Zinnstein SnO_2
Rotkupfererz CuO	Magnetit Fe_3O_4	Bleioxyde PbO, PbO_2, Pb_3O_4
Malachit $CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	Eisenglanz Fe_2O_3	Galmei $ZnCO_3$
Lazur $2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	Vanadinit $ClPb_5(VO_4)_3$	Rotzinkerz ZnO
Anglesit $PbSO_4^1)$		Kieselsinkerz $ZnSiO_4 \cdot 2H_2O$
Weißbleierz $PbCO_3$		Brauneisenstein $2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$
		Spateisenstein $FeCO_3$
		Alle Manganerze
		Alle Wolframerze

Liegt also ein zusammengesetztes oxydisches Erz vor, das neben sulfidierbaren Bestandteilen nicht sulfidierbare enthält, so kann die Sulfidierung ganz unbefriedigende Ergebnisse liefern. Es ist daher stets notwendig, vor Sulfidierung durch eingehende mineralogische Untersuchungen festzustellen, ob die Sulfidierung überhaupt alle Erzbestandteile erfassen kann, die geschwommen werden sollen.

Die Temperaturen, bei denen die günstigste Einwirkung der Sulfidierungsmittel stattfindet, sind in erster Linie von der Natur der Mineralien, die sulfidiert werden sollen, abhängig. Meist genügt eine normale Temperatur, doch sind auch Fälle bekannt, z. B. bei der Grand Central Mine, Fairbank (Ariz.)²⁾, bei denen Temperaturen über 50° C nötig sind. Aus betriebstechnischen Gründen wird man jedoch eine Sulfidierung bei gewöhnlicher Temperatur unbedingt vorziehen. Im allgemeinen empfiehlt es sich, bei der Oxydfлотation in dickeren Trüben, z. B. solchen von mindestens 250–300 g/l, zu arbeiten³⁾.

Die Menge an Schwefelnatrium schwankt zwischen 0,5 kg/t und 3,0 kg/t Erz. Die Sulfidierung erfolgt stets in alkalischer oder neutraler Trübe, da die Alkalisulfide in saurer Trübe zersetzt werden; üblich ist eine Alkalität von 0,01–0,03% CaO, was einer Normalität von etwa $\frac{1}{300}$ bis $\frac{1}{100}$ entspricht. Eine sehr genaue Kontrolle der Alkalität durch Titration oder p_H -Bestimmung ist nicht selten von Wichtigkeit. Die Zugabe des Sulfidierungsmittels erfolgt entweder in der Mühle, in eigenen Einwirkgefäßen oder, wenn die Einwirkung rasch vor sich geht, unmittelbar im Flotationsapparat.

¹⁾ Mit dieser Angabe stehen z. B. Erfahrungen bei der Anlage San Diego (Mexiko) im Widerspruch, wo Anglesit sich nicht sulfidieren läßt; A. J. Monks und N. L. Weiß, Min. Met. 11, 455 (1930); vgl. auch Met. u. Erz 24, 510 (1927); vgl. dagegen A. W. Hahn, Flot. Pract. 186.

²⁾ A. W. Hahn, Flot. Pract. 186.

³⁾ A. W. Fahrenwald, Min. Congr. Journ. 13. 699 (1927).

Der Eintritt der Sulfidierung kann sich, wird sich aber nicht immer, durch einen Farbenschlag bemerkbar machen; bei Weißbleierz ist stets ein Umschlag nach braun bis schwarz zu erkennen; bei Malachit und Azurit wird erst nach langer Einwirkdauer größerer Sulfidmengen ein Farbenschlag eintreten. Vielfach wird die Sulfidierung durch Gegenwart von Soda oder Natronlauge voraussichtlich dadurch beschleunigt, daß sich hierbei reaktionsfähigeres Natriumsulphhydrat, NaHS , bildet; diese Arbeitsweise empfiehlt sich besonders bei schwer sulfidierbaren Erzen. Manchmal erweist es sich als notwendig, unmittelbar nach der Sulfidierung zu flotieren; in solchen Fällen werden alle Flotationsmittel gleichzeitig der Trübe zugesetzt¹⁾. Ein Überschuß an Na_2S muß stets vermieden werden²⁾, da er auf gewisse Erze eine drückende Wirkung ausübt; so werden die meisten natürlichen Sulfide, besonders aber Silbererze³⁾, durch Schwefelnatrium am Schwimmen behindert (vgl. S. 279).

Als Sammler und Schäumer eignen sich die auch bei der Flotation sulfidischer Erze gebräuchlichen, also Pineöl und Kreosotöle als Schäumer, Xanthate, Thiokarbanilid, Aerofloat sowie andere geschwefelte Öle und Kohlen-teeröle als Sammler. In vielen Fällen verwendet man Wasserglas als Zusatzmittel, um die feinen Schlämme, die Schwefelnatrium verbrauchen und flotationsstörend sind, zu peptisieren und um die Gangart zu drücken.

Nicht unwichtig bei der Flotation sulfidierter oxydischer Erze ist die Wahl des Apparatetyps. Im allgemeinen hat sich für solche Fälle der mechanische Typ gegenüber dem Drucklufttyp besser bewährt, weil er mit einem geringeren Luftüberschuß⁴⁾ auskommt, also die Gefahr einer Reoxydation der sulfidierten Oxyde geringer ist. Vorschläge, die Flotationsluft durch inaktive oder reduzierende Gase⁴⁾, wie Kohlensäure, Leuchtgas⁵⁾ usw. zu ersetzen, haben sich in der Praxis nicht eingeführt.

Besonders wichtig ist die Sulfidierung bei der Flotation teilweise oxydierter oder verwitterter Kupfererze. Wie stark sich bei solchen Erzen die Flotationsverluste durch Sulfidierung verringern lassen, zeigt nachstehende Tabelle, die vergleichend die Ergebnisse der Aufbereitung New Cornelia in Ajo (Arizona) wiedergibt⁶⁾, einmal im Jahre 1924, als noch nicht sulfidiert wurde, das andere Mal im Jahre 1926, als Sulfidierung stattfand. Zu den angegebenen Zeitpunkten kamen für die beiden Verfahren die nachstehend angeführten Reagenzien zur Anwendung:

1) E. J. Duggan, Eng. Min. Journ. 126, 1013 (1929).

2) L. J. Christmann und S. A. Falconer, Eng. Min. Journ. 127, 951 (1929).

3) H. S. Gieser, Eng. Min. Journ. 128, 465 (1929).

4) A. W. Allen und H. R. Newitt, A. P. 1628046 (1927).

5) H. C. Seebohm, a. a. O.

6) H. Madel, Met. u. Erz 24, 569 (1927).

	1924: kg/t	Mai 1926: kg/t
Kohlenteer	0,245	0,302
Pineöl	0,063	0,152
Xanthat	0,0015	0,031
Na_2S	—	1,410

Vergleich der Ergebnisse der Aufbereitung in Ajo bei Nichtsulfidierung (1924) und Sulfidierung (1926):

	1924	Mai 1926	
Aufgabegut:	Gesamtkupfer .. % Cu	1,60	1,70
	oxyd. Kupfer .. % Cu	0,38	0,34
	sulfid. Kupfer .. % Cu	1,22	1,36
Abgänge:	Gesamtkupfer .. % Cu	0,40	0,24
	oxyd. Kupfer .. % Cu	0,27	0,15
	sulfid. Kupfer .. % Cu	0,13	0,09
Konzentrat:	Gesamtkupfer .. % Cu	26,63	32,44
	Gesamtkupfer .. in %	75,52	86,24
	oxyd. Kupfer .. in %	30,76	56,57
Ausbringen:	sulfid. Kupfer .. in %	89,71	93,81
	Gold..... in %	63,48	80,81
	Silber in %	73,58	83,57

b) Direkte, natürliche Oxydfotation

Fettsäuren als Sammler

Der zweite, unmittelbare Weg, oxydische Erze und Mineralien zu flotieren, macht sich die Eigenschaft gesättigter oder ungesättigter höherer Fettsäuren und deren Salze, der Seifen, zunutze, die wasserbenetzbare Oberfläche vieler Oxyde mit einem hydrophoben Film zu überziehen, wodurch sie wasserabstoßend, also flotierbar werden. Die Erklärung der sich hierbei abspielenden Vorgänge wurde im Abschnitt „Theorie“ (S. 213) gegeben.

Die Verwendung von Fettsäuren als Sammler bei der Flotation oxydischer Erze ist Gegenstand ausgedehnter wissenschaftlicher Untersuchungen geworden, die interessante Ergebnisse gezeitigt haben. A. M. Gaudin und seine Mitarbeiter¹⁾ haben an möglichst reinen oxydischen Mineralien und künstlich hergestellten Mineralmischungen die Einwirkung von Fettsäuren und anderen Mitteln untersucht und festgestellt, daß die meisten oxydischen Erze und wichtigsten Gangmineralien bei der Wahl der richtigen Bedingungen unmittelbar schwimmbar sind. Unter anderem gelingt es, die Karbonate Kalkspat (CaCO_3), Magnesit (MgCO_3), Weißbleierz (PbCO_3), Spateisenstein

¹⁾ A. M. Gaudin, H. Glover, M. S. Hansen und C. W. Orr, Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 1 (1929); A. M. Gaudin und J. S. Martin, ebenda 5 (1928).

(FeCO_3), Manganspat (MnCO_3), ferner Malachit, $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$, und Azurit, $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$, bei Anwendung von Fettsäuren oder deren Seifen verhältnismäßig leicht zu schwimmen. Die flotative Wirksamkeit der Fettsäuren wächst mit der Zahl ihrer Kohlenstoffatome. Die für den Schwimmprozeß notwendige Fettsäuremenge ist stark von der Trübeverdünnung abhängig; sie ist um so größer, je weniger Feststoffe die Trübe enthält. Eine ähnliche Abhängigkeit besteht zwischen der Fettsäuremenge und der Feinheit des zu flotierenden Korns: je feiner dieses ist, desto mehr steigt die Menge der erforderlichen Fettsäure. Bei höheren Fettsäuren empfiehlt es sich, die Flotation bei einer über dem Schmelzpunkt der Fettsäure liegenden Temperatur vorzunehmen.

Wichtig bei der Flotation mit höheren Fettsäuren als Schwimmmitteln ist die Verwendung weichen Wassers, da sie von den Kalksalzen des harten Wassers unter Bildung unlöslicher Kalkseifen verbraucht, also ihrem eigentlichen Bestimmungszweck entzogen werden, wodurch eine wirtschaftlich untragbare Menge an Fettsäure benötigt würde. Es empfiehlt sich in solchen Fällen, für eine möglichst weitgehende Wiederverwendung¹⁾ oder für eine entsprechende Enthärtung des Aufbereitungswassers zu sorgen.

Über die Fettsäuremengen, die zur vollständigen Flotation einiger reiner Karbonate (bei Abwesenheit sonstiger Schäumer) nötig sind, gibt die folgende Zusammenstellung Aufschluß²⁾:

	Heptylsäure $\text{C}_7\text{H}_{14}\text{O}_2$ kg/t	Undecylensäure $\text{C}_{11}\text{H}_{22}\text{O}_2$ kg/t
Weißbleierz	0,45	0,54
Spateisenstein.....	4,0	1,60
Manganspat	5,4	1,20
Kalkspat	7,2	0,45
Magnesit	8,3	0,90

Wie hieraus ersichtlich, sind die bei der direkten, „natürlichen“ Oxydflotation erforderlichen Sammlermengen im Vergleich mit den bei Sulfiden benötigten recht bedeutend.

Interessant ist der Einfluß löslicher Salze auf die Flotation der reinen Karbonate bei Verwendung von Fettsäuren; einzelne sind ohne Wirkung, andere verhindern das Schwimmen. Dies hängt von den Löslichkeitsverhältnissen der möglicherweise entstehenden Verbindungen aus Mineral und Salz einerseits, sowie Sammler und Mineral andererseits ab. So z. B. wirken bei der Kalkspatflotation unter Verwendung von Ölsäure Oxalate und Sulfate als Drücker, weil die Kalksalze der Oxal- und Schwefelsäure schwerer lös-

¹⁾ W. Luyken und E. Bierbrauer, Bericht Nr. 21 des Erzausschusses der Ver. d. Ingen., Okt. 1928; Arch. Eisenhüttenwes. 2, 355 (1928).

²⁾ A. M. Gaudin, H. Glover, M. S. Hansen und C. W. Orr, a. a. O. 65.

lich sind als die Kalksalze der höheren Fettsäuren. Infolgedessen wird anscheinend der Kalkspat von einem polaren Kalziumoxalat- oder Kalziumsulfathäutchen überzogen, so daß der unpolare Film aus Kalziumoleat sich auf der Mineraloberfläche nicht zu bilden vermag.

Auch andere reine Mineralien der Oxydreihe sind von A. M. Gaudin untersucht worden, beispielsweise Quarz (SiO_2), Hämatit (Fe_2O_3) und Zinnstein (SnO_2). Wie bei den Karbonaten sind auch bei diesen echten Oxyden die Fettsäuren geeignete Flotationsmittel, doch ist bei ihnen zum Unterschied von den Karbonaten meist die Zugabe eines besonderen Schäumers nötig. Bei Quarz gelingt es, mit 0,050 kg/t Ölsäure oder 0,015 kg/t Palmitinsäure neben Terpeneol als Schäumer ein vollständiges Ausbringen zu erzielen. Quarz wird bei Gegenwart von Wasserglas¹⁾ vollständig gedrückt, und zwar genügen hierzu schon Mengen von 0,075 kg/t Na_2SiO_3 . Die Flotation wird durch Zugabe von Kupfersulfat (0,050 kg/t) oder Bleinitrat erleichtert, so daß bei Aktivierung mit diesen Mitteln nur etwa die Hälfte an Natriumoleat gebraucht wird.

Von den Kupferkarbonaten ist Azurit mit Fettsäuren leichter flotierbar als Malachit.

Xanthate und andere spezifische Sammler

Außer durch Fettsäuren lassen sich Oxyde auch mit spezifisch wirkenden oder sehr kräftigen Sammlern unter geeigneten Bedingungen unmittelbar aufschwimmen. Meist sind hierzu auch wesentlich größere Sammlermengen notwendig als für die Sulfidflotation.

A. M. Gaudin²⁾ konnte z. B. Kupferkarbonate³⁾ unter Verwendung von Xanthaten und Mercaptanen⁴⁾ (SH-Verbindungen) schwimmen, wobei, ähnlich wie bei den Fettsäuren, die Sammlerwirkung mit der Anzahl der Kohlenstoffatome wächst, die den Kohlenwasserstoffrest der Xanthate bilden. Es dürfte sich hier um die oberflächliche Bildung unlöslicher Kupferxanthate handeln, deren Entstehung die Bildung wasserabstoßender, hydrophober Häutchen verursacht.

Ebenso gelingt es, Weißbleierz mit höheren Xanthaten, z. B. Natriumamylxanthat zu flotieren, von welcher Erkenntnis eine große nordamerikanische Anlage Gebrauch macht⁵⁾. Auch andere Sammler, zum Teil von noch

¹⁾ Siehe auch G. Gerth, Met. u. Erz 27, 528 (1930), der durch oberflächliche Abscheidung eines Kieselsäuregels auf Quarz und Silikaten eine selektive Trennung nicht-sulfidischer Mineralien erreichen will.

²⁾ A. M. Gaudin und J. S. Martin, a. a. O.

³⁾ Vgl. auch J. Rosoo und S. D. Sukhovolskaya, Tzvetnize Metalli, 2. Febr. 1920.

⁴⁾ A. M. Gaudin und J. S. Martin, a. a. O.

⁵⁾ Nach Mitteilung.

nicht bekanntgegebener Zusammensetzung¹⁾, sind für ähnliche Zwecke laboratoriumsmäßig angewendet worden. Alle diese Mittel bilden mit dem Metallion der Erze, für deren Flotation sie verwendet werden sollen, besonders schwerlösliche Verbindungen. Dies ist auch z. B. der Fall bei der Verwendung von Cupferron (siehe S. 403), das für die Zinnsteinflotation, oder von Dimethylglyoxim, $\text{CH}_3 \cdot \text{C}(\text{NOH}) \cdot \text{C}(\text{NOH})\text{CH}_3$, das für die Nickeloxydflotation vorgeschlagen wurde²⁾.

3. Beispiele von betriebsmäßigen Oxydflotationsanlagen

a) Oxydische Erze

Bleierze

Von allen oxydischen Erzen lassen sich die des Bleis verhältnismäßig am leichtesten flotieren, und zwar im allgemeinen in der Reihenfolge³⁾: Weißbleierz, PbCO_3 , Anglesit, PbSO_4 , Wulfenit, PbMoO_4 , Buntbleierz (Pyromorphit), $\text{Pb}_5\text{Cl}(\text{PO}_4)_3$ und Grünbleierz, $\text{ClPb}_5(\text{AsO}_4)_3$. Diese Erze werden meist nach vorangegangener Sulfidierung flотиert, deren Erfolg häufig von der Einwirkdauer des Schwefelnatriums abhängig ist. Die Einwirkzeit bei Anglesit ist etwa dreimal, beim Bleiphosphat und -arseniat bis fünfmal solange als bei Weißbleierz. Die Sulfidierung des Phosphates und Arseniates kann durch Gegenwart von Natronlauge befördert werden.

Weißbleierz wird verschiedentlich betriebsmäßig durch Flotation aufbereitet. In Deutschland lief bis zur Stilllegung der Grube im Jahre 1927 eine Flotationsanlage (Ekofapparate) von 5 t Stundenleistung bei der Grube „Gute Hoffnung“ in Call in der Eifel⁴⁾. Der Bleigehalt im Roherz setzte sich aus 70% Weißbleierz und 30% Bleiglanz zusammen.

Aus dem Erz, das 4–6% Pb enthielt, wurde mittels Allflotation (nur das Überkorn der Vermahlung wurde naßmechanisch verarbeitet) ein Konzentrat mit 45% Pb bei einem Ausbringen von 85–87% gewonnen. Die Berge enthielten 0,9% Pb. An Flotationsreagenzien kamen zur Anwendung:

Na_2S	4,88 kg/t
Ammoniakwasser	0,144 kg/t
Ekoföl ²⁾	0,236 kg/t

¹⁾ L. J. Christmann und S. A. Falconer, Eng. Min. Journ. 127, 951 (1929).

²⁾ Vgl. B. W. Holman, Flotation Reagents, Bull. Inst. Min. Met. 314, 33, (1930).

³⁾ A. W. Hahn, Flot. Pract. 186.

⁴⁾ Nach Mitteilung.

Bei der Soc. An. Française du Djebel Hallouf in Tunis wird ein karbonatisches Bleierz mit gutem Erfolg flotiert¹⁾. Es enthält 8,48% Pb, das fast vollständig in Form von Weißbleierz vorliegt; das Erz hat im ganzen nur 1,64% S. Es wird sulfidiert und in MacIntoshapparaten flotiert, wobei ein Bleikonzentrat mit 52–56% Pb bei gutem Ausbringen erhalten wird, während die Abgänge 1,2–2,1% Pb führen. Als Schwimmmittel werden verwendet:

Ekoföl ²⁾	0,5 kg/t und
Teeröl	0,2 kg/t

Sulfidiert wird unter Zusatz von:

Na ₂ CO ₃	5,0 kg/t mit
Na ₂ S	8,0 kg/t

Häufig findet die oxydische Flotation nicht als Allflotation, sondern im Anschluß an die naßmechanische Aufbereitung statt.

In Kelly (Neu-Mexiko) werden bei der Black Cloud-Grube³⁾ Herdmittelprodukte eines karbonatischen Bleierztes mit 8–12% Pb flotiert. An Reagenzien werden verwendet:

Na ₂ S	2,250 kg/t
Xanthat	0,055 kg/t
TT-Mischung	0,023 kg/t
Pineöl	0,045 kg/t

Eine Anlage, die hauptsächlich oxydische Bleierze verarbeitet (700 bis 750 t/Tag), ist die San Diego-Anlage der Cia. Minera Asarco in Mexiko⁴⁾. Das dortige Erz enthält das Blei als Weißbleierz (60%), Anglesit (10%), Bleiglanz (20%), und in anderer Form (10%). Es werden nur die Herdabgänge und Schlämme, und zwar nach Sulfidierung der Trübe flotiert. Für den Verlauf der Flotation ist die Wahl der Sammlermischung von ausschlaggebender Wichtigkeit. Als Sammler wird die sog. Diegomischung verwendet; diese besteht aus:

Mexikanischem Rohpetroleum (Chapapote) ...	60	Teile
Kresylsäure	10	Teile
Kreosotöl	4	Teile
Gasolin	4	Teile
Kerosen	2,5	Teile
Pineöl	3	Teile

¹⁾ Nach Mitteilung.

²⁾ Unbekannter Zusammensetzung.

³⁾ F. Duling, Eng. Min. Journ. 124, 204 (1927).

⁴⁾ A. J. Monks und N. L. Weiss, Min. Met. 11, 455 (1930).

Flotiert wird mit:

San Diego-Mischung	1,09 kg/t
Pineöl	0,135 kg/t
Kresylsäure	0,014 kg/t
Na ₂ S	1,80 kg/t
Na ₂ SiO ₃	0,36 kg/t

Das Wasserglas wird zum Dispergieren der Schlämme zugesetzt, was für die Sulfidierung wichtig ist. Da die Flotationstrübe viele lösliche, Schwefelnatrium verbrauchende Salze enthält, wird sie vor der Sulfidierung eingedickt und das Wasser möglichst weitgehend abgezogen; mit dem Überlaufwasser geht der größte Teil der Salze weg. Durch diese Arbeitsweise werden mehr als 50% Schwefelnatrium gespart.

In ähnlicher Weise erfolgt die Flotation bei der Shattuck-Denn-Mining Co. in Bisbee¹⁾ (Ariz.), wo die Abgänge der Vorflotation, also nach Herausnahme der Sulfide, sulfidiert werden. Der Reagenzienverbrauch ist folgender:

Na ₂ S	1,0 kg/t
Na ₂ SiO ₃	1,0 kg/t
Xanthat	0,050 kg/t
Steinkohlenteer	0,500 kg/t
Schäumeröl	0,400 kg/t

Bezüglich der Ergebnisse sei auf die nebenstehende Tabelle verwiesen.

In Amerika ist eine Reihe von Anlagen in Betrieb, die täglich 100 bis 250 t silberhaltige, hauptsächlich aus Bleikarbonat bestehende Erze nach vorangehender Sulfidierung flotieren, und zwar kommen meist Abgänge naßmechanischer Aufbereitungsanlagen zur Schwimmanlage. Die Tabelle²⁾ S. 391 gibt eine Zusammenstellung der Ergebnisse einiger dieser Aufbereitungen.

Die Verarbeitung in diesen Anlagen erfolgt so, daß bei gemischten (sulfidischen und oxydischen) Erzen die Sulfide entweder zuerst auf Herden entfernt und hierauf die Herdschlämme sulfidiert werden (San Diego), oder daß zuerst die Sulfide flotiert und hierauf die Abgänge sulfidiert und geschwommen werden (Shattuck), oder daß sofort sulfidiert und flotiert wird (Grand Central). In letzterem Fall wird bei 55° C sulfidiert³⁾. Als Sulfidierungsmittel wird bei diesen Anlagen Na₂S, 0,9–2,7 kg/t, verwendet. Wasserglas kommt bei Shattuck zur Anwendung. Als Flotationsmittel sind Xanthat, P. E.-Öl, Barrettöl Nr. 4, Holzkreosot- und Pineöl in Gebrauch. Die Flotation wird in mechanischen Flotationsapparaten durchgeführt.

¹⁾ H. C. Seebohm, Kohle u. Erz 25, 760 (1928).

²⁾ A. W. Hahn, a. a. O. 186, z. T. ergänzt.

³⁾ A. W. Hahn, a. a. O. 186.

Ergebnisse einiger Anlagen mit oxydischer Blei- und Silbererzflotation

Jahr der Erreichung	Name der Anlage	Tagesleistung t	Art der Erze	Aufgabegut			Konzentrat			Abgänge			Pb-Ausbringen in %
				Au g/t	Ag g/t	Pb %	Au g/t	Ag g/t	Pb %	Au g/t	Ag g/t	Pb %	
1918	Shattuck-Denn Mining Co., Bisbee, Arizona	200	gemischte oxydische -sulfidische Au-, Ag-, Pb-Erze	3,0	204	6,1	24,6	1206	39	0,6	48	0,55	94
1922	San Diego, Chihuahua, Mexiko	700 bis 750	gemischte oxydische sulfidische Pb-, Au-, Ag-Erze	3,1	129	5,1	16,2	799	33,7	1,0	35	1,20 ¹⁾	—
1923	Eureka Holly Mining Co., Eureka, Nevada	90	oxydische Pb-Ag- Erze	0,3	75	10,0	4,5	750	55	Spuren	36	2,20	—
1924	Am. Smelting and Refining Co., Peru	250	oxydische Au-, Ag-, wenig Pb-Erze	12,0	1650	1,0	—	—	—	0,9	90	Spuren	—
1924	Grand Central Mining Co., Fairbank, Ariz.	250	oxydische Au-, Ag-, Pb-Halden	2,7	135	5,8	7,5	420	33	0,9	99	2,80	—

Zwei ähnliche Anlagen von je 250 t Durchsatz im Tag werden in Warren (Arizona) — die eine von der Phelps-Dodge Corp., die andere von der Compania International Minera — betrieben.

Auch ein Fall betriebsmäßiger Flotation von Anglesit ist veröffentlicht worden; sie wird nach einem von E. T. Henderson²⁾ angegebenen Verfahren durchgeführt: bei der Proprietary Mine, Broken Hill Proprietary Co. (Australien) werden wöchentlich 4000 t eines Erzes flотиert, das 7,7% Pb als Anglesit und 1% Pb als Bleiglanz enthält. Die Flotation gelingt durch Zugabe von ganz wenig Schwefelwasserstoff zur Flotationsluft, der hier angeblich nicht sulfidierend, sondern aktivierend wirkt. Bei Verwendung von Aerofloat ergibt sich ein 35prozentiges Bleikonzentrat, das 30% Pb in Form von Sulfat und 5% Pb als Sulfid enthält. Eine Nachflotation unter normalen Arbeitsbedingungen liefert ein Fertiggkonzentrat von 45% Pb. Die Abgänge enthalten 1,8–2% Pb.

¹⁾ A. J. Monks und N. L. Weiss, a. a. O. — ²⁾ Eng. Min. Journ. 128, 1006 (1929); Chem. Eng. Min. Rev. 21, 292 (1929).

Es sind auch Fälle bekannt, wo oxydische Bleierze industriell ohne Sulfidierung durch „natürliche“ Flotation aufbereitet werden. Dies kann entweder durch Anwendung verhältnismäßig großer Mengen oder Wahl besonders kräftig wirkender Sammler geschehen¹⁾. So z. B. werden bei der Chief Consolidated Mill, Eureka²⁾, edelmetallreiche oxydische Bleierze ohne Sulfidierung flотиert, obwohl diese eine höhere Anreicherung ergeben würde. Da Schwefelnatrium aber unter Umständen das Silberausbringen sehr erniedrigt, zieht man es vor, unter Verzicht höchster Anreicherung auf ein hohes Ausbringen hinzuarbeiten und unmittelbar zu flотieren. Als Flotationsmittel werden verwendet:

Äthylxanthat.....	1,350 kg/t
Aerofloat	0,027 kg/t
Na ₂ SiO ₃	2,250 kg/t

Die Flotation erfolgt also mit einer außergewöhnlich großen Sammlermenge.

Die Ergebnisse sind die folgenden:

	Pb ‰	Au g/t	Ag g/t
Rohgut.....	11,84	8,7	350
Konzentrat	38,9	18	1050
Ausbringen in ‰....	95,3	64,3	88,6

In großem Maßstabe wird die unmittelbare Weißbleierzflotation bei einer nordamerikanischen Lohnflotationsanlage durchgeführt³⁾, in der täglich 550 t Erze zur Schwimmaufbereitung kommen, die 12–25‰ Pb enthalten, von denen nur 1‰ als Sulfid, der Rest als Karbonat vorhanden ist. Die Erze enthalten 280–500 g/t Ag und insgesamt nur 2–3‰ S.

Es findet Allflotation statt. Das Aufgabegut wird zu 75‰ auf unter 200 Maschen vermahlen und liefert in M. S.-Apparaten ohne Nachreinigung das endgültige Konzentrat. Vor Zugabe der Flotationsmittel werden zum Zerstören der im Erz vorhandenen löslichen Eisen- und Kalksalze 450–1300 g/t Soda zur fertigen Trübe gegeben. Als kräftiger Sammler gelangt Natriumamylxanthat gemeinsam mit Kaliumäthylxanthat zur Anwendung. Wasserglas wird zur Reinigung des Schaumes, Pineöl als Schäumer verwendet.

Im folgenden sind die wichtigsten Reagenzien ihrer Menge nach angegeben:

Natriumamylxanthat	0,150–0,450 kg/t
Kaliumäthylxanthat	0,160 kg/t
Na ₂ SiO ₃	0,225 kg/t

¹⁾ L. J. Christmann und S. A. Falconer, Eng. Min. Journ. 127, 951 (1929).

²⁾ G. H. Wigton, Min. Met. 9, 541 (1928); Quarterly 55.

³⁾ Nach Mitteilung.

Die Aufbereitungsergebnisse sind in nachstehender Tabelle zusammengefaßt:

	Pb ‰	Ag g/t
Roherz	12—15	280—500
Konzentrat.....	45	560—800
Berge	0,8—1,5	—
Ausbringen in ‰.....	97	90—95

Bei Erzen, in denen gleichzeitig Sulfide und Oxyde vorliegen, werden, wie S. 390 erwähnt, vielfach zunächst die Sulfide naßmechanisch oder durch Flotation entfernt und dann die Abgänge, gegebenenfalls unter Zwischenschaltung eines Einwirkbottichs, sulfidiert und geschwommen. Dieser Weg wird manchmal der gemeinsamen Flotation vorgezogen, weil die natürlichen Sulfide gegen Schwefelnatrium empfindlich sind, und ihre Vorwegnahme überdies eine Ersparnis an Natriumsulfid bedeutet.

Als Beispiel der Flotation eines gemischten sulfidischen und karbonatischen Bleierztes, bei dem zuerst der Bleiglanz und dann erst das Weißbleierz geschwommen wird, sei die Anlage der Soc. des Mines de la Plagne in Plagne (Savoyen) angeführt¹⁾. Hier werden stündlich 7 t eines zur Hälfte aus Sulfid und Karbonat zusammengesetzten Erzes verarbeitet. Es wird zuerst entsprechend dem Stammbaum (Abb. 154) in einer Apparateinheit (M. S.-Unterluft) der Bleiglanz mit

Aerofloat 0 050 kg/t und
Pineöl..... 0,020 kg/t

flotiert, die Abgänge in einer zweiten M. S.-Apparateinheit mit

Na₂S 3,5 kg/t

sulfidiert und nach Zusatz von

Pineöl 0,040 kg/t und
Amylaxanthat 0,240 kg/t

das Karbonat geschwommen.

Die Konzentrate werden vereint; sie enthalten 48,5‰ Pb, die Berge 1,25‰ Pb.

Als Beispiel einer Vorwegnahme der Sulfide durch Herde und nachfolgender Flotation der sulfidierten Abgänge seien die folgenden Ergebnisse mit einem kalifornischen Erz angeführt²⁾:

¹⁾ Nach Mitteilung.

²⁾ A. W. Hahn, Flot. Pract. 188.

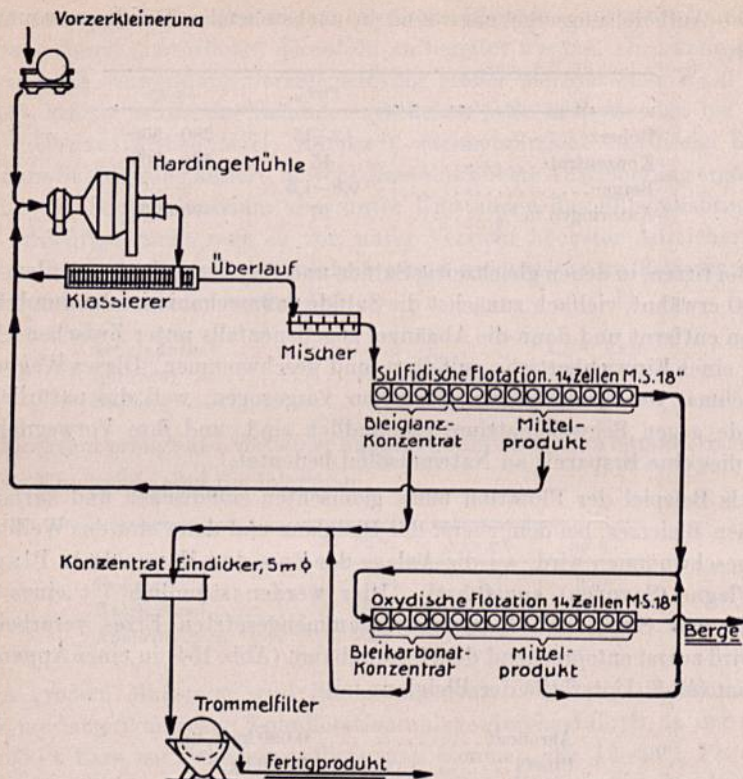


Abb: 154. Stammbaum La Plagne

	Gehalt an:			Ausbringen in %		
	An g/t	Ag g/t	Pb ‰	An	Ag	Pb
Rohgut	1,4	73	6,5	100	100	100
Herkonzentrat	9,1	504	39,7	62,3	61,9	54
Flotationskonzentrat	7,0	395	32,3	37,7	38,1	35,5
Gesamtkonzentrat	8,4	450	36,3	rd. 100	rd. 100	89,5
Berge	Spuren	Spuren	0,8	—	—	10,5

Als Flotationsreagenzien werden hierbei verwendet:

Na_2S	2,25 kg/t
Na_2SiO_3	2,70 kg/t
P. E.-Öl	1,30 kg/t
Geschwefeltes Pineöl	0,45 kg/t

Ohne vorangehende Herdarbeit wäre die doppelte Menge an Na_2S nötig.

Selektive Flotation oxydierter Bleizinkerze

Für die Fortschritte der Flotationstechnik spricht es, daß oxydierte Bleizinkerze sogar selektiv flотиert werden können. Bei solchen Erzen sind die beiden Erzbestandteile meist in verschieden starkem Maße oxydiert, da Bleiglanz leichter als Zinkblende verwittert¹⁾. Zum Hochschwimmen des stark oxydierten Bleiglanzes sind verhältnismäßig große Sammlermengen nötig, so daß infolgedessen die Gefahr besteht, gleichzeitig mit dem Bleiglanz auch die Zinkblende zu flотieren, also statt einer Trennung, ein gemeinschaftliches Aufschwimmen zu erreichen. Ähnlich liegen die Verhältnisse bei Blende und Pyrit. Dazu kommen bei diesen Erzen häufig Schwierigkeiten durch Auftreten größerer Mengen löslicher Salze, die oft nur durch eine Läuterung entfernt werden können.

Ein Beispiel für eine selektive Flotation oxydierter Erze liefert die Bergbau A. G.-Lothringen, die auf der Grube Victoria in Littfeld stark verwitterte Bleizink-Haldenschlämme mittels selektiver Flotation verarbeitet²⁾.

In der Anlage³⁾, deren Leistung 3–3,5 t/h beträgt, werden stark angewitterte, zum Teil verwitterte, blei- und zinkhaltige Haldenschlämme flотiert. Das Blei liegt zu 34–44% als oxydisches Erz vor, davon bis zu 70% als PbSO₄; vom Zink sind 5–10% als Sulfat und Karbonat vorhanden. Die Schlämme gehen zu 90% durch ein 200-Maschensieb. Die Flotation wird in Ekof Apparaten durchgeführt, der Aufbereitungsgang ist aus umstehendem Stammbaum ersichtlich (Abb. 155).

Die Ergebnisse der Schwimmaufbereitung sind in der nachstehenden Tabelle zusammengestellt:

	Pb %	Zn %	Ag g/t
Pb-Konzentrat	48–55	11–13	300
Zn-Konzentrat	12–14	40–46	200
Berge	{ 1,2, davon 0,12 als PbS	0,8, davon 0,55 als ZnS	—
Ausbringen in %	rd. 70	rd. 60	—

Als Flotationsreagenzien werden verwendet:

Schäumeröl ⁴⁾	0,237 kg/t	CuSO ₄	0,061 kg/t
Sammleröl ⁴⁾	0,077 kg/t	H ₂ SO ₄	0,631 kg/t
Na ₂ SiO ₃	2,464 kg/t	Xanthat	0,091 kg/t
Drücker für Zinkblende ⁴⁾	0,812 kg/t		

Die Reagenzienkosten betragen RM 2.— je Tonne Aufgabe.

¹⁾ Met. u. Erz 24, 509 (1927).

²⁾ Zeitschr. Berg-, Hütten- u. Salinenwes. 77, 46 (1929).

³⁾ Mitteilung der Gesellschaft.

⁴⁾ Unbekannter Zusammensetzung.

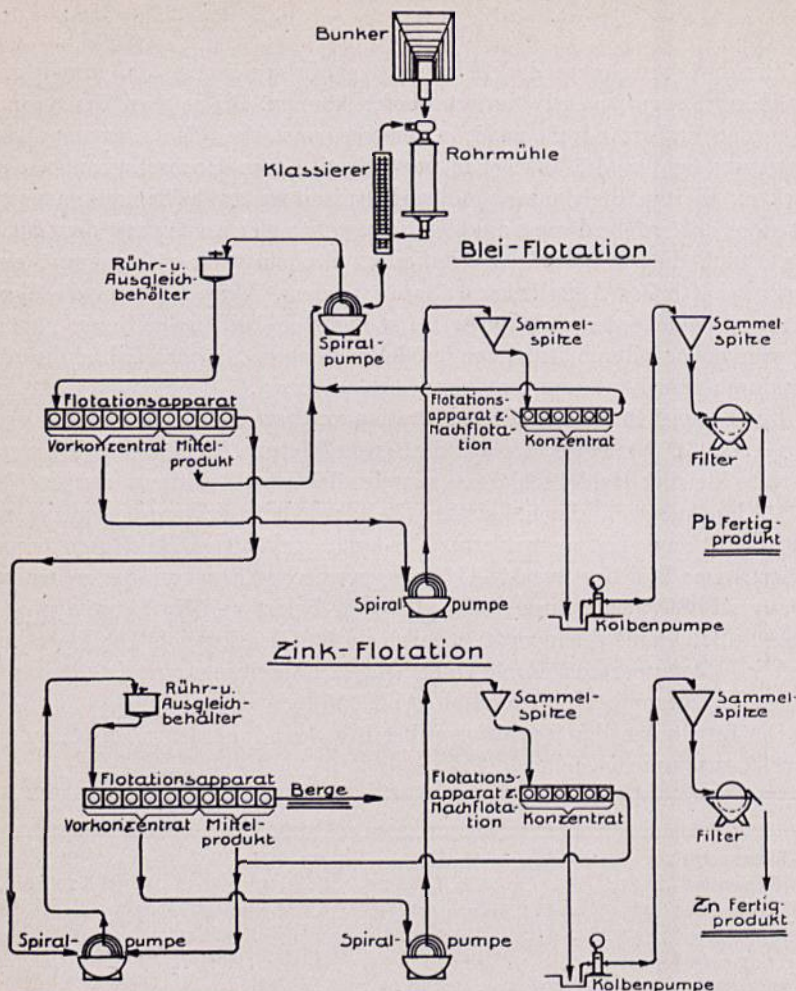


Abb. 155. Stammbaum der Haldenflotation, Grube Victoria, Littfeld

Ein ähnliches Problem war bei der North Broken Hill Ltd. (Australien) zu lösen, deren sehr stark verwitterte Halden von silberreichem Bleiglanz und Zinkblende, nach den üblichen selektiven Verfahren flотиert, nur unbefriedigende Ergebnisse lieferten. Eine günstige Lösung der Frage wurde durch Verbindung des alten Bradford-Schwefligsäure-Verfahrens mit den neuesten Errungenschaften der Flotationstechnik erreicht¹⁾. Das Drücken

¹⁾ A. Lowry, Proc. Austr. Inst. Min. Met. 76, 207 (1929).

der Blende geschieht mittels SO_2 . Wichtig ist die gleichmäßige Zugabe der gasförmigen schwefligen Säure, die durch Verbrennen von Schwefel, seltener aus Natriumsulfit und H_2SO_4 , hergestellt wird. Die mit H_2SO_4 angesäuerte Trübe enthält 0,0032 % SO_2 . Die schweflige Säure drückt die Blende und befördert die Flotation des Bleiglanzes; dieser läßt sich trotz seiner Verwitterung mittels einer Mischung von Eucalyptusöl und Steinkohlenteer (1:1) bei Gegenwart von etwas Kaliumxanthat und Wasserglas flotieren. Die entbleiten Abgänge werden eingedickt, um die schweflige Säure möglichst vollkommen zu entfernen, hierauf mit Wasser verdünnt und die Blende in gewohnter Weise nach Belegung mit CuSO_4 oder H_2SO_4 flотиert.

Der Schwimmtelverbrauch bei dem geschilderten Verfahren ist der folgende:

	Für die Bleiflotation: g/t	Für die Zinkflotation: g/t
H_2SO_4	790	15750
CuSO_4	—	300
Eucalyptusöl	—	106
Eucalyptus-Kohlenteermischung 1:1.....	25	—
K-Xanthat	30	112
Na_2SO_3	144	—
Na_2SiO_3	85	—
Schwefel.....	1420	—

Das Ergebnis der selektiven Flotation ist nachstehend zusammengefaßt¹⁾:

	Pb %	Zn %	Ag g/t
Haldenschlämme	11,1	16,2	235
Pb-Konzentrat	58,6	11,5	1165
Zn-Konzentrat.....	4,4	46,8	137
Berge.....	{ 1,7 sulfidisch { 0,4 oxydisch	{ 1,4 sulfidisch { 0,5 oxydisch	36
Ausbringen in %	79,8	84,5	74,4 im Pb-Konz. 17,0 im Zn-Konz.

Kupfererze

Etwas schwieriger als oxydische Bleierze sind oxydische Kupfererze zu flotieren. Einzelne dieser Erze, wie die Silikate, z. B. Kieselkupfer (Chryso-koll), ($\text{CuSiO}_3 + \text{aq.}^2$) konnten bisher durch Sulfidierung überhaupt nicht

¹⁾ A. Lowry, a. a. O. 230.

²⁾ Für solche Erze kommt die Flotation nur mittelbar in Betracht, z. B. nach erfolgter Segregation; siehe S. 304.

schwimmbar gemacht werden. Reine karbonatische Kupfererze sind nach der Sulfidierung flotierbar, werden aber selten geschwommen, da sie sich meist laugen lassen.

Oxydische Erze aus dem Kargalinskischen Bezirk (Rußland), die das Kupfer (1,36% Cu) als Malachit, Azurit, Cuprit u. a. m. enthalten, konnten B. A. Dawidowitsch und N. M. Lubman¹⁾ laboratoriumsmäßig nach Erwärmen auf 70° C mit Na₂S (1,5 kg/t) sulfidieren und sodann mittels Kaliumamylxanthat (0,4 kg/t) und Kiefernöl (0,2 kg/t) flotieren. Es wurden Kupferkonzentrate mit 25% Cu bei einem Ausbringen zwischen 60 und 83% erhalten.

Flotationsanlagen, die karbonatische Kupfererze verarbeiten, sind z. B. in Arizona und Katanga²⁾ in Betrieb.

Bei der Union Minière du Haut Katanga in Panda (Afrika) werden Abgänge der naßmechanischen Wäsche flotiert³⁾; es sind dies täglich 3000 t karbonatisches Kupfererz, das hauptsächlich aus Malachit, etwas Azurit und wenig Kieselkupfer besteht und 5–7% Cu enthält. Die Flotation liefert Konzentrate mit 30–35% Cu bei einem Ausbringen von etwa 75%. Für die Flotation wird angeblich Palmöl und Ölsäure verwendet⁴⁾.

Veröffentlichungen über Betriebsergebnisse der Flotation oxydischer Erze finden sich nur spärlich. E. J. Duggan⁵⁾ berichtet über die Ergebnisse der Kennecott Copper Corp. in Kennecott (Alaska). In dieser Anlage werden Schlammabgänge der Laugung flotiert; diese wurden früher zur Gewinnung der bei der Laugung unverändert gebliebenen Sulfide unter großen Verlusten auf Herden verarbeitet⁶⁾. Das zur Flotation gelangende feine Gut enthält 3–4% Cu, davon 90% als Karbonat. Die Flotationsaufgabe macht 6,7% des Gesamtkupfers der ganzen Anlage und 11,8% des karbonatischen Erzes aus. Die Sulfidierung erfolgt mit Schwefelnatrium und Kalziumpolysulfid, das durch Zusammenschmelzen von einem Teil gebranntem Kalk und zwei Teilen gemahlenem Schwefel im Betriebe selbst hergestellt wird. Das Konzentrat weist bei einem Kupferausbringen von 72–75% einen Gehalt von 32–35% Cu auf; das Ausbringen könnte bei Verzicht auf die hohe Anreicherung noch verbessert werden.

¹⁾ Referat aus Met. u. Erz 28, 244 (1931).

²⁾ F. Kroll, Met. u. Erz 25, 53 (1928); The Metal Industry 172 (1930).

³⁾ Nach Mitteilung.

⁴⁾ Ch. E. Locke, Eng. Min. Journ. 127, 108 (1929).

⁵⁾ Eng. Min. Journ. 126, 1013 (1929).

⁶⁾ Vgl. auch W. G. Scott, der über einen ähnlichen Arbeitsvorgang bei der Inspiration Cons. Copper Co. berichtet; Eng. Min. Journ. 128, 612 (1929).

Die Sulfide, welche im Flotationsgut in einer Menge von 10⁰/₀ vorhanden sind, schwimmen gleichzeitig mit dem Karbonat. An Schwimmiteln kommen zur Anwendung:

Na ₂ S	1,350 kg/t	} zur Herstellung des Polysulfides
S	0,360 kg/t	
CaO	0,180 kg/t	
Kohlenteerkreosotöl	0,630 kg/t	
Pineöl	0,135 kg/t	

Sämtliche Zusätze werden in einer den mechanischen Flotationsapparaten vorgeschalteten Mischzelle gleichzeitig, zugefügt, da es sich gezeigt hat, daß eine Flotation längere Zeit nach der Sulfidierung weniger wirksam ist.

In einer Anlage in Südafrika¹⁾ wird ein oxydisches Kupfererz, das Kieselkupfer, Malachit, Azurit und Rotkupfererz enthält, flотиert. Der Durchschnittsgehalt der Konzentrate beträgt 17⁰/₀ Cu, das Ausbringen 79⁰/₀.

Eisenerze

Ein beachtenswertes Beispiel eines Flotationsbetriebes, in dem ein oxydisches Eisenerz verarbeitet wird, bietet die Aufbereitungsanlage der Grube „Große Burg“ bei Neunkirchen (Siegerland) der Vereinigten Stahlwerke A. G. Zur Aufbereitung²⁾ gelangt hier ein Spateisenstein, FeCO₃, der, wie häufig im Siegerland, gemeinsam mit Kupfererzen auftritt, im vorliegenden Fall mit Kupferkies und etwas Buntkupferkies. Das Roherz enthält etwa 2,7⁰/₀ Cu und 27⁰/₀ Fe neben etwa 21⁰/₀ SiO₂. Das Erz wird selektiv flottiert; es wird zuerst ein Kupferkonzentrat gewonnen, und sodann aus den Bergen der Spat durch Flotation herausgeholt. Wie aus dem Stammbaum (Abb. 156) ersichtlich, wird das Haufwerk, nachdem ein Teil des Kupfers und des Spates durch Klaubung als Verkaufserz gewonnen ist, auf unter 80 Maschen zerkleinert und in einem 20 zelligen M. S.-Apparat flottiert. In den ersten 14 Zellen wird in üblicher Weise das Kupfer — unter Wasserglaszusatz zum Drücken des Spates — geschwommen.

Nachstehende Mittel werden für die Kupferflotation verwendet:

Na ₂ SiO ₃	0,320 kg/t
K-Xanthat	0,130 kg/t
Benzolwaschöl	0,140 kg/t
Flotol	0,120 kg/t

¹⁾ W. Broadbridge, Trans. Inst. Min. Met. 51 (1920).

²⁾ Mitteilung der Gesellschaft; siehe auch H. Mießner, Met. u. Erz 25, 248 (1928).

Die Abgänge der Kupferflotation sind das Flotationsgut für die Spateisenflotation. Sie enthalten 30% Fe, 5% Mn, 20% SiO₂ und 0,08% Cu. Um verkaufsfähigen Feinspat zu erhalten, ist es notwendig, den Kieselsäuregehalt des Spats auf unter 12–13% SiO₂ zu bringen. Vor der Einführung der Flotation wurde dies durch gemeinsame Setzarbeit mit dem gröbern Gut, jedoch mit ungenügendem Erfolg, versucht. Das Aufschwimmen des Spates erfolgt mittels Ölsäure und Seife und gestattet eine sehr gute Abtrennung der SiO₂, so daß sich ein Spatkonzentrat von unter 10% SiO₂ ergibt. Für die Vornahme der Spatflotation dienen die letzten sechs Zellen des M. S.-Apparates.

Als Schwimmittel bei der Spatflotation werden verwendet:

Ölsäure	0,200 kg/t
Schmierseife	0,570 kg/t

Wird mit Ölsäure allein flotiert, so sind etwa 2,0 kg/t notwendig. Das

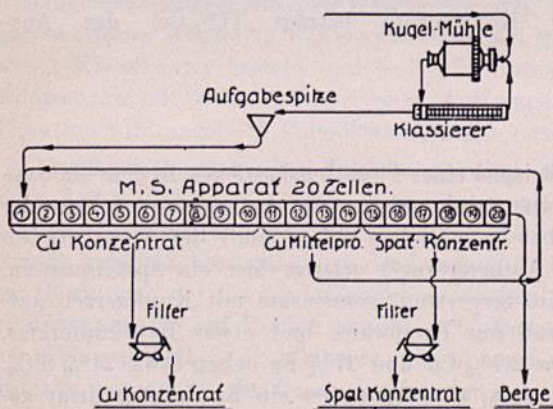


Abb. 156.

Stammbaum: Flotationsanlage der Grube „Große Burg“

Die Schwimmanlage verarbeitet 3 t/h und liefert die in folgender Tabelle zusammengestellten Ergebnisse:

	Cu %	Fe %	SiO ₂ %
Rohgut	2,7	26,6	21
Kupferkonzentrat	24–26	29	—
Spatkonzentrat	0,06	35–38	8–10
Berge	0,07	—	—
Ausbringen in %	rd. 90	rd. 60	—

Die Flotation eines oxydischen Eisenerzes, nämlich von Eisenglanz, wurde betriebsmäßig in einer Anlage der Mineralia A. G. für Erzbergbau in

Spatkonzentrat wird, sofern es mit Ölsäure allein geschwommen wurde, filtriert, bei Verwendung von Seife jedoch durch Absitzen entwässert, da es sich dann merkwürdigerweise nicht filtrieren läßt.

Die Aufbereitungskosten je Tonne Grubenerz betragen etwa RM 9.—, wovon etwa 90%, also rd. RM 0,80, auf Flotationsmittel kommen.

Fichtelberg durchgeführt¹⁾, wobei gleichzeitig eine selektive Trennung des im Rohgut vorhandenen Schwefelkieses von Eisenglanz stattfand. Eine vorher betriebene trockenmagnetische Aufbereitung hatte nicht den gewünschten Erfolg gehabt. Die Flotation des Eisenglanzes gelang durch Zusatz eines sauren Triphenylmethanfarbstoffes, nämlich von Brillantsäuregrün, und Arbeiten in saurer Trübe; die Trennung vom Pyrit wurde durch dessen Flotation unter Zusatz von Schwefelnatrium und Chloramin ($\text{CH}_3\text{C}_6\text{H}_4\text{SO}_2\text{NCINa}$, Natriumsalz des p-Toluolsulfochloramids) erreicht. Der ausschließliche Zweck der Aufbereitung war die Gewinnung des im Rohgut in kristalliner Form vorliegenden Hämatits, als ein für Rostschutzfarben geeignetes Ausgangsgut.

Das verarbeitete Rohgut enthielt Hämatit (Fe_2O_3), der zum größten Teil in kristalliner, blättriger Ausbildung als Eisenglanz, zum geringeren Teil als dichtes derbes Produkt, Roteisenstein, vorlag, ferner etwas Schwefelkies; als Gangart waren Quarz und etwas Kalkspat, als Nebengestein Granit vorhanden.

Der Gang der Aufbereitung war folgender: das angelieferte Grubengut, etwa 3 t/h, wurde zeitweise geklaubt, in einem Brecher möglichst weitgehend vorzerkleinert und zur Schonung der Eisenglimmerblättchen in zwei nacheinandergeschalteten Mühlen stufenweise auf etwa Sieb 80 vermahlen. Die Flotation des Schwefelkieses erfolgte bei einer Verdünnung von 300 g/l in einem vierzelligen, für diese Zwecke besonders gebauten Apparat.

Für die Schwefelkiesgewinnung wurden folgende Zusatzmittel verwendet:

Na_2S	900 g/t
Rohchloramin	110 g/t
leichtes Braunkohlenteeröl	500 g/t

Die hierbei erzeugten Konzentrate wurden als Fertigungskonzentrate betrachtet, und die abfließenden Berge zur Flotation des Eisenglimmers einem 16 zelligen M. S.-Unterluftapparat zugeführt.

Als Flotationsmittel für die nunmehr folgende Eisenglimmergewinnung wurden verwendet:

H_2SO_4	1,30 kg/t
Brillantsäuregrün	0,40 kg/t
geschwefeltes Braunkohlenteeröl	1,30 kg/t

Als geschwefeltes Öl kam ein leichtes Braunkohlenteeröl zur Verwendung, bei dem 0,4 kg Schwefel mit 100 l Öl in einer auf der Grube selbst aufgestellten kleinen Anlage erhitzt wurden.

Die ersten 12 Zellen erzeugten ein Vorkonzentrat und ein Mittelprodukt. Das letztere wurde zur Aufgabe zurückgeführt, während das Vorkonzentrat

¹⁾ Nach Mitteilung.

in den folgenden 4 Zellen einmal nachgeschwommen wurde. Die Berge vom Nachschwimmen gingen ebenfalls zur Aufgabe zurück.

Die anfallenden Eisenglimmerkonzentrate waren noch durch geringe Mengen von Roteisenstein vorübergehend leicht gefärbt. Da dies unbedingt vermieden werden mußte, wurden diese Konzentrate auf zwei hintereinandergeschalteten Wasch- und Schlämmapparaten nachgereinigt. Der Überlauf dieser Apparate ergab ein Produkt, das für besondere Zwecke Verwendung fand. Der Austrag des Schlämmapparates wurde zunächst in Stauchkästen entwässert, in einem von außen geheizten Trommelofen getrocknet und dann in einer besonderen Siebanlage in verschiedene Korngrößen zerlegt. Die hierbei erhaltenen Produkte waren das Ausgangsprodukt zur Herstellung von Rostschutzfarbe. Die in der Anlage entstandenen Flotationsberge, die in der Hauptsache nur aus Quarz bestanden, konnten als Maurersand Verwendung finden.

Die Ergebnisse der Aufbereitung sind aus der nachstehenden Tabelle ersichtlich:

Produkt	Gewichtsausbringen %	% Fe	% Fe ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃ Ausbringen %	% S	S-Ausbringen %
Aufgabe	100,00	25,3	33,9	100,00	1,5	100,00
Schwefelkies-Konzentrat ..	4,11	38,3	9,8	1,19	31,1	88,75
Eisenglimmer-Konzentrat .	30,07	67,6	96,5	85,61	unt. 0,1	2,08
Berge	65,82	4,9	6,8	13,20	0,2	9,17

Man sieht hieraus, daß durch selektive Verarbeitung zunächst der Schwefelkies zusammen mit dem Hauptteil des Roteisensteins gewonnen wurde. Die Anreicherung des Schwefels geschah in einem Arbeitsgang von 1,5% auf über 30%. Eine wesentlich höhere Anreicherung konnte nicht erzielt werden, da gleichzeitig mit dem Schwefelkies der Roteisenstein, der im Eisenglimmerkonzentrat gestört hätte, mit herausgenommen wurde, und sich für den Schwefelkies eine besondere Nachverarbeitung nicht lohnte.

Das Eisenglimmerprodukt wurde auf über 96% (Fe₂O₃) angereichert und zeigte einen Gehalt von unter 0,1% S. Das Ausbringen an Fe₂O₃ betrug etwa 86%.

Die Flotation oxydischer Zinkerze ist bisher ein noch ungelöstes Problem.

Zinnerze

Zinnstein (Kassiterit), SnO₂, läßt sich wie die meisten Oxyde mit Fettsäuren flotieren. A. M. Gaudin¹⁾ und Mitarbeiter haben reinen Zinnstein²⁾ mit 0,090 kg/t Natriumoleat geschwommen; ähnlich wirken andere

¹⁾ Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 1, 93 (1928).

²⁾ A. P. 1737717 (1929).

Fettsäuren. Erhöht wird die Schwimmfähigkeit von Zinnstein durch eine Vorbehandlung mit Kalziumhydroxyd, $\text{Ca}(\text{OH})_2$). Hierbei werden anscheinend Ca-Ionen unter Bildung von Kalziumstannat an der Zinnsteinoberfläche adsorbiert, die dann, z. B. mit Natriumpalmitat, unter Bildung eines hydrophoben Kalziumpalmitathäutchens reagieren, ähnlich wie dies bei Apatit der Fall ist. (Siehe „Theorie“, S. 213.)

Außer durch Fettsäuren läßt sich Zinnstein nach Angaben von A. C. Vivian²⁾ auch durch ein spezifisches Mittel, nämlich durch Ammoniumnitrosophenylhydroxylamin, $\text{C}_6\text{H}_5\text{NO}(\text{:NONH}_4)$, Cupferron genannt, flotieren, dessen hoher Preis aber seine technische Verwendung gegenwärtig ausschließt. Diese Verbindung gibt mit Zinnlösungen unlösliche Niederschläge; es dürfte also die Flotierfähigkeit des Zinnsteins bei Verwendung dieses Mittels auf der Bildung eines unpolaren Häutchens beruhen, das aus einer Zinnverbindung des Cupferrons besteht. In neutraler Lösung und bei Gegenwart von Schäumern ist mit Cupferron eine fast vollständige Flotation bezüglich des Ausbringens möglich; so z. B. konnte A. C. Vivian laboratoriumsmäßig aus einem Zinnstein, der 1,86% Sn enthielt, mit 0,045 kg/t Cupferron und Kresol als Schäumer, ein Konzentrat von 7,4% Sn bei einem Ausbringen von 91% erhalten. Eine Verbesserung der Zinnsteinflotation will E. Barnitzke³⁾ durch Verwendung von Wasserstoff⁴⁾ als Flotationsgas gefunden haben, wobei Xanthat als Sammler verwendet werden kann.

Aus künstlichen Gemischen von Quarz und Zinnstein gelang es versuchsmäßig, beide Mineralien selektiv zu flotieren; bei der Trennung wurde der Umstand, daß für Quarz eine längere Einwirkdauer der Fettsäure nötig ist, zu Hilfe genommen.

In diesem Zusammenhang sei auf die Möglichkeit hingewiesen, durch Setz- oder Herdarbeit gewonnene Zinnsteinkonzentrate von den sie verunreinigenden Sulfiden durch Flotation zu reinigen. Ein Sulfidgehalt der Zinnkonzentrate macht ihr Abrösten vor der Weiterverarbeitung zur Notwendigkeit; um dies zu vermeiden, zieht man es vielfach vor, sie zu flotieren, wobei die Sulfide abschwimmen und gereinigter Zinnstein in der Trübe zurückbleibt („umgekehrte Flotation“). Nach dieser Art wird z. B. bei der Leeuwpoot Tin Mine (Transvaal)⁵⁾ gearbeitet: die Herdkonzentrate werden nach Feinmahlung (50% unter 200 Maschen) mittels H_2SO_4 (4,5 kg/t), Xanthat (0,200 kg/t) und Teeröl geschwommen. Aus einem Gut mit 8–10% Sn wird durch Entfernen der Sulfide ein Zinnkonzentrat mit rd. 62% Sn als Flotationsrückstand gewonnen; die Flotationsprodukte enthalten noch 0,7% Sn und 2% Cu. Ohne Mittelprodukte mit 1,6% Sn beträgt das Zinnausbringen etwa 70%. In ähnlicher Weise wird bei den Patiñogruben in Llallagua (Bolivien)⁶⁾ gearbeitet, wo die „barilla“, das Herdprodukt, der Flotation

1) E. Bierbrauer, Zeitschr. techn. Phys. 10, 141 (1929).

2) Min. Mag. 36, 348 (1927); 37 (153) (1927); A. M. Gaudin und Mitarbeiter, a. a. O. 96.

3) Met. u. Erz 25, 621 (1928).

4) A. W. Allen, Flot. Pract. 229, benutzt Leuchtgas erfolgreich.

5) W. J. Gau und J. I. Jameson, Min. Mag. 42, 318 (1930).

6) F. Ahlfeld, Met. u. Erz 26, 353 (1929); R. R. Beard, Eng. Min. World 1, 546 (1930).

unterworfen wird, um es auf einen Sn-Gehalt von 62⁰/₀ zu bringen. Ebenso wird bei einigen Zinngruben in Wales (Südengland) gearbeitet¹⁾.

Ähnlich wie Zinnstein verhalten sich auch Hämatit²⁾ und Feldspat gegen Fettsäuren; laboratoriumsmäßig ist eine Trennung von Feldspat und Quarz gelungen³⁾, wobei 90⁰/₀ des Feldspats als 90prozentiges Produkt erhalten werden konnten.

Oxydische Gold- und Silbererze

Für diese Erze⁴⁾ gilt bezüglich des Stammbaumes der Aufbereitung das bei der Flotation sulfidischer Erze Gesagte, d. h. es kann die Flotation im Anschluß an Amalgamation, Laugung oder naßmechanische Aufbereitung oder als Vorbereitung für diese Verfahren vorgenommen werden. Sowohl bei oxydischen als auch bei verwitterten Erzen⁵⁾ empfiehlt es sich, die Sulfidierung durchzuführen; wegen der drückenden Wirkung von Schwefelnatrium auf Silbererze muß jedoch ein Überschuß des Sulfidierungsmittels vermieden werden.

Manganerze

In neuester Zeit ist auch die Flotation oxydischer Manganerze⁶⁾ mit Erfolg in Angriff genommen worden, dies gilt besonders von Manganspat (Rhodochrosit), $MnCO_3$, Pyrolusit und Psilomelan, MnO_2 , sowie von Manganit, Mn_2O_3 , H_2O ⁷⁾.

Die naßmechanische Aufbereitung der meisten Manganerze ist wegen des großen Anfalls an Schlämmen bei der Mahlung schwierig und verlustreich, dagegen haben sich diese Schlämme als vorzügliches Flotationsgut erwiesen. Manganspat kommt oft, z. B. in Montana (Ver. Staaten), verhältnismäßig arm, jedoch in großen Mengen, als 40prozentiges Erz vor, entsprechend einem Mangangehalt von etwa 20⁰/₀ Mn, neben ungefähr 60⁰/₀ Quarz. Die Flotation des in dieser Zusammensetzung unverwendbaren Erzes erfolgt nach der Feinmahlung auf 100 Maschen in der Art, daß zuerst die neben Mangan auftretenden Sulfide des Bleis, Zinks und Kupfers mittels Xanthat, Pineöl und Kupfersulfat vorweggeschwommen werden, und die zurückbleibende

¹⁾ Mitteilung der Minerals Separation Ltd.

²⁾ A. M. Gaudin, H. Glover, M. S. Hansen u. C. W. Orr, a. a. O. 97, 99.

³⁾ Min. Congr. J. 709 (1930).

⁴⁾ R. Lord, a. a. O. 25.

⁵⁾ Vergl. auch H. S. Gieser, Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 401 (1931).

⁶⁾ Eng. Min. Journ. 126, 905 (1928).

⁷⁾ F. D. De Vaney und J. B. Clemmer, Eng. Min. Journ. 128, 506 (1929); vgl. auch W. Luyken und E. Bierbrauer, Mitt. a. d. Kais.-Wilh.-Inst. f. Eisenforsch. 9, 115 (1927).

Trübe dann mittels Natriumoleat und Pineöl flotiert wird; hierbei schwimmt der Manganspat, während Quarz in der Trübe zurückbleibt; bei einmaliger Nachreinigung des Vorkonzentrates entsteht ein Konzentrat mit 41,55% Mn bei einem Ausbringen von 67,70%; außerdem fällt ein Mittelprodukt mit 27,4% Mn an. Die Abgänge zeigen noch etwa 5% Mn, was einem Verlust von 10,8% entspricht. Manchmal empfiehlt es sich, vor der Flotation den größeren Anteil des Quarzes auf Herden zu entfernen, weil dadurch Mahlkosten erspart werden können.

Der Flotationsmittelverbrauch beträgt:

CuSO ₄	0,225 kg/t
Äthylxanthat	0,090 kg/t
Pineöl	0,180 kg/t
Rohes Na-Oleat	0,450 kg/t.

Eine industrielle Anwendung findet die Flotation von Manganspat in Amerika. Die Anaconda Copper Co. verarbeitet in der Emma-Mine in Butte¹⁾ täglich rund 300 t eines armen Manganspates, den sie auf etwa 40% Mn mit nur 6–7% SiO₂ anreichert²⁾; die Aufbereitungskosten betragen etwa 1–1,5 \$ je Tonne Durchsatz.

Gemeinsam mit Manganspat kommt oft Kiesel-manganerz (Rhodonit), MnSiO₃, vor, dessen Gegenwart wegen seines hohen Kieselsäuregehaltes für die Zwecke der Ferromanganherstellung sehr unerwünscht ist. Die Ähnlichkeit der spezifischen Gewichte beider Erze schließt eine naßmechanische Abtrennung aus, auch magnetisch lassen sie sich nicht immer scheiden. Da Kiesel-manganerz nicht flotierbar ist, bietet das Schwimmverfahren ein vorzügliches Mittel, die beiden Erze zu trennen.

Nach denselben Verfahren wie das Mangankarbonat sind auch die Manganoxycide durch Flotation aufbereitbar; Ergebnisse einer Pyrolusitflotation zeigt folgende Tabelle³⁾:

	Mn %	Unlösliches: %	Mn-Ausbringen %
Roherz	25,3	54	100
Konzentrat	56,0	4	96
Berge	2,0	—	—

Die bei der Flotation angewendeten Reagenzien sind:

Pineöl	0,054 kg/t
Ölsäure	0,095 kg/t
Na ₂ SiO ₃	1,115 kg/t
Na ₂ CO ₃	1,115 kg/t

¹⁾ P. M. Tyler, Eng. Min. World 1, 77 (1930); ebenda 162.

²⁾ S. J. Swainson, Eng. Min. Journ. 131, 26. I. (1931).

³⁾ F. D. De Vaney und J. B. Clemmer, a. a. O.

In manchen Fällen gibt Palmitinsäure günstigere Ergebnisse. Es ist stets empfehlenswert, bei Temperaturen zu flotieren, die über dem Schmelzpunkt der verwendeten Fettsäure liegen; man spart hierdurch an Fettsäure und erhält überdies bessere Anreicherungen.

b) Oxydische Mineralien

Zu den oxydischen Mineralien, die der Aufbereitung durch Flotation zugänglich gemacht worden sind, gehören Apatit, Flußspat, Schwerspat und Kryolith, welche schon betriebsmäßig verarbeitet werden; andere, wie Chromit, Bauxit und Kaolin sind wohl laboratoriumsmäßig flotierbar, werden jedoch bisher noch nicht in industriellem Maßstab geschwommen.

Apatit $\text{FCa}_5(\text{PO}_4)_3$

Die Flotation von Phosphaten¹⁾ ist technisch gelöst. Eine Anlage bei der Grube Lekomberg, Sörvik im Grängesberger Erzbezirk (Schweden), verarbeitet²⁾ ein Rohgut, das aus einer Mischung von Chlorapatit, $\text{Ca}_5\text{Cl}(\text{PO}_4)_3$ und Fluorapatit, $\text{Ca}_5\text{F}(\text{PO}_4)_3$ besteht, in der letzterer überwiegt. Der Apatit kommt gemeinsam mit Quarz, Diabas, Glimmer u. a. m. im Nebengestein von Magnetit vor. Der Apatit wird von dem Magnetit elektromagnetisch abgetrennt. Das unmagnetische Produkt bildet den Hauptteil der Aufgabe für die Apatitflotation; es besitzt nach der Vermahlung in Kugel- und Rohrmühlen folgende Zusammensetzung:

Korngröße mm	Gewichts- prozent	P %
über 0,5	9	0,74
0,5—0,4	6,8	0,90
0,4—0,2	25,0	1,39
0,2—0,1	30,7	2,67
unter 0,1	28,5	2,85

Außerdem werden noch apatithaltige Abfälle, die von der sog. Mulm-separation stammen, flotiert, d. i. jenes Gut, das bei der Gewinnung in der Grube und in den Steinbrechern in einer Korngröße unter 3 mm anfällt und nach Siebung auf elektromagnetischen Naßscheidern verarbeitet wird.

¹⁾ W. Broadbridge und E. Edser, A. P. 1547732 (1925); J. W. Littleford A. P. 1780022 (1930).

²⁾ Mitteilung der Grube.

Die Flotationsaufgabe hat 8–10% Fe und 1,8–2% P. Die Flotation erfolgt in M. S.-Apparaten.

Ursprünglich fand die Verarbeitung unter Verwendung von 2 kg/t Natriumpalmitat statt¹⁾, wobei betriebsmäßig bestenfalls ein Konzentrat mit 3,95% Fe und 10,81% P gewonnen wurde. Durch Abänderung des Verfahrens unter Benutzung anderer Schwimmitel (deren Natur nicht bekanntgegeben wurde) sollen neuerlich noch bessere Ergebnisse erzielt werden, nämlich Konzentrate mit 3,32% Fe und 12,66% P; die Berge enthalten rd. 0,5% P.

Die Wirtschaftlichkeit der Phosphatflotation ist wesentlich abhängig von der Härte des Aufbereitungswassers, das unter Umständen einen Großteil des Palmitats verbraucht. Es empfiehlt sich daher, das Wasser möglichst vollkommen wieder zu verwenden oder die Härtebildner zu entfernen. Begünstigend auf die Ergebnisse der Phosphatflotation mittels Fettsäuren wirkt die Anwendung höherer Temperaturen (z. B. 36–40°C); hierdurch werden gleicherweise Anreicherung und Ausbringen verbessert²⁾.

Laboratoriumsversuche³⁾, niedrigprozentige Phosphaterze anzureichern, sind von H. Lawrence und F. D. De Vaney⁴⁾ beschrieben worden. Bei Verwendung von

Ölsäure.....	0,080 kg/t
Natriumoleat	0,020 kg/t
Rohem Pineöl	0,400 kg/t
Pineöl.....	0,300 kg/t
Na ₂ CO ₃	0,100 kg/t
Na ₂ SiO ₃	0,120 kg/t

wurde ein Phosphat mit 48,5% Trikalziumphosphat, Ca₃(PO₄)₂, flotiert und ein Konzentrat mit 75,1% Ca₃(PO₄)₂ bei einem Ausbringen von 84,6% gewonnen. Die Berge enthielten unter Miteinrechnung der Mittelprodukte 16,4% Ca₃(PO₄)₂.

In großem industriellen Maßstab wird die Phosphatflotation in Amerika nach einem Verfahren der Minerals Separation Corp. durchgeführt⁵⁾. In Plant City (Florida) ist bei der International Agricultural Corp.⁶⁾ eine 1400-t-Anlage in Betrieb; eine andere nahebei liegende verarbeitet täglich 2000 t. Es werden alte Haldenprodukte und frische Wäscheabgänge,

¹⁾ W. Luyken und E. Bierbrauer, Ber. 21 des Erzausschusses d. Ver. d. Eisenhüttenleute (1928).

²⁾ A. Ubalde, Span. P. 19167 (1930).

³⁾ L. Bárcena y Diaz, La Concentracion de Menas en 1929. Bilbao (1929), 51.

⁴⁾ Eng. Min. Journ. 125, 1058 (1928); siehe auch F. D. De Vaney und J. B. Clemmer, Eng. Min. Journ. 128, 508 (1929).

⁵⁾ A. P. 1780022 (1930).

⁶⁾ Rock Products 34, 131 (1931); S. J. Swainson, a. a. O.

die noch 25 bis 40% $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$ enthalten, flotiert. Wichtig bei dem Verfahren ist nach Angaben des Patentes, daß die feinen Schlämme vor der Flotation entfernt werden, und der Zusatz von Alkali, Ölsäure und einem Sammleröl (z. B. Heizöl) in dicker Trübe erfolgt, die dann verdünnt und flotiert wird. Die Anreicherung gelingt auf 72–75% $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$ bei einem Ausbringen von über 90%.

Flußspat CaF_2

Flußspat wird für die Herstellung von Flußsäure in möglichst kiesel-säurefreier Form gebraucht; der sog. Säurespat soll 98% CaF_2 und höchstens 1% SiO_2 enthalten, während in der Natur Flußspat mit nur 85% CaF_2 und über 5% SiO_2 häufig vorkommt¹⁾. Das Problem der Anreicherung von Flußspat durch Flotation ist von verschiedenen Seiten gelöst worden²⁾. Bei der Flotation des auf 100 Maschen zerkleinerten Guts wurden z. B. von W. H. Coghill und O. W. Greeman als Flotationsmittel die folgenden verwendet:

Ölsäure	0,450 kg/t
Natriumoleat	0,045 kg/t
Na_2SiO_3	0,090 kg/t
Na_2CO_3	0,090 kg/t
Rohes Pineöl	0,100 kg/t
Dampfdestilliertes Pineöl	0,045 kg/t

Die Aufbereitungsergebnisse sind in der folgenden Tabelle zusammengefaßt:

	Gewichtsausbringen %	CaF_2 %	SiO_2 %	CaF_2 -Ausbringen %
Rohgut	100	67,9	27,9	100
Konzentrat	56	98,2	0,6	81,1
Mittelprodukt	17,8	61,7	33,2	16,1
Abgänge	26,2	7,3	82,7	2,8

Die Flotation von Flußspat wird auch industriell, und zwar beispielsweise von der Franklin Fluorspar Co. in Rosiclare (Illinois)³⁾ durchgeführt⁴⁾. Als Schwimmittel werden Natriumoleat und Kresylsäure verwendet. Unter Umständen ist es vorteilhaft, der Flotation eine naßmecha-

¹⁾ Es sei auf eine ausführliche Einzeldarstellung von R. B. Ladoo verwiesen; Fluorspar, its Milling and Utilization, with a Chapter on Cryolite, Bur. Min. Bull. 244 (1927).

²⁾ W. H. Coghill und O. W. Greeman, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. Ser. 2877 (1928); J. C. Williams und O. W. Greeman, A. P. 1785992 (1930).

³⁾ J. Groß, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2264, 3 (1921).

⁴⁾ R. B. Ladoo, a. a. O. 44.

nische Aufbereitung vorzuschalten. Wie u. a. H. Madel¹⁾ bei sächsischem Flußspat zeigte, gelingt es auch, deutschen Flußspat durch Flotation auf über 98% CaF_2 anzureichern; bei diesen Versuchen wurde Ölsäure bzw. Xanthat verwendet.

Es sei hier noch erwähnt, daß die Flotation bei der Flußspataufbereitung auch in einem anderen Sinne Anwendung finden kann. Manche Flußspatvorkommen, z. B. in den Ver. Staaten im Illinois-Kentucky-Gebiet, enthalten nicht unbedeutliche Mengen Zinkblende, die für die Verwertung des Flußspats sehr störend ist; ihre Entfernung gelingt mittels Flotation²⁾, während naßmechanische Verfahren oft versagen. Ein solcher Fall liegt bei der Franklin Fluorspar Co. vor³⁾, wo Mittelprodukte der Herdwäsche nach weiterem Aufschluß der Flotation unterworfen werden, und ein marktfähiges Zinkblendekonzentrat abgetrennt wird. Da Flußspat die Verwertung der Zinkblende erschwert (siehe S. 472) und umgekehrt ein Zinkblendegehalt dem Flußspat äußerst schädlich ist, muß eine sehr weitgehende Trennung vorgenommen werden.

Kryolith $3 \text{NaF} \cdot \text{AlF}_3$

Für die Entwicklung der Flotation ist es kennzeichnend, daß es unter anderem in den letzten Jahren gelungen ist, Kryolith betriebsmäßig mit gutem Erfolg zu flotieren⁴⁾. Zur Verarbeitung kommt Kryolith von der Lagerstätte Jvigttut am Arksutfjord in Westgrönland. Von diesem Kryolith, der mit Eisenspat, Bleiglanz, Zinkblende, Kupferkies, Quarz und Topas vorkommt, werden Abfallprodukte einer vorhandenen Aufbereitungsanlage⁵⁾ durch ein Schwimmverfahren behandelt und hierbei Kryolithkonzentrate von über 99% Kryolith hergestellt. Desgleichen gelingt es, die den Kryolith verunreinigenden Mineralien, trotzdem sie ihm sehr ähnlich sind, wie Hagemannit, Pachnolith und Thomsenolith, mit gutem Erfolg aus dem Kryolith abzutrennen⁶⁾.

Die benutzten Verfahren werden zurzeit noch geheimgehalten.

Zur Durchführung des Verfahrens werden M. S.-Unterluftapparate benutzt.

Bauxit, $\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{aq}$.

Die Möglichkeit, Bauxit durch Flotation zu reinigen, wäre deswegen von großer Wichtigkeit, weil er in vielen Vorkommen so stark mit Kieselsäure und Eisen verunreinigt ist, daß seine industrielle Verwertung beispielsweise

¹⁾ Met. u. Erz 27, 456 (1930).

²⁾ O. Bowles, Eng. Min. World 1, 79 (1930); siehe auch Denver Equipment Co. Bull. 2901, 92 (1930); S. J. Swainson, a. a. O.

³⁾ F. D. De Vaney und J. B. Clemmer, Eng. Min. Journ. 128, 508 (1929); J. S. Swainson, a. a. O.

⁴⁾ Fried. Krupp Grusonwerk, Franz. P. 709854 (1931).

⁵⁾ Nach Mitteilung.

⁶⁾ Vgl. R. B. Ladoo, a. a. O. 176.

für die Aluminium- oder keramische Industrie unmöglich ist¹⁾. C. H. Seeböhm²⁾ hat italienische und ungarische Bauxite unter Verwendung von

Steinkohlenteercreosotöl	0,250 kg/t
Kresylsäure	0,100 kg/t
Pineöl	0,700 kg/t

flotieren können, wobei er ein kieselsäurefreies, aber noch sehr eisenreiches Konzentrat erhielt³⁾. Das Ausgangsgut hatte 61,2% Al_2O_3 und 17,8 Fe_2O_3 , das Konzentrat 72,1 Al_2O_3 und 21,0 Fe_2O_3 .

Von B. W. Gandrud und F. D. De Vane⁴⁾ wurden eingehende Untersuchungen mit amerikanischen Bauxiten durchgeführt. Das untersuchte Erz wurde auf – 65 Maschen vermahlen. Sie konnten bei gutem Ausbringen unter Verwendung von rd. 2,5–2,7 kg/t Na_2S als Konditionierungsmittel⁵⁾ bei einer Einwirkzeit von wenigstens zehn Minuten und einer Trübedichte von 1:1,5 bis 1:1 eine weitgehende Abtrennung der Kieselsäure erreichen. Das Schwefelnatrium scheint hierbei nicht als Sulfidierungsmittel zu wirken, denn es kann, wenn auch mit weniger Erfolg, durch Alkalien ersetzt werden, sondern es dürfte eher die Begleitminerale selektiv benetzbar machen⁶⁾, also die relative Flotierfähigkeit des Bauxits erhöhen. Erleichtert wird die Flotation durch Abschlämmen der feinsten Anteile, und zwar derjenigen, die durch ein Sieb von 200 Maschen hindurchgehen. Als Sammler wurden Ölsäure und Xanthat verwendet; die Zugabe von Kerosen erleichtert das Schwimmen. Der starke Verbrauch an teuren sammelnden Mitteln und die Notwendigkeit, auf hohe Kornfeinheit zu vermahlen, bilden gegenwärtig noch ein Hindernis für eine technische Verwertung der Flotation bei diesem Mineral, dessen verhältnismäßig geringer Handelswert keine kostspielige Verarbeitung verträgt. Außerdem ist eine Entfernung der Kieselsäure bis zu 5% bisher bei den untersuchten amerikanischen Erzen nicht geglückt; es konnten bestenfalls nur Kieselsäuregehalte bis 15% erhalten werden, so daß der gereinigte Bauxit wohl für die Herstellung von Chemikalien, aber nicht für den Bayer-Prozeß geeignet ist.

Schwerspat, BaSO_4

Neuerdings wird auch Schwerspat mit Erfolg betriebsmäßig flotiert⁷⁾. In Barstow (Calif.) werden täglich 125 t schwerspalthaltiger Halden mit

¹⁾ Kieselsäuregehalte von mehr als 5% machen Bauxit für das Bayer-Verfahren, hoher Eisengehalt für keramische Zwecke unverwendbar.

²⁾ Kohle u. Erz 25, 762 (1928).

³⁾ Siehe auch Eng. Min. Journ. 124, 563 (1927).

⁴⁾ U. S. Bur. Min. Bull. 312, 75 (1929); Eng. Min. Journ. 127, 313 (1929).

⁵⁾ Eng. Min. Journ. 126, 212, 892 (1928).

⁶⁾ B. W. Holman, Bull. Min. Met. 314, 42 (1931).

⁷⁾ J. S. Swainson, a. a. O.

25% BaSO_4 nach einem im Besitz der Tonopah Mining Co. in Nevada befindlichen Verfahren mittels Schwimmaufbereitung verarbeitet. Die Flotation in K- und K-Apparaten liefert ein Konzentrat mit 94% BaSO_4 , 1,5% SiO_2 , 4% CaCO_3 und 0,6% Fe_2O_3 .

Silikate

Ein Beispiel der Flotation von Silikaten (Glimmer, Talk usw.) liegt bei der Reinigung von Magnesit¹⁾ vor. Für die Herstellung von Sintermagnesit soll der Rohmagnesit einen Höchstgehalt an Kieselsäure nicht überschreiten. In einzelnen Teilen des Magnesitbergbaues der österreichisch-amerikanischen Magnesit-Akt.-Ges. in Radenthein (Österreich) fällt zeitweise ein Rohmagnesit an, dessen übermäßiger Gehalt an Säureunlöslichem, hervorgerufen durch Talk, Glimmer und ähnliche Silikate, mittels Flotation genügend herabgesetzt werden kann, um ein verwertbares Gut zu liefern. Zu diesem Zweck wird der Rohmagnesit zerkleinert, die feinsten Teile abgeschlämmt und hierauf die säureunlöslichen Silikate, wie Talk und Glimmer, unter Zusatz von Steinkohlenkresotöl, 0,200 kg/t, flotiert. Aus Rohmagnesit mit 22% säureunlöslichen Bestandteilen kann ein Produkt mit nur 4–5% Säureunlöslichem erhalten werden, wobei 84% des Magnesits zurückgewonnen werden. Es ist dies ein Fall umgekehrter Flotation, d. h. das wertlose Mineral wird abgeschwommen und das gereinigte Mineral (Magnesit) bleibt in der Trübe zurück (siehe auch S. 403).

Talk kann bei der Flotation sulfidischer Erze unangenehme Störungen herbeiführen, ähnlich wie dies auch bei Graphit und bituminösen Stoffen der Fall ist. Es sei auf die Entfernung des bei der Flin Flongrube (Kanada) auftretenden Talks hingewiesen, die durch Flotation unter Verwendung von Schäumern gelingt (siehe S. 357).

