

KfK 3211
August 1981

Modellbildung und experimentelle Überprüfung der Flotation in der Batchzelle

G. Wollmann
Laboratorium für Isotopentechnik

Kernforschungszentrum Karlsruhe

Kernforschungszentrum Karlsruhe
Laboratorium für Isotopentechnik

KfK 3211

MODELLBILDUNG UND EXPERIMENTELLE ÜBERPRÜFUNG DER FLOTATION
IN DER BATCHZELLE

Gerhard Wollmann

Dissertation genehmigt von der Fakultät für Verfahrenstechnik
der Universität Stuttgart

Kernforschungszentrum Karlsruhe GmbH, Karlsruhe

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

Kernforschungszentrum Karlsruhe GmbH
D 93

Kurzfassung

WOLLMANN, GERHARD:

Modellbildung und experimentelle Überprüfung der Flotation
in der Batchzelle

Für die Flotation wird ein Modell vorgestellt, das auf hydrodynamischer Grundlage das Ausbringverhalten des Einzelkornes und des gesamten Aufgabekollektives beschreibt. Es ermittelt aus der Stoß-, Haft- und Schaumwahrscheinlichkeit die Flotationskenngrößen k_i der einzelnen Kornklassen und das zeitliche Massenausbringen m sowohl für Wertmaterial als auch für Gangart.

Das Modell wurde durch Versuche in einer 4-l- und 10-l-Batchflotationszelle der Firma KHD Humboldt Wedag überprüft.

Radiotracerversuche zeigten gute Übereinstimmung des experimentellen und des theoretischen Flotationsverhaltens, sowohl bei einer kleinen als auch bei einer großen Zelle.

Experimente mit nicht entschlämmtem Industrieaufgabegut, das aus Flußspat als Wertmaterial und Baryt und Quarz als Gangart besteht, bestätigen bei unterschiedlichen Drehzahlen, Luftdurchsätzen, Zellengeometrien, Trübedichten und Oberflächenspannungen das Modell im ganzen.

Neben den Flotationsuntersuchungen zeigten Radiotracerversuche zur Feststoffverteilung im Dreiphasensystem der begasten, gerührten Suspension, daß die Feststoffverteilung von der Drehzahl, dem Luftdurchsatz, den Zelleneinbauten, der Kornverteilung, der Trübedichte und den Flotationsreagenzien abhängig ist.

Die Feststoffverteilung verändert sich während des Flotationsprozesses. Das Korn wird gesichtet; dabei häuft sich das Feinkorn in den oberen Trübezonen an, während sich das Mittel- und Grobkorn nach unten verlagert.

Abstract

Modeling and Experimental Verification of Flotation within the Batch Cell

A model is presented for the flotation which, in terms of hydrodynamics, describes the recovery of the single particle and of the whole feed. From the probability of collision, adhesion and foaming the model determines the flotation rate k_f of the individual particle size range and the total recovery over time, both for the valuable and for the matrix components.

The model was verified by tests performed in batch flotation cells of 4-l- and 10-l-volume, respectively, supplied by the KHD Humboldt Wedag company.

Radiotracer tests yielded good agreement of the experimental and theoretical flotation behavior, for a small cell as well as for a large one.

Experiments carried out at different speeds and with varying air flows, cell geometries, densities and surface tensions confirm the model. The used industrial feed was not deslimed and consisted of fluorspar as the valuable material and barite and quartz as the matrix.

Besides flotation experiments, radiotracer tests were performed on the distribution of solid matter in the three-phase system of the gas-exposed, agitated suspension; they showed that the distribution of solid matter depends on the speed, air flow, cell internals, particle size distribution, density and the flotation agents.

The distribution of solid matter undergoes changes during the process of flotation. The particles are classified. The fine size accumulate in the upper turbid zones whilst the medium-sized and coarse grains move downwards.

INHALTSVERZEICHNIS

		Seite
	Verzeichnis der Formelzeichen	7
1	Einleitung	13
2	Problemstellung	15
3	Modellbildung des Flotationsvorganges in der Batchzelle	17
3.1	Stoßwahrscheinlichkeit	19
3.2	Haftwahrscheinlichkeit	22
3.2.1	Haftwahrscheinlichkeit des Wertmaterials an Gasblasen	23
3.2.2	Haftwahrscheinlichkeit der Gangart an Gas- blasen	26
3.3	Schaumwahrscheinlichkeit	29
3.4	Flotationskenngröße k	32
3.5	Zeitlicher Verlauf des Masseninhalts in der Trübe	35
3.6	Unselektives Schlammasbringen	37
3.7	Bestimmung der Systemparameter	41
4	Flotationsversuche	47
4.1	Experimentelle Grundlagen	47
4.1.1	Aufgabegut	47
4.1.2	Flotationsreagenzien	49
4.1.3	Oberflächenspannung, pH, Wasserhärte	50
4.1.4	Versuchsanlage	51
4.1.5	Radio-tracertechnik	52
4.2	Feststoffverteilung einer begasten gerührten Suspension	55
4.2.1	Feststoffverteilung bei unterschiedlichen Feststoffgehalten	57
4.2.2	Feststoffverteilung mit und ohne Luft- durchsatz	60

		Seite
4.2.3	Feststoffverteilung unterschiedlicher Kornfraktionen	63
4.2.4	Feststoffverteilungen bei unterschiedlichen Reagenzienzugaben	64
4.3	Flotationsergebnisse	66
4.3.1	Versuchsablauf	66
4.3.2	Bestimmung der Flotationskenngrößen einzelner Kornklassen durch Radiotracer-technik	68
4.3.3	Bestimmung der mittleren Flotationskenngröße des gesamten Aufgabegutes	70
4.3.4	Einzelergebnisse der Versuche in der 4-l-Zelle	72
4.3.4.1	Luftdurchsatz	72
4.3.4.2	Drehzahleinfluß	75
4.3.5	Einzelergebnisse der Versuche in der 10-l-Zelle	78
4.3.5.1	Luftdurchsatz	78
4.3.5.2	Drehzahleinfluß	79
5	Überprüfung des Flotationsmodells	80
5.1	Flotationsverhalten einzelner Kornklassen	80
5.2	Flotationsverhalten des gesamten Aufgabegutes	85
6	Zusammenfassung	88
7	Ausblick	90
8	Abbildungen	91
9	Tabellen	132
A	Anhang	150
	Literaturverzeichnis	178

VERZEICHNIS DER FORMELZEICHEN

Zeichen	Einheit	Bedeutung
1. <u>Lateinische Buchstaben</u>		
ΔA	m^2	Haftfläche
a	-	Konstante, die den Strömungsbereich berücksichtigt
b	-	Konstante, die den Strömungsbereich berücksichtigt
c	kg/m^3	Konzentration
c_i	kg/m^3	Konzentration der Kornklasse i
c_o	kg/m^3	Anfangskonzentration
c_t	kg/m^3	Konzentration zum Zeitpunkt t
c_w	-	Widerstandsbeiwert
d	m	Rührerdurchmesser
d_i	m	Absorptionsweg
d_{Mol}	m	Moleküldurchmesser
E	Nm	Phasenbildungsenergie
$E_{H-Brücke}$	Nm	H-Brückenbindungsenergie
F	N	Widerstandskraft
f	-	CaF_2 - Gehalt
f_i	-	CaF_2 - Gehalt in der Kornklasse i
g	m/s^2	Erdbeschleunigung
g_i	1	Mengenanteil der Kornklasse i an der Gesamtmenge
h	m	Trübehöhe
h_{max}	m	Maximale feststoffbeladene Trübehöhe
h_{Sch}	m	Schaumhöhe
I	s^{-1}	Impulsrate
I_o	s^{-1}	Anfangsimpulsrate
I_t	s^{-1}	Impulsrate zum Zeitpunkt t
k	s^{-1}	Flotationskenngröße
\bar{k}	s^{-1}	Flotationskenngröße des gesamten Gutes

k_i	s^{-1}	Flotationskenngröße der Kornklasse i
k_G	s^{-1}	Flotationskenngröße der Gangart
k_W	s^{-1}	Flotationskenngröße des Wertmaterials
k/W_{sch}	s^{-1}	Trübekenngröße
M	kg	Menge
M_{Dr}	kg	Drückermenge
M_G	kg	Menge der Gangart
M_K	kg	Menge im Konzentrat
M_S	kg	Aufgabemenge
M_{Sa}	kg	Sammlermenge
M_W	kg	Menge an Wertmaterial
M_t	kg	Menge zum Zeitpunkt t
M_o	kg	Aufgabemenge
m	1	Reinigungskenngröße
m_S	kg	Kornmasse
N	-	Teilchenzahl
N_i	-	Teilchenzahl in der Kornklasse i
N_L	mol^{-1}	Loschmidtsche Zahl
Ne	1	Newton-Kennzahl
n	s^{-1}	Rührerdrehzahl
n_i	-	Reagenzienmoleküle
O	m^2	Oberfläche
O_{Mol}	m^2	Molekülefläche
O_K	m^2	Kornoberfläche
P	Nm/s	Rührerleistung
p_A	N/m^2	Atmosphärendruck
p_i	N/m^2	Druck in der Blase
p_T	N/m^2	Druck der Trübe auf die Blase
Q	m^3	gereinigtes Trübevolumen
Q	1	Durchflußkennzahl
Re	1	Reynoldszahl
Re_S	1	Reynoldszahl der Partikelumströmung
S_K	mol	Sammlermolmenge an den Körnern
S_L	mol	Sammlermolmenge in der reinen Flüssigkeit

S_T	mol	Sammlermenge in der Trübe
s_1	-	Schlitzzahl des Dispergiererkranzes
s_2	-	Rührerschaufeln
T	N	Trägheitskraft
$T_{1/2}$	s	Halbwertszeit
t	s	Zeit
t_A	s	Anlaufzeit
t_o	s	Anfangszeitpunkt
t_g	s	Endzeitpunkt
V	m^3	Volumen
V_B	m^3	Blasenvolumen
V_{Fein}	m^3	Feinkornvolumen
V_{Fest}	m^3	Feststoffvolumen
V_{Gas}	m^3	Gasvolumen in der Trübe
\dot{V}	m^3/s	Gasdurchsatz
V_{H_2O}	m^3	Volumen des Lamellenwassers
V_L	m^3	Reines Wasservolumen in der Trübe
V_T	m^3	Trübevolumen
V_W	m^3	Volumen des Wertmaterials
v	m/s	Feststoffgeschwindigkeit
v_A	m/s	Anhaftgeschwindigkeit
v_{Haft}	m/s	Haftgeschwindigkeit
v_L	m/s	Fluidgeschwindigkeit
v_{max}	m/s	Maximale Anhaftgeschwindigkeit
v_{min}	m/s	Minimale Anhaftgeschwindigkeit
w_{Flot}	-	Flotationswahrscheinlichkeit
w_{Haft}	-	Haftwahrscheinlichkeit
w_{Sch}	-	Schaumwahrscheinlichkeit
$w_{Stoß}$	-	Stoßwahrscheinlichkeit
w	m/s	Gasblasengeschwindigkeit
x_G	m	Blasendurchmesser
x_i	1	Volumenanteil
x_S	m	Feststoffdurchmesser
Z	m	Zellendurchmesser
z	-	aktive Gruppen am Gangartkorn

2. Griechische Buchstaben

Δ	-	Differenz
ϵ	1	Gasgehalt
η_o	Pas	dynamische Viskosität der reinen Flüssigkeit
η_T	Pas	dynamische Viskosität der Trübe
θ	Grad	Randwinkel
θ_{Dr}	Grad	Randwinkel Drücker-Schäumer
θ_{SaSch}	Grad	Randwinkel Sammler-Schäumer
μ_i	m^2/kg	Massenabsorptionskoeffizient
ν	-	Freiheitsgrad der Chi-Quadratverteilung
ρ_G	kg/m^3	Dichte des Gases
ρ_L	kg/m^3	Dichte des Fluids
ρ_S	kg/m^3	Dichte des Feststoffes
ρ_T	kg/m^3	Dichte der Trübe
σ_B	N/m	Oberflächenspannung der Schaümlamelle
σ_T	N/m	Oberflächenspannung der Trübe
σ_{H_2O}	N/m	Oberflächenspannung der reinen Flüssigkeit
σ_{Sch}	N/m	Oberflächenspannung der Sammler-Schäumerlösung
ζ_V	1	Feststoffvolumenanteil
$\bar{\zeta}_V$	1	Mittlerer Feststoffvolumenanteil
ψ	1	Trägheitsparameter
ψ_{Wadell}	-	Sphärizität

3. Deutsche Buchstaben

M	kg/mol	Molmasse
M_{Sa}	kg/mol	effektive Molmasse des Sammlers
M_{Dr}	kg/mol	effektive Molmasse des Drückers

4. Indizes:

A	Anlaufzeit
B	Blase
Dr	Drücker
G	Gasphase
G	Gangart
H ₂ O	Wasser
i	innen
K	Konzentrat
L	Flüssige Phase
S	Feststoff
Sa	Sammler
Sch	Schaum
t	Zeit
T	Trübe
U	Untergrund
W	Wertmaterial
o	Anfangszustand
1	Zeitpunkt t ₁
2	Zeitpunkt t ₂

5. Kurzzeichen:

Blapfen	Bla(se) + (Tro)pfen
BOAC	Bohrkernanalysengerät mit ²⁵² Cf Spaltneutronen
CALAS	Großrechnername
Fest	Feststoff
Flüssig	Flüssigkeit
Flot	Flotation
Gas	Gas
Haft	Haftvorgang
LIT	Laboratorium für Isotopentechnik
Schaum	Schaumverhalten
Stoß	Stoßvorgang

1 EINLEITUNG

Die Flotation (Schwimmaufbereitung) ist heute eines der wichtigsten Aufbereitungsverfahren. Sie wird sowohl im Erz- und Kohlebergbau als auch in der Abwassertechnik und der Altpapieraufbereitung eingesetzt.

Beim Flotationsverfahren haften die in Wasser aufgeschlammten hydrophobierten Materialpartikel selektiv an Luftblasen und werden von ihnen an die Oberfläche der Trübe getragen, während die hydrophilierten Gangartteilchen in der Trübe verbleiben. Der gebildete Schaum und mit ihm das Wertmaterial wird an der Trübeoberfläche durch den Schaumabstreifer abgenommen.

Damit dieser Prozeß zu einer Trennung der verschiedenen Bestandteile des Gemenges führt, darf das zu gewinnende Nutzmaterial nur selektiv an den Luftblasen haften. Eine Adhäsion an den Luftblasen tritt nur ein, wenn die Teilchen nicht durch Wasser benetzt sind. Die hydrophilen Teilchen des Wertmaterials werden daher mit sogenannten Sammlerreagenzien ("Sammler") hydrophobiert.

Durch die Zugabe von Sammlern werden oft nicht nur die Nutzminerale, sondern auch Partikel der unerwünschten Gangart hydrophobiert.

Dies kann durch die Verwendung von drückenden Reagenzien ("Drücker") verhindert werden. Um ein Zerplatzen der mit Teilchen behafteten Luftblasen an der Oberfläche zu verhindern und stabilen Schaum zu bilden, werden der Flotationstrübe Schäumerreagenzien ("Schäumer") zugesetzt.

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 neuesten Forschungsergebnisse auf den internationalen Kongressen für Mineralaufbereitung in London 1973, Cagliari 1975, Sao Paulo 1977.

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/. Er verwendete Öl zur Trennung sulfidischer Erze von der Gangart /14/.

Heute ist das Flotationsverfahren praktisch so weit entwickelt, daß es möglich ist, fast alle Mineralien zu flotieren, wenn die Abstimmung der verschiedenen Reagenzien auf das jeweilige Materialgemisch gefunden wird.

Ohne das Flotationsverfahren wäre es heute nicht mehr möglich, ärmere Minerallagerstätten wirtschaftlich abzubauen. Der heutige Trend zielt auf die weitere Verbesserung der Verfahren, um damit optimale Ausbringungs- und Anreicherungsraten zu erreichen. Um Flotationsprozesse zu optimieren und zu automatisieren, wird die Entwicklung solcher mathematischer Modelle notwendig, die den gesamten physikalisch-chemischen Prozeß beschreiben.

2 PROBLEMSTELLUNG

Die Forderungen an die Erzaufbereitungstechnik werden im wesentlichen von der chemischen Industrie bestimmt. Sie benötigt möglichst reines Erz, das sie in großen Mengen zu geringen Preisen erhalten möchte.

In den Flotationsanlagen will man sowohl einen hohen Wertmaterialgehalt im Konzentrat als auch einen hohen Massendurchsatz erzielen. Weiterhin wird ein möglichst geringer Restanteil an Wertmaterial in den nutzlosen Abgängen, Berge genannt, angestrebt. Dies sind Forderungen, die teilweise gegenläufig sind.

Um die Anlage zu optimieren, sind Simulationsmodelle, die den Prozeß beschreiben, erforderlich. Bisher liegen noch keine Modelle vor, die den gesamten Flotationsprozeß erfassen.

Eine Möglichkeit zur Modellbildung bietet sich durch die zuerst getrennte Betrachtung von Kinetik und Verweilzeit.

Die Kinetik beschreibt das Flotationsverhalten in der Batchzelle, das u.a. von der Korngrößenverteilung, der Wertmineralienkonzentration, der Trübedichte, den Reagenzien und der Hydrodynamik in der Zelle abhängig ist. Die gesamte Verweilzeit wird im wesentlichen von der Größe der kontinuierlich betriebenen Anlage, den Zellschaltungen, den Verweilzeiten in den einzelnen Abschnitten und den Rückvermischungen bestimmt. Die anschließende Kopplung von Kinetik und Verweilzeit muß dann ein Simulationsmodell liefern, das den gesamten Flotationsprozeß in einer kontinuierlich betriebenen Anlage richtig wiedergibt.

Der erste Schritt dazu ist die Entwicklung des Kinetikmodells, das in dieser Arbeit dargestellt ist. Es baut auf der Stoß-, Haft- und Schaumwahrscheinlichkeit auf. Damit kann dann sowohl für Wertmaterial als auch für Gangart das Flotationsverhalten des Einzelkornes und auch des gesamten Kollektivs bestimmt werden. Neben dem selektiven Flotationsverhalten von hydrophoben Teilchen, die mit den Gasblasen in den Schaum geschleppt werden, gelangt zusätzlich Schlamm unselektiv in den Schaum. Dieser Effekt erfordert weitere Modellbetrachtungen für den Schlammanteil.

Flotationsversuche in einer 4-l- und einer 10-l-Flotationszelle dienen zur Überprüfung der Modellvorstellungen. Als besonders geeignet erweisen sich dafür Radiotracerversuche. Mit ihrer Hilfe kann das korngößenabhängige Flotationsverhalten während der gesamten Versuchsdauer verfolgt und anschließend mit den theoretischen Werten verglichen werden.

3 MODELLBILDUNG DES FLOTATIONSVORGANGES IN DER BATCHZELLE

Zur Auslegung von Flotationssystemen liegen noch keine vollständigen mathematischen Modelle vor, die das gesamte Flotationsverhalten befriedigend voraussagen können.

In der Literatur sind viele Einzelvorgänge der Flotation behandelt. /14-22/. Aufbauend auf den beschriebenen Phänomenen und Vorstellungen wird hier versucht, daraus ein mathematisches Modell zu entwickeln, das wesentliche Einzelvorgänge in der Flotation berücksichtigt. Zuerst sollen die wesentlichsten Teilschritte im ganzen beschrieben werden, um dann in den einzelnen Kapiteln auf Details eingehen zu können.

Damit ein Wertmaterial- oder Gangartteilchen aus der Suspensionsphase in die Schaumphase übergehen kann, müssen folgende Bedingungen erfüllt sein /14-22/:

1. Das Teilchen muß mit einer Gasblase zusammenstoßen ("Stoßwahrscheinlichkeit" $W_{\text{Stoß}}$).
2. Das Teilchen muß den Hydratfilm zwischen der Gasblase und dem Teilchen zerreißen, um eine direkte Phasengrenzfläche zwischen den Stoßpartnern zu schaffen. Das Teilchen muß an der Gasblase anhaften und darf nicht wieder fortgeschleudert werden ("Haftwahrscheinlichkeit" W_{Haft}).
3. Das Teilchen muß mit der Gasblase aufsteigen und mit ihr aus dem Flotationstrog ausgetragen werden ("Schaumwahrscheinlichkeit" W_{Sch}).

Für Wertmaterialteilchen sollen diese Bedingungen maximal, für Gangartmaterialien minimal erfüllt sein.

Die Flotationswahrscheinlichkeit W_{Flot} , daß ein Teilchen von der Suspensionsphase in die Schaumphase übergeht, ist /18, 19/

$$W_{\text{Flot}} = W_{\text{Stoß}} \cdot W_{\text{Haft}} \cdot W_{\text{Sch}} \quad (3.1.1)$$

Die Abhängigkeit dieser Wahrscheinlichkeit von Flotationsparametern wird in den nächsten Abschnitten behandelt.

3.1 STOßWAHRSCHEINLICHKEIT

Die erste Bedingung, daß ein Feststoffteilchen von einer Gasblase ausgetragen werden kann, ist, daß es mit ihr zusammenstößt. Die Flotation hängt von der Art des Gases nicht ab /21/. Technische Anlagen verwenden daher bevorzugt Luft.

In einer Flotationszelle saugt der Begasungsrührer Flüssigkeit an und schleudert sie radial nach außen. Die Flüssigkeit reißt Feststoffteilchen mit und verteilt sie im Flüssigkeitsinhalt der Zelle. Die zunächst nach außen strömende Flüssigkeit wird nach oben umgelenkt und gerät schließlich wieder in die Ansaugzone des Rührers, wo sie erneut nach außen gefördert wird.

Je weiter die Flüssigkeit und die Teilchen vom Rührer entfernt sind, um so langsamer sind sie. Dies führt dazu, daß in der Zelle eine Geschwindigkeitsverteilung vorliegt.

Neben der Beschleunigung und Umwälzung der Flüssigkeit und der Teilchen hat der Begasungsrührer noch die Aufgabe, Luft durch das Ansaugrohr der Hohlwelle anzusaugen, gleichmäßig in kleine Gasblasen zu zerschlagen (dispergieren) und diese möglichst gleichmäßig in der Zelle zu verteilen.

Durch die geringe Dichte der Gasblasen besitzen sie das Bestreben, auf direktem Weg nach oben aufzusteigen und aus der Trübe auszu-perlen.

Die Gasblasen werden ihrer geringen Dichte wegen nicht so weit nach außen geschleudert wie der Feststoff. Auf dem Weg nach oben bewegen sich der Feststoff und die Gasblasen auf unterschiedlichen Stromlinien. Da der Feststoff mit der Flüssigkeit wieder in die nach unten gerichtete Saugströmung des Rührers gelangt, müssen sich seine Stromlinien mit den nach oben gerichteten der Gasblasen kreuzen.

Die Gasblase stellt für die Flüssigkeit ein Hindernis dar, das von der Flüssigkeit umströmt wird, wobei deren Stromlinien scharfe Richtungsänderungen erfahren. Die Flüssigkeit reißt dabei den Feststoff entgegen seiner Strömungswiderstandskraft F , /23 /, in Strömungsrichtung mit.

$$F = \frac{\pi}{8} \rho_L (v - w)^2 x_S^2 c_W(Re_S) \quad (3.1.2)$$

Beim Umströmen der Gasblase wirkt auf jedes Feststoffteilchen neben der Widerstandskraft F noch die Trägheitskraft T , die eine Richtungsänderung zu verhindern sucht, /23/:

$$T = - \frac{\pi}{6} x_S^3 \rho_S \frac{dv}{dt} \quad (3.1.3)$$

Durch die Trägheitskraft verlassen die Teilchen ihre von der Gasblase abgelenkten Stromlinien und nähern sich der Gasblase. Ein Vergleich zwischen Widerstandskraft und Trägheitskraft ermöglicht Aussagen, ob ein Teilchen auf die Gasblase stoßen kann oder ob es mit der Flüssigkeit an ihr vorbei weiter mitgerissen wird, /23-27/. Für diese Betrachtungen ist noch die Blasenform von Bedeutung. Es ist bekannt, daß sich Gasblasen in dünnflüssigen Medien periodisch deformieren, wenn keine grenzflächenaktiven Reagenzien vorliegen /28/. Sind jedoch solche Reagenzien in der Flüssigkeit enthalten, so verhalten sich die Gasblasen annähernd wie hydrodynamisch starre Kugeln.

Da die Flotationstrübe grenzflächenaktive Stoffe enthält, kann hier beim Flotationsvorgang von "starrten Kugeln" ausgegangen werden, s. Kapitel 3.7.

Bei der Stoßwahrscheinlichkeit von Feststoffpartikeln und Gasblasen handelt es sich hier im Prinzip um das Problem der Umströmung von starren Kugeln.

Dieselbe Problemstellung ergibt sich bei der Staubabscheidung mit

Wassertropfen (Naßentstaubung). Für derartige Systeme sind mathematische Lösungen der Stoßwahrscheinlichkeit bei unterschiedlichen Strömungsformen durch Vergleich zwischen Trägheitskraft und Widerstandskraft entwickelt. Die Ergebnisse basieren auf der Lösung der Navier-Stokes-Gleichung für die Umströmung von Kugeln.

Eine geschlossene Lösung für alle Strömungsformen, die durch die Reynoldszahl der umströmten Kugel gekennzeichnet sind, liegt noch nicht vor. Jedoch wird sowohl für zähe Strömungen $Re < 1$ als auch für turbulente Strömungen $Re \gg 1$ folgende Näherungsgleichung für die Stoßwahrscheinlichkeit $W_{\text{Stoß}}$ zwischen Feststoffteilchen und Kugel aufgestellt /23/

$$W_{\text{Stoß}} = \left(\frac{\psi}{\psi + a} \right)^b \quad (3.1.4)$$

Die Konstanten a und b berücksichtigen darin den Reynoldsbereich.

In dem Trägheitsparameter ψ sind die Systemparameter mittlere Flüssigkeitgeschwindigkeit v_L , Feststoffdichte ρ_S , Teilchengröße x_S , Teilchenform und Sphärizität ψ_{Wadell} , dynamische Flüssigkeitsviskosität η_T und die Blasengröße x_G zusammengefaßt zu

$$\psi = \frac{\rho_S v_L x_S^2 \psi_{\text{Wadell}}}{18 \eta_T x_G} \quad (3.1.5)$$

Die Lösungen gelten allgemein für die Umströmung von Kugeln, also auch für die kugelförmiger Gasblasen.

Im Fall der Flotation liegt im Flotationstrog turbulente Strömung mit $Re \gg 1$ vor. Für diese Strömung gilt /23/,

$$a = 0,25 \quad \text{und} \quad b = 2 \quad .$$

3.2 HAFTWAHRSCHEINLICHKEIT

Nachdem ein Teilchen auf eine Gasblase gestoßen ist, erfordert die zweite Bedingung für das Austragen, daß das Teilchen an der Gasblase haftet und von dieser durch die Trübe nach oben geschleppt wird.

Während bei der Stoßwahrscheinlichkeit kein Unterschied (in der Betrachtung) zwischen gewünschtem Wertmaterial und unerwünschter Gangart bestand, müssen sie bei der Haftwahrscheinlichkeit getrennt behandelt werden. Wertmaterialteilchen sollen an der Gasblase haften, Gangartteilchen möglichst nicht. Um dieses Ziel zu erreichen, verwendet man die Flotationsreagenzien Sammler, Schäumer und Drücker.

Beim Konditionieren wird zuerst die Trübe mit Drücker vermischt. Die Teilchen sorbieren ihn an ihrer Oberfläche und es bildet sich dort eine Drückerschicht aus. Der Drücker besitzt an seinen freien Enden hydrophile Gruppen, die mit dem Wasser der Trübe H-Brückenbindungen eingehen. Diese hydrophilen Gruppen werden von dem elektrischen Feld, das sich um die bewegte Gasblase aufbaut, abgestoßen, /19, 29/.

Nach dem Konditionieren der Trübe mit Drücker wird ihr Sammler und Schäumer zugegeben.

Der Schäumer soll die Oberflächenspannung der Trübe senken und dadurch ermöglichen, daß stabile Gasblasen entstehen können.

