

KfK 2563

Juli 1978

Das Mineral- Anreicherungsverfahren Flotation

(Ein Überblick)

**K. Wiese, J. Schmitz, G. Wollmann
Laboratorium für Isotopentechnik**

Kernforschungszentrum Karlsruhe

Als Manuskript vervielfältigt
Für diesen Bericht behalten wir uns alle Rechte vor

KERNFORSCHUNGSZENTRUM KARLSRUHE GMBH

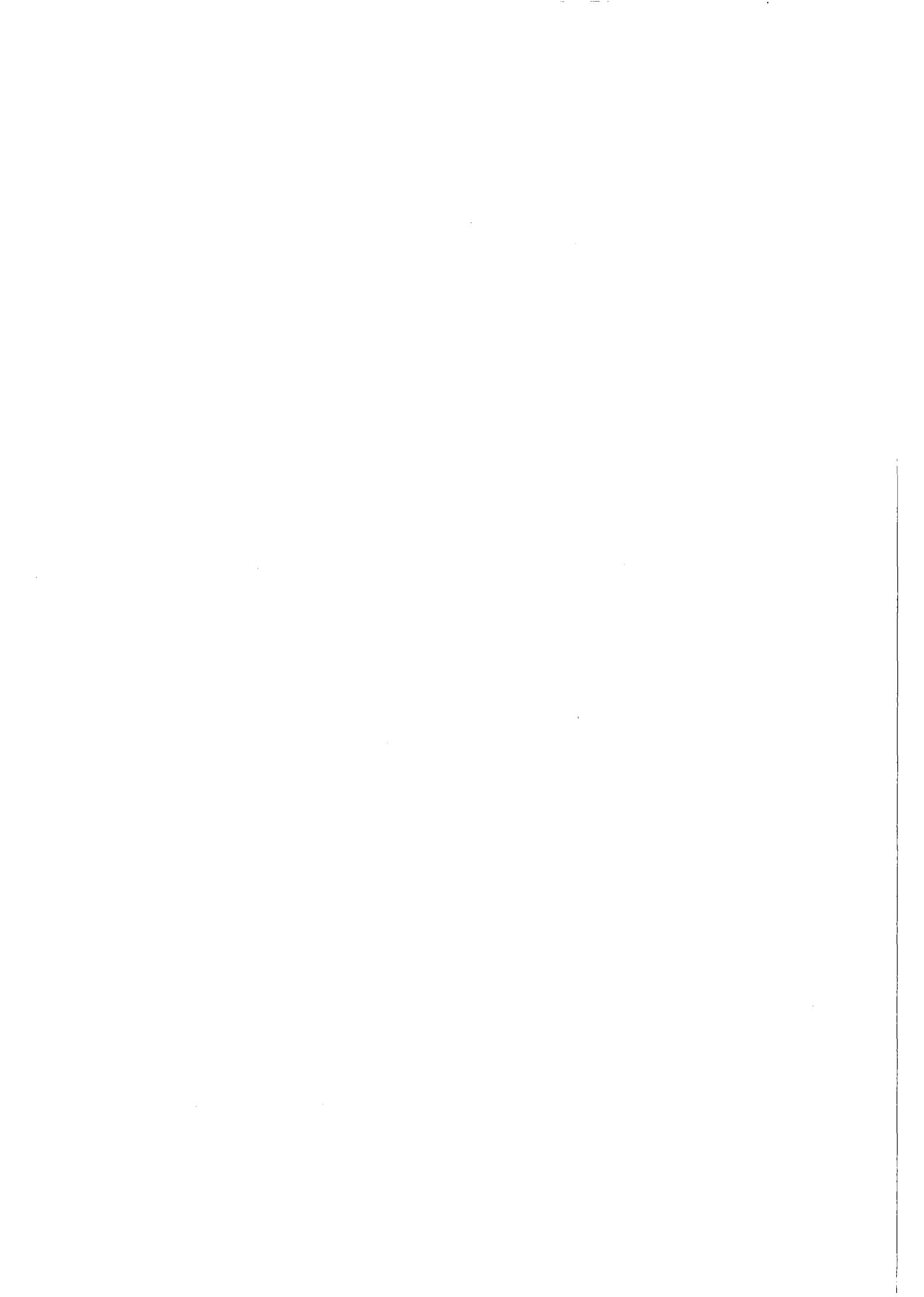
KERNFORSCHUNGSZENTRUM KARLSRUHE
Laboratorium für Isotopentechnik

KfK 2563

DAS MINERAL-ANREICHERUNGSVERFAHREN FLOTATION
(EIN OBERBLICK)

K. Wiese, J. Schmitz, G. Wollmann

Kernforschungszentrum Karlsruhe GmbH, Karlsruhe



Zusammenfassung

Neben Erläuterungen zum Aufschluß der Mineralien wird auf die Einflußgrößen für die Trübe, die Bedeutung der Flotationsreagenzien und die Vorgänge bei der Mineralisation der Luftblasen näher eingegangen. Die für die praktische Anwendung des Flotationsverfahrens eingesetzten Maschinen werden beschrieben, Möglichkeiten zur Auslegung von Flotationskreisläufen aufgezeigt und an praktischen Beispielen erläutert. Ausführungen über Meßverfahren zur Überwachung wichtiger Prozeßparameter, wobei besonders radiometrische Verfahren heute vermehrt entwickelt und eingesetzt werden, schließen sich an. Bei der zunehmenden Tendenz, Flotationsanlagen regeltechnisch zu erfassen, erweist sich die Anwendung radioaktiver Tracer als wichtige Untersuchungsmethode für die notwendigen Grundlagenuntersuchungen zur mathematischen Prozeßbeschreibung. Die zu einer Prozeßoptimierung führenden Automationsstufen werden aufgezeigt und Flotationsanlagen mit unterschiedlich weit fortgeschrittenem Automationsgrad vorgestellt.

Die Arbeit ist entstanden als Ergebnis eines breit angelegten Literaturstudiums im Rahmen des Forschungs- und Entwicklungsvorhabens "Anwendung nuklearer Methoden in der Prozeßtechnik".

Abstract

MINERAL CONCENTRATION BY FLOTATION

(A SURVEY)

The variables of the pulp, the influence of flotation reagents, and the phenomena of the mineralization of air bubbles are treated in some detail besides explanations of the disaggregation of minerals. The machines used in technical flotation processes are described and the possibilities of designing flotation cycles are indicated and explained by practical examples. Measuring techniques used to monitor important process parameters are reported and reference is made to radiometric techniques presently developed and used to a growing extent. Because of the increasing tendency of flotation system control, the application of radioactive tracers proves to be an important method of investigation for fundamental research required to describe mathematically the flotation process. The steps of automation leading to process optimization are indicated and flotation systems characterized by different degree of automation are presented.

The work is the result of an extensive literature review carried out within the scope of the R & D program "Application of Nuclear Methods in Process Techniques".

INHALTSVERZEICHNIS

	<u>Seite</u>
1. ALLGEMEINES ZUR FLOTATION UND HISTORISCHE ENTWICKLUNG	1
2. EINFLUSSGRÖSSEN FÜR DIE TRÜBE UND IHRE AUSWIRKUNGEN AUF DAS FLOTATIONSVERHALTEN	5
2.1 Freilegen des Wertminerals	5
2.2 Randwinkel	7
2.3 Elektrische Leitfähigkeit	10
2.4 Auswirkungen einer Reaktorbestrahlung auf die Flotierbarkeit von Mineralien	11
2.5 pH-Wert	12
2.6 Korngröße	19
2.7 Flockung und Zerteilung	20
2.8 Schwimmgifte	23
3. MASCHINEN FÜR DEN AUFSCHLUSS DER MINERALIEN UND ZUR VORBEREITUNG DER TRÜBE	24
3.1 Kugel- und Rohrmühlen; Maschinen für die Feinzerkleinerung der Roherze	24
3.2 Maschinen zur Klassierung der Mahltrübe	30
3.2.1 Rechen- und Spiralklassierer	30
3.2.2 Klassier-Zyklone	32
3.3 Konditionierer	35
4. FLOTATIONSREAGENZIEN	36
4.1 Sammlerreagenzien	38
4.1.1 Anionaktive Sammler für Sulfidminerale	40
4.1.2 Anionaktive Sammler für Oxid-, Sulfat-, Carbonat-, Silikat- und Fluoridminerale	42
4.1.3 Kationaktive Sammler für Quarz, Silikate, Sulfide und sulfidierte Minerale sowie für Kalisalze	43
4.1.4 Nichtionogene Sammler	44
4.2 Schäumerreagenzien	45
4.3 Regelnde Reagenzien	45
5. GERÄTE ZUR REAGENZIENDOSIERUNG	53
6. DAS ZUSAMMENSPIEL DER DREI PHASEN BEIM FLOTATIONSVORGANG	56

	<u>Seite</u>
6.1 Bildung der Luftblasen	57
6.2 Haftvorgang zwischen Luftblase und Mineralteilchen	59
6.3 Schaumbildung und Schaumstabilität	63
7. FLOTATIONSMASCHINEN	66
7.1 Rührwerksflotationsmaschinen	67
7.1.1 Boliden-SALA-Zelle	69
7.1.2 Humboldt-Doppelkreiselzelle	70
7.1.3 Wedag-Flotationszelle WFE	71
7.1.4 Galigher-AGITAIR-Flotationszelle	72
7.1.5 Wemco-Fagergren-Großraumflotationsmaschine	73
7.2 Rührerlose Flotationsapparate	75
7.2.1 Wirbelzellen	75
7.2.2 Luftheber-Flotierzyklon	77
7.2.3 Vakuum-Flotation	78
7.2.4 Injektor-Flotation	81
7.2.5 Elektro-Flotation	82
8. MASCHINEN ZUR ENTWÄSSERUNG DER FLOTATIONS-KONZENTRATE	84
8.1 Eindicker	84
8.2 Vakuumfilter	86
9. AUSLEGUNG VON FLOTATIONSKREISLÄUFEN (MIT PRAKTISCHEN BEISPIELEN)	92
9.1 Blei-Zinkerz-Aufbereitungsanlage Bleiberg/Kreuth (Österreich)	94
9.2 Flotation des Flußspates einer südafrikanischen Flußspat-Eisenerz-Lagerstätte	97
9.3 Flotation von vorangereichertem Schwer-spat	101
10. NICHRADIOMETRISCHE MESSVERFAHREN FÜR DEN EINSATZ IN FLOTATIONSKREISLÄUFEN	104
10.1 Durchflußmessung	104
10.2 Dichtemessung	106
10.3 pH-Messung	110
10.4 Sonstige Meßverfahren	111
10.5 Probenahme am Materialstrom	113
10.6 Mineralanalyse	116

	<u>Seite</u>
11. ANWENDUNG DER RADIONUKLIDTECHNIK IN DER FLOTATION	118
11.1 Radiometrische on-line Meßverfahren	118
11.1.1 Füllstandsmessung	119
11.1.2 Dichtemessung	119
11.1.3 On-line-RFA mit Radionuklidanregung	122
11.1.4 On-line-Aktivierungsanalyse	123
11.2 Anwendung radioaktiver Tracer zum Studium und zur Kontrolle von Flotationsprozessen	128
12. BEDEUTUNG VON OPTIMIERUNG, PROZESSREGELUNG UND AUTOMATISIERUNG FÜR DIE OBERWACHUNG UND FÜHRUNG VON FLOTATIONSPROZESSEN	137
12.1 Mathematische Ansätze zur Modellbildung des Ausbringens	138
12.1.1 Modellbildung zur Kinetik des Ausbringens	139
12.1.2 Mathematische Ansätze für das Ausbringen in kontinuierlich betriebenen Flotationszellen	143
12.2 Optimierung und Prozeßsteuerung	146
12.3 Praktische Beispiele der Prozeßsteuerung in Flotationsanlagen	152
12.3.1 PbS-ZnS-Flotation Meggen (BRD)	152
12.3.2 Kupferflotation Ecstall (Kanada)	157
12.3.3 Kupferflotation Pyhäsalmi (Finnland)	160
13. LITERATURVERZEICHNIS	164

1. ALLGEMEINES ZUR FLOTATION UND HISTORISCHE ENTWICKLUNG

Der steigende Weltbedarf an Rohstoffen und die abnehmende Zahl an Reicherzlagern stellt die Aufbereitungstechnik vor schwierige Aufgaben. Anlagen zur Trennung von Nutzmineral und Gangart bis zu einem Tagesdurchsatz von ca. 60.000 bis 80.000 t werden betrieben oder angestrebt. Eine der wichtigsten Methoden zur kontinuierlichen Massenaufbereitung fein verwachsener Erze ist die Flotation oder Schwimmaufbereitung. Sie beruht auf der Ausnutzung der Oberflächeneigenschaften feinverteilter Mineralien und Erze bzw. ihrer Beeinflussung durch bestimmte Chemikalien in einer wäßrigen, belüfteten Suspension. Da für die Aufbereitung durch Flotation nur die physikalisch-chemischen Eigenschaften der Oberfläche entscheidend sind, können nach diesem Verfahren alle Roherze (Sulfide, Oxide, Karbonate, Silikate) sowie Alkalisalze und Kohlen aufbereitet werden. In den letzten Jahren hat das Flotationsverfahren, bedingt durch die erhöhten Forderungen im Bereich des Umweltschutzes, nach Anpassung an die Besonderheiten der Abwasserbehandlung seinen Einsatz auch in der Abwassertechnik gefunden.

Die verwachsenen Kristalle der Erze und Gesteine haben eine Größe von ungefähr 0,2 mm, d.h. vor der eigentlichen Anreicherung eines Erzes müssen zunächst die zu trennenden Mineralpartikel aufgeschlossen werden. Dies geschieht durch Naßmahlung in Kugel- bzw. Stabmühlen. Beim Flotationsverfahren haften die in Wasser aufgeschlammten Mineralpartikel an Luftblasen und werden von ihnen an die Oberfläche der Trübe getragen. Damit dieser Prozeß zu einer Trennung der verschiedenen Bestandteile des Gemenges führt, dürfen die Luftblasen nur selektiv an dem zu gewinnenden Nutzmineral anhaften. Eine Adhäsion an den Luftblasen tritt nur ein, wenn die Teilchen nicht durch Wasser benetzt werden. Für eine selektive Adhäsion

ist daher eine unterschiedliche Benetzbarkeit der Mineralpartikel Voraussetzung. Die Benetzbarkeit hängt wiederum von den Oberflächeneigenschaften der Teilchen ab. In einer wäßrigen Suspension verhalten sich die Minerale allgemein hydrophil, d.h. sie werden von Wasser benetzt.

Die Flotation basiert auf der Trennung von hydrophoben und hydrophilen Teilchen. Nur hydrophobe Teilchen können an der Luftblase haften. Um eine Haftung von hydrophilen Partikeln zu erreichen, müssen ihre Oberflächen hydrophobiert werden. Man verwendet hierfür bestimmte chemische Verbindungen, sogenannte Sammlerreagenzien. Voraussetzung für die Wirksamkeit der Sammler ist die richtige Einstellung der Trübe in bezug auf den pH-Wert, die Dichte und die Kornverteilung. Reicht der alleinige Zusatz von Sammlern zur Hydrophobierung nicht aus, setzt man noch aktivierende Reagenzien zu. Durch die Zugabe von Sammlern werden oft nicht nur die Nutzminerale, sondern auch Partikel der nicht erwünschten Gangart hydrophobiert. Dieses kann durch Verwendung von drückenden Reagenzien verhindert werden. Um ein Zerplatzen der mit Mineralteilchen behafteten Luftblasen an der Oberfläche zu verhindern, werden der Flotationstrübe Schäumerreagenzien zugesetzt, falls nicht bereits zur Hydrophobierung kombinierte Sammler-Schäumer eingesetzt wurden. Der gebildete Schaum wird an der Trübeoberfläche durch Schaumabstreifer abgenommen.

Im allgemeinen arbeiten alle Flotationsverfahren nach dem gleichen Grundschema (Abb. 1).

Mit der Vielfalt der Einsatzmöglichkeiten sowie der Theorie der Flotation befassen sich eine Reihe von Standardwerken /1 - 12/. Sie werden ergänzt von der Darstellung der neueren Forschungsergebnisse auf den internationalen Kongressen für Mineralaufbereitung, so in London 1973, Cagliari 1975 und Sao Paulo 1977.

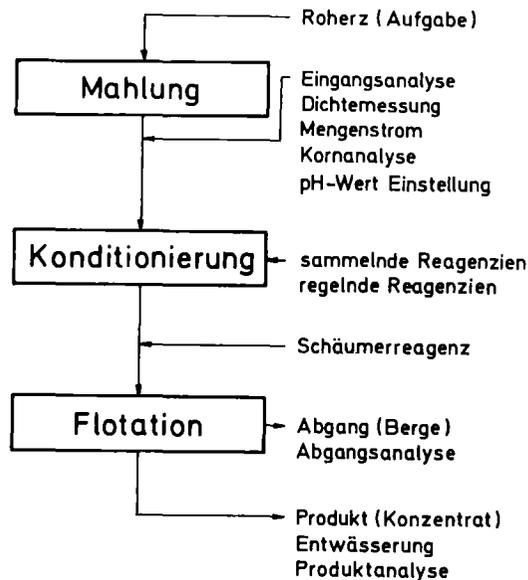


Abb. 1: Allgemeines Grundschemata für Flotationsverfahren

Schon im 15. Jahrhundert wurden Methoden, die auf einer Verwendung von konditionierten Mineraloberflächen beruhten, zur Gewinnung von Gold und Kupferlasur herangezogen /12, 13/. Das älteste technische Verfahren, welches auf der Ausnutzung von Oberflächeneigenschaften beruhte, wurde von Haynes im Jahre 1860 entwickelt und patentiert (Brit. Patent 488) /2/. Das Verfahren beruht auf der Trennung sulfidischer Erze von der Gangart (Nebengestein) an der Grenzfläche zwischen Öl und Wasser. Sulfidische Erze werden leichter von Ölen, die Gangart dagegen leichter durch Wasser benetzt. Wird der Trübe unter Umrühren viel Öl zugesetzt, so geht das Erz in die Ölschicht und schwimmt mit der Ölschicht an der Oberfläche. Die vom Wasser benetzte Gangart bleibt dagegen in der Trübe zurück. Diese Verfahren, die sogenannte Ölflotation, wurden aber bald verlassen, da sehr große Ölmengen erforderlich waren um das Erz auszuschwimmen. Auch war die Rückgewinnung des anhaftenden Öles aus dem Konzentrat nur sehr schwer möglich.

Das von den Gebrüdern Bessel im Jahre 1877 (D.R.P. 42) entwickelte Verfahren enthielt schon weitgehend Merkmale der modernen Schaumflotation /14/. Eine Rohgraphittrübe wurde unter Zugabe von tierischen oder mineralischen Ölen bzw. Destillationsprodukten von Teer zum Sieden erhitzt. Die Dampfblasen trugen dabei einen Schaum mit reinem Graphit an die Oberfläche, von der er als Konzentrat abgenommen wurde.

Elmores /12/ entwickelte im Jahre 1904 den Vakuumflotationsprozeß. Bei diesem Verfahren entstehen die Luftblasen durch Druckverminderung über der luftgesättigten Trübe. Die Konstruktion einer ersten einsatzfähigen Flotationszelle nach dem Agitationsprinzip wurde von Hoover erstellt /12/. Hierdurch wurde die industrielle Anwendung der Flotation in den USA eingeleitet. Alle vorherigen Entwicklungen waren in Europa oder Australien entstanden.

Der große Durchbruch für das Flotationsverfahren erfolgte im 1. Weltkrieg, als man in den USA die Entwicklung von Methoden für die Anreicherung von Sulfiderzen beschleunigt bearbeitete. Der Einsatz von Teerölen ermöglichte die Trennung von sulfidischen Mineralien als Mischkonzentrate von den Ganggesteinen. Die weitere Entwicklung führte zur selektiven Flotation von komplexen Sulfiderzen.

1913 erhielt Bradford ein Patent auf die Verwendung von Kupfersulfat als aktivierendes Reagenz für Zinkblende

1921 wurde von Perkins entdeckt, daß bestimmte organische Verbindungen die Schwefel oder Stickstoff enthalten, einen besseren Sammlereffekt haben als die bisher verwendeten Öle

1925 wurden von Keller die Xanthate als Sammler eingeführt, die einen entscheidenden Anteil an der Verbesserung der Flotation von Sulfiderzen hatten.

Heute ist das Flotationsverfahren so weit entwickelt, daß es möglich ist, fast alle Mineralien zu flotieren, wenn die

Abstimmung der verschiedenen Reagenzien auf das jeweilige Mineral gefunden wird. Ohne das Flotationsverfahren wäre es heute nicht mehr möglich, ärmere Minerallagerstätten wirtschaftlich abzubauen. Der heutige Trend zielt auf eine weitere Verbesserung der Verfahren, um optimale Ausbringens- und Anreicherungsraten zu erzielen. Um Flotationsprozesse zu optimieren und zu automatisieren, wird die Entwicklung mathematischer Modelle zur Prozeßbeschreibung notwendig.

2. EINFLUSSGRÖSSEN FÜR DIE TRÜBE UND IHRE AUSWIRKUNGEN AUF DAS FLOTATIONSVERHALTEN

2.1 Freilegen des Wertminerals

Der angestrebte Trenneffekt wird bei der Flotation erst dann erreicht, wenn das Rohmineral und die daraus hergestellte wäßrige Flotationstrübe in geeigneter Form vorbereitet sind. Das Sortierverfahren setzt also zunächst ein mechanisches Freilegen der zu trennenden Stoffe, welche meist eng miteinander verwachsen sind, voraus. Das Rohmineral muß daher "aufgeschlossen", d.h. soweit zerkleinert werden, daß die Einzelkörner möglichst rein vorliegen. Dieser Aufschluß erfolgt durch Naßmahlung. Man hält allgemein einen Aufschluß für Kohle und Kalisalze auf 0,5 bis 1,0 mm, für Buntmetallsulfide auf 0,2 bis 0,3 mm und für Quarz und schlechtflotierbare Oxidminerale auf 0,06 bis 0,075 mm für ausreichend /15/. Hierbei wird der Anteil an Feinstschlämmen möglichst gering gehalten, da diese die Selektivität ungünstig beeinflussen /16 - 20/, weil unselektiv wertvolle und wertlose Mineralpartikel rein mechanisch in den Schaum hineingerissen und in ihm festgehalten werden /15/.

Abb. 2 veranschaulicht die Verwachsungsverhältnisse für zwei verschiedene Rohsalzgemische. Rohsalz A ist grob ver-

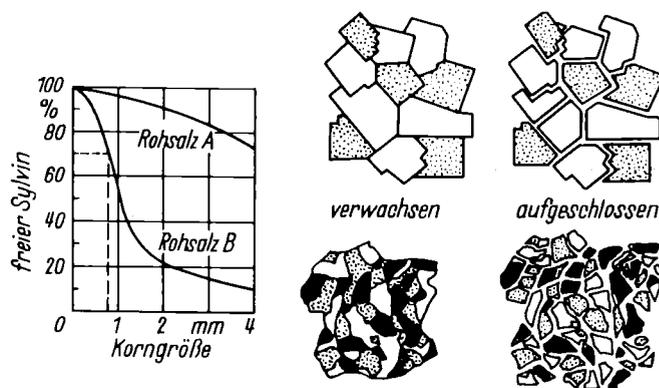


Abb. 2: Aufschlußkurve und schematische Darstellung der Verwachsungsverhältnisse für zwei unterschiedliche Rohsalzgemische /21/

wachsen; man erkennt, daß bei einem Aufschluß auf 2 mm der Sylvin schon zu ca. 90% frei vorliegt. Bei der Rohsalzsorte B sind dagegen bei gleicher Korngröße erst ca. 20% aufgeschlossen /21/. Dieses Beispiel zeigt, wie wichtig es ist, bei der Auslegung eines Flotationsverfahrens den Verwachsungsgrad genau zu kennen. Verschiedene Lagerstätten des gleichen Minerals können unterschiedliche Verwachsungsverhältnisse aufweisen. Dies bedeutet für die Praxis, daß ein Flotationsverfahren lagerstätten-spezifisch entwickelt werden muß. Die Flotation ist ein Trennprozeß, bei dem das aufgeschlossene Korngemisch in eine nicht auflösende, wäßrige Flüssigkeit, bei Erzen und Kohle in Wasser, bei Salzen in gesättigte Salzlösungen, gegeben wird. Aus dieser wäßrigen Suspension wird nun künstlich eine Mineralsorte schwimmfähig gemacht. Die Unterschiede in den spez. Gewichten spielen in der Flotation praktisch keine Rolle. Wie schon in Kapitel 1 ausgeführt, wurden bei der von Haynes entwickelten Ölflotation gerade die schwereren sulfidischen Mineralien bei der Trennung von der Gangart aufgeschwommen.

2.2 Randwinkel

Der Grad der Wasserbenetzbarkeit der Mineraloberfläche ist für den Ablauf der Flotation von entscheidender Bedeutung. Zur Kennzeichnung dieser Benetzbarkeit verwendet man die Angabe des Winkels der sich zwischen Mineraloberfläche, Luft und Wasser einstellt; den sogenannten Rand- oder Kontaktwinkel.

Beim Aufschluß der Mineralien durch Naßmahlung kommen Wassermoleküle in Kontakt mit einer frischen Mineraloberfläche, die wasserstoffaffine Atome wie Sauerstoff (auch Schwefel) enthält, und damit in den Bereich von Gitterkräften die die H-O-H Moleküle ausrichten. Diese Ausrichtung (Polarisierung) kann sich in manchen Fällen radial über einige Å erstrecken. Die damit verbundene Fähigkeit zur Wasseranlagerung ist die Ursache des hydrophilen Charakters einer Mineraloberfläche. Die Mineralpartikel befinden sich bei der Flotation an der Grenzfläche zwischen Luft und Wasser. Sie sind dort im Gleichgewicht, wenn bei einer Entfernung aus der Ruhelage die Änderung der freien Energie positiv ist, d.h. die totale freie Oberflächenenergie muß ein Minimum sein /12/.

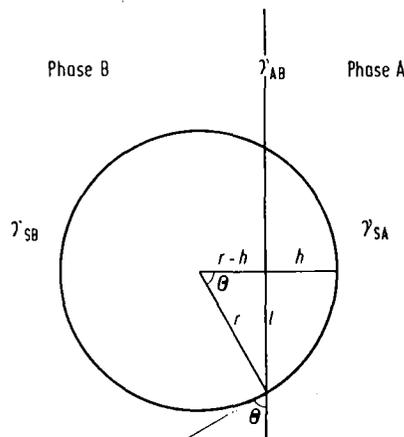


Abb. 3: Zur Ableitung der Gleichgewichtsbedingung für eine Kugel in der Grenzfläche zwischen den Phasen A und B /12/.

An Abb. 3 soll die Ableitung der Gleichgewichtsbedingungen erläutert werden /12/. Die Grenzflächenenergie zwischen den Teilchen und den Phasen A bzw. B ist γ_{SA} bzw. γ_{SB} zwischen den beiden umgebenden Phasen γ_{AB} . Das kugelförmige Teilchen ist in das Medium A bis zur Tiefe h eingedrungen. Die Berührungsfläche des Teilchens mit A ist $2\pi rh$, die Berührungsfläche mit B ist $4\pi r^2 - 2\pi rh$. Von der Grenzfläche zwischen den beiden Phasen beansprucht das Teilchen den Anteil πl^2 mit $l = \sqrt{r^2 - (r-h)^2} = \sqrt{2rh - h^2}$. Die freie Oberflächenenergie ist gegeben durch

$$G = \gamma_{SA} 2\pi rh + \gamma_{SB} (4\pi r^2 - 2\pi rh) - \gamma_{AB} \pi (2rh - h^2)$$

Beim Gleichgewicht soll die freie Oberflächenenergie ein Minimum aufweisen, d.h. $\frac{dG}{dh} = 0$.

$$\frac{dG}{dh} = \gamma_{SA} 2\pi r - \gamma_{SB} 2\pi r - \gamma_{AB} \pi (2r - 2h) = 0.$$

Dieses führt zur Young'schen Gleichung:

$$\gamma_{SA} - \gamma_{SB} = \left(1 - \frac{h}{r}\right) \gamma_{AB} = (\cos \theta) \gamma_{AB}$$

Der Randwinkel θ zwischen der Grenzfläche der beiden Medien und der Tangente des Teilchens ist in der Gleichgewichtslage also allein durch die Grenzflächenkräfte bestimmt. Wenn er einen endlichen Wert hat ($\theta > 0$) nimmt das Teilchen eine Lage in der Grenzfläche zwischen den beiden Phasen ein. Ist eine der beiden Phasen Luft, so haftet die Luftblase am Teilchen. Durch Adsorption von Sammlern an der Mineraloberfläche wird mit den Grenzflächenkräften der Kontaktwinkel vergrößert. Randwinkelmessungen lassen also qualitative Aussagen über die Wirkung von Sammlern auf die Hydrophobie einer Mineraloberfläche zu /10, 22 - 25/.

Abb. 4 (A - C) zeigt die Änderung des Kontaktwinkels zwischen Luftblase und Mineral durch Behandlung der Mineraloberfläche mit Äthylxanthogenat: A zeigt einen Kontaktwinkel von Null an einer reinen Bleiglanzoberfläche, unter B beträgt der Kontaktwinkel 60° an einem Bleiglanz in Äthylxanthogenatlösung; C wie B, die Luftblase haftet aber allein an der Mineraloberfläche. D zeigt einen Kontaktwinkel von 104° bei Paraffinwachs in Wasser.

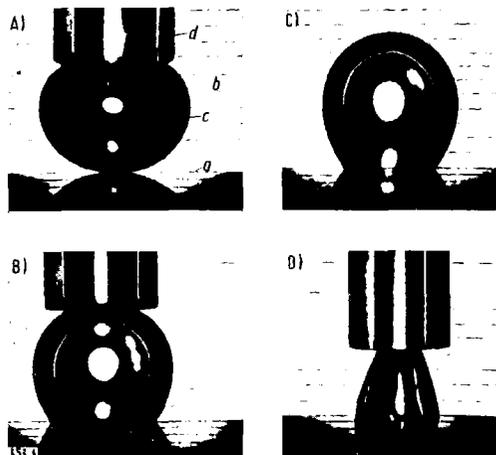


Abb. 4 (A - D): Verschiedene Kontaktwinkel zwischen Mineraloberfläche und Luftblase /12/
a = Mineraloberfläche; b = Wasser- bzw. Sammlerlösung; c = Luftblase;
d = Kapillare

Wenn sich das Volumen der Luftblase ändert, setzt die Dreiphasengrenze ihrer Veränderung einen gewissen Widerstand entgegen, es tritt unter Umständen eine Hysterese des Randwinkels bzw. der Benetzung auf. Die Hysterese des Randwinkels hat für die Flotation Bedeutung, weil sie die Wirkung von Scherkräften, welche die Luftblasen von den Erzteilchen abtrennen können, vermindert /12, 26/. In Abb. 5 unter A wird die Hysterese an einer mit Xanthogenat als Sammler behandelten Oberfläche dargestellt. Durch Absaugen

von Luft vergrößert sich der Kontaktwinkel von 50° bzw. 61° auf 124° bzw. 126° . Der Bildabschnitt B zeigt, daß sich beim Einsatz von Dichromat als Drücker für Bleiglanz die Kontaktwinkel nicht verändern. Die Angriffsmöglichkeiten für die auftretenden Kräfte, die die Luftblase von den Mineraloberflächen abscheren können, sind bei B bedeutend größer.

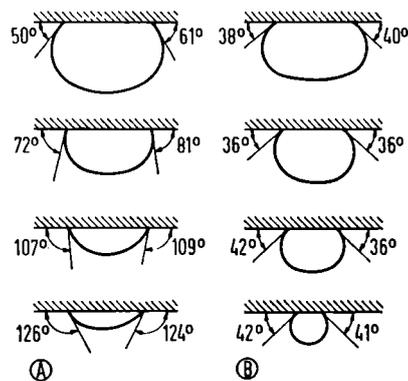


Abb. 5: Benetzungshysterese beim Absaugen von Luft aus einer Blase an Bleiglanz /12, 26/.

2.3 Elektrische Leitfähigkeit

Die elektrische Leitfähigkeit der Minerale spielt eine wesentliche Rolle bei der Beschreibung der Anlagerungsmechanismen zwischen Mineraloberflächen und Sammlern. So wird z.B. die Anlagerung von Xanthaten an Metallsulfide auf einen Eingriff in die Elektronen-Struktur der beiden Sorptionspartner zurückgeführt, wobei wahrscheinlich ein Elektron vom Xanthat in das Kristallgitter des Minerals übergeht /27/. Dieser Übergang wird durch Art und Konzentration derjenigen elektrischen Ladungsträger stark beeinflusst, die ihren Sitz in den oberflächennahen Schichten der Minerale haben. Da es sich bei den sulfidischen Mineralien Bleiglanz, Pyrit, Honigblende, Magnetkies und Kupferkies hauptsächlich um

Halbleiter handelt, sind die hier vorhandenen oder neu erzeugten Störstellen, die durch Über- oder Unterschluß an richtig eingeordneten Metallatomen entstehen, für die Änderung ihrer Flotationseigenschaften verantwortlich. Sie bilden gemäß ihren Energiestufen neben dem Grund- und dem Leitfähigkeitsband des Kristalls örtlich begrenzte Störbänder aus. Diese unterscheiden sich um einen geringen Energiebetrag vom Leitfähigkeitsband. Die Störstellen bzw. die Leerstellen verbessern die Anlagerungsfähigkeit eines Sammlers an der Oberfläche eines Minerals. Durch die Kenntnis der Leitfähigkeit können daher Schlüsse auf das Flotationsverhalten gezogen werden. Auch bei Nichtleitern, deren Elektronen so unbeweglich sind, daß sie nicht in das Leitfähigkeitsband gehoben werden können, können durch Herausschlagen von Elektronen die elektrischen Eigenschaften verändert werden. Die hierbei hervorgerufenen Änderungen der elektrischen Leitfähigkeit beeinflussen positiv den Randwinkel und damit die Flotationseigenschaften. Die Schaffung solcher Störstellen geschieht vor allem bei der Aufmahlung der Minerale; es wurde aber auch versucht, durch Reaktorbestrahlung der zu flotierenden Minerale entsprechende Effekte zu erreichen /28, 29/.

2.4 Auswirkungen einer Reaktorbestrahlung auf die Flotierbarkeit von Mineralien

Schon Mitte der fünfziger Jahre wurden erste Untersuchungen über den Einfluß von Reaktorbestrahlung auf die Flotierbarkeit bestimmter Materialien durchgeführt /28/. Hier zeigte sich, daß unterschiedliche Mineralien eine teilweise verbesserte Flotierbarkeit, andere ein schlechteres Schwimmvermögen erhalten. Diese Ergebnisse werden als Folgen der bei der Reaktorbestrahlung entstandenen Fremdionen und ihrem Einbau in das Gitter der Minerale, die zu einer Erhöhung der elektrischen Leitfähigkeit und damit zu einer Änderung des Randwinkels führten, interpretiert. So deutete eine Erhöhung des Randwinkels auf eine Zunahme an Elek-

tronenlöchern und damit zu einer Verbesserung der Flotierbarkeit hin und umgekehrt. Bei Mineralien, die durch die Bestrahlung praktisch keine Änderung der elektrischen Leitfähigkeit erfuhren, ließ sich auch keine Änderung im Flotationsverhalten feststellen.

1969 wird über Versuche berichtet, die sich mit dem Einfluß von Reaktorbestrahlung auf die Flotationseigenschaften des schlecht flotierbaren Zinnsteins befassen /29/. Alle Untersuchungen bei Bestrahlung mit schnellen und thermischen Neutronen (integraler Neutronenfluß ca. $2 \cdot 10^{18} \text{ cm}^{-2}$) zeigten eine leicht negative Beeinflussung der Flotierbarkeit. Weitere experimentelle Untersuchungen /30, 31/ mit "bestrahlten" Mineralien zeigen, daß z.B. besonders bei den Sulfiden das Sammleradsorptionsvermögen von der Elektronenfehlstellendichte und der Lage des Fermi-Potentials abhängt.

Die Austauschkapazität silikatischer Oberflächen wird durch Gamma-Bestrahlung negativ beeinflusst, da auch hier, zwar thermisch ausheilbare, aber allein schon an der Verfärbung sichtbare Gitterfehler induziert werden, die zu den Veränderungen an den Silikatoberflächen führen. Diese Veränderungen sind jedoch erst bei einer γ -Dosis von ca. 10^5 bis 10^6 rad zu bemerken /32/. Der Tatsache einer hohen γ -Dosis bei einer Reaktorbestrahlung dürfte vielleicht nicht genügend Beachtung geschenkt worden sein. Sicher ist, daß der Einsatz von Reaktorbestrahlung zur Verbesserung der Flotierbarkeit bestimmter Mineralien wegen der hohen induzierten, z.T. langlebigen Radioaktivität außerhalb praktischer Anwendungsmöglichkeit liegt, so entsteht durch die oben erwähnte Bestrahlung von Zinnstein mit Neutronen durch n, γ -Reaktion das langlebige Sb-124. Die Beeinflussung des Kristallgitters durch hohe γ -Dosen bleibt jedoch durchaus diskutierbar.

2.5 pH-Wert

Die Flotation ist als chemischer Adsorptionsprozeß stark vom pH-Wert abhängig. So wird z.B. die sortenweise Flotation

(Trennung mehrerer Minerale) stark vom pH-Wert beeinflusst. Auch bei der einfachen Flotation äußert sich der Einfluß des pH-Wertes in wechselndem Ausbringen und unterschiedlichen Anreicherungsraten. Die Gründe für den Einfluß des pH-Wertes bei der Flotation können sehr verschieden sein. Reaktionen zwischen Mineralien und Flotationsreagenzien können deren Wirkung auf die Mineraloberflächen völlig verändern. Umsetzungen mit in der Trübe gelösten Salzen, die aus dem Wasser oder dem Erz stammen, werden bei verschiedenen pH-Werten ganz anders verlaufen. Die Löslichkeit der Mineralien und ihrer Verwitterungsprodukte ist bei verschiedenen pH-Werten sehr unterschiedlich, so daß ihre Oberflächen- und Adsorptionsreaktionen durch den pH-Wert stark beeinflusst werden können. Es ist daher möglich, bei den gleichen Flotationsmitteln nur durch Änderung des pH-Wertes unterschiedliche Mineralien zu trennen.

Bei Flotationsversuchen mit verschiedenen Silikatmineralien und dem Sammlerreagenz Dodecylammoniumazetat zeigte sich u.a. eine starke Abhängigkeit ihres Flotationsverhaltens bei Änderung des pH-Wertes /33/. Im einzelnen wurden bei unterschiedlichen Sammlerkonzentrationen untersucht (Abb. 6):

	<u>Sammlerkonz. (g/t)</u>
a = Quarz	55
b = Feldspat	65
c = Olivin	50
d = Andalusit	200
e = Turmalin	50
f = Antophyllit	200
g = Kaolin	50
h = Talk	50
i = Kupferschlacke	200
k = Bleischlacke	50

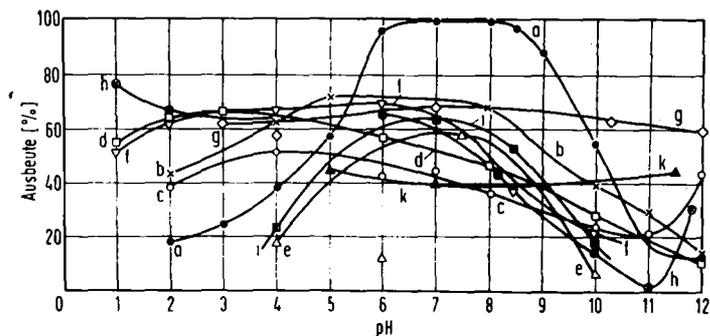


Abb. 6: Einfluß des pH-Wertes auf die Flotation von Silikaten mit Dodecylammoniumazetat /33/

Abb. 6 zeigt, daß z.B. bei Quarz die Ausbeute von ca. 20% bei pH-2 auf 100% bei pH 7 - 8 ansteigt und dann wieder auf ca. 15% bei pH 12 absinkt. Die fast gleiche Charakteristik zeigen Turmalin und Kupferschlacke. Beim Olivin liegt dagegen das optimale Ausbringen im sauren Bereich bei pH 5. Es sinkt im neutralen bzw. schwach basischen Bereich langsam ab. Im stark alkalischen Bereich ab pH 11 steigt dann die Ausbeute wieder stärker an.

Der Einfluß des pH-Wertes auf die Schwimmfähigkeit von Schwespat (Baryt) wurde bei einem Einsatz von 50 g/t K-Laurinat als Sammlerreagens untersucht /34/. Es wurde bei den pH-Werten 6; 6,5; 7; 8 und 9 jeweils 5 min flotiert. Abb. 7 zeigt, daß das Barytausbringen bei einem pH-Wert von 8 - 8,5 am günstigsten liegt und nach 5 min Flotationszeit auf ca. 85% ansteigt. Dieser Wert wird sowohl bei geringeren als auch bei höheren pH-Werten nicht erreicht.

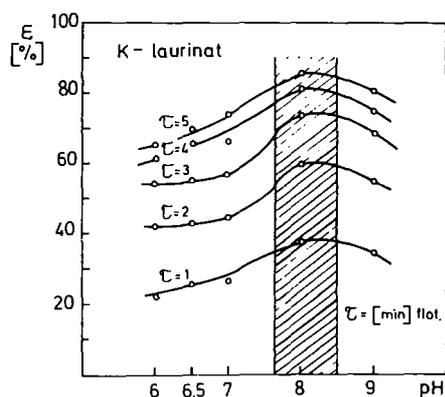


Abb. 7: Einfluß des pH-Wertes auf die Barytflotation mit K-Laurinat als Sammler /34/

Bei Untersuchungen zum Einfluß des pH-Wertes der Trübe auf die Xanthatanlagerung bei der Flotation in alkalischen Medien /35/ zeigte sich, daß sich die Anlagerung von Xanthaten an Schwefelkies und Bleiglanz mit zunehmender Ca(OH)_2 -Konzentration erheblich verringert. Hierbei nimmt jedoch die Anlagerung von Xanthaten mit längerer Kohlenwasserstoffkette langsamer ab. Als Erklärung hierfür wird aufgeführt, daß die Xanthate der höheren Alkohole, die mit der Oberfläche der Mineralien in stärkere Wechselwirkung treten, sich von ihr schwerer verdrängen lassen.

Abb. 8 zeigt die Adsorption von Xanthat an Bleiglanz in Abhängigkeit vom pH-Wert der Trübe. Es ist zu ersehen, daß in kalkalkalischer Trübe bis zu pH 8,2 die Xanthatadsorption stark abnimmt. Bei höheren pH-Werten ab 10,6 erfolgt dann eine verlangsamte Abnahme. Der Bereich einer konstanten Adsorption liegt im Bereich von pH 8,2 bis 10,6.

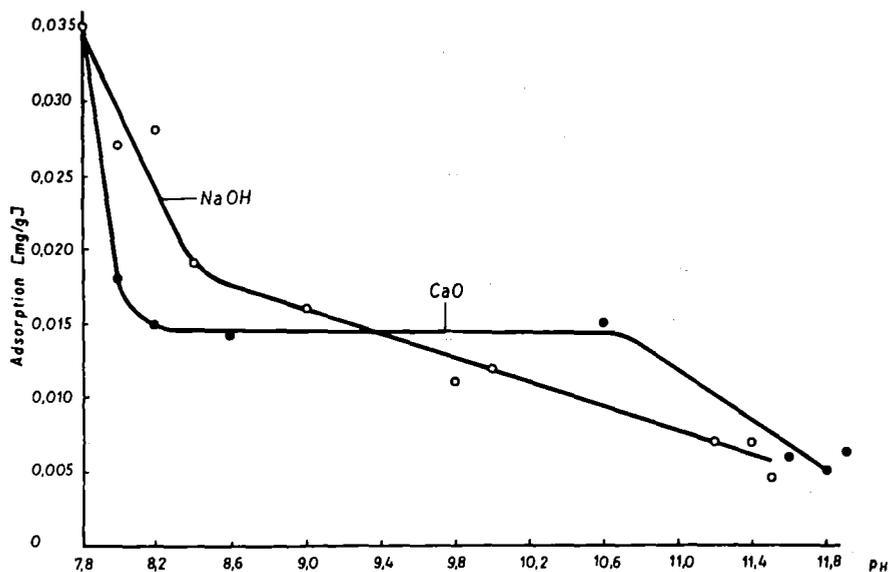


Abb. 8: Adsorption von Äthylxanthat (100 g/t) an Bleiglanz in Abhängigkeit vom pH-Wert der Trübe.

In Natriumhydroxidlösung sinkt bis zu einem pH-Wert von 8,5 die Xanthatanlagerung zunächst langsamer, bei pH-Werten über 8,5 aber schneller als in Kalklösung.

Für eine Erläuterung der Auswirkungen von pH-Wert-Änderungen auf das elektrokinetische Potential (Zeta-Potential) der Sammleradsorption bzw. der Flotierbarkeit, wurden u.a. die Minerale Baryt und Wolframit herangezogen /36/. Negative Ladungen auf der Oberfläche beider Minerale entstehen durch den Austritt von Ba^{2+} , Mn^{2+} bzw. Fe^{2+} aus der Oberfläche ihres Kristallgitters. Diese Ionen nehmen dann in anderen Schichten des Kristallgitters ihren Platz als kompensierende Ionen ein. Beide Minerale haben praktisch im gesamten pH-Bereich ein negatives Zeta-Potential, welches erst bei höheren H^+ positiv wird, und zwar für Baryt bei pH 3,3 und bei Wolframit bei pH 2,3 (Abb. 9).

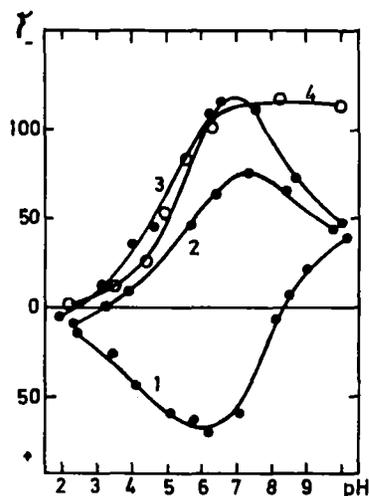


Abb. 9: Einfluß des pH-Wertes auf die Veränderung des Zeta-Potentials (in mV) /36/

- 1 = Fluorit
- 2 = Baryt
- 3 = Wolframit
- 4 = Apatit

Die Adsorption des als Sammler eingesetzten anionaktiven Natrium-Laurylsulfats als Funktion des pH-Wertes wird in den Abbildungen 10 und 11 dargestellt. Für beide Minerale, Baryt und Wolframit entsprechen sich die Adsorptionskurven, was auf eine ähnliche Bindung der Sammlerionen schließen läßt. Die adsorbierte Menge von Laurylsulfat in alkalischer Lösung bleibt konstant, obwohl der negative Wert des Zeta-Potentials mit steigender OH^- sinkt. Diese gleichbleibenden Adsorptionsbedingungen können mit den in alkalischer Lösung unveränderlichen Konzentrationen der Ba^{2+} , Mn^{2+} bzw. Fe^{2+} im Kristallgitter gegenüber den Bedingungen in sauren Lösungen erklärt werden. Mit steigender H^+ gehen die mehrwertigen Kationen mehr und mehr in Lösung. Im Bereich des negativen Zeta-Potentials von Baryt und Wolframit werden die Laurylsulfat-Ionen auf der Schicht der mehrwertigen, spezifisch gebundenen (chemisorbierten) Kationen adsorbiert.

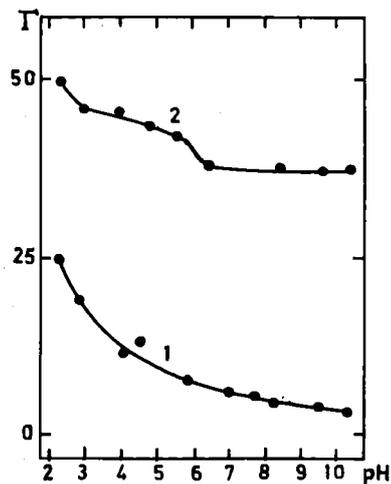


Abb. 10: Menge des adsorbierten Natriumlaurylsulfats (T) an Fluorit (1) und Baryt (2) bei verschiedenen pH-Werten.
 $T \cdot 10^{-6}$ g/g; Sammlerkonzentration $2 \cdot 10^{-4}$ M. /36/

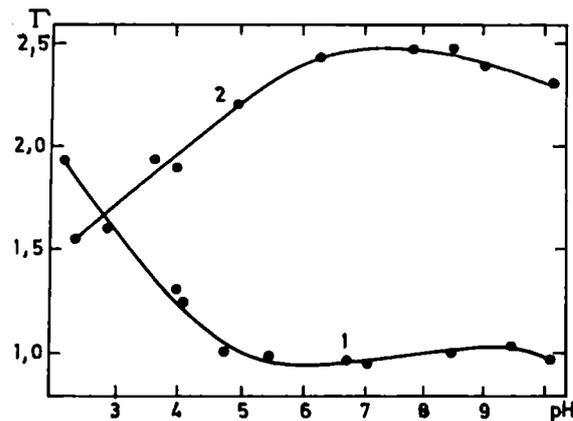


Abb. 11: Menge des adsorbierten Natriumlaurylsulfats (1) und Cetyltrimethylammoniumbromids (2) an Wolframit bei verschiedenen pH-Werten
 $T \cdot 10^{-5}$ g/g; Sammlerkonzentration $2 \cdot 10^{-4} M$ /36/

Die Untersuchungen zeigen u.a., daß die Adsorption der Sammlerionen an der Oberfläche der Minerale - deren Ladung durch Adsorption von H^+ oder OH^- Ionen entsteht - eine allgemeine Funktion des Zeta-Potentials ist. Hierbei wird vorausgesetzt, daß die Ladung der Mineraloberfläche und der organischen Ionen entgegengesetzte Vorzeichen haben. Bei begrenzt dissoziierbaren Sammlern wird deren Adsorption auf der Mineraloberfläche durch Hydrolyse des entsprechenden organischen Salzes und durch den pH-Wert der Lösung beeinflusst.

Eine pH-Regelung ist eine der Grundlagen der selektiven Flotation, da der höchstmögliche pH-Wert bei dem eine Flotation noch möglich ist, für die einzelnen Minerale verschieden ist /34/. Bei pH-Erhöhung werden die Metallhydroxide entsprechend ihrem Löslichkeitsprodukt nacheinander unlöslich, zuletzt kann der Sammler nur noch an einem Mineral adsorbiert werden. Nahe der oberen Grenze der Flo-

tierbarkeit werden die beste Selektivität und der geringste Sammlerverbrauch erreicht. Wird der pH-Wert schrittweise gesenkt, so daß er nacheinander immer gerade den oberen Grenzwert für ein Mineral unterschreitet, so kann man verschiedene Mineralien nacheinander selektiv flotieren. Der gewünschte pH-Wert wird in der Flotation so früh wie möglich eingestellt und damit ein Herauslösen einzelner Mineralbestandteile, die in Form von gelösten Ionen stören könnten, verhindert. Dann kann die Adsorption von Sammlerreagenzien unter optimalen pH-Bedingungen stattfinden. In Flotationsanlagen setzt man der Trübe die pH-regelnden Reagenzien daher meist schon im oder unmittelbar nach Verlassen des Mahlkreislaufs zu. Eine Feineinstellung wird dann nochmals in den einzelnen Flotationsstufen durchgeführt.

2.6 Korngröße

Neben den Oberflächeneigenschaften der Mineralien beeinflusst ihr spezifisches Gewicht ihre stabile Adhäsion an den Schaumblasen. Je höher das spezifische Gewicht eines Minerals bei gleichen oder ähnlichen Oberflächeneigenschaften ist, um so kleiner ist seine größte noch schwimmfähige Korngröße. Die oberste Korngröße für die praktische Flotation von Erzen liegt bei etwa 0,3 - 0,4 mm, bei leichteren Mineralien bis zu ca. 1 mm.