Kaolin

Kaolin läßt sich ebenfalls flotieren²⁾, und zwar genügt schon der Zusatz eines Schäumers, z. B. Pineöls. Technisch wird Kaolin nicht durch Flotation aufbereitet. Laboratoriumsmäßig wurde aus einem Rohkaolin (Zettlitz) mit 17,8% Al_2O_3 und 68,3% SiO_2 , entsprechend 47,2% freier SiO_2 , ein Konzentrat mit 43,56% Al_2O_3 und 53,1% SiO_2 , entsprechend 1,63% freier SiO_2 , erhalten. Der Analyse nach entsprach dieses Produkt einem erstklassigen keramischen Kaolin, in bezug auf seine keramischen Eigenschaften jedoch

¹⁾ E. W. Mayer und R. Schön, Met. u. Erz 22, 222 (1925).

²⁾ H. C. Seebohm, Kohle u. Erz 25, 762 (1928); H. Kirchberg, Keramos 9, 439 (1930).

soll es nicht befriedigend gewesen sein. Das Ausbringen betrug, bezogen auf den Gehalt an Al_2O_3 , 93,20%. Ob bei einzelnen bekannt gewordenen Versuchen bei der Flotation des Kaolins nicht vielleicht zum Teil eine Klassierung nach Korngrößen stattfand, so daß die Verunreinigungen, welche meist größeren Kornklassen angehören, in den Flotationsabgängen als Berge abgehen, bleibe dahingestellt.

Gangarten

Im Zusammenhang mit der Flotation oxydischer Mineralien bedarf auch das Verhalten der üblichen Gangarten bei dem Versuch, sie zu flotieren, einer kurzen Beleuchtung. Gangarten können bei entsprechender Wahl der Flotationsbedingungen, die in verschiedenster Weise durch Reagenzienzusätze beeinflußt werden können, zum Aufschwimmen gebracht werden. Th. F. Mitchell¹⁾ hat unter gleichen Bedingungen (Korn — 200 Maschen, Trübedichte 1:4, 0,041 kg/t einer Mischung 4:1 von Barrettöl Nr. 4 und Pineöl, 8 Minuten Flotationsdauer) die am häufigsten als Gangart auftretenden Mineralien wie Quarz, Kalkspat, Kalk, Sericit und Kaolin flотиert und ihre relative Schwimffähigkeit mit jener der Erze verglichen. Auch den Einfluß von Zusätzen auf die Schwimffähigkeit der Erze und Gangmineralien hat er untersucht und in der folgenden Tabelle zusammengestellt:

Die Zahlen geben das Ausbringen in Prozenten an.

Reagenzien	0,0 g/t	225 g/t	450 g/t	900 g/t	1350 g/t	2650 g/t	3150 g/t	
CaO:	{ Quarz	10,7	—	12,7	21,7	27,5	36,0	43,3
	{ Kalkspat	18,5	18,1	5,6	—	5,9	3,5	—
Na ₂ CO ₃ :	{ Quarz	10,7	—	4,0	—	0,0	—	—
	{ Kalkspat	18,5	—	10,3	—	6,2	5,0	—
CaCl ₂ :	{ Quarz	10,7	—	2,8	—	1,4	—	—
	{ Kalkspat	18,5	3,0	2,0	—	0,0	—	—
Na ₂ S:	{ Quarz	10,7	—	0,0	—	—	—	—
	{ Kalkspat	18,5	—	18,0	—	—	13,2	—
	{ Bleiglanz	98,2	—	98,2	96,6	—	99,1	—
NaOH:	{ Quarz	86,0	—	97,4	—	—	—	—
	{ Kalkspat	10,7	2,0	0,0	—	—	—	—
NaCl:	{ Quarz	10,5 ²⁾	—	15,2	—	10,1	5,2	—
	{ Kalkspat	10,7	—	4,9	—	5,2	—	1,8
NaCN:	{ Quarz	18,5	—	11,1	—	6,7	6,1	—
	{ Kalkspat	10,7	3,3	1,2	—	—	—	—
	{ Kalkspat	18,5	19,5	14,2	14,1	—	—	—

¹⁾ Bull. Univ. Utah 17, 39 (1927); Referat Met. u. Erz 24, 570 (1927).

²⁾ Dürfte im Original ein Druckfehler sein und richtig 18,5 heißen.

Fortsetzung der Tabelle von Seite 412:

Reagenzien		0,0	225	450	900	1350	2650	3150
		g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t
Na ₂ SiO ₃ :	Quarz	10,7	1,5	0,0	—	—	—	—
	Kalkspat	18,5	—	15,2	—	0,0	—	—
	Bleiglanz	98,2	—	95,0	—	82,2	—	—
	Zinkblende	86,0	—	25,9	—	9,0	—	—
Na ₂ SO ₃ :	Quarz	10,7	—	3,8	1,9	—	—	—
	Kalkspat	18,5	18,9	20,4	—	18,0	—	—
	Bleiglanz	98,2	96,7	96,7	—	98,9	—	—
	Zinkblende	86,0	75,0	68,5	—	48,1	—	—
ZnSO ₄ :	Pyrit	28,2	—	21,7	20,0	4,8	—	—
	Quarz	10,7	—	9,5	—	13,0	10,0	—
	Kalkspat	18,5	—	9,0	—	5,6	—	—
CuSO ₄ :	Zinkblende	86,0	—	33,2	—	26,8	21,2	—
	Quarz	10,0	—	10,7	—	10,0	10,7	—
	Zinkblende	86,7	—	97,0	—	—	—	—
FeSO ₄ :	Quarz	10,7	—	10,0	—	6,9	4,6	—
	Kalkspat	18,5	20,5	19,1	15,9	8,3	—	—
	Bleiglanz	98,2	95,3	95,2	—	88,5	—	—
	Zinkblende	86,0	82,2	58,1	—	12,7	—	—
	Pyrit	28,2	—	28,5	—	32,6	—	—

XVII. Wasserwirtschaft

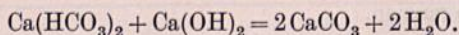
Eine rationelle Wasserwirtschaft bei der Flotation verfolgt hauptsächlich zwei Zwecke, 1. eine Ersparnis an Wasser, 2. eine möglichst weitgehende Ersparnis an Reagenzien.

Bei Flotationsanlagen, die nur einmetallische Erze verarbeiten, also eine einfache Flotation durchführen, ist die Führung des Wasserumlaufes verhältnismäßig einfach. Da fast durchweg die Vor- und Zwischenzerkleinerung trocken erfolgt, und die Mahlung so dick vorgenommen wird, daß das Mühlenausstragsgut noch wesentlich weniger Wasser enthält, als für die Flotation erforderlich ist, hat man es im allgemeinen in der Hand, in dem in Verbindung mit der Mühle arbeitenden Klassierer die für den Schwimmprozeß erforderliche Wassermenge zuzusetzen. Sind für die Abscheidung des feinen Kornes im Klassierer größere Wassermengen nötig, so läßt sich eine Eindickung zwischen Klassierer und Flotation meist nicht umgehen. Dieses vom Eindicker abgezogene Wasser kann als Umlaufwasser für die Mühle und den Klassierer benutzt werden.

Bei der Entwässerung der durch einfache Flotation entstandenen Flotationskonzentrate in Eindickern und Filtern muß das Überlaufwasser der Konzentrateindicker als Umlaufwasser benutzt werden, wenn der Überlauf

nicht mit Sicherheit als metallarm anzusprechen ist. Ebenso wird das Filtratwasser, das in der Regel klar ist, nach Möglichkeit zum Umlauf zurückgenommen werden, da sich hierdurch Ersparnisse an Flotationsreagenzien erzielen lassen. Machen Wassermangel oder besonders hohe Wasserkosten die Wiederverwendung des Bergewassers zur Notwendigkeit, so ist unbedingt darauf zu achten, daß das von den Bergen abgezogene Wasser der Aufbereitung vollkommen geklärt wieder zugeführt wird, da andernfalls eine Anreicherung von die Flotation störenden Bestandteilen eintreten kann.

In ähnlicher Weise geht man bei selektiven Anlagen vor, jedoch muß hier für jedes Metall ein gesonderter Wasserumlauf erfolgen. Es kann das Eindick- und Filtratwasser des ersten Metallträgers zur Mühle oder zum Klassierer, gegebenenfalls auch zum Schwimmapparat zurückgegeben werden, das Wasser aus dem Konzentrateindicker und Filter vom zweiten Metallträger darf aber nur wieder in den Kreislauf dieses zweiten Metalles, nicht jedoch zur Mühle zurückgegeben werden, da sonst die belebenden Zusatzmittel des zweiten Metalles in die Mühle hineinkämen und damit eine selektive Trennung erschweren würden. Bergewasser von selektiven Anlagen können in den meisten Fällen nicht wieder benutzt werden. Muß aus irgendwelchen Gründen das Wasser trotzdem wieder Verwendung finden, so müssen alle die Flotation des ersten Metallträgers störenden Bestandteile zunächst unschädlich gemacht werden; da dies nur in beschränktem Maße möglich ist, ergibt sich meist die Unmöglichkeit der Wiederverwendung des Wassers. Wenn das zurückgewonnene Wasser Kalk und das zusätzliche Rohwasser viel Härtebildner enthält, so besteht die Gefahr, daß Kalziumkarbonat ausfällt nach der Gleichung:



Es empfiehlt sich dann, diese Reaktion in einem entsprechenden Zwischenbehälter vor sich gehen zu lassen, damit ein Verstopfen der Rohrleitungen vermieden wird¹⁾.

Der Wasserbedarf beträgt für Flotationsanlagen selten mehr als das Drei- bis Vierfache der Durchsatzmenge an Erz in Tonnen. Wenn es darauf ankommt, das Wasser weitgehend zurückzugewinnen, ist es ohne weiteres möglich, mit Frischwassermengen auszukommen, die in cbm u. U. weniger ausmachen als die Tonnenzahl der Durchsatzmenge (vgl. Tabelle S. 418).

Obwohl die Wasserwirtschaft in Schwimmaufbereitungsanlagen im allgemeinen keine besonderen Schwierigkeiten bereitet, soweit genügend Frischwasser zur Verfügung steht, d. h. etwa das Vierfache der Menge, bezogen auf den Durchsatz, kann es doch in Fällen, wo nicht genügend Frischwasser vorhanden ist, erforderlich sein, ausgedehnte Anlagen zur Wasserrückgewinnung einzubauen. Bei selektiven Anlagen ist man dann, wie weiter oben angeführt, gezwungen, für jede Abteilung getrennte

¹⁾ A. Crowfoot, U. S. Bur. Min. Inf. Circ 6460, 24 (1931).

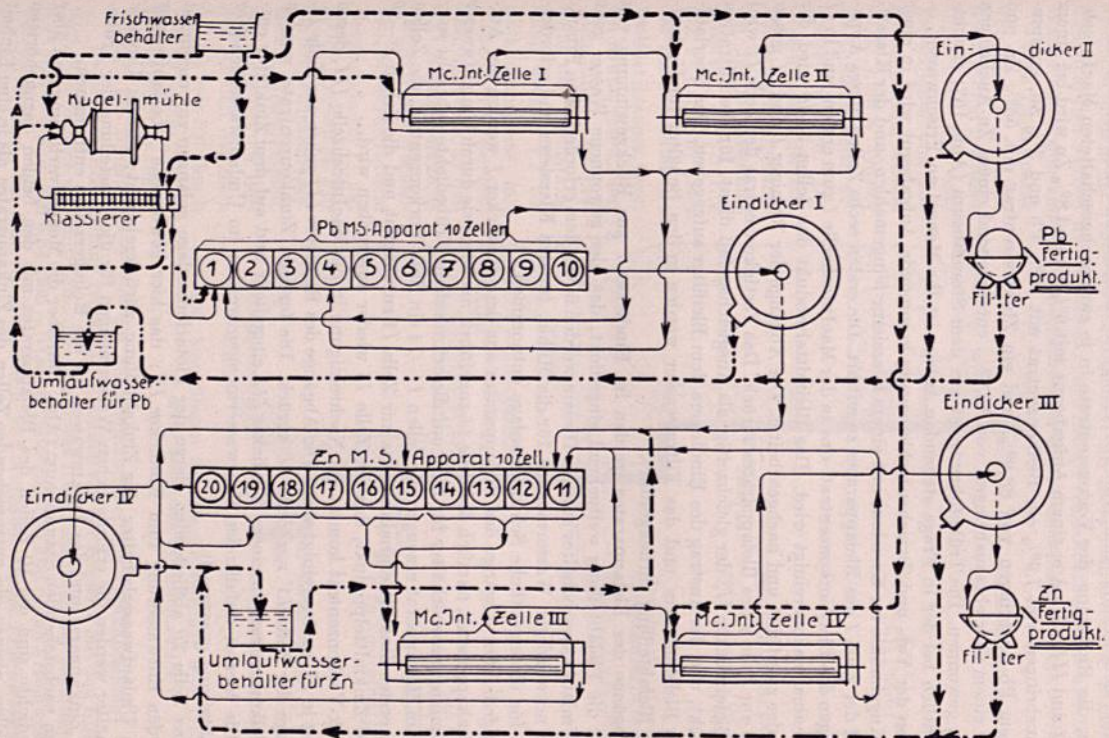


Abb. 157. Stammbaum des Wasserumlaufs in einer selektiven Schwimmanlage
 - - - = Frischwasser; - · - · - = Bleiumlaufwasser; · · · · = Zinkumlaufwasser

Wasserumläufe einzurichten, um mit einer möglichst geringen Menge an Frischwasser auszukommen. An einem Beispiel seien die Einzelheiten näher ausgeführt:

Es handelt sich um eine Anlage, in der 8 t/h Bleizinkerze verarbeitet werden; die Vorreinigung, siehe Stammbaum, Abb. 157, erfolgt für Bleiglanz und Zinkblende in M.-S.-Apparaten, die Reinigung der Vorkonzentrate in je zwei nachgeschalteten MacIntoshzellen *I*, *II* und *III*, *IV*. Aus einem Aufgabegut mit 6⁰/₀ Pb und 8⁰/₀ Zn wird bei einem Gewichtsausbringen von 7,6⁰/₀ ein Bleikonzentrat mit 70⁰/₀ Pb und 3⁰/₀ Zn, entsprechend einem Pb-Ausbringen von 88,9⁰/₀, und ein Zinkkonzentrat mit 55⁰/₀ Zn und 2⁰/₀ Pb bei einem Gewichtsausbringen von 13,7⁰/₀, entsprechend einem Zn-Ausbringen von 94,2⁰/₀ gewonnen. Die Trübeführung ist aus dem Stammbaum (Abb. 157) ersichtlich. Wesentlich bei der in Frage stehenden Anlage ist ihr Mangel an Frischwasser.

Das von der Vor- und Zwischenzerkleinerung kommende Aufgabegut wird in einer sieblosen Kugelmühle im Kreislauf mit einem Klassierer feingemahlen, und der Klassiererüberlauf der Zelle *1* des Bleiapparates zugeführt. Die ersten sechs Zellen dieses Apparates erzeugen das Blei-Vorkonzentrat, das in der MacIntoshzelle *I* zum ersten- und in *II* zum zweitenmal nachgereinigt wird. Das Bleimittelprodukt der Zellen 7—10 wird der Zelle *I* wieder zugeführt und nachgearbeitet. Die Abgänge der Reiner *I* und *II* gehen gemeinsam zur Zelle *4* des Bleiapparates zurück. Das Fertiggkonzentrat der Zelle *II* wird von dem Bleieindicker *II*, der gleichzeitig als Ausgleichgefäß dient, für die Filtration voreingedickt, und der Austrag des Eindickers dem Bleifilter aufgegeben. Das Überlaufwasser des Bleieindickers und das Filtratwasser werden in den Behälter für Umlaufwasser der Bleiabteilung zurückgeführt.

Die Abgänge des Bleiapparates werden im Eindicker *I* zur Rückgewinnung von Wasser für die Bleiabteilung weitgehend eingedickt; das hier gewonnene Wasser geht zum Blei-Umlaufwasserbehälter zurück. Diesem werden neben dem erforderlichen Frischwasser die notwendigen Wassermengen für die Mühle, für den Klassierer und erforderlichenfalls für die eigentliche Schwimmanlage entnommen.

Die eingedickten Abgänge des Bleiapparates aus dem Eindicker *I* werden der Aufgabe des Zinkapparates, nämlich der Zelle *11* zugeführt, nachdem sie durch Umlaufwasser aus dem Umlaufwasserbehälter für Zink auf die erforderliche Trübedichte gebracht worden sind. Im Zinkapparat erzeugen die Zellen *11—14* ein Zink-Vorkonzentrat, die Zellen *15—17* ein erstes Zinkmittelprodukt, das zur Zelle *11* zurückgeht und die Zellen *18—20* ein zweites Zinkmittelprodukt, das der Zelle *15* wieder aufgegeben wird.

Das Zink-Vorkonzentrat kommt zur Nachreinigung in die MacIntoshzelle *III*, deren Konzentrat in *IV* nachgereinigt wird. Die Abgänge des Reiner *III* gehen zur Zelle *15*, die Abgänge der Zelle *IV* zur Zelle *11* zurück. Die fertigen Zinkkonzentrate werden wie die Bleikonzentrate in einem Eindicker *III* eingedickt und auf dem Zinkfilter entwässert. Die hierbei anfallenden Klarwassermengen werden im Umlaufwasserbehälter der Zinkabteilung gesammelt.

Die aus Zelle *20* abfließenden Berge der Flotationsanlage gelangen zur möglichst weitgehenden Entwässerung zum Eindicker *IV*; das hier gewonnene Überlaufwasser wird zum Umlaufwasserbehälter der Zinkabteilung zurückgebracht; diesem Umlaufwasserbehälter werden die erforderlichen Wassermengen für die Einstellung der Trübedichte im Zinkapparat und das Zusatzwasser für die Reinerzellen entnommen.

In dem nachstehenden Stammbaum (Abb. 158) über die Mengenverteilung und über die Trübedichte sind die 10 Zellen des Bleiapparates mit den beiden dazugehörigen Reinerzellen, ebenso die entsprechenden Zellen des Zinkapparates als je eine Einheit angenommen worden. Der Mühle werden 8 t Erz, spez. Gew. 3,1, aufgegeben, und zur Herstellung einer Trübedichte von 1200 g/l 4,13 cbm Wasser zugeführt. Der Austrag der Mühle wird in dem Klassierer auf 300 g/l gebracht, so daß dem Klassierer 19,97 cbm/h

Wasser zugefügt werden müssen; den Klassierer verlassen demnach stündlich 8 t Feststoff mit zusammen 24,1 cbm Flüssigkeit. In dem Bleisystem werden stündlich 600 kg Bleikonzentrat mit etwa 10% Wasser gewonnen, d. i. mit rd. 60 l Wasser. Es verbleiben demnach noch in der Trübe 7,4 t/h Feststoffe mit 24,04 cbm/h Wasser. Die Abgänge des Bleiapparates werden im Eindicker I auf 800 g/l eingedickt, so daß hier 17,26 cbm/h Wasser abgezogen und als Umlaufwasser für die Bleiabteilung benutzt werden können.

Dem Zinkapparat werden also 7,4 t/h Erz mit 6,78 cbm/h Wasser zugeführt. Um eine Trübedichte von 250 g/l zu erzielen, müssen 20,32 cbm/h Wasser als Umlaufwasser zugesetzt werden. Die Gesamtmenge der dem Zinkapparat zugeführten Trübe entspricht demnach 7,4 t/h Erz mit 27,1 cbm/h; nach der Herausnahme des Bleis ist das spez. Gew. der Trübe von 3,1 auf 3,0 gesunken. Im Verlaufe der Zinkgewinnung werden 1,1 t/h Zinkkonzentrate mit 0,12 cbm/h Wasser herausgenommen, so daß 6,3 t/h Berge mit 26,98 cbm/h Wasser verbleiben. Sie werden in dem Bergeeindicker IV auf 800 g/l eingedickt. Für die Berge wird ein spez. Gew. 2,7 angenommen. An eingedickten Bergen werden demnach 6,3 t/h mit 5,6 cbm/h Wasser abgezogen; es sind daher 21,38 cbm/h

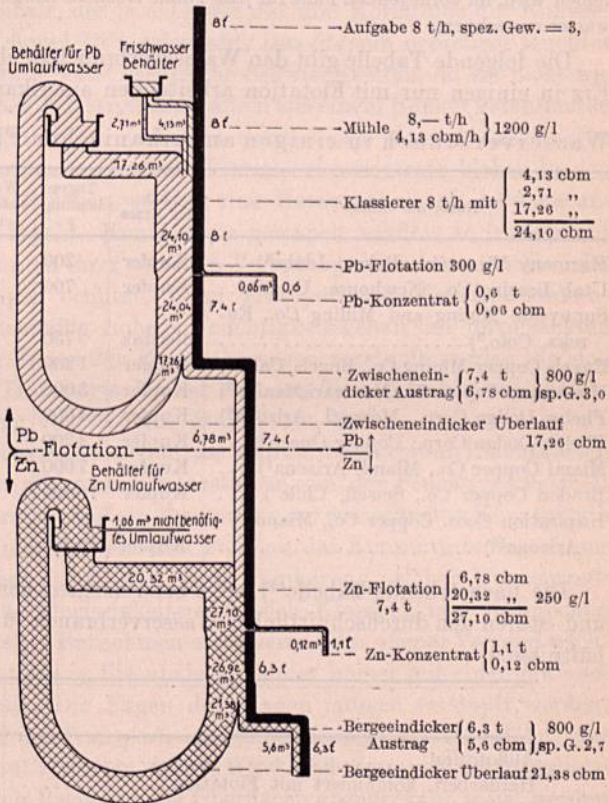


Abb. 158. Stammbaum der Mengenverteilung und Trübedichte in einer selektiven Schwimmanlage

Wasser als Umlaufwasser für die Schwimmaufbereitung (Zinkabteilung) verfügbar. Diese Gegenüberstellung zeigt, daß stündlich auf der Bleiseite mit den Konzentraten 0,06 cbm Wasser und mit dem, dem Eindicker I der Zinkabteilung zuzuführenden Gut 6,78 cbm — zusammen 6,84 cbm — Wasser verlorengehen und durch Frischwasser ersetzt werden müssen, das sind rd. 0,85 cbm h je t Aufgabe. Dieses Frischwasser wird der zweiten Reinigerzelle, der Mühle und soweit wie möglich dem Klassierer zugegeben. Auf der Zinkseite gehen je Stunde mit dem Konzentrat 0,12 cbm und mit den Bergen 5,6 cbm Wasser verloren, zusammen 5,72 cbm. Hingegen kommen in die Zinkseite

dauernd von dem Eindicker zwischen der Blei- und Zinkabteilung 6,78 cbm, so daß für die Zinkabteilung ein Frischwasserzusatz nicht erforderlich ist. Sollte Frischwasser verfügbar sein, so wird man es vorteilhaft der letzten Reinerzelle IV der Zinkabteilung zuführen, wie dies in dem Wasserstammbaum angedeutet ist.

Zu berücksichtigen bleibt noch, daß nicht nur durch Verdunstung, sondern auch durch Undichtigkeiten geringe Mengen an Wasser verlorengehen, so daß es sich empfehlen wird, im vorliegenden Falle für jede Tonne trockene Aufgabe mit je 1 cbm Frischwasser zu rechnen.

Die folgende Tabelle gibt den Wasserverbrauch in cbm je t verarbeitetes Erz in einigen nur mit Flotation arbeitenden amerikanischen Anlagen an:

Wasserverbrauch in einigen amerikanischen Flotationsanlagen

Name der Anlage	Art des Erzes	Tagesleistung t	Wasserverbrauch cbm/t	Zurückgewonnen cbm/t	Frischwasser cbm/t
Harmony Mines Co., Baker, Idaho ¹⁾ ...	Kupfer	200	—	—	0,4
Utah Leasing Co., Newhouse, Utah ²⁾ ...	Kupfer	700	2,9	—	—
Sunnyside Mining and Milling Co., Eureka, Colo. ³⁾	Bleizink	750	4,9	—	—
Engels Copper Mining Co., Engels, Calif. ⁴⁾	Kupfer	1200	3,5	—	—
Moctezuma Copper Co., Nacozari, Mexiko ⁵⁾	Kupfer	3000	4,5	2,9	1,6
Phelps Dodge Corp., Morenci, Arizona ⁶⁾	Kupfer	4000	4,3	3,2	1,1
Phelps Dodge Corp., Copper Queen ⁷⁾ ...	Kupfer	4200	5,8	4,4	1,4
Miami Copper Co., Miami, Arizona ⁸⁾ ...	Kupfer	7000	2,9	—	—
Braden Copper Co., Sewell, Chile ⁹⁾	Kupfer	10000	3,2	—	—
Inspiration Cons. Copper Co., Miami, Arizona ¹⁰⁾	Kupfer	18000	3,7	1,2	2,5

Die nachstehende Tabelle¹¹⁾ zeigt bei verschiedenen Aufbereitungsarten und -stufen den durchschnittlichen Wasserverbrauch für amerikanische Verhältnisse:

	cbm Wasser je t Erz
Allflotation	3—5
Herdarbeit, kombiniert mit Flotation	3—7
Mahlen in Kugel-, Rohr- oder Stabmühlen	$\frac{1}{3}$ —1
Klassieren	3—20
Eigentliche Flotation	2—3,5

¹⁾ R. D. Gardner, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6285 (1930).

²⁾ A. F. Taggart, Handbook of Ore Dressing 99.

³⁾ A. F. Taggart, a. a. O. 180. — ⁴⁾ A. F. Taggart, a. a. O. 90.

⁵⁾ Kombinierte naßmechanische Flotationsanlage. A. F. Taggart, a. a. O. 84.

⁶⁾ A. F. Taggart, a. a. O. 84.

⁷⁾ E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 126, 292 (1928); E. Wittenau und W. B. Cramer, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6404 (1931).

⁸⁾ A. F. Taggart, a. a. O. 95. — ⁹⁾ A. F. Taggart, a. a. O. 100.

¹⁰⁾ A. F. Taggart, a. a. O. 104. — ¹¹⁾ Met. Bull. Geco 47 (1929).

XVIII. Stapelung und Transport von Flotationskonzentraten

Flotationskonzentrate haben nach ihrer Entwässerung auf Filtern immer noch einen Wassergehalt, der je nach der Art und Korngröße der Konzentrate zwischen etwa 6 und 15% schwankt. Das Stapeln derartiger feuchter und feiner Konzentrate bietet erhebliche Schwierigkeiten, da sie nicht wie körniges Gut desselben Wassergehaltes allein aus einem Bunker herauslaufen bzw. durch Austragvorrichtungen in abgemessenen Mengen ausgetragen werden können. Besonders sehr feine Flotationskonzentrate kleben in den Bunkern und bilden Brücken, so daß eine Herausnahme oft beinahe unmöglich ist. Müssen feuchte Konzentrate gestapelt werden, so ist es nicht zu umgehen, daß man zu ihrer weiteren Verladung Schaufeln, Greifer oder ähnliche Vorrichtungen benutzt. Beim Transport von Flotationskonzentraten mit verhältnismäßig hohem Feuchtigkeitsgehalt im unversackten Zustand müssen die Fugen der Eisenbahnwagen verstopft werden, da sich sonst während des Transports Wasser aus den Konzentraten ausscheidet und unter Mitführung von Erz aus dem Wagen läuft.

Werden die entwässerten Konzentrate z. B. zur Ersparnis an Frachtkosten getrocknet, so wird im allgemeinen anzustreben sein, den Feuchtigkeitsgehalt nur so weit zu erniedrigen, daß ein Verstauben der getrockneten Konzentrate vermieden wird. Je nach der Art und Feinheit der Konzentrate liegt dieser Wassergehalt zwischen 2 und 6%. Eine Bunkerung solcher Konzentrate bietet ebenfalls noch Schwierigkeiten, da sich Klumpen und Klümpchen bilden, die ein geregeltes Entnehmen erschweren. Ein offener Versand nachgetrockneter Konzentrate in Eisenbahnwagen ist immer mit einer gewissen Vorsicht vorzunehmen. Die Fugen der Wagen müssen verstopft werden, damit nicht während des Transports ein Herausrieseln des Guts erfolgt. Zur Vermeidung von Staubverlusten durch Wind und Zug oder nachträgliche Durchfeuchtung durch Regen ist die Oberfläche abzudecken; meist werden daher nachgetrocknete Konzentrate in geschlossenen Güterwagen versandt.

Auf unter 2% Wasser getrocknete Konzentrate können nur in geschlossenen Güterwagen befördert werden, wobei gleichfalls Vorsichtsmaßnahmen gegen das Herausrieseln zu treffen sind. Müssen Umladungen stattfinden, so läßt sich bei gut getrockneten Konzentraten nicht vermeiden, sie in Säcke zu verpacken; dies lohnt sich immer, sobald die Konzentrate einen gewissen Wert übersteigen. In Zweifelsfällen ist rechnerisch festzustellen, ob der Versand in geschlossenen Güterwagen unverpackt mit dem damit verbundenen unvermeidlichen geringen Verlust oder das mit höheren Kosten verbundene Versacken der Konzentrate vorteilhafter ist.

XIX. Allgemeine Gesichtspunkte der Betriebsführung und Betriebsüberwachung

Die Überwachung¹⁾ einer Aufbereitung durch laufende Betriebskontrollen soll dem Nachweis dienen, daß alle Vorsorgen getroffen werden, um aus dem der Aufbereitung aufgegebenen Gut das Höchste an Gewinn herauszuholen. Sie wird sich daher nicht nur auf die Aufstellung einer Metallbilanz beschränken dürfen, sondern auch die je Einheit Durchsatz oder Konzentrat entstandenen Unkosten zu erfassen haben, d. h. die laufende Kontrolle des Verfahrens und der Maschinen umfassen müssen. Darüber hinaus wird aber bei jeder mit Verständnis geleiteten Aufbereitung das Ziel dahin gehen müssen, technische und organisatorische Verbesserungen durchzuführen, um die Wirtschaftlichkeit zu heben.

Die Aufstellung einer Metallbilanz ist, soweit nicht technische Schwierigkeiten bei der Probenahme vorliegen, einfach. Theoretisch wäre es am besten, das in die Aufbereitung hineinkommende Gut und alle die Aufbereitung verlassenden Produkte gehalts- und gewichtsmäßig zu bestimmen. Dies ist jedoch praktisch nicht oder nur zum Teil durchführbar. Äußere Gründe, besonders das Vermeiden zu hoher Kosten, bedingen Einschränkungen.

Die Grundlage der Metallbilanz bildet die möglichst genaue gehalts- und gewichtsmäßige Bestimmung des Rohguts. Es bedeutet für den laufenden Betrieb — nicht für vorübergehende Untersuchungen — nur einen unvollkommenen Notbehelf, wenn das Ausbringen bloß aus den Metallgehalten errechnet wird, ohne zur Kontrolle das Gewicht der Aufgabe festzustellen. Die gewichtsmäßige Bestimmung und die Herausnahme einer geeigneten Probe des der Aufbereitung angelieferten Rohguts bieten jedoch eine Reihe von technischen Schwierigkeiten; diese wachsen mit der Stückgröße des angelieferten Gutes, der Verminderung der stündlichen Leistung, der Verschiedenartigkeit der Lagerstätte und der Anzahl der Aufbereitungssysteme. Das Probenehmen in naßmechanischen Anlagen, bei denen grobstückiges Gut besondere Schwierigkeiten bereitet, sei hier nicht behandelt. Im allgemeinen ist man bestrebt, bei Flotationsanlagen, selbst solchen mit geringer Stundenleistung, die Probenahme des Rohgutes erst nach seiner Verzerkleinerung in Steinbrechern und Nachzerkleinerung in Walzenmühlen vorzunehmen, weil dann die gewichtsmäßige Feststellung der Aufgabemenge durch automatische Bandwaagen meist bis auf 1% Genauigkeit möglich ist. (Siehe S. 113.)

¹⁾ Vgl. u. a. A. M. Gaudin, Eng. Min. Journ. 125, 417 (1928); T. W. MacDonald, ebenda, 126, 678 (1928); C. W. Tully, ebenda, 128, 585 (1929); W. B. Cramer, ebenda, 126, 676 (1928).

Auch das Ziehen guter Durchschnittsproben zur gehaltmäßigen Bestimmung bietet bei schon vor- und nachzerkleinertem Gut keine Schwierigkeiten mehr; Probenehmer zur Abtrennung geeigneter Mengen feineren trockeneren Materials in brauchbaren Ausführungen sind zur Genüge auf dem Markt. (Siehe „Probenehmer“, S. 187.) Noch einfacher, und vor allem auch noch genauer, wird die Probenahme für die Metallbestimmungen, wenn sie erst nach der Feinmahlung erfolgt, nämlich aus dem genügend aufgeschlossenen Klassiereraustrag. Eine Probenahme aus dem Austrag der Mühle soll nach Möglichkeit vermieden werden, da durch das zur Mühle zurückgegebene Rechenprodukt des Klassierers leicht Verschiebungen im Metallgehalt auftreten können, die ein falsches Bild vom wahren Durchschnittsgehalt der Aufgabeprobe geben können. Eine Probenahme am Mühlen- oder Klassiereraustrag scheidet dann vollkommen aus, wenn der Mühle Mittelprodukte der Flotationsanlage zurückgegeben werden. In solchen Fällen muß die Probenahme des Rohgutes vor der Mühle erfolgen.

Ungenau werden Bestimmungen, wenn in den Gang des Flotationsstammbaums ein Klaubeband eingeschaltet wird, auf dem unter Umständen 5–10% der gesamten Aufgabemenge herausgelesen werden können. Obwohl sich die meisten Anlagen dazu verstehen, die ausgelesenen Konzentrate gehalts- und gewichtsmäßig zu bestimmen, wird dies doch nur ausnahmsweise auch bei den ausgeklaubten Bergen der Fall sein. Je nachdem nun durch das Klauben eine Anreicherung oder Verarmung des der Flotation endgültig zuzuführenden Gutes eintritt, erhält man bei der Aufstellung der Metallbilanz für die Flotation zu gute oder zu schlechte Werte. Dazu sei bemerkt, daß es bei gemischten Anlagen natürlich nicht genügt, nur von einem System, z. B. der Flotationsanlage, eine Metallbilanz aufzustellen, sondern daß eine solche für das Gesamtsystem nötig ist. Die angeführten Schwierigkeiten können am einfachsten dadurch umgangen werden, daß man zur Erfolgsbeurteilung der Flotationsanlage das Gut nach der Klaubung, zur Beurteilung der Verarbeitung der Grubenförderung das Gut vor der Klaubung zugrunde legt. Als Ergänzung müssen, zum mindesten von Zeit zu Zeit, Gehalts- und Gewichtsbestimmungen der Klaubeprodukte vorgenommen werden.

Die Einführung automatischer Bandwaagen hat sich noch nicht überall durchsetzen können. Leider ist es bei kleineren und sogar mittleren Anlagen in vielen Ländern noch fast durchweg üblich, die Gewichtsfeststellung des angelieferten Rohgutes, soweit eine solche überhaupt erfolgt, durch Zählen der verarbeiteten Hunte durchzuführen. Das Gewicht der vollen und leeren Hunte wird gelegentlich festgestellt. Derartige Bestimmungen sind häufig so ungenau, daß sie praktisch wertlos sind.

Jede Probenahme wird in bezug auf Gehalt und Feuchtigkeit um so genauer, je feiner zerkleinert das Gut ist; deshalb werden bei Flotationsanlagen

die Proben meist zwischen der letzten Walzenmühle und der ersten Mühle genommen, auf jeden Fall aber vor dem Bunker der Feinmühle, da sonst die Möglichkeit besteht, daß sich in geheizten Anlagen der Feuchtigkeitsgehalt des Rohgutes vermindert.

Die Gehaltsbestimmung der Abgänge und Flotationskonzentrate bietet beim Einbau von automatischen Probenehmern keine Schwierigkeiten. Flotationsabgänge werden meist unmittelbar hinter dem Schwimmapparat über Probenehmer geführt und nicht erst hinter dem Bergeeindicker, wo infolge von Unterschieden des spezifischen Gewichtes Verschiebungen im Metallgehalt eintreten können. Aus dem gleichen Grund werden Proben von den Konzentraten meist vor den Filtern bzw. vor den Eindickern der Filter gezogen; auf diese Weise kann die Arbeit der Flotationsapparate einwandfrei und unmittelbar kontrolliert werden. Ein Nachteil dieser Probenahme besteht darin, daß man auf diese Weise nicht immer den genauen Durchschnitt der endgültigen Fertigprodukte erhält, denn durch den Überlauf der Konzentrat-eindicker und durch das Filtratwasser des Filters werden unter Umständen feste Bestandteile herausgenommen, so daß sich Unterschiede in dem Metallgehalt des Flotationskonzentrats und des Filterprodukts ergeben können.

Wieweit es zur Kontrolle der Anlage von Vorteil ist, außer Proben der Aufgabe, der Konzentrate und Berge noch weitere zu nehmen, z. B. aus einzelnen Flotationsapparaten oder Zellen eines Systems, muß von Fall zu Fall entschieden werden und erfordert zumeist erst eine genaue Untersuchung.

Als Grundlage für die Ermittlung des mengen- und gehaltmäßigen Aufbereitungserfolges dienen die nachstehenden Formeln zur Bestimmung des Ausbringens für ein- und mehrmetallische Erze:

Einheitliche Bezeichnungen und Formeln für die rechnerische Erfassung der Erzaufbereitung¹⁾

a) Formeln für metallisches Aufgabegut.

1. Gewichte und Metallgehalte:

	Gewicht kg	Metallgehalt %
Aufgabegut	q_a	a
Konzentrat	q_c	c
Zwischengut	q_z	z
Abgänge (Berge)	q_b	b
Metallgehalt des bergfreien Konzentrats (Reinerzes).. (Höchst möglicher Metallgehalt)		r

¹⁾ Auszug aus „Mitteilungen des Fachausschusses für Erzaufbereitung der Gesellschaft Deutscher Metallhütten- u. Bergleute, e. V.“, Met. u. Erz 25, 77 (1928); s. a. H. Madel, ebenda.

2. Reinerzgehalte (in Prozent):

$$\text{im Aufgabegut } \frac{a}{r} \cdot 100 = a_r,$$

$$\text{im Konzentrat } \frac{c}{r} \cdot 100 = c_r,$$

$$\text{in den Abgängen } \frac{b}{r} \cdot 100 = b_r.$$

3. Gewichtsausbringen (in Prozent):

$$\text{tatsächliches } \dots v = \frac{q_c}{q_a} \cdot 100 = \left(\frac{(a-b)}{(c-b)} \cdot 100 \right),$$

$$\text{vollständiges (ideales)} \dots v_{\text{opt}} = \frac{a}{r} \cdot 100 a_r.$$

4. Konzentrations- (Einengungs-) Verhältnis:

$$n = \frac{q_a}{q_c} \left(= \frac{c-b}{a-b} = \frac{100}{v} \right).$$

5. Anreicherungsverhältnis: $i = \frac{c}{a}.$

6. Metallausbringen (in Prozent):

$$m = \frac{c \cdot q_c}{a \cdot q_a} \cdot 100 \left(= \frac{c(a-b)}{a(c-b)} \cdot 100 = \frac{c \cdot v}{a} \right)$$

$$\left(\text{durch 4 und 5 ausgedrückt: } m = \frac{i}{n} \cdot 100 = i \cdot v \right).$$

7. Bergeausbringen im Konzentrat in Prozent der Gesamtberge (Bergeverbleib):

$$w = \frac{(a-b)(r-c)}{(c-b)(r-a)} \cdot 100 = v \frac{r-c}{r-a} \left(= \frac{(100-c_r) \cdot v}{100-a_r} \right).$$

8. Trennungsgrad (Aufbereitungserfolg, Trennungsgüte) in Prozent:

$$\eta = m - w \left(= m - v \frac{r-c}{r-a} \right) = \text{Metallausbringen} - \text{Bergeverbleib, oder}$$

$$\eta = \frac{m-v}{100-v_{\text{opt}}} \cdot 100 = \frac{\text{Metallausbringen} - \text{Gewichtsausbringen}}{\text{Bergegehalt im Aufgabegut}}, \text{ oder}$$

$$\left(\eta = \frac{(a-b) \cdot (c-a) \cdot r}{(r-a) \cdot (c-b) \cdot a} \cdot 100 \right).$$

b) Formeln für zweimetallisches Aufgabegut.

Ein Aufgabegut mit zwei Metallen (A und B) soll bei der Aufbereitung ein A -Konzentrat, reich an Metall A , arm an Metall B bzw. an Bergen, und ein B -Konzentrat, reich an B , arm an A bzw. an Bergen, und Abgänge möglichst arm an A und B ergeben.

Bezeichnungen:

A -Metallgehalt im Aufgabegut = a_1 ‰, im A -Konzentrat = c_1 , im B -Konzentrat = k_1 , in den Abgängen = b_1 ;

B -Metallgehalt im Aufgabegut = a_2 , im A -Konzentrat = c_2 , im B -Konzentrat = k_2 , in den Abgängen b_2 .

Das Gewichtsausbringen, Metallausbringen bzw. der Trennungsgrad für *A*-Konzentrat = v_1 bzw. m_1 bzw. η_1 ,

für *B*-Konzentrat analog v_2, m_2, η_2 .

Reinerzgehalte im Aufgabegut für *A*-Metall = a_{r1} , für *B*-Metall = a_{r2} .

Hieraus ergibt sich:

$$v_1 = 100 [(a_1 - b_1)(k_2 - b_2) - (a_2 - b_2)(k_1 - b_1)] : [(c_1 - b_1)(k_2 - b_2) - (c_2 - b_2)(k_1 - b_1)]^{0/0},$$

$$v_2 = 100 [(c_1 - b_1)(a_2 - b_2) - (a_1 - b_1)(c_2 - b_2)] : [(c_1 - b_1)(k_2 - b_2) - (c_2 - b_2)(k_1 - b_1)]^{0/0},$$

$$m_1 = c_1 \cdot v_1 : a_1^{0/0}, \quad m_2 = k_2 \cdot v_2 : a_2^{0/0},$$

$$\eta_1 = 100 (m_1 - v_1) : (100 - a_{r1})^{0/0}, \text{ entsprechend } \eta_2.$$

c) Trennungsgrad einer Kohlenaufbereitung.

Der im Vorstehenden angegebene Trennungsgrad für Erzaufbereitungen ist für Kohlenaufbereitungen nicht verwendbar, weil der Aschengehalt der Reinkohle nicht gleich Null ist.

Jede Rohkohle setzt sich aus Reinkohle ($K^{0/0}$) und Reinbergen ($B^{0/0}$) zusammen; es seien Aschengehalte der Rohkohle $a^{0/0}$, der Reinkohle $c_r^{0/0}$, der Reinberge $b_r^{0/0}$. Das Mengenausbringen an Verkaufskohle (= Summe aller verwerteten Produkte) sei $v^{0/0}$ mit dem Aschengehalt = $c^{0/0}$. Es ist dann

$$\text{Reinkohle in Rohkohle } K = 100 (b_r - a) : (b_r - c_r)^{0/0},$$

$$\text{Reinkohlenausbringen } m = v (b_r - c) : (b_r - a)^{0/0},$$

$$\text{Reinbergeverbleib } w = v (c - c_r) : (a - c_r)^{0/0},$$

$$\text{Trennungsgrad ist } \eta = m - w.$$

Aus den bisherigen Ausführungen geht hervor, wie bei richtiger Anordnung aus dem Gewicht, der Feuchtigkeit und dem Gehalt des angelieferten Rohgutes der Gehalt der Konzentrate und Berge in Flotationsanlagen zu bestimmen sind¹⁾. Bei mehrmetallischen Erzen erhält man, richtige Probenahme vorausgesetzt, die errechneten Werte annähernd übereinstimmend, wenn man für jedes Metall getrennt die Rechnung durchführt. Es muß bei Aufbereitungsanlagen immer berücksichtigt werden, daß eine Verbesserung des Ausbringens bei gleicher Anreicherung oder eine Erhöhung der Anreicherung, selbst unter Verminderung des Ausbringens (vgl. S. 470), von maßgebendem Einfluß auf den erzielbaren Gewinn sind. Zur Bestimmung dieser Anreicherung und des Ausbringens ist es notwendig, daß fortlaufend Analysen gemacht werden. Es sollte daher in jeder noch so kleinen Aufbereitungsanlage die Möglichkeit bestehen, die für die Kontrolle des Betriebes unbedingt erforderlichen chemischen Analysen selbst anfertigen zu können. Daß neben der analytischen Bestimmung des Metallgehaltes eine Beobachtung der einzelnen Produkte und der Korngrößenverteilung durch das Mikroskop nicht zu umgehen ist, wird an anderer Stelle näher ausgeführt (S. 439.)

Die laufende Betriebskontrolle erstreckt sich auf die Zerkleinerung einschließlich der Feinmahlung, auf die eigentliche Flotationsanlage, die Eindicker- und Filteranlage sowie auf Fördervorrichtungen.

¹⁾ Vgl. auch O. Stein, Met. u. Erz 28, 140 (1931).

Die Kontrolle der Zerkleinerungs- und Feinmahlanlage wird man meist rückgehend bei den feinmahlenden Maschinen beginnen. Trägt z. B. die Feinmühle ein zu grobes Korn aus, durch das der auf eine bestimmte Korngröße eingestellte Klassierer überlastet wird, so kann dies entweder auf eine ungünstige Änderung der Menge des Umlaufwassers oder auf eine zu grobe Aufgabe zurückgeführt werden, vorausgesetzt, daß die Kugelfüllung der Mühle dem Gewicht und Durchmesser nach richtig bemessen ist. Die Regelung der Wassermenge ist leicht durchführbar, wenn man von den Stellen ausgeht, an denen Frisch- bzw. Zusatzwasser zugegeben wird, also bei der Mühle, dem Klassierer und dem Schwimmapparat. Liegt der Grund des ungenügenden Arbeitens der Feinmühle nicht in der falschen Trübedichte, so kann bei Anlagen, in denen der Mühle nach der Walzenmühle das Gut ohne Siebung zugeführt wird, die Ursache darin zu suchen sein, daß die Walze verschlissen ist, und der Feinmühle infolge Rillen und Furchenbildung wesentlich gröberes Gut zugeführt wird, als diese verarbeiten kann. Eine durch Abnutzung bedingte Änderung des Spaltes beim Steinbrecher ist im allgemeinen von weniger großem Einfluß; sie wird nur dann von Bedeutung sein, wenn der Walzenmühle von vornherein als Aufgabe Korngrößen zgedacht waren, die an der Grenze des noch möglichen Einziehens liegen. Eine ungünstige Veränderung der Arbeit in den Feinmühlen selbst kann durch eine dem Gewicht oder dem Durchmesser nach ungenügende Mahlkörperfüllung hervorgerufen werden. Dies gilt für jede Mühlenfüllung, gleichgültig ob Kugeln, Mahlstäbe oder sonstige Mahlkörper genommen werden. Bei Mühlen mit Riemenantrieb ist durch Dehnen des Riemens, also Verminderung der Umdrehzahl, ein schädlicher Einfluß auf die Mahlarbeit möglich.

Da eine Flotationsanlage um so besser arbeitet, je gleichmäßiger die Trübedichte, die Aufgabemenge, die Kornklassenverteilung und der Metallgehalt des Aufgabeguts ist, wird sich die Überwachung der Flotationsanlage in erster Linie mit diesen Einzelheiten zu beschäftigen haben.

Auf die Beeinflussung des gleichmäßigen Gehaltes des Aufgabegutes muß bis zu einem gewissen Grad verzichtet werden, sofern nicht durch ausgiebige Bunkerungs- und Mischungsmöglichkeiten ein Ausgleich geschaffen oder durch zweckentsprechende Führung des Abbaus in der Grube für Gleichmäßigkeit gesorgt werden kann.

Die Gleichmäßigkeit der Aufgabemenge wird meist durch geeignete Aufgabevorrichtungen erzielt; hierbei ist natürlich eine ausreichende Anzahl immer genügend gefüllter Bunker und Zwischenbunker Vorbedingung. Wichtig für den Mahlerfolg, also die Kornklassenverteilung, ist die Kontrolle der Mühlenfüllung in bezug auf Gewicht und Durchmesser der Kugeln bzw. Stäbe. Die Füllung muß möglichst konstant gehalten werden, was am einfachsten dadurch geschieht, daß nach jeder Schicht, bzw. einer bestimmten

Anzahl von Schichten, der Kugelverschleiß durch neue Kugeln von größtem Durchmesser ersetzt wird, und von Zeit zu Zeit die unbrauchbaren, unter einen gewissen Durchmesser abgemahlten kleinen Kugeln herausgenommen werden. Der Mühlenaustrag ist durch Siebanalysen laufend zu kontrollieren, um festzustellen, ob der Klassierer dauernd die gleichen Korngrößen als Aufgabegut erhält. Dabei ist von Bedeutung, daß die Siebanalysen immer unter den gleichen Bedingungen durchgeführt werden; naß durchgeführte Siebanalysen ergeben andere Werte als trockene; durch Schütteln oder Schwenken erhaltene Ergebnisse sind andere als bei der trockenen Bürstanalyse gewonnene. Neben der Untersuchung des Mühlenaustrags nach Korngröße ist auch laufend die Trübedichte zu verfolgen.

Die Kontrolle der Klassierer erstreckt sich auf die Beobachtung der Wasserzugabe und auf die Ausführung von Siebanalysen des Rechenproduktes und des Austrags; dazu kommt noch, und ist von besonderer Wichtigkeit, die Bestimmung des Feststoffgehaltes des Klassiereraustrags. Die Ermittlung der Menge und des Feststoffgehaltes im Klassiererüberlauf, also in der Flotationstrübe, und das Einhalten möglicher Gleichmäßigkeit ist eine der wesentlichsten Bedingungen für den ungestörten Verlauf der Flotation, da hiervon in hervorragendem Maße das Ergebnis des ganzen Betriebes abhängt. Es ist allgemein anerkannt, daß eher die den Flotationsapparaten zugeführte Menge schwanken darf, als die Dichte der Trübe, also das Verhältnis von Feststoff zu Wasser. Ein Schwimmapparat kann bezüglich der aufzugebenden Menge wohl vorübergehend überlastet werden, ohne daß eine wesentliche Verschlechterung im Ausbringen oder in der Anreicherung die Folge ist, Veränderungen in dem Verhältnis von fest zu flüssig dagegen wirken sich immer ungünstig, sowohl auf die Anreicherung als auch auf das Ausbringen aus.

Für die Messung der Trübedichte sind automatische Dichtemesser vorgeschlagen worden¹⁾; eingeführt sind sie jedoch noch verhältnismäßig selten. Meist wird die Dichte durch Pyknometer festgestellt. Ein sehr einfaches, in einer Reihe von Anlagen gebräuchliches Mittel ist auch folgendes: an allen Stellen, an denen die Trübedichte gemessen werden soll, z. B. am Klassiererüberlauf, wird eine auf das richtige spezifische Gewicht der Trübe abgestimmte Flasche, eine Art vergrößerte Spindel, eingehangen, die einen für das betreffende Gut abgestimmten Meßstreifen trägt, von dem die jeweilige Trübedichte bequem abgelesen werden kann. Werden derartige Dichtemessungen laufend durchgeführt und notiert, dann erhält man im Lauf der Zeit für die betreffende Aufgabe vorzügliche Unterlagen, welche die geeignetste Einstellung der Trübedichte einfach und zuverlässig ermöglichen.

¹⁾ Vgl. S. 225.

Eine weitere Kontrolle betrifft die Höhe des Trübespiegels in den Zellen; sie ist bei einem Betrieb, in dem die Durchsatzmenge, Trübedichte, Korngrößenverteilung und der Metallgehalt annähernd gleichmäßig bleiben, von nur untergeordneter Bedeutung, dagegen dort von Wichtigkeit, wo diese Werte starken Schwankungen unterworfen sind. In solchen Fällen ist man sehr von der Geschicklichkeit und dem Gefühl der Bedienung abhängig, was entschieden als ein Nachteil zu betrachten ist, und in den meisten Fällen keine guten Aussichten auf Höchstleistungen bietet.

Wichtig ist ferner eine laufende Kontrolle der Alkalität bzw. in selteneren Fällen der Azidität der Trübe. Den oft entscheidenden Einfluß möglichst gleichbleibender Alkalität auf die Flotationsergebnisse hat man besonders seit Einführung der alkalischen Flotation kennen und berücksichtigen gelernt. Die Bestimmung des Alkalitätsgrades erfolgt entweder durch Messung des p_h -Wertes der Trübe (vgl. S. 232) oder durch Titration. Diese wird mit von Zeit zu Zeit an verschiedenen Stellen des Trübeumlaufs genommenen Proben durchgeführt¹⁾, oder kann selbsttätig durch elektrische Leitfähigkeitsbestimmungen erfolgen²⁾.

An diese regelmäßigen Untersuchungen vor der Mühle, nach der Mühle, im Klassierer oder in dem der Flotationsanlage vorgeschalteten Eindicker, schließt sich die laufende Kontrolle des eigentlichen Schwimmvorgangs.

In rein mechanischer Hinsicht ist bei Agitations- oder Unterluftapparaten die Umdrehzahl der Rührflügel bzw. des Rotors, der Luftdruck sowie die verbrauchte Luftmenge von Zeit zu Zeit festzustellen. Besonders bei spezifisch schweren, sich also leicht absetzenden Erzen ist die Einhaltung der Umdrehzahlen bzw. des Luftdruckes und der Luftmenge zu beobachten. Bei pneumatischen Apparaten ist, soweit Filtertuchbespannungen verwendet werden, mit Änderungen des Luftdruckes für die einzelnen Tücher der Zellen zu rechnen, da die Poren der Tücher sich im Lauf der Zeit zusetzen, und dies, soweit wie möglich, durch erhöhten Luftdruck ausgeglichen werden muß.

Außer der mechanischen Kontrolle der Flotationsapparate ist die laufende Kontrolle der für das Schwimmverfahren verwendeten Flotationsreagenzien nötig. Wenn sich auch im Lauf der Zeit vorzügliche selbsttätige Zusatzmittelaufgabeapparate herausgebildet haben, die einen annähernd gleichbleibenden Zufluß gewährleisten, so erfordert doch jede, selbst mit den besten automatischen Aufgabeapparaten ausgerüstete Schwimmanlage in dieser Hinsicht

¹⁾ B. H. McLeod, Eng. Min. Journ. 114, 991 (1922); G. H. Ruggles und H. F. Adams, Flot. Pract. 136, beschreiben eine Art der Trübeentnahme mittels Vakuum bei gleichzeitiger Filtration der Trübe.

²⁾ W. T. MacDonald, Eng. Min. Journ. 126, 681 (1928); Eng. Min. Journ. 127, 242 (1929); Leeds and Northrup Company, Philadelphia; Metallurgische und elektrochemische Instrumente, Düsseldorf.

eine dauernde Aufsicht. Diese kann sich bei guten Anlagen auf die gelegentliche Feststellung beschränken, ob die Reagenzienbehälter gefüllt und in den Reagenzienzuführungsleitungen keine Verstopfungen eingetreten sind. Bei der Anlage und Führung der Zusatzmittelleitungen sollte immer hierauf Rücksicht genommen werden. Das früher erforderliche ständige Beaufsichtigen mit Stoppuhr und Meßzylinder ist gegenwärtig nur noch bei Inbetriebsetzungen und Umstellungen des Betriebes erforderlich; je bequemer und einfacher es den Arbeitern gemacht wird, Kontrollmessungen auszuführen, desto eher kann damit gerechnet werden, daß sie auch tatsächlich erfolgen.

Zur weiteren Überwachung der eigentlichen Flotationsanlage gehört die dauernde Kontrolle aller anfallenden Produkte, also der Konzentrate, Mittelprodukte und Berge. In einer ordnungsmäßig laufenden Anlage genügt während des Betriebes meist die Kontrolle mit der Sickerschüssel und dem Mikroskop. Obwohl im Lauf der Zeit durch Übung meist die Geschicklichkeit erworben wird, nach diesen beiden Methoden auch die Metallgehalte verhältnismäßig genau zu schätzen, bezweckt diese Kontrolle doch mehr, die anfallenden Produkte auf ihre Verwachsung zu untersuchen, also festzustellen, ob der Aufschluß genügt, ob freie Erzteilchen in den Bergen vorhanden sind, oder ob es sich um Anflüge von Erz an der Gangart handelt. Diese Untersuchung gestattet ferner die Feststellung, ob bei selektiven Blei-Zinkanlagen die Zinkblende vom Bleiglanz frei vorliegt. Es kann vorkommen, daß bei verhältnismäßig grober Mahlung die feinste Zinkblende mit dem gröberen Bleiglanz aufschwimmt und von einer gewissen Grenze ab durch keine Änderung der Zusatzmittel vom Bleiglanz zu trennen ist. In einem solchen Fall müßte die Aufschlußgröße geändert werden.

Für die laufende Kontrolle der abgehenden Berge und der gewonnenen Konzentrate ist es unter Umständen empfehlenswert und erhöht die Betriebssicherheit, wenn Teilströme auf einen sog. Kontrollherd geleitet werden. Im Laufe der Zeit lassen sich aus den gewonnenen Erfahrungen und Analysen die nötigen Gehaltsschätzungen ableiten. Hierbei ist jedoch besonders zu beachten, daß in vielen Fällen die allerfeinsten Erzteilchen auch auf einem Bergeherd leicht mit der Trübe abfließen und sich so einer Feststellung entziehen. Ähnliches gilt für die Untersuchung der Bleikonzentrate auf Zink und der Zinkkonzentrate auf Blei. In den seltensten Fällen gelingt es, verhältnismäßig geringe Mengen Zinkblende in einem 60–70prozentigen Bleikonzentrat genügend sichtbar zu machen; wesentlich leichter lassen sich einige Prozente Bleiglanz in einem Zinkblendekonzentrat abtrennen und der Beobachtung zugänglich machen.

Sieht man bei einfacher Flotation, daß sich auf dem Kontrollherd aus den Bergen Erz in größeren Mengen als bei der bisherigen Arbeitsweise abtrennt, so muß zunächst die Menge an Flotationsmitteln nachgeprüft werden.

In ähnlicher Weise hat bei selektiver Arbeit eine Nachprüfung, gegebenenfalls eine Umstellung der Flotationsreagenzien zu erfolgen, wenn festgestellt wird, daß sich aus den Konzentraten auf dem Kontrollherd des Hauptmetallträgers unzulässige Mengen der anderen Erzkomponente abscheiden.

Neben den Untersuchungen mit Sickerschüssel und Mikroskop am Apparat muß die laufende Untersuchung der anfallenden Produkte durch die chemische Analyse erfolgen. Hierbei hat es sich als äußerst vorteilhaft erwiesen, die Analysen jeder Schicht getrennt vorzunehmen und die Ergebnisse nicht nur in der Hauptverwaltung zu sammeln, sondern sie dem betreffenden Ingenieur, seinem Meister und sogar dem Arbeiter am Schwimmapparat durch Anschlag und unter Gegenüberstellung der Ergebnisse von anderen Schichten bekanntzugeben. Wenn es schon in den meisten Fällen nicht möglich ist, alle Beteiligten unmittelbar an den Erfolgen ihrer Arbeit zu interessieren, so sollte man doch durch Bekanntgabe und Vergleich der Ergebnisse ein persönliches Interesse zu erwecken suchen und die Leute wissen lassen, wie sie gearbeitet haben, so daß sie im gewissen Sinn geistig an den Erfolgen ihrer körperlichen Arbeit teilnehmen können und hierdurch einen Ansporn erhalten.

Gelegentlich erfordern die Verhältnisse, daß die laufende Betriebskontrolle über die bisher erwähnten Maßnahmen hinaus erweitert werden muß. Bei Anlagen, in denen das zur Verfügung stehende Wasser wegen seines Gehalts an störenden Bestandteilen ohne Vorbehandlung für das Flotationsverfahren ungeeignet ist, muß die Prüfung des Wassers unbedingt mit in die laufende Kontrolle einbezogen werden. Auch die Untersuchung des wiedergewonnenen Wassers auf seinen Gehalt an überschüssigen Reagenzien ist von Wichtigkeit und kann wesentliche Ersparnisse an Flotationsreagenzien bringen¹). In Anlagen, besonders selektiv arbeitenden, die bei erhöhter Temperatur flotieren, ist auch diese laufend zu messen, um eine Gleichmäßigkeit der Arbeitsbedingungen zu gewährleisten. In Fällen, wo die Art und der Grad der Belüftung von besonderem Einfluß ist, muß gleichfalls dieser Umstand beachtet werden.

Wenig oder nicht genügend beachtet wird häufig in Flotationsanlagen die Art der Rinnenführung und die Rinnenneigung, auch unmittelbar an den Flotationsapparaten selbst. Daß die Führung der Rinnen den für den Einbau von Probenehmern und Verteilern notwendigen Platz und das genügende Gefälle vorsieht, sei als selbstverständlich vorausgesetzt. Hingegen wird oft nicht berücksichtigt, daß ungünstige Rinnenführung und ungenügende Rinnenneigung die Inbetriebnahme und die Betriebsführung einer

¹) Bei den Betrieben der Phelps Dodge Corp. wird z. B. in den Abwässern freies Xanthat titriert; T. W. MacDonald, Eng. Min. Journ. 126, 678 (1928).

Flotationsanlage wesentlich erschweren und häufig die Aufmerksamkeit der Arbeiter von ihrer eigentlichen Aufgabe ablenken. Einen sehr störenden Nachteil können ungenügende Neigungen oder unnötig scharfe Krümmungen von Vorkonzentratrinnen dadurch bringen, daß dem Vorkonzentrat bzw. den Mittelprodukten zur Fortbewegung Spülwasser zugesetzt werden muß, wodurch es unter Umständen schwer, ja unmöglich wird, die für das Verfahren notwendige Trübedichte einzuhalten.

Es liegt in solchen Fällen die Versuchung nahe, die gewünschten Ergebnisse durch Änderungen der Flotationsreagenzien zu erreichen, wodurch fast immer eine Verschlechterung hervorgerufen und das bestausgearbeitete Verfahren gefährdet wird.

Nicht immer ist es möglich, beim Entwerfen einer Anlage von vornherein anzugeben, welche Neigung der Rinnen die geeignetste ist, d. h. gerade noch genügt, um ohne Zusatzwasser das Abführen der Produkte zu erreichen, zumal dann, wenn Platz und Gefälle beschränkt sind¹⁾. Nach A. F. Taggart²⁾ können für verschiedenes Gut etwa folgende Gefälle als Anhaltswerte genommen werden:

Tabelle der Gefälle für Rinnen

Art des Gutes	Korngröße Maschen	Bewegung		Gefälle
		von	zu	
Klassiererrückgut mit 20 ⁰ / ₀ H ₂ O.	30	Klassierer	Mühle	1: 2 — 1: 3
	80	Klassierer	Mühle	1: 3 — 1: 4
Rohrmühlenausrag mit 20 ⁰ / ₀ H ₂ O	30	Mühle	Klassierer	1: 5 — 1: 6
	80	Mühle	Klassierer	1: 6 — 1: 8
Klassiererüberlauf mit 20 ⁰ / ₀ H ₂ O	48	Klassierer	Flot.-Apparat	1:16 — 1:25
	80	Klassierer	Flot.-Apparat	1:25 — 1:50
Flotationskonzentrate	—	—	—	1: 4 — 1: 6
Flotationsabgänge	—	—	—	1:25 — 1:50

Die angeführten Zahlen sind natürlich nur als ganz allgemeine Durchschnittswerte zu betrachten, sie ändern sich z. B., wenn die Lutten mit Blech ausgelegt werden, ferner mit dem Wassergehalt der Produkte; sie sind letzten Endes in weiten Grenzen von der Natur des Gutes abhängig.

Im Zusammenhang mit der für Flotationsanlagen zu berücksichtigenden Rinnenführung und Rinnenneigung sei noch erwähnt, daß Zungen, die in

¹⁾ Diese scheinbar unbedeutenden Angaben über Rinnen und Rinnenführung seien besonders hervorgehoben, da durch eine falsche Anlage der Rinnen nicht nur der Betrieb, sondern auch die Betriebsüberwachung erschwert wird.

²⁾ Handbook of Ore Dressing.

Rinnen zur Verteilung des Gutes angebracht sind, nur in den seltensten Fällen wirklich eine gleichmäßige Verteilung bewirken. Es empfiehlt sich vielmehr zur Unterteilung des Trübestromes, z. B. vom Klassierer oder vom Einwirkgefäß auf zwei oder mehrere Schwimmapparate, einen Verteiler zwischenzuschalten.

Die laufende Kontrolle der in einer Flotationsanlage arbeitenden Eindicker und Einwirkgefäße in bezug auf die Trübezusammensetzung ist verhältnismäßig einfach. Meist wird eine derartige Überprüfung schon mittelbar durch die Kontrolle des Klassierers und des Flotationsapparates durchgeführt. Wo dies nicht genügt, beschränkt sich die Beaufsichtigung dieser Apparate auf die gelegentliche Messung der Einlaufs- und Austragsmenge sowie des Verdickungsverhältnisses.

Die Kontrolle der Filterapparate bietet ebenfalls keine Schwierigkeiten. Da die Leistung des Filters mit dem Grad der Dichte des aufgegebenen Gutes steigt, wird man bestrebt sein, sie möglichst gleichmäßig und hoch zu halten; meist geschieht dies durch Vorschaltung eines kleinen Eindickers. Das Überlaufwasser dieses Eindickers muß von Zeit zu Zeit auf seinen Metallgehalt untersucht werden und geht in den Gang der Anlage zurück. Beim Filter selbst interessiert der Wassergehalt des filtrierte Produktes, die Leistung je qm und Stunde und der Gehalt des Filtratwassers an festen Bestandteilen, alles Daten, die leicht bestimmt werden können. Die Leistung und der Wassergehalt der filtrierte Produkte stehen in unmittelbarer Beziehung zueinander. Hat man sich bei der Entwässerung auf bestimmte Leistungen und Wassergehalte festgelegt, und steigt dann der Wassergehalt des filtrierte Produktes, oder sinkt die Leistung, so liegt die Ursache in den meisten Fällen nicht an dem mechanischen Teil der Anlage, sondern daran, daß das Filtertuch sich im Lauf der Zeit verstopft hat und gereinigt bzw. ersetzt werden muß. Das Mitführen zu vieler fester Bestandteile im Filtratwasser deutet darauf hin, daß die Filterbespannung beschädigt oder zu grob ist und durch eine feinere ersetzt werden muß. Besonders bei Scheibenfiltern macht man häufig die Beobachtung, daß der Filterkuchen sich am äußeren Umfang der Scheiben sehr stark und mit höherem Wassergehalt ansetzt als in der Richtung zur Hohlwelle hin, wo die Stärke des Filterkuchens auf ein Mindestmaß zurückgeht, dafür aber auch der Wassergehalt erheblich sinkt. In diesem Falle genügt es meistens, die Umdrehungszahl des Paddel- oder Schwenkrührwerkes zu erhöhen oder die Drehzahl der Umwälzpumpe zu kontrollieren.

Förder- und Aufgabevorrichtungen sind in Flotationsanlagen mit Hinblick auf die Durchführung eines geregelten Betriebes nur auf ihren gleichmäßigen Gang zu beobachten. In diesem Zusammenhang sei auf einen

kleinen, aber nicht unwichtigen Umstand hingewiesen: in fast allen Flotationsanlagen finden sich Zentrifugalpumpen, die meist in doppelter Zahl aufgestellt sind, damit beim Ausfall der einen ohne Betriebsstörung die in Reserve stehende in Betrieb genommen werden kann. Häufig ist zu beobachten, daß Zentrifugalpumpen plötzlich nicht mehr die erforderliche Menge fördern, ohne daß die Laufräder schon so weit abgearbeitet sind, daß ein Ausbauen unbedingt notwendig wäre. In solchen Fällen hat es sich als vorteilhaft erwiesen, bei Pumpen mit Riemenantrieb auf die Antriebswelle eine zweite größere Scheibe zu setzen und so die Möglichkeit zu schaffen, die Pumpe schneller laufen zu lassen. Selbst bei vollem Betrieb kann durch diese einfache Maßregel eine Verlängerung der Laufzeit um 4–6 Wochen erreicht werden.

Zur ständigen Überwachung der Maschinen und Apparate einer Aufbereitungsanlage empfiehlt es sich, für jede Maschine ein Karteiblatt anzulegen, auf dem nicht nur Hersteller, Bezugsjahr, Preis, Kraftbedarf und Drehzahl vermerkt werden, sondern vor allem auch die Anzahl der Betriebsstunden, welche die betreffende Maschine läuft, ferner Art und Preise der Ersatzteile und Angabe über ihre Lebensdauer, bezogen auf Arbeitsstunden oder Durchsatz. Es ist auch angezeigt, einen Vermerk über die Dauer des Aus- und Einbaues der Ersatzteile mit Angabe der Anzahl Leute, welche dazu erforderlich sind, anzubringen, außerdem aber auch, am besten in Stunden oder Lohnsummen ausgedrückt, wieviel Vor- oder Nacharbeiten in der Werkstatt, z. B. der Schmiede, diese Arbeit erfordert. Vorteilhaft ist es auch anzugeben, welche geeignetsten Schmiermittel zu verwenden sind, ferner ihr Verbrauch, Preis und ihre Bezugsquelle. Das gleiche gilt für das Packungsmaterial. Des weiteren empfiehlt sich ein Vermerk, welche Stellen der Maschine infolge ihrer Empfindlichkeit besonders zu beobachten sind, und wo am leichtesten Brüche auftreten können. Erschütterungen und Schwingungen, die von manchen Maschinen hervorgerufen werden, sind ebenfalls festzulegen.

Es ist angezeigt, die Bedienungsleute für die einzelnen Maschinen und Apparate genau zu bestimmen, wobei man vorteilhaft zusammengehörige Maschinen von einem Mann bzw. einer Gruppe von Leuten bedienen läßt. Bei Flotationsapparaten, die mit Druckluft arbeiten, muß eine laufende Kontrolle des Luftdrucks stattfinden, bei Filteranlagen und bei pneumatischen Flotationsapparaten die Lebensdauer der verschiedenen Tücher festgestellt werden. Bei derartigen Aufstellungen dürfen die Nebenapparate, wie Pumpen, Bänder und ähnliches nicht vergessen werden.

Von einem Betriebe, dessen maschineller Teil auf diese Weise laufend beaufsichtigt und in Ordnung gehalten wird, kann mit Recht erwartet

werden, daß mit dem ausgeübten Verfahren, welches dem maschinellen Teil erst Leben gibt, erfolgreich gearbeitet wird, und damit aus der Anlage Höchstleistungen herausgeholt werden.

XX. Durchführung von Flotationsversuchen

Der Zweck von Flotationsversuchen kann entweder ein praktischer sein oder dazu dienen, die verwickelten Erscheinungen des Schwimmvorganges systematisch und wissenschaftlich zu verfolgen. Besonders für letztere Zwecke ist es nicht möglich, allgemein geltende Richtlinien zu geben, da je nach der gestellten Aufgabe eine entsprechende Versuchsanordnung gewählt werden muß.

Für praktische Zwecke können die Versuche folgenden hauptsächlichsten Zwecken dienen:

1. Feststellung, ob ein Erz überhaupt schwimmfähig ist und in welchem Maße;
2. Ermittlung der geeignetsten Flotationsmittel;
3. Arbeiten zur Verbesserung eines bestehenden Verfahrens;
4. Prüfung von Reagenzien auf ihre Eignung für Flotationszwecke;
5. Vergleich verschiedener Apparattypen;
6. Ausarbeitung der günstigsten Verfahren vor Errichtung einer Anlage.

Da die Flotationstechnik gegenwärtig noch nicht so weit fortgeschritten ist, daß es auf Grund rein theoretischer Überlegungen oder der Kenntnis der physikalischen, mineralogischen und anderer Eigenschaften eines Erzes möglich wäre, den jeweils besten Aufbereitungsgang für dieses Erz vorzuschlagen, sind stets mühevoll Versuche nötig, um dieses Ziel zu erreichen. Bedingt wird diese Notwendigkeit auch durch die Verschiedenartigkeit der Erzlagerstätten, mit der eine Verschiedenheit der Erze und Gangarten verbunden ist. Vor der Errichtung einer Flotationsanlage müssen daher in allen Fällen erst die günstigsten Flotationsbedingungen durch Versuche ermittelt werden.

1. Versuchsgut

Eine Grundbedingung für die Durchführung einwandfreier Versuche zur Ausarbeitung eines Schwimmverfahrens besteht darin, daß einwandfreies Versuchsgut zur Verfügung steht¹⁾. Im folgenden seien die Anforderungen besprochen, die an Versuchsproben für Flotationsversuche zur Festlegung betriebsmäßiger Arbeitsbedingungen gestellt werden müssen unter besonderer Berücksichtigung des häufigen Umstandes, daß diese Untersuchungen in

¹⁾ Vgl. auch H. Schneiderhöhn, *Met. u. Erz* 25, 499 (1928), der besonders die Anforderungen an für wissenschaftliche Schwimmversuche dienende Mineralien behandelt.

einem von der Grube entfernt gelegenen Aufbereitungslaboratorium vorgenommen werden sollen.

Das zur Durchführung von maßgebenden Flotationsversuchen dienende Gut muß einem guten Durchschnittsmuster entsprechen¹⁾. Es ist häufig schwierig, gute Durchschnittsmuster zu erhalten. Handelt es sich um Roherz einer Grube, das einen einheitlichen Charakter aufweist, und das durch Allflotation geschwommen werden soll, so ist es letzten Endes nur eine Frage der Sorgfalt, mit der die Proben genommen werden, ob ein gutes Muster erhalten wird. Fördert eine Grube Erze verschiedener Art von ähnlicher prozentualer Zusammensetzung, und sollen diese Erze später zusammen flотиert werden, so empfiehlt es sich, außer der Durchschnittsprobe des Gesamtaufwerks, auch je eine solche der verschiedenen Erzarten einzusenden; die Untersuchungsarbeiten werden hierdurch meist wesentlich erleichtert. Schwankt die Erzzusammensetzung in einer Grube, d. h. wechseln und verschieben sich die Metallgehalte gegeneinander, oder ändert sich das Erz in der Art seiner Verwachsung, so ist es vorteilhaft, von den verschiedenen vorkommenden Typen charakteristische Proben neben einer Gesamtdurchschnittsprobe zu nehmen. Vor allem ist bei derartigen Mustern auf die Gangart und das Nebengestein zu achten, da die richtige Beeinflussung von Gangart und Nebengestein bei der Flotation manchmal schwieriger ist als die Trennung zweier Erze voneinander. Es ist daher wichtig, daß Nebengestein und Gangart in dem Durchschnittsmuster im gegenseitig richtigen prozentualen Mengenverhältnis vorliegen, ein Umstand, auf den oft nicht genügend Rücksicht genommen wird. Vielfach glaubt man, den Anforderungen einer Durchschnittsprobe noch hinreichend entsprochen zu haben, wenn deren Metallgehalte den aus der Erfahrung bekannten Werten entsprechen. Ganz allgemein kann man sagen, daß sich aus einer Grubenförderung, und sei sie noch so verschieden zusammengesetzt, bei einiger Sorgfalt und Ausdauer immer die entsprechenden Durchschnittsproben nehmen lassen.

Wesentlich schwieriger, manchmal sogar unmöglich, ist es dagegen, Proben von erst im Aufschluß begriffenen Gruben zu nehmen. In derartigen Fällen muß man sich meist darauf beschränken, das vorgesehene Schwimmverfahren auf das vorhandene, schon aufgeschlossene Erz einzustellen. Bei Änderungen des Erzes, z. B. wenn es aus der oxydischen Zone in die sulfidische übergeht, wird es meist leicht sein, auf Grund der in der Zwischenzeit gewonnenen Erfahrungen, die Umstellung des Verfahrens vorzunehmen. Häufig ist es in ähnlichen Fällen auch noch möglich, aus den frisch aufgeschlossenen Partien der Grube eine entsprechende Probe zur Untersuchung einzusenden.

Wesentlich schwieriger gestaltet sich das Ziehen einer richtigen Durchschnittsprobe von einer Halde; dies ist häufig geradezu mit unüberwindlichen

¹⁾ S. auch J. E. Barnitzke, Met. u. Erz 27, 53, 179 (1930).

Schwierigkeiten verbunden. Schürfgärten und Schürfschächte werden zwar oft ein genügend klares Bild geben können, doch verursachen derartige Untersuchungsarbeiten so erhebliche Kosten, daß von ihnen meist Abstand genommen wird. In allen Fällen, in denen Halden nicht regelrecht bemustert, und aus diesen Mustern die Durchschnittsproben gezogen wurden, können die durchgeführten Versuche natürlich nur einen Anhalt für das zu wählende Flotationsverfahren geben; es ist daher nicht verwunderlich, wenn bei dem späteren Betrieb mit einer Änderung der Beschaffenheit des Aufgabeguts auch das Verfahren umgestellt, oder sogar ein gänzlich neues Verfahren gewählt werden muß.

Einfacher gestaltet sich die Probenahme, wenn es sich darum handelt, aus einer vorhandenen naßmechanischen oder magnetischen Aufbereitung bestimmte Mengen Mittelprodukte oder Schlämme herauszuziehen, deren spätere Flotation beabsichtigt ist. In solchen Fällen ist nichts anderes erforderlich, als während eines genügend langen Zeitraums von den anfallenden Mengen entsprechende Teilmengen herauszunehmen und eine Durchschnittsprobe davon zu ziehen.

Die von der Grube, der Halde oder aus einer Aufbereitung zu nehmenden Proben sind in derartigen Mengen zu ziehen, daß an Ort und Stelle selbst aus dieser Durchschnittsprobe erst die eigentliche kleinere, für die Untersuchung bestimmte Menge herausgenommen wird. Es ist klar, daß je größer und genauer die Probe auf der Grube genommen ist, desto eher die Möglichkeit besteht, für die Untersuchung eine entsprechende kleinere Probe als guten Durchschnitt zu erfassen.

Die für Flotationsversuche und die damit zusammenhängenden Untersuchungen notwendigen Mengen an Versuchsgut sind etwa folgende: sollen nur orientierende Versuche vorgenommen werden, um zu bestimmen, ob und etwa in welchem Ausmaß das Gut schwimmfähig ist, so genügen schon etwa 10–20 kg. Sollen dagegen eingehende Versuche durchgeführt werden, die zur Festlegung des Verfahrens dienen, so bedarf es Mengen von etwa 100 kg, die vorteilhaft auf 200–300 kg erhöht werden, wenn es sich um schwierigere Aufgaben handelt. Ist die Beschaffung von Probegut umständlich, oder die Zusendung mit langer Transportzeit verbunden, so wird man immer größere Mengen von vornherein zur Verfügung stellen. Für kombinierte naßmechanische und Flotationsversuche steigt die erforderliche Menge gegebenenfalls bis auf mehrere Tonnen. Das gleiche gilt auch, wenn aus irgendwelchen Gründen reine Flotationsversuche als Dauer- oder Großversuche durchgeführt werden sollen.

Der Versand von Probegut kann in sauberen Säcken, Kisten, am besten jedoch in luftdicht verlöteten Trommeln erfolgen. Vorteilhaft ist es, das Probegut in mehrere Proben gleicher Beschaffenheit zu unterteilen, um

entsprechend dem Fortgang der Versuche in der Lage zu sein, je nach Bedarf eine Trommel nach der anderen öffnen und verwenden zu können. Nach Möglichkeit sollen die Versuchsproben so eingeschickt werden, daß während des Transports Oberflächenveränderungen, besonders Oxydationen, nicht eintreten können. Trocken anfallendes Grubengut wird man daher immer trocken versenden und dafür Sorge tragen, daß es unterwegs nicht naß wird. Naß anfallende Produkte müssen feucht verschickt werden, eine Trocknung darf nicht erfolgen. Bleiglanz-Zinkblendeschlämme, die Markasit enthalten, sind wegen ihrer leichten Oxydationsfähigkeit nach der Ankunft für Versuche häufig verdorben oder ungeeignet. Ein Auswaschen des Probegutes genügt nicht immer, um es wieder brauchbar zu machen, so daß in solchen Fällen Versuche selten das Optimum ergeben; häufig sind daher zur Ergänzung der Ergebnisse Versuche mit kleinen Versuchsapparaten auf der Grube selbst unumgänglich notwendig.

Es ist immer empfehlenswert, daß die Grube die Probesendung vor Abschickung selbst bemustert und analysiert, um vor Überraschungen durch von Zufälligkeiten bedingten außergewöhnlichen Metallgehalten im Probegut bewahrt zu bleiben. Sehr erwünscht ist es ferner, wenn die Grube der Untersuchungsstelle, welche die Flotationsversuche durchführen soll, die genaue Analyse mitteilt und sie auf jene Umstände aufmerksam macht, die nach ihrer Meinung auf Grund eigener Anschauung oder Vergleichs mit anderen Gruben besonders zu beachten wären. Werden von einer Grube gleichzeitig mehrere Proben zur Verfügung gestellt, so muß zur Vermeidung von Verwechslungen unbedingt jede Probe, selbst wenn es sich um gleichartige handelt, für sich genau bezeichnet werden; diese Bezeichnung soll mit jener auf der schriftlichen Ankündigung übereinstimmen.

In diesem Zusammenhang sei auf folgende Verhältnisse hingewiesen:

Selbst unter Voraussetzung bester und genauester Probenahme sowie sorgfältigster Untersuchung des eingesandten Gutes kann es vorkommen, daß sich im Lauf der Zeit, sogar schon vor der Fertigstellung der Schwimmaufbereitungsanlage, der Charakter des Erzes geändert hat, und bei der Inbetriebnahme mit dem veränderten Rohgut nicht dieselben Ergebnisse erzielt werden können wie bei der Durchführung der Versuche. Um bei derartigen Fällen Schwierigkeiten vorzubeugen, empfiehlt es sich sowohl für die Grube als auch für die Untersuchungsstelle, den Charakter des Versuchsgutes soweit wie möglich durch eindeutige Bestimmungen festzulegen. Hierzu gehören außer der Siebanalyse gute mikroskopische Aufnahmen von verschiedenen charakteristischen Stücken und der erzeugten Produkte, ferner eine peinliche Erfassung der Gangart und Nebengesteinsanteile sowie gegebenenfalls der störenden Metalle; bei Schlämmen ist der Grad der Azidität bzw. Alkalität des eingesandten Versuchsgutes festzulegen.

Es sei nochmals darauf hingewiesen, daß alle aufgewandte Zeit, Kosten und Mühe nutzlos sind, wenn, wie es leider gelegentlich noch vorkommt, die zur Untersuchung zur Verfügung gestellte Durchschnittsprobe nicht sorgfältig genug genommen wurde.

2. Durchführung der Versuche¹⁾

Bei der Durchführung von Flotationsversuchen zur Ausarbeitung eines Verfahrens für ein bestimmtes Erz handelt es sich nicht nur darum, die für die bestmöglichen Ergebnisse geeignetsten Zusatzmittel festzulegen, sondern auch um die Ermittlung des Stammbaums und der Art und Größe der für die Flotationsanlage erforderlichen Apparate. Zu ergänzen sind diese Angaben meist noch durch eine auf Grund dieser Versuche und von allgemeinen Erfahrungen aufzustellende Wirtschaftlichkeitsberechnung, die den technischen und wirtschaftlichen Erfolg einer Anlage schon vor ihrer Errichtung mit ziemlicher Sicherheit zu bestimmen erlaubt, soweit die Stabilität der Metallpreise dies überhaupt zuläßt. Daß unter diesen Umständen derartige Versuche manchmal umfangreicher und kostspieliger werden, als man im allgemeinen anzunehmen gewillt ist, wird aus dem Vorgesagten erklärlich. Vermindert können die Versuchskosten werden, wenn, wie es häufig in überseeischen Ländern der Fall ist, Spezialfirmen, die auf derartige Untersuchungen besonders eingestellt sind, nur die Richtlinien geben, dagegen die Grube selbst die ins einzelne gehende Ausarbeitung der verschiedensten Versuchsreihen durch Ingenieure mit entsprechender Ausbildung vornehmen läßt. Die in Europa meist noch übliche Anschauung, daß die Aufbereitungsmaschinen liefernden Firmen alle Unterlagen selbst bestimmen müssen, kann wohl als vorübergehende Erscheinung betrachtet werden.