Der Sammler soll die Wertmaterialien befähigen, sich an die Gasblasen anzulagern. Ist er mit seinen hydrophoben Gruppen am Wertmaterial sorbiert, Abb. 1, so stößt es Wassermoleküle ab. Die hydrophobierten Teilchen können das elektrische Feld der bewegten Gasblase durchstoßen und bis zur Blasengrenzschicht vordringen, /19/. Damit das Wertmaterialteilchen hydrophobiert werden kann, muß es den Sammler selektiver sorbieren als den Drücker. Dies bedeutet, daß der Sammler eine mögliche Drückerschicht am Wertmaterial verdrängt, sie jedoch an der Gangart nicht beeinflusst.

3.2.1 HAFTWAHRSCHEINLICHKEIT DES WERTMATERIALS AN GASBLASEN

Nach dem Anhaften besitzt das Teilchen mit der Masse m die gleiche Geschwindigkeit w wie die Gasblase. Seine Auftreffgeschwindigkeit muß jedoch vor dem Anhaften höher als die Blasengeschwindigkeit sein, da die Gasblase beim Haftvorgang nicht erst das Teilchen beschleunigen kann und beim Haftvorgang kinetische Energie zur Bildung einer neuen Phasengrenzfläche benötigt wird. Nach Young gilt für den Energieanteil ΔE zur Bildung einer neuen Phasengrenzfläche ΔA , /16, 21/

$$\Delta E = \Delta A \sigma (1 - \cos \theta). \quad (3.2.1)$$

Die Beschreibung der Haftbedingungen erfolgt in der Literatur /15-20/ durch die Haftkräfte im statischen Zustand. In der Flotation ist jedoch der Haftvorgang dynamisch, für dessen Beschreibung die Energien und nicht die Kräfte betrachtet werden müssen. Sie sind beim Annäherungsvorgang des Teilchens an die Gasblase zunächst abhängig von der Grenzflächenspannung σ_T der Trübe. Beim Annäherungsvorgang muß zuerst der Flüssigkeitsfilm mit der Oberflächenspannung σ_T zwischen Feststoff und Gasblase verdrängt werden, bevor Kontakt zwischen Feststoff und Gasblase, oder genauer gesagt, zwischen Sammler und Gasblasenlamelle entstehen kann.

Die Phasengrenzflächenenergie ist auch wesentlich von dem dynamischen Randwinkel θ abhängig, der sich beim ersten Kontakt zwischen Teilchen und Gasblase ausbildet. Die Sammler- und Schäumerreagenzien bestimmen seine Größe, und er erhält deshalb die Indices $SaSch$. Er ist kleiner als der statische Randwinkel, der sich in einem ruhenden System nach einer gewissen Kontaktzeit einstellt /19/.

Formt man die Phasenbildungsenergie ΔE mit Hilfe der kinetischen Energie in einen Geschwindigkeitsterm des Anhaftens Δv_A um, so erhält man

$$\Delta v_A = \frac{\Delta E}{\frac{1}{2} m_S} = \left(\frac{(\Delta A \sigma_T (1 - \cos \theta_{SaSch}))}{\frac{1}{2} m_S} \right)^{\frac{1}{2}}. \quad (3.2.2)$$

Für die minimale Anhaftgeschwindigkeit des Teilchens gilt nun:
 min. Anhaftgeschwindigkeit = Blasengeschw. + Geschwindigkeitsverlust durch Energieumwandlung

$$v_{\min} = w + \Delta v_A = w + \left(\frac{\Delta A \sigma_T (1 - \cos \theta_{SaSch})}{\frac{1}{2} m_S} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (3.2.3)$$

Nicht jedes stoßende Teilchen besitzt diese minimale Geschwindigkeit. Auch schnellere Teilchen können noch anhaften. Bei ihnen laufen folgende Vorgänge ab:

Die Gasblase und die sie umgebende Schicht ist ein elastischer "Blapfen" /31/, Blapfen = Bla(se) + (Tro)pfen, der sich beim Zusammenstoß geringfügig verformt. Die in der Gasblasenlamelle enthaltenen grenzflächenaktiven Schäumermoleküle befähigen die Gasblase, bei einer Verformung nachzugeben, ohne zu zerplatzen. Beim Zusammenstoß wandelt sie ähnlich einer Feder die kinetische Energie der Teilchen in Verformungsenergie um. Beim umgekehrten "Ausheilvorgang" versucht sie, die Kugelform wieder zu erreichen, und beschleunigt dabei die Teilchen /18/.

Damit ein Teilchen nicht wieder fortgeschleudert wird, darf seine kinetische Energie nach dem Stoß und somit mit Hilfe des Energieerhaltungssatzes auch vor dem Stoß nicht größer sein, als die Haftenergie zwischen Teilchen und Gasblase /19/.

Da zwischen Teilchen und Gasblase keine chemische Verbindung entstand, kann man die reine Haftenergie wiederum definieren als aufzubringende Energie zur Bildung der neuen Phasengrenzfläche "Teilchen" + "Gasblase". Sie ist jetzt abhängig von der Oberflächenspannung σ_{Sch} zwischen Sammler und Gaslamelle. Zu diesem Zeitpunkt liegt kein direkter Kontakt zwischen Trübe, Teilchen und Gasblase vor, sondern nur eine Sammler-Schäumerschicht mit der Oberflächenspannung σ_{Sch} .

Die Haftenergie läßt sich entsprechend (3.2.1) beschreiben /21/ als

$$\Delta E_H = \Delta A \sigma_{Sch} (1 - \cos \theta_{SaSch}) \quad (3.2.4)$$

Formt man diese Energie wieder in eine Geschwindigkeit um, so ergeben sich 3 Geschwindigkeitsbereiche für das Anhaften bzw. Nichtanhaften:

1. Die Teilchen sind zu langsam, um eine Phasengrenzfläche zur Gasblase auszubilden.
2. Die Teilchen besitzen eine Geschwindigkeit, die zwischen Anhaftgeschwindigkeit und Zurückschleudergeschwindigkeit liegt und haften an der Gasblase.
3. Die Teilchen besitzen eine zu hohe Geschwindigkeit und werden nach dem Stoß wieder zurückgeschleudert.

Zur Bestimmung der Wahrscheinlichkeit, daß ein Teilchen anhaftet, gilt nun die Bedingung für v_{Haft}

$$v_{min} < v_{Haft} < v_{min} + \left(\frac{\Delta E_H}{\frac{1}{2} m_S} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (3.2.5)$$

Die Energieverteilung der Teilchen in der Flotationszelle sei eine Normalverteilung. Die Geschwindigkeitsverteilung ist dann eine Chi-Quadrat-Verteilung, Abb. 2.

Die Haftwahrscheinlichkeit kann jetzt definiert werden als der Anteil der anhaftenden Teilchen zu allen Teilchen der Trübe. Sie ist in Abb. 2, in der die Verteilung über der normierten Geschwindigkeit aufgetragen ist, das Verhältnis der gestrichelten Fläche zwischen minimaler und maximaler Geschwindigkeit des Anhaftens zur Gesamtfläche.

3.2.2 HAFTWAHRSCHEINLICHKEIT DER GANGART AN GASBLASEN

Um mit Hilfe der Flotation die Gangart vom Wertmaterial zu trennen, muß die Haftwahrscheinlichkeit dieser Teilchenarten sehr unterschiedlich sein. Während bei den Wertmaterialteilchen hohe Haftwahrscheinlichkeit erwünscht ist, soll sie bei der Gangart so gering wie möglich sein. Ein vollständiges Nichthaften von Gangart an Luftblasen wird in der Praxis jedoch nicht beobachtet.

Damit ein Gangartteilchen an einem "Blapfen" haften kann, muß es entsprechend dem Wertmaterialteilchen eine ähnliche Geschwindigkeit w wie die Gasblase besitzen und das elektrische Feld der bewegten Blase überwinden.

Weiterhin muß beim Zusammenstoß zwischen Gangartteilchen und Blasen zuerst Energie aufgewendet werden, um den beweglichen Hydratfilm der Trübe zu zerstören.

Liegen in der Trübe Dispergatoren wie z.B. Wasserglas vor, so ist das Gangartteilchen nicht nur von einer Drückerschicht, sondern auch von einem festgebundenen Hydratfilm aus Wasserstoffbrücken umgeben, der ebenfalls zerstört werden muß.

Zur Zerstörung der H-Brücken benötigt man die Energie $\Delta E_{\text{H-Brücke}}$. Die H-Brückenbindungsenergie wird allgemein in J/Mol angegeben und nicht, wie hier erforderlich, in J/neuer Phasengrenzfläche. Zur Umrechnung von Mol auf Phasengrenzfläche dienen folgende Betrachtungen:

Auf der Oberfläche des Kornes ΔA befinden sich Moleküle mit einer mittleren Molfläche $\pi/4 d_{\text{Mol}}^2$. Diese Moleküle besitzen je z aktive Elemente, die mit Wasserstoff H-Brücken eingehen können.

Insgesamt ergibt sich mit Hilfe der Loschmidtschen Zahl N_L die Molmenge an zu zerstörenden H-Brückenbindungen zu

$$\frac{4 \Delta A z}{\pi d_{\text{Mol}}^2 N_L} \quad (3.2.6)$$

Damit läßt sich die Energie zur Zerstörung des festen Hydratfilmes definieren als

$$\frac{4 \Delta A z}{\pi d_{\text{Mol}}^2 N_L} \Delta E_{\text{H-Brücke}} \quad (3.2.7)$$

Die gesamte Energie ΔE_{min} , die das Gangartteilchen beim Annäherungsvorgang an die Gasblase aufwenden muß, setzt sich aus der Energie zur Zerstörung des beweglichen und der des festen Hydratfilmes zusammen zu

$$\Delta E_{\text{min}} = \Delta A \sigma_T (1 - \cos \theta_{\text{Dr}}) + \frac{4 \Delta A z}{\pi d_{\text{Mol}}^2 N_L} \Delta E_{\text{H-Brücke}} \quad (3.2.8)$$

Sie muß als kinetische Energie vom Gangartteilchen bereitgestellt werden.

Ein weiterer wesentlicher Unterschied zwischen hydrophilierten Gangartteilchen und hydrophobierten Wertmaterialteilchen besteht darin, daß der Randwinkel θ_{Dr} bei hydrophilierten Gangartteilchen wesentlich kleiner ist als bei hydrophobierten Wertmaterialteilchen.

Nachdem eine Phasengrenzfläche zwischen Gangartteilchen und Luftblase entstanden ist, treten die Drückermoleküle und die Schäumermoleküle miteinander in Wechselwirkung. Die Drückermoleküle sind im Gegensatz zu den Sammlermolekülen hydrophil. Dies bewirkt, daß sich kein stabiler Schäumer-Drückerfilm ausbildet. Ist das Gangartteilchen zu schnell und wird es von der Blase zurückgeworfen, so wird zur Rückbildung der alten Phasengrenzfläche der gleiche Energiebetrag benötigt, wie zum Verdrängen des freien Flüssigkeitsfilmes. Die maßgebende Oberflächenspannung für das erneute Lösen der Phasengrenzfläche bleibt die der Trübe σ_T .

Betrachtet man jetzt analog zu den Wertmaterialteilchen die einzelnen Energiebereiche des Annäherns, des Verformens und des Zurückschleuderns und dazu die entsprechenden Geschwindigkeitszonen für das Anhaften eines Gangartkornes an einem "Blapfen", so gilt für das Gangartkorn die Haftbedingung

$$v_{\min} = w + \left(\frac{\Delta E_{\min}}{\frac{1}{2} m_S} \right)^{\frac{1}{2}} < v_{\text{Haft}} < v_{\min} + \left(\frac{\Delta A \sigma_T (1 - \cos \theta_{\text{Dr}})}{\frac{1}{2} m_S} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (3.2.9)$$

oder

$$v_{\min} < v_{\text{Haft}} < w + 2 \left(\frac{\Delta A \sigma_T (1 - \cos \theta_{\text{Dr}})}{\frac{1}{2} m_S} \right)^{\frac{1}{2}} + \frac{4 \Delta A z}{\pi d_{\text{Mol}}^2 N_L} \Delta E_{\text{H-B}} \quad (3.2.10)$$

Mit der Chi-Quadrat-Verteilung der Geschwindigkeit läßt sich auch hier die Wahrscheinlichkeit bestimmen, daß ein Teilchen eine Geschwindigkeit zwischen den beiden Grenzen des Anhaftens besitzt. Diese Wahrscheinlichkeit ist die Haftwahrscheinlichkeit für Gangartteilchen.

3.3 SCHAUMWAHRSCHEINLICHKEIT

Neben dem Stoß- und Haftvorgang beeinflussen die Vorgänge im Schaum noch das Austragsverhalten. Die Betrachtungen der Schaumbildung und des Schaumzerfalls führen zur Schaumwahrscheinlichkeit W_{sch} . Sie bestimmt ob ein Teilchen, das in die Schaumphase gehoben wurde, mit seiner Gasblase abgepaddelt werden kann, bevor sie zerplatzt.

Der Rührer fördert die Luftblasen in die Trübe. Um die Luftblasen lagern sich Schäumermoleküle an. Es bilden sich freie Filmblasen aus, die in der Trübe aufsteigen, mit dem Feststoff in Kontakt kommen und die Trübeoberfläche erreichen.

Die einzelnen Kugelblasen versuchen, an der Trübeoberfläche aus ihr herauszusteigen. Diesem Heraustreten setzt die Phasengrenze Trübe-Atmosphäre die Widerstandskraft $\pi x_G \sigma_T$ entgegen und verzögert das Durchperlen.

Von unten kommen weitere Blasen nach und bilden einen Kugelschaum. Dieser Kugelschaum hebt sich durch die nachfolgenden Blasen aus der Trübe heraus. Er geht mit steigender Schaumhöhe über einen Wabenschaum in einen Polyederschaum über.

Beim Durchperlen durch die Trübeoberfläche, reißt die Gasblase eine Flüssigkeitslamelle mit, die die gleiche Konzentration an grenzflächenaktiven Reagenzien wie die Trübe enthält. Kurz über der Trübeoberfläche liegt in der Lamelle dann noch die Oberflächenspannung σ_T der Trübe vor.

Bevor die luftgefüllte Kugelblase mit dem Durchmesser x_G die Trübe verlassen hat, stand sie unter dem Trübedruck p . Dieser ist größer als der Atmosphärendruck P_A , der nach dem Austritt auf die Blase wirkt. Die Gasblase des Schaums expandiert infolgedessen und verringert dabei die Lamellenschichtdicke.

Gleichzeitig mit dem Übergang der Gasblase in den Schaum, beginnt auch die Lamellenflüssigkeit wieder aus den oberen Zonen des Schaums durch die tiefer liegenden Zonen bis in die Trübe zurückzufließen.

Mit dem Expandieren und dem Abfließen der Lamellenflüssigkeit nehmen die grenzflächenaktiven Reagenzien in der Lamelle pro Grenzflächeneinheit ab. Ihre verminderte Konzentration führt zu einer Oberflächenspannungserhöhung der Gasblasenlamelle /32, 33/.

Die Lamelle kann sich solange ausdehnen und grenzflächenaktive Stoffe solange abfließen, bis die Oberflächenspannung der reinen Flüssigkeit $\sigma_{\text{H}_2\text{O}}$ erreicht ist.

Hat sich bis zum Erreichen der Oberflächenspannung der reinen Flüssigkeit kein Druckausgleich eingestellt, so zerplatzt die Blase. Die äußeren "Druckkräfte" sind dann immer noch größer als die innermolekularen Wechselwirkungen der reinen Flüssigkeit. Durch die Verminderung der Konzentration an grenzflächenaktiven Stoffen besitzt die Lamelle dann auch nicht mehr die Fähigkeit durch eine weitere Erhöhung der Oberflächenspannung den äußeren Kräften eine größere Gegenkraft entgegenzusetzen.

Damit ein Teilchen mit seiner Gasblase abgepaddelt werden kann, darf die Oberflächenspannung ihrer Lamelle beim Abpaddeln noch nicht die Zerreißflächenspannung $\sigma_{\text{H}_2\text{O}}$ erreicht haben. Sie muß somit eine Oberflächenspannung die zwischen der der reinen Flüssigkeit und der der Trübe liegt, besitzen.

$$\sigma_{\text{T}} < \sigma < \sigma_{\text{H}_2\text{O}}$$

Die erfolgte Oberflächenspannung muß daher kleiner als $\sigma_{\text{H}_2\text{O}} - \sigma_{\text{T}}$ sein. Die Schaumwahrscheinlichkeit, daß eine Gasblase beim Abpaddeln noch nicht zerplatzt ist, ist demnach das Verhältnis

$$\begin{aligned} W_{\text{Sch}} &= \frac{\text{maximal mögliche Oberflächenspannungserhöhung}}{\text{maximale Oberflächenspannung}} \\ &= \frac{\sigma_{\text{H}_2\text{O}} - \sigma_{\text{T}}}{\sigma_{\text{H}_2\text{O}}} \end{aligned} \quad (3.3.1)$$

Bei einem Schaumgebilde setzt vom Zeitpunkt der Schaumbildung auch der Zerfall des Schaumes ein, wobei die Zerfallsgeschwindigkeit - je nach der Natur der schaumbildenden Lösung - sehr verschiedenartig sein kann. Der Zerfall erfolgt stets in der obersten Schaumschicht, d.h. in der Schicht, die am stärksten an innerlamellarer Flüssigkeit verarmt ist. Mit dem Zerfall der obersten Schicht wird stets innerlamellare Flüssigkeit frei. Sie berieselt die darunter liegenden Schichten und schiebt dadurch den Zerfall zeitlich hinaus, /34/.

3.4 FLOTATIONSKENNGRÖÖE k

Die obigen Erkenntnisse gelten für die Wechselwirkungen nur eines Kornes mit einer Gasblase. Zur Beschreibung des Flotationsprozesses ist jedoch nicht nur ein Agglomerat Feststoff-Gasblase zu untersuchen, sondern darauf aufbauend muß das Verhalten des Gasblasenschwarmes mit dem Feststoffschwarm hergeleitet werden. Dazu sei zunächst nur eine Gasblase auf ihrem Weg durch die Zelle und dann der gesamte Gasstrom betrachtet.

Eine Gasblase vom Durchmesser x_G steigt mit der Geschwindigkeit w durch die Trübe auf. Während der Zeit dt_G perlt die Blase durch das Trübevolumen dV_T /24/.

$$dV_T = \frac{\pi}{4} (v - w) x_G^2 dt_G \quad (3.4.1)$$

Entlang dieses Volumenelementes erfolgen Zusammenstöße mit den Teilchen, die die Relativgeschwindigkeit $(v - w)$ zu den Gasblasen besitzen.

Eine Teilmenge dieser Teilchen haftet an der Blase und geht mit ihr in die Schaumphase über.

Das Trübevolumen dQ , aus dem eine Gasblase während der Gasblasenaufstiegszeit alle Teilchen einer Kornklasse entfernt, wird als

$$dQ = W_{\text{Stoß}} W_{\text{Haft}} dV_T \quad (3.4.2)$$

definiert. Die Integration über Verweilzeit dt_G der Blase in der Trübe liefert das Trübevolumen, aus dem eine Gasblase alle Teilchen einer Kornklasse entfernt zu

$$Q = \frac{\pi x_G^2}{4} \int_{t_1}^{t_2} (v - w) W_{\text{Stoß}} W_{\text{Haft}} dt_G \quad (3.4.3)$$

Die dimensionslose Reinigungskenngroße m stellt dann das Verhältnis des gereinigten Trübevolumens Q zum verbrauchten Gasvolumen dar.

$$m = \frac{Q}{\frac{\pi}{6} x_G^3} = \frac{3}{2 x_G} \int_{t=t_1}^{t_2} (v - w) W_{\text{Stoß}} W_{\text{Haft}} dt_G \quad (3.4.4)$$

Durch die gesamte Zelle perlt während der Zeiteinheit dt der gesamte Gasstrom \dot{V}_{Gas} . Sein Blasenschwarm flotiert Feststoffteilchen aus und die Konzentration c_i der einzelnen Kornklassen nimmt ab. Dieser zeitliche Vorgang kann durch die Differentialgleichung (3.4.5) beschrieben werden.

$$V_T dc_i = - m c_i \dot{V}_{\text{Gas}} dt \quad (3.4.5)$$

Neben den Vorgängen in der Trübe, müssen noch die im Schaum berücksichtigt werden. Die Kopplung der Differentialgleichung für die Trübe mit der Schaumwahrscheinlichkeit liefert die Differentialgleichung der Kinetik. Sie beschreibt das Ausbringen einer Kornklasse aus einer Einzelzelle.

$$V_T dc_i = - m W_{\text{Sch}} c_i \dot{V}_{\text{Gas}} dt \quad (3.4.6)$$

Als Lösung dieser Differentialgleichung erhält man

$$\frac{c_{ti}}{c_o} = \exp\left(- \frac{m W_{\text{Sch}} \dot{V}_{\text{Gas}}}{V_T} t\right) \quad (3.4.7)$$

Die Lösung der Flotationskinetik (3.4.7) entspricht der einer Reaktionsgleichung 1. Ordnung (3.4.8), /35-37/.

$$\frac{c_t}{c_o} = \exp(- k t) \quad (3.4.8)$$

Es darf somit eine Korngrößenabhängige Flotationsgröße k_i definiert werden als

$$k_i = \frac{3}{2} \frac{1}{x_G} \frac{\dot{V}_{\text{Gas}}}{V_T} \int_{t=t_1}^{t_2} (v - w) W_{\text{Stoßi}} W_{\text{Hafti}} W_{\text{Sch}} dt \quad (3.4.9)$$

Um einen Überblick über die Wahrscheinlichkeiten zu gewinnen, ist in der Abb. 4 die Stoß-, Haft- und Schaumwahrscheinlichkeit in Abhängigkeit von der Korngröße dargestellt. Die Stoßwahrscheinlichkeit nach Gleichung (3.1.5) nimmt mit der Korngröße zu, während die Haftwahrscheinlichkeit nach Gleichung (3.2.5) mit der Korngröße abnimmt. Die Schaumwahrscheinlichkeit nach Gleichung (3.3.1) ist Korngrößenunabhängig.

Abb. 5 zeigt die nach dem Modell (Gleichung 3.4.9) berechnete Abhängigkeit der Flotationskenngröße k von der Teilchengröße.

Als charakteristische Merkmale der k -Verteilung erkennt man:

- steiler Anstieg im Feinkornbereich
- Maximum zwischen 100 und 150 μm
- flache Abnahme des k -Wertes bei größeren Kornklassen

Ähnliche Kurvenverläufe wie in Abb. 5 erhielten Bogdanow /16/ und Arbiter /35/, indem sie die Kornverteilung des Konzentrates ermittelten.

3.5 ZEITLICHER VERLAUF DES MASSEINHALTS IN DER TRÜBE

In der Trübe liegt nicht nur eine Korngröße, sondern ein breites Korngrößenspektrum vor.

Zu Beginn der Flotation besitzt die Aufgabemenge M_0 die Kornverteilung g und die Analysenverteilung f .

Der Aufgabehalt einer Kornklasse i ergibt sich für Wertmaterial W zu

$$M_{0Wi} = g_i f_i M_0 \quad (3.5.1)$$

und für die Gangart G zu

$$M_{0Gi} = g_i (1 - f_i) M_0 . \quad (3.5.2)$$

Dabei setzt sich eine Kornklasse i aus dem Wertmaterialanteil f_i und dem Gangartanteil $1 - f_i$ zusammen zu

$$f_i + (1 - f_i) = 1 . \quad (3.5.3)$$

Für das gesamte Aufgabegut mit n Kornklassen gilt die Bedingung

$$\sum_{i=1}^n g_i = 1 . \quad (3.5.4)$$

Formt man die Lösung der Differentialgleichung (3.4.8) für die Flotationskinetik mit den Beziehungen für die Konzentrationen

$$c_t = \frac{M_t}{V} \quad \text{und} \quad c_0 = \frac{M_0}{V}$$

um, so erhält man den zeitlichen Inhalt M_t in der Trübe für das Wertmaterial

$$M_{tWi} = g_i f_i M_0 \exp(-k_{Wi} t) = M_{0Wi} \exp(-k_{Wi} t) \quad (3.5.5)$$

und für die Gangart

$$\begin{aligned} M_{tGi} &= g_i (1 - f_i) M_o \exp(- k_{Gi} t) \\ &= M_{oGi} \exp(- k_{Gi} t). \end{aligned} \quad (3.5.6)$$

Der zeitliche Masseninhalt in der Batchzelle setzt sich aus der Summe der einzelnen Kornklasse des Wertmaterials und der Gangart zusammen.

$$\begin{aligned} M_t &= \sum_{i=1}^{i_{\max}} g_i f_i M_o \exp(- k_{Wi}(t) t) \\ &+ \sum_{i=1}^{i_{\max}} g_i (1 - f_i) M_o \exp(- k_{Gi}(t) t) \end{aligned} \quad (3.5.7)$$

Weil sich während des Flotationsprozesses die Systemparameter Trübedichte, Trübeviskosität und die Kornverteilung ändern, muß bei der Betrachtung des gesamten Flotationsvorgangs nach Gleichung (3.5.7) von zeitabhängigen Flotationskenngrößen $k(t)$ ausgegangen werden.

3.6 UNSELEKTIVES SCHLAMMAUSBRINGEN

Der Erzflotation ist in Industrieanlagen ein Mahlvorgang mit Kugelmühle, der mit einem Klassierer gekoppelt ist, vorgeschaltet. Dieser Verfahrensschritt und die teilweise Rückführung der Flotationsberge in die Mühle bewirken, daß das Aufgabegut mehrmals gemahlen wird. Deshalb enthält das Aufgabegut einen hohen Schlammanteil, (s. Tabelle 2 und Abb. 7).

Der Schlamm verursacht sowohl in der Flotationspraxis als auch in der Modellbildung große Schwierigkeiten. Die weiter unten beschriebenen Radiotracerversuche mit aktiviertem Feinkorn kleiner als 20 µm zeigten, Kap. 5.1, daß der Schlammaustrag bedeutend höher war, als er nach der Flotationstheorie hätte sein dürfen. Nach der Flotationstheorie müßte der Schlamm sehr schlecht flotieren, weil er mit der Strömung mitfließt und nicht auf die Gasblasen auftrifft. Er kann dann keinen Kontakt zur Blase ausbilden und nicht in den Schaum gelangen.

Zusätzlich zu den Flotationsuntersuchungen zeigten die Untersuchungen der Feststoffverteilung in der Flotationszelle, Kap. 4.2, daß das Feinkorn eine Ausnahmestelle spielt und sich anders verhält als das restliche Aufgabegut. Um sein unterschiedliches Verhalten zu erklären, dienen folgende Betrachtungen.

Das Feinkorn wird von der Strömung aus den unteren Zonen nach oben mitgerissen und reichert sich dort an der Trübeoberfläche an. Verstärkt wird dieser Effekt durch die aufwärtsgerichtete Blasenströmung, (s. Abb. 20, 21).

Durchbricht eine Gasblase die Trübeoberfläche, um in die Schaumzone zu gelangen, so reißt sie Lamellenflüssigkeit von der mit Schlamm angereicherten Trübeoberfläche mit. Mit diesem Lamellenwasser gelangt Schlamm in den Schaum und bleibt dort suspendiert, ohne direkten Kontakt zur Gasblase auszubilden.

Sofort nach der Schaumbildung beginnt ein Teil der Blasen an der Schaumoberfläche zu zerplatzen. In dem ersten Flotationsabschnitt entstehen jedoch mehr kleine, stabile Blasen als zerplatzen und abgepaddelt werden können. Daher steigt in dem ersten Flotationsabschnitt die Schaumhöhe bis zum Maximum an, Abb. 6. Beim Zerplatzen der oberen Blasen wird ihre Lamellenflüssigkeit frei und fließt auf tieferliegende Blasen. Durch die sich unten bildenden Blasen wird die von oben herabfließende Flüssigkeit jedoch daran gehindert, in die Trübe zurückzufließen. Erst nach Überschreiten des Schaumhöhenmaximums nimmt die Schaumhöhe wieder ab, und es bilden sich weniger Blasen als zerplatzen. Die Lamellenflüssigkeit kann dann wieder in die Trübe zurückfließen.