Die größeren Teilchen gehen im allgemeinen schneller in den Schaum als die feineren. Hauptsächlich Teilchen $< 10 \mu$ beeinträchtigen Ausbringen und Anreicherung beträchtlich. Diese Teilchen gehen unter normalen Bedingungen nur teilweise in dem Schaum. Ein Grund für das schlechte Schwimmen so feiner Teilchen ist die Brown'sche Molekular-Bewegung /7/. Außerdem treffen die kleinen Mineralteilchen aufgrund der geringen geometrischen Abmessungen weniger häufig auf die aufsteigenden Luftblasen.

Abgesehen von den Verlusten, die durch das Nichtschwimmen der feinsten Teilchen entstehen, haben die feinen Schlämme noch eine Reihe weiterer ungünstiger Einflüsse auf die Flo-tation. Die vergleichsweise sehr große Oberfläche feinsten Teilchen bedingt einen viel höheren Reagenzienverbrauch. Die feinen Gangartschlämme bedecken die Oberfläche der grö-bereren schwimmfähigen Erzteilchen, wodurch letztere in ihrem Schwimmvermögen durch Erhöhung ihrer Benetzbarkeit beeinträchtigt werden. Werden diese feinsten Teilchen mit auf-geschwommen, so verringern sie die Reinheit der Konzen-trate /15 - 20/. Die Anlagerung solcher, insbesondere toni-ger Gangartschlämme, muß man durch Verwendung von drücken-den bzw. zerteilenden Zusätzen verhindern. In schwierigen Fällen ist eine Entfernung dieser Gangartschlämme aus der Trübe notwendig, z.B. durch Waschen des Rohminerals so-wie durch Entschlammung der Trübe über Zyklone. Sowohl beim Entschlammern als auch bei Zusatz zerteilender Reagenzien besteht die Gefahr des Verlustes von feinst-vermahlener Nutzmineralpartikeln. Um diese feinsten Erz-teilchen schwimmfähig zu machen, muß man sie flocken. Hierbei besteht natürlich die Gefahr, daß auch feine Gang-artteilchen flocken und aufschwimmen. Darüber hinaus kön-nen diese Gangartflocken die zu schwimmenden Mineralien einschließen und ihr Aufschwimmen verhindern, wenn die Gangart durch Reagenzien gedrückt wird. Es muß also versucht werden, eine möglichst selektive Flockung zu erreichen.

2.7 Flockung und Zerteilung

Feinste Feststoffteilchen können in einer Trübe dispergiert (aufgeteilt) oder agglomeriert (geflockt) vorliegen. Im ersten Fall liegen sie als gegeneinander frei bewegliche Einzelteilchen, im zweiten dagegen in Form zusammenhängen-der Aggregate vor. Kenntnis und Kontrolle des Verteilungs-grades ist daher für alle Verfahren mit fein- bis feinst-kornhaltigen Trüben von großer Wichtigkeit.

Wird die Grenzflächenspannung zwischen Mineral und Wasser erhöht, was gleichbedeutend mit einer Verringerung der Wasserbenetzbarkeit des Minerals ist, entzieht das Mineralteilchen einen Teil seiner Oberfläche durch die Vereinigung mit den Luftbläschen in der Trübe der Berührung mit dem Wasser. Wenn keine Luftbläschen vorhanden sind, werden die Teilchen durch gegenseitige Anlagerung zu größeren, locker zusammenhängenden Teilchenanhäufungen, den Flocken, ihre Grenzfläche mit dem Wasser erniedrigen. Umgekehrt streben die Mineralteilchen bei Erniedrigung ihrer Grenzflächenspannung gegen Wasser, also bei Erhöhung der Wasserbenetzbarkeit, eine möglichst große Grenzfläche mit dem Wasser an, was gleichbedeutend ist mit ihrer möglichst geringen Affinität zu den Luftblasen und einer weitgehenden Aufteilung (Dispergierung, Peptisierung) in Wasser. Veränderungen der Mineraloberfläche, welche die Flockung bedingen, werden demnach ihre Wasserbenetzbarkeit verringern und ihre Schwimmfähigkeit erhöhen, während Oberflächenveränderungen, welche eine Zerteilung der Mineralien in der Trübe bewirken, ihre Benetzung erhöhen und die Schwimmfähigkeit herabsetzen /7/.

Bei der Flockung feinsten Teilchen in Trüben wird zwischen Haftflockung und Überbrückungsflockung unterschieden /38/. Eine Haftflockung liegt vor, wenn sich die Teilchen direkt berühren, wobei Adsorptionsschichten als den Teilchen zugehörig betrachtet werden. Bei der Überbrückungsflockung dagegen sind die Feststoffteilchen über ein der Trübe zugesetztes Reagenz verbunden. Die Haftflockung wird vor allem durch Van der Waals'sche Kräfte hervorgerufen, wenn Teilchen einander genügend nahe gebracht werden, z.B. bei hoher Trübedichte. Hierbei ist die Überwindung energetischer Barrieren notwendig, die durch Oberflächenladungen entstehen; sie wird durch geeignete Zusätze, z.B. anorganische Elektrolyte, ermöglicht. Darüber hinaus können für das Eintreten der Flockung Umfang und Stabilität der

Hydrathüllen der Teilchen eine Rolle spielen. Für die Überbrückungsflockung in wäßrigen Trüben kommen gestreckte organische Makromoleküle, die aufgrund ihrer Länge und großen Zahl bindungsaktiver Gruppen Feststoffteilchen miteinander vernetzen, in Betracht, oder, wie bei der Öl- und Agglomerationsflotation, unpolare Öle, wenn die Teilchen hydrophob sind; ferner Gasblasen beim normalen Schaumflotationsverfahren /8/. Man muß also alle Sammler als flockende Schwimmmittel bezeichnen, da sie die Mineraloberfläche hydrophobieren.

Eine begrenzte Flockung kann vorteilhaft sein, weil man durch die Anlagerung von Mineralflocken eine höhere spezifische Beladung der Luftblasen erhält als mit einzelnen Mineralteilchen, die sich nur mit etwa einer Schichtdicke vom Durchmesser eines Mineralteilchens an die Luftblasen anlagern. Die Flotation wird daher durch eine Flockung der Mineralien beschleunigt. Je größer die Flocken der leicht schwimmenden Mineralien, um so größer ist der von ihnen an den Luftblasen beanspruchte Raum. Weniger schwimmfähige Mineralien werden daher vermehrt von der Blasenoberfläche verdrängt und der erzeugte Schaum hat einen höheren Gehalt an den zu schwimmenden Mineralien. Die selektive Flockung spielt also eine wesentliche Rolle im Hinblick auf verbessertes Anreichern und Ausbringen /39/.

Durch Zusatz von zuviel flockenden Schwimmmitteln können die Mineralflocken so groß werden, daß sie von den Luftblasen bzw. vom Flotationsschaum nicht mehr getragen werden können und wieder in die Trübe zurücksinken. Werden bei einer zu starken Flockenbildung Mineralteilchen, die im Konzentrat unerwünscht sind, in die Flocken eingeschlossen und mit aufgeschwommen, ist eine verstärkte Zugabe von zerteilenden Reagenzien notwendig.

In einer Flußspat-Hämatitflotation zeigte sich die Möglichkeit, durch eine bisher nicht übliche Zugabe von Ölsäure in die Mühle der Vorkonzentrat-Nachmahlung eine selektive Fluß-

spatflockung in der sich anschließenden Feinstkornflotation zu erreichen. Hierbei war neben einer sorgfältigen pH-Überwachung besonders zu beachten, daß der Mühle ein in seinem CaF_2 -Gehalt schon hoch angereichertes, weitestgehend von Gangartschlämmen befreites und stark eingedicktes Vorkonzentrat aufgegeben wurde. Auch bei der $\text{CaF}_2/\text{SiO}_2$ -Trennung wird dieses Verfahren heute z.T. angewandt /120/.

2.8 Schwimmgifte

Im Gegensatz zu den Drückern, die gezielt ein Flotieren bestimmter Mineralien verhindern, behindern oder verhindern die sog. Schwimmgifte die Flotation aller Mineralien. Schwimmgifte sind als Bestandteile des Wassers oder als wasserlösliche Verbindungen der Mineralien, die bei der Mahlung gelöst werden, in der Trübe enthalten. So bilden sich z.B. durch Verwitterung (Oxidation) der Erze auf der Lagerstätte die für die Flotation schädlichen Mangan-, Aluminium-, Magnesium- und Calciumsalze. Bei sulfidischen Mineralien, z.B. Schwefelkies, ist besonders die stark flotationshemmende Wirkung der gebildeten Eisensulfate zu beachten. Als Schwimmgifte sind auch die in den natürlichen Roherzen vorliegenden primären und evtl. die bei der Mahlung vor allem weniger harter Gangmineralien entstehenden sekundären Schlämme aufzufassen, welche sich auf der Oberfläche aller Mineralien in der Trübe absetzen und ihre Schwimmfähigkeit beeinträchtigen. Stark hydrophile Hydroxide bilden oberflächenaktive Gele, welche einerseits Schwimmmittel stark adsorbieren, andererseits von den Mineralien adsorbiert werden, so daß deren Oberflächen stark hydrophil werden. Die hydrophilen, organischen Kolloide, wie die in moorigen Wässern vorkommenden Huminsäuren, sowie Stärke, Leim, Gelatine, Eiweiße, Gerbsäuren usw. sind infolge Bildung stark wasserhaltiger Adsorptionsschichten auf den meisten Mineralien ebenfalls zu dem Schwimmgiften zu rechnen; man kann sie aber auch als Drücker einsetzen, z.B. in der Oxidflotation.

Um die Schwimmgifte unschädlich zu machen, werden alkalische Reagenzien wie z.B. Kalk, Soda, Ätznatron eingesetzt. Sie bewirken eine Ausfällung der unerwünschten Metallsalze als unlösliche und damit unschädliche Hydroxide. Wenn es sich bei den Schwimmgiften um feinste Schlämme handelt, welche die zu schwimmenden Mineralien bedecken, werden auch Reagenzien, welche die Anlagerung der Schlämme verhindern, wie z.B. Wasserglas bei der CaF_2 -Flotation, verwendet.

3. MASCHINEN FÜR DEN AUFSCHLUSS DER MINERALIEN UND ZUR VORBEREITUNG DER TRÜBE

3.1 Kugel- und Rohrmühlen; Maschinen für die Feinzerkleinerung der Roherze

Eine Flotation setzt den Aufschluß der Roherze auf Flotationsfeinheit voraus. Es ist daher erforderlich, die Mineralien je nach Verwachsung mit dem Nebengestein auf eine Korngröße von ca. 0,1 - 0,3 mm zu zerkleinern (vgl. Kap. 2.1). Dieses geschieht zunächst in Brecheranlagen mit zwischengeschalteten Siebstationen bis zu einer Korngröße von 10 bis 20 mm. Der weitere Aufschluß erfolgt in Kugel- und Rohrmühlen durch Naßvermahlung, um die für die Flotation notwendige Trübe aus Mineralteilchen und Wasser direkt herzustellen. Die Flotation beginnt daher bei der Mahlung.

Bei den Kugel- und Rohrmühlen erfolgt die Zerkleinerung durch Zerschlagen und Zerreiben mit Hilfe von Mahlkörpern, die sich in einer rotierenden Mahltrommel befinden. Bei der Drehung der Mahltrommel werden Aufgabegut und Mahlkörper infolge von Reibungs- und Zentrifugalkräften bis zu einem Punkt mitgenommen, an dem die Schwerkraft

überwiegt und die Mahlkörper herabfallen /40 - 44/. Es gibt daher eine Umdrehungszahl für jede Mühle, die nicht überschritten werden darf, ohne den Zerkleinerungserfolg herabzusetzen. Die Mahlkörper würden bei Überschreiten dieser Drehzahl durch die Zentrifugalkraft dauernd mit der Mahltrommel herumgeführt, ohne daß ein Zerkleinerungsvorgang stattfinden würde. Diese Grenzdrehungszahl oder kritische Drehzahl (n_{kr}) ist abhängig vom Mühlendurchmesser (D), Größe- und Gewicht der Mahlkörper, Winkelgeschwindigkeit und der hieraus errechneten Zentrifugalkraft und läßt sich nach der Formel

$$n_{kr} = \frac{42,3}{\sqrt{D}} \left[\text{min}^{-1} \right]$$

berechnen. Die Mühle muß also mit einer geringeren als der kritischen Umdrehungszahl laufen. In der Praxis werden die Antriebe so ausgelegt, daß Kugelmühlen mit 65 - 80% und Stabmühlen mit einer Drehzahl von 55 - 65% der kritischen Drehzahl arbeiten.

Als Mahlkörper werden Mahlkugeln und Mahlstäbe aus hartem, zähem Stahl mit einer Festigkeit von über 100 kpm^{-2} eingesetzt. Die Anzahl und Größe der bei einer bestimmten Mahlleistung erforderlichen Mahlkörper hängt von den Eigenschaften des Mahlgutes, wie z.B. seiner Härte, Korngröße und von der gewünschten Mahlfeinheit ab. Je gröber und härter das Aufgabegut ist, um so größer müssen die Mahlkugeln sein. Bei feinerer Vermahlung werden vorwiegend kleinere Kugeln eingesetzt. Zur Vergrößerung der Berührungsflächen zwischen Rohstoff und Mahlkörper werden auch "Flächenkugeln", Stahlwürfel, Trigone und Stangenabschnitte verwendet.

Die Formgebung der Mahlbahn hat einen wesentlichen Einfluß auf den Verschleiß und die Mahlarbeit /42 - 45/. Aufgrund dieser Erkenntnisse wird eine Mahlbahn (Mühlenaus-

panzerung) in ihrer Form dem jeweiligen Bedarfsfall angepaßt. Für kleinere Mühlen bis etwa 2400 mm \emptyset wird im allgemeinen eine schraubenlose Stabpanzerung vorgesehen (Abb. 12). Bei dieser Mahlbahn wechseln höhere Balken aus Mangan-Hartstahl mit niedrigeren Balken aus hochverschleißfestem Walzstahl ab. Es entsteht eine wellige Mahlbahn, die ihre Wellenform bis zum völligen Verschleiß beibehält. Bei Stabmühlen ist es wirtschaftlicher, die Stufen innerhalb der Wellenlinie etwas stärker auszubilden, da sich sonst bei zu glatter Mahlbahn durch Abrutschen der Mahlstäbe auf der Mahlbahn ein starker Verschleiß einstellen würde. In besonderen Fällen kommen für die Mahlbahnen auch Plattenpanzer in Anwendung, die durch Schrauben am Trommelmantel befestigt werden. Eine Mahlbahn aus Platten kann in Wellen- oder Stufenform ausgebildet sein. Eine Stufenform verhindert das Abgleiten der Mahlkörper, vermindert jedoch z.T. die Leistung der Mühle, da die äußere Kugel- oder Stabschicht weniger an der Zerkleinerungsarbeit teilnimmt. Die Panzerung der Seitenwände besteht aus segmentartigen Platten aus Sondergußstahl, die durch Schrauben an den Seitenwänden befestigt sind (Abb.12). Bei größeren Mühlen sind diese Platten aus verschleißtechnischen Gründen in der Länge noch einmal geteilt.

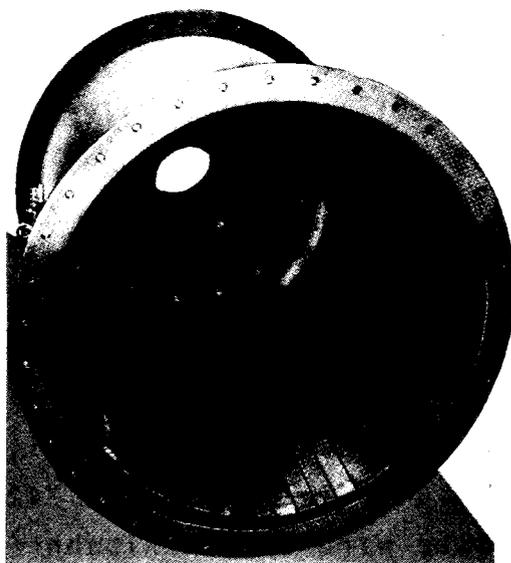


Abb. 12: Auskleidung einer Mahltrommel mit einer Stahlpanzerung /45/

Heute geht man in der Praxis immer mehr dazu über, die Mühlen nicht mehr mit Stahl zu panzern, sondern komplett mit Spezialgummi auszukleiden.

Bei Kugel- und Rohrmühlen wählt man Mahlkörperfüllungen zwischen 35 und 50%, bezogen auf das Mühlenvolumen. Die eingesetzten Stabfüllungen schwanken zwischen 30 bis 40% des Mühlenvolumens. Der Verschleiß der Mahlkörper schwankt zwischen etwa 150 - 1000 g/t Durchsatz und ist weitgehend abhängig von der Härte des Mahlgutes, der Qualität der Mahlkörper und auch von der Dichte der Mahltrübe.

Nach der Bauart der Kugel- und Rohrmühlen unterscheidet man nach der Art des Mahlgutaustrages zwischen Siebkugelmühlen und sieblosen Kugelmühlen. In der Flotation werden nur die sieblosen Kugelmühlen als Naßkugelmühlen eingesetzt. Hierbei unterscheidet man wieder zwischen Überlauf- und Austragskammermühlen.

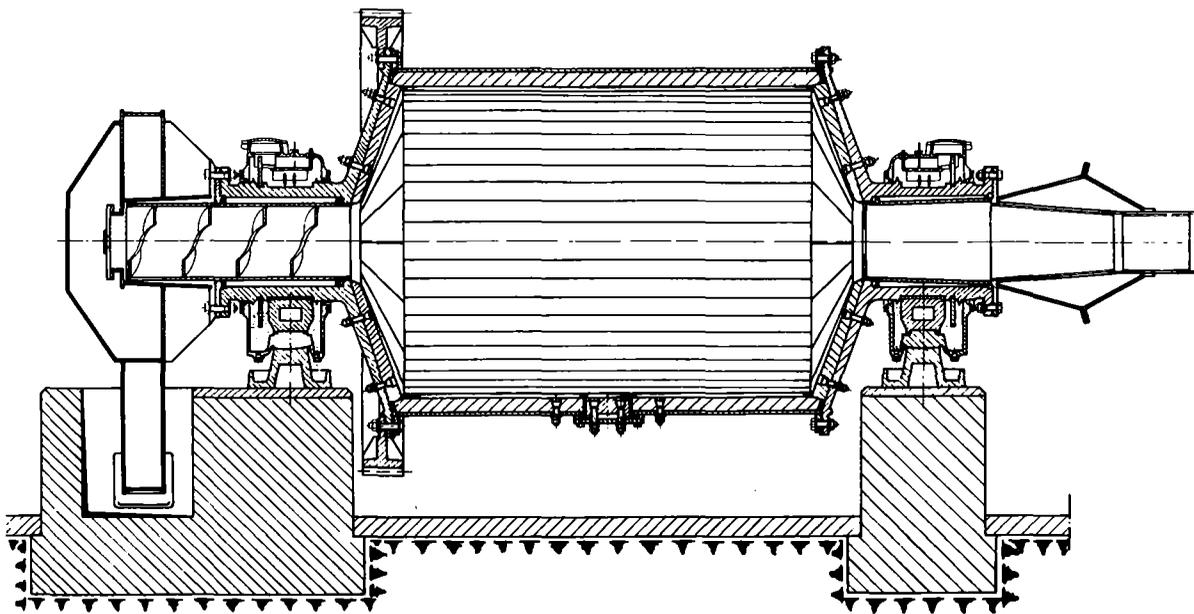


Abb. 13: Naßkugelmühle mit Stabpanzerung als Überlaufmühle /45/.

Beide Mühlentypen können mit Kugel- bzw. Stabfüllung gefahren werden. Bei Oberlaufmühlen wird das Mahlgut durch den Mühlenhals an der Auslaufseite kontinuierlich austragen. Durch ständige Neuaufgabe von Mahlgut erfolgt eine Verdrängung des bereits in der Mühle vorhandenen Gutes mit der Mahltrübe zur Austragsseite hin. Die Zuführung der Aufgabe erfolgt über einen einfachen Einlaufkopf, wenn die Mühle im offenen Kreislauf oder in Verbindung mit einem Klassierzyklon arbeitet. Eine im Einlaufkopf eingebaute Schnecke besorgt den Transport in den Mühlenraum. Wird das Mahlgut aus einem Behälter geschöpft und in den Mühleneinlauf gehoben, wie z.B. bei Verwendung von Rechen- bzw. Spiralklassierern im Mahlkreislauf, so wird ein Schöpfer mit kombiniertem Einlaufkopf vorgesehen (Abb. 13). Die Austragskammermühle (Abb. 14) unterscheidet sich von der Oberlaufmühle lediglich durch die Austragswand. Diese besteht aus einer Platte mit im allgemeinen konzentrisch angeordneten, runden Löchern. Eine Anzahl von Rippen an der Platte unterteilt den Raum zwischen dieser und der Auslaufseitenwand in Kammern, die das ausgetretene Mahlgut heben

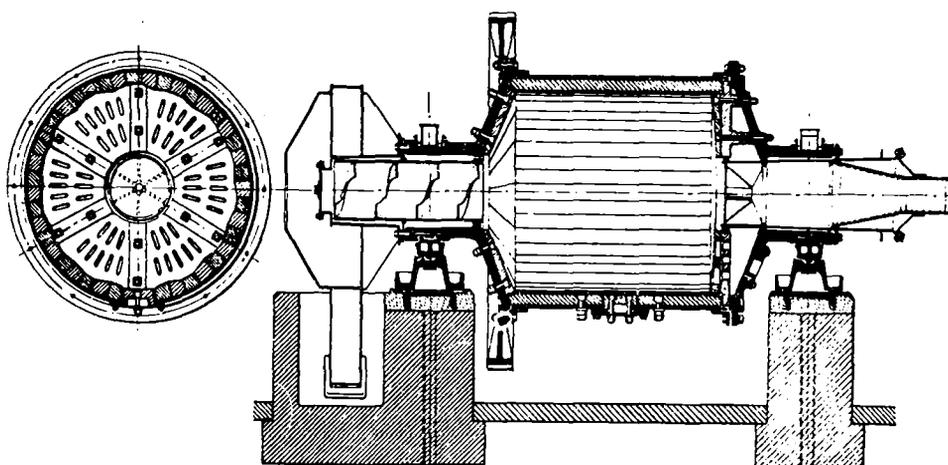


Abb. 14: Naßkugelmühle mit Stabpanzerung als Austragskammermühle /2/

und der Auslaufbüchse zuleiten. Auf der anderen Seite der Platte, also im eigentlichen Mahlraum, wird diese durch geschlitzte Panzerplatten geschützt. Die Durchflußgeschwindigkeit der Mahltrübe durch den Mahlraum ist durch Öffnen oder Schließen der in der Platte angebrachten Rundlöcher regelbar. Hierdurch liegt die Aufgabelleistung bei Austragskammermühlen höher als bei Oberlaufmühlen. Ihr Anwendungsgebiet ist die Feinzerkleinerung spezifisch schwerer Erze und Mineralien wie z.B. Zinnstein, Chromeisenerz und Wolframiterz, da sich solche Erze in Oberlaufmühlen ansammeln, wobei die Gefahr der sog. "Totmahlung" besteht. Die Austragsmühlen zeichnen sich schließlich noch durch ein gleichmäßiges Korn und durch den Wegfall einer Polsterbildung aus Feinschlamm aus.

Rohrmühlen finden in der Erzaufbereitung dann Verwendung, wenn eine Zerkleinerung auf $< 0,1$ mm erforderlich ist. Verglichen mit den Trommelmühlen ist bei Rohrmühlen das Verhältnis von Mühlendurchmesser zur Länge größer als etwa 1:1,5. Die größere Länge des Mühlenkörpers hat eine längere Verweilzeit des Mahlgutes in der Mühle zur Folge. Hierdurch wird eine größere Endfeinheit erreicht. Um eine reizende Zerkleinerung zu erzielen, wird die Mahlbahn weniger gewellt ausgelegt.

In den meisten Fällen liegt das Problem der Feinzerkleinerung in Trommelmühlen nicht nur in einer weitgehenden Vermahlung des Aufgabegutes, sondern auch in der Erzeugung eines Endproduktes innerhalb eines bestimmten Korngrößenbereichs. Trommelmühlen arbeiten daher im Kreislauf mit geeigneten Klassiervorrichtungen, wobei die Mühlen je nach den Erfordernissen mit den Klassierern einen offenen oder einen geschlossenen Mahlkreislauf bilden (Abb. 15).

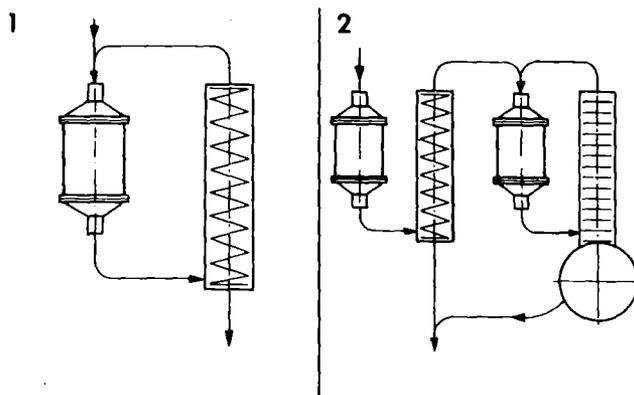


Abb. 15: Schaltung von Trommelmühlen mit Klassierern /45/

1. Kugelmühle im geschlossenen Kreislauf
2. Stabmühle in offenem, Kugelmühle in geschlossenem Kreislauf

3.2 Maschinen zur Klassierung der Mahltrübe

Diese Aggregate haben die Aufgabe, eine Trennung der aufgemahlten Teilchen nach der Korngröße durchzuführen. Zur Klassierung der Mahltrübe werden in Flotationsanlagen Rechenklassierer, Spiralklassierer und Klassierzyklone in den Mahlkreislauf eingebaut, wodurch eine kontinuierliche Vermahlung zur gewünschten Endfeinheit möglich wird. Klassiereinrichtungen entfernen das Gut, welches die Flotationsfeinheit erreicht hat, aus dem Mahlkreis und schaffen somit Mahlraum für das vom Klassierer zurückgeführte Grobkorn und die Frischauflage.

3.2.1 Rechen- und Spiralklassierer

Diese Klassierer arbeiten nach dem Prinzip der "Gleichfälligkeit" in einer Trübe mit höherem spezifischen Gewicht als Wasser. Die groben Teilchen mit größerer Sinkgeschwindigkeit sammeln sich am Boden der Klassierer und werden mittels Rechen beim Rechenklassierer oder Spiralen beim Spiralklassierer zum oberen Ende eines Troges transportiert,

während die feinen Teilchen mit der Trübe an einer Überlaufkante abfließen /46/. Die Feinheit des gewünschten Mahlgut-Endproduktes ist sowohl bei den Rechen- als auch bei den Spiralklassierern von der Neigung des Troges, der Anzahl der Rechenhübe bzw. der Drehzahl der Spiralen, der Trübedichte sowie der Höhe des Überlaufwehres abhängig.

Der Rechenklassierer besteht aus einem geneigt angeordneten und am oberen Ende offenen Trog. In diesem Trog bewegen sich Austragsrechen, die das Gut mit noch nicht ausreichender Feinheit auf dem Boden entlang nach oben austragen. Das genügend aufgemahlene Material läuft an dem geschlossenen unteren Ende des Troges über. Die beweglichen Gelenke der Rechenklassierer sind über dem Trübespiegel angeordnet, so daß der Verschleiß der mechanischen Klassiererteile, außer am Rechen selbst, gering ist. Die für die Bewegung der Rechen erforderliche Arbeitskurve wird durch einfache robuste Hebelkonstruktionen erreicht.

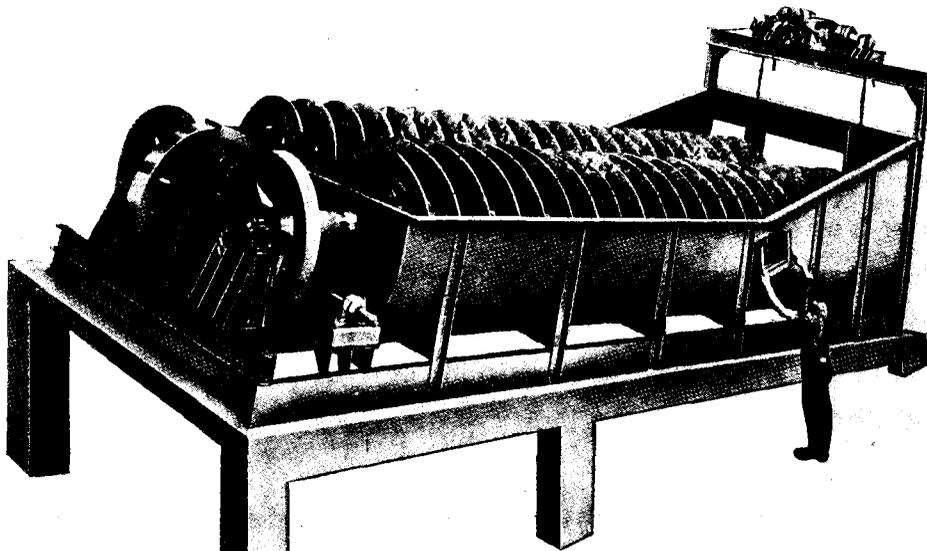


Abb. 16: Doppel-Spiralklassierer /46/

Der Spiralklassierer (Abb. 16) zeichnet sich gegenüber dem Rechenklassierer durch wesentlich höhere Rücktragleistung aus, was z.B. bei Mahlaggregaten mit großer Rückführung notwendig ist. Außerdem hat der Spiralklassierer eine wesentlich ruhigere Oberfläche in der Überlaufzone; dadurch wird der Fehlkornanteil, d.h. der Prozentsatz von ausge-tragenem Überkorn in der Flotationsaufgabetrübe herabge-setzt.

Die Neigung des Troges richtet sich nach der Korngröße des zu klassierenden Gutes. Die Spiralen größerer Klassierer sind zweigängig; dadurch verdoppelt sich nahezu ihre Rück-tragsleistung. Die Steigung der Spiralbleche ist gleich dem halben Spiral-Durchmesser. Die Spirale besteht aus Stahl-blechsegmenten auf deren Umfang kurze "Schleißschuhe" ge-schraubt sind. Die Schneckengänge werden mit Stahlarmen um die aus einem dickwandigen Stahlrohr bestehende Haupt-welle geklammert. Rechen- und Spiralklassierer können auch in einen Entschlammungskreislauf eingeschaltet werden, wenn das Aufgabegut aus flotationstechnischen Gründen vor dem Flotationsprozeß entschlämmt werden muß.

3.2.2 Klassier-Zyklone

Heute werden in zunehmendem Maße die Rechen- und Spiral-klassierer von den Klassier-Zyklonen (Hydrozyklone) ver-drängt. Die Vorteile der Hydrozyklone sind die hohe Durch-satzleistung, der geringe Raumbedarf, die leichtere Regu-lierbarkeit und die schärfere Trennung. Sie können sowohl zur Klassierung als auch zum Eindicken und Entschlätten benutzt werden.

Der Hydrozyklon ist ein Zentrifugalabscheider. Im Gegen-satz zur Zentrifuge wird der Umlauf der Flüssigkeitsströ-mung aber nicht durch Antrieb einer rotierenden Trommel,

sondern durch tangentiales Zuführen der Trübe mittels einer Pumpe unter Druck erreicht /47/.

Durch die in den zylindrischen Teil des Hydrozyklons tangential einströmende Trübe bildet sich im Innern des Zyklons eine Wirbelströmung aus. Unter der Wirkung der Zentrifugalkräfte wird bei einer Klassierung die zugeführte Trübe in einen eingedickten Grobschlamm und eine verdünnte Feintrübe aufgeteilt. Die abgeschiedenen Grobpartikel werden in der Konusspitze ausgetragen (Abb. 17). Durch entsprechende Einstellung der Unterlaufdüse kann der Feststoffgehalt und der Grobkornanteil des Unterlaufs reguliert werden.

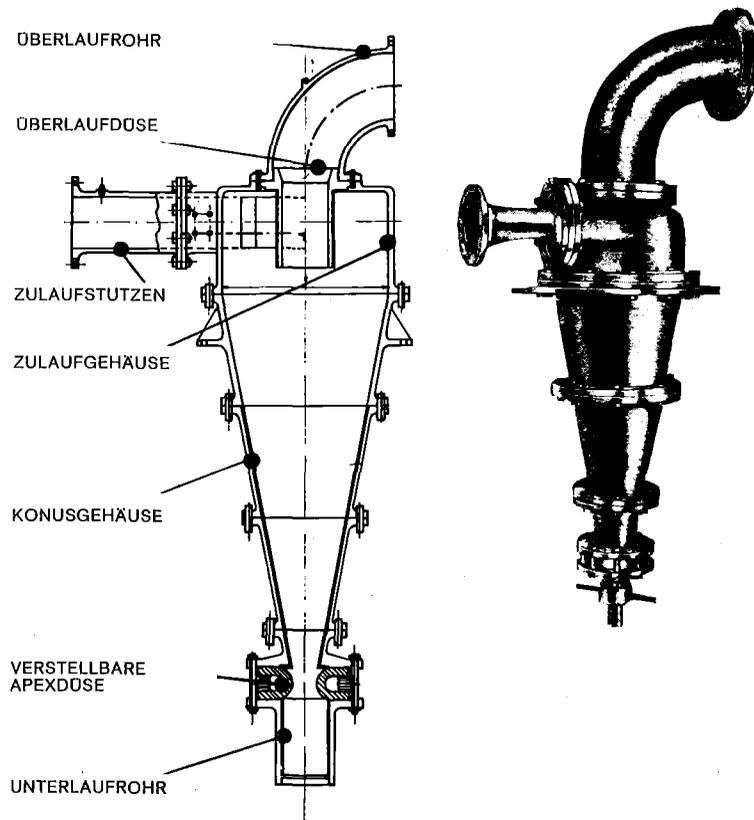


Abb. 17: Aufbau eines Hydrozyklons /47/

Aufgrund der Querschnittsverengung durch den Konusteil und die Unterlaufdüse wird die Wirbelströmung in der Konusspitze zur Umkehr gezwungen. Dadurch bildet sich ein Sekundärwirbel aus, der zur Oberlaufdüse aufsteigt und das Feinkorn wie den Hauptanteil der Flüssigkeitsmenge austrägt. Ist das feinste Korn eines Aufgabegutes größer als die Trennkorngröße des gewählten Hydrozyklons, so wird eine Klärung erzielt, andernfalls wird das Feinstmaterial, welches unterhalb der Trennkorngröße liegt, im Überlauf ausgetragen. Die Trennkorngröße ist hauptsächlich vom Zyklondurchmesser, der Trennerfolg von der Eintrittsgeschwindigkeit der Trübe und vom Verhältnis der Öffnungsdurchmesser von Ober- und Unterlaufdüse abhängig /2, 3, 48, 49/.

Bei Wirbelströmungen ist die Radialbeschleunigung umgekehrt proportional dem Quadrat ihres Durchmessers. Dieses führt dazu, daß die Abscheidung von Feinstpartikeln im Bereich von 5 - 10 μ nur mit Hydrozyklonen kleinsten Durchmessers möglich ist. Wird eine gute Abscheidung in diesem Bereich, z.B. bei einer Entschlammung, mit gleichzeitig hoher Durchsatzleistung gefordert, so müssen mehrere kleine Hydrozyklone in Parallelschaltung installiert werden.

Hydrozyklone können sowohl allein als auch in Verbindung mit Rechen- bzw. Spiralklassierern, wie Abb. 18 zeigt, in den Mahlkreislauf eingebaut werden. Der Mühlenaustrag wird hier über eine Pumpe dem Zyklon aufgegeben. Das in diesem abgetrennte Feinkorn wird direkt dem Konditionierer der Flotation zugeführt. Das Grobkorn wird über einen Rechenklassierer zusammen mit der Rohaufgabe der Mühle wieder zugeleitet. Durch Umstellung kann aber auch der Hauptgrobkornanteil zunächst im Rechenklassierer abgeschieden und das überlaufende Feinkorn zur endgültigen Feinklassierung dem Zyklon zugeführt werden.

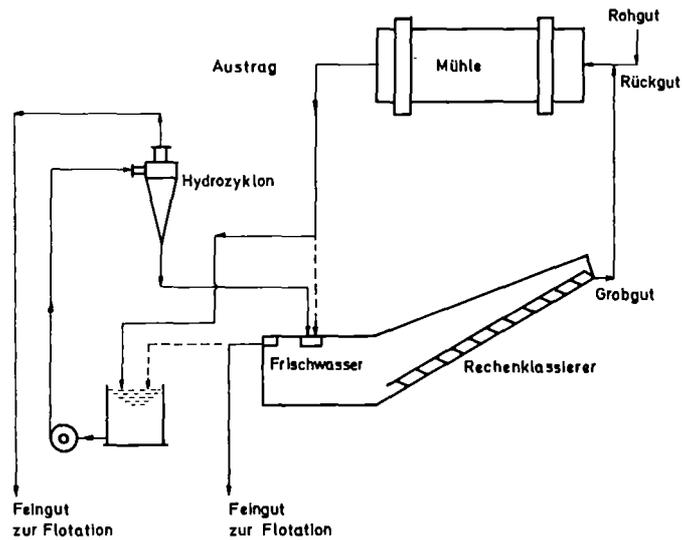


Abb. 18: Fließschema einer Kreislaufmahlung mit Hydrozyklon und Rechenklassierer /47/

3.3 Konditionierer

Wichtig für den Ablauf der Flotation ist die Konditionierung der Aufgabetrube. Sie erfolgt vor der Flotation in speziellen Einwirkbehältern; den sog. Konditionierern. Konditionierer sorgen für die innige Vermischung von Reagenzien und Trube und geben den zugesetzten Reagenzien Zeit zur Reaktion mit den Oberflächen der fein vermahlenden Mineralpartikel. Ihre Größe richtet sich nach der gewünschten Durchsatzleistung und der für die zu flotierende Trube günstigsten Einwirkzeit. Abb. 19 zeigt einen Schnitt durch einen Konditionierer der heute üblichen Bauform. Die Trube wird von oben in das Zentralrohr aufgegeben (a). Hier erfolgt ebenfalls die Zudosierung der Flotationsreagenzien. Der Rührer (b) besorgt in Verbindung mit den sich im Zentralrohr befindenden Umlaufkanälen (c) die intensive Vermischung von Trube und Reagenzien. Durch den Überlauf (d)

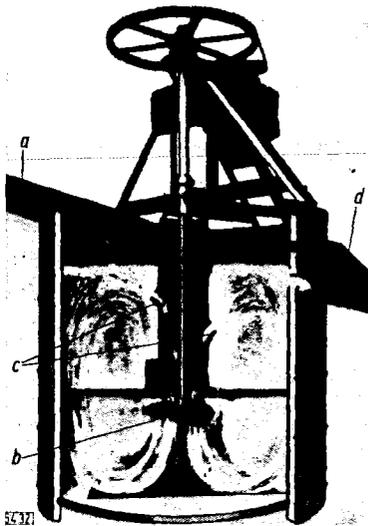


Abb. 19: Schnitt durch einen Konditionierer für Flotationsanlagen /12/

wird die konditionierte Trübe der ersten Flotationsstufe zugeführt. Die Konditionierer können aber auch so ausgelegt werden, daß die Trübe nicht von oben, sondern seitlich durch den Rührer angesaugt wird. Bei schwierigen Flotationsverfahren wird oft noch eine Konditionierung zwischen den einzelnen Flotationsstufen durchgeführt.

4. FLOTATIONSREAGENZIIEN

Erst durch den Einsatz von Flotationsreagenzien wird eine Sortierung von Mineralien nach dem Flotationsverfahren sowie die Führung des gesamten Prozesses möglich. Nach ihrer Wirkungsweise in der Flotation unterscheidet man:

1. Sammlerreagenzien
2. Schäumerreagenzien
3. Regelnde Reagenzien
 - passivierende (drückende) Reagenzien
 - aktivierende (belebende) Reagenzien
4. Vorbereitende Reagenzien

Die äußeren Gitterkräfte der Kristalloberfläche sowie die wasserstoffaffinen Atome Sauerstoff und Schwefel binden, wie schon unter 2.2 erwähnt, die stark polarisierten Wassermoleküle. Die Sammlermoleküle, die von der Mineraloberfläche adsorbiert werden, schirmen Gitterkräfte und Wasserstoffverbindungen ab und ergeben eine Oberfläche mit geringerer Oberflächenenergie. Die Fähigkeit zur Bindung und Ausrichtung von Wassermolekülen sinkt auf einen niedrigeren Wert ab, das Mineral wird hydrophob. Hierdurch wird die Voraussetzung für die Haftung zwischen Mineral und Luftblase gegeben.

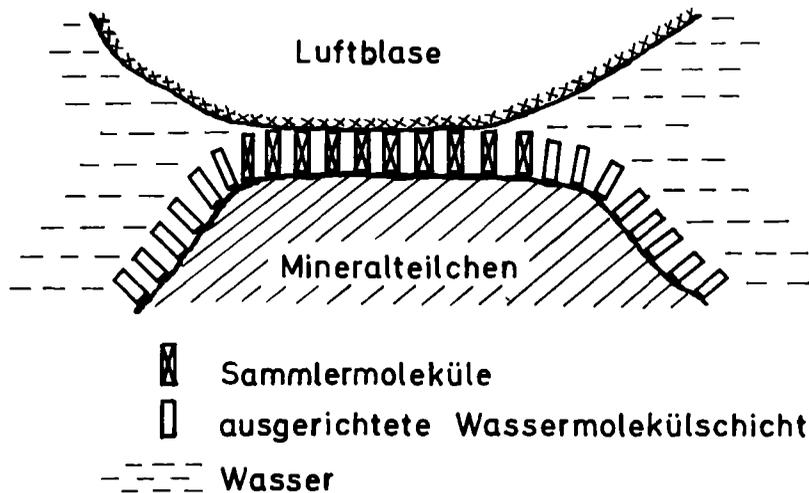


Abb. 20: Bindung einer Luftblase an einem Mineralteilchen

Durch physikalische Adsorption, Chemisorption oder chemische Reaktion werden bei der Flotation die Oberflächen der Mineralien verändert. Die Einwirkung der Sammlerreagenzien beruht meist auf Chemisorption (Adsorption von Ionen, die auch im Kristallgitter vorkommen, Ionenaustauschadsorption zwischen der von der Mineraloberfläche adsor-

bierten Substanz und Fremdionen der Lösungen sowie Ionenaustauschadsorption zwischen Ionen von der Oberfläche des Gitters und Fremdionen der Lösung), die Wirkung der regelnden Reagenzien häufig auf chemischen Reaktionen und in einigen Fällen auf physikalischer Adsorption /12/.

4.1 Sammlerreagenzien

Als Sammler bezeichnet man Reagenzien, welche das zu flotierende Mineral hydrophobieren, d.h. die Hydrathülle von der Mineraloberfläche verdrängen. Es sind chemische Verbindungen, deren Anion oder Kation aus einem polaren und einem unpolaren Teil besteht /12, 15, 50, 51/. Der polare Teil des Sammlerions wird an der Mineraloberfläche adsorbiert, der unpolare Teil ist in die wäßrige Phase gerichtet und bewirkt die Hydrophobierung des Minerals. Ein durch einen Sammlerfilm hydrophobiertes Mineralteilchen kann somit an einer Luftblase haften. Die Adsorption der Sammler an der Mineraloberfläche erfolgt meist an energiereichen Stellen wie Ecken und Kanten bzw. Störstellen und Leerstellen. Für die Flotation genügt die Ausbildung einer unvollständig monomolekularen Schicht des Sammlers an der Mineraloberfläche.

Allgemein werden die Sammlerreagenzien nach ihrem Ionisationsverhalten in ionenaktive und nichtionogene Sammler eingeordnet. Bei den ionenaktiven Sammlern unterscheidet man wiederum zwischen "anionaktiv" (hydrophobierende $C_nH_{2n+1}^-$ Kette am Anion) und "kationaktiv" (hydrophobierende $C_nH_{2n+1}^-$ Kette am Kation).

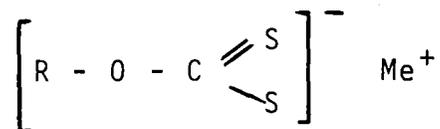
Nachfolgende Auflistung nach /15/ zeigt einen Überblick über die heute wichtigsten Flotationssammlertypen.

- a) Anionaktive Sammler für Sulfidminerale und sulfidierbare Minerale (Sulfhydrylsammler):
1. Na- und K-alkylxanthogenate (Xanthate)
 2. Aromatische und aliphatische Dithiophosphorsäureester und deren Salze
 3. Xanthogensäureester
 4. Alkylthionocarbaminsäureester
 5. Thiocarbanilid (Diphenylthioharnstoff)
 6. Mercaptobenzthiazol und dessen Na-Salz.
- b) Anionaktive Sammler für Oxid-, Sulfat-, Carbonat-, Phosphat-, Silikat- und Fluoridminerale (Oxhydrylsammler):
1. Gesättigte und ungesättigte Fettsäuren und deren Seifen
 2. Alkyl- und Alkylarylsulfonate
 3. Alkylsulfate
 4. Alkylarylarsonsäuren und deren Salze
 5. Alkyl-, Alkylaryl- und Arylalkylphosphonsäuren und deren Salze
 6. Alkyl- und Alkylarylphosphorsäuren.
- c) Kationaktive Sammler für Quarz, Silikate, auch für Sulfide und sulfidierte Minerale und Kalisalze:
1. Primäre Fettalkylamine und deren Salze
 2. Primäre Fettalkylpropylendiamine und deren Salze
 3. Primäre Fettalkylätheramine und deren Salze und entsprechende Propylendiamine
 4. Primäre β -Fettalkylamine und entsprechende Propylendiamine.
- d) Nichtionogene Sammler für alle Arten mineralischer Rohstoffe, auch Kohle und Kalisalze:
1. Paraffinische, olefinische, aromatische, naphthenische Kohlenwasserstofföle (Nujol, Gasöl, Dieselöl)
 2. Natürliche Pflanzenöle
 3. Alkylphenolpolyglycoläther
 4. Fettsäurepolyglycolester.

4.1.1 Anionaktive Sammler für Sulfidminerale

Bei den Sammlern dieser Gruppe befindet sich mindestens ein Schwefelatom im polaren Teil des Anions. Hierdurch besitzen sie eine hohe Affinität zu allen Sulfidmineralien.

Die bei weitem wichtigsten Vertreter dieser Gruppe sind die Xanthogenate (Xanthate) mit Alkylkettenlängen von 2 bis 6 C-Atomen. Xanthate haben die allgemeine Formel:



R = unpolarer Alkylrest, z.B. C₂H₅ bei Äthylxanthaten

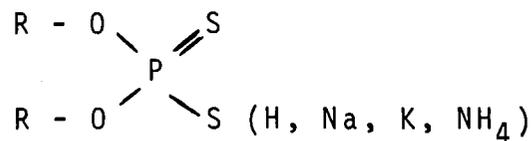
Me⁺ = Natrium oder Kalium.

Da die Wasserstoffbrückenbindungen des Wassers an den Mineraloberflächen der sulfidischen Mineralien relativ schwach sind, benötigt man nur kurze Kohlenwasserstoffketten zur Hydrophobierung. Die sammelnde Aktivität der Xanthate, also ihre hydrophobierende Kraft, steigt mit zunehmender Alkylkettenlänge, wobei aber ihre Selektivität abnimmt. Es gibt daher für jedes Xanthat bevorzugte Einsatzgebiete. Äthyl- und Isopropyl-Xanthate werden z.B. für leicht flotierbare Sulfide wie z.B. Kupferkies, Bleiglanz, Schwefelkies und in solchen Prozessen eingesetzt, in denen zwei oder mehrere Mineralkonzentrate differentiell mit hoher Selektivität flo-
tiert werden müssen /50, 51/. Die etwas stärkeren Butylxanthate sind besonders als Sammler für Zinkblende geeignet, während die Amyl- und Hexylxanthate bei schwierig zu flotierenden Sulfiden, die oftmals vorher noch aktiviert werden müssen, ihren Einsatz finden.

Entsprechend dem großen Einsatzbereich der Xanthate als Sammler in der Flotation wurde der Mechanismus ihrer Adsorption an der Mineraloberfläche besonders gut untersucht /11, 22, 52 - 57/. Es wird angenommen, daß der in der Trübe anwesende Sauerstoff eine entscheidende Rolle bei der Xanthatadsorption spielt, da er zur Bildung basischer Salze

auf den Sulfidoberflächen führt und das Xanthat zum Dixanthogen oxydiert; hierbei treten die Sulfidminerale als Katalysatoren auf. Das Xanthat ermöglicht bei der Bildung dieser gemischten Xanthat-Dixanthogenfilme die Adsorption des Dixanthogens, so daß angenommen werden kann, daß das Dixanthogen als eigentlicher Sammler wirkt. Für ein Zustandekommen der Flotation muß ein bestimmtes Redoxgleichgewicht vorhanden sein, da die Bildung des Dixanthogens durch negative Potentialverschiebung rückgängig gemacht werden kann.

Neben den Xanthaten finden in der Sulfidflotation die aromatischen und aliphatischen Dithiophosphorsäureester sowie deren Salze als Sammler einen verbreiteten Einsatz. Im Unterschied zu den Xanthaten haben sie zwei Kohlenwasserstoffketten und haben die allgemeine Strukturformel:



R = kresyl, xylenyl, alkylphenyl

Die Einsatzgebiete für diese Sammler sind denen der kurzkettigen Xanthate ähnlich. Sie wirken aber noch selektiver und werden daher für besonders leicht zu flotierende Sulfide oder für sehr selektive Trennungen bevorzugt. Naheliegender ist hier eine Kombination dieser Sammler mit den Xanthaten. So werden sie z.B. im ersten Teil einer Flotation eingesetzt, um nur stark aktivierte Teilchen bei hoher Selektivität aufzuschwimmen, während anschließend mit Xanthaten floriert wird. Im Handel werden diese Produkte z.B. unter den Bezeichnungen Phosokresol und Hostaflot /50/ sowie Aerofloat /51/ angeboten.

Als sehr aktive Sammler haben sich inzwischen die Xanthogensäureester erwiesen. Sie werden vornehmlich in Kombination mit Xanthaten eingesetzt.

4.1.2 Anionaktive Sammler für Oxid-, Sulfat-, Carbonat-, Phosphat-, Silikat- und Fluoridminerale

Oxhydrolysammler sind spezielle Sammler für das weite Gebiet der Flotation nicht sulfidischer Mineralien.

Da die Sauerstoff- bzw. Fluorionen an der Gitteroberfläche der nichtsulfidischen Mineralien starke Wasserstoffbrückenbindungen zum Wasser bilden, sind hier zur Abschirmung lange Kohlenwasserstoffketten und große Reagenzienmengen erforderlich /12/. Geeignete Endgruppen zur Erzielung ausreichender Haftfestigkeit sind Carboxyl, Sulfat oder Sulfonat. So werden z.B. Sulfonate mit Kettenlängen von 14 bis 17 C-Atomen bevorzugt bei der Flotation von Phosphaterzen eingesetzt. Alkylsulfate, deren Alkylketten 16 bis 18 C-Atome aufweisen, sind z.B. besonders selektive Sammler für Schwerspat, besonders wenn dieser zusammen mit Flußspat und Kalkspat vorkommt /50, 58-60/.

Phosphonsäuren sollen sich in der Zinnsteinflotation als Sammler sehr gut bewährt haben /50, 61, 62/.

Die bei weitem wichtigsten Sammler dieser Gruppe sind die Fettsäuren, besonders die ungesättigten mit einer oder mehreren Doppelbindungen im unpolaren Teil wie z.B. die Ölsäure, die Linol- und Linolensäure sowie technische Mischungen dieser Fettsäuren wie z.B. die Oleine und die Tallöle. Diese langkettigen Sammler sind zwar universell verwendbar /12, 15, 34, 37, 50, 51, 58, 59, 63, 64/ neigen aber oberhalb einer gewissen, von der Kettenlänge und der Endgruppe abhängigen - der sog. kritischen Konzentration - zur Zusammenlagerung (Micellbildung). Diese Neigung setzt

ihre Selektivität erheblich herab, da die Micellen an Kanten und Ecken der Feststoffteilchen sehr leicht adsorbiert werden. Diese Adsorption ist aber unspezifisch und erfaßt hauptsächlich die feinsten Partikel, also den Schlamm. Diese unerwünschte Erscheinung läßt sich umgehen, wenn man das Sammlerreagenz mit speziellen Emulgatoren behandelt /12/. In der Praxis ist es meist erforderlich, diese Sammler zusammen mit regelnden Reagenzien einzusetzen.