Die wesentlichsten, bei praktischen Schwimmaufbereitungsversuchen zu berücksichtigenden Gesichtspunkte sind im folgenden kurz zusammengefaßt. Soweit wie möglich sind die einzelnen Untersuchungsarten nacheinander besprochen, obwohl bei der Versuchsdurchführung ein scharfes Auseinanderhalten nicht immer möglich ist.

Die Kenntnis der Lagerstätte des zu untersuchenden Erzes gestattet gewöhnlich schon Schlüsse auf die einzuschlagende Behandlungsweise und vor allem auch auf die Eignung des Erzes für die Flotation. Die umstehende Tabelle gibt eine allgemein gehaltene derartige Zusammenstellung:

¹⁾ Unter besonderer Berücksichtigung der Ausarbeitung des günstigsten Verfahrens vor Errichtung einer Flotationsanlage.

Genetischer Charakter	Lagerstätten-typus	Beispiel	Metallträger	Gang- bzw. Nebengesteins-komponenten	Allgemeines Flotations-verhalten
I. Syn-genetisch	Magmatische Erz-lagerstätten: a) Ausscheidung gediegener Metalle b) Ausscheidung oxydischer Erze c) Ausscheidung sulfidischer Erze	Platin, Transvaal	Sperryolith, Cooperit	Norit, Dunit, Hortonolith	mittelmäßig
		Nickelerz, Sudbury	Magnetkies, Pentlandit Kupferkies, Pyrit	Norit	gut
	Sedimentäre Erz-lagerstätten				
Verwitterungs-lagerstätten	Nickel-Silikatlager, Frankenstein	Garnierit, Pimelith	Serpentin, Talk	schwierig	
II. Epi-genetisch	Pneuma-tolytische Erz-lagerstätten: a) Kontakt-lagerstätten b) Erz-führende Pegmatite	Bleizinkerz, Broken Hill Gold-vorkommen Passagem, Brasilien	Bleiglanz, Zinkblende, Goldhaltiger Arsenkies, Magnetkies, Schwefelkies	Krystalline Schiefer Quarzit, Glimmer-schiefer	gut gut

Da häufig nicht Roherz zu flotieren ist, sondern in vielen Fällen auch Schlämme oder Mittelprodukte naßmechanischer Aufbereitungen in Betracht kommen, genügt die Kenntnis der Art der Lagerstätte allein nicht für eine Entscheidung. Im Laufe der Zeit haben sich eine Reihe von Voruntersuchungen herausgebildet, die für die Beurteilung des Versuchsguts wesentlich sind. Bei stückigem Gut wird eine makroskopische Betrachtung, ausreichende mineralogische Kenntnisse vorausgesetzt, in vielen Fällen schon genügend Aufschluß geben können. Wo eine makroskopische Betrachtung nicht hinreicht, vor allem jedoch bei Schlämmen oder feinkörnigen Mittelprodukten, wird man immer das Mikroskop zu Hilfe nehmen müssen. Derartige mikroskopische Untersuchungen¹⁾ umfassen gewöhnlich die Untersuchungen eines Anschliffes vom Rohgut im auffallenden Licht, ferner die Betrachtung der zerkleinerten Produkte im losen Zustand im durchfallenden Licht, und endlich die Beobachtung von eingebetteten²⁾ und angeschliffenen Körnerpräparaten im auffallenden Licht. Die neuzeitlichen mikroskopischen Einrichtungen gestatten nicht nur eine vorzügliche Beobachtung bei weitgehendster Vergrößerung, sondern vor allem auch das Festhalten der subjektiv beobachteten Stellen im Lichtbild. Dies empfiehlt sich vor allem dann, wenn das Versuchsstück z. B. durch Ätzen vorbehandelt wurde. Sammlungen von unter Umständen farbig angelegten Aufnahmen ermöglichen den Vergleich bekannter und schon untersuchter Erze mit solchen, deren Untersuchung erst in Angriff genommen werden soll. Um den Wert derartiger mikroskopischer Aufnahmen zu beleuchten, sei nur erwähnt, daß erst sie beispielsweise den einwandfreien Nachweis von Silber in Zinkblende, von Sperryolith im Pentlandit-Magnetkies erbracht haben, und es mit ihrer Hilfe gelungen ist, in einer kupferhaltigen Kieslagerstätte nachzuweisen, daß bestimmte Mengen von Kupferkies deshalb bei dem auf Kupferkies eingestellten Flotationsverfahren schlecht zum Schwimmen gebracht werden konnten, weil sie ganz oder teilweise von Covellin umhüllt waren. Nach der Feststellung dieser Tatsache war es natürlich leicht, durch entsprechende Vorsorgen auch die von Covellin umhüllten Kupferkiesteilchen im Schaum mitzugewinnen.

Nicht nur zur Voruntersuchung, sondern vor allem auch zur laufenden Kontrolle des Schwimmverfahrens ist die Bedeutung des Mikroskops außerordentlich groß. Es dürfte daher in keiner Flotationsanlage ein Mikroskop fehlen. Daß Korngröße, Art und Grad der Verwachsung der Erze unter-

¹⁾ H. Schneiderhöhn, Anleitung zur mikroskopischen Bestimmung von Erzen und Aufbereitungsprodukten, Berlin 1922; Glückauf 62, 1509 (1926); H. Schneiderhöhn und P. Ramdohr, Lehrbuch der Erzmikroskopie II, Berlin 1931; siehe auch G. Quittkat, Met. u. Erz 26, 509 (1929).

²⁾ R. E. Head und M. Slavin, Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 10 (1920).

einander und der Erze mit der Gangart bzw. dem Nebengestein aus einer mikroskopischen Betrachtung bestimmt werden können, ist selbstverständlich.

Schon beim Herstellen von Anschliffen ist es möglich zu beobachten, wie sich die einzelnen Erzgemengteile in ihrer Härte unterscheiden. Dies kann nach erfolgter guter Politur später unter dem Mikroskop nur noch zum Teil an den Reliefbildungen erkannt werden. Ferner sollte man auch immer festzustellen trachten, welche Erzbestandteile beim Schleifen und Polieren schmierem, denn derartige Körper neigen bei der Zerkleinerung und besonders bei der Feinmahlung leicht zur Bildung allerfeinster Schlämme, die sich ungünstig auf das Schwimmverfahren auswirken können. Die mikroskopischen Untersuchungen können bei genügender Erfahrung noch andere Hinweise für die folgende Behandlung in Mühlen und Schwimmapparaten geben. Zeigt sich z. B. beim Schleifen, daß fein verwachsene Erzteilchen als Ganzes aus der Masse herausspringen, so beweist dies die leichte Aufschließbarkeit dieser Teile, und es lohnt sich dann unter Umständen eine stufenweise Feinmahlung. Hierdurch läßt sich vermeiden, daß freigelegte Erzkörnchen unnötig fein gemahlen werden. Erkennt man andererseits, daß Reste von Erzteilchen sich von Gangartstücken bis aufs äußerste abschleifen lassen, so deutet dies darauf hin, daß derartige Erzteilchen auch bei der Zerkleinerung nicht leicht abgeschlagen werden können, sondern mit den Bergeteilchen innig zusammenhängen, die Feinmahlung also voraussichtlich weiter getrieben werden muß, als dem Verwachsungsgrad des Erzes entspricht.

Bei Schlämmen empfiehlt es sich stets, nach der mikroskopischen Untersuchung festzustellen, ob lösliche Salze, besonders Eisen- und Mangansalze vorhanden sind, die gegebenenfalls die Flotation ungünstig beeinflussen können. Ebenso ist immer von Schlämmen in der für das Schwimmverfahren geeigneten Trübedichte der Grad der Azidität bzw. Alkalität zu bestimmen¹⁾. Dasselbe gilt auch für die Untersuchung des für die Flotation vorgesehenen Wassers. Es sollte nie versäumt werden, sich von dem betriebsmäßig vorgesehenen Aufbereitungswasser eine Probe, z. B. 25 l, zu beschaffen und es genau auf seine Eignung für Flotationszwecke zu prüfen.

Die früher häufig übliche Arbeitsweise, die Schlämme vor der Flotation zu enttonen, kann in der Mehrzahl der Fälle als überholt betrachtet werden, da es meist nicht gelingt, die Enttonung genügend verlustlos durchzuführen, und heute Mittel bekannt sind, auch ein stark tonhaltiges Versuchsgut mit Erfolg zu flotieren. Dies gelingt durch Wahl der geeignetsten Trübedichte und Zusatzmittel. Neigen Erze zur Bildung löslicher saurer Verbindungen, so wird man nur eine alkalische Flotation vorsehen und zur Neutralisation der etwa entstehenden sauren Stoffe schon vor den Fein-

¹⁾ Durch Titration oder Messung des p_h -Wertes.

mühlen die entsprechenden Mengen Kalk oder Soda zufügen, damit die an sich schon nicht unerheblichen Kosten für die Unterhaltung der Mühlenpanzerung und für die Mahlkörper durch chemischen Angriff nicht noch unnötig gesteigert werden.

Als weiterer Schritt der Untersuchungen sind die Bedingungen der Zerkleinerung festzulegen. Roherz oder gröbere Mittelprodukte müssen für die Flotation auf die erforderliche Feinheit gebracht werden, um die Erzteilchen gegenüber der Gangart, bei der selektiven Flotation auch gegeneinander, freizulegen. Das gesamte schwimmfähige Gut ist auf jene Korngröße zu bringen, die das Schwimmen gestattet. Die nötigen Anhaltswerte für die Vermahlung schafft die mikroskopische Untersuchung und die Vorbereitung der Anschliffe. Da Verwachsungsgrad und Aufschlußgröße infolge der verschiedenen Spaltbarkeit nicht immer gleich sind, müssen Mahl- und Siebversuche, bei denen die einzelnen Kornklassen mikroskopisch untersucht werden, erst die praktischen Unterlagen für das Mahlen schaffen. Wenn auf diese Weise die voraussichtlich geeignetste Mahlgröße, die im allgemeinen für die Flotation zwischen den Sieben 60 und 250 schwankt, festgelegt ist, kann mit dem Mahlen der für die einzelnen Flotationsversuche erforderlichen Proben begonnen werden.

Für die Mahlung der nötigen Versuchsproben gibt es zwei Wege, einmal die gleichzeitige Mahlung einer für eine Reihe von Versuchen ausreichenden größeren Menge, dann die jeweilige Mahlung einer Menge, die eben für einen Schwimmversuch hinreicht. Die erste Art ist bei weitem die bequemere, kann aber nur bei solchem Gut gewählt werden, das beim Stehen keine chemischen Umsetzungen, wie Oxydation, erleidet; sie ist zu vermeiden bei schwefelkies-, besonders aber bei markasithaltigen Erzen, da die häufig schon nach wenigen Stunden bei diesen Erzen entstehenden löslichen Oxydationsprodukte durch ihre drückenden Eigenschaften die Flotation erschweren bzw. unmöglich machen. Die zweite Art der Mahlung ist die flotationstechnisch vorteilhaftere und gewährt größere Sicherheit, vornehmlich dann, wenn mit Zusatzmitteln gemahlen wird. Der Nachteil dieser Art der laboratoriumsmäßigen Feinmahlung liegt in dem Mehraufwand an Zeit und Kosten für das eigentliche Mahlen und vor allem darin, daß von jeder der kleinen Mahlproben eine Durchschnitts- und eine Siebanalyse angefertigt werden muß, während dies bei der ersten Art der Mahlung nur einmal für die ganze Menge nötig ist.

Welche Mühlenart für die Naßfeinmahlung des Versuchsgutes genommen wird¹⁾, ist an sich gleichgültig, wenn sie nur der Forderung entspricht, nicht feiner zu mahlen, als unbedingt nötig ist. Ganz allgemein

¹⁾ J. Groß und S. R. Stuart, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3056 (1931).

kann gesagt werden, daß je kleiner der Durchmesser einer Versuchsmühle ist, desto kleiner die Korngröße des Aufgabegutes sein muß. Bei Mineralien mit ausgeprägter Spaltbarkeit werden vorteilhaft Mühlen mit einem größeren Durchmesser verwendet, um die Möglichkeit auszunutzen, vorzugsweise nach dem Bruch in den Spaltflächen und nicht durch Abreiben vermahlen zu können.

Da gegenwärtig im praktischen Betrieb das Vormahlen und das Feinmahlen meist im geschlossenen Kreislauf mit Klassierern vorgenommen wird, bemüht man sich, diese Verhältnisse auch bei den Laboratoriumsversuchen nachzuahmen. Während man bei größeren kontinuierlichen Versuchen mit kleinen Klassierern arbeiten kann, ist dies bei der Verarbeitung kleinerer Mengen unmöglich, insbesondere dann, wenn für jeden Versuch das Versuchsgut für sich gemahlen wird. Im letzteren Fall hilft man sich am besten dadurch, daß das Gut nach bestimmten Zeitabschnitten aus der Mühle herausgenommen, das entsprechend vermahlene Material abgieset und das Überkorn zur Nachvermahlung wieder aufgegeben wird. Mahlt man die verschiedenen Erze auf die verschiedensten erforderlichen Korngrößen, so gewinnt man aus diesen Ausführungszahlen im Laufe der Zeit gute Unterlagen, die als Bemessungsgrundlage von betriebsmäßigen Mühlen dienen können. Hierbei ist jedoch Bedingung, daß die Zerkleinerungsergebnisse aus Versuchen stammen, die bezüglich der Dauer der Versuche gleich sind oder aus gleichen Zeitabschnitten stammen.

Weit schwieriger als die Mahlversuche gestalten sich die Flotationskleinversuche. Bedingt durch den Charakter des Verfahrens und die Unmöglichkeit trotz aller bisherigen wissenschaftlichen Erkenntnisse rein theoretisch die Vorarbeiten lösen zu können, spielen gegenwärtig noch bei dieser Versuchsgattung das „Fingerspitzengefühl“ und die glückliche Wahl von geeigneten Zusatzmitteln eine bedeutende Rolle. Man hüte sich bei der Durchführung der Versuche vor dem Grundübel der sog. Betriebserfahrung, die manchmal nur einen Ersatz für selbständiges Denken und Arbeiten darstellt, und gehe lieber unbeeinflusst und selbständig vor. Solange es noch nicht gelungen ist, die Eignung der verschiedensten Flotationsmittel für ein bestimmtes Versuchsgut theoretisch festzulegen, hat stets in erster Linie die Beobachtung des Versuchsverlaufes und die Beurteilung der erzeugten Produkte als Hauptstütze für die Auswertung der Ergebnisse zu gelten.

Zweifelloos läßt sich, fußend auf den vielen seit Bestehen der Flotationsverfahren erworbenen Erfahrungen, für jede Rohgutgattung ein gewisser Versuchsrahmen finden, innerhalb dessen Grenzen die Versuchsdurchführung gehalten werden muß, um überhaupt erfolversprechend zu sein. Aber selbst dann können noch unvermutet Schwierigkeiten auftreten, da nicht nur die im Rohgut enthaltenen wertvollen Mineralbestandteile für den Verlauf der

Flotation zu berücksichtigen sind, sondern auch die mit ihnen gemeinsam auftretenden Verunreinigungen, wie Gangart und Nebengestein. Ihr meist mengenmäßiges Überwiegen gegenüber den wertvollen Bestandteilen in der wäßrigen Flotationstrübe kann diesen unter Umständen von Anfang an einen ganz anderen Charakter für das Schwimmen verleihen.

Aus diesem Grunde mißt man auch heute schon, viel mehr als früher, dem Nebengestein und der Gangart bei den Schwimmverfahren eine mindestens ebenso hohe Bedeutung wie bei den Erzen selbst, von denen bekannt ist, daß der größere Teil in einer neutralen Trübe mehr oder weniger leicht flotierbar ist.

In dieser Hinsicht sei darauf hingewiesen, daß Kleinversuche, die eine flotative Behandlung von in der Natur auftretenden Metalloxyden in einem künstlich hergestellten Metalloxyd-Kieselsäure-Wasser-Gemisch erfolgreich gestatteten, bei derselben Behandlungsweise, jedoch unter Verwendung von natürlichem Rohgut, das einer Lagerstätte von gleichem Metallcharakter entnommen wurde, zu keinem Erfolg führten.

Im wesentlichen wird man bei der Durchführung von Flotationsversuchen folgende Umstände zu beachten haben:

1. die mineralische Zusammensetzung des Rohgutes und seinen Verwachsungscharakter;
2. das Verhältnis Feststoff:Flüssigkeit in der Flotationstrübe, also die Trübedichte;
3. die Korngrößenzusammensetzung;
4. den chemischen Charakter der Trübe vor der Flotation;
5. die Art und Menge der Reagenzien, sowie den Zeitpunkt ihrer Zugabe;
6. die Einwirkdauer der Zusätze;
7. die Flotationszeit;
8. die Temperatur der Trübe;
9. die Art und Menge der Luftzuführung;
10. die Höhe der Umdrehungszahl des Rührers bei mechanischer Rührung;
11. die Höhe der Schaumsäule;
12. die Form und den Baustoff des Versuchsapparates.

Für das richtige Erfassen dieser sich fast bei jedem Rohgut verschieden auswirkenden Faktoren bedarf es neben vielen Erfahrungen und Übung besonderer Geschicklichkeit und Beobachtungsgabe. Dauernde Überwachung des Versuches und rasches Eingreifen zur Verhütung nicht erwarteter Reaktionen sind wertvoller als ein Festhalten an zuvor aufgestellten Richtlinien.

Es fällt aus diesem Grunde schwer und dürfte praktisch betrachtet auch nicht richtig sein, irgendwelche festen Anhaltspunkte für die Durchführung von Flotationskleinversuchen zu geben. Solange es noch keine allgemein gültigen Gesetzmäßigkeiten für die Vorgänge in der Flotationstrübe und

-zelle gibt, bleibt immer die persönliche Einstellung zur Versuchstechnik für den Erfolg maßgebend.

Meist wird man zunächst darauf bedacht sein, für die Flotation des betreffenden Rohgutes durch eine Reihe von Versuchen die günstigsten Reagenzien zu ermitteln, nämlich Schäumer, Sammler oder Zusätze mit beiden Eigenschaften, ferner passivierende und belebende Mittel, je nach Bedarf und Ziel des Versuchs. Zu diesem Zwecke werden nach Möglichkeit alle übrigen mitspielenden Umstände konstant und auf normaler Basis gehalten. Zur Überwachung der Versuche ist dauernde Beobachtung des Schaumes, des abfließenden Konzentrates und häufige Kontrolle der Berge im Apparat unter Zuhilfenahme des Mikroskops bzw. Binokulars erforderlich.

Sind die geeigneten Flotationsmittel gefunden, so wird man eine neue Versuchsreihe beginnen, um die Grenzen der niedrigsten und höchsten Trübedichte zu ermitteln, bis zu denen man ohne bedeutende Verminderung des Flotationserfolges gehen kann.

Die geeignetste Trübedichte für den Schwimmprozeß schwankt für die verschiedenen Erze in weiten Grenzen und ist in der Hauptsache von der Aufschlußgröße und der Beschaffenheit des Aufgabegutes abhängig. Ein Feststoffgehalt von 250 g/l kann z. B. für ein schlammfreies Gut von 80 Maschen eine sehr dünne Trübe darstellen, während bei demselben Feststoffgehalt schlammiges, auf 200 Maschen feingemahleneres Gut schon eine beinahe zähe, breiige Masse bilden kann. Die Flotation der meisten Erze wird in einer Trübedichte von etwa 200–300 g Feststoffen im Liter durchgeführt. Soll selektiv flotiert werden, und ist die Vermahlung nicht zu fein, so wird man vorteilhaft mit einer dichteren Trübe beginnen, z. B. mit 350–450 g/l¹⁾. Bei tonigem Gut und sehr feiner Vermahlung ist es dagegen angezeigt, die Aufgabe zum Schwimmapparat unter 250 g/l, manchmal sogar unter 200 g/l, zu halten. Da die Dichte der Trübe im unmittelbaren Verhältnis zur Durchsatzleistung von Schwimmapparaten steht, wird man schon aus diesem Grunde bestrebt sein, in möglichst dicker Trübe zu flotieren.

Außer der Abhängigkeit der Leistung eines Schwimmapparates von der Trübedichte besteht noch eine Abhängigkeit der Zusatzmittelmenge von dem Verhältnis Feststoff:Wasser in der Trübe. Auch der Verbrauch der Zusatzmittel wächst mit dem Verdünnungsgrad der Trübe.

Auf ein Arbeiten in möglichst dicker Trübe muß man dann verzichten, wenn Konzentrate durch Nachflotation gereinigt werden sollen; für solche Zwecke ist häufig ein Schwimmen in dünnerer Trübe vorteilhafter. Oft müssen bei der laboratoriumsmäßigen Verarbeitung sehr reicher Erze, z. B. von Bleizinkerzen mit über 10% Pb und über 20% Zn, nach der Herausnahme

¹⁾ H. S. Martin, Preparation and Modification of Ore Pulps for Flotation Grinding, Min. Congr. J. 9, 28 (1923).

des Bleiglanzes und des leicht schwimmenden Anteils der Zinkblende die noch nicht völlig zinkfreien Rückstände erst eingedickt werden, um das restliche Zink gewinnen zu können. Diese Zwischeneindickung erschwert naturgemäß die Versuche und macht sie umständlich, läßt sich aber nicht umgehen. In ähnlicher Weise muß bei der versuchsmäßigen Nachverarbeitung der beim Nachschwimmen der Vorkonzentrate entstehenden Abgänge gearbeitet werden. Erfolgt die Reinigung der Vorkonzentrate in dicker Trübe, was aber wegen der bei einer solchen Arbeitsweise weniger wirkungsvollen Nachreinigungsmöglichkeit selten geschieht, so brauchen die Nachreinigungsabgänge zu ihrer Weiterverarbeitung nicht eingedickt zu werden; wird dagegen bei der Nachreinigung dünn gearbeitet, so ist für die weitere Flotation das Eindicken ihrer Abgänge unbedingt erforderlich. Dies ist der Grund, daß bei Versuchen, ähnlich den oben geschilderten, mehrere Parallelversuche unter den gleichen Bedingungen durchgeführt werden müssen, da nur so die für die Nachverarbeitung erforderlichen Mengen Konzentrate erhalten werden können.

Wenn es die Natur der Erze und Zusatzmittel gestattet, sollten die für den eigentlichen Schwimmversuch vorgesehenen drückenden und sammelnden Mittel immer schon in der Mühle zugesetzt werden. Es empfiehlt sich, einen Vergleichsversuch durchzuführen, bei dem einmal mit, das andere Mal ohne diese Mittel gemahlen wird. Die an sich vorteilhafte und praktische Art der Mahlung mit Zusatzmitteln bietet für den Versuch gewisse Schwierigkeiten, weil die zum Absieben und Nachspülen erforderliche Wassermenge auf ein Mindestmaß eingeschränkt werden soll, da sonst das Versuchsgut unter Umständen so stark verdünnt wird, daß es erst wieder eingedickt werden muß. Hierbei geht nicht nur ein Teil der Zusatzmittel verloren, sondern es wird auch die einwandfreie Bestimmung der für den Schwimmversuch insgesamt erforderlichen Zusatzmittelmengen erschwert.

Weitere Versuche sind zwecks Ermittlung des Einflusses der Flotationszeit auszuführen; hierbei ist zu berücksichtigen, daß häufig ein Teil der Flotationszeit ohne Gefährdung der guten Ergebnisse durch entsprechende Einwirkzeit ersetzt werden kann.

Sind diese Versuche abgeschlossen und ihre Ergebnisse ausgewertet, so wird man bei ihrer Gegenüberstellung leicht jenen Punkt ermitteln können, der sowohl in technischer wie wirtschaftlicher Hinsicht ein Optimum darstellt.

Sollte die Gegenüberstellung der vorläufigen Versuchszahlen ergeben, daß der technische und wirtschaftliche Erfolg noch nicht befriedigen, so wird man durch Verfeinern des bisher besten Versuches die Ausbringens- und Anreicherungsweite zu erhöhen trachten.

Dies ist auf verschiedenen Wegen möglich: einmal durch eine Vorbehandlung der Trübe vor der Flotation, das andere Mal durch vorsichtige Zugabe

der Flotationsmittel während des Versuches. Die aus dieser Behandlung sich ergebenden Einflüsse auf den Versuchsverlauf müssen, wenn die Arbeit erfolgreich sein soll, mit dem Auge genau erfaßt werden.

Die Vorbehandlung der Trübe kann schon bei der Vermahlung des Rohgutes auf Flotationsfeinheit beginnen; sie kann aber auch in der Weise geschehen, daß man die am stärksten wirkenden Zusätze kurz nach der Vermahlung zugibt und dann die so behandelte Flotationstrübe sich für Stunden selbst überläßt. Ein Erfolg, sei er positiv oder negativ, wird auf jeden Fall zu beobachten sein, und diesem sich im richtigen Sinne anzupassen, ist mit eine Aufgabe der Versuchsdurchführung.

Ebenso wertvoll für eine Verbesserung der Ergebnisse kann unter Umständen eine stufenweise Zugabe von Reagenzien unter Verwendung von kleinen Mengen sein. Auch hier sind es wieder die stärksten Mittel, denen besondere Beachtung geschenkt werden muß, z. B. dem Pineöl, den Xanthaten, dem Aerofloat, ferner den Zyaniden, dem Wasserglas und Kalk.

Sind die mit den aufgeführten Versuchsveränderungen verknüpften Ergebnisse negativ, so müssen die übrigen zuvor erwähnten Faktoren geändert werden, nämlich Temperatur, Umdrehungszahl, Schaumsäule, Luftzuführung und Luftmenge. Vor zu starker Abweichung von den üblichen Größen muß jedoch gewarnt werden, da unter Umständen nicht nur eine vollkommene Verzerrung des Gesamtbildes entsteht, sondern auch die Wirtschaftlichkeit des ganzen Verfahrens in Frage gestellt werden kann.

Handelt es sich um Versuche, für die eine selektive Arbeitsweise erforderlich ist, wird man vor allem den Trübecharakter vor der Flotation eingehend zu untersuchen haben, um von Anfang an Stoffe auszuschalten, welche die selektive Flotation stören.

In manchen Fällen wird es ferner zu überlegen sein, ob es wirtschaftlich von Vorteil ist, in der ersten Stufe zunächst kollektiv zu schwimmen und erst das gewonnene Sammelkonzentrat einer nachträglichen selektiven Behandlung im Schwimmapparat zu unterwerfen, oder ob es, der üblichen Arbeitsweise entsprechend, richtiger erscheint, schon von Anbeginn selektiv zu flotieren.

Nachdem nunmehr der allgemeine Arbeitsgang in großen Zügen skizziert wurde, soll im folgenden an einem Beispiel die praktische Durchführung einer solchen Untersuchung und ihre Auswertung gezeigt werden¹⁾.

Es handelt sich bei den folgenden Versuchen um ein komplexes tonhaltiges Bleizinkerz, das selektiv geschwommen werden soll. Eine innige Verwachsung der nutzbaren Mineralien mit dem Nebengestein und untereinander lag nur in geringem Maße vor und brauchte bei der Flotation nicht berücksichtigt zu werden. Das Rohgut enthielt 5,80% Pb und 3,80% Zn.

¹⁾ E. Badescu, Dissertation, Leipzig 1930, Universitätsverlag R. Noske.

Nach Abschluß der Voruntersuchungen war als günstigste Zusammensetzung der Schwimmmittel die folgende festgestellt worden:

Für die Bleiflotation:

CaO	0,380 kg/t,	entsprechend	0,005 RM
NaCN	0,027 kg/t,	„	0,06 „
Aerofloat	0,055 kg/t,	„	0,10 „

Für die Zinkflotation:

H ₂ SO ₄ (60° Bé)	1,05 kg/t,	entsprechend	0,05 RM
Braunkohlenteeröl	0,152 kg/t,	„	0,08 „

Zusammen 0,295 RM

Bei diesen Zusatzmittelmengen wurde für die Bleiflotation nach Zugabe der alkalischen Schwimmmittel ein pH -Wert von 6,8 und für die Zinkflotation nach der Zugabe von Schwefelsäure ein solcher von 6,1 festgestellt.

Für die Versuche wurde das Gut auf —Sieb 80 zerkleinert, und die Trübedichte auf 300 g/l gebracht. Ätzkalk, Natriumcyanid und Aerofloat wurden für die Flotation des Bleis bzw. zum Niederhalten des Zinks zu Beginn des Versuches zugesetzt. Eine Einwirkzeit war nicht erforderlich. Gegen Ende der Bleiflotation mußte für das Zwischenprodukt etwas Braunkohlenteeröl zugegeben werden, um die Schaumbildung zu verstärken. Für die Zinkflotation wurde Schwefelsäure und Braunkohlenteeröl der Trübe stufenweise zugegeben. Die unter den obigen Bedingungen erzielten Ergebnisse sind nachstehend zusammengestellt:

Produkte	Gewichts- aus- bringen %	Pb-Konzentrat		Zn-Konzentrat		Versuchs- dauer min
		An- reicherung % Pb	Pb-Aus- bringen %	An- reicherung % Zn	Zn-Aus- bringen %	
Bleikonzentrat...	7,00	73,1	89,54	3,7	6,83	5
Zwischengut	1,12	23,5	4,60	23,25	6,87	4
Zinkkonzentrat ..	6,57	3,15	3,63	47,75	82,93	9
Abgänge	85,31	0,15	2,23	0,15	3,37	
Rohgut	100,00	5,71	100,00	3,79	100,00	18

Um den Einfluß zu untersuchen, den die Änderung in der Korngrößenzusammensetzung hervorruft, wurden Proben bei verschiedener Mahlung hergestellt. Die Korngrößenzusammensetzung der einzelnen Kornklassen zeigt die nachstehende Tabelle:

Sieb	Vermahlung unter Sieb		
	60: Kornfraktionen in %	80: Kornfraktionen in %	190: Kornfraktionen in %
+ 60	—	—	—
+ 80	8,50	—	—
+ 100	14,40	16,22	—
+ 120	9,96	10,78	—
+ 135	8,90	10,50	—
+ 160	6,48	6,94	—
+ 190	8,15	8,85	—
+ 250	8,42	9,50	22,75
— 250	35,19	37,21	77,25
Gesamt	100,00	100,00	100,00

In dem Diagramm 1 (Abb. 159) sind die Ergebnisse der Schwimmversuche in bezug auf Ausbringen, Anreicherung, Zusatzmittelkosten und Flotationszeit für die drei verschiedenen Feinheitsgrade des Aufgabegutes dargestellt. Konstant gehalten wurden bei diesen Versuchen die Zusatzmittelmengen und die Trübedichte. Ein Vergleich der Ergebnisse zeigt, daß die Vermahlung unter Sieb 60 noch zu grob ist. Es konnte im Verlauf des Versuches beobachtet werden, daß der grobe Bleiglanz zum Teil mit der feinen Zinkblende in das Zwischengut gelangt, zum Teil aber erst mit dem Zinkblendekonzentrat oder sogar erst nach der Zinkblende zu schwimmen beginnt. Die Vermahlung unter Sieb 80 zeigt die besten Ergebnisse, sie wurde daher für die folgenden Versuche beibehalten. Mit der Vermahlung unter Sieb 190 verschlechtern sich wieder die Ergebnisse, was sich vor allem in dem hohen Zinkgehalt im Bleikonzentrat und in dem hohen Bleigehalt im Zinkkonzentrat ausdrückt.

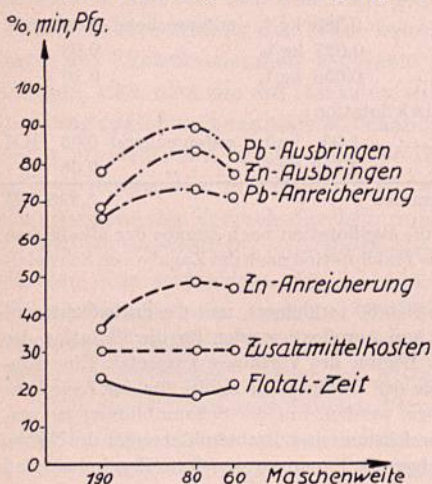


Abb. 159. Diagramm 1. Einfluß der Korngrößen

In der dem Diagramm 2 (Abb. 160) entsprechenden Versuchsreihe blieben die Zusatzmittelmengen und die jeweilige Zerkleinerung auf Sieb 80 konstant. Geändert wurde nur die Trübedichte. Die dünne Trübe liefert hochwertige Konzentrate, dagegen unreine Abgänge. Mit Zunahme der Trübedichte sinkt die Anreicherung, dagegen erhöht sich das Ausbringen gegenüber einer Trübedichte von 200 g/l. Gleichzeitig mit dem Ausbringen steigt die erforderliche Schwimmzeit. Auffällig ist, daß bei einer Trübedichte von 400 g/l das Blei- sowie Zinkausbringen wieder schwach abfallen, und die Blei- und Zinkanreicherung sich sogar gegenüber der Trübedichte von 200 g/l vermindert. Auch nimmt die Flotationszeit bei einer Trübedichte von 400 g/l noch weiter zu. Als günstigste Trübedichte wurde hiernach 300 g/l gewählt und für die folgenden Versuche beibehalten.

Zur Untersuchung des mengenmäßigen Einflusses der durch die Voruntersuchung festgelegten Zusatzmittel wurde der Reihe nach die Zugabemenge eines Zusatzmittels geändert, während

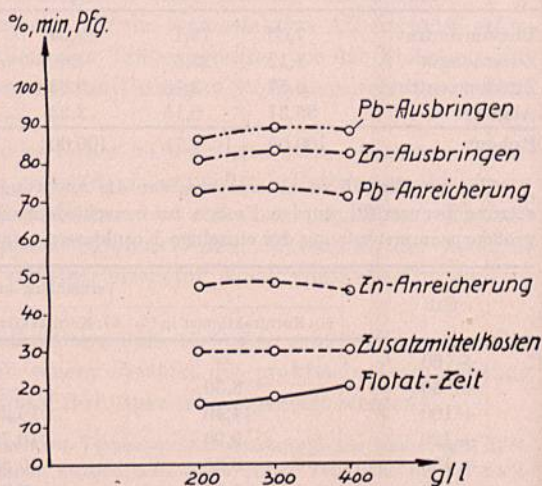


Abb. 160. Diagramm 2. Einfluß der Trübedichte

die Menge der übrigen fünf genannten Mittel konstant gehalten wurde. Konstant blieben ferner die Zerkleinerung unter Sieb 80 und die Trübedichte mit 300 g/l.

Das Diagramm 3 (Abb. 161) zeigt eine stetige Zunahme der erforderlichen Schwimmzeit mit zunehmenden Mengen an CaO, gleichzeitig sowohl für das Blei als auch für das Zinkausbringen eine aufsteigende und wieder absteigende Linie. Die beste CaO-Menge scheint 0,28 kg/t zu sein. Dies gilt auch bezüglich der Blei- und Zinkanreicherung.

Bei der Änderung der Menge an Zyanid (Diagramm 4; Abb. 162) steigen mit Zunahme dieses Zusatzmittels natürlich die Aufbereitungskosten. Blei- und Zinkausbringen sowie Blei- und Zinkanreicherung halten sich von einer bei etwa 0,03 kg/t NaCN liegenden Menge an etwa konstant.

Auffällig ist jedoch eine geringe Abnahme der Zinkanreicherung und eine Zunahme der Schwimmzeit besonders für die Zinkblende, was voraussichtlich eine Folge der drückenden Wirkung des Zyanids auf Zinkblende ist.

Man wird daher vermeiden, beim Zyanidzusatz über das unbedingt erforderliche Maß hinauszugehen.

Das Diagramm 5 (Abbildung 163) zeigt den Einfluß wechselnder Mengen Aerofloats bei sonst konstant gehaltenen Zusatzmitteln, konstant gehaltener Trübedichte und konstant gehaltener Vermahlung. Es zeigt sich, daß bei einer Zugabe von unter 0,044 kg/t kein genügender Schaum gebildet wird, um die Bleiflotation durchzuführen. Andererseits wird durch stärkere Zugabe von Aerofloat Zinkblende in größeren Mengen mit dem Bleiglanz aufgeschwommen; gleichzeitig verkürzt sich die

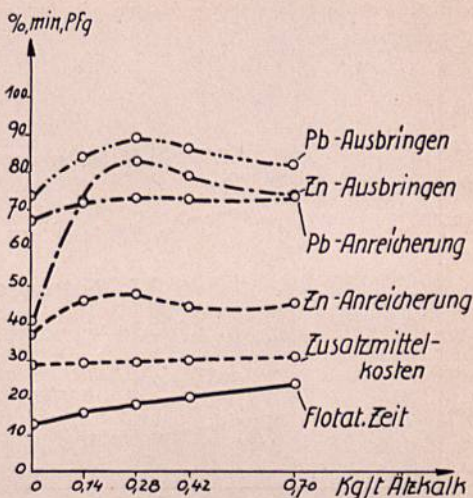


Abb. 161. Diagramm 3. Einfluß des Kalkgehaltes

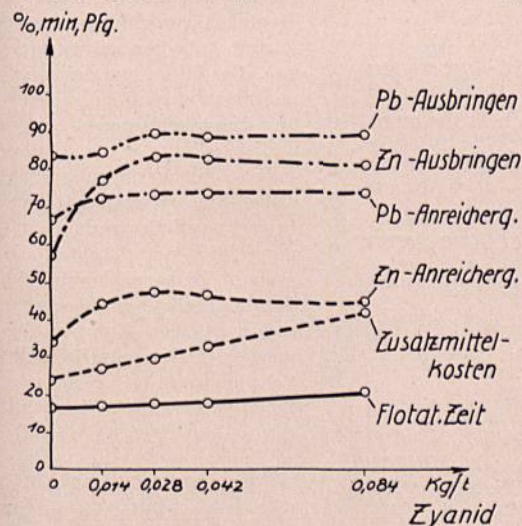


Abb. 162. Diagramm 4. Einfluß des Zyanidgehaltes

Schwimmzeit. Es wird daher auch bei Aerofloat eine möglichst genaue Dosierung eingehalten werden müssen.

Den Einfluß wechselnder Schwefelsäuremengen zeigt das Diagramm 6 (Abb. 164). Als günstigste Zugabemenge wurde etwa 1 l H_2SO_4 , 60° Bé festgestellt. In dieser Menge zugesetzt, hebt die Schwefelsäure fast vollständig die Wirkung der drückenden Mittel auf die Zinkblende auf. Bei einer höheren Zugabe von Schwefelsäure steigt der Metallgehalt der Abgänge, und das Zinkkonzentrat verschlechtert sich.

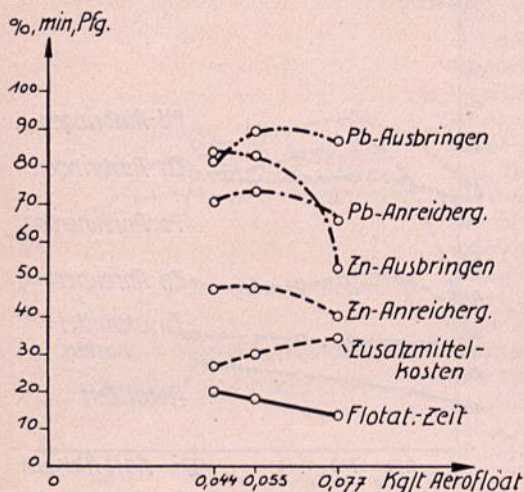


Abb. 163. Diagramm 5. Einfluß des Aerofloats

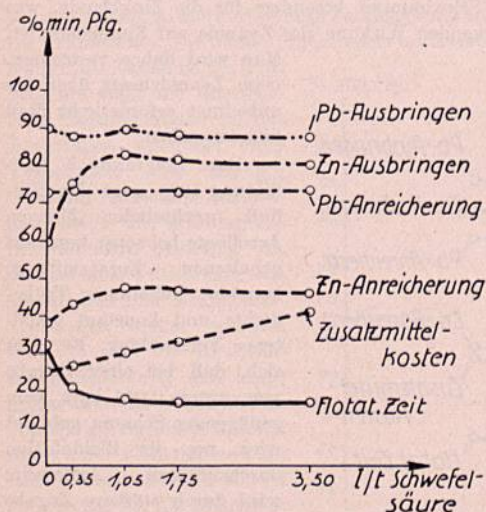


Abb. 164. Diagramm 6. Einfluß des Schwefelsäuregehaltes

Das Braunkohlenteeröl, Diagramm 7 (Abb. 165), wurde zur Verstärkung der Schaumbildung nach der Herausnahme des Bleivorkonzentrates zugesetzt, um einen möglichst großen Teil des in der Trübe noch verbliebenen Bleiglanzes zum Schwimmen zu bringen. Hierauf erfolgte die Flotation der Zinkblende, für die sich das Braunkohlenteeröl in den Voruntersuchungen als sehr geeignet erwiesen hatte. Der Zusatz wurde in mehreren gleichen Teilmengen vorgenommen. Nach der ersten Zugabe machte sich der Einfluß des Braunkohlenteeröles durch eine kürzere Schwimmzeit bemerkbar. Das Diagramm zeigt daß zunächst eine Mindestmenge an Braunkohlenteeröl erforderlich ist, um ein möglichst hohes Zinkausbringen zu erzielen. Eine weitere Zugabe verbessert das Zinkausbringen nur unmerklich, verschlechtert dagegen die Zinkanreicherung. Die Zusatzmittelkosten steigen entsprechend den Zusatzmittelmengen, andererseits fällt die Schwimmzeit bei vermehrter Zugabe an Braunkohlenteeröl.

Bei Entwicklung eines Schwimmverfahrens für

schwerschwimmende oder bisher als nicht schwimmbar bekannte Mineralien wird man sich in erster Linie mit der Auffindung geeigneter Schwimmmittel zu beschäftigen haben. Auch hier wird ein eingehendes Studium der

Trübevorbehandlung und ihrer Auswirkung auf den Flotationsvorgang oft überraschende Ergebnisse zeitigen und zu der Erkenntnis führen, daß auf dem Gebiete der Flotation noch viele Möglichkeiten bestehen, für die vorläufig allgemeingültige wissenschaftliche Erklärungen fehlen.

Für alle Versuche hat der Leitsatz zu gelten, daß alle Vorgänge so quantitativ als irgend möglich durchgeführt bzw. erfaßt werden sollen.

Fast immer besteht ein Hauptzweck der Versuche darin, auch den Verbrauch der verschiedenen Zusatzmittel je Tonne Aufgabegut festzustellen, also zu ermitteln, wie hoch die Menge der Zusatzmittel ist und mit welchen Kosten je Tonne Aufgabe im praktischen Betrieb etwa zu rechnen sein wird. Bei der Durchführung dieser Versuche setzt man die Flotationsmittel vor-

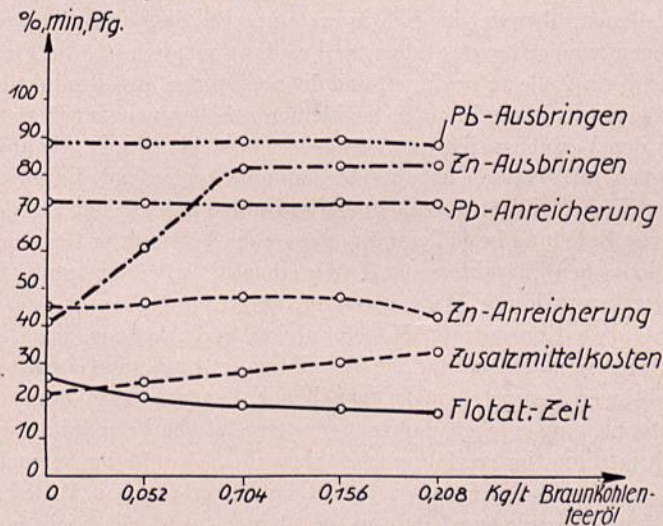


Abb. 165. Diagramm 7. Einfluß des Braunkohlenteeröles

teilhaft tropfenmäßig zu. Da die Größe und damit das Gewicht der Tropfen von der Art der Abtropffläche abhängig ist, muß man für die verschiedenen Tropfgefäße und Zusatzmittel, letztere in den verschiedensten Konzentrationen, das Tropfengewicht erst feststellen, die Gefäße also gewissermaßen eichen. Hierbei ist zu vermeiden, daß ein Auskristallisieren an den Tropfflächen stattfindet, weil sich sonst das Tropfengewicht erheblich verändern kann. Lösungen von Zusatzmitteln setzt man aus diesem Grund nicht zu konzentriert an und trachtet, solche Konzentrationen zu wählen, daß zum Abmessen der Mengen an Stelle von Pipetten oder ähnlichen Vorrichtungen kleine Meßzylinder benutzt werden können. Bei Apparaten, die ein Fassungsvermögen von weniger als 1 kg Erz besitzen, kann für gewisse Erze schon ein Tropfen Schäumer aus einer Tropfflasche zu viel sein. Meist

empfiehlt es sich, an Stelle von Emulsionen, die man von vielen Ölen in beliebiger Verdünnung herstellen kann, fein ausgezogene Glasspitzen zu verwenden und von diesen einen kleinen Tropfen abtropfen zu lassen; wo ein Abtropfen nicht mehr erfolgt, kann man die anhaftende Ölmenge abspülen¹⁾. Diese Schwierigkeit in der laboratoriumsmäßigen Bemessung der Zusatzmittel ist ein Grund, weshalb die von Zeit zu Zeit immer wieder vorgeschlagenen Versuchsapparate für 50 bzw. 100 g Einsatz²⁾ nicht für technische Versuchszwecke erfolgreich benutzt werden konnten. Selbst Flotationsapparate mit einem Einsatz unter 500 g Erz haben sich in den meisten Fällen für praktische Versuche nicht bewährt³⁾.

Einfacher gestalten sich oft die Versuche, wenn Versuchsapparate von verschiedenen, über der als richtig erkannten Mindestgröße liegenden Ausmessungen zur Verfügung stehen, weil es dann möglich ist, die Flotation in einer größeren Zelle zu beginnen und die noch unfertigen Produkte mit oder ohne Nachvermahlung in einer der kleineren Zellen nachzulfotieren.

Um den Versuchsverlauf zu verfolgen, empfiehlt es sich, die anfallenden Produkte mikroskopisch zu untersuchen und fortlaufend die Messung der Alkalität bzw. Azidität vorzunehmen, vor allem bei solchen Versuchen, bei denen zur Erzielung besonderer Ergebnisse ein bestimmter Grad des sauren oder alkalischen Charakters der Trübe eingehalten werden muß. Zur Kontrolle der Feinmahlung ist es angezeigt, eine Unterteilung der gewonnenen Produkte, wie Konzentrate, Mittelprodukte und Abgänge, nach einzelnen Siebgrößen vorzunehmen und die Verteilung der Erze und Gangart in diesen Siebfraktionen festzustellen. In manchen Fällen wird sich durch diese Art der Untersuchung ergeben, daß entweder eine falsche Vermahlung oder nicht das richtige Flotationsverfahren gewählt wurde, obwohl der Versuch zahlenmäßig genügende Ergebnisse gebracht hat. Ergibt sich z. B. bei der Flotation von Bleizinkerzen, daß neben Bergen, in denen nicht mehr verwachsene Teilchen zu finden sind, ein Bleikonzentrat erzeugt wurde, das außer feinsten Bergeteilchen feinste Zinkblendeteilchen enthält und im Zinkblendekonzentrat außer Zinkblende und feinsten Bergeteilchen auch gröbere Bleiglanzteilchen zeigt, so sind entweder nicht die geeigneten Zusatzmittel zum Heben des größeren Bleiglanzes genommen worden, oder die gewählte und durchgeführte Vermahlung war ungenügend, so daß

¹⁾ Über für kontinuierliche Laboratoriumsversuche geeignete Zusatzmittelspeiser vgl. M. Mortensen, Eng. Min. World 2, 245 (1931); es sind dies den betriebsmäßig verwendeten Vorrichtungen nachgebildete, aber feiner einstellbare.

²⁾ Zum Beispiel von J. F. Gates und L. K. Jacobsen, Utah Eng. Exp. Stat. Bull. 16 (1925); Eng. Min. Journ. 119, 19, 771 (1925); vgl. H. D. Keiser bzw. C. C. Haynes, Eng. Min. Journ. 126, 504 (1928).

³⁾ Für wissenschaftliche Untersuchungen können sie hingegen ebenso wie die 50-Gramm-Apparate wertvoll sein.

die größeren Bleiglanzteilchen einfach nicht mehr in den Schaum gehoben werden konnten.

Die Vornahme einer Siebfraktionierung ist auch bei der Verarbeitung von flinzhaltigem Graphit angezeigt. Flinzgraphit wird man immer bei einer möglichst groben Korngröße zu flotieren versuchen, um die Flinze zu schonen, die zum Teil durch die Nachbehandlung des Polierens zerstört werden und dann als minderwertiger Staub anfallen. Flotiert man solchen flinzhaltigen Graphit, und läßt sich mikroskopisch im Konzentrat noch übermäßig viel feine, aber aufgeschlossene Gangart nachweisen, so war das Verfahren falsch gewählt; sind dagegen die einzelnen Flinzblättchen, abgesehen von ihrem Gerippe, noch verwachsen, so war der Aufschluß durch die Feinmahlung ungenügend.

Sollen bei Versuchen die anfallenden Mittelprodukte aufgearbeitet, d. h. einer Nachflotation unterworfen werden, so muß man entweder in einem größeren Versuchsapparat beginnen, um eine genügende Menge Konzentrat zu erhalten, oder es müssen eine Reihe von Kleinversuchen hintereinander durchgeführt werden, bis genügend Vorkonzentrat gesammelt ist, um es weiter verarbeiten zu können. Oft empfiehlt es sich, sog. Chargenversuche durchzuführen, die darin bestehen, daß den folgenden Versuchen mit oder ohne Nachvermahlung immer wieder die Mittelprodukte des vorhergehenden Versuchs zugegeben werden. Zeigt sich bei einem solchen Chargenversuch mit laufender Zugabe der Mittelprodukte, daß sich mit der fortschreitenden Anzahl der Versuche weder die Menge der Mittelprodukte vermehrt oder ihr Metallgehalt steigt, noch der Gehalt der Berge und Konzentrate sich verschlechtert, so ist im Kleinen der Beweis erbracht, daß sich auch im laufenden praktischen Betrieb die Mittelprodukte ohne Verschlechterung der Konzentrate und Berge aufarbeiten lassen werden. Besonders notwendig ist die Untersuchung der Mittelprodukte und Abgänge dann, wenn Erze zu verarbeiten sind, die wohl die gleiche Metallkomponente enthalten, das Metall aber im Erz in verschiedenen chemischen Bindungen vorliegt, z. B. das Kupfer als Kupferkies, Buntkupferkies oder Kupferglanz. In solchen Fällen läßt sich durch die mikroskopische Untersuchung leicht feststellen, auf welches dieser Erze die Zusatzmittel am besten bzw. am wenigsten gewirkt haben, und man wird das Verfahren dann zweckentsprechend umstellen können.

Nach der Durchführung der Flotation müssen die entstandenen Produkte in ihrer Gesamtmenge entwässert, getrocknet und gewogen werden. Versuche, die mit 0,5–1 kg durchgeführt wurden, dürfen, sollen sie noch als quantitativ angesehen werden können, höchstens einen Mengenverlust von 3–5% aufweisen.

In vielen Fällen genügt der bisher geschilderte Versuchsumfang noch nicht, sondern es werden sich Messungen über den Wassergehalt der verschiedenen Produkte, ihr Volumen und ihre Filtrier- bzw. Eindickfähigkeit

anschließen müssen. Es sind dies Versuche, welche die Grundlage zur Bemessung von Eindickern und Filteranlagen für die Konzentrate und gegebenenfalls Berge verschaffen sollen. Derartige ergänzende Versuche sind meist mit einem geringen Aufwand an Zeit und Geld durchführbar.

Hat man in der angedeuteten Art die Hauptdaten versuchsmäßig festgelegt und die Analysen der gewonnenen Produkte erhalten, so ist als nächste Aufgabe die Auswertung der Versuche vorzunehmen und die Metallbilanz aufzustellen. Dabei ist zunächst der Vergleich der sich rechnerisch ergebenden Gehalte für das Aufgabegut und der aus der Durchschnittsprobe vorher experimentell bestimmten wesentlich. Für die Beurteilung dieser beiden Werte müssen die Gehalte des Rohgutes, die Verteilung des Haltigen im Rohgut sowie die Grenzen der Analysengenauigkeit berücksichtigt werden. Besondere Schwierigkeiten können dann auftreten, wenn, wie bei edelmetallhaltigen Erzen, in einer kleinen Probe als Folge der unregelmäßigen Metallverteilung im Rohgut Unregelmäßigkeiten auftreten, und sich dies auf die genommene Durchschnittsprobe auswirkt.

In solchen Fällen kann man sich nur dadurch vor Fehlern schützen, daß man unter gleichen Bedingungen eine Reihe von Versuchen ausführt und aus ihnen, gegebenenfalls unter Ausschaltung der höchsten und niedrigsten Werte, die Mittelwerte als maßgebend annimmt. Die Möglichkeit einer genauen Probenahme steigt mit dem Grad der Feinmahlung. Erze, die verhältnismäßig grob flотиert werden können, geben eher Veranlassung zu ungenauer Probenahme als Erze, die sehr fein gemahlen werden müssen. Die Grenzen der Analysengenauigkeit spielen vor allem bei Zinnobererzen eine Rolle, bei denen häufig die Berge so weit erschöpft werden können, daß ihr Metallgehalt praktisch nicht mehr bestimmbar ist, bzw. daß die durch die Analysenmethode zugelassenen Fehlergrenzen über dem tatsächlichen Gehalt liegen.

3. Versuchsapparate

Für die Durchführung der eigentlichen Flotationsversuche bedient man sich kleiner Laboratoriumsapparate¹⁾, die in ihrer Bauart den betriebsmäßigen Apparaten angeglichen sind. Ähnlich wie sich auf dem Markt eine große Anzahl verschiedenartiger Schwimmapparate vorfindet, gibt es auch zahlreiche Ausführungen von Versuchsapparaten²⁾. Diese lassen sich genau wie die industriell verwendeten Apparate der Hauptsache nach in drei Typen unterteilen, solche mit mechanischer Rührung, Druckluftapparate und

¹⁾ Fast jede Aufbereitungsfirma liefert kleine, ihrem Fabrikationstyp entsprechende Laboratoriumsapparate.

²⁾ Siehe auch A. F. Taggart, *Handbook of Ore Dressing* 1222; T. J. Hoover, *Concentration Ores by Flotation*, London 1916, 83, 93.

kombinierte Apparate. Im allgemeinen genügt es, wenn Versuche, die später in einem Apparat mit mechanischer Rührung ins Große übertragen werden sollen, in irgend einem geeigneten Apparat ähnlicher Konstruktion durchgeführt werden. Dasselbe gilt für die Druckluft- oder kombinierten Apparate. Wenn auch bei den einzelnen Apparatetypen gewisse Unterschiede in der Leistung bestehen, so hat dies auf die Versuchsdurchführung zunächst weniger Einfluß. Dagegen wird man, sobald es sich um maßgebende Versuche handelt, die zur Errichtung einer Anlage führen sollen, vorteilhaft jenen Typ für die Versuchsdurchführung wählen, der später für die

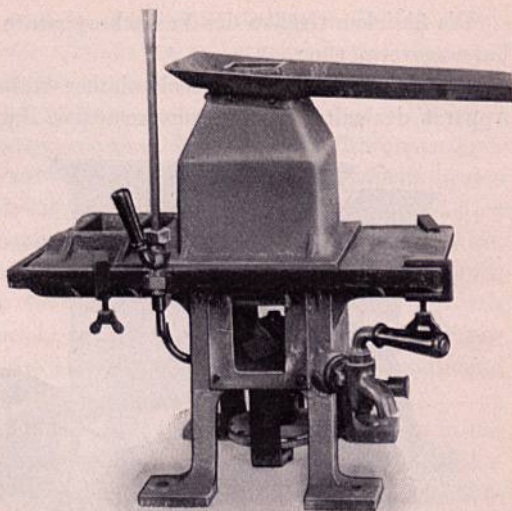


Abb. 166. Unterluft-Versuchsapparat

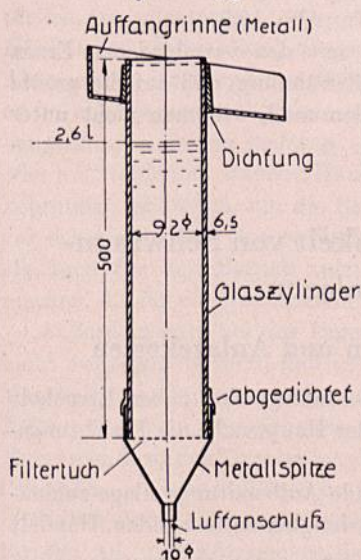


Abb. 167. Callowröhre

Praxis vorgesehen ist. Hingewiesen sei darauf, daß es in manchen Fällen unmöglich ist, Versuchsergebnisse, die z. B. in Apparaten mit mechanischer Rührung erhalten wurden, auf Druckluftapparate zu übertragen und in gewissem Sinne auch umgekehrt.

In Europa haben sich als gebräuchlichste Versuchsapparate drei Typen eingeführt, einer, der dem M. S.-Standardapparat, ein zweiter, der dem M. S.-Unterluftapparat (siehe Abb. 166) und einer, der dem Callowapparat entspricht. Bei den Druckluftversuchsapparaten hat sich allgemein eine vereinfachte Form, die „Callowröhre“, eingeführt, die aus einem mit porösem Boden und mit Auslauf versehenen Glaszylinder besteht (siehe Abb. 167).

Die üblichen Größen der Versuchsapparate entsprechen etwa folgendem Fassungsvermögen:

für die Apparate mit mechanischer Rührung ist der gebräuchlichste Apparat der mit 2,5 l Fassungsvermögen. Ergänzungsapparate hierzu sind

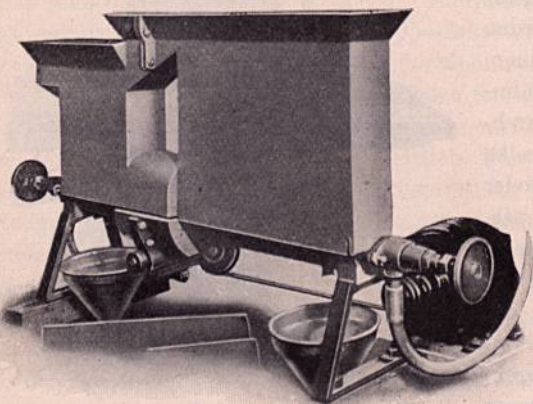


Abb. 168. MacIntosh-Versuchsapparatur (Vorreiniger und Reiniger)

Apparate von 1, 20, 40 und 130 l. Die kleinste in Gebrauch befindliche Apparattypen kann etwa 50 g Erz flotieren¹⁾, bereitet jedoch Schwierigkeiten in bezug auf quantitatives Arbeiten.

Der Baustoff der Apparate kann Guß, Celluloid, Holz oder Metall bzw. Metalllegierung sein.

Callowröhren haben sich in Größen von etwa 0,6 l, 1 l und 2,5 l bewährt.

Größere Versuchsapparate in Ausführung ähnlich den MacIntosh-Apparaten fassen zwischen 10 und 40 l (siehe Abb. 168).

Bei der Durchführung von Versuchen mit den verschiedenen Erzen und Reagenzien bedarf es wohl kaum der Erwähnung, daß auf die größte Sauberkeit der Apparate Wert gelegt werden muß, will man nicht unter Umständen zu falschen Schlüssen kommen.

XXI. Über die Wirtschaftlichkeit von Schwimmaufbereitungsanlagen

1. Errichtung von Neuanlagen und Anlagekosten

Für die Wirtschaftlichkeit einer Flotationsanlage sind neben Erzgehalt und Metallwert des Aufbereitungsgutes in der Hauptsache die Errichtungs- und Betriebskosten maßgebend.

Die Wirtschaftlichkeit für eine bestehende Aufbereitungsanlage zahlenmäßig zu ermitteln, ist an sich nicht mit Schwierigkeiten verbunden. Handelt

1) J. F. Gates u. L. K. Jacobsen, Eng. Min. Journ. 119, 19, 771 (1925), ferner C. C. Haynes a. a. O.

es sich jedoch darum, sie für eine zu errichtende Anlage in Zahlen auszudrücken, so sind eine Anzahl von Umständen zu berücksichtigen, deren genaue Erfassung nicht immer leicht möglich ist.

Von den zur Zeit wichtigsten Gesichtspunkten sei als erster der Einfluß der Metallpreise auf die Marktlage erwähnt. Besondere Ausführungen hierüber erübrigen sich, da das Problem der heutigen Metallwirtschaft in den Fachzeitschriften fortlaufend behandelt und dort genügend Aufschluß über die mit dem Erzmarkt und Erzhandel verbundenen Fragen gegeben wird.

Andere bei der Errichtung von Aufbereitungsanlagen zu berücksichtigende Gesichtspunkte sind vor allem die örtliche Lage der Aufbereitung in bezug auf die Grube, ihre Lage in Beziehung zu dem An- und Abtransport der verschiedenen Erzeugnisse sowie die Verhältnisse bei der Bergwirtschaft und Ersatzteilbeschaffung.

Im allgemeinen wird man bemüht sein, die Aufbereitungsanlage in unmittelbarer Nähe der Grube zu errichten. Die Form des Geländes, der Baugrund, die Wasserbeschaffung, ferner die Siedlungsmöglichkeiten und ähnliche Fragen können jedoch dazu Veranlassung geben, die Aufbereitung an einem von den Grubenbetrieben entfernteren Ort zu errichten, so daß das Grubengut erst zur Aufbereitung befördert werden muß.

Neben dem Antransport des Grubenhauferkes spielt bei der Wahl des Ortes der Aufbereitung die Möglichkeit der Abfuhr der Berge und der gewonnenen Konzentrate eine besondere Rolle. Für die Konzentrate ist es natürlich am günstigsten, wenn Verbraucher oder Hütte in unmittelbarer Nähe liegen, da hierdurch die geringsten Frachtkosten bedingt sind. Beim Abtransport der Berge von Flotationsanlagen ist zu berücksichtigen, daß es im allgemeinen nicht ohne weiteres möglich ist, das Bergegut etwa wie bei naßmechanischen Anlagen als Versatzgut in der Grube zu verwenden oder auf Halden zu stapeln. Häufig wird es erforderlich sein, besondere Vorkehrungen zu treffen, um die Berge erst einzudicken, unter Umständen sogar das eingedickte Gut zu filtrieren. Die hierfür sowohl bei der Errichtung als auch für den Betrieb aufzuwendenden Kosten können Beträge ausmachen, die für die Wirtschaftlichkeit der Anlage keinesfalls belanglos sind.

Außerdem darf bei der Entscheidung über die Lage der Aufbereitung nicht vergessen werden, daß in entlegenen Gegenden der Ersatzteil- und Materialbeschaffungsfrage eine besondere Bedeutung zukommt. In solchen Fällen wird man aus Gründen der Betriebssicherheit wegen des mit der Heranschaffung der Einzelteile verbundenen hohen Zeitaufwandes ein wesentlich größeres Ersatzteillager halten müssen als üblicherweise.

Neben den Beziehungen, welche sich durch die Lage der Aufbereitung für den An- und Abtransport der Fertigprodukte und Ersatzteile ergeben, ist auch die unmittelbare Umgebung, die örtliche Lage und das herrschende

Klima zu berücksichtigen. Liegen Flotationsanlagen in stark bebauten Gegenden, etwa in Städten, so kann es beispielsweise unter Umständen erforderlich werden, die sich bei der Trocknung von mit Ölsäure geschwommenen Konzentraten entwickelnden Gase wegen ihres unangenehmen Geruches durch Verwendung eigener Adsorptionsanlagen zu vernichten. Eine besondere Berücksichtigung erfordert die Abwasserfrage bei der Errichtung einer Flotationsanlage.

Zu diesen kurz angedeuteten Gesichtspunkten tritt außerdem noch die wichtige Frage der Frischwasserversorgung, der Arbeiterbeschaffung und -unterbringung. Beschließend sei noch auf die Wichtigkeit hingewiesen, die vertraglichen Bindungen und Patentrechte zu prüfen, die gegebenenfalls auf den Ausbau einer Anlage und damit auf die Wirtschaftlichkeit von Einfluß sein können. Bei Errichtung von Anlagen, besonders in gewissen überseeischen Ländern, ist zu berücksichtigen, daß einzelne Staaten den Betrieb von Anlagen und die Verfrachtung von Aufbereitungsfertigprodukten besteuern.

Die hier nur kurz berührten Umstände können je nach Lage der Verhältnisse die Wirtschaftlichkeit einer Aufbereitung entscheidend beeinflussen. Sie lassen sich nicht immer zahlenmäßig genau erfassen, erfordern jedoch stets vor der Errichtung einer Anlage eine möglichst sorgfältige Berücksichtigung, um im späteren Betrieb Rückschläge zu vermeiden.

Um ein Bild über die Kosten, die mit der Errichtung einer Flotationsanlage verbunden sind, zu gewinnen, seien nachstehend zunächst einige Angaben gemacht, die als Anhaltswerte dienen können. Erwähnt sei hierzu, daß die Größe und damit die Kosten der zu errichtenden Anlage nicht allein von den Eigenschaften des Rohguts bezüglich seiner Zerkleinerungs- und Flotationseigenschaften abhängen, sondern auch natürlich in weitem Maße von der Ausführungsart der Anlage. Es ist möglich, Flotationsanlagen unter Ausschaltung besonderer Hilfsmittel so einfach wie möglich zu errichten, aber auch Anlagen mit allen neuzeitlichen Zusatzmaschinen und Apparaten zu versehen, so daß schon hierdurch wesentliche Unterschiede in den Anschaffungskosten bedingt sind. Dazu kommt noch, daß der innere Ausbau sowie die Gebäude einen Kostenaufwand erfordern, der je nach Wunsch und örtlichen Verhältnissen in erheblichen Grenzen schwanken kann. Zu berücksichtigen bleibt bei diesen Fragen stets die Größe und der Inhalt der Erzlagerstätte und damit auch die voraussichtliche Lebensdauer der Aufbereitungsanlage.

Für die Ausrüstung einer Anlage mit Maschinen für eine Tagesleistung von etwa 50 t kann man schätzungsweise mit 60000—100000 RM rechnen.

Die entsprechenden Zahlen für die Maschinenlieferung sind bei Anlagen:

für 100 t Tagesleistung	RM 100000—180000
für 200 t Tagesleistung	RM 180000—320000
für 600 t Tagesleistung	RM 500000—850000

Als Kosten für Gebäude einschl. Licht-, Heizungs-, Transportanlagen und inneren Ausbau einschl. Motoren können außerdem 50–80% der angegebenen Summe angenommen werden.

Die Montagekosten betragen unter Zugrundelegung der heutigen Verhältnisse etwa 12–20% der Höhe der Maschinenlieferung.

Wie diese Zahlen zeigen, kann der Aufwand für die Errichtung einer Anlage in erheblichen Grenzen schwanken.

2. Betriebskosten

Auch die Kosten für den eigentlichen Betrieb einer Flotationsanlage sind je nach den Verhältnissen sehr verschieden. Hauptsächlich sind drei Umstände von maßgebendem Einfluß auf die Betriebskosten:

1. die Durchsatzmenge der Anlage,
2. die Erzart hinsichtlich ihrer Zerkleinerungs- und Flotationseigenschaften,
3. die örtlichen Verhältnisse, soweit sie von wesentlichem Einfluß auf die Lohn-, Wasser- und Kraftkosten sind.

Da die Betriebskosten auf die Tonne Durchsatz bezogen werden, ist es verständlich, daß Anlagen mit großer Leistung billiger arbeiten können als solche mit kleinerer Leistung.

Die Betriebskosten dürfen, ohne die Wirtschaftlichkeit zu gefährden, um so höher sein, je metallreicher das Erz bzw. je wertvoller die Metallgrundlage ist. Im allgemeinen sind die Betriebskosten bei einfachen Schwimmaufbereitungen niedriger als bei selektiv arbeitenden Schwimmanlagen, jedoch ist dies nicht immer der Fall; wie die nachstehenden Angaben zeigen, gibt es Anlagen, die gutartige Erze durch selektive Flotation billiger aufbereiten als Anlagen, die bei einfacher Flotation schwierigere Erze, wie beispielsweise oxydische Erze, verarbeiten müssen.

Als Durchschnitt der Gesamtkosten für Flotationsanlagen werden in der amerikanischen Literatur etwa 3,10 bis 5,50 RM je Tonne Durchsatz angegeben. Gemäß der nachstehenden Aufstellung¹⁾ verteilen sich die Kosten folgendermaßen:

	Kosten je t Durchsatz RM	% der Gesamt- aufbereitungskosten
Vorzerkleinerung und Feinmahlung	1,68–2,52	46–52
Flotation einschließlich Entwässerung	0,42–0,63	11–14
Flotationsmittel	0,42–1,26	14–23
Allgemeine Unkosten	0,63–1,05	rd. 20
Gesamtkosten	3,15–5,46	100

¹⁾ Quarterly 98.

Die Aufstellung zeigt, daß die Hauptkosten von rd. 50% auf die Grobzerkleinerung und Feinmahlung entfallen, dagegen die Kosten für Flotationsmittel nur den verhältnismäßig geringen Betrag von 14–23% der Gesamtaufbereitungskosten ausmachen.

Die folgende Tabelle¹⁾ gibt Aufschluß, in wie starkem Maße sich die Betriebskosten in einigen amerikanischen Anlagen mit steigendem Durchsatz verringern:

Name und Standort der Aufbereitung	Art des Erzes	Täglicher Durchsatz in t	Gesamtkosten je t Durchsatz RM
Utah Copper Co., Garfield, Utah (2 Anlagen)	Cu	rd. 46000	1,55
Nevada Consolidated Copper Co., McGill, Nevada	Cu	rd. 15000	1,97
Miami Copper Co., Miami, Arizona	Cu	rd. 12000	1,60
Nevada Consolidated Copper Co., Hurley, N. M.	Cu	rd. 10000	2,31
Nevada Consolidated Copper Co., Hayden, Arizona	Cu	rd. 9000	1,68
Engels Copper Co., Engels, Calif.	Cu	rd. 1000	2,86
Bunker Hill and Sullivan Mining and Concentrating Co., Kellogg, Idaho	Pb/Zn	rd. 1200	3,61
Climax Molybdenum Co., Climax, Colo.	Mo	rd. 1000	2,94
Hecla Mining Co., Gem, Idaho	Pb/Zn	rd. 700	2,98

Die nachstehenden Tabellen²⁾ zeigen, in wie weiten Grenzen die Kosten je Tonne Durchsatz für einfache und selektive Flotationsanlagen (Allflotation) schwanken können:

Durchsatz in t je 24 Std.	Standort	Wert der je t Durchsatz gewonnenen Metalle RM	Ausbringen %	Aufbereitungs-kosten je t Durchsatz RM	Jahr	Gewonnene Metallträger
Einfache Flotation						
140	Nevada	36,54	84	6,30	1927	Ag
150	Idaho	42,00	—	2,94	1927	Pb
200	Arizona	37,80	92	6,76	1925	Cu
1100	Californien	13,23	88	2,86	1926	Cu
1200	Arizona	34,65	94	3,11	1927	Cu
4000	Kanada	14,07	91	1,81	1927	Cu
5200	Arizona	13,23	83	1,55	1928	Cu
6300	Arizona	14,70	89	2,27	1928	Cu
7750	Arizona	14,70	87	1,97	1927	Cu
8000	New Mexico	14,70	85	2,94	1927	Cu
12000	Nevada	20,58	90	1,93	1927	Cu
40000	Utah	9,95	89	1,89	1927	Cu

¹⁾ Quarterly 98.

²⁾ Met. Bull. Geco 28, 29.

Durchsatz in t je 24 Std.	Standort	Wert der je t Durchsatz gewonnenen Metalle RM	Ausbringen %	Auf- bereitungs- kosten je t Durchsatz RM	Jahr	Gewonnene Metallträger
Selektive Flotation						
230	Quebec	35,70	{ Cu 92 Fe 87	1,50	1927	Cu/Fe
1 000	Utah	21,00	90	3,53	1922	Cu/Fe
1 800	Mexiko	21,00	92	3,02	1927	Cu/Fe
4 000	Britisch-Columbia.	4,07	91	1,81	1927	Cu/Fe
4 800	Tennessee	15,12	88	3,19	1925	Cu/Fe
650	Utah	43,05	86	6,38	1928	Pb/Zn
750	Utah	84,00	90	5,46	1928	Pb/Zn

Anhaltswerte über die Höhe der Aufbereitungskosten in RM je Tonne gibt für amerikanische Verhältnisse bei verschiedenen Arten der Aufbereitung die nachstehende Tabelle¹⁾:

Aufbereitungsart	Durchsatz in je 24 Stunden				
	5000 t RM	1500 t RM	500 t RM	150 t RM	50 t RM
Einfache Flotation	2,10	2,94	3,78	4,20	5,25
Selektive Flotation (2 Konzentrate)	3,36	4,62	5,46	6,30	7,98
Selektive Flotation (3 Konzentrate)	4,62	6,30	7,35	8,40	10,50
Naßmechanische Aufbereitung	2,10	2,52	3,15	3,78	6,30
Amalgamation	1,26	2,10	2,52	3,36	4,20
Laugung (Au)	2,52	4,20	6,30	8,40	10,50

Eine Unterteilung auf einzelne Posten der Aufbereitung, ebenfalls in ihrer Abhängigkeit von der Durchsatzleistung, zeigt die folgende Aufstellung¹⁾ in Pfg. je t Durchsatz:

Aufbereitungsstufe	Durchsatz in je 24 Stunden				
	5000 t Pfg.	1500 t Pfg.	500 t Pfg.	150 t Pfg.	50 t Pfg.
Filtration der Konzentrate	4,20	6,30	8,40	12,60	21,00
Filtration der Berge	33,60	42,00	63,00	84,00	105,00
Zurückgewinnung des Wassers	16,80	21,00	25,20	33,60	42,00
Eindicken	6,30	8,40	10,50	12,60	16,80
Pumparbeit innerhalb der Aufbereitung	10,50	12,60	16,80	25,20	42,00
Wasserversorgung	10,50	12,60	16,80	25,20	42,00
Heizung (maximal)	16,80	21,00	42,00	75,60	105,00
Beleuchtung	2,10	2,94	4,20	6,30	8,40
Bergwirtschaft	8,40	10,50	12,60	16,80	21,00
Generalunkosten	12,60	16,80	21,00	29,40	42,00

¹⁾ Met. Bull. Geco 34.

Die Tabelle auf S. 463 gibt die Verteilung der Kosten in Pf. je t und in Prozenten der Gesamtkosten, bezogen auf die Gesamtkosten in den einzelnen Aufbereitungsstufen, bei einigen großen und mittleren amerikanischen Flotationsanlagen wieder. Wenn auch die Angaben nicht völlig vergleichbar sind, da die Kostenberechnung (Abschreibungen, Steuern, allgemeine Unkosten usw.) nicht nach einheitlichen Richtlinien durchgeführt ist, so liefert diese Aufstellung doch ein recht gutes Bild über die tatsächlichen Verhältnisse.

Etwas anders als in Amerika gestalten sich die europäischen Verhältnisse. Da hier weniger statistisches Material vorliegt, und keine einheitliche Erfassung der wirtschaftlichen Daten möglich ist, sei in Tabelle VI zu S. 464 ein Versuch unternommen, einige Angaben über Reagenzienkosten, Gesamtaufbereitungskosten, Kraftbedarf usw. bei einigen europäischen Flotationsanlagen mitzuteilen. Die Daten stammen größtenteils von den betreffenden Gesellschaften und wurden freundlicherweise für die Veröffentlichung freigegeben.

Zur Ergänzung der vorstehenden Unterlagen sind in der Tabelle auf S. 464 die für die einzelnen Aufbereitungsstufen je Tonne Durchsatz benötigten Kilowattstunden angegeben, gleichfalls in ihrer prozentualen Verteilung, bezogen auf den Gesamtbedarf.

Die prozentuale Verteilung der Aufbereitungskosten nach Gehältern und Löhnen, Kraft usw. zeigt für einige amerikanische Allflotationsanlagen die Tabelle auf S. 466.

Zur Vervollständigung ist ferner in der Tabelle auf S. 465 eine Aufstellung über die je Mann und Schicht in Flotationsanlagen geleistete Arbeit gemacht, bezogen auf Tonnen Durchsatz.

3. Lizenzen für Benutzung der Flotationsverfahren

Die wichtigsten bei der Flotation zur Anwendung kommenden Apparate und Verfahren sind weitgehend durch Patente geschützt, deren Eigentümer von den Benutzern in irgendeiner Form Lizenzabgaben für das Überlassen von Ausübungsrechten verlangen. Meist sind diese Lizenzen auf die Menge des Durchsatzes oder den Wert der Flotationskonzentrate abgestellt und sind entweder in periodischen oder festen, mehrere Jahre laufenden Beträgen oder in Form einer einmaligen Abgabe zu leisten.

Über die Berechtigung und das Ausmaß solcher Lizenzen bestanden lange Zeit tiefe Meinungsverschiedenheiten zwischen den Patentinhabern

Flotationskosten und Kraftverbrauch einiger europäischer Anlagen¹⁾

Name der Gesellschaft	Leistung der Anlage t/h	Reagenzienkosten je t Durchsatz	Gesamtflotationskosten je t Aufgabe	Kraftbedarf je t Aufgabe	Gesamtkraftbedarf für d. Flotationsaufbereitung
A. Goldflotation					
Tschechoslovakische Staatsgruben, Banská Štiavnica, Grube Hodruša	5	Kč. 5	Kč. 55	29 kWh/t	145 kW*)
Tschechoslovakische Staatsgruben, Banská Štiavnica, Franzschacht	4	Kč. 6	Kč. 43	32 kWh/t	128 kW*)
Gewerkschaft „Mica“, Ruda 12 Apostoli, Brad, Rumänien	2,4	Lei 19,2	Lei 400	54,2 PSh/t*)	130 PS
B. Kupferflotation					
Krompacher Kupferwerke, Krompach, CSR	20	RM 0,15—0,25	—	—	—
Mitterberger Kupfer A. G. Bischofshofen, Österreich	16	S. 0,22	S. 3,20	2 PSh/t ²⁾	35 PS ²⁾
Outokummun Kaivos, Outokumpu, Finnland	15	RM 0,70	—	27 kWh/t*)	410 kW
Gewerkschaft Gottesgabe, Roth	4	RM 0,15	RM 12	64 PSh/t	264 PS*)
Minas de Cármenes, La Mina Providencia, Villanueva de Pontedo, Spanien	4	Ptas 2,65	—	15 PSh/t	60 PS*)
Aamdals Kobberverk, Norwegen	4	norw. Kr. 0,25	norw. Kr. 1,70	30 PSh/t*)	120 PS
A. S. Porsa i Altafjord	5	norw. Kr. 0,20—0,25	norw. Kr. 1,74	30 kWh/t*)	rd. 150 kW
Vereinigte Stahlwerke A. G., Grube Große Burg	3 ³⁾	RM 1,16	RM 10,15	40 PSh/t	279 PS
C. Bleiflotation					
Gewerkschaft Mechernicher Werke, Mechernich, Schafbergwäsche	20	RM 0,60	—	rd. 10 PSh/t	190 PS
Gewerkschaft Mechernicher Werke, Mechernich, Pochwerksanlage	1,5	RM 1,00	—	30 PSh/t*)	45 PS
Berzelius, Metallhütten G. m. b. H. Gute Hoffnung, Call in der Eifel	5	RM 1,12	—	28 PSh/t	140 PS*)
Sociedad Minera y Metalúrgica de Peñarroya, S. Juan	3	Ptas 0,90	Ptas 2,80 ⁴⁾	2,7 kWh/t	8,1 kW*)
Preußische Bergwerks- und Hütten-Akt. Ges. Erzbergwerk Grund, Grube Hilfe Gottes	2	RM 0,70	RM 6,30	—	—
D. Zinkflotation					
Soc. Mineraria Metallurgica di Pertusola, Ingurtozu	13	—	—	6 kWh/t ⁵⁾	78 kW*)
Real Compañía Asturiana de Minas, Arditurri	7	—	Ptas 8	20 kWh/t	140 kW*)
E. Blei-Zinkflotation					
Real Compañía Asturiana de Minas, Reocin, F 27	25	Ptas 1,40	Ptas 6,0 ⁶⁾	26 kWh/t	650 kW*)
Schlesische Bergwerks- und Hütten A. G., Neuhofgrube	16	RM 1,80	—	—	—
Gewerkschaft Glanzenberg, Silberg	13—14	RM 0,35	—	26 kWh/t*)	365 kW
Bergwerksgesellschaft Georg v. Giesches Erben, Deutsch-Bleischarley	12—13	Pb-Flot.: RM 0,70 Zn-Flot.: RM 0,80 Gesamt RM 1,50	RM 8 ⁷⁾	—	—
Bergverkselskapet Nord Norge A. S., Mo i Ranen, Norwegen	10	norw. Kr. 1,00	—	—	—
Actien-Gesellschaft des Altenbergs (Vieille Montagne), Unter Eschbach	9	—	—	15,8 kWh/t	142,2 kW*)
Sociedad Minera y Metalúrgica de Peñarroya, Santa Isabel, Nava de Rio Frio	8	Ptas 2,48	Ptas 6,21 ⁸⁾	15 kWh/t	120 kW*)
Sociedad Minera y Metalúrgica de Peñarroya, El Soldado	6	Ptas 2,30	Ptas 8,50 ⁹⁾	26 kWh/t	136 kW*)
Tschechoslovakische Staatsgruben, Banská Štiavnica, Siegmundschacht	4	Kč. 11	Kč. 56	40 kWh/t	160 kW*)
Phönix, Schwefelsäure- und chem. Producten Fabrik A. G. Baia Mare, Rumänien	4—4,5	RM 1,20	—	71 PSh/t*)	320 PS
Bleiberger Bergwerks Union, Klagenfurt, Rudolfschacht	3,8—4,2	S. 6,42	S. 9,96	32,4 kWh/t*)	136 kW
Bleiberger Bergwerks Union, Klagenfurt, Antonischacht	3,5	S. 4,07	S. 7,88	34,3 kWh/t*)	120 kW
Bergbau-Aktiengesellschaft Lothringen, Littfeld, Grube Victoria	3—3,5	RM rd. 2,0	RM 6,5—7	25 kWh/t	87,5 kW*)
Société Minière de Victoria, Fos, Frankreich	3—3,3	fr. 5,98	fr. 17,63	—	240 PS
Grufaktiebolaget Orijarvi, Finnland	3,8	RM 2,17	—	50 PSh/t	190 PS
Société An. des Mines et Usines de Peyrebrune, Frankreich	3	fr. 10,50	fr. 32	40 PSh/t*)	120 PS
Preußische Bergwerks- u. Hütten-Akt. Ges., Berginspektion Clausthal	2,88	RM 0,76	RM 3,59 ¹⁰⁾	—	—
A. G. zu Stolberg und in Westfalen, Grube Rosenberg	2	RM 1,15	—	44 PSh/t	88 PS*)
Preußische Bergwerks- u. Hütten-Akt. Ges., Erzbergwerk Lautenthal	1,1	RM 0,50	RM 48,70 ¹¹⁾ je t Konzentrat	—	—

*) Aus den angegebenen Daten errechnete Werte.

¹⁾ Nach Angaben der betreffenden Unternehmungen oder Mitteilungen. (Es sind auch stillgelegte Aufbereitungen aufgenommen.) — ²⁾ Nur für Gebläse, ohne Zerkleinerung usw. — ³⁾ Selektive Flotation Kupferkies-Eisenspat. — ⁴⁾ Ohne Eindicker und Filtration, Schlammflotation. — ⁵⁾ Ohne Mahlen. — ⁶⁾ Ohne Steuern und Generalunkosten. — ⁷⁾ Ohne Zerkleinerung, da nur Schlammflotation; davon RM 2,00 für allgemeine Werkskosten und Abschreibungen. — ⁸⁾ Ohne Zerkleinerung. — ⁹⁾ Schlammflotation. — ¹⁰⁾ Bei einem Strompreis von RM 0,025. — ¹¹⁾ Einschl. RM 20,50 für Amortisation je t Konzentrat.