Der in der Lamellenflüssigkeit suspendierte Schlamm kann ebenfalls wie die Lamellenflüssigkeit bis zum Schaumhöhenmaximum nicht in die Trübe zurückfließen. Nach Überschreiten des Schaumhöhenmaximums bewirken die hydrophoben Kräfte des Wertmaterials, daß sein Feinkorn aus den Lamellenkapillaren verdrängt wird und verstärkt in die Trübe zurückfällt. Das Abpaddeln seines Feinkorns ist dann nicht mehr möglich.

Bei den hydrophilen Gangartteilchen fehlen die abstoßenden Kräfte, so daß sie in der Lamelle suspendiert bleiben und mit dem Schaum ausgetragen werden.

Die Annahme des Einflusses unterschiedlicher Kräfte in der Lamellenkapillare wird durch die Versuche der Feststoffverteilung in Abhängigkeit der Flotationsreagenzien bestätigt. Dort zeigten die hydrophobierten Teilchen größere abstoßende Kräfte zum Wasser als die hydrophilierten und hielten sich deshalb in höheren Zonen auf, Kapitel 5.2.4.

Es liegt nun nahe, das unselektive Schlammausbringen mit dem Schaumverhalten zu korrelieren.

Während des Zeitintervalls $t_2 - t_1$ wird zur Bildung des Schaumvolumens V_{Sch1-2} die Flüssigkeitsmenge V_{H_2O1-2} benötigt.

Sie ist direkt vom Schaumvolumen oder der Schaumhöhe abhängig. Die Korrelation zwischen der Flüssigkeit und dem Schaum läßt sich darstellen als

$$V_{H_2O}(t_2 - t_1) = - c \int_{t=t_1}^{tg} h_{Sch}(t) dt . \quad (3.6.1)$$

Mit der Randbedingung (3.6.2), daß während des gesamten Flotationsvorgangs die meßbare Wassermenge V_{H_2Otg} zur Schaumbildung erforderlich ist, kann der Korrelationskoeffizient c bestimmt werden.

$$V_{H_2Otg} = - c \int_{t=t_0}^{tg} h_{Sch}(t) dt \quad (3.6.2)$$

Die Funktion $h_{Sch}(t)$ kann gemessen werden; so ist z.B. in Abb. 6 eine gemessene Schaumhöhenfunktion als Regressionskurve der zeitlichen Schaumhöhen dargestellt.

Um von der Schaumhöhenfunktion auf die ausgetragene Schlammmenge zu kommen, betrachtet man im Zeitintervall dt die Flüssigkeitsmenge dV_{H_2O} . Sie reißt die Schlammmenge dM_S in den Schaum mit.

Bildet man in dem betrachteten Zeitintervall den Quotienten aus der Menge, die in den Schaum übergegangen ist, zur Menge in der Trübe, so ist der Quotient für Wasser identisch mit dem des Schlammes, und es gilt die Korrelationsgleichung für das unselektive Schlammausbringen

$$\frac{dV_{H_2O}}{V_L} = \frac{dM_S}{M_S} = - \frac{1}{V_L} \frac{V_{H_2Otg}}{\int_{t=t_0}^{tg} h_{Sch}(t) dt} h_{Sch}(t) dt . \quad (3.6.3)$$

Dieses unselektive Schlammausbringen durch Lamellenwasser überlagert sich dem flotativen Ausbringen durch Anhaften an die Gasblasen. Die vollständige Differentialgleichung für das gesamte Schlammausbringen läßt sich nun schreiben als

$$\frac{dM_S}{M_S} = - \frac{1}{V_L} \frac{V_{H_2O} t_g}{\int_{t=t_0}^t h_{Sch}(t) dt} h_{Sch}(t) + k_S dt. \quad (3.6.4)$$

Bei der Anwendung der Differentialgleichung muß darauf geachtet werden, daß der Wertmaterialschlamm nur bis zum Zeitpunkt der maximalen Schaumhöhe unselektiv ausgetragen, der Gangartschlamm jedoch während der gesamten Flotationszeit mit dem Schaum abgepaddelt wird.

Die Lösung der Differentialgleichung für Wertmaterialschlamm spaltet sich demnach auf in

$$\frac{M_{WS}(t)}{M_{WS}(t_0)} = \exp\left(- \frac{1}{V_L} \frac{V_{H_2O} t_g}{\int_{t=t_0}^t h_{Sch} dt} - k_{WS} t\right) \quad \text{für } t < t_{hmax} \quad (3.6.5)$$

und

$$\frac{M_{WS}(t)}{M_{WS}(t_0)} = \exp\left(- \frac{1}{V_L} \frac{V_{H_2O} t_g}{\int_{t=t_0}^{t_{hmax}} h_{Sch} dt} - k_{WS} t\right) \quad \text{für } t > t_{hmax}$$

3.7 BESTIMMUNG DER SYSTEMPARAMETER

Zur Berechnung der Flotationskenngröße k müssen die Systemparameter gemessen oder mit Hilfe der Erkenntnisse der Dreiphasenströmung berechnet werden. In folgender Übersicht sind die relevanten Systemparameter aufgeführt. Ergänzend wird gezeigt, wie sie für die Versuche im gewählten System $\text{CaF}_2\text{-BaSO}_4\text{-SiO}_2$ ermittelt wurden, (s. Abschnitt 4.1.1).

Die Zellendaten, wie Zellenvolumen, Zellenbreite, Rührerdurchmesser, Rührerschaufelanzahl und Schlitzmenge entnimmt man der Konstruktionszeichnung.

Die Rührerdrehzahl ist meist fest eingestellt und wird mit einem Drehzahlmesser ermittelt.

Die Trübehöhe ist in kontinuierlichen Flotationsanlagen durch die Höhe des Überlaufwehres eingestellt. Laborbatchzellen sind häufig durchsichtig, so daß die Trübehöhe mit einem Maßstab direkt gemessen werden kann.

Der Gasdurchsatz läßt sich mit Rotamessern bestimmen, die in die Luftzufuhr zum Rührer eingebaut sind.

Die Oberflächenspannung der Trübe, des Sammlers, des Schäumers und der reinen Flüssigkeit kann mit der Ringabreißmethode gemessen werden. Verwendet man diese Methode, so muß darauf geachtet werden, daß durch Absaugen einer geringen Flüssigkeitsmenge kurz vor der Messung eine neue Phasengrenzfläche entsteht, da eine alte Phasenoberfläche eine höhere Grenzflächenspannung besitzt. Der Ring sollte nur soweit herausgezogen werden, bis die Fließgrenze der Lamelle erreicht ist, ohne daß sie zerplatzt.

Für die Aufgabekornverteilung eignet sich die Siebanalyse, bei der zuerst das Feinkorn naß entschlämmt und dann das restliche Gut trocken gesiebt wird.

Die Analysenverteilung muß durch geeignete Analyseverfahren erhalten werden. Für Flußpat wurde das LIT-interne Bohrkernanalysengerät BOAC mit Cf-Spaltneutronenaktivierungsanalyse /38/ und die chemische Destillationesmethode nach Seel gewählt.

Gasblasengeschwindigkeit

Für das technisch interessante Gebiet der vollausgebildeten Turbulenz gilt nach Grassmann /28/ für die Steiggeschwindigkeit von Gasblasen in Blasenketten

$$w = \left(\frac{g \cdot x_G (\rho_T - \rho_G)}{2 \rho_T} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (3.7.1)$$

Die Gasblase steigt in der Trübe entlang des Weges h auf, bis sie die Oberfläche der Trübe erreicht. Sie benötigt dazu die Zeit t

$$t = \frac{h}{w} \quad (3.7.2)$$

Gasgehalt in der Trübe

Das Gas verteilt sich in der Trübe und vergrößert das Trübevolumen. Aus dem Gasdurchsatz läßt sich das Gasvolumen und der Gasgehalt in der Trübe berechnen zu

$$V_{\text{Gas}} = \dot{V}_{\text{Gas}} \cdot t \quad (3.7.3)$$

Gasgehalt

$$\epsilon = \frac{V_{\text{Gas}}}{V_T} \quad (3.7.4)$$

Viskosität

Die Viskosität der reinen Flüssigkeit erhält man aus Ingenieurhandbüchern. Sie beträgt für reines Wasser bei 20°C $\eta_0 = 1 \text{ mPas} / 39/$. Ist zusätzlich in der Trübe Feststoff suspendiert, so erhöht sich die Viskosität. Für Gleichkorn gibt Weinspach /40/ eine Beziehung in Abhängigkeit des Feststoffvolumenanteils ζ_V an.

$$\eta_T = \eta_0 \left(1 + \frac{2,5 \zeta_V}{2 \left(1 - \frac{\zeta_V}{0,74} \right)} \right)^2 \quad (3.7.5)$$

In ihr berücksichtigt 0,74 die maximale Schüttungsdichte des Gleichkornes. In der Flotationstrübe liegt nicht nur Gleichkorn, sondern eine Mehrkornsuspension vor. Über Viskositäten von Mehrkornsuspensionen liegen keine Literaturwerte vor. Als Vereinfachung kann man annehmen, daß bei der Schüttung das Feinkorn sich in die Zwickel zwischen den größeren Körnern einlagert und für die Viskositätserhöhung in Mehrkornsuspensionen keinen Einfluß mehr hat. Beim Feststoffanteil ζ_V , der die Viskosität beeinflusst, wird deshalb das Feinkorn nicht mitberücksichtigt.

$$\zeta_V = \frac{V_{\text{Fest}} - V_{\text{Fein}}}{V_T} \quad (3.7.6)$$

Der Einfluß des Gasgehaltes auf die Viskositätsänderung ist gering gegenüber dem des Feststoffes und wird vernachlässigt.

Trübedichte

Die drei Komponenten Feststoff - Flüssigkeit - Gas bestimmen die Trübedichte

$$\rho_T = \frac{M_{\text{Fest}} + M_{\text{Flüssig}} + M_{\text{Gas}}}{V_{\text{Fest}} + V_{\text{Flüssig}} + V_{\text{Gas}}} \quad (3.7.7)$$

Industrieanlagen fahren im Bereich der gasfreien Trübedichte von

$$\rho_T = \frac{M_{\text{Fest}} + M_{\text{Flüssig}}}{V_{\text{Fest}} + V_{\text{Flüssig}}} = 1,2 \text{ -- } 1,5 \text{ g/cm}^3.$$

Flüssigkeitgeschwindigkeit

Die mittlere Fluidgeschwindigkeit \bar{v} berechnet sich für ein Rührgefäß mit Zylinderrührer (Scheibenrührer) zu

$$\bar{v} = \frac{\ln\left(\frac{Z}{d}\right) - \frac{1}{2} \left(1 - \left(\frac{Z}{d}\right)^2\right)}{\left(1 - \left(\frac{d}{Z}\right)^2\right) \left(\frac{Z}{d} - 1\right)} \pi d n \quad (3.7.8)$$

Z = Zellendurchmesser, d = Rührerdurchmesser, /41/.

Der Scheibenrührer dreht sich mit der Rührerdrehzahl n und drückt mit seinen s_1 Schaufeln den Gasstrom \dot{V} durch die s_2 Schlitze. Bei jedem Passieren einer Schaufel vor einem Schlitz wird der Gasstrom zerschlagen, und es bildet sich eine Gasblase mit dem Blasenvolumen

$$V_B = \frac{\dot{V}_{\text{Gas}}}{n s_1 s_2} \quad (3.7.9)$$

und dem Blasendurchmesser

$$x_G = \left(\frac{6}{\pi} V_B\right)^{\frac{1}{3}} \quad (3.7.10)$$

Nach dem Blasenaustritt aus der Rührerzone verhindert die mit grenzflächenaktiven Reagenzien angereicherte Lamelle das Zusammenfließen von Gasblasen /35/. Für koaleszierende Systeme liefert die Gleichung (3.7.10) gleiche Blasengrößen wie sie in der Literatur für die Flotation beschrieben werden /18, 30, 35/.

nichtkoaleszierende Systeme	koaleszierende Systeme
0,7 - 1 mm	2,5 - 4 mm

Feststoffgeschwindigkeit

Es wird angenommen, daß die Feststoffgeschwindigkeitsverteilung in der Flotationszelle als Chi-Quadrat-Verteilung vorliegt, /42, 43/. Die Energieverteilung ist dann eine Normalverteilung.

Die maximale Feststoffgeschwindigkeit sei die Rührerumfangsgeschwindigkeit $v_{\max} = 2\pi R n$. Die mittlere Feststoffgeschwindigkeit sei die mittlere Fluidgeschwindigkeit \bar{v} , (s. Gleichung 3.7.8).

Durch Normierung der Geschwindigkeit mit der Rührerumfangsgeschwindigkeit kann die Verteilung dimensionslos dargestellt werden. Wählt man den Freiheitsgrad $\nu = 5$ und setzt die normierte maximale Geschwindigkeit als 10, so beträgt dort die Fläche unter der Chi-Quadrat-Verteilung 1 und bei der normierten mittleren Geschwindigkeit 0,5, (s. Abb. 2).

Für die Berechnung der Flotationsgrößen des Versuchsaufgabegutes wurden folgende Konstanten und Systemparameter angenommen:

Sphärizität des Aufgabegutes	$\psi_{\text{Wadell}} = 0,7$	
H-Brückenenergie	8 kcal/mol	/44/
effektive Haftfläche beim Filmriß	$\Delta A = \frac{1}{4} \left(\frac{\pi}{4} \times S^2 \right)$	/8/
Randwinkel Sammler	18,5 °	
Randwinkel Drücker	0,7 °	

Der Randwinkel der hydrophoben Teilchen wurde einmal einem Radio-tracerversuch einer Kornklasse angepaßt und dann bei allen weiteren Berechnungen übernommen.

Zeitliche Veränderung der Systemparameter

Während der Flotation ändern sich einige Systemparameter, wie z.B. der Gasdurchsatz im selbstansaugendem System, die Trübehöhe, der pH-Wert und die Grenzflächenspannung der Trübe. Zur Programmierung wird in erster Näherung linearer zeitlicher Verlauf angenommen und entsprechend der Gleichungsform für die Trübehöhe berücksichtigt.

$$h = h_o - \frac{h_o - h_{end}}{tg} \Delta t \quad (3.7.11)$$

Δt = Zeit

Die oben genannten Parameter beeinflussen wieder andere Parameter, z.B. Blasengröße, Blasengeschwindigkeit, Blasenverweilzeit. Deshalb muß das Rechenprogramm in zeitlichen Schritten die neuen Werte ermitteln und die Kenngrößen neu bestimmen.

4 FLOTATIONSVERSUCHE
4.1 EXPERIMENTELLE GRUNDLAGEN
4.1.1 AUFGABEGUT

Zur Überprüfung des Flotationsmodells dienen Versuche in einer 4-l- und einer 10-l-Batchzelle der Firma Humbold Wedag, Abb. 8.

Um auch bei den Laborversuchen die gleichen Bedingungen wie in der Industriepraxis vorzufinden, besteht das Aufgabematerial aus unverändertem Industrieaufgabegut.

Die Wahl fiel auf das Aufgabegut der Flotationsanlage in Wolfach, die von der Sachtleben GmbH betrieben wird. Es enthält im wesentlichen Flußspat CaF_2 , Baryt BaSO_4 und Quarz SiO_2 mit CaF_2 als Wertmaterial und BaSO_4 sowie SiO_2 als Gangart.

Das Aufgabegut eignet sich für die Untersuchung der vorliegenden Problemstellung, weil Fluor im Zyklotron und Barium im Forschungsreaktor FR 2 des Kernforschungszentrum Karlsruhe so aktiviert werden können, daß sie Radiotracer bilden, die eine Halbwertszeit im Stundenbereich besitzen. Das radioaktive Fluor eignet sich für die Wertmaterialmarkierung, das Barium für die Gangartmarkierung, (s. Kapitel 4.1.5).

Für alle Versuche wurde gleiches Aufgabematerial verwendet, das an einem einzigen Tag aus der Produktionsanlage am Klassiererüberlauf entnommen und dann im Zelt des LIT getrocknet wurde, Tabelle 2.

Für die Versuchsreihen wurden größere Mengen Aufgabegut geriffelt und in 2 bzw. 5,5 kg Chargen, für die Versuche in der 4-bzw. 10-l-Zelle geteilt. Dadurch ist gewährleistet, daß alle Versuche mit demselben Ausgangsmaterial und konstanter Zusammensetzung gefahren werden.

Die Siebanalysen der Aufgabe, für die Versuche in der 4-1-Zelle als auch in der 10-1-Zelle, ergaben die Kornverteilung. Dazu wurde zuerst das Feinkorn (kleiner 20 μm) naß entschlämmt, und der Rückstand anschließend trocken gesiebt. Die Abb. 7 zeigt den Vergleich der Mittelwerte mehrerer Siebanalysen sowohl für die 2 kg als auch für die 5,5 kg Chargen.

Die Siebanalysen sind reproduzierbar.

In Abb. 7, der doppellogarithmischen Darstellung der Siebanalyse, erkennt man zwei Bereiche konstanter Steigung. Jeder dieser Bereiche gehorcht einer Normalverteilung. Die unterschiedlichen Steigungen werden dadurch verursacht, daß durch den Klassierer und aus dem Flotationsprozess teilweise Material in die Aufgabemühle zurückgeführt wird. Dieses Material durchläuft nochmals die Mühle, wird erneut zerkleinert und der Fein- und Mittelkornanteil nimmt zu.

Das Versuchsmaterial besteht aus 62,7 % CaF_2 , 25,1 % BaSO_4 und 11,3 % SiO_2 . Der Wertmaterialgehalt wurde mit einer Schwankungsbreite von 0,3 % absolut aus 6 Stichproben im LIT-internen Bohrkernanalysengerät BOAC ermittelt /38/.

Es arbeitet auf dem Prinzip der Neutronenaktivierungsanalyse mit einer Californium Quelle. Die geringe Schwankungsbreite zeigt, daß das Aufgabegut in allen Chargen die selbe Zusammensetzung hat.

Neben der Gesamtanalyse ermittelte ein Industrielabor für die einzelnen Kornklassen den CaF_2 -, BaSO_4 - und SiO_2 -Gehalt. Die Ergebnisse sind in Tabelle 2 aufgeführt. Man erkennt, daß das Feinkorn am wenigsten CaF_2 enthält, während im Mittelkorn 9 % mehr CaF_2 als im Feinkorn vorliegen.

Weiterhin ist zu erkennen, daß bei der Gangart im Feinkorn der weichere Baryt und im Grobkorn der härtere Quarz dominiert.

Die Aktivierungsanalyse einer im Forschungsreaktor FR2 bestrahlten Probe wies im Aufgabegut neben den oben beschriebenen Hauptbestandteilen in geringen Mengen die Elemente As, Eu, K, La, Mg, Mn, Na, V nach.

4.1.2 FLOTATIONSREAGENZIIEN

Die Industrieanlage, aus der das Aufgabematerial stammt, setzte zum Zeitpunkt der Materialentnahme als Baryt- und Quarzdrücker "Akypopress DB" und als Flußspatsammler und Schäumer "Akypomine MWO_2 " der Firma "CHEMY (Holland)" ein.

"Akypopress DB" ist ein synthetischer Drücker mit ionischen Gruppen; "Akypomine MWO_2 " ist durch Fettsäuren und Phosphorsäureester aufgebaut /45/.

Durch Rückläufe aus der Industrieanlage in die Mühle enthält das Aufgabegut schon geringe Mengen der oben genannten Chemikalien. Um bei den Experimenten keine störenden Wechselwirkungen zwischen unterschiedlichen Chemikalien zu verursachen, wurden alle beschriebenen Versuche mit diesen Chemikalien gefahren. Zur Berechnung der notwendigen Chemikalienmengen dient ein im Rahmen dieser Arbeit neu entwickeltes Reagenzienmodell. Mit diesem Modell läßt sich die für den erfolgreichen Flotationsvorgang benötigten Sammler- und Drücker-mengen berechnen. Sie sind abhängig von der Korn- und Analysenverteilung des Aufgabegutes, der chemischen Zusammensetzung des Aufgabegutes, des Sammlers und des Drückers, der Feststoff-, Wertmaterial- und Gangartdichte und der Feststoffkonzentration in der Suspension. Es ist in Anhang 1 hergeleitet. Nach ihm ergeben sich die eingesetzten Chemikalienmengen, s. Tabelle 3, Anhang 8. Zusätzlich zu den Sammler- und Drückerreagenzien wurde bei den Versuchen in der 4-1-Zelle Natronwasserglas als Dispergator und Quarzdrücker eingesetzt, s. Tabelle 3.

4.1.3 OBERFLÄCHENSPIANNUNG, pH, WASSERHÄRTE

Vermischt man das nichtentschlammte, getrocknete Aufgabegut mit dem Leitungswasser des Kernforschungszentrum Karlsruhe, Anhang 3, und dosiert die Flotationsreagenzien hinzu, so stellt sich ein pH von 7,8 - 7,9 ein. Dieser Wert steigt während der Flotation in der 4-l- sowie 10-l-Zelle auf 8 - 8,2, wenn sonst keine pH-Regler Verwendung finden.

Das Leitungswasser des Kernforschungszentrums besitzt eine Oberflächenspannung von $68 - 72 \cdot 10^{-3}$ N/m, die Sammlerlösung von $28 \cdot 10^{-3}$ N/m. Bei den Versuchen in der 4-l-Zelle lag zu Flotationsbeginn nach dem Vermischen von Wasser, Feststoff, Wasserglas, Drücker und Sammler, die Oberflächenspannung bei $42 - 45 \cdot 10^{-3}$ N/m.

Sie fiel während der Flotation auf $36 - 39 \cdot 10^{-3}$ N/m ab.

In den Versuchen in der 10-l-Zelle, in denen kein Wasserglas eingesetzt wurde, betrug die Oberflächenspannung zu Flotationsbeginn $32 - 35 \cdot 10^{-3}$ N/m. Sie stieg während der Flotation auf $40 - 43 \cdot 10^{-3}$ N/m.

Wasserglas ist ein Dispergierer, der durch seine hydrophilen Gruppen die Oberflächenspannung der Trübe gegenüber Suspensionen ohne Wasserglas erhöht. Dadurch ist bei Suspensionen mit Wasserglas die Schaumwahrscheinlichkeit und Schaumstabilität kleiner als ohne Wasserglas. Die Schaumblasen vergrößern sich schnell, platzen und das Lamellenwasser fließt in die Trübe zurück. Mit dem Lamellenwasser fließen auch die Sammlermoleküle in die Trübe zurück, reichern sich dort an und senken die Oberflächenspannung während des Flotationsprozesses. Durch das Zurückfließen wird wenig Zusatzwasser benötigt um das Trübeniveau während der Flotation zu halten.

Bei Suspensionen ohne Wasserglas liegt die Oberflächenspannung niedrig. Es bildet sich ein stabiler feinblasiger Schaum, der nur in geringen Mengen zerplatzt und schnell die Trübe verläßt. Die ausgebrachte Flüssigkeitsmenge wird durch Wasser hoher Oberflächenspannung ersetzt und die Oberflächenspannung der Trübe steigt mit der Flotationszeit.

Die Oberflächenspannungen können aus Strahlenschutzgründen nur bei Versuchen ohne Radiotracer mit der Ringabreißmethode gemessen werden. Daher muß vor einem Radiotracerversuch ein inaktiver Vergleichsversuch gefahren werden.

4.1.4 VERSUCHSANLAGE

Die Flotationsversuche wurden in einer 4-1- und einer 10-1-Zelle gefahren, s. Abb. 8.

Die wesentlichsten Systemparameter der Zellen sind in Tabelle 4 aufgelistet.

Zwischen der 4-1-Zelle und der 10-1-Zelle besteht keine geometrische Ähnlichkeit und daher sind beide nicht aussagefähig für Scale up, Tabelle 4.

Das Flotationsmodell nach Gleichung (3.4.9) ist jedoch so ausgelegt, daß es für beliebige Zellengrößen angewendet werden kann.

Die 4-1-Zelle und die 10-1-Zelle unterscheiden sich nicht nur durch die Geometrie, sondern auch durch den Lufteintrag. In der 4-1-Zelle saugt ein Hohlrührer die Luft selbständig an. In der 10-1-Zelle muß Druckluft verwendet werden, da der Rührer den erforderlichen Sog für das Selbstansaugen nicht aufbringt.

Ein weiterer Unterschied zwischen den Zellen besteht in der Strömungsführung. In der 4-1-Zelle strömt die Trübe durch Öffnungen im Dispergierkranz von oben zum Rührer zurück.

In der 10-1-Zelle fehlen diese Rücklauföffnungen, und die Trübe muß im Batchbetrieb durch die Dispergierschlitze zu dem Rührer zurückfließen.

Bei der Berechnung der Blasengröße in der 10-1-Zelle muß berücksichtigt werden, daß zu jedem Zeitpunkt 5 Schaufeln des Käfigrührers 5 Dispergierschlitze verdecken, (s. Abb. 8).

Durch diese Schlitze kann keine Luft mehr durchströmen. Die effektiven Rührerschaufeln vermindern sich somit von 26 auf 21 und die effektiven Dispergierschlitze von 12 auf 7.

Die Rührerdrehzahl ist bei beiden Zellen variabel.

Ein System "verbundener Röhren", das Niveauausgleich anstrebt, gleicht den Wasserverbrauch in der 4-1-Zelle aus.

Der Ausgleich erfolgt in der 10-1-Zelle durch konstante Wasserzufuhr, die sich an einem Rotamesser einstellen läßt.

4.1.5 RADIOTRACERTECHNIK

In der in Kapitel 3 entwickelten Modellvorstellung ist die Abhängigkeit des Flotationsverhaltens von der Korngröße hergeleitet worden. Will man speziell das Flotationsverhalten einzelner Kornklassen im Gesamtkollektiv verfolgen und untersuchen, so bietet sich die Radiotracer-technik als hervorragendes Verfahren an. Mit ihrer Hilfe kann systemtreu markiert werden.

Der bei den Experimenten verwendete Radiotracer ist nicht künstlich zusammengemischt, sondern besteht aus demselben Aufgabegut wie das restliche, inaktive Versuchsmaterial. Er besitzt die gleiche Zusammensetzung und Kornverteilung wie die Kornklasse des Aufgabegutes. Daher verhält er sich fluiddynamisch und in seinem Flotationsverhalten wie inaktives Material derselben Kornklasse.

Die Radionuklidtechnik erlaubt im Gegensatz zu konventionellen Verfahren eine kontinuierliche Beobachtung des Flotationsverhaltens der radioaktiv markierten Kornklassen von außen. Voraussetzung ist die Emission von γ -Quanten, die, je nach Energie der Strahlung, auch Behälterwände durchdringen können.

Zur Bestimmung des korngößenabhängigen Verhaltens wird pro Versuch 8 - 10 Gramm Tracer einer Kornklasse eingesetzt, (s. Tabelle 2). Als Markierungselement für die Wertmaterialmarkierung eignet sich das Fluor des CaF_2 . Durch Bestrahlen von Aufgabegut in einem Zyklotron mit sekundär erzeugten, hochenergetischen Neutronen entsteht aus dem inaktiven F-19 der β^+ -Strahler F-18 mit einer Halbwertszeit von $T_{1/2} = 109,7$ min.

Die Sekundärneutronen werden im Zyklotron durch 50 MeV Deutronebestrahlung eines Be-Targets gebildet. Die Neutronen haben ein Häufigkeitsmaximum bei ca 22 MeV. Der Wirkungsquerschnitt in diesem Energiebereich für die $(n, 2n)$ -Reaktion zur Erzeugung des F-18 liegt ungefähr bei 100 mbarn, der Schwellwert bei 10,4 MeV.

Als β^+ - Strahler besitzt F-18 in seinem γ -Spektrum den bei 511 keV liegenden Vernichtungspeak, der mit Szintillationsdetektoren leicht erfaßt werden kann.

Halbwertszeitbestimmungen der Impulsraten des 511 keV Peaks ergeben sowohl an aktiviertem Konzentrat als auch an aktiviertem Aufgabegut gute Übereinstimmung mit der Sollhalbwertszeit des F-18. Somit wird durch die Aktivierung im Zyklotron nur das wertmaterial-spezifische Nuklid F-18 erzeugt.

Will man von der Gangart das Baryt radioaktiv markieren, so eignet sich eine Aktivierung des Aufgabegutes im Kernreaktor.

Durch eine (n, γ) - Reaktion entsteht aus Ba-138 der Bariumtracer Ba-139 mit einer Halbwertszeit $T_{1/2} = 82,7$ min und einem Barium spezifischen Peak bei 166 keV.