4.1.3 Kationaktive Sammler für Quarz, Silikate, Sulfide und sulfidierte Minerale sowie für Kalisalze

Bei diesen Sammlertypen liegen die sammelnden Eigenschaften im Kation, während das Anion nur für die Löslichkeit Bedeutung hat /2/. Sie werden nur selten ganz spezifisch von einem bestimmten Mineral adsorbiert; die Selektivität muß daher häufig erst durch regelnde Reagenzien oder durch Variationen des pH-Wertes herbeigeführt werden /50/.

Bei den kationaktiven Sammlern ist die Festigkeit der Adsorption gegenüber den anionaktiven Sammlern deutlich geringer. Dies wird damit erklärt, daß die Adsorption wahrscheinlich nur in der äußeren Sphäre (Gouy-Schicht) der elektrischen Doppelschicht erfolgt. Die Folge ist, daß die Assoziation zwischen den Alkylketten eine relativ größere Rolle als bei den anionaktiven Sammlern spielt; die Alkylkettenlänge übt einen vergleichsweise starken Einfluß auf die Selektivität aus, die mit steigender Kettenlänge zunimmt /15/.

Die wichtigste Gruppe der kationaktiven Sammler sind die primären Fettamine. Sie werden vor allem für die Flotation von Quarzen, Feldspäten, Glimmer, Chromerzen sowie anderen sauren Silikatmineralien /33, 50, 51, 65-68/ sowie für Kalisalze und sulfidierte karbonatische oder silikatische Zinkminerale eingesetzt.

4.1.4 Nichtionogene Sammler

Am Anfang der Entwicklung von Reagenzien für die technische Flotation standen die nichtionogenen, unpolaren Kohlenwasserstofföle. Sie sind wenig selektive Sammler, die heute aber noch als Sammler für die Flotation von unpolaren, also leicht zu schwimmenden Mineralien wie Schwefel und Kohle eingesetzt werden. Ferner werden sie heute in zunehmendem Maße in Verbindung mit den stark schäumenden Sammlern wie Fettsäuren und Fettaminen als schaubremsende Hilfssammler eingesetzt. Es hat sich gezeigt, daß sie die Hydrophobie verbessern können und dadurch die Flotation größerer Körnungen ermöglichen.

Der Einsatz dieser unpolaren Öle hat auch zur Entwicklung der sog. Agglomerationsflotation geführt /8, 15, 51, 69-73/, wobei feinstkörnige Partikel, welche sich normalerweise der selektiven Flotation entziehen, angereichert werden können. Bei der Agglomerationsflotation wird durch Zugabe eines geeigneten Sammlers, der die Erzpartikel hydrophob und gleichzeitig oleophil macht und durch das anschließend meist als Emulsion zugesetzte Öl eine selektive Agglomeration der Partikel erreicht. Voraussetzung dafür sind lange Konditionierzeiten bei hoher Trübedichte.

Neben den rein unpolaren Ölen sind noch die polar-unpolar aufgebauten, nichtionischen Substanzen wie z.B. die Alkylphenolpolyglycoläther und die Fettsäurepolyglycolester zu nennen, welche vor allem in Verbindung mit Oxhydril-Sammlern eingesetzt werden. Sie haben sich z.B. in Verbindung mit Ölsäure oder Tallölen bei der Flotation von Magnesit, Flußspat und Phosphaten gut bewährt /50/.

4.2 Schäumerreagenzien

Die Menge des zur Oberfläche der Flotationszelle getragenen Minerals hängt u.a. von der ihm angebotenen Luftblasenoberfläche ab. Die Aufteilung der Luft in viele kleine Bläschen von großer Gesamtoberfläche durch Verminderung der Oberflächenspannung des Wassers ist daher notwendig. Die Bläschen müssen eine gewisse Stabilität aufweisen, damit sie nicht vorzeitig zerplatzen oder sich zu großen Luftblasen vereinigen. Um das zu erreichen, setzt man "Schäumer" ein, falls nicht schon das Sammler-reagenz selbst eine Sammler-Schäumerwirkung zeigt. Schäu-mer sind heteropolare, organische, schwach wasserlös-liche Verbindungen aus der Klasse der höheren Alkohole, Phenole, Terpenderivate und Netzmittel, die ähnlich wie die Sammler aus einer polaren Gruppe und einem unpolaren Kohlenwasserstoffanteil bestehen. Sie werden in der Grenz-fläche Luft/Wasser so adsorbiert, daß sich die aktive Gruppe zum Wasser und der unpolare Anteil zur Luft hin ausrichtet. Die Schäumermoleküle umgeben die Luftblasen mit einer monomolekularen Schicht. Diese Schicht stellt eine elastische Hülle dar und gibt der Luftblase mecha-nische Festigkeit. Mit länger werdender C-Kette wächst die Wirksamkeit der Schäumer. Die mit Schäumer-Molekülen um-gebenen Luftbläschen und die durch Sammlerionen hydro-phobierten Mineralpartikel heften sich bei ihrem Zusammen-treffen in der Trübe aneinander, steigen zur Trübeober-fläche und bilden dort dichtbesetzte Schaumblasen. Handelsüblich werden z.B. angeboten Flotole, Flotanole und Flotigole /50/ sowie verschiedene Aerofroth-Produkte /51/.

4.3 Regelnde Reagenzien

Zu den regelnden Reagenzien gehören einerseits Reagenzien, die die Adsorption eines Sammlers an flotationsträgen Mine-

ralien überhaupt erst ermöglichen, also die Sammlerwirkung verstärken (Aktivatoren bzw. Beleber) und andererseits die Wirkung der Sammler abschwächen bzw. ganz unterbinden (Passivierer bzw. Drücker). Zu dieser Gruppe zählen aber auch solche Reagenzien, die die Dispersion der Feststoffteilchen in der Trübe erhöhen (Dispergatoren) und Reagenzien, die der Regulierung des pH-Wertes dienen. Chemisch ist diese Reagenziengruppe vielseitig aufgebaut, da zu ihr Säuren, Laugen, anorganische Salze und organische Verbindungen, wie z.B. Kolloide, zählen /50, 51/.

Um mehrere verschiedene Mineralien aus einem Roherz getrennt voneinander als Konzentrat zu gewinnen, d.h. sie selektiv zu flotieren, verwendet man drückende und belebende Reagenzien. So wird z.B., wenn Zinkblende neben Bleiglanz vorliegt, die Blende zunächst z.B. durch Natriumcyanid gedrückt und der Bleiglanz nach Zusatz von Xanthat ausgeschwommen. Die drückende Wirkung des Cyanids beruht darauf, daß die für die Adsorption von Xanthat-Ionen verfügbaren Zn-Atome der Blendeoberfläche durch negative CN-Ionen besetzt und so für die Adsorption der ebenfalls negativen Xanthat-Ionen blockiert werden. Nach dem Ausschwimmen des Bleiglanzes wird als belebendes Reagenz Kupfersulfat zugesetzt. Durch dieses werden die CN-Ionen in der Trübe als schwerlösliches $\text{Cu}(\text{CN})_2$ ausgefällt und, infolge der Verarmung der Trübe an diesen Ionen, die an der Blende adsorbierten CN-Ionen desorbiert und durch die Adsorption positiv geladener Cu-Atome ersetzt. An diese kann sich nunmehr das negative Xanthat-Ion anlagern und die Zinkblende zum Ausschwimmen bringen /6, 12, 15, 16/.

An Cerrusit (PbCO_3) wird z.B. Xanthat erst absorbiert, wenn er zuvor durch Na_2S oberflächlich in Bleisulfid (PbS) umgewandelt worden ist. Dieser Vorgang beruht nicht auf Adsorption, sondern auf einer tiefer gehenden Umwandlung vieler Oberflächenschichten, man spricht hier von Sulfidierung.

Ein für Bleiglanz häufig verwendetes passivierendes Reagenz ist Dichromat, dessen Bleisalz schwer löslich ist. Für die Flotation vor allem von nichtsulfidischen Mineralien wird weitverbreitet Wasserglas als drückendes Reagenz für Silikate eingesetzt. Wasserglas ist ein besonders starkes und selektives Passivierungsmittel. Geringere Konzentrationen bewirken aber gleichfalls eine Aktivierung von Calciummineralien /12, 50, 51, 58/.

In der Flotation des Flußspates hat weiterhin Stärke einen größeren Einsatz gefunden. Außerdem kommen bei nichtsulfidischen Mineralien Dextrin, Leim, auf Lignin basierende Reagenzien, Gerbsäuren, Zellosederivate und Essigsäure zum Einsatz /50, 51, 59, 60, 74-77/.

Bei oxidischen Erzen oder Nichterzen würden bei Sammlern wie den Fettsäuren die Gangmineralien meist mit in den Schaum gebracht werden; hier benötigt man daher besondere Drücker. Sie sollen die nicht erwünschten Gangmineralien durch Änderung ihrer Oberflächeneigenschaften besonders hydrophilieren, so daß keine Sammler- bzw. Schaumblasenlagerung erfolgt. Diese Drücker sind stark polare oder stark hydratisierende Stoffe. Vor allem die starke Wasserbindung ist den meisten Drückern dieser Gruppe spezifisch; diese bilden Kolloide mit sehr großen Oberflächen in der Trübe aus und hüllen die zu drückenden Mineralien infolge bevorzugter Adsorption ein. Unter den Elektrolyten dieser Gruppe wirken vor allem die Hydroxylionen bildenden Elektrolyte drückend auf die Gangmineralien, weil diese infolge von Adsorption der Hydroxylionen an der Oberfläche der Gangmineralien in der Trübe zerteilt (dispergiert) werden. Bei Zugabe im Überschuß drücken sie die zu schwimmenden Mineralien, weil die in kolloidem Zustand auftretenden bzw. zusammen mit anderen Stoffen der Trübe Kolloide bildenden Drücker wegen ihrer großen Oberfläche auch beträchtliche Mengen von Sammlern ihrer eigentlichen Aufgabe entziehen. Schließlich bewirken sie infolge ihrer Einlagerung in die Schaumhüllen oft einen kleinblasigen, unbeständigen und stark wäßrigen Schaum.

Der wichtigste Drücker dieser Gruppe ist das Natriumsilikat (Natronwasserglas). Es vereinigt fast alle Eigenschaften der Drücker für unerwünschte Gangminerale in sich. Seine Silikationen werden an der Oberfläche silikatischer oder solcher Gangminerale, mit deren Kationen sie schwerlösliche Verbindungen bilden, bevorzugt chemisorbiert. Sie bilden mit in der Trübe vorhandenen Kationen wie Ca, Mg, Al und Fe oder ihr zugesetzten Kationen wie Pb, Cu, Al und Fe schwerlösliche und in kolloidalem Zustand verteilte Silikate, welche ebenfalls infolge der Gleichheit der Anionen oder der Kationen an der Oberfläche der Gangminerale bevorzugt adsorbiert werden. Bei der Hydrolyse von Natriumsilikat zu kolloidal gelöstem SiO_2 werden Hydroxylionen freigesetzt, die die Gangminerale negativ aufladen und in der Trübe zerteilen. Dabei üben die Hydroxylionen gemeinsam mit den anderen Eigenschaften des Wasserglases auch auf die von feinen, vor allem von tonigen und leetigen Gangartschlamm überzogenen Erzteilchen eine reinigende Wirkung aus und legen deren Oberfläche für die Einwirkung der übrigen Schwimmmittel frei (belebende Wirkung von Wasserglas in der Flotation).

Ein anderer, in der Praxis viel verwendeter Drücker ist die Stärke. Je nach pflanzlicher Herkunft zeigen Stärkekörner wesentliche Unterschiede in chemischer Zusammensetzung, Kornaufbau und Lösungsverhalten gegen Wasser. Hauptbestandteil der Stärkekörner ist ein Gemisch von Polysaccharid-Molekülen, vor allem Amylose und Amylopektin, welche trotz gleicher chemischer Formel in ihren chemischen wie physikalischen Eigenschaften verschieden sind. Daneben enthält die Stärke geringe Mengen an Stickstoffverbindungen, Fettsäuren und Phosphorsäuren. Die Wirksamkeit der Stärke als Flotationsreagenz wird erhöht, wenn die Halbacetalbindungen der Kohlehydratketten durch Wärmebehandlung, Enzyme, verdünnte organische und anorganische Säuren und Laugen chemisch ge-

spalten werden. Als Flotationsreagenzien werden bevorzugt Kartoffel- und Maisstärke eingesetzt.

a) Passivierende (drückende) Wirkung der Stärke

Stärke gehört zu den lyophilen Kolloiden, deren Moleküle und Molekülansammlungen sich in wässrigen Lösungen aufgrund ihrer guten Benetzbarkeit mit einer Hydrathülle umgeben. An stark elektronegativen Elementen, vor allem F, O und N gebundener Wasserstoff ist fähig, sich mit einem freien Elektronenpaar elektronegativer Atome zu verbinden, gleichgültig ob diese Atome einem anderen oder demselben Molekül angehören (Wasserstoffbrückenbindung). CaF_2 , BaSO_4 und CaCO_3 z.B. besitzen in ihren Molekülen elektronegative F- und O-Atome; damit wird die Bildung von Wasserstoffbrücken zwischen den elektropositiven H-Atomen der OH-Gruppen in den Stärkemolekülen und den F- und O-Atomen möglich.

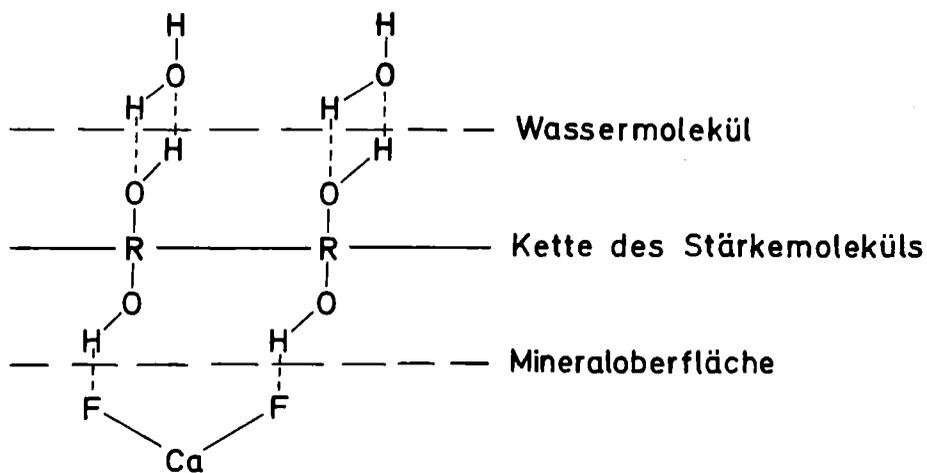


Abb. 21: Wasserstoff-Brückenbindung zwischen Stärkekettens und einer Flußspatoberfläche bzw. Wassermolekülen

Die Stärkemoleküle übernehmen die Aufgabe eines Bindegliedes zwischen der Mineraloberfläche und den Wassermolekülen. Das Mineralteilchen wird dadurch an Wassermoleküle gebunden und am Aufschwimmen gehindert. Die Stärkemoleküle binden sich mit ihren OH-Gruppen an die Feststoffteilchen, aber nur mit den Gruppen, die in unmittelbarer Nähe des Feststoffes sind. Die restlichen OH-Gruppen ragen in die Trübe hinein. Durch die zweifache Bindung an Mineral und Wassermoleküle erhöht sich die vorhandene Benetzbarkeit der Mineralien. Die Stärke zeigt damit dem Wasserglas vergleichbare drückende Eigenschaften. Da Stärke kein polar-unpolarer Stoff ist, werden die Moleküle an der Mineraloberfläche nicht regelmäßig, sondern ungeordnet adsorbiert. Die Adsorption der Ölsäuremoleküle ist wegen ihrer polar-unpolaren Eigenschaften geordnet und einzelförmig.

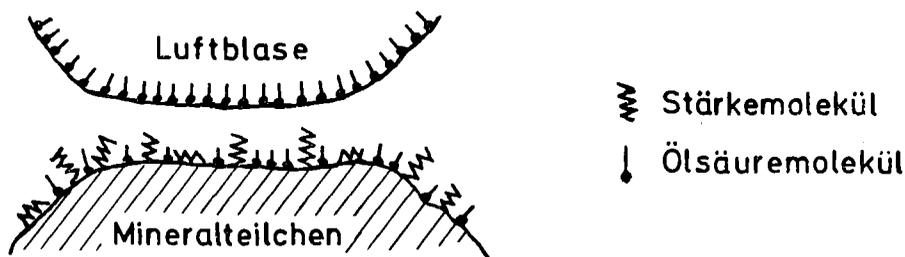


Abb. 22: Stärkemoleküle verhindern das Anhaften einer Luftblase an einem Mineralteilchen /74/

Aus Abb. 22 ist zu ersehen, daß große hydrophile Stärkemoleküle die kleineren Ölsäuremoleküle überragen und somit das Anhaften der Luftblase verhindern; das Mineral wird gedrückt.

Da Ölsäuremoleküle nicht nur einschichtig, sondern auch mehrschichtig adsorbiert werden, kann ein durch Stärke gedrücktes Teilchen bei erhöhter Ölsäurezugabe wieder schwimmfähig gemacht werden (Abb. 23). Die drückende Wirkung der Stärke ist daher besser, wenn Stärke vor der Ölsäure zugegeben wird.

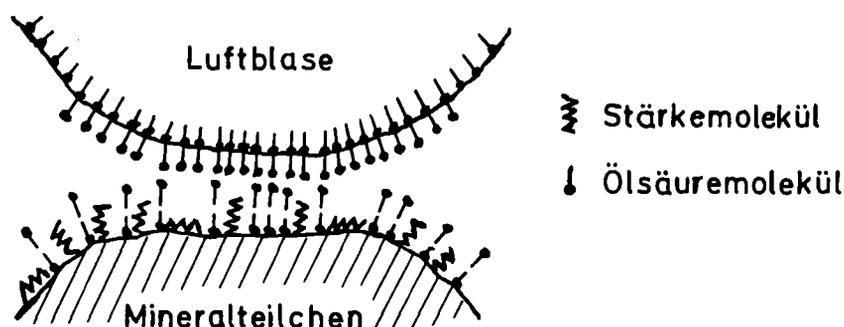


Abb. 23: Anhaften einer Luftblase an einer Mineraloberfläche durch mehrschichtige Adsorption von Ölsäuremolekülen /74/.

b) Aktivierende (belebende) Wirkung der Stärke

Mit Hilfe von Stärke können Feststoffteilchen in der Trübe geflockt und damit ihre Flotierbarkeit gefördert werden. Dieser Vorgang läßt sich wie folgt erklären /74/:

Das Anhaften feinsten Teilchen an Luftblasen ist wegen der geringen Feststoffmasse behindert. Wenn diese Teilchen aber untereinander oder mit anderen, größeren Körnern Flocken bilden, wird diese Behinderung aufgehoben.

Eine Luftblase kann mehr geflockte als nicht geflockte Teilchen austragen.

Fein verteilte Luftblasen können während des Flockungsvorganges von den Feststoffteilchen eingeschlossen werden und der Flocke Auftrieb geben.

Die Feststoffoberfläche, die durch die Sammleradsorption wasserabstoßend gemacht werden muß, ist bei einer Flocke geringer als bei den die Flocke bildenden einzelnen Feststoffteilchen. Deshalb ist es möglich, daß mit der gleichen Sammlermenge aus einer Trübe mit geflocktem Feststoff ein höheres Mengenausbringen erzielt wird als bei verteilt vorliegenden Feststoffteilchen.

Es müssen zwei Bedingungen erfüllt sein, damit die Stärke auf das Ausbringen in der Flotation eine fördernde Wirkung ausüben kann. Die Stärkezugabe muß einerseits so hoch sein, daß die Bindekraft der Stärke ausreicht, Flocken hinreichender Festigkeit gegenüber mechanischen Beanspruchungen in der Zelle zu bilden, andererseits muß sie jedoch so bemessen werden, daß sich keine stark hydrophilen Überzüge auf den Oberflächen der Flocken bilden und sie dadurch drücken.

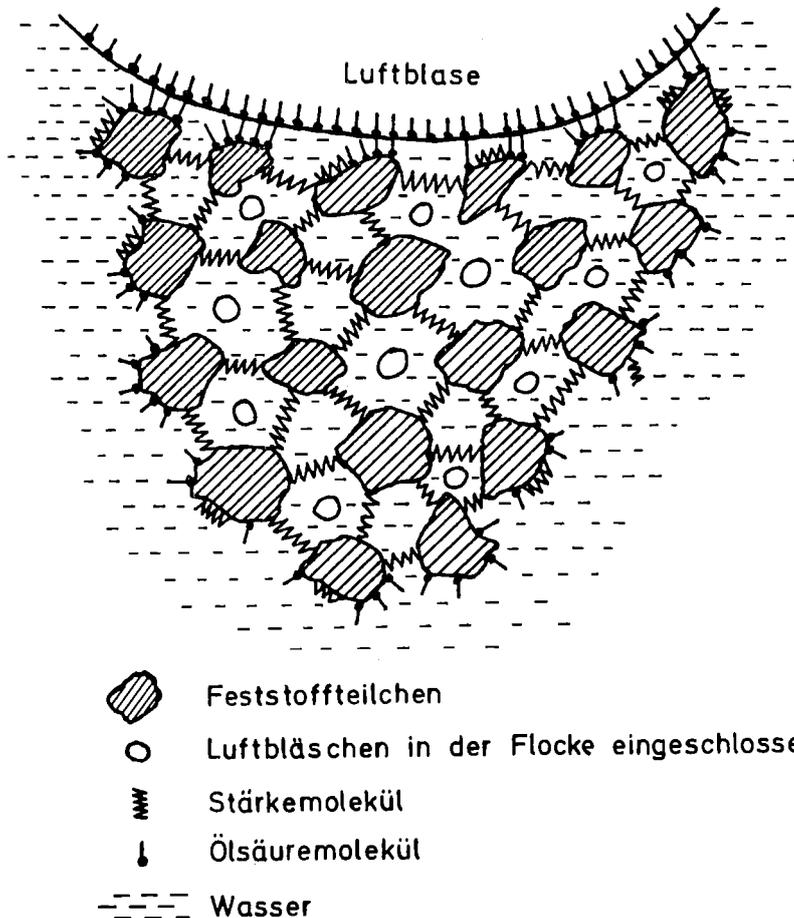


Abb. 24: Anhaften einer Flocke an einer Luftblase /74/

Da gröbere Teilchen eine kleinere spezifische Oberfläche haben, ist die Anzahl der Haftstellen zwischen den geflockten Feststoffteilchen geringer; die Beständigkeit der Flocke nimmt mit zunehmender Korngröße ab. Stärke übt also auf das Grobkorn, das praktisch nicht flockt, nur eine drückende Wirkung aus. Da aber die Flockung des Feinkorns mit Stärke nicht selektiv ist, kann ihre Verwendung zu einer Verunreinigung der Konzentrate führen.

5. GERÄTE ZUR REAGENZIENDOSIERUNG

Eine Schwierigkeit in Flotationsanlagen ist die optimale Dosierung der an verschiedenen Punkten zuzusetzenden Reagenzien. Eine genaue Dosierung der Reagenzien ist unbedingt erforderlich, da durch sie der Flotationsprozeß weitgehend gesteuert wird. Die einfachste Dosierung erfolgt mit Tropfgefäßen. Hier ist aber eine genaue Einstellung nicht möglich und eine konstante Dosierung wird nicht erreicht. Tropfgefäße werden in der Praxis nur noch selten eingesetzt. Die Dosierung erfolgt heute über Rotameter, Becherspeiser und spezielle Dosierpumpen.

Abb. 25 zeigt einen Becherspeiser nach Clarkson, bei welchem die Wanne mit dem entsprechenden Reagenz aus einem Vorratstank gefüllt wird. Um einen gleichbleibenden Füllstand in der Wanne zu erhalten, wird der Zulauf über ein Schwimmerventil gesteuert. Die Becher, welche an einer rotierenden Scheibe befestigt sind, schöpfen aus der Wanne und entleeren sich auf eine verstellbare Rinne. Durch Verstellen dieser Dosierrinne kann entweder der gesamte Becherauswurf oder nur ein bestimmter Teil abgenommen werden.

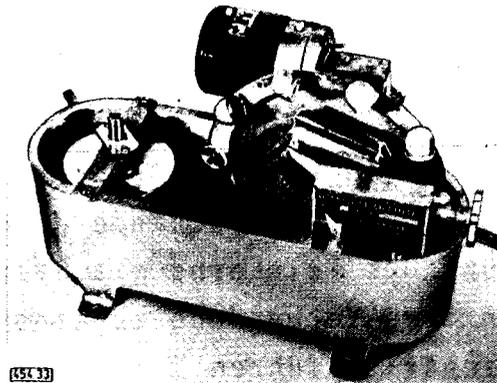


Abb. 25: Becherspeiser nach Clarkson /12/.

Als Dosierpumpen verwendet man wegen des günstigen Förderverhaltens vorzugsweise oszillierende Verdrängerpumpen also Kolben-, Membran- und Faltenbalgpumpen. Kennzeichen einer Dosierpumpe ist die Möglichkeit, den Förderstrom durch Hub- oder Drehzahlverstellung in weitem Bereich zu verändern. Da der Förderstrom einstellbar, ablesbar und gleichbleibend ist, kann eine Dosierpumpe als Kombination aus Meßgerät und Stellglied angesehen werden. Für die Dosierung verschiedener Flüssigkeitsmengen, die in einem wählbaren Verhältnis stehen sollen, wie bei der Dosierung von verschiedenen Reagenzien in unterschiedlichen Dosiermengen, hat die Dosierpumpe bei mechanischer Kopplung mehrerer Pumpenelemente auf einer Welle große Vorteile. Einmal eingestellt Förderströme können über lange Zeit auch bei etwas veränderlichen Randbedingungen praktisch unverändert gehalten werden /78, 79/. Die hohe Dosiergenauigkeit und Reproduzierbarkeit der Dosiermenge sind ein wesentlicher Grund für die weite Verbreitung der Dosierpumpen in Flotationsanlagen.

Man baut diese Pumpen nach dem horizontalen bzw. vertikalen Baukastensystem (Abb. 26, 27). Es ist damit möglich, die Pumpen jederzeit um Pumpenköpfe zu erweitern

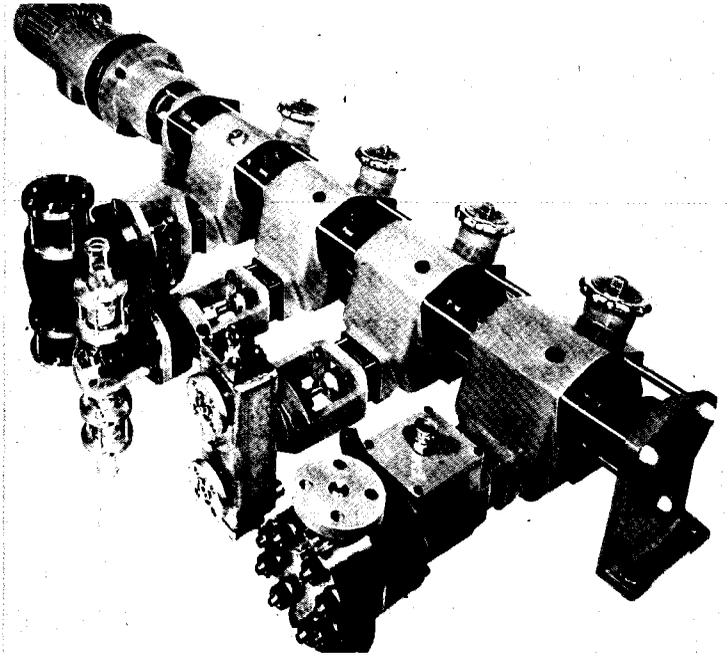


Abb. 26: Dosierpumpe mit mehreren unterschiedlichen Pumpenköpfen /80/

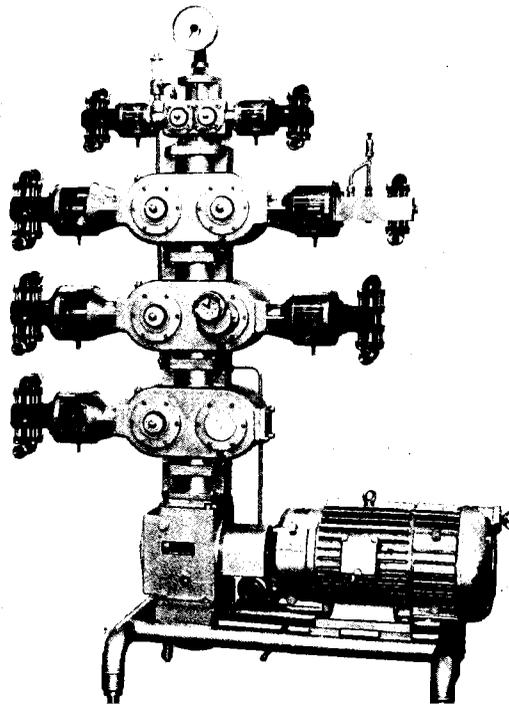


Abb. 27: Vielfach-Dosierpumpenstation /81/

bzw. Pumpenköpfe auszutauschen, d.h. durch das Baukastenprinzip kann das Pumpensystem immer den jeweiligen betrieblichen Erfordernissen angepaßt werden. Die Pumpenköpfe werden gemeinsam von einem Motor angetrieben, können jedoch z.T. auch durch die in verschiedenen Triebwerken eingebauten Untersetzungen mit unterschiedlichen voneinander unabhängigen Hubfrequenzen arbeiten. Kolbendurchmesser, Hublänge und Art der Hubverstellung können für jeden Pumpenkopf frei gewählt werden.

Die Verstellung der Fördermenge bei diesen Pumpen erfolgt allgemein von Hand. Sie kann aber auch bei entsprechender Pumpenausführung durch elektrische oder pneumatische Signale erfolgen.

6. DAS ZUSAMMENSPIEL DER DREI PHASEN BEIM FLOTATIONS- VORGANG

Zahlreiche Grundlagenuntersuchungen werden den Vorgängen an den Grenzflächen der drei am Flotationsprozeß beteiligten Phasen (gasförmig, flüssig, fest) gewidmet /4, 5, 8, 11, 12, 24, 25, 82-100/. Die wissenschaftliche Beschreibung der komplizierten Verhältnisse, die sich an den Phasengrenzen einstellen, wird u.a. dadurch erschwert, daß in der Praxis ein Flotationsprozeß immer lagerstätten-spezifisch zu entwickeln ist. Es gibt praktisch keine Lagerstätten, die z.B. gleiche Mineralinhalte und Nebenbestandteile, gleiche Genese, gleichen Oxidationszustand oder gleichen Verwachsungsgrad aufweisen.

Neben dem Gemisch aus Feststoff und Lösung - der Trübe - ist die für das trennende Aufschwimmen der Feststoffteilchen notwendige Gasphase Voraussetzung für die Flotation. Zur Erzeugung dieser Phase wird heute ausschließlich Luft verwendet. Durch sie werden nicht nur die für den Transport der Mineralpartikel notwendigen Blasen erzeugt; sie kann daneben auch als Oxidationsmittel wirken. Dieses kann in Abhängigkeit vom Sättigungsgrad der Trübe mit Luft besonders für die Sammleradsorption an Sulfidmineralien wichtig sein.

Zur Erzeugung der flüssigen Phase wird Wasser verwendet. Hier sind die Wasserstoffionenkonzentration sowie im Wasser gelöste Ionen oder Moleküle von großer Bedeutung. Bei der festen Phase ist die stoffliche Zusammensetzung besonders wichtig, Hierbei spielen neben der Kristallstruktur die Bindungskräfte (Ionenbindung, Atombindung) zwischen den Gitterbausteinen eine große Rolle. Diese wirken nicht nur im Innern, sondern auch auf Bruchflächen, da sie dort mit den anderen Phasen in Wechselwirkung treten können.

6.1 Bildung der Luftblasen

Die Bildung der Luftblasen bzw. ihre Zuführung in die Trübe kann auf verschiedenen Wegen, die weitgehend vom Typ der Flotationsmaschine abhängig sind, erfolgen.

In den Anfängen der Flotation wurde nach dem Prinzip der Luftzuführung durch Ausscheiden von Luft aus übersättigten Lösungen gearbeitet. Der Elmore-Prozeß beruhte auf dieser sog. Vakuumbblasenerzeugung; heute unter der Bezeichnung Druckentspannungsflotation in der Abwassertechnik bekannt. Bei diesem Prozeß beaufschlagt man die Trübe mit hohem Druck. Dabei wird vermehrt Luft in Wasser gelöst (Daltonsches Adsorptionsgesetz). Bei der anschließenden Entspannung perlt die gelöste Luft in Form sehr kleiner Blasen aus der Trübe aus und trägt die geflockten Abfallstoffe zur Trübeoberfläche.

Ein weiterer Weg der Blasenbildung ist der Austritt von Luft aus porösen Oberflächen oder Kapillaren. Wenn man durch eine Kapillare Luft langsam in Wasser preßt, entstehen Blasen (Abb. 28). Ihre Größe wird durch die Oberflächenspannung Luft/Wasser bestimmt, denn der Auftrieb der Blasen ist gleich der Oberflächenspannung am Kapillarausgang, wenn die Blasen abreißen und nach oben treiben /12/. Bei einer Zunahme des Luftstromes können sich keine kleinen Blasen bilden. Es entstehen dann aus dem zusammenhängenden Luftstrom größere Blasen, welche anschließend zerkleinert werden müssen. Dieses Erzeugungs-

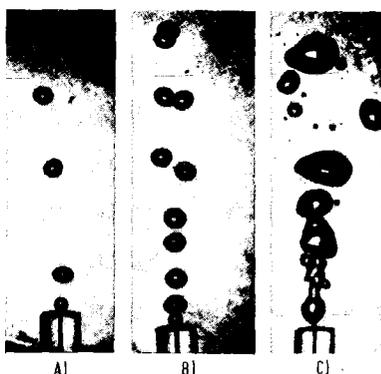


Abb. 28: Größe und Form von Luftblasen in wäßriger Lösung von Terpentinöl (20 mg/l) bei Luftströmen von 0,2 (A); 0,7 (B) und 4,6 (C) ml/s /4, 12/.

prinzip hat in pneumatischen Flotationsmaschinen Anwendung gefunden, die aber heute von untergeordneter Bedeutung sind. Die z.Z. fast ausschließlich verwendete Technik ist die Zerteilung eines Luftstromes und großer Blasen durch mechanisches Zerschlagen der Trübe/Luft-Mischung. Abhängig von Randbedingungen für das jeweilige Flotationssystem, z.B. pH-Wert, Oberflächenspannung, Strömungsverhältnisse, Rührerform usw., bildet sich aus einem in der Trübe zerteilten Luftstrom ein Gemisch von Blasen unterschiedlicher Größe.

Die Blasenbildung durch intensives Mischen von Luft und Trübe in einer Einspritzdüse findet bei rührerlosen Flotationsmaschinen (Wirbelzellen, Injektor-Flotationsgeräte) Anwendung.

Reine Flüssigkeiten, wie z.B. Wasser, geben weder Schaum noch die erforderlichen kleinen Blasen, welche für die Flotation Voraussetzung sind. An der Flüssigkeitsoberfläche ankommende Blasen zerfallen bereits in einigen

Millisekunden. Erniedrigt man die Oberflächenspannung durch Auflösen geeigneter organischer Substanzen (Schäumerreagenzien) so bleiben die Blasen erhalten und bilden einen Schaum. Von der Menge der zugesetzten Schäumerreagenzien hängen Dicke und Blasengröße der Schaumschicht in gewissen Grenzen ab. Bei Zusammenstößen in der Trübe vereinigen sich diese "geölten" Blasen nicht so leicht miteinander. Durch die Herabsetzung der Oberflächenspannung wird auch die Blasengröße vermindert und die Blasen liegen in einer ziemlich gleichmäßigen Größenverteilung vor. Bei zu hohen Schäumerkonzentrationen in der Lösung wird die Phasengrenze Luft/Wasser mit Schäumer gesättigt; dadurch kann die gewünschte Schaumbildung behindert werden.

6.2 Haftvorgang zwischen Luftblase und Mineralteilchen

Der Flotationsprozeß kann in die Teilschritte Adsorption des Sammlers an der Mineraloberfläche, Mineralisation der Luftblasen und Bildung des Dreiphasenschaumes an der Trüboberfläche gegliedert werden.

Am Vorgang der Mineralisation sind alle drei Phasen beteiligt. Die Mineralisation ist der wesentlichste Prozeßschritt beim Flotationsverfahren und wird allgemein unter thermodynamischen und kinetischen Gesichtspunkten als Zusammenstoß zwischen Luftblasen und Mineralkörnern betrachtet, wobei der trennende Wasserfilm aufreißt. Ist die Oberfläche der Mineralteilchen durch die Adsorption des Sammlers genügend hydrophobiert, wobei eine Teilbedeckung allgemein als ausreichend angesehen wird, kann das Mineralteilchen durch Adhäsion an der Luftblase fixiert werden; das entstandene Aggregat steigt zur Oberfläche der Trübe auf. Dieser Vorgang führt zur Trennung von hydrophoben und hydrophilen Teilchen. Eine Flotation kann also erst stattfinden, wenn sich das Aggregat "geölte Luftblase/geöltes Mineralteilchen" gebildet hat.

An der Oberfläche der Trübe bilden die Blasen einen Schaum, dessen Eigenschaften weitgehend vom verwendeten Sammler- bzw. Schäumerreagenz abhängen. Die Dreiphasen-Flotations-schäume sind stabiler als sonst übliche Zweiphasenschäume, weil die anhaftenden Feststoffteilchen eine Schaumentwässerung und eine gegenseitige Annäherung der Blasen verhindern.

Da beim realen Flotationsprozeß immer ein Gemisch von Blasen und Feststoffteilchen unterschiedlicher Größe vorliegt, kann man den Mineralisationsvorgang nicht von einer einzelnen Luftblase ausgehend als Elementarakt betrachten, sondern muß ihn mehr unter dem Gesichtspunkt einzelner Teilvorgänge sehen.

Durch den Einsatz der Hochgeschwindigkeitsfotografie wurde es möglich, die Vorgänge bei der Mineralisation sichtbar zu machen (Abb. 29). Hiernach sind unter Flotationsbedingungen die Luftblasen praktisch kugelförmig. Beim Zusammenstoß von mittelgroben Körnern von ca. 0,1 bis 0,2 mm mit Blasen von z.B. 3 mm gleiten die Mineralteilchen, wenn deren Oberflächen hydrophobiert sind, entlang der Blasen-hülle nach unten und haften am unteren Blasenpol. Die Blase wird weder durch den Zusammenstoß noch durch die anhaftenden Körner deformiert, selbst wenn diese in größeren Mengen anwesend sind (Abb. 29, 1a-c). Erst beim Zusammentreffen eines größeren Kornes von z.B. 0,5 bis 1,0 mm mit höher kinetischer Energie mit einer Luftblase wird diese deformiert. Sie ist jedoch bestrebt, wieder die ursprüngliche Kugelform einzunehmen, was zu einem Abwerfen der Teilchen führen kann (Abb. 29, 2a-c). Sehr feine Körner mit hoher Beweglichkeit folgen im großen Ausmaß der Strömung. Die Luftblasen können dann nur mit solchen Partikeln in Berührung kommen, die sich in den nächstliegenden Stromlinien befinden (Abb. 29, 4). In diesen Fällen reichen dann die van-der-Waals'schen bzw. elektrostatischen Kräfte aus, einen Kontakt zwischen Korn und Blase herbeizuführen.

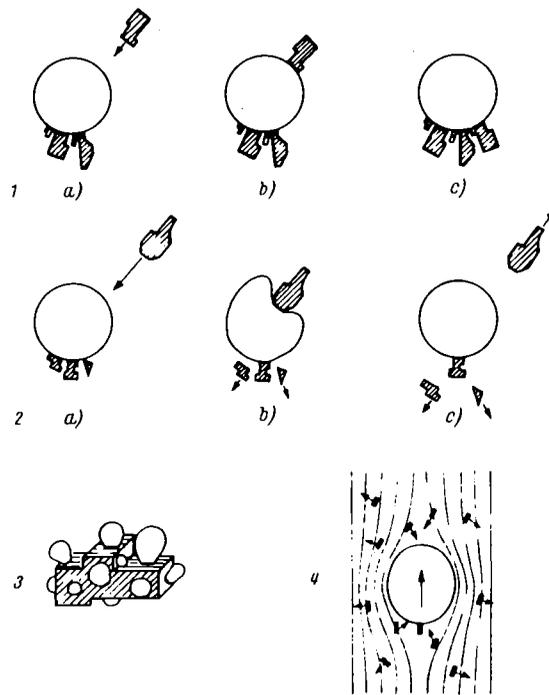


Abb. 29: Anlagerung von Mineralteilchen an Luftblasen

/83, 86, 93/

- 1a-c Zusammenstoß bei geringer Stoßenergie
- 2a-c Zusammenstoß bei großer Stoßenergie
- 3 Anlagerung mehrerer Luftbläschen an einem größeren Mineralteilchen
- 4 Strömungslinien um eine aufsteigende Luftblase

Auf der Tatsache, daß feinste Partikel weitgehend mit der Strömung der Trübe fließen und kaum mit Luftblasen in Berührung kommen, kann teilweise auch die geringere Selektivität bei der Flotation feinsten Körnungen zurückgeführt werden.

Die Wahrscheinlichkeit eines Zusammenstoßes von Mineralteilchen und Luftblase nimmt mit steigender Partikelzahl in der Trübe zu und wird durch geringe Trübeturbulenz begünstigt /4/. Ausgehend von dieser Vorstellung /83/ wird z.B. für das Zustandekommen einer Haftung die Verdünnung des Wasserfilms und der nachfolgende Riß der Hydratschicht, die Blasen und Mineralkörner trennt, in den Vordergrund

gestellt /86/ (vgl. Kap. 2.2). Mit steigendem Hydratationsgrad wird die Haftung erschwert und somit die Flotierbarkeit des Korns behindert. Reagenzien können die freie Energie des Wasserfilms zwischen Blasen und Feststoffteilchen in positivem oder negativem Sinne für das Anhaften beeinflussen. Damit ein Anhaften zustande kommt, müssen außerdem Mineralkörner und Gasblasen für eine bestimmte Zeit miteinander in Kontakt sein; die notwendige Kontaktzeit nimmt mit der Korngröße zu.

Bei Untersuchungen am Modell einer Quarzflotation mit kationaktiven Sammlern (Aminen) wird die Theorie vertreten, den zeitlichen Ablauf der Mineralisation in zwei Etappen zu sehen, nämlich der sog. BCS-Etappe (before contact state) und der sog. ACS-Etappe (after contact state) /99/. Die BCS-Etappe umfaßt alle Vorgänge von der Annäherung der Teilchen bis zum Zerreißen des sie trennenden Flüssigkeitsfilmes bei einer kritischen Filmdicke. Die ACS-Etappe umfaßt alle Vorgänge nach dem Zerreißen des Flüssigkeitsfilmes bis zur Ausbildung des Dreiphasenkontaktes, also die Ausbreitungskinetik des Dreiphasensystems und die Ausbildung der Haftkräfte als Folge des Randwinkels und der Flüssigkeitsoberflächenspannung (vgl. Kap. 2.2). Als Ergebnis der Untersuchungen wird angegeben, daß bei kleinen kritischen Filmdicken und großen Induktionszeiten (Zeit die zum Verdünnen des Filmes aufgrund von elektrostatischen und Dispersionskräften notwendig ist), d.h. bei großer Filmstabilität, die Wahrscheinlichkeit für das Haften stark herabgesetzt wird. Ist die Instabilität des Filmes jedoch genügend groß, was durch große kritische Dicken bzw. kleine Induktionszeiten zum Ausdruck kommt, hängt die Flotierbarkeit von der Stärke der Haftkraft und damit unmittelbar vom Randwinkel und von der Beweglichkeit des Dreiphasensystems ab. In den verschiedenen Stadien der Wechselwirkung zwischen Teilchen und Blase werden unterschiedliche dynamische Randwinkel wirksam.

Untersuchungen und theoretische Überlegungen mit dem Ziel, zu einer einheitlichen Modellvorstellung des Haftvorgangs zu gelangen, sind weiterhin Gegenstand zahlreicher Tagungen und Seminare.

6.3 Schaumbildung und Schaumstabilität

Schäume können als kolloidale Systeme betrachtet werden, die als dispergierte Phase ein Gas, als verbindende Phase eine Flüssigkeit oder einen Feststoff, im speziellen Falle von Flotationsschäumen aber beides besitzen.

Aus Untersuchungen über den Mechanismus des Filmrisses bei Schäumen kommt man zu dem Ergebnis, daß Lamellen aus reinen Flüssigkeiten unbeständig sind und schon bei einer Dicke von 500 Å zusammenbrechen. Zugaben von oberflächenaktiven Ionen verringern das Oberflächenpotential und bewirken so eine Stabilisierung der Flüssigkeitslamellen. Der Rißvorgang kann bei einem stabilen Film durch Energieschwankungen in den Phasen oder durch äußere Energieimpulse sowie chemische Reaktionen hervorgerufen werden. Eine Lamelle reißt dann, wenn der Radius der verdünnten Zone in der Größenordnung der Filmdicke liegt /86, 89/. Durch eine adsorbierte Schicht von oberflächenaktiven Stoffen werden die rheologischen Eigenschaften der Flüssigkeitsoberfläche beeinflusst. Eine Erhöhung der Viskosität dieser Schicht behindert den Fließvorgang, der für die Verdünnung maßgeblich ist. Entgegengesetzt wirkende Stoffe, die die Schaumbildung behindern, Temperaturschwankungen und mechanische Vibrationen können zu einer Verdünnung der Lamellen und somit zu deren Reißen beitragen.

Bei einer Untersuchung der Schaumbildung in der Kohleflotation mit Phenolen als Schäumerreagenz ergab sich ein linearer Zusammenhang zwischen Dicke der Schaumschicht über der Trübe und Schaumstabilität /86, 90/. Aber auch die

Größe der Schaumblasen ist auf die Dicke der Schaumschicht von Einfluß. Der Durchmesser der Schaumblasen nimmt mit der Grenzflächenspannung der Flotationsmittellösung zu, d.h. die Höhe der Schaumschicht und die Anzahl der Blasen steigen mit abnehmender Grenzflächenspannung (Abb. 30). Folglich sind die Blasenzahl und ihre Stabilität wichtigere Einflußgrößen als der Blasendurchmesser.

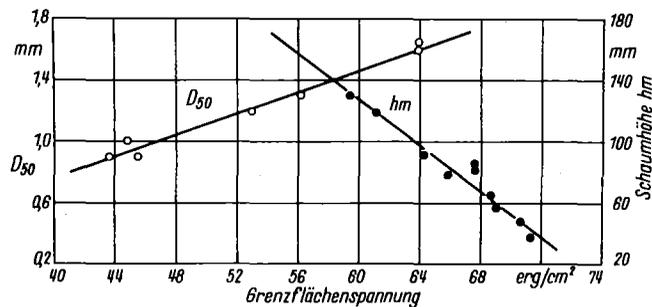


Abb. 30: Schaumblasendurchmesser und Schaumhöhe als Funktion der Grenzflächenspannung /86/

Durchgeführten Untersuchungen an Blasenoberflächen, die mit Feststoff, wie z.B. Flammkohle, besetzt waren, wurden Untersuchungen ohne Feststoffbesetzung gegenübergestellt. Als Schäumerreagenz wurde hierbei Terpeneol verwendet. Die Versuchsergebnisse zeigten einmal ein Absinken der Oberflächenspannung bei steigender Schäumerkonzentration und zum anderen, daß die Oberflächenspannung der mit Feststoff besetzten Blasen generell niedriger liegt als die der feststofffreien Blasen (Abb. 31). Je nach Schäumerkonzentration in der Trübe beträgt die Differenz 12 bis 15 dyn/cm . Es kann daher angenommen werden, daß das Adsorptionsvermögen der Feststoffe maßgebend für die Herabsetzung der Oberflächenspannung ist. Sind die Schäumerlamellen dicht mit Feststoffpartikeln besetzt, so ist damit zu rechnen, daß zusätzliche Kapillarkräfte zwischen den Partikeln herrschen, welche gegenüber Wasser und den darin gelösten Stoffen wirksam werden.

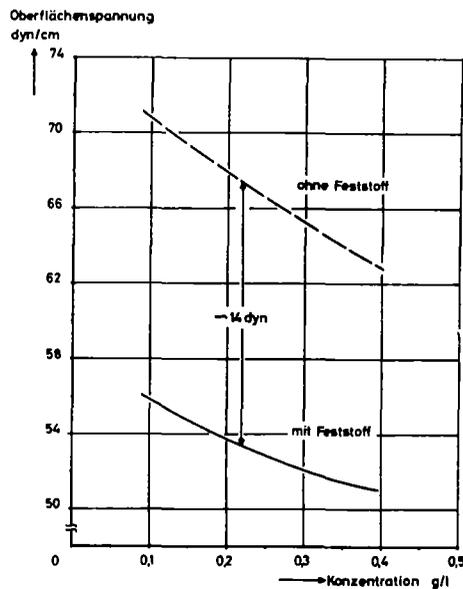


Abb. 31: Oberflächenspannung als Funktion der Schäumerkonzentration bei feststoffbesetzten (Flammkohlschlamm) und feststofffreien Blasen /91/

Aus Beobachtungen an Flotationsschäumen in der Praxis ist bekannt, daß diese Dreiphasen-Schäume in ihren Eigenschaften abhängen von der Konzentration und der Wechselwirkung der oberflächenaktiven Stoffe mit der Flüssigkeit, vom zu flotierenden Mineral (Oberflächeneigenschaften, Menge, Korngröße und spez. Gewicht) sowie vom zeitlichen Ablauf der Flotation /86/. Abb. 32 zeigt z.B. zu Beginn der Flotation eine dichte, stark mit Mineralpartikeln beladene Schaumschicht aus kleinen Blasen. Das Ende der Flotation wird durch zunehmende Blasengröße angekündigt. Die Blasen sind nur noch teilweise mit Mineralpartikeln beladen und auch feststofffreie Blasen treten auf. Eine Schaumschicht ist am Ende der Flotation kaum noch vorhanden.

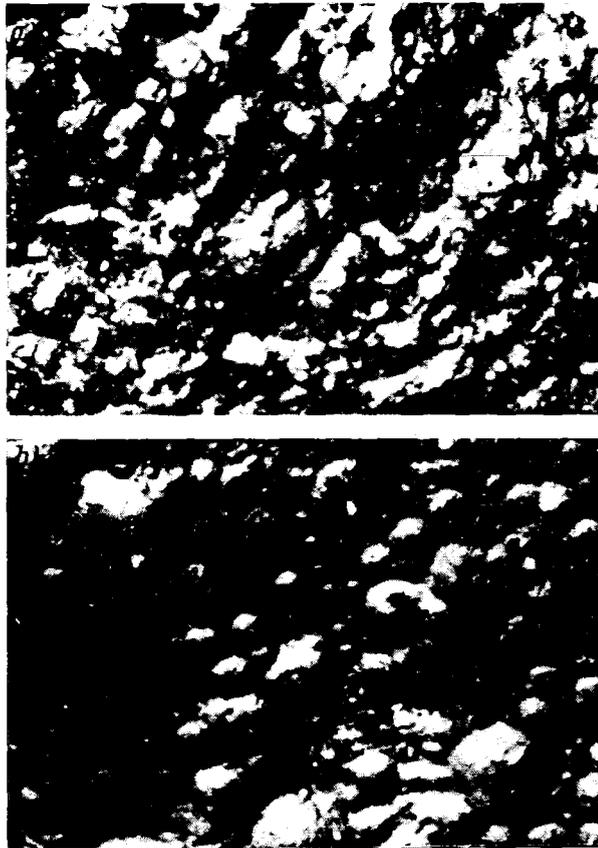


Abb. 32: Flotationsschaum von Bleiglanz /86/

- a) zu Beginn des Flotationsprozesses
- b) zu Ende des Flotationsprozesses

7. FLOTATIONSMASCHINEN

Flotationsmaschinen, in der Praxis auch als Flotationszellen bezeichnet, haben die Aufgabe, die drei am Flotationsprozeß beteiligten Phasen so zu vermischen, daß möglichst jedem hydrophobierten Mineralteilchen Luftblasen zum Aufschwimmen angeboten werden. Trotz intensiver Durchmischung, die eine Sedimentation des Feststoffes verhindern soll, muß den mineralisierten Luftblasen aber Gelegenheit gegeben werden, sich in einer Schaumschicht an der Trübeoberfläche zu sammeln. An eine Flotationsmaschine wird also

die Anforderung gestellt, bei maximaler Agitation, Belüftung und Trübe-transport die Trübeoberfläche so ruhig zu halten, daß sich eine Schaumschicht bilden kann. Nach der Art, wie die Agitation der Trübe in den Maschinen vollzogen wird, wird hier zwischen Rührwerksflotationsmaschinen und rührerlosen Flotationsapparaten unterschieden.