Kostenverteilung nach Aufbereitungsstufen in Pfg. je t und in % der Gesamtkosten

Nr.	Name der Gesellschaft und Anlage	Tagesleistung in t	Verarbeitetes Erz	Zerkleinerung, Transport u. Klassieren		Feinmahlung		Flotation		Entwässerung		Bergewirtschaft		Wasser		Allgemeine Unkosten und Verschiedenes		Gesamtkosten in Pfg.
				Pfg.	%	Pfg.	%	Pfg.	%	Pfg.	%	Pfg.	%	Pfg.	%	Pfg.	%	
1	Montana Mine Corp., Helena, Mont., Spring Hill ¹⁾	rd. 150	Au	68	16,1	122	28,9	108	25,5	—	—	22	5,4	5	1,1	97	23	422
2	Harmony Mines Co., Baker, Idaho ²⁾	200	Cu	53	19,3	119	43,6	36	13	24	8,7	4	1,6	10	3,7	28	10,1	274
3	Treadwell Yukon Co. Ltd., Tybo, Nev. ³⁾	320	Pb-Zn	41	7,5	187 ⁴⁾	35,1	211	39	9	1,6	91 Pfg. = 16,8 ^{0/0}						539
4	United Verde Copper Co., Jerome, Ariz., Clarkdale ⁵⁾	1 200	Cu	95	30,6	69	22,2	74	23,9	16	5,3	2	0,7	11	3,7	42	13,6	309
5	Moctezuma Copper Co., Nacozari, Mex. ⁶⁾	2 700	Cu	25	12	94	43,5	44	20,5	7	3,3	11	5,4	8	3,5	26	11,8	215
6	Britannia Mining a. Smelting Co., Britannia Mill ⁷⁾ , B. C.	4 000	Cu	36	27,3	29	21,9	25	19,7	5	3,6	36 Pfg. = 27,5 ^{0/0}						131 ⁸⁾
7	Phelps Dodge Corp., Durchschnitt aller Konzernbetriebe ⁹⁾	—	Cu	35	16	79	35,8	37	16,7	8	3,6	9	3,9	25	11,3	28	12,7	221
8	Phelps Dodge Corp., Copper Queen, Bisbee ¹⁰⁾ , Ariz.	4 600	Cu	71	34,58	35	16,84	31	15,21	8	3,85	9	4,46	25	11,97	27	13,8	206
9	Miami Copper Co., Miami ¹¹⁾ , Ariz.	12 000	Cu	39	22,7	56	32,2	43	24,7	3	1,9	6	3,4	10	5,9	16	9,2	173

Wirtschaftlichkeit von Schwimmaufbereitungsanlagen

¹⁾ L. A. Grant, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6411 (1931). — ²⁾ R. D. Gardner, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6285 (1930). — ³⁾ W. H. Blackburn, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6430 (1931). — ⁴⁾ Einschl. Klassieren. — ⁵⁾ L. M. Parker, Min. Congr. J. 16, 367 (1930). — ⁶⁾ E. H. Rose und W. B. Cramer, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6358 (1930). — ⁷⁾ W. B. Maxwell, Can. Min. J. 51, 369 (1930). — ⁸⁾ Ohne Lizenz. — ⁹⁾ W. B. Cramer, Eng. Min. Journ. 126, 675 (1928). ¹⁰⁾ E. Wittenau und W. B. Cramer, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6404 (1931). — ¹¹⁾ E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 126, 97 (1928).

Kraftverbrauch in kWh/t

Nr.	Name der Gesellschaft und Anlage	Tagesleistung in t	Verarbeitetes Erz	Zerkleinerung		Feinmahlung		Klassierer und Transport		Flotation		Eindicken, Entwässerung, Konzentratbehandlung		Wasser		Verschiedenes		Gesamtkraftverbrauch in kWh/t
				kWh	%	kWh	%	kWh	%	kWh	%	kWh	%	kWh	%	kWh	%	
1	Harmony Mines Co., Baker, Idaho ¹⁾	200	Cu	1,4	8,8	8,0	50	0,8	5	2,3	14,4	3,0	18,7	—	—	0,5	3,1	16
2	Treadwell Yukon Co. Ltd., Tybo, Nev. ²⁾	320	PbZn	1,77	7,4	15,34 kWh = 66 ⁰ / ₁₀₀			4,85	20	0,39	1,6	—	—	1,19	5	20,04	
3	St. Joseph Lead Co., Hughesville, Mont. ³⁾	400	PbZn	2,682	8,8	11,174	36	—	—	11,514	37	4,111	13,2	—	—	1,609	5,3	31,09
4	United Verde Copper Co., Jerome, Ariz., Clarkdale ⁴⁾	1200	Cu	—	—	9,65	56,8	0,38	2,2	4,08	24,1	1,12	6,6	0,18	1,1	1,57	9,2	16,98
5	Granby Cons. Min. Smelt. a. Power Co., Allenby ⁵⁾	2500	Cu	7,6	24,6	15,7	50,9	—	—	4,0	12,8	3,5 kWh = 11,7 ⁰ / ₁₀₀			—	—	30,8	
6	Moctezuma Copper Co., Nacozari, Sonora, Mex. ⁶⁾	2700	Cu	0,82	4,8	10,9	63,18	0,52	3,02	1,13	6,59	0,48	2,80	1,0	5,82	0,57	3,3	16,24 ⁷⁾
7	Phelps Dodge Corp., Morenci ⁸⁾	4000	Cu	2,98	22	7,11	52	1,62	12	0,99	7	0,54	4	—	—	0,39	3	13,63
8	„ „ „ Copper Queen ⁹⁾	4600	Cu	5,78	42,17	4,05	12,59	0,25	1,83	1,66	12,11	0,42	3,03	1,22	8,92	0,32	2,4	13,7
9	„ „ „ Durchschnitt aller Anlagen ¹⁰⁾	—	Cu	10,89 kWh = 75,36 ⁰ / ₁₀₀					—	—	0,91	6,30	2,65 kWh = 18,34 ⁰ / ₁₀₀			—	—	14,45
10	Nevada Cons. Copper Co., Hurley, N. Mex. ¹¹⁾	13500	Cu	1,81	13,9	7,1	55,1	—	—	1,4	10,8	0,28	2,2	2,35	18	—	—	12,94
11	dieselbe, Hayden Concentrator ¹²⁾	15000	Cu	0,42	4,0	6,92	65,3	—	—	1,83 kWh = 17,2 ⁰ / ₁₀₀		1,44		13,5	—	—	—	10,61
12	Inspiration Cons. Copper Co., Inspiration ¹³⁾ , Ariz.	20000	Cu	0,46 ¹⁴⁾	3,4	9,57	71,4	—	—	2,11	15,7	1,07 kWh = 8 ⁰ / ₁₀₀			0,20	1,5	13,41	

¹⁾ R. D. Gardner, a. a. O. — ²⁾ W. H. Blackburn, a. a. O. — ³⁾ O. Vanderburg, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6447, 15 (1931). — ⁴⁾ L. M. Barker, Min. Congr. J. 365 (1930); s. a. E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 125, 729 (1930). — ⁵⁾ H. R. Taylor, Eng. Min. World 1, 145 (1930); Min. Mag. 40, 59 (1930). — ⁶⁾ E. H. Roseu, W. B. Cramer, a. a. O. — ⁷⁾ Einschl. Bergewirtschaft, die 0,82 kWh/t = 5,82⁰/₁₀₀ des Gesamtkraftverbrauchs beansprucht und ausschl. Umformer- und Leitungsverlusten. — ⁸⁾ E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 126, 292 (1928). — ⁹⁾ E. Wittenau und W. B. Cramer, a. a. O. — ¹⁰⁾ W. B. Cramer, a. a. O. — ¹¹⁾ F. Hodges, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6394, 16 (1931). — ¹²⁾ W. J. Garms, Min. Congr. J. 16, 186 (1930). — ¹³⁾ E. H. Robie, Eng. Min. Journ. 125, 651, 1014 (1928). — ¹⁴⁾ Abgänge der naßmechanischen Wäsche.

Arbeitsleistung in t je Mann und Schicht

Name der Gesellschaft	Tagesleistung der Anlage in t	Art der Aufbereitung	Reine Betriebsarbeit	Reparaturen	Durchschnittliche Gesamtleistung
Inspiration Cons. Copper Co., Miami, Ariz.	18000	Allflotation	59,0	—	42
Braden Copper Co., Sewell, Chile	10000	Allflotation	12	—	—
Miami Copper Co., Miami, Ariz.	7000	Allflotation	46,2	24,1	—
Britannia Mining and Smelting Co.	5500	Allflotation	—	—	69
Granby Cons. Mining Smelting and Power Co., Anyox, B. C.	4800	Allflotation	—	—	47,5
Phelps Dodge Corp. Copper Queen	4200	Allflotation	37,4	190	31,2
Phelps Dodge Corp., Morenci, Ariz.	4000	Allflotation	38,9	77	25,8
Moctezuma Copper Co., Nacozari, Mex.	2700	Allflotation	30,1	54,3	19,4
Engels Copper Mining Co., Engels Mine, Calif.	1200	Allflotation	30	130	—
Sunnyside Mining a. Milling Co., Eureka, Colo.	750	Allflotation	—	—	10
Utah Leasing Co., Newhouse, Utah	700	Flotation von Halden	104	310	—
Harmony Mines Co., Baker, Idaho	200	Allflotation	30	73	20,4
Phelps Dodge Corp., Durchschnitt der Konzernbetriebe	—	Allflotation	35,3	97,2	25,4
Treadwell Yukon Co. Ltd., Tybo, Nev.	320	Allflotation	—	—	24

Verteilung der Aufbereitungskosten in Prozenten der Gesamtkosten

Name der Gesellschaft	Gewonnenes Metall	Löhne und Gehälter %	Kraft %	Materialverbrauch einschl. Flotationsmittel %	Ver-schiedenes %	Quellenangabe
Moctezuma Copper Co., Nacozari, Mex. . . .	Cu	26,7	26,8	43,5	3	E. H. Rose u. W. B. Cramer, a. a. O.
Phelps Dodge Corp., Copper Queen, Bisbee	Cu	30,6	24,5	32,8 ¹⁾	12,1	E. Wittenau u. W. B. Cramer, a. a. O.
Treadwell Yukon Co., Tybo, Nevada	Pb-Zn	19	24,8	43,2	13,0	W. H. Blackburn, a. a. O.
Montana Mines Corp., Helena, Mont., Spring Hill Concentrator	Au	42,3	20,6	37,1	—	L. A. Grant, U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6411 (1931).

und den Patentbenutzern, besonders in den Ver. Staaten, wo verschiedentlich langwierige und kostspielige Patentprozesse²⁾ geführt wurden. Diese Prozesse und die daran geknüpften Auseinandersetzungen haben immerhin zur Folge gehabt, daß die anfänglich sehr hohen Lizenzsätze sich heute in durchaus erträglichen Grenzen bewegen, so daß sie keinesfalls die Wirtschaftlichkeit einer Flotationsanlage bedrohen können. Der Anspruch auf Lizenzzahlungen erscheint, abgesehen von der Patentlage, ein durchaus berechtigter; dies folgt aus der Tatsache, daß die Flotationsverfahren durch Verminderung der Aufbereitungsverluste und durch eine Reihe anderer Umstände eine wesentliche Verbilligung des Betriebes ermöglichen, die ein Vielfaches der zu zahlenden Lizenzen ausmacht. Es ist daher ein begreifliches Verlangen der Erfinder und Verwerter solcher Verfahren, an den Ersparnissen und Vorteilen ihrer Erfindungen teilzuhaben, die nur mit Aufwand bedeutender Geldmittel und Arbeit entwickelt werden konnten, und die zu ihrer Weiterentwicklung dauernder technischer und wissenschaftlicher Arbeiten bedürfen.

Von der großen Zahl Patente, welche die Flotation zum Gegenstand haben, kann man sich nur schwer einen Begriff machen³⁾; wenige technische Gebiete dürften in gleichem Maße von Schutzrechten überdeckt sein. Besondere Umstände

¹⁾ Davon 8,7% für Schwimmmittel.

²⁾ Siehe z. B. H. A. Megraw, Eng. Min. Journ. 103, 59 (1917).

³⁾ Vgl. Zusammenstellung der wichtigsten DRP. auf dem Gebiete der Schwimmaufbereitung, S. 522; siehe auch J. Friedmann, Met. u. Erz 18, 429 (1921).

haben dazu geführt, daß die wichtigsten und grundlegenden Patente in den Händen weniger Gesellschaften mit zum Teil weltumspannenden Interessen vereint sind. Als führend auf dem Flotationsgebiet ist die Minerals Separation, Ltd., London¹⁾, zu nennen, deren überragender Anteil an der Entwicklung und Verbreitung der Flotationsverfahren allgemein anerkannt wird. Diese Gesellschaft hat es verstanden, sich eine Art Monopolstellung zu erwerben, die allerdings durch die Entwicklung der letzten Jahre keine so unbestrittene mehr ist wie früher. Bei der Minerals Separation Ltd. und ihren Tochtergesellschaften, denen sie die Verwertung in einzelnen Gebieten und Ländern übertragen hat, sind wichtige Apparate und zum Teil grundlegende Verfahrenspatente vereint. Für Deutschland und Mitteleuropa, mit Ausnahme der romanischen Länder, hat die Cesag, Central-Europäische Schwimmaufbereitungs-Aktiengesellschaft (Berlin), das Verwertungsrecht; für Frankreich auf dem Gebiet der Erze die Société des Minerais et Métaux (Paris), für Kohle La Séparation Carbonifère (Paris); für Belgien die Société Générale des Minerais (Brüssel); für Spanien die Sociedad Español de Tratamiento de Minerales por Flotación (Oviedo). In Amerika besteht die Minerals Separation North American Corporation (New York).

Einen weiteren Schritt in der Zusammenfassung von Patentrechten in Mitteleuropa bedeutet die Übernahme der Patentrechte von J. M. Callow und J. C. MacIntosh durch die Cesag²⁾. Über diese Patente verfügt in Amerika und der übrigen Welt die General Engineering Company (Geco), Salt Lake City (Utah). Die erwähnte Zentralisierung schaltet die Konkurrenz, welche zwischen der Minerals Separation und der Geco in der übrigen Welt besteht, für Mitteleuropa aus und bietet den Lizenznehmern der Cesag ohne eine Mehrbelastung die Möglichkeit, die Vorteile der beiden Apparate- und Verfahrensgruppen zu genießen³⁾. Durch die Verbindung, welche die Cesag mit den beiden Aufbereitungsfirmen Humboldt-Deutzmotoren A. G., Werk Köln-Kalk, und Fried. Krupp-Grusonwerk A. G., Magdeburg, aufrechterhält, sind auch die Schutzrechte dieser beiden Firmen in der großen Gemeinschaft vereint.

Neben der Cesag besteht als einzige Flotationsfirma in Mitteleuropa noch die Ekof, Erz- und Kohle-Flotation G. m. b. H. (Bochum), bei der die Patente von G. Gröndahl, W. Schäfer, Th. Franz und einiger anderer

¹⁾ Quarterly 100.

²⁾ Zeitschr. f. Metallw. 8, 409 (1929).

³⁾ Zu diesen Schutzrechten gehören u. a. als wichtigste Apparatepatente alle die M. S.-Standard- und Unterluftapparate, sowie die Callow- und MacIntosh-Apparate betreffenden (letztere lauten auf den Namen F. P. Egeberg), ferner die Verfahrenspatente: Xanthat, Thiokarbanilid, Toluidin, ätherische Öle (Pineöl), Flotation in alkalischer Trübe, verschiedene Kohlenflotationsverfahren usw.

vereint sind. Durch Verträge zwischen Cesag und Ekof ist, wenn auch in loser Form, eine weitere Zusammenfassung der mitteleuropäischen Flotationsinteressen eingeleitet worden, wodurch naturgemäß die Stellung der Patentbesitzer gegenüber Versuchen, Schutzrechte zu umgehen, gestärkt ist, andererseits aber den Lizenznehmern Vorteile dadurch geboten werden, daß ihnen die gesammelten Erfahrungen der in Frage kommenden Flotationsfirmen zugute kommen.

Auch in den Ver. Staaten hat vielfach eine Konzentration der verschiedenen Flotationsfirmen stattgefunden. Bei der General Engineering Co., Salt Lake City (Utah) sind die Callow-, Perkins- und MacIntosh-Patente, bei der Southwestern Engineering Co., Los Angeles (Calif.)¹⁾, die Patente von D. L. Forrester, O. D. Welsch, H. M. Dunn, H. D. Hunt und M. Kraut-Kolberg²⁾ bei der Ruth Company, Denver, die Patente von J. A. Pearce und M. Ruth vereint. Eigene Gesellschaften verfügen über gewisse wichtige Verfahrenspatente, so z. B. hat die Flotation Research Corp. in Butte (Mo.) in den Ver. Staaten das Verfügungsrecht über die bei der selektiven Flotation wichtigen G. E. Sheridan- und G. G. Griswold-Patente, welche in Amerika die Zyanidbenutzung für selektive Flotation schützen.

Es ist im allgemeinen zu wenig bekannt und wird vielfach nicht berücksichtigt, daß bei der Flotation scharf zwischen Apparate- und Verfahrenspatenten zu unterscheiden ist. Es gibt Apparate, die in Europa nicht patentiert sind, weil sie in ihrer Konstruktion gegenüber patentierten Maschinen nicht genügend Neuheitliches bringen. Es ist also, abgesehen von wirtschaftlichen Gründen, in Europa immerhin möglich, z. B. aus Amerika solche Apparate lizenzfrei zu beziehen, sofern ihnen nicht europäische Schutzrechte entgegenstehen. Etwas anderes aber ist es, mit diesen Apparaten zu arbeiten, ohne Verfahrensschutzrechte zu verletzen, also zu flotieren, ohne geschützte Flotationsmittel zu verwenden. Dies ist bei den zahlreichen starken Schutzrechten, besonders in Deutschland, fast unmöglich, so daß also letzten Endes eine Lizenzzahlung nicht zu umgehen sein dürfte, so lange die betreffenden Schutzrechte bestehen.

Die übliche Höhe der Lizenzen in Mitteleuropa beträgt gegenwärtig im allgemeinen bei Erzen 2% des Wertes der Flotationskonzentrate; diese Zahlung erstreckt sich meist auf die Dauer von zwölf Jahren. Bei der Flotation von Kohle wird je Tonne stündlicher Durchsatzmöglichkeit der Apparatur eine einmalige Lizenz von RM 2000, bei Flinzgraphit eine solche von RM 7500 je t Durchsatz je Stunde gefordert. Die Sätze der Minerals Separation Ltd. in London bewegen sich etwa um 2 s 6 d je Tonne Konzentrat.

Um ein Bild über Lizenzverträge zu geben, seien im folgenden die wichtigsten Bestimmungen mitgeteilt, die eine führende deutsche

¹⁾ Eng. Min. Journ. 127, 1025 (1929).

²⁾ Eng. Min. World 1, 99 (1930).

Flotationsgesellschaft in den Verträgen mit ihren Lizenznehmern aufzunehmen pflegt.

Lizenz-Vertrag
zwischen

A (Lizenznehmer)

und

B (Lizenzgeber).

§ 1. B ist Eigentümerin einer Anzahl gewerblicher Schutzrechte, Verfahren und Erfahrungen, welche die Aufbereitung von Erzen mittels Schwimmverfahren zum Gegenstande haben.

Sie überträgt A das Recht, die Verfahren unter nachstehenden Bedingungen in ihrer Aufbereitung in der von C (Lieferant) gelieferten Anlage anzuwenden.

Das Benutzungsrecht ist beschränkt auf die angeführte, von C gelieferte Flotationsapparatur mit einer Stundenleistung von n t gemäß Auftrag vom

B verpflichtet sich, A alle zur Durchführung und Ausübung notwendigen Angaben zu machen und in der praktischen Durchführung nach besten Kräften mit seinen Erfahrungen zu unterstützen.

§ 2. A zahlt an B 2 $\frac{9}{10}$ (zwei Prozent) vom Werte jeder Tonne der in der Flotationsapparatur gewonnenen Konzentrate.

Die Abrechnung erfolgt vierteljährlich, die Zahlung bis zum Fünfzehnten des nächstfolgenden Monats.

§ 3. Während der Dauer des Vertrages ist B verpflichtet, A auf Wunsch von allen Verbesserungen und Erweiterungen seines Verfahrens unverzüglich in Kenntnis zu setzen und sie zur kostenlosen Mitbenutzung zur Verfügung zu stellen. Dagegen verpflichtet sich A, Erfindungen, die er mittelbar oder unmittelbar in Verbindung mit der Anwendung hinsichtlich des Verfahrens, d. h. der Apparatur und eines Schwimmmittels, macht, und die eine Verbesserung, Umgestaltung oder Veränderung der Patente und Verfahren des B bedeuten, dem B zur Benutzung für sich und seine Lizenznehmer mitzuteilen. Das Recht auf Anmeldung von Schutzrechten auf solche Verbesserungen oder Veränderungen im In- und Auslande steht allein dem B zu, ohne daß er indes zur Anmeldung verpflichtet ist.

§ 4. A ist verpflichtet, keine unmittelbaren oder mittelbaren Angriffe gegen den Bestand wie Umfang aller in- und ausländischen gegenwärtigen und zukünftigen Schutzrechte des B zu unternehmen oder solche Angriffe irgendwie zu unterstützen.

§ 5. Erfüllungsort des Vertrages ist

§ 6. Dieser Vertrag wird auf die Dauer von 12 Jahren (zwölf Jahren) vom Tage des Vertragsabschlusses geschlossen. Nach dieser Zeit ist jedoch A berechtigt, das Verfahren auch weiterhin zu benutzen, ohne hierfür besondere Lizenzen zahlen zu müssen.

Der Vollständigkeit halber seien noch die deutschen Maschinenfabriken genannt, die Flotationsapparate bauen: es sind dies die Humboldt-Deutzmotoren-Aktiengesellschaft, Werk Kalk (Köln-Kalk), die Fried.-Krupp-Grusonwerk A. G., Magdeburg-Buckau, welche die M. S.- und MacIntosh-Apparate für die Erz- und Kohleflotation, ferner Schüchtermann & Kremer-Baum, Aktiengesellschaft für Aufbereitung, Dortmund, die M. S.-Apparate für die Kohleflotation bauen, endlich die Westfalia-Dinnendahl-Gröppel-A.-G., Bochum, die Herstellerin der Ekof-Apparate.

XXII. Handel mit Flotationskonzentraten

Die wichtigsten Arten sulfidischer Konzentrate, die bei der Flotation anfallen, sind: Kupfer-, Blei-, Zink-, Eisen-, Molybdän-, Antimon- und Edelmetallkonzentrate.

Flotationskonzentrate werden in ähnlicher Weise gehandelt wie die Konzentrate von größerem Korn. Der Handel mit Flotationskonzentraten erfolgt entweder so, daß sie unmittelbar den Hütten verkauft werden, oder aber ihre Verhüttung geschieht im Lohn. Beim Verkauf der Konzentrate werden von dem Einheitspreis der in ihnen enthaltenen Metalle unter Umständen gewisse Abzüge vorgenommen; dies gilt besonders bei in übermäßig hohen Mengen vorhandenen, für die Verhüttung schädlichen Stoffen, wie z. B. bei Zink und Arsen in Bleikonzentraten. Besondere Hüttenabzüge werden ferner manchmal für Kieselsäure vorgenommen, dagegen wird Eisen, Mangan und Kalk unter Umständen, jedoch außer bei Zinkkonzentraten, besonders angerechnet. In vereinzelt Fällen werden für hohe Feuchtigkeitsgehalte ebenfalls Strafabzüge gemacht¹⁾.

Bei Verarbeitung der Konzentrate im Lohn gelten je nach der Natur der Erze Hüttenabzüge, die u. a. auch von dem Anreicherungsgrad der Konzentrate abhängig sind.

Wenn der Verkauf von Konzentraten durch langfristige Verträge geregelt ist, es sich um große Einzelverkäufe handelt oder um Konzentrate, nach denen infolge ihrer Zusammensetzung besondere Nachfrage besteht, werden häufig besondere Bedingungen gewährt.

Im allgemeinen ist es für den Verkauf von Flotationsprodukten stets vorteilhaft, die Gehalte der Konzentrate so hoch wie möglich zu halten,

Diese Notwendigkeit ergibt sich bei festen Hüttenabzügen zwangsläufig mit fallenden Metallpreisen, und für die Erzielung hoher Anreicherungen bietet fast nur die Flotation die Möglichkeit. Die Wertsteigerung z. B. für Zinkblendekonzentrate, wie sie nachfolgende Tabelle²⁾ bringt, ist so bedeutend, daß auch ganz erheblich verschlechtertes Metallausbringen bei dieser hohen Anreicherung mit in den Kauf genommen werden könnte. Nimmt man zur Wertberechnung für Zinkblende eine gebräuchliche Formel, z. B. $P(T-8)-3,5 \text{ £}$ je 1000 kg frei Hütte und bezeichnet P den Zinkkurs in London, T den Gehalt der Konzentrate in $\%$, dann ist die Wertsteigerung je t Zink im Konzentrat, ausgedrückt in $\%$, die folgende:

¹⁾ Einige Hütten machen auf Flotationskonzentrate grundsätzlich Abzüge, so z. B. die Hütten des Tri-State-Distriktes in den Ver. Staaten, Quarterly 87.

²⁾ K. Patzschke, Vortrag auf der Sitzung des Fachausschusses für Erzaufbereitung der Ges. Deutscher Metallhütten und Bergleute, Mai 1931, Bad Ems.

<i>P</i>	<i>T</i>	Wertsteigerung %	<i>P</i>	<i>T</i>	Wertsteigerung %
26	45	100	15	45	100
	48	106		48	114
	51	111		51	126
	58	121		58	157
18	45	100	12	45	100
	48	110		48	129
	51	118		51	155
	58	135		58	206

Selbst wenn mit ansteigenden Zinkgehalten sich auch die Hüttenlöhne erhöhen, bleibt gewöhnlich eine wesentliche Werterhöhung bei der Erzeugung höchstprozentiger Flotationskonzentrate.

Für das Arbeiten auf eine möglichst hohe Anreicherung sprechen auch die Verminderung des Gehaltes an Stoffen, welche bei der Verhüttung schädlich sind, und die erzielbaren Frachtersparnisse beim Transport.

Eine Verpackung der Flotationskonzentrate in Säcke ist nur dann erforderlich, wenn die liefernden Gruben mit Rücksicht auf ihre Verlade- bzw. Transporteinrichtungen darauf angewiesen sind. Die empfangenden Hütten legen durchaus keinen Wert auf eine Verpackung in Säcken, da dies mehr Arbeit verursacht. Lediglich edelmetallhaltige Konzentrate oder Konzentrate von höherem Gehalt und Wert werden zur Vermeidung von Gewichtsverlusten während des Transportes in Säcke verpackt.

Bezüglich des Nässegehaltes der Konzentrate ist zu sagen, daß dieser, besonders wenn die Konzentrate verschifft werden, nicht über etwa 8% betragen darf.

Im einzelnen ist bezüglich des Handels von Flotationskonzentraten folgendes zu bemerken:

Zinkkonzentrate

Sie werden entweder in Elektrolysen oder in Muffel-Zinkhütten verarbeitet. Etwaige Blei- und Silbergehalte gehen bei letzteren in die sog. Muffelrückstände, aus denen die Bleihütten das Blei und Silber wiedergewinnen.

Die Zinkkonzentrate werden im allgemeinen nach der Formel $P \cdot (T - 8) - X = \text{Wert je englische Tonne Erz netto, trocken, gehandelt}$. In dieser Formel bedeutet

P = die englische Notiz für Spelter f. o. b.,

T = den analytisch festgestellten Zinkgehalt in %,

X = den Schmelzlohn.

Letzterer wird gewöhnlich auf eine bestimmte Londoner Zink-Notierung gegründet und erhöht oder ermäßigt sich je nach dem Steigen oder Fallen dieser Notierung.

Blei wird im allgemeinen in Zinkkonzentraten bezahlt, und zwar der über 7% hinausgehende Gehalt mit der Hälfte des Londoner Preises.

Silber: die 150 g je Tonne übersteigende Menge wird ebenfalls, und zwar zum halben Londoner Preis, bezahlt.

Schädliche Bestandteile, für die gewisse Abzüge gemacht werden, sind:

- Eisen es bildet in der Muffel ein Eisensilikat und Schwefeleisen, das die Muffel zerfrißt. Außerdem verschlechtert es die Qualität des Zinks.
- Arsen es geht beim Abrösten in die Schwefelsäure und färbt sie dunkel, wodurch sie minderwertig wird. Außerdem bleibt ein Teil in den Muffelrückständen und erzeugt bei der Bleiarbeit Speisen, die schwer zu verarbeiten sind. Auch geht ein geringer Teil in das Zink, das bereits bei Anwesenheit von Hundertstel Prozenten für Walzwerke unbrauchbar wird.
- Antimon hierfür gilt das gleiche, wie bei Arsen.
- Fluor es stört bei der Abröstung und zerfrißt die Muffeln in hohem Grade.
- Zinn es geht größtenteils in die Muffelrückstände und erschwert deren Verarbeitung. Ein kleinerer Teil geht in das Zink, das bereits bei Anwesenheit von tausendstel Prozenten für das Verwalzen nicht mehr geeignet ist.
- Kalk u. Magnesia halten bei der Abröstung Schwefel zurück und verursachen infolgedessen eine geringe Ausbeute an Schwefelsäure.

Zinkkonzentrate, die zur Verarbeitung in Elektrolysen bestimmt sind, müssen insbesondere frei von Kobalt sein.

Bleikonzentrate

Bezahlt werden in Bleikonzentraten die Gehalte an Blei, Silber und Gold, u. U. auch Kupfer, falls es in höherem Prozentsatz enthalten ist. Im allgemeinen wird der Bleigehalt mit 95%, der Silber- und Goldinhalt mit 98% bezahlt. Falls die Konzentrate über 3% Kupfer enthalten, wird unter Umständen auch ein Teil des Kupferinhaltes bewertet.

Der Schmelzlohn je Tonne Erz richtet sich je nach der Qualität und dem Kieselsäuregehalt. Unerwünschte Bestandteile sind:

- Zink es bewirkt in größeren Mengen Ofenstörungen und höhere Bleiverluste; daher werden im allgemeinen für Zinkgehalte von über 8% Abzüge gemacht.
- Antimon, Arsen u. Zinn: sie machen das Blei spröde und zum Verwalzen untauglich, ihre Entfernung verursacht höhere Kosten. Für die Gehalte an diesen Metallen werden ebenfalls entsprechende Abzüge gemacht.
- Wismut .. es macht, selbst in geringen Beimischungen, das Blei zur Akkumulatorenfabrikation unverwendbar und setzt außerdem die Widerstandsfähigkeit des Bleies gegen chemische Einwirkungen stark herab. Es ist daher ein ganz besonders unangenehmer Bestandteil in Bleikonzentraten.

Kupferkonzentrate

Der Kupferinhalt von Konzentraten wird im allgemeinen nach Abzug von 1,3 Einheiten zur New Yorker Notiz für Electrolytic Copper mit einem

bestimmten Abzug bezahlt. Außerdem wird ein Schmelzlohn je Tonne Erz abgezogen, der sich nach der allgemeinen Qualität der Erze richtet. Silber wird gewöhnlich mit 98% seines Wertes bezahlt, manchmal auch nach Abzug von 30 g je Tonne.

Gold wird im allgemeinen voll bezahlt, sofern der Goldgehalt mehr als 1 g je Tonne beträgt.

Unerwünschte Bestandteile in Kupferkonzentraten, für die gewisse Abzüge gemacht werden, sind:

Arsen u. Antimon, wegen der Bildung der schwer zu verarbeitenden Kupferspeisen.
 Wismut das selbst in geringen Beimischungen dem Kupfer eine große Sprödigkeit verleiht und die elektrische Leitfähigkeit verringert.
 Nickel u. Kobalt, weil sie die Raffinierung des Rohkupfers erschweren und verteuern, sowie die elektrische Leitfähigkeit und die Dehnbarkeit des Kupfers herabsetzen.

Schwefelkieskonzentrate

Diese werden fast ausschließlich in Schwefelsäurefabriken auf Schwefelsäure, zum Teil auch in Zellulosefabriken auf schweflige Säure verarbeitet. Die verbleibenden Abbrände, die bis zu 60% Eisen enthalten, werden an Eisenhütten geliefert und bilden für diese ein begehrtes Zuschlagsmaterial für verschiedene Agglomerierprodukte, sofern der Zink- und Bleigehalt unter 1,5% liegen.

Die Bezahlung von Schwefelkiesen erfolgt je Einheit Schwefel, für den Eisengehalt wird nichts bezahlt.

Als Verunreinigungen gelten in erster Linie Arsen, das die Schwefelsäure dunkel färbt und für viele Zwecke unbrauchbar macht, ferner Selen, das die Zellulose dunkel färbt.

Edelmetallkonzentrate

Der Handel mit edelmetallhaltigen Konzentraten erfolgt im allgemeinen nicht nach feststehenden Formeln; für den Preis ist die Zusammensetzung und die Höhe des Edelmetallgehaltes maßgebend. Für die bei der Verhüttung schädlichen Bestandteile, wie Zinn, Arsen, Antimon, Zink und Wismut, welche höhere Verarbeitungskosten bedingen, werden Abzüge vorgenommen.

XXIII. Einfluß der Flotation auf die Verhüttungspraxis

Die Notwendigkeit, feinste Flotationskonzentrate in größtem Maßstabe zu verarbeiten, ist nicht ohne Einfluß auf die metallurgische Praxis der Kupfer-, Blei- und Zinkhütten geblieben und hat eine weitgehende Umstellung dieser Betriebe zur Folge gehabt. Diese Anpassung ist in Amerika in vollkommener Weise vorgenommen worden und hat sich, infolge der Notwendigkeit,

immer steigende Mengen an Flotationskonzentraten zu verschmelzen, auch bei den europäischen Hütten bemerkbar gemacht¹⁾. Notwendig und bedingt wurden Änderungen in der Verhüttungspraxis bei der Verarbeitung von Flotationskonzentraten durch deren besondere physikalische und chemische Eigenschaften. Die von den bisher verarbeiteten größeren Konzentraten in ihrer Beschaffenheit stark abweichenden Flotationskonzentrate bereiteten bei der Behandlung mit den alten Einrichtungen und Verfahren sowohl in mechanischer als auch in hüttenmännischer Beziehung so große Schwierigkeiten, daß ernstlich versucht werden mußte, eine gründliche Abhilfe zu schaffen.

Die wesentlichen Merkmale der Flotationskonzentrate sind: Feinheit, hoher Metallgehalt, verhältnismäßig hoher Feuchtigkeitsgehalt und nicht selten eine klumpende Beschaffenheit. Die ungünstigen physikalischen Eigenschaften der Flotationsprodukte forderten eine Anpassung und führten zur Entwicklung neuer mechanischer Vorrichtungen für die Beförderung, das Umladen, Probenehmen, Mischen, die Beschickung und Lagerung²⁾. Die Staubfeinheit der Flotationskonzentrate erfordert besondere Vorsorgen und Einrichtungen für das Beschicken der Röstöfen und das Abrösten selbst. In vielen Fällen muß dem Verschmelzen ein Agglomerieren bzw. Sintern vorangehen; Staubverluste beim Rösten müssen dadurch vermieden werden, daß elektrische Gasreinigungsanlagen, die den Röstöfen angeschlossen sind, für das Niederschlagen und Wiedergewinnen des Flugstaubes sorgen.

Im unmittelbaren Schmelzprozeß haben die Flotationskonzentrate ebenfalls recht weitgehende Änderungen verursacht. Die Flotation nimmt dem Schmelzofen viel Arbeit vorweg, da sie die Gangart und andere störende Mineralien, besonders Schwefelkies, in wesentlich höherem Maße entfernt, als es bei den naßmechanischen Aufbereitungsverfahren möglich war. Das ist natürlich in vielen Fällen höchst erwünscht, da es billiger ist, die Verunreinigungen in der Flotationszelle zu entfernen als durch Ofenarbeit. Diesen Umständen ist es zuzuschreiben, daß die Beschickung der Schmelzöfen viel metallreicher geworden ist. Das Fehlen großer Mengen Gangart und Pyrit hat eine bedeutende Verminderung des Schlackenansfalls zur Folge; dies bedingt, daß wesentlich geringere Mengen an Schmelzzuschlägen benötigt werden, deren Kosten recht bedeutend sein können. Der verminderte Schlackenansfall hat eine große Abnahme der durch die Schlacken hervorgerufenen Metallverluste zur Folge. Welche wirtschaftlichen Vorteile mit dieser Verminderung der Metallverluste verbunden sein können, zeigt das Beispiel der Hütten im Salt Lake Valley³⁾. Hier gingen jährlich etwa

¹⁾ E. Kirmse, Met. u. Erz 25, 603 (1928).

²⁾ W. Broadbridge, Trans. Inst. Min. Met. 30 (1920).

³⁾ A. B. Young, Flot. Pract. 30; C. E. Locke, Eng. Min. Journ. 125, 117 (1928); E. Gayford, Flot. Pract. 11.

50000 t Zink in die Schlacken, nach der Verarbeitung von Flotationsprodukten nur noch 25000 t; das bedeutete 1928 bei einem Zinkpreis von 35 cts je Einheit eine jährliche Ersparnis von über 800000 \$.

Bezogen auf die Menge der erzeugten Metalle ist die Lebensdauer der Öfen, seitdem sie auf Flotationskonzentrate umgestellt wurden, größer geworden und ihre Leistungsfähigkeit außerordentlich gestiegen. Dies gilt besonders für Kupferhütten, da seit der Einführung der selektiven Flotation das Schmelzgut nur noch Bruchteile des früher als Ballast mitgeschleppten Pyrits enthält, die Öfen also ein viel kupferreicherer Gut als Beschickung erhalten. In vielen Fällen haben sich die Ofenleistungen verdoppelt und verdreifacht, so daß zahlreiche Öfen eingestellt werden konnten. Die erhöhten Ofenleistungen bedeuten für Neuanlagen eine Anschaffungsersparnis, im Betrieb verringern sich die Kosten für die Anfuhr der Erzkonzentrate und Zuschläge, ferner wirkt die Ermäßigung des Lohnaufwandes und der Reparaturkosten auf die Gestehungskosten je Metalleinheit¹⁾ — Erfolge, die letzten Endes der Flotation zu verdanken sind.

In der Kupferhüttenpraxis²⁾ läßt sich der Einfluß am deutlichsten aus dem allmählichen Verdrängen des Schachtofens erkennen, da in ihm ein Verarbeiten der feinen Konzentrate ohne vorheriges Sintern unmöglich ist. An Stelle der Schachtöfen sind jetzt meist Flammöfen getreten, die ein Verschmelzen der Flotationsprodukte ohne oder nach vorherigem Rösten erlauben. Die Röstung erfolgt außer in den alten unveränderten, mehretägigen Öfen vom Typ Wedge meist in Drehröstöfen³⁾. Sie wird zur Vermeidung allzu großer Staubverluste womöglich bei vermindertem Zug vorgenommen, auch werden hinter die Öfen elektrische Staubreinigungsanlagen gesetzt. Das Abfüllen der abgerösteten, staubfeinen Konzentrate erfordert zur Vermeidung von Staubverlusten besondere Vorkehrungen. Die abgerösteten Erze fallen in unter den Öfen liegende Bunker, aus denen sie in Transportwagen gefüllt werden, die man beim Füllen und Entleeren in unmittelbare Verbindung mit den Bunkern bringt, so daß keine Staubverluste eintreten können. In einzelnen Fällen ist man dazu übergegangen, die Flotationskonzentrate roh ohne Vortrocknung und Röstung unmittelbar im Flammofen zu verschmelzen. Dies kann allerdings nur dort geschehen, wo der Pyrit weitgehend aus den Konzentraten entfernt ist, wo also ein hoher Kupfergehalt vorliegt und der Schwefelgehalt niedrig ist. In Cananea (Mexiko)⁴⁾ und bei der International Smelting Co. in Miami (Arizona) wird in der angegebenen Weise gearbeitet.

¹⁾ E. Kirmse, a. a. O.

²⁾ B. L. Sackett, *Flot. Pract.* 31; A. T. Tye, ebenda, 168; A. J. Weinig, *Min. Met.* 7, 469 (1926).

³⁾ E. Hentze, *Met. u. Erz* 28, 6 (1931).

⁴⁾ E. Kirmse, a. a. O. 605.

Ebenso wie die Kupferhütten mußten auch die Blei- und Zinkhütten¹⁾ unter dem Einfluß der immer stärker werdenden Anlieferung feiner Flotationskonzentrate ihre Einrichtungen auf die Verarbeitung dieser Produkte umstellen. In Amerika und Australien ist dies schon weitgehend geschehen, aber auch in Europa, besonders bei jenen Hütten, die auf den Bezug überseeischer Erze angewiesen sind.

In Bleihütten können Flotationskonzentrate, wo sie nur in geringen Mengen neben größerem Gut zur Verhüttung kommen, nach der Vermischung ohne Abänderung der früheren Verfahren verarbeitet werden, höchstens wird für eine bessere Staubniederschlagung zu sorgen sein. Wo dagegen ausschließlich Flotationskonzentrate zur Verarbeitung kommen, sind recht weitgehende Vorkehrungen zu treffen. Die oft feuchten und klumpenden Flotationskonzentrate bilden beim Rösten in Herdöfen leicht Knollen, die, da sie bloß oberflächlich oxydiert werden, nur unvollkommen abgeröstet sind. Man ist daher, trotz der damit verbundenen Erhöhung der Röstkosten²⁾, meist dazu übergegangen, die ganze Vorbereitung der Bleierze für den Schmelzprozeß in Dwight-Lloydapparaten³⁾ vorzunehmen, da sich diese Apparate nicht nur zur Sinterung, sondern auch zur Röstung des Flotationsgutes eignen⁴⁾. Immer häufiger findet eine doppelte Abröstung auf dem Dwight-Lloydapparat, nicht selten mit einem Zuschlag granulierter Schlacke, statt⁵⁾.

Der höhere Metallgehalt der Flotationsprodukte hat auch bei Blei eine höhere Ofenleistung zur Folge, wodurch viele Schachtöfen überflüssig wurden. So waren z. B. in Amerika nach einer Statistik des Year Book of the American Bureau of Metal Statistics 1916 noch 79 Schachtöfen mit einem Fassungsvermögen von 5,3 Millionen t in Betrieb, 1928 nur noch 48 mit einem solchen von 3,5 Millionen t⁶⁾ bei gleichzeitiger Erhöhung der Erzeugung um 40%. Die Arbeit im Schachtöfen selbst geschieht wegen des Dichterliegens des brüchigen Sintergutes mit höherem Gebläsedruck. Der Schlackenanzahl und die Metallverluste sind verringert, die Schmelzkosten je Einheit Blei gesunken.

Die Verhüttung von Zinkflotationskonzentraten verursachte anfänglich noch größere Schwierigkeiten als die Kupfer- und Bleiprodukte⁷⁾.

Die feinen trockenen Flotationskonzentrate neigen in den Rostöfen zum Auseinanderlaufen wie Mehl oder Wasser und erschweren dadurch das

1) G. N. Kirsebom, Eng. Min. Journ. 123, 404 (1927).

2) E. O. Olten und B. L. Sackett, Eng. Min. Journ. 128, 313 (1928).

3) H. Witlenberg, Mitt. a. d. Arb. Ber. d. Metallbank, Heft 3, 3 (1930); A. S. Dwight, Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 76, 527 (1928).

4) R. A. Wagstaff, Flot. Pract. 25.

5) V. Tafel, Met. u. Erz 25, 104 (1928).

6) Quarterly 9.

7) Kirmse, a. a. O. 608.

Abrösten. Die mit dieser Erscheinung verbundene schwere Durchdringlichkeit der Oberfläche gestattet bei den früher üblichen Verfahren nur eine unvollkommene Abröstung. Diese Umstände hatten im Vergleich zu früher eine geringere Röstleistung, höhere Röstkosten und höheren Schwefelgehalt der abgerösteten Konzentrate zur Folge. Weitere Schwierigkeiten ergaben sich beim Destillationsprozeß infolge der Entmischung der feinen Aufgabe, die sich am Retortenboden ansammelt, unvollkommen destilliert und einen hohen Verschleiß der Retorten bedingte. Man ist daher auch bei der Zinkgewinnung zur Benutzung von Dwight-Lloydapparaten übergegangen, die, wie bei Blei, auch hier für das Rösten und Sintern verwendet werden. Das im Dwightapparat entstehende poröse Agglomerat, welches sich leicht und ohne starkes Verstauben zerkleinern läßt, eignet sich vorzüglich für die Zinkdestillation. Während in Amerika die Vorröstung meist noch im Herdofen vorgenommen wird, führt man in Deutschland häufig, ähnlich wie bei Blei, nicht nur die Fertigröstung, sondern auch die Vorröstung im Dwight-Lloyd-Apparat durch.

Seit dem Erscheinen der Flotationskonzentrate auf dem Erzmarkt haben die durch Elektrolyse verarbeiteten Mengen stark zugenommen. Die abgerösteten Konzentrate zeichnen sich wegen ihrer Feinheit durch gute Laugbarkeit aus, eignen sich also für Elektrolysezwecke¹⁾; dazu kommt vor allem, daß ihre Reinheit die Vorbereitung für die eigentliche Elektrolyse vereinfacht.

Wie vorteilhaft sich als Folge der selektiven Flotation z. B. bei der Anaconda Copper Co. die Zusammensetzung der in der Zinkelektrolyse verarbeiteten Zinkerze verändert hat, zeigt folgende Tabelle²⁾:

	% Zn	% Pb	% Cu	% Fe
1920	37,3	7,5	1,58	11,5
1925	52,0	4,5	0,70	6,0
1928	53,0	3,65	0,55	5,0

Man ersieht aus dieser Aufstellung, um wieviel günstiger das Laugungsgut unter dem Einfluß der Flotation geworden ist. Der höhere Reinheitsgrad erleichtert die Reinigung der Laugen³⁾ und ihre Nachbehandlung.

¹⁾ G. Eger, Chem. Ztg. 53, 858 (1929); Kirmse, a. a. O. 609; A. E. Wiggin und R. B. Caples, Eng. Min. Journ. 128, 319 (1929); W. E. Greenawalt, Eng. Min. World 1, 183 (1930).

²⁾ E. A. Wiggin und R. B. Caples, a. a. O.

³⁾ J. Billiter, Fortschr.-Ber. d. Chem. Ztg. 54, 7 (1930).

XXIV. Liste¹⁾ von europäischen Erzflotationsanlagen²⁾

	Name	Land	Ort der Aufbereitung	Verarbeitetes Erz bzw. Zweck
1.	Aamdal Kobberverk	Norwegen	Aamdal	Kupfer
2.	Actiengesellschaft des Altenbergs (VieilleMontagne) für Bergbau- und Zinkhüttenbetrieb	Deutschland	Untereschbach, Bez. Köln	Bleizink
3.	Aktiebolaget Svenska Metallverken	Schweden	Kopparberg, Kaveltorp	Bleizink
4.	Aktiebolaget Zinkgruvor, Falun	Schweden	Saxbergets Grufvor b. Falun	Bleizink
5.	dieselbe	Schweden	Kalvbäcken	Bleizink
6.	dieselbe	Schweden	Rävola	Bleizink
7.	dieselbe	Schweden	Garpenberg	Kupfer, Blei, Zink
8.	Aktiengesellschaft für Bergbau, Blei- u. Zinkfabrikation zu Stolberg und in Westfalen ..	Deutschland	Zentralaufbereitung der Emser Gruben	Zink, Kupfer, Eisen
9.	dieselbe			
10.	dieselbe	Deutschland	Gew. Vereinigte Dörnberg u. Bastenberg, Aufbereit. Willibald*	Bleizink
11.	dieselbe	Deutschland		
12.	dieselbe	Deutschland	Grube Weiß b. Bensberg*	Zink
13.	dieselbe	Deutschland	Gewerkschaft Rosenberg*	Bleizink
14.	Anglo-Scandinavian Minerals Co.*	Norwegen		Molybdän
15.	Atvidabergs Koppargrufvor	Norwegen	Bersbo	Kupfer

¹⁾ Diese Liste enthält nicht nur die gegenwärtig in Betrieb befindlichen Flotationsanlagen, sondern auch solche, deren Betrieb gegenwärtig eingestellt ist; soweit sich dies mit Sicherheit feststellen ließ, sind stillgelegte Anlagen mit einem Sternchen versehen.

²⁾ Die Kohlenflotationsanlagen sind in der Tabelle (VII zu S. 519) „Ergebnisse von Kohlenflotationsanlagen“ zusammengestellt.

Liste von europäischen Erzflotationsanlagen (Fortsetzung)

	Name	Land	Ort der Aufbereitung	Verarbeitetes Erz bzw. Zweck
16.	Bergbau-Aktiengesellschaft Lothringen, Littfeld	Deutschland, Westf.	Littfeld, Grube Victoria	Bleizink
17.	Berg- und Hütten A. G., Buhag*	Deutschland, Schles.	Jannowitz	Kupfer
18.	I. M. Berglund*	Norwegen	Ludovika	Bleizink
19.	Bergwerksgesellschaft Georg von Giesche's Erben	Deutschland	Deutsch-Bleischarleygrube	Bleizink
20.	Berzelius, Metallhütten-Gesellschaft, Duisburg*	Deutschland	Gute Hoffnung, Call i. Eifel	Blei
21.	Bleiberger Bergwerksunion, Klagenfurt	Österreich	Bleiberg b. Kreuth	Bleizink
22.	dieselbe	Österreich	Wäsche Antoni	Bleizink
23.	Böhm. Graphitwerke Aktiengesellschaft, Prag	CSR	Schwarzbach-Stuben	Graphit
24.	Bolaget Vieille Montagne	Schweden	Ammeberg	Zink
25.	Crédit Minier d'Ilba	Rumänien	Ilba	Kupfer
26.	Compagnie Française des Mines de Bor	Jugoslavien	Bor	Kupfer
27.	Compagnie des Mines Métalliques du Centre ..	Frankreich	Fournial de Molèdes (Candal)	Bleizink, Silber
28.	Compagnie Minière et Métallurgique d'Auzon*	Frankreich	Auzon (Haute Loire)	Quecksilber
29.	Compagnie Minière, Métallurgique et Chimique de l'Orb*	Frankreich	La Rabasse	Bleizink
30.	Compagnie Nouvelle des Mines de Villemagne	Frankreich	Villemagne (Gard.)	Bleizink
31.	Compañia Minero-Metalúrgica „Los Guindos“	Spanien	La Carolina (Jaén)	Blei
32.	Compañia de Rio Tinto	Spanien	Rio Tinto	Kupfer
33.	Eagle Lead Co. Ltd., North Wales	England	—	Blei

Liste von europäischen Erzflotationsanlagen (Fortsetzung)

	Name	Land	Ort der Aufbereitung	Verarbeitetes Erz bzw. Zweck
34.	Geevor Tin Mines Ltd.....	England	Cornwall	Sulfide aus Zinnstein
35.	Gewerkschaft Gottesgabe*	Deutschland	Roth, Kreis Dillenburg	Kupfer
36.	Gewerkschaft Grube Glanzenberg	Deutschland	Silberg, Westfalen	Bleizink
37.	Gewerkschaft Mechernicher Werke	Deutschland	Mechernich, Rheinpreußen.	Blei
38.	Giesche Spółka Akcyjna, Brzeziny	Polen	Poln. Bleischarley	Zink
39.	Gutmann'scher Kiesbergbau Kallwang* ...	Österreich	Kallwang	Kupfer
40.	Grufaktiebolaget Lake Copper	Schweden		Kupfer
41.	Grufaktiebolaget Lekomberg	Schweden	Sörvik	Apatit
42.	Grufaktiebolaget Orijärvi*	Finnland	Koski	Bleizink
43.	Hainsberger Thonwaren- und Schmelztiegel- Werke W. Lorenz.....	Deutschland	Hainsberg, Sachsen	Graphit
44.	Knaben Molybdaengruber, Oslo.....	Norwegen	Knaben, Netlandsnes	Molybdän
45.	Krompacher Kupferwerke A. G.	ČSR	Krompach	Kupfer
46.	„Mica“, Societate Anonima Romana Miniera	Rumänien	Ruda 12 Apostoli, Brad	Gold
47.	Minas de Cármenes.....	Spanien	La Mina Providencia, Villanueva di Pontedo Leon	Kupfer, Nickel, Kobalt
48.	Cia das Minas do Valle da Vouga*.....	Portugal	Talhadas	
49.	Mineralia A. G. für Erzindustrie*	Deutschland	Fichtelberg	Eisenglanz
50.	Société Anonyme des Mines d'Or du Châtelet	Frankreich	Châtelet (Creuse)	Gold, Arsen
51.	Miniere Cave di Predil*.....	Italien	Cave di Predil (Raibl)	Blei
52.	Mitterberger Kupfer Aktiengesellschaft	Österreich	Bischofshofen	Kupfer

Liste von europäischen Erzflotationsanlagen (Fortsetzung)

	Name:	Land:	Ort der Aufbereitung:	Verarbeitetes Erz bzw. Zweck
53.	Mühdorfer Graphit Bergbau A. G., Wien* .	Österreich	Mühdorf	Graphit
54.	Nantymwyn Mine Ltd.	England, South Wales	Rhandirmwyn, Nr. Llandovery	Bleizink
55.	Øresunds Chemiske Fabriker	Dänemark	Kopenhagen	Kryolith
56.	Österreichisch-Amerikanische Magnesit A. G.	Österreich	Radenthein	Magnesitreinigung
57.	Österreichische Bundesmontanverwaltung ..	Österreich	Kogl b. Brixlegg, Tirol	Kupfer, Schwerspat
58.	Outokummun Kaivos	Finnland	Outokumpu	Kupfer
59.	Phönix Schwefelsäure und Chemische Pro- dukten-Fabrik A. G.	Rumänien	Baia-Mare (Nagybánya)	Bleizink
60.	dieselbe	Rumänien	Balan	Bleizink
61.	Polhigey Tin Ltd.	England	Cornwall	Sulfide aus Zinnstein
62.	Porsa Koppergruber	Norwegen	Porsa	Kupfer
63.	Preußische Bergwerks- und Hütten-A. G.* ..	Deutschland	Erzbergwerk Clausthal	Bleizink
64.	dieselbe	Deutschland	Erzbergwerk Grund	Bleizink
65.	dieselbe	Deutschland	Erzbergwerk Lautenthal	Bleizink
66.	Raffineringsverket A. S. Kristianssand	Norwegen	Evje	Kupfer, Nickel
67.	Real Compañia de Minerales, Madrid	Spanien	Reocin, F 27	Bleizink
68.	dieselbe	Spanien	Reocin, F 22	Bleizink
69.	dieselbe	Spanien	Cartes	Bleizink
70.	dieselbe	Spanien	Arditurri	Zink
71.	dieselbe	Spanien	Comillas	Zink
72.	dieselbe	Spanien	La Florida	Zink

Liste von europäischen Erzflotationsanlagen (Fortsetzung)

	Name:	Land:	Ort der Aufbereitung:	Verarbeitetes Erz bzw. Zweck
73.	Real Compañía de Minerales, Madrid	Spanien	Ollin	Blei
74.	dieselbe	Spanien	San Maximiliano	Bleizink
75.	Röros Kobberverk	Norwegen	Röros	Kupfer, Zink
76.	Rudarska Zdruzba Litija	Jugoslawien	Litija (Littai)	Bleizink
77.	„Sachtleben“ Aktiengesellschaft für Bergbau und chemische Industrie	Deutschland	Meggen, Westfalen	Zink, Pyrit
78.	Ivan Savvoff*	Bulgarien	Topoklu	Bleizink
79.	Sociedad Minera y Metalúrgica de Peñarroya	Spanien	Nava de Rio Frio, S. Isabel	Bleizink
80.	dieselbe	Spanien	La Carolina	Blei
81.	dieselbe	Spanien	Mina San Troilan	Blei
82.	dieselbe	Spanien	Mina La Victoria	Blei
83.	dieselbe	Spanien	Mina de Santa Barbara	Blei
84.	dieselbe	Spanien	El Soldado	Bleizink
85.	Sociedad Española de Grafitos Refinados . .	Spanien	Cartagena	Graphit
86.	Societa Mineraria e Metallurgica di Pertusola, Genua	Italien	Iglesias (Sardinien)	Bleizink
87.	Societa Mineraria Ramitalia, Padua*	Italien		Kupfer
88.	Società An. Piriti della Versilia, Spezia* . . .	Italien	Val di Castello	Schwefelkies
89.	Société An. des Gisements Miniers de Luz-Saint Sauveur*	Frankreich	Chèze (Hts. Pyr.)	Bleizink
90.	S. A. Imprese Mineraria Trentine*	Italien	Maiern (Brenner)	Bleizink
91.	Società An. Miniere dell' Argenteria, Spezia*	Italien	Sardinien	Blei, Zink, Silber

Liste von europäischen Erzflotationsanlagen (Fortsetzung)

	Name:	Land:	Ort der Aufbereitung:	Verarbeitetes Erz bzw. Zweck
92.	Société des Mines Aurum, Baia Mare	Rumänien	Valea Borcutului	Gold
93.	Société des Mines de Balia Karaidin, Konstantinopel*	Türkei	Balia Karaidin	Bleizink
94.	Société Anonyme des Mines et Usines de Peyrebrune, Albi	Frankreich	Peyrebrune (Tarn)	Bleizink
95.	Société des Mines de la Plagne	Frankreich	La Plagne (Savoie)	Blei
96.	Société des Mines de Promise*	Frankreich	Promise (Val d'Aosta)	Bleizink
97.	Société des Mines de Pujol*	Frankreich	Pujol (Aude)	Kupfer
98.	Société des Mines et Usines de Salsigne	Frankreich	Combe de Saut (Aude)	Gold, Arsen
99.	Société des Mines de St. Véran	Frankreich	St. Véran (Hte. Alpes)	Kupfer
100.	Société des Mines et Produits Chimiques des Alpes Maritimes	Frankreich		Arsen
101.	Société Française de Laurium	Griechenland	Laurium	Bleizink
102.	Société Franc. des Mines d'Or de Transylvanie	Rumänien	Baitza	Gold
103.	Société Minière Franco-Polonaise, Dabrowa-Gornicza	Polen	Grube Joseph, Olkusz	Blei
104.	Société Minière et Industrielle de Plakalnitza*	Bulgarien	Plakalnitza	Bleizink
105.	Société Minière de Victoria, Fos	Spanien	Bosost, Val d'Aran	Bleizink
106.	Société Minière de Vivarais*	Frankreich	St. Barthélémy	
107.	Société Nord Norge, Oslo	Norwegen	Mo i Ranen	Bleizink
108.	Société de Recherches et d'Exploitation Minière au Val d'Aran*	Frankreich	Mine du Liat	Zink

Liste von europäischen Erzflotationsanlagen (Fortsetzung)

	Name:	Land:	Ort der Aufbereitung:	Verarbeitetes Erz bzw. Zweck
109.	Schlesische Bergwerks- u. Hütten-Aktienges., Beuthen	Deutschland	Neuhofgrube O. S.	Zink, Eisen
110.	W. Schröer, Herdorf*	Deutschland	Holdertszug, Rhld.	Kupfer (Lohnflotation)
111.	Schwazer Bergwerksverein*	Österreich	Schwaz, Tirol	Fahlerz
112.	Staatsgruben, tschechoslovakische	ČSR	Banská Štiavnica (Schemnitz) Grube Hodruša	Silber, Gold
113.	Staatsgruben, tschechoslovakische	ČSR	Banská Štiavnica, Sigmund- und Franzschacht	Bleizink und Goldsilber
114.	Staatsgruben, tschechoslovakische	ČSR	Přibram	Bleizinksilber
115.	Stolbergs Gruvor, Silfhyttan	Schweden	Gräsberg	Bleizink
116.	Stora Kopparbergs Bergslags A. B.	Schweden	Falun	Kupfer
117.	Sulitelma Aktiebolags Gruber	Schweden	Sulitjelma	Kupfer
118.	Szalonaker Bergbau A. G.*	Österreich	Bad Tatzmannsdorf	Antimon
119.	Trepca Mines Ltd.	Jugoslavien	Trepca	Bleizink
120.	Ungar. Staatsbergbau, Erzbergwerk Reesk .	Ungarn	Reesk	Gold, Kupfer
121.	Usine de Roziers-sur-Sioule	Frankreich	Roziers sur Sioule (Puy de Dôme)	Bleizink
122.	Vereinigte Graphit- und Tiegelwerke	Deutschland	Untergriesbach b. Passau	Graphit
123.	Vereinigte Stahlwerke A. G.	Deutschland	Große Burg, Siegerland	Kupfer, Eisenspat
124.	Vigsnaes Kobberverk	Norwegen	Vignäs	Kupfer
125.	Werlauer Gewerkschaft*	Deutschland	Grube Gute Hoffnung, Prinzenstein a. Rh.	Bleizink
126.	Wheal Kitty Tin Ltd.	England	Cornwall	Sulfide aus Zinnstein

E. Kohlenflotation

XXV. Anwendung der Schwimmverfahren auf Kohlen

Verglichen mit der technischen und wirtschaftlichen Wichtigkeit der Schwimmaufbereitungsverfahren für Erze, ist die Bedeutung der Flotation von Kohlen zur Zeit noch recht gering. Ob dies in der Hauptsache darauf zurückzuführen ist, daß die Lagerstätten der Kohlen noch zu reichhaltig und zu rein sind, oder ob der Wert der Kohle zu gering erscheint, bleibe dahingestellt. Bemerkenswert ist, daß sich die Flotation gerade in denjenigen Kohlenrevieren, die weniger gute bzw. für die naßmechanische Aufbereitung weniger gutartige Kohlen fördern, mit großem technischen und wirtschaftlichen Erfolg hat einführen können.

1. Unterschiede zwischen Erz- und Kohlenflotation

Die Schwimmaufbereitung der Kohle bietet keine wesentlich anderen Probleme als die Erzflotation; daß sie trotzdem in einem eigenen Abschnitt behandelt wird, ist durch eine Reihe von Umständen bedingt, die teils auf technischem, teils auf wirtschaftlichem Gebiet liegen.

In technischer Beziehung bewirkt der Unterschied der spezifischen Gewichte von Kohlen und Erzen gewisse Verschiedenheiten bei der Flotation. Kohle schwimmt infolge ihres verhältnismäßig niederen spezifischen Gewichtes leichter als Erze; dies wirkt sich u. a. darin aus, daß es bei Kohle möglich ist, wesentlich größere Korngrößen als bei Erzen zum Aufschwimmen zu bringen. Erleichtert wird die Kohlenflotation durch den Umstand, daß im Gegensatz zur Erzflotation der spezifisch leichtere Anteil der Trübe, nämlich die Kohle, geschwommen wird, der spezifisch schwerere aber, die Berge, in der Trübe zurückbleibt; es kann daher die Wirkung der Schwerkraft die Flotation mittelbar unterstützen. Ferner stellt sich bei der Kohlenflotation das Verhältnis zwischen der Menge des geschwommenen Gutes und der Bergemenge gerade umgekehrt als bei Erzen, da bei Kohle die Konzentrate

mengenmäßig fast immer die Berge weit überwiegen. Dieser Umstand ist bei der gesamten weiteren Behandlung der Produkte von Bedeutung und findet auch in der Ausbildung und Größe der Apparate Ausdruck. Endlich bieten die Fragen der Entwässerung und Verwendung von Kohlenflotationskonzentraten andere und verwickeltere Probleme als bei den Erzen. Auch das Einfügen der Flotation in den Rahmen einer Kohlenaufbereitung muß von anderen Gesichtspunkten aus stattfinden, als dies bei der Erzflotation der Fall ist.

Im allgemeinen wirft die Flotation der Kohlen nicht so vielseitige schwimmtechnische Probleme auf wie jene der Erze, da Kohlen, abgesehen von verhältnismäßig geringen Unterschieden, fast immer dieselben Verunreinigungen als Begleiter enthalten, nämlich Ton, Schiefer, Schwefelkies und ähnliche Stoffe, deren Abtrennung eine der Hauptaufgaben der Flotation darstellt.

In wirtschaftlicher Beziehung besteht ein wesentlicher Unterschied zwischen Kohlen- und Erzflotation darin, daß es sich bei Kohle um ein Naturprodukt handelt, dessen Handelswert, verglichen mit dem der meisten Erze und Mineralien, wesentlich geringer ist. Zur Kohlenaufbereitung können daher nur Verfahren herangezogen werden, die auf billigstem Wege, manchmal selbst unter Verzicht auf ein höchstes Ausbringen, die Anreicherung an brennbarer Substanz zu erreichen vermögen. Die Flotation wird sich infolgedessen bei der gegenwärtigen Lage nur in Ausnahmefällen auf alle Teile der Förderkohle anwenden lassen können und sich in der Hauptsache auf jene Produkte beschränken müssen, für deren Aufbereitung es keine wirksameren Verfahren gibt. Eine Allflotation oder die Schwimmaufbereitung grober Kornklassen kommt also gegenwärtig nicht in Betracht; es werden vielmehr fast immer nur die feineren Korngrößen geschwommen, die nicht wie bei Erzen künstlich durch ein Mahlverfahren hergestellt werden, sondern die als meist unerwünschte Produkte des Bergbau- oder Wäschetriebes natürlich anfallen und unvermeidbar sind. Die Flotation der Kohle ist demnach gegenwärtig nur als Anhang und wertvolle Ergänzung naßmechanischer oder anderer Aufbereitungsverfahren denkbar; sie stellt ein Teilproblem der Feinkohlenaufbereitung dar.

Die Trennung der verschiedenen Kohlen nach ihren Gefügebestandteilen ist möglich; sie wird zum Teil schon durchgeführt und ist ein Gebiet, auf dem die Flotation als wertvolles Hilfsmittel zur Anreicherung von Mattkohle bzw. Glanzkohle noch gute Aussichten auf weitgehende Einführung hat.

Da es gegenwärtig noch an allgemein wirksamen selektiven Verfahren zur Trennung der Kohle nach ihren Gefügebestandteilen fehlt, wird die Kohlenflotation bisher mit geringen Ausnahmen als einfache, kollektive Flotation durchgeführt.

2. Zusammensetzung der Kohle

Zum Verständnis vieler Fragen, die mit der Kohlenaufbereitung im allgemeinen und mit der Kohlenflotation im besonderen im Zusammenhang stehen, ist eine Kenntnis des Kohlengefüges notwendig. Es soll daher im weiteren kurz auf die Zusammensetzung und Eigenschaften der Kohle¹⁾ und ihre Gefügebestandteile eingegangen werden²⁾.

Petrographisch betrachtet ist die Kohle kein homogener Stoff, sondern ein Gemisch verschiedener Bestandteile organischer und anorganischer Natur. Die wichtigsten charakteristischen Bestandteile, die sog. Gefügebestandteile, sind

1. die Glanzkohle (Vitrit),
2. die Mattkohle (Durit, Clarit)³⁾,
3. die Faserkohle (Fusit),
4. die in der Glanz-, Matt- und Faserkohle enthaltene Asche.

Hierzu kommen noch die Berge, zu denen ganz allgemein auch der Schwefelkies hinzugerechnet wird.

Es ist heute schon Gemeingut geworden, daß die Gefügebestandteile Glanzkohle, Mattkohle und Faserkohle unter sich große Verschiedenheit aufweisen, so daß man allgemein nach E. Stach sagen kann: „Glanzkohle eignet sich für die Verkokung, Mattkohle für die Verflüssigung und Schwelung, Faserkohle für die Brennstaubfeuerung“⁴⁾. In chemischer Hinsicht bestehen wohl die Gefügebestandteile aus denselben Elementen, in der Hauptsache aus C, H, O und N, aber sie sind in den verschiedenen Zusammensetzungen anzutreffen. Die chemische Analyse einer Kohle vermag weder den Anteil der Gefügebestandteile nach Qualität noch nach Quantität zu erfassen. Neben den schon erwähnten Unterschieden der einzelnen Gefügebestandteile gegeneinander, treten noch je nach dem Grad des Alters der Kohle Verschiedenheiten der Gefügebestandteile in sich auf.

¹⁾ Unter Benutzung verschiedener innerhalb des Kruppkonzerns gehaltener Vorträge, insbesondere jener der Herren W. Demann und V. Rohrwasser. Vgl. auch Mary C. Stopes, On the Four Ingredients in Banded Bituminous Coal, Proc. Roy. Soc. 90, 470 (1919); Koppers Mitteil. 5, 139—178 (1923); H. Winter, Glückauf 59, 873 (1923).

²⁾ Es sei ausdrücklich bemerkt, daß die Anschauungen hierüber noch keineswegs einheitlich sind, daß es sogar solche gibt, die den hier wiedergegebenen widersprechen. Eine Gegenüberstellung der verschiedenen Ansichten würde jedoch den Rahmen dieser Ausführungen bei weitem übersteigen.

³⁾ Mary C. Stopes, a. a. O., unterscheidet noch einen vierten Bestandteil, Clarit, und bezeichnet damit ein Gemisch von Glanz- und Mattkohle. E. Stach ist jedoch der Ansicht, daß der Begriff Clarit überflüssig ist und entbehrt werden kann. Man beschränkt sich daher im allgemeinen in der deutschen Literatur lediglich auf die drei erstgenannten Grundbestandteile, Vitrit, Durit und Fusit und kennzeichnet die Übergänge beim Vorherrschen des Vitrits als duritischen Vitrit, entsprechend einer streifigen Glanzkohlenstruktur, beim Vorherrschen des Durits als vitritischen Durit, entsprechend einer streifigen Mattkohlenstruktur.

⁴⁾ Vgl. auch E. Hoffmann, Glückauf 66, 529 (1930).

Teilt man z. B. das produktive Karbon des Ruhrkohlenbezirks vom Liegenden zum Hangenden in seine vier charakteristischen Gruppen, nämlich in die:

1. Magerkohlen-Gruppe,
2. Fettkohlen-Gruppe,
3. Gaskohlen-Gruppe,
4. Gasflammkohlen-Gruppe,

so findet man Unterschiede der einzelnen Vertreter, die chemisch leicht erfaßbar sind; und zwar nimmt der Kohlenstoffgehalt und mit ihm die Koksausbeute vom Liegenden zum Hangenden ab, während der Gasgehalt dementsprechend zunimmt. Es ist ferner auch bekannt, daß diese Kohlen Eigenschaften aufweisen, die sie für unterschiedliche Verwendungszwecke besonders geeignet machen, unter Umständen aber ihre Verwendbarkeit für bestimmte Zwecke ausschließen.

Die charakteristischen Unterscheidungsmerkmale der Gefügebestandteile sind zum Teil, wenn auch manchmal sehr schwer, schon makroskopisch zu erkennen. Bei der Steinkohle sind die Gefügebestandteile schichtenförmig in wechselnder Stärke abgelagert. An den Schichtflächen lassen sie sich meist leicht trennen, mit besonderer Vorsicht kann man sogar oft reine Proben herstellen; im Großbetrieb ist diese reine Trennung nicht möglich. Hier erreicht man nur Konzentrate verschiedener Gefügebestandteile, wobei man von dem durch die abweichende Härte, Sprödigkeit und Zerreiblichkeit bedingten unterschiedlichen Zusammenhalt der einzelnen Bestandteile unter sich mit verhältnismäßig einfachen Hilfseinrichtungen Gebrauch macht. Laboratoriumsmäßig kann man die zerkleinerte Kohle nach dem Schwimm- und Sinkverfahren gruppenweise anreichern, jedoch unterliegen diese Verfahren so vielen subjektiven Einflüssen, daß die von E. Stach, K. Lehmann, E. Hoffmann u. a. entwickelten bzw. weiter vervollkommenen Verfahren der mikroskopischen Untersuchung der Kohle auf ihre Gefügebestandteile infolge ihrer schnelleren Durchführung häufig vorzuziehen sind.

Die Kohlenpetrographie bezeichnet die Steinkohle wegen der durch die Ablagerung der Gefügebestandteile in den einzelnen Perioden hervorgerufenen Streifung als „Streifenkohle“.

Unter Glanzkohle versteht man nur die glänzenden Lagen einer Streifenkohle. Nach dem Liegenden hin, also mit zunehmender Teufe, wird der Glanz der Streifenkohle stärker und ist am hellsten bei Magerkohle und Anthrazit. Der Hauptanteil eines Steinkohlenflözes besteht im allgemeinen aus Glanzkohlenlagen.

Glanzkohle ist spröder und zerbrechlicher als Mattkohle; sie hat charakteristische, meist senkrecht zur Schichtung verlaufende Lösen und Schlechten, die sich selten in die Mattkohle fortsetzen. Hieraus erklärt sich der starke Zerfall der Glanzkohle beim Aufbereitungsgang, während die Mattkohle weniger zerfällt, sich also im gröberen Aufbereitungsprodukt anreichert (Nüsse).

Glanzkohle ist in der Hauptsache aus Holz und Periderm, zum Teil auch aus krautigem Material entstanden; die Zersetzung dieser Ausgangsstoffe ist so stark fortgeschritten, daß die Holzzellstruktur selbst im Mikroskop nur schwer erkennbar ist. Bei der Zersetzung haben sich auch kolloide Humuslösungen, welche die Holzreste infiltriert haben, gebildet. Der muschelige Bruch und die Sprödigkeit der Glanzkohle lassen auf einen Gallertzustand während der Entwicklung „Torfsubstanz zu Glanzkohle“ schließen.

Beim Verkoken der Glanzkohle bläht das Festbitumen den schmelzenden Koks stark auf; die Backfähigkeit nimmt mit fortschreitendem Alter der Kohle zu.

Die Mattkohenschichten der Streifenkohle sind meist schwächer als die der Glanzkohle. In petrographischer wie chemischer Hinsicht ist die Mattkohle weniger einheitlich als die Glanzkohle. Sie ist entstanden aus torfigem Faulschlamm einer sporen-

reichen Torfmasse (kein reiner Faulschlamm). Der Glanz der Mattkohle wächst mit zunehmendem Alter von vollkommener Mattheit bei Gasflamm- und Gaskohle bis zu einem schwachen Glanz bei Fett- und Magerkohle. Unter dem Mikroskop kann man die Mattkohle immer von Glanzkohle unterscheiden; Fließstrukturen weisen auf breiige Schlamm-entstehung hin. Die Mattkohlegrundmasse ist ein stark zersetzter Pflanzenstoff; man unterscheidet in ihr eine humose Substanz von feinkörniger Beschaffenheit sowie einen faserkohlähnlichen Stoff. In der Mattkohle ist meist kolloide Tonsubstanz eingelagert. Die Grundmasse enthält Sporenhäute, Blattoberhäute, Harzkörperchen, Zweig- und Rindenreste. Die beiden ersten bedingen den Gehalt an flüchtigen Bestandteilen. Die zähen Häute verhindern ein Fortsetzen der Schlechten und Lösen der Glanzkohle in die Mattkohlschichten.

Petrographisch ist die Mattkohle bedeutenden Schwankungen unterworfen; der Aschengehalt wechselt stark, enthält im Gegensatz zu Glanzkohle außer Pflanzenasche Tonsubstanz und ist im Durchschnitt größer als bei Glanzkohle. Auch die Sporen, welche die flüchtigen Bestandteile bestimmen, variieren. Mattkohlenkoks zeigt keine Blähungen. Aschenarme Mattkohle ist backfähig und bildet einen grauen festen, querrissigen Koks; aschenreiche Mattkohle liefert Pulverkoks. Beim Zusatz zur Kokskohle über eine gewisse Grenze ist die Mattkohle als ein schädlicher Stoff zu betrachten.

Der dritte Bestandteil, die Faserkohle, ist holzkohlenähnlich, sehr spröde, leicht zerreiblich und stark abfärbend. Sie macht etwa 3% der Steinkohlenzusammensetzung im Ruhrgebiet aus. An den Einlagerungsstellen der Faserkohle zerfällt die Steinkohle leicht. Faserkohle wird sich infolge ihrer Zerreiblichkeit im allgemeinen im Aufbereitungsfeinen und vor allem im Kohlenstaub anreichern.

Im Dünnschliff sieht die Faserkohle schwarz aus, während sie im Reliefschliff einen gelblichen Glanz aufweist. Man unterscheidet Weichfaserkohle, deren Holzzellräume mit Gas gefüllt sind, und Hartfaserkohle, die aschenreicher ist, da ihre Zellräume mineralgefüllt sind. Nach F. L. Kühlwein¹⁾ können 20 bis 30% Weichfaserkohle, aber nur 12% Hartfaserkohle der Kokskohle zugesetzt werden. Faserkohle hat wenig flüchtige Bestandteile, ist also auch zur Verflüssigung und Schwelung ungeeignet; sie eignet sich aber besonders gut zur Brennstaubfeuerung, zumal wenn die Kokskohle trocken aufbereitet wurde, da dann der anfallende Staub blasfertig ist. Bei der Zumischung überschüssigen Staubes zur Kokskohle muß man über die Zusammensetzung beider Komponenten genau unterrichtet sein, um vor Rückschlägen bewahrt zu bleiben.

Die Gefügebestandteile selbst sind in gewissem Maß im Aussehen veränderlich, was manchmal die mikroskopische Untersuchung erschwert. Im Ruhrrevier z. B. verändern sich in dieser Beziehung die Glanz- und Mattkohle stärker als die Faserkohle.

Glanzkohle der Gasflammkohle hat stumpferen Glanz, die Holzstruktur ist noch nicht so verwischt wie bei den älteren Kohlenarten.

Die Mattkohle der Gas- und Gasflammkohle ist völlig matt; als Fett- und Magerkohle weist sie aber einen matten Glanz auf, so daß sie oft nur mikroskopisch von der Glanzkohle zu unterscheiden ist. Die Fett- und Magerkohlenmattkohle läßt sich nicht mehr dünn schleifen, ein Vergleich mit den anderen Mattkohlen ist daher nur noch im Reliefschliff bzw. im Anschliff möglich.

In der Gasflammkohle, der jüngsten Kohlenbildung, lassen sich alle Gefügebestandteile gut unterscheiden. Die Glanzkohle zeigt selten Holzstruktur, und die in der Mattkohle enthaltenen Sporen sind gut erhalten. In der Gaskohle sind die Bildner der Mattkohle nur noch wenig gut erhalten, in der Magerkohle werden sie ganz undeutlich. Das

¹⁾ Glückauf 65, 364 (1929).

spezifische Gewicht steigt infolge der Zusammenpressung der Sporen und anderen Mattkohlenbestandteile.

Der Mattkohlenunterschied zwischen Fett- und Magerkohle ist gering, zwischen Gas-, Gasflamm- und Fettkohle größer. Es können also mehrere Gruppen unterschieden werden: einmal die Mager- und Fettkohlengruppe, das andere Mal die Gas- und Gasflammkohlengruppe. Zwischen beiden befindet sich der Inkohlungsprung, der wahrnehmbare chemische Unterschiede bei beiden Gruppen bemerken läßt. Nach Hock ist in der ersten Gruppe die Menge der glanzkohlenflüchtigen Bestandteile größer als die der mattkohlenflüchtigen, in der zweiten ist es umgekehrt.

Je nach dem Alter der Kohle und der durchlaufenen tektonischen Einwirkung verändert sich besonders die Mattkohle, deren Eigenschaften, wie beschrieben, in beiden Gruppen erheblich voneinander abweichen; für die beiden anderen Gefügebestandteile sind die Schwankungen, die durch das Alter bedingt sind, nicht so groß.

Trotzdem kann der Verkokungsträger Glanzkohle aber eine von seinem Alter abhängige, verschieden hohe Zumischung bis zur Erreichung des Verkokungsoptimums vertragen. Fettkohlenglanzkohle ist, um Zahlen zu nennen, noch für die Zumischung von 30% anderer Gefügebestandteile aufnahmefähig, während Gaskohlenglanzkohle schon bei 10% das Verkokungsoptimum erreicht hat.

Die petrographische Kohlenuntersuchung bietet ein wertvolles Hilfsmittel bei der Beurteilung der Verkokungseignung einer Kohle, wenn die drei petrographischen Kohlenklassen an und für sich eine verschiedene Verkokungseignung besitzen. Erst nachdem diese nachgewiesen ist, hat die petrographische Kohlenuntersuchung Zweck für die betriebliche Beurteilung von Mischungen dieser drei Körperklassen, wie sie in jeder Kohlenart vorliegen.

Obwohl die zur Lösung dieser Frage unternommenen Versuche noch nicht als abgeschlossen zu betrachten sind, läßt sich doch schon im großen und ganzen sagen, daß die drei petrographisch erkennbaren Kohlenarten sich in ihrer Verkokungseignung tatsächlich wesentlich voneinander unterscheiden. Es ist allerdings dabei zu berücksichtigen, daß die chemische Kohlenuntersuchung bei der Glanzkohle wie auch bei der Mattkohle nach dem Inkohlungsgrad noch zwischen gasreichen, fetten und mageren Glanz- bzw. Mattkohlen unterscheidet. Die Petrographie gestattet jedoch bisher noch nicht, diese Unterscheidung im Schlibbild zu machen.

Bisher läßt sich sagen¹⁾:

die Glanzkohle aller Inkohlungsgrade hat eine große Backfähigkeit, die Mattkohle nur eine geringe, die Faserkohle gar keine.

Die Glanzkohle bläht je nach ihrem Inkohlungsgrad mehr oder weniger stark, die Mattkohle und die Faserkohle nicht.

¹⁾ Unter besonderer Berücksichtigung der Fußnoten 1 und 2 auf S. 487; die hier wiedergegebene Auffassung ist keineswegs schon allgemein anerkannt.

Die Glanzkohle hat unter bestimmten Bedingungen die Fähigkeit, einen mehr oder weniger starken Treibdruck zu entwickeln. Durch Zusatz von Mattkohle, die selbst nicht zu treiben vermag, wird das Treiben von Glanzkohlen aufgehoben. Diese treibvermindernde Wirkung der Mattkohle ist darauf zurückzuführen, daß sie während des plastischen Zustandes wenig oder nicht entgast, dafür aber eine ausgesprochene starke Nachentgasung aufweist und dadurch den kurz vor der Bildung des Halbkokes einsetzenden Treibdruck unwirksam machen kann.

Ein weiterer Unterschied der petrographischen Kohlenbestandteile liegt in der verschiedenen Art des aus ihnen gewonnenen Kokeses.

Der Glanzkohlenkoks ist gleichmäßig geflossen, gleichporig und hart. Der Mattkohlenkoks ist sehr ungleichmäßig, porös, querrissig und weniger hart als der Glanzkohlenkoks. Der Faserkohlenkoks ist vollkommen pulverförmig ohne jeden Fluß.

Das vorher Gesagte kann am besten im folgenden zusammengefaßt werden: die Glanzkohle ist an und für sich die typische Koks-kohle mit allen ihren guten und scheinbar unangenehmen Eigenschaften. Die Mattkohle an und für sich ist keine Koks-kohle, wohl aber wird es verschiedentlich, so bei treibenden Kohlen, ratsam sein, der Glanzkohle eine zur Erreichung eines bestimmten Zweckes genügende Menge Mattkohle zuzusetzen. Die Faserkohle kann auf keinen Fall irgendeine günstige Wirkung auf den Verkockungsvorgang ausüben, da sie selbst zur Verkockung vollkommen ungeeignet ist.

Diese verschiedene Verkockungseignung der Glanz-, Matt- und Faserkohle muß natürlich ihre Ursache in einer Verschiedenheit ihres chemischen Aufbaues haben. Bei der komplizierten Zusammensetzung der Kohlen ist es heute noch unmöglich, diese Frage ausschließlich auf dem Wege der chemischen Konstitutionsforschung zu lösen. Man muß sich daher mit der Isolierung einzelner Bruchstücke begnügen, wie solche beispielsweise durch Druckextraktion der Kohle mit Benzol gewonnen werden können. Außerdem können hier einige der seit langem bekannten Untersuchungsmethoden Anwendung finden, z. B. die Bestimmung der Backfähigkeit und andere.