Die Bestrahlung erfolgt bei beiden Markierungsarten in einer Quarzampulle. Nach der Bestrahlung wird die Ampulle zerstört und der Tracer in der Flotationszelle mit dem inaktiven Aufgabegut vermischt.

Die Strahlung des Tracers durchdringt die Zellenwand und trifft auf Sonden, die in unterschiedlichen Höhen und Positionen um die Zelle angeordnet sind, (s. Abb. 9, 10).

Die Sonden sind ein Teil der Meßanordnung, die aus Szintillationsdetektoren mit den zugehörigen Hochspannungsversorgungen, Verstärkern und Energiediskriminatoren bestehen /46/.

Mit Hilfe der Energiediskriminatoren, Einkanalern, ist es möglich aus dem gesamten aufgenommenen Energiespektrum des Radiotracers nur den Energiebereich herauszufiltern, in dem der nuklidspezifische Peak liegt. Die Impulsmenge des ausgewählten Energiebereichs wird während einer eingestellten Taktzeit in einem Pufferspeicher summiert, nach Ablauf des Zeittaktes in einen modifizierten Vielkanalanalysator übertragen, der Speicher gelöscht und ein neuer Takt beginnt. Der Vielkanaler ist so geschaltet, daß er jede vom Pufferspeicher übertragene Summe in einen neuen fortlaufenden Kanal schreibt. Dadurch

ist es möglich, ein Impulsmengen-Zeitspektrum aufzuzeichnen. In dem verwendeten Vielkanaler können gleichzeitig 8 Impulsmengen-Zeitspektren dargestellt werden. Die maximale Kanalzahl beträgt je Spektrum 511 Kanäle. Nach Ablauf des Versuchs werden die Spektren zur Auswertung in einen Rechner übertragen und abgespeichert.

Um Streustrahlungseinflüsse zu reduzieren, sind die Sonden in Bleiabschirmungen, Kollimatoren genannt, eingebaut.

Mit Schlitz und Kreisöffnungen werden nur begrenzte Zonen des Strahlungsfeldes ausgeblendet. Damit ist es möglich, Informationen aus engen Teilvolumina der Zelle zu gewinnen, und sie mit den Informationen aus anderen Teilvolumina zu korrelieren.

Aus Platzgründen können um die 4-l-Zelle nur 3 Sonden, um die 10-l-Zelle 7 Sonden angeordnet werden, (s. Tabelle 5 und 6 und Abb. 9 und 19).

4.2 FESTSTOFFVERTEILUNG EINER BEGASTEN, GERÜHRTEN SUSPENSION

Neben dem Flotationsverhalten liefern die radionuklidtechnischen Untersuchungen Aussagen über die Feststoffverteilung im Dreiphasensystem. Sie sollten zeigen, ob die Suspension gleichmäßig verteilt ist. Für diese Untersuchungen eignen sich Radiotracerversuche, bei denen einzelne Kornklassen der Suspension radioaktiv markiert werden.

Weiterhin sollten die Radiotracerversuche zeigen, wie weit das beobachtete Flotationsverhalten in einer freigewählten Trübehöhe repräsentativ gegenüber der gesamten Trübe ist.

Der Einfluß der Drehzahl wird quantitativ nur in der 4-1-Zelle untersucht.

Bei Erhöhung der Drehzahl steigt das mit Feststoff beladene Trübevolumen und gleichzeitig verändert sich das Feststoffprofil. Von einer bestimmten Drehzahl an, hier Suspendierdrehzahl genannt, ist keine Profilveränderung mehr festzustellen. Diese Suspendierdrehzahl liegt bei begaster Trübe gegenüber der unbegasten Trübe höher.

Diese Beobachtungen stimmen mit Versuchsergebnissen anderer Autoren überein, /47, 48/.

Um die Fragen der Gleichverteilung zu klären, wurden 7 Sonden um die in Kapitel 4.1.4 beschriebene 10-1-Zelle in unterschiedlichen Höhen angeordnet, (s. Abb. 10 und Tabelle 6).

Die mit Leitungswasser gefüllte 10-1-Zelle wurde jeweils mit 8 bis 10 Gramm einer radioaktiv markierten Kornklasse versetzt. Als Aufgabegut wurde das nichtentschlammte Flotationsgut verwendet. Alle 7 Sonden übermittelten während des Versuches gleichzeitig ihre Impulsratenspektren an einen Vielkanaler. Die gemessenen Impulsraten wurden halbwertszeitkorrigiert.

Damit man die einzelnen Impulsraten der verschiedenen Sonden miteinander vergleichen kann, müssen sie noch mit dem Sondenwirkungsgrad, dem Geometriefaktor und dem Flächenfaktor multipliziert werden. Aus den einzelnen Impulsraten läßt sich dann der höhenabhängige Mengenanteil berechnen, (s. Anhang 4).

Der Sondenwirkungsgrad korrigiert die unterschiedlichen Meßketten-einflüsse. Mit dem Geometriefaktor werden die unterschiedliche Sondenanordnung, Zellengeometrie und Zelleneinbauten berücksichtigt. Der Flächenfaktor ermöglicht, Versuche mit unterschiedlicher Aktivierung des Tracers miteinander zu vergleichen.

In den folgenden Kapiteln werden die unterschiedlichen Einflüsse auf die Feststoffverteilung anhand von jeweils einem repräsentativen Diagramm für Feinst-, Mittel- und Grobkorn beschrieben.

4.2.1 FESTSTOFFVERTEILUNG BEI UNTERSCHIEDLICHEN FESTSTOFFGEHALTEN

In den Abbildungen 11 - 13 sind die Feststoffverteilungen dargestellt, die sich einstellen, wenn bei unterschiedlichen Feststoffgehalten durch die 10-l-Zelle 4,2 l/min Luft perlt und sich der Rührer mit einer Drehzahl von 1300 min^{-1} dreht, Anhang 4 und Tabelle 7.

Als wichtigstes Ergebnis liefern die Untersuchungen, daß sich in der Zelle keine gleichmäßige Verteilung einstellt, sondern daß über der Höhe strömungsabhängige Feststoffmengenmaxima und -minima vorliegen.

Befindet sich außer der Flüssigkeit in der Zelle nur Tracer, so hält er sich mit steigender Korngröße bevorzugt in einer schmalen Zone auf, die sich 1 - 2 cm unterhalb der Stromstöreroberkante (15 cm Höhe) ausbildet, Abb. 8, 11, 12 und 13.

Diese Zone entsteht dadurch, daß auf das Korn mehrere entgegengerichtete Kräfte wirken. Es sind einerseits die Strömungskräfte des turbulenten Feldes zwischen den Strömstörern, andererseits die Trägheits- und Gewichtskräfte der Teilchen. Die Strömungskräfte reißen das Korn von unten nach oben mit und verdrängen es aus der Rührerzone in 4,5 cm Höhe. Solange das vertikale Strömungsfeld zwischen den Stromstörern wirkt, überwiegen die Strömungskräfte. Sie vermindern sich an der Stromstöreroberkante schlagartig. Das Fehlen der strömungsführenden Einbauten oberhalb der Stromstörer kommt einer plötzlichen Erweiterung des Strömungskanals gleich, und die Fluidgeschwindigkeit und mit ihr die Widerstandskräfte der Strömung nehmen schlagartig ab. Je größer die Teilchen sind, um so schwieriger ist es für die Strömung, sie noch in die ruhigeren oberen Trübezonen mitzureißen. Sie sedimentieren in die tiefergelegenen turbulenten Zonen.

Liegt nur wenig Feststoff in der Trübe vor, so bildet sich je nach Korngröße eine schmale Zone aus, in der sich die Teilchen im Gleichgewicht zwischen den aufwärtsgerichteten Strömungskräften und den abwärtsgerichteten Gewichtskräften aufhalten können.

Erhöht man bei konstanter Drehzahl und unverändertem Luftdurchsatz die Trübedichte durch Zugabe von inaktivem Gut aller Kornklassen, so verlagert sich die Feststoffverteilung in Abhängigkeit von der Korngröße. Feinkorn wandert nach oben, Mittel- und Grobkorn zuerst nach unten und dann wieder nach oben, Abb. 11, 12, 13.

In Mehrkornsuspensionen, die Körner unterschiedlicher Korngrößen und Dichte enthalten, versuchen die größeren und hydrodynamisch schwereren Körner, stärker zu sedimentieren als die kleineren und leichteren Partikel. Auf ihrem Weg nach unten verdrängen die schwereren Körner Trübe aus den unteren Zonen. Diese aufwärtsgerichtete Gegenströmung reißt Feinkorn aus den unteren Zonen mit und reichert es in den oberen an, Abb. 11.

Dieser Effekt verstärkt sich mit der Menge an gröberem Korn in der Trübe. Auch begünstigt die aufwärtsgerichtete Blasenströmung diese Tendenzen der Anhäufung von Feinkorn in den oberen Trübezonen.

Für Mittel- und Grobkorn ist für die Feststoffverteilung die Aufwirbelungscharakteristik des Rührers ausschlaggebend. Der Rührer führt der Trübe Energie zu, die sich aufteilt in einen Energieanteil zum Aufwirbeln des Feststoffes vom Boden und in einen Energieanteil zum Verteilen des Feststoffes in der Zelle. Steigt die Trübedichte mit steigendem Feststoffanteil an, so muß zum Aufwirbeln des Feststoffes mehr Energie verwendet werden, und der Energieanteil für das Verteilen verringert sich. Je größer und schwerer das Korn ist, um so weniger Energie bleibt von der Gesamtenergie für das Verteilen übrig. Es kann dann nicht mehr so hoch aufgewirbelt werden, und sein Feststoffprofil wandert bei höherer Trübdichte nach unten, Abb. 12, 13.

An der Grenze zwischen den vertikal geführten Stromlinien und der freien Bewegung oberhalb der Stromstörer, führt dort die plötzliche Geschwindigkeitsverminderung des Fluids zur Ausbildung einer scharfen Schichtgrenze, die in Abb. 12 und 13 deutlich zu erkennen ist.

Bei geringer Feststoffzugabe, bis zu einem Feststoffgehalt von $\zeta_V = 0,11$, dominiert der Einfluß der Trübedichte gegenüber dem der Trübeviskosität. Steigert man den Feststoffgehalt in der Trübe über diese Konzentration hinaus, so beginnt sich die höhere Trübeviskosität stärker auszuwirken. Durch die höhere Trübeviskosität nimmt die energieverzehrende Relativbewegung zwischen Fluid und Teilchen ab, und das Fluid kann den Feststoff in höhere Zonen mitschleppen. Das korngroßenabhängige Feststoffprofil des Mittel- und Grobkorns verschiebt sich bei weiterer Feststoffzugabe wieder nach oben, Abb. 12 und 13.

4.2.2 FESTSTOFFVERTEILUNG MIT UND OHNE LUFTDURCHSATZ

Die in den Abbildungen 14 - 16 dargestellten, reproduzierbaren Feststoffverteilungen zeigen den Einfluß der Luft auf, wenn bei unterschiedlichen Feststoffgehalten der Rührer die Trübe mit 1300 min^{-1} vermischt. Der Luftdurchsatz betrug dabei $4,2 \text{ l/min}$ dies entspricht einer Gasleerrohrgeschwindigkeit in Rührerhöhe von $16,1 \text{ cm/s}$.

Das hydrodynamisch leichte Feinkorn wird durch die Luft sowohl für $\zeta_V = 0,11$ als auch noch bei $\zeta_V = 0,19$ Feststoffgehalt aus den Bodenzonen in die oberen Trübezonen geschleppt und reichert sich dort an, Abb. 14. Bei Mittel- und Grobkorn dagegen verursacht bis zu einem Feststoffanteil von $\zeta_V = 0,11$ die Luft an der oberen Stromstörerkante eine Schichtgrenze, Abb. 15 und 16.

Das Ausbilden einer Schichtgrenze kommt daher, daß der begaste Rührer gegenüber dem unbegasten weniger Energie an die Trübe überträgt, was zum Absinken des Feststoffprofils für Mittel- und Grobkorn führt. Dieser Effekt vermindert sich, wenn bei höherem Feststoffanteil die Viskositätseinflüsse dominieren, Abb. 15 und 16.

Zusätzlich zu den Feststoffverteilungen der einzelnen Kornklassen interessiert für die Flotation die Feststoffverteilung des gesamten Aufgabeguts ($5,5 \text{ kg}$) in Abhängigkeit vom Luftdurchsatz. Sie wird aus der Dichtemessung der durchstrahlten Zelle ermittelt, (s. Anhang 5). Als Quelle dient Cäsium Cs-137, dessen Strahlung fünf kollimierte Sonden, die in unterschiedlicher Höhe angeordnet sind, empfangen und registrieren. Zur Bestimmung des Feststoffgehaltes kann kein reines Radionuklidverfahren eingesetzt werden, das gleichzeitig den Feststoff-, den Flüssigkeits- und den Gasgehalt mißt. Ist jedoch der Gasgehalt nach Gleichung (3.7.4) bekannt, so läßt sich der Feststoffanteil aus der Dichtemessung und aus Eichversuchen bestimmen, (s. Anhang 4).

Die Ergebnisse sind in den Abbildungen 17 - 19 dargestellt. Die Aufgabemenge beträgt bei allen Versuchen 5,5 kg, dies entspricht $\zeta_V = 0,19$. Die Rührerdrehzahl ist auf 1200 min^{-1} eingestellt.

Aus der Abb. 17 erkennt man, daß ohne Luftdurchsatz das Feststoffprofil nur geringe Schwankungen aufweist.

Wird Luft eingeschaltet, so sinkt das Feststoffprofil ab, und in der Mitte und am Boden reichert sich der Feststoff an. Erhöht man den Luftdurchsatz über 2 l/min, so reißt die Luft den Feststoff aus der Bodenzone in höhergelegene Trübezonen mit. Durch das verstärkte Umspülen des Rührers mit Luft kann er bei gleicher Drehzahl weniger Energie an die Trübe übertragen als ohne Luftdurchsatz. Die Turbulenz im Behälter reicht nicht mehr aus, um dann den Feststoff oberhalb der Stromstörerkanten zu suspendieren, so daß sich eine Schichtgrenze einstellt.

Erhöht man den Luftdurchsatz auf über 10 l/min, so zeigt die vierte Kurve in Abb. 18 eine plötzliche starke Feststoffabnahme im gesamten Trübebereich.

Der Luftdurchsatz ist jetzt so hoch, daß der Rührer überflutet wird. Dabei sinkt die auf die Trübe übertragene Leistung stark ab und Feststoff sedimentiert aus.

Bei weiterer Erhöhung des Luftdurchsatzes, Abb. 19, reißt nur noch die Luft den in der Trübe verbliebenen Feststoff in höhere Zonen mit.

Für die Flotation bedeuten diese Meßergebnisse, daß die Luft den Feststoff sichtet, so daß das Trübevolumen, in dem sich die einzelnen Fraktionen aufhalten, korngößenabhängig ist.

Weiterhin muß der Gasdurchsatz für eine bestimmte Drehzahl geringer als der Grenzgasdurchsatz des Überflutungspunktes sein, da sonst der Feststoff aussedimentiert und die Zellen versanden.

4.2.3 FESTSTOFFVERTEILUNG UNTERSCHIEDLICHER KORNFRAKTIONEN

Der höhenabhängige Mengenanteil ist für unterschiedliche Kornklassen in Abb. 20 und 21 aufgetragen. Als Repräsentant für Feinstkorn wurde die Kornklasse $0 < x_s < 20 \mu\text{m}$, für Feinkorn $32 < x_s < 45 \mu\text{m}$, für Mittelkorn $106 < x_s < 150 \mu\text{m}$ und für Grobkorn die Kornklasse $212 < x_s < 300 \mu\text{m}$ gewählt. Durch die Zelle perlte 4,2 l/min Luft, und die Röhrendrehzahl betrug 1300 U/min.

Auf beiden selektiven Abbildungen ist eine teilweise Sichtung des Gutes in der Zelle erkennbar. Das Feinstkorn kleiner als $20 \mu\text{m}$ wird durch die Luft nach oben mitgerissen.

Das Feinkorn bis $45 \mu\text{m}$ liegt relativ homogen in der Zelle vor. Größeres Korn kommt nur noch in geringen Mengen über die Stromstöreroberkante hinaus und verbleibt in der unteren Hälfte der Zelle.

Mit erhöhter Aufgabemasse 5,5 kg, wandert immer mehr Feststoff nach oben, und die scharfe Schichtgrenze, die bei einem Feststoffgehalt von $\zeta_V = 0,11$, 3 kg, noch ausgeprägt ist, verschmiert.

4.2.4 FESTSTOFFVERTEILUNGEN BEI UNTERSCHIEDLICHEN REAGENZENZUGABEN

Die Radiotracerversuche der Flotation weisen darauf hin, daß die Feststoffverteilungen in der Zelle auch von den Flotationschemikalien der Trübe abhängig sind.

Bei Drückerzugabe verlagern sich alle Kornklassen größer als 20 µm von den oberen in die tiefer gelegenen Trübezonen, Abb. 22, 23 und 24, 25 und Kapitel 4.3.2.

Bei Sammlerzugabe wird die alte Feststoffverteilung ohne Chemikalienzufuhr wieder angestrebt, Abb. 23 und 24, Eine Ausnahme bildet Feinstkorn. Hier bewirkt auch die Sammlerzugabe ein Verlagern in tiefer gelegene Zonen, Abb. 2.2.

Den Einfluß der Flotationschemikalien kann man sich damit erklären, daß sich die Oberflächenstruktur durch die Chemikalien verändert. Sind der Trübe noch keine Reagenzien zugefügt, so treibt nur das reine Korn in der Trübe mit. Bei Zugabe des hydrophilisierenden Drückers lagern sich seine langen Ketten an den Feststoff an, das Korn wird schwerer und hydrodynamisch gesehen größer. Das Gleichgewicht zwischen der aufwärtsgerichteten Strömung und der Sedimentation verlagert sich so, daß die Höhe, bei der ein Teilchen aus der aufwärtsgerichteten Strömung zurückfällt und absinkt, tiefer liegt.

Bei Sammlerzugabe tritt ein weiterer Effekt hinzu. Der Sammler verdrängt den Drücker von den Wertmaterialteilchen und lagert sich an das Korn an. Auch hier wird das Korn schwerer und größer. Doch zusätzlich zu den vergrößerten Trägheitskräften ist der Sammler und danach das bedeckte Korn hydrophob.

Dies bedeutet, daß in der aufwärtsgerichteten Strömung nicht nur die Widerstandskraft des Fluids, sondern auch die hydrophobe Abstoßungskraft gegen die Gewichtskraft des Teilchens wirkt.

Das Gleichgewicht zwischen diesen Kräften tritt erst bei niedrigeren Geschwindigkeiten ein, d.h. bei höherem Umkehrpunkt.

Die Abbildungen 22 - 24 zeigen, daß der ursprüngliche Verteilungszustand nicht mehr erreicht wird. Die zusätzlichen Gewichtskräfte durch die Sammlermoleküle sind immer noch größer als die hydrophoben Kräfte.

Die Gewichtskräfte der Reagenzien müssen auch dafür die Ursache sein, daß das ansonsten hydrodynamisch leichte Feinkorn sowohl bei Drücker- als auch bei Sammlerzugabe nach unten gedrückt wird.

4.3 FLOTATIONSERGEBNISSE

4.3.1 VERSUCHSABLAUF

Nachdem 8 - 10 Gramm einer Kornklasse des Aufgabegutes in einer Quarzampulle im Zyklotron neutronenaktiviert wurde, vermischte man sie mit der Flüssigkeit und dem nicht entschlämmten Industrieaufgabegut (2 kg für die Versuche in der 4-l-Zelle und 5,5 kg für die Versuche in der 10-l-Zelle).

Zum Konditionieren wurde die Suspension jeweils 5 Minuten mit dem Dispergierer, dem Drücker und der Sammler-Schäumer-Lösung vermischt.

Vor dem Einschalten der Luft mußte die Rührerzahl in der 4-l-Zelle um 100 min^{-1} gedrosselt werden, um die Drehzahlerhöhung bei Luftzufuhr sofort abzufangen und den Sollwert von Anfang an einzuhalten. Bei der 10-l-Zelle entfällt die Korrektur, weil dort die Drehzahl vom Luftdurchsatz unabhängig ist.

Nach dem Einschalten der Luft und des Zusatzwassers bildete sich Schaum, der erst nach der Anlaufzeit von 15 - 30 Sekunden abgepaddelt werden konnte. Die Anlaufzeit war vom Luftdurchsatz abhängig.

Sobald das Paddel den Schaum mit einer Taktzeit von 1 Sekunde erfasste, begann an der Austragsrinne das chargenweise Auffangen des Schaumes in Porzellanschalen. Nach einer Flotationszeit von 2, 4, 6, 9, 12 Minuten für die 4-l-Zelle bzw. 1, 2, 4, 8, 14 Minuten für die 10-l-Zelle wurden die Auffanggefäße ausgewechselt. Der Schaum der Chargen und die Berge wurden getrocknet, gewogen und der CaF_2 -Gehalt analysiert. Die zeitabhängigen Flotationskenngrößen für das gesamte Wertmaterial und die Gangart lassen sich aus den Mengen und Analysen der Konzentrate und der Berge nach Kapitel 4.3.3 bestimmen.

Um die Zelle wurden Sonden mit Meßketten angeordnet. Sie empfangen die Strahlung, wandelten sie in Impulse um, summierten die Impulse während der eingestellten Taktzeit und übermittelten nach der Taktzeit die gesamte Impulsmenge an einen Vielkanaler. Auf diese Weise entstand taktweise das Impulsmengen-Zeitspektrum, Abb. 25.

Das Impulsmengen-Zeitspektrum des Trübebereichs nimmt während der Flotation ab, (s. das Beispiel in Abb. 25).

Der Tracer flotiert aus. Die Steilheit der Impulsmengenabnahme ist ein Maß für die Flotierbarkeit der markierten Kornklasse und stellt nach Kapitel 5.3.2 ihre Flotationskenngröße k_i dar.

Aus Strahlenschutzgründen konnten die Oberflächenspannungen der Trübe und die Schaumhöhenfunktion, (s. Abb. 6, Kapitel 3.6) nur bei identischen Vergleichsversuchen ohne Radiotracer gewonnen werden.

4.3.2 BESTIMMUNG DER FLOTATIONSKENNGRÖßEN EINZELNER KORNGLASSEN DURCH RADIOTRACERTECHNIK

Die Auswertung der gemessenen Impulsraten-Zeitspektren liefert die Flotationskenngrößen der markierten Kornklasse.

In Anhang 6 sind die einzelnen Auswerteschritte anhand eines Beispiels dargestellt. Radioaktiv markiert war das Wertmaterial, (s. Kapitel 4.1.5).

Das Impulsraten-Zeitspektrum, z.B. Abb. 25 für 3 verschiedene Höhen, besteht aus 5 Bereichen mit unterschiedlichen Versuchseinstellungen.

Zum Zeitpunkt 1, dem Beginn der Konditionierphase, wurde der unbegasteten Suspension Drücker zugegeben. Die Feststoffverteilung des Tracers verschiebt sich dabei von oben nach unten. Dies kann man an der Abnahme der Impulse in 17 cm Trübehöhe und bei der späteren Schaumzone in 22 cm Höhe erkennen. Zum Zeitpunkt 2 wurde Sammler zudosiert. Die Impulse steigen wieder in den oberen Trübezonen. Die ursprüngliche Verteilung wurde wieder angestrebt. Nach dem Konditionieren schaltete man zum Zeitpunkt 3 die Luft ein und das Ausflotieren begann. Zu Beginn nahm das Wertmaterial in den Trübezonen schnell ab, und die Impulsraten sanken in der Trübe.

Gleichzeitig gehen die Wertmaterialteilchen in den Schaum über und die Impulsraten steigen in der Schaumzone. Nach einer gewissen Anlaufzeit (15 ÷ 30 s) wird der Schaum abgepaddelt und die Impulsraten sinken nach Überschreiten des Maximums wieder.

Die Impulsraten-Zeitfunktion der Trübesonden ging gegen Ende der Flotation in einen waagrechten Ast über, bei dem die Impulse bis zu 15 % um einen konstanten Mittelwert schwankten. Zum Zeitpunkt 4 wurde die Luft abgeschaltet und zum Zeitpunkt 5 die Trübe bei noch laufendem Rührer aus der Zelle abgelassen.

Die Restimpulsraten waren gegen Ende der Flotation wesentlich von Null verschieden. Dies bedeutet, daß auch nach längerer Flotationszeit in der Zelle noch Tracerteilchen vorliegen, die nicht flotiert werden können.

Sie hatten in Totzonen keinen Kontakt mit den Gasblasen.
Die Restimpulse entsprechen einem konstanten Untergrund, mit dem die Spektren korrigiert werden, Anhang 6.

Die Ermittlung der Trübekenngröße k_i/W_{Sch} erfolgt aus den Spektren mit den Gleichungen (3.4.7, 3.4.8) und der Korrelation der Impulsraten mit der Feststoffmenge

$$\frac{I_t}{I_0} = \frac{M_t}{M_0} = \exp\left(-\frac{k_i}{W_{Sch}} t\right) . \quad (4.3.1)$$

Hierin ist I_t die gemessene Impulsrate und I_0 eine Bezugsimpulsrate zu Flotationsbeginn. Nicht jede Impulsrate zu Flotationsbeginn eignet sich als Bezugsimpulsrate, denn beim Einschalten der Luft im dritten Bereich verändern sich die Strömungsverhältnisse in der Zelle und mit ihnen die Feststoff- und Tracerverteilung. Daher wird als Bezugsimpulsrate I_0 das Impulsratenmaximum kurz nach Einschalten der Luft gewählt mit der Annahme, daß sich die neuen Strömungsverhältnisse schon ausgebildet haben, gleichzeitig noch kein Tracer aus dem Erfassungsbereich herausflotiert ist und noch kein Tracer mit dem Schaum die Zelle verlassen hat.

Dies ist gerechtfertigt, da die erste Schaumblase erst 15 - 30 Sekunden nach Einschalten der Luftzufuhr vom Paddel erfaßt wird.

Normiert man alle Werte des gemessenen Impulsratenspektrums mit der Bezugsimpulsrate I_0 und trägt das Verhältnis I_t/I_0 über der Zeit auf halblogarithmischem Papier auf, so ist die Trübekenngröße k_i/W_{Sch} die Steigung der Geraden durch die Mittelwerte der abnehmenden Impulsratenschwingungen.

Um die Flotationskenngröße k_i zu erhalten, muß die Trübekenngröße k_i/W_{Sch} noch mit der Schaumwahrscheinlichkeit W_{Sch} multipliziert werden.

4.3.3 BESTIMMUNG DER MITTLEREN FLOTATIONSKENNGRÖÖE DES GESAMTEN AUFGABEGUTES

Zu Flotationsbeginn t_0 liegt in der Trübe das Aufgabematerial M_0 mit dem Wertmaterialanteil f und dem Gangartanteil $(1 - f)$ vor. Während der Flotationszeit t geht Material von der Trübe in den Schaum über. Dieses flotierte Material, das Konzentrat K , wiegt pro getrockneter Charge M_{Kt} und enthält f_{Kt} Wertmaterial.

Das Material, das in den Schaum übergegangen ist, fehlt der Trübe, und es verbleibt dort nach der Flotationszeit t noch die Wertmaterialmenge

$$M_{Wt} = f_0 M_0 - \sum_{i=1}^{i_{\max}} f_{Kt} M_{Kt} = f_0 M_0 \exp(-\bar{k}_{Wt} t) \quad (4.3.2)$$

und die Gangartmenge

$$\begin{aligned} M_{Gt} &= (1 - f_0) M_0 - \sum_{i=1}^{i_{\max}} (1 - f_{Kt}) M_{Kt} \\ &= (1 - f_0) M_0 \exp(-\bar{k}_{Gt} t). \end{aligned} \quad (4.3.3)$$

Löst man beide Gleichungen für alle Zeitpunkte nach \bar{k} auf, so erhält man die zeitabhängigen Flotationskenngrößen für das gesamte Wertmaterial zu

$$\bar{k}_{Wt} = -\frac{1}{t} \ln \left(\frac{f_0 M_0 - \sum_{i=1}^{i_{\max}} f_{Kt} M_{Kt}}{f_0 M_0} \right) \quad (4.3.4)$$

und für die gesamte Gangart zu

$$\bar{k}_{Gt} = -\frac{1}{t} \ln \left(\frac{(1 - f_0) M_0 - \sum_{i=1}^{i_{\max}} (1 - f_{Kt}) M_{Kt}}{(1 - f_0) M_0} \right). \quad (4.3.5)$$

Aus der Bergemenge M_B und -analyse f_B lassen sich ebenfalls die Kenngrößen bestimmen.