7.1 Rührwerksflotationsmaschinen

Sie bestehen im wesentlichen aus einem Behälter, in welchem die Trübe durch ein vertikal eingebautes Rühraggregat aufgerührt wird. Der luftansaugende Rührer schleudert die Luft-Trübemischung gegen stillstehende Einbauten, welche in verschiedensten Formen ausgeführt sein können. Dadurch findet eine intensive Vermischung von Luft und Trübe in der Zelle statt. Die mit dem Nutzmineral behafteten Luftblasen steigen in der Trübe auf und bilden an ihrer Oberfläche einen Schaum. Dieser wird mittels Schaumabstreifer abgezogen. Die Zuführung der Trübe geschieht durch Ansaugen mit dem Rührer, durch freien Zulauf oder über eine Pumpe. Der Abzug der Berge erfolgt durch die Austragsdüse, deren Durchlaßöffnung durch einen von Hand zu betätigenden Schieber auf die benötigte Durchlaßmenge eingestellt wird. Durch Regelung des Trübeniveaus in der Zelle mit Hilfe eines Überlaufwehres stellt sich durch die feste Schaumüberlaufkante eine variable Schaumhöhe ein.

In der Praxis werden hauptsächlich Zellengrößen zwischen 1,0 und 2,5 m³, als Einzel- oder Doppelzellen, eingesetzt. Durch Hintereinanderschalten mehrerer Zellen zu Flotationsbänken wird eine für das angestrebte Nutzmineralausbringen optimale Anlagengröße erreicht. Wegen des geringen Platzbedarfs, der relativ niedrigen Kosten und der höheren Durchsatzleistung werden heute aber auch die sog. Großraumflotationsmaschinen verbreitet eingesetzt. Eine solche Maschine ersetzt mehrere, zu einer Bank hintereinander geschaltete

Einzelzellen. Sie besteht aus einem langgezogenen, durchlaufenden Trog, in welchem die Rühraggregate eingehängt sind.

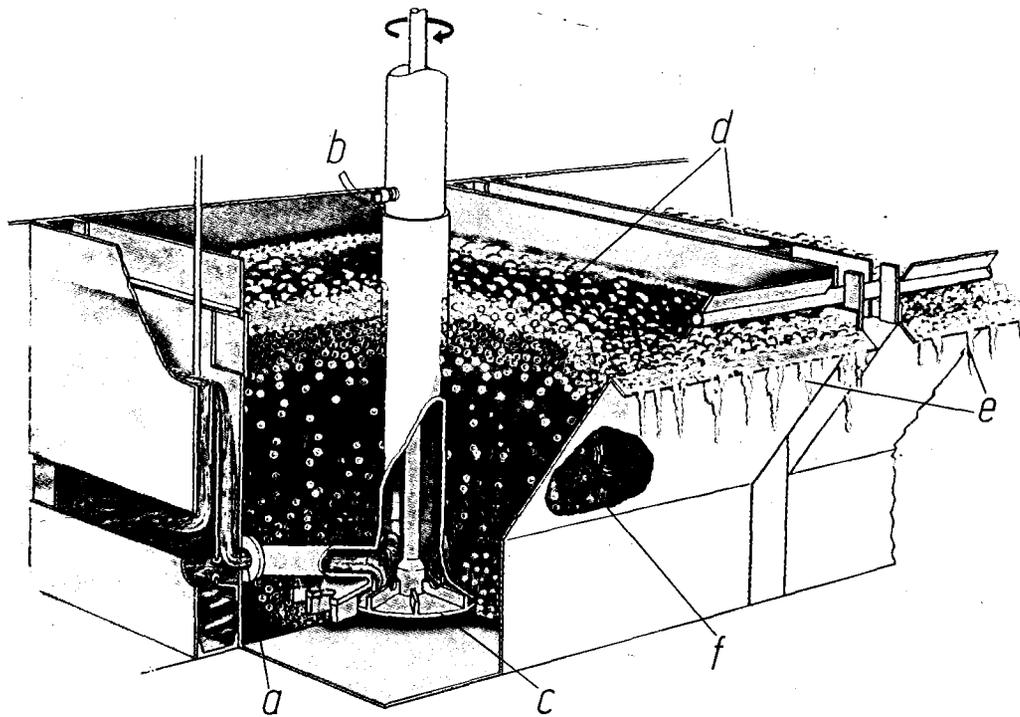


Abb. 33: Schnitt durch eine Rührwerksflotationszelle /12/

- a) Zulauf vom Konditioniergefäß bzw. von der vorhergehenden Zelle
- b) Luftzufuhr, wenn mit Zusatzluft gearbeitet wird (in den meisten Fällen wird die Luft aber vom Rührer selbst durch das abgebildete Zentralrohr angesaugt)
- c) Rührer
- d) Flotations-Schaumschicht
- e) Konzentrat; wird durch Schaumabstreifer einer sog. Schaumrinne zugeführt
- f) Durchlaßöffnung für Berge bzw. Abführung der Trübe zur nachfolgenden Zelle

7.1.1 Boliden-SALA-Zelle

Die Boliden-SALA-Flotationsmaschine wurde als hochselektiv arbeitende Flotationszelle für komplexe, feinkörnige Sulfiderze entwickelt. Die Zellen sind paarweise mit einigen Dezimetern Niveauunterschied zwischen den Doppelzellen zusammengebaut. Die Rührwerke arbeiten am Boden eines konischen Unterteils. Die Leitschienen und die Rührerformen mit sägeblattartigen Ausschnitten in der Bodenscheibe sind für gute Feinverteilung der Luft ausgelegt. Die Trübe wird im Unterteil der Zelle im Gegenstrom zu den Luftblasen eingeführt und verläßt die Zelle durch eine abgeschirmte Öffnung am Boden. Dort ist der Gehalt an flotierbarem Material am kleinsten, während er nach oben schnell zunimmt. Das Oberteil der Zelle ist geräumig; dadurch erhält man eine ausgedehnte, ruhige Zone und eine dicke Schaumschicht. Das notwendige Gefälle zwischen den Doppelzellen wird durch eine etwas geneigte Maschinenanordnung erzeugt. Die Flotationsresultate sollen noch bis zu einer Teilchengröße von 2 μm befriedigend sein.

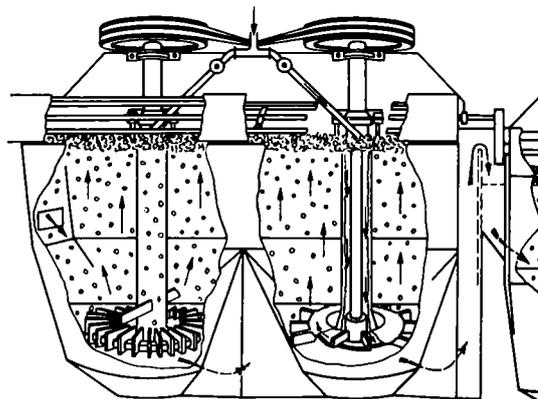


Abb. 34: Boliden-SALA-Zelle /101/

7.1.2 Humboldt-Doppelkreiselzelle

Es handelt sich hier um einen älteren Zellentyp, der aber heute noch in kleineren Flotationsanlagen anzutreffen ist. Diese Zellenkonstruktion weist als wesentliches Merkmal ein Rührwerk auf, das selbsttätig genügend Luft einführt, so daß auf eine zusätzliche Luftzuführung (Druckluft) verzichtet werden kann.

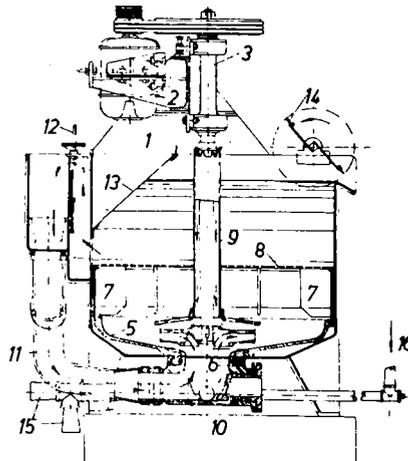


Abb. 35: Humboldt-Doppelkreiselzelle /2/

Die Rührzelle ist mit einer Wanne aus Spezialguß ausgefüttert (5). Ein Beruhigungsrost (8) schließt den Rührraum ab. Der Trübeablauf erfolgt durch Außenkanäle; die über ein Wehr abfließende Trübe gelangt in einen Auffangkasten, der durch eine elastische Rohrverbindung (11) mit dem Ansaugkanal (6) der nächsten Zelle verbunden ist. Dieser Ansaugkanal hat noch einen Anschluß für die Rückführung von Mittelprodukten. Der Rührer ist zum gleichzeitigen, jedoch getrennten Ansaugen von Trübe und Luft als kegelförmiger Doppelkreisel ausgebildet, dessen unterer Teil als ein Zentrifugalflügelrad zum Ansaugen und Umwälzen der Trübe ausgebildet ist. Der obere Teil des Rühr-

rens trägt ventilatorartige Schaufeln (offenes Flügelrad) zum Ansaugen der Luft. Über den Schaufeln ist ein mit verstellbarem Spalt ausgerüsteter Leitkörper angebracht. Der Raum zwischen Leitkörper und Kreisel steht mit dem Luftansaugrohr (9), welches über den Trübespiegel hinausragt, in Verbindung. Der Leitkörper besitzt Öffnungen, durch welche Trübe auf das offene Flügelrad fließt. Hierdurch wird eine starke Lufteinführung in die Trübe erzielt.

7.1.3 Wedag-Flotationszelle WFE

Bei der Wedag-Flotationszelle WFE bilden zwei Einzelzellen einen Block. In der Mitte der Zelle befindet sich das komplette Rührwerk (1). Der Rührer (2) besitzt auf seiner Unter- und Oberseite Rippen. Die unteren bewirken die Zirkulation der Trübe von Zelle zu Zelle und verhindern die Sedimentation. Die Rippen an der Oberseite bewirken das Ansaugen der Luft und ihre Vermischung mit der Trübe. Um den Rührer befindet sich ein Kranz aus sog. Dispergatorstiften (3), welcher an der Gegenplatte (4) befestigt ist. Die Dispergatorstifte dienen der innigen Vermischung von Luft und Trübe und bewirken außerdem eine Beruhigung der Trübe in der Zelle. Angesaugt wird die Luft durch das um die Rührerwelle gelegte Rohr (5). Das Rohr hat in seinem unteren Teil Öffnungen, durch welche gleichzeitig Trübe mit angesaugt wird; dies verbessert zusätzlich die Vermischung von Luft und Trübe. Durch ein seitlich angebrachtes Überlaufwehr wird die Höhe der Schaumschicht bzw. des Trübespiegels eingestellt. Die Bergetrübe verläßt die Zelle durch eine Gummidüse, deren Öffnung von Hand mittels eines Schiebers auf die gewünschte Durchlaufmenge eingestellt werden kann. Durch zusätzlich angebrachte Rohrstutzen (6) ist es möglich, Mittelprodukte dem Trübekreislauf zuzuführen.

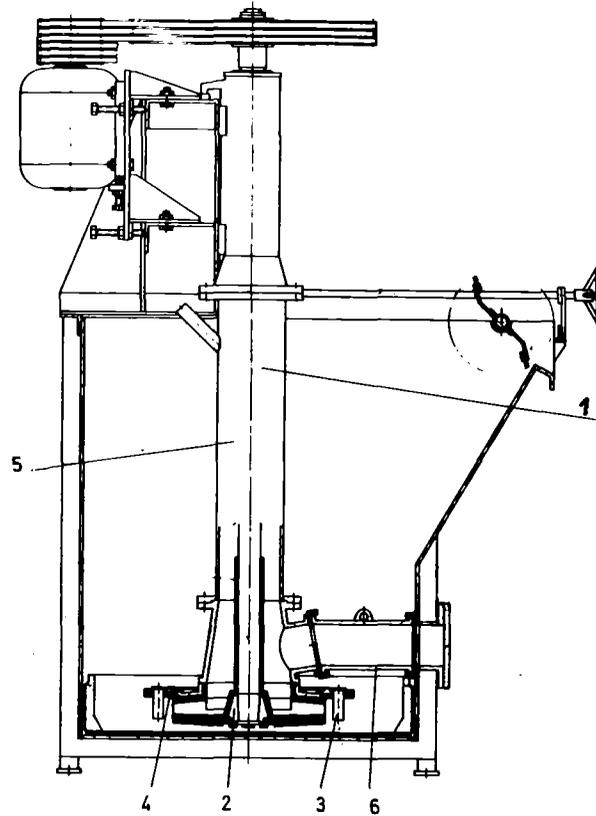


Abb. 36: WEDAG-Flotationszelle WFE /102/

7.1.4 Galigher-AGITAIR-Flotationszelle

Bei dieser Zelle wird die Luft nicht angesaugt, sondern über eine Druckluftleitung (1) dem Rührer zugeführt. Hierdurch wird eine separate Kontrolle der Belüftung und des Trübekreislaufs ermöglicht. Sie ist z.B. wichtig bei Aufgabeschwankungen (Trübeschwankungen, Änderungen des Rohstoffs). Eine besonders gute Zumischung von Luft in die umlaufende Trübe wird hier durch Verwendung eines kammartigen Rührers (2) erreicht. Die Zufuhr von Luft erfolgt mit geringem Überdruck von außen unter manueller Kontrolle der jeweiligen Luftzugabe in die einzelnen Zellen. Zur Anpassung an die physikalischen Eigenschaften der Trübe sind außerdem Rührer verschiedener Ausführungsformen einsetzbar.

Die Trübe wird der Zelle durch einen Aufgabekasten (3) zugeleitet und über die gesamte Breite der Zelle verteilt. Sie verläßt die Zelle durch einen Austragskasten (4), in dem ein verstellbares Überlaufwehr (5) zur Kontrolle des Trübestandes sowie eine "Sand"-Auslaßdüse (6) zum Abführen von Überkorn vorgesehen sind. Auch diese Zellen können zu einer Bank zusammengeschaltet werden.

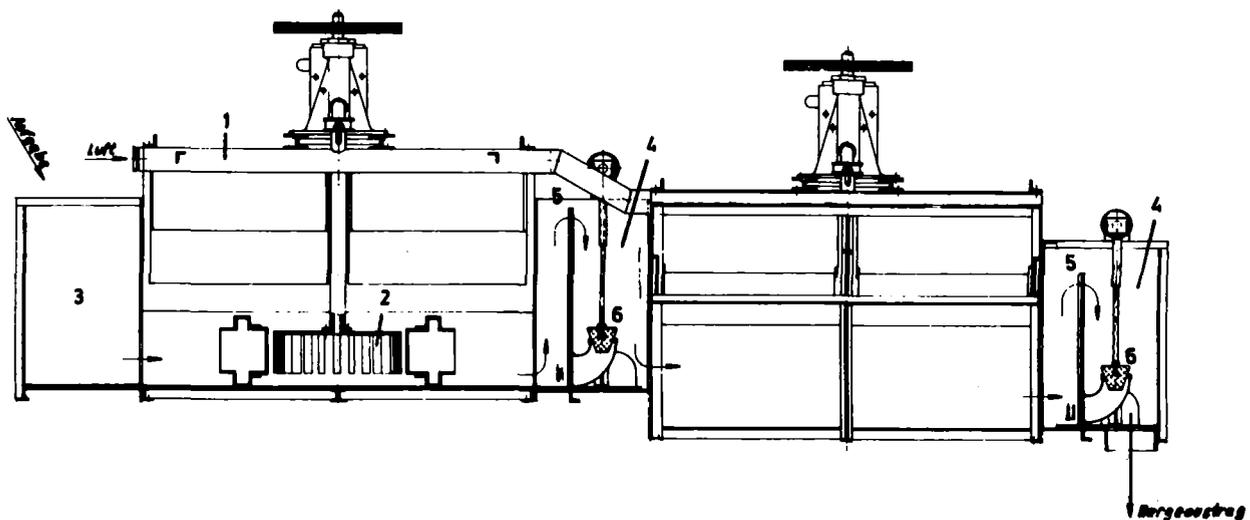
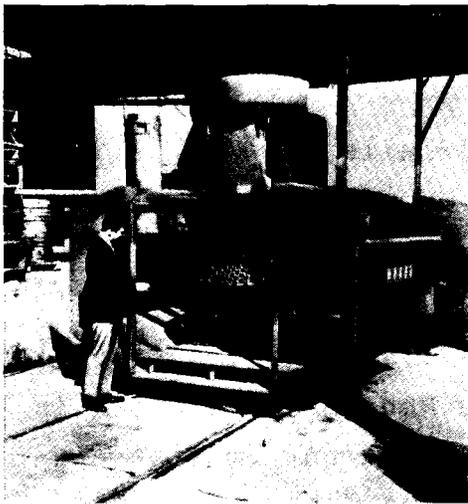


Abb. 37: Galigher-AGITAIR-(Doppel)-Zelle /103/

7.1.5 Wemco-Fagergren-Großraumflotationsmaschine

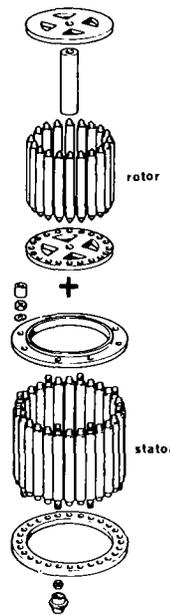
Die zunehmende Verarmung der Rohstofflagerstätten führt zu der Notwendigkeit, immer größere Mengen an Roherzen in Großaufbereitungsanlagen aufzukonzentrieren. Um eine bessere Raumausnutzung zu erhalten, war es daher notwendig, auch für die Flotation größere und leistungsstärkere Maschinen zu entwickeln. Dieses führte zur Entwicklung der Wemco-Fagergren-Großraumflotationsmaschine. Hier werden

mehrere Rührwerke in einen durchgehenden Trog eingehängt. Das Flotationsvolumen für jedes Rührwerk beträgt ca. 8 - 12 m³. Um das Auswechseln von Verschleißteilen zu erleichtern, wurde der Rührwerkstyp Nr. 1 + 1 entwickelt. Es ist eine Weiterentwicklung des früher bei kleineren Zellen eingesetzten "Stabkäfig"-Typs. Dieser Typ bestand aus dem Stabkäfigrotor, der in dem feststehenden Stabkäfigstator umlief. Dabei saugte der Rotor, bestehend aus zwei Ringen und senkrecht stehenden, gummierten Stahlstäben, Luft und Trübe an, vermischte sie miteinander und drückte das Luft-Trübegegемisch durch den Stator in das Innere des Zellentroges. Rotor und Stator waren aus einer Vielzahl von Einzelteilen zusammengesetzt. Der neu entwickelte Rotor, auch Starrotor genannt, und der neue Stator bestehen nur noch aus zwei Einzelteilen, welche aus verschleißfesten Kunststoffen gefertigt sind. Der Starrotor weist die Form eines Sternes mit 6 bis 10 Flügeln auf, die sich am Umfang trapezförmig verbreitern. Der Stator besteht aus einem Gummiband mit Öffnungen für den Trübedurchtritt und senkrechten, halbkreisförmigen Erhebungen

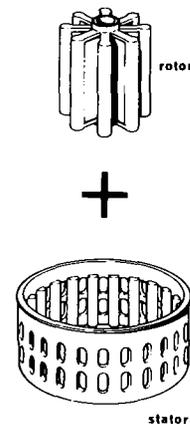


A

conventional mechanism



1 + 1 rotor-stator



B

Abb. 38: A) Wemco Flotationszelle Nr. 120
B) Bauteile eines Wemco-Rührwerks
(Typ Stabkäfig und Typ 1+1) /104, 105/

zur Richtungsänderung der Trübebewegung am Randinnern. Der Starrotor kann in beiden Drehrichtungen umlaufen, wodurch eine erhebliche Verlängerung der Standzeit erreicht wird. Mehrere hundert dieser Großraumzellen werden bereits in Kupfer-, Kohle-, Blei/Zink- und Flußspatflotationen vor allem in den USA, Kanada, Süd-Afrika und Australien mit Erfolg betrieben.

7.2 Rührerlose Flotationsapparate

Die rührerlosen Flotationsmaschinen befinden sich noch weitgehend im Entwicklungsstadium und werden daher in der Praxis bei der Flotation von mineralischen Rohstoffen nur vereinzelt eingesetzt. Einige dieser Apparate bzw. Verfahren haben aber inzwischen im weiten Bereich der Abwasserreinigung Anwendung gefunden.

Die rührerlose Flotation wird gekennzeichnet durch einen geringeren mechanischen Aufwand als bei herkömmlichen Rührwerksflotationsmaschinen und einen höheren spezifischen Durchsatz. Nach der Art der Blasenerzeugung bzw. des Zusammenführens der Luftblasen mit den Feststoffpartikeln unterscheidet man Wirbel-, Luftheber-, Vakuum-, Injektor- und Elektroflotationszellen.

7.2.1 Wirbelzellen

Wirbelzellen sollen sich besonders für eine Flotation gröberer Mineralkörnungen eignen /106/ und können wirtschaftlich eingesetzt werden, wenn es sich um eine Voranreicherung handelt, d.h. wenn kein Fertiginzentrat erzielt werden soll. Durch eine solche Voranreicherung wird die gesamte nachfolgende Anlage entlastet. Die zulässige obere Korngröße hängt weitgehend von der Dichte des Feststoffes und seiner Haftfähigkeit an der Luftblase ab. Wirbelzellen können mit einem hohen Trübe-Feststoffgehalt bis ca. 45% arbeiten.

Die Trübe wird unter hohem Druck mit Luft vermisch in die Zelle eingeführt. Hierdurch bildet sich eine Wirbelschicht bei der sich bereits in der Zelle befindenden Trübe aus. In dieser Schicht werden die Feststoffteilchen und die Luftblasen eng miteinander in Berührung gebracht. In einer darüber liegenden Beruhigungszone wird dafür gesorgt, daß die Abreißkräfte der Trübeturbulenz nicht wirksam werden können. Der Verbleib größerer Kornes im Schaum ist damit gewährleistet.

Ein Beispiel für eine Wirbelzelle ist die sog. Davcra-Maschine der Zinc Corporation in Melbourne, Australien. Die wesentlichen Merkmale dieser Maschine (Abb. 39) sind die im unteren Bereich des Behälters (1) angebrachten Wirbelkammern (2), die ähnlich einem Zyklon aus einem zylindrischen Teil (3) mit tangentialen Trübeeinlaß (4) und axialem Lufteinlaß (8) sowie einem Konusteil (5) bestehen. Durch die mit einem Flansch (6) an der Behälterwandung befestigte Unterlaufdüse der Wirbelkammer tritt das Luft-Trübe-Gemisch mit kräftigem Drall in das Trübebad ein, prallt dort auf eine Trennwand (12) und bildet eine Wir-

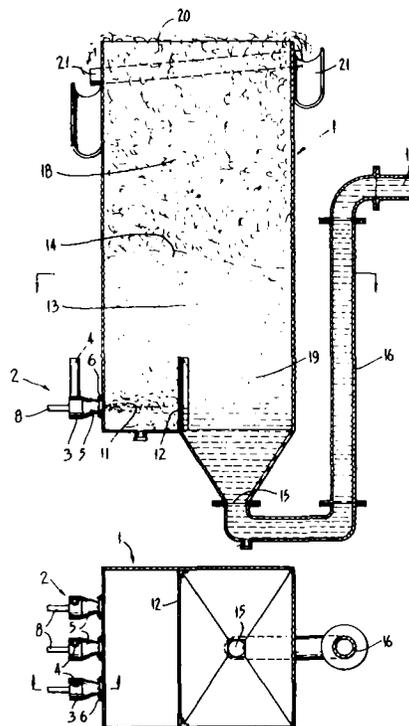


Abb. 39: Davcra-Flotationszelle mit Wirbelkammer /106/

belzone (11), welche sich in einen wirbelschichtähnlichen Bereich (13) fortsetzt. Hier erreicht auch die selektive Anlagerung der Feststoffteilchen an die Luftblasen ihren Höhepunkt, so daß sich im Grenzbereich (14) eine stabile Schaumschicht (18) bilden kann. Die nicht aufgeschwommenen Abgänge werden in die Entlüftungszone (19) gedrängt und verlassen durch den Trübeauslaß (15, 16, 17) die Zelle. Der Schaum gelangt über den Überlauf (20) in eine Ausstragsrinne.

7.2.2 Luftheber-Flotierzyklon

Beim Flotierzyklon (Abb. 40), der auf dem Luftheberprinzip aufbaut, wird die Trübe mittels Luftheber direkt in den Ringraum (10) mit tangentialen Einlaß (11) eingeleitet. Die an einer bestimmten Stelle des Zuflußrohres zugeführte Druckluft kann somit gleichzeitig zum Fördern und Belüften der Trübe dienen. Da jedoch für die Förderung der Trübe wesentlich mehr Druckluft als für den eigentlichen Flotationsvorgang benötigt wird, ist stets ein Überangebot an

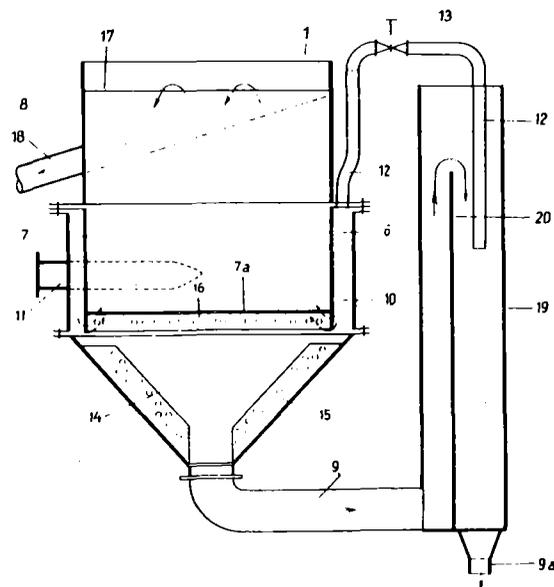


Abb. 40: Flotierzyklon mit Luftheberbelüftung /107, 108/.

Luftblasen vorhanden, das sich auf einen optimalen Flotationsgrad einregeln läßt. Dieses geschieht mit der in den Ringraum einmündenden Entlüftungsleitung (12) und einem Regelventil (13). Die optimal belüftete Trübe bewegt sich im Ringraum kreisend in den inneren Schaumbildungsraum (7) und wird dabei durch eine Siebplatte (7a) so weit beruhigt, daß evtl. auftretende Abreißkräfte gering gehalten oder ganz vermieden werden. Da dies sehr wichtig ist, wird diese Wirkung durch weitere, im unteren konischen Teil (14) angebrachte Lochplatten (15) und an der Siebplatte befestigte Lochstreifen (16) unterstützt. Das Schaumkonzentrat strömt über die Oberkanten (17) der Schaumkammer in einen Austrag (8) mit Ablaufrohr (18). Die ausflotierte Trübe gelangt über eine Leitung (9) in einen Überlaufkasten (19), der im Innern ein höhenverstellbares Wehr (20) besitzt. Mit diesem wird nach Art kommunizierender Röhren der Trübestand in der Flotationszelle geregelt. Das bereits erwähnte Überangebot von Druckluft, welches zu großen Luftblasen in der Trübe führen würde, wird durch die zyklonartige Fliehkraftwirkung im Ringraum in eine Vielzahl kleinerer Blasen zerteilt. Die verbleibende Überschußluft sammelt sich im oberen Bereich (6) des Ringraumes zu einem Luftpolster an, welches sich mit der erwähnten Entlüftung (12) etwa gleichbleibend auf einen Druck von 1,6 bis 2,0 bar halten läßt. Die Überschußluft wird im Trübeablaufkasten (19) der abfließenden Trübe wieder zugesetzt. In der Flotationsanlage Lüderich sind Zellen dieses Typs in der Vorflotationsstufe eingesetzt. Ein Vergleich dieser Zellen mit Rührwerkszellen soll für die Zyklonzellen günstig ausfallen /108/.

7.2.3 Vakuum-Flotation

Bei den als Vakuum-, Unterdruck- oder Druckentspannungsflotation bezeichneten Verfahren wird die Fähigkeit von Flüssigkeiten, unter Druck erhebliche Mengen von Gasen

zu lösen und diese bei entsprechendem Druckabfall wieder freizusetzen, zur Trübebelüftung ausgenutzt.

Die Menge der in einer Trübe gelösten Luft nimmt ungefähr proportional mit dem Druck zu und wird mit ansteigender Temperatur geringer. Da die für einen optimalen Flotationsvorgang erforderliche Luft allein durch Entspannung aus der Trübe nicht immer in ausreichender Menge zu erhalten ist, wird z.T. Zusatzluft in die sich in der Zelle befindende Trübe eingeleitet; hierdurch läßt sich auch der Flotationsvorgang besser steuern.

Vakuum-Flotationszellen sind in vielen Ausführungen entwickelt worden. Am Beispiel der in Abb. 41 gezeigten Vakuumflotationsmaschine soll die Arbeitsweise einer solchen Zelle beschrieben werden /106/.

Der Grundapparat besteht aus einem Konditionier- und Belüftungsbehälter (1) mit einem Rührwerk (2), einem Trübeinlaßrohr (3) und einem Druckluftzuführrohr (4), dessen Luftmenge mit einem Ventil (5) geregelt werden kann. Durch ein Ansaugrohr (6) mit Regelventil (7) wird die vorbehandelte Trübe allein durch die Druckdifferenz in die Vakuumzelle (8) gefördert. Diese besteht ähnlich einem Zyklon aus einem oberen zylindrischen Teil (9) mit Tangentialeinlauf für die Trübe und einer darüber befindlichen Schaumkammer (10) gleichen Durchmessers, sowie einem unteren konischen Teil (11). An letzteren ist ein Zylinderteil (12) angefügt, der mit mehreren Einspritzdüsen (13) zur Einleitung von Zusatzluft, einem Notabflußrohr (14) mit Absperrventil (15) (zum Ablassen der Trübe bei Versandungen) und einem Wassereinlaß (16) mit Absperrventil (17) ausgestattet ist. Ein axial den Konussteil durchsetzendes Absaugrohr (18) ist von einem Rohr (19) größeren Durchmessers konzentrisch umgeben, wodurch ein Überlaufsystem zur Einhaltung eines bestimmten Trübespiegels in der Zelle gebildet ist. Während die obere Öffnung des Rohres (18) höhenverstellbar ein-

gerichtet sein kann, ist seine untere seitliche Öffnung (20) mit einem Kegel (21) versehen, um eine Versandung des Zylinderteils (12) zu verhindern.

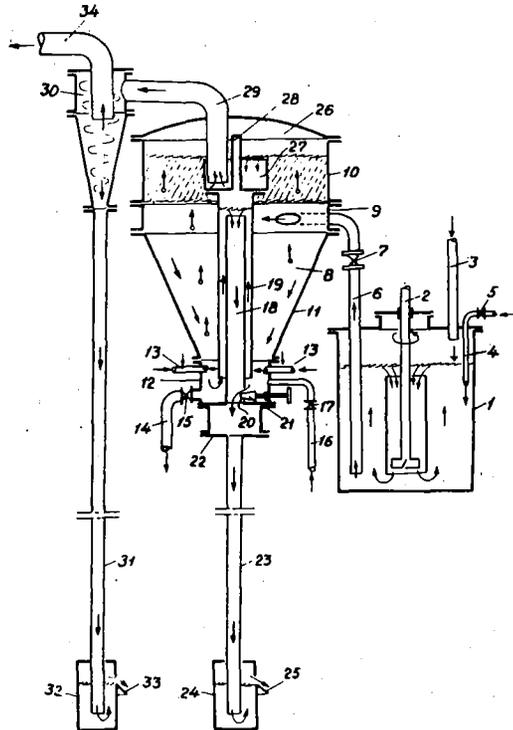


Abb. 41: Vakuumflotationszelle mit Konditionierbehälter
/106/

Die unter Überdruck tangential in die Zelle eingeleitete Trübe wird hier einer Druckminderung ausgesetzt. Die unter Bildung feinsten Bläschen freiwerdende Luft bildet zusammen mit der ebenfalls zu Bläschen zerteilten Zusatzluft einen dichten Schaum im oberen Teil (10), während die flotierte Trübe im Rohr (19) emporsteigt und durch das innere Absaugrohr (18) in einen weiteren, zylindrischen Bodenteil (22) abfließt, in welchen ein langes vertikales Austragsrohr (23) mündet. Die Länge dieses Rohres ist dem in dem Aggregat herrschenden Vakuum angepaßt, sein unteres Ende bildet einen Flüssigkeitsabschluß mit einem offenen Gefäß (24) bzw. mit dessen Überlaufwehr (25).

Dem Rohr (19) ist eine Schaumsammeltasse (27) aufgeflanscht, wobei der notwendige Druckausgleich durch ein Röhrchen (28) gewährleistet ist. Ein Saugrohr (29) entnimmt den in die Sammeltasse übertretenden Schaum und leitet ihn in einen Zyklon (30). Dort wird die Luft aus dem Schaumsystem durch ein an einen Vakuumerzeuger angeschlossenes Tauchrohr (34) entfernt. Das in den Unterlauf tretende Konzentrat gelangt durch die Falleitung (31) in den Behälter (32) und bildet dort mit dem Überlauf (33) einen weiteren Flüssigkeitsabschluß. Diese Flüssigkeitsabschlüsse entfallen in denjenigen Fällen, in denen die Abgänge oder das Konzentrat einer weiteren Zelle zur Nachflotation zugeführt werden.

Im Zuge der erhöhten Forderungen im Bereich des Umweltschutzes wurden besonders die Vakuum- oder Druckentspannungsflotationsverfahren weiter entwickelt und den Besonderheiten der Abwasserbehandlung angepaßt /109 - 113/.

7.2.4 Injektor-Flotation

Bei der Flotation in Injektor-Flotationsgeräten wird die Trübe in einer Mischdüse belüftet. Nach Wirkungsweise einer Wasserstrahlpumpe wird Luft von der als Treibmittel arbeitenden Flotationstrübe angesaugt /114/. Vor allem in der UDSSR und Kanada sind solche Flotationsgeräte seit Jahren bekannt und in der Praxis erprobt worden.

Das beschriebene Injektor-Flotationsgerät (Abb. 42) hat als Kernstück einen nach dem Prinzip der Wasserstrahlpumpe arbeitenden Flüssigkeits-Luft-Injektor. Der Unterschied zur Ejektor-Flotation, der in der UDSSR entwickelten Ausführung, besteht darin, daß bei der Injektor-Flotation Wasser und nicht mehr die Flotationstrübe als Treibflüssigkeit dient. Die Trübe wird bei diesem Verfahren erst oberhalb des Diffusors zugegeben. Das Wasser als Treibflüssigkeit saugt die Luft an und zerteilt sie in einem dem Mischraum nachgeschalteten Diffusor. Oberhalb dieses Diffusors

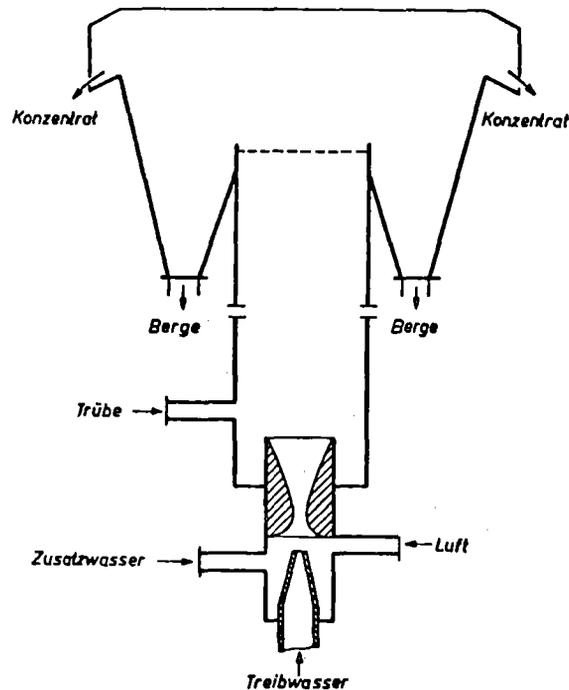


Abb. 42: Prinzipskizze eines Injektor-Flotationsgerätes
/114/

wird dem Zweiphasengemisch Wasser-Luft die Feststoffphase als Trübe zugegeben. In dem sich dann anschließenden Agitationsraum, der eigentlichen Injektor-Flotationsssäule, wird der Feststoff an die Luftblasen angelagert. Die erforderliche Durchmischung ist durch die am Diffusoraustritt auftretende Turbulenz gegeben. Im oberen Teil der Flotationssäule werden die mit Feststoff beladenen Luftblasen einem Beruhigungsraum zugeführt. Hier erfolgt die Trennung des Schaumproduktes (Konzentrat) von der verbleibenden Trübe. Diese wird als Berge abgezogen.

7.2.5 Elektro-Flotation

Neben der Druckentspannungsflotation werden heute bevorzugt die Elektroflotationsverfahren in der Abwassertechnik eingesetzt /106, 108, 110, 111, 115, 116/.

Legt man an eine Abwassertrübe einen Gleichstrom an, so wird das Wasser elektrolytisch in Wasserstoff und Sauerstoff gespalten und perlt in Form kleiner Bläschen aus. Außerdem werden die in der Abwassertrübe vorhandenen Kolloide und gelösten Verunreinigungen elektrolytisch zersetzt und wandern, je nach entstandener Ladung, zur Kathode bzw. Anode. Durch Ladungstausch erfahren die Teilchenoberflächen hier eine elektrostatische Neutralisation. Aufgrund von van der Waals'schen Kräften kommt es zur Bildung feiner Flocken, welche sich an die Sauerstoff- bzw. Wasserstoffblasen anlagern und mit ihnen zur Trübeoberfläche aufsteigen. Durch den Einsatz von Flockungsmitteln kann noch eine Verbesserung des Trennerfolgs erreicht werden.

Da es beim Elektrolysevorgang zu isolierenden Abscheidungen auf den Elektroden kommen kann, wird die Blasenerzeugung z.T. in räumlicher Trennung von der Flotationstrübe in einer besonderen Flüssigkeit durchgeführt. Diese mit Gasblasen gesättigte Flüssigkeit wird dann der Flotationstrübe zugemischt. So wurde z.B. für Abwässer aus einer Papierfabrik das in Abb. 43 dargestellte Verfahrensschema entwickelt /106, 117/.

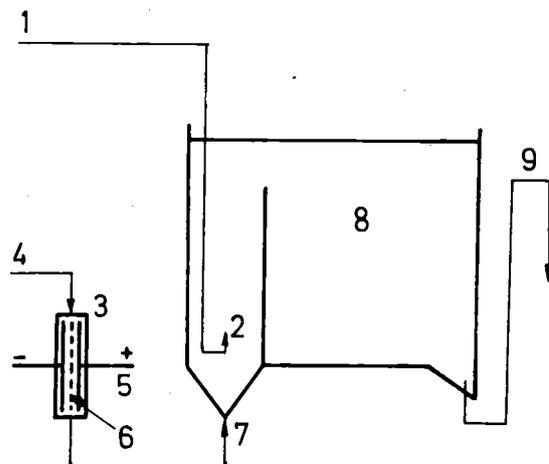


Abb. 43: Elektrolytische Blasenerzeugung bei der Abwasserflotation /106, 117/

Hierbei gelangt das flotativ zu reinigende Abwasser mit einem Feststoffgehalt von ca. 600 mg/l durch die Leitung (1) in den Flotationsraum (2), welcher durch eine Oberlaufwand von einem Beruhigungsraum (8) abgeteilt ist. Der Flotationseinrichtung vorgeschaltet ist eine Elektrolysekammer (3), in die aus der Leitung (4) Natriumchloridlösung oder Natronlauge eingeleitet wird. Die Elektroden (5) sind durch eine Membran (6) voneinander getrennt, welche als Diaphragma eine Wanderung der anodisch und kathodisch entstehenden Bestandteile verhindert und nur den Ionen unter Einfluß des Gleichstroms den Durchtritt gestattet. Hierdurch können Beläge von sekundär entstandenen Abscheidungs- oder Zersetzungsprodukten auf den Elektroden verhindert werden. Je nach Art der verwendeten Lösung werden H_2 , O_2 oder Cl_2 als Gas freigesetzt. Die so erzeugte Gasblasendispersion fließt über die Leitung (7), in den Flotationsraum. Über dem Trübespiegel bildet sich die Schaumschicht aus den kollektiv aufgeschwommenen Schlammteilen. Das geklärte Wasser wird über den Siphon (9) abgezogen.

8. MASCHINEN ZUR ENTWASSERUNG DER FLOTATIONSKONZENTRATE

8.1 Eindicker

Um ein in einer dünnen Trübe suspendiertes Gut abzusetzen und dabei möglichst "Klarwasser" zurückzugewinnen, ist es erforderlich, die Trübe einzudicken. Diese Arbeit wird in der Flotation häufig erforderlich, insbesondere bei der Vorentwässerung von Konzentraten, Entwässerung von Abgängen zwecks Stapelung der Berge oder Rückgewinnung des Wassers, Zwischeneindickung von Vorkonzentraten oder Mittelprodukten im Flotationsablauf oder Entschlammung der Flotationsaufgabe. Die sog. Eindicker sind die heute für diesen Zweck am häufigsten eingesetzten Kläreinrichtungen.

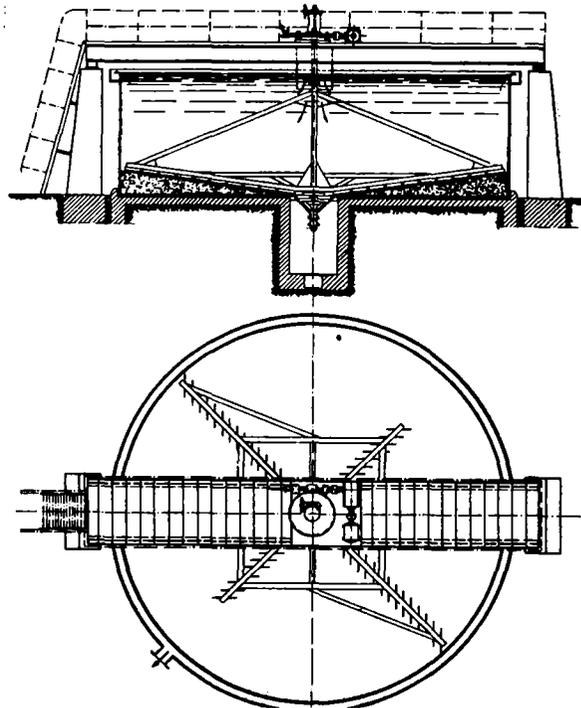


Abb. 44: Schema eines Rundeindickers /118/

Die Leistung eines Eindickers hängt in erster Linie von der Absetzgeschwindigkeit der einzudickenden Feststoffe ab. Diese ist wiederum abhängig vom spez. Gewicht, der Korngröße und der Strukturform der Feststoffteilchen sowie vom spez. Gewicht der Flüssigkeit, in der die Teilchen suspendiert sind; weiterhin spielen die Temperatur und der Grad der Ausflockung eine Rolle.

Die sich am Boden des Behälters absetzende eingedickte Trübe wird durch ein langsam umlaufendes Krähwerk zu einer zentralen Austragsöffnung befördert (Abb. 44) und von dort meist durch eine Membranpumpe kontinuierlich ausgelesen. Zur Erleichterung des An- und Leerfahrens des Eindickers ist die Krähvorrichtung heb- und senkbar angeordnet. Der Einlauf der Trübe erfolgt in der Mitte, der Ablauf des klaren Wassers in einer außen oder innen am oberen Rand des Eindickers angebrachten Rinne. Bei Flotationskonzentraten ist zur Verhütung des Abflusses von Schaum vor der Überlaufrinne eine Tauchwand ange-

bracht. Da eine horizontale Überlaufkante Vorbedingung für ein gutes Arbeiten des Eindickers ist, wird diese häufig mit einer Holzleiste ausgerüstet, die horizontal gehobelt werden kann /2/.

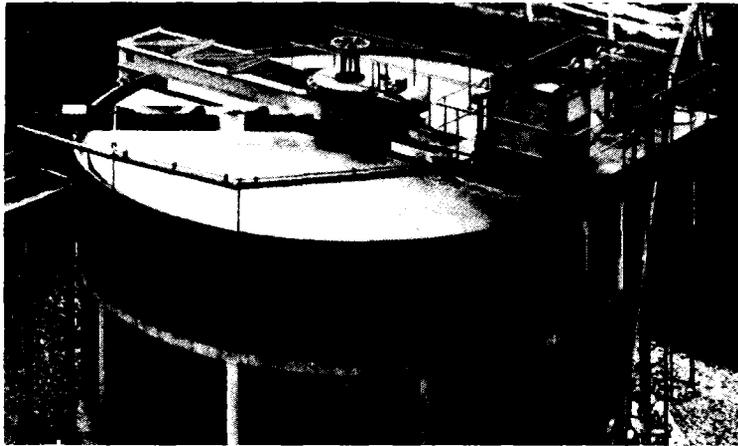


Abb. 45: Rundeindicker /119/

Die in Flotationsanlagen hauptsächlich eingesetzten Eindickergrößen schwanken zwischen 6 und 30 m Durchmesser. Bei der Abwasserklärung werden aber auch Eindicker von über 100 m Durchmesser eingesetzt.

Eindicker werden auch als zusätzliche Anreicherungsstufe in den Flotationskreislauf eingeschaltet. So konnte z.B. bei der Flußspat/Hämatit-Trennung in einer südafrikanischen Flotationsanlage durch den Einsatz von Eindickern im Konzentrat-Reinigungskreislauf der Fe-Gehalt im Flußspatkonzentrat gesenkt werden /120/.

8.2 Vakuumfilter

Die Entwässerung, hauptsächlich der voreingedickten Flotationskonzentrate, erfolgt über Vakuumfilter. Leistung und Größe der Vakuumfilter sind u.a. abhängig von der Korngröße, dem Kornaufbau, dem Grad der Flockung und der Eindickung. Je feiner die Feststoffe und je geringer der

Feststoffgehalt in der Filteraufgabe, desto geringer ist die Filterleistung. Sie wird außerdem durch feinste Schlämme wie z.B. Tonbestandteile stark herabgesetzt. Die Restfeuchte im Filterkuchen ist abhängig von den charakteristischen Merkmalen der Feststoffe und von der Durchlässigkeit der Filterschicht. Feuchtigkeitsgehalte im Filterkuchen von Flotationskonzentraten schwanken zwischen 8% und 14%.

Bei den Vakuumfiltern wird je nach Bauart unterschieden in Trommelfilter, Scheibenfilter, Innenfilter und Planfilter. Für die Entwässerung der Flotationskonzentrate werden hauptsächlich Trommel- und Scheibenfilter eingesetzt. Die Trommelfilter können als Trommelzellen-Filter und zellenlose Trommelfilter ausgeführt sein.

Trommelzellen-Filter sind wegen ihrer weiten Anpassungsmöglichkeit die bekanntesten, kontinuierlich arbeitenden Drehfilter. Sie eignen sich für alle Feststoffsuspensionen, wenn die Feststoffe durch das im Filtertrog eingebaute Rührwerk in Schwebelage gehalten werden können. Das Ansaugen der Feststoffe erfolgt gegen die Schwerkraft. Die mit einem Filtertuch bespannte Filtertrommel rotiert in der sich im Trog befindenden Trübe. Bei der in Zellen unterteilten Trommel erfolgt die Steuerung der einzelnen Zonen, wie Ansaugen, Trockensaugen, Abnahme des Filterkuchens und bei Bedarf Spülen bzw. Reinigen der Filterbespannung, durch den sog. Steuerkopf. Das unter Vakuum abgesaugte Filtrat gelangt über diesen Steuerkopf in den Filtratabscheider. Als Tragelement für das Filtertuch werden Lochblende oder gerillte bzw. perforierte Zelleneinlagen aus Hartgummi oder Kunststoff verwendet. Allseitige Nuten zum Befestigen der Filterbespannung begrenzen die Zellen.

Ein Trommelfilter mit zellenloser Trommel unterscheidet sich in der Bauart wesentlich vom Trommelzellen-Filter. Hier besteht der Trommelmantel aus Lochblech. Das Innere

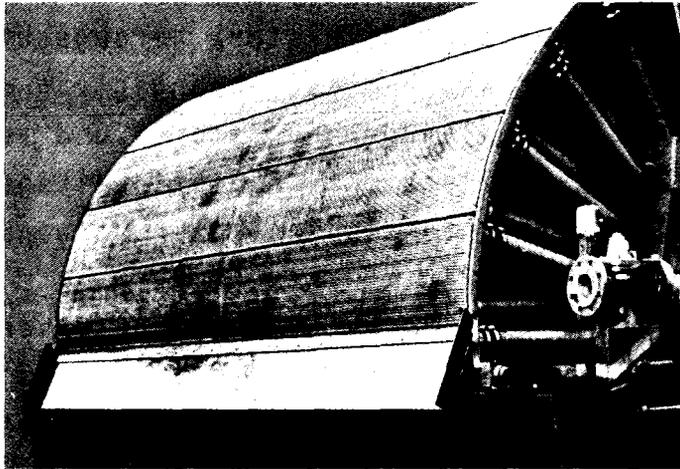


Abb. 46: Trommelzellen-Filter mit Schaberabnahme (ohne
Filtertuchbespannung) /121/

der Trommel steht ganz unter Vakuum, so daß das durch die Filterbespannung gesaugte Filtrat frei in den Hohlraum der Trommel gelangt. An der feststehenden Hohlachse befindet sich ein Rohr, über das die Flüssigkeit aus dem tiefsten Punkt der Trommel abgesaugt wird. Um zu verhindern, daß in der Abnahmezone von außen Luft in das Trommelinnere gelangt und um den Filterkuchen restlos entfernen zu können, muß die Trommel in diesem Bereich von innen abgedeckt werden. Dies geschieht durch eine sog. Druckkammer mit schleifender Dichtungsplatte auf der ganzen Mantellänge. Ein Luftkissen drückt den Dichtungsrahmen leicht gegen den rotierenden Trommelmantel und übernimmt gleichzeitig die Abdichtung zum Vakuumraum. Die Abnahme des Filterkuchens erfolgt, wie auch beim Trommelzellen-Filter, meistens durch Schaberabnahme mit Druckluftunterstützung. Hierbei wird der Filterkuchen durch Druckluft vom Filtertuch gelöst. Nach dem Abblasen fällt der Kuchen über den Schaber ab. Wenn klares Filtrat ver-

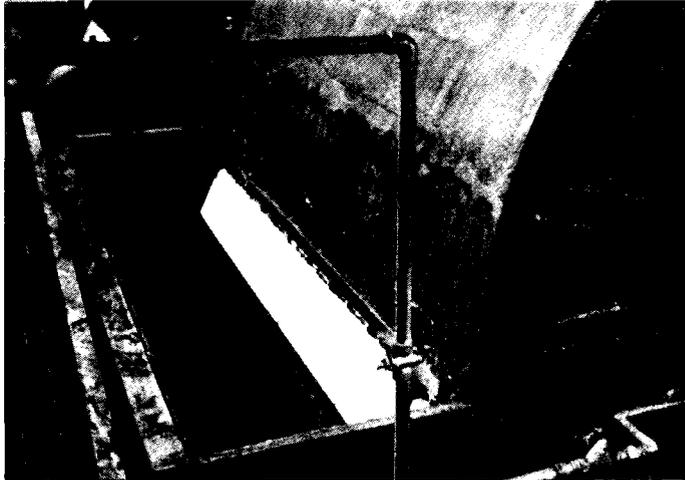


Abb. 47: Abnahme des Filterkuchens bei einem Trommel-
filter /121/

langt wird, verbleibt bei gut filtrierbaren Konzentra-
ten auf der Trommel eine Restschicht, so daß der einge-
stellte Schaber nur die zusätzlich angesaugten Feststoffe
entfernt. Dabei kann die Restschicht in gewissen Zeitab-
ständen abgeblasen und wieder erneuert werden.