Bei näherer Betrachtung konzentriert sich das ganze Problem um die Mattkohle herum, und zwar aus folgenden Gründen:

Nach den Untersuchungen von Franz Fischer kann angenommen werden, daß die Verkockungseignung einer Kohle im wesentlichen durch ihren Gehalt an Bitumenkörpern bestimmt wird, die durch Benzoldruckextraktion aus der Kohle isoliert werden können. Er isolierte das Festbitumen, das, wie er behauptet, das Blähen und Treiben der Kohle verursacht, und das Ölbitumen, das die Backfähigkeit einer Kohle bedingt. Leider konnte F. Fischer seiner Zeit noch keine reine Glanz- und Mattkohle auf ihren Bitumengehalt untersuchen. Nun hat die Mattkohle aller Inkohlungsgrade nur eine geringe Backfähigkeit, außerdem bläht und treibt sie in keiner Weise. Es ist also nach den Fischerschen Arbeiten der Schluß berechtigt, daß die Mattkohle fast kein Bitumen enthalten darf. Zur Klärung dieser Frage haben Institute der Fried. Krupp A. G., Essen, in Zusammenarbeit mit der Gewerkschaft Viktoria-Matthias in Essen eine reine Mattkohle mit Benzol unter Druck extrahiert und dabei feststellen müssen, daß sie doch Bitumen in einer Menge enthält, wie es bei gut backenden und blähenden Kohlen zu finden ist. Der scheinbare Widerspruch hat sich endlich dahingehend aufgeklärt, daß das Mattkohlenbitumen, im Gegensatz zu dem der Glanzkohle, empfindlich gegenüber Einflüssen der Temperatur und gegenüber dem Sauerstoff der Luft ist. Während es beispielsweise nach dem Verfahren der Gewerkschaft Viktoria-Matthias bei Glanzkohlen

gelingt, durch Wärmebehandlung und gelindes Oxydieren das Blähen zu vermindern und die Backfähigkeit zu erhöhen, also das Festbitumen zum Teil in Öbitumen zu verwandeln, versagt diese Behandlung vollkommen bei jeder Mattkohle. Diese verliert schon nach kurzer Behandlung ihre Backfähigkeit gänzlich. Dieser Unterschied ist auch in anderer Hinsicht bedeutungsvoll. Es ist bekannt, daß aus Mattkohle bzw. aus mattkohlenreichen Kohlenmischungen bei der Schwelung ein gut backender Halb- bzw. Schwelkoks zu bekommen ist. Bei der Verkokung im Koksofen jedoch liefert die Mattkohle immer einen weichen querrissigen, ungleichmäßig geflossenen Koks. Untersuchungen im Laboratorium ergaben, daß jede Mattkohle, wenn sie beispielsweise eine halbe Stunde im Trockenschrank getrocknet wird, infolge des Eingriffs des Luftsauerstoffs schon einen großen Teil ihrer Backfähigkeit verloren hat. Die Untersuchungen sind noch im Gange und es ist zu hoffen, daß die Kenntnis der Mattkohle und ihres inneren Aufbaues in einiger Zeit eine tiefere und gediegenere sein wird als heute. Es ist dabei aber nicht zu übersehen, daß gerade die Petrographie uns hier den rechten Weg gewiesen hat.

3. Aschenbildner der Kohle

Neben den Gefügebestandteilen, die Kohle darstellen, sind noch die sog. Aschenbildner¹⁾ kurz zu besprechen; hierbei sollen die mit der Kohle gefördertten Berge ebenfalls berücksichtigt werden, da die Zusammensetzung der „Gesamtasche“ von Kohlen häufig einen besonderen Einfluß auf den Wert der Kohlen ausübt.

Die Menge der in den Kohlen vorhandenen Asche wie auch ihre chemische Zusammensetzung ist vielerlei Schwankungen unterworfen²⁾. Manche Aschen backen zusammen und verschlacken, andere dagegen sintern nur, andere bleiben krümelig. Ein Verschlacken der Aschen ist in den meisten Fällen unerwünscht und störend. Die Schlackenbildung beruht hauptsächlich darauf, daß sich Eisenoxyd zu Eisenoxydul reduziert, das sich dann mit den Silikaten zu einer leichtflüssigen Masse verbindet. Die Neigung der Asche zum Verschlacken nimmt mit abnehmendem Schmelzpunkt der Asche zu. Da ein höherer Gehalt an Schwefelkies den Schmelzpunkt der Asche erniedrigt, wird durch Schwefelkies die Schlackenbildung begünstigt.

Die Bestandteile der Kohlenaschen sind verschiedener Herkunft. Ein Teil des Aschengehaltes entspricht der in den ehemaligen Pflanzen enthaltenen Aschenmenge. Im allgemeinen jedoch scheinen die Aschenbestandteile der ehemaligen Pflanzen im Aschengehalt der Kohlen zurückzutreten. Die Hauptaschenbestandteile der lebenden Pflanzen, die Alkalien, findet man nur in ganz geringer Menge in der Kohlenasche wieder; sie sind ausgelaugt.

¹⁾ Unter Benutzung von O. Stutzer, Die wichtigsten Lagerstätten der Nichterze, II, Kohle, Allgemeine Kohlengeologie, Berlin 1923; siehe auch J. G. Searlar und B. Duglison, Gas World 80, 53 (1924).

²⁾ R. Lessing, Die Mineralbestandteile der Steinkohle, Zeitschr. Oberschl. Ver. 67, 215 (1928).

Die geringe Menge an Alkalien, die sich in der Kohlenasche noch findet, ist in der Kohle meist als Tonerdesilikat enthalten und entstammt zugeführter mineralischer Substanz, nicht aber der früheren Pflanze.

Der größte Teil der Aschenbestandteile ist somit auf die Zufuhr mineralischer Stoffe während oder nach der Pflanzenablagerung zurückzuführen. Diese Mineralstoffe können mechanisch eingeschwemmt oder zum kleineren Teil, wie Sand, Schlamm und Staub, auch eingeweht sein, oder sie sind als Lösung zugeführt und niedergeschlagen worden (Kalke, Kiese). Schließlich ist ein Teil der Aschenbildner dadurch entstanden, daß gelöste mineralische Substanzen in das schon fertig gebildete Kohlenlager eingedrungen sind und sich hier abgesetzt haben. Eine Trennung der einzelnen Aschenbestandteile nach ihrer Entstehung läßt sich im allgemeinen nicht durchführen.

Erwähnenswert ist, daß im Verlauf des Inkohlungsprozesses sich der Kohlenstoffgehalt der Kohle anreichert, während Wasserstoff und Sauerstoff in Form flüchtiger Verbindungen immer mehr entweichen. Hierdurch verringert sich das Volumen der Kohle. Da die Asche aber nicht mit entweicht, muß sie entsprechend der eintretenden Volumenverminderung prozentual zunehmen.

Eine nachträgliche Erhöhung des Aschengehaltes der Kohle kann bei dem Lagern fertiger Kohle auftreten. Diese Steigerung des Aschengehaltes ist auf eine Zuführung von Staub zurückzuführen.

Außer Asche im üblichen Sinne der Kohlen mehr oder weniger Schwefel. Der Schwefelgehalt ist immer unerwünscht; er schadet überall dort, wo Kohle oder daraus gewonnener Koks für Hüttenverfahren verwendet wird. Ferner kann bei ungünstigen örtlichen Verhältnissen die aus der Esse entweichende schweflige Säure Vegetationsschäden und Belästigungen verursachen. Außerdem stört schwefelreiche Kohle bei der Vergasung im Generator durch Bildung schwefelreicher Gase.

Der Schwefel kann in der Kohle in drei verschiedenen Formen vorhanden sein:

1. als Sulfid (Schwefelkies),
2. als Sulfat (Gips),
3. in organischer Bindung.

Meist liegt der größte Teil des Schwefels als Schwefelkies vor, er ist auf Klüften und Schichten in Kohlenflözen häufig anzutreffen. Auch Konkretionen von Schwefelkies sind nicht selten. Seine Bildung wird auf eisensulfathaltiges Wasser zurückgeführt, aus dem Eisensulfid durch Kohle abgeschieden wurde. Dieser Vorgang läßt sich in verlassenem Grubenbauen häufig beobachten, in denen sich Schwefelkies als dünner Überzug auf den Schichten der Kohle absetzt.

Außer in Form von Pyrit erscheint Schwefel in geringerem Ausmaß als Sulfat, und zwar meist als Gips (CaSO_4). Dieser Schwefel verbleibt bei der Verbrennung größtenteils in der Asche und ist daher unschädlich.

Neben diesen beiden Ausbildungsformen des Schwefels ist noch der organisch gebundene Schwefel zu berücksichtigen. Auch hier schwanken die Gehalte innerhalb beträchtlicher Grenzen. Es gibt Kohlen, die reichliche Mengen organischer Schwefelverbindungen enthalten, und andere, die arm an solchen sind.

Für die Aufbereitung von Kohle bleibt zu berücksichtigen, daß Sulfid-schwefel je nach der Korngröße, in welcher der Kies vorliegt, mehr oder weniger leicht entfernbar ist. Das gleiche gilt für den Sulfatschwefel. Organischer Schwefel läßt sich dagegen durch kein mechanisches Aufbereitungsverfahren aus der Kohle entfernen¹⁾.

Bei der Untersuchung von Kohlenprodukten auf ihren Schwefelgehalt genügt es deshalb nicht, nur den Gesamtschwefelgehalt der Kohle anzugeben, vielmehr muß man zwischen dem Gehalt an Sulfid-, Sulfat- und organisch-gebundenem Schwefel unterscheiden.

4. Aufgaben der Kohlenwäsche

Die wichtigste Aufgabe der Kohlenwäsche ist die Abtrennung der brennbaren Kohlensubstanz von den nicht brennbaren Bergebestandteilen, und gleichzeitig die Aufteilung der gefördert Rohkohle in verschiedene Kornklassen. Im Zusammenhang mit der Trennung in Kohle und Berge steht die Entfernung des Schwefels, der sowohl für die Verkokung als auch für Heizzwecke ein höchst unerwünschter Bestandteil ist. Eine weitere, immer mehr Interesse beanspruchende Aufgabe der Kohlenaufbereitung ist die Trennung der Kohlenbestandteile voneinander. Diese Arbeiten sind jedoch noch nicht so weit entwickelt, daß sich ein allgemeingültiges Urteil über sie bilden ließe.

Die Gründe für eine möglichst vollkommene Entaschung der Kohlen bestehen in der Erhöhung ihres Heizwertes sowie in dem Bestreben, bei der Feuerung einen großen Aschenanfall zu vermeiden und Ersparnisse an Transport-²⁾ und Abladekosten zu erzielen. In den meisten Fällen ist die

¹⁾ G. Rühl, Glückauf 66, 1661 (1930).

²⁾ R. Lessing, Royal Soc. of Arts 3 (1926); Zeitschr. Oberschl. Ver. 67, 219 (1928), hat berechnet, daß die überflüssigen Kosten für den Transport der Asche in der Kohle 1925 in Großbritannien etwa einem Wert von 90 Millionen RM entsprachen; dazu kommen noch die Kosten für die Abfuhr der Asche, die mindestens das Doppelte betragen.

Kohlenaufbereitung jedoch in erster Linie durch die Notwendigkeit bedingt, für die Verkokung möglichst aschen- und schwefelarme Kohle zu liefern, da hüttenmännische Bedürfnisse die Verwendung von aschen- und schwefelarmen Koks fordern. Über die Frage der Vorteile eines niedrigen Aschengehaltes des Koks für den Hochofenprozeß und für andere metallurgische Zwecke hat sich eine umfangreiche Literatur¹⁾ gebildet.

Die Verwendung von aschenarmem Koks bedeutet neben Frachtersparnissen²⁾ mengenmäßig eine Ersparnis an Koks, weil reiner Koks je Einheit mehr Kohlenstoff enthält als aschenreicher. Dadurch, daß weniger Asche unter Zuschlag von Kalkstein und Aufwand von Wind und Kohle verschlackt zu werden braucht, werden Kalorien gespart, so daß sich letzten Endes im Hochofen dasselbe Ergebnis mit weniger Koks erzielen läßt. Der geringere Schlackenanteil bedeutet eine Verringerung von Eisenverlusten, also eine Vermehrung der Roheisenerzeugung, wobei häufig noch eine Verbesserung der Qualität des Roheisens erreicht werden soll. Unter Berücksichtigung dieser Umstände verursacht eine Verringerung des Aschengehaltes im Koks um 1% einen Minderverbrauch von etwa 20 kg Koks³⁾ je Tonne Roheisen (bei einem angenommenen Koksverbrauch von 1–1,2 t je Tonne Roheisen). Das Mehrausbringen an Roheisen soll durch Verwendung von um 1% aschenärmerem Koks 6,4% ausmachen. Wertmäßig soll 1% Mindergehalt an Asche im Koks für den Hochofenprozeß eine Ersparnis von 0,35–0,50 RM⁴⁾ je Tonne Koks bedeuten. Es wäre hiernach unter Berücksichtigung der notwendigen Koksmengen für 1 t Roheisen der Mehrpreis zu berechnen, den die Hütte für Koks mit niedrigerem Aschengehalt bezahlen könnte.

Hieraus müßte sich ergeben, wie weit die Aufbereitungskosten der Kohle durch die bei ihrem Aufbereiten entstehende Gewichtsverminderung aufgewogen werden. Bisher ist man in Deutschland mit geringen Ausnahmen noch nicht dazu übergegangen, Koks auf der Grundlage seines Aschen- und Schwefel-

¹⁾ Deladrière, Rev. Univ. des Mines 9, 93 (1921); A. Thau, Stahl u. Eisen 42, 1248 (1922); Derclaye, Rev. Univ. des Mines 18, 345 (1923); Lewis, Journ. West of Scotland Iron a. Steel Inst. 3, 2 (1924/25); R. Lessing, Journ. of the Soc. of Chem. Ind. 345 T (1925); Royal Soc. of Arts, Cantor Lectures on Coal Ash and Clean Coal, London 1926; Zeitschr. Oberschl. Ver., a. a. O. 1926; Lilot, Rev. des Mines 10, 39 (1926); C. S. Gill, Iron a. Steel Inst. 91, 116 (1927); Coll. Guard 85, 340 (1927); G. W. Bradley, Fuel 7, 31 (1928); E. C. Evans, Journ. West of Scotland Iron a. Steel Inst. 33 (1924/25). W. R. Chapman und R. A. Mott, The Cleaning of Coal, London 1928, 617; R. A. Mott, Fuel 8, 123 (1929); Read, Joseph und Royster, U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2560 (1924).

²⁾ R. A. Mott, Fuel 8, 130 (1929), hat berechnet, daß 3% weniger Koksasche bei täglicher Beförderung von 200 t Koks eine jährliche Frachtersparnis von RM 6000 ausmachen.

³⁾ C. S. Gill, Coll. Guard 85, 340 (1927).

⁴⁾ R. A. Mott, Fuel 8, 127 (1929); R. Lessing, a. a. O.

gehalten zu handeln¹⁾, wie dies vielfach in Amerika²⁾ und in einzelnen Bezirken Englands, z. B. in Cumberland³⁾, geschieht, wo schon seit Jahren Koks nach einer vom Aschengehalt abhängigen Skala gehandelt wird⁴⁾. Bei den aschereichen feinen Schlämmen und dem Staub kokbarer Kohlen, die nicht ohne weiteres der Kokskohle zugesetzt werden können, sondern häufig unter den Kesseln der Zechen verheizt werden müssen, wird sich in der Mehrzahl der Fälle eine Aufbereitung dieser Staub- und Schlammengen zu einer guten Koksqualität ausreichend bezahlt machen. Hier hat auch die Kohlenflotation zuerst eingesetzt und ihre unbestreitbaren Erfolge erreicht.

5. Geschichtliches

Als Vorläufer der Schaumschwimmverfahren für Kohle ist das Trent-⁵⁾ Verfahren zu betrachten, das in Amerika vereinzelt Anwendung findet. Es ist eine Übertragung des alten Elmoreschen Extraktionsverfahrens auf Kohle (siehe S. 11). Äußerst feine Kohle, feiner als sie für die Schaumschwimmverfahren nötig ist, wird in wäßriger Trübe mit einem Ölgemisch (30–40% des Kohlegewichtes), das meist aus Petroleum, Benzol oder viskosen Teerölen besteht, innig verrührt. Die Kohle geht aus der Trübe an das Öl und steigt in Form einer dicken Paste, des sog. „Amalgams“, auf, während die Berge im Wasser zurückbleiben. Das Amalgam hat einen Wassergehalt von nur 5% und kann direkt zum Verheizen, z. B. unter Schiffskesseln, verwendet werden. Das Verfahren eignet sich für Anthrazit und bituminöse Steinkohlen, deren Aschengehalt um 80% erniedrigt werden kann. Der große Ölverbrauch und die beschränkte Anwendungsmöglichkeit des gewonnenen Amalgams weisen dem Trent-Verfahren eine nur örtliche Bedeutung zu.

Der erste Vorschlag, Kohle durch ein Schaumschwimmverfahren zu reinigen, stammt von E. Bury, W. Broadbridge und A. Hutchinson⁶⁾ aus dem Jahre 1920. In diesem Jahre wurde die erste Anlage auf der Mina Antolin der Soc. Minera y Metalúrgica de Peñarroya⁷⁾ in Spanien errichtet, der bald weitere Anlagen in Spanien und Frankreich folgten. In Deutschland

¹⁾ Vgl. A. Thau, Stahl u. Eisen 42, 1153, 1242 (1922).

²⁾ D. G. Campbell, Min. Congr. Journ. 13, 778 (1927).

³⁾ J. G. Scoular und B. Duglinson, a. a. O. 53.

⁴⁾ G. W. Bradley, Fuel 7, 35 (1928).

⁵⁾ DRP. 357388 (1920); 423382 (1922); A. P. 1420165; 1421862 (1920); Brit. P. 151236 (1919); U. S. Bur. Min., Coal Ind. 1921; G. J. S. Perrot und S. P. Kinney, Met. Chem. Eng. 25, 182 (1921); Zeitschr. Ver. d. Ing. 65, 1123 (1921).

⁶⁾ Trans. Inst. Min. Met. 60, 243 (1921); vgl. auch R. F. Bacon, A. P. 1329493 (1920); Brit. P. 154702, 155875, 159285 (1919); 165144 (1920).

⁷⁾ Nach Angaben von C. H. Jones, Oviedo (Spanien).

wurde die erste Anlage als Versuchsanlage bei der Gelsenkirchener Bergwerks A. G. (Abteilung Schalke) 1921¹⁾ betrieben. Auf Grund der günstigen Ergebnisse fand der Bau einer Anlage auf Zeche Alma statt. Inzwischen sind in Europa über 40 Anlagen in Betrieb gekommen, davon in Deutschland allein etwa 20. Der Jahresdurchsatz aller Anlagen dürfte mit 3 Millionen t nicht zu hoch geschätzt sein. In Amerika hat sich als Folge der günstigen Steinkohlenverhältnisse die Kohlenflotation bisher noch nicht entwickelt; erst 1930 ist die erste als Versuchsanlage geführte Schaumswimmanlage im Pittsburger Revier in Betrieb gekommen.

6. Die Stellung der Kohlenflotation im Rahmen der Kohlenwäsche

Wie bereits angedeutet wurde, greift die Flotation bisher fast ausschließlich in die Frage der Feinkohlenaufbereitung²⁾ ein, von der sie aber lediglich ein Teilproblem darstellt, das nur die feinsten Kornklassen (bis etwa 2,5 mm) umfaßt³⁾. Die Flotation dieser Feinkohle verfolgt ähnliche Zwecke wie die naßmechanische Aufbereitung der Kohlen⁴⁾.

Geeignet ist die Flotation insbesondere für die in der Kohlenwäsche anfallenden Schlamm- und Staubmengen, wobei etwa 2,5 mm als oberste Korngröße für Apparate mit mechanischer Rührung und etwa 0,5 mm für Apparate mit Luftrührung gelten können⁵⁾. Eine Zerkleinerung von Mittelprodukten bzw. gewaschenen oder ungewaschenen Teilen der Gesamtförderung kommt vorläufig nur in Ausnahmefällen in Frage.

Durch die Flotation von Kohleschlamm und -staub wird in den meisten Fällen bisher nur eine möglichst weitgehende Entaschung angestrebt, wobei die flotierte Kohle mindestens denselben Reinheitsgrad erreichen kann, wie ihn die besten gewaschenen Kohlen aufweisen. Mit der Entaschung ist gleichzeitig eine Entschwefelung verbunden, da der Sulfid- und Sulfat-schwefel, d. h. der Schwefelkies und Gips, sehr weitgehend in die Berge gedrückt werden. Eine Entfernung des organischen Schwefels durch Flotation ist aus natürlichen Gründen unmöglich.

Neben dieser Entaschung und Entschwefelung der Kohle gelingt es nun weiter, auf Grund der verschiedenen Oberflächeneigenschaften der

¹⁾ Nach Angaben von F. Caspari, Berlin.

²⁾ Als Feinkohle wird die Körnung 0 bis etwa 10 mm verstanden.

³⁾ W. R. Chapman und R. A. Mott, Fuel 6, 304 (1927); vgl. A. Allen, Min. Met. 10, 332 (1929).

⁴⁾ F. L. Kühlwein und E. Stach, Glückauf 64, 841 (1928); 65, 324 (1929).

⁵⁾ Vgl. W. Groß, Glückauf 61, 922 (1925); W. Hentze, Zeitschr. Oberschl. Ver. 67, 421 (1929); F. L. Kühlwein, ebenda, 65, 365 (1929).

Gefügebestandteile eine Anreicherung oder Verarmung der Kohlen nach ihren verschiedenen petrographischen Bestandteilen mit Erfolg durchzuführen. Hiernach ist es möglich — und im praktischen Betrieb bewiesen — gut kokende Kohlepartien von schlecht kokenden zu trennen, so daß aus minderwertigem, sonst für die Verkokung ungeeignetem Schlamm oder Staub noch im höchsten Grade vollwertige Koks-kohle gewonnen werden kann. Dies gelingt noch je nach der Zusammensetzung der Aufgabe bei einem Ausbringen von 50% und darüber.

Wieweit es angezeigt ist, einer bestehenden Kohlenwäsche eine Flotation anzugliedern, und wieweit sie eingreifen soll, d. h. welche Mengen ihr vorteilhaft zugeführt werden sollen, läßt sich nach allgemeinen Gesichtspunkten nicht entscheiden. Immer muß die Zusammensetzung der Rohförderung, die Aufbereitungsfähigkeit der Kohle durch Waschen, die Verwendungs- und Absatzmöglichkeit der verschiedenen Kohlen und der aus der Kohle gewonnenen Produkte berücksichtigt werden. Auch die häufig schwankende Marktlage für die verschiedenen Kohlsorten, der Eigenbedarf der Zechen und die Einrichtungen der Zechen in wärme-wirtschaftlicher Hinsicht mit Berücksichtigung der vorhandenen Kesselanlagen müssen genügend Beachtung finden. Die Frage, ob und wieweit eine Flotation wirtschaftlich erscheint, muß also jeweils von Fall zu Fall geprüft werden. Eine Erhöhung der Wirtschaftlichkeit bestehender Kohlenwäschen wird überall angestrebt und eine solche kann durch eine möglichst weitgehende Aufbereitung und Verwertung der unvermeidlichen Staub- und Schlammengen erzielt werden. Wo die bestehende Kesselanlage nicht auf die Verwertung der anfallenden Mittelprodukte sowie Staub- und Schlammengen eingestellt ist und diese restlos verwerten kann bzw. dort, wo Staub und Schlamm nicht unbedenklich der gewaschenen Koks-kohle¹⁾ zugesetzt werden oder sonstigen Zwecken dienen können, sollten diese Produkte ganz oder teilweise flotiert und dann den Waschkohlen zugesetzt werden. Das Ausbringen an hochwertiger Kohle wird durch eine solche zusätzliche Behandlung unbedingt vermehrt; damit aber steigen ebenso die Aussichten auf einen höheren Gewinn aus der geförderten Rohkohle. Ein weiterer Vorteil, Schlamm und Staub flotieren zu können, liegt in folgendem Umstand:

der Kohlschlamm oder -staub beeinträchtigt infolge seines meist hohen Aschengehaltes und der Unmöglichkeit, diesen durch naßmechanische Aufbereitung nennenswert zu vermindern, stark die Güte der gewonnenen gewaschenen Feinkohle. Es empfiehlt sich daher, Schlamm und Staub soweit wie möglich aus der naßmechanischen Anlage herauszuziehen²⁾. Hierdurch

¹⁾ E. Krämer, Die Verarbeitung von flotierter Kohle in der Kokerei, Glückauf 67, 657 (1931).

²⁾ K. Reinhardt, Zeitschr. Ver. d. Ing. 70, 521 (1926).

wird nicht nur die Setzarbeit erleichtert, sondern es lassen sich auch die Setzprodukte besser waschen, und zwar in der Hauptsache dadurch, daß infolge des vor dem Waschen erfolgenden Herausnehmens des Schlammes das spez. Gewicht der Waschtrübe nicht unnötig erhöht wird. Dazu kommt, daß mit dem gewaschenen Gut keine feinen anhaftenden Kohle- und Bergeteilchen ausgetragen werden. Wenn ein höchst zulässiger Aschengehalt der gewaschenen Kohle gegeben ist, läßt sich ein Teil der Mittelprodukte mit in das Kohlenkonzentrat hineinziehen. Man bemüht sich daher, die Schlammmenge in der Feinkohle vor dem eigentlichen Waschvorgang durch Windsichter bzw. durch trockene oder nasse Vorabsiebung der Feinkohle soweit wie möglich herabzusetzen. Wünscht man die gewaschenen Produkte schlammfrei, so braust man auch nach dem Waschen die Feinkohle soweit wie möglich ab, um noch die durch Abrieb in der Wäsche entstandenen Schlammengen zu entfernen.

Diese durch Sichtung oder Siebung gewonnenen Schlamm- und Staubmengen stellen die zur Flotation geeigneten Produkte dar und bilden ihr Ausgangsmaterial. Auf die angegebene Weise erhält man reinere Setzprodukte oder bei einem gegebenen Höchstaschengehalt dieser Produkte ein höheres Mengenausbringen, wozu dann noch eine weitere Erhöhung des Mengenausbringens an Reinkohlen durch die aus den flotierten Schlammengen erzeugten Produkte kommt. Sowohl Versuche als auch Erfahrungen der Praxis haben gezeigt, daß durch eine derartige Umstellung eine Erhöhung der Gesamtausbeute an gewaschener Feinkohle in folgenden Grenzen erzielt werden kann:

bei Ruhrfettkohlenzechen	bis zu 3 ⁰ / ₀
bei Gas- und Gasflammkohlenwäschen	bis zu 10 ⁰ / ₀
bei der Saarkohle	um 12—15 ⁰ / ₀
bei sächsischen und schlesischen Kohlenwäschen sogar	bis zu 20 ⁰ / ₀

Die Schlammkohlenflotation hat sich daher, wie schon erwähnt wurde, besonders im sächsischen und niederschlesischen Kohlenbergbau mit bestem Erfolg eingeführt; Oberschlesien, das Saar- und Wurmgebiet sind mit der Aufstellung von Flotationsanlagen gefolgt.

Enthält Rohkohle Schwefelkies, so wird man immer beobachten, daß er sich in der Schlammkohle anreichert und damit die Schlammkohle außer durch den hohen Aschengehalt auch durch den übermäßigen Gehalt an Schwefel als zusätzliche Kohle für die Verkokung unbrauchbar macht. In solchen Fällen ist die Flotation das einzige leistungsfähige Hilfsmittel, um neben einer Entaschung eine weitgehende Entschwefelung der Schlämme durchzuführen und damit den an sich minderwertigen Schlamm in eine hochwertige Zusatzkohle für die Kokerei umzuwandeln. Zusätzliche Kosten für die Entschwefelung der Kohle bei gleichzeitiger Entaschung entstehen nicht.

Ein weites Feld für die Einführung der Kohlenflotation liegt noch dort, wo es sich darum handelt, die Kohlen nach ihren petrographischen Unterschieden, d. h. nach den verschiedenen Gefügebestandteilen zu trennen bzw. anzureichern oder zu verarmen. Bisher hat es sich in solchen Fällen darum gehandelt, aus einem im Schlamm und Staub enthaltenen Gemenge von Matt- und Glanzkohlen zwei Produkte herzustellen, und zwar einerseits ein glanzkohlenreiches und dabei mattkohlenarmes, und andererseits ein mattkohlenreiches und glanzkohlenarmes. Das erstere, besonders wenn es aschen- und schwefelarm ist, wird der Koks-kohle zugesetzt und bildet in bestimmten prozentualen Mischungen mit der gewaschenen Koks-kohle einen vorzüglichen „Zement“, der dem Koks die besten Eigenschaften in bezug auf Porenvolumen, Festigkeit usw. verleiht¹⁾.

Wenn man bedenkt, daß heute sogar westfälische Zechen fremde Kohlen kaufen und mit ihren eigenen mischen müssen, um den günstigsten Gasgehalt, das günstigste Treib-, Bläh- und Backvermögen zu erzielen, so erscheint es seltsam, daß die großen Fortschritte, die zweifellos in der Erzflotation zu verzeichnen sind, noch nicht im weitestgehenden Maß für die Kohle nutzbar gemacht worden sind. Dies ist um so verwunderlicher, wenn man bedenkt, daß die Betriebskosten für eine Kohlenflotation selbst im kleineren Ausmaß nur zwischen 0,40 und 0,50 RM je Tonne Aufgabe liegen. Es ist leicht vorstellbar, daß in Zeiten eines besseren Absatzes derartige Zechen, wie dies zum Teil schon in Niederschlesien geschieht, dazu übergehen werden, die verschiedenen Kohlen auch getrennt zu fördern und vor allem getrennt zu behandeln. Durch Abscheidung der störenden Bestandteile oder Trennung der Kohlen nach ihren petrographischen Bestandteilen, wobei in den meisten Fällen schon eine entsprechende Anreicherung bzw. Verarmung hinreicht, wird es den Gruben ohne weiteres möglich sein, in vielen Fällen ihren Bedarf an Koks-kohle aus den eigenen Flözen decken zu können und damit die Wirtschaftlichkeit ihres Betriebes zu verbessern, u. U. sogar seine Lebensfähigkeit zu erhalten.

Damit sei nicht gesagt, daß die Flotation allein eine solche Trennung bewirken soll. Eine Windsichtung, beispielsweise zur Herausnahme der manchmal störenden Faserkohle als vorbereitende Arbeit, oder eine entsprechende Zerkleinerung²⁾ und Siebungen zur Anreicherung der Glanz- bzw. Mattkohle können sehr wohl als Hauptverfahren oder unterstützendes Verfahren neben der Flotation bestehen. Hingewiesen sei nur auf eins: alle derartige Verfahren, wie Windsichtung, Zerkleinerung und Absiebung, sind von Umständen abhängig, die von Natur gegeben und praktisch nicht oder nur schwierig zu beeinflussen sind. Zerkleinerung und Absiebung sind abhängig vom

¹⁾ Vgl. O. Bräuer, Glückauf 67, 661 (1931).

²⁾ E. Hoffmann, Glückauf 66, 529 (1930).

Verwachsungsgrad; mit einer wesentlichen Änderung des Verwachsungsgrades, der selbst innerhalb der einzelnen Flöze in weiten Grenzen schwanken kann, muß die Einstellung der Zerkleinerungs- und Siebanlage geändert werden. Alle diese Abhängigkeiten bestehen bei der Flotation nicht. Bei den für die Flotation in Betracht kommenden Korngrößen kann man fast durchweg mit einem genügenden Aufschluß der einzelnen Teilchen rechnen; der Feuchtigkeitsgehalt spielt keine Rolle, so daß letzten Endes nur die Oberflächeneigenschaften der verschiedenen Kohleteilchen zu berücksichtigen sind, und gerade auf diese werden Flotationsverfahren eingestellt.

Die unbestrittenen Vorteile der Kohlenflotation müssen in einem gewissen Sinn eine Einschränkung erfahren, und zwar insofern als die Entwässerung der gewonnenen Flotationskonzentrate noch nicht genügend weit führt, um sie selbst nach einer Filtration für sich allein verkoken zu können. Filtrierte Flotationskonzentrate können daher nur in einem solchen Prozentsatz der gewaschenen und entwässerten Kokskohle beigegeben werden, als der höchst zulässige Wassergehalt der Koksofenbesatzkohle es erlaubt¹). Im großen Maßstab durchgeführte Versuche und der praktische Betrieb haben auch hier den richtigen Weg gewiesen. Es ist bekannt, daß je aschenärmer, vor allem je ärmer an Ton oder Letten, ein Flotationskonzentrat, und je gröber es in seiner Zusammensetzung ist, desto weitgehender die Entwässerung getrieben werden kann. Aus diesem Grund wird man trachten, der Flotationsanlage ein Aufgabegut zuzuführen, das gröbere Körnungen von etwa 1,5–2, unter Umständen bis 2,5 mm enthält und den Gehalt an Ton oder Letten in den Konzentraten, gegebenenfalls durch Nachschwimmen, auf das denkbar niedrigste Maß herabzusetzen. Auf diese Weise lassen sich bei einem geschwommenen Gut unter 2 mm, Wassergehalte von etwa 16–20% erzielen, während sich Kohle unter 0,5 mm im allgemeinen nicht unter 20–25% Wassergehalt bringen läßt. Die gleiche Kohle, unflotiert, würde nach der Filtration Wassergehalte von über 30% ergeben. Aber selbst unter Voraussetzung dieser günstigen Bedingungen genügt ein Wassergehalt von 16 bis 20% noch nicht, um derartige Kohle als Kokskohle zu bezeichnen. Man ist daher noch einen Schritt weiter gegangen und führt mit oder ohne Vorentwässerung auf Filtern die Flotationskohle Schnellentwässerern oder Zentrifugen zu, die eine um mehrere Prozent weitergehende Entwässerung als die meisten Filter gestatten. Auf diese Weise kann der Wassergehalt der Flotationskohle unter erträglichen Kosten auf ein solches Maß gedrückt werden, daß selbst größere Mengen Flotationskohle der gewaschenen Feinkohle für die Verkokung zugesetzt werden können.

Bei der Zumischung von Flotationskohle zu der Feinkohle für die Verkokung muß immer auf eine gute Durchmischung beider Kohlensorten

¹) Vgl. O. Schmidt, Glückauf 67, 387 (1931).

geachtet werden, um eine Nesterbildung im Koksofen zu vermeiden¹⁾. Häufig wird eine genügende Mischung dadurch erreicht, daß man die Flotationskohle den verschiedenen Feinkohletransportbändern zugibt, von wo sie schon gemischt den Bunkern zugeführt wird. Bei der Herausnahme aus den Bunkern und beim Transport zum Koksofen erfolgt eine weitere Durchmischung. Wo derartige Möglichkeiten nicht gegeben sind oder vor allem, wenn es sich empfiehlt, die Feinkohle vor der Verkokung nachzuzerkleinern, erzielt man die beste Mischung durch Zugabe der Flotationskohle in die Schleudermühlen. Ist eine nachträgliche Zerkleinerung nicht erforderlich, und soll trotzdem eine innige Durchmischung beider Kohlenarten erfolgen, können Mischsteller oder Mischschnecken verwendet werden.

7. Praxis der Kohlenflotation

Die Schwimmfähigkeit der Kohlen ist nicht bei allen Arten die gleiche; es bestehen außerdem Verschiedenheiten in der Schwimmfähigkeit der verschiedenen petrographischen Gefügebestandteile der Kohlen desselben Flözes. Ein weiterer, häufig zu beobachtender Unterschied in der Schwimmfähigkeit liegt darin, ob die zur Verwendung kommende Kohle noch trocken ist oder schon längere Zeit von Wasser benetzt war. Im allgemeinen kann man sagen, daß trockene Kohle (Staub) leichter schwimmt als nasse Kohle (Schlamm)²⁾.

Die Flotation der Kohlen erfolgt gewöhnlich in etwa derselben Trübedichte wie bei Erzen, d. h. durchschnittlich in einer Trübedichte von 200–300 g/l. Wie bei der Erzflotation gilt auch bei der Kohlenflotation als allgemeine Regel, daß feines Gut in dünnerer Trübe geschwommen werden muß als gröberes Gut. Ebenso wird das Nachschwimmen der Kohle gern in einer geringeren Trübedichte durchgeführt als das Vorschwimmen. Das Einhalten der einmal festgestellten günstigsten Dichte ist auch für den Verlauf der Kohlenflotation von Wichtigkeit und sollte daher immer genau überwacht werden.

Als Flotationsmittel dienen für den praktischen Betrieb ausschließlich Öle mit sammelnden und schäumenden Eigenschaften; chemische Sammler finden, obwohl sie zum Teil wirksam sind, bisher keine Anwendung. Meist werden Öle benutzt, welche die mit der Wäsche verbundenen Kokereien im eigenen Betrieb herstellen, also Produkte der Steinkohlenteerdestillation, deren Preis geringer ist als der im allgemeinen für die Erzflotation benutzten Schäumer und Sammler. Das gebräuchlichste Öl für die Kohlenaufbereitung ist Benzol-

¹⁾ Vgl. O. Bräuer a. a. O., 660.

²⁾ W. Guider, Coll. Guard. 84, 145 (1927).

waschöl¹⁾. Außer diesem werden noch verwendet: Naphtalinöl, Anthrazenöl, Rohphenol, Kresole, Kreosotöle, Kresylsäure, Parellin (Steinkohlenteerheizöl), Wassergasteer und gelegentlich zur Verbesserung der Ergebnisse phenolhaltige Abwässer, Ammoniakabwässer und andere Abwässer der Kokereigasreinigungsanstalten²⁾. Pineöl und Terpentinprodukte werden nur ausnahmsweise in Mischungen mit anderen Ölen benutzt. Paraffinöl³⁾ (Kerosen), Holzteeröl und Rohpetroleum finden ebenfalls bei der Kohlenflotation Anwendung. Bernsteinöl wird neuerdings auch für die Kohlenflotation empfohlen.

Die Menge an Flotationsmitteln, die je Tonne Aufgabe benötigt wird, schwankt je nach der Zusammensetzung des Aufgabegutes in erheblichen Grenzen. Abgesehen von einigen Ausnahmefällen, kann man im allgemeinen je Tonne Durchsatz mit einem Ölverbrauch zwischen 0,3 und 2 kg rechnen. Der verhältnismäßig geringe Preis der für die Kohlenflotation benötigten Öle und die teilweise Wiedergewinnung der Öle bei der nachfolgenden Verkokung haben bewirkt, daß bisher weniger als bei der Erzflotation Wert auf die äußerste Einschränkung des Ölverbrauchs gelegt worden ist. In Deutschland kann man, entsprechend den heutigen Ölpreisen, im Durchschnitt je Tonne Durchsatz mit 0,07–0,25 RM an Ölkosten rechnen, die, wie schon gesagt wurde, gelegentlich nach oben oder unten schwanken (vgl. Tab. VII zu S. 519).

Außer Ölen werden bei der Kohlenflotation Flotationszusätze nur ausnahmsweise verwendet. Das wichtigste dieser Zusatzmittel ist Wasserglas, das gelegentlich bei stark tonhaltiger Kohle als Peptisator für den Ton gute Dienste leistet. Bei sehr hohem Tongehalt der Flotationsaufgabe kann es sogar unter Umständen empfehlenswert sein, dem eigentlichen Schwimmverfahren eine Enttonung vorausgehen zu lassen, um die Kohleteilchen für die nachfolgende Ölbenetzung möglichst freizulegen. Für diese Enttonung kommt eine Behandlung mit Wasserglas bzw. Xanthat⁴⁾ in Frage. Ausnahmsweise wird, z. B. bei der gegenwärtig einzigen Kohlenflotationsanlage in Amerika, der Champion No. 1 der Pittsburgh Coal Co. bei Pittsburgh (Pa.)⁵⁾, Kalk (1,35 kg/t) zum Drücken des Schwefelkieses verwendet.

Der Verlauf der Kohlenflotation in mehrzelligen Apparaten ist in bezug auf Verdünnung, Aschen- und Schwefelgehalt des Schaumes sowie Korngrößenzusammensetzung des Schaumes der einzelnen Zellen häufig eingehend untersucht worden. Für eine Cumberland-Kohle sind derartige

1) DRP. 391851 (1921).

2) DRP. 412908 (1923).

3) DRP. 478056 (1920).

4) F. L. Kühlwein, Glückauf 65, 312, 363, 395 (1929); W. Petersen, Kolloid-Z. 52, 174 (1930).

5) Mitteilung der Gesellschaft.

Zahlen von J. G. Scoular und B. Duglinson¹⁾ veröffentlicht worden. Die Verteilung des Aschen- und Schwefelgehaltes sowie der Korngrößen im Konzentrat sind in der nachstehenden Tabelle zusammengefaßt:

Zellen-Nr.	Konzentrate		Siebanalyse der Konzentratsfraktionen					
	Aschengehalt %	S-Gehalt %	+ 2,5 mm	+ Sieb 10	+ Sieb 20	+ Sieb 60	+ Sieb 100	- Sieb 100
1	3,02	1,27	—	—	3,0	33,7	18,7	44,6
2	3,16	1,35	—	—	3,9	37,6	17,0	41,5
3	3,26	1,30	—	—	12,2	48,0	13,9	25,9
4	3,73	1,37	—	0,7	20,7	46,0	10,6	22,0
5	4,73	1,59	—	3,1	42,4	35,5	5,2	13,8
6	6,02	1,78	1,4	7,5	51,7	27,0	3,1	9,3
7	7,15	2,12	1,7	11,9	55,4	20,9	3,2	6,9

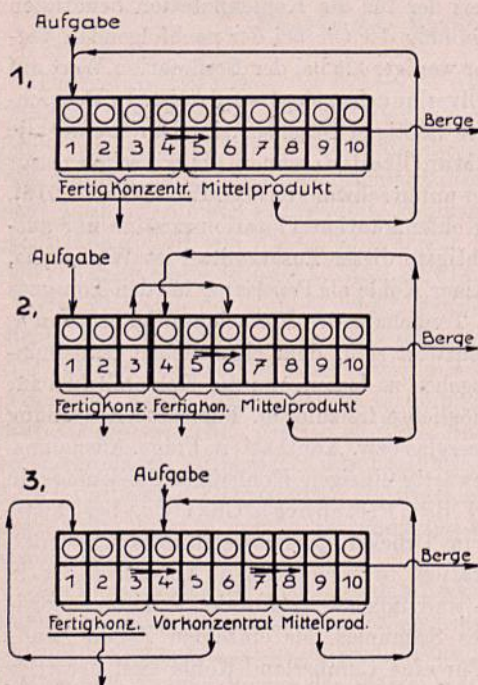


Abb. 169. Beispiele für die Trübeführung bei der Kohlenflotation

Das Konzentrat hatte insgesamt einen Aschengehalt von 5,3%, das Rohgut 21,6% Asche. Für die sieben Konzentratzellen sind die Bestimmungen des Aschen- und Schwefelgehaltes und die Siebanalysen getrennt durchgeführt worden.

Die Tabelle zeigt die häufig festzustellende Erscheinung, daß die größeren Kohleteilchen erst in den letzten Zellen hochsteigen; daß im vorliegenden Fall der Aschengehalt mit der Korngröße steigt, steht im Gegensatz zu andererseits gemachten Erfahrungen. Ob die Zunahme des Schwefelgehaltes in den einzelnen Zellen auf die Verwachsung oder das Schwimmverfahren zurückgeführt werden muß, ist nicht ersichtlich.

Die Führung der Trübe in Kohleflotationsapparaten entspricht jener bei der Erzflotation. Wenn keine besonderen Anforderungen an den Aschengehalt der Konzentrate gestellt werden, ist es möglich, unmittelbar

¹⁾ Gas World 80, Coking Section, 53 (1924).

aus den ersten Zellen ein fertiges Konzentrat zu gewinnen; die folgenden Zellen tragen ein Mittelprodukt aus, das entweder der ersten Zelle zur Nacharbeit (siehe Abb. 169; Skizze 1) wieder zugeführt oder getrennt für sich nachgearbeitet wird (siehe Skizze 2). Eine Nachzerkleinerung der Mittelprodukte kommt nicht in Betracht. Wenn eine Nachreinigung des Konzentrats erforderlich ist, empfiehlt sich eine Trübeführung gemäß der Skizze 3.

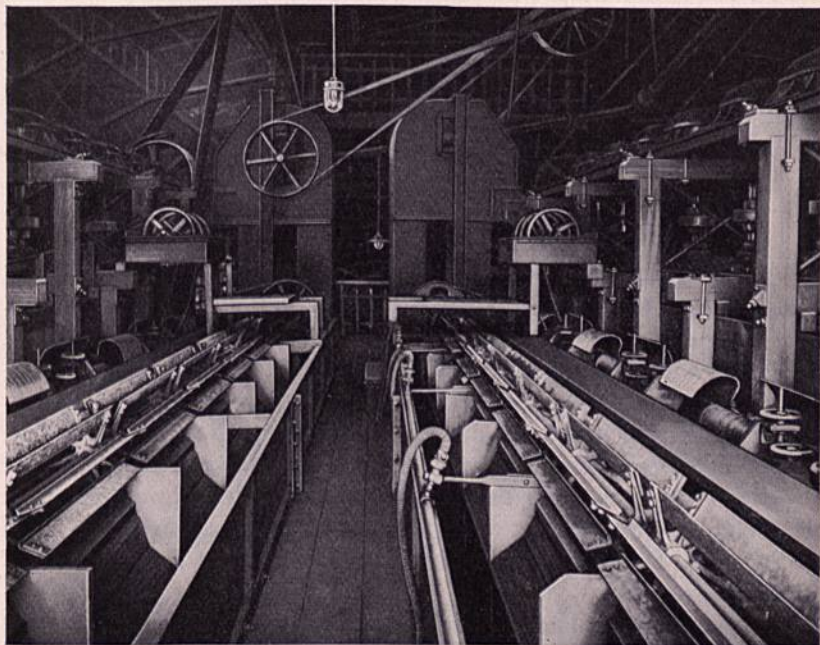


Abb. 170. Zwei parallel arbeitende M. S.-Standardapparate

Die Möglichkeit, durch die Rührflügel die abgehende Trübe einer Zelle selbst von einer entfernt liegenden Zelle ansaugen zu lassen, bietet bei den im überwiegenden Maße benutzten M. S.-Standardapparaten weitgehende Möglichkeiten der verschiedenen Schaltungen, ohne daß es erforderlich wäre, für diese Umführungen besondere Hebevorrichtungen einzubauen. Der als Mittelprodukt bzw. Vorkonzentrat anfallende Schaum läßt sich im allgemeinen wegen seiner voluminösen Beschaffenheit nicht ansaugen. Hierfür stehen meist Kettenbecherwerke in Verwendung, die unmittelbar am Schwimmapparat angebracht sind.

Von den für die Kohleflotation benutzten Apparaten¹⁾ beherrscht der

¹⁾ R. Wüster, Glückauf 58, 6 (1922).

M. S.-Standardapparat bei weitem das Feld. Abb. 170 zeigt zwei parallel arbeitende M. S.-Standardapparate. Sie werden zum Teil größer gebaut als für die Erzflotation, nämlich mit Rührerdurchmesser bis 30". Von Apparaten mit mechanischer Rührung ist außerdem der Kleinbentinkapparat eingeführt worden, allerdings nur in beschränktem Maß. Außer einer Anlage in Deutschland bestehen noch in Frankreich und Holland Betriebe dieser Bauart. Von Druckluftapparaten laufen in Deutschland einige Anlagen nach der Bauart Ekof¹⁾ und eine Nachbildung einer Callowapparatur. In Amerika wird mit einer MacIntoshanlage ein Versuchsbetrieb geführt.

Bemühungen, den mit Vakuum arbeitenden Elmore-Diehlapparat²⁾ für die Kohlenflotation zu verwenden, sind, soweit bekannt ist, über betriebsmäßige Versuche nicht hinausgekommen.

8. Entwässerung der Kohlenflotationskonzentrate

Die bei der Kohlenflotation anfallenden Schlämme enthalten so viel Wasser, daß sie für eine weitere Verwendung nicht ohne Vorbehandlung benutzt werden können; ihr Wassergehalt schwankt zwischen 30 und 100% und liegt im Mittel etwa zwischen 60 und 80%³⁾. Die Höhe des Wassergehaltes ist abhängig von der Korngröße der Kohlen, er steigt mit abnehmender Korngröße und zunehmendem Aschengehalt der flotierten Kohle, insbesondere mit zunehmendem Tongehalt. Der Wassergehalt wird ferner von der Zusammensetzung der Kohle beeinflußt. Im allgemeinen kann Glanzkohle weiter entwässert werden als mattkohlenreicher Schlamm. Auch die Natur des für die Flotation benutzten Öles ist nicht ohne Einfluß auf die Entwässerung.

Die wasserzurückhaltende Fähigkeit von Kohle verschiedener Korngröße bei natürlicher Entwässerung⁴⁾ zeigt ein von R. A. Mott aufgestelltes Diagramm⁵⁾ (Abb. 171).

Es hat nicht an Versuchen gefehlt, die natürlich vorhandenen Entwässerungseigenschaften der Kohle zu erhöhen. Vorübergehend hat man nach dem Schwimmvorgang wasserabstoßend wirkende Öle zugegeben, ohne daß sich dies auf die Dauer einführen konnte. Die Zugabe geringer Mengen Xanthat⁶⁾ in alkalischer Lösung wurde gleichfalls mit einigem Erfolg versucht, um die Entwässerung und Filtrierbarkeit der Kohlenschäume zu

¹⁾ R. Wüster, Glückauf 60, 19 (1924).

²⁾ Koppers Mitteilungen, Essen, Heft 5 (1923).

³⁾ M. Lucke, Zeitschr. Ver. d. Ing. 73, 1345 (1929); J. G. Scoular und Dunnington, a. a. O. 54.

⁴⁾ Unter natürlicher Entwässerung ist das Abfließen des Wassers aus gründlich durchnäßter Kohle ohne Anwendung künstlicher Mittel (Druck usw.) zu verstehen.

⁵⁾ Gas World 90, 19 (1929). — ⁶⁾ F. L. Kühlwein, Glückauf 65, 327, 397, 405 (1929).

verbessern. Bei der Zugabe von Xanthat wird angenommen, daß sich die Kohleteilchen infolge von Adsorption mit einem hydrophoben Xanthathäutchen überziehen, das wasserabstoßend wirkt und so eine schnellere und vollkommene Entwässerung ermöglicht¹⁾.

Wenn nicht eine übermäßig hohe Feinheit der geschwommenen Kohleteilchen als Grund für schlechte Entwässerung angenommen werden kann, ist meist ein mehr oder weniger starker Gehalt an Ton die Ursache des hohen Wassergehaltes. Ein einfacher Vergleich beweist dies leicht: Rohschlamm mit einem höheren, überwiegend durch Ton bedingten Aschengehalt läßt sich durch Filtration schwer und nur auf einen noch verhältnismäßig hohen Wassergehalt entwässern, dagegen kann Flotationsschaum, der annähernd tonfrei ist, wesentlich leichter und auf einen tieferen Wassergehalt gebracht

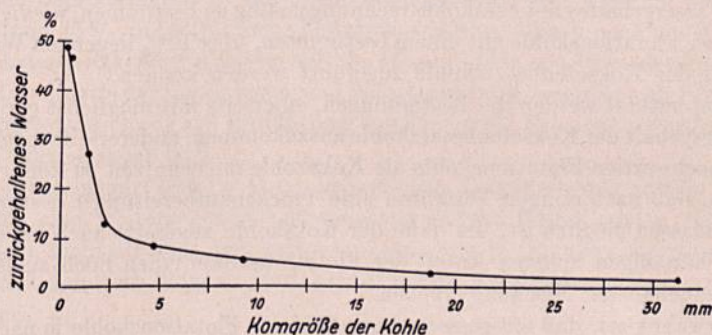


Abb. 171. Abhängigkeit der Entwässerung der Kohle von ihrer Korngröße

werden. Die Frage der Entwässerung von Kohlenflotationsschäumen bildete lange Zeit die Hauptschwierigkeit bei der Einführung der Kohlenflotation und hat auch anfangs deren industrielle Entwicklung stark verzögert.

Durch die Vervollkommnung der Trommel- und Scheibenfilter kann das Entwässerungsproblem gegenwärtig zum größten Teil als gelöst betrachtet werden²⁾, wenn auch sicherlich weitere Verbesserungen erwünscht wären.

Eine möglichst weitgehende Entwässerung der durch Flotation gewonnenen Kohle ist vor allem dann nötig, wenn die Flotationskohle, wie es meist der Fall ist, der Koksofenbesatzkohle zugemischt werden soll³⁾. Ein hoher Wassergehalt der Kokskohle stört in vieler Hinsicht den Verkockungsvorgang⁴⁾, schadet aber auch dem Koksofen selbst, dessen Leistung

¹⁾ W. Petersen, a. a. O.

²⁾ Vgl. A. Grounds, Gas World 94, Coking Section 17 (1931); Coll. Guard. 142, 834 (1931).

³⁾ W. R. Chapman und R. A. Mott, Fuel 6, 293 (1927).

⁴⁾ W. Wollenweber, Ver. d. Eisenhüttenleute, Kokereiauschuß 16 (1921).

und Lebensdauer herabgesetzt wird¹⁾). Ein gleichbleibender Wassergehalt in der Kokskohle ist ferner deswegen unbedingt anzustreben, weil das Drücken der einzelnen Kammern nach einer bestimmten Zeiteinteilung geschehen muß, ein höherer Wassergehalt aber zur Folge hätte, daß der Koks in dieser Zeit nicht gar wäre²⁾, während ein zu niedriger Wassergehalt den Koks übergar machen würde. Aus diesem Grunde sind Schwankungen im Wassergehalt der Kokskohle zu vermeiden; es muß daher die Forderung erfüllt werden, daß Flotationskohle, die der Kokskohle zugesetzt werden soll, in ihrem Wassergehalt gleichmäßig ist.

Da nun bei gröbereren Körnungen, etwa bei Produkten der Feinkohlenwäsche, sich Wassergehalte von unter 10% durch Entwässerungstürme oder Schleudern leicht erzielen lassen, ist es nicht schwer, allein schon auf Grund des Wassergehaltes der Feinkohle rechnerisch zu bestimmen, wieviel Prozent an Flotationskohle mit einem bestimmten, über 10% liegenden Wassergehalt der Koksofenbesatzkohle zugeführt werden können.

Unterstützt werden die Bestrebungen, einerseits mit möglichst geringem Wassergehalt der Koksofenbesatzkohle auszukommen, andererseits möglichst viel hochwertige Flotationskohle als Kokskohle mitbenutzen zu können dadurch, daß nach einigen Verfahren eine Trockenaufbereitung³⁾ bestimmter Kornklassen möglich ist, die dann der Kokskohle zugesetzt auch bei einem mengenmäßigen höheren Anteil der Flotationskohle einen noch zulässigen Wassergehalt der Mischung ergeben.

Erwähnt sei, daß entwässerte bzw. filtrierte Flotationskohle je nach der Korngröße mit einem Gehalt von 15–25% H₂O den Eindruck eines gut entwässerten, beinahe trockenen Gutes macht⁴⁾, von dem man nicht annimmt, daß es durch andere technische Mittel noch weiter entwässert werden könnte. Diese Erscheinung und die Unmöglichkeit, eine weitere Entwässerung zu erzielen, deuten darauf hin, daß das Wasser an die feinen Kohleteilchen adsorptiv gebunden ist, wofür auch Versuche von A. Czermak⁵⁾ sprechen, der flotierte Kohlen bei Drücken von 150–200 at weiter zu entwässern suchte und hierbei ebenfalls nur einen Wassergehalt von 15% erreichen konnte.

Bevor die heute meist übliche Entwässerungsart durch Filtration eingeführt wurde, versuchte man verschiedene Arbeitsweisen. Anfänglich ließ

1) O. Schäfer, Glückauf 63, 858 (1929); H. Tramm, ebenda, 64, 721 (1928); vgl. dagegen J. G. Scoular und B. Dunglinson, a. a. O. 561.

2) G. E. Foxwell, Coll. Engg. 438 (1930).

3) E. Dupierry, Glückauf 67, 585 (1931); F. Prockat, Zeitschr. Ver. d. Ing. 74, 595, 1730 (1930); O. Schäfer, Bergbau 44, 675 (1930) u. a. m.

4) A. Czermak, Berg- u. Hüttenm. Jahrb. Leoben 73, 17 (1925); R. A. Mott, Gas World 40, 19 (1930).

5) a. a. O.

man vielfach die Flotationskonzentrate unmittelbar auf das Kokskohlen entwässerungsband fließen¹⁾, das mit der von den Setzmaschinen stammenden Feinkohle beschickt war. Diese Art der Entwässerung war ungenügend, da die Kokskohle entweder zuviel Wasser enthielt, oder zu wenig Flotationskohle der gesetzten Feinkohle zugemischt werden konnte oder die Koksofenbesatzkohle zu feucht war. Ein weiterer Schritt zur Lösung der Entwässerungsfrage bestand in der Entwässerung der Konzentrate in Trockentürmen, die für Setzprodukte und auch Rohschlämme schon seit langem benutzt wurden. Es zeigte sich hierbei, daß in Entwässerungstürmen allein behandelte Flotationskonzentrate auf etwa 5% weiter entwässert werden konnten als unflotierte Rohschlämme²⁾, doch genügt dies noch nicht; man ging daher weiter und setzte nach einer guten Durchmischung Flotationskonzentrate unmittelbar mit den Setzprodukten in die Entwässerungstürme ein, wodurch bei Zugaben von 15% und selbst mehr Flotationsschaum vielfach noch ein für die Verkokung genügender Wassergehalt der Gesamtkohle erzielt werden konnte. Derartige Entwässerungsanlagen sind jedoch nur noch vereinzelt im Betrieb, da man fast durchweg zur Einführung von Trommel-, Scheiben- oder Innenfiltern übergegangen ist³⁾.

Die seit langer Zeit im Gang befindlichen Bestrebungen, mittels Zentrifugen eine weitergehende Entwässerung durchzuführen als in Filtern, sind noch nicht als allgemein gelöst zu betrachten⁴⁾, trotzdem auf manchen Zechen schon seit längerer Zeit befriedigende Ergebnisse erzielt werden konnten.

Der Vollständigkeit halber sei noch ein Verfahren erwähnt, das vorübergehend praktisch Anwendung fand; es sucht die Entwässerung der Flotationsschäume durch kräftiges Verrühren derselben mit flüssigen Bindemitteln, wie Pech, Teer, Harz und dergleichen⁵⁾ zu erreichen, gegebenenfalls nach vorausgehender Ausflockung. Die Kohleteilchen überziehen sich bei diesem Verfahren mit den Bindemitteln, werden wasserabstoßend und ballen sich zusammen, worauf das Wasser abgepreßt werden kann. Im

¹⁾ W. Guider, Coll. Guard. 84, 145 (1927); O. Schäfer, Stahl u. Eisen 45, 4 (1925); E. Sachse, Glückauf 65, 1739 (1929).

²⁾ R. A. Mott, Gas World 40, 19 (1929); H. Bartsch, Met. u. Erz 27, 565 (1927) berichtet, daß Kokskohle bei der Gewerkschaft Carl Alexander, Baesweiler, mit unentwässertem Flotationsschaum im Kokskohlenentwässerungsturm entwässert, bei gleicher Stehdauer um 2% trockener ist als bei Zugabe unflotierter Schlämme.

³⁾ K. W. Geisler, Zeitschr. Ver. d. Ing. 72, 1089 (1928).

⁴⁾ A. Czermak, a. a. O. 17; A. Anable, Chem. a. Met. Eng. 38, 222 (1931); T. A. Long, Gas World 84, Coking Sektion 17 (1926); F. Prockat, a. a. O.

⁵⁾ Ch. Berthelot, Chimie Industrie 17, 348 (1927); DRP. 371043 (1920); Brit. P. 222221; W. R. Chapman und R. A. Mott, Fuel 6, 258 (1927); C. H. Tupholme, Coal Age 24, 277 (1923); Glückauf 65, 1622 (1929).

Großen scheiterte bisher die betriebsmäßige Ausführung an maschinellen Schwierigkeiten bei dem Naßpressen¹⁾.

Bezüglich der Wirksamkeit und der Kosten der Filtration von Kohlenflotationskonzentraten seien im weiteren kurz einige Angaben gemacht, im übrigen aber auf den Abschnitt „Filteranlagen“ (S. 189) verwiesen.

Im allgemeinen rechnet man bei Trommelfiltern mit einer Leistung von 350–1000 kg Kohenschlamm je qm Filterfläche und Stunde, wobei eine Entwässerung auf 20–27% H₂O erzielt wird. Liefern die Zellen ein wasserarmes Flotationskonzentrat oder werden die Konzentrate auf etwa 40–50% Feuchtigkeit vorentwässert, so sind jedoch Leistungen von 1000 bis 2000 kg Filtergut mit 17–20% H₂O erreichbar, wenn die Flotationschlämme tonarm sind. Allgemeingültige Angaben sind naturgemäß nicht möglich, weil die Entwässerung zu sehr von der Beschaffenheit der zu filtrierenden Schlämme abhängt.

Die Gesamtkosten der Filtration von 1 t Kohenschlamm betragen etwa RM 0,30–0,35.

Die Entwässerung der bei der Flotation anfallenden Produkte, die ursprünglich nur für die Konzentrate vorgenommen wurde, wird neuerdings auch gelegentlich auf die Abgänge ausgedehnt. Da die Abgänge von Kohlenflotationsanlagen im allgemeinen nur eine verhältnismäßig geringe Menge an Feststoff ausmachen, bietet ihre Filtration, wenn sie nicht zu tonhaltig sind, keine besonderen Schwierigkeiten. Eine Filtration der Abgänge wird dann empfehlenswert sein, wenn Wasser zurückgewonnen werden muß, oder wenn die Abgänge z. B. wegen Platzmangel nicht in Klärbecken zum Absetzen gebracht werden können. Filtrierte Abgänge lassen sich leichter bewegen als unfiltrierte und können unter Umständen auch als Versatz benutzt werden.

9. Trocknung der Kohlenflotationskonzentrate

Als Ergänzung der Entwässerung wird gegenwärtig, allerdings nicht häufig²⁾, die entwässerte Kohle thermisch, d. h. unter Zuführung von Wärme, getrocknet³⁾. Als eine Entwicklungsstufe der thermischen Trocknung sind heizbare Filter anzusehen, die verschiedentlich vorgeschlagen und auch in

¹⁾ Mitteilung der Cesag.

²⁾ In Deutschland z. B. bei der Gewerkschaft Lothringen und der Wenceslausgrube.

³⁾ The Industrial Chemist 101 (1930); siehe auch Coal Age 433 (1927); Glückauf 63, 859 (1927); H. Tramm, ebenda, 64, 721 (1928); S. M. Parmley, Coll. Guard, 142, 1283 (1931).

Betrieb genommen worden sind. Meist erfolgt die thermische Trocknung in rotierenden Trommelöfen (s. S. 200).

Die Trocknungskosten schwanken nach der Leistung und der Feuchtigkeit des Aufgabegutes; sie betragen beim Trocknen von 18 auf 8% H₂O etwa RM 0,50 je Tonne und beim Trocknen von 18 auf 3% H₂O etwa RM 0,65 je Tonne, beides für Tagesleistungen von 240–300 t¹⁾. Bei der Powell Duffryn Steam Coal Co. Ltd. in Bargoed (South Wales) wird die flotierte Kohle, nachdem sie innerhalb 36 Stunden in Trockentürmen auf 25% H₂O entwässert wurde, vor der Verkokung in einem rotierenden Trockenofen auf 6–8% H₂O getrocknet; in ähnlicher Weise, mit einer Beheizung durch Kohlenfeuerung (700° C), wird bei der Grube Champion Nr. 1 der Pittsburgh Coal Co., Pittsburgh (Pa.)²⁾, die flotierte Kohle gemeinsam mit der nach dem Rhéoverfahren gewaschenen Feinkohle auf 2–3% Feuchtigkeit getrocknet, bevor sie verladen wird.

10. Ergebnisse der Kohlenflotation

Im allgemeinen gelingt es bei einer richtigen Wahl des Flotationsverfahrens den Aschengehalt des Rohschlammes um etwa 70–80% zu erniedrigen, also aus Kohle mit 25% Asche Flotationskonzentrate mit etwa 5–8% herzustellen, wobei das Gewichtsausbringen je nach dem Aufgabegut zwischen 70 und 90% schwankt.

Neben der Entaschung ist in vielen Fällen für die Beurteilung der Wirksamkeit des Flotationsverfahrens für Kohle auch der Grad, bis zu dem der Schwefelkies entfernt werden kann, maßgebend. Daß der Schwefelkies, soweit er aufgeschlossen vorliegt, bei einem Kohlenflotationsverfahren zum größten Teil in die Berge gedrückt werden kann, ist bekannt. Wieweit die Flotation den Schwefelgehalt von Schlämmen verringern kann, zeigen u. a. Versuche, die A. Thau vorgenommen hat³⁾:

Herkunft des Kohlenschlammes	Schwefelgehalt		
	Rohschlamm % S	Flotationsschlamm % S	Abgänge % S
Möllerschächte	1,63	1,19	5,10
Georg-Marien-Hütte	4,88	2,10	12,61
Ilseeder Hütte	2,01	1,20	3,50

¹⁾ O. Schäfer, a. a. O.

²⁾ Mitteilung der Gesellschaft; siehe auch S. M. Parmley, a. a. O.

³⁾ a. a. O.; siehe auch O. Bräuer, Glückauf 67, 657 (1931).

In welchem Maße es möglich ist, die in der Tabelle angegebenen, nicht gerade guten Werte für die Flotationskonzentrate noch zu verbessern, müßte durch weitergehende Versuche nachgewiesen werden. Ganz allgemein kann gesagt werden, daß es keine Schwierigkeiten bereitet, freiliegenden Schwefelkies bei der Kohlenflotation in seiner Hauptmenge in die Berge zu drücken.

Zur Beurteilung des Erfolges der Kohlenflotation müssen, abgesehen von der wirtschaftlichen Seite und dem Ausbringen an brennbarer Substanz, zwei Gesichtspunkte mit berücksichtigt werden, und zwar einmal der Grad der Entaschung, das andere Mal die stoffliche Zusammensetzung der Konzentrate. Für die Verwendbarkeit der Flotationsprodukte zu Verkokungszwecken sind beide Fragen wichtig, die zweite unter Umständen noch entscheidender als die erste.

Mit der für die Verkokung wünschenswerten und tatsächlichen stofflichen Zusammensetzung von Kohlenflotationskonzentraten haben sich in den letzten Jahren viele Arbeiten befaßt, u. a. von A. Czermak, O. Schäfer, F. L. Kühlwein, Th. Lange und E. Hoffmann¹⁾. Über die Frage, welchen Einfluß die Faser- und Mattkohlenbestandteile in den Flotationskonzentraten auf die Verkokung ausüben, sind Untersuchungen von H. Hoffmann²⁾ mit Saarkohle durchgeführt worden, deren Ergebnis kurz wiedergegeben sei. Diese Untersuchungen geben gleichzeitig gewisse Aufschlüsse über die Schwimmfähigkeit der Gefügebestandteile und über die petrographisch voneinander trennbaren Gemengteile; die Untersuchungen können dazu beitragen, das Problem der selektiven Trennung der Gefügebestandteile durch Flotation noch weiter zu klären und der Praxis die erforderlichen Unterlagen zu schaffen. H. Hoffmann stellte bei den Saarkohlen fest, daß Faserkohle im rohen Kohlenklein hauptsächlich im Korn unter 0,1 mm enthalten ist. Dieses zeigt auch den höchsten Aschengehalt, der aber, wie die Untersuchung aschenarmer Flotationsschlämme bewies, ohne wesentlichen Einfluß auf die verkokungsschädlichen Eigenschaften ist. Die von H. Hoffmann untersuchten Flotationskonzentrate zeigen, daß sich, wie im Rohschlamm, auch in ihnen die Faserkohle und die anderen nichtbackenden Bestandteile hauptsächlich im Korn unter 0,1–0,15 mm vorfinden.

Interessante Aufschlüsse gab die petrographische Untersuchung der aus je vier aufeinanderfolgenden Zellen eines 12zelligen M. S.-Apparates entnommenen Flotationskonzentrate. Die ersten vier Zellen, welche 65% der Gesamtprodukte ergeben, liefern ein gutes Material für den Koksofen, das zum größten Teil aus Glanzkohle besteht. Die vier folgenden Zellen, deren

¹⁾ Vgl. auch R. Kattwinkel, Glückauf 64, 79 (1928); W. Rittmeister, ebenda, 64, 589 (1928).

²⁾ Die makroskopischen Gemengteile der Saarkohle, Glückauf 64, 1237 (1928).

Anteil an dem Gesamtausbringen etwa 30% ausmacht, zeigen bei dem Korn über 0,1 mm eine deutliche Glanzkohlenanreicherung, im Korn unter 0,1 mm eine Faserkohlenanreicherung. Die letzten vier Zellen endlich, die nur 5% der Gesamtkonzentratmenge liefern, zeigen eine starke Mattkohlenanreicherung. Die folgende Abb. 172¹⁾ gibt an Hand der erhaltenen Ergebnisse ein annäherndes Bild der stofflichen Zusammensetzung eines Flotationskonzentrates der untersuchten Kohle. Es enthält rd. 26% nicht verkokungsfähige Faserkohle und aschenreiche Mattkohle. Die Ergebnisse zeigen, daß im Gesamtkonzentrat eine Anreicherung der Glanzkohle, also des Trägers der Verkokbarkeit, eingetreten ist; dagegen mußte festgestellt werden, daß eine wesentliche Abnahme an Mattkohle nicht stattfand. Dies beweist, daß das vorgesehene Verfahren nicht selektiv gewirkt hat, und man auf Grund dieser Untersuchungen keine Schlüsse auf die Verbesserung der Kohle durch Flotation für ein Verkokungsverfahren ziehen darf.

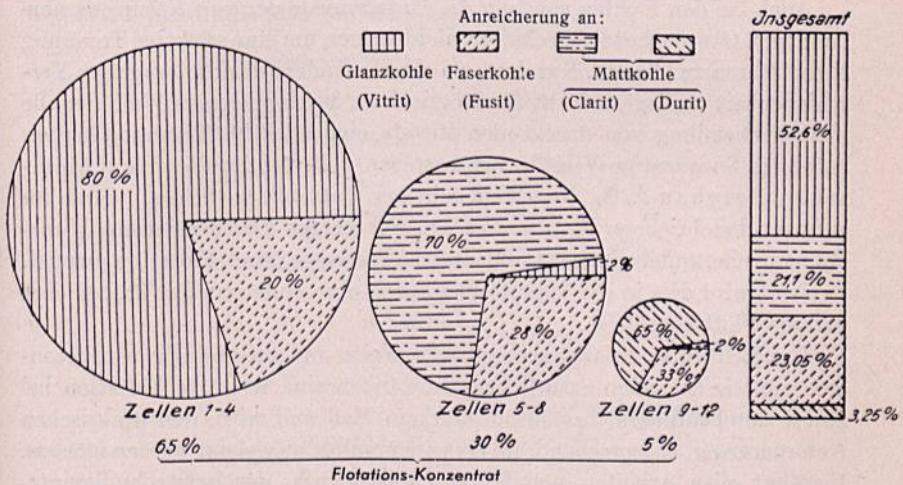


Abb. 172. Stoffliche Zusammensetzung eines Kohlen-Flotations-schaumes

11. Selektive Kohlenflotation

Wie schon eingangs ausgeführt wurde, besteht die Möglichkeit, durch Flotation glanzkohlenreiche Konzentrate aus dem Staub und Schlamm abzutrennen, und damit diese Produkte, die nur selten ohne Vorbehandlung für die Verkokung geeignet sind, für die Verkokung brauchbar zu machen.

¹⁾ Nach Glückauf 64, 1277 (1928).

Im gleichen Maß wie es gelingt, glanzkohlenreiche und mattkohlenarme Produkte zu erzeugen, ist es auch möglich, mattkohlenreiche und glanzkohlenarme Produkte herzustellen. Dies kann für die Zechen, welche Mangel an Mattkohle haben, ebenfalls von Bedeutung sein.

Das Problem der selektiven Flotation besteht bei der Kohle demnach in der Trennung von Matt- und Glanzkohle, unter Umständen noch in der Abscheidung der Faserkohle. Die Herausnahme der Faserkohle durch Flotation ist möglich, kompliziert jedoch das Verfahren, so daß, falls durch Windsichtung der Hauptanteil der Faserkohle aus den feinsten Kornklassen herausgeholt werden kann, dies vorläufig vorteilhaft noch geschehen sollte. Die Trennung der dann faserkohlenarmen Staub- und Schlammengen in ihre Bestandteile, die sich neben Bergen in der Hauptsache aus Matt- und Glanzkohle zusammensetzen, erfolgt ähnlich wie die Trennung sulfidischer Erze voneinander.

Auch bei den Kohlen genügen die Unterschiede der von Natur aus vorhandenen Oberflächeneigenschaften nicht immer, um eine selektive Trennung herbeiführen zu können. Nur dort, wo eine besonders stark ausgeprägte Verschiedenheit vorliegt, besteht die Möglichkeit, durch geeignete Wahl der Öle ohne Verwendung von drückenden Mitteln eine selektive Trennung herbeizuführen. So günstige Verhältnisse bestehen z. B. bei der Niederschlesischen Bergbau A. G., Neu-Weißstein bei Waldenburg (Schles.), deren im weiteren beschriebene Flotationsanlage mit gutem Erfolg einerseits glanzkohlenreiche, andererseits mattkohlenreiche Produkte durch Flotation erzeugt. Erreicht wird dies in der Hauptsache durch eine Änderung der Trübedichte und der Flotationsöle¹⁾.

Das Bedürfnis, in allgemeingültiger Weise und unabhängig von besonders günstig liegenden natürlichen Umständen eine selektive Flotation bei Kohle durchzuführen, besteht in starkem Maß und wird, den praktischen Anforderungen entsprechend, im einzelnen weiter ausgebaut werden müssen. Erwähnt seien Arbeiten von W. R. Chapman²⁾, der feststellen konnte, daß bei gewissen Kohlen die Benutzung von Kerosen Flotationsschäume mit 76% Glanzkohle und 24% Mattkohle lieferte, während bei der Verwendung von Phenol die Schäume 80% Mattkohle und 20% Glanzkohle enthielten. Auch die Verwendung besonderer Zusatzmittel bewirkt unter Umständen die Trennung beider Kohlenarten. So konnte u. a. F. G. Price³⁾

¹⁾ Im größeren Maßstab sind Versuche zur Trennung von Matt- und Glanzkohle bei der Prager Eisenindustrie Gesellschaft in Kladno (ČSR) im Gange; sie sind noch nicht abgeschlossen.

²⁾ Fuel 52, 1 (1922).

³⁾ A. P. 1499872 (1924); DRP. 406061 (1922); Journ. of the Chem. Met. a. Min. Soc. of South Africa 131 (1925).

durch Versetzen der Aufgabetrübe mit organischen Schutzkolloiden, wie Stärke, Leim oder Tannin, Mattkohle drücken, ohne Glanzkohle zu beeinflussen.

12. Beschreibung einiger Kohlenflotationsanlagen

Bei der Schlammflotationsanlage der Gewerkschaft Carl Alexander in Baesweiler, Bezirk Aachen, werden die Schlämme einer Halbfett-Kohlenwäsche verarbeitet, die sich aus den Schlämmen der vorabgesiebten rohen Feinkohle und aus den Abriebschlämmen der Wäsche zusammensetzen.

Die Vorabsiebung der Rohfeinkohle erfolgt¹⁾ (siehe Stammbaum, Abb. 173) auf Federschwingsieben, die Spaltsiebe mit 1,5 mm Spaltweite besitzen. Die Abriebschlämme der Wäsche werden einer Baumschen Spitze entnommen und gehen gleichfalls über die Schwingsiebe.

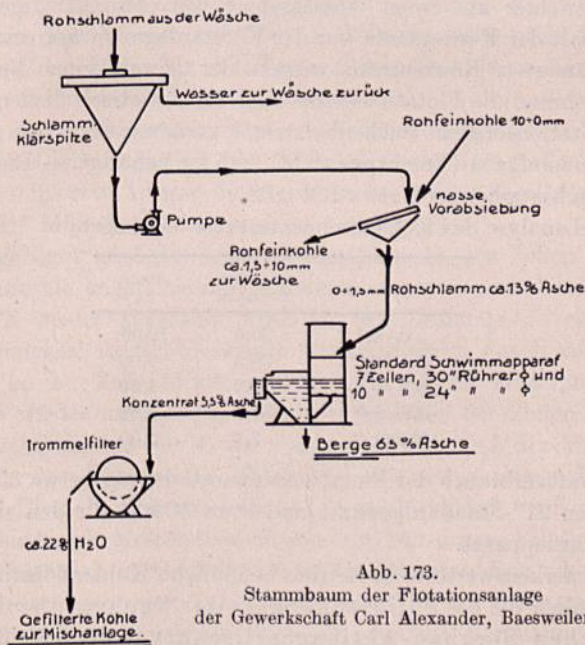


Abb. 173.
Stammbaum der Flotationsanlage
der Gewerkschaft Carl Alexander, Baesweiler

Der Gesamtanfall an Rohschlamm schwankt stark und beträgt stündlich etwa 30—38 t; der mittlere Aschengehalt liegt bei 12—14% Asche. Der Rohschlamm zeigt folgende Siebanalyse:

¹⁾ Nach Mitteilung.

Korn in mm	Gewichts-Prozente	Asche %
0—0,1	22,7	17,34
0,1—0,2	29,0	10,48
0,2—0,5	7,8	9,96
0,5—1,0	31,1	12,28
über 1	9,4	12,12

Der Rohschlamm wird in zwei parallel arbeitenden M. S.-Standardapparaten flотиert, und zwar etwa 12—14 t in einem 24''-Apparat mit 10 Zellen und etwa 18—24 t in einem 30''-Apparat mit 7 Zellen¹⁾.

Die Dichte der Rohschlammtrübe entspricht im Mittel 1 Teil Feststoff: 3 Teilen Wasser.

In beiden Apparaten werden in einem Arbeitsgang Konzentrate mit etwa 5,5% Asche und Berge mit etwa 62—64% Asche erzeugt. Die Konzentrate fließen zu einer Vakuum-Zellenfilteranlage mit 32 qm Filterfläche und werden hier auf einen Wassergehalt von etwa 22% gebracht. Der Wassergehalt der Konzentrate vor der Filteranlage beträgt etwa 60—65%. Die entwässerten Konzentrate werden der gewaschenen Feinkohle zugesetzt, während die Flotationsberge zum Schlammteich fließen.

Als Flotationsöl dient Buchenholzteeöl, und zwar werden davon je Tonne Rohschlammaufgabe (Trockengewicht) 0,45 kg benötigt. — Die Ölkosten je Tonne Durchsatz betragen etwa RM 0,08.

Die Siebanalyse des Kohlenkonzentrats ist die folgende:

Korn in mm	Gewichts-Prozente	Asche %
0—0,1	20,5	10,00
0,1—0,2	29,8	6,00
0,2—0,5	9,2	4,60
0,5—1,0	31,3	3,80
über 1,0	9,2	2,50

Der Kraftverbrauch der Flotationsapparate beträgt etwa 35 kW für den zehnzelligen 24''-Standardapparat und etwa 30 kW für den siebenzelligen 30''-Standardapparat.

Die bemerkenswerteste in Betrieb befindliche Kohlenflotationsanlage ist wahrscheinlich die des Juliusschachtes der Fuchsgrube der Niederschlesischen Bergbau-Aktiengesellschaft in Neu-Weißstein.

In dieser Anlage²⁾ wird aus Kohlenstaub und Kohenschlämmen, die sich außer aus Bergen mit Schwefelkies, aus Glanz-,] Matt- und Faserkohlen

¹⁾ Dieser Apparat ist in bezug auf die Zellenabmessungen der größte zur Zeit bestehende M. S.-Apparat.

²⁾ Mitteilung der Gesellschaft.

zusammensetzen, durch selektive Verarbeitung neben einem mattkohlenreichen und glanzkohlenarmen ein glanzkohlenreiches und mattkohlenarmes Flotationskonzentrat erzeugt, das infolge seines niedrigen Gehalts an Mattkohle und an Asche, zusammen mit gewaschener Feinkohle verkocht, einen besonders hochwertigen Koks ergibt.

Die in der Abb. 174 angegebene Stammbaumführung ist nachstehend beschrieben, wobei hervorgehoben werden muß, daß die Flotationsanlage nachträglich in eine vorhandene Wäsche eingebaut wurde. Der Zweck des Einbaues war, aus den anfallenden Staub- und Schlammengen möglichst hochwertige kokfähige Produkte zu erzeugen.

Die in der Wäsche anfallenden Schlammwässer, insbesondere die von den Entwässerungs- und Brausesieben, werden in einer vorhandenen Spitzkastenanlage eingedickt und von hier über eine größere Ausgleichsspitze einem Mischer zugeführt. Die größere Ausgleichsspitze ist erforderlich, um eine möglichst gleichbleibende Beschaffenheit der Korngröße und Verdickung der aus den Klärspitzen abgezogenen Mengen zu gewährleisten. Außer diesem dem Mischer zugeführten Schlamm wird noch der bei der Windsichtung der Feinkohle anfallende Staub über einen Vorratsbunker und Tellerspeiser dem Mischer aufgegeben.

Der Weg der im Mischer aus Staub und Schlamm hergestellten Flotationstrübe, die eine Dichte von etwa 250–300 g/l und eine Korngrößenzusammensetzung von 0 bis etwa 1,5 mm besitzt, ist in den beiden parallel arbeitenden 18zelligen 24" M. S.-Standardapparaten der folgende:

das Aufgabegut wird der Zelle 10 zugeführt. In den Zellen 10–4 wird ein an Glanzkohle angereichertes Produkt erzeugt, das zur Nacharbeit den Zellen 18–11 wieder zugeführt wird. In den Zellen 18–14 entsteht ein glanzkohlenreiches, mattkohlenarmes Kohlenprodukt, das Kokskohle darstellt. Der in der Zelle 13 erzeugte Schaum ist ein Mittelprodukt, das der Zelle 18 wieder aufgegeben wird. Die Schäume der Zellen 12 und 11 von der Nachreinigung sowie die von den Zellen 3–1 der Vorreinigung enthalten in der Hauptsache Mattkohle mit nur geringen Mengen an Glanzkohle. Diese Konzentrate werden zusammengefaßt und als Kesselkohle verwendet. Der Kokskohlenschaum wird mit gutem Erfolg zusammen mit der gewaschenen und auf Sieben vorentwässerten Feinkohle in Kokskohlenentwässerungstürmen entwässert, wobei bis zu Zusatzmengen von etwa 20% an Flotationskohle noch ein für die Verkokung genügend niedriger Wassergehalt erzielt wird. Das als Kesselkohle bezeichnete Flotationsprodukt wird über einen Ausgleichsbehälter Trommelfiltern zugeführt und dort entwässert.

Die bei dem Schwimmverfahren anfallenden Berge werden von den Zellen 1 und 11 abgeführt.