Nach Flotationsende zum Zeitpunkt t_g ist in der Trübe noch die Wertmaterialmenge

$$M_{Wtg} = f_B M_B = f_o M_o \exp(-\bar{k}_{Wtg} t_g) \quad (4.3.6)$$

und die Gangartmenge

$$M_{Gtg} = (1 - f_B) M_B = (1 - f_o) M_o \exp(-\bar{k}_{Gtg} t_g) \quad (4.3.7)$$

enthalten. Die Auflösung nach den \bar{k} -Werten ergibt wiederum die Flotationskenngrößen des gesamten Aufgabegutes zum Zeitpunkt t_g .

4.3.4 EINZELERGEBNISSE DER VERSUCHE IN DER 4-1-ZELLE

4.3.4.1 LUFTDURCHSATZ

In der 4-1-Zelle saugt der Rührer die Luft selbständig durch eine Hohlwelle an. Der zu Flotationsbeginn erzeugte Luftdurchsatz ist reproduzierbar. Jedoch nimmt er während der Flotation, trotz konstanter Rührerdrehzahl, ab.

Aus der Abbildung 26 kann man für die 4-1-Zelle den Anfangs- und den verminderten Luftdurchsatz nach 12 Minuten Flotationszeit für unterschiedliche Drehzahlen n ablesen.

Der Anfangsluftdurchsatz gehorcht dabei der Beziehung

$$\dot{V} = 5,75 n - 4200 \text{ cm}^3/\text{min} \quad (4.3.8)$$

Die Ergebnisse lassen vermuten, daß der selbstangesaugte Luftdurchsatz nicht nur von der Rührerdrehzahl, sondern auch von der Oberflächenspannung σ der Trübe und der Trübedichte ρ_T abhängt. Die folgenden Betrachtungen sollen den Zusammenhang herleiten.

Für Scheibenrührer gibt Zlokarnik /49/ die Newton-Kennzahl Ne in Abhängigkeit von der Gasdurchsatzkennzahl Q an.

$$Ne = 1,5 + (0,5 Q^{0,075} + 1,6 \cdot 10^3 Q^{2,6})^{-1} \quad (4.3.9)$$

für $Re \gg 10^4$, $Fr > 0,65$

$$Q = \frac{\dot{V}}{n d^3} \quad (4.3.10)$$

$$Ne = \frac{P}{n^3 d^5 \rho_T} \quad (4.3.11)$$

Separiert man den Luftdurchsatz \dot{V} , so gilt in erster Näherung die Abhängigkeit von der Trübedichte

$$\dot{V} = f(\rho^{1/2,6}) \quad (4.3.12)$$

und das Verhältnis

$$\frac{Ne_1}{Ne_2} = \frac{\rho_2}{\rho_1} \quad (4.3.13)$$

Für die Luftdurchsatzänderung durch die Oberflächenspannung gilt nach Grassmann /28/ die Beziehung

$$\dot{V} = f(\sigma^{0,6}) \quad (4.3.14)$$

Die Kombination der beiden Gleichungen (12 und 14) liefert die Abhängigkeit des selbstangesaugten Luftdurchsatzes in einer Flotationszelle von der Trübedichte und der Oberflächenspannung zu

$$\dot{V} = f(\rho_T(t)^{1/2,6} \cdot \sigma(t)^{0,6}) \quad (4.3.15)$$

Zur Überprüfung der Beziehung werden die Versuche in der 4-l-Zelle mit einem Rührerdurchmesser von 9,4 cm herangezogen.

Drehzahl	n	1000	1200	min^{-1}
Anfangstrübedichte	ρ_o	1,41	1,41	g/cm^3
Endtrübedichte	ρ_E	1,18	1,15	g/cm^3
Anfangsgasdurchsatz	\dot{V}_o	1500	2700	cm^3/min
Endgasdurchsatz	\dot{V}_E	1300	2350	cm^3/min
Anfangsgrenzflächenspannung	σ_o	44	41	10^{-3} N/m
Endgrenzenflächenspannung	σ_E	39	37	10^{-3} N/m
gemessenes Verhältnis	\dot{V}_o / \dot{V}_E	1,15	1,15	-
berechnetes Verhältnis	\dot{V}_o / \dot{V}_E	1,15	1,15	-

Die Überprüfung der Meßwerte nach Abb. 26 bestätigt die Beziehung (4.3.15).

4.3.4.2 DREHZAHLEINFLUß

Massenausbringen

Als eine wichtige Meßgröße dient das Massenausbringen.

Es ist in den Tabellen 9 - 11 für die Versuche in der 4-1-Zelle aufgelistet.

Für die Abb. 27 ist das Massenausbringen nach 2 und 12 Minuten Flotationszeit ausgewählt. Sie veranschaulicht, daß bei höherer Drehzahl und damit gekoppeltem höherem Luftdurchsatz ein größeres Massenausbringen vorliegt.

Bei hoher Drehzahl wird zu Beginn der Flotation wesentlich mehr ausgetragen als bei geringer Drehzahl. Dadurch verarmt die Trübe schnell an Wertmaterial, und es kann nur noch wenig Wertmaterial ausflotieren. Somit nimmt das zeitliche Massenausbringen bei hoher Drehzahl stärker ab, als bei niedriger Drehzahl. Die anfänglichen großen Unterschiede im Massenausbringen verringern sich.

CaF₂-Gehalt im Konzentrat und in der Berge

Als Größe für die erfolgreiche Wertmaterialanreicherung im Konzentrat wird der CaF₂-Gehalt im Anfangskonzentrat und in der Berge bestimmt. Die Anteile an Quarz und Baryt werden gemeinsam als Gangart betrachtet.

Die Abb. 28 und 29 zeigen den CaF₂-Gehalt im Konzentrat nach 2 Minuten und 4 Minuten, aufgetragen über der Drehzahl; und mit verändertem Maßstab den CaF₂-Gehalt in der Berge nach 12 Minuten Flotationszeit.

Aus der Abb. 28 erkennt man, daß bei hoher Drehzahl und hohem Luftdurchsatz gegenüber niedriger Drehzahl der CaF₂-Gehalt im Konzentrat nach 2 Minuten abnimmt. Dieser Effekt verstärkt sich noch während der Flotationszeit. Die Kurve CaF₂-Gehalt im Konzentrat nach 4 Minuten Flotation streicht dies heraus. Die Abnahme kann man sich folgendermaßen erklären: Bei höherer Drehzahl wird mehr Luft eingesaugt als bei

niedrigerer Drehzahl. Diese stößt auf ihrem Weg zur Trübeoberfläche mit Körnern zusammen und flotiert mehr Wertmaterial- und Gangartmaterial aus als bei geringerem Luftdurchsatz. Somit erhält man ein größeres Massenausbringen. Doch das höhere Massenausbringen bedeutet nicht nur ein höheres Mengenausbringen an Wertmaterial, sondern auch verstärkt an Gangart. Der Anteil an Wertmaterial im Konzentrat muß folgerichtig fallen.

Eine hohe Drehzahl liefert eine wesentliche Verbesserung der Berge. Jedoch bleibt in der Berge immer ein Restanteil an Wertmaterial. Dieser Restanteil an Wertmaterial ist das schwer flotierbare Grobkorn und der noch dispergierte Schlammanteil (s. Abb. 29 und Tabellen 9 - 11).

Mittlere k-Wert

Ein wichtiges Kennzeichen für die Flotierbarkeit sind die mittleren k-Werte für das gesamte Wertmaterial und die Gangart, Gleichung (4.3.4) und (4.3.5).

In den Abb. 30 und 31 sind sie für Wertmaterial und für Gangart aufgetragen. Im selbstansaugend arbeitendem System der 4-l-Zelle nehmen die Flotationskenngrößen des Wertmaterials mit höherer Drehzahl und damit gekoppeltem höherem Luftdurchsatz zu. Konstante Kenngrößen während der gesamten Flotationszeit, wie sie in der Literatur oftmals angenommen werden, könnten nur erhalten werden, wenn nur eine einzige Kornklasse betrachtet wird, sich die Trübedichte, die Oberflächenspannung und der Luftdurchsatz nicht ändern.

Liegt in der Trübe jedoch ein Kornklassenkollektiv vor, so besitzt jede Kornklasse eine andere Kenngröße k_i .

Die Kornklasse mit der größten Kenngröße k_i , flotiert am schnellsten aus und ihr Inhaltsanteil g_i sinkt stärker als der anderer Kornklassen. Somit verschiebt sich während der Flotationszeit die Kornverteilung ständig und bewirkt eine Veränderung der mittleren \bar{k} -Werte.

Die Flotationskenngrößen der Gangart zu Beginn der Flotation werden im wesentlichen durch das vom Luftdurchsatz abhängige, unselektive Schlammausbringen bestimmt. Sie steigen mit dem Luftdurchsatz und dem Schlammaustrag an. Nach längerer Flotationszeit verwischen sich die anfänglichen starken Unterschiede, und das Gangartausbringen wird trotz unterschiedlicher Luftdurchsätze ähnlich, Abb. 31.

4.3.5 EINZELERGEBNISSE DER VERSUCHE IN DER 10-1-ZELLE

4.3.5.1 LUFTDURCHSATZ

Für die 10-1-Zelle zeigen die Abb. 32 - 34 den Einfluß des Luftdurchsatzes auf das zeitliche Massen-, Wertmaterial- und Gangartausbringen. Bei den Flotationsversuchen war die Rührerdrehzahl konstant auf 1300 min^{-1} eingestellt. Aus den Abbildungen erkennt man, daß mit steigendem Luftdurchsatz sowohl das Anfangswertmaterial- als auch -gangartausbringen steigt. Die anfänglichen Unterschiede bei 2 Minuten verwischen sich bei Wertmaterial während der Flotationszeit. Bei Gangart dagegen bleiben die Unterschiede bei veränderten Luftdurchsätzen erhalten und verstärken sich sogar. Dies führt trotz Steigerung des Wertmaterialausbringens zur Verschlechterung der Konzentrate, Tabellen 12 - 15.

4.3.5.2 DREHZAHLEINFLUß

In den Abb. 35 - 37 ist nur der Einfluß der Drehzahl aufgeführt, wenn 4,2 l/min Luft die Zelle durchperlt.

Beim Gesamtausbringen konnte kein signifikanter Einfluß der Drehzahl festgestellt werden, (s. Abb. 35 und Tabellen 16 - 19).

Für das Wertmaterial dagegen zeigt die Abbildung 36 bei einer Drehzahl von 1300 min^{-1} ein Maximum. Dieses Maximum, es erklärt sich durch den unterschiedlichen und wechselseitig wirksamen Einfluß der Stoß- und Haftwahrscheinlichkeit auf das Fein- und Grobkornausbringen.

Durch eine höhere Drehzahl wird auch Gangart höher aufgewirbelt. Gangartfeinkorn befindet sich dann verstärkt in den oberen Zonen und wird stärker in den Schaum mitgerissen. Damit steigt mit zunehmender Drehzahl das Gangartausbringen zu Beginn der Flotation. Für spätere Zeitpunkte kann keine eindeutige Abhängigkeit des Gangartausbringens von der Drehzahl mehr festgestellt werden.

5 ÜBERPRÜFUNG DES FLOTATIONSMODELLS

5.1 FLOTATIONSVERHALTEN EINZELNER KORNKLASSEN

Als erster Schritt zur Überprüfung des Flotationsmodells dient der Vergleich der berechneten, korngößenabhängigen Flotationskenngrößen mit den durch Radiotracer gemessenen Kenngrößen.

In Abb. 38 und 39 sind die Flotationskenngrößen über der Korngröße aufgetragen. Die Abb. 38 stellt die Versuche in der 4-l-Zelle bei 1000 min^{-1} und $1,5 \text{ l/min}$ Anfangsdurchsatz dar.

In der Abb. 39 werden die Versuche in der 10-l-Zelle vorgestellt. Die Drehzahl beträgt dabei 1300 min^{-1} bei einem Luftdurchsatz von $4,2 \text{ l/min}$.

Die durchgezogene Linie in den Abb. 38 und 39 ist die Ausgleichskurve der nach dem Modell berechneten Flotationskenngrößen des Wertmaterials. Zur Berechnung wurden die Systemparameter der Trübe zu Flotationsbeginn berücksichtigt.

Die gestrichelte Linie deutet an, daß das Feinkorn nicht nur durch die Flotation, sondern auch durch unselektives Schlammausbringen ausgetragen wird (s. Kapitel 3.6).

Die Dreiecke stellen Meßwerte in den einzelnen Kornklassen dar. Sie sind bei der Korngröße eingezeichnet, bei der 50 % des Klasseninhaltes der Aufgabe vorliegt. Die genormten, eingesetzten Kornklassen sind im Balken unterhalb der x-Achse ersichtlich.

Die gemessenen Trübekenngrößen der Versuche in der 4-l-Zelle wurden mit der Schaumwahrscheinlichkeit multipliziert und sind als korngößenabhängige k-Werte in Abb. 38 eingezeichnet. Sie sind die Meßwerte der Sonde 2 (s. Abb. 9), die den gesamten Trübebereich erfaßt.

Die Meßwerte in Abb. 39 sind aus den Impuls-Zeitspektren der Sonden 2 - 5 (s. Abb. 10 und Tabelle 6), die mit ihren waagrechten Schlitzkollimatoren nur enge Trübezonen in einer bestimmten Höhe erfassen, ermittelt worden.

Sie stellen die Mittelwerte der 5 höhenabhängigen, mit der Schaumwahrscheinlichkeit multiplizierten, Trübekenngrößen dar. Die Schaumwahrscheinlichkeit ergab sich aus den inaktiven Vergleichsversuchen zu 0,5 bei einer Oberflächenspannung von $34 \cdot 10^{-3}$ N/m.

Die Abb. 38 zeigt die gute Reproduzierbarkeit der Meßwerte.

Aus der Abb. 38 entnimmt man den steilen Kenngrößenanstieg im Feinkornbereich, das Maximum im Mittelkornbereich, hier bei ungefähr 100 μm , und das flache Abfallen der Kenngrößen bei größerem Korn. Für Korngrößen über 100 μm liegt sehr gute Übereinstimmung zwischen Modellkenngrößen und gemessenen Flotationskenngrößen vor.

Aus der Abbildung 38, für die Versuche in der 4-1-Zelle, sieht man deutlich, daß das Feinkorn nicht nur durch Haften an den Gasblasen, sondern auch durch den unselektiven Schlammaustrag, (gestrichelte Linie), mit dem Lamellenwasser die Trübe verläßt.

Der Ausreißer bei der Kornklasse $20 < x_s < 32 \mu\text{m}$ wird nur bei der Trübesonde registriert, bei der Bodensonde ergab sich der gleiche Wert wie bei den Vergleichsversuchen.

Dieselben Tendenzen wie in der 4-l-Zelle zeigen die Experimente in der 10-l-Zelle, (Abb. 39): Steiler Anstieg im Feinkornbereich, Maximum beim Mittelkorn, flaches Abfallen im Grobkornbereich, Schlammaustrag mit Lamellenwasser.

Vergleicht man beide Kurven, so erkennt man bei der großen Zelle eine flachere Zunahme im Feinkornbereich und eine flachere Abnahme im Grobkornbereich.

Da sowohl die Tracerversuche in der 4-l-Zelle als auch in der 10-l-Zelle das Flotationsmodell bestätigen, darf behauptet werden, daß das Flotationsmodell das hydrodynamische Flotationsverhalten richtig widerspiegelt.

Betrachtet man bei den Versuchen in der 10-l-Zelle nicht nur die Mittelwerte, sondern getrennt die einzelnen höhenabhängigen Trübe-
kenngrößen, so erkennt man systematische Unterschiede.

In Tabelle 8 sind die höhenabhängigen Trübekenngrößen der verschiedenen Kornklassen aufgetragen, wenn sie, wie oben beschrieben, aus den Impulsraten-Zeitspektren der einzelnen Sonden ermittelt werden (s. Kapitel 4.3.2). Zusätzlich ist der Mittelwert aus den 5 höhenabhängigen Kenngrößen dem der Sonde 1 gegenübergestellt. Die Sonde 1 erfasst den gesamten Trübebereich.

Zur Erklärung der höhenabhängigen Flotationskenngrößen muß auf die gemessenen Feststoffverteilungen zurückgegriffen werden. Aus den Abb. 12'-24 der Feststoffverteilungen erkennt man, daß in der Flotationszelle keine einheitliche Feststoffverteilung vorliegt. Diese unterschiedliche Verteilung muß sich während der Flotation verändern. Wäre dies nicht der Fall, so müßten über der gesamten Höhe identische Kenngrößen gemessen werden. Auch müßte die Turbulenz in der Zelle mögliche Profilveränderungen durch höhenabhängiges

Flotationsverhalten wieder ausgleichen. Die Meßergebnisse zeigen aber, daß dies nicht der Fall ist, sondern daß unterschiedliche Kenngrößen über der Höhe vorliegen. Die Ursachen sollen hier näher untersucht werden.

Die unterschiedliche Abnahme an Feststoff über der Höhe hat in dem Dreiphasensystem der Flotationszelle zwei sich verstärkende Ursachen. Erstens unterschiedliches, korngößenabhängiges Flotationsverhalten über der Höhe; zweitens Feststoffprofilveränderung in Abhängigkeit von der Kornverteilung, der Trübedichte, dem Luftdurchsatz und den Flotationsreagenzien.

Es sei zunächst das Feinkorn betrachtet. Das Feinkorn flotiert mit den Gasblasen besser aus, wenn seine Stoßwahrscheinlichkeit groß ist. Dies ist in der unteren, turbulenteren Trübezone der Fall. Daher nimmt durch die reine Flotation das Feinkorn unten stärker ab als oben. Zusätzlich zur Flotation wird Feinkorn durch die Luft nach oben mitgerissen und reichert sich in den oberen Trübezonen an. Im Vergleich zu den tiefergelegenen Zonen nimmt es daher dort langsamer ab. Die Versuche zeigen dasselbe Ergebnis. Aus Tabelle 8 entnimmt man, daß das Feinkorn in 0,5 cm Trübehöhe die Trübekenngröße $0,29 \text{ min}^{-1}$ besitzt, während in 17 cm Höhe nur $0,19 \text{ min}^{-1}$ gemessen werden konnte.

Die höhere Trübekenngröße im Bodenbereich bedeutet, daß dort das Feinkorn schneller verarmt als an der Trübeoberfläche.

Würde nur das Flotationsverhalten ohne Umverteilung betrachtet werden, so würde die Kenngröße im Bodenbereich ein wesentlich besseres Flotationsverhalten vortäuschen, als es in der Trübe tatsächlich vorliegt. Das Flotationsverhalten in der gesamten Trübe wird durch den Mittelwert und den Meßwert der Sonde 1, die die gesamte Trübe erfaßt, beschrieben.

Gegenüber dem Feinkorn verhalten sich Mittel- und Grobkorn gerade umgekehrt. Sie flotieren am besten, wenn ihre Haftwahrscheinlichkeit am größten ist. Dies ist in den weniger turbulenten, oberen Trübezonen der Fall. Daher nimmt das Mittel- und Grobkorn dort schneller ab als in den unteren Zonen. Wie beim Feinkorn wird dieser Effekt während der Flotation durch Feststoffumverteilung verstärkt. Durch das Austragen von Feststoff in den Schaum verringert sich die Trübedichte, und der Dichteeinfluß überwiegt den Viskositätseinfluß; das Feststoffprofil für Mittel- und Grobkorn verlagert sich nach unten, und es bildet sich eine Schichtgrenze aus. Auch dieses Phänomen macht Tabelle 8 deutlich. Die obersten Zonen verarmen schnell an Mittel- und Grobkorn, das bedeutet hohe Kenngrößen, während die niedrigen Kenngrößen der Bodenzonen langsamere Feststoffabnahme aufweisen. Auch bei Mittel- und Grobkorn sind die höhenabhängigen Kenngrößen nicht repräsentativ für das gesamte Flotationsverhalten in der Zelle.

Der Sichtungseffekt der hier in der Batchflotation beobachtet wird, dürfte sich auch in der kontinuierlichen Flotation stark auswirken. An der Überlaufkante liegt dann keine homogene Feststoffverteilung vor, sondern es befindet sich dort bevorzugt das feinere Korn, das dann eine geringe Verweilzeit in der Zelle besitzt als das größere Korn. Da größeres Korn teilweise nicht mehr bis zur Überlaufkante gelangt, werden die Zellen schnell versanden. Als Abhilfe muß dann das Gangartgrobkorn durch einen Beipaß unten abgezogen werden, "Sanddüse".

5.2 FLOTATIONSVERHALTEN DES GESAMTEN AUFGABEGUTES

Neben der Überprüfung des Flotationsmodells der einzelnen Kornklassen dienen Flotationsversuche mit dem nichtentschlämmten Industrieaufgabegut zur Überprüfung des Modells im ganzen. Variiert wurden dazu die verfahrenstechnischen Parameter Rührerdrehzahl, Luftdurchsatz, Zellengeometrie und Trübedichte.

Aus den Mengen der Konzentrate, der Berge und deren Analysen lassen sich das zeitliche Massenausbringen, die zeitlichen Wertmaterialgehalte im Konzentrat und in der Berge sowie die Flotationskenngrößen des gesamten Aufgabegutes \bar{k} bestimmen.

Zur Überprüfung des Modells wurde es auf einem WANG-Rechnersystem in der Programmiersprache BASIC programmiert.

Mit Hilfe der bei den Versuchen eingestellten Systemparameter läßt sich schrittweise das Korngrößenabhängige Kenngrößenfeld berechnen, und unter Verwendung der Anfangselement- und-siebanalyse das theoretische Massenausbringen für Wertmaterial, Gangart und für das gesamte System bestimmen. Daraus ermittelt der Rechner die einzelnen Flotationskenngrößen, die Analysen der Konzentrate und der Trübe.

Da sich die Systemparameter, die Sieb- und die Elementanalyse während des Flotationsprozesses verändern, werden die Kenngrößen in Schritten von jeweils 2 Minuten in Abhängigkeit von den momentanen Systemparametern neu berechnet und mit ihnen für jeden Zeittakt die Massenausbringen bestimmt, (s. Anhang 7).

In den Tabellen 9 - 11, 12 - 19 sind die gemessenen Mittelwerte aus mindestens drei Versuchen mit identischer Versuchseinstellung den berechneten Werten gegenübergestellt. Alle Ergebnisse der herangezogenen Versuche liegen im 95 % Konfidenzintervall und gelten somit als reproduzierbar, /43/.

Die in den Tabellen 9 - 11 aufgeführten Versuche in der 4-l-Zelle vergleichen das Massenausbringen nach 2, 4, 6, 10 und 12 Minuten Flotationszeit, die CaF_2 -Gehalte im Konzentrat nach 2 Minuten und in der Berge nach 12 Minuten, sowie die daraus resultierenden \bar{k} -Werte für Wertmaterial und Gangart.

Variiert wurde bei den Versuchen in der 4-l-Zelle die Drehzahl und mit ihr der selbstangesaugte Luftdurchsatz.

Die Tabellen 12 - 19 spiegeln die Versuche in der 10-l-Zelle wider. Verglichen werden das Massenausbringen nach 2, 4, 8 und 14 Minuten Flotationszeit, die Flotationskenngrößen für Wertmaterial und Gangart, sowie die CaF_2 -Analysen nach denselben Zeitintervallen. Die aufgeführten CaF_2 -Gehalte der Konzentrate sind die CaF_2 -Gehalte der jeweiligen Charge und nicht des bis dahin gesamten aufgefangenen Konzentrates.

Bei der Berechnung der Flotationskenngröße muß diejenige Trübehöhe berücksichtigt werden, die sich durch die Vorversuche der Dichtemessung als die mit Feststoff beladene maximale Trübehöhe ergibt.

Variiert wurde bei den Versuchen in der 10-l-Zelle die Rührerdrehzahl und getrennt dazu der Luftdurchsatz. Im Vergleich zur 4-l-Zelle sind die Zellengeometrie, die Luftdurchsatzart, die Anfangstrübedichte und die Oberflächenspannung der Trübe unterschiedlich.

Aus den Tabellen 9 - 19 mit den unterschiedlichsten Versuchseinstellungen und verschiedensten Schaumhöhenverteilungskurven, die ja für das unselektive Schlammausbringen maßgebend sind, erkennt man gute Übereinstimmung des Massenausbringens während der gesamten Flotationszeit.

Die Flotationskenngrößen stimmen für Wertmaterial während der gesamten Flotationszeit und für Gangart zu Flotationsbeginn gut überein. Die Unterschiede des Gangartflotationsverhaltens nach fortgeschrittener Flotationszeit sind auf das zeitabhängige Mitreißen von Gangartschlamm in den Schaum zurückzuführen, das modellmäßig noch schwer erfaßbar ist, denn je nach Rührerdrehzahl und Luftdurchsatz gelangt der Schlammanteil in höhere Zonen und wird in den Schaum mitgerissen.

An dieser Stelle soll nochmals erwähnt werden, daß das Mitreißen von Wertmaterialschlamm rechnerisch nur bis zum Schaumhöhenmaximum, das der Gangart bis Flotationsende berücksichtigt wird, (s. Kapitel 3.6).

Trotz der vielen Einflußgrößen und Schwierigkeiten mit dem Schlamm weisen die theoretischen CaF_2 -Gehalte nur geringe Abweichungen von den gemessenen auf.

Die Tabellen bestätigen, daß das zeitliche, korngrößenabhängige Flotationsverhalten bei unterschiedlichen Zellengeometrien, Drehzahlen, Luftdurchsätzen, Trübedichten und Anfangsgrenzflächen-
spannungen durch das hydrodynamische Flotationsmodell für den Batchbetrieb richtig wiedergegeben wird. Es ist somit eine Grundlage geschaffen zur Beschreibung des Einflusses der unterschiedlichsten Systemparameter auf das Ausbringen und die Effektivität des Flotationsprozesses.

6 ZUSAMMENFASSUNG

In der vorliegenden Arbeit wird ein Modell vorgestellt, das das Ausbringverhalten des Einzelkornes, des Schlammanteiles und des gesamten Aufgabekollektives in der Batchflotation auf hydrodynamischer Grundlage beschreibt. Es ermittelt aus der Stoß-, Haft- und Schaumwahrscheinlichkeit die Flotationskenngrößen k_i der einzelnen Kornklassen und mit Hilfe der Element- und Siebanalyse des Aufgabegutes auch das zeitliche Massenausbringen m für Wertmaterial und Gangart.

Das Modell wurde sowohl durch Versuche in einer 4-l-Zelle als auch in einer 10-l-Batchflotationszelle der Firma Wedag überprüft. Radiotracerversuche zeigten gute Übereinstimmung des experimentellen und des theoretischen korngrößenabhängigen Flotationsverhaltens, sowohl bei der kleinen als auch der großen Zelle.

Experimente mit nicht entschlämtem Industrieaufgabegut, das aus Flußspat als Wertmaterial und Baryt und Quarz als Gangart besteht, bestätigen bei unterschiedlichen Drehzahlen, Luftdurchsätzen, Zellengeometrien, Trübedichten und Oberflächenspannungen das Modell im ganzen.

Somit liegt eine Grundlage zur hydrodynamischen Beschreibung der Batchflotation vor.

Mit dem Modell läßt sich das veränderte Flotationsverhalten bei Variation der Systemparameter bestimmen.

Neben den Flotationsuntersuchungen zeigten Radiotracerversuche zur Feststoffverteilung im Dreiphasensystem der begasten, gerührten Suspension, daß die Feststoffverteilung von der Drehzahl, dem Luftdurchsatz, den Zelleneinbauten, der Kornverteilung, der Trübedichte und den Flotationsreagenzien abhängig ist.

Die Feststoffverteilung verändert sich während des Flotationsprozesses. Das Korn in der Trübe wird gesichtet; dabei häuft sich das Feinkorn in den oberen Trübezonen an, während das Mittel- und Grobkorn sich nach unten verlagert und an der Stromstörerkante eine scharfe Schichtgrenze ausbildet.