Scheibenfilter sind kontinuierlich arbeitende Vakuum-Fil-
ter bei denen eine oder mehrere Filterscheiben senkrecht
und parallel zueinander auf einer waagrechten Achse ange-
ordnet sind. Dadurch ist es möglich, größte Filterflächen
auf kleinstem Raum unterzubringen. Scheibenfilter eignen
sich besonders für die Entwässerung von Suspensionen bei
denen die Körnungsunterschiede der Feststoffe nicht zu
extrem sind, d.h. der Feinstkornanteil muß noch die Bil-
dung einer abnehmbaren Kuchenschicht ermöglichen, bei grö-
ßeren Trüben darf ein entsprechender Feinkornanteil nicht
fehlen.

Auch Scheibenfilter arbeiten nach dem Prinzip der Trommel-
zellen-Filter, wobei anstelle der Filtertrommel die einzel-

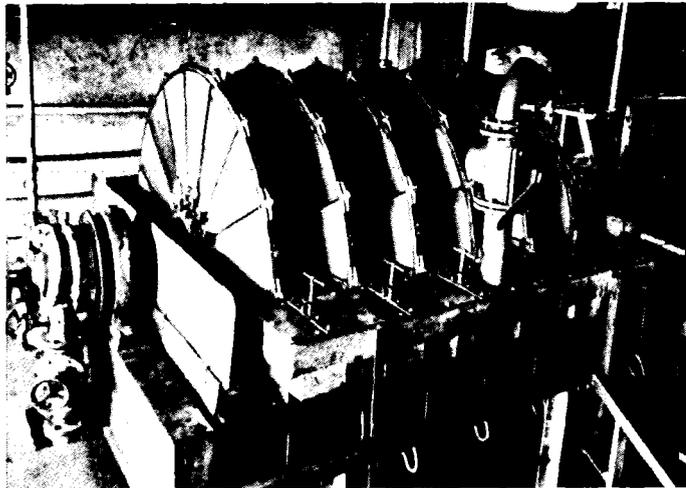


Abb. 48: Scheibenfilter in einer Kupferflotation /122/

nen mit einem Filtermedium bespannten Filterscheiben in der Trübe rotieren. Dabei erfolgt das Ansaugen auf beiden Seiten der eingetauchten Filterscheiben. Die Filterscheiben sind entsprechend ihrem Durchmesser in eine Anzahl Sektoren unterteilt, die durch Bügel und Spannschrauben auf der Filterachse befestigt sind. Als Filtermedium dienen Filterbeutel, die in Abhängigkeit von der zu filtrierenden Suspension aus den verschiedensten Kunststoff- oder Metallgeweben gefertigt sind. Fertig bespannte Reservesektoren erlauben ein schnelles Auswechseln einzelner Sektoren. Das bei der Konstruktion berücksichtigte Baukastenprinzip ermöglicht eine Vergrößerung der Filterfläche um eine oder mehrere Scheiben. Die Steuerung der einzelnen Filtrationszonen erfolgt wie beim Trommelzellenfilter über den Steuerkopf. Als Abnahmevorrichtung sind an beiden Seiten der Filterscheiben Schaber beweglich und einstellbar auf dem Filtertrog angebracht. Der entwässerte Kuchen fällt durch Rutschen, die im Filtertrog eingebaut sind, ab. Auch beim Scheibenfilter werden Spezial-Abblaskvorrichtungen zum stoßweisen Abblasen des Filterkuchens verwendet.

Abb. 49 zeigt die schematische Darstellung einer Filteranlage. Die eingedickte Trübe wird bei (1) dem Filtertrog zugeführt. In diesem rotiert die Filtertrommel (A). Durch die Wasserringpumpe (C) wird der notwendige Unterdruck erzeugt, durch welchen dem Filterkuchen über die Vakuum-Filtrat-Leitung (4) und die Vakuumleitung (7) das Wasser entzogen wird. Im Filtratabscheider (B) wird das Filtrat gewonnen. Dieses wird über die Filtratfallleitung (12), die Filtratpumpe (D) und die Filtratdruckleitung (14) aus der Anlage abgeführt. Ein Vakuumausgleich erfolgt über die Vakuum-Ausgleichsleitung (13). Die für das Abblasen erforderliche Druckluft sowie das für die Reinigung des Filtertuchs notwendige Wasser wird über die Anschlüsse (2) (3) dem Steuerkopf zugeführt. Die Filtrat-abführung kann auch über ein barometrisches Fallrohr erfolgen.

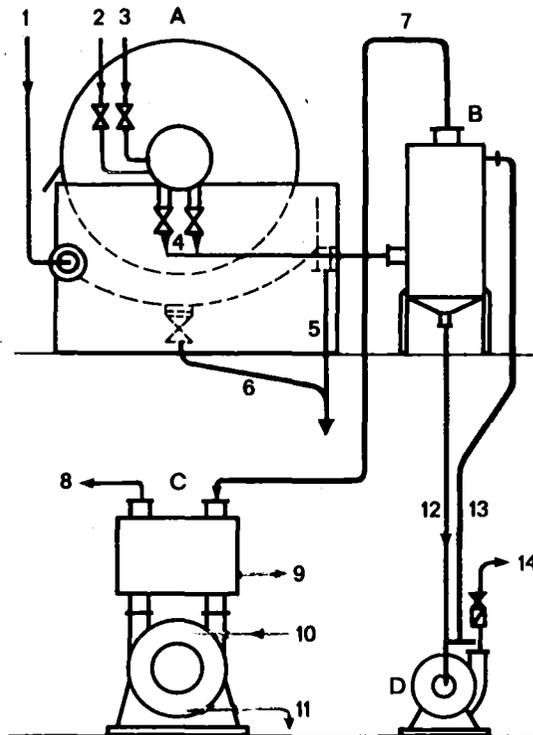


Abb. 49: Schematische Darstellung einer Filteranlage mit Filtratabführung durch eine Pumpe /121/

9. AUSLEGUNG VON FLOTATIONSKREISLÄUFEN (MIT PRAKTISCHEN BEISPIELEN)

Der Aufbau der meisten Flotationskreisläufe wird durch die wiederholte Verwendung von Grundoperationen bestimmt. Das Nutzmineral wird allgemein als Schaumprodukt gewonnen, während die Gangart als Zellenrückstand in die Berge geht. In besonderen Fällen ist jedoch auch eine Umkehrung dieses Schemas möglich (umgekehrte Flotation).

Die bereits im Mahlkreislauf auf die richtige Trübedichte und meist auch auf den erforderlichen pH-Wert eingestellte Rohmineraltrübe wird zunächst der Konditionierung zugeführt. Nachdem hier die für das jeweilige Flotationsverfahren notwendigen Grundreagenzien zugesetzt wurden, findet in einer ersten Gruppe von Flotationszellen (Vorflotation, rougher) eine erste Trennung statt (siehe auch Abb. 50-52). Man gewinnt hier ein Schaumprodukt (Vorkonzentrat), welches aber die an ein verkaufsfähiges FertigmKonzentrat gestellten Forderungen noch nicht erfüllt, und Abgänge, die oft in ihrem Nutzmineralgehalt über dem für den Betrieb noch wirtschaftlichen Wert liegen. Um diesen Wert zu erreichen oder möglichst noch zu unterschreiten, werden der Vorflotation weitere Nachflotationszellen (scavenger) nachgeschaltet, deren Schaumprodukt nochmals der Vorflotation, entweder direkt oder über die Mahlanlage, zugeführt wird. Um einen besseren Trennerfolg in den scavengers zu erreichen, erfolgt hier meist eine Nachdosierung bestimmter Reagenzien, wie z.B. Aktivatoren, evtl. in Verbindung mit einer Zwischenkonditionierung oder auch eine Zwischeneindickung. Die Abgänge (Berge) werden verworfen und meist direkt einem Klärteich zugeführt.

Das Schaumprodukt der Vorflotationsstufe wird in weiteren Zellenbatterien (cleaner) bis zu einem verkaufsfähigen Endkonzentrat angereichert. Hierbei wird das Schaumprodukt einer Reinigungsstufe jeweils der nachfolgenden Stufe auf-

gegeben. In den meisten Fällen ist hier eine Nachdosierung von Flotationsreagenzien erforderlich. Oft ist es auch notwendig, Vorkonzentrate in einer Zwischenmahlanlage weiter aufzuschließen, bevor man sie den Nachreinigern zuführt.

Die Abgänge der einzelnen Reinigerbatterien werden entweder der jeweils vorherigen Stufe aufgegeben oder direkt in die Vorflotation bzw. Primärmahlanlage zurückgeführt. Manchmal wählt man aber auch den Weg einer separaten Nachmahlung dieser Abgänge, ehe man sie der Vorflotation wieder aufgibt oder in einem getrennten Flotationskreis behandelt.

Sind in einem Roherz mehrere Wertminerale enthalten, wie z.B. bei Sulfiderzen (Kupferkies, Bleiglanz, Zinkblende, Schwefelkies) und sollen diese getrennt gewonnen werden, so flotiert man sie entweder schrittweise (differentielle oder selektive Methode; für jedes Mineral ist ein separater Reinigungskreislauf notwendig) oder sie werden zunächst gemeinsam als Mischkonzentrat gewonnen, welches anschließend in die gewünschten Einzelkonzentrate getrennt wird (kollektiv-selektive Methode; zunächst gemeinsamer, anschließend getrennter Reinigungskreislauf). Manchmal ist es zweckmäßig, beide Methoden zu kombinieren, also zunächst z.B. zwei Mineralien kollektiv-selektiv, die restlichen aber schrittweise selektiv zu flotieren oder umgekehrt.

Im allgemeinen beginnt die lagerstättenspezifische Erstellung eines Flotationsschemas mit Versuchen in kleinen, satzweise arbeitenden Laborflotationsmaschinen. Die hier gewonnenen Ergebnisse werden in Pilotanlagen einem kontinuierlichen Betrieb angepaßt und bis zur Betriebsreife weiterentwickelt.

Stellvertretend für die Vielzahl von Flotationskreisläufen, die Gegenstand zahlreicher Veröffentlichungen und Kongresse sind, sollen im folgenden drei praktische Beispiele näher beschrieben werden.

9.1 Blei-Zinkerz-Aufbereitungsanlage Bleiberg/Kreuth (Österreich)

Eine der bekanntesten Erzlagerstätten in Österreich ist das Blei-Zink-Vorkommen Bleiberg/Kreuth der Bleiberger Bergwerks-Union. Es liegt zwischen dem Bleiberger Erzberg im Norden und der Villacher Alpe im Süden. Die nutzbaren Erze sind Bleiglanz (PbS) und Zinkblende (ZnS) sowie untergeordnet Cerussit (PbCO_3), welche in Lagern, Gängen und Stöcken auftreten. Als Gangart werden neben Kalkspat und Dolomit, Flußspat, Schwerspat und Quarz angegeben /123/.

Nach ihrer Herkunft aus verschiedenen Abbaurevieren sind die Roherztypen sowohl hinsichtlich ihrer Metallgehalte als auch ihres Verwachsungsgrades verschieden. Für das Jahr 1971 werden durchschnittliche Metallgehalte für das Roh- erz von 2,7% Pb und 6,8% Zn angegeben. Da neben dem Gruben- haufwerk noch ärmere Haldenerze verarbeitet werden, sin- ken hierdurch die Metallgehalte der Roherzaufgabe.

Alle Roherze werden in einer Sink-Schwimmanlage vorange- reichert. Durch das hier stattfindende Abstoßen von tau- bem Nebengestein (ca. 46% der Roherzaufgabe) als Grobberge mit ca. 0,05 bis 0,1% Pb und 0,7% Zn wird der Flotation ein Aufgabegut mit ca. 3,8% Pb und 9,4% Zn zugeführt.

Der Durchsatz der Aufbereitungsanlage betrug 1971 ca. 350000 t Grubenroh- und Haldenerz, aus denen etwa 8500 t Bleikonzentrate und 31000 t Zinkkonzentrate gewonnen wur- den.

In zwei, bereits unter Tage eingerichteten Brecheranlagen erfolgt die Zerkleinerung der gesamten Grubenroherze auf eine Korngröße < 60 mm. Der Transport der vorzerkleinerten Roherze nach Übertage erfolgt durch Schachtförderung mit einem Fördergefäß (Skipförderung). Über eine Beschickungs- einrichtung wird das geförderte Roherz den Roherzbunkern der Aufbereitung zugeführt. Im Rahmen der Voranreicherung

in der Sink-Schwimmanlage erfolgt zunächst eine Absiebung des Feinkorns < 4 mm, welches direkt den Flotationsbunkern aufgegeben wird. Haldenerze werden über einen Zwischenbunker der Sink-Schwimmanlage zugeführt.

Der Trennprozeß nach dem Sink-Schwimmverfahren erfolgt in einem Wemco-Trommelscheider. Als Schwertrübe wird eine Suspension aus Ferrosilizium und Wasser eingesetzt. Das spez. Gewicht der Schwertrübe muß so eingestellt sein, daß es zwischen dem der zu trennenden Minerale liegt. Um eine Trennung in Schwimmgut (Nebengestein) und Sinkgut (Erz) zu erhalten, muß hier das spez. Gewicht der Schwertrübe zwischen 2,7 und 2,8 liegen.

Aus dem abgestoßenen Schwimmgut (Berge) wird in einer Klassieranlage das Feingut bis 18 mm in verschiedene Splittkörnungen gesiebt und als Nebenprodukt verkauft. Das Grobkorn wird als Versatzmaterial in die Grube zurückgeführt. Das in seinen Metallgehalten angereicherte Sinkgut wird in einer Prallmühle auf < 15 mm zerkleinert und zusammen mit dem Feinkorn < 4 mm aus der Absiebung vor der Sink-Schwimmanlage in Flotationsbunkern (1) zwischengelagert (Abb. 50).

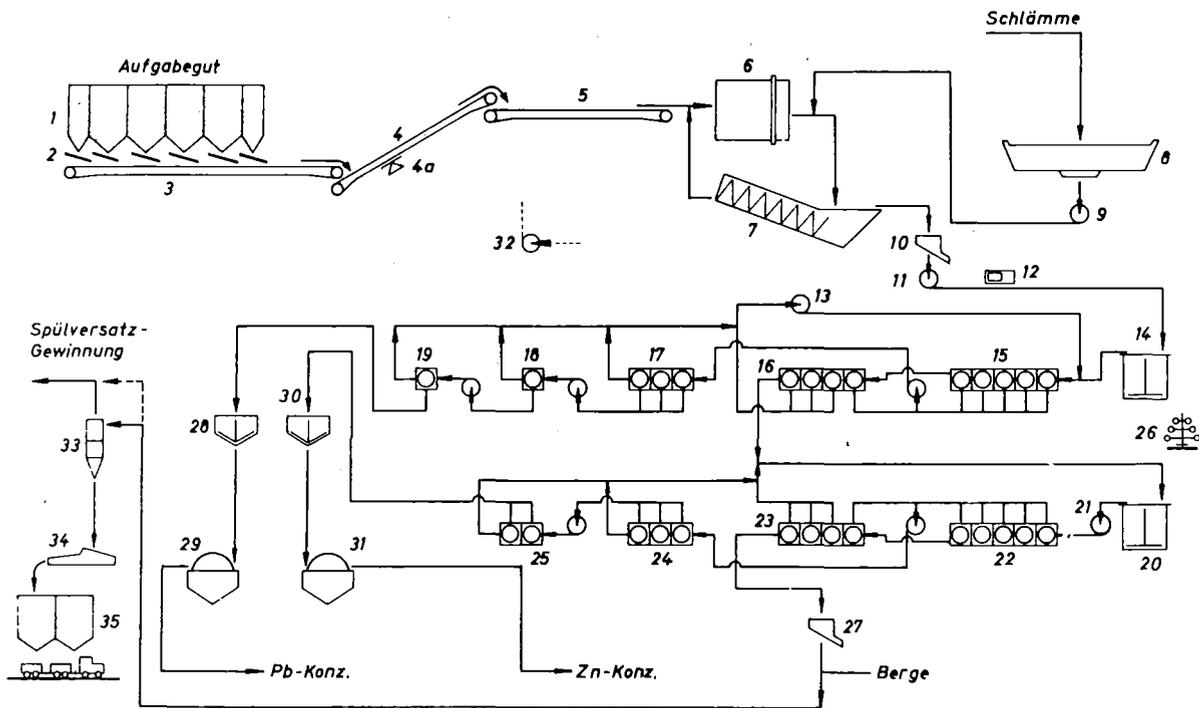


Abb. 50: Stammbaum der Blei-Zinkerz-Flotation Bleiberg/
Kreuth /123/

Über Bunkerschwingabzüge (2) und Förderbänder erfolgt die Aufgabe des Blei-Zinkerzes in eine Kugelmühle vom Typ Sala 3000 x 4200 mm (6). Hier erfolgt die Mahlung der Erze auf Flotationsfeinheit unter Zusatz von Wasser. Die Mühle ist als Überlaufmühle ausgelegt und arbeitet im geschlossenen Kreislauf mit einem Wemco-Spiralklassierer (7). Dem Mahlkreislauf werden auch die Schlämme aus der Naßsiegung vor der Sink-Schwimmanlage durch Zwischenschaltung eines Eindickers (8) aufgegeben. Um einen optimalen Aufschluß des Erzes zu erreichen, ist eine Mahlung auf eine Korngröße $< 0,25$ mm erforderlich. Das im Klassiererüberlauf ausgetragene Flotationsgut wird als Trübe mit einem spez. Gewicht von ca. 1400 bis 1500 g/l, entsprechend 650-750 g Feststoff je Liter, mittels Pumpe dem Konditionierer (14) zugeleitet. Im Druckrohr der Pumpe wurde eine induktive Durchflußmeßanlage und eine radioaktive Dichtemeßanlage installiert, wodurch eine genaue Kontrolle des Massenstromes möglich ist.

In der Flotation wird zunächst das Bleierz und dann die Zinkblende aus der Flotationstrübe selektiv unter Zugabe von Flotationsreagenzien ausgeschwommen. Als wichtigste sammelnde bzw. schäumende Reagenzien werden Kaliumäthyl- sowie Kaliumamylxanthat und Phosokresol angegeben. Als Flotationshilfsmittel werden u.a. Zink- und Kupfersulfat (Aktivatoren) eingesetzt. Die konditionierte Trübe aus dem Bleikonditionierer (14) wird zunächst den Blei-Vorflotationsbänken aufgegeben (15; 16). Sie bestehen aus 5 bzw. 4 Wemco-Fagergren-Zellen des Typs 84"x63" mit $2,2 \text{ m}^3$ Inhalt je Zelle. Die ersten 6 Zellen liefern ein Blei-Vorkonzentrat, welches zur Anreicherung einer weiteren dreizelligen Flotationsbank des gleichen Typs (17) aufgegeben wird. In weiteren Einzelzellen erfolgen nochmals zwei Nachreinigungen (18; 19) auf das gewünschte Blei-Fertigkonzentrat mit ca. 78% Pb und 3,6% Zn. Die in den Reinigungsstufen (17 - 19) abgeschiedenen Mittelprodukte werden zusammen mit den Blei-Vorkonzentraten der letzten 3 Zellen aus der Vorflotation (scavengers) über eine Pumpe

pe (13) in den Blei-Flotationskreislauf zurückgeführt. Die Abgänge der Bleiflotation werden über den Zinkkonditionierer (20) mittels Pumpe (21) der Zinkflotation aufgegeben. Die Zinkflotation erfolgt ebenfalls in 14 Wemco-Zellen des Typs 84"x63" nach dem in der Bleiflotation erläuterten Schema. Hier wurde lediglich auf den Einsatz einer dritten Nachreinigungsstufe verzichtet. Es werden Zink-Fertigkonzentrate mit ca. 56% Zn und 1,3% Pb gewonnen.

Mit den Flotationsbergen, deren Metallgehalte bei etwa 0,4 bis 0,5% Pb und 0,9 bis 1,0% Zn liegen, wird eine Hydrozyklonanlage (33) beaufschlagt. Hier werden die Grobanteile > 0,06 mm ausgeschieden und als Spülversatz in der Grube verwendet. Die Feianteile fließen als Trübe zum Klärteich. Die Entwässerung der Pb- und Zn-Konzentrate erfolgt über Eindicker (28; 30) und Vakuum-Trommelfilter (29; 31).

Die Weiterverarbeitung der Pb- und Zn-Flotationskonzentrate erfolgt in den nahegelegenen, unternehmenseigenen Hütten. Das Blei wird auf dem sog. "Bleiberger Rundherdofen" nach dem Röstreaktionsprinzip gewonnen. Am Beginn der Zinkerzverhüttung steht der Prozeß der Abröstung. Aus dem hier gewonnenen Zinkröstgut erfolgt anschließend die Metallgewinnung durch Elektrolyse.

9.2 Flotation des Flußspates einer südafrikanischen Flußspat-Eisenerz-Lagerstätte

Flußspat (CaF_2) ist das Ausgangsprodukt zur Gewinnung von Flußsäure, aus der wiederum zahlreiche technische Fluorverbindungen hergestellt werden. Im Hochofenprozeß wird CaF_2 als Flußmittel bei der Roheisengewinnung eingesetzt. Die chemische Industrie stellt sehr hohe Anforderungen an die Reinheit der Flußspatkonzentrate. Es wird z.B. ein CaF_2 -Gehalt von mindestens 97% bei einem SiO_2 -Gehalt von nicht

mehr als 1,0% verlangt. Außerdem sollen die Anteile von Schwermetallen und deren Verbindungen möglichst gering sein. Bei den heute im allgemeinen eng verwachsenen und relativ armen Flußspatvorkommen mit CaF_2 -Gehalten von ca. 15 - 30% ist eine Gewinnung von Konzentraten eines solch hohen Reinheitsgrades nur durch das Flotationsverfahren möglich.

Die Erläuterung der Flotation des Flußspates soll am Beispiel eines südafrikanischen Vorkommens erfolgen /124/.

Auf dem Gebiet der Farm Kromdraai im Distrikt Cullinan, ca. 100 km nordöstlich der Landeshauptstadt Pretoria, wird seit 1965 Flußspat im Tagebau gewonnen. Der Flußspat tritt hier gemeinsam mit Hämatit (Eisenglanz) und Limonit (Brauneisenstein) in oberflächennahen Lagern unterschiedlicher Schichtdicke und Konzentration auf. Die Flußspat-Eisenerz-Mineralisation liegt hier sog. Rooiberg-Felsiten auf, die aus feinkristallinen dichten Vulkaniten bestehen, welche mit Tuffen und Agglomeraten assoziiert sind. Man unterscheidet einmal ein Reicherz mit 60 - 70% CaF_2 , welches überwiegend an Kluftzonen gebunden ist und als Hüttenpat durch Handklaubung direkt gewonnen wird, und ein Armerz mit 20 - 40% CaF_2 , welches durch Flotation zu Säurespat für die chemische Industrie auf 97% CaF_2 angereichert wird.

Die jährliche Rohförderung liegt zwischen 200000 t und 250000 t, die zu ca. 70000 t Säurespat und 20000 t Hüttenpat verarbeitet werden.

Den Abbau dieser Lagerstätte betreibt die Vergenoeg-Mining Comp., eine Tochtergesellschaft der Bayer AG, Leverkusen.

Solche, wie oben beschriebene Flußspatvorkommen mit hohem Anteil an Hämatit und Limonit werden im allgemeinen nach dem in Abb. 51 aufgeführten Flotationsschema aufbereitet.

Das im Tagebau bereits auf eine Korngröße $< 10 - 20$ mm vorzerkleinerte Mineral wird dem Flotationsbunker (1) auf-

gegeben. Dieser ist so ausgelegt, daß eine genügend große Pufferung zwischen Grube und Aufbereitung gewährleistet ist. Über ein Aufgabeband wird die nachfolgende Kugelmühle (2) kontinuierlich beschickt. Die Mühle arbeitet im Kreislauf mit einem Klassierzyklon (3). Hier erfolgt die Klassierung des gemahlten Rohspates bei ca. 0,3 mm. Das Grobkorn >0,3 mm

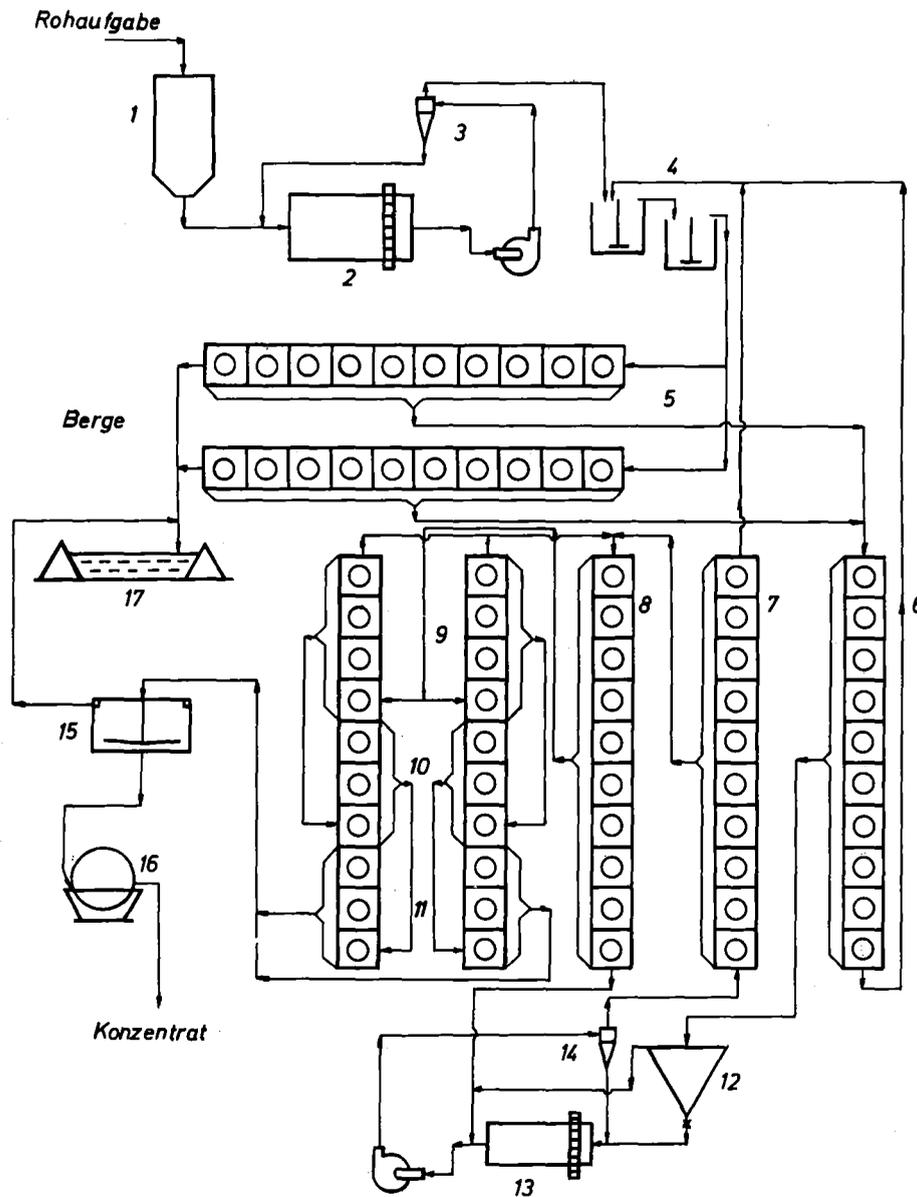


Abb. 51: Schema einer Flotationsanlage für Flußspat-Hämatit-Erze /120/

wird im Zyklonunterlauf ausgetragen und zur Mühle rückgeführt; der Zyklonüberlauf (flotationsfähiges Feinkorn $< 0,3$ mm) den beiden hintereinander geschalteten Konditioniergefäßen (4) aufgegeben.

Im ersten Konditionierer wird der Trübe Natriumsilikat als dispergierendes Reagenz für den Feinschlamm und Soda zur Einstellung des pH-Wertes aufgegeben. Der für die Flotation dieses Rohspattyps günstigste pH-Wert liegt im Bereich von 7,0 bis 8,0. Im zweiten Konditionierer wird als Sammlerreagenz für CaF_2 Ölsäure zugesetzt. Die Vorflotation erfolgt in zwei parallel geschalteten Flotationsbänken (5) mit je 10 Rührwerksflotationszellen. Hier werden die Berge mit ca. 4 - 6% CaF_2 abgeschieden und dem Klärteich (17) zugepumpt. Die gewonnenen Vorkonzentrate werden in einer weiteren Flotationsbank (6) nachgereinigt, die Abgänge zur Konditionierung zurückgeführt. Vorflotation und Nachreinigung müssen so gefahren werden, daß das ausgetragene Schaumprodukt möglichst wenig Schlamm- und Feinsthämatitanteile enthält, da diese beim nachfolgenden Feinkornflotationsprozeß stören würden.

Das Schaumprodukt wird nach weiterer Zugabe von Natriumsilikat und Soda über eine Eindickspitze (12) aufkonzentriert der Nachmahlung (13) aufgegeben. Die hier eingesetzte Kugelmühle arbeitet im Kreislauf mit einem Klassierzyklon (14), dessen Trennschnitt bei etwa 0,06 bis 0,075 mm liegt. Das Grobkorn wird der Mühle wieder aufgegeben und das Feinkorn der Flotationsbank (7) zugeführt.

Durch Zugabe von Ölsäure in die Kugelmühle setzt bereits im Mahlprozeß eine selektive Flockung des Flußspates ein. Diese Flockung ist Voraussetzung für eine Anreicherung auf 97% CaF_2 in den nachfolgenden Reinigungsstufen.

Die Nachreinigung des Feinkornes erfolgt in 5 Reinigungsstufen (7 - 11), in denen jeweils die Schaumprodukte der vorhergehenden Stufe der nachfolgenden zufließen. Wesentlicher Bestandteil der Nachreinigungen ist die wiederholte Umflockung zur Freisetzung eingeschlossener Eisenoxidteilchen. Die Abgänge der ersten Reinigungsstufe (7) werden

über die Konditionierer (4) wieder dem Grobkornkreislauf zugeführt. Mit den Abgängen der vier weiteren Feinkornreinigungsstufen wird der Nachmahlkreislauf beaufschlagt.

Die Entwässerung des Fertigkonzentrates erfolgt über einen Eindicker und Vakuumtrommelfilter. Der Eindicker kann beim vorliegenden Flotationsverfahren neben seiner eigentlichen Aufgabe (Eindickung der Flotationskonzentrate, Abstoßen von Klarwasser) als Reinigungsstufe angesehen werden, da der selektiv geflockte Flußspat im Eindicker absinkt und der im Wasser noch feinstverteilte Hämatit bzw. Limonit im Überlauf mit dem Wasser abläuft.

Die chemische Industrie setzt den so gewonnenen Flußspat in Drehrohröfen mit Schwefelsäure zu Flußsäure und Anhydrid um.

9.3 Flotation von vorangereichertem Schwerspat

Schwerspat ($BaSO_4$) ist das wichtigste Bariummineral. Er tritt in der Natur in Form von weißen, rhombischen Kristallen in Gängen und Lagern zusammen mit z.B. Quarz, Bleiglanz, Zinkblende und Flußspat auf. Schwerspat ist ein säure- und laugenbeständiges Mineral. Er wird in der Farben- und Lackindustrie wegen seines hohen Weißgehaltes als Pigment eingesetzt. In der Papierindustrie findet $BaSO_4$ z.B. als Füll- bzw. Glanzstoff Verwendung. Wegen seiner hohen Dichte und der relativ hohen Kernladungszahl des Bariums werden aus $BaSO_4$ Röntgenkontrastmittel und Abschirmmaterialien hergestellt.

Da für diese Anwendungsbeispiele die Feinstvermahlung von natürlichem Schwerspat meist nicht ausreicht, wird $BaSO_4$ in großen Mengen chemisch hergestellt. Natürlicher Schwerspat wird hierbei zunächst durch Glühen mit Kohle zum Bariumsulfid reduziert. Dieses wird in Salzsäure gelöst und das Bariumsulfat durch Zufügen von Natrium- oder Magnesiumsulfat ausgefällt.

Bei der unten beschriebenen Schwerspatflotation handelt es sich um eine Anlage, die ausschließlich vorangereicherte Rohspäte verarbeitet. Die BaSO_4 -Gehalte der Flotationsaufgabe liegen mit ca. 80 - 90% schon relativ hoch. Um die erforderliche Anreicherung der Konzentrate auf ca. 98% BaSO_4 zu erreichen, ist daher nur eine verhältnismäßig kleine Flotationsanlage mit wenigen Reinigungsstufen notwendig. Als unerwünschte Bestandteile im Fertigungskonzentrat sind neben SiO_2 besonders Schwermetallverbindungen zu betrachten, da diese die weitere chemische Verarbeitung behindern.

Die einzelnen Rohspatsorten werden, soweit sie in der Kornfraktion 0 - 18 mm vorliegen, über ein Aufgabeband der als Stabmühle ausgeführten Trommelmühle (Abb. 52, Pos. 1) aufgegeben. Grobstückiges Aufgabegut wird vor-

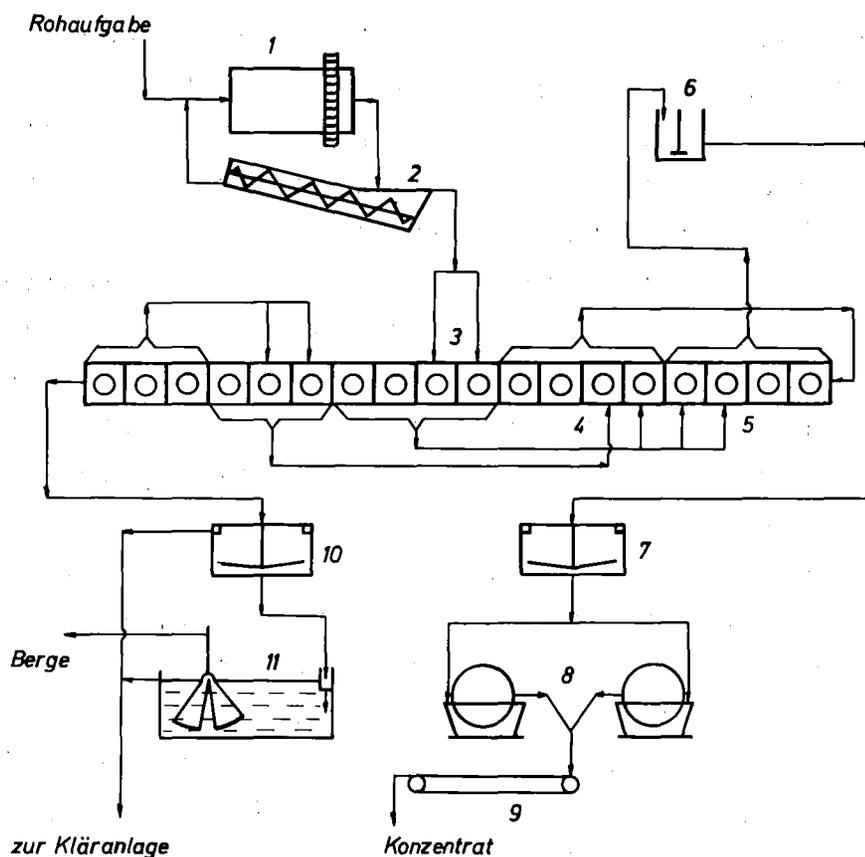


Abb. 52: Schema einer Flotationsanlage für vorangereicherten Schwerspat

her in einer Prallmühle auf die erforderliche Aufgabekorngröße vorzerkleinert. Die Durchsatzmenge wird über eine Bandwaage kontinuierlich gesteuert. In der Stabmühle, die im geschlossenen Kreislauf mit einem Spiralklassierer (2) arbeitet, erfolgt die Aufmahlung des Rohspates auf Flotationsfeinheit.

Am Überlauf des Spiralklassierers werden der Aufgabetrübe Flotationsreagenzien zugesetzt: Natronlauge zur pH-Einstellung, Natron-Wasserglas als Drücker für SiO_2 und ein Teil der notwendigen Sammlerreagenzien, z.B. Tallöl, AERO-Prometer 825 bzw. 845 für BaSO_4 /52/.

Die Flotation besteht aus einer Flotationsbank von 18 doppelseitig austragenden Krupp-Flotationszellen. Diese sind unterteilt in Vorflotation (3) sowie in eine 1. bzw. 2. Nachreinigungsstufe (4, 5).

Über eine Schlammpumpe wird die Aufgabetrübe den Vorflotationszellen aufgegeben. Die ausgeschwommenen Vorkonzentrate der ersten Vorflotationszellen werden zur weiteren Anreicherung der 1. bzw. 2. Nachreinigungsstufe zugeführt, die je nach Betriebserfordernissen mit unterschiedlicher Zellschaltung gefahren werden kann. Das Schaumprodukt der letzten Vorflotationszellen (scavenger) kann nicht direkt der Nachreinigung zugeführt werden, sondern durchläuft nochmals den zweiten Block der Vorflotation.

Der von den 4 Flotationszellen der 2. Nachreinigung (5) ausgetragene Schaum (Fertigkonzentrat) wird nach chemischer und mechanischer Schaumzerstörung (6) in den Konzentrat-eindicker (7) eingeleitet. Aus diesem wird die eingedickte Konzentratrübe über Pumpen auf zwei Vakuum-Trommelfilter (8) verteilt. Das hier auf eine Endfeuchtigkeit von ca. 8% entwässerte BaSO_4 -Konzentrat wird zur Weiterverarbeitung an die chemische Industrie abgegeben.

Die Flotationsberge mit einem BaSO_4 -Gehalt von ca. 10 bis 20% werden zur Entwässerung in einen Eindicker (10) gepumpt. Der feststoffreiche Eindickerunterlauf kann in Absetzgruben (11) nachentwässert und auf Halde gefahren werden. Das gesamte Klarwasser wird in die Kläranlage eingeleitet.

10. NICHTRADIOMETRISCHE MESSVERFAHREN FÜR DEN EINSATZ IN FLOTATIONSKREISLÄUFEN

Die Flotation ist ein kontinuierliches Trennverfahren mit hohem Materialdurchsatz, dessen ungestörter Ablauf wesentlich von der Zusammensetzung und Menge des Aufgabegutstromes abhängt. Unvermeidliche Änderungen in der Aufgabe werden z.B. durch Nachdosieren von Chemikalien und Luft oder durch Änderung der Trübedichte zwischen den Zellen ausgeglichen. Eine Anzahl von möglichst kontinuierlich arbeitenden Meßgeräten überwacht dabei die Einhaltung vorgegebener Parameter. Im folgenden wird eine Auswahl von Meßverfahren vorgestellt, die auf nichtradio-metrischer Grundlage arbeiten.

10.1 Durchflußmessung

Die einfachste, in kleinen Flotationsanlagen noch betriebene Art der Trübe-Mengenmessung wird von Hand durchgeführt, indem man den Trübestrom mittels Meßgefäß und Stoppuhr bestimmt.

Heute werden, vor allem in großen Flotationsanlagen, Durchflußmeßgeräte eingesetzt. Die üblichen Meßverfahren zur Durchflußmessung, wie z.B. die Messung mittels Normblenden oder Venturirohren, sind hierfür nicht anwendbar, da die Meßorgane in kurzer Zeit verschleifen würden.

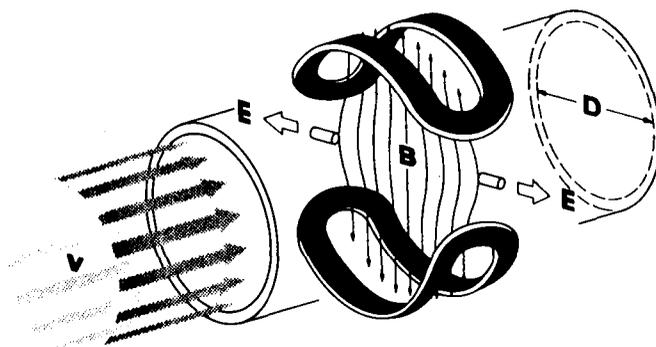


Abb. 53: Meßprinzip eines induktiven Durchflußmessers

Eine sichere Durchflußmessung von Feststoff-Flüssigkeitsgemischen gestattet das nach dem Faraday'schen Induktionsprinzip arbeitende, induktive Meßverfahren (Abb. 53) Bei diesem Verfahren wird in die Rohrleitung eine Meßstrecke mit gleichem Nenndurchmesser eingebaut. Je nach Art der Trübe kann die Wandung der Meßstrecke mit einem abrieb- oder korrosionsfesten Material ausgekleidet werden. Außen an der Meßstrecke ist ein Spulenpaket angeordnet, in welchem ein elektromagnetisches Feld erzeugt wird, dessen Kraftlinien radial durch die Rohrleitung führen. Die durch die Rohrleitung strömende Trübe erzeugt in diesem Feld eine Induktionsspannung proportional zur Strömungsgeschwindigkeit. Diese Spannung wird durch zwei Elektroden, welche durch die Rohrwandung geführt sind, abgegriffen. Dieses Meßsignal für die Geschwindigkeit wird mit dem Rohrquerschnitt multipliziert und direkt auf den Mengenstrom geeicht.

Die Messung des Betriebswassers sowie z.T. auch die Dosierung von Reagenzien erfolgt in Flotationsanlagen meist nach dem Schwebekörperverfahren (Rotameter). Dieses Verfahren beruht auf dem Auftrieb von Körpern in einem strömenden Medium. Das zu messende Medium strömt in einem senkrecht stehenden Glasrohr von unten nach oben. Jede Veränderung der Höhenlage des Schwebekörpers entspricht einer bestimmten Strömungsgeschwindigkeit und somit bei konstantem Durchmesser auch der Durchflußmenge. Da Dichte und Zähigkeit des Mediums von großem Einfluß sind, müssen Schwebekörperdurchflußmesser mit dem zu messenden Medium geeicht werden.

Für die Messung der vorzerkleinerten Roherzmillenaufgabe werden verschiedene Typen von automatischen Bandwaagen eingesetzt. Eine neuere Entwicklung ist ein sog. Schüttstrommesser, dessen Meßprinzip in Abb. 54 dargestellt ist. Hierbei fällt der Materialstrom auf eine geneigte Prallplatte, deren horizontale Schubkraft das direkte Maß für den Mengen-

strom darstellt. Senkrecht wirkende Gewichtskräfte, wie z.B. das Systemgewicht selbst oder Anbackungen, sollen keinerlei Auswirkung auf die Meßkraft haben.

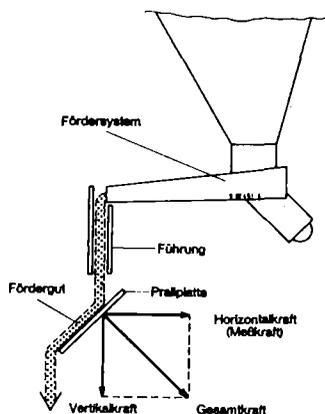


Abb. 54: Meßprinzip eines Schüttstrom-Messers /126/

10.2 Dichtemessung

Eine einfache Methode der Dichtemessung von Trüben in Flotationsanlagen ist die Handmessung, bei der man ein auf 1 Liter geeichtes Gefäß mit Trübefüllung wiegt. Nach Abzug des Gefäßgewichtes erhält man unmittelbar die Trübedichte. Daraus kann man dann die benötigten Werte wie z.B. den Feststoffgehalt berechnen, wenn das spez. Gewicht des Feststoffes bekannt ist. Die Handmessung hat u.a. den Nachteil, daß sie nicht kontinuierlich durchzuführen ist.

Für eine kontinuierliche Dichtemessung hat sich als nicht-radiometrisches Verfahren besonders die pneumatische Meßmethode nach dem Durchperlverfahren bewährt (Abb. 55)

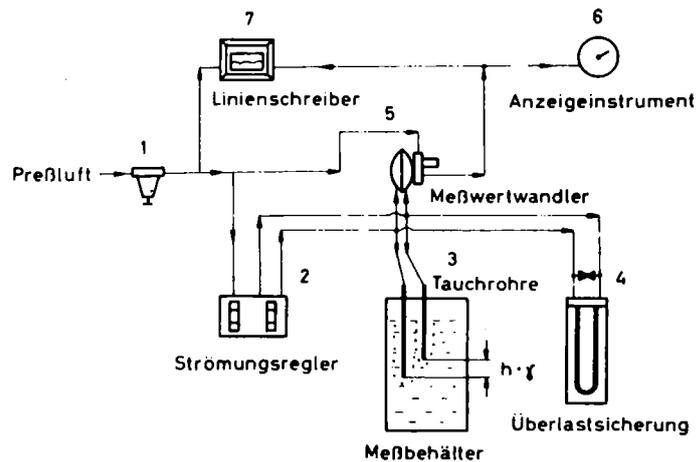


Abb. 55: Dichtemessung nach dem Durchperlverfahren /127/

In dem Behälter (3) (z.B. Konditionierer), welcher die Trübe enthält, werden zwei Tauchrohre mit unterschiedlicher Eintauchtiefe angeordnet. Durch diese Tauchrohre fließt ein Druckluftstrom, der von einer Druckluftquelle (1) über den Doppelströmungsregler (2) mit konstantem Durchfluß eingeführt wird. Die Luft entspannt sich in Form von Einzelblasen durch die zu messende Trübe in die Atmosphäre. In den beiden Tauchrohren stellt sich eine Druckdifferenz ein, welche dem spez. Gewicht der Trübe proportional ist. In einem Meßwertwandler (5) wird diese Druckdifferenz verstärkt und in einem Anzeigegerät (6) bzw. in einem Schreiber (7) zur Anzeige und Registrierung gebracht. Eine Überlastsicherung (4) dient als Schutz für den Meßwertwandler gegen Überlastungen, die in der Hauptsache durch Verstopfungen eines der beiden Tauchrohre auftreten können.

Ein weiteres Gerät, welches nach dem Prinzip des pneumatischen Durchperlverfahrens arbeitet, wird in Abb. 56 dargestellt. Bei diesem Gerät wird die Dichtemessung mit einer Durchflußregelung kombiniert.

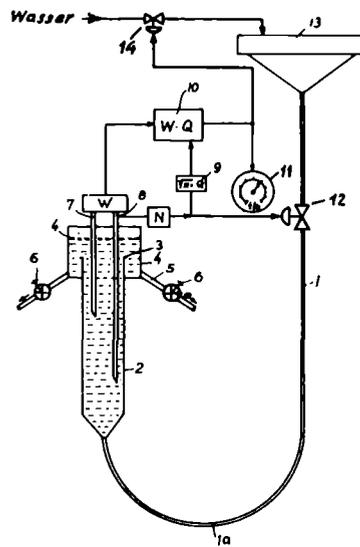


Abb. 56: Dichte- und Durchflußmeßeinrichtung /127/

Die gesamte Trübemenge fließt durch die Rohrleitung (1) und durch die Meßstrecke (2) über die Überlaufkante (3) in den erweiterten Kragen der Meßstrecke (4). Am Umfang dieser Meßstreckenerweiterung befinden sich Abflußrohre (5), die z.B. in Flotationsanlagen einzelne Zellenbatterien beschicken können. In diesen Abflußrohren sind fest einstellbare Regelventile angeordnet. Diese gestatten es, mit Hilfe eines nachgeschalteten Meßbehälters einen gewünschten Durchfluß einzustellen. In die Meßstrecke ragen zwei Tauchrohre (7) und (8) für die Dichtemeßeinrichtung hinein, welche nach dem Durchperlverfahren über eine Meßanordnung (W) einen Meßwert proportional zur Dichte liefern. Am Tauchrohr (8) wird außerdem durch die Meßeinrichtung (N) das Niveau in dem Überlaufkragen der Meßstrecke (4) gemessen. Dieser Niveaumeßwert steht infolge der fest eingestellten Querschnitte in den Ventilen (6) in einem quadratischen Verhältnis zur Summe aller Durchflüsse durch die Rohre (5). In einer Radziereinrichtung

wird der für den Gesamtdurchfluß repräsentative Meßwert in eine lineare Beziehung zum Durchfluß gebracht. Über eine Recheneinheit (10) werden die Meßwerte für Dichte und Menge ausgewertet. Unterhalb des Zulaufbehälters (13) befindet sich ein Regelventil (12). Dieses hält das Niveau im Teil (4) der Meßstrecke konstant und damit auch den Gesamtdurchfluß durch alle Ventile (6). Im Behälter (13) kann Wasser zugesetzt werden, dessen Menge mit dem Regelventil (14) in Abhängigkeit von dem erwünschten Feststoffdurchfluß geregelt wird.

Die Bestimmung des Massenstromes bei magnetischen und magnetisierbaren Erztrüben kann mit einer induktiven Durchflußmessung nicht durchgeführt werden. In diesem Fall kann die Bestimmung des Massenstromes z.B. durch das in Abb. 57 dargestellte diskontinuierlich arbeitende Wägesystem erfolgen.

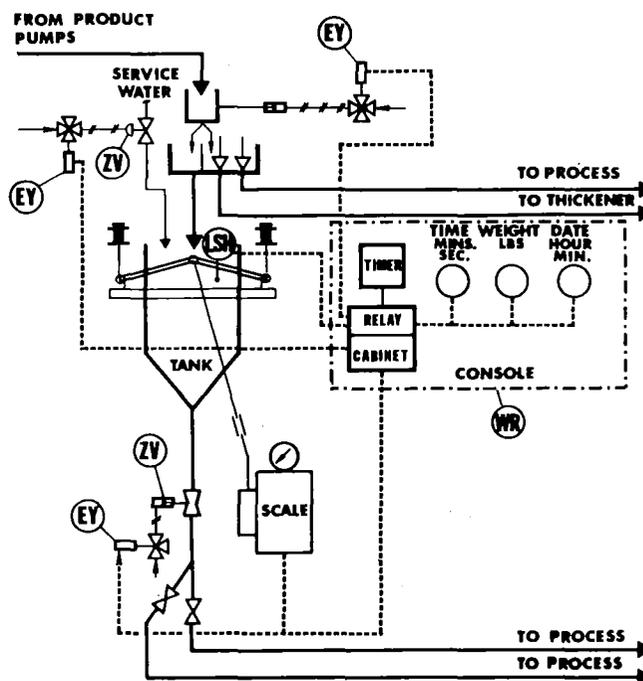


Abb. 57: Diskontinuierliches Wägesystem für Eisenerztrüben /128/

Hierbei wird die in einem Tank einlaufende Trübe automatisch gewogen (Dichtebestimmung) und über die Zeit, die der Trübestrom zur Füllung des geeichten Tanks benötigt, auf den Mengenstrom umgerechnet. Die übrigen hier dargestellten Einheiten dienen der Steuerung des Wägesystems und der Regelung des Trübestromes.

10.3 pH-Messung

Von großer Wichtigkeit für das Flotationsverfahren ist die Messung und Einhaltung eines bestimmten pH-Wertes. Zur Messung werden hauptsächlich Handmeßverfahren mit Indikatorpapier sowie tragbare Handmeßgeräte eingesetzt. Ist jedoch eine kontinuierliche pH-Messung am Trübestrom durchzuführen, so müssen spezielle Meßsonden, die unempfindlich gegen Verschleiß und Verschmutzungen sind, eingesetzt werden. Eine solche robuste Ausführung für den Einsatz unter extremen Bedingungen in Rührbehältern und Rohren bei hohen Strömungsgeschwindigkeiten ist in Abb. 58 dargestellt.

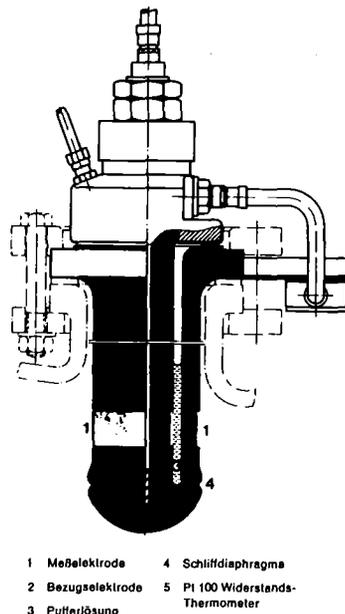


Abb. 58: pH-Wert Meßsonde zum Einsatz in Rührbehältern und Rohren /126, 129/.