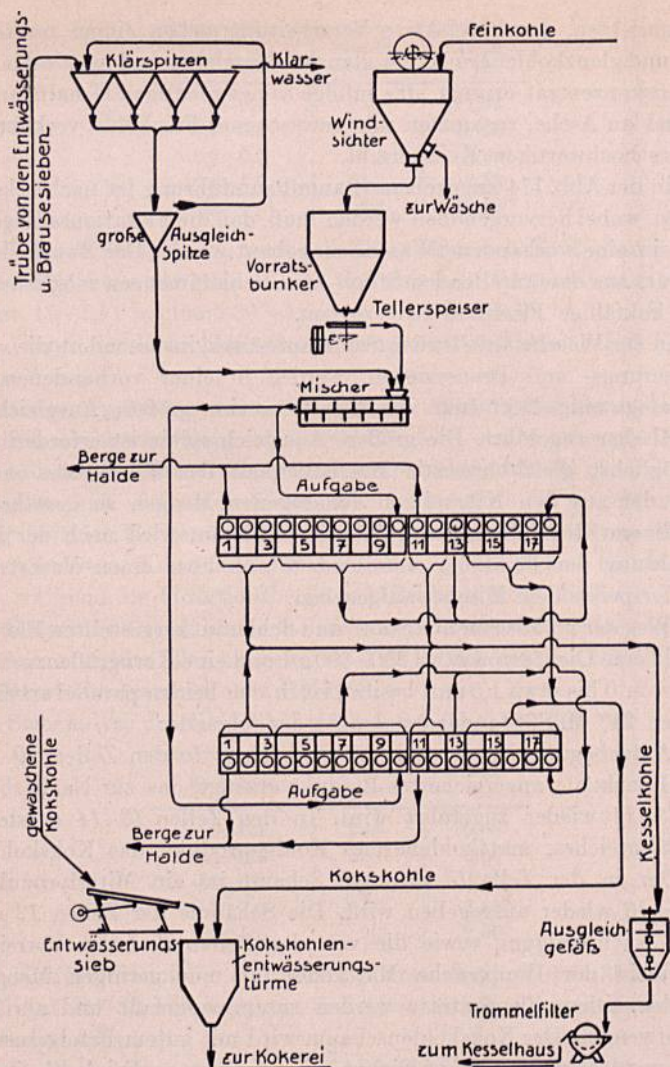


Abb. 174

Stammbaum der Flotationsanlage des Juliuschachtes der Fuchsgrube

Bei einer Verarbeitung von 30–32 t/h mit 22% und mehr Asche wird eine Kokskohle von etwa 5% Asche bei einem Mengenanfall von etwa 15 t/h hergestellt. Der Anfall an Kesselkohle beträgt 9–9,5 t/h mit Aschengehalten zwischen 10 und 15%. Der Aschengehalt der Berge von den Zellen I und II schwankt insgesamt zwischen 75 und 80%.

An Kraft benötigen die 36 24"-Zellen 95 kW. Der Kraftbedarf der Hilfseinrichtungen beträgt 46 kW.

Bemerkenswert sind trotz der verhältnismäßig umständlichen Führung der Produkte die geringen Verarbeitungskosten von RM 0,41 je Tonne Aufgabe bezogen auf Trockengewicht.

Um über die Einfügung einer Flotationsanlage in den Rahmen einer Kohlenwäsche ein Bild zu geben, aus dem die Herkunft und der Gang des Flotationsgutes, der erzeugten Konzentrate, der Abgänge und aller sonstigen Produkte im Zusammenhang mit der übrigen Aufbereitung ersichtlich werden, ist in der Abb. 175 der Gesamtstammbaum einer Kohlenwäsche (Zeche Alma der Vereinigten Stahlwerke A G., Gruppe Gelsenkirchen)¹⁾ wiedergegeben. Die Aufbereitungsergebnisse sind in der Tabelle VII angeführt, welche die Ergebnisse der Mehrzahl der europäischen Kohlenflotationsanlagen zusammengestellt enthält.

Wie die bisherigen Ausführungen zeigen, hat sich die Flotation der Kohle besonders dort einführen können, wo es darauf ankommt, die Menge an verkokungsfähigen Produkten aus der Rohförderung zu erhöhen. Seltener wird die aus Anthrazit und Magerkohle stammende Flotationskohle für die Herstellung von Briketts verwendet.

Im Anschluß an die Kohlenflotation sei noch die Flotation eines anthrazithaltigen, als „Bideford Black“, Schwarzerde oder Schwarzocker bezeichneten Pigmentes kurz erwähnt, das von der Bideford Black Company in Bideford, North Devon (England), verarbeitet wird²⁾.

Die rohe Schwarzerde enthält 30% brennbare Stoffe, vorwiegend in Form von Kohlenstoff, und 70% Asche, die aus Schiefer und Sandstein besteht. Sie wird durch Schwimmaufbereitung auf 60–70% C angereichert. Nach Vermahlung des Rohguts auf 40 Maschen erfolgt die Flotation in einer Trübeverdünnung von 1:10 in einem 16-Zellen M. S.-Unterluftapparat derart, daß in den ersten zehn Zellen ein erstes Konzentrat hergestellt wird, dessen Nachreinigung in den letzten sechs Zellen stattfindet. An Zusätzen werden verwendet:

Kreosotöl ..	0,400–0,500 kg/t
Kresylsäure .	0,675–0,780 kg/t
Xanthat	0,090–0,120 kg/t;

für die Nachflotation

Pineöl	0,040–0,050 kg/t.
------------------	-------------------

¹⁾ Mitteilungen der Gesellschaft.

²⁾ H. M. Morgans, Bull. Inst. Min. Met. 314 (Nov. 1930).

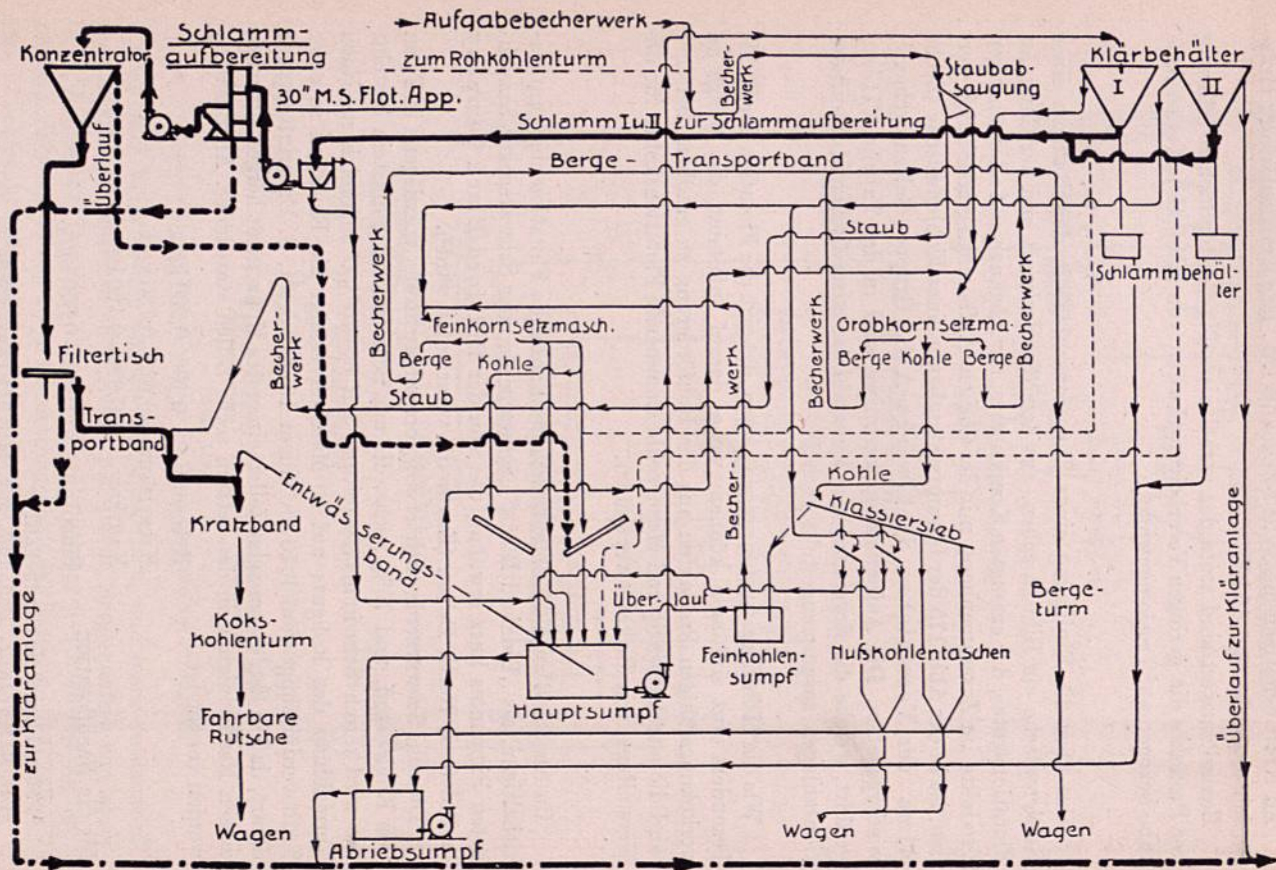


Abb. 175. Gesamtstammbaum der Kohlenwäsche der Zeche Alma

Tabelle VII
Ergebnisse von Kohlenflotationsanlagen¹⁾

Tabelle VII zu S. 519

Nr.	Name der Gesellschaft	Ort der Anlage (Grube)	Leistung	Apparatetyp	Rohmaterial	Korngröße mm	% Aschengehalt im			Gewichtsausbringen in %	Art und Menge der Flotationsmittel g/t Durchsatz (trocken)	Flotationsmittelkosten je t Trockendurchsatz	Gesamtflotationskosten	Verwendungszweck der Konzentrate	Quellenangabe	
							Aufgabegut	Konzentrat	Berge							
A. Deutschland																
1	Gewerkschaft Carl Alexander Steinkohlenbergwerk	Baesweiler Bez. Aachen	30-38 t/h	MS	Staub und Schlämme	0-0,75	12-14	5-5,5	62-64	84-88	Buchenholzteeöl 450	RM. 0,08	RM. 0,17	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
2	Niederschlesische Bergbau A. G., Neu Weißstein ²⁾	Fuchsgrube, Juliuschacht	30-32 t/h	MS	Staub und Schlämme	0-1	22	Kokskohle 5 Kesselkohle 10-15	75-80	Kokskohle rd. 50 Kesselkohle rd. 30	—	—	RM. 0,41	Verkokung u. Heizzwecke	Mitteilung der Gesellschaft; s. a. A. Götte, Glückauf 1929	
3	Gewerkschaft Konsolidierte Wenzeslausgrube, Mülke, Schles.	Wenzeslausgrube, Mülke	30,5 t/h	MS	Schlämme	0-2	19,9	8	56,4	75	—	RM. 0,078	RM. 0,163	Brikettierung	Mitteilung der Gesellschaft	
4	Kokswerke und chemische Fabriken A. G., Hindenburg, O.-S.	Gleiwitzer Grube	20-30 t/h	MS	Staub und Schlämme	0-1	15-20	5,8-6,2	48-63	rd. 60	Frisches Waschöl 4900-6200 je t Konzentrat; NH ₃ -Wasser 300 l je t Konzentrat	RM. 0,39	RM. 1,04	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
5	Vereinigte Stahlwerke A. G., Hamborn	Thyssen 2/5, Hamborn	20 t/h	Ek	Schlämme	0-1,5	25-28	8,0	60	67	Ekoföl 500	RM. 0,16	—	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
6	Niederschlesische Bergbau A. G., Neu Weißstein	Glückhilfgrube	18 t/h	MS	Sichterstaub und Schlämme	0-0,75	25	5,5	75	65	Waschöl 1225	RM. 0,16	RM. 0,65	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
7	Vereinigte Stahlwerke A. G., Gelsenkirchen	Zeche Alma	16 t/h	MS	Schlämme	0-1	11,5	4,8	55	50	Parellinöl 870	RM. 0,29	RM. 0,31 je t/Durchs. RM. 0,62 je t/Konz.	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
8	Eschweiler Bergwerks-Verein, Kohlscheid, Rhld.	Kohlscheid	rd. 14 t/h	Elmore-Diehl	Klärspitzenschlamm	0-0,4	25-30	7-7,5	68-75	70-74	Petroleum 50-55	RM. 0,115	—	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
9	Niederschlesische Bergbau A. G., Neu Weißstein	Gustavgrube	13 t/h	Ek	Schlämme und Sichterstaub	0-0,5	26	8	70	70	Ekoföle 700	RM. 0,25	RM. 0,58	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
10	Röchling'sche Eisen- und Stahlwerke A. G., Völklingen, Saar	Kokerei Völklingen	12 t/h	MS	Schlämme	—	rd. 18	7-8	75-80	70	—	—	—	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
11	dieselbe	Kokerei Altenwald	11 t/h	MS	Schlämme	—	30	7	69	65	Phenolhaltiges Kühlwasser	RM. 0,10	RM. 0,27 ³⁾	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
12	Gewerkschaft des Steinkohlenbergwerkes Ewald, Herten i. W.	Ewald Fortsetzung	12 t/h	Klbt	Schlämme	0-0,4	20-26	9-10	rd. 65	rd. 68	Anthrazenöl, Naphtalinöl, Waschöl 700	RM. 0,07	RM. 1,70 je t Konzentrat + 0,80 Filtrationskosten	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
13	Kohlenbergwerk Minden G. m. b. H., Meißen bei Minden	Meißen b. Minden	11-12 t/h	MS	Staub und Schlämme	0-1,5	18-19	6-7	62-66	86	Doppeltdestilliertes Waschöl 1500-2000	RM. 0,20-0,30	RM. 1,30	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
14	Gewerkschaft der Steinkohlengrube Mont Cenis	Sodingen, Herne	10-11 t/h	MS	Rohschlamm	0-1	12-14	5-5,5	65-70	—	Benzolwaschöl + Buchenholzteeöl (1:1) 700-800	—	—	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
15	Niederschlesische Bergbau A. G., Waldenburg	Kulmiz, Melchiorgrube	10 t/h	Ek	Staub und Schlämme	0-1	15	6	60	83	Ekoföl 300	RM. 0,09	RM. 0,90	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
16	Gewerkschaft Carolus Magnus, Palenberg, Bez. Aachen	Palenberg	10 t/h	MS	Rohschlämme, Durchgang der Schlammwässerungsiebe	0-1, hauptsächlich 0-0,5	21	6	72,5	78	Waschöle der Kokerei 2100	—	RM. 0,90	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
17	Gewerkschaft Gottes Segen in Lugau	Oelsnitz i. Erzgebirge	8-10 t/h	MS	Staub und Schlämme	0-0,5	20-24	6-8	55-60	55	Frisches Benzolwaschöl 3000-3200; Bernsteinöl	RM. 0,57	RM. 1,40	Zusatz zur Brikettierung	Mitteilung der Gesellschaft	
18	Erzgebirgischer Steinkohlen-Aktienverein, Zwickau i. S.	Bürgerschacht	rd. 6 t/h	MS	Schlämme	0-1,5	42	12-15	80-84	50-55	Waschöl 1600	RM. 0,25	RM. 1,60	Verfeuerung	Mitteilung der Gesellschaft	
19	dieselbe	Vertrauensschacht	4-5 t/h	MS	Spitzkastenschlämme	0-1,5	30-40	10-12 ohne Nachflot. 6-8 mit Nachflot.	80-85	65-70	Holzkohleenteeröl 3000-4000	RM. 0,50	RM. 1,56	Brikettierung und Verfeuerung	Mitteilung der Gesellschaft	
20	Neunkircher Eisenwerke A. G. vorm. Gebr. Stumm	Neunkirchen, Saar	5 t/h	MS	Rohschlamm	0-1,2	35	9	70	65	1/3 Petroleum, 2/3 Rückstandsöl aus Benzolfabrik	fr. 1,0	fr. rd. 5,0 ⁴⁾	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
21	Bergwerksgesellschaft Dahlbusch, Gelsenkirchen	Dahlbusch	2 t/h ⁵⁾	Klbt	Schlämme	0-0,2	20-25	6	65	—	Benzolwaschöle	RM. 0,07	RM. 1,20	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
B. Holland, Frankreich, Belgien, England, Spanien und U. S. A.																
22	Staatsmijnen in Limburg, Heerlen, Holland	Grube Emma und Maurits	140 t/h	Klbt	Schlämme	0-1	rd. 14	rd. 6	rd. 70	—	Naphtalin- und Anthrazenöl (1:2) 800	—	—	Verkokung	Mitteilung der Grube, s. a. W. R. Chapman und R. A. Mott, Fuel 6, 308 (1927)	
23	Soc. An. des Charbonnages de Beeringen	Beeringen-Limbourg, Belgien	150 t/Tag	MS	Schlämme	0-75	25-40	7-10	75	85	—	—	—	—	Nach Mitteilung; s. a. Fréson Ann. d. Mines Belgique 28	
24	Soc. An. des Charbonnages d'Hornu et Wasmes	Wasmes bei Mons, Belgien	80 t/Tag	MS	Schlämme	—	35-40	9-10 ⁶⁾	70	—	—	—	—	—	Nach Mitteilung	
25	Soc. An. des Charbonnages des Liegeois en Campine	Zwartberg, Limbourg, Belgien	70-80 t/Tag	MS	Schlämme	—	26	9	70	—	—	—	—	—	Nach Mitteilung	
26	Soc. An. des Charbonnages de Mariemont-Bascoup	Mariemont, Belgien	70 t/Tag	MS	Schlämme	—	25	8 ⁷⁾	70-75	—	—	—	—	—	Nach Mitteilung	
27	Soc. An. des Charbonnages du Bonnier	Grace Berlene, Belgien	50 t/Tag	MS	Staub und Schlämme	0-0,5	30	8 ⁸⁾	70-75	—	—	—	—	—	Nach Mitteilung	
28	Cie. des Mines de Vicoigne ⁹⁾	Noeux, Frankreich	40 t/h	MS	Schlämme	—	61,2	20,3	—	—	—	—	—	—	Brikettierung	
29	Cie. des Mines de Vicoigne, Noeux et Drocourt	Noeux les Mines, Lavois 3	22-25 t/h	MS	Schlämme und Staub	—	20-26	70% mit 4,5-6,2 15% mit 6,5-11,6 15% mit 16,5-28,2	67-77	—	Kresol 180 Petroleum 100	—	—	—	Nach Mitteilung	
30	Cie. Française des Mines Powell Duffryn	Nantes	15-16 t/h	MS	Schlämme	—	22-42	4,2-4,5	60-70	—	Kresol 300-500 Petroleum 180-230	—	—	Brikettierung	Nach Mitteilung	
31	Cie. des Mines d'Aniche	Auberchicourt-Aniche	15 t/h	Klbt	Rohschlamm	0-1	—	8,8	—	—	Teeröl (Siedepunkt 230-270°) 700-800	—	—	—	Sauvet, Coll. Guard 132, 562 (1926)	
32	Powell Duffryn Steam Coal Co., Ltd.	Bargoed, Wales, Flot.-Washery	45 t/h	MS	Staub und Schlämme	0-2	15-18	4,5	70	—	—	—	—	—	Nach Mitteilung; s. a. E. Edser und P. T. Williams, World Power Conference 1928	
33	dieselbe	Bargoed, North-Washery	30 t/h	MS	Staub	0-2,5	15-18	4,5	—	—	Kresylsäure 320 je t Fertigprodukt	—	—	—	Nach Mitteilung	
34	William Baird and Co., Ltd.	Dumbreck-Washery	15 t/h	MS	Schlämme	—	15	7	—	—	—	—	—	—	Nach Mitteilung; s. a. A. Grounds, Gas World 94, Coking Section 15 (1931)	
35	North Bitchburn Coal Co., Ltd.	Randolph-Washery	15 t/h	MS	Schlämme	—	15	7	—	—	—	—	—	—	Nach Mitteilung; s. a. A. Grounds, Coll. Guard. 142, 834 (1931)	
36	Manchester Collieries Ltd.	Clifton, Outwood-Washery	12 t/h	MS	Schlämme	—	15	6,5	—	—	—	—	—	—	Nach Mitteilung	
37	Teams By Product Coke Ltd.	Team-Washery	10 t/h	MS	Staub	—	35-50	6,5	—	—	—	—	—	—	Nach Mitteilung	
38	The Carron Co., Polmont	Craigned-Washery	4 t/h	MS	Schlämme	—	15	7	—	—	—	—	—	—	Nach Mitteilung	
39	Soc. Anónima Hulleras del Turón, Santullano, Asturien	Turón, Spanien	15 t/h	MS	Schlämme	0-0,25	27,3	9,3	50,3	70	Teeröl mit 40% Phenol 1700	Ptas 1,017 t/Konz.	Ptas 4,209 t/Konz.	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
40	Sociedad Minera y Metalúrgica de Peñarroya	Antolin, Spanien	8,5 t/h	MS	Schlämme	0-2	22	9-10	75-76	81-82	Leichtöl 55% Phenol 45% } 900	Ptas 1,10	Ptas 3,20	Verkokung	Mitteilung der Gesellschaft	
41	dieselbe	S. Rafael, Spanien	5 t/h	MS	Schlämme	0-2	31	10-11	73	82	Leichtöl 55% Phenol 45% } 1900	Ptas 2,30	Ptas 5,10	Brikettierung	Mitteilung der Gesellschaft	
42	Sociedad Anónima Fabrica de Mieris, Ablaña, Asturien	Mina Mariana	—	MS	Schlämme	0-1,6	38	10,5	55	—	—	—	—	—	verschiedene Verwendung	
43	dieselbe	Mina Baltasara	—	MS	Schlämme	0-1,5	—	10,8	71,5	—	—	—	—	—	verschiedene Verwendung	
44	dieselbe	Mina Cobertoria	2,3 t/h	MS	Schlämme	0-1	23	11,2	63,9	64,5	Kresotöl 1,06 l/t feuchtes Gut	Ptas 0,217	Ptas 1,69	verschiedene Verwendung	Mitteilung der Gesellschaft	
45	Sociedad Metalúrgica Duro-Felguera	La Modesta	rd. 50 t/Tag Konz.	MS	Unterkorn von Vibrations-sieben von 2 mm Rundlöchern oder Spaltsieben von 1/2 mm Spaltbreite	—	rd. 35	10-12	70-80	—	Kohlenteerkresotöl mit 25-30% Säuregehalt 1 l/t Konzentrat	Ptas 0,25 je t/Konzentrat	—	—	Je nach Bedürfnis zur Koks- oder Brikettstellung oder zur Verfeuerung	
46	dieselbe	Penarrubia	rd. 15 t/Tag Konz.	MS		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
47	dieselbe	Maria Luisa	rd. 45 t/Tag Konz.	MS		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
48	dieselbe	Carrocera	rd. 20 t/Tag Konz.	MS		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
49	dieselbe	Barredos	rd. 25 t/Tag Konz.	MS		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
50	dieselbe	Santa Barbara	rd. 50 t/Tag Konz.	MS		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
51	Sociedad Hullera Española	Ujo	rd. 180 t/Tag Konz.	MS		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	Mitteilung der Approvechamiento de Residuos Minerales S. A., Madrid
52	Sociedad Hulleras de Sabero	Sabero	rd. 12 t/Tag Konz.	MS		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
53	Sociedad Carbones de la Nueva	La Nueva	rd. 60 t/Tag Konz.	MS		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
54	Sociedad Hulleras Veguin y Olloniego	Veguin	rd. 3 t/Tag Konz.	MS		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
55	dieselbe	Olloniego	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
56	Pittsburgh Coal Company, Pittsburgh, Pa. U. S. A. ¹²⁾	Champion Mine I	6 t/h	MI	Schlämme	—Sieb 48	20-22	10,5	—	—	Wassergasteer 900; Kresylsäure 110; CaO 1350	—	—	—	Heizzwecke	Mitteilung der Gesellschaft

Abkürzungen: MS = Minerals Separationapparat; Ek = Ekofapparat; Klbt = Kleinbentinkapparat; MI = MacIntoshapparat.

¹⁾ Außer den angeführten Anlagen bestehen u. a. noch folgende: Vereinigte Stahlwerke, Grube Thyssen 4 8; Aktiengesellschaft Sächsischer Werke, Zuckerode; Niederschlesische Bergbau A. G., Neu Weißstein, Victor-Egmontgrube; Prager Eisenindustrie Gesellschaft, Kladno, CSR., Schöllerschacht; Societa Agglomerati Antracite d'Aosta, La Thuile, Val d'Aosta; Kaiser Ferdinands Nordbahn, Mährisch-Ostau (Franz-Schacht). — ²⁾ Selektive Trennung von Glanz- und Mattkohle. — ³⁾ O. Schäfer, Stahl u. Eisen 1 (1925). — ⁴⁾ Ohne Kapitaldienst. — ⁵⁾ Bezogen auf Konzentrat; Hauptzweck Pyritentfernung. — ⁶⁾ Etwas Mittelprodukt mit 25% Asche. — ⁷⁾ Etwas Mittelprodukt mit 12% Asche. — ⁸⁾ Etwas Mittelprodukt. — ⁹⁾ Seit 1927 außer Betrieb. — ¹⁰⁾ Stellen auch einen „Super Koks“ mit 1,5% Asche für Elektrodherstellung dar. — ¹¹⁾ wie 10. — ¹²⁾ Versuchsanlage.

Das Konzentrat wird auf Filtern entwässert und in einem rotierenden Trommelofen getrocknet, worauf eine Windsichtung erfolgt. Die Leistung der Anlage beträgt etwa $\frac{1}{4}$ t/h.

13. Betriebskontrolle in Kohlenflotationsanlagen

Die Betriebskontrolle erstreckt sich im allgemeinen auf dieselben Punkte wie bei Erzflotationsanlagen. Da die Berge bei Kohlen jedoch vielfach ebenfalls flüchtige Bestandteile enthalten, genügt eine analytische Bestimmung des Aschen- und Schwefelgehaltes z. B. durch Verglühen nicht, um ein klares Bild über die Aufbereitungsergebnisse zu gewinnen.

In solchen Fällen ist die Schwimm- und Sinkmethode¹⁾ vorgeschlagen worden, die bei Feinkorn unter 1 mm unter Zuhilfenahme einer kleinen Zentrifuge durchgeführt wird. Bei diesem Verfahren werden die Produkte auf Grund ihres spezifischen Gewichtsunterschiedes in aschenarme und aschenreiche Bestandteile (Schichten) zerlegt, aus deren Menge und Aschengehalt das Aufbereitungsergebnis und dann die Unterlagen für die Aufstellung einer Waschkurve gewonnen werden können. Als Trennungsfüssigkeiten für diese Methode werden Schwefelsäure, spez. Gew. bis 1,8, Tetrachlorkohlenstoff, spez. Gew. 1,6, Bromoform, spez. Gew. bis 2,9, und Zinkchloridlösung, spez. Gew. 1,2–1,8, empfohlen.

Für Feinkohlen, insbesondere Kohlen, die für Flotationsanlagen bestimmt sind, wird meist Tetrachlorkohlenstoff, der mit Benzol verdünnt wird, verwendet. Für höhere spezifische Gewichte über 1,6 werden Mischungen von Tetrachlorkohlenstoff und Bromoform benutzt. Die Aufstellung von Waschkurven²⁾ ist dann von besonderer Wichtigkeit, wenn Kohlenwäschen umgebaut bzw. ergänzt werden sollen. Erst die Waschkurven geben den genauen Überblick, welche Möglichkeiten bei der Aufbereitung einer Kohle überhaupt bestehen und bieten eine Kontrolle für die tatsächlich erreichten Ergebnisse.

¹⁾ Ausführungen hierüber und Angaben über Berechnungsarten siehe u. a. H. Madel, Kohle u. Erz 27, 1 (1930); W. Groß, Kohle u. Erz 22, 672 (1925); Th. Lange, Zeitschr. Oberschl. Ver. 104, 206 (1928); K. Reinhardt, Glückauf 62, 485, 521 (1926); K. Lehmann und E. Stach, Glückauf 66, 289 (1930).

²⁾ K. Reinhardt, Glückauf 47, 221 (1911); 62, 485, 521 (1926); Zeitschr. Ver. d. Ing. 70, 521, 603, 664 (1926); A. Haarmann, Glückauf 61, 149 (1925); Wüster, Glückauf 61, 61 (1925); O. Schäfer, Stahl u. Eisen 45, 1 (1925); W. Groß, Kohle u. Erz 27, 589; Glückauf 63, 857 (1927); Einführung in das Wesen und den Aufbau der Waschkurven für Steinkohlen, Selbstverlag der Maschinenfabrik Baum A. G., Herne; M. Lucke, Zeitschr. Ver. d. Ing. 73, 1345 (1929); B. H. Lowens, Bergbau 44, 7 (1931).

F. Verschiedenes

XXVI. Liste der deutschen Reichspatente auf dem Gebiete der Schaumswimmverfahren¹⁾

Patent- nummer	Ausgabe Jahr	Patentinhaber	Schlagwortartige Inhaltsangabe
42	1877	Gebr. Bessel ²⁾	Reinigung von Graphit durch organische Stoffe (Petroleum, Öle usw.) und Kochen der Trübe
39369	1886	Gebr. Bessel	Graphitflotation durch Herstellen einer wäßrigen Trübe, Zusatz von Ölen und Erzeugung von Gasblasen durch Einwirkung von Säuren auf Karbonate
222089	1908	Bergbau A. G., Friedrichsegen	Aufbereitung karbonathaltiger sulfidischer Erze mittels Ölen und heißer Schwefelsäure
225809	1909	Bergbau A. G., Friedrichsegen	Apparatur zur Durchführung des Verfahrens nach DRP. 222089
226096	1909	Minerals Separation Ltd.	Amylverbindungen (Amylalkohol) als Flotationsmittel
227431	1909	H. Putz	Graphitflotation unter Überbrausung des Konzentrates mit Wasser
240607	1910	Minerals Separation Ltd.	Ätherische Öle als Schäumer
241950	1911	G. S. Appelqvist und E. O. Tydén	Verwendung von Flotationsölen in Dampfform
243159	1910	O. Malkemus	Apparat zur Scheidung von Kupfer- und Bleizinkern

¹⁾ Patente, die Vorrichtungen oder Verfahren betreffen, bei denen die Ursache des Aufschwimmens der natürliche Auftrieb von Erzen in Flüssigkeiten von höherem spezifischen Gewicht, reine Oberflächenspannungerscheinungen oder künstlich erhöhter Auftrieb von Erzen als Folge des Adhäsionsvermögens von Gasen oder Ölen ist, sind in die Liste nicht aufgenommen. Es sind dies die folgenden: DRP. 82722, 123515, 133098, 145790, 149136, 154516, 155563, 156450, 159325, 161300, 163362, 163750, 164605, 165205, 165418, 166469, 168401, 169538, 174843, 178323, 181984, 182935, 187726, 190615, 213141, 218771, 229672, 237270, 238239, 243160, 245606, 249753, 250039, 255531, 259424, 260229, 270480, 283921, 284536, 284666, 285229, 287831, 296936, 322886, 338655, 355224, 414486, 423382, 425701, 431200, 490099.

²⁾ Dieses Pionierpatent findet sich als Faksimile auf S. XV abgedruckt.

Patentnummer	Ausgabe Jahr	Patentinhaber	Schlagwortartige Inhaltsangabe
244445	1911	Minerals Separation Ltd.	Aromatische Hydroxylverbindungen (Phenol, Kresol usw.) als Flotationsmittel für die Kupferflotation
244490	1910	Minerals Separation Ltd.	Apparat mit vorgebautem Spitzkasten und Rührflügel, welche die Trübezirkulation bewirken
244609	1909	E. J. Horwood	Selektive Flotation von Bleizinkerzen durch der Flotation vorangehendes Rösten
249753	1910	O. Malkemus	Kohlensäure unter Überdruck als Flotationsgas
268326	1911	K. Schick	Benzoldichlorid und Nitrobenzol als Flotationsmittel beim Säureschwimmprozeß
269651	1913	Minerals Separation Ltd.	Mechanischer Rührapparat
271115	1912	Minerals Separation Ltd.	Flotation mit flüchtigen Ölen als Schäumern und nichtflüchtigen Ölen als Sammlern
272919	1913	E. Langguth	Flotation oxydischer Erze mittels Anilinsalzen
273266	1913	Tellus Akt. Ges.	Flotation mittels naszierender Gase
274002	1913	Tellus Akt. Ges.	Apparat für Verfahren nach DRP. 273266
274336	1913	H. H. Greenway und A. H. P. Lowry	Chromsalze für selektive Flotation
274530	1911	A. H. Wolf	Vorbereitung äußerst fein verteilter Erze für die Flotation
276893	1913	Minerals Separation Ltd.	Vermahlung von Erz unter Zugabe flüchtiger Öle. Zus. zu DRP. 271115
277847	1913	S. A. Appelqvist und O. E. Tydén	Rührung der Trübe durch unter hohem Druck austretende Flüssigkeitsstrahlen. Apparat
282131	1913	E. Langguth	Selektive Trennung der Bleizinksulfide von anderen Erzen mittels angesäuerter Chlorzinklösung
288390	1913	Hernádthaler ung. Eisen-Ind. A. G.	Apparat für Behandlung von Stauberzen
288462	1914	S. A. Appelqvist und O. E. Tydén	Mechanischer Rührapparat mit vorgeschaltetem Gefäß für Schaumabscheidung
294519	1915	G. Gröndal	Apparat und Verfahren; Ölverteilung mittels strömenden Dampfes oder Luft
297842	1913	Kattowitz Graphitwerke	Apparat mit schrägem Boden und Rührwerk für Graphitflotation
299494	1916	H. Schranz	Apparat mit porösem Steinboden
301001	1916	Beer, Sondheimer & Co.	Apparat mit mehreren aufeinanderfolgenden Einzelapparaten, Führung von Konzentrat und Abgängen im Gegenstrom
307309	1918	K. Sundberg	Nachflotation der Konzentrate in mehrkammerigen Apparaten

Patentnummer	Ausgabe Jahr	Patentinhaber	Schlagwortartige Inhaltsangabe
308063	1916	Hernádthaler ung. Eisen-Ind. A. G.	Apparat
309088	1917	S. A. Appelqvist und O. E. Tydén	Verspritzen der Trübe gegen Prallplatten, die über einem Scheidebehälter angebracht sind
309859	1916	S. A. Appelqvist	Schaumzerstörung durch Öl
310551	1917	K. Sundberg	Pneumatischer Apparat; Luftzufuhr durch hakenförmige gebogene, rotierende Düsenrohre
311195	1918	S. A. Appelqvist und O. E. Tydén	Verfahren und Apparat zur Schaumerzeugung durch Einspritzen von Trübestrahlen mittels Zentrifugalpumpen
311586	1917	G. Gröndal	Apparat für pneumatische Flotation
321159	1913	L. Bradford	Selektive Bleizinkflotation in Alkalichlorid enthaltender Trübe
321160	1913	Minerals Separation Ltd.	Unterluftapparat
322087	1914	Minerals Separation Ltd.	Selektive Bleizinkflotation durch Ausnutzung des verschiedenen Adhäsionsvermögens der Mineralien an Luft
326405	1918	Elektro-Osmose A.G.	Apparat
328031	1919	Maschinenbauanstalt Humboldt	Luftzerteilung durch mittels Injektordüsen gegen Prallflächen geschleuderte Trübestrahlen
331687	1914	Minerals Separation Ltd.	Alkaliverwendung bei Sulfidflotation
336771	1914	M. Schiechel	Verfahren und Apparat für stufenweisen Vakuumflotationsprozeß
338144	1920	Minerals Separation Ltd.	Flotation mittels eines gegen den Trübespiegel gerichteten Dampfstrahls; Apparat
338656	1913	Minerals Separation Ltd.	Agitationsapparat
338845	1919	K. Schlitzberger	Flotation durch Einpressen eines ölhaltigen Luftstromes in die Trübe
340869	1919	A. H. Jones	Mechanischer Rührapparat
342401	1919	Hernádthaler ung. Eisen-Ind. A. G.	Einführung von mit Öl gesättigter Luft in die Erztrübe. Apparat
345242	1920	Minerals Separation Ltd.	Lösliche Sulfide als Zusatzmittel
345243	1920	Minerals Separation Ltd.	Apparat mit Trübeeinführung unter dem Flüssigkeitsspiegel und Belüftung durch mitgerissene Luft
347240	1921	Maschinenbauanstalt Humboldt	Gasblasenerzeugung in der Trübe

Patentnummer	Ausgabe Jahr	Patentinhaber	Schlagwortartige Inhaltsangabe
347464	1921	Maschinenbauanstalt Humboldt	Luftverteilung durch Zerstäubung
347749	1920	F. P. Egeberg	Organische Verbindungen mit zwei miteinander verbundenen N-Atomen als Flotationsmittel (Diazo- und Azoverbindungen)
347750	1920	F. P. Egeberg	Organische N-S-Verbindungen als Sammler, z. B. Thiokarbanilid
353724	1918	Beer, Sondheimer & Co.	Apparat; Verwendung gleichzeitig Erztrübe und Luft fördernder Spiralpumpen
353725	1920	F. P. Egeberg	Alphanaphthylamin als Flotationsmittel
353726	1920	Maschinenbauanstalt Humboldt	Einwirkung gasförmiger oder verdampfter Benetzungsmittel auf Mineralgemische
355978	1920	Minerals Separation Ltd.	Alkaliverwendung bei Flotation von Kupfererzen
356503	1919	Elektro-Osmose A.G.	Flotation in einer Trübe aus geschmolzenen Stoffen, die über ihrem Schmelzpunkt Gase entwickeln
356814	1920	D. Hynes	Apparat
356815	1919	Elektro-Osmose A.G.	Apparat mit als Sieb ausgebildetem Oberteil
357507	1921	Maschinenbauanstalt Humboldt	Verfahren zur Entwässerung von Flotationskonzentraten durch Pressen
360807	1919	Elektro-Osmose A.G.	Apparat mit Querwänden
361595	1919	Th. Franz	Öle mit bestimmter Dielektrizitätskonstante als Flotationsmittel
361596	1920	F. P. Egeberg	Pneumatische Zelle mit geneigtem Boden (Callow-Standardzelle)
361597	1921	Maschinenbauanstalt Humboldt	Apparat für Verfahren nach DRP. 328031.
363816	1919	Elektro-Osmose A.G.	Apparat mit verengtem Querschnitt
364508	1921	Maschinenbauanstalt Humboldt	Luftwirkung wechselnder Stärke auf die Trübe
371043	1920	Minerals Separation Ltd.	Kombination von Briкетierung und Flotation von Kohle
372243	1920	Minerals Separation Ltd.	Sulfurierte Öle, Alkohole, Phenole als Flotationsmittel für sulfidische und karbonatische Erze
375293	1922	Elektro-Osmose A.G.	Elektrolytfreie Globuline und organische Farbstoffe als Zusätze
376704	1920	F. P. Egeberg	Pneumatischer Apparat (Callow) mit Scheidewänden, die über dem Boden endigen
383766	1920	Minerals Separation Ltd.	Schaummittel durch Behandlung von Ölen mit Schwefel (Reconstructed oils)
387835	1920	F. P. Egeberg	Toluidin als Flotationsmittel
387881	1920	F. P. Egeberg	Xylidin als Flotationsmittel

Patentnummer	Ausgabe Jahr	Patentinhaber	Schlagwortartige Inhaltsangabe
391 851	1921	Minerals Separation Ltd.	Abwässer der Kohlengasreinigungsanstalten als Flotationsmittel für Kohle
392 121	1920	Minerals Separation Ltd.	Fettsaure Salze (Seifen) als Flotationsmittel bei der selektiven Flotation
392 240	1922	S. A. Appelqvist und O. E. Tydén	Flotationsapparat mit Trübeförderung unter Zuhilfenahme von Pumpen
392 241	1923	Vereenigde Kolonmaatschappijen	Schaumabstreichvorrichtung
393 534	1921	F. Schlitzberger	Schräggestellte Düsen zur Verteilung von Flotationsmitteln
394 193	1922	Elektro-Osmose-Humboldt GmbH.	Voltolisierte Öle für Flotation
395 950	1922	W. Groß	Angeschwelte Kohle als Flotationszusatz
398 058	1921	Maschinenbauanstalt Humboldt	Erwärmen der Trübe mittels Elektroden aus Nichtmetallen
398 307	1922	Gelsenkirchener Bergwerks A. G.	Kohlenflotation in Gegenwart fester, unlöslicher Silikate (Zementschlacke)
405 957	1920	Minerals Separation Ltd.	Selektive Flotation mit in alkalischer Trübe löslichen Schäumern
406 061	1922	Minerals Separation Ltd.	Selektive Kohlenflotation unter Schutzkolloidzusatz
406 524	1922	Maschinenbauanstalt Humboldt	Kolloidisierung von Flotationsmitteln auf mechanischem Wege
408 497	1920	F. P. Egeberg	Pneumatische Zelle (Callow) mit flachem, porösem Boden
409 899	1922	Ekof, Erz- u. Kohle-Flotation GmbH.	Vorrichtung für gleichmäßige Zufuhr von Flotationsreagenzien
412 908	1923	Minerals Separation Ltd.	Abwässer der Kohlengasbereitung als Schäumern für die Kohlenflotation
413 643	1923	W. Groß	Mit konischen Öffnungen versehener Siebboden für pneumatische Flotationsapparate
414 475	1923	Minerals Separation Ltd.	Flotation von Hämatiterzen nach vorhergehendem Erhitzen auf 500° C
416 284	1923	Elektro-Osmose AG.	Vorrichtung, Zerteilung einer Flotationszelle durch schräge Scheidewand
416 530	1921	H. Dengel	Drosselorgan für die pneumatische Flotation
417 812	1924	Minerals Separation Ltd.	Kombination von Setzmaschinenarbeit und Flotation für die Kohleaufbereitung
425 364	1923	E. Pokorny	Trennung von Kupfer- und Wismuterzen von Molybdänglanz unter Verwendung von Chlor
425 415	1923	W. Groß	Pneumatischer Flotationsapparat mit stufenförmig angeordneten Luftkammern

Patentnummer	Ausgabe Jahr	Patentinhaber	Schlagwortartige Inhaltsangabe
426431	1923	E. Pokorny	Zusatz zu DRP. 425364, Einleitung von Chlor in den Flotationsapparat
427649	1921	Minerals Separation Ltd.	Kohlensäure für die Flotation von Zinnstein
432355	1920	Minerals Separation Ltd.	Kohlenflotation, Begrenzung der Korngröße der Kohle und der Menge an Schaummitteln
435890	1923	Fried. Krupp Grusonwerk AG.	Entwässerung von Flotationskonzentraten
442642	1919	Th. Franz	Verfahren unter Hervorrufen kapillarelektrischer Erscheinungen im Schaum
443616	1925	Elektro-Osmose A.G.	Vorrichtung zur Entfernung des Schaumes aus Schaumaustragszellen
449593	1919	Maschinenbauanstalt Humboldt	Selektive Flotation kombiniert mit Magnetscheidung
475108	1925	Minerals Separation Ltd.	Verwendung von Xanthaten für kollektive und selektive Flotation in Gegenwart von Schäumern
477657	1924	Th. Franz	Aufrechterhaltung eines konstanten Verdünnungsverhältnisses der Aufbereitungstrübe
477950	1927	P. Trotzig	Vorbehandlung der Trübe durch elektr. Strom
478065	1920	Minerals Separation Ltd.	Verwendung löslicher Schäumer und unlöslicher Sammler für Kohlenflotation
480425	1926	Ekof	Vorrichtung für Flotation
482427	1929	GuggenheimBrothers	Umsetzungsprodukte von Xanthaten mit Säurechloriden als Flotationsmittel
486326	1922	Ludwig Schmeer	Flotation kohlehaltigen Gutes, abwechselnd belüftete und unbelüftete Räume durchstreichend
487513	1924	Th. Franz	Rückführung des Schaumes zur vollkommenen Nachreinigung
490875	1927	W. Schäfer und Ekof	Salze der Polythionsäuren als Drücker für die selektive Flotation
491289	1928	Ekof	Schwermetallsalze der Thioschwefelsäure als Drücker für die selektive Flotation
493110	1926	Minerals Separation Ltd.	Zuführung des Lufttrübegemisches beim Unterluftapparat
493259	1928	Maschinenbauanstalt Humboldt	Apparat, bei dem Druckluft gegen oszillierende Prallplatten geschleudert wird
495704	1928	W. Schäfer und Ekof	Salze der unterschwefligen Säure als Drücker für die selektive Flotation
495949	1927	Minerals Separation Ltd.	Erleichterung der Entwässerung von Kohlenflotationskonzentraten durch Xanthatzusatz
502164	1930	Fried. Krupp-Grusonwerk A. G.	Einwirkgefäß für Flotation
512479	1926	F. P. Egeberg	MacIntosh-Zelle mit Rotor

Patentnummer	Ausgabe Jahr	Patentinhaber	Schlagwortartige Inhaltsangabe
513119	1929	Cesag, Centraleurop. Schwimmaufbereitungs-A.-G.	Belüftungsvorrichtung für mechanische Schwimmapparate
514337	1929	Cesag	Zusatz zu DRP. 513119
518301	1927	F. E. Elmore	Vacuumschwimmaufbereitungsanlage mit trichterförmigem Steigrohr
519033	1929	Cesag	Belüftungsvorrichtung für Flotationsapparat
524869	1923	Vereenigde Kolenmaatschappijen	Apparat zur Kohlenflotation (Kleinbentink)
531572	1928	Fried. Krupp-Grusonwerk A. G.	Trikresylphosphat als Schwimmitel

Gebrauchsmuster

Nr.	Jahr	Inhaber	Inhaltsangabe
696144	1919	Elektro-Osmose A.G.	Flotationsapparat mit waagrechtem Sieb zum Dämpfen der Rührbewegung
696145	1919	Elektro-Osmose A.G.	Flotationsapparat mit einem Rechen vor Bergeablauf
696146	1919	Elektro-Osmose A.G.	Flotationsapparat mit Verjüngung des Obertheils des Rührgefäßes
725525	1919	Maschinenbauanstalt Humboldt	Schwimmvorrichtung mit doppelwandiger Injektordüse und Prallplatte
868219	1921	Max Wittlich	Apparat mit zweistufigem Rührwerk, das gleichzeitig als Luftstredüse wirkt, Ansaugung der Luft durch Hohlwelle
875605	1924	Fried. Krupp-Grusonwerk A. G.	Einführung von Preßluft in Verbindungskanal von Spitzkästen
875606	1924	Fried. Krupp-Grusonwerk A. G.	Düsenanordnung im Verbindungskanal von Spitzkästen
889607	1924	Maschinenbauanstalt Humboldt	Vorrichtung zum Entwässern von Flotations-schlämmen durch Zentrifugalkraft
945435	1926	Fried. Krupp-Grusonwerk A. G.	Zwischenschaltung eines Trommelfilters zwischen Flotationsapparat und Trockentrommel, besonders bei Kohlen-schlämmen
997480	1927	Bamag Meguin A. G.	Apparat für die Zuführung von Flotationsmitteln
1106769	1930	K. Seidler	Flotationseinrichtung für Berylliumminerale
1107063	1930	K. Seidler	Anzeigevorrichtung für Schwimmaufbereitung
1119340	1930	Fried. Krupp-Grusonwerk A. G.	Verkleinerung der Schaumfläche durch keilförmige Körper
1122848	1930	Fried. Krupp-Grusonwerk A. G.	Vereinfachung der Rotorauswechslung bei MacIntoshzellen
1182804	1931	F. P. Egeberg	Belüftungsvorrichtung zur Einführung von Luft in Trüben (poröser Gummi)

XXVII. Liste der wichtigeren flotierbaren Mineralien¹⁾

I. Platinerze ..	Gediegen Platin und Platinmetalle Sperryolith		Ullmannit Rammelsbergit Millerit
II. Golderze ...	Gediegen Gold, gold- verdächtige Sulfide Calaverit Sylvanit Petzit Nagyagit	XI. Kobalterze ..	Breithauptit Pentlandit Speiskobalt Glanzkobalt Safflorit Skutterudit Kobaltkies
III. Silbererze ..	Gediegen Silber Silberfahlerze Silberglanz Rotgiltigerze Stephanit Polybasit Dyskrasit	XII. Zinnerze	Zinnkies, Teallit, Kylindrit Zinnstein
IV. Quecksilber- erze	Gediegen Quecksilber Zinnober Quecksilberfahlerz	XIII. Wismuterze ..	Wismutglanz
V. Bleierze ...	Bleiglanz Jamesonit Boulangerit Bournonit Weißbleierz (Anglesit)	XIV. Antimonerze ..	Antimonglanz Antimonocker
VI. Zinkerze ...	Zinkblende, Wurtzit	XV. Arsenerze	Arsenkies Arsenikalkies
VII. Kupfererze .	Kupferkies Kupferglanz Buntkupferkies Fahlerze Enargit Kupferindig Malachit Lasur	XVI. Chromerze ...	Chromeisenerz
VIII. Eisenerze...	Gediegen Eisen Eisenglanz Spateisenstein	XVII. Wolframerze .	Wolframit
IX. Manganerze	Pyrolusit Manganspat	XVIII. Molybdänerze	Molybdänglanz
X. Nickelerze ..	Rotnickelkies Chloantit Gersdorffit	XIX. Vanadiumerze	Patronit Vanadinit, Descloizit Mottramit
		XX. Uranerze	Kupferuranglimmer
		XXI. Aluminiumerze	Kaolin Kryolith Hagemannit Pachnolith Thomsenolith
		XXII. Schwefelerze .	Gediegen Schwefel Pyrit Markasit Magnetkies
		XXIII. Nichterze ..	Graphit Kohle Schwerspat Apatit Glimmer Asbest Flußspat

¹⁾ Da die Flotationsverfahren noch in der Weiterentwicklung begriffen sind, ist diese Aufstellung nicht als feststehend zu betrachten.

XXVIII. Zusammenstellung der häufigsten Erze und Gangarten unter Berücksichtigung der angloamerikanischen Nomenklatur¹⁾

Name, deutsch	%	Chemische Formel	Spezifisches Gewicht	Härte	Name, englisch
1. Platin-, Gold- und Silbererze					
Gediegen Platin..	75—95 Pt	Pt	14—19	4—5	native Platinum
Sperryolith	52—56 Pt	PtAs ₂	10,6	6—7	Sperrylite
Gediegen Gold ...	70—99 Au	Au	15,6—19,3	2,5—3	native Gold
Freigold	70—99 Au	—	—	—	free Gold
Seifengold.....	70—99 Au	—	—	—	alluvial Gold
Blättererz.....	6—13 Au	PbAu ₂ (TeS) ₂	6,7—7,2	1—1,5	Nagyagite, Fo- liated Tellu- rium
Calaverit	34—44 Au	AuTe ₂	9	2,5	Calaverite
Schrifterz	29—30 Au	AuAgTe ₄	8—8,3	1,5—2	Sylvanite auriferous Ores
Goldverdächtige Erze					
Gediegen Silber ..	90—100 Ag	Ag	10—12	2,5—3	native Silver
Chlorbromsilber..	62—70 Ag	2AgBr+3AgCl	5,8—6	1,5	Embolite
Jodsilber	46 Ag	AgJ	5,71	1—1,5	Jodyrite oder Jodargyrite
Dunkles Rotgöl- tigerz	60 Ag	Ag ₃ SbS ₃	5,77—5,85	2,5—3	Pyrrargyrite
Lichtes Rotgöl- tigerz	65,4 Ag	Ag ₃ AsS ₃	5,58—5,64	2,5	Proustite
Melanglanz	68,5 Ag	Ag ₃ SbS ₄	6,2—6,3	2—2,5	Stephanite
Silberglanz	87,1 Ag	Ag ₂ S	7,27—7,32	2—2,5	Argentite
Silberhornerz ...	75,3 Ag	AgCl	5,5—5,6	1—1,5	Cerargyrite
Silberfahlerz	32 Ag	4Cu ₂ S·Sb ₂ S ₃ mit Ag	4,5—5	3—4	argentiferous Tetrahedrite
Antimonsilber ...	64—94 Ag	Ag ₃ Sb	9,4—10	3,5	Dyscrasite
Eugenglanzerz ...	64—72 Ag	(AgCu) ₉ SbS ₆	6—6,25	2—2,5	Polybasite
2. Quecksilbererze					
Gediegen Queck- silber.....	—	Hg	13,5—13,6	—	native Mercury
Quecksilberfahlerz	bis 17 Hg	nCu ₂ S·Sb ₂ S ₃ mit Hg	4,36—5,36	3—4	mercurial Tetrahedrite
Quecksilberhornerz	86 Hg	HgCl	6,4—6,5	1—2	Calomel
Zinnober.....	86,2 Hg	HgS	8,09	2—2,5	Cinnabar

¹⁾ Unter Berücksichtigung von F. Klockmann, Lehrbuch der Mineralogie, Stuttgart 1923.

Name, deutsch	%	Chemische Formel	Spezifisches Gewicht	Härte	Name, englisch
3. Bleierze					
Bleiglanz	86,6 Pb	PbS	7,2—7,6	2,5	Galena
Bleihoernerz	80,7 Pb	PbCl ₂ · PbCO ₃	6—6,3	2,5—3	Phosgenite
Bleivitriol	68,3 Pb	PbSO ₄	6,12—6,35	3	Anglesite
Boulangerit	55,4 Pb	Pb ₂ Sb ₄ S ₁₁	5,8—6,18	2,5—3	Boulangerite
Gelbbleierz	56,4 Pb	PbMoO ₄	6,3—6,9	3	Wulfenite
Jamesonit	50,8 Pb	Pb ₂ Sb ₂ S ₅	5,5—5,7	2—2,5	Jamesonite
Mimetisit	69,6 Pb	ClPb ₅ (AsO ₄) ₃	7,1—7,3	3,5—4	Mimetite
Rotbleierz	64,0 Pb	PbCrO ₄	5,9—6,0	2,5—3	Crocoite
Weißbleierz	77,5 Pb	PbCO ₃	6,4—6,6	3—3,5	Cerussite
Grün-Braun-Bunt- Bleierz	75,8 Pb	ClPb ₅ (PO ₄) ₃	6,9—7,0	3,5—4	Pyromorphite
Schwarzspießglas- erz	42,6 Pb	PbCuSbS ₃	5,7—5,86	2,5—3	Bournonite
4. Zinkerze					
Franklinit	14—20 Zn	(ZnMn)O, Fe ₂ O ₃	5—5,2	6—6,5	Franklinite
Galmei ¹⁾					
Kieselzinkerz	54,2 Zn	H ₂ Zn ₂ SiO ₅	3,3—3,5	5	Calamine
Rotzinkerz	72—80 Zn	ZnO	5,4—5,7	4—4,5	Zincite
Schalenblende	50—67 Zn	ZnS	3,98—4,07	3,5—4	Wurtzite
Marmatit	42,7 Zn	(Zn Fe) S	4,7—4,8	5	Marmatite
Willemit	59 Zn	Zn ₂ SiO ₄	4,02—4,18	5,5	Willemite
Zinkblende	50—67 Zn	ZnS	3,9—4,2	3,5—4	Sphalerite (Blende)
Zinkspat	52 Zn	ZnCO ₃	4,1—4,5	5	Smithsonite
Zinkblüte	60 Zn	ZnCO ₃ · 2Zn(OH) ₂	3,25	2—2,5	Hydrozincite
5. Kupfererze					
Antimonfahlerz	25—45 Cu	Cu ₂ S · Sb ₂ S ₃	4,5—5	3—4	Tetrahedrite
Arsenfahlerz	38—55 Cu	Cu ₂ S · As ₂ S ₃	4,36—5,36	3—4	Tennantite
Atacamit	59,4 Cu	CuCl ₂ · 3 Cu(OH) ₂	3,76	3—3,5	Atacamite
Brochantit	56 Cu	CuSO ₄ · 3 Cu(OH) ₂	3,78—3,9	3,5—4	Brochantite
Buntkupferkies	55,5 Cu	Cu ₃ FeS ₃	4,9—5,2	3	Bornite (Purple Copper)
Enargit	48,3 Cu	Cu ₃ As ₄	4,36—4,47	3	Enargite
Gediegen Kupfer	—	Cu	8,5—9	2,5—3	native Copper
Kieselkupfer	36 Cu	CuSiO ₃ + aq.	2—2,2	2—4	Chrysocolla
Kupferkies	34,5 Cu	CuFeS ₂	4,1—4,3	3,5—4	Chalcopyrite
Kupferglanz	79,8 Cu	Cu ₂ S	5,7—5,8	2,5—3	Chalcocite
Kupferindig	66,4 Cu	CuS	4,68—4,68	1,5—2	Covellite
Kupferlasur	55,2 Cu	2CuCO ₃ · Cu(OH) ₂	3,7—3,8	3,5—4	Azurite
Malachit	57,4 Cu	CuCO ₃ · Cu(OH) ₂	3,7—4,1	3,5—4	Malachite
Rotkupfererz	88,8 Cu	Cu ₂ O	5,7—6	3,5—4	Cuprite

¹⁾ Technischer Sammelname für karbonatische und silikatische Zinkerze aller Art; siehe Zinkspat, Zinkblüte, Kieselzinkerz.

Name, deutsch	%	Chemische Formel	Spezifisches Gewicht	Härte	Name, englisch
6. Eisenerze					
Brauneisenerz ...	bis 60 Fe	$\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{H}_2\text{O}$	3,4—3,9	1,5—5,5	Limonite
Chamosit	28—33 Fe	wasserhaltiges FeAl-Silikat	3,0—3,4	3	Chamoisite
Ilmenit	36,8				
Magneteisenerz ..	bis 55,8 Fe	FeTiO_3	4,56—5,21	5—6	Ilmenite
Roteisenerz } Eisenglanz }	72,4 Fe bis 70 Fe	$\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ Fe_2O_3	4,9—5,1 5,19—5,28	5,5—6,5	Magnetite Hematite
Schwefelkies	46,6 Fe	FeS_2	4,7—5,2	6—6,5	Pyrite and Marcasite
Spateisenstein ...	48,3 Fe	FeCO_3	3,7—3,9	3,5—4,5	Siderite
Thuringit	24—27 Fe	wasserhaltiges FeAl-Silikat	3,2	2—2,5	Thuringite
Bohnerz	—	$\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{aq.}$	—	—	Pysolitic Iron- ore
Minette	—	$\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{aq.}$	—	—	Oolitic Ironore
Kohleneisenstein .	—	$\text{FeCO}_3 + \text{Kohle}$	—	—	Blackband
7. Manganerze					
Braunit	69,6 Mn	Mn_2O_3	4,73—4,9	6—6,5	Braunite
Hartmanganerz ..	49—62 Mn	MnO_2	4,1—4,4	5—6	Psilomelan
Hausmannit	72 Mn	Mn_3O_4	4,7—4,8	5—5,5	Hausmannite
Kieselmangan ...	41,9 Mn	MnSiO_3	3,4—3,7	5,5—6	Rhodonite
Manganspat	47,8 Mn	MnCO_3	3,3—3,6	3,5—4,5	Rhodochrosite
Manganit	62,5 Mn	$\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$	4,3—4,4	3,5—4	Manganite
Wad	—	$\text{MnO}_2 \cdot \text{MnO} + \text{H}_2\text{O}$	—	1—3	Wad
Weichmanganerz .	63,2 Mn	MnO_2	4,9—5	2	Pyrolusite
8. Nickelerze					
Garnierit	19,6 Ni	$(\text{NiMg})\text{SiO}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	2,27	2—4	Garnierite
Arsennickelglanz .	35,4 Ni	NiAsS	5,6—6,2	5,5	Gersdorffite
Gelbnickelkies ...	64,7 Ni	NiS	5,26—5,30	3,5	Millerite
Nickelblüte	—	$\text{Ni}_3\text{As}_2\text{O}_8 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$	3—3,1	1—2,5	Annabergite
Rotnickelkies ...	43,9 Ni	NiAs	7,3—7,7	5,5	Niccolite
Weißnickelkies ...	28,1 Ni	NiAs_2	6,4—6,8	5,5	Cloantite
9. Kobalterze					
Glanzkobalt	35,4 Co	CoAsS	6,0—6,4	5,5	Cobaltite
Kobaltkies	14—58 Co	$(\text{CoNi})_3\text{S}_4$	4,8—5,8	5,5	Linneite
Kobalt-Manganerz	15 Co	$(\text{CoMn})\text{O} \cdot 2\text{MnO}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	2,2	1	Asbolite
Kobaltblüte	29,5 Co	$\text{Co}_3\text{As}_2\text{O}_8 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$	2,95	2,5	Erythrite
Speiskobalt	28,1 Co	CoAs_2	6,4—6,6	5,5	Smaltite
10. Zinnerze					
Zinnstein	78,6 Sn	SnO_2	6,8—7,1	6—7	Cassiterite
Zinnkies	27,6 Sn	$\text{Cu}_2\text{FeSnS}_4$	4,3—4,5	4	Stannite

Name, deutsch	%	Chemische Formel	Spezifisches Gewicht	Härte	Name, englisch
10. Zinnerze (Fortsetzung)					
Teallit.....	—	PbSnS ₂	6,36	1—2	Teallite
Holz-zinn.....	—	SnO ₂	6,8—7,1	7	Wood Tin
11. Wismuterze					
Gediegen Wismut	—	Bi	9,7—9,8	2—2,5	Bismuth (Native)
Wismutglanz	81,2 Bi	Bi ₂ S ₃	7,16	2	Bismuthinite
Wismutocker	89,6 Bi	Bi ₂ O ₃	4,3—4,4	1	Bismite
Wismutspat.....	29—81 Bi	Bi ₂ CO ₃ · H ₂ O	6,9—7,2	4—4,5	Bismutite
12. Antimonerze					
Antimonglanz ...	71,4 Sb	Sb ₂ S ₃	4,6—4,7	2	Stibnite
Antimonocker ...	79 Sb	SbO ₂	4,1	4—5	Cervantite
Antimonblüte ...	83,3 Sb	Sb ₂ O ₃	5,6—5,8	2,5—3	Valentinite
Senarmontit.....	83,3 Sb	Sb ₂ O ₃	5,2—5,3	2—2,5	Senarmontite
13. Arsenerze					
Arsenkies	46 As	FeAsS	5,9—6,2	5,5—6	Arsenopyrite, Mispickel
Arsenikalkies ...	72,8 As	FeAs ₂	7,1—7,4	5—5,5	Löllingite
Auripigment	61 As	As ₂ S ₃	3,4—3,5	1,5—2	Orpiment
Gediegen Arsen..	90—100 As	As	5,4—5,9	3—4	Native Arsenic
Realgar.....	70 As	AsS	3,4—3,6	1,5—2	Realgar
14. Chromerze					
Chromeisenerz ...	{ 52—58 } { Cr ₂ O ₃ }	FeO · Cr ₂ O ₃	4,5—4,8	5,5	Chromite
15. Wolframerze					
Scheelspat	80,5 WO ₃	CaWO ₄	5,9—6,2	4,5—5	Scheelite
Wolframit	75 WO ₃	(FeMn)WO ₄	7—7,5	5—5,5	Wolframite, Tungite
16. Molybdänerze					
Gelbbleierz	26,1 Mo	PbMoO ₄	6,3—6,9	3	Wulfenite
Molybdänglanz ..	59,9 Mo	MoS ₂	4,7—4,8	1—1,5	Molybdenite
17. Vanadiumerze					
Deskloizit	22,7 V ₂ O ₅	(PbZn)(PbOH)VO ₄	5,9—6,2	3,5	Descloizite
Mottramit	18,8 V ₂ O ₅	Pb-Cu-Vanadinat	5,9	3	Mottramite
Patronit	15 V ₂ O ₅	V ₂ S ₅	2,7	2,5	Patronite
Vanadinit	19,4 V ₂ O ₅	Pb ₃ Cl(VO ₄) ₃	6,8—7,2	3	Vanadinite
18. Uranerze					
Carnotit	18 U ₃ O ₈	{ K ₂ O · 2(UO ₂)O · } { V ₂ O ₅ · 3H ₂ O }	—	—	Carnotite
Kalkuranglimmer	62,8 UO ₃	{ CaO · 2(UO ₂)O · } { P ₂ O ₅ · 8H ₂ O }	3—3,2	1—2	Autunite

Name, deutsch	%	Chemische Formel	Spezifisches Gewicht	Härte	Name, englisch
18. Uranerze (Fortsetzung)					
Kupfer- uranglimmer ...	61 UO ₃	$\left\{ \begin{array}{l} \text{CuO} \cdot 2(\text{UO}_2)\text{O} \cdot \\ \text{P}_2\text{O}_5 \cdot 8\text{H}_2\text{O} \end{array} \right\}$	3,4—3,6	2—2,5	Tobernite
Uranungumierz ..	61—75 UO ₃	UO ₃ · Fe ₂ O ₃ · PbO · H ₂ O	3,9—4,5	2,5	Gumenite
Uranpecherz	—	(UO ₄) ₂ (UPb ₂)	9—9,7	3—6	Pitchblende
19. Aluminiumerze					
Bauxit	50—70 Al ₂ O ₃	Al ₂ O ₃ + aq	2,4—2,6	1—3	Bauxite
Kryolith	12,85 Al	3NaF · AlF ₃	2,95	2,5—3	Cryolite
Kaolin	39,6 Al ₂ O ₃	Al ₂ O ₃ · 2SiO ₂ · H ₂ O	2,2—2,6	1	Kaolinite
20. Thorium- und Ceriumerz					
Monazit	32 Ce ₂ O ₃ bis 9ThO ₂	CePO ₄ mit Th	4,9—5,3	5—5,5	Monazite
21. Schwefelerze					
GediegenSchwefel	100 S	S	2,0—2,1	1,5—2,5	NativeSulphur
Magnetkies	38,4—40,5 S	Fe _n S _n + 1	4,5—4,6	3,5—4,5	Pyrrhotite
Schwefelkies	53,36 S	FeS ₂	4,7—5,2	6—6,5	Pyrite, Marca- site

Andere Mineralien (auch Gangarten)

Name, deutsch	Chemische Formel	Spezifisches Gewicht	Härte	Name, englisch
Anhydrit	CaSO ₄	2,8—3	3—3,5	Anhydrite
Apatit	FlCa ₅ (PO ₄) ₃ oder ClCa ₅ (PO ₄) ₃	3,16—3,22	5	Apatite
Augit	CaMgSiO ₂ O ₆	3,3—3,5	6	Pyroene
Braunspat(Dolomit)	CaCO ₃ · MgCO ₃	2,85—2,95	3,5—4	Dolomite in part
Chalcedon	SiO ₂	2,5—2,8	7	Chalcedony, Quartz
Cölestin	SrSO ₄	3,9—4	3—3,5	Celestite
Flußspat	CaF ₂	3,1—3,2	4	Fluorite, Fluorspar
Glimmer	$\left\{ \begin{array}{l} \text{H}_2\text{KAl}_3\text{Si}_3\text{O}_{12} \\ (\text{KH})_2(\text{MgFe})_2(\text{AlFe}_2)\text{Si}_3\text{O}_{12} \end{array} \right\}$	2,8—3,2	2—3	Mica
Gips	CaSO ₄ · 2H ₂ O	2,2—2,4	1,5—2	Gypsum
Hornblende	Ca(MgFe) ₃ Si ₄ O ₁₂	2,9—3,3	5—6	Amphibole
Kalkspat	CaCO ₃	2,6—2,8	3	Calcite
Magnesit	MgCO ₃	2,9—3,1	4—4,5	Magnesite
Quarz	SiO ₂	2,5—2,8	7	Quartz
Schwerspat	BaSO ₄	4,3—4,7	3—3,5	Barite
Serpentin	3MgO, 2SiO ₂ · 2H ₂ O	2,5—2,7	3—4	Serpentine
Strontianit	SrCO ₃	3,6—3,8	3,5	Strontianite
Talk	3MgO, 4SiO ₂ , H ₂ O	2,6—2,8	1	Talc
Topas	(F, OH) ₂ Al ₂ SiO ₄	3,4—3,6	8	Topaz
Turmalin	H ₈ Na ₄ Al ₁₆ B ₆ Si ₁₂ O ₆₃	3—3,2	7	Tourmaline
Graphit	C	2,1—2,3	1	Graphite

Die englisch-deutschen Bezeichnungen für die verschiedenen Kohlenarten und Kohlenaufbereitungsprodukte

Deutsch	Englisch	Deutsch	Englisch
Torf	peat, turf	Kokskohle, Back-	
Braunkohle	browncoal	kohle	caking coal, binding coal
Dichte Braunkohle .	jet		
Holzige Braunkohle	lignite	Magerkohle	non caking coal, free burning coal
Kannelkohle	cannelcoal, parrot		
Steinkohle	mineralcoal	Kohlenschiefer	coal slate
Anthracit, Glanz-		Kohlensandstein ..	coal grit
kohle	anthracite	Kohlenkalk	carboniferous lime-stone
Gaskohle	gascoal		
Flammkohle, Fett-			
kohle	bituminous coal		

Handelsübliche Kohlenprodukte

Stückkohle	large coal
Gruskohle oder	
Feinkohle	small coal, slack

XXIX. Übersetzung einiger wichtiger englischer Aufbereitungsbezeichnungen und im Fachschrifttum vielfach wiederkehrender Ausdrücke

A			
above ground	über Tage	amalgamate	amalgamieren
accelerating agent	belebendes Mittel	amalgamation pan	Amalgamierpfanne
acceleration	Beschleunigung	amorphous	amorph
acidity	Azidität, Säuregrad	amount	Gehalt, Betrag
activating agent	belebendes Mittel	angle	Winkel
add	zugeben	antitoxic agents	Gegengifte bzw. chemische Zusätze, welche die schädliche Wirkung von Flotationsgiften aufheben
aeration	Belüftung	apparatus	Apparat
aeriform	luftförmig	apron feeder	Bandaufgabe
affinage	Läuterung	area	Fläche
agents	Agenzien, Reagenzien	argillaceous ores	tonige, lettige Erze
agitators	Rührapparate	aspiring pump	Saugpumpe
agitation	Rührung	ash	Asche
air	Luft	assay	Probe, Gehalt
air bubbles	Luftblasen	atomic weight	Atomgewicht
air lift	Luftheber	average	Durchschnitt
alkaline	alkalisch		
alloy	Legierung		

	B		
bag	Sack	cake	Filterkuchen
ball	Kugel	calcination	Kalzinieren
ball consumption	Kugelverschleiß	canvas	Segelleinen
ball load	Kugelfüllung	capacity	Fassungsvermögen, Leistung
band (endless)	Transportband	car	Wagen
bar screen	Stange, Stab, Rost	carbonize	verkohlen
barrel	Faß	carriage	Transport
barren	erzfrei	cast	Guß
basic	basisch	caustic potash	Kalilauge
batea	Sichertrog	caustic soda	Natronlauge
basket	Korb, Kammer (z. B.	cell	Zelle
bath	Bad [Luftkammer]	chain	Kette
belt	Riemen	chamber	Kammer
belt conveyor	Transportband	charge	Beschickung
belt feeder	Bandaufgabevor-	chemicals to retard	flotationshemmende
bin	Bunker [richtung	flotation	Mittel
blake crusher	Backenbrecher	Chilean mill	Kollergang
blankets	Überzüge für pneu- matische Apparate	claim	Mutung
blankets sluice	Planenherd	clarifier	Klärgefäß
blast	Gebläseluft	classification	Klassierung
blast-furnace	Schachtofen	classifier	Klassierapparat, Stromapparat
bliester	Blase	clay	Ton
blower	Gebläse	clean	reinigen, nach- waschen
body	Körper	cleaner	Reinigerapparat für Flotation
boil	kochen	clearing	läutern, Schlamm- arbeit
bolt	Bolzen	cleavage	Spaltbarkeit
border	Band	closed circuit	geschlossener Kreis- lauf
boss	Pochschuh	clogging	Verstopfung
bottle	Flasche	cloth (wire)	Gewebe (Draht-)
bottom	Sohle, Boden	coal dust	Kohlenstaub
bowl classifier	Schüsselklassierer	coalesce	koagulieren
box	Kasten, Behälter	coarse	grob
brake	Bremse	coarse ore	Grob-, Stückerz
brass	Messing	coating	Beschlag
brine	Salzlauge	cobbling	Scheidung, Hand- scheidung
brittle froth	kleinblasiger, brü- chiger Schaum	cock	Hahn, Ventil
bubble	Blase	coke	Koks
bubble column	Schaumsäule	collecting agents	Sammler
bucket	Eimer (Becherwerk)	collector	Sammler, Sammleröl
buddle	Schlammgraben,	colliery	Kohlenbergwerk
building	Gebäude [auch Herd	column	Säule (Wassersäule)
bulk flotation	Gesamflotation	combustion	Verbrennung, Ver- aschung
by-product	Nebenprodukt		
	C		
cable	Kabel		
cage	Förderkorb		

concentrate	anreichern
concentrate	Konzentrat
concentration	Anreicherung
concentrator	Anreicherungsma- schine, Aufberei- tungsanlage
concrete	Beton
conditioner	Einwirkgefäß
conditioning agents	beeinflussende Flo- tationsmittel
conditioning tank	Einwirkgefäß
cone	Konus, Kegel, Klas- siertrichter, Klas- sierspitze
conical mill	Kegelmühle
contact angle	Randwinkel
content	Gehalt
conveyer	Transportbevor- richtung, Trans- portband
cool	abkühlen, erkalten
cooler	Kühlraum
cost	Kosten, Gestehungs- kosten
country rock	Nebengestein
crane	Kran
oresylic acid	Kresylsäure
crucible	Tiegel
crude	roh
crush	zerkleinern
crusher	Brecher
crushing	Zerkleinerung
crushing mill	Zerkleinerungs-
cube	Würfel [anlage
current	Strom, Wasserstrom
custom mill	Lohnaufbereitung

D

dam	Damm
deads	Berge, taubes Gestein
deadening agents	drückende Mittel
decrepitate	dekrepitieren, ver- puffen
deflocculate	peptisieren
degree	Grad
delivery roll	Austragswalze
density	Dichte, (Trübe- dichte)
deposit	Niederschlag, Ab- satz

depresser	Drücker
depressing agents	drückende Mittel
depth	Tiefe, Teufe
design	Zeichnung, Entwurf
desliming	Entschlammung
dewatering	Entwässerung, Ent- wässerungsarbeit
differential	auswählend, selek- tiv, differentiell
dike	Damm
dilute	verdünnen
dilution	Verdünnung
disc	Scheibe
disc filter	Scheibenfilter
disc crusher	Scheibenbrecher
discharge	Austrag
discontinuous	intermittierend
disseminated	eingesprengt, fein verwachsen
dissolution	Auflösung
distribution	Verteilung
distributor	Verteiler
drag belt (classifier)	Kratzband(klas- drawing [sierer])
dredge	baggern
dress (ores)	aufbereiten
dressing plant	Aufbereitungsanlage
dried	getrocknet
drop	Tropfen
dross	Gekrätz
drum	Trommel
drumfilter	Trommelfilter
dry	trocknen
dryer	Trockner
drying	Trocknungsarbeit
dump	stürzen, Halde
dump ore	Haldenerz
dust	Staub
dusty	staubförmig

E

earth	Erde
earthy	erdig
economical	wirtschaftlich
efficiency	Wirkungsgrad, Lei- stung
electric weigher	elektrisch betätigte Wägeeinrichtung
electrolytic deposit	Elektrolysenieder- schlag

elevator	Aufzug (Becherwerk)	flotation feed	Flotationsaufgabe, -gut
elutriation	Schlammung	—, froth —	Schaumflotation
emery	Schmirgel	flotation, collectiv —	Sammelflotation, Gesamtflotation, einfache Flotation
enclose	aufschließen	—, differential —	selektive Flotation
endless	endlos	—, pneumatic —	Druckluftflotation
engine	Maschine	—, mechanical —	Flotation mit mechanischer Rührung
engine fitter	Monteur	—, oil —	Ölflotation
enrich	anreichern	flow sheet	Stammbaum
enrichment	Anreicherung	fluid	flüssig
equally falling	Gleichfälligkeit	flume	Geflüder, Graben
equation	mathematische Gleichung	foam	Schaum
errection	Errichtung	fractional roasting	fraktionierte Röstung
error	Fehler, Fehlerquelle	fracture	Bruch
estimate	bestimmen, schätzen	—, conchoidal —	muscheliger Bruch
ether	Äther	—, splinty —	splitterig
ethyl-	Aethyl-	frame	Rahmen
evaporate	verdampfen	free settling	Absetzen von Mineralkörnern nach der Gleichfälligkeit
exchange	auswechseln	settling rate	Sedimentationsverhältnis
expense	Ausgabe	friable	zerreiblich
exploitation	Abbau	froth	Schaum
		frother	Schäumer
		frother agents	Schäumer
		fuel	Brennstoff

F

face	Fläche
fall	Fall
feed	Aufgabe
feeder	Aufgabevorrichtung
fibrous	faserig
filling	Versatz
film	Häutchen, Überzug
filter	Filter
— cloth	Filtertuch
— medium	Filtermaterial
— plant	Filteranlage
filtration	Filterung
fine	fein
fine grinding	feinmahlen
fine ore	Feinerz
fineness	Feinheit
finisher	Reiniger (= cleaner)
fit up	montieren
flagstone	Schiefer
flask	Flasche
flat	flach
float	schwimmen
flocculation	Ausflockung
flotation	Schwimmaufbereitung

G

gangue	Gangart
gangue slimes	Schlamm aus der Gangart
gear	Zahnrad
glass-jar	Flotationszelle (Versuchsapparat)
glue	Leim
granulation	Granulierung
graduate	einteilen
gravity	Schwerkraft
gravity concentration	naßmechanische Aufbereitung
grease	Fett
grid	Rost
grind	feinmahlen
grinding mill	Feinmühle

grinding pan Pendelmühle zum
 Feinmahlen
grizzly Erzrost
grizzly bar Roststab
gutter Wasserrinne
gyratory crusher Kreisel-, Rund-
 brecher

H

hand-jig Handsetzmaschine
hand-picking Handscheidung
heads Aufgabegut
heavy solutions (spez.) schwere Lö-
heating power Heizwert [sungen
hopper Aufgabeverrichtung
hydrogen ion Wasserstoffion
hydrogen ion con- Wasserstoffionen-
centration konzentration

I

impeller Rührer
impermeable wasserdicht, un-
 durchlässig
impurities Verunreinigungen
incline einfallen, geneigt
included verwachsen [sein
insoluble unlöslich
interface Grenzschicht
interference Störung
intermediate cru- Zwischenzerklei-
shing nung
involute einhüllen

J

jaw crusher Backenbrecher
jet herausspritzen
jet Strahl
jig Setzmaschine
jig minerals Erze setzen
jig with a bed of Setzmaschine mit
pebbles (gravel) Graupenbett

K

key Keil
kibble Kübel

L

laminate walzen, platt drük-
 ken
launder Trog, Schlammrinne

leaching laugen
licence fee Lizenzgebühr
lime Kalk
limit Grenze
lining Futter
mill lining Mühlenfutter
liquid wäbrig, flüssig
litigation Prozeß, z. B. Patent-
 prozeß
lixivate laugen
lixivating plant Laugeanlage
lode Erzgang
lustre Glanz
lye (mother lye) Lauge(Mutterlauge)

M

magnification Vergrößerung
marketing Handel
measuring Abmessen
melt schmelzen
mesh Masche
metallurgical results Aufbereitungsergeb-
 nisse
middling Mittelprodukt
mill Mühle (= Aufberei-
 tung)
mill-costs, expenses Aufbereitungs-
 kosten
milling ore Erz zur Feinzerklei-
 nung
modifying agents Mittel zur Änderung
 der Flotations-
 eigenschaften
moisture Feuchtigkeitsgehalt
mortar Mörtel, Mörser,
 Pochtrog
muffle furnace Muffelofen

N

native gediegen
nugget Goldklümpchen

O

ochreous ockerhaltig
oil Öl
oil consumption Ölverbrauch
ore Erz
ore bearing erzführend
ore dressing Erzaufbereitung

ore feeder	mech. Erzaufgabe- vorrichtung	puddling tube	Läutertrommel oder -Mühle
ore haulage	Erztransport	pulley	Riemenscheibe
—, coarse —	Grob- bzw. Stückerz		
—, milling —	Erz zur Feinzerklei- nerung		
—, rich —	Reicherz	quarry	Steinbruch
—, stamped —	Pochmehl	quick lime	Ätzkalk
out-put of mine	Fördermenge	quick sand	Schwimmsand
out flow	Ausfluß		
overflow	Überlauf		
	P		Q
pan	Pfanne, Trog	quarry	Steinbruch
washing pan	Sichertrog	quick lime	Ätzkalk
pea ore	Bohnerz	quick sand	Schwimmsand
pebble mill	Flintsteinmühle		
penalty	Strafabzug		
percolate	Durchsickern zwecks Reinigung oder Klärung		
			R
picking belt	Leseband	rabble	Krähler
pipe	Rohr	rack	Rechen
plant	Anlage	rack-bar	Zahnstange
pilot plant	Versuchsanlage	ratio	Verhältnis
pilot table	Kontrollherd	ratio of concentra- tion	Anreicherungsver- hältnis
pine	Fichte	reagent	Reagenz, Mittel
pneumatic machines	pneumatische Flo- tationsapparate	recovery	Ausbringen
positiv flow	zwangsläufige Trübeführung	reducing agent	Reduktionsmittel
potassium —	Kalium —	reduction ratio	Zerkleinerungsgrad
precipitation	Niederschlag	refractory ores	schwierig zu behan- delnde Erze
primary	Vorreiniger	refuse rocks	taubes Gestein, Berge
preliminary crushing	Vorbrechen	relation	Verhältnis
primary slimes	Urschlämme	residuals	Rückstände
promoters	Sammler	restarting	Wiederinbetrieb- nahme
protective colloids	Schutzkolloide	restore the flotabi- lity	die Flotationsfähig- keit wiederher- stellen
pulp	Trübe	return water	Rückwasser
pulp body	Trübe- masse	reveal	wiederbeleben
pulp density	Trübedichte	reverberatory furnace	Flammofen
pulp dilution	Trübeverdünnung	rich ore	Reicherz
pulverize	mahlen	roasters	Röstöfen
feed pump	Speisepumpe	roasting in heaps	Haufenröstung
pump piston	Pumpenkolben	rock	Gestein
punched plate screen	schräg gestanzte Bleche (als Siebe)	rod mill	Stabmühle
		roll	Walze
porous	porös	delivery roll	Austragwalze
pressure	Druck	roller feeder	Walzenaufgabe
		rolls for coarse cru- shing	Grobwalzwerk
		rolls for fine crushing	Feinwalzwerk
		r. p. m. (revolutions per minute)	Umdrehungen in der Minute
		rotary dryer	Trommeltrockner
		— feeder	Trommelaufgabe
		— kiln	Drehofen

rougher	Vorreiniger (Vor-schäumer)
round buddle	Rundherd (= Budel)
round table	Rundherd
royalty	Lizenz, Abgabe
rubber blanket,	Gummiplane,
— cover	Gummiüberzug
— conveyor belt	Gummitransport-band
— tube mill	Gummifutter für
lining	Rohrmühle
running time at mills	Betriebszeit der An-lage

S

salt	Salz
sample	Muster
sampler	Probenehmer
sampling	Bemusterung
scavenger	Bergereiniger
screen	Sieb
screen analysis	Siebanalyse
screen sizes	Siebgröße, Korn-größe
screw feeder	Schneckenaufgabe
screw conveyor	Transportschnecke
scum	Schaum
selecting table	Klaubetisch
shaft	Welle
shaking feeder	Schüttelaufgabe
flat shaking screen	Plansichter
shift	Schicht
shistous	schieferig
shut down	Betriebstillstand
sieve	Sieb
sink test	Absetzversuch
size	Größe (Korngröße)
sizing	Klassierung nach der Korngröße
skin flotation	Filmflotation
slate (= shiste)	Schiefer
slime	Schlamm
— tables	Schlammherde
— coating	Schlammhül-lung, Schlamm-adpsorption
slope	Neigung
sluice	Schlammgraben, Ge-
smelter	Hütte [rinne]
soap	Seife

soda ash	Soda
sodium —	Natrium —
solids	Feststoff
solubility	Löslichkeit
specific density	spez. Gew.
stage flotation	stufenweise Flo-tation
stamp	Pochstempel
stamped ore	Pocherz
dry stamping	trocken Pochen
wet stamping	naß Pochen
starch	Stärke
steam	Dampf
straight flotation	einfache (kollektive) Flotation
sulfuric acid	Schwefelsäure
surface	Oberfläche
surface tension	Oberflächen-spannung
surge tank	Rührgefäß

T

table	Herd
tabling	Herdarbeit
tails, tailings	Abgänge
tank	Tank
tank classifier	Tankklassierer
tar	Teer
—, coal —	Kohlenteer
tarnished	verwittert, ange-
test	Versuch [laufen]
testing	Bemusterung
testing sieve	Prüfsieb
texrope	Seil
thickener	Eindicker
thickening	Eindickung
timber	Bauholz
tipper	Kreiselwipper
tonnage	Tonnengehalt
toxic agents	Flotationsgifte
trace	Spur
treatment	Behandlungsart
trough	Trog
trunk	Gefuder
tube mill	Rohrmühle
turpentine oil	Terpentinöl

U

undersize	Unterkorn
uniformity	einheitliche Größe

unit	Einheit	wear	Abnutzung, Ver-
unlocked	aufgeschlossen		schleiß
	V	weather	verwittern
valve	Ventil	wedge	Keil
van	sichern	weigh	wiegen
vanner	Planherd	weight	Gewicht
vessel	Kessel	weightometer	automatische Waage
vibratory screen	Vibrationssieb	wet	naß
vitreous	glasartig (Glanz)	wheel	Rad
volatile	flüchtig	whipper	Kreiselwipper
volatilise	verflüchtigen	width of meshes	Maschenweite
volume	Rauminhalt	wire	Draht
	W	— cloth	Drahtgewebe
		wrench	Schraubenschlüssel
			Y
wash	waschen	yield	Metallgehalt
waste	Halden, Abgänge	yield of ores	Ausbringen (an Erz)
water supply	Wasserbedarf, Wasserversorgung		Z
water wetting	Wasserbenetzung	zinciferous	zinkhaltig

XXX. Umrechnungstabelle

Da die überwiegende Zahl von Veröffentlichungen auf dem Flotationsgebiet in englischer Sprache erschienen ist und erscheint, die Maßangaben also in diesen Arbeiten nur ausnahmsweise im metrischen System gemacht sind, sollen im folgenden einige der häufigsten Maß- und Gewichtsbezeichnungen sowie einige technische Einheiten in Beziehung zum metrischen System gebracht werden; die Angaben besitzen eine für die gewöhnlichen Umrechnungszwecke hinreichende Genauigkeit.