7 AUSBLICK

Das in dieser Arbeit entwickelte kinetische Flotationsmodell ermöglicht die Beschreibung des Flotationsprozesses in der Batchzelle. Zur Vorausberechnung des gesamten Flotationsverhaltens in einer kontinuierlich betriebenen Anlage muß die Kinetik noch mit dem Verweilzeitverhalten der Partikel gekoppelt werden. Dabei ist die Abhängigkeit von Mengendurchsatz, Drehzahl, Luftdurchsatz, Trübedichte, Trübehöhe und Anlagenschaltungen zu berücksichtigen.

STICHWORTE

Flotation, Modellbildung, Stoßwahrscheinlichkeit, Haftwahrscheinlichkeit, Schaumwahrscheinlichkeit, Flotationskenngröße
Experimente, Radiotracertechnik, Zyklotron, Korngröße, Flotationszelle, Geometrie, Feststoffverteilung,
Aufgabegut, Ausbringen, Flotationsreagenzien, Oberflächenspannung, Luftdurchsatz, Drehzahl, Trübedichte, Viskosität,
Reagenzienmodell

8 ABBILDUNGEN

Übersicht

- | Nr. | Abbildung |
|-----|---|
| 1. | Schematische Darstellung der ersten Phase des Zusammenstoßes einer aufsteigenden Gasblase und einem durch Sammler hydrophobierten Teilchen. |
| 2. | Chi-Quadrat-Verteilung für das Anhaften eines hydrophobierten Teilchens an einer Gasblase. |
| 3. | Drückermoleküle verhindern das Anhaften einer Luftblase an einem Gangartteilchen. |
| 4. | Abhängigkeit der Stoß-, Haft- und Schaumwahrscheinlichkeit von der Korngröße x_S . |
| 5. | Abhängigkeit der Flotationskenngröße k von der Korngröße x_S . |
| 6. | Schaumhöhe über der Zeit. |
| 7. | Siebanalyse des Aufgabegutes. |
| 8. | Rührer- und Stromstöreranordnung in der 10-l-Zelle. |
| 9. | 4-l-Zelle: Sondenordnung. |
| 10. | 10-l-Zelle: Sondenordnung. |
| 11. | Mengenverteilung des Feinkorns ($20 < x_S < 32 \mu\text{m}$) bei unterschiedlichen Feststoffgehalten, (Tracermessung). |
| 12. | Mengenverteilung des Mittelkorns ($63 < x_S < 106 \mu\text{m}$) bei unterschiedlichen Feststoffgehalten, (Tracermessung). |
| 13. | Mengenverteilung des Grobkorns ($212 < x_S < 300 \mu\text{m}$) bei unterschiedlichen Feststoffgehalten, (Tracermessung). |
| 14. | Mengenverteilung des Feinkorns ($20 < x_S < 32 \mu\text{m}$) ohne und mit 4,2 l/min Luftdurchsatz, (Tracermessung). |
| 15. | Mengenverteilung des Mittelkorns ($36 < x_S < 106 \mu\text{m}$) ohne und mit 4,2 l/min Luftdurchsatz, (Tracermessung). |

- Nr. Abbildung
16. Mengenverteilung des Grobkorns ($150 < x_S < 212 \mu\text{m}$) ohne und mit 4,2 l/min Luftdurchsatz, (Tracermessung).
 17. Mengenverteilung von 5,5 kg Aufgabegut bei Luftdurchsätzen zwischen 0 und 4,2 l/min, (Dichtemessung).
 18. Mengenverteilung von 5,5 kg Aufgabegut bei Luftdurchsätzen zwischen 5,7 und 10,4 l/min, (Dichtemessung).
 19. Mengenverteilung von 5,5 kg Aufgabegut bei Luftdurchsätzen zwischen 10,4 und 22,9 l/min, (Dichtemessung).
 20. Mengenverteilung der unterschiedlichen Kornklassen bei 3,0 kg Aufgabegut, (Tracermessung).
 21. Mengenverteilung der unterschiedlichen Kornklassen bei 5,5 kg Aufgabegut, (Tracermessung).
 22. Mengenverteilung des Feinkorns ($0 < x_S < 20 \mu\text{m}$) bei unterschiedlichen Flotationsreagenzien, (Tracermessung).
 23. Mengenverteilung des Mittelkorns ($63 < x_S < 150 \mu\text{m}$) bei unterschiedlichen Flotationsreagenzien, (Tracermessung).
 24. Mengenverteilung des Grobkorns ($212 < x_S < 300 \mu\text{m}$) bei unterschiedlichen Flotationsreagenzien, (Tracermessung).
 25. Impulsraten-Zeitspektren bei der Flotation, (Kornklasse $106 < x_S < 150 \mu\text{m}$).
 26. Abhängigkeit des Luftdurchsatzes von der Drehzahl während der Flotation in der 4-l-Zelle, (2 kg Aufgabe).
 27. Abhängigkeit des Massenausbringens von der Drehzahl während der Flotation in der 4-l-Zelle, (2 kg Aufgabe).
 28. Abhängigkeit des CaF_2 -Gehalts im Konzentrat von der Drehzahl bei der Flotation in der 4-l-Zelle, (2 kg Aufgabe).
 29. Abhängigkeit des CaF_2 -Gehalts in den Bergen nach 12 Minuten Flotation in der 4-l-Zelle, (2 kg Aufgabe).

- Nr. Abbildung
30. Abhängigkeit der Flotationskenngröße des Wertmaterials von der Drehzahl bei der Flotation in der 4-l-Zelle, (2 kg Aufgabe).
31. Abhängigkeit der Flotationskenngröße der Gangart von der Drehzahl bei der Flotation in der 4-l-Zelle, (2 kg Aufgabe).
32. Abhängigkeit des Massenausbringens m vom Luftdurchsatz \dot{V}_{Gas} bei der Flotation in der 10-l-Zelle, (5,5 kg Aufgabe).
33. Abhängigkeit des Wertmaterialausbringens m_W vom Luftdurchsatz \dot{V}_{Gas} bei der Flotation in der 10-l-Zelle, (5,5 kg Aufgabe).
34. Abhängigkeit des Gangartausbringens m_G vom Luftdurchsatz \dot{V}_{Gas} bei der Flotation in der 10-l-Zelle, (5,5 kg Aufgabe).
35. Abhängigkeit des Gesamtmassenausbringens m von der Drehzahl n bei der Flotation in der 10-l-Zelle, (5,5 kg Aufgabe).
36. Abhängigkeit des Wertmaterialausbringens m_W von der Drehzahl n bei der Flotation in der 10-l-Zelle, (5,5 kg Aufgabe).
37. Abhängigkeit des Gangartausbringens m_G von der Drehzahl n bei der Flotation in der 10-l-Zelle, (5,5 kg Aufgabe).
38. Abhängigkeit der Flotationskenngröße k des Wertmaterials von der Korngröße x_S bei der Flotation in der 4-l-Zelle.
39. Abhängigkeit der Flotationskenngröße k des Wertmaterials von der Korngröße x_S bei der Flotation in der 10-l-Zelle.

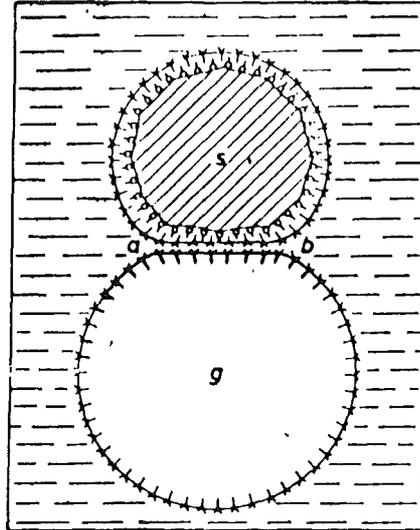


Abb. 1. Schematische Darstellung der ersten Phase des Zusammenstoßes einer aufsteigenden Gasblase und einem durch Sammler hydrophobierten Teilchen;
g = Gasblase, s = Feststoff, δ = Sammler, Δ = Schäumer,
a - b = Lamelle, aus /21/.

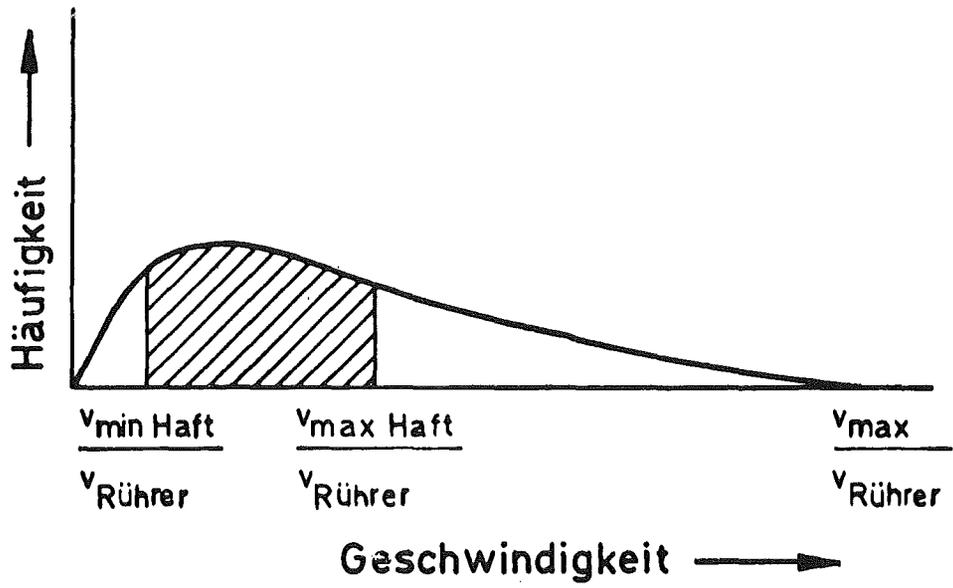


Abb. 2. Chi-Quadrat-Verteilung für das Anhaften eines hydrophobierten Teilchens an einer Gasblase.

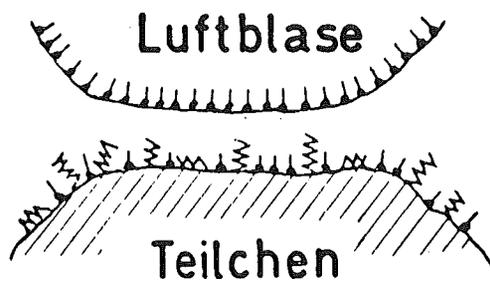


Abb. 3. Drückermoleküle verhindern das Anhaften einer Luftblase an einem Gangartteilchen;
↓ Sammlermoleküle ⚡ Drückermoleküle.

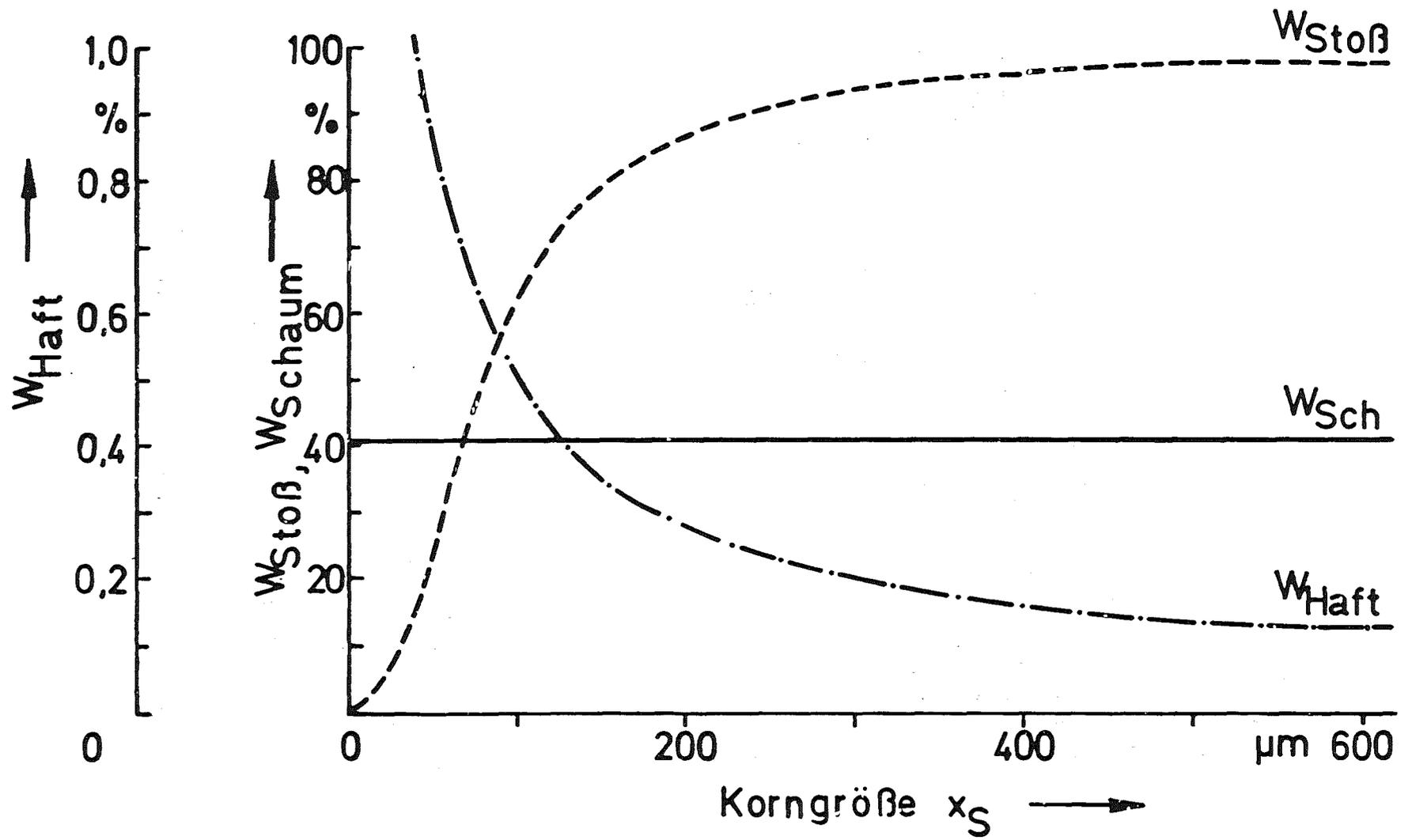


Abb. 4. Abhängigkeit der Stoß-, Haft- und Schaumwahrscheinlichkeit von der Korngröße x_S .

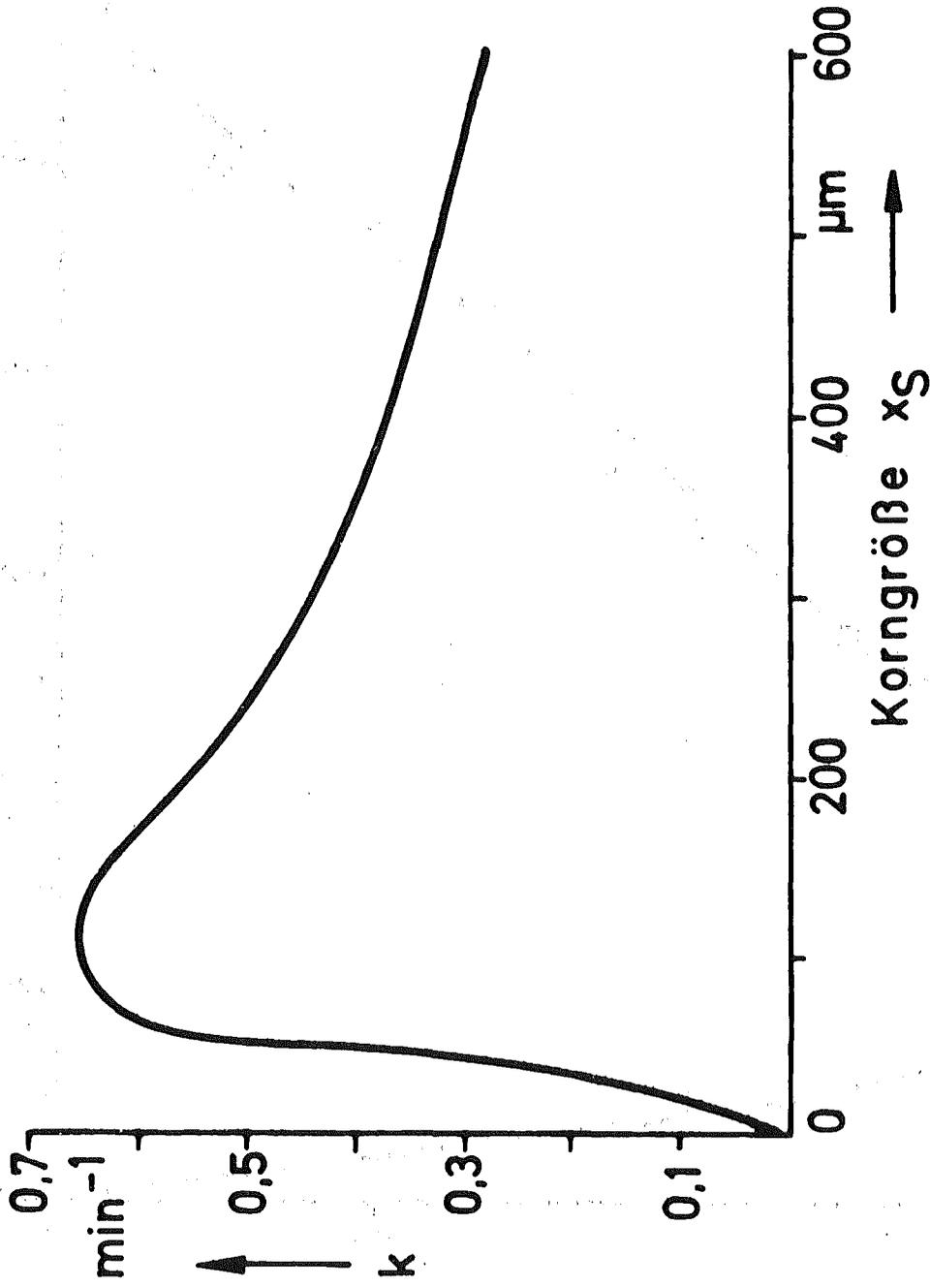


Abb. 5. Abhängigkeit der Flotationskenngröße k von der Korngröße x_s .

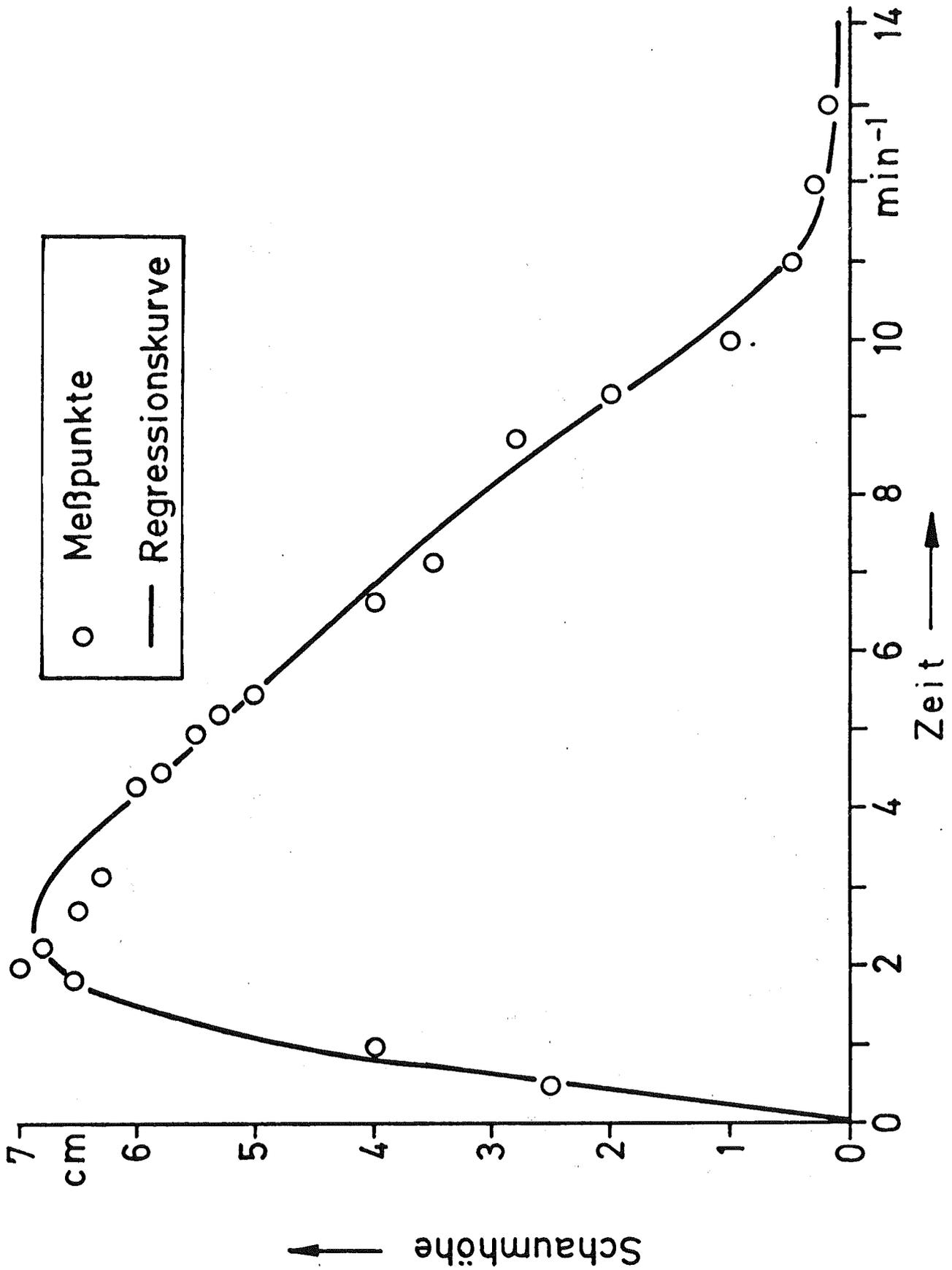


Abb. 6. Schaumhöhe über der Zeit, (Versuch 118 in der 10-1-Zelle).

Siebanalyse
 naftenschlämme
 LOGARITHMISCHES WAHRSCHEINLICHKEITSNETZ
 zur Darstellung von Kornverteilungen
 1.6.1978
 Aufgabegut
 Wolfach

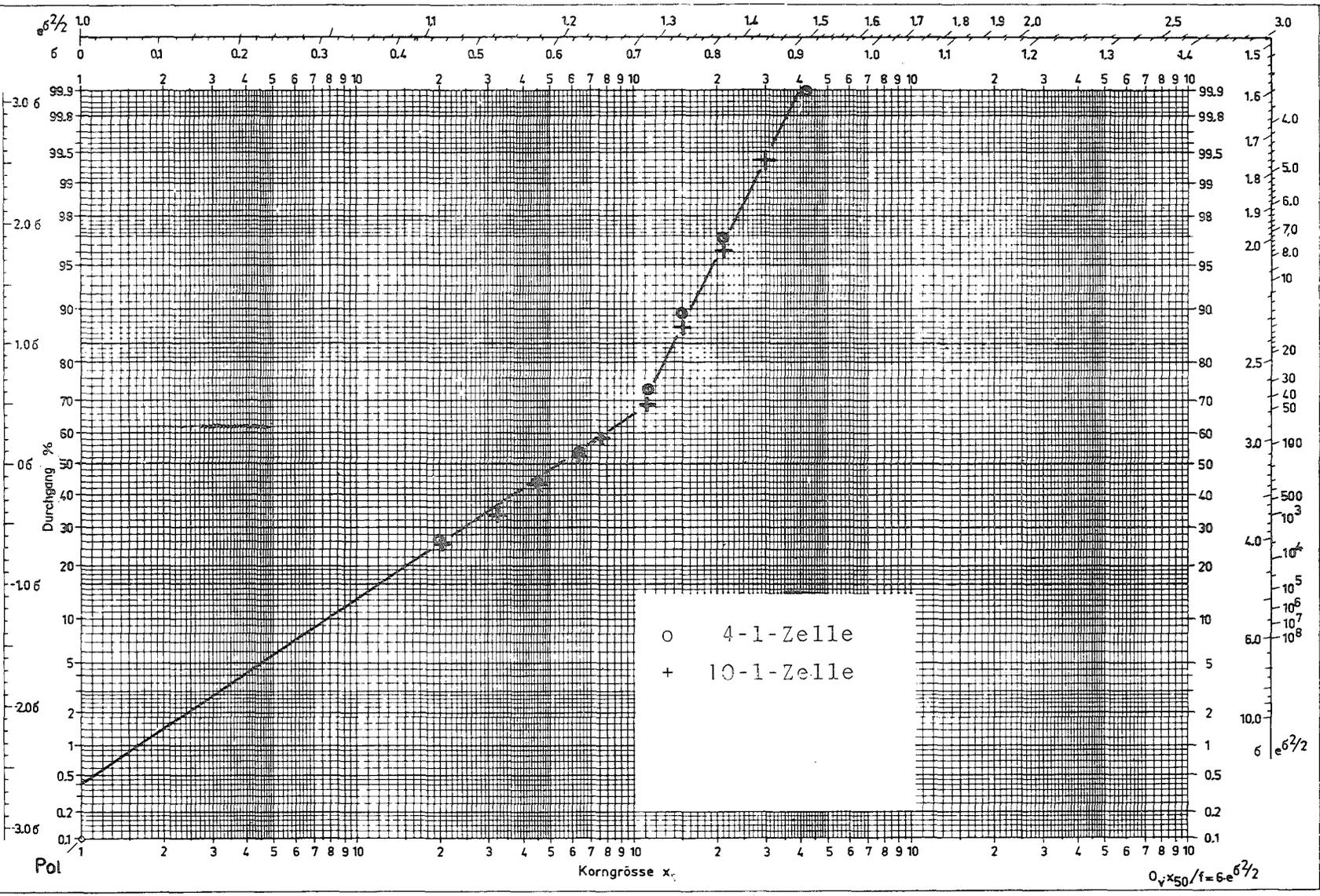


Abb. 7. Siebanalyse des Aufgabegutes.

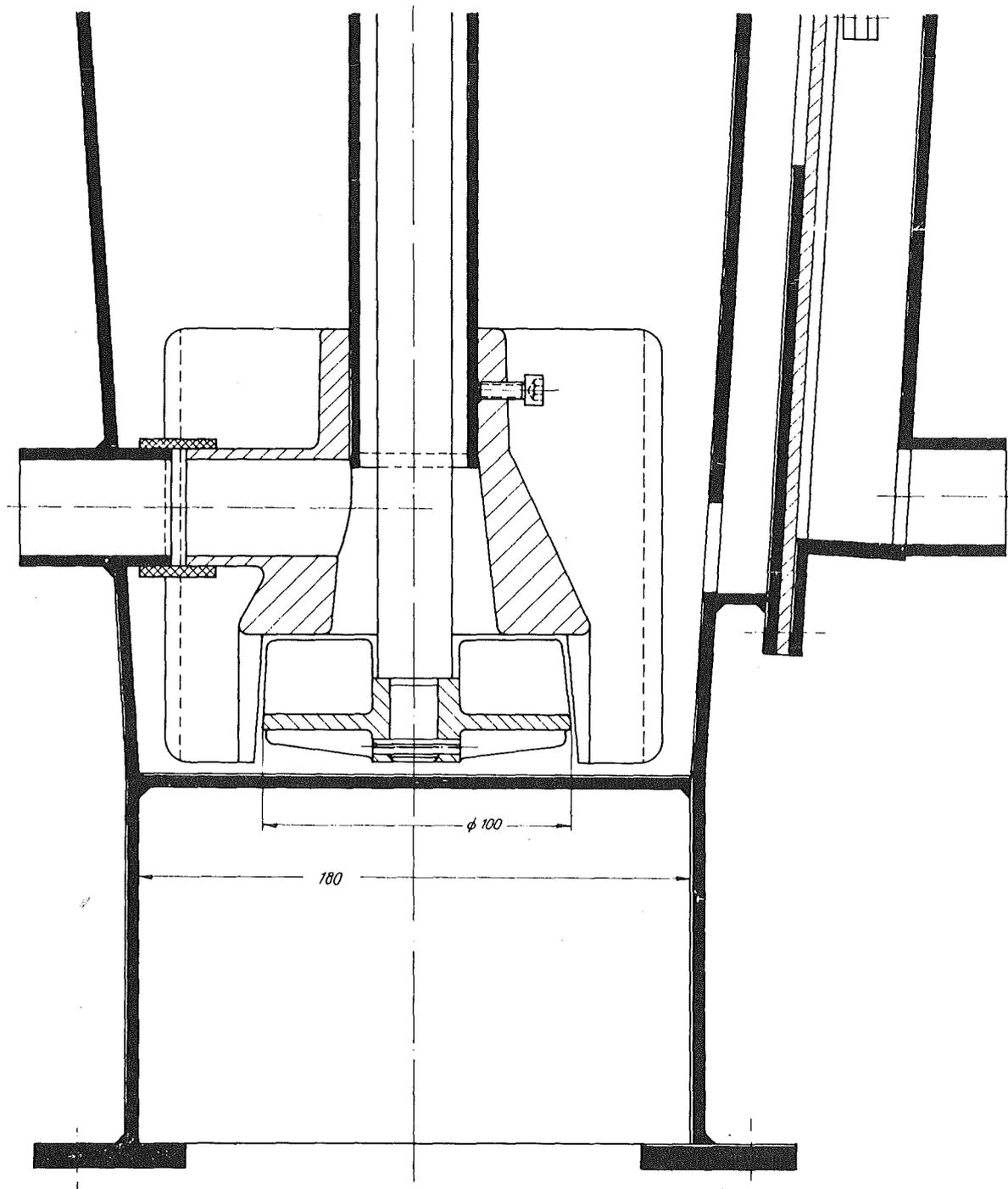


Abb. 8. Rührer- und Stromstöranordnung in der 10-1-Zelle.