Das äußere Rohr trägt eine Glasemailmeßelektrode, deren metallische Ableitung einschließlich der Verbindung zum Klemmenkasten im Email eingebettet ist. Auf dem konzentrisch zum Außenrohr verlaufenden Innenrohr sitzt eine gleichartig aufgebaute Glasemailbezugselektrode. Das Innenrohr ist mit dem Außenrohr über ein Schlifffdiaphragma verbunden, welches die Verbindung zwischen Produkt und Bezugsflüssigkeit herstellt. Über das eingebaute Thermo-element ist eine direkte Temperaturkompensation möglich.

10.4 Sonstige Meßverfahren

In großen Flotationsanlagen mit einer Vielzahl von Trübe-pumpen ist die automatische Überwachung der Pumpensümpfe wichtig, da überlaufende Pumpensümpfe große Störungen im Ablauf des Flotationsprozesses verursachen. Grenzstände in Pumpensümpfen lassen sich recht einfach mit Widerstandsmeßgeräten überwachen /130/. Hierbei ist es wichtig, daß die Isolierung zwischen Sondenspitze und geerdetem Behälter besonders sorgfältig ausgeführt wird.

In der Flotation Meggen erfolgt z.B. die Überwachung der Feststoffmengen in den Eindickern nach einer besonderen Druckmeßmethode. Hierbei wird eine kleine Menge Wasser in den Unterlauf des Eindickers gespült und der Gegendruck gemessen (Abb. 59). Auf diese Weise ist das mittlere spez. Gewicht des Eindickerinhaltes festzustellen. Vorteilhaft ist bei diesem Meßverfahren, daß die Druckmessung im klaren Wasser und nicht im Schlamm durchgeführt werden kann. Es wird eine Meßgenauigkeit von ± 50 t bei ca. 800 t Eindickergesamtinhalt erreicht, was für den praktischen Betrieb völlig ausreicht /130/.

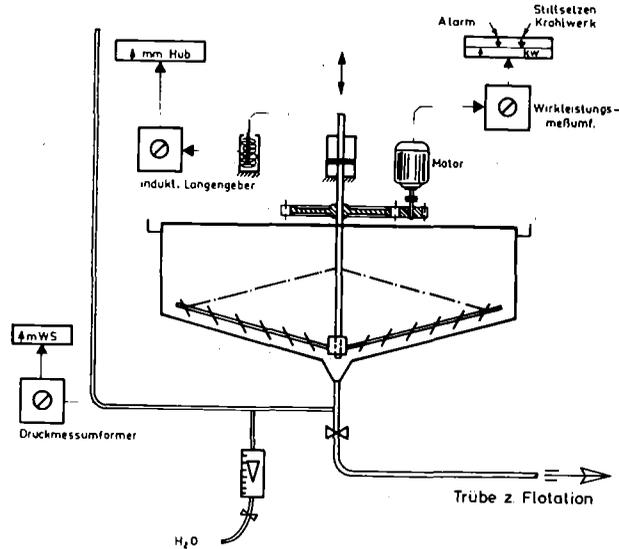


Abb. 59: Überwachung eines Eindickers /130/

Die Überwachung des Drehmomentes der Eindickerwelle kann, wie Abb. 59 zeigt, über eine Wirkleistungsmessung des Krählwerk-Antriebmotors erfolgen; die Stellung des Krählwerkes wird durch eine am Hubwerk angebrachte induktive Längenmessung überwacht.

Eine konstante Kornverteilung in der Flotationsaufgabe ist eine wichtige Einflußgröße für ein optimales Flotationsergebnis. Sie ist u.a. abhängig von der Beaufschlagung des Mahlsystems und kann sich durch unterschiedliche Mahlbarkeit des Ausgabegutes stark ändern. Mit dem sog. Power Sonic 330 System /131/ soll es ohne direkten Kontakt zum Prozeß möglich sein, die Mühlenbeaufschlagung kontinuierlich über die Leistungsaufnahme des Mühlenmotors zu regeln. Hierbei wird der Schallpegel, der in meßbaren Verhältnissen zur Mühlenbeladung auftritt, in das Regelsystem einbezogen.

Zur kontinuierlichen Partikelmessung der Aufgabetrübe werden Geräte, bei denen die Ultraschallschwächung zur Messung von Teilchengrößen verwendet wird, wie z.B. die PSM-Systeme /132, 133, 134/, beschrieben. Bei diesen Geräten wird die zu ana-

lystrierende Trübe zur Beseitigung von Luftblasen zunächst evakuiert und dann über einen Bypass der Meßanordnung, in der zwei Ultraschallgeber und zwei Empfänger in Strömungsrichtung hintereinander angeordnet sind, zugeführt. Eine Frequenz ist so gewählt, daß sie nur von der Konzentration der Partikel (Trübedichte) gedämpft wird, während die andere sowohl auf eine Schwächung durch die Dichte als auch auf eine Änderung der Partikelgröße anspricht. In einem elektronischen Rechnersystem werden die jeweiligen Signale verglichen und nach Feststoffgehalt und Korngrößenverteilung ausgewertet.

10.5 Probenahme am Materialstrom

Die einfachste und heute z.T. noch betriebene Art der Probenahme ist eine Entnahme von Handproben in gleichen Zeitabständen aus dem Materialstrom. Diese Probenahme ist in der Praxis aber nicht unbedingt zuverlässig; deshalb finden in zunehmendem Maße automatische Probenehmer Verwendung.

An Transportrinnensystemen oder Bandabwürfen werden mechanische Probenehmer wie z.B. der in Abb. 60 dargestellte Pendelklappen-Probenehmer eingesetzt. Über ein Schaltmagnet mit Hebelsystem wird in festgelegten Zeitabständen eine Pendelklappe betätigt, welche den Materialstrom kurzfristig einem Probeteilersystem zuführt. Durch dieses System wird die Probemenge so weit reduziert, daß sie im Labor gehandhabt werden kann. Diese automatische Bandprobenahme wird in Flotationsanlagen bei der Bemusterung des vorzerkleinerten Rohminerals, z.B. Mühlenaufgabe, eingesetzt.

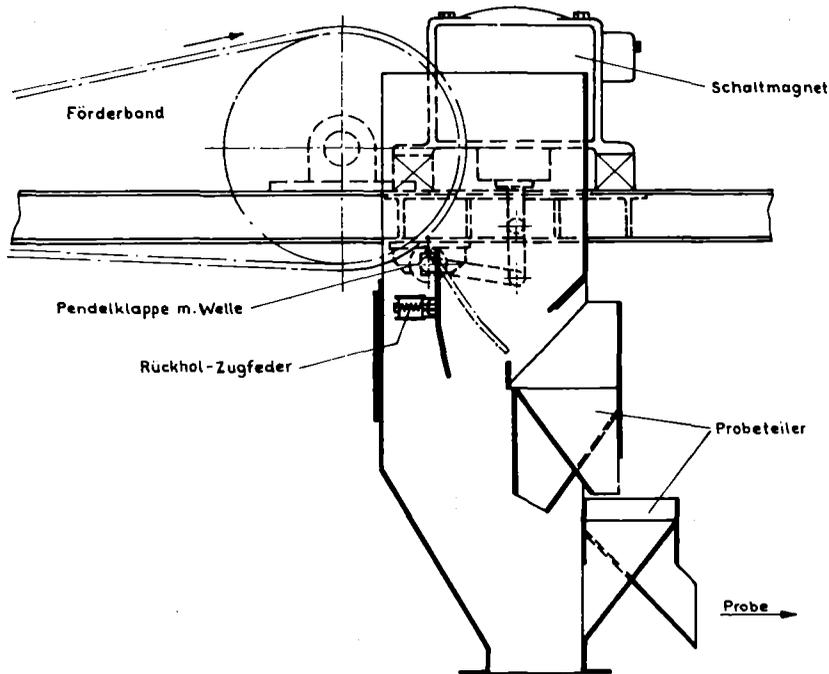


Abb. 60: Pendelklappen-Probenehmer /135/

Der in Abb. 61 dargestellte Probeschöpfer kann für die Bemusterung von Roherz und Trübeströmen eingesetzt werden, wie z.B. im Aufgabetrübestrom oder bei den Flotationsabgängen. Mit einem Schöpflöffel wird bei jeder Umdrehung eine bestimmte Probemenge aus dem Materialstrom entnommen und durch eine Hohlwelle abgeführt. Durch Drehzahländerung ist die Probemenge einstellbar.

Eine brauchbare Bemusterung von Trüben ist auch mit dem sog. Prisma-Probenehmer (Abb. 62) möglich. Er besteht aus einem liegenden, allseitig geschlossenen hohlen Prisma, an das unten ein Entnahmerohr angeschweißt ist. In den beiden, dem Rohranschluß gegenüber liegenden Seitenwänden des Prismas befinden sich Löcher, welche dauernd einen Bruchteil der über das Prisma strömenden Trübe abziehen. Dieser Teilstrom wird durch das Entnahmerohr entweder zwecks weiterer Unterteilung zu einem weiteren Prisma oder in den Probebehälter geführt.

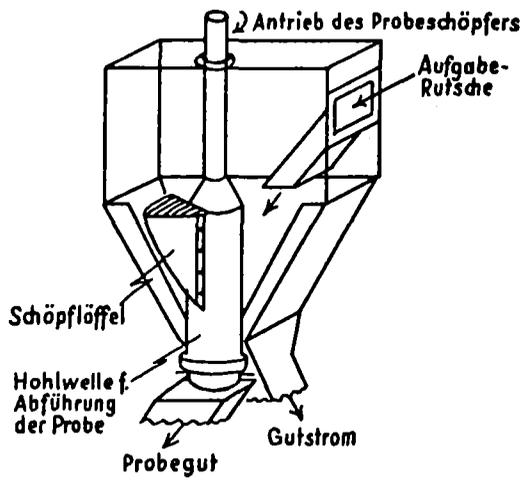


Abb. 61: Probeschöpfer /2/

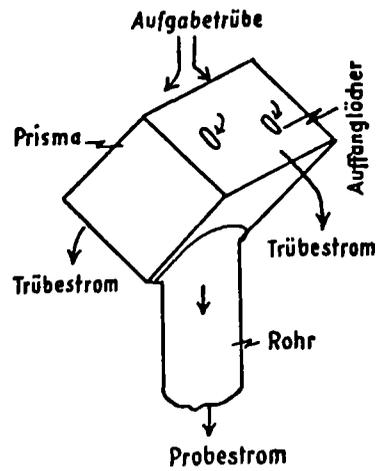


Abb. 62: Prisma-Probenehmer /2/

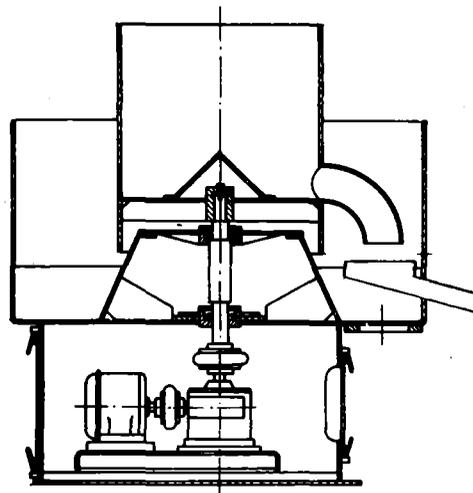


Abb. 63: Trübe-Probenehmer /135/

Weit verbreitet sind Probenehmer, bei denen der Trübestrom in einen, mit einem Auslaufrohr versehenen, rotierenden Behälter gegeben wird (Abb. 63). Bei jeder Umdrehung wird

von einem fest angebrachten Entnahmearm eine bestimmte Probemenge aus dem Trübestrom entnommen.

10.6 Mineralanalyse

Die analytische Überwachung auf Nutzmineral und Gangart in Flotationsaufgabe, Bergen und Konzentraten ist von grundlegender Bedeutung für den gesamten Flotationsablauf. Die z.T. sehr zeitaufwendige naßchemische Analyse wird heute durch die Röntgenfluoreszenzanalyse (RFA) weitgehend ersetzt.

Verwendung finden dabei vor allem disperse konventionelle Mehrkanalröntgenspektrometer (MRS) mit Anregung durch eine Röntgenröhre. Je nach Energie der primären Röntgenstrahlung werden die verschiedenen Atome der zu analysierenden Probe angeregt und emittieren anschließend ihre charakteristische Röntgenfluoreszenzstrahlung. Zur qualitativen wie auch zur quantitativen Analyse eines einzelnen Elements wird die Energie bzw. Intensität einer geeigneten Fluoreszenzlinie mit speziellen Detektoren gemessen. Die Anwendung der Röntgenfluoreszenzanalyse hängt weitgehend von der Erstellung der Eichkurven ab. So hat man z.B. in der Bleiglanz-Zinkblende-Pyrit-Flotation in Meggen fast ein Jahr experimentiert, um für alle in der Flotation wichtigen Proben verlässliche Eichkurven zu finden /136/. Die relativ zeitaufwendige und schwierige Probenvorbereitung ist ein gewisser Nachteil dieser Methode.

In der Flotation Meggen ist z.B. ein Siemens 5-Kanal-Röntgenspektrometer eingesetzt. Mit diesem Gerät können innerhalb einer Minute gleichzeitig die Blei-, Zink-, Schwefel- und Eisengehalte der präparierten Probe bestimmt werden. Die zu analysierenden Proben werden von Hand gezogen, getrocknet und bevor sie bestimmt werden, in Aluminiumkapseln zu Tabletten gepreßt. Da die Genauigkeit des Ergebnisses von der Dichte dieser Tabletten abhängt, erfolgt das Pressen unter

genau einzustellendem Preßdruck und Preßzeit. In Meggen wird z.B. mit einem Preßdruck von 800 kp/cm^2 und einer Preßzeit von einer Minute gearbeitet /136/.

In Flotationsanlagen, in denen Konzentrate mit hohem Nutzmineralgehalt gewonnen werden, wie z.B. in einer Schwespat-Flotation mit ca. 98% BaSO_4 , ist es notwendig, die Proben zu verdünnen, da bei derartig hohen Konzentrationen die Eichung nicht mehr möglich ist. Im Gegensatz zur üblichen Probenherstellung durch Pressen von Tabletten, wird hier mit einer Boraxschmelze gearbeitet.

Nachteil des beschriebenen RFA-Verfahrens ist, trotz wesentlicher Zeiteinsparung gegenüber der naßchemischen Analyse, die durch die notwendige Probenpräparation hervorgerufene Zeitverzögerung zwischen Probenahme und Analyseergebnis.

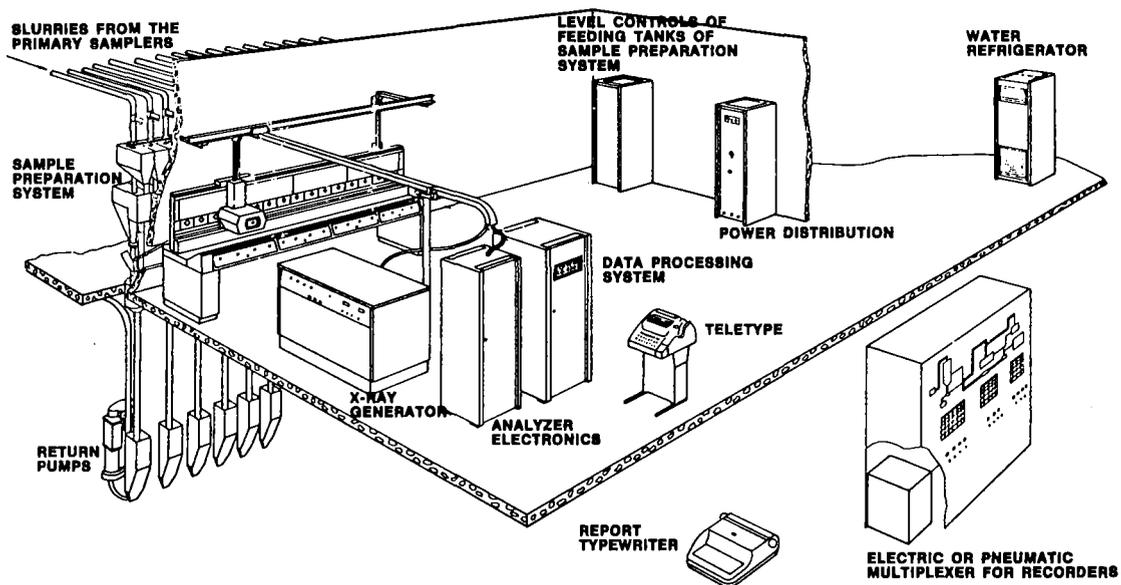


Abb. 64: Courier 300 on-stream analysis system /137/

Um diese Zeitverzögerung zu reduzieren, wurde z.B. das in Abb. 64 dargestellte, auf RFA-Basis arbeitende, on-stream-Analysensystem entwickelt, welches direkt am Trübestrom angeschlossen ist.

Der Courier 300 ist im Prinzip ein kontinuierlich arbeitendes Probenahmesystem mit diskontinuierlicher Analyse auf Röntgenfluoreszenzbasis. Von verschiedenen Probenahmestellen in der Flotationsanlage wird der Probestrom über Pumpen und Rohrleitungen zu einer Batterie von Probezellen im Meßraum geführt. Ein beweglicher Meßkopf mit Röntgenröhre und nichtdispersivem Analysenteil fährt in vorgegebenen Zeitabständen die einzelnen Zellen ab und bestimmt quasikontinuierlich die Elementgehalte der einzelnen Trübestrome.

11. ANWENDUNG DER RADIONUKLIDTECHNIK IN DER FLOTATION

11.1 Radiometrische on-line Meßverfahren

Die Radiometrie umfaßt alle Meßverfahren, die radioaktive Strahlung oder emittierte Teilchen zur Bestimmung von System- und Materialeigenschaften benutzen. Als Strahlungsquelle werden heute vornehmlich Radionuklide verwendet. Sie bieten u.a. den entscheidenden Vorteil, in kleiner Abmessung leicht transportabel und frei von elektrischer und elektronischer Ausrüstung zu sein. Daß sie nicht abschaltbar sind, zeigt sich bei der praktischen Verwendung nur als geringer Nachteil. Als Strahlungsdetektoren werden für den industriellen Einsatz robuste, staub- und feuchtigkeitsdicht gekapselte Geiger-Müller-Zählrohre, Ionisationskammern und Proportionalzählrohre verwendet.

Radiometrische Verfahren finden heute in der Rohstoffsicherung verbreitete Anwendung, da es sich vornehmlich um berührungslose Meßverfahren handelt. Dabei wird entweder die Schwächung radioaktiver Strahlung beim Durchgang durch Materie ausgenutzt (Füllstand, Dichte) oder die Wechselwirkung

mit der Materie in Form von Streuung oder Anregung von Sekundärstrahlung z.B. zur Bestimmung von Feuchte oder Elementgehalt. Die fortschrittlichste Entwicklung auf diesem Gebiet dürfte heute die Verwendung von Tauchsonden in der Flotation sein, die als kontinuierliche Meßwertgeber das erste Glied in der automatischen Prozeßsteuerung darstellen. Im folgenden werden einige der radiometrischen Verfahren näher beschrieben, die in der Erzaufbereitung häufig Anwendung finden, oder dafür speziell entwickelt wurden.

11.1.1 Füllstandsmessung

Die zu überwachenden Behälter wie z.B. Pumpensümpfe und Rohmineralbunker werden in Höhe des gewünschten Füllstandes mit einer sog. Gammaschranke versehen.

Die von einem radioaktiven Präparat (z.B. Co-60; Cs-137) ausgehende Gammastrahlung durchdringt die Behälterwandungen und erreicht den auf der gegenüberliegenden Seite angeordneten Detektor; heute üblicherweise wegen ihrer robusten Bauweise Ionisationskammern oder Geiger-Müller-Zählrohre. Der Detektor registriert nur dann die von der Quelle ausgesandte Strahlung, wenn die Füllhöhe im Behälter unter die Ebene Detektor-Quelle absinkt. Über eine geeignete elektronische Verstärkung und eine Ein/Aus-Relaisschaltung wird die Konstanthaltung der Füllhöhe erreicht.

Eine kontinuierliche Füllstandsüberwachung ist entweder mit einer Anordnung von mehreren Quellen und zugehörigen Detektoren oder aber mit nur einer Quelle und mehreren Detektoren, die in bestimmten Abständen am Behälter angebracht sind, möglich. Auch eine kontinuierliche Höhenverschiebung von Quelle und/oder Detektor findet Verwendung.

11. 1.2 Dichtemessung

Die unter 10.2 beschriebenen konventionellen Dichtemeßverfahren werden heute zunehmend von der radioaktiven Dichtemessung verdrängt, da diese eine einfache und genaue Über-

wachung der Dichten einzelner Trübeströme in Flotationsprozessen ermöglicht. Die Dichtemessung kann mit diesen Meßgeräten unmittelbar an Rohrleitungen durchgeführt werden. In Verbindung mit einer induktiven Durchflußmeßeinrichtung ist eine kontinuierliche Mengenstrombestimmung möglich.

Die Messung der Dichte einer Trübe mittels Kernstrahlung beruht auf der Adsorption von Gammastrahlung durch die Trübe. Die relative Intensitätsänderung der Gammastrahlung ist der Dichteänderung des durchstrahlten Mediums proportional. Durchdringt die Strahlung eines radioaktiven Isotopes, z.B. Cäsium-137 oder Cobalt-60, einen in einer Rohrleitung fließenden Absorber wie z.B. eine Schlamstrübe,

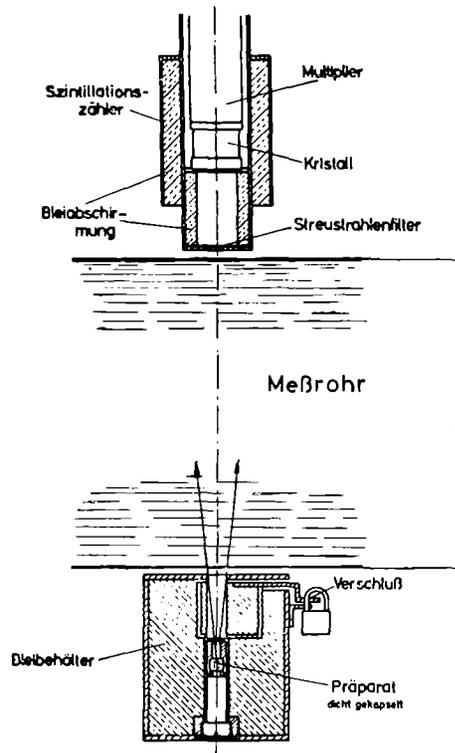


Abb. 65: Anordnung eines radioaktiven Dichtemessers an einer Rohrleitung /138/

so wird die Strahlung geschwächt. Da die Schwächung durch die Rohrwandung konstant bleibt, läßt sich die Intensität an der Meßstelle nach

$$I = I_0 \cdot e^{-\mu d \rho}$$

berechnen. Bleiben die in die Trübe eintretende Intensität der Strahlung I_0 , die Länge der Meßstrecke d und der Massenabsorptionskoeffizient μ (abhängig von Kernladungszahl Z und γ -Energie) für eine bestimmte Meßstrecke konstant, so ist die Schwächung der an der Meßstelle registrierten Strahlungsintensität I nur noch abhängig von der Trübedichte ρ . Üblicherweise wird I als Abweichung vom Sollwert analog ausgegeben.

Abb. 65 zeigt die übliche Anordnung eines radioaktiven Dichtemessers an einer Rohrleitung. Als Strahlungsquelle ist ein gekapseltes, von einer Bleiabschirmung umgebenes radioaktives Präparat mit einer langen Halbwertszeit eingesetzt. Die Messung der Intensität erfolgt mit einem Detektor, der der Strahlenquelle gegenüber an der Rohrleitung angebracht ist.

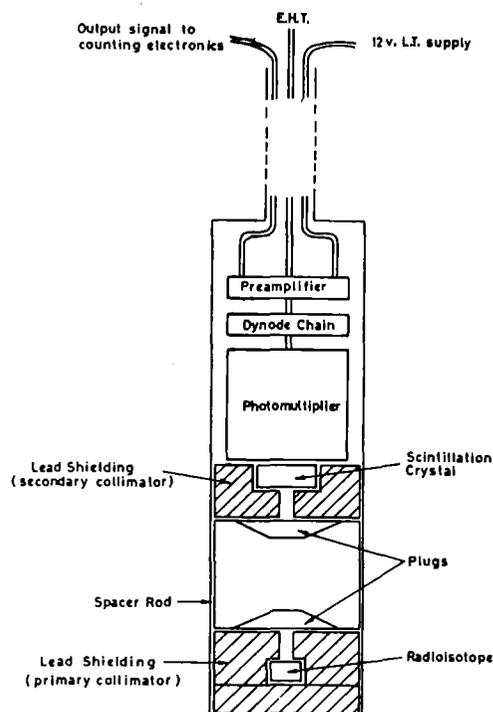


Abb. 66: Tauchsonde zur Dichtemessung /139/

Eine neuere Entwicklung ist die in Abb. 66 dargestellte Tauchsonde, die für den direkten Einsatz in einem bewegten Trübevolumen zur Dichtemessung entwickelt wurde. Der offene Raum zwischen Radionuklidquelle und Detektor wird von der Trübe durchströmt. Durch Variation von Abstand, Quellstärke und Energie kann die Tauchsonde auf bestimmte Trübezusammensetzungen optimiert werden.

11.1.3 On-line-RFA mit Radionuklidanregung

Im Gegensatz zum konventionellen Röntgenfluoreszenzanalyseverfahren tritt bei der RFA mit Radionuklidanregung an die Stelle der Röntgenröhre die Anregung durch eine Isotopenquelle.

Die Primärstrahlung aus der Isotopenquelle regt in der Probe die charakteristische Röntgenstrahlung der darin enthaltenen Elemente an, die mit Hilfe eines Detektorsystems auf ihre Energie und Intensität hin analysiert wird /140/. Durch geeignete Filter, die bevorzugt nur die Röntgenstrahlung des gesuchten Elements durchlassen und durch Verwendung spezieller Proportionalzählrohre ist es heute möglich, mehrere Hauptbestandteile einer Flotationstrübe nebeneinander direkt und kontinuierlich zu bestimmen.

Durch Integration von Anregungsquelle, Meßkammer und Detektor in einer Einheit wurden Tauchsonden entwickelt, wie in Abb. 67 schematisch dargestellt.

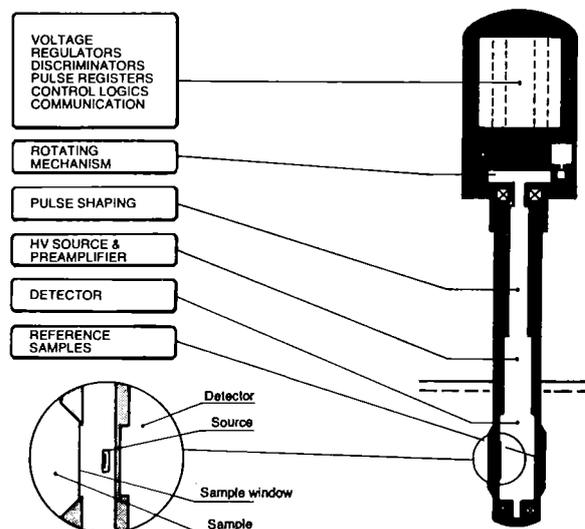


Abb: 67: Aufbau einer Analysensonde zur Direktmessung in Flotationstrüben /141/

Durch geeignete Kombination von Dichte- und Analysensonden wird über Rechnerkopplung eine voll automatisierte on-line Analytik möglich /142/. Diese Entwicklung wird vor allem in England (NUTMAQ) /143/, Australien (Philips) /142/ und Finnland (Outokumpu Oy) /141/ vorangetrieben und führte in den letzten Jahren zu beachtlichen Erfolgen in der Automation von Schwimmaufbereitungsanlagen.

11.1.4 On-line-Aktivierungsanalyse

Als günstige Methode für ein On-line-Analysenverfahren bietet sich in neuerer Zeit auch die Neutronenaktivierungsanalyse an. Sie ist in der Lage, durch Rohrwände hindurch, ohne daß ein Eingriff in den Produktstrom notwendig ist, Elementkonzentrationen direkt zu bestimmen /144/.

Bei diesem Verfahren wird die Probe mit Hilfe einer Neutronenquelle "aktiviert", d.h. es wird aus dem zu bestimmenden Element durch eine Kernreaktion, z.B. Einfang eines Neutrons, ein Radionuklid gebildet. Dieses Radionuklid zerfällt mit einer bestimmten Halbwertszeit unter Aussendung von β -Teilchen und meist auch γ -Strahlung. Die emittierte γ -Strahlung besitzt eine bestimmte Energie, die für das betreffende Radionuklid charakteristisch ist. Mit Hilfe geeigneter Detektoren kann diese γ -Strahlung gemessen und aus ihrer Energie auf das Vorkommen eines Elements und aus der Intensität auf dessen Menge geschlossen werden. Dabei können stets auch mehrere Elemente nebeneinander bestimmt werden, ohne daß die Probe zerstört werden muß. Auftretender Störaktivität durch nicht zu analysierende Elemente muß man durch Optimierung von Bestrahlungszeit, Abklingzeit und Meßzeit begegnen. Als Strahlenquellen für das On-line-Aktivierungsanalysenverfahren dienen Isotopen-Neutronenquellen, wie z.B. Ac-227/Be, Pu-238/Be, Cm-244/Be und als Neutronenstrahler Cf-252, die stationär in das Analysengerät eingebaut sind.

Das Funktionsschema solcher on-line Analysenverfahren soll an dem in Abb. 68 dargestellten Californium-252 Bestrahlungsloop erläutert werden.

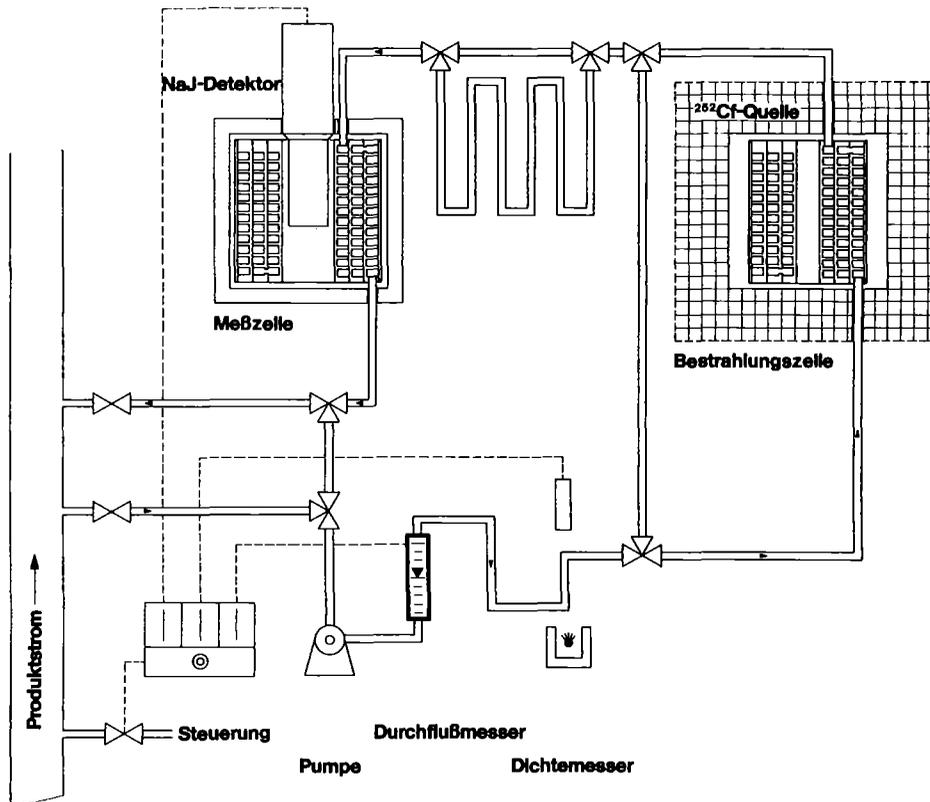


Abb. 68: Californium-252-Bestrahlungsloop für Flüssigkeiten
/144/

Ein Teil des Produktstromes wird hier in einem Bypass mittels einer Pumpe durch ein Rohrleitungssystem gefördert. Der Materialstrom fließt kontinuierlich zunächst durch die Bestrahlungszelle, in deren Mitte sich die Cf-252-Quelle befindet. Dort wird die Probe aktiviert. Die Probe fließt dann durch die Meßzelle, welche mit einem Szintillations-

Detektor ausgerüstet ist. Hier wird die für das betreffende Radioisotop charakteristische γ -Strahlung gemessen und aus ihrer Intensität die Menge des Elements bestimmt. Das Loop kann "offen" betrieben werden, wenn die erzeugte Aktivität zum Messen ausreicht. Die aktivierte und gemessene Probe fließt dann unmittelbar wieder in den Produktstrom zurück. Zur Erhöhung der Aktivität kann auch zyklisch gefahren werden, hier fließt die Probe einige Male durch das dann geschlossene Loop.

Bei Aufbereitungsprozessen, speziell bei Flotationsverfahren, handelt es sich meist um das Problem der Analyse von Schlämmen unterschiedlichster Beschaffenheit auf ihren Wertelementgehalt. Es ist daher nicht möglich, ein universelles Analysensystem zu entwickeln, das für alle Arten von Schlämmen oder Erztrüben einsetzbar ist. In einem Schlammsystem besteht im Gegensatz zu reinen Flüssigkeiten die Notwendigkeit, die Probe dauernd in Bewegung zu halten um Entmischungen zu vermeiden.

Das in Abb. 69 dargestellte Analysengerät "SUSAC" /145/ wurde für den Einsatz in Flußspat-Flotationsprozessen entwickelt. Die Hauptkomponenten dieses Gerätes sind Bestrahlungs- und Meßzelle, die druckfest verschlossen sind. Die Zellen sind mit mehrstufigen Gegenstromrührern versehen, die eine einwandfreie radiale und vertikale Vermischung der Probe gewährleisten. In der Hohlwelle des Rührers der Bestrahlungszelle befindet sich die Cf-Quelle. Der NaJ-Detektor ist in einer Aussparung im Boden der Meßzelle angebracht. Bestrahlungs- und Meßzelle hängen in einem Gestell übereinander und sind durch senkrechte Rohrleitungen miteinander verbunden. Das Gestell ist fahrbar ausgelegt und trägt außerdem Durchflußmesser, Dichtemesser, Pumpe und die Quellenabschirmung. Das Gerät ist somit an verschiedenen Stellen eines Industriebetriebes einsetzbar. Der Materialstrom fließt kontinuierlich zunächst durch die Bestrahlungszelle mit der

Cf-Quelle. Hier wird die Probe aktiviert. Sie fließt dann über den induktiven Durchflußmesser in die mit dem NaJ-Detektor versehene Meßzelle. Hier wird die induzierte Aktivität gemessen. Beim Rückströmen passiert die Trübe die radiometrische Dichtemeßeinrichtung. Über ein Rechnerprogramm werden die Werte für die Trübedichte, den Feststoffgehalt und den Mineralgehalt ausgedruckt.

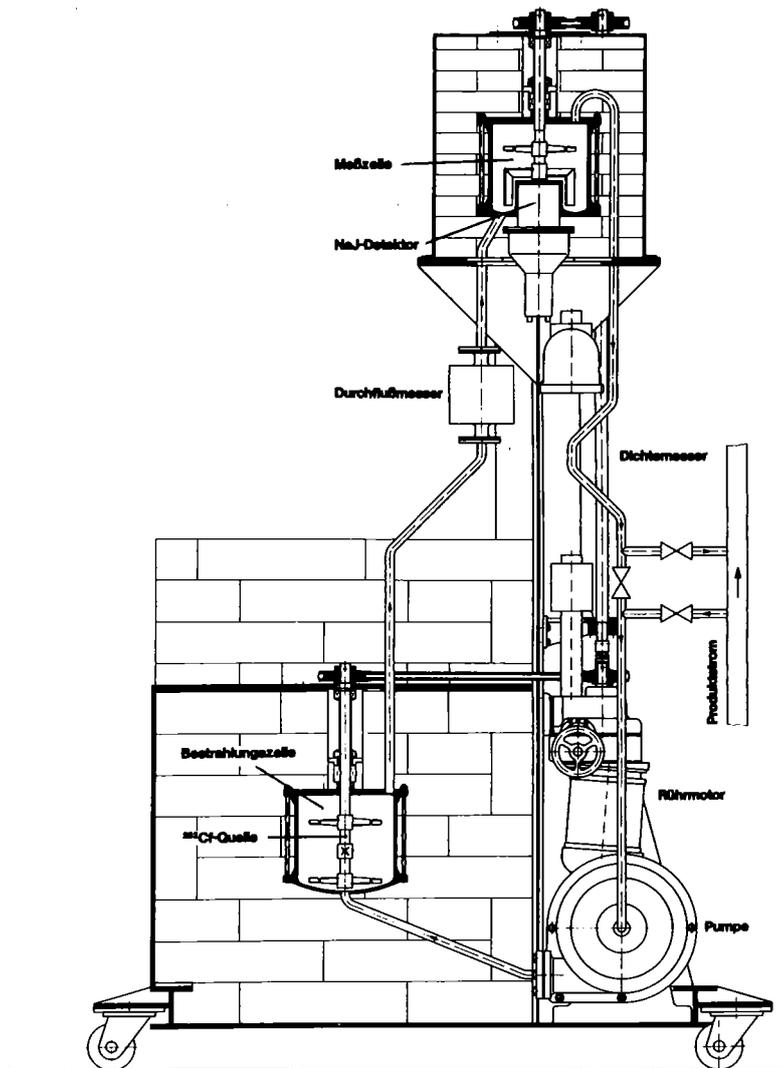


Abb. 69: On-line-Analysengerät "SUSAC" /145/

Auf dem in Abb. 68 dargestellten Prinzip beruht auch eine weitere Entwicklung für den Einsatz in Flußspat-Flotationsprozessen zur Bestimmung des Fluorgehaltes in den Bergen /146/. Die Aktivierung erfolgt hier mit einer Am-241/Be-Quelle. Zur Bestimmung von SiO_2 in kanadischen Flotationsprozessen wurde als Neutronenquelle Pu-238/Be eingesetzt /147/.

Die kontinuierliche Wertmineralbestimmung in trockenen und rieselfähigen Rohmineralaufgaben könnte z.B. durch ein speziell für die analytische Überwachung einer Formsandregenerierungsanlage entwickeltes Gerät (KASAC) erfolgen /148/. Bei diesem Gerät (Abb. 70) durchläuft das Probegut im freien Fall, geleitet durch pneumatische Klappen, die mit einer Steuereinheit gekoppelt sind, drei Verfahrensschritte: Dosieren - Bestrahlen - Messen. Die Probemenge wird in der Dosierkugel auf konstantes Volumen eingestellt.

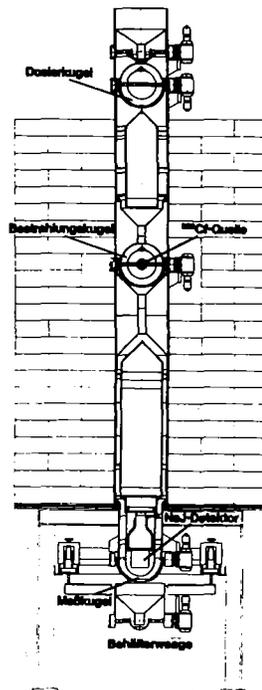


Abb. 70: Gerät zur kontinuierlichen Wertmineralbestimmung in Schüttgütern "KASAC" /148/.

Danach fällt das Material in die Bestrahlungskugel, in deren Mitte sich die Cf-252-Quelle befindet. Nach einer vorgewählten Bestrahlungszeit öffnet sich die Klappe der Bestrahlungskugel, wodurch die aktivierte Probe in die mit einem Szintillationsdetektor versehene Meßkugel fällt. Nach einer vorgewählten Meßzeit öffnet sich die Klappe der Meßkugel und das Probegut kann direkt und gefahrlos (geringe Gesamtaktivität) wieder in den Produktstrom rückgeführt werden. Dichteschwankungen des Probegutes werden von einer Behälterwaage erfaßt und das Meßergebnis entsprechend korrigiert.

11.2 Anwendung radioaktiver Tracer zum Studium und zur Kontrolle von Flotationsprozessen

Die zunehmende Tendenz, Flotationsanlagen mit ihren enormen Durchsätzen regeltechnisch zu erfassen und mit Hilfe von Rechnern zu automatisieren, setzt die Beschreibung des Flotationsprozesses durch ein mathematisches Modell voraus. Nach Bestimmung der wichtigsten Einflußgrößen eines Flotationsprozesses durch satzweise Grundlagenuntersuchungen im Labormaßstab, erfolgt meist der Übergang zu kontinuierlicher Fahrweise im Pilotmaßstab, aus dessen Erfahrungen der Scale-up zur Produktionsanlage hervorgeht. In allen Entwicklungsstufen erweist sich die Anwendung radioaktiver Tracer als wichtige, manchmal einzige Untersuchungsmethode. Die massenproportionale Markierung, die die Flotationseigenschaften der eingesetzten Materialien nicht beeinflusst, wird sich in der Zukunft zur Erstellung mathematischer Modelle und ihrer Überprüfung weiter durchsetzen /149; 156/.

In den Grundlagenuntersuchungen kann die Verwendung radioaktiv markierter Reagenzien z.B. reaktionskinetische Vorgänge sichtbar machen, optimale Konditionierzeiten und Konzentrationen ermitteln, und vor allem den analytischen Aufwand erheblich vermindern. Beim Übergang zu kontinuierlicher Fahrweise im Pilotmaßstab werden erste Messungen unter dynamischen Bedingungen möglich. Die radioaktive Markierung

der festen, flüssigen und gasförmigen Phasen ohne Beeinflussung ihrer chemischen Eigenschaften und das kontinuierliche Verfolgen ihrer Konzentration und ihres Weges sind erste Grundlagen zur Entwicklung dynamischer Modelle zur Auslegung der Prozeßkontrolle. Die Richtigkeit des angenommenen mathematischen Modells kann in der Produktionsanlage mit Hilfe einer radioaktiven Stoßmarkierung getestet und an großtechnische Gegebenheiten angepaßt werden. Die Messung der grundlegenden dynamischen Parameter wie Verweilzeit, Rückvermischung, Materialverzweigung und Rückführungen, ist mit Stoßmarkierung der einzelnen Phasen und Komponenten möglich, ohne den Gleichgewichtszustand im Prozeßablauf zu beeinflussen. Daneben kann durch den Einsatz radioaktiv markierter Reagenzien deren Einfluß im Flotationsablauf verfolgt werden. Nicht zuletzt können an markierter Rohaufgabe für den Mahlkreislauf Mahlausbeute, Trennschärfe und Kornverteilung rasch ermittelt werden. Sind mit Hilfe von Grundlagenuntersuchungen optimale kinetische Parameter gefunden worden, lassen sich konstruktive Änderungen an den Reaktionsapparaten vorausberechnen.

Schon in den fünfziger Jahren wurden die Möglichkeiten erkannt, welche der Einsatz von radioaktiven Tracern in der Flotation zum Studium und zur Kontrolle des Flotationsprozesses bietet. Bei der Untersuchung zur Wechselwirkung der Flotationsreagenzien mit sulfidischen Mineralien wurden z.B. die radioaktiven Isotope S-35, P-32, Na-24, Cr-51, Ca-45, Cu-64, Zn-65 und Fe-59 z.T. in Form markierter Verbindungen aber auch in Form neutronenaktivierter Salzlösungen verwendet /35/. Die Wechselwirkung zwischen Reagenzien und Mineralien wurde zur Bestimmung der quantitativen Anlagerung der Flotationsreagenzien an Mineralpulvern und zum Studium der Verteilung der Reagenzien auf die Produkte der Schaumflotation unter den Bedingungen eines normalen Flotationsversuchs im Labor untersucht. Erstmals wurde hier eine breite Palette von Radionukliden zu systematischen Flotationsuntersuchungen herangezogen.

Es war bereits bekannt, daß z.B. durch die Einwirkungen dosierter Sauerstoffmengen günstige Flotationsergebnisse erzielt werden können. Eine eindeutige Vorstellung über den physikalischen Hintergrund dieser Tatsache konnte aber erst nach Untersuchungen mit Radionukliden, die als Bestandteil in die Flotations-Sammlerreagenzien eingebaut wurden, erhalten werden. Es zeigte sich, daß die günstige Wirkung des Sauerstoffs auf die Flotation von Sulfiden (Zinkblende, Kupferkies, Schwefelkies) in neutraler Trübe durch die vermehrte Anlagerung des Sammlers an die Mineraloberfläche und seine erhöhte Bindungsfestigkeit zur Mineraloberfläche hervorgerufen wird. In kalkalkalischer Trübe tritt eine Änderung der Selektivität bei der Trennung sulfidischer Erze durch Einwirkung von Sauerstoff in Erscheinung. Beim Einwirken von Sauerstoff auf Kupferkies und Zinkblende erhöht sich die Anlagerung des Sammlers, bei der Einwirkung auf Schwefelkies verringert sie sich. Aus Abb. 71 ist ersichtlich, daß das Kupferkiesausbringen im Konzentrat und die Xanthatadsorption am Mineral durch die Menge des vorhandenen Sauerstoffs bestimmt werden. Bei unbedeutendem Sauerstoffgehalt des Wassers kommt es selbst bei

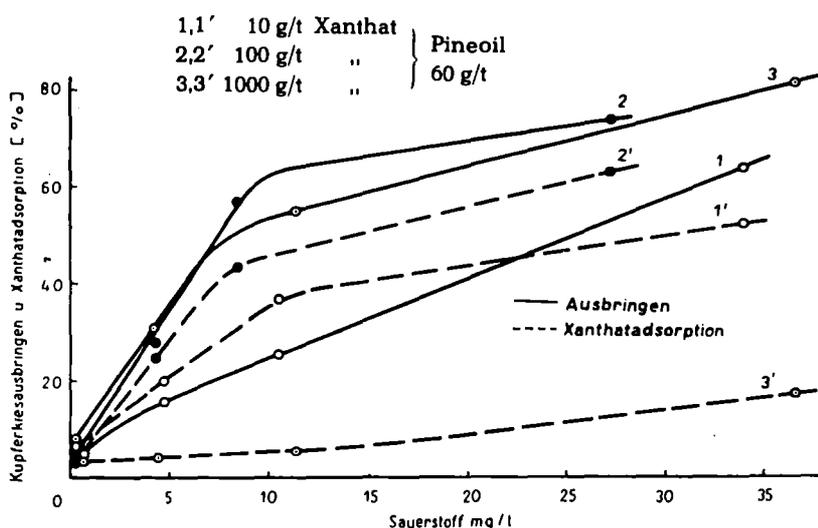


Abb. 71: Einfluß des Sauerstoffs auf die Flotation von Kupferkies /35/
(Untersuchungen mit S-35 markiertem Xanthat)

einem Reagenzienverbrauch bis zu 1000 g/t zu keiner festen Bindung des Sammlers am Mineral. Fast die ganze zugegebene Xanthatmenge verbleibt in der flüssigen Phase der Trübe. Bei Erhöhung der Sauerstoffkonzentration nimmt das Mineralausbringen jedoch zu, dagegen ist bei einer überhöhten Xanthatzugabe von 1000 g/t auch bei erhöhter Sauerstoffkonzentration nur eine geringe Adsorptionszunahme zu verzeichnen. In einer weiteren Arbeit /150/ wurde mittels radiometrischer Verfahren u.a. die Verteilung von Xanthat auf Mineraloberflächen untersucht. Abb. 72 zeigt Schwärzungskurven von Autoradiografien mehrerer Bleiglanzteilchen an denen mit S-35 markiertes Kaliumbutylxanthat adsorbiert ist. Die Aufnahmen erfolgten mit einem Mikrophotometer.

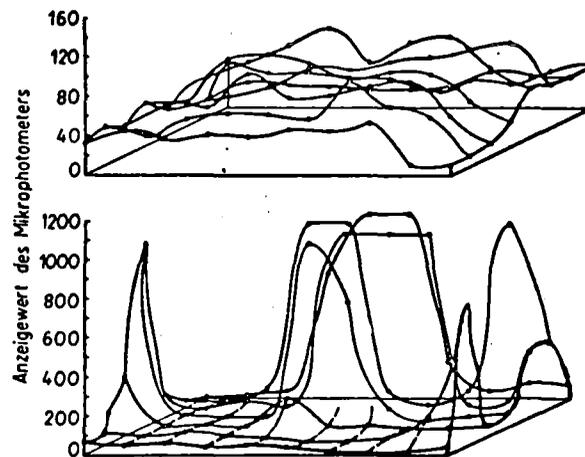


Abb. 72: Schwärzungsverteilung in Autoradiografien von S-35 markierten Bleiglanzteilchen /150/

Aus den Kurven ist zu erkennen, daß das Xanthat an den Bleiglanzteilchen sehr ungleichmäßig haftet.

Ein wichtiges Charakteristikum für die Flotierbarkeit der Minerale ist die zeitliche Konzentrationsänderung des Sammlers an der Mineraloberfläche. Dieses ist besonders wichtig, wenn in einer Flotationsanlage komplizierte Reagenzzuführungen installiert werden müssen. Radiografische Messungen ermöglichen es, z.B. Änderungen in Bezug auf das Anhaften von Sammlern auf den Mineralteilchen während der Flotation sowie Änderungen der Sammlerverteilung auf die verschiedenen Teilchen in Abhängigkeit von der Flotationszeit festzustellen. Abb. 73 zeigt die auf diesen Wegen ermittelten Ergebnisse einer Blei-Zink-Flotation unter Zugabe von 25 g/t markiertem Kaliumbutylxanthat. Auf der Abzisse ist die Flotationszeit, auf der Ordinate sind das Metallausbringen und die Ergebnisse der Schwärzungsmessungen aufgetragen.

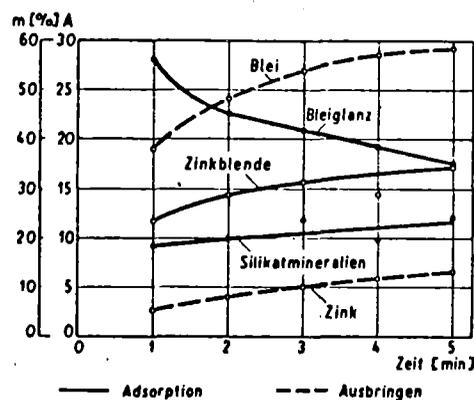


Abb. 73: Adsorption von K-Butylxanthat und Ausbringen in Abhängigkeit von der Flotationszeit /150/

Über Untersuchungen zur Adsorption von Xanthat an Pyrit-erzen mit Gehalt an Graphitschiefer, Manganspat und Quarz, die bei der Flotation einen besonders hohen K-Äthylxanthatverbrauch gezeigt hatten, wird berichtet /151/.

Nach Abtrennen der einzelnen Minerale und Klassieren derselben in verschiedene Körnungen führte man Adsorptionsversuche bei verschiedenen pH-Werten und Zusätzen von Aktivator (Kupfersulfat) und Passivierungsmitteln (Dextrin) unter Verwendung von S-35 durch. Das Isotop S-35 war im K-Äthylxanthat eingebaut. Es wurde so festgestellt, daß Graphitschiefer eine größere Menge K-Äthylxanthat zu binden vermag als Pyrit; Kupfersulfat verstärkt die Adsorption an Pyrit und die Flotationsfähigkeit von gröberen und verwachsenen Pyritkörnern, hat aber auf die Flotierbarkeit des Graphitschiefers, die mit abnehmender Korngröße wächst, keinen Einfluß. Dextrin verringert die Adsorption von Xanthat an Graphitschiefer und damit dessen Schwimmfähigkeit. Größere Mengen Dextrin verringern aber auch die Flotierbarkeit des Pyrits. Durch ein optimiertes Verhältnis von Kupfersulfat und Dextrin ist es also möglich, einerseits den notwendigen Xanthatverbrauch auf ein Minimum zu bringen, andererseits die Güte des Konzentrats und die Pyritausbeute zu erhöhen.

Bei Adsorptionsuntersuchungen von S-35 markiertem Äthylxanthat auf Bleiglanz wurde gefunden, daß die Bleiglanzoberfläche heterogen sein muß, damit auf den anodischen Oberflächenbereichen eine oxidative Chemiesorption und Oxidation der Äthylxanthationen eintreten und auf den katodischen Oberflächenbereichen Diäthylidixanthogen reduziert werden kann /152/.