Längenmaße:

1 mile	= 1609 m
1 inch (1'')	= 25,4 mm
1 foot (1 ft, 1')	= 0,304 m
1 yard (1 yd)	= 0,914 m
1 inch, foot (1''/ft)	= 8,35 cm je 1 m

Flächenmaße:

1 square inch (1 sq in)	= 6,451 qcm
1 square foot (1 sq ft)	= 0,093 qm
1 square yard (1 sq yd)	= 0,836 qm

Raummaße:

1 cubic inch (1 cb in, cubinch)...	=	16,39 ccm
1 cubic foot (1 cb ft, cubfoot)...	=	0,0283 cbm
1 cubic yard (cubyard)	=	0,764 cbm
1 Imperial gallon (1 gal)	=	4,54 l
1 engl. barrel (1 bl)	=	163 l
1 cubic foot/square foot (1 cbft/sqft)	=	0,304 cbm/qm

Gewichte:

1 grain	=	64,8 mg
1 ounce (avoirdupois) (1 oz)	=	28,35 g
1 ounce troy (nurfür Edelmetalle)..	=	31,1 g
1 pound (1 lb)	=	453,5 g
1 short ton	=	907,2 kg
1 long ton = 20 cwts	=	1016 kg
1 cwt (Hundredweight)	=	50,8 kg
1 pound/ton	=	0,5 kg/t

für Goldumrechnung¹⁾ (Troygewichte):

1 Troy-ounce (oz)	=	31,1 g
1 \$	=	1,504 g
1 oz	=	20,67 \$
1 g	=	0,664 \$
1 pennyweight (dwt)	=	1,55 g

Technische Einheiten:

1 pound/square inch (1 lb/sq in)..	=	0,0703 kg/qcm, 0,0703 metr. atm.
1 pound/square foot (1 lb/sq ft) ..	=	4,88 kg/qm
1 pound/cubic foot (1 lb/cb ft) ...	=	16,01 kg/cbm
1 horse power (1 HP)	=	1,014 PS

Münzen:

1 Dollar (1 \$)	=	4,24 RM
-----------------------	---	---------

Umrechnung von Grad Fahrenheit in Grad Celsius:

$$C^{\circ} = \frac{5(F^{\circ} - 32)}{9}; \quad F^{\circ} = \frac{9C^{\circ}}{5} + 32.$$

¹⁾ G. A. Roush, Eng. Min. World 1, 124 (1930).

XXXI. Zusammenstellung der wichtigeren neueren Veröffentlichungen über Flotation¹⁾

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Adams, A. S.	Gas Sorption in Flotation	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 41 (1927)
Adams, H. F.	Results with Xanthate at Inspiration	Min. Met. 8, 337 (1927)
Adams, A. S., und Taylor, H. R.	The Allenby Concentrator, British Columbia	Min. Mag. 43, 56 (1930)
Ahlfeld, F.	Die Zinnerzgrube Uncia-Llallagua, Bolivien	Met. u. Erz 26, 349 (1929)
Allen, G. L.	Milling Practice at San Francisco Mines of Mexico Ltd.	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 371 (1930)
American Cyanamid Co., Technical Department	Aerofloat Flotation Reagent — Its Properties and Application	Amer. Cyan. Techn. Pap. 12 (1928)
Dieselbe	Sodium Aerofloat — Its Properties and Application	Amer. Cyan. Techn. Pap. 14 (1930)
Dieselbe	Flotation of Metallic Copper	Amer. Cyan. Techn. Pap. 15 (1930)
Dieselbe	Flotation of Gold and Silver Ores	Amer. Cyan. Techn. Pap. 16 (1930)
Ammon, R.	Milling Practice of America Zinc Co. of Tennessee at Mascot	Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 71, 1029 (1924)
Derselbe	Slab Zinc, Sulphuric and Zinc Pigments	Min. Congr. J. 16, 845 (1930)
Anable, A.	Some Recent Metallurgical Developments	Eng. Min. Journ. 126, 990 (1928)
Anderson, A. K.	The Selective Flotation of a Copper-Zinc Ore from the Sherritt-Gordon Mines, Ltd., Manitoba	Can. Dep. Min. Inv. Ore Dress. 83
Arndt, K.	Zur Kenntnis der Schwimmaufbereitung	Dinglers Polytechn. Journ. 337, 206 (1922)
Beard, R. R.	Property and Operations of Patiño Mines and Enterprises at Llallagua, Bolivia	Eng. Min. World 1, 545 (1930)
Bacon, F. G.	Possibilities of Ammonia in Complex *Ore Flotation	Eng. Min. World 1, 260 (1930)

¹⁾ Aufgenommen sind die neueren und wichtigeren Arbeiten (ohne Vollständigkeit), soweit sie im Buche besprochen oder sonst für die Flotation von größerer Bedeutung sind; es wurden nur jene Veröffentlichungen aufgenommen, die mit Autorennamen erschienen sind, also nicht die zahlreichen redaktionellen Artikel der amerikanischen Fachzeitschriften.

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Badescu, E.	Mahl- und schwimmtechnische Untersuchungen, ausgeführt an einem österreichischen Kupferfahlerz und einem Siegerländer Blei-Zinkerz	Dissertation, Berlin (1930)
Derselbe	Application de la Flottation dans le Traitement des Minerais d'Or	Ann. d. Min. de Roumanie 14, 179 (1931)
Badescu, E., und Prockat, F.	Untersuchungen über die Wirkungsweise verschiedener Xanthate bei reinen Kupferkieserzen	Kohle u. Erz 27, 625 (1930)
Banks, L. M., und Johnson, G. A.	Differential Grinding Applied to Tailing Retreatment	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 217 (1929)
Bárcena y Diaz, L.	La Concentración de Menas en 1929	Bilbao 1929
Barker, L. M.	Concentrating Plant of United Verde Copper Company	Min. Congr. J. 16, 363 (1930)
Derselbe	Milling Methods and Costs at the Concentrator of the United Verde Copper Co., Clarkdale, Ariz.	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6343 (1930)
Barnitzke, J. E.	Vorläufige Mitteilung über ein neues Verfahren der Flotation von oxydischen Erzen	Met. u. Erz 25, 621 (1928); 26, 12 (1929)
Baroch, C. T.	Flotation, Roasting, and Electrolytic Problems in the Development of a Copper Extraction Process	Eng. Min. Journ. 128, 845 (1929)
Bartsch, O.	Über Schaumsysteme, Beitrag zur Theorie des Schaumschwimmverfahrens	Kolloid Beih. 20, 50 (1924)
Derselbe	Über Benetzungsadsorption	Kolloid Z. 38, 321 (1926)
Bennet, L.	Essai sur l'Étude Théorétique de la Flottation	Rev. de l'Industrie Minière 402, 427 (1929)
Berl, E., und Vierheller, H.	Zur Kenntnis der Schwimmverfahren	Zeitschr. angew. Chem. 36, 161 (1923)
Berl, E., und Pfannmüller, W.	Zur Kenntnis der Schwimmverfahren I. Das Verhalten der Kieselsäure beim Schwimmvorgang	Kolloid Z. 34, 328 (1924)
Dieselben	Zur Kenntnis der Schwimmverfahren II. Das Verhalten der Oxyde, Carbonate und Sulfate bei dem Schwimmvorgang	Kolloid Z. 35, 34 (1924)
Dieselben	Zur Kenntnis der Schaumschwimmverfahren III. Das Verhalten der Tonerden bei dem Schwimmvorgang	Kolloid Z. 35, 106, 110 (1924)
Dieselben	Zur Kenntnis der Schwimmverfahren IV. Versuche der Anreicherung eines Phosphates mit Hilfe des Schwimmvorganges	Kolloid Z. 35, 110 (1924)
Berl, E., und Schmitt, B.	Über Benetzungsphänomene an Zinkblende und Bleiglanz	Kolloid Z. 52, 333 (1930)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Berl, E., und Schmitt, B.	Der Flotationsprozeß	F. Auerbach und W. Hort, Handbuch der physikalischen u. technischen Mechanik, Bd. VII, Leipzig (1930)
v. Bernewitz, H. W.	Flotation in the Treatment of Gold and Silver Ores	Eng. Min. Journ. 124, 611, 655 (1927)
Berthelot, C.	Le Lavage du Charbon par Flottage	Chimie Industrie 334 (1927)
Derselbe	La Laverie de Minerais complexes de l'Orb (Hérault)	Génie Civil 95, 401 (1929)
Derselbe	Principe, Organisation et Résultats d'Exploitation des Ateliers pour la Séparation et la Concentration des Minerais par Flottage	Chimie Industrie 190 (1929)
Derselbe	Les Méthodes modernes de Concentration des Minerais	Rev. de Métallurgie 539 (1930)
Derselbe	Détermination du Rendement d'un Lavoir à Minerai spécialement du Débit et de l'Effet utile d'un Atelier de Flottage	Mines Carrières 92 (1930)
Bierbrauer, E.	Benetzbarkeit und Adsorption in ihrer Bedeutung für Flotationsvorgänge	Zeitschr. phys. Chem. 10, 139 (1929)
Derselbe	Aus Praxis und Theorie der Flotation	Kohle u. Erz 27, 59, 91 (1930)
Bird, F. A.	Fundamentals in the Flotation of Sulphidized Oxidized Ores	Eng. Min. Journ. 125, 652 (1928)
Blackburn, W. H.	Milling Methods and Costs at the Lead-Zinc Concentrator of the Treadwell Yukon Co., Ltd. at Tybo, Nev.	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6430 (1931)
Börner, H.	Anwendung eines Nachklassierungsverfahrens auf Flotationsabgänge zur Verbesserung des Aufbereitungserfolges	Met. u. Erz 27, 654 (1930)
Bräuer, O.	Die Verarbeitung von flotierter Kohle in der Kokerei	Glückauf 67, 657 (1931)
Booth, L. E.	Modifying Reagents in Selective Flotation	Eng. Min. Journ. 124, 141 (1927)
Bradley, W.	Method and Cost of Recovering Quicksilver from Low-Grade Ore at the Reduction Plant of the Sulphur Bank Syndicate, Clearlake, Calif.	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6430 (1930)
British Metal Corp. (Canada) Ltd.	The Tetreault Zinc-Lead Mines, Quebec	Can. Min. Met. Bull. (1928); Min. Mag. 41, 241 (1928)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Broadbridge, W.	Froth Flotation: Its Commercial Application and its Influence on Modern Concentration and Smelting Practice	Inst. Min. a. Met. 29. Sess. 1919/20
Derselbe	Froth Flotation as Applied to the Preparation of Coal for Coking and Briquetting	Iron Coal Trades Rev. 103, 473 (1921)
Bronckart, F.	Le Flottage des Minerais	Rev. Gen. Scienc. Pures et Appl. 31, 5 (1920)
Bruchhold, C.	Ein Versuch zur Erklärung der Vorgänge in der Flotation mittels des osmotischen u. des Lösungsdruckes	Met. u. Erz 25, 610 (1928)
Derselbe	Auswählende Schwimmaufbereitung von Erzen in Mexiko	Zeitschr. Ver. d. Ing. 73, 1440 (1929)
Buchanan, G. H.	Chemical Tools of Flotation	Min. Met. 11, 565 (1930)
Burn, A. K.	The Flotation of Chalcopyrite in Sea Water	Bull. Inst. Min. Met. 314 (1930)
Derselbe	Sulphide Flotation in Sea Water	Min. Mag. 32, 365 (1930)
Burton, R. S.	An Investigation of the Maximum Size of Flotability of Sphalerite and Galena	The Colorado School of Min. Monthly 20, 15
Butters, C.	Discussing Gold Ore Treatment	Eng. Min. Journ. 128, 361 (1929)
Byler, R. E.	Milling Practice at Fresnillo	Min. Mag. 42, 137 (1930)
Callow, J. M.	The Mill and Smelter of Mount Isa	Min. Mag. 41, 336 (1929)
Carnochan, R. K.	The Flotation of Graphite Tailings from Dominion Mine, Buckingham, Quebec	Can. Dep. Min., Inv. Ore Dress. 130
Chapman, W. R.	The Cleaning of Small Coal	Coll. Guard. 137, 1375 (1928)
Chapman, W. R., und Mott, R. A.	The Cleaning of Coal XVI	Fuel 6, 293 (1927)
Christmann, L. J., und Falconer, S. A.	Testing Reagents for the Flotation of Carbonate Lead-Silver Ores	Eng. Min. Journ. 127, 951 (1929)
Clemmer, J. B.	Improved Laboratory Elutriator and its Application to Ores	Eng. Min. Journ. 130, 551 (1930)
Clevenger, G. H.	Economic Aspects of Flotation	Min. Met. 7, 247 (1926)
Derselbe	Milling Methods in 1929	Min. Met. 11, 41 (1930)
Coghill, W. H., und Anderson, C. O.	Certain Interfacial Tension Equilibria Important in Flotation	U. S. Bur. Min. Techn. Pap. 262 (1929)
Coghill, W. H., und Greeman, O. W.	Flotation of Fluorspar Ores for Acid Spar	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2877 (1928)
Coldham, J. C.	The North Mount Farrel Mill Tasmania	Min. Mag. 43, 180 (1930); Min. Rev. of Melbourne 5. Juni 1930
Coulter, W. J.	Molybdenum Ores at Climax, Colo; Crushing and Concentration	Eng. Min. Journ. 127, 476 (1929)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Crabtree, E. H. Derselbe	Economic Points in Milling Milling Practice at the White Bird Concentrator, Canam Metals Cor- poration, Picher, Oklahoma	Min. Met. 11, 494 (1930) U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6353 (1930)
Cramer, W. B.	Concentration Trends	Eng. Min. Journ. 126, 675 (1928)
Crowfoot, A.	Proposed Plan for Crushing, Grin- ding, and Concentrating Low- Grade Sulfide Ores	Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 69, 176 (1923)
Derselbe	Concentrating Methods and Costs at the Morenci Concentrator of the Phelps Dodge Corp., Morenci, Greenlee County, Ariz.	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6460 (1931)
Czermak, A.	Neuzeitige Gesichtspunkte für die Aufbereitung und Verwertung von Feinkohle	B. H. Jahrb. Leoben 73, 1 (1925)
Dalton, M. P., und Price, G. S.	Milling Practice at the Morning Mill	Min. Congr. J. 25 (1930)
Daman, A. C.	Factors Affecting Flotation	Denver Equip. Bull. 27
Daman, A. C., und Briber, E.	Results in Modern Flotation	Denver Equip. Bull. 21
Diamond, R. W. Derselbe	Flotation Reagents at the Sullivan Mill Ore Concentration Practice of the Consolidated Mining a. Smelting Co. of Canada, Ltd.	Min. Met. 8, 336 (1927) Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 9 (1927)
Doerner, H. A.	Floating and Leaching Copper-Mo- lybdenum Ores	Eng. Min. Journ. 119, 925 (1925)
Dorr, J. V. N., und Marriott, A. D.	The Importance of Classification in Fine Grinding	Eng. Min. Journ. 128, 880 (1929)
Drucker, A. E., und Floer, C. F.	Electro-Hydrometallurgical Process for Copper Flotation Concentrate	Monthly Bull. of the State College of Washington 12 (1930)
Duggan, E. J.	Flotation and Leaching at Kenne- cott (Alaska)	Eng. Min. Journ. 126, 1008 (1928)
Duling, J. F.	Tabling and Floating a Carbonate Lead Ore	Eng. Min. Journ. 124, 204 (1927)
Duschak, L. H.	Improvements in the Metallurgy of Quicksilver	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 264 (1930)
Dwight, A. S.	Metallurgical Treatment of Flotation Concentrates	Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 76, 527 (1928)
Dycus, M. F.	Ore Treatment Methods and Prac- tice in the Golden Cycle Plant	Min. Congr. J. 15, 965 (1929)
Eardley, W. H.	Flotation and Lead Smelting: Roasting and Sintering	Flot. Pract. 21
Edser, E., und Wil- liams, P. T.	The Cleaning of Coal by Froth Flo- tation	World Power Conference, Fuel Conference 1928; No. C 5

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Egeberg, F. P.	Moderne selektiv Flotasjon	Tidskrift Kemi og Bergvesen 8, 53, 75 (1928)
Ellis, E. W.	Solving a Problem in Silver-lead Ore Concentration (Cœur d'Alene)	Eng. Min. Journ. 122, 815 (1926)
Evans, R. J., jr.	Development of Selective Flotation at Combined Metals Reduction Co.'s Plant at Bauer, Utah	Flot. Pract. 88
Faerber	Die Schwimmaufbereitung von Oued Oudina	Met. Börse 20, 1377 (1930)
Fahrenwald, A. W.	Differential Flotation	Univ. Idaho, U. S. Bur. Min. a. Geol., Pamphlet 4 (1921)
Derselbe	Surface Reactions in Flotation	Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 70, 647 (1924).
Derselbe	Present Trend in Flotation, Flow Sheets and Classification of Flotation	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 2694 (1925)
Derselbe	Present Status of Differential Flotation	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2700 (1925)
Derselbe	Flotation Practice in the Cœur d'Alene District, Idaho	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 1 (1927)
Derselbe	Copper Milling Research in Michigan	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2878 (1928)
Derselbe	Flotation Theory	Denver Equip. Bull. 17
Derselbe	Xanthate and Pine Oil Float Native Copper in Amygdaloid Ores	Eng. Min. Journ. 126, 58 (1928)
Fahrenwald, A. W., und Abele, L. T.	Effect of Grinding and Pulp Dilution on Flotation	Eng. Min. World 2, 173 (1931)
Fahrenwald, A. W., und Thom, C.	Coarse Sand Flotation — Classification and Table Concentration	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2921 (1929); Can. Min. J. 50, 455 (1929)
Finkey, J.	Über die Theorie des Schwimmverfahrens	Berg- u. Hüttenm. Hochschule Sopron 49 (1929)
Finn, W.	Über das Schaumswimmverfahren in der Aufbereitung	Mont. Rundschau 19, 193 (1927)
Fleming, R. C.	The New Cornelia Mill at Ajo, Ariz.	Min. Met. 11, 437 (1930)
Forrester, D. L., und Cramer, W. B.	Milling Methods and Costs at the Concentrator of the Old Dominion Co., Globe, Ariz.	U. S. Bur. Min. Techn. Publ. 6467 (1931)
Foster, L. S.	Preparation of Xanthates and Other Organic Thiocarbonates	Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 2 (1928)
Friedmann, J.	Überblick über die wichtigsten deutschen Patente auf dem Gebiete der Schwimmaufbereitung unter besonderer Berücksichtigung der Patente der Minerals Separation, Ltd.	Met. u. Erz 18, 429 (1921)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Gau, W. J., und Jameson, J. I.	Metallurgical Practice at the Leeuwpoot Tin Mine	Min. Mag. 42, 318 (1930)
Gandrud, B. W., und De Vaney, F. D.	Applying Flotation to Treatment of Low Grade Bauxite Ores	Eng. Min. Journ. 127, 313 (1929)
Dieselben	Preliminary Examination of Low Grade Bauxite, with Particular Reference to Flotation	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2906 (1928); Eng. Min. Journ. 127, 313 (1929)
Dieselben	Bauxite; Float and Sink Fractions and Flotation Experiments	Bull. Bur. Min. 312
Gardner, R. D.	Milling Methods and Costs at the Harmony Mines, Baker, Idaho	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6285 (1930)
Garms, W. J.	Operations at the Hayden Concentrator	Min. Congr. J. 16, 186 (1930)
Gates, J. F., und Jacobsen, L. K.	Some Flotation Fundamentals and their Practical Application	Bull. Univ. Utah 16(1925)
Dieselben	Development and Operating of a 50-Gram Flotation Maschine	Eng. Min. Journ. 119, 771 (1925)
Gaudin, A. M.	The „Why“ of Flotation	Eng. Min. Journ. 124, 1045 (1927)
Derselbe	Flotation Mechanism, a Discussion of the Functions of Flotation Reagents	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 4 (1927)
Derselbe	Control of Flotation	Eng. Min. Journ. 125, 417 (1928)
Derselbe	Annual Consumption of Reagents Used in Flotation	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2931 (1929); Eng. Min. Journ. 127, 999 (1929)
Derselbe	Reagents Used in Flotation	Denver Equip. Bull. 7
Derselbe	The Influence of Hydrogen-Ion Concentration on Recovery in Simple Flotation Systems	Min. Met. 10, 19 (1929)
Gaudin, A. M., Glover, H., Hansen, M. S., und Orr, C. W.	Flotation Fundamentals, Part 1	Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 1 (1928)
Gaudin, A. M., und Martin, J. S.	Flotation Fundamentals, Part 3; Flotability of Pure Minerals and Synthetic Mixtures of Pure Minerals under Standardized Conditions	Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 5 (1928)
Gaudin, A. M., und Sorensen, P. M.	Flotation Fundamentals, Part 2	Utah Eng. Exp. Stat. Techn. Pap. 4 (1928)
Gaudin, A. M., Groh, J. O., und Henderson, H. B.	Effect of Particle Size on Flotation	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 414 (1931)
Gayford, E.	Definition, Present Status and Future of Flotation	Flot. Pract. 7

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Genter, A. L.	Handling Flotation Concentrates at the Mill of Utah Apex Mining Co.	Eng. Min. Journ. 123, 462 (1927)
Gerth, G.	Beitrag zur Flotation nichtsulfidischer Mineralien. Vorl. Mittlg.	Met. u. Erz 27, 527 (1930)
Gibbs, W. E.	Surface Energy and Chemical Engineering Emulsions and Suspensions	Industrial Chemist 113 (1930)
Gieser, H. S.	Flotation Reagents and Practice	Eng. Min. Journ. 123, 842 (1927)
Derselbe	Mining and Milling on Santa Catalina Island	Eng. Min. Journ. 124, 245 (1927)
Derselbe	Improving Flotation Results at the Rising Star	Eng. Min. Journ. 124, 289 (1927)
Derselbe	Research as a Flotation Tool	Eng. Min. Journ. 128, 465 (1927)
Derselbe	Experimental Flotation of Oxidized Silver Ores	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 401 (1931); Min. Mag. 44, 312 (1931)
Glatzel, R.	Die Nutzbarmachung der Schwimmaufbereitung für Fahlerze der Gewerkschaft Gottesgabe, Aurora und Seifenroth (Bez. Biedenkopf) nach dem Verfahren Gröndal—Dr. Franz	Met. u. Erz 22, 1 (1925)
Derselbe	Die Aufbereitung des Meggener Schwefelkieses und Schwerspates	Met. u. Erz 27, 642 (1930); 28, 7 (1931)
Glinz, K.	Neuerungen im Aufbereitungswesen	Glückauf 64, 941 (1928)
Derselbe	Die gegenwärtigen Probleme der Kohlenaufbereitung	Bergbau 42, 688 (1929); Glückauf 65, 1125 (1929)
Derselbe	Wichtigere Neueinrichtungen und Arbeitsweisen im amerikanischen Erzaufbereitungswesen	Intern. Bergwirtsch. 23, 223 (1930)
Godard, S.	The Concentration of the Ores of Western Quebec	Can. Dep. Min., Inv. Ore Dress. 164
Derselbe	Experimental Tests on Ore from the Kirkland Premier Mine	Can. Dep. Min., Inv. Ore Dress. 98
Götte, A.	Der gegenwärtige Stand der Erzaufbereitung	Intern. Bergwirtsch. 22, 422 (1929)
Derselbe	Die jüngste Entwicklung der Steinkohlenaufbereitung	Glückauf 65, 1581, 1671 (1929)
Derselbe	Über den heutigen Stand der Aufbereitung bituminöser Kupfererze	Met. Börse 20, 2109 (1930)
Derselbe	Über den heutigen Stand der Aufbereitung bituminöser Kupfererze	Met. u. Erz 28, 73, 188 (1931)
Grant L. A.	Milling Methods and Costs at the Spring Hill Concentrator of the Montana Mines Corp., Helena, Mont.	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6411 (1931)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Greenan, J. O., und Bagley, E. M.	Why Flotation Has Displaced Cyanidation at Cortez	Eng. Min. Journ. 126, 173 (1928)
Gross, J., Zimmerley, S. R., und Probert, A.	A Method for the Sizing of Ore by Elutriation	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 295 (1929)
Groß, W.	Aufbereitung von Steinkohlen auf Grund physikalischer Eigenschaften ihrer Gemengteile, dargestellt nach dem gegenwärtigen Stand der Technik	Glückauf 61, 917 (1925)
Derselbe	Vergleichende Versuche zur Schwimmaufbereitung eines Graphites	Zeitschr. angew. Chem. 35, 681 (1922)
Grounds, A.	Recent Developments in the Treatment of Fine Coal	Coll. Guard 142, 833 (1931)
Derselbe	Recent Developments in the Treatment of Fine Coal	Gas World, Coking Section 94, 13 (1931)
Grumbrecht, A.	Über den gegenwärtigen Stand der selektiven Flotation	Met. u. Erz 24, 557 (1927)
Guider, W.	Froth Flotation Applied to a Baum Washer	Coll. Guard 84, 145 (1927)
Habu, A. W.	Obviating the Harmful Effect of Soluble Salts in Flotation	Eng. Min. Journ. 123, 449 (1927)
Derselbe	Flotation of Oxidized Lead-silver Ores	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 10 (1927)
Hales, W. E.	The Tybo Mill	Min. Congr. J. 15, 961 (1929)
Hall, R. C.	Development of Treatment Methods for Complex Ores	Eng. Min. Journ. 117, 440 (1924)
Handy, R. S.	Pulp Density Indicator Useful in Flotation Work	Eng. Min. Journ. 120, 536 (1925)
Harkins, W. D.	The Adhesion between Mercury, Water and Organic Substances, and the Fundamental Principles of Flotation	Proc. Nat. Acad. Sci. Washington 5, 569 (1919)
Derselbe	Surface Energy and the Orientation of Molecules in Surfaces as Revealed by Surface Energy Relations	Zeitschr. phys. Chem. 139, 647 (1928)
Harkins, W. D., Brown, F. E., und Davies, E. C. H.	The Orientation of Molecules in Surfaces; Surface Energy, Adsorption and Surface Catalysis	Journ. Amer. Chem. Soc. 42, 700 (1920)
Hazen, H. L.	Recovering Sulphur from a Nevada Surface Deposit	Eng. Min. Journ. 127, 830 (1929)
Derselbe	The pH Value in Flotation, and Maximum Profit	Eng. Min. World 1, 312 (1930)
Heberlein, C. A.	Combined Leaching-Flotation Treatment of Mixed Copper Ores	Eng. Min. Journ. 128, 60 (1929)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Henderson, C. T.	The Proper Use of Lime to Alkalize Mill Circuits	Eng. Min. Journ. 120, 1016 (1925)
Henderson, E. T.	Flotation of Lead Sulphate	Eng. Min. Journ. 128, 1006 (1929)
Hentze, W.	Schwimmfähigkeit der Mineralien und ihre zur Schwimmaufbereitung erforderlichen Zusätze	Kohle u. Erz 25, 427 (1928)
Derselbe	Neuere Verfahren und Geräte zur Aufbereitung von Steinkohle	Zeitschr. Oberschl. Ver. 67, 415 (1928)
Hentze, E.	Die Entwicklung der Welt-Kupferwirtschaft im Zusammenhang mit Fortschritten der Bergbau-, Aufbereitungs- und Hüttentechnik	Met. u. Erz 28, I (1931)
Hey, H.	The Design of the Rosebery (Tasmania) Concentration Mill Factors Influencing Choice of Equipment	Proc. Austr. Inst. Min. Met. 76, 175 (1929)
Derselbe	The Electrolytic Zinc Company's Concentrating Mill at Rosebery, Tasmania	Chem. Eng. Min. Rev. 22, 207 (1930)
Hixson, A. W., Work, L. T., und Odell, I. H.	Mechanism of Filtration	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 1541 (1925); Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 225 (1926)
Hodges, F.	Milling Methods at the Hurley Plant of the Nevada Cons. Copper Co., Hurley, New Mexico	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6394 (1931)
Hoffmann, E.	Aufbereitungstechnische Trennung der petrographischen Kohlenbestandteile	Glückauf 66, 529 (1930)
Hoffmann, H.	Die makroskopischen Gemengteile der Saarkohle	Glückauf 64, 1237, 1273 (1928)
Holman, B. W.	Notes on Flotation Practice in Canada	Min. Mag. 38, 21, 82 (1928)
Derselbe	Flotation Separation Tests	Min. Mag. 39, 151 (1928)
Horwood, E. J.	Development of Flotation at Broken Hill	Eng. Min. Journ. 126, 457 (1928)
Howe, E. G.	Impoverishment Prior to Cyaniding	Eng. Min. Journ. 128, 929 (1929)
Hubbell, A. H.	Rico Revived, what a Local Custom Mill Can Do for Mining	Eng. Min. Journ. 123, 317 (1927)
Hubler, W. G.	Amulet Flotation Mill Practice	Can. Min. Met. Bull (1931)
Derselbe	Concentrating Graphite in Southern California	Eng. Min. Journ. 125, 1059 (1928)
Huttl, J. B.	United Verde Extension's New Concentrator at Clemenceau	Eng. Min. World 1, 661 (1930)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Ince, R. C.	A Study of Differential Flotation	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 195 (1929)
James, A.	The 1928 Christmas Letter	Eng. Min. Journ. 126, 970 (1928)
Johnson, H. C.	The Action of Certain Reagents in Selective Flotation	Eng. Min. Journ. 123, 931 (1927)
Jones, F. B.	The Froth Flotation of Coal	Iron and Coal Trade Rev. 103, 472 (1921)
Keiser, H. D.	Flotation Equipment of the Combined Metals Reduction Co.	Eng. Min. Journ. 126, 253 (1928)
Derselbe	Results of Remodeling a Flotation Mill at the Silver King Coalition Plant	Eng. Min. Journ. 126, 748 (1928)
Derselbe	New Developments in Flotation Practice	Eng. Min. Journ. 126, 791 (1928)
Kellermann, K.	Die Kolloidchemie der Flotation	Met. u. Erz 26, 193 (1929)
Derselbe	Kolloidchemische Sammelreferate VIII. Flotation	Kolloid Z. 47, 268 (1929)
Kellermann, K., und Bender, E.	Grundlagen der Flotation mit Xanthogenaten	Kolloid Z. 52, 240 (1930)
Kellermann, K., und Peetz, E.	Über Adsorptionsvorgänge beim Schwimmaufbereitungsprozeß	Kolloid Z. 44, 296 (1928)
Keough, O. E.	Metallurgical Control at the Tooele Concentrator	Min. Met. 11, 202 (1930)
Keyes, H. E.	Differential Flotation of Copper and Iron Sulphides	Eng. Min. Journ. 120, 135 (1925)
Kirchberg, H.	Über die Aufbereitung keramischer Rohstoffe durch Flotation	Keramos 9, 10 (1930)
Kirmse, E.	Einfluß der Flotation auf die Entwicklung der Metallurgie des Kupfers, des Bleies und des Zinkes	Met. u. Erz 25, 603 (1928)
Kirsebom, G. N.	Solving a Problem in Milling Rich Lead Ores	Eng. Min. Journ. 123, 404 (1927)
Klár, H.	Vorschlag zur Reinigung von Rohkaolin nach dem Schaumschwimmverfahren (Flotation)	Keramos 8, 249 (1929)
Koepel, E.	Flotation of Native Copper	Eng. Min. World 2, 417 (1931)
Kraeber, L.	Die Anwendung der Flotation für die Aufbereitung von Erzen in Mitteleuropa	Techn. Blätter, Wochenschr. z. d. Bergwerksztg. 661 (1930)
Derselbe	Untersuchungen über den Einfluß des Eisengehalts der Zinkblenden auf ihre Flotierbarkeit	Met. u. Erz 28, 128 (1931)
Kroll, F.	Kupferland Katanga	Met. u. Erz 25, 49 (1928)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Kühlwein, F. L.	Aufbereitung und Verkokung feinkörniger Kohle unter Berücksichtigung kohlenpetrographischer Erkenntnisse	Glückauf 65, 321, 363, 395 (1929)
Ladoo, R. B.	Fluorspar — Its Mining, Milling, and Utilization. With a Chapter on Cryolite	Bull. Bur. Min. 244 (1927)
Landolt, G. L., Hill, E. G., und Lowy, A.	Flotation Research on the Relative Activity of the Various Constituents of Crude Cresylic Acid	Eng. Min. World 1, 250 (1930)
Langmuir, I.	The Shapes of Group Molecules Forming the Surfaces of Liquids	Proc. Nat. Acad. Science 3, 251 (1917)
Derselbe	The Constitution of Fundamental Properties of Liquids	Journ. Amer. Chem. Soc. 39, 1848 (1917)
Derselbe	The Mechanism of the Surface Phenomena of Flotation	Transact. of the Faraday Soc. 15 (1920)
Derselbe	The Mechanism of the Surface Phenomena of Flotation	Gen. Elect. Rev. 24, 1025 (1921)
Lawrence, H. M., u. De Vaney, F. D.	Flotation of Low-Grade Phosphate Ores	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2860 (1928)
Dieselben	Flotation of Low-Grade Phosphate Ores	Eng. Min. Journ. 125, 1058 (1928)
Lazarescu, I.	L'Étude actuelle de la Préparation des Minerais et des Charbons en Allemagne	Ann. d. Mines de Roumanie 13, 65 (1930)
Derselbe	La Situation actuelle de la Préparation des Minerais et des Charbons en Allemagne	Ann. d. Mines de Roumanie 13, 127 (1930)
Derselbe	L'Exploitation des Minerais métallifères en Roumanie en 1929	Ann. d. Mines de Roumanie 13, 167 (1930)
Leaver, E. S., und Lawrence, H. M.	Barium Polysulfide in Sulphidizing Oxidized Ores for Flotation	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2698 (1926)
Leaver, E. S., und Woolf, J. A.	Flotation of Minor Gold in Large-scale Copper Concentrators	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 410 (1931)
Lecomte, P.	Les Mines d'Or en France	Génie Civil 98, 288 (1931)
Lee, O.	Flotation of Limestone from Siliceous Gangue	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2744(1929); Cement Mill and Quarry, Aug. 1926
Lemke, C. A.	Milling Practice at Midvale	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 1484 (1925); Trans. 73, 342 (1925)
Derselbe	Difficulties Met in Differential Flotation	Min. Met. 8, 183 (1927)
Derselbe	Selective Flotation at Midvale	Min. Congr. J. (1925)
Derselbe	Milling Practice at Midvale	Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 342 (1926)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Le Roi Thurmond, F.	Discussing a Metallurgical Failure	Eng. Min. Journ. 127, 315 (1929)
Letcher, O.	Minerals Separation Devises Process for Mixed Copper Ores	Eng. Min. Journ. 128, 786 (1929)
Lewers, H. M.	Flotation of Lead-Zinc at Tybo, Nevada	Eng. Min. World 1, 656 (1930)
Locke, C. E.	Flotation Dominates Ore-Dressing Progress	Eng. Min. Journ. 123, 150 (1927)
Derselbe	Milling and Flotation 1925	Eng. Min. Journ. 121, 109 (1926)
Derselbe	Ore Dressing	Eng. Min. Journ. 125, 116 (1928)
Derselbe	High Spots in Flotation History	Denver Equip. Bull. 5
Lord, R., und Snyder, B. M.	Notes on Flotation Process	Southwestern Bull.
Lowe, S. P.	The Flin Flon Pilot Mill	Min. Mag. 43, 241 (1930)
Derselbe	Concentration and Cyanidation at Flin Flon Pilot Mill	Can. Min. Met. Bull., Sept. 1930
Lowry, A.	The Bradford Sulphur Dioxide Process	Proc. Austr. Inst. Min. Met. 76, 207 (1929)
Lucke, M.	Höhere Leistungen an gewaschener Feinkohle bei Schwimmaufbereitung der Schlammkohle	Zeitschr. Ver. d. Ing. 73, 1345 (1929)
Lund, K.	Om den Selectiva Flotationens Införande vid Sulitelma	Teknisk Tidskrift 58, 65 (1928)
Luyken, W., und Bierbrauer, E.	Über Aufbereitungsversuche mit Eisen-Manganerzen der Gewerkschaft Braunsteinwerke Doktor Geier in Waldalgesheim	Mittlg. a. d. Kaiser-Wilh.-Inst. f. Eisenforsch. Düsseldorf, 9, 115 (1927)
Dieselben	Gewinnung von Apatit aus Schlichabfällen durch Schwimmaufbereitung	Arch. Eisenhüttenwesen 2, 355 (1928/29); Mittlg. a. d. Kaiser-Wilh.-Inst. f. Eisenforsch. Düsseldorf 10, 317 (1928)
Dieselben	Gewinnung von Apatit aus Schlichabfällen durch Schwimmaufbereitung	Stahl u. Eisen 48, 1777 (1928)
Dieselben	Untersuchungen zur Theorie der Flotation	Mittlg. a. d. Kaiser-Wilh.-Inst. f. Eisenforsch. Düsseldorf 11, 115 (1929)
Dieselben	Über die flotative Gewinnung von Apatit	Met. u. Erz 26, 202 (1929)
MacDonald, Wm. T.	Selective Flotation at Nacozari	Eng. Min. Journ. 118, 445 (1924)
Derselbe	Selective Flotation	Eng. Min. Journ. 126, 678 (1928)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
MacDonald, Wm. T.	Selective Flotation Mill at Copper Cliff	Eng. Min. World 1, 615 (1930)
Madel, H.	Fortschritte in der Flotation oxydischer Erze und Gangmineralien	Met. u. Erz 24, 568 (1927)
Derselbe	Die Entwicklung der Aufbereitungstechnik im Jahre 1928	Met. u. Erz 26, 428 (1929)
Derselbe	Über die Fortschritte auf dem Gebiet der Erzaufbereitung im letzten Jahre	Met. u. Erz 28, 229 (1931)
Martin, H. S.	Microscopic Studies of Mill Products as an Aid to Operation at the Utah Copper Co.	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 225 (1928)
Derselbe	Milling Methods and Costs at the Arthur and Magna Concentrator of the Utah Copper Co.	U. S. Bur. Min. Techn. Publ. 6479 (1931)
Maxwell, W. B.	Copper Concentration as Applied to Canadian Ores	Can. Min. J. 51, 367 (1930)
Derselbe	The Anyox Concentrator of the Granby Company	Eng. Min. World 1, 193 (1930)
Mayer, E. W.	Über pneumatische Flotationsapparate bei der Flotation von Erzen	Kohle u. Erz 27, 351 (1930)
Derselbe	Über Flotationschemikalien	Chem. Ztg. 54, 229, 250 (1930)
Derselbe	Appareils de Flottation Pneumatiques	Echo Mines 58, 349 (1930)
Derselbe	Die Flotation zur Trennung von Erz und Kohle von ihren Gesteinen	Umschau 34, 909 (1930)
Mayer, E. W., und Schön, R.	Mitteilungen über die Betriebsergebnisse einer Bleierz-Flotationsanlage in Haufenreit, Steiermark	Met. u. Erz 20, 358 (1923)
Dieselben	Über eine neuartige großindustrielle Anwendung der Flotation zur Reinigung von Rohmagnesit (Flotationsanlage in Radenthein, Kärnten)	Met. u. Erz 22, 222 (1925)
McGregor, A. G.	The Roan Antelope Copper Mine	Min. Mag. 43, 270 (1930)
Derselbe	Important Canadian and African Developments	Eng. Min. Journ. 127, 281 (1929)
McKay, N. H.	Soluble Salts as Flotation Reagents	Eng. Min. Journ. 128, 920 (1929)
McKenna, W. J.	Flotation of Custom Lead-zinc-iron Ores Practiced by the International Smelting Co.'s Tooele Plant	Flot. Pract. 82
McLachlan, C. G.	Twelve Month's Milling at Noranda	Can. Min. Met. Bull. 214, 237 (1930)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
McLachlan, C. G.	Soluble Salts in the Mill Water of the Nacozari Concentrator and their Effect on Flotation	Flot. Pract. 235
McLeod, B. H.	A Continous Alkalinity Indicator for Flotation Pulp	Eng. Min. Journ. 114, 991 (1922)
Menardi, H. B.	Treatment of Complex Ores in the Southwest	Min. Congr. J. 15, 143 (1929)
Mießner, H.	Die Kupfererzaufbereitung der Grube „Große Burg“ bei Neunkirchen, Siegerland	Met. u. Erz 25, 248 (1928)
Miller, T. H., und Kidd, R. L.	Flotation Reagents, 1928	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 3004 (1930)
Mitchell, Th. F.	Some Flotative Properties of Common Gangue Minerals	Bull. Univ. Utah 17, 25 (1927)
Mohr, E.	The Forrester Cell Installation at the Nevada Cons. Copper Co.'s McGill Concentrator	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 6 (1927)
Monks, A. J., und Weiß, N. L.	Concentration of Oxidized Lead Ores at San Diego Mill, Cia. Minera Asarco	Min. Met. 11, 455 (1930)
Moore, W. G., und Clark, B. H.	Flotation of Wiluna Antimonial Ore	Min. Mag. 43, 58 (1930)
Morgans, M.	A Dressing Plant for „Bideford Black“	Bull. Inst. Min. Met. 314 (1930)
Morley, W. S.	Flotation of Pyrite	U. S. Bur. Min. Techn. Publ. 1085 (1921)
Morrow, B. S.	Both Copper and Zinc Ores Treated by Selective Flotation in Concentrators at Anaconda, Montana	Eng. Min. Journ. 128, 295 (1929)
Mortenson, M.	Storvarts Flotasjonsanlegg ved Røros	Tideskrift for Kjemi og Bergvesen 9, 90 (1929)
Derselbe	Die norwegische Flotationsanlage Røros für selektive Flotation von Kupferkies-Zinkblende in Pyriterz	Met. u. Erz 27, 294 (1930)
Derselbe	Laboratory Feeders for Flotation Reagents	Eng. Min. World 2, 245 (1931)
Mörtsell, S.	Nyare Teorier och Undersökningar Rörande Flotation	Teknisk Tidskrift Kemi och Bergsvetenskap 1, 12 (1930)
Moses, F. G.	Flotation for the Practical Mill Man	Chem. Met. Eng. 20; 571 (1919)
Mueller, W. A., Grant, J. E., und Heath, C. L.	Treatment of the Telluride-bearing Gold Ores of the Wright-Hargreaves Mines, Ltd.	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 1549 (1926)
Neungirg, S.	Neue erfolgreiche Wege zur Aufbereitung von bayrischem Graphit	Met. u. Erz 24, 571 (1927)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Oldright, G. L.	Present Trend in Treatment of Complex Ores	Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 70, 471 (1924)
Page, W. C.	Roan Antelope Pilot Plant Test Work Gives Excellent Results	Eng. Min. Journ. 127, 520 (1929)
Pallanch, R. A.	Effect of Sulphite in Flotation	Eng. Min. Journ. 123, 1053 (1927)
Derselbe	The Role of Sulfites in the Differential Flotation Plants of the U. S. Smelting, Refining a. Mining Co.	Flot. Pract. 78
Palmer, W. S.	Four Nevada Quicksilver Districts Expected to Be Large Producers	Eng. Min. Journ. 126, 844 (1928)
Parsons, C. S.	The Action of Certain Reagents in Selective Flotation (Replies)	Eng. Min. Journ. 123, 757, 931 (1927)
Derselbe	Selective Flotation	Eng. Min. Journ. 123, 757 (1927)
Derselbe	Selective Flotation as Applied to Canadian Ores	Can. Min. J. 48, 468 (1927); 49, 1014 (1928)
Derselbe	Testing Ores by Flotation	Denver Equip. Bull. 9
Derselbe	The Concentration of Flake Graphite Ores	Can. Min. J. 49, 778 (1928)
Derselbe	Selective Flotation of Copper-iron Ore at the Eustis Mine, Quebec	Eng. Min. Journ. 123, 84 (1927)
Derselbe	Concentration of the Lead-Zinc Ore of the Stirling Mine	Can. Dept. Min., Inv. Ore Dress. 111
Parsons, C. S., und Anderson, A. K.	Custom Concentrators	Can. Dept. Min., Inv. Ore Dress. 173
Patzschke, K.	Die deutsche Schwimmaufbereitung und Amerika	Met. u. Erz 24, 566 (1927)
Derselbe	Die Aufbereitung der Deutsch-Bleischarley-Grube	Met. u. Erz 27, 113 (1930)
Pearse, H. A.	Flotation at the Britannia Copper Mine B. C.	Min. Mag. 36, 395 (1927)
Peetz, E.	Über den Einfluß der Adsorption im Schwimmaufbereitungsverfahren	Met. u. Erz 25, 494 (1928)
Petersen, W.	Wirkung und Zusammensetzung der Flotationsreagenzien	Met. Börse 19, 1322, 1380, 1434, 1490 (1929)
Derselbe	Die Adsorption von Xanthogenaten an Kohlenschlämmen	Kolloid Z. 52, 174 (1930)
Poole, H. W.	Effects of Bichromate in Flotation at the Sullivan Mill	Eng. Min. Journ. 124, 140 (1927)
Prentice, T. K.	Platinum Concentration in South-africa	Min. Mag. 41, 180 (1929)
Priadkine, N.	L'Atelier de Flottage des Mines de la Sté. de l'Oued Oudina	Echo Mines 58, 323 (1930)
Priee, C. S., und Dalton, M. P.	Milling Practice at the Morning Mill	Min. Congr. J. 16, 25 (1930)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Prockat, F.	Der Schwimmitelzusatz bei der Schwimmaufbereitung von Kohle und Erzen	Kohle u. Erz 27, 191, 227 (1930)
Derselbe	Kohlenentwässerung und Wasserklämung durch Schleudern	Zeitschr. Ver. d. Ing. 74, 1730 (1930)
Prockat, F., und Kirchberg, H.	Die Wasserstoffzahl in ihrem Einfluß auf Ausbringen und Anreicherung bei sulfidischen Kupfererzen	Met. u. Erz 27, 122 (1930)
Dieselben	Die Bestimmung der Wasserstoffzahl in Erztrüben	Met. u. Erz 27, 120 (1930)
Prockat, F., und Grohmann, E. van de Putte	Die Bleizinklagerstätten im mittleren Nordamerika Essais de Traitement de Flottage de Minerais de Mercure	Kohle u. Erz 28, 157, 195, 230 (1931) Echo Mines 58, 588 (1930)
Quitkat, G.	Untersuchungen über die Aufbereitungsmöglichkeiten der edlen Silbererze sowie der komplexen Bleizinkerze der Grube „Alte Hoffnung Gottes“ zu Klein-Voigtsberg in Sachsen	Met. u. Erz 25, 1, 32 (1928)
Derselbe	Die Bedeutung der Erzmikroskopie für die Aufbereitung	Met. u. Erz 26, 509 (1929)
Derselbe	Neuerungen in der Golderzaufbereitung, insbesondere durch Einführung des Schwimmverfahrens	Met. u. Erz 26, 400 (1929)
Derselbe	Flotation of Gold Ores in Continental Europe	Eng. Min. Journ. 128, 774 (1929)
Ralston, O. C.	Why Do Minerals Float	Min. Scient. Press. 111, 623 (1915)
Ralston, O. C., Klein, L., King, C. R., Mitchell, T. F., Young, O. E., Miller, F. H., und Barker, L. M.	Reducing and Oxidising Agents and Lime Consumption in Flotation Pulp	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 224 (1929); Trans. Amer. Inst. Min. Eng. Milling Methods 369 (1930)
Ralston, O. C., King, C. R., und Tartaron, F. X.	Copper Sulfate a Flotation Activator for Sphalerite	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 247 (1929)
Ralston, O. C., und Hunter, W. C.	Activation of Sphalerite for Flotation	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 248 (1929)
Ralston, O. C., und Wichmann, A. P.	The Froth Flotation of Coal	Chem. Met. Eng. 26, 500 (1922)
Ralston, O. C., und Yamada, G.	A Study of the Applicability of Froth Flotation to the Treatment of Fine Sizes of Bituminous Coal etc.	Chem. Met. Eng. 26, 1081 (1922)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Reinhardt, K.	Untersuchungen der Feinkohlen und Regeln für ihre wirtschaftliche Aufbereitung	Glückauf 62, 485, 521 (1926); Zeitschr. Ver. d. Ing. 70, 521, 603, 664 (1926)
Robie, E. H.	Selective Flotation at Timber Butte	Eng. Min. Journ. 120, 685 (1925)
Derselbe	Selective Flotation at Bauer	Eng. Min. Journ. 121, 405 (1926)
Derselbe	Selective Lead-Zinc Flotation at Sunnyside	Eng. Min. Journ. 121, 757 (1926)
Derselbe	Mining, Milling and Smelting at Superior, Arizona	Eng. Min. Journ. 125, 932 (1928)
Derselbe	The International Smelter and the Miami Copper Concentrator	Eng. Min. Journ. 126, 96 (1928)
Derselbe	Impressions of the Ray Copper Concentrator	Eng. Min. Journ. 126, 133 (1928)
Derselbe	The Morenci Concentrator of the Phelps Dodge Corporation	Eng. Min. Journ. 126, 290 (1928)
Derselbe	At the New Cornelia	Eng. Min. Journ. 126, 605 (1928)
Derselbe	Notes on the Chino Concentrator	Eng. Min. Journ. 126, 782 (1928)
Rochelt, A.	Über die Aufbereitung von Erzen mit dem Schwimmverfahren. Die Aufbereitungsanlage beim Bergbau Kogl bei Brixlegg in Tirol	Zeitschr. Öst. Ing. Ver. 81, 135 (1929)
Rose, H.	Recording Instruments and Flotation Reagent Control	Eng. Min. Journ. 127, 242 (1929)
Rose, J. H., und McNabb, J. C.	Milling Methods and Costs at the Concentrator of the Magma Copper Co., Superior, Arizona	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6319 (1930)
Rose, E. H., und Cramer, W. B.	Milling Methods and Costs at the Nacozari Concentrator of the Phelps Dodge Corp., Nacozari, Sonora, Mexico	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6358 (1930)
Rúbio de la Torre, J.	Aplicacion industrial de los Procedimientos de Flotacion a los Minerales complejos de Plomo y Cinc de la Sierra de Cartagena	Boletín Oficial de Minas y Metalurgia 13, 1207 bis 1382 (1929)
Ruggles, G. H., und Adams, H. F.	Recent Flotation Practice at Inspiration, Arizona	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 5 (1927); Min. Met. 8, 337 (1927)
Sabin, A. B.	The Lucky Tigre Concentrator	Min. Met. 10, 415 (1929)
Sacket, B. L.	Effect of Selective Flotation on Copper Smelting	Flot. Pract. 31

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Salau, H. J.	Die Flotation im Rahmen der modernen Aufbereitung	Kohle u. Erz 25, 499, 540 (1928)
Derselbe	Die Verarbeitung der Blei-Zinkerze der Ssadon-Bergwerke in der Aufbereitungsanlage Misur bei Alagir im Kaukasus	Met. u. Erz 27, 281 (1928)
Derselbe	Neuerungen an der Callow-MacIntosh-Zelle	Met. u. Erz 28, 240 (1931)
Sansom, F. W.	Milling Practice at the Netta Mine of the Eagle Picher Lead Co. at Picher, Oklahoma	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6342 (1930)
Schäfer, O.	Die Anwendung des Schwimmverfahrens zur Aufbereitung von Kohle	Stahl u. Eisen 45, 1, 44 (1925)
Derselbe	Trockenaufbereitung	Bergbau 44, 675 (1930)
Derselbe	Wirtschaftliche Bedeutung der Flotation von Kohle	Stahl u. Eisen 48, 522 (1928)
Schmidt, O.	Die Aufbereitung der niederschlesischen Kohlen	Glückauf 67, 385 (1931)
Schneiderhöhn, H.	Die Anwendung der mineralogisch-petrographischen Untersuchungsverfahren im Berg-, Aufbereitungs- und Hüttenwesen	Glückauf 62, 1509 (1926)
Derselbe	Welche Anforderungen sind an Mineralien zu stellen, die zu Aufbereitungsversuchen verwandt werden?	Met. u. Erz 25, 499 (1928)
Schön, R.	Über Kohlenveredlung durch Ölschwimmverfahren	Mittlg. d. Ges. f. Wärmewirtsch. 3, 68 (1923)
Derselbe	Die Schwimmaufbereitung (Flotation) als Arbeitsfeld der Chemie	Öst. Chem. Ztg. 32, 53, 64 (1929)
Schrantz, H.	Über Schwimmaufbereitung von Kohlen und Erzen	Kruppsche Monatshefte 6, 57 (1925)
Scott, W. G.	Leaching Mixed Oxide and Sulphide Copper at Inspiration	Eng. Min. Journ. 128, 612 (1929)
Derselbe	Flotation of Cement Copper	U. S. Bur. Min. Techn. Pap. 312 (Anhang)
v. Scotti, H.	Die Schwimmaufbereitungsanlage auf der Grube „Bergwerkswohlfahrt“ der Berginspektion Grund im Harz	Met. u. Erz 22, 195 (1925)
Seoular, J. G., und Dunglinson, B.	Coal Washing at Oughterside	Gas World 80, Coking Section 13 (1924)
Seeböhm, H. C.	Die Flotationsmittel	Met. u. Erz 25, 505 (1928)
Derselbe	Die Flotation der oxydischen Erze und der anorganischen Nichterze	Kohle u. Erz 25, 753 (1928)
Sherman, H. C.	Flotation Experiments on a Utah Sulphur Ore	Bull. Univ. Utah 14, 82 (1924)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Sieves and Screen Committee of the Brit. Eng. Standards Association	Final Report of I. M. M. Representatives	Bull. Inst. Min. Met. 311 (1930)
Simmersbach, B.	Die Aufbereitung von Erzen nach dem Schwimmverfahren	Chem. Ztg. 45, 357, 383 (1921)
Sinnat, F. S., und Davis, D. T.	Some Developments and Problems in Coal Cleaning	Coll. Guard. 140, 897 (1930)
Slavin, M.	Ore Dressing Microscopy at United Verde	Min. Congr. J. 16, 386 (1930)
Smith, H. H.	Flotation of Rand Pyritic Gold Ores	Eng. Min. Journ. 122, 175, 215 (1926)
Société Générale des Minerais	Note sur l'Application de la Flotation au Lavage des Charbons fins	Brüssel 1928
Stein, S. E.	Lime in Flotation	Eng. Min. Journ. 125, 487 (1928)
Stokes, R. O.	A New Concentrator at Rio Tinto	Min. Mag. 43, 329 (1930)
Stone, G. L. L.	Flotation Reagent Feeders for Small Experimental Plants	Min. Mag. 39, 161 (1928)
Strachan, C. B.	Milling Methods of the American Zinc Company of Tennessee, at Mascot	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6379 (1930); Min. Congr. J. 16, 834 (1930)
Sulman, H. L.	The Concentration of Ores by Flotation	Bull. Inst. Min. Met. 311 (1930)
Derselbe	The Concentration of Ores by Flotation	South African M. E. J. 202 (1930)
Taggart, A. F.	Flotation Reagents	Min. Met. 9, 257 (1928)
Taggart, A. F., und Gaudin, A. M.	Surface Tension and Adsorption Phenomena in Flotation	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 1185 (1922); Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 68, 479 (1922); Min. Met. 188, 37 (1922)
Taggart, A. F., Taylor, T. C., und Ince, C. R.	Experiments with Flotation Reagents	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 204 (1929)
Taggart, A. F., Taylor, T. C., und Knoll, A. F.	Chemical Reactions in Flotation	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 312 (1930)
Talmud, D.	Flotation und p_h I. Flotierbarkeit hydrophiler Pulver und p_h	Kolloid Z. 48, 165 (1929)
Talmud, D., und Lubman, N. M.	Flotation und p_h II. Flotierbarkeit hydrophiler (und im allgemeinen sauerstoffhaltiger) Pulver und p_h	Kolloid Z. 50, 159 (1930)
Dieselben	Flotation und elektrische Ladung von Niederschlägen	Kolloid Z. 50, 163 (1930)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Taylor, H. R.	The Allenby Concentrator of the Granby Company	Eng. Min. World 1, 143 (1930)
Terry, J. T.	Ammonia in Complex Ore Flotation	Eng. Min. Journ. 130, 571 (1930)
Teufer, G.	Über die Schwimmaufbereitung süd-afrikanischer Platinerze	Dissertation, Berlin (1929)
Derselbe	Über Betriebserfahrungen in der Kupfererzflotationsanlage bei Minas do Valle do Vouga, Portugal	Met. u. Erz 28, 125 (1931)
Thau, A.	Kohlenveredlung, insbesondere zur Herstellung von aschearmem Koks	Stahl u. Eisen 42, 1153, 1242 (1922)
Thomas, G. G., Christmann, L. S., u. Gifford, R. S.	Hydrogen Ion Concentration — Its Control in the Flotation Process	Amer. Cyan. Techn. Pap. 11 (1928)
Tippett, J. M.	Flotation of a Gold Ore in a Cyanide Solution	Eng. Min. Journ. 124, 181 (1927)
Traube, I.	Die Theorie der Flotation	Met. u. Erz 18, 405 (1921)
Derselbe	Über Flotation und Adsorption	Met. u. Erz 21, 520 (1924); 22, 107 (1925)
Derselbe	Über Flotation	Met. u. Erz 25, 618 (1928)
Derselbe	Über die Adsorptionsintensität und ihre Bedeutung für technische Vorgänge	Zeitschr. angew. Chem. 44, 73 (1931)
Traube, I., Kieke, A., Bartsch, O., und Nishizawa, K.	Über Trennung von Chemikalien und Mineralien und Entölung von Chemikalien nach den beim Schwimmaufbereitungsverfahren der Erze gewonnenen Erfahrungen	Chem. Ztg. 48, 633, 673, (1924)
Traube, I., und Nishizawa, K.	Adsorption und Haftdruck	Kolloid Z. 32, 383 (1923)
Treptow, E.	Das Schwimmverfahren von Gröndal-Franz der Ekof, angewendet auf die Mittelprodukte der Mitterberger Kupferkiesaufbereitung	Met. u. Erz 21, 1 (1924)
Trotzig, P.	Über Aufbereitungsmöglichkeiten südafrikanischer Platinerze und eine für den Betrieb anwendbare Methode	Dissertation, Freiberg in Sa. (1927)
Tucker, E. L., und Head, R. E.	Effect of Cyanogen Compounds on the Flotability of Pure Sulfide Minerals	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 1487 (1925); Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 73, 354 (1926)
Tucker, E. L., Ga- tes, J. D., und Head, R. E.	Effect of Cyanogen Compounds on the Flotability of Pure Sulfide Minerals	Min. Met. 7, 126 (1926)
Tully, C. W.	Copper Queen Concentrating Operations	Eng. Min. Journ. 128, 583 (1929)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Tye, A. T.	Differential Flotation of Copper at Cananea	Eng. Min. Journ. 121, 597 (1926)
Derselbe	Milling Methods and Costs at the Concentrator of the Cananea Consolidated Copper Co., Cananea, Sonora, Mexiko	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6261 (1930)
Derselbe	Effect of Preferential Flotation at Cananea Mill and Smelter	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 3 (1927)
Valentiner, S.	Physikalische Probleme im Aufbereitungswesen des Bergbaus	Braunschweig 1929
Vanderburg, Wm. O.	Milling Methods at the Hughesville Concentrator of the St. Joseph Lead Co., Hughesville, Mont.	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6447 (1931)
De Vaney, F. D., und Ambler, C. W.	Reaction of Metallic Iron and Copper Sulphate in the Flotation of Sphalerite	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2970 (1929)
Dieselben	Metallic Iron and Copper Sulphate in the Flotation of Sphalerite	Can. Min. J. 51, 82 (1930)
De Vaney, F. D., u. Clemmer, J. B.	Floating of Carbonate and Oxide Manganese Ores	Eng. Min. Journ. 128, 506 (1929)
De Vaney, F. D., und Coghill, W. H.	Preliminary Ore Dressing Tests to Recover Manganese in Rhodochrosite Ores	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2902 (1928)
Varley, Th.	The Flotation of Oxidized Ores	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2811 (1927)
Derselbe	Consumption of Reagents Used in Flotation, 1924	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2709 (1925)
Derselbe	Consumption of Reagents Used in Flotation, 1925	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2777 (1926)
Derselbe	Consumption of Reagents Used in Flotation, 1926	U. S. Bur. Min. Rep. Inv. 2852 (1928)
Vivian, A. C.	Flotation of Tin Ores	Min. Mag. 36, 348 (1927)
Derselbe	An Application of Froth Flotation to Oxide Ores	Min. Mag. 37, 153 (1927)
Vogel, F.	Aufbereitung von armen Kupfererzen durch Laugung oder Flotation	Met. Börse 19, 537, 705 (1929)
Wagstaff, R. A.	Flotation and Lead Smelting: The Blast Furnace	Flot. Pract. 25
Wainwright, W. E.	Metallurgical Practice at the Broken Hill South	Eng. Min. World 1, 187 (1930)
Weinig, A. J.	Selective Flotation	Min. Met. 7, 469 (1926)
Weinig, A. J., und Palmer, I. A.	The Trend of Flotation	Quarterly
Dieselben	Fundamental Conception of Flotation	Denver Equip. Bull. 11

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschienen
Welsch, O. D.	Testing Ores for Recovery of Gold Content	Can. Min. J. 51, 60 (1930)
Wigton, G. H.	Oxidized Ore Flotation at Chief Cons. Mill	Min. Met. 9, 541 (1928)
Derselbe	Milling Methods and Costs at the Concentrator of the Chief Consolidated Mining Co., Eureka, Utah	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6320 (1930)
Wilkins, E. G.	Selective Flotation on a Lead-Zinc-Graphite Ore	Min. Mag. 42, 349 (1930)
Williams, J. C.	Organic Flotation Reagents	Eng. Min. Journ. 124, 456 (1927)
Wittenau, E., und Cramer, W. B.	Milling Methods and Costs at the Copper Queen Concentrator of the Phelps Dodge Corp., Bisbee, Ariz.	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6404 (1931)
Wolf, K.	Einiges über die Schwimmaufbereitung	Journ. prakt. Chem. 105, 39 (1922)
Derselbe	Aufbereitungsmethoden, insbesondere Schaumswimmverfahren und elektroosmotische Ton- und Kaolinreinigung	Met. u. Erz 22, 474 (1925)
Derselbe	Die Bedeutung der Schwimmaufbereitung für die Gewinnung von Erz- und Kohlekonzentraten	Met. Börse 16, 1927 (1926)
Wright, I. L.	Metallurgical and Efficiency Results at the Selective Flotation Mill of the Black Hawk Cons. Mines Co.	Min. Congr. J. 16, 934 (1930)
Derselbe	Milling Methods and Costs at the Black Hawk Concentrator, Hanover, New Mexico	U. S. Bur. Min. Inf. Circ. 6359 (1930)
Wright, C.A., Par- melee, J. G., und Norton, J. T.	Flotation Tests of Idaho Ores	Bull. Bur. Min. 205
Wüster, R.	Ausländische Versuche und Erfahrungen mit dem Schwimmverfahren für Kohle der Minerals Separation Ltd.	Glückauf 58, 6 (1922)
Derselbe	Die Schwimmaufbereitung von Kohle nach dem Verfahren von Gröndal und Franz auf der Zeche Mont Cenis	Glückauf 60, 19 (1924)
Young, A. B.	Flotation and Lead Smelting: Zinc and Fluxes	Flot. Pract. 28
Young, A. B., und McKenna, W. J.	Selective Flotation of Lead-Zinc Ores at Tooele, Utah	Eng. Min. Journ. 128, 291 (1929)
Young, G. J.	Selective Flotation of a Complex Zinc-lead Ore	Eng. Min. Journ. 116, 453 (1923)
Derselbe	Silver Dyke Property at Neihart, Mont.	Eng. Min. Journ. 123, 236 (1927)

Autor	Titel der Veröffentlichung	erschieden
Young, G. J.	Improvements at New Cornelia, II	Eng. Min. World 1, 426 (1930)
Derselbe	Mining and Metallurgical Developments in Arizona	Eng. Min. World 1, 471 (1930)
Derselbe	Selective Lead-Zinc Flotation at Kimberley, B. C.	Eng. Min. World 2, 299 (1931)
Zeigler, W. L.	Concentration of Lead-silver Ore at Hecla Mine, Gem, Idaho	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 7 (1927)
Derselbe	Concentration of Lead-silver Ore at Hecla Mine	Eng. Min. Journ. 122, 444 (1926)
Derselbe	Galena Flotation Concentrator, Lake Gulch, Idaho	Amer. Inst. Min. Eng. Techn. Publ. 8 (1927)

Autorenverzeichnis

- Abele, L. T. 38, 41, 79, 270, 549
Adams, A. S. 218, 215, 544
— H. F. 151, 250, 276, 427, 544, 561,
Tab. II
Ahlfeld, F. 403, 544
Aleynikoff 257, 258, 259, 260
Allen, A. W. 381, 384, 403
— G. L. 544
Ambler, C. W. 284, 565
Ammon, R. 544
Anable, A. 509, 544
Anderson, A. K. 356, 357, 375, 377, 544,
559
— C. O. 547
Appelqvist, G. S. 14, 169, 522, 523, 524,
526
Arndt, K. 544
- B**
Bacon, F. G. 279, 544
— R. F. 496
Badescu, E. 252, 307, 446, 545
Bagley, E. M. 144, 310, 552
Bains, T. M. 208
Ballot, J. 12, 13
Banks, H. R. Tab. IV
— L. M. 266, 545
Bárcena y Diaz, L. 407, 545, Tab. IV
Barker, E. E. 19
— L. M. 274, 276, 464, 545, 560, Tab. II,
III
Barnitzke, J. E. 403, 434, 545
Baroch, C. T. 545, Tab. II
Bartsch, H. 300, 509
— O. 205, 209, 213, 215, 216, 217, 545, 564
Beard, R. R. 22, 403, 544
Beauchamp, F. A. 312, 314
Bender, E. 252, 554
Benett, L. 204, 545
Berl, E. 16, 204, 205, 209, 216, 268, 270,
271, 273, 280, 333, 545, 546
Bernewitz, H. W. von 306, 314, 546
Berthelot, C. 509, 546, Tab. IV
Beson, J. J. 347
Bessel, Gebrüder 10, 12, 296, 522
Beyschlag, F. 347
Bierbrauer, E. 24, 205, 213, 385, 403, 404,
407, 546, 556
Billiter, I. 477
Bird, F. A. 287, 288, 546
Blackburn, W. H. 463, 464, 466, 545
Blömeke, C. 11
Boeke, H. E. 269
Boerner, H. 308, 545
Börnstein 269
Bonardi, J. P. 329
Booth, L. E. 245, 546, Tab. I
Bowles, O. 409
Bradford, H. 204, 205
— L. 15, 282, 336, 524
Bradley, F. D. 189
— G. W. 495, 496
— W. 332, 546
Bräuer, O. 500, 502, 511, 546
Briber, E. 43, 548
British Metal Corp (Canada) Ltd.
Broadbridge, W. 16, 303, 399, 406, 474,
496, 547
Bronckart, F. 547
Brown, F. E. 210, 552
Bruchhold, C. 218, 279, 297, 547, Tab. IV
Buchanan, G. H. 547
Burn, A. K. 220, 262, 547, Tab. II
Burton, R. S. 26, 547
Butters, Ch. 310, 547
Byler, R. E. 149, 154, 157, 160, 547, Tab.
IV, V
- Callow, J. M. 14, 20, 148, 149, 208, 215,
239, 247, 265, 467, 547.
Cameron, F. 226
Campbell, D. G. 496
Caples, R. B. 477

- Carnochan, R. K. 547
 Caspari, F. 497
 Cattermole, A. F. 13
 Chapman, W. R. 495, 497, 507, 509, 514, 547, Tab. VII
 Christmann, L. J. 229, 230, 252, 254, 287, 384, 388, 392, 547, 564
 Clark, B. H. 309, 310, 558
 — D. 335
 — W. M. 229, 232, 233
 Claudet, H. H. 329
 Clemmer, J. B. 404, 405, 407, 409, 547, 565
 Clevenger, G. H. 375, 547
 Coghill, W. H. 16, 329, 408, 547, 565
 Coldham, J. C. 547, Tab. IV, V
 Conover, J. D. 18, 24
 Corliss, H. P. 15, 265
 Coulter, W. J. 329, 547
 Crabtree, E. H. 548
 Cramer, W. B. 21, 83, 156, 157, 160, 189, 418, 420, 460, 463, 464, 466, 548, 549, 561, 566, Tab. II, III
 Crane, C. H. 18, 341, 342
 Crowder, S. 11
 Crowfoot, A. 414, 548
 Curle, J. H. 12
 Czermak, A. 508, 509, 512, 548
- Dalton, M. P.** 548, 559, Tab. IV, V
 Daman, A. C. 43, 548
 Davies, E. C. H. 210, 552
 Davis, D. T. 563
 Dawidowitsch, B. A. 398
 Deladrière 495
 Del Mar, A. 35
 Delprat, G. D. 12
 Demann, W. 487
 Dengel, H. 526
 Derclaye 495
 Diamond, R. W. 274, 275, 276, 279, 376, 548, Tab. IV
 Doerner, H. A. 374, 548
 Dorr, J. V. N. 87, 89, 548
 Drucker, A. E. 548
 Duggan, E. J. 384, 398, 548
 Duling, J. F. 389, 548
 Dunglinson, B. 492, 496, 504, 506, 508, 562
 Dunn, H. M. 158, 468
 Dupierry, E. 508
- Duschak, L. H. 332, 548
 Dwight, A. S. 476, 548
 Dycus, M. F. 310, 312, 376, 548
- Eardley, W. H.** 548
 Edser, E. 218, 406, 548, Tab. VII
 Egeberg, F. P. 467, 525, 526, 527, 529, 549
 Eger, G. 477
 Eggert, J. 211, 217
 Eitel, W. 269
 Ellis, E. W. 549
 Elmore, A. S. 13
 — F. E. 11, 13, 132, 528
 Eustis, A. B. Tab. III
 Evans, E. C. 495
 — R. J. jr. 297, 376, 549
 Everson, Carrie J. 10, 11
 — Dr. 10, 11
- Färber** 549, Tab. IV
 Falconer, S. A. 252, 254, 287, 384, 388, 392, 547
 Fahrenwald, A. W. 38, 41, 79, 166, 171, 179, 209, 229, 255, 270, 282, 303, 334, 335, 336, 338, 383, 549, Tab. IV, V
 Fajans 252
 Finkey, J. 549
 Finn, W. 549
 Fischer, F. 491
 Fleming, R. C. 549
 Floe, C. F. 548
 Forrester, D. L. 16, 158, 468, 549
 Foster, L. S. 250, 548
 Foxwell, G. E. 508
 Franz, Th. 161, 208, 467, 527
 Fréson Tab. VII
 Freundlich, H. 16, 205, 206
 Friedmann, J. 466, 549
 Froment, A. 12
- Gahl, R.** 151
 Gandrud, B. W. 410, 550
 Gardner, R. D. 143, 318, 418, 463, 464, 550
 Garms, W. J. 252, 464, 550
 Gates, J. F. 8, 270, 272, 273, 277, 278, 282, 285, 343, 452, 456, 550, 564
 Gau, W. J. 22, 403, 550
 Gaudin, A. M. 16, 25, 26, 33, 37, 204, 205, 209, 211, 216, 218, 226, 227, 229, 234, 239, 241, 243, 247, 248, 251, 252, 254,

- 256, 268, 275, 280, 282, 284, 289, 291,
325, 355, 385, 386, 387, 402, 403, 404,
420, 550, 563
- Gayford, E. 352, 379, 474, 550
- Geisler, K. W. 189, 509
- Genter, A. L. 125, 551
- Gerth, G. 254, 279, 387, 551
- Gebner, H. 33, 34
- Gibbs, J. W. 209, 217
— W. E. 551
- Gieser, H. S. 220, 245, 252, 254, 272, 287,
313, 338, 359, 384, 404, 551, Tab. IV, V
- Gifford, R. S. 229, 230, 564
- Gill, C. S. 495
- Glatzel, R. 155, 161, 180, 373, 551
- Glinz, K. 233, 275, 303, 347, 352, 551
- Glover, H. 226, 385, 386, 404, 550
- Godard, S. 551
- Götte, A. 317, 551, Tab. VII
- Grant, J. E. 308, 312, 558
— L. A. 309, 463, 466, 551
- Greeman O. W. 408, 547
- Greenan, J. O. 144, 310, 552
- Greenawalt, W. E. 477
- Greenway, H. H. 336, 523
- Gregory, S. 12
- Griswold, G. G. 15, 272, 337, 361, 468
- Groh, J. O. 25, 26, 33, 37, 550
- Grohmann, E. 361, 372, 560
- Gröndal, G. 14, 161, 467, 523, 524
- Groß, J. 33, 408, 441, 552
— W. 497, 521, 526, 552
- Grounds, A. 507, 552, Tab. VII
- Grumbrecht, A. 552
- Guider, W. 502, 509, 552
- Haarmann, A.** 521
- Haas, E. C. 282, 550
- Hahn, A. W. 289, 290, 292, 381, 382, 383,
388, 390, 393, 552
- Hales, W. E. 552, Tab. IV, V
- Halferdahl, A. C. 311, 359
- Hall, R. C. 552
- Handy, R. S. 552
- Hansen, M. S. 226, 289, 385, 386, 404, 550
- Harkins, W. D. 16, 210, 212, 218, 256, 552
- Haynes, C. B. 282, 550
— C. C. 452, 456
— W. 10
- Hazen, H. L. 301, 552
- Head, R. E. 8, 270, 271, 272, 273, 277, 278,
282, 285, 343, 375, 439, 564
- Heath, C. L. 308, 312, 558
- Heberlein, C. A. 552
- Hebron, Ch. B. 11
- Heden, C. B. Tab. IV, V
- Henderson, C. T. 553
— E. T. 391, 553
— H. B. 25, 26, 33, 37, 550
- Hentze, E. 475, 553
— W. 382, 497, 553
- Hey, H. 553
- Heyde 301
- Hill, F. G. 262, 555
- Hixson, A. W. 124, 195, 553
- Hodges, F. 464, 553
- Hoffmann, E. 487, 488, 500, 512, 553
— H. 512, 553
- Holman, B. W. 38, 151, 153, 160, 254, 270,
276, 279, 289, 291, 349, 388, 410, 553,
Tab. II, III
- Hoover, Th. J. 10, 12, 13, 336, 454
- Horwood, E. J. 15, 282, 335, 336, 523, 553
- Howard, L. O. 344
- Howe, E. G. 307, 553
- Hubbell, A. H. 376, 553
- Huber-Panu, J. 226
- Hubler, W. G. 292, 299, 356, 553
- Hunt, B. 311
— H. D. 158, 468
— P. 19
- Hunter, Wm. C. 282, 283, 285, 560
- Hutchinson, A. 16, 496
- Huttel, J. B. 553
- Ince, C. R.** 216, 242, 243, 246, 257, 258,
270, 271, 282, 340, 341, 554, 563
- Isern, E. 187
- Jacobsen, L. K.** 8, 282, 285, 452, 456, 550
- James, A. 309, 310, 312, 313, 554
- Jameson, J. I. 22, 403, 550
- Johnson, G. A. 266, 545
— H. C. 554
— H. L. 245, 278, 376, 554
- Jones, A. H. 524
— F. B. 554
— G. H. 496
- Joseph 495
- Jüngst, F. 3, Tab. IV
- Junehomme, P. F. 301

- Kalthoff**, O. 358
Kattwinkel, R. 512
Keiser, H. D. 234, 238, 284, 367, 452, 554,
 Tab. IV
Keller, C. H. 15, 249
Kellermann, K. 209, 252, 554
Keough, O. E. 554, Tab. IV
Keyes, H. E. 554
Kidd, R. L. 23, 248, 260, 285, 304, 314, 315,
 317, 344, 558
Kieke, A. 564
King, C. R. 281, 282, 283, 560
Kinney, S. P. 496
Kirchberg, H. 232, 411, 554, 560
Kirmse, E. 474, 475, 476, 477, 554
Kirsebom, G. N. 476, 554
Klár, H. 554
Klein, O. C. 560
Klockmann, F. 379, 530
Knoll, A. F. 207, 216, 241, 243, 341, 563
Koepel, E. 554
Kohlberg 143
Kolthoff, J. M. 232
Kraeber, L. 233, 234, 236, 325, 554
Krämer, E. 498
Kraut, M. 143, 468
Krippner, O. 358
Kroll, F. 398, 554
Krusch, P. 347
Kühlwein, F. L. 121, 489, 497, 503, 506,
 512, 555

Ladoo, R. B. 408, 409, 555
Landolt, G. L. 262, 555
Lange, Th. 28, 512, 521
Languth, E. 523
Langmuir, I. 16, 209, 210, 212, 218, 256,
 555
Lawrence, H. M. 288, 382, 407, 555
Lazarescu, L. 555
Leaver, E. S. 288, 302, 382, 555
Lectures, Cantor 495
Lecomte, P. 310, 555
Lee, O. 379, 555
Lehmann, G. 229
 — K. 488, 521
Lemke, C. L. 338, 375, 555
Le Roi, Thurmond F. 285, 556
Lessing, R. 492, 494, 495
Letcher, O. 304, 556

Lewers, H. M. 556, Tab. IV, V
Lewis, C. P. 15, 249, 495
Lilot 495
Littleford J., W. 406
Lloyd, R. W. 272
Locke, C. E. 14, 18, 20, 53, 151, 266, 267,
 314, 341, 352, 376, 397, 474, 556
 — Ch. L. 14, 266
Long, T. A. 509
Lord, R. 254, 267, 296, 404, 556, Tab. I
Lorenz, R. 34
Lowden, H. B. 221
Lowe, S. P. 357, 556
Lowens, B. H. 521
Lowry, A. 251, 262, 336, 396, 397, 555, 556,
 Tab. IV
 — H. P. 523
Lubman, N. M. 234, 237, 398, 563
Lubs, H. A. 233
Lucke, M. 506, 521, 556
Lund, K. 556
Luyken, W. 213, 266, 386, 404, 407, 556
Lyon, D. A. 287
Lyster, F. S. 336

MacDonald, Wm. T. 153, 249, 291, 345,
 359, 420, 427, 429, 556, 557, Tab. II, III
Mac Intosh, J. C. 153, 467
Madel, H. 59, 258, 384, 398, 409, 422, 521,
 557
Mäkinen, E. 347, Tab. II, III
Malkemus, O. 523
Marriott, A. B. 89, 548
Martin, H. S. 163, 238, 267, 347, 444, 557
 — J. S. 254, 385, 387, 550
 — R. B. 249
Maxwell, W. B. 153, 349, 351, 463, 557,
 Tab. II, III
Mayer, E. W. 146, 153, 201, 240, 242, 411,
 557, 558
McGregor, A. G. 318, 557
Mc Kay, N. H. 557
Mc Kenna, W. J. 376, 557, 567, Tab. IV, V
Mc Lachlan, C. G. 153, 157, 215, 288, 291,
 292, 381, 557, Tab. II, III
Mc Leod, B. H. 427, 557
Mc Nabb, J. C. 561, Tab. II, III
Megraw, H. A. 35, 466
Menardi, H. B. 296, 558
Michaelis, L. 229, 230, 231, 233.