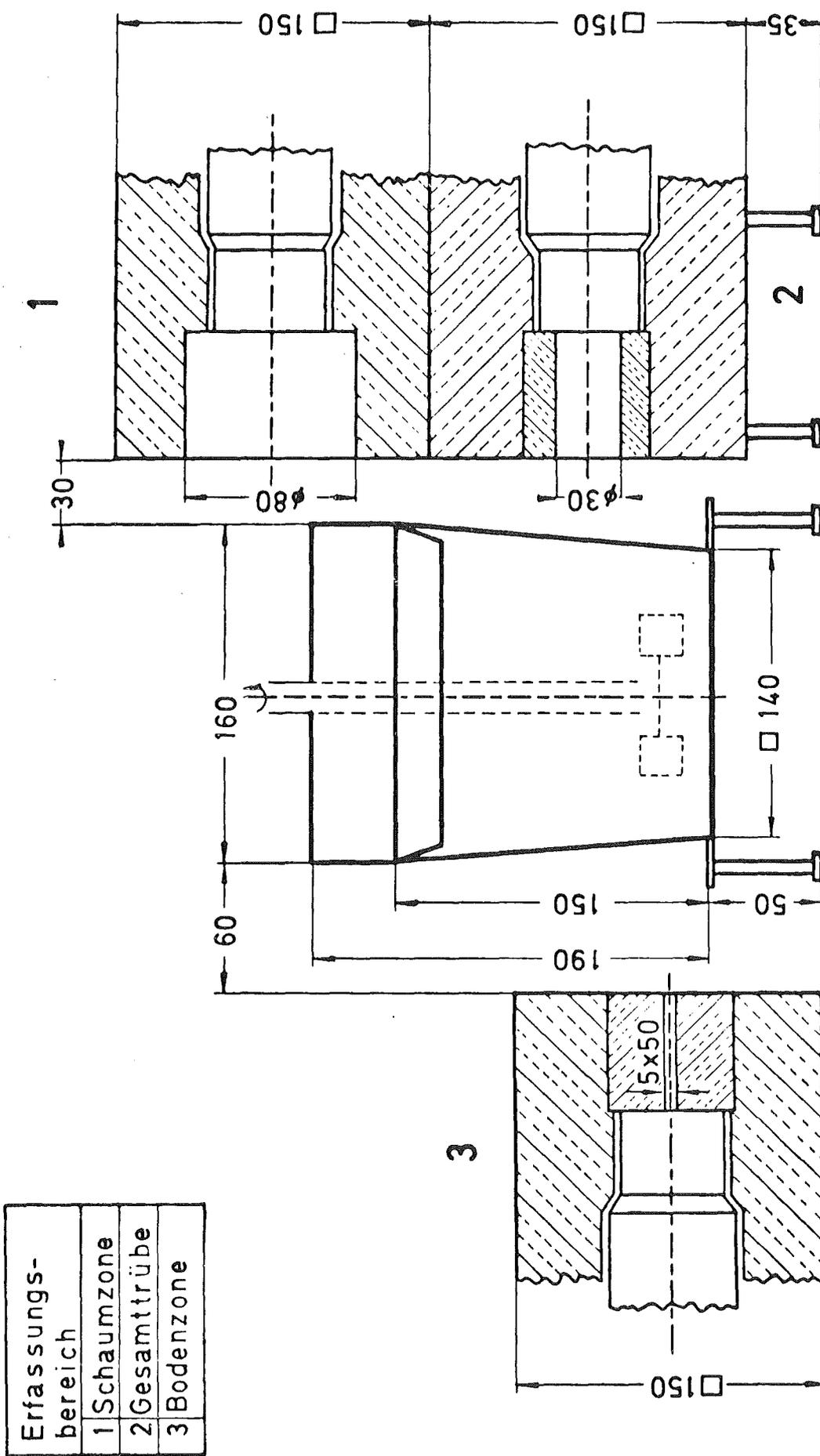


Abb. 9. 4-1-Zelle: Sondenordnung, (Vorderansicht).

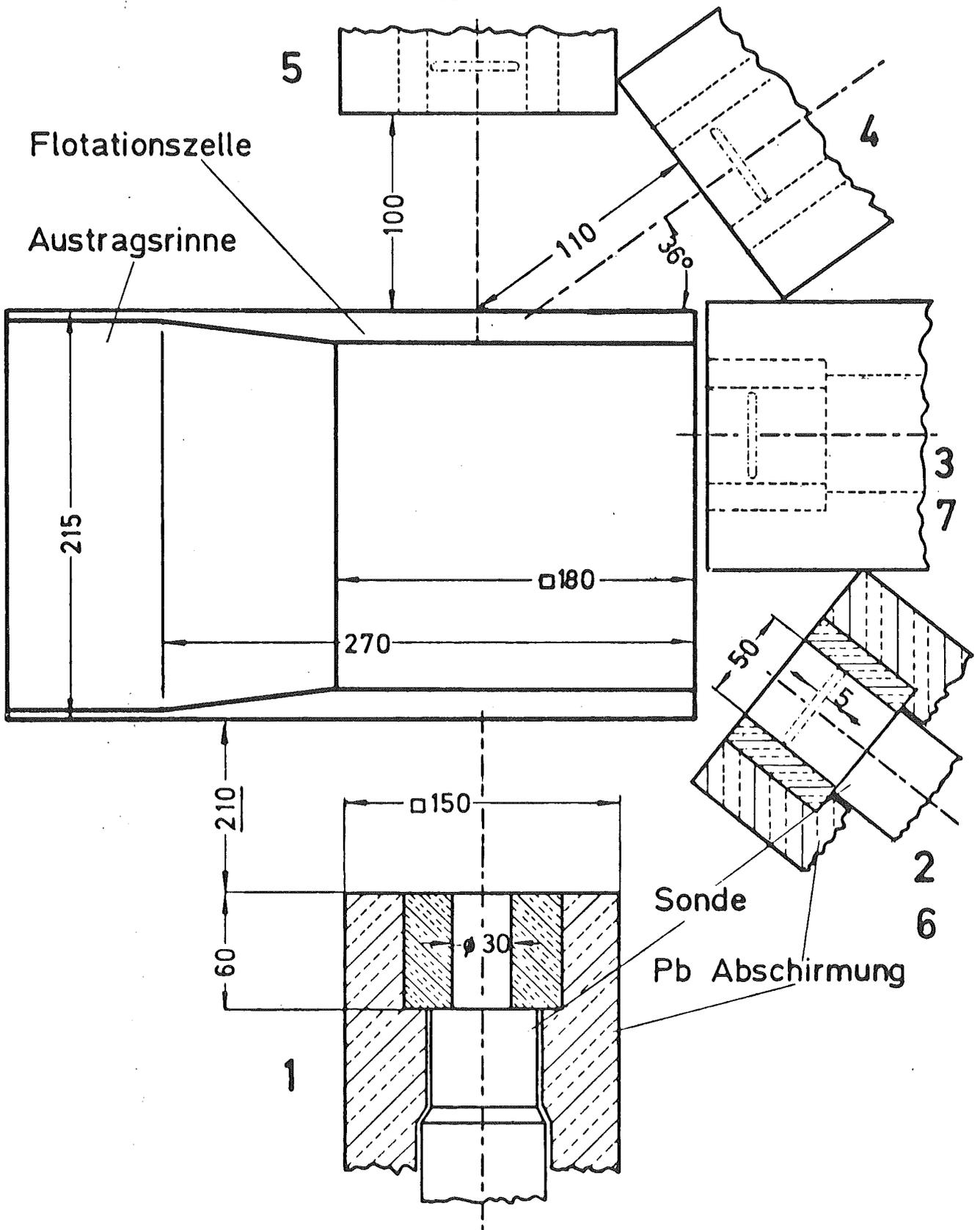


Abb. 10. 10-1-Zelle: Sondenordnung,
(Draufsicht);
(Erfassungsbereiche der Sonde 1-7, s. Tabelle 6).

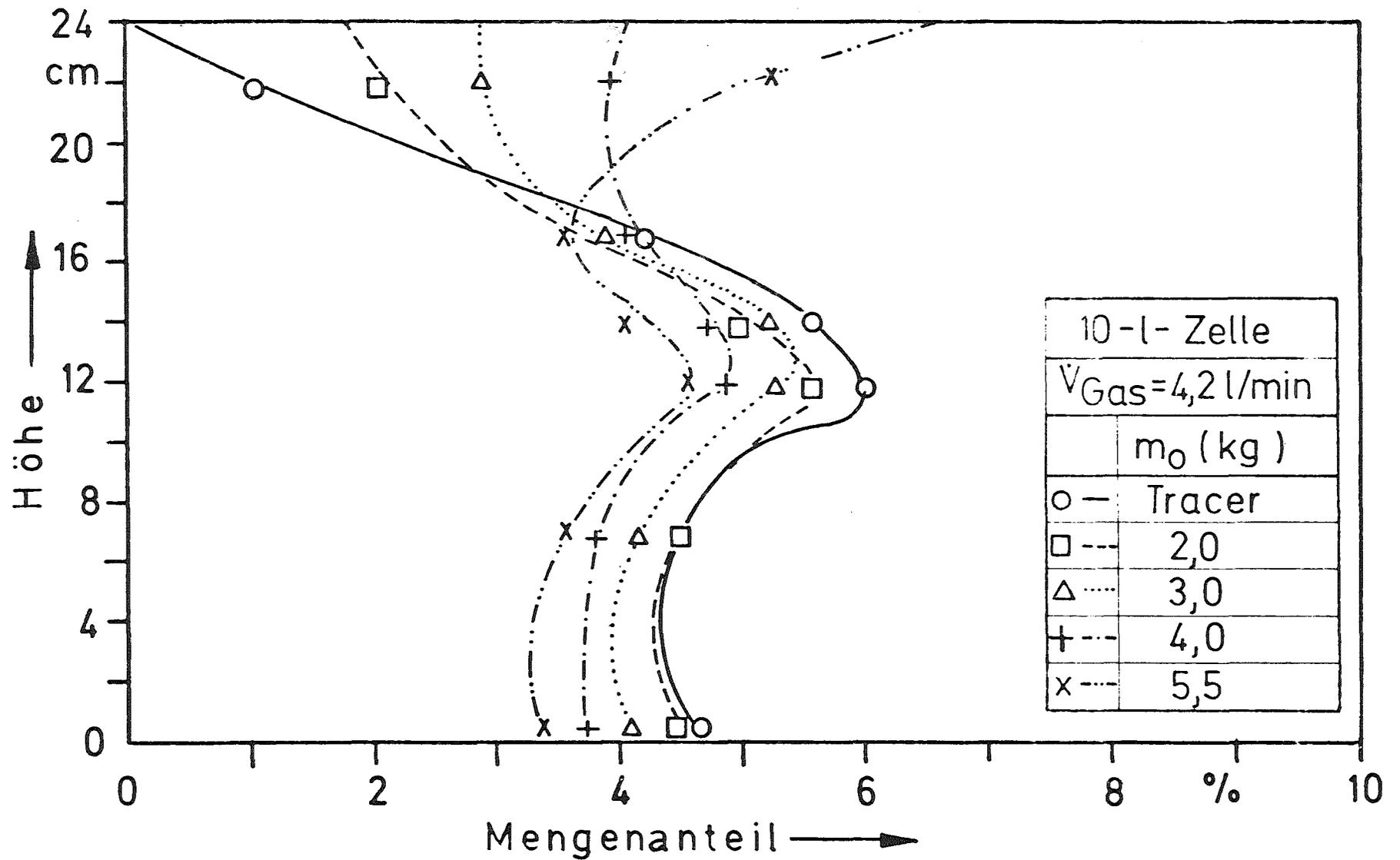


Abb. 11. Mengenverteilung des Feinkorns ($20 < x_s < 32 \mu\text{m}$) bei unterschiedlichen Feststoffgehalten, (Tracermessung).

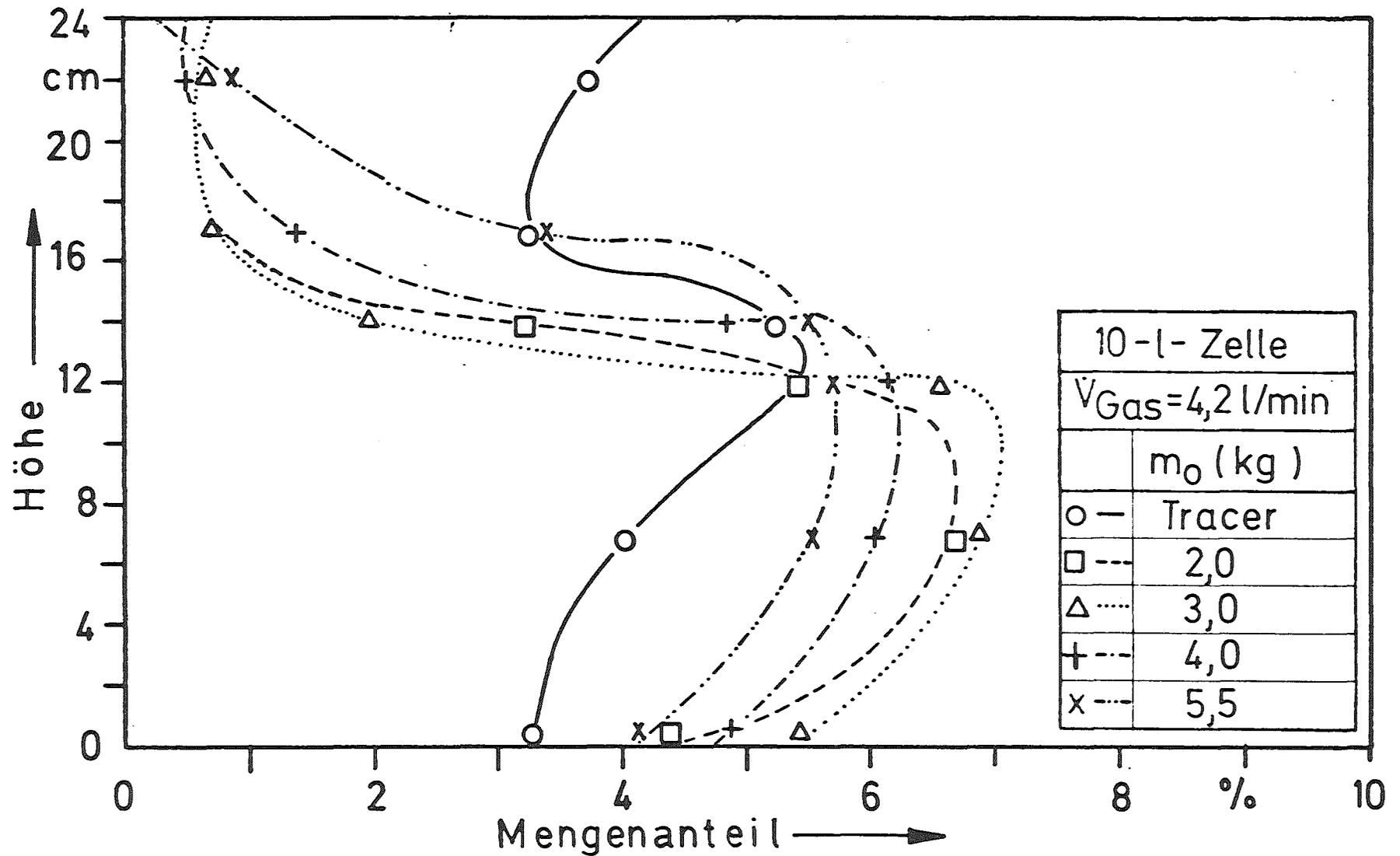


Abb. 12. Mengenverteilung des Mittelkorns ($63 < x_s < 106 \mu\text{m}$) bei unterschiedlichen Feststoffgehalten, (Tracermessung).

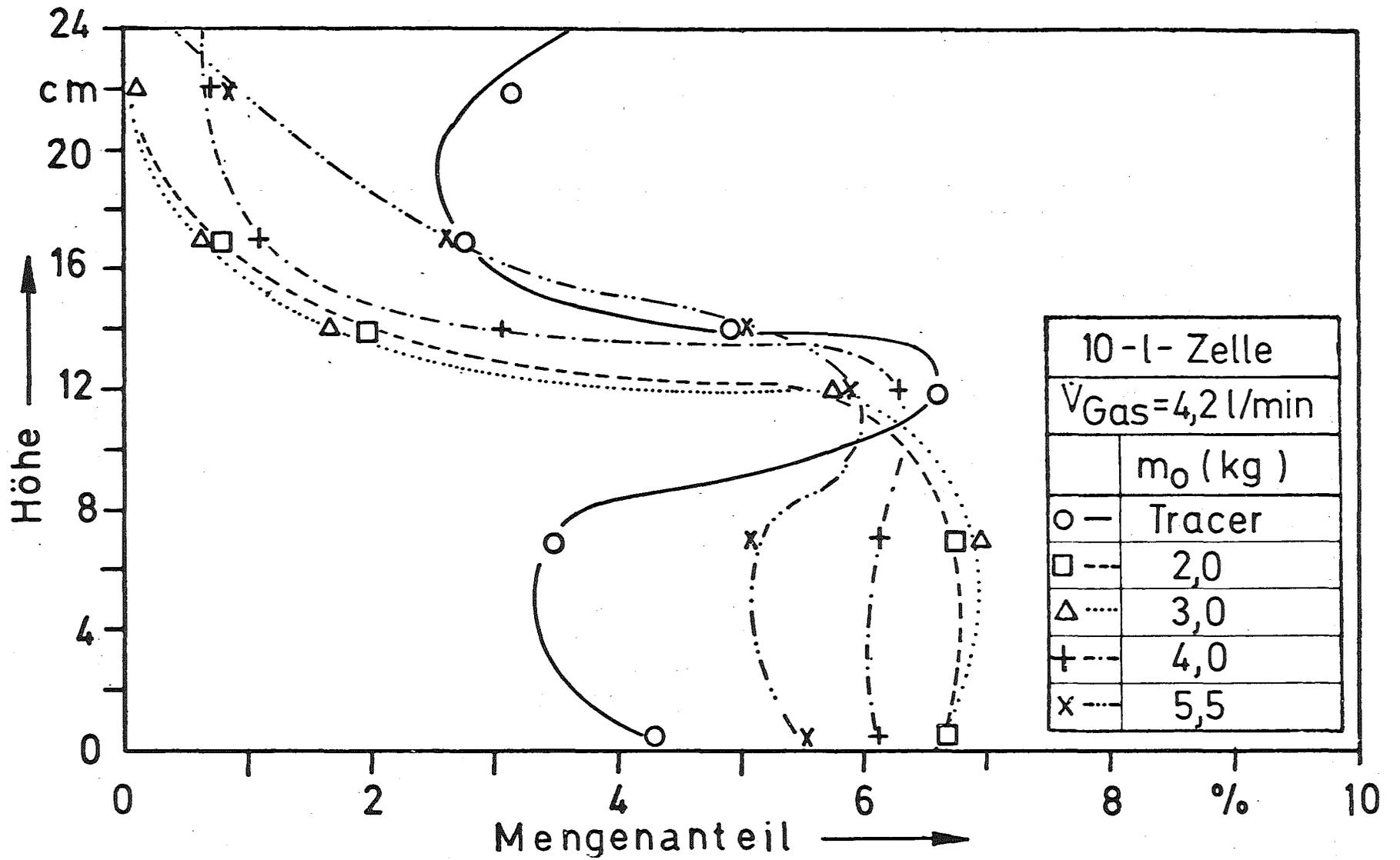


Abb. 13. Mengenverteilung des Grobkorns ($212 < x_s < 300 \mu\text{m}$) bei unterschiedlichen Feststoffgehalten, (Tracermessung).

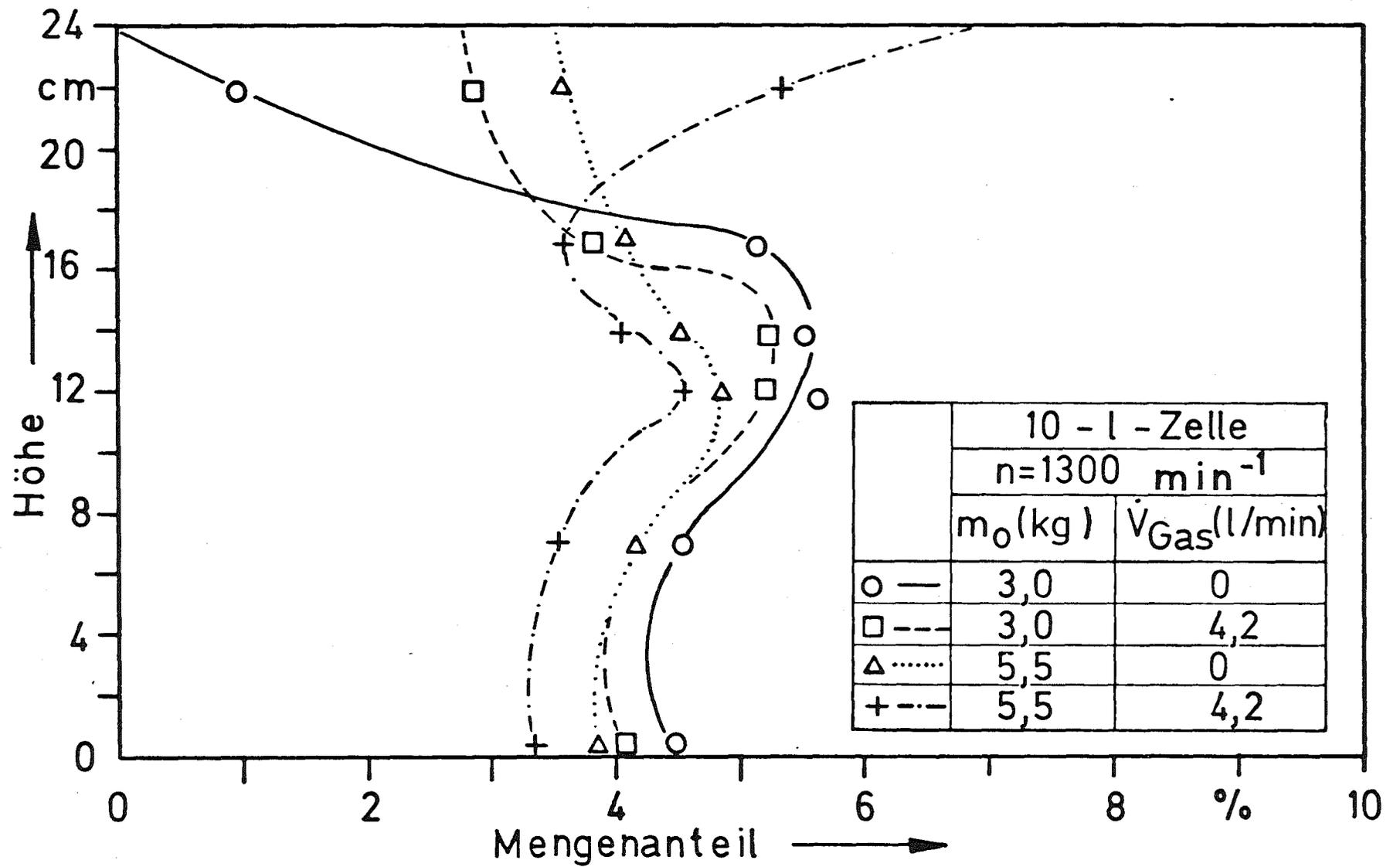


Abb. 14. Mengenverteilung des Feinkorns ($20 < x_s < 32 \mu\text{m}$) ohne und mit 4,2 l/min Luftdurchsatz, (Tracermessung).

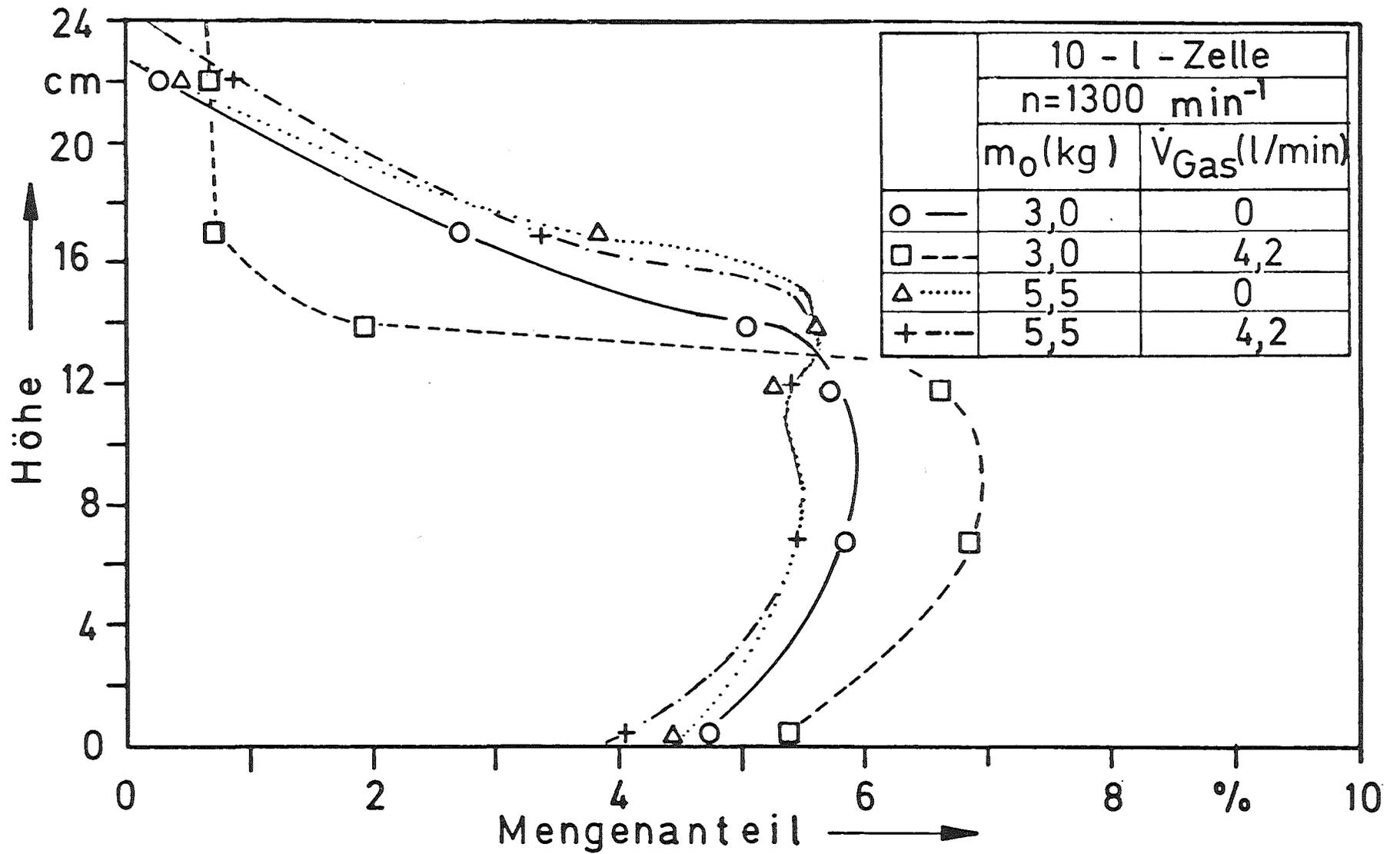


Abb. 15. Mengenverteilung des Mittelkorns ($36 < x_s < 106 \mu\text{m}$) ohne und mit 4,2 l/min Luftdurchsatz), (Tracermessung).