Aus Messungen der Sorption von C-14-markiertem Na-Oleat und der Größe des Elektronenpotentials von Kupferkies und Pyrit wird geschlossen, daß neben einer chemischen auch eine physikalische Sammlersorption an den Sulfiden eintritt. Die Art der Sorption hängt dabei von der Natur der Mineraloberfläche und dem Sammlerzustand ab /153/.

Über die Adsorption radioaktiv markierter, langkettiger Flotationsamine an Alkalisalzen wird berichtet. Mittels radiometrischer Analysemethoden wurde hier die Adsorption C-14-markierter, primärer, aliphatischer Aminhydrochloride verfolgt. Es wird der Einfluß der Kettenlänge und der

Temperatur, das Verhalten von Aminhydrochloridgemischen und die Beschaffenheit des Sammlerfilms untersucht /154/.

Neuere Arbeiten berichten von Untersuchungen über dynamische Vorgänge in Flotationszellen. Der Massentransport sowohl in Rührwerkszellen als auch in pneumatischen Zellen wurde mit Hilfe von Na-24 als Tracer für die Flüssigphase untersucht; neutronenbestrahlte Berge bzw. bestrahlter Kupferkies dienten als Indikator für die Feststoffbewegungen /155/. Die experimentellen Ergebnisse wurden mit theoretischen Modellbetrachtungen verglichen und konnten zeigen, daß die Verweilzeit-Verteilung der Trübe in den Rührwerkszellen angenähert mit einer Rührkesselkaskade und überlagerten kurzen Strömungsrohren beschrieben werden kann. Die Traceruntersuchungen ergaben die wichtigsten Übergangsfunktionen des Systems. Hier traten jedoch auch Schwierigkeiten bei der Auswertung der Verweilzeitmessungen durch Rezirkulation auf, die durch entsprechende rechnerische Korrekturen berücksichtigt werden mußten.

Bei weiteren Untersuchungen an Flotationszellen für Phosphatminerale wurde das dynamische Verhalten der festen Phase mit Hilfe einer als Stoßfunktion aufgegebenen Fraktion aus neutronenbestrahltem Phosphat, in dem P-32 als Tracer erzeugt war, gemessen /149/. Das Verhalten der flüssigen Phase wurde beschrieben mit Hilfe von Ba-137 Lösung, die über ein "Melksystem" vom Mutternuklid Cs-137 abgetrennt wurde. Die Untersuchungen wurden sowohl an einer Rührzelle als auch an einer rührerlosen Zelle durchgeführt. Die erhaltene Verweilzeitverteilung entsprach im ersten Falle fast einem idealen Rührkessel, während im zweiten Fall die typische Konzentrations/Zeit-Kurve eines Strömungsrohres erhalten wurde.

Am Beispiel der Schwerspat/Silikat-Trennung in einer mechanisch verbesserten Laborzelle wird über die besondere Eignung der Radionuklidtechnik bei der Ermittlung von Systemdaten berichtet /156/. Mit Hilfe von Na-24 markierter NaOH wurde ein wichtiger Teilschritt der Konditionierphase un-

tersucht. Bei konstant gehaltenen Sammler-, Schaumer- und Druckerkonzentrationen wurde ferner die Korngroenabhangigkeit - durch Doppelmarkierung (Ba-139/Mn-56) jeweils einer Kornklasse innerhalb der Gesamtaufgabe - und die pH-Abhangigkeit von Ausbringungsgrad, Trennfaktoren, Verweilzeit und Vermischungsgrad fur Schwerspat und Silikatgangart gemessen. Die dynamischen Eigenschaften der Laborzelle als Ruhrkessel wahrend des Flotationsvorgangs wurden durch getrennte Markierung der festen und flussigen Phase sowie uber kontinuierliche Dichtemessung aufgezeigt.

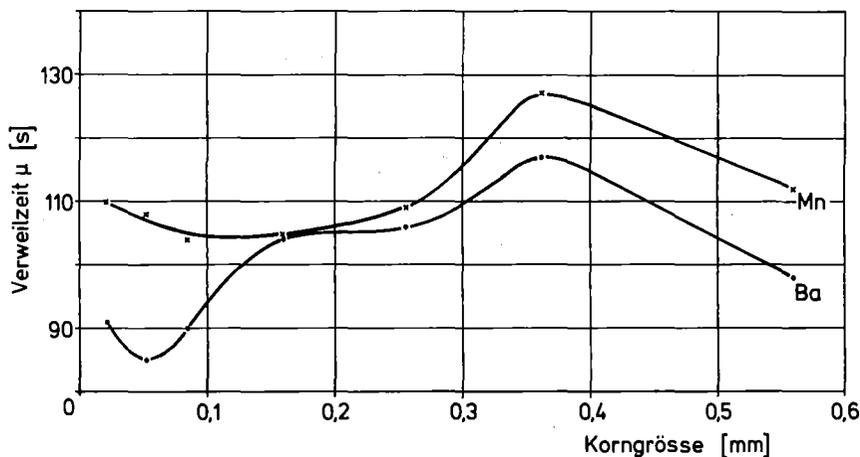


Abb. 74: Korngroenabhangigkeit der Verweilzeit /156/

In Abb. 74 sind die fur SiO_2 (uber die Mn-Verunreinigung) und BaSO_4 bei pH 9,7 gemessenen Werte der Untersuchungen zum Verweilzeitverhalten der einzelnen Kornfraktionen dargestellt. Die zeitliche Folge des Feststoffaustrags aus der Laborzelle begann mit dem Schwerspat-Feinkorn $< 0,1$ mm ($\mu \approx 90$ sec). Dann trat das Silikat vom Feinkorn bis etwa 0,3 mm zusammen mit der mittleren BaSO_4 -Kornfraktion uber ($\mu \approx 100 - 115$ sec), wahrend das SiO_2 -Grobkorn zuletzt ausgetragen wurde ($\mu > 120$ sec). Im Bereich von ca. 0,16 mm Korngroe wurden BaSO_4 und SiO_2 etwa gleich schnell ausgeschwommen.

Mit Hilfe von Cu-64 markiertem Kupfersulfat wurde in einer technischen Großanlage zur Flotation von Kupfer- und Zinkerzen (Abb. 75) der Einfluß und der Verbrauch dieses Salzes als Aktivator bei der Zinkflotation untersucht /157/.

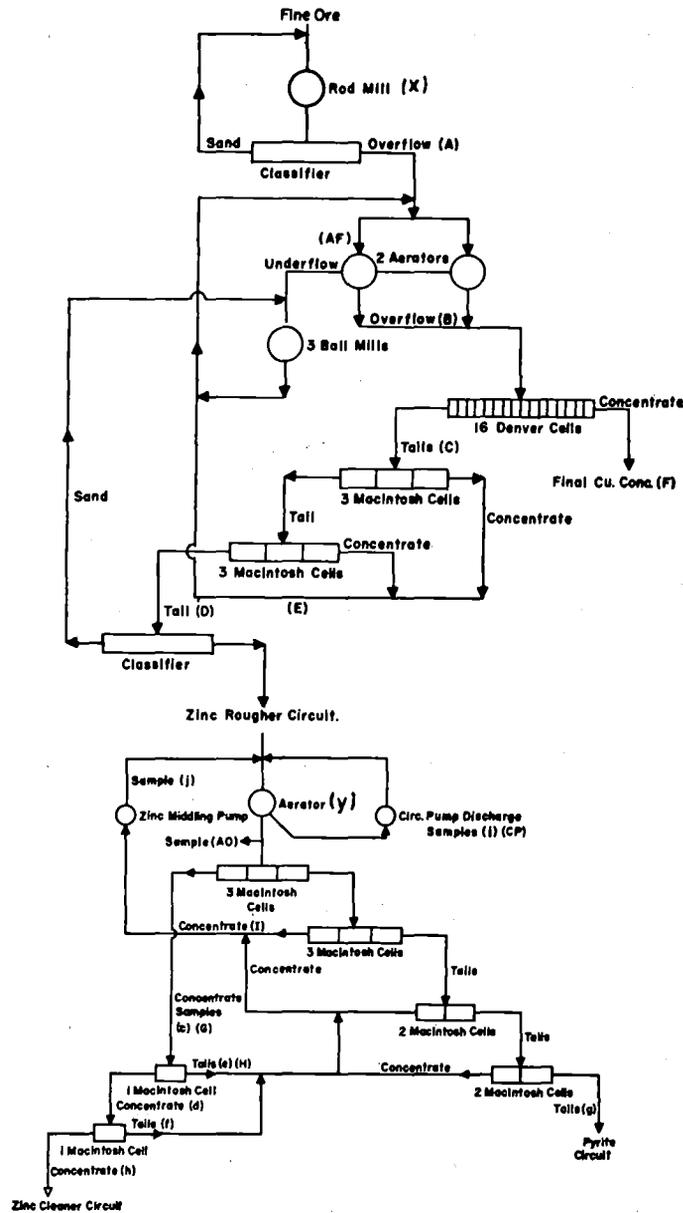


Abb. 75: Flotationsschema der Mahlstufe, Cu-Flotation und Zn-Vorflotationsstufe der Quemont Mining Comp., Kanada /157/

x - y: Markierungspunkte
 A - I; c - j: Probenahmestellen

Es wurden u.a. die Kontaktzeiten zwischen dem Aktivator Kupfersulfat und dem Zinkmineral und der reale Verbrauch an CuSO_4 untersucht. Kupfersulfat wurde nicht zurückgeführt, also vollständig verbraucht. Es stellte sich heraus, daß durch die Adsorption von CuSO_4 an der Zinkmineraloberfläche der gesamte weitere Weg des Zinkminerals im Verlauf der Flotation bis zum Flotationsausgang zu verfolgen war. In einer weiteren Versuchsreihe wurde neutro-
nenaktiviertes Zinkerz aus der Aufgabe in die Stabmühle eingegeben. Hierdurch wurde zunächst der gesamte Mahlkreislauf verfahrenstechnisch auf Rückführung und Rückvermischung untersucht. Es konnte u.a. auch der Zinkanteil im Kupfer-Konzentrat bestimmt und die mehrfache Rückführung von Zinkerz im 1. Zinkreinigungskreislauf bewiesen werden. Insgesamt wurde die gesamte Flotation an 10 charakteristischen Stellen durch Probenahme untersucht.

12. BEDEUTUNG VON OPTIMIERUNG, PROZESSREGELUNG UND AUTOMATISIERUNG FÜR DIE ÜBERWACHUNG UND FÜHRUNG VON FLOTATIONSPROZESSEN

Eine straffe Führung und Überwachung von Aufbereitungsprozessen durch verstärkten Einsatz der Automation ergibt sich aus der Notwendigkeit, das Produktangebot in Qualität und Quantität den Bedürfnissen der Abnehmer in wirtschaftlicher Weise anzupassen.

Da in dem kompliziert ablaufenden Flotationsprozeß nur wenige physikalisch-chemische und verfahrenstechnische Teilschritte theoretisch exakt zu beschreiben sind, stützt man sich bei Optimierungsbetrachtungen auf eine Fülle von Betriebsdaten und Ergebnissen von Batch- und Pilotversuchen. Ausgehend von der Optimierung einzelner Verfahrensschritte geht man über zur Optimierung von Teilprozessen, wie z.B. Mahlkreislauf und Reagenzienzugabe. Durch Einbeziehung einer mathematischen Beschreibung des Ausbringungsverhaltens und einer On-line-Analytik kann schließlich über Pro-

zeßrechner eine Kopplung der einzelnen Meß- und Regelkreise zur automatischen Steuerung des gesamten Flotationsprozesses erfolgen.

Die Aufstellung eines mathematischen Modells freilich erweist sich im dynamischen Flotationsprozeß als besonders schwierig, da neben genau bestimmbareren Parametern wie Verweilzeit, maschinentechnischen Einflußgrößen und Analysenwerten z.B. die Wechselwirkungen der Materialströme und Rückführungen mit den Flotationschemikalien weitgehend wiederum nur empirisch beschreibbar sind.

12.1 Mathematische Ansätze zur Modellbildung des Ausbringens

Mit mathematischen Modellen werden die Vorgänge in einem Prozeß durch Gleichungssysteme beschrieben, die das Vorusberechnen von Quantitäten und Qualitäten der Produkte in Abhängigkeit von den Rohstoffeigenschaften und den Betriebsbedingungen gestatten. Mathematische Modelle sind die Grundlage für eine technisch-wirtschaftliche Optimierung, welche die Sollwerte für die zentrale Prozeßführung einer Aufbereitungsanlage liefert /158/.

Die Faktoren, die den Flotationsprozeß beeinflussen, sind sehr zahlreich und von der Art sehr verschieden. Sie können in 3 Hauptgruppen eingeordnet werden:

1. Faktoren, die die Kinetik des Gutes ändern: z.B. Korngrößenverteilung, Wertmineralkonzentration, Trübedichte, pH-Wert, Reagenzien.
2. Faktoren, die von der Gerätekonstruktion abhängen: z.B. Zellenkonstruktion, Rührerart und Rührerdrehzahl, Art der Lufteinbringung.
3. Faktoren, die abhängig sind von der Dynamik der Prozeßführung: z.B. Größe der Anlage, Zellschaltungen, Verweilzeiten, Rückvermischungen.

Die gleichzeitige Wirkungsweise aller dieser Faktoren auf das Flotationsverhalten ist mathematisch schwer zu erfassen.

Deshalb werden Grundlagenuntersuchungen vorzugsweise bei satzweiser Flotation durchgeführt, um dort die Kinetik für ein Wertmineralsystem zu bestimmen. Anschließend werden mit Hilfe der später erläuterten Beziehungen diese Erkenntnisse auf kontinuierlich durchflossene Flotationssysteme übertragen.

12.1.1 Modellbildung zur Kinetik des Ausbringens

Die theoretischen Betrachtungen der Flotation führen zur einfachsten Beziehung der Kinetik:

$$r = \frac{dc_t}{dt} = -\bar{k} \cdot c_t^\alpha \quad (\text{Gl. 1})$$

Diese Gleichung besagt, daß die Flotationsgeschwindigkeit (r), die die Änderung der vorhandenen Wertstoffteilchenkonzentration in der Trübe (dc_t) mit der Zeit (dt) darstellt, abhängig ist von der augenblicklichen Konzentration an Wertstoffteilchen (c_t), von der Reaktionsordnung α und einem mittleren Reaktionskoeffizienten \bar{k} . In der angelsächsischen Literatur benutzt man anstatt \bar{k} auch k_{av} . \bar{k} ist abhängig von der Konditionierung, dem Luftdurchsatz und den Haftmechanismen zwischen Teilchen und Luftblasen. Die Lösung dieser Gleichung ergibt für die Reaktionsordnung $\alpha = 1$:

$$\frac{c_t}{c_0} = e^{-\bar{k} \cdot t} \quad (\text{Gl. 2})$$

und für die Reaktionsordnung $\alpha = 2$:

$$\frac{c_t}{c_0} = \frac{1}{1 + \bar{k} \cdot t \cdot c_0} \quad (\text{Gl. 3})$$

wobei c_0 der Inhalt an Wertstoffteilchen der Aufgabe zum Zeitpunkt $t = 0$ und c_t der Inhalt an Wertstoffteilchen der Trübe zum Zeitpunkt t ist. Weder der Ansatz $\alpha = 1$, noch $\alpha = 2$ beschreibt die Flotationskinetik befriedigend, da in diesen Gleichungen die Polydispersität des Aufgabegutes und die unterschiedliche Flotierbarkeit der Wertstoffteilchen nicht berücksichtigt ist. Im folgenden werden einige Gleichungen angegeben, die gute Annäherung der Theorie an die Praxis ergaben. Ausgehend von Gleichung (2) wurde die funktionelle Abhängigkeit des Reaktionskoeffizienten \bar{k} von Einflußgrößen wie z.B. Korngröße und Luftdurchsatz bestimmt. Als wichtigste Gleichung ist diejenige zu nennen, in der die Korngröße (d) als Parameter eingeht /159/.

$$\bar{k} = k_1 \cdot \exp \left\{ \frac{-\epsilon}{d^2} \right\} \frac{\epsilon^2}{d} \left(1 - \frac{d}{d_{\max}} \right)^{1,5} \quad (G1.4)$$

In Gleichung (4) ist k_1 eine experimentell zu bestimmende Konstante, ϵ der Turbulenzparameter, d die Korngröße und d_{\max} die maximale Korngröße, die noch ausgetragen werden kann. Die Abhängigkeit des Reaktionskoeffizienten \bar{k} vom Luftdurchsatz (L) wurde in /160/ untersucht. Für \bar{k} in Gleichung (2) ergab sich folgende Beziehung:

$$\bar{k} = \frac{A \cdot L}{B + L} \quad (G1.5)$$

A , B , sind dimensionsbehaftete Konstanten. Diese Beziehung soll gelten für $\alpha = 0$, wenn behinderte Flotation mit großer Trübedichte vorliegt, ebenso wie für $\alpha = 1$, wenn freie Flotation mit geringer Trübedichte auftritt. Die Gleichungen (1 - 5) sind zeitunabhängig. Sie setzen also zu jedem Zeitpunkt gleiches Flotationsverhalten voraus. Dies ist aber nicht der Fall, weil zuerst die leichter flotierbaren Teilchen mit dem Schaum ausgetragen werden und die schwer flotierbaren Teilchen zurückbleiben. Somit ändert sich \bar{k} mit der Zeit. Diesen Zeiteinfluß beschreibt Gleichung (6), die mit Hilfe einer Gamma-Verteilungsfunk-

tion hergeleitet wurde /161/.

$$\bar{k} = \frac{a + 1}{b + t} \quad (a > -1, b < 0) \quad (\text{Gl. 6})$$

a, b, sind Konstanten, die experimentell bestimmt werden. Diese Gleichung zeigt gute Übereinstimmung mit den Experimenten. Einige Autoren wendeten sich von der Gleichungsform (2) ab. Sie bestimmten direkt Beziehungen für das Ausbringen. Als Ausbringen wird das Verhältnis von Wertstoffteilchen im Konzentrat ($c_0 - c_t$) zur Aufgabe (c_0) bezeichnet. In der Chemie wird statt des Begriffs Ausbringen (m) der Begriff Umsatz (u) verwendet. Als Bezeichnungen für das Ausbringen werden in der Literatur neben dem Symbol m auch R und ϵ benutzt. Zwischen dem Ausbringen und der Konzentration der Wertstoffteilchen besteht folgender Zusammenhang:

$$m = \frac{c_0 - c_t}{c_0} = 1 - \frac{c_t}{c_0} \quad (\text{Gl. 7})$$

Befriedigende Übereinstimmung der Experimente mit der Theorie liefert Gl.(8) /162/.

$$m = \psi \left[1 - \frac{1}{k_z} t (1 - e^{-k_z \cdot t}) \right] \quad (\text{Gl. 8})$$

$$\psi = \frac{\text{flotierbare Menge Wertstoffteilchen im Aufgabegut}}{\text{Gesamtmenge Wertstoffteilchen im Aufgabegut}}$$

$$k_z = f(\text{Luftdurchsatz, } \phi_{\max})$$

$$\phi_{\max} = \text{Maximalwert der Größe } \phi$$

Diese Gleichung setzt eine Häufigkeitsverteilung ϕ der Flotierbarkeit der Wertstoffteilchen voraus. Diese Häufigkeitsverteilung ϕ ist das Produkt aus Wahrscheinlichkeit des Zusammenstoßes zwischen Wertstoffteilchen und Luftblase und der Wahrscheinlichkeit des Anhaftens des Teilchens an der Luftblase bei einem Zusammenstoß. Gleichung (8) berücksichtigt mit dem Koeffizienten ψ auch, daß nicht alle Wertstoffteilchen flotierbar sind. Nimmt man an, daß jedes Teilchen ein bestimmtes Flotationsverhalten k zeigt /163/, dann kann man alle Teilchen mit gleichem Flotationsverhalten k zusammenfassen. Für die Gesamtzahl aller Teilchen ergibt dies eine k -Verteilung $W(k)$. Dies ist eine Gamma-Verteilung der Form

$$W(k) = f \cdot k^a \cdot e^{-bk} \quad (Gl. 9)$$

mit $f = \frac{b^{a+1}}{\Gamma(a+1)}$

$\Gamma(a+1)$ = tabellierte Gammaverteilungsfunktion

Die Wertstoffteilchen mit großem k flotieren schneller aus als die mit kleinem k . Somit verändert sich die $W(k)$ -Verteilung mit der Zeit. Diesen Zeiteinfluß berücksichtigt die Zeitfunktion (e^{-kt}). Mit diesem Ansatz erhält man das Inhaltsverhältnis in der Trübe beim Zeitpunkt (t) zum Zeitpunkt t_0 = Aufgabezeitpunkt

$$\frac{c_t}{c_0} = \int_0^{\infty} W(k) e^{-kt} dk = \int_0^{\infty} f k^a e^{-b \cdot k} e^{-kt} dk$$

oder vereinfacht:

$$\frac{c_t}{c_0} = \left(\frac{b}{b+t}\right)^{a+1} \quad (a \geq -1, b < 0) \quad (Gl. 11)$$

Für das Ausbringen gilt dann

$$m = 1 - \left(\frac{b}{b+t} \right)^{a+1} \quad (G1.12)$$

Die Konstanten a und b der Gamma-Funktion müssen experimentell bestimmt werden.

Die Gleichung (12) wurde von mehreren Autoren /96, 162 - 165/ in gleicher oder umgeformter Gestalt auch auf anderen Wegen hergeleitet und liefert gute Übereinstimmung mit den Experimenten.

Gleichung (2) für eine Kinetik mit Reaktionsordnung $\alpha=2$ kann aus Gleichung (11) abgeleitet werden, wenn $a = 0$ und $b = \frac{1}{\bar{k} \cdot c_0}$ gesetzt wird.

$$\frac{c_t}{c_0} = \frac{\frac{1}{\bar{k} \cdot c_0}}{\frac{1}{\bar{k} \cdot c_0} + t} = \frac{1}{\bar{k} c_0 t + 1} \quad (G1. 13)$$

Mit Versuchen in der Batchzelle, bei denen c , c_0 und t gemessen werden, kann a und b unter Verwendung von Gleichung 11 und 12 bestimmt werden. Damit läßt sich das Flotationsverhalten durch Gleichung 12 hinreichend genau beschreiben. Hierbei wird vorausgesetzt, daß Rührergeschwindigkeit und Luftdurchsatz konstant sind.

12.1.2 Mathematische Ansätze für das Ausbringen in kontinuierlich betriebenen Flotationszellen

In technischen Flotationsanlagen ist der Einsatz von Batchzellen unwirtschaftlich. Kontinuierlich durchströmte Mehrzellenmaschinen werden zu Flotationsstammbäumen zusammengeschaltet. In diesen Anlagen ist für das Ausbringen nicht nur die Kinetik des Anhaftens der Teilchen an die Luftbla-

sen und deren Aufsteigen in die Schaumschicht wesentlich, sondern auch die Bewegungsvorgänge in den einzelnen Zellen. Diese Vorgänge sind wesentlich abhängig von den mittleren Verweilzeiten der einzelnen Teilchen in den Zellen und im System. In diesem Kapitel werden die wichtigsten mathematischen Ansätze für die Mehrzellenflotation beschrieben.

Die Kinetik des Schaumaustrags kann durch einen Term

$$\frac{c_t}{c_0} = 1 - m_{\text{Batch}}$$

dargestellt werden. Es ist die zeitabhängige Funktion der Konzentration an flotierbarem Wertmaterial in der Trübe. Die Teilchen werden aber in einer kontinuierlich durchströmten Flotationszelle nicht nur durch den Schaum ausgetragen, sondern gleichzeitig auch durch die Strömung von einer Zelle in die andere transportiert. Diese Dynamik der Flotationsanlage beschreibt eine Übertragungsfunktion $H(t)$. Die Kopplung der Kinetik und der Dynamik erfolgt in dem Konzentrationsintegral, in der Chemie auch als Umsatzintegral bekannt /161, 163, 166, 167/.

$$(1 - m_1) = \int_0^{\infty} (1 - m_{\text{Batch}}) H(t) dt \quad (\text{Gl. 14})$$

Diese Gleichung drückt mit $(1 - m_1) = \frac{\bar{c}}{c_0}$ das Verhältnis der Inhalte an Wertstoffteilchen im Bergestrom zum Aufgabestrom aus, m_1 ist das gesamte Ausbringen im Konzentrat. Um das Gesamtsystem beschreiben zu können, werden die Terme der Kinetik und der Dynamik multipliziert und im Bereich von $t = 0$ (Aufgabezeitpunkt) bis $t \rightarrow \infty$ integriert. Die Integration über diesen weiten Bereich ist notwendig, weil nicht alle Teilchen, die zum Zeitpunkt $t = 0$ in das System eintreten, nach einer mittleren Verweilzeit (\bar{t}) auch das System wieder verlassen haben. Sie können die Anlage vor oder nach dieser Zeit durchströmt haben. Gleichung (14) kann auch für das Verhalten von Wasser und Gangartmaterial

im Flotationsstammbaum angewendet werden. Das Übertragungsverhalten der Flotationszelle entspricht dem eines idealen Mischers, solange die Luftzufuhr ausgeschaltet ist. Sobald jedoch das Dreiphasengemisch Luft/Wasser/Feststoff vorliegt, weichen die Flotationszellen von diesem Verhalten ab. Dies bewirkt, daß die reale mittlere Verweilzeit (\bar{t}_{real}), die durch Tracerexperimente ermittelt wird, sich von der theoretischen Verweilzeit (\bar{t}_{theo}) unterscheidet.

Reale mittlere Verweilzeit:

$$\bar{t}_{\text{real}} = \frac{\int_0^{\infty} t \frac{c_t}{c_0} dt}{\int_0^{\infty} \frac{c_t}{c_0} dt} \quad (\text{Gl. 15})$$

Theoretische mittlere Verweilzeit:

$$\bar{t}_{\text{theo}} = \frac{V}{Q} = \frac{\sum \text{Zellenvolumen}}{\text{Volumenstrom}} \quad (\text{Gl. 16})$$

Aus diesem Grunde wurden unterschiedliche Modelle entwickelt, die diese Abweichung berücksichtigen. Eine einheitliche Anwendung konnte jedoch nicht festgestellt werden. Die Modelle bieten den Vorteil, daß sie sowohl für die Einzelzelle als auch für den gesamten Flotationsstammbaum eingesetzt werden können. Mit Hilfe der Laplace Transformation kann die Übertragungsfunktion ($H(t)$) einfach geschrieben und die Flotationsstufen additiv oder multiplikativ verknüpft werden. So entstanden Modelle für n hintereinandergeschaltete reale Zellen. Das Übertragungsverhalten jeder realen Zelle für sich wird dem Übertragungsverhalten von 1 -hintereinandergeschalteten idealen Zellen angepaßt /155, 161, 166, 167/. Mit Hilfe von Rückführungsmodellen soll die Rückvermischung berücksichtigt werden /169 - 175/. Auch mit Hilfe eines Totzeitvolumens kann die

ideale Verweilzeit der realen Verweilzeit angepaßt werden. Einen anderen Weg beschreibt das Diffusionsmodell /155, 167, 173/, das neben einem Transportterm auch die Vermischung in der Zelle berücksichtigt. Das Diffusionsmodell kann auf das n-Zellenmodell umgerechnet werden. Durch Anwendung der Modelle ist die Möglichkeit gegeben, durch Kombination des Kinetik- und Dynamikverhaltens sowie experimenteller Ermittlung der 3 Parameter (c_0 , c_t , t) das Flotationsverhalten in einem bestimmten System zu berechnen.

12.2 Optimierung und Prozeßsteuerung

Die Einbringung von betrieblichen Erfahrungswerten in das mathematische Modell führt zum sog. Simulationsmodell. Darin sind jeder Verfahrensstufe Funktionen und Bilanzierungsgleichungen zugewiesen, die den Zusammenhang zwischen Eingang und Ausgang hinsichtlich Quantität und Qualität der Produkte in Abhängigkeit von den Betriebsbedingungen beschreiben. Nach betrieblicher Erprobung dieses Modells wird durch Einbringung von wirtschaftlichen Faktoren in die Simulationsrechnung ein Optimierungsmodell erarbeitet, welches dann schließlich zur Prozeßoptimierung führen kann. Voraussetzung hierfür ist aber auch die Entwicklung und Erprobung von betrieblichen Einrichtungen für die zentrale Prozeßführung im On-line-Betrieb (vgl. Kap. 6, 11, 12). Das kontinuierliche Erfassen von aktuellen Betriebsdaten und das sichere Einstellen von ermittelten Sollwerten bilden die grundlegenden Voraussetzungen für eine erfolgreiche Automation.

Das Verarbeiten der Informationen erfolgt in den unteren Automationsebenen durch digitale oder analoge Bausteine, in der Ebene der zentralen Prozeßführung mit Hilfe der EDV. Ein für eine Steinkohlenaufbereitung entwickeltes Automationsmodell unterscheidet zwischen sechs Automations-ebenen /158/.

1. Verriegelung

Sicherheitsabschaltung bei Gefahr für Menschen; Sicherheitsschaltungen zum Schutz von betrieblichen Einrichtungen und der Produktenqualität.

2. Funktionsgruppensteuerung

Mit Funktionsgruppensteuerung wird das betriebssichere An- und Abfahren einzelner Maschinen, einzelner Gruppen von der Funktion her zusammengehörender Maschinen und Einrichtungen oder der gesamten Anlage von einem zentralen Punkt des Betriebes aus bezeichnet.

3. Digitale Schaltprogramme

Sie schalten während des Betriebes selbsttätig Maschinen ein und wieder aus oder stellen Einrichtungen um, sobald bestimmte Betriebszustände eingetreten sind.

4. Steuer- und Regelkreise

Sie haben die Aufgabe, bei laufendem Betrieb die Soll-Ist-Abweichung von vorgegebenen Parametereinstellungen einzelner Teilprozesse möglichst gering zu halten.

5. Zentrale Prozeßführung

Aufgabe der zentralen Prozeßführung mit Hilfe der EDV ist, mehrere einzelne Teilprozesse aufeinander abzustimmen und in einem vorgegebenen Programm zu integrieren; Sollwertführung für die einzelnen Steuer- und Regelkreise.

6. Zentrale Prozeßoptimierung

Die Daten der zentralen Prozeßführung werden in das Optimierungsmodell eingebracht und mit den

dort vorgegebenen optimalen Prozeßbedingungen verglichen. Bei auftretenden Abweichungen wird über die zentrale Prozeßführung die Sollwertführung der einzelnen Steuer- und Regelkreise entsprechend korrigiert.

Die einzelnen Automationsebenen bauen aufeinander auf und sind in ihren Funktionen miteinander verknüpft (Abb. 76). Die jeweils untere Ebene muß geplant bzw. ausgeführt sein, bevor die nächsthöhere Ebene geplant bzw. betrieben werden kann.

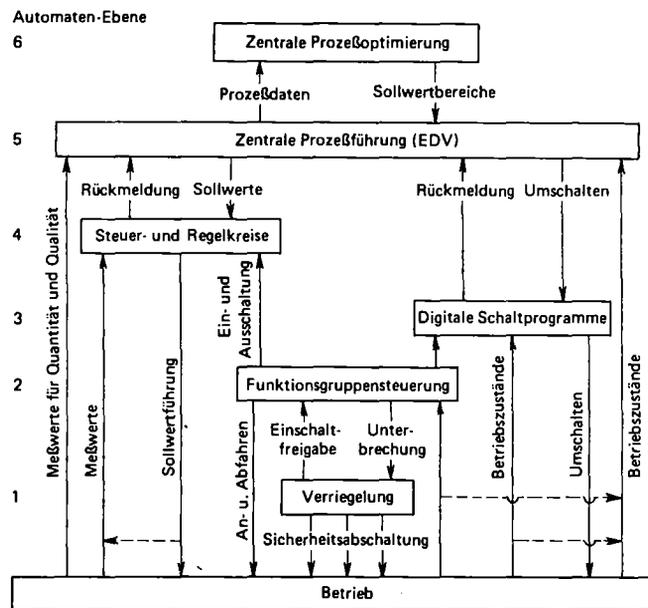


Abb. 76: Verknüpfung der Automationsebenen /158/

Nachfolgend sind einige wichtige Meß- und Regelgrößen von Flotationsanlagen angegeben, die zur automatischen Prozeßsteuerung herangezogen werden.

Für Aufgabe, Konzentrat und Berge ist außer den Analysenwerten für Nutzmineral und Nebenbestandteile die Kornverteilung von Bedeutung. Im eigentlichen Flotationsprozeß ist die Konzentration und Dosierung der Chemikalien, der Luftmenge, Temperatur und Trübedichte zu bestimmen. Daneben treten noch die Apparateparameter wie Kugelfüllung der Mühlen, Drehzahlen von Pumpen und Rührern sowie Trübeniveaueinstellung in den Flotationszellen auf.

Abb. 77 zeigt das Mengenstrombild einer Sulfidflotation. Die Zahlen geben die pro Sekunde durchlaufenden Wertmineralmengen an. Das Bild veranschaulicht die vielseitigen Meß- und Regelprobleme, die aufgrund der Stromverzweigungen auftreten können. Bei Flotationskreisläufen wie z.B.

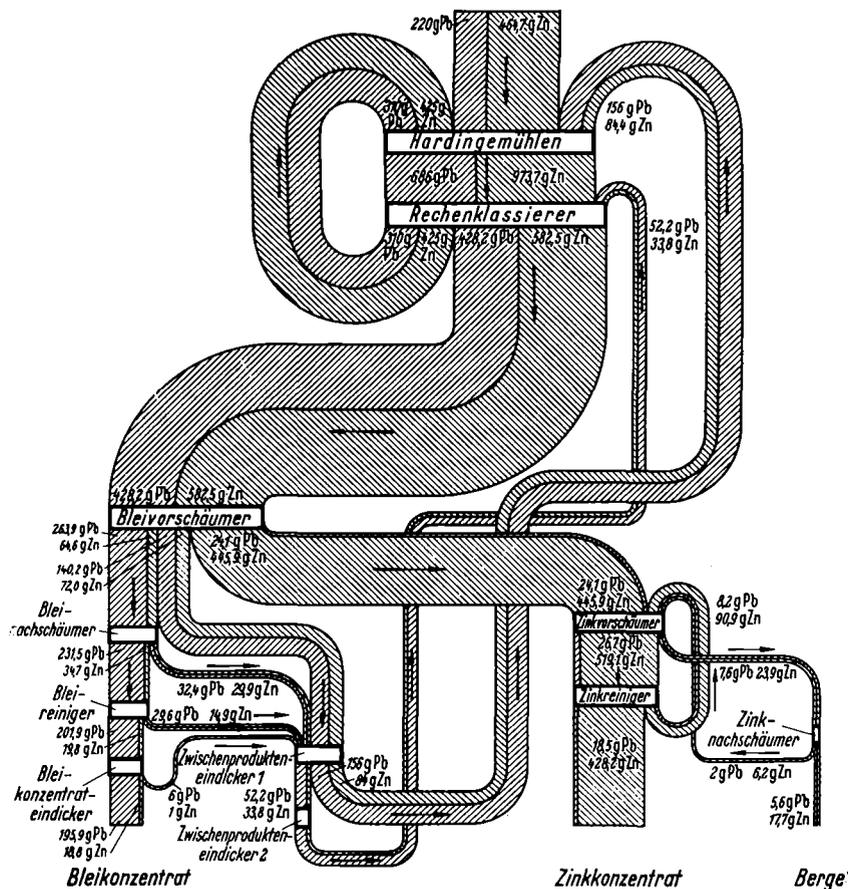


Abb. 77: Mengenstrombild einer PbS-ZnS-Flotation /176/

bei der schrittweisen selektiven oder bei der kollektiv selektiven Flotation mehrerer Wertminerale mit evtl. noch erforderlicher Zwischenmahlung bzw. Zwischeneindickung (vgl. Kap. 10) vergrößern sich die analytischen und meß-technischen Probleme noch wesentlich. Hinzu kommen noch Schwankungen im Nutzmineralgehalt von Aufgabe, Bergen und Konzentrat.

In Abb. 78 sind als Beispiel die Ergebnisse einzelner Produktionsschichten in einer Flußspatflotation aufgetragen. Dabei zeigen sich Schwankungen im CaF_2 -Gehalt des Konzentrats von ca. 96,4 bis 97,6%, in den Bergen von ca. 4 bis 14% und in der Flotationsaufgabe von ca. 29 bis 50%. Eine einfache Abhängigkeit der Wertmineralgehalte von Bergen und Konzentrat vom Wertmineralgehalt der Aufgabe ist nicht festzustellen.

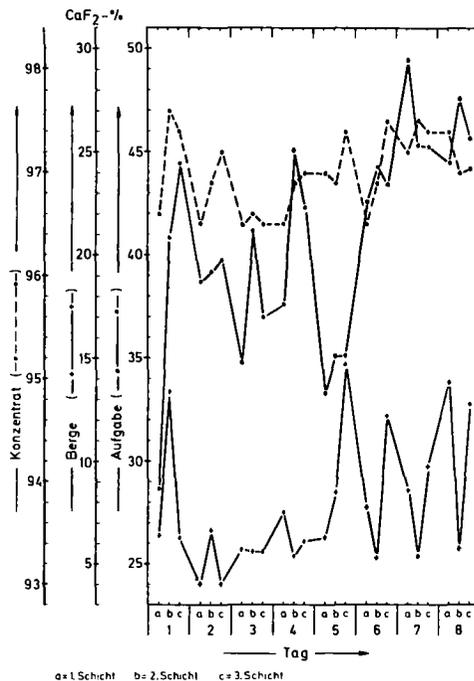


Abb. 78: Gemessene Schwankungsbreiten der Wertmineralgehalte in einer wenig automatisierten Flußspat-Flotationsanlage /120/

Dabei müssen allerdings die großen Verweilzeiten des Minerals in der Anlage von z.T. mehreren Stunden berücksichtigt werden. Die extremen Schwankungen im Wertmineralgehalt der Aufgabe können normalerweise durch Abstimmung der Abbaufverfahren sowie durch Rohmineralmischbunker weitgehend kompensiert werden. Abb. 78 gibt weiterhin Hinweise dafür, welche Analysenbereiche in dieser Anlage von automatischen Analysengeräten erfaßt werden müßten.

Neben Schwankungen der Wertmineralgehalte sind aber auch die Schwankungen der Massenströme innerhalb des Flotationsystems zu berücksichtigen. So wurden z.B., wie Abb. 79 zeigt, bei einem annähernd konstanten Aufgabemassenstrom beachtliche Schwankungsbreiten in den Produktmassenströmen festgestellt. Eine Addition der zum gleichen Zeitpunkt gemessenen Produktströme ergab keine Übereinstimmung mit dem gemessenen Aufgabemassenstrom /177/.

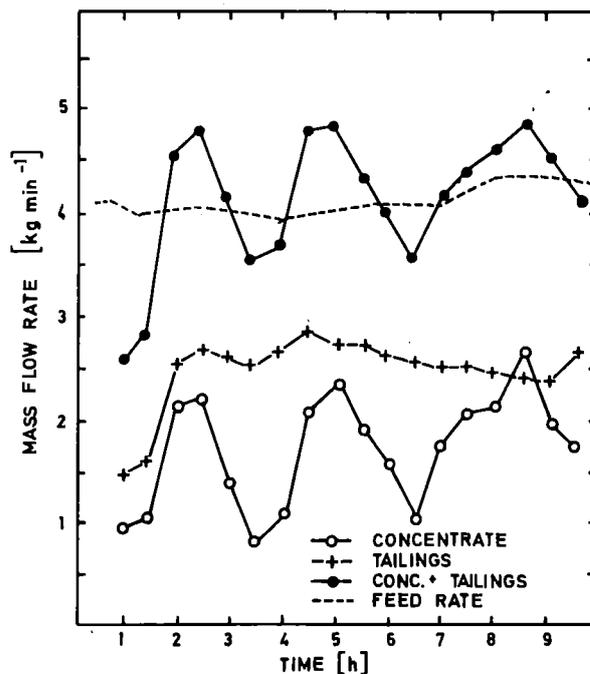


Abb. 79: Schwankungsbreiten der Produktmassenströme in einer Flußspat-Flotation /177/.

Neben den aufgezeigten technischen Einflußgrößen spielen noch wirtschaftlich-ökologische Gesichtspunkte bei der Prozeßauslegung eine wichtige Rolle. So können z.B. Energie-, Wasserverbrauch und Umweltbelastung die Prozeßführung beeinflussen.

In den nachfolgenden Kapiteln werden Flotationsanlagen beschrieben, in denen der Automationsgrad relativ weit fortgeschritten ist. Die beschriebene Anlage in Meggen (BRD) arbeitet vornehmlich noch mit einzelnen voneinander unabhängigen Regelkreisen, die im "off-line" Betrieb gefahren werden /130/. Die aus Analyseergebnissen resultierenden Sollwertvorgaben werden von Hand eingestellt. Noch fortschrittlicher arbeiten Anlagen, bei denen durch Rechnerkopplung einzelner Regelkreise, insbesondere der Aufgabe und der Reagenzdosierung, eine "Feed-Forward" Kontrolle der ersten Flotationsstufen möglich ist (Cu-Flotation Clarabelle, Kanada). Durch Einbeziehen von automatisierter RFA für die quasikontinuierliche Analytik der Hauptmaterialströme - eine Voraussetzung für weitergehende Automation - ist ein rückwirkender Eingriff ("feedbackward") auf die Fahrweise der Anlage möglich (Cu-Flotation Lake Dufault und Ecstall, Kanada). Durch Einführen einer Rechnerverknüpfung des Übergangsverhaltens der einzelnen Regelkreise ist innerhalb von begrenzten Schwankungen bereits eine "on-line closed loop Fahrweise" möglich (Cu-Flotation Pyhäsalmi, Finnland) /178/.

12.3 Praktische Beispiele der Prozeßsteuerung in Flotationsanlagen

12.3.1 PbS-ZnS-Flotation Meggen (BRD)

Am Beispiel der Bleiglanz-Zinkblende-Pyritflotation der Sachtleben Bergbau GmbH in Meggen, zur Zeit eine der modernsten Flotationsanlagen, soll der Stand der Automatisierung in der BRD erläutert werden /130/.

Die Grube Meggen fördert ein fein verwachsenes komplexes Blei-Zink-Pyrit mit ca. 1,2% Pb und 9,8% Zn bei einem Anteil von ca. 70% Pyrit. Nach Mahlung auf 80% < 50 μ wird zunächst in der ersten Flotationsstufe Bleiglanz flotiert. Die Abgänge der Bleiflotationsstufe werden nachgemahlen und der Zinkflotation aufgegeben. Hier wird nach mehrmaliger Nachreinigung ein Zinkblende-Konzentrat gewonnen. Das abgestoßene Mittelprodukt wird nach weiterer Nachmahlung in einer Mittelproduktflotation zu einem Zink-Endkonzentrat angereichert. Die Abgänge bei der Zinkflotationsstufen werden eingedickt und anschließend auf Pyrit flotiert.

Die Messung der Roherzaufgabemenge erfolgt durch eine Mehrrollen-Bandwaage, die die Bunkerabzugs-Dosierrienen auf den vorgegebenen Sollwert einregelt. Dadurch kann eine gleichbleibende Mahlfeinheit in der Mahlanlage erreicht werden.

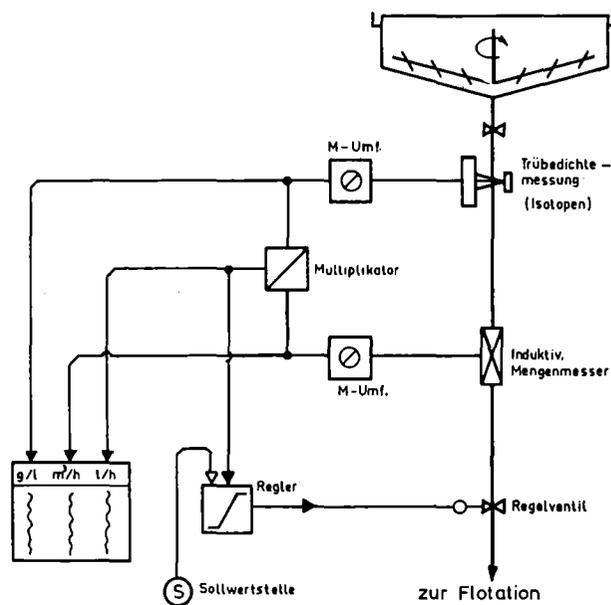


Abb. 80: Überwachung des Eindicker-Schlammabzugs als Aufgabe zur Zn-Mittelproduktflotation /130/

Die Aufgabe zur Zink-Mittelproduktflotation erfolgt in Meggen in Form von Dickschlamm, der aus einem Eindicker abgezogen wird. Gerade in dieser Mittelproduktflotation würden Schwankungen in Trübedichte und Aufgabemenge sehr große Störungen verursachen. Die Überwachung und Regelung dieser Parameter ist hier deshalb von besonderer Wichtigkeit. Abb. 80 zeigt den Aufbau der in Meggen eingesetzten Meßeinrichtung. Die Dichte wird mit einem radioaktiven Dichtemesser gemessen. Ein induktives Mengenmeßgerät bestimmt gleichzeitig die Trübemenge. Über einen Regler und ein Regelventil kann der Massenstrom auf einen bestimmten Sollwert korrigiert werden. Durch Einbau dieses Meß- und Regelkreises wurde eine komplette Flotationsbatterie eingespart /130/.

Für eine optimale Einstellung der Flotation ist die Kenntnis der Nutzmineralgehalte der Aufgabe von großer Wichtigkeit, da die Zugabe der Flotationsreagenzien, wie z.B. die Sammler, weitgehend vom Nutzmineralgehalt abhängt. Es ist daher anzustreben, die Nutzmineralanalysen möglichst schnell zu erhalten, um kurzfristig Dosierungsänderungen der Flotationsreagenzien durchführen zu können.

In Meggen wird für die analytischen Kontrollen ein Röntgenfluoreszenz-Analysengerät eingesetzt (vgl. Kap. 11.6). Es werden täglich neben den Schichtsammlproben eine Vielzahl von Sonderproben auf ihre Blei-, Zink- und Schwefelgehalte analysiert. Anhand der Analysenwerte werden die Sollwerte für die Parameterregelkreise der Anlage vorgegeben.

Die für das Flotationsergebnis wichtige Einflußgröße einer gleichbleibenden Kornverteilung in der Aufgabetrübe versucht man in Meggen durch Konstanthalten eines einmal optimierten Mahlkreislaufs zu erreichen. Hierfür werden Messungen durchgeführt, die die wichtigsten Parameter des Mahlkreislaufs beschreiben.

Die Messung der Energieaufnahme der Mühlenmotore gibt Auskunft über die Mahlkörperfüllung. Die optimale Trübedichte in der Mühle wird über die Roherzaufgabe (Bandwaage) und über die Wasserzugabe (Rotameter mit Fernübertragung) eingestellt.

Die wohl wichtigsten Messungen in einer Mahlanlage sind die Trübedichtebestimmungen in den Klassiererüberläufen. Eine Erhöhung der Trübedichte im Klassierer bewirkt z.B. einen größeren Klassiererüberlauf. Abb. 81 zeigt die in der Flotation Meggen an den Klassierern eingesetzte Trübedichtemeß- und Regeleinrichtung. Hierbei fließt der Überlauf des Klassierers durch eine Meßkammer, in welcher die Trübedichte nach dem Durchperlverfahren gemessen wird. Bei Abweichungen von einem bestimmten Dichtesollwert erfolgt über ein Regelventil eine Korrektur der Wasserzugabe.

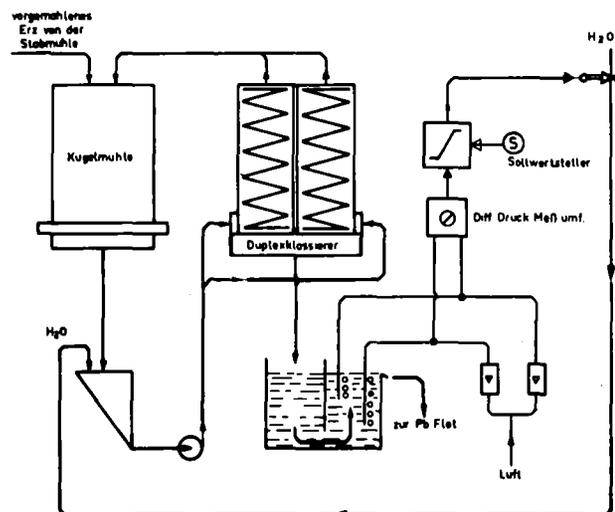


Abb. 81: Regelung der Trübedichte in den Klassiererüberläufen /130/

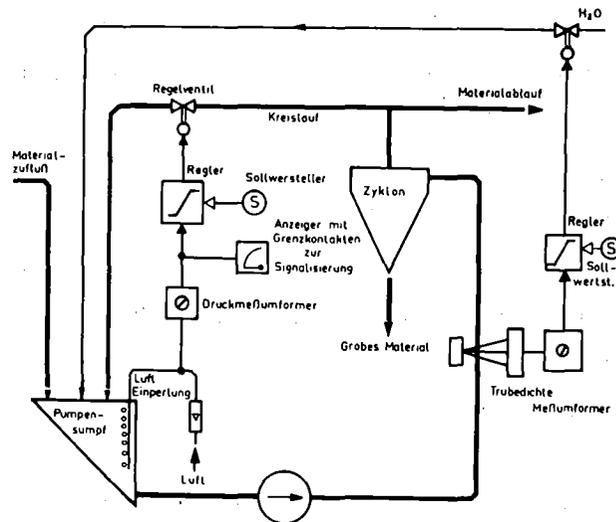


Abb. 82: Regelung eines konstanten Zulaufs zu den Klassierzyklonen /130/

Anstelle des oben beschriebenen Mahlkreislaufs mit Klassierern werden in zunehmendem Maße für die Klassierung von Flotationstrüben Zyklone eingesetzt. Diese Zyklone arbeiten aber nur dann zuverlässig, wenn der Trübestrom und die Trübedichte im Zyklonzulauf konstant gehalten werden. Der konstante Zulauf wird über Trübeniveauregelung im Zyklonpumpensumpf erreicht. Die Messung des Trübeniveaus erfolgt dabei durch Einperlen von Druckluft. Der Druckmeßwert wird auf einen Regler übertragen, welcher über ein Regelventil mehr oder weniger Trübemenge vom Zyklonüberlauf zum Pumpensumpf zurückführt. Die Trübedichte des Zylkonzulaufs wird mittels radioaktiver Dichtemessung erfaßt und auf den Sollwert hin über ein Regelventil durch Wasserzugabe in den Pumpensumpf korrigiert (Abb. 82).

Aus der Praxis ist bekannt, daß die Selektivität bestimmter Flotationssysteme stark von der Temperatur der Flotationstrübe abhängt; so soll z.B. der Einfluß der Temperatur in

der Zink-Mittelproduktflotation besonders ausgeprägt sein /130/. Es können hier z.B. bei einer Trübetemperatur von 25 °C Zinkkonzentrate von ca. 50% Zn, bei einer Temperatur von 18 - 20 °C aber nur solche von 46% Zn erreicht werden. Um die erforderliche Trübetemperatur zu halten, wird in Meggen die Temperatur mit einem Widerstandsthermometer dauernd bestimmt und über ein Regelventil Naßdampf zudosiert.

Von der ursprünglich angewendeten Praxis einer strikten Einhaltung des pH-Wertes, was über eine pH-Messung und eine Dosierpumpensteuerung leicht möglich ist, ist man u. a. auch in Meggen wieder abgekommen. Es hat sich herausgestellt, daß eine Einstellung des pH-Wertes innerhalb relativ weiter Grenzen schwanken kann, wenn nur die entsprechende Kationenkonzentration der pH-regelnden Reagenzien konstant gehalten wird, da man diesen einen starken Einfluß auf das Flotationsergebnis zuschreibt.

Die Ausführungen zeigen, daß in der Flotationsanlage Meggen große Fortschritte in der Teilautomatisierung erreicht wurden. Letztlich arbeiten aber alle Regelkreise noch unabhängig voneinander. Die optimale SollwertEinstellung wird aufgrund von Flotationsergebnissen (z.B. Analysen) von Hand nachgestellt. Man ist jedoch betrebt, mit Hilfe von Modellbildung und rechnergestützter Kopplung der einzelnen Regelkreise eine höhere Automationsebene zu erreichen.