- Mießner, H. 399, 558, Tab. II
 Miller, T. H. 23, 248, 260, 285, 304, 314,
 315, 317, 344, 558, 560
 Miller, W. T. W. 53
 Mislowitzer, E. 232
 Mitchell, Th. F. 8, 289, 379, 412, 558, 560
 Mitke, C. A. 153
 Mitrofanoff, A. S. 282
 Mörtzell, S. 558
 Mohr, E. H. 157, 160, 558
 Monks, A. J. 383, 389, 391, 558
 Mont Ferry, W. 18
 Moore, W. G. 309, 310, 558
 Morgans, H. M. 519, 558
 Morley, W. S. 558
 Morrow, B. S. 370, 558, Tab. II, III, IV, V
 Morse, H. W. 381
 Mortenson, M. 250, 358, 452, 558
 Moses, F. G. 35, 558
 Mott, R. A. 495, 497, 506, 507, 508, 509,
 547, Tab. VII
 Müller, F. 229
 Mueller, W. A. 308, 312, 558
 Munroe, A. C. 288
- N**eugirg, S. 297, 558
 Newitt, H. R. 384
 Nishizawa, K. 564
 Norton, J. T. 566
- O**'Brien, M. M. Tab. IV
 Odell, I. H. 124, 195, 553
 Oldright, G. L. 559
 Olten, E. O. 476
 Orr, C. W. 226, 289, 385, 386, 404, 550
 Ostwald, W. 16
- P**age, W. C. 318, 376, 559
 Pallanch, R. A. 274, 275, 284, 285, 376, 559
 Palmer, J. A. 153, 215, 565
 — W. S. 332, 559
 Parker, J. B. 279
 — L. M. 463
 Parmelee, J. G. 566
 Parmley, S. M. 510, 511
 Parsons, A. B. 345, 346, Tab. II
 Parsons, C. S. 129, 181, 245, 247, 277, 278,
 338, 352, 356, 375, 377, 559, Tab. I
 Patzschke, K. 17, 180, 369, 470, 559,
 Tab. IV, V
- Pearce, J. A. 468
 Pearce, H. A. 288, 349, 559, Tab. II
 Peetz, E. 209, 210, 554, 559
 Perkins, C. L. 15, 241, 247, 253
 Perrott, G. J. S. 496
 Petersen, W. 503, 507, 559
 Pfannmüller, W. 204, 280, 545
 Picard, H. F. K. 12, 13
 Pirlot, F. J. Tab. IV
 Plaß, L. 201
 Pokorny, E. 526, 527
 Poole, H. W. 245, 276, 559, Tab. I
 Potter, C. V. 12
 Prentice, T. K. 305, 559
 Priadkine, N. 559
 Price, F. G. 280, 514
 — G. S. 548, 559, Tab. IV
 — F. H. 342, 360
 Probst, A. 33
 Prockat, F. 184, 232, 252, 361, 372, 508,
 509, 545, 560
 Putte, M. van de 332, 560
 Putz, H. 522
- Q**uincke, G. 217
 Quittkat, G. 307, 439, 560
- R**alston, O. C. 208, 226, 281, 282, 283, 285,
 287, 381, 560
 Ramdohr, P. 439
 Read 495
 Reinhardt, K. 498, 521, 561
 Richards, R. 151
 Rickard, T. A. 307.
 Rittmeister, W. 512
 Robie, E. H. 151, 351, 418, 463, 464, 561,
 Tab. II, III, V
 Robson, G. 11
 Rochelt, A. 319, 561
 Rohrwasser, U. 487
 Rose, E. H. 463, 464, 466, 561
 — J. H. 561, Tab. II, III
 — H. 561
 Rosoo, J. 387
 Roth 269
 Roush, G. A. 543
 Royster 495
 Rubio de la Torre, B. J. 360, 561
 Ruggles, G. H. 250, 276, 427, 561, Tab. II
 Rühl, G. 494

- Ruth, M. 468
 Ryschkewitsch, E. 209
- Sabin, A. B.** 561
 Sachse, E. 509
 Sackett, B. L. 475, 476, 561
 Salau, H. 153, 154, 562, Tab. IV, V
 Salwen, R. 99
 Sansom, F. W. 562
 Sauvet Tab. VII
 Sayre, R. E. 251
 Schäfer, O. 508, 509, 511, 512, 521, 562,
 — W. 467, 527 [Tab. VII
 Schennen, H. 3, Tab. IV
 Schick, K. 523
 Schiechel, M. 155, 524
 Schlitzberger, F. 526
 — K. 524
 Schmeer, L. 527
 Schmidt, O. 501, 562
 Schmitt, B. 216, 268, 270, 271, 273, 333,
 545, 546
 Schneiderhöhn, H. 433, 439, 562
 Schön, R. 411, 557, 558, 562
 Schranz, H. 207, 523, 562
 Schürmann, E. 9
 Schwarz, A. 381
 Scott, W. G. 398, 562
 Scotti, H. von 320
 Scoular, J. G. 492, 496, 504, 506, 508, 562
 Seebohm, H. C. 246, 262, 382, 384, 390,
 410, 411, 562, Tab. I
 Seidler, K. 528
 Sheridan, G. E. 15, 272, 337, 361, 468
 Sherman, H. C. 301, 562
 Siedler, P. 214, 215, 216, 250, 251, 252
 Sieves and Screen Committee of the Brit.
 Eng. Standards Association 563
 Simmersbach, B. 208, 563
 Simpson, E. E. 272, 311, 314
 Sinnat, F. S. 563
 Slavin, M. 439, 563
 Smith, H. H. 311, 563
 Snyder, B. M. 296, 556
 Société Générale des Minerais 563
 Sorensen, P. M. 275, 355, 550
 Sörensens, S. P. L. 230, 233
 Stach, E. 487, 488, 497, 521
 Stein, O. 424
 — S. E. 237, 276, 563
- Stevens, B. 272, 375
 — J. L. 252
 Stokes, R. O. 225, 563
 Stone, G. L. L. 563
 Stopes, Mary C. 487
 Strachan, C. B. 328, 563
 Stuart, S. R. 441
 Stutzer, O. 492
 Sukhovolskaya, S. D. 387
 Sulman, H. L. 12, 13, 26, 218, 239, 247,
 563
 Sundberg, K. 523, 524
 Swainson, S. J. 405, 407, 409, 410
 Swanson, F. W. 372
- Tafel, V.** 476
 Taggart, A. F. 16, 35, 57, 88, 131, 150, 169,
 199, 205, 207, 209, 215, 216, 239, 240,
 241, 242, 243, 244, 246, 251, 257, 258,
 260, 270, 271, 282, 314, 334, 336, 341,
 418, 430, 454, 563
 Talmud, D. 234, 237, 563
 Tammann 270
 Tartaron, F. X. 281, 282, 283, 560
 Taylor, H. R. 464, 544, 564, Tab. II, III
 — T. C. 207, 216, 241, 242, 243, 246, 257,
 258, 270, 271, 282, 341, 563
 Terry, J. T. 564
 Teufer, G. 305, 564, Tab. II
 Thau, A. 495, 496, 511, 564
 Thom, C. 171, 179, 303, 549
 Thomas, G. G. 229, 230, 564
 Thomson, F. A. 22, 314
 Tippet, J. M. 272, 312, 376, 564
 Tramm, H. 508, 510
 Traube, I. 16, 205, 209, 213, 215, 216, 364,
 564
 Treptow, E. 3, 161, 564
 Trillat, J. J. 212
 Troegel, H. 332
 Trotzig, P. 305, 527, 564
 Truscott, J. S. 334
 Tucker, E. L. 8, 270, 271, 272, 273, 277,
 278, 282, 285, 343, 375, 564
 Tully, C. W. 160, 420, 564, Tab. II
 Tupholme, C. H. 509
 Tydén, E. O. 14, 169, 522, 523, 524, 526
 Tye, A. T. 288, 316, 344, 475, 565, Tab. II,
 III
 Tyler, P. M. 28, 405

- U**balde, A. 227, 407
Vageler, P. 208
 Vail, W. L. 24
 Valentiner, S. 206, 207, 218, 565
 Vanderburg, O. 464, 565, Tab. IV, V
 Vaney, F. D. De 284, 404, 405, 407, 409, 410, 550, 555, 565
 Varley, Th. 23, 248, 288, 314, 380, 382, 565
 Vierheller, H. 204, 280, 545
 Vivian, A. C. 381, 403, 565
 Vogel, F. 565
 Vogt, J. H. L. 347

Wagstaff, R. A. 476, 565
 Wainwright, W. E. 565, Tab. IV
 Walker, G. L. 318
 Wardlow, F. A. 18
 Watt, A. P. 143
 Webster, W. W. 12
 Weigel, O. 243, 269
 Weinig, A. J. 215, 475, 565
 Weiß, N. L. 383, 389, 391, 558
 Wells, R. C. 9
 Welsch, O. D. 158, 302, 468, 566
 Wentworth, H. A. 282
 Whitworth, F. T. 15, 266
 Wichmann, A. P. 560

 Wiegner, G. 33, 34
 Wiggin, A. E. 477
 Wigton, G. H. 238, 376, 392, 566
 Wilkins, E. S. 223, 296, 566
 Williams, J. C. 246, 408, 566
 — P. T. 548, Tab. VII
 Winter, H. 487
 Wittenau, E. 83, 160, 189, 418, 463, 464, 466, 566, Tab. II
 Wittenberg, H. 476
 Wittlich, Max 528
 Wolf, A. H. 523
 — K. 566
 Wollenweber, W. 507
 Woog, P. 212
 Woolf, J. A. 302, 555
 Work, L. T. 124, 195, 553
 Wright, C. A. 566
 — J. L. 1, 7, 376, 566, Tab. IV
 Wüster, R. 505, 506, 521, 566

Yamada, G. 560
 Young, A. B. 376, 474, 567, Tab. IV, V
 — G. J. 153, 188, 228, 287, 566, 567, Tab. II, III, IV, V
 — O. E. 560

Zeigler, W. L. 144, 323, 567, Tab. IV
 Zimmerley, S. R. 33, 552

Sachverzeichnis

- Abhängigkeit sammelnder Eigenschaften von chemischer Konstitution 241
— schäumender Eigenschaften von chemischer Konstitution 257
Abrösten von Goldkonzentraten 307, 310, 312
Absetzkästen für Entwässerung 189
Absetzversuche für Eindickung 125
Abstreichvorrichtung für Schaum 140, 142
Adhäsionsflockung 215
Adsorption 209, 270
—, chemische 216, 241, 269, 281
Adsorptionsfähigkeit, selektive, von Sulfiden an Öle 11
— von Gasblasen an Sulfide 12
Aerofloat 15, 220, 246, 265, 303, 306, 310, 313, 317, 318, 320, 449
— 15; 265
— 25; 265, 322
Ätherische Öle 258, 259
Ätzkalk 276
Ätznatron 278
Agitationsapparate (s. a. Rührwerksapparate) 132, 135
— für Kohlenflotation 138
Agitationsschaumschwimmverfahren 13
Airliftapparate 16
Akinsklassierer 89
Aktivierende Mittel 239, 268, 280
Alkaliolate 254
Alkalische Trübe 179, 316, 325, 383
Alkalität 254
—, aktive 229, 231
—, Einfluß auf Apparatur 278
—, — auf Kupfererze 273, 343
—, — auf Pyrit 273, 343
—, — auf verschiedene Erze 285, 343
—, Kontrolle 338, 427
— für drückende Mittel 276
— bei Sulfidierung 383
Alkalität, Unterschied zwischen aktiver Alkalität und Normalität 231
Allflotation 15, 19, 317, 318
—, Liste von Anlagen mit — 20
—, Vereinfachung der Anlagen durch — 21
—, Vergleich der Kosten mit kombinierten Anlagen 21
—, Vorteile 19
—, Wasserverbrauch 418
Alphabetreagenzien 246
Alphanaphtylamin 246
Amalgamation 3, 306, 307, 312, 314
—, Kosten 461
— vor Flotation 307, 312
American Graphite Co. 299
American Zinc Co. of Tennessee 328
Amine 264, 265
Ammoniak 279
— -wasser 503
Ammoniumzinkhyposulfit 358
Amorpher Graphit 296, 300
Amulet Mine 356
Amylalkohol 210, 262, 301
Amylxanthat 250, 252, 386, 392
Anaconda Copper Co. 26, 249, 370, 376, 405, 477
Anglesit 387, 390
Angreifbarkeit von Werkstoffen durch Zyanide 186
Anilin 257, 258
Anlagekosten 456
Anreicherungsgrad 94, 423
Anreicherungsverhältnis 94, 423
Antimon-Arsentrennung 375
Antimonerze 533
Antimonfahlerz 313
Antimonglanz 310, 375
Antimonide 307
Anwärmen der Trübe (Dampfverbrauch) 228
Anwendungsmöglichkeiten der Flotation 16

- Apatitflotation 213, 227, 254, 406
 —, Einfluß der Temperatur 227
 Appellqvistapparat 169
 Arbeitsleistung je Mann und Schicht 465
 Argentit 313
 Arsenerze 533.
 Arsenide 306
 Arsenkies 309, 375
 Arthuranlage 347
 Aschenbildner der Kohle 492
 AT-Mischung 254
 Aufbereitungskosten bei Allflotation und
 kombinierter Aufbereitung 22, 461
 —, prozentuelle 461, 466
 Aufgabevorrichtungen 105, 107
 Aufschließen 1, 25, 35
 Aufschließungsgrad, Abhängigkeit von
 Wirtschaftlichkeit 36
 Ausflockungsmittel für Trüben 127
 Austragkammermühlen 74, 76
 Azidität, aktive 229
 —, aktuelle 231
 Azurit 387, 397
- Backenbrecher** 26, 42, 43, 49
 Bandaufgabe 107, 184
 Bandwaagen 113, 420
 Bariumkarbonat als Gegengift 292
 Bariumsulfid 382
 Barrettöl Nr. 4 245, 323
 Basispatent 13
 Bauxit 409, 410
 Becherwerke 95
 Belebende Mittel 239, 281
 Belebung von Blende durch CuSO_4 282
 — von Oxyden durch CuSO_4 237, 284
 — von Pyrit durch H_2SO_4 285
 — von Pyrit durch Na_2S 285
 Belüftungsraum 135
 Benetzbarkeit 206, 240
 Benetzungserscheinungen 216
 Benzolwäschöl 503
 Benzylxanthat 250, 252
 Bergbau A.-G. Lothringen 395, 479
 Bergeindickung 124
 Bergeentwässerung 461, 463, 464
 — bei Kohle 510
 Bergereiniger (scavenger) 171
 Bergewirtschaft 461, 463, 464
 Bergverkselskapet Nord Norge 365
- Bernsteinöl 264, 503
 Berechnung des Ausbringens 423
 Besselpatente XV, 10, 522
 Bespannung von Filtertrommeln 192
 — von Rotoren 154
 Bestimmung der Trübedichte 224, 426
 Betriebsdauer in Flotationsanlagen 39
 — in Zerkleinerungsanlagen 44
 Betriebskontrolle 421
 — in Kohlenflotationsanlagen 521
 Betriebskosten 459
 Betriebsproben 421
 Bichromate 276, 336
 Bideford Black Co. 519
 Bitumen, schädlicher Einfluß auf Flotation
 317
 —, schädlicher Einfluß auf Laugung 306
 Bituminöse Kupfererze 317
 Black Cloud Flotationsanlage 388
 Black Donald Graphite Co. 299
 Black Hawk Anlage 376
 Blechstärke bei Sieben 117
 Bleierze 319, 360
 — nordafrikanischer Gruben 322, 323
 —, oxydische 387
 Bleiflotationsanlagen, Ergebnisse 324
 Bleiglantz 319, 360
 —, Einfluß von Bichromat 276
 —, Einfluß von Kalk 277, 286
 —, Einfluß von Natriumsulfid 274, 279
 —, Einfluß von Soda 286
 —, Einfluß von Zyaniden 273, 286
 —, Oxydationsfähigkeit 335
 Bleihüttenpraxis 476
 Bleikonzentrate, Handel 472
 Blei-Kupferflotation 351, 354
 Bleisulfat 320, 335
 Blei-Zinktrennung 279, 321, 360—373, 447
 —, Einfluß von Kupfersalzen 283
 —, Einfluß des p_h 238
 —, Einfluß der Temperatur 227
 —, Ergebnisse 363
 — bei oxydierten Erzen 394
 —, Laugung der edelmetallhaltigen Ab-
 gänge 312
 —, Schwimittelverbrauch 363
 —, Verwendung von Dinatriumphosphat
 279
 —, Verwendung von Herden 363
 —, Verwendung von Kalk 277, 286

- Blei-Zinktrennung, Verwendung von Kupfersulfat 281, 282
 —, Verwendung von Soda 278
 —, Verwendung von Zyaniden 274
 Bleizyanid, Unterschied von Zinkzyanid bei Behandlung mit überschüssigem Alkalizyanid 273
 Blutlaugensalz 355
 Böhmisches Grafitwerke A. G. 297, 479
 Boudjoudoun, Soc. des Mines de 318, 336, 396
 Braden Copper Co. 418, 465
 Bradfordverfahren 17, 274
 Bradley Trübedichteregler 226
 Braunkohlenteercreosotöl 263
 Braunkohlenteeröl 321, 450
 Brennstaubfeuerung 487
 Britannia Mining & Smelting Co. 349, 463, 465
 Brixlegg, Bergbau Kogl Flotationsanlage 319
 Broken Hill-Anlagen 17, 336, 391, 396
 Buchenholzteercreosotöl 263
 Bunker 44, 105, 376, 425
 Buntkupferkies 314–318
 Butylalkohol 310
 Butylxanthat 250, 252
- Callow**apparat 146, 148, 503
 —, Verteilung des Ausbringens im — 150
 Callowröhre 455
 Calumet and Hecla Cons. Copper Co. 304
 Cananea Copper Co. 316, 344
 Carl Alexander, Gewerkschaft 515
 Cattermoleverfahren 515
 Central Mining Rand Mines 305
 Cesag 467
 Cetylalkohol 257
 Chapapote 389
 Chemikalien 239
 Chemische Adsorption 216, 241, 269, 281
 Chemische Flotation 247
 Chemische Reaktion bei Drückern 271
 — — bei Sammlern 216, 241, 243
 Chemische Sammler 240, 246
 — —, Erleichterung der Filtrierbarkeit durch — 247
 — — -Schäumer 264
 — —, Unempfindlichkeit gegen Alkalien 278
- Chemische Schäumer 262
 Chief Consolidated Co. 238, 376, 392
 Chromerze 533
 Cia. Minera Asarco 389
 Clarit 487
 Cleaner 171
 Climax Molybdenum Co. 329, 460
 Coarse flotation 179
 Co. Industrielle d'Exploitation, Longovica 300
 Combined Metals Co. 376
 Cone Crusher 59
 Consolidated Mining and Smelting Co. of Canada 376
 Copper Cliff Anlage 359
 Cortez, Cons. Silver Mines 310
- Dampfverbrauch** bei Anwärmen der Trübe 228
 Delpratverfahren 12
 Denver Sub A-Apparat 166
 Destruktive Destillation von Fichtenholz 259, 260
 Deutsch-Bleischarleyanlage 369
 Diaphragmapumpe 98
 Dichte der Trübe 38, 339
 — — —, Beziehung zur Durchsatzleistung 38
 Dichtemesser 123, 426
 Dichtemessung 224, 225, 426
 Dichteregler, automatische 225
 Diegomischung 389
 Differentialmanometer 99, 100
 Differentielle Flotation 334
 Dikresyldithiophosphorsäure 265
 Dimethylglyoxim 386
 Dinatriumphosphat 279
 DIN Prüfungsgewebe 30
 Diphenylharnstoff 242
 Disc Crusher 43
 Dissoziationskonstante des Wassers 229
 Djebel Hallouf, Flotationsanlage 388
 Dominion Molybdenite Co. 331
 Doppelsammlersystem 255
 Dorr Eindicker 124
 Dorr Klassierer 87
 Drahtgewebe, Vergleichstabelle 32
 Drehtellerspeiser 107, 108
 DRP, Zusammenstellung 522
 Druckluftapparate 14, 133, 145, 384

- Druckluftapparate, Einteilung 146
 —, Kombination mit Rührwerksapparaten 177
 — bei Oxydfotation 384
 Drückende Mittel 239, 268, 338, 339
 — —, Alkalien als — 276
 — —, Einfluß der Einwirkzeit 271
 — —, Einfluß der Temperatur 271
 — —, Kolloide als — 280
 — —, Mengenverbrauch 271
 — —, Salze als — 272
 — — bei Schlämmen 37
 — —, Technik der Anwendung 271
 — —, Zeitpunkt der Zugabe 271
 Dual Promoter System 255
 Duplex Mahlfeinheitprüfmaschine 33
 Durchsatzleistung von Flotationsapparaten 156, 166
 Durit 487
 Dwight-Lloydapparate 476, 477
- Eagle Picher Lead Co.** 372
 Edelmetallkonzentrate, Handel 473
 Eindicken mit Ausflockungsmitteln 127
 — vor Bergereinigerzellen 223
 — von Flotationsabgängen vor Laugung 312
 — im Flotationsverlauf 223
 Eindicker 121
 —, Berechnung 125
 — für Berge 124, 414, 416
 — als Bunker 106
 —, Dorr- 124
 — vor Filteranlagen 414, 416
 —, Genter- 125
 —, Hardinge Super- 124
 — nach Klassierern 82, 414, 416
 —, Verwendungsmöglichkeit 123
 —, Wolfscher Druck- 125
 Einengungsverhältnis 94, 423
 Einfache Flotation 6, 295
 — von Bleierzen 278, 319—324
 — von Gold 302, 306
 — von Graphit 295
 —, Kosten 461
 — von gediegenem Kupfer 302
 — von Kupfererzen 314—319
 — von gediegenen Metallen 302
 — von Platinerzen 302, 305
 — von Schwefel 301
- Einfache Flotation von Silbererzen 302, 306
 —, Sodazusatz bei — 278
 — von sulfidischen Erzen 305
 — von Zinkerzen 278, 325—329
 Einfluß der chemischen Konstitution auf Sammlereigenschaften 257
 — der chemischen Konstitution auf Schäumereigenschaften 241
 — der Flotation auf die Verhüttungspraxis 473
 — der Flotation auf die Zinkelektrolyse 477
 — der Trübedichte auf Leistung 444
 — der Trübedichte auf Reagenzienverbrauch 444
 — verschiedener Chemikalien auf Erze 285
 Einschlagen von Luft in die Trübe 132, 135
 Einwirkdauer 271, 293, 306, 339
 — von Bichromat 276
 — bei gediegenem Kupfer 303
 — von konditionierenden Mitteln 271, 293, 306
 — von Kupfersulfat bei der Zinkblende-Aktivierung 325
 Einwirkgefäße 129, 271, 339
 — als Bunker 106
 — mit Propellerflügel 130
 Einwirktemperatur bei Drückern 271
 Einzellenapparate 133
 Einzugswinkel bei Walzenmühlen 57
 Eisenerze 532
 —, oxydische 399
 Eisengehalt von Zinkblende 325
 Eisennickelkies 305, 359
 Eisensulfat als Flotationsgift 289, 291, 296, 316, 356
 Eiweißstoffe 280
 Ekof 467
 Ekofapparate 16, 133, 134, 146, 161
 — für Kohlenflotation 506
 — Type F 161
 — Type W 162
 Elektrische Gasreinigung 201
 Elektrolyse (Zn) 477
 Elektrometrische p_H -Messung 232
 Elektrostatische Theorie 208
 Elmore-Diehlverfahren 506
 Elmore Extraktionsverfahren 11
 Elmore Vakuumverfahren 132, 331
 El Oro-Futter 64

- Emser Anlage (Stolberg) 358
 Enargit 314
 Engels Copper Mining Co., 418, 460, 465
 Entaschung der Kohle 497, 511, 512
 Enthärtung des Wassers bei Fettsäure-
 verwendung 384
 Entschwefeln der Kohle 497, 511
 Entstaubung bei Konzentrattrocknung 201
 — mit Kettenfiltern 201
 Enttonen 440
 Entwässerung, Abhängigkeit von der
 Korngröße 506
 — mittels Bindemitteln 509
 —, Erleichterung durch chemische Samm-
 ler 189, 247, 506
 —, von Flotationskonzentraten 189, 501
 —, Grenzen der — 508
 — von Kohlenflotationsbergen 510
 — von Kohlenflotationserschäumen 501
 — von Kohlenkonzentraten in Trocken-
 türmen 509
 — von größeren Konzentraten 180
 — in Stauchkästen 189
 —, Vorschalten von Klassierern 189
 —, Zusatz von Xanthat 506
 Entwässerungsbecherwerke 96
 Entwässerungskosten 461, 463, 464
 Erdalkalisulfide 287, 288
 Ermittlung des Aufbereitungserfolges, For-
 meln 422
 Errichtung von Neuanlagen 457
 Erzflotation 295—484
 Erzflotation, Unterschiede von Kohlen-
 flotation 485
 Erzverträge bei Lohnanlagen 378
 Eucalyptusöl 258, 264, 305, 396
 Eureka Holly Mineanlage 390
 Eustis Mine Flotationsanlage 346
 Everson C. J., Widerlegung der Erfin-
 dungsüberlieferung 10
- Fahlerz 314, 316, 318, 319
 —, Trennung von Schwespat 319
 Fahrenwaldapparat 136, 163, 166
 Farbstoffe als Drücker 280, 401
 Faserkohle 487, 488, 513, 514
 Federal Min. a. Sm. Co., Grube Kansoria 328
 Feinkohlentransportbänder 502
 Feinmahlung 19, 44, 45
 —, Stammabäume 89—93
- Feinmahlung, stufenweise 86
 Feldspat, Belegung durch Kupfersulfat
 237, 284
 —, Einfluß des p_H 237, 284
 Ferrisulfat 374
 Fettkohlengruppe 488
 Fettsäuren für direkte Oxydflotation 384,
 385
 — als Sammler 227, 254, 384, 385
 Fettsäuren, Einfluß der Temperatur 227,
 407
 — in Gegenwart von Wasserglas 279
 Fichtelberg-Anlage 401
 Filteranlagen 189
 Filterapparate, Kontrolle 431
 Filterbespannung 192
 Filtrationskosten 461, 463, 464
 Filtratkreiselpumpen 199
 Filtrierbarkeit, Erleichterung durch Binde-
 mittel 509
 —, Erleichterung durch chemische Samm-
 ler 189, 247, 506
 —, Erleichterung durch Xanthat bei Kohle
 506
- Flachsiebe 116
 Flin-Flonanlage 357
 Flintsteine 3
 —, Verschleiß 80
 Flinzgraphit 295, 296
 Flockenbildung 38
 Flotation, All- 15, 19, 317, 318
 — von Anglesit 391
 —, Anteil an der Kupfererzeugung 314
 —, Anteil an der Welterzeugung der Me-
 talle 24
 — von Antimonerzen 375
 — von Apatit 406
 — von Bauxit 409
 — von Bleierzen 319, 324, 351, 360, 387
 —, chemische 247
 —, Definition 4, 6
 —, differentielle 334
 —, einfache 6, 278, 295, 333
 —, Einfluß verschiedener Gasarten 218
 —, Einfluß der Schlämme 37, 38, 288
 —, Einfluß auf die Verhüttungspraxis 473
 — von Eisenerzen 399
 —, Erhöhung der Erzreserven durch — 18
 —, Erz- 295—484
 — von Flußspat 408

- Flotation von Gangarten 412
 — von gediegenen Metallen 302
 — von gemischten oxydischen und sulfidischen Erzen 392
 —, Geschichte 9
 — von Golderzen 302, 306, 404
 — von Graphit 295
 —, Grenzen der Anwendbarkeit 7
 —, Grob- 179
 —, Grundbedingungen 5
 —, Halden- 17, 288
 — und Herde 177, 299, 304, 363, 364, 365, 393, 428
 — von Kaolin 411
 — von Kohlen 485
 —, kollektive 6, 295, 333
 — von Kryolith 409
 — von Kupfererzen 302, 314—319
 — von Laugungsabgängen 312
 — von Manganerzen 404
 — von Molybdänerzen 329
 —, Öl- 247
 —, oxydische 378—413
 — von oxydischen Erzen und Mineralien 378 ff.
 — von Platin 302, 305.
 —, pneumatische 146
 — von Quecksilbererzen 331
 — von Schwefel 301
 — von Schwerspat 410
 —, selektive 14, 15, 268, 272, 295, 333
 — von Silbererzen 302, 306, 404
 — von Silikaten 411
 —, sortenweise 333, 334
 — von sulfidischen Erzen 305
 — in alkalischer Trübe 279
 — in saurer Trübe 278
 —, umgekehrte 403, 411
 —, wahlweise 333, 334
 — von Zinkerzen 324—329
 — von Zinnerzen 402
 Flotation Research Co. 468
 Flotationsanlagen, europäische 478 ff.
 Flotationsapparate 131
 —, Anforderungen an — 6
 —, Druckluft- 145
 —, Einfluß alkalischer Trübe 278
 —, Einteilung 132, 133
 —, Freiluft- 157
 —, kombinierte 177
 Flotationsapparate, Rührwerks- 135
 —, — mit horizontaler Welle 143
 —, — mit vertikaler Welle 138
 — bei Oxydfotation 384
 —, Zellenzahl 136, 318
 Flotationschemikalien 239
 Flotationsfähigkeit der verschiedenen Mineralien 8
 Flotationsgegegengifte 239, 268, 291
 Flotationsgifte 239, 268, 288, 380
 — bei Oxydfotation 380
 Flotationsgrundversuch 5
 Flotationsindex 8
 Flotationskennziffer 8
 Flotationskonzentrate, Blei- 472
 —, Edelmetall- 473
 —, Eigenschaften und Beschaffenheit 474
 —, Entwässern 189, 453
 —, Handel 470
 —, Kupfer- 472
 —, Rösten 475, 476, 477
 —, Schwefelkies- 473
 —, Stapelung 419
 —, Transport 419
 —, Trocknung 199, 419, 453
 —, Versacken 419
 —, Vorentwässern 124
 —, Zink- 471
 Flotationskosten 8, 459
 Flotationsmittel 239, 293
 — — kontrolle 427
 — — kosten 459
 — — menge 339
 — — preise 294
 Flotationsmittelzugabe 339, 451
 Flotationsöle 2, 45, 240, 245, 259, 262, 264, 294, 503
 Flotationsreagenzien 339—393
 — bei Kohle 502
 Flotationsstörende Stoffe 219, 289
 Flotationszeit 445
 Flotationszusätze 240
 —, Zeitpunkt 293, 339, 445
 Flotierbare Mineralien 529
 Flotol 261, 319
 Flotophore Gruppen 242, 257
 Flußspat 227, 254, 406, 408, 409
 —, Trennung von Blende 409
 Folienkolorimeter, Wulffsches 233
 Forresterapparat 16, 146, 157, 160

- Franklin Fluorspar Co. 408, 409
 Freigold 306, 308, 309
 Freiluftapparate 146, 157
 Fuchsgrube, Kohlenflotationsanlage 516
 Fusit 280
 Futterbalken 67
- G**
 Gangarten 412, 534
 —, Beeinflussung durch Ammoniak 279
 —, Beeinflussung durch Wasserglas 270, 412
 —, Verhalten bei der Flotation 412, 413
 Gasarten, Einfluß verschiedener 218
 Gasblasen als Auftriebsmittel 11
 —, Ölung 6, 217, 365, 269
 Gasflammkohlengruppe 488
 Gase (reduzierende) bei Oxydflotation 384
 Gaskohlengruppe 488
 Gasolin 389
 Gebläse 180, 198
 Gebrauchsmuster 528
 Gefälle für Rinnen 430
 Gefügebestandteile der Kohle 486, 487, 512
 —, Einfluß auf die Verkokung 512
 —, Trennung der — 498, 500
 Gegengifte 268, 291
 Gelatine 280
 Gelsenkirchner Bergwerks A. G. 497
 General Engineering Co. 467, 468
 Genter Eindicker 125
 Gesamtflotation, s. Allflotation
 Geschwefelte Öle 246, 261, 266
 Geschwefeltes Pineöl 261
 Gewichtsfeststellung 421
 Gibbssche Schicht 217
 Giesche Spolka, Poln.-Bleischarley 326 bis 328, 480
 v. Giesches Erben, Deutsch-Bleischarley 369, 479
 Giftwirkung löslicher Salze (Ursachen) 291
 Gips als Kohlenasche 493
 Glanzenberg Flotationsanlage 17, 430
 Glanzkohle 486, 487, 488, 491, 514
 Gleichfälligkeit 81, 87
 Glimmer 411
 —, Trennung von Graphit 296
 —, Trennung von Magnesit 411
 G.N.S.-Öle 260
 Golden Cycle Corp. 310, 312, 376
 Golderze 404, 530
 Goldflotation 302, 306—314
 —, Anteil an Gesamtgoldaufbereitung 314
 —, Einfluß des pH 238, 302
 —, Verluste durch Zyanide 274, 275
 Goldführender Quarz 311, 312
 Goldtellurerze 310, 312
 Granby Cons. Min. Sm. a. Power Co. 464, 465
 Grand Central Mine 383, 390
 Graphit, amorpher, als schädlicher Begleiter von Erzen 296, 297, 365
 Graphitflotation 10, 245, 260, 264, 280, 295
 —, Einfluß von Stärke 280
 Graphitstaub 296
 Grenzflächenkräfte 209
 Grobflotation 179
 Grobkornablaß bei Mac Intoshzelle 153
 Große Burg Flotationsanlage 399
 Grube Bergwerkswohlfahrt 321, 324
 Grube Hilfe Gottes 321, 324
 Grube Victoria, Littfeld 395
 Grund, Erzbergwerk 17, 320, 324
 Guajakol 263
 Gummiüberzüge (gelochte) für Rotoren 146, 154
 Gurtbecherwerke 95
 Gute Hoffnung, Call 388, 479
- H**
 Haften von Gasblasen an geölten Erzteilchen, Theorie 214
 Hainsberger Thonwaren- und Schmelztiegelwerke W. Lorenz 297, 480
 Haldenflotation 17, 288
 Hämatit 387
 Handel mit Flotationskonzentraten 470
 Hardingemühle 46, 68, 77
 Hardinge Supereindicker 124
 Harkins-Langmuirsche Theorie 210, 212, 256
 Harmony Mines Co. 318, 418, 463, 464
 Härtebildner als störende Bestandteile des Aufbereitungswassers 219, 277
 Hebronverfahren 11
 Hecla Grube 323, 460
 Hellige Komparator 233
 Hercules Yarmor-Pineöl 260
 Herde 3, 177, 304, 363, 365, 393, 418
 — für Graphitabtrennung bei Bleiflotation 365
 — bei selektiver Blei-Zinkflotation 363, 364

- Herde für Pyritentfernung bei Graphitflotation 299
 —, Vorschaltung einer Flotationsanlage vor — 304
 — zur Vorwegnahme von Sulfiden bei Oxydflotation 393
 Herdtrockner 199
 Herstellung von Reagenzienlösungen 187
 Heteropolare Stoffe 211
 Hilfe Gottes, Grube, Flotationsanlage 321
 Hilfsbunker 106
 Hilfsmaschinen für die Flotation 95
 Hodruša, tschechosl. Staatsgruben 313
 Holzdestillationsprodukte 262
 Holzgeistöl 308
 Holzteerkreosotöl 317, 320, 325
 Holzteeröl 503
 Holzterpentin 331
 Horwoodverfahren 15, 335
 Hudson Bay Mining & Smelting Co. 357
 Humboldt Sulphur Corp. 301
 Humboldt-Deutz-Motorenwerke A. G. 467,
 Hum-mer-Sieb 120 [469
 Humusstoffe als Flotationsgifte 219, 291
 Hüttenabzüge 360, 472
 Hydrophile Stoffe 206, 211
 Hydrophobe Stoffe 206, 211
 Hydro-Dichteschreiber 225
 Hyposulfite 275
- Inaktivierung von Zinkblende durch Zyanide 282**
 I. G. Farbenindustrie A. G. 267
 Indikatoren 232
 —, einfarbige 232
 —, mehrfarbige 232
 — -Reihe von Clark & Lubbs 233
 —, Umschlagsintervall 232
 Inspirationapparat 133, 134, 151
 Inspiration Cons. Copper Co. 418, 454, 465
 International Agricultural Comp. 407
 International Nickel Co. 359
 International Smelting and Refining Co. 376
- Janneyapparat 134, 163, 168, 328**
- Kaliumisoamyloxanthat 213**
 Kaliumxanthat 249, 250, 251
 Kaliumzyanid 274
 Kalk 220, 271, 276, 285, 317, 320, 326, 343,
 351, 449
 Kalk bei Cu-Zn-Trennung 227, 343
 — als Gegengift 291
 — bei Kupferflotation 316
 — bei Pb-Zn-Trennung 283
 —, Wirkung auf Bleiglanz 277, 320
 —, Wirkung auf Kupferglanz 277, 343,
 351
 —, Wirkung auf Pyrit 343
 Kalkmilch 266
 Kalkspat 412
 Kaolin 411
 Kalziumpolysulfid 398
 Kalziumsulfid 288, 382
 Kalziumzyanid 274
 Kapillaraktive Stoffe 217, 225
 Kapillarkräfte 205
 Kapillartheorie 209
 Karbonatische Bleierze 321
 Kegelbrecher 44, 59
 Kennecott Copper Co. 397
 Kennziffer von Sammlern 242, 244
 — von Schäumern 258
 Kerosen 245, 332, 514
 Kesselkohle 518
 Kettenbecherwerk 95
 Kettenfilter für Entstaubung 201
 Kiefernöl 259
 Kieselkupfererz 304, 397
 Kilo Moto, Soc. des Mines de 312
 Klassieren 3
 —, Wasserverbrauch beim — 418
 Klassierer 36, 37, 45, 81
 —, Akins- 89
 — vor Entwässerung 189
 — kombiniert mit Schwimmapparaten und Herden 179
 —, Kontrolle 426
 — im geschlossenen Kreislauf mit Mühlen 89—93
 —, Rechen- 81
 —, Schlüssel- 82
 Klaben 3, 421
 Kleinbentinkapparat 142, 506
 Knaben Molybdengruber 331, 480
 Kobalterze 532.
 Kohle, Zusammensetzung 487
 Kohlenarten, englisch-deutsche Übersetzung 535.
 Kohlenflotation 23, 262, 264, 280, 485
 —, Ausgangsmaterial 499

- Kohlenflotation, Begrenzung durch Korngröße 497
 —, Ergebnisse 511
 —, Erhöhung der Ausbeute durch 499
 —, Geschichtliches 496
 —, Schlamm- 499
 Kohlenschlamm 497, 498
 —, Entfernung aus der Wäsche 499
 Kohlensäure als Flotationsgas 384
 Kohlenstaub 497, 498
 Kohlenteerkreosotöl 323
 Kohlenteeröl 246, 320
 Kohlenwäsche, Aufgaben 494
 Koks, aschenarmer 495
 —, Handel nach Reinheit 495
 Kokskohle 499, 500
 Kokskohlenentwässerungsbänder 509
 Kollektive Flotation 6, 295, 316, 333, 334
 Kolloide als Drücker 280
 — als Gifte 291
 Kombinierte Anwendung von Rühr- und Druckluftapparaten 177
 Kombinierte Rühr- und Luftdruckapparatrate 133
 Kompressionszeit beim Eindicken 125
 Konditionieren 182
 Konditionierende Mittel 240, 268, 271
 —, Abhängigkeit der Wirkung von der Anwendungsart 293
 —, Abhängigkeit der Wirkung vom Zeitpunkt der Zugabe 293
 Konzentrationsverhältnis 94, 423
 Kopfwipper 105
 Kornfeinheit, Bezeichnungen 31, 35
 —, Einfluß auf Apparatewahl 134
 Korngröße, Bezeichnungen 31
 —, Einfluß auf die Flotation 25, 298, 448
 —, oberste, für die Flotation 25
 —, Verteilung bei der Kohlenflotation 504
 Korrosion durch Seewasser 220
 Kosten, Aufbereitungs- (prozentual) 466
 —, Betriebs- 459, 460, 463, 464
 —, der Feinmahlung 49
 —, Filtrations- 461, 510
 —, Flotations- 459
 —, Flotationsmittel- 459
 — der Kohlenflotation 500
 —, Laugungs- 461
 —, Mahl- 44
 —, Neuanlage- 458
 Kosten, Öl-, bei Kohlenflotation 503
 — der Zerkleinerung 39, 459
 — der Zerkleinerung mit Backenbrechern 51
 — der Zerkleinerung mit Rundbrechern 53
 — der Zerkleinerung mit Walzenmühlen 57
 Kraftverbrauch bei Flotation 464
 — von Flotationsapparaten 142, 143, 144, 149, 156, 157, 160, 166, 167, 169
 Krautapparat 143
 Kreiselumpen 199, 432
 Kreiselwipper 105
 Kreosotöl 246, 263, 264, 265, 296, 317, 503
 — Verbrauch 263
 Kresol 257, 258, 262, 264, 317, 318, 320, 325
 Kresylsäure 220, 262, 265, 301, 310, 318, 322, 347, 503
 Krupp Grusonwerk A. G. 467, 469
 Kryolith 254, 406, 409
 Kugelmühlen 26, 43
 — mit Anstragkammer 74
 K und K-Apparat 143
 Kupfer, gediegen 302, 317
 — — in Konglomeraten 302
 — — in Melaphyren 302
 — —, Mehrausbringen durch Flotation 304
 Kupfer-Bleitrengung 351—354
 Kupfer-Eisentrengung 343, 349, 351, 399
 Kupfererze 314, 343, 531
 —, Mengen flotierter — 314, 344
 —, oxydische 397
 Kupferglanz 314, 316, 317, 318
 —, Einfluß des p_h 235, 236
 Kupferhüttenpraxis 475
 Kupferkies 314, 316, 318
 —, Einfluß von Kupfersulfat 283
 — -Eisenspattrennung 351, 399
 Kupferkies-Pyrittrennung 343, 349
 — —, Einfluß von Kupfersulfat 283
 — —, Einfluß der Temperatur 228
 — —, durch Mischflotation 349
 — —, stufenweise 351
 — —, Verwendung von CaO 276
 Kupferkonzentrate, Handel 472
 Kupfer-Nickeltrennung 359
 Kupfersalze, aktivierender Einfluß auf Zinkblende 283, 325, 354
 —, schädlicher Einfluß auf Pb/Zn-Trennung 283

- Kupfersulfat 237, 281, 306, 325, 339, 361
 —, aktivierender Einfluß auf Feldspat 237
 —, aktivierender Einfluß auf Oxyde 237, 284
 —, aktivierender Einfluß auf Zinkblende 325, 361
 —, Aktivierungszeit 283
 —, Auflösen von — 187
 —, genaue Bemessung bei Belebung von Blende 325
 —, Einfluß von metallischem Eisen in der Trübe 284
 —, Einfluß auf verschiedene Erze 285
 — als belebendes Mittel 281, 339
 — als verstärkendes Mittel 282
 —, unterschiedliches Verhalten gegen gedrückte und ungedrückte Blende bzw. Pyrit 283
 —, Verbrauch 284
 —, Wirkung auf Kupferkies 283
 —, Wirkung auf Pyrit 283
 Kupfersulfide, Einfluß von Kalk 277
 —, Einfluß von Zyaniden auf 273
 Kupfersulfit 284
 Kupfervitriol 281
 Kupfer-Zinktrennung 354—358
- Laboratoriumflotationsapparate**, Callow 455
 —, MacIntosh 456
 —, M. S. 455
 Laboratoriumsversuche 433 ff.
 La Lucette, Flotationsanlage 323, 324
 Langmuir-Harkinssche Theorie 210, 212, 256
 Laschenbecherwerk 95
 Laugereiabgänge, Flotation von — 313
 Laugung 314
 — von Flotationsabgängen 311, 312
 —, Kosten 461
 Laugungsverfahren 4, 307
 Laurium, Soc. des Mines de 17
 Lautenthal, Flotationsanlage 17, 363
 Läuterprozeß 289, 350
 Le Graphite de Madagascar 300
 Leim 280, 515
 Leistung von Flotationsapparaten 166
 —, Abhängigkeit der — 156, 166
 Lekomberg, Flotationsanlage 406, 479
- Lesebänder 110
 Lettige Erze 179
 Leuchtgas bei Oxydflotation 384
 Leuchtöl 245
 Lizenzen 462
 Lizenzpflichtigkeit 134
 Lizenzverträge 469
 Lohnflotationsanlagen 337, 375
 Los Guindos, Flotationsanlage 323, 479
 Lösliche Salze aus Erzen 289
 — —, Einfluß auf Oxydflotation 384
 — —, Entfernung vor Flotation 289
 Löslichkeit, Beeinflussung durch gelöste Stoffe 270
 — von Erzen 269, 270
 — von Mineralien 243, 269, 270
 — von Pineöl 258
 — von Sammlern 242
 — von Schäumern 255, 257, 260, 261
 Löslichkeitstabelle von Erzen und Sulfiden 270
 Lothringen, Bergbau AG. 395, 479
 Lowdentrockner 199
 Lower California Metals Co. 375
 Lucky Tiger Flotationsanlage 313
 Luftheber 101, 158
 Luftheberflotationsapparate 158
 Luftverteilung 132, 146
 Lyophile Stoffe 206
 Lyophobe Stoffe 206
- MacIntoshzelle** 146, 152
 — für Kohlenflotation 506
 —, Versuchsapparat 456
 Macquistenverfahren 14
 Magerkohlengruppe 468
 Magnaanlage 347
 Magnesit 411
 Magnete, feststehende 112
 Magnetkies 309
 Magnetrolle 42, 111
 Mahlanlage, Kontrolle 425
 Mahldauer, Einfluß auf p_h der Trübe 238
 Mahlen 26, 44
 — im geschlossenen Kreislauf mit Klassierern 36, 89 ff.
 —, selektiv 37, 39
 —, stufenweise 39, 86
 — von Goldflotationskonzentraten vor Laugung 311

- Mahlfleinheit bei selektiver Flotation 338
 Mahlkörper 63, 425
 Mahlkosten 44
 Mahlkugeln 71
 Mahlplatten 63, 67
 Mahlstäbe 71, 74
 —, Verschleiß 80
 Mahlstambäume 89—92
 Mahlversuche 441
 Malachit 254, 287, 387, 397
 —, Einfluß des pH 237
 Mammutbagger 99, 104
 Mammutpumpen 101
 Manganerze 404, 532
 Manganerzflotation 404
 Marcymühle 77
 Marmatit 325
 Mattkohle 486, 487, 488, 514
 McGill-Anlage 89, 180, 460, 464
 Mechernicher Werke, Gewerkschaft 321,
 324, 480
 Meggener Kiese 373
 Mehrzellenapparate 133
 —, Zellenzahl 134
 Melaphyrkupfererze 302
 Membranpumpen 99, 123
 Menge der flotierten Erze 23
 Mengenverteilung im Mühlenkreislauf 85
 Mercaptane 386
 Metallbilanz 420
 Metalle, gediegene 302
 Metalloide 495
 Miami Copper Co. 351, 418, 460, 463, 465
 Miamityp 150
 Mica, Soc. An. Romana Miniera 308, 479
 Midvaleanlage 376
 Mikroskopische Untersuchungen 424, 429,
 439, 452
 Mineralia A. G. f. Bergbau 400, 479
 Minerals Separationapparate 134, 136, 138,
 163, 467, 503
 —, Versuchsapparate 455
 Minerals Separation Ltd. 12, 336, 463
 Mines de Boudjoudoun 318
 Mines d'Or de Kilo-Moto 312
 Mines d'Or du Châtelet 310, 480
 Mines d'Ouasta 323, 324
 Mines de la Plagne 393, 433
 Mines de Pujol 318
 Mines de Transylvanie 313, 483
 Mischer 130, 181, 339
 Mitteldruckgebläse 180
 Moctezuma Copper Co. 20, 21, 345, 418,
 463, 464, 465, 466
 Modifizierende Mittel 210, 239, 281, 287,
 362
 — —, Mengen bei Pb/Zn-Trennung 362
 Mo i Ranen, Anlage 365
 Molybdänerze 329, 533
 Molybdänerzflotation, einfache 246
 —, selektive 374
 Molybdänglanz 329
 Molybdän-Kupfertrennung 374
 Montana Mines Corp. 309, 463, 466
 M. S., siehe Minerals Separation
 M. S.-Standardapparat 138
 M. S.-Unterluftapparat 163
 Mühdorfer Graphit-Bergbau-A.G. 300, 481
 Mühlen mit Austragkammer 46, 74
 — mit zentralem Austrag 46
 —, Gegenüberstellung der verschiedenen 77
 —, Hardinge- 46, 68, 77
 —, Kombination mit Klassierern, Herden
 und Schwimmpumpen 179
 — im geschlossenen Kreislauf mit Klas-
 sierern 36, 89—93
 —, Marcy- 77
 —, Mehrbelastung durch Klassierer 85
 —, Rohr- 45, 62
 —, sieblose Kugel- 45
 — Stab- 45
 —, Trommel- 45
 —, Versuchs- 441
 Nachflotation 138
 Nachreinigung von Konzentraten 133
 — von Zinnkonzentraten 22
 Nachzerkleinerungsmaschinen 43
 Nadelholzteeöl 298
 Naphtalinöl 503
 Naphtylamin 265
 Naßmahlen 26
 Natriumaerofloat 267, 347
 Natriumbichromat 276, 336
 Natriumbikarbonat 278
 Natriumsilikat, siehe Wasserglas
 Natriumsulphhydrat 384
 Natriumsulfid, siehe Schwefelnatrium
 Natriumsulfid als Drücker 274
 — als Gegengift 274, 292

- Natriumxanthat 249, 250
 Natriumcyanid 384 (siehe Zyanide)
 Natronlauge 278, 325
 — als Gegengift 291
 — bei Sulfidierung 384
 Natürliche Oxydfotation 381, 384
 Nebenapparate der Flotation 180
 Neuhofgrube, Flotationsanlage 17, 484
 Nevada Cons. Copper Co., McGill 89, 180,
 460, 464
 New Cornelia, Flotationsanlage 384
 Nickelerze 532
 Nickel-Kupfertrennung 359
 Nickelsulfide 306
 Niederschlesische Bergbau A. G. (Fuchs-
 grube) 514, 516
 Normalsiebsätze 33
 North Broken Hill Ltd. 336, 396
 Nujol 246
- O**berflächenbenetzung 205
 Oberflächenspannung 205, 255
 Old Steamboat Springs Mine 332
 Oleate 213, 255, 386, 400, 405, 408
 Öle, Ersatz durch chemische Sammler 247
 —, geschwefelte 246
 Ölen der Gasblasen 6, 217, 256, 269
 — der Mineralteilchen 6, 240
 Ölflotation, alte 11
 —, neue 247
 Ölkosten bei der Kohleflotation 503
 Ölsäure 255, 386, 397, 400, 408
 Ölschwimmverfahren von Robson & Crow-
 der 11
 Orientierung der Moleküle in Grenzflächen
 210
 Orthotoluidin 253, 257, 258, 265
 Osmiridium 311
 Österreichisch - amerikanische Magnesit
 A. G., Radenthein 411, 481
 Outokummun Kaivos 347, 481
 Oxalate 386
 Oxydationsfähigkeit von Bleiglanz 227, 320
 — — —, Einfluß der Temperatur 227
 — der Erze 227, 441
 — von Pyrit 228, 316, 441
 —, Einfluß auf die Schwimmfähigkeit 227
 Oxydfotation 252, 378—413
 —, direkte oder natürliche 381
 — mittels Fettsäuren 279
- Oxydfotation, indirekte 381
 —, Einfluß des p_h 236, 237
 —, Einfluß von Wasserglas 279
 — durch Sulfidierung 381
 —, Theorie 381
 — mittels Xanthaten 252, 391
 Oxydierte sulfidische Erze 279, 288, 316,
 325, 441
 — Zinkerze 325
 Oxydische Bleierze 387, 391
 — Kupfererze 317, 397
 — Mineralien 379, 406
 — Mineralien, flotierbare 379
- P**addelrührwerk bei Trommelfiltern 199,
 431
 Palmitat 407
 Palmitinsäure 387
 Palmöl 397
 Paraffinöl 245, 296, 503
 Parellin 245
 Parkerapparat 144
 Parker-Benett-Apparat 144
 Passivierende Mittel 239, 268
 Patente (DRP), Zusammenstellung 522
 —, Verfahrens- 468
 —, Apparate- 468
 Patentprozesse 466
 Patentrechtliche Erwägungen bei Wahl
 der Apparattypen 134
 P. E.-Flotationsöl 246
 Peñarroya, La Carolina 322, 324
 —, Antolin 496
 Pensacolaöl 330
 Pentlandit 359
 Permanganat 276
 Pertusola, Soc. Min. et Met. 329
 Petrographische Zusammensetzung der
 Steinkohle 487
 Petroleum 296, 332
 P. F. Sub. A-Apparat 163
 Phelps Dodge Corp. 22, 376, 391, 418, 463,
 464, 465, 466
 p_h , siehe auch Wasserstoffionenkonzentra-
 tion 230
 —, Einfluß auf Goldausbringen 302
 — -Messungen 232
 — -Messungen bei Kalkzusatz 277
 — von Seewasser 220
 Phenol 257, 258, 262, 264, 265, 514

- Phosokresol 246, 265, 267, 319, 325, 375
 Phosphatflotation 407
 Phosphorpentasulfid 266
 Pineöl 210, 220, 246, 258, 259, 296, 316,
 322, 326, 339, 503
 —, geschwefeltes 261
 —, Mengenverbrauch 258, 261
 —, Wasserlöslichkeit 258
 Pittsburgh Coal Co. 503, 511
 Plakalnitza, Flotationsanlage 105, 433
 Platin 302, 305
 Platinerze 529
 —, einfache Flotation 302, 305
 Platinmetalle 311, 530
 Plattenbänder 105
 Pneumatische Flotationsapparate 146
 Pochwerke 307
 Polare Stoffe 211
 Polarität 211
 Polar-unpolare Stoffe 211
 Polieren von Flinzgraphit 296
 Polysulfide 288
 Polythionsäure 275
 Portland Gold Mining Co. 312
 Positiv Flow Subaeration-Apparat 163
 Potentiometrische p_h -Messungen 232
 Premier Gold Mining Co. 310
 Preuß. Bergw. u. Hütten-A. G. 320, 363, 481
 — — — —, Erzbergwerk Lautenthal 17, 363
 — — — —, Grube Bergwerkswohlfahrt 321
 — — — —, Grube Hilfe Gottes 321
 Probegut für Versuche 433
 Probenahme von Betriebsproben 421
 — von Versuchsgut 434
 Probenehmer 187, 421
 Proprietary Mine, Broken Hill 391
 Proustite 313
 Prüfsiebewebe DIN 30
 Puffer 231
 Pujol, Mines de 318
 Pumpen 96
 —, Kreisel- 96
 —, Membran- 99
 —, Spiral- 99
 —, Wilfley- 97
 —, Zentrifugal- 96
 Pyknometer 224, 426
 Pyrargit 313
 Pyrit, Belebung durch H_2SO_4 285
 —, Belebung durch Na_2S 285
 Pyrit, Drücken von — 271, 285
 —, Einfluß von Alkalität und Zyaniden
 273, 285
 —, schädlicher Einfluß auf Anreicherung
 342
 —, Einfluß von CaO 276, 285
 —, Einfluß von $CuSO_4$ 283, 285
 —, Einfluß von Na_2CO_3 278, 285
 —, Einfluß des p_h 235
 —, Einfluß der Temperatur 228
 — -Golderze 307, 311
 — in der Kohle 493
 —, Trennung von Kupfererzen 343
Q
 Quarz 254, 387, 412
 —, Belebung durch $CuSO_4$ 237, 284
 —, Einfluß des p_h 237, 284
 —, goldführender 311, 312
 Quecksilbererze 331, 530
 —, einfache Flotation 331
 Quecksilbersalze als belebende Mittel 285
R
 Raconit 252
 Randwinkel 206
 Reagenz „208“ 303
 Reagenzienlösungen, Herstellung 187
 Reagenzienmenge 338
 Reagenzienverbrauch und Trübedichte 444
 Reagenzienzugabe, stufenweise 446
 Rechenklassierer 81
 Reconstructed Oils 246, 261, 266
 Recsk, Goldbergwerk 308, 484
 Reduzierende Gase bei Oxydflotation 384
 Reichschäumer 162, 171
 Reiniger 138, 147, 171
 Reinigung von Wasser 219
 Relative Schwimmfähigkeit 8, 412
 Rinnenführung 429
 Roan Antelope Copper Mines Ltd. 317
 Robson & Crowder, Ölschwimmverfahren
 11
 Rohpetroleum 264, 503
 Rohrmühle 62, 77
 — mit Austragkammer 76
 Rollenrost 114
 Roste 113
 —, bewegte 113
 —, feststehende 113
 —, maschenbewegte 113
 Rougher 170

- Roulette Comparator (p_h -Messung) 233
 Rücklaufwasser vom Eindicker 127
 Rührraum 135
 Rührwerksapparate 132, 135, 384
 — bei Oxydfotation 384
 —, Vorzüge 137
 — mit horizontaler Welle 133, 143
 — mit vertikaler Welle 134, 138
 Run Lead Co. 372
 Ruthapparat 143
- Sachtleben A. G.**, Versuchsanlage 373, 482
 Sammelnde Öle 240, 245
 Sammler 210, 239, 240
 —, chemische 249, 246
 Sammlereigenschaften, Einfluß der chemischen Konstitution 241
 Sammlerindex 242, 246
 Sammlerkennziffer 242, 244
 Sammleröle 240, 245
 Sammler bei Oxydfotation 384
 — bei Pb/Zn-Trennung 363
 Sammler-Schäumer 239, 259, 263
 —, chemische 264
 —, Öle 264
 Sammlerverbrauch 248
 Sammlerwirkung, Vergleich 243
 San Diego-Mischung 390
 Saponin 291
 Säurespat 408
 Scavenger 171
 Schaumabscheideraum 135, 136
 Schaumabstreichvorrichtung 140, 142
 Schaumbeschaffenheit 255
 — bei Ammoniak 279
 — bei Graphit 296
 — bei Kreosotölen 263
 — bei Kresylsäure 262
 — bei Pineöl 260
 — bei Xylidin 265
 Schaumbildung 217
 Schäume, Bildung stabiler 218
 —, mehrphasige 217
 Schaumhöhe 147
 Schäumer 239, 255
 —, Abhängigkeit von chemischer Konstitution 257
 — -Kennziffer 258
 — -Mengen 258, 259
 — bei Oxydfotation 384
- Schäumer bei Pb/Zn-Trennung 363
 —, Theorie 225
 —, Vergleich der Wirkung 257
 Schaumschwimmverfahren 13 (siehe auch Flotation)
 Scheibenbrecher 43, 53
 Scheibenfilter 189, 193, 431, 509
 Schemnitz, Tschechoslowakische Staatsgruben 308, 313
 Schieferöle 245
 Schieferstein-Universalsieb 119
 Schlackenbildung bei Kohle 492
 Schlammadsorption 270, 341
 Schlämmanalysen 27, 33
 — nach Wiegner und Geßner 33
 Schlämme, Abtrennung vor Flotation 38, 289, 350
 —, Einfluß auf Flotation 37
 —, kolloide 37
 — bei Oxydfotation 380
 —, primäre 37, 350
 —, sekundäre 37
 Schleifvorrichtung für Walzenringe 37
 Schmierseife 400
 Schubwagenspeiser 109
 Schüchtermann, Kremer-Baum A. G. 469
 Schürmannsche Reihe 9, 335, 382
 Schlüsselklassierer 82
 Schwarzocker 519
 Schwazer Bergwerksverein 319
 Schwefel 260, 301, 332
 — in Kohle 493
 — in Quecksilbererz 332
 Schwefelerze 534
 Schwefelkohlenstoff 250, 252
 Schwefelnatrium 279, 306, 310, 313, 317, 320, 321, 382, 410
 — als belebendes Mittel 285
 — als drückendes Mittel 279, 313, 320, 356, 384
 — als Gegengift 356
 — als Sulfidierungsmittel 382
 — als verstärkendes Mittel 287
 — bei der Bauxitflotation 410
 — bei der selektiven Flotation von Antimonlanz/Pyrit 310
 —, Einwirkzeit bei Sulfidierung 382, 387
 —, Verhalten gegen Bleiglanz 320
 —, Verhalten gegen oxydische Bleierze 387
 Schwefelkies, siehe Pyrit

- Schwefelkieskonzentrate 473
 Schwefelsäure 285, 308, 310, 321, 325, 346, 449
 — bei Graphitflotation hindernd 296
 Schwefelwasserstoff 382
 Schweflige Säure 336, 374, 396
 Schwermetallxanthate 250, 251
 Schwerspat 406, 410
 —, Trennung von Fahlerz 319
 Schwimmfähigkeit 7, 204, 335, 336
 — oxydischer Erze 380
 —, relative 8, 412
 Schwimmfähigkeitsreihe 204
 Schwimmmittel, siehe Flotationsmittel, Flotationsreagenzien
 Schwimmittel, Einfluß der Temperatur 228
 — im engeren Sinne 240
 Schwimm- und Sinkmethode 488, 521
 Seewasser für Flotation 220
 Segregationsprozeß 304
 Seifen 254
 Selektive Flotation 14, 15, 268, 272, 295, 316, 320, 325, 333—375
 — — von Antimonarsenerzen 375
 — — von Antimonerzen und Pyrit 310
 — — von Bleizinkerzen 321, 335, 360—373
 — —, Geschichtliche Entwicklung der 335
 — — von Kohle 512, 513
 — —, Kosten 333, 461
 — — von Kupferbleierzen 351
 — — von Kupfereisenerzen 342, 343
 — — von Kupfernickelerzen 359
 — — von Kupferzinkerzen 354
 — — von Molybdänerzen 374
 — — oxydierter Bleizinkerze 395
 — —, Theorie 340
 — —, Verfahren 337
 — —, Vorteile 20, 344
 — —, wirtschaftlicher Einfluß 341
 Selektive Mahlung 37, 39
 Selektive Schwimmbarkeit, Erhöhung durch Soda 278
 Separation Carbonifère, La 467
 Sesquiterpenalkohole 258, 260
 Shattuk-Denn Mining Co. 389, 390
 Sherritt Gordon Grube 357
 Siebanalyse 27, 426
 Siebe, Flach- 116
 —, Spalt- 120
 Siebfläche, nutzbare 118
 Siebfläche, offene 32
 Siebgewebe 28, 32, 118
 — für Filterbespannungen 192
 Siebkugelmühle 44
 Sieblochung 117
 Siebnormung 27
 Siebskalen 28
 Siebtrommeln 116
 Silber, gediegen 302
 Silbererze 389, 404, 530
 —, drückender Einfluß von Na_2S 279, 384
 —, drückender Einfluß von Zyaniden 274
 —, Einfluß von Dinatriumphosphat 279
 Silberflotation 302, 313, 404
 Silberhaltige Bleikarbonate 389
 Silikate 411
 Silver King Coalition Co. 367
 Soc. des Minerais et Métaux 467
 Soc. Español de Tratamiento de Minerale, por Flotacion 467
 Soc. Général des Minerais 467
 Soc. Mineraria et Metallurgica di Pertusola
 Soc. Minière de Victoria 365 [329
 Soda 277, 278, 303, 306, 316, 317, 318, 320, 322, 325, 384
 —, belebende Wirkung 278
 — als Gegengift 291
 — bei Sulfidierung 288, 384
 —, Vermehrung der selektiven Schwimmbarkeit durch — 278
 Sortenweise Flotation 333, 334
 Southern Rhodesia Metals Co. Ltd. 305
 Southwesternapparat 146
 Southwestern Engineering Co. 468
 Spaltsiebe 120
 Spaltweite bei Walzenmühlen 58
 Spateisenstein 227, 254, 399
 Sperrylith 305
 Spiralpumpen 99
 Spitzen 130
 Spitzkasten 130
 Spitzlutten 84, 130
 Spitztrichter 131
 Spritzdüse für MacIntoshrotor 155
 Stabmühlen 26, 43, 71, 73, 77
 — mit zentralem Austrag 77
 Stahlkugeln, Gewichte 71
 —, Verschleiß 80
 Stamm bäume, Flotations- 171 ff.
 —, Mahl- 89—92

- Stamm**bäume, Ermittlung durch Versuchsanlagen 180
Standardapparat (Callow) 148
 — (M. S.) 505
Standard Graphite Corp. 299
Stapelung von Flotationskonzentraten 419
Stärke 280, 297, 305, 515
Steinkohlenteer 245, 262, 264, 318
Steinkohlenteerheizöl 245
Steinkohlenteercreosotöl 325
Steinkohlenteermittelöl 262
Steinkohlenteeröl 301, 318
Štiavnica, siehe Schemnitz
St. Joseph Lead Co. 464
Stolberg und Westfalen A. G. f. Bergbau 358, 478
Störungen der Flotation durch Änderungen der Trübedichte 224
 — durch Eisenteile 110
 — durch Holz 110
Stoßschuhspeiser 107
Stowartsanlage, Rörros 358
Strafabzüge von Hütten 333
Streifenkohle 488
Stufenweise Zerkleinerung 26, 37, 39
Sulfidflotation 305
 —, Einfluß der Einwirkzeit 382, 387
 —, Einfluß der Temperatur 383
Sulfidierung 287, 381, 383, 398
 —, Verschiedenheit bei verschiedenen Erzen 382
Sulfidierungsmittel 322, 382
 —, Mengen 383
 —, Wirkung auf Bleierze 387
Sulfidschwefel in Kohle 493
Sulfite 274, 336
Sulphur Bank, Flotationsanlage Clearlake 332
Sunnyside Mining a. Milling Co. 418, 465
Symons Cone Crusher 45, 59
 — Disc Crusher 53
 „Synthetische“ Erze 376
Talk 357, 411
Tannin als Drücker für Mattkohle 515
 — als Flotationsgift 291
Tellurerze 310, 312
Telluride 306
Temperatur, Abhängigkeit der Ölviskosität 185
Temperatur, Einfluß auf Löslichkeit 229
 —, Einfluß auf Schwimmmittel 228
 — beim Konditionieren 271, 325
 — Kontrolle 338, 429
 — beim Sulfidieren 383
 — der Trübe 226
 — der Trübe bei Cu/Fe-Trennung 228
 — der Trübe bei Pb/Zn-Trennung 227
 — der Trübe bei Phosphatflotation 407
 — Erhöhung, Dampfverbrauch 228
Terpentinöl 246
Terpineol 258, 260, 262, 321, 387
Theorie 203
 —, elektrostatische 208
 — der Drücker 268
 —, Kapillar- 209
 — der Oxydflotation 381
 —, Randwinkel- 208
 — der Sammler 213, 241
 — der Schäumer 217, 255, 256
 — der selektiven Flotation 269, 340
 — der Sulfidierung 287
 — der Wiederbelebung mit CuSO_4 282
Thioharnstoff 242
Thiokarbanilid 15, 242, 253, 263, 317, 320, 325, 339
 —, Theorie der Adsorption 214
 —, Verbrauch 254
Thiokresole 266
Thionate 275
Thioschwefelsäure 275
Thiosulfate 275, 336
Thoriumerz 534
Timber Butte Milling Co. 376
Tödtche Tüpfelmethode 233
Toluidin 253, 257, 258, 265
Tonreiche Erze 38
Tonopah Mining Co. 411
Tooele, Anlage der Intern. Sm. Ref. Co. 376
Transportbänder 110
Transport von Flotationskonzentraten 419
Treadwell Yukon Mines Co. 463, 464, 465, 466
Trentverfahren 496
Trockenaufbereitung von Kohle 508
Trockentrommeln 200, 511
Trockentürme für Kohle 509
Trocknung von Erzflotationskonzentraten 199

- Trocknung von Kohlenflotationskonzentrat 510
- Trommelfilter 190, 197, 509, 431
- , Kontrolle 431
- , Leistung bei Kohlen 194, 510
- Trommelmühlen 67, 69, 70, 77
- mit zentralem Austrag 77
- im geschlossenen Kreislauf mit Klassierer 88
- Trommeltrockner 200
- Trübe 219
- , alkalische 279, 325
- Trübedichte 220
- , Abhängigkeit der Flotation 35, 220, 425, 444
- , Bestimmung 224
- , Definition 220
- -Diagramm 224
- , Einfluß auf Ergebnisse 448
- bei Klassieren 82
- bei Kohlenflotation 502
- -Kontrolle 425
- , Kontrolle bei Gegengiften 293
- -Messor 225, 426
- -Regler 226
- bei selektiver Flotation 338, 339
- bei verschiedenen Korngrößen 223
- , Vergleich mit spez. Gew. 221
- bei Versuchen 444, 448
- Trübeführung 134, 470
- bei Kohlenflotation 504
- bei Kombination von Herden und Flotation 177
- in kombinierten Anlagen 176
- in Luftdruckapparaten 174
- in Rührwerksapparaten 172
- , zwangsläufige 134, 138
- Trübespiegelhöhe 427
- TT-Mischung 253, 265, 301, 317, 339, 346
- Überölung** 276
- Überproduktion an Metallen durch Flotation 18
- Übersetzung von Aufbereitungsbezeichnungen aus dem Englischen ins Deutsche 535
- Übersetzung von Ausdrücken von Kohlenarten aus dem Englischen ins Deutsche 535
- Umlauf der Trübe 136
- Umrechnungstabelle 542
- Umschlagintervall von Indikatoren 232
- Union Minière du Haut Katanga 397
- United States Sm. Ref., and Min. Co. 376
- United Verde Copper Co. 26, 463, 464
- Universalsieb Schieferstein 119
- Unpolare Stoffe 211
- Unterschwellige Säure 275
- Urannerze 533
- Utah Apex Mining Co. 352
- Utah Copper Co. 163, 347, 460
- Utah Leasing Co. 465
- Utah Sulphur Corp. 301
- Vakuumverfahren** von Elmore 13
- Vakuumzellenfilter 189
- Vakuumzellenfilteranlagen 195
- Vanadiumerze 533
- Verdünnung der Trübe durch Herdarbeit 178
- — — Spitztrichter 131
- Vereinfachung der Aufbereitung durch Flotation 21
- Vereinigte Graphit- und Tiegelwerke 297
- Vereinigte Stahlwerke 399, 484, 519, 520
- Verhüttung ohne Aufbereitung 1
- Verfahrenspatente 468
- Verkokung 487
- Verkokungseigenschaften der Kohlengefugebestandteile 490, 491, 512
- Vermehrung der Bleiproduktion durch selektive Flotation 342, 361
- der Metallerzeugung — — — 342, 360
- Versacken der Flotationskonzentrate 419
- Verschleiß der Mahlkörper 80, 426
- der Mühlenpanzerung 43
- Verstärkende Mittel 187, 239, 281
- , Kupfersulfat als — 282
- Versuche 443, 447
- , Auswertung 454
- Versuchsanlagen 180
- Versuchsapparate 454
- Versuchsgut 433
- , Durchschnittsmuster 434
- , Mengen 435
- , Versand 435
- Versuchsmühlen 441
- Verteiler 182
- Verteilung der Luft 132
- Verwendungsmöglichkeiten von Eindickern 123

- Verwitterte Erze 279, 289, 316, 320
 Vibrationssiebe 118
 Victoria, Grube, Littfeld 395
 Victoria, Soc. Minières 365, 483
 Viskosität, Änderung der Ölzufuhr infolge
 Änderung der — 185
 Vitrit 487
 Vorbrechen 26, 41
 Vorentwässern von Flotationskonzentra-
 tion 124, 413, 416
 Vorgänge im Flotationsapparat 132
 — in der M. S.-Schwimmzelle 140
- W**
- Waagen 112
 Wahl des Apparatetyps 134
 Wahlweise Flotation 333, 334
 Walzenmühlen 26, 43, 55
 Walzenöler 185
 Walzenringeschleifvorrichtung 37
 Wasser 219
 —, Aufgaben bei der Flotation 219
 —, See- 220
 Wasserbenetzbarkeit 240, 381
 Wasserbeschaffenheit bei Flotation mit
 Fettsäuren 385
 Wasserdampfdestilliertes Pineöl 259
 Wasserenthärtung 385
 Wassergasteer 264, 356
 Wassergehalt der Flotationskohle 507, 508
 — der Kohle und Einfluß auf Verkokung
 507, 508
 Wasserglas 254, 279, 296, 313, 317, 318,
 320, 322, 503
 Wasserlöslichkeit von Bleisulfid und Blei-
 karbonat 382
 — von Erzen 269, 270, 382
 — von Eucalyptusöl 261
 — von Kalk 277
 — von Kresol 260
 — von Phenol 260
 — von Pineöl 260
 — von Sammlern 247
 — von Schäumern 255, 257
 Wassermenge beim Klassieren 82, 425
 —, Kontrolle 425
 Wasserreinigung 219
 Wasserringluftpumpen 198
 Wasserrückgewinnung 413
 Wasserstoffexponent 230
- Wasserstoffionenkonzentration, siehe auch
p_H 229, 338
 —, Einfluß auf Flotation 234
 —, Kontrolle 427
 —, Messung 232
 —, wirtschaftlicher Einfluß auf Aus-
 bringen 238
 Wasserstoffsperoxyd 374
 Wasserstoffzahl 230
 Wasserverbrauch 414, 418
 Wasserversorgungskosten 461, 463, 464
 Wasserwiederverwendung bei Oxydflota-
 tion mit Fettsäuren 385
 Wasserwirtschaft 413
 Weißbleierz 252, 287, 382, 383, 385, 386,
 387 ff., 391
 —, silberhaltiges 389
 Westfalia-Dinnendahl-Gröppel A. G. 469
 Wilfeypumpen 97
 Wiluna Grube 309
 Wipper 105
 Wirtschaftlicher Einfluß der selektiven
 Flotation 341
 Wirtschaftlichkeit der Flotation 8, 456
 Wismuterze 533.
 Wismutglanz 309
 Wolframerze 533.
 Wolfscher Druckeindicker 125
 Wright-Hargreaves Grube 313
 Wulffsches Folienkolorimeter 233
- X**
- Xanthat 15, 210, 220, 249, 262, 301, 306,
 308, 310, 313, 316, 320, 322, 386
 —, Bildung von — 250
 — -Lösungen 253
 — -Verbrauch 253
 Xanthate, für Enttönung 503
 —, höhere 386
 —, Schwermetall- 250 251
 —, Theorie der Adsorption 214
 —, Theorie der Wirkung 251
 —, Verhalten von Kalium- und Natrium-—
 250
 —, Wirkung der Hydrolysenprodukte 252
 Xanthogenate 245
 Xanthogensäure 245
 X-Kuchen 15, 246, 265
 Xylenol 257, 262
 Xylidin 15, 246, 257, 258, 265
 XY-Mischung 246, 265

- Zeitpunkt der Zugabe von Drückern 271, 445
 — — — von konditionierenden Mitteln 293, 445
 — — — von Reagenzien 338, 445
 Zellenfilter 189
 Zellenzahl bei Flotationsapparaten 136
 Zentrifugalpumpen, siehe Kreiselpumpen
 Zentrifugen 189, 509
 Zerkleinern 25
 —, erstes 26
 —, stufenweises 26, 37, 40
 —, zweites 26
 Zerkleinerungsanlagen, Betriebsdauer 44
 —, Kontrolle 425
 Zerkleinerungsgrad 41
 Zerkleinerungsmaschinen 41
 Zerkleinerungsschema 27
 Zerkleinerungsstamm bäume 47, 48, 89f.
 Zerkleinerungsstufen 40
 Zerkleinerungsversuche 441
 Zieglerapparat 144
 Zink-Bleitrengung, s. Blei-Zinktrennung
 Zinkblende 325, 360
 —, Aktivierung durch CuSO_4 283, 284, 325
 —, Belebung durch H_2SO_4 285
 —, Belebung durch Kupfersulfid 284
 —, Einfache Flotation 325
 —, Einfluß von CaO 277, 285
 —, Einfluß von Na_2CO_3 278, 285
 —, Einfluß von Na_2S 279
 —, Einfluß von NH_3 279
 —, Einfluß des p_h 235, 236
 —, Einfluß von Zyaniden 285
 Zinkblendekonzentrate, Nachreinigung mit
 — Bichromat 276
 —, Handel 471
 Zinkblende-Bleiglantzrennung 360 ff.
 — -Flußspattrennung 408, 409
 — -Kupfererztrennung 354—358
 —, Oxydation von — 279
 — -Pyrittrennung 373
 —, schädlicher Einfluß des Flußspats auf die — 409
 — -Wiederbelebung durch CuSO_4 281, 286
 Zink-Eisentrennung 373
 Zinkerze 325
 —, Reagenzienverbrauch bei der Flotation 326
 Zinkerze, verarbeitete Mengen 326
 Zinkhüttenpraxis, Einfluß der Flotation 477
 Zink-Kupfertrennung 354—358
 Zinksulfat 270, 275, 361
 — als Flotationsgift 289, 291
 — bei Golderzen 275
 — gemeinsam mit Natriumsulfit 275
 —, Wirkung auf verschiedene Erze 285
 Zinksulfid 275
 Zinkcyanid 273
 —, unterschiedliches Verhalten von Blei-
 zyanid 273
 Zinnerze 532, 533
 Zinnober 331, 332
 Zinnstein 254, 386
 Zinnsteinkonzentrate, Nachreinigung
 durch Flotation 22, 403
 Z-Reagenz 249
 Zucker als Drücker 280
 Zusammenstellung der häufigsten Erze
 und Gangarten 530—534
 Zusammenstellung von Veröffentlichungen
 über Flotation 544—567
 Zusätze 240
 — bei Kohlenflotation 503
 Zusatzmittelspeiser 182
 Zwischenentwässern nach der Mahlung 123
 — im Flotationsverlauf 124, 173
 Zwischenschalten von Klassierern zwischen
 Mühle und Flotationsapparat 84
 Zwischenzerkleinern 26, 40, 41, 42, 43, 44,
 49
 Zyanide 15, 270, 272
 — bei der Goldflotation 312
 —, Einfluß auf Kupfersulfide 273, 285, 343
 —, Einfluß auf Pyrit 273, 285, 343
 —, Erklärung der drückenden Wirkung
 273
 —, Inaktivierung belebter Zinkblende
 282
 —, Verbrauch 274
 —, Verluste bei der Goldflotation 273,
 274, 275
 — und ZnSO_4 274
 Zyanidlaugung 3, 306
 Zyanidverbrauchende Mineralien 311
 Zyanidzerstörende Stoffe bei der Laugung
 306

★
Druck vom
Bibliographischen Institut AG.
in Leipzig

★

Alle gebräuchlichen

Flotations- Reagentien

für sulfidische,
karbonatische,
oxydische

Erze und sonstige
nutzbare

Mineralien



**I. G. Farbenindustrie
Aktiengesellschaft**

Verkauf Chemikalien

Frankfurt (Main) 20



HERCULES YARMOR PINEOIL

bewährt für

Flotationszwecke jeder Art

Sorgfältig raffiniert, stets gleichmäßig
ausfallend, guter Schaumerzeuger

Das Standardöl für Erzaufbereitung

Muster und Angebot gern zur Verfügung

N.V. HERCULES POWDER CO., Rotterdam

C. H. Erbslöh

Düsseldorf – Hamburg 1

Lehrbuch der chemischen Technologie und Metallurgie

Von Prof. Dr. Bernhard Neumann

Direktor des Instituts für chemische Technologie und des Kokereilaboratoriums
an der Technischen Hochschule zu Breslau

2. Auflage. 454 Abbildungen. 2 Tafeln. X, 1015 Seiten.

Groß-Oktav. Broschiert RM. 14.—, Leinen RM. 17.—

Hauptabschnitte: Wasser. Flüssige Luft, verflüssigte und verdichtete Gase. Feste und flüssige Brennstoffe, Heiz- und Kraftgase. Leuchtgas. Kokerei. Tieftemperatur-Verkokung, Braunkohlen-Schwelerei und Torfverkokung. Holzverkokung. Kochsalz. Kalisalze. Schwefelsäure. Salzsäure. Salpetersäure. Flußsäure, Phosphorsäure. Chlor, Chloralkali-Elektrolyse. Soda. Ammoniak- und Cyanverbindungen. Tonerde, Aluminium, Ultramarin. Magnesium, Bariumverbindungen. Peroxyde und Persalze. Düngemittel. Calciumcarbid, Calciumcyanamid, Ferrosilizium, Carborund. Mörtel. Tonwaren. Glas. Metalle (außer Eisen). Eisen. Explosivstoffe. Erdöl. Asphalt. Erdwachs. Teerdestillation. Essigsäure. Methylalkohol, Aceton. Fette, Öle, Wachse, Glycerin, Kerzen. Kautschuk. Leim und Gelatine. Gerberlei. Rübenzucker. Stärke, Stärkezucker, Dextrin. Gärung. Wein. Bier. Spiritus. Zellstoff. Papier. Kunstseide. Textilstoffe. Farbstoffe. Färberei und Druckerei für Textilstoffe.

VERLAG S. HIRZEL · LEIPZIG C 1

Lehrbuch der Metallhüttenkunde

Von Prof. Dr.-Ing. VICTOR TAFEL, Breslau.

- I. BAND: Gold, Silber, Platin, Kupfer. Mit 142 Abbildungen und 3 Tafeln. XVI, 426 Seiten. Gr.-8^o. Brosch. RM. 25.—, Leinen RM. 27.—.
- II. BAND: Wismut, Blei, Zinn, Antimon, Zink, Quecksilber, Nickel, Aluminium. Mit 184 Abbildungen und 28 Tafeln. XVI, 670 Seiten. Gr.-8^o. Brosch. RM. 55.50, Leinen RM. 59.—.

„Eine hochehrwürdige Neuerscheinung auf dem Gebiete der hüttenmännischen Literatur. Die deutschen Hüttenleute dürfen sich glücklich schätzen, in dem zweibändigen Tafel'schen Lehrbuche ein langentbehrtes Werk zu besitzen, aus dem sich Lernende und Praktiker weitgehende Belehrung und Rat holen und wertvolle Anregungen wissenschaftlicher und technischer Art zum erfolgreichen Weiterarbeiten auf ihrem Gebiete schöpfen können.“

Schiffner in „Metall und Erz“

Die Korrosion

Unter Berücksichtigung des Materialschutzes. Von Prof. Dr. O. KRÖHNKE, Oberreg.-Rat Prof. Dr. E. MAASS und Dr. W. BECK in Berlin.

- I. BAND: Allgemeiner und Theoretischer Teil. VIII, 208 Seiten mit 43 Abbildungen. 8^o. Brosch. RM. 16.—, Leinen RM. 17.50.

Es ist die erste deutsche Monographie, die das gesamte Gebiet der Korrosion umfaßt. Der vorliegende I. Band behandelt die allgemeinen und theoretischen Grundlagen der Korrosion und des Metallschutzes. Der zweite Band soll sich mit den Zerstörungen der technisch wichtigsten Werkstoffe befassen. Unter Ablehnung der älteren Oxydationstheorie erkennen die Verfasser als für die Korrosionserscheinung an Metallen ausschlaggebend elektrochemische oder rein chemische Vorgänge an. In einem Kapitel „Mechanismus der Metallauflösung“ wird auf die Theorie ausführlich eingegangen, auch zum Rostvorgang werden die Grundlagen für den Aufbau einer Theorie gegeben. In dem bedeutsamen Kapitel „Äußere Ursachen der Metallkorrosion“ wird nach Darstellung der Angriffe durch Gase und Dämpfe die Einwirkung wässriger Salzlösungen und Schmelzen behandelt und auch die interkristalline Korrosion erörtert. Weitere Abschnitte sind den Wasserstoffionen, den organischen Substanzen und den Mikroorganismen gewidmet. Ausführlich ist auch die Einwirkung des elektrischen Stromes dargestellt. Dann folgt die Darstellung des Korrosionsschutzes, der von größter wirtschaftlicher Bedeutung ist. Behandelt sind sämtliche Maßnahmen, beginnend mit dem Entrostungsverfahren, weiterleitend über die verschiedenen Überzugsverfahren und schließend mit dem Schutz durch elektrochemische Verfahren und durch Zusätze zum Metall selbst (Legierungsschutz). Zweifellos ist die Monographie, die übrigens einen ausgewählten Literaturnachweis enthält, für Werkstoffherzeuger und Werkstoffverbraucher ein ungemein wertvolles und nützlich Werk.

VDI-Zeitschrift

VERLAG VON S. HIRZEL IN LEIPZIG C 1

Die großen Chemie-Konzerne

Von Dr. ALFRED MARCUS. VIII, 100 Seiten und 6 Tafeln. 8^o. 1929.
Kartoniert RM. 8.—.

AUS DEM INHALT:

L'Air liquide / Imperial Chemical Industries Ltd. / I. G. Farbenindustrie /
Kuhlmann-Konzern / Der Dupont-Konzern / Montecatini.

„Die führenden Chemie-Konzerne gehören zu den größten und produktivsten Wirtschaftsgebilden der Welt. Über die Vorgänge bei ihrer Entstehung, über ihren Aufbau, ihre Gesamtkapitalisation, Leistungsfähigkeit und Rentabilität, über ihre außerordentliche Verzweigung und finanziellen Beziehungen zu anderen Wirtschaftsgruppen sowie über die Entwicklungsmöglichkeiten gibt das Buch Aufschluß. Hervorzuheben sind die klaren Diagramme, welche die Zusammensetzung und Weltverzweigung der einzelnen Konzerne anschaulich zeigen.“

Chemiker-Zeitung.

Die großen Eisen- und Metall-Konzerne

Von Dr. ALFRED MARCUS. Mit 18 Diagrammtafeln, die den Aufbau und die Beziehungen der Konzerne graphisch darstellen. VIII, 192 Seiten. 8^o. 1929. Broschiert RM. 13.—, Leinen RM. 14.50.

INHALT:

Acéries Réunies de Burbach-Eich-Dudelange (A. R. B. E. D.) / Aluminium Company of America / Anaconda Copper Mining Co. / Anglo-Oriental Corporation / Bethlehem Steel Corporation / British Metal-Corporation / Giesches Erben / Guggenheimkonzern / International Nickel Co. of Canada / Friedrich Krupp A.-G. / Mansfeld A.-G. für Bergbau und Hüttenbetrieb / Metallgesellschaft A.-G. / Union Minière du Haut-Katanga / United States Steel Corporation / Unite Steel Cies. Ltd. / Vereinigte Aluminiumwerke / Vereinigte Stahlwerke / Vieille Montagne.

18 der größten, die internationale Eisen- und Metallwirtschaft beherrschenden Konzerne erfahren in diesem Buche eine bei aller Knappheit eingehende Darstellung. Ihr statischer Aufbau ist im wesentlichen in je einem Diagramm zur Anschauung gebracht und das Schwergewicht der Darstellung auf die Herausarbeitung der Dynamik der einzelnen Gruppen, ihrer lebendigen Beziehung zum eigenen und benachbarten Wirtschaftsgebiet gelegt worden, entsprechend der Bedeutung, die ihnen innerhalb der Metallwirtschaft und der Gesamtwirtschaft zukommt. Es ist dem Verfasser gelungen, ein sehr anschauliches Bild von dem Wirken und der Entwicklungstendenz und -möglichkeit der behandelten Konzerne zu geben und unsere Kenntnis der internationalen Eisen- und Metallwirtschaft wesentlich zu bereichern.

Weltwirtschaftsdienst.

VERLAG VON S. HIRZEL IN LEIPZIG CI

ER
G.N

FR

W
AR

L
I