12.3.2 Kupferflotation Ecstall (Kanada)

In der 10 000 tato durchsetzenden Flotationsanlage Ecstall /178 - 180/ wird in zwei parallelen Kreisen Cu und Zn und in einem dritten Kreis Zn/Pb-Ag flotiert.

Die Mineraltrübe wird in den beiden Cu-Flotationskreisläufen in jeweils einer Grobkornflotationsstufe vorflotiert. Das Schaumprodukt dieser Stufe wird den Konzentrat-Reinigungsstufen direkt zugeführt; die Abgänge werden zunächst nachgemahlen und in einer Feinkornvorflotationsstufe mit

anschließender Bergenachreinigung (scavenger) nachflo-
tiert, bevor auch dieses Schaumprodukt den Konzentrat-
Reinigungsstufen aufgegeben wird (Abb. 83).

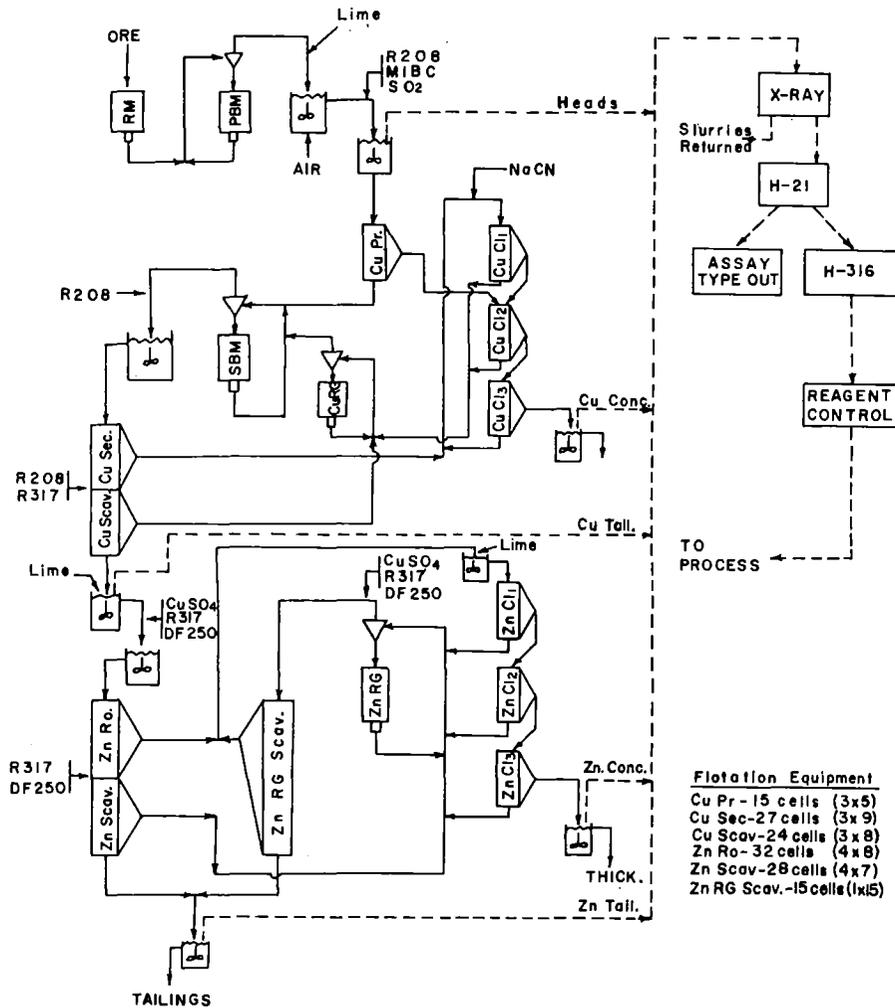


Abb. 83: Flotationschema der Anlage Ecstall
(Cu- und Zn-Flotationskreislauf) /179/

Im Jahre 1966 wurden hier die ersten selbständigen Kontrollregelkreise installiert und 1967/68 die on-stream RFA angeschlossen. Die erste Zusammenfassung einzelner Regelkreise über einen Rechner erfolgte 1970. Aus umfangreichen Untersuchungen im Pilot-Maßstab ergab sich, daß die Ausbeute der Cu-Flotation sehr stark durch die Sammlerkonzentration beeinflusst wurde, während die übrigen Einflußgrößen nach einer Optimierung von mehr untergeordneter Bedeutung auf die Ausbeute waren. Alle 12 min stand eine komplette Elementanalyse von Aufgabe und Abgängen sowie der Cu-Ausbringungsgrad zur Verfügung. 1971 wurde die Cu-Flotation auf vollautomatischen Betrieb umgestellt. Mit Hilfe der zur Verfügung stehenden Analysendaten wird die Anlage über die Reagenziendosierung gesteuert (Abb.84).

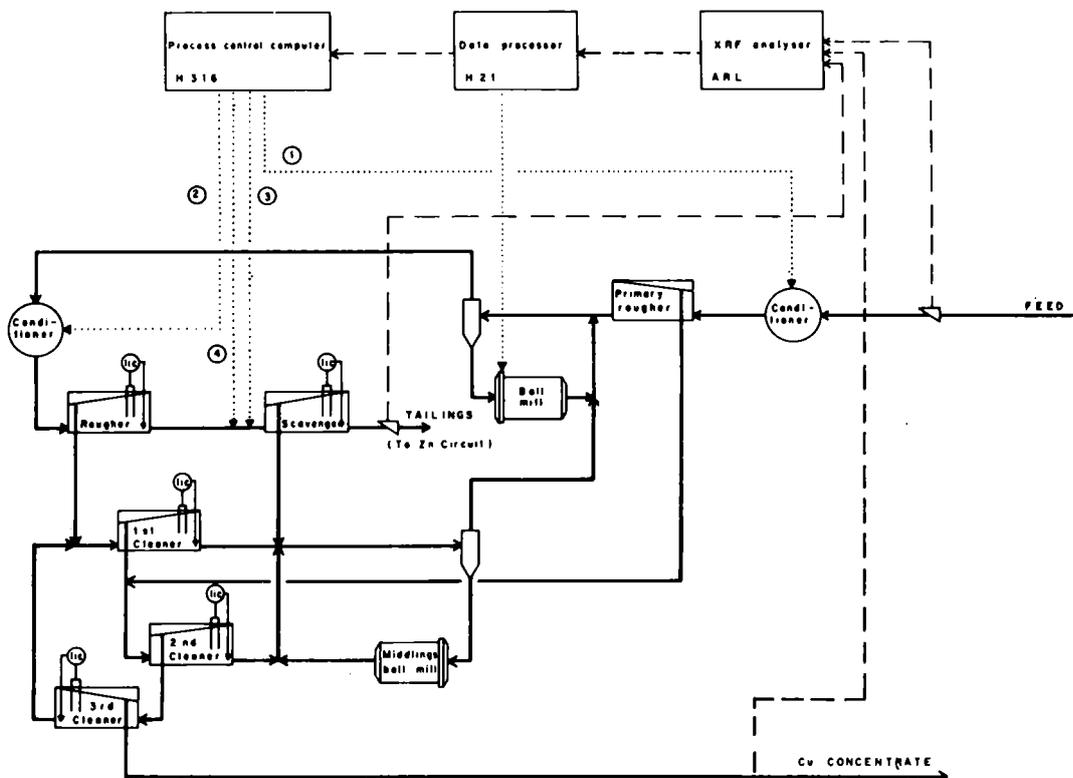


Abb. 84: Kontrollschema der Cu-Flotation Ecstall /178/
1, 2, 3, 4 = Sammlerzugabestellen

Der für die Rechnersteuerung verwendete Algorithmus ist im wesentlichen eine Zusammenfassung von Prozeßparametern wie Cu-Gehalt in der Aufgabe, Cu-Gehalt im Konzentrat, Zn-Gehalt im Konzentrat und Cu-Ausbringung. Während die durch den Rechner auf ein Optimum einzuregelnde Flotationsausbeute nur um ca. 0,25% schwanken darf - bei Aufgabengehaltsschwankungen von 0,5% und Ausbringungsschwankungen von 1% - kann die Reagenziendosierung als Prozeßvariable um mehr als den Faktor 2 verstellt werden. Der Rechner überwacht die Abweichungen und regelt die Dosierung (Zu- und Abnahme) derart, daß sich spätestens der nachfolgende Analysenwert dem wirtschaftlich optimalen Wert des Verhältnisses Cu-Gehalt/Ausbringung nähert, wobei dieser nicht dem theoretischen Maximalwert entsprechen muß. Wird der wirtschaftlich optimale Wert nach zweimaligem Zyklus nicht erreicht, muß der Prozeß von Hand nachgeregelt werden.

Durch Einführen dieser Automation wurde die Cu-Ausbeute der Anlage um ca. 1% erhöht und der Reagenzienverbrauch um ca. 10% gesenkt. Die Investitionen, die für diese Automation notwendig waren, haben sich durch die erhöhte Ausbringung und die Reagenzieneinsparung in kurzer Zeit amortisiert /179/.

12.3.3 Kupferflotation Pyhäsalmi (Finnland)

Während der Automation in der Flotationsanlage Ecstall ein rein empirisches Vorgehen zugrunde liegt, ist die Steuerung der Pyhäsalmi Cu-Flotation auf einer mathematischen Modellbildung mit der Verknüpfung aller Ein- und Ausgangsvariablen aufgebaut. Die grundsätzlichen Erwägungen, die zu dieser Modellbildung führten, wurden 1968 vorgestellt /181/.

Das Erz (0,73% Cu; 2,22% Zn; 28,5% Fe) wird nach der Mahlung in drei Stufen flotiert. Der Cu-Flotation ist die Zn-Flotation nachgeschaltet, aus deren Bergen schließlich

der Pyrit ausgebracht wird. Die Cu-Flotation besteht aus einem Zellenblock für die Vorflotation (rougher), deren Berge nach einer Nachreinigung (Scavanger) der Zn-Flotation zugeführt werden. Das in der Vorflotation ausgebrachte Cu-Vorkonzentrat wird in drei Nachreinigungen (cleaner) auf ein Cu-Endkonzentrat von ca. 23% Cu angereichert. Die in den Nachreinigungen abgestoßenen Mittelprodukte werden wieder der Vorflotation aufgegeben /178, 184/.

In der Cu-Flotation hatte sich herausgestellt, daß die Sammlerkonzentration (Xanthat) oberhalb eines notwendigen Niveaus keinen Einfluß mehr auf die Cu-Ausbringung ausübt. Es zeigte sich, daß das Verhältnis Cu/Zn im Cu-Konzentrat in großer Abhängigkeit zur Drückerkonzentration (NaCN) steht. Innerhalb eines begrenzten Bereichs konnten mit Hilfe der NaCN-Dosierung die Cu-Ausbringung linear erhöht und Zn linear gedrückt werden. Für die Cu-Flotation wurde daher die NaCN-Konzentration als Regelgröße eingeführt. Zusätzlich kann noch die Luftmenge in der Vorflotation und Bergereinigung zur Regelung herangezogen werden.

Durch Installation von zwei on-line RF-Analysatoren (Courier 300, vgl. Kap. 106) war eine analytische Überwachung der einzelnen Produktströme im Hinblick auf Gehalt und Ausbringung von Cu, Fe und Zn möglich und damit die Voraussetzung für eine Automation der Anlage gegeben /182/.

Während die Zink-Flotation nach der gleichen Strategie wie die Ecstall-Flotation gefahren wird (EVOP-Steuerung) wurde der Cu-Kreislauf in Pyhäsalmi vollautomatisiert. Abb. 85 zeigt das Flußdiagramm für die Cu-Flotationsüberwachung. Drei unterschiedliche Regelebenen wurden konzipiert, die mit der in Stufen fortschreitenden Automation der Anlage übereinstimmen.

Das niedrigste Kontrollniveau hält gemessene Prozeßvariable entweder unabhängig vom Prozeßrechner in analogen Regelkreisen fest oder sie werden in DDC-Fahrweise vom Rechner kontrolliert.

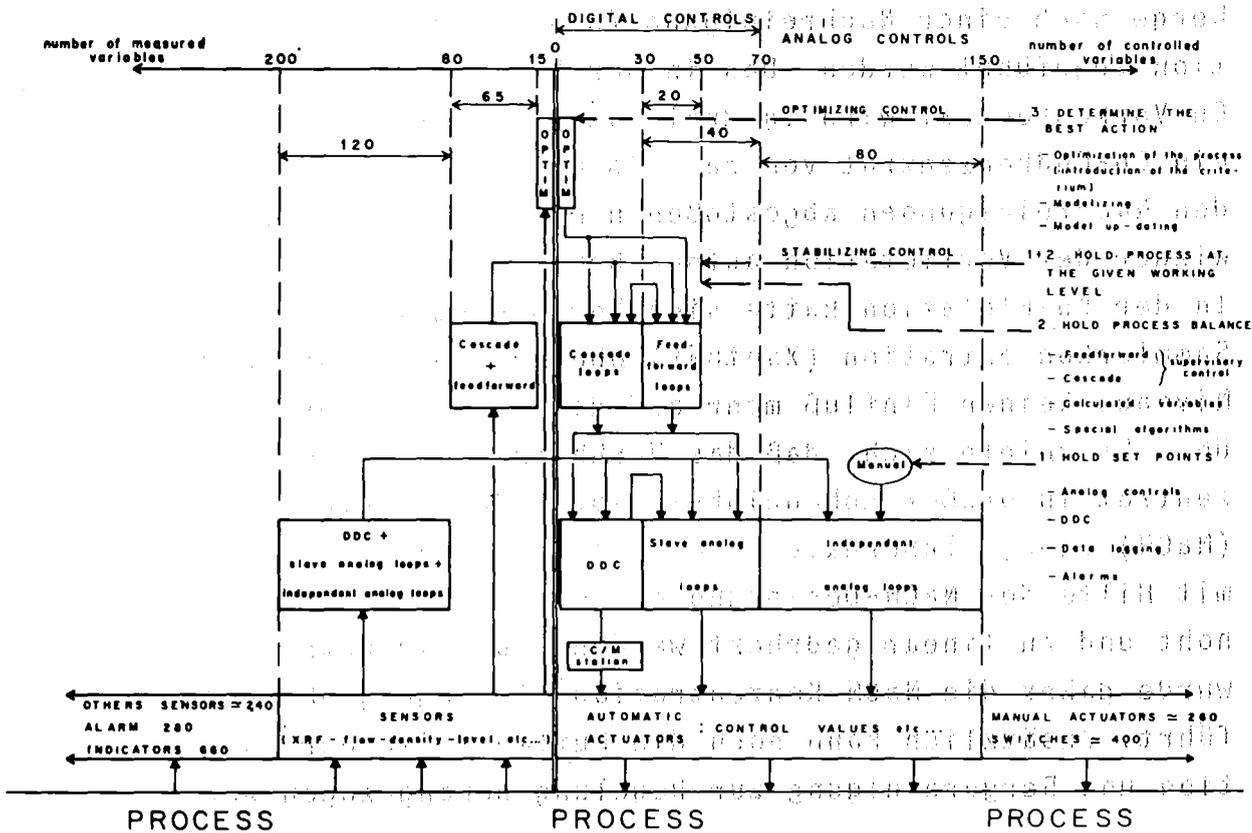


Abb. 85: Verknüpfung der Automationsebenen in Pyhäsalmi /178/

Dieses Regelniveau erfaßt ca. 80 verschiedene Soll- und Ist-Werte und bleibt auch noch intakt, wenn der Hauptrechner ausfällt oder abgeschaltet wird. Die zweite Regelebene dient vornehmlich der Stabilisierung des Prozesses. Wesentlicher Bestandteil ist eine aus der Eingangsanalyse resultierende "feed-forward" Kontrolle. Hauptvariable hierfür ist die Kontrolle der Massenströme an Aufgabe und zwischen den einzelnen Zellen. Die Stabilisierung der Massenströme erfolgt mit Hilfe der Luftzugabe in der Vorflotation. Diese Regelstufe ist so ausgelegt, daß sie keinen Rückkopplungseinfluß auf die nachfolgende Automationsebene "Optimierung" ausübt. Der in /183/ beschriebene Weg zur Auffindung von mathematischen Modellen für die Flotationsprozesse (Bestimmung

des Übergangsverhaltens und der Verweilzeiten, Ergebnisse aus Pilot-Versuchen, Einbeziehung analytischer Ein- und Ausgangsvariabler) wurde auch zur Grundlage der Optimierungssteuerung in Pyhäsalmi. Über eine statische, multilineare Verknüpfung von ca. 70 Variablen (Konzentrationen, Mengenströme, Zellenniveau usw.) steuert der Prozeßrechner über eine Änderung der Zn-Drückerkonzentration (NaCN) in kleinen Schritten das Cu-Konzentrat auf ein Optimum. Der weitere Ausbau der Automation, vornehmlich durch einen Übergang von der statischen zur dynamischen Modellgrundlage wird angestrebt. Einsparungen an Reagenzien und eine höhere Cu-Anreicherung des Endkonzentrats trotz ärmerer Aufgabenerze wurden durch die beschriebene Automation erreicht.

Verfolgt man den Weg der Automatisierungsbestrebungen in Pyhäsalmi von ersten Veröffentlichungen über das dynamische Verhalten von Flotationszellen bis zur Erfolgsmeldung über die Automation des Cu-Kreislaufs, so scheint eine Ablaufzeit von 10 Jahren für ein solches Projekt nicht unrealistisch zu sein.

13. LITERATURVERZEICHNIS

- /1/ Gründer, W.
Aufbereitungskunde, Bd. 1
Hübener Verlag Goslar (1965)
- /2/ Gerth; Salzmann; Hamann;
Leitfaden der Erzaufbereitung
Universitätsbuchdruckerei, Bonn (1952)
- /3/ Kirchberg, H.
Aufbereitung bergbaulicher Rohstoffe, Bd. 1
Jena (1953)
- /4/ Gaudin, A.M.
Flotation
McGraw Hill, New York (1957)
- /5/ Fuerstenau, D.W. (Herausgeber)
Froth Flotation
50th Anniversary Volume, American Institute of Mining
Metallurgical and Petroleum Engineers,
New York (1962)
- /6/ Mayer, E.W. und Schranz, H.
Flotation
Hirzel-Verlag, Leipzig (1931)
- /7/ Petersen, W.
Schwimmaufbereitung
Dresden-Leipzig (1936)
- /8/ Schubert, H.
Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe, Bd. 2
Leipzig (1967)
- /9/ Taggart, A. F.
Handbook of Mineral Dressing
New York (1945/1956)
- /10/ Sutherland, K.L. und Wark, J.W.
Principles of Flotation
Australasian Inst. Mining Metallurgy, Melbourne (1955)
- /11/ Glembotskij, V.A.; Klassen, V.J. und Plaksin, J.N.
Flotation (engl. Übers.)
New York (1965)
- /12/ Kihlstedt, P.G.
"Flotation", in Ullmanns Encyklopädie der technischen
Chemie, Bd. 2, S. 110 - 142
Chemie-Verlag, Weinheim (1972)

- /13/ Winderlich, R.
Flotation von Kupferlasur im 15. Jahrhundert
Chem.-Ztg. 57 (1933) S. 971
- /14/ Erhard, K.
Adolph Bessel und die Graphitaufbereitung in
Kropfmühl
Erzmetall, Bd. 30 (1977) H. 3, S. 79 - 83
- /15/ Kellerwessel, H. und Morawietz, H.-J.
Erzaufbereitung
Druckschrift SI-300 der KHD Industrieanlagen AG
Sonderdruck aus Chemische Technologie, Bd. 6,
Metallurgie,
Hanser Verlag, München
- /16/ Imhof, R. und Clement, M.
Untersuchungen zum Flotationsverhalten feiner
sulfidischer Cu-Zn-haltiger Erzschlämme
Erzmetall, Bd. 29 (1976), H. 9, S. 387 - 394
- /17/ Clement, M. und Tröndle, H.M.
Probleme der Flotation von Kaolin
Erzmetall, Bd. 22 (1969) H. 3, S. 131 - 135
- /18/ Abramow, A.A.
Steigerung der Wirksamkeit der selektiven Flotation
schlammiger Erze
Neue Bergbautechnik, 5. Jg. (1975), H. 5, S. 360-366
- /19/ Rey, M. und Formanek, V.
Die Flotation von ultrafeinen Bleisulfiden
Freiberger Forschungshefte A 415 (1967) S. 109 - 120
- /20/ Stolze, Fr.
Der derzeitige Erfahrungsstand auf dem Gebiet der
Erzflotation (Die Flotation der oxydischen Erze)
Aufbereitungs-Technik, Jg. 5 (1964) Nr. 6, S. 317-331
- /21/ Singewald, A.
Adsorption von grenzflächenaktiven Stoffen an Luft-
blasen und Feststoffoberflächen, insbesondere bei
der selektiven Flotation von salinaren Mineralien
VDI-Berichte Nr. 182 (1972), S. 109-115
- /22/ van Voorst Vader, F.
Der Einfluß von Tensiden auf die Benetzung
Chem. Ing. Technik 49 (1977), Nr. 6, S. 488 - 493
- /23/ Schulze, H.J. et al.
Untersuchungen über die Wechselwirkungen zwischen
Feststoffteilchen und Gasblasen bei der Flotation
Freiberger Forschungshefte A 568 (1977) S. 11 - 38

- /24/ Laskowski, J. und Fimm, D.
Particle-Bubble Attachment in Flotation
Minerals Sci. Engng. Bd. 6, Nr. 10 (1974)
S. 223 - 235
- /25/ Blake, T.D.
Current Problems in the Theory of Froth Flotation
VDI-Berichte Nr. 182 (1972) S. 117 - 121
- /26/ Reh binder, P.A.
Physico-Chemistry of Flotation Processes
Staatl. Verlag für Wissenschaft und Technik,
Moskau (1933)
- /27/ Menden, W.
Über neuartige Verfahren zur Untersuchung und zur
Beeinflussung der Vorgänge bei der Anlagerung von
Sammlern an Mineraloberflächen
Aufbereitungs-Technik, Jg. 5 (1964) Nr. 12,
S. 634 - 641
- /28/ Götte, A. und Ramdohr, H.
Weitere Untersuchungen zur Beeinflussung der
Flotierbarkeit von Mineralien durch radioaktive
Bestrahlung
Freiberger Forschungshefte A 163 (1960) S. 35-47
- /29/ Hoberg, H.
Untersuchungen über die Beeinflussung der Flo-
tierbarkeit von Zinnstein durch Bestrahlung im
Kernreaktor
Aachener Blätter, Bd. 19 (1969) S. 155 - 181
- /30/ Hoberg, H. und Schneider, F.U.
Investigations into the improvement of flota-
bility of minerals by means of radiation
XI. International mineral processing congress,
Cagliari (1975)
- /31/ Schneider, F.U. und Hoberg, H.
Über den Einfluß physikalischer und chemischer
Eigenschaften der Kristallgitter von Mineralien
auf deren Reaktionsverhalten in der Flotation
Vortrag auf der 3. Arbeitstagung des Fachaus-
schusses für Erzaufbereitung der GDMB, Bad Harz-
burg (März 1977)
- /32/ Schmitz, J.
Tetraphenylborat auf Silicagel als Gerüstsubstanz
Dissertation, Techn. Hochschule Darmstadt (1966)
- /33/ Lindström, L.
Amine Flotation of ore minerals and silicates
Acta Polytechnica Scandinavica, Ch 66 (1967)
S. 1 - 112

- /34/ Rozgay, S.
Beitrag zur Kenntnis der Schwimmfähigkeit von Baryt
Erzmetall, Bd. 25 (1972) H. 8, S. 384 - 389
- /35/ Plakssin, J.N. et al.
Über die Anwendung radioaktiver Isotope zur Er-
forschung des Flotationsvorganges
Freiberger Forschungshefte A 59 (1956) S. 5 - 44
- /36/ Dobiaš, B.
Beitrag zur Theorie der Flotation von nichtsulfi-
dischen Mineralien
Freiberger Forschungshefte A 335, S. 7 - 20
- /37/ Manser, R.M.
Handbook of Silicate Flotation
Warren Spring Laboratory, Stevenage (1975)
- /38/ Schubert, H.
Über die Wirkungsweise von Flockungsmitteln in
wäßrigen Trüben
Aufbereitungs-Technik, Jg. 10 (1969) Nr. 4
S. 175 - 182
- /39/ Schulz, G.
Untersuchungen zur selektiven Flockung
Freiberger Forschungshefte A 513 (1973) S. 95-115
- /40/ Davis, E.W.
Fine crushing in ball-mills
Society of Mining Engineers (AIME) Transactions 61
(1919) S. 250 - 296
- /41/ Bond, F.C.
Grinding ball size selection
Mining Engineering 10 (1958) S. 592 - 595
- /42/ Eifel, M. und Schönert, K.
Untersuchungen zur Mahlung in Kugelmühlen mit
glatten und rillenprofilierten Panzerplatten
Zement-Kalk-Gips 29 (1976) H. 1, S. 30 - 36
- /43/ Manz, R.
Bewegungsverhalten der Mahlkörperfüllung an der
Wand von Kugelmühlen
Dissertation Universität Karlsruhe (1972)
- /44/ Mittag, C.
Die Hartzerkleinerung
Springer Verlag, Berlin-Göttingen-Heidelberg
(1953)
- /45/ Klöckner-Humboldt-Deutz AG
Prospekt Nr. W 4217-2

- /46/ Klöckner-Humboldt-Deutz AG
Prospekt Nr. W 4225-1
- /47/ Dorr-Oliver, Wiesbaden
Prospekt "Hydrozyklone"
- /48/ Trawinski, H.
Hydrozyklone in der Mineralaufbereitung
Erzmetall, Bd. 27 (1974) H. 4, S. 201-203
- /49/ Trawinski, H.
Practical Aspects of the Design and Industrial
Applications of the Hydrocyclone
Filtr. Separ. 6 (1969) S. 361 - 367, 651 - 657
- /50/ Hoechst AG
Flotationsreagenzien
Broschüre Hoe. 4113 (1976)
- /51/ American Cyanamid Company
Mining Chemicals Handbook (Mineral Dressing
Notes No. 26)
- /52/ Gaudin, A.M. und Preller, G.S.
Surface area of flotation concentrates and the
thickness of collector coatings
American. Inst. Mining Met. Petrol. Engrs.
Technical Publication 2002 (1946)
- /53/ Granville, A.; Finkelstein, N.P. und Allison, S.A.
Review of Reactions in the flotation system galena-
xanthate-oxygen
Trans. Instn. Mining Metallurgy 81, (1972)
S. 1 - 24
- /54/ Wottgen, E.
Zur Theorie der Sammlerwirkung bei der Flotation
sulfidischer Minerale
Tenside 4. Jag. (1967), H. 8, S. 248 - 252
- /55/ Du Rietz, C.
Chemisorption of collectors in flotation
XI. International mineral processing congress,
Cagliari (1975)
- /56/ Ramdohr, H.
Messung der Adsorptionsdichte von Kaliumäthylxanthat
an Bleiglanz
Aachener Blätter 9/10 (1959/60), S. 38 - 47
- /57/ Fuerstenau, M.C.; Clifford, K.L. und Kuhn, M.C.
The role of Zinc-Xanthate Precipitation in Sphalerite-
Flotation
International Journal of Mineral Processing 1 (1974)
S. 307 - 318

- /58/ Kirchberg, H. und Bilsing, U.
Feinkorneinflüsse bei der selektiven Schwerspat-
Flußspat-Flotation
Freiberger Forschungshefte A 415 (1967) S. 149-157
- /59/ Clement, M.; Brennecke, K. und Bonjer, J.
Untersuchungen über das Flotationsverhalten nicht-
sulfidischer schwerlöslicher Minerale wie Schwer-
spat, Coelestin und Flußspat
Erzmetall, Bd. 26 (1973), H. 5, S. 225 - 229
- /60/ Dobiaš, B.
Flotierbarkeit und elektrokinetische Eigenschaften
von Flußspat und Schwerspat
Erzmetall, Bd. 21 (1968), H. 6, S. 275 - 281
- /61/ Kirchberg, H. und Wottgen, E.
Phosphonsäuren als Sammler bei der Zinnsteinflotation
Aufbereitungstechnik, Jg. 6 (1965), Nr. 12
S. 677 - 683
- /62/ Wottgen, E. und Rosenbaum, Chr.
Über Untersuchungen von Alkanarsonsäuren als Zinn-
steinsammler
Freiberger Forschungshefte A 510 (1972) S. 43 - 52
- /63/ Bahr, A.; Clement, M. und Luther, H.
Über den Einfluß einiger Elektrolyte auf die Flo-
tation von Flußspat mit Natriumoleat
Erzmetall, Bd. 21 (1968), H. 1, S. 1 - 8
- /64/ Rule, A.R. und Blake, H.E.
Recovery of Fluorine from low-grade calcareous
Fluorspars
Rep. Inv. Bur. Min. Nr. 7866 (1974)
- /65/ Morawietz, H.J.
Ein Beitrag zur Lösung des Problems der Chromit-
Flotation
Erzmetall, Bd. 12 (1959), H. 7, S. 309 - 368
und H. 8, S. 388 - 393
- /66/ Schranz, H.
Verfahren zum Flotieren von Chromit aus Chromerzen
DBP Nr. 1 021302 (1958)
- /67/ Buckenham, M.H. und Rogers, J.
Flotation of Quartz and Feldspar by Dodecylamine
Transl. Inst. Mining and Metallurgy 64 (1954)
S. 11 - 30
- /68/ Lindström, L.
Surface and bond-forming properties of quartz and
silicate minerals and their application in mineral
processing techniques
Acta Politechnica Scandinavia, Chem. Met. Ser. 75, 9
(1968)

- /69/ Schubert, H.
Die Rolle unpolarer Zusatzstoffe bei der Schaumflotation
Aufbereitungs-Technik, Jg. 8 (1967), Nr. 7
S. 365 - 368
- /70/ Gates, E.H.
Agglomeration flotation of manganese ore
Mining Engng. 9 (1957), Nr. 12, S. 1368 - 1372
- /71/ Fahrenwald, A.W.
Emulsion flotation
Min. Congr. J. 13 (1957), Nr. 8, S. 72 - 74
- /72/ Runolinna, U.; Rinne, R. und Kurronen, S.
Agglomeration flotation of Ilmenite ore at Otanmäki
International mineral processing congress,
London (1960), The Instn. Min. Met. (1960)
S. 447 - 476
- /73/ Rumpf, H.
Die Wissenschaft des Agglomerierens
Chem. Ing. Technik 46. Jg (1974), Nr. 1, S. 1 - 11
- /74/ Yazan, H. und Schäfer, H.G.
Untersuchungen über den Einfluß von Stärkearten auf
die Flotation der Mineralien Flußspat, Schwerspat
und Kalkspat mit Ölsäure
Aachener Blätter, Bd. 16 (1966), S. 1 - 69
- /75/ Schulze, H.J.; Shafik, H. und Bilsing, U.
Die Adsorption von Gerbstoffen an der Oberfläche von
Kalkspat und Flußspat und ihre Bedeutung für die
Flotierbarkeit dieser Minerale
Freiberger Forschungshefte A 476 (1970)
- /76/ Steiner, H.J.
Elektrokinetische Messungen im Rahmen der Flotations-
forschung
Radex-Rundschau (1965), H. 6, S. 733
- /77/ Dorrepaal, W. und Weehuizen, J.M.
Über die Anwendung von neuen Schwerspat-Drückern
bei der selektiven Trennung von Schwerspat und Fluß-
spat mittels Flotation
Vortrag auf der 3. Arbeitstagung des Fachausschusses
für Erzaufbereitung der GDMB, Bad Harzburg (März 1977)
- /78/ Vetter, G.
Volumetrische Flüssigkeitsdosierung mit oszillieren-
den Dosierpumpen
Aufbereitungs-Technik, Jg. 16 (1975), Nr. 1, S. 1 - 16
- /79/ Vetter, G.; Hessenberger, R.; Holzäpfel, E.
Ausführung und Anwendung von Dosierpumpen in der Kern-
technik
Kerntechnik Isotopentechnik und Chemie, 11. Jg. (1969)
Nr. 9/10, S. 577 - 589

- /80/ LEWA - Herbert Ott KG
Prospekt Nr. DO-110 d
- /81/ Bran und Lübbe
Prospekt "Dosierpumpen"
- /82/ Kozlov, B.K. und Mologin, M.A.
The rate of rise and the hydraulic resistance
of air bubbles in liquids
Bull. Acad. Sci. USSR, Tech. Sci. Sect. Nr. 8
(1951)
- /83/ Klassen, V.J. und Mokrousov, V.A.
An Introduction to the Theory of Flotation,
Butterworths, London (1963), S. 69 - 138
- /84/ Dobiaš, B.
Anwendung von elektrokinetischen Untersuchungs-
methoden der Adsorption grenzflächenaktiver Sub-
stanzen an Festkörpern zur Erforschung von Flota-
tionsvorgängen
Erzmetall, Bd. 26 (1973), H. 4, S. 173 - 178
- /85/ Bogdanow, O.S.
Theoretische Untersuchungen des Flotationspro-
zesses
Freiberger Forschungshefte A 59, S. 45 - 74
- /86/ Clement, M.; Bahr, A. und Bonjer, L.
Beitrag zur Frage der Anlagerung von Gasblasen
an Mineraloberflächen beim Flotationsprozeß
VDI-Berichte Nr. 182 (1972), S. 135 - 142
- /87/ Meloy, T.P.
The Treatment of Fine Particles during Flotation,
in "Froth Flotation"
Amer. Institute of Mining, Metallurgical and Petro-
leum Engineers, 50 th Anniversary Volume, New York
(1962), S. 247 - 257
- /88/ Scheludko, A.
Zur Theorie der Flotation
Kolloid-Z. u. Z. für Polymere 191 (1963), Nr. 1,
S. 52 - 58
- /89/ De Vries, A.J.
Foam Stability
Diss. Utrecht (1957)
- /90/ Bitter, J.H.
Über den Zusammenhang zwischen der Flotierbarkeit
und chemischer Konstitution eines Flotationsmittels
an dem Beispiel der Kohleflotation mit Phenolen
Diss. Clausthal (1969)

- /91/ Götte, A.
Einige Überlegungen und Beobachtungen zur Oberflächen-
spannung in der Flotation und an Flotationsschäumen
Freiberger Forschungshefte A 393 (1966),
S. 133 - 171
- /92/ Siedler, Ph.
Luftblase und Flotationsvorgang
Erzmetall, Bd. 5 (1952), S. 49 - 54
- /93/ Kirchberg, H. und Töpfer, E.
The Mineralisation of Air Bubbles in Flotation
VII. International mineral processing congress,
New York (1964), Gordon and Breach (1965)
S. 157 - 168
- /94/ Laskowski, J. und Iskra, J.
Role of capillary effects in bubble-particle
collosion in flotation
Institution of Mining and Metallurgy, Nr. 3
(1970), S. 6 - 10
- /95/ Glembotskiy, V.A.; Mamakov, A.A. und Sorokina, V.N.
The Size of Gasbubbles under Electroflotation
Conditions
Applied electrical phenomena, New York (1973)
H. 5, S. 66 - 68
- /96/ Rozgaj, S.
Ein Beitrag zur Untersuchung der Flotationskinetik
Aufbereitungs-Technik, Jg. 13 (1972), Nr. 4,
S. 226 - 231
- /97/ Lengler, P. und Hofmann, H.
Eine neue Modellvorstellung zur Kinetik der
Flotation
VDI-Berichte Nr. 182 (1972), S. 123 - 128
- /98/ Huber-Panu, J.
Beitrag zur Theorie der Flotationskinetik
Freiberger Forschungshefte A 335, S. 159 - 169
- /99/ Schulze, H.J.; Tschaljowska, A.; Scheludko, A
und Cichos, S.
Untersuchungen über die Wechselwirkung zwischen
Feststoffteilchen und Gasblasen bei der Flotation
Freiberger Forschungshefte A 568 (1977)
S. 11 - 37
- /100/ Collins, G.L. and Jameson, G.J.
Double-Layer Effects in the Flotation of fine
Particles
Chemical Engineering Science, Vol. 32 (1977)
Nr. 3, S. 239 - 246

- /101/ SALA-Maschinenfabrik
Prospekt 336 T
- /102/ Humboldt-Wedag AG
Prospektmaterial (1961)
- /103/ Galigher Comp.
Corporate Bulletin A-075
- /104/ Reck, W.H. und Kind, P.
Neuere Entwicklungen der Wemco-Flotationszelle
Aufbereitungs-Techn., Jg. 10 (1969) Nr. 12, S. 699-704
- /105/ Kind, P.
Einige Gesichtspunkte zur Auslegung von Flotations-
anlagen unter Berücksichtigung von Zellen großer
Leistung
Aufbereitungs-Technik Jg. 13 (1972), Nr. 3,
S. 140 - 146
- /106/ John, P.
Zum Entwicklungsstand der rührerlosen Flotation
Aufbereitungs-Technik, Jg. 14 (1973), Nr. 3
S. 156 - 161 und Jg. 5 (1964) Nr. 10, S. 532 - 543
- /107/ Altenberg AG
Zyklonflotationsverfahren und Anlage zur Durch-
führung des Verfahrens
Deutsche Auslegeschrift 1922610
- /108/ Wilczynski, P.
Erfahrungen und Betriebsergebnisse mit einer
neuen rührerlosen Flotationszelle
Erzmetall, Bd. 25 (1972), H. 3, S. 108 - 111
- /109/ Hanisch, B.
Die wirtschaftliche Anwendung der Flotation mit
sehr kleinen Luftblasen zur Reinigung von Abwasser,
Stuttgarter Berichte zur Siedlungswasserwirtschaft,
Oldenbourg-Verlag München (1960)
- /110/ Kleinert, P.
Anwendung der Flotation in der Abwassertechnik
Vortrag auf der 3. Arbeitstagung des Fachausschusses
für Erzaufbereitung der GDMB, Bad Harzburg
(März 1977)
- /111/ Rettenberger, G.
Anwendungsbereiche der Flotation bei der Industrie-
abwasserbehandlung
Stuttgarter Berichte, Sonderheft Beseitigung in-
dustrieller Abwässer und Abfälle (1977) S. 54 - 68
- /112/ Richter, H.
Die Flotation - ein modernes Verfahren der Abwasser-
aufbereitung
Chemie-Ingenieur-Technik, 48. Jg. (1976), H. 1,
S. 21 - 26

- /113/ Köhler, R.
Schlachthofabwasserreinigung durch Entspannungs-
flotation
Wasser, Luft und Betrieb 16 (1972) Nr. 1, S. 1 - 5
- /114/ Heinisch, R. und von Szanthy, E.
Über den Zusammenhang zwischen der Luftblasengröße
und der Korngröße des Feststoffes bei der Injektor-
Flotation
Aufbereitungs-Technik, Jg. 13 (1972, Nr. 6
S. 365 - 372 und Nr. 9, S. 551 - 560
- /115/ Reuter, J.
Das Flotationsverfahren und seine Anwendung bei
Prozessen der Fest/Flüssig-Trennung
Aufbereitungs-Technik, Jg. 15 (1974) Nr. 9
S. 475 - 482
- /116/ Roth, H.P.
Integrales Industrieabwasserprojekt mit Elektro-
flotation und Umkehrosmose
Wasser- und Energiewirtschaft, 66. Jg., (1974)
Nr. 6, S. 185 - 195
- /117/ Xyländer, K.
Flotationsverfahren, insbesondere zur Reinigung von
Abwasser
Deutsche Auslegeschrift 1280773
- /118/ Humboldt-Wedag AG
Prospekt W 4026-1
- /119/ Dorr-Oliver, Wiesbaden
Prospekt "Apparaturen für die Verfahrenstechnik"
- /120/ Wiese, K.
Unveröffentlichte Arbeiten
- /121/ Humboldt-Wedag AG
Prospekt Nr. 5166-8-69
- /122/ Humboldt-Wedag AG
Prospekt Nr. 5189-6-70
- /123/ Enzfelder, W.
Die neue Flotationsanlage des Blei-Zinkerz-Bergbaus
Bleiberg/Kreuth
Erzmetall, Bd. 25 (1972) H. 5, S. 220 - 225
- /124/ Jacob, K.H.
Flußspatlagerstätten in Südafrika
Erzmetall, Bd. 26 (1973), H. 10, S. 510 - 514
- /125/ Fischer u. Porter GmbH
Prospekt Nr. Kat. 10D.d2 - 1/74

- /126/ Anonym:
Meß- und Regeltechnik für die Aufbereitung,
Bericht über die INTERKAMA 1974
Aufbereitungs-Technik, Jg. 16 (1975) Nr. 1,
S. 34 - 41
- /127/ Görtz, W.
Messen, Steuern und Regeln unter den besonderen
Bedingungen der Aufbereitungstechnik
Aufbereitungs-Technik, Jg. 6 (1965), Nr. 9,
S. 501 - 508
- /128/ Behrend, G.M.
Where we stand in slurry flow measurement
The Canadian Mining and Metallurgical (CIM) Bulletin
(Sept. 1973), S. 70 - 75
- /129/ Pfaudler-Werke AG
pH-Meßwertgeber mit Glasemailelektroden
Prospekt Nr. 173-2
- /130/ Heide, B.
Die Einführung der Meß- und Regeltechnik und deren
Auswirkung auf die Meggener Flotation
Erzmetall, Bd. 24 (1971), H. 6, S. 260 - 267
- /131/ Panalarm Division of the Riley Co. (Illinois)
Ball Mill Feed Conditioning System
Mining Journal, Nr. 7411 (1977) S. 179
- /132/ Hathaway, R.E. und Guthals, D.L.
The Continuous Measurement of Particle Size in
Fine Slurry Processes
The Canadian Mining and Metallurgical (CIM) Bulletin
(Febr. 1976) S. 64 - 71
- /133/ Klee, B.J.
Why particle size measurement is key to increased
grinding tonnage
World Mining, Vol. 29 (Dez. 1976), S. 30 - 35
- /134/ Leschonski, K.; Alex, W. und Koglin, B.
Teilchengrößenanalyse
Chem.-Ing.-Techn. 47 Jg., (1975), H. 3, S. 97 - 100
- /135/ Klöckner-Humboldt-Deutz AG
Maschinen und Apparate für die Aufbereitung und
andere Gebiete der Grundstoff-Industrien,
Katalog "100 Jahre Humboldt 1856 - 1956"
- /136/ Heide, B.
Einsatz eines Mehrkanal-Röntgenspektrometers zur Über-
wachung und Steuerung der Meggener Flotation
Erzmetall, Bd. 21 (1968) H. 4, S. 155 - 159

- /137/ Outokumpu Oy; Technical Export Division
Prospekt "Courier 300 on-stream x-ray analysis system"
- /138/ Seiler, K.
Die Anwendung von Radioisotopen in Verbindung mit magnetischen Durchflußmessern zur Bestimmung des Feststoffgehaltes von Trüben in geschlossenen Rohrleitungssystemen
Aufbereitungs-Technik, Jg. 6 (1965) Nr. 9, S. 549 - 555
- /139/ Howarth, W.J.; Wenk, G.J. und Wilkinson, L.R.
Radioisotope on-stream-analysis
The Canadian Mining and Metallurgical (CIM) Bulletin, (Sept. 1973), S. 76 - 83
- /140/ Thümmel, H.-W.
Stand und Entwicklungstendenzen auf dem Gebiet der Isotopen- und Strahlenanalytik (Physikalische Analysenverfahren mit Radionukliden)
Isotopenpraxis, 11. Jg., H. 1 - 5 (1975)
- /141/ Outokumpu Oy, Finnland
Prospekt "On-stream isotope x-ray analyzer, Minexan 202"
- /142/ Watt, J.S. und Howarth, W. J.
Mineral Processing methods and on-stream analysis in Australian mineral processing plants
International Atomic Energy Agency (IAEA), Wien (1973), paper IAEA-SM-159/1
- /143/ NUTMAQ-Harwell Industrial Research, England
Prospekt Nr. 40/70/1 Issue 21971
- /144/ Braun, H.
Analytische Anwendungen von $^{252}\text{Californium}$ in der Prozeßtechnik
Chem.-Ing. Techn., 47 Jg. (1975), Nr. 21, S. 904
- /145/ Braun, H. und Riffel, F.
On-line-slurry analyses by californium-252
Journal of Radioanalytical Chemistry, Vol. 38 (1977), S. 125 - 132
- /146/ De Jesús, A.S.M. und van der Berg, G.W.J.
On-line Determination of Fluorspar in a circulating ore slurry by Nuclear Technique
Isotopes and Radiation Division, Pelindaba, Report-PEL-236 (1974)

- /147/ Campbell, D.G.; Farm, P.D. und Gladysz, C.V.
Grade control using Neutron Activation Analysis
at the Sherman Mine
The Canadian Mining and Metallurgical (CIM)
Bulletin (Juni 1974) S. 90 - 96
- /148/ Braun, H.; Hartung, W. und Riffel, F.
Anwendung von ²⁵²Californium für On-line Fest-
stoffanalysen in der Prozeßtechnik
Aufbereitungs-Technik, Jg. 17 (1976) Nr. 6, S.2 - 8
- /149/ King, R.P. et al.
Dynamic Testing of Mineral Processing Equip-
ment using Radioisotopes
Nuclear Techniques in Mineral Resources
Proc. Sympos. Buenos Aires 1968 (IAEA, Wien 1969)
- /150/ Plakssin, J. und Safeev, R.S.
Anwendung elektrochemischer und radiometrischer
Verfahren zur Untersuchung der Oberflächeneigen-
schaften von Mineralien
Freiberger Forschungshefte A 163 (1960)
S. 48 - 62
- /151/ Cibulka, J. und Konopljowa, N.
Rudy 8 (1960), H. 10, S. 331 - 334
zitiert in "Fortschritte der Verfahrenstechnik
60/61", Kapitel "Flotieren", S. 642 - 697
- /152/ van Cleave, A.B. und Wells, P.F.
The mechanism of the adsorption of ethylxan-
thate ion on galena
Prepr. 73-B-92 zum AIME Annual Meeting, Chicago
(1973)
- /153/ Abramov, A.A.
Obogašćenje Rud (Mechanobr) Leningrad (1968)
H. 1, S. 37 - 41, zitiert in "Fortschritte der
Verfahrenstechnik 68/69, Kapitel "Flotieren"
S. 699 - 736
- /154/ Schlesier, G.
Über die Adsorption radioaktiv markierter lang-
kettiger Flotationsamine an Alkalisalzen
Freiberger Forschungshefte A 335, S. 63 - 79
- /155/ Niemi, A.
On the dynamics of a pneumatic flotation cell
Acta Polytechn. Scand., Chem.Met.Series Nr. 49,
Helsinki (1966)

- /156/ Schmitz, J.; Wiese, K.; Hunsinger, H.
Grundlagenuntersuchungen in der Barytflotation
mit Hilfe der Radionuklidtechnik
Erzmetall, Bd. 30 (1977), H. 9, S. 399 - 406
- /157/ Eichholz, G.G. et al.
Radioactive Tracer Investigations in a Flotation
Circuit
The Canadian Mining and Metallurgical (CIM)
Bulletin (März 1957) S. 121 - 127
- /158/ Bartelt, D. und Rösner, W.
Die Bedeutung von Automation und Prozeßsteuerung
für die deutsche Steinkohlenaufbereitung
Glückauf, Jg. 113 (1977) Nr. 7, S. 367 - 372
- /159/ Woodburn, E.T.; King, R.P. and Colburn, R.P.
The application of a non-first order Stochastic-
flotation modell in predicting the performance
of a phosphate flotation process
Prepr. and Paper No. 69 - 277 - D, Annual Meeting
of Society of Mining Eng. of AIME (1969)
- /160/ Hoffmann, H. und Lengler, P.
Zur Kinetik der Flotation des Meggener Erzes
Erzmetall, Bd. 22 (1969), H. 5, S. 234 - 238
- /161/ Loveday, B.K.
Analysis of froth flotation kinetics
Institution of Mining and Metallurgy, Sept. (1966)
S. 219 - 225
- /162/ Huber-Panu, J.
Untersuchungen über die Gültigkeit einiger Glei-
chungen der Flotation
Serie de Metallurgie, Tome 15/16 (1970/71),
S. 159 - 183
- /163/ Woodburn, E.T. und Loveday, B.K.
The effect of variable residence time on the
performance of a flotation system
Journal of the South African Inst. of Mining
and Metallurgy (Juli 1965) S. 612 - 628
- /164/ Jnoe, T. und Jmaizumi, T.
Some aspects of the flotation kinetics
VIII. Int. Mineral Processing Congress, Leningrad
(1968)
- /165/ Harris, C.C. und Chakravarti, A.
Semi-batch froth flotation kinetics: species distribu-
tion analysis
Society of Mining Eng. of AIME, Vol. 247
(Juni 1970), S. 162 - 172

- /166/ Roman, R.J.
Large flotation cells
Mining Congress Journal (1970) S. 56 - 59
- /167/ Bhatt, L. und Ziegler, E.H.
Effect of Partial Segregation in Conversion in
Continous Stirred-Tank Reactors
AIChE Journal, Vol. 23 (1977) Nr. 3, S. 217-224
- /168/ Niemi, A.
Tracer Testing of Particulate matter systems
for their dynamics
Nuclear Techniques in the basic metal Industries
Proc. Symp. Helsinki 1972 (IAEA, Wien 1973)
- /169/ Gilles, E.D. und Knopp, M.
Regelungstechnik 1 (Vorlesungsskriptum)
Universität Stuttgart, Inst. f. Systemdynamik
und Regelungstechnik (1974)
- /170/ Snyman, G.C. und Smith, S.W.
The application of mathematical models for the
evaluation of radioactive tracer tests done in
South Africa
Isotopes and radiation division (1975) PEL 295
(B/R)
- /171/ Harris, C.C.
A recycle flow flotation machine model: response
of model to parameter changes.
Int. Journal of Mining Processing, 3 (1976)
S. 9 - 25
- /172/ Pippel, W.; Philipp, G.
Indikatorkonzentrationskurven und Verweilzeit-
analyse in technologischen Strömungssystemen
Isotopenpraxis, 13. Jg., (1977), H. 7, S. 237-243
- /173/ Bischoff, K.B. und Levenspiel, O.
Fluid dispersion-generalization and comparison
of mathematical models: 1. Generalization of
models
Chem. Eng. Sci., Vol. 17 (1962), S. 245 - 255
- /174/ Huber-Panu, I.
Mathematische Modelle der satzweisen und konti-
nuierlichen Flotation
Aufbereitungs-Technik, Jg. 15 (1974) Nr. 9,
S. 483 - 487
- /175/ Jowett, A.
Investigation of residence time of fluid in froth
flotation cells
British chemical Engineering (April 1961)
S. 254 - 258

- /176/ Hamann, J.
Die Zentralaufbereitung Ems der Stolberger Zink AG
für Bergbau und Hüttenbetrieb, Aachen, in Bad Ems
(Lahn)
in "Erzaufbereitungsanlagen in Westdeutschland"
S. 120 - 134, Springer-Verlag Berlin/Göttingen/
Heidelberg (1955)
- /177/ Watson, D.
Acquisition and treatment of process data from
minerals processing plant
Mine and quarry, London (1976) Nr. 7, S. 28 - 31
- /178/ Degoul, P. und Marchand, J,C.
Automation, control strategy and optimization in
ore processing
XI. Int. mineral processing congress, Cagliari
(1975)
- /179/ Amsden, M.P.; Chapman, C.; Reading, M.G.
Computer Control of Flotation at the Ecstall
Concentrator
The Canadian Mining and Metallurgical (CIM)
Bulletin (Sept. 1973), S. 84 - 91
- /180/ Amsden, M.P.
The Ecstall Concentrator
The Canadian Mining and Metallurgical (CIM)
Bulletin (Mai 1974), S. 105 - 115
- /181/ Niemi, A. und Paakkinen, U.
Simulation and Control of Flotation Circuits
Electrical Engineering Transactions (März 1969)
S. 243 - 247
- /182/ Molinari, A.
Experiences with the Courier 300 On-stream Ana-
lyzer at four Canadian Concentrators
The Canadian Mining and Metallurgical (CIM)
Bulletin (Aug. 1975)
- /183/ Paakkinen et al.
Computer control of Outokumpu Oy concentrators
X. Int. mineral processing congress, London (1973)
- /184/ Anonym
Pyhäsalmissä advanced and complex process control
World Mining, Vol. 31 (1978) Nr. 1, S. 39 -41