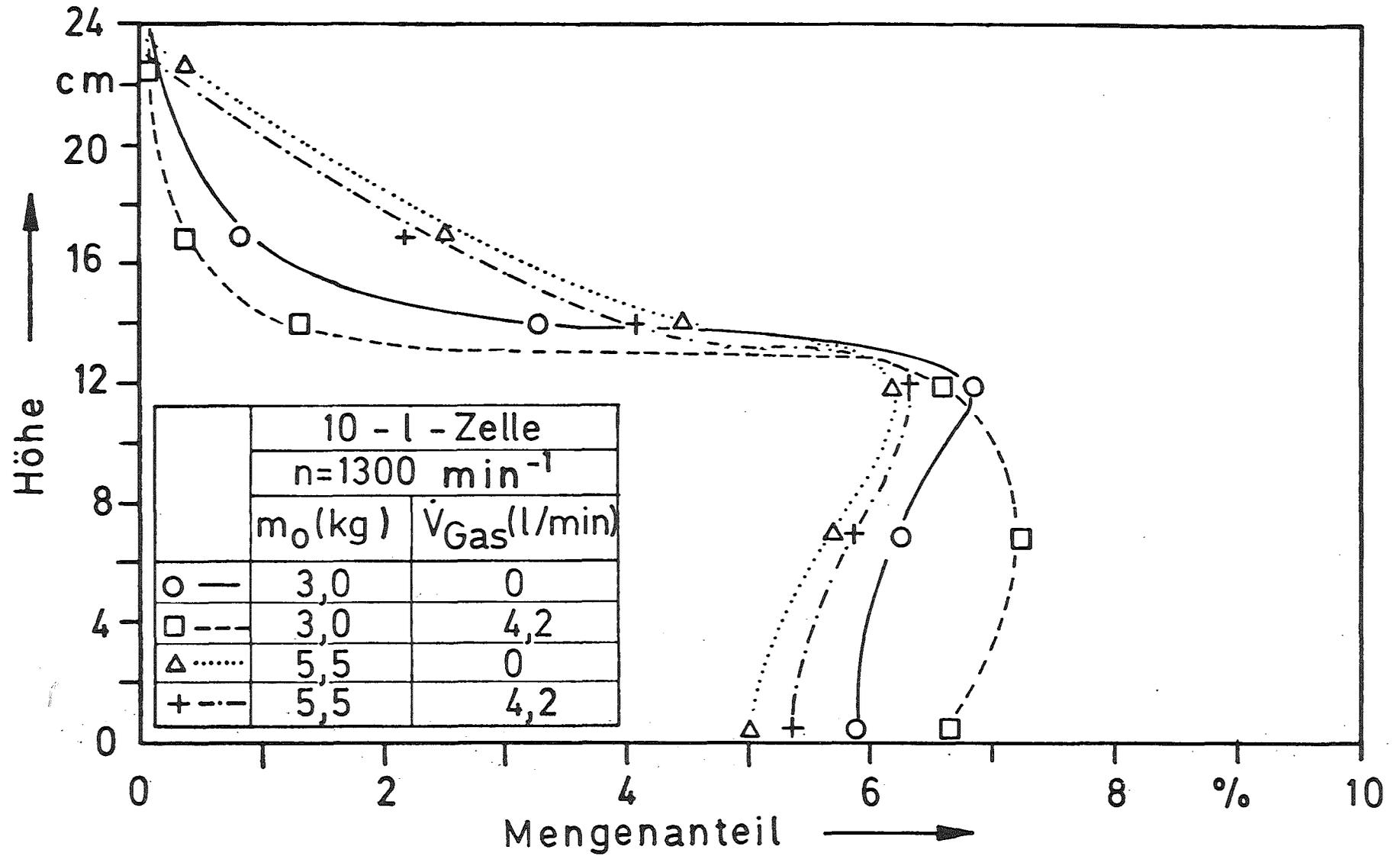


Abb. 16. Mengenverteilung des Grobkorns ($150 < x_s < 212 \mu\text{m}$) ohne und mit 4,2 l/min Luftdurchsatz, (Tracermessung).

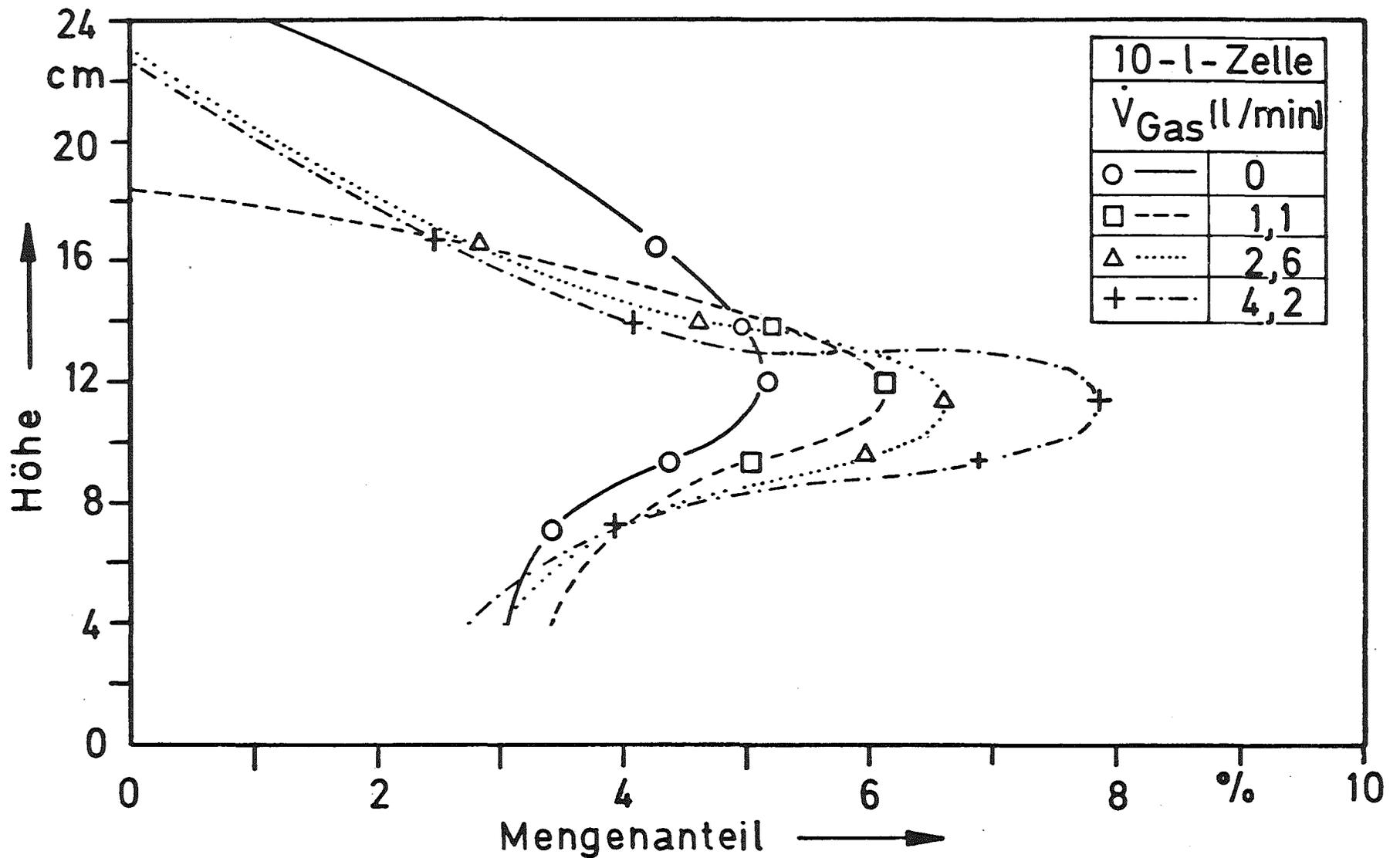


Abb. 17. Mengenverteilung von 5,5 kg Aufgabegut bei Luftdurchsätzen zwischen 0 und 4,2 l/min, (Dichtemessung).

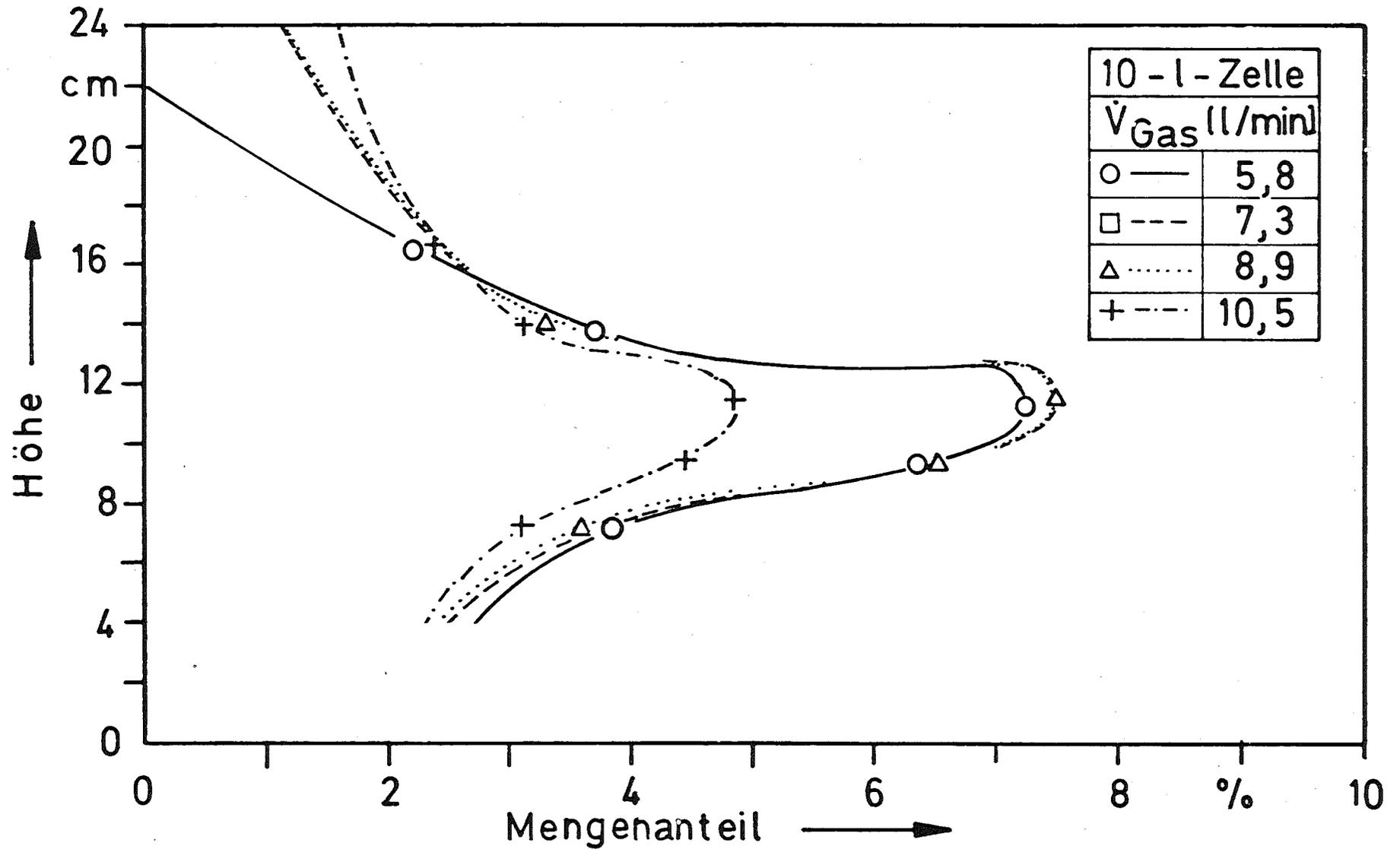


Abb. 18. Mengenverteilung von 5,5 kg Aufgabegut bei Luftdurchsätzen zwischen 5,7 und 10,4 l/min, (Dichtemessung).

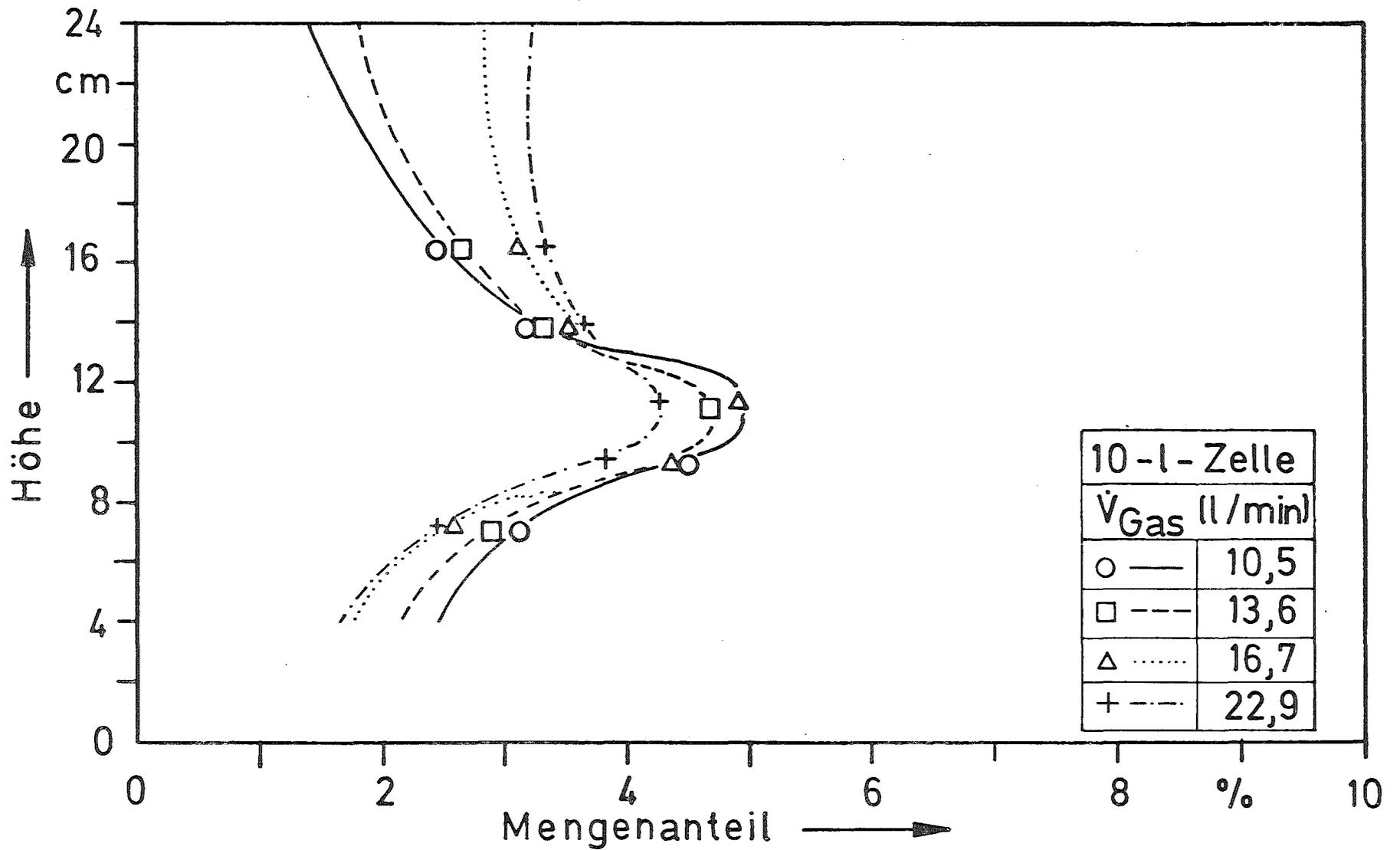


Abb. 19. Mengenverteilung von 5,5 kg Aufgabegut bei Luftdurchsätzen zwischen 10,4 und 22,9 l/min, (Dichtemessung).

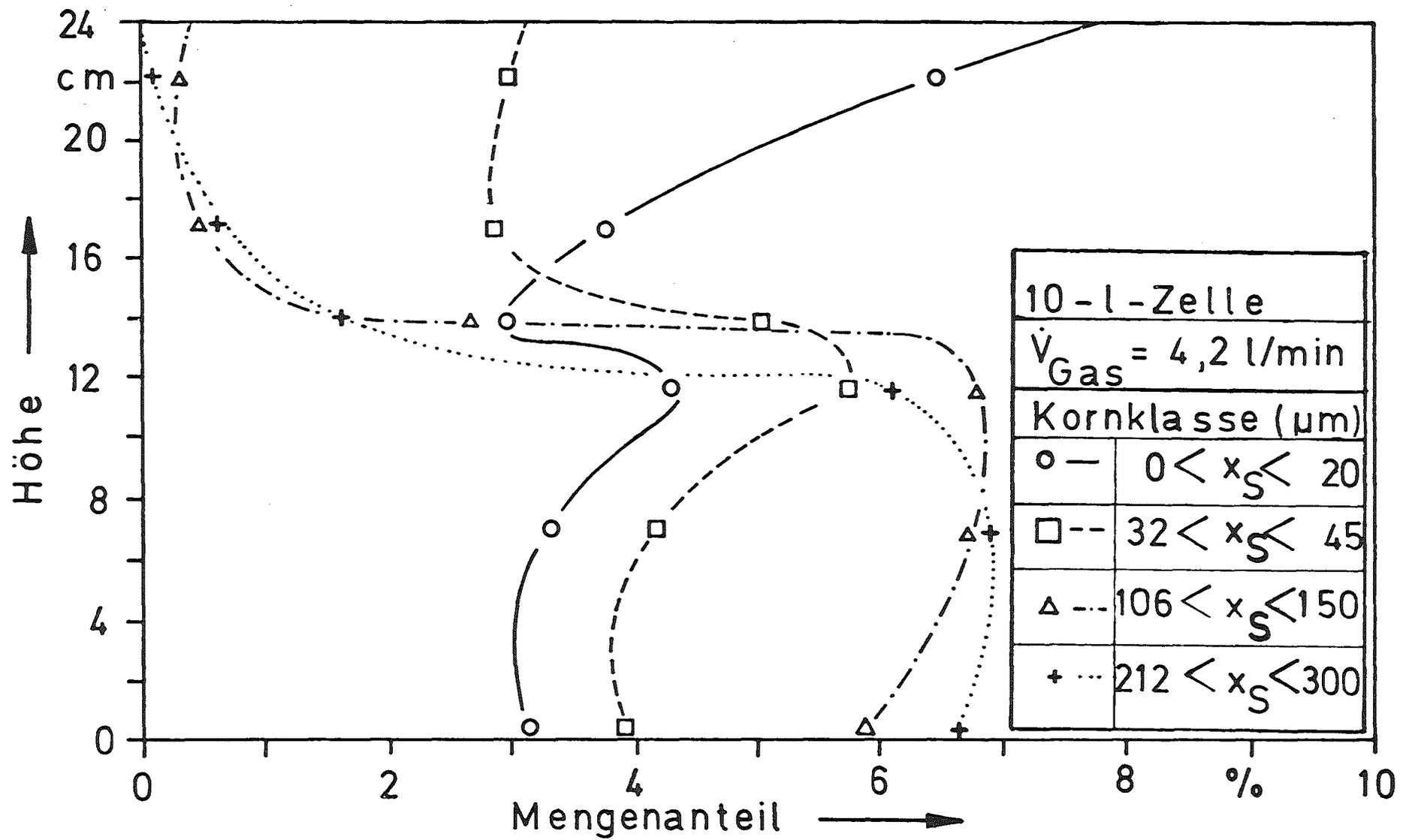


Abb. 20. Mengenverteilung der unterschiedlichen Kornklassen bei 3,0 kg Aufgabegut, (Tracermessung).

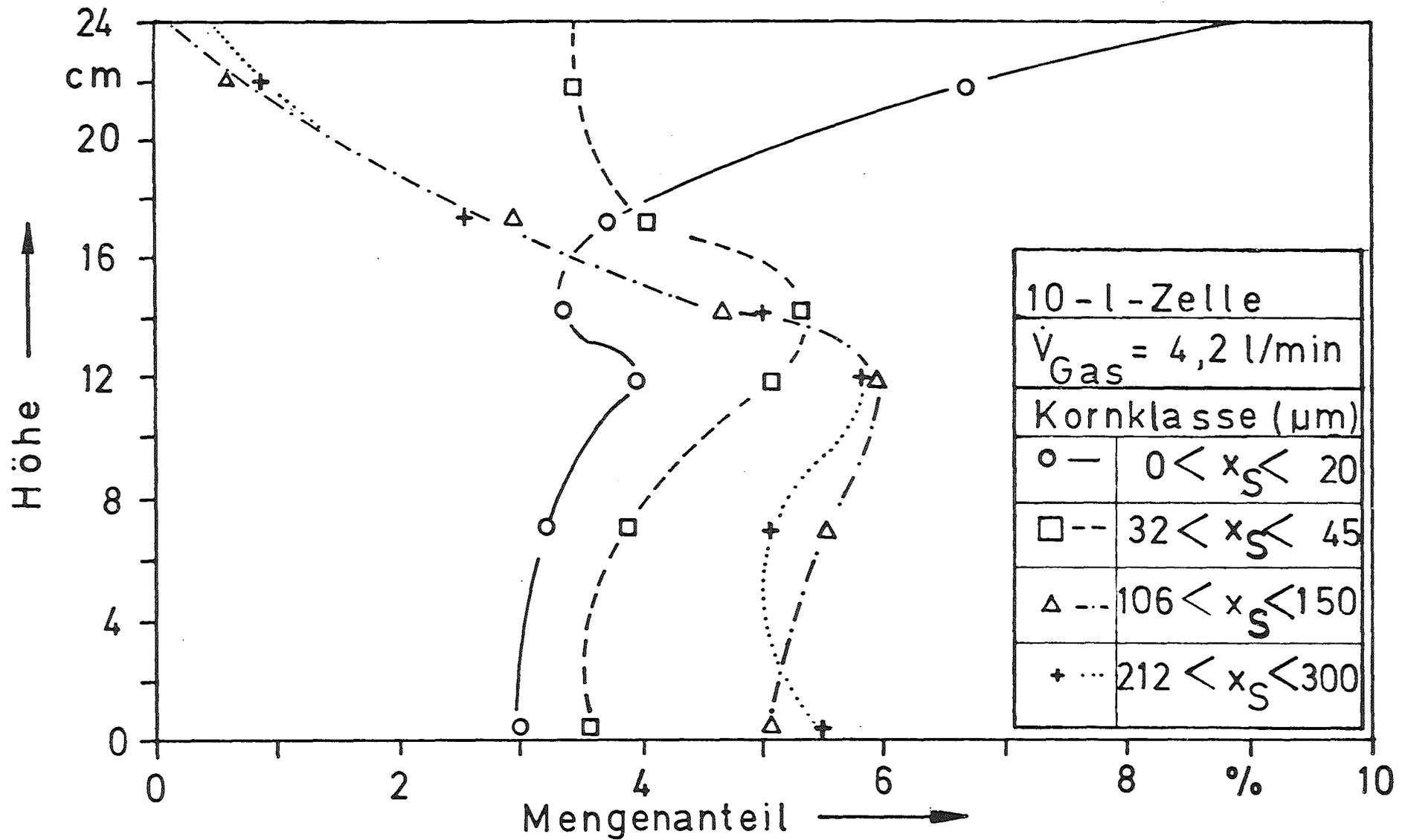


Abb. 21. Mengenverteilung der unterschiedlichen Kornklassen bei 5,5 kg Aufgabegut, (Tracermessung).

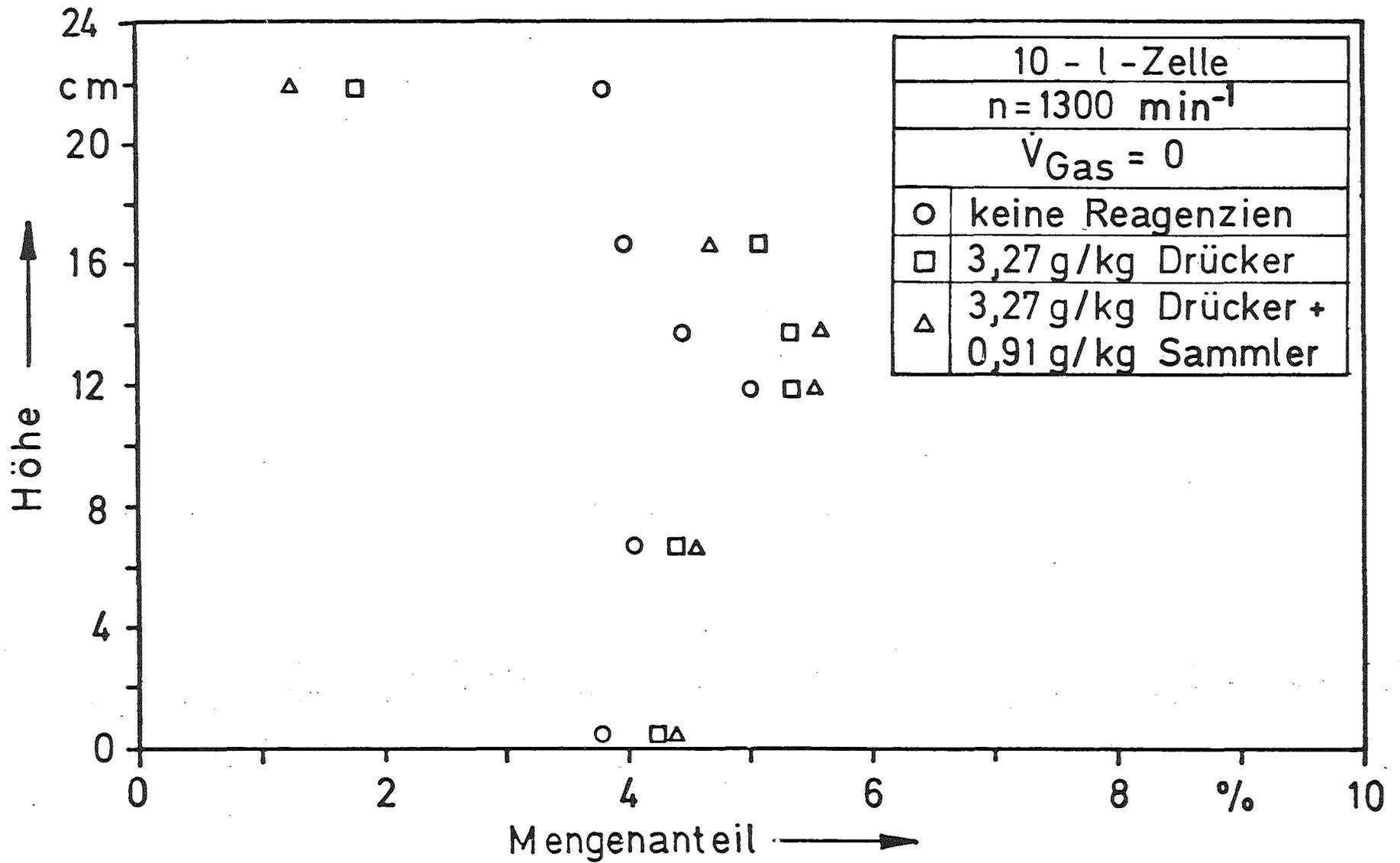


Abb. 22. Mengenverteilung des Feinkorns ($0 < x_s < 20 \mu\text{m}$) bei unterschiedlichen Flotationsreagenzien, (Tracermessung).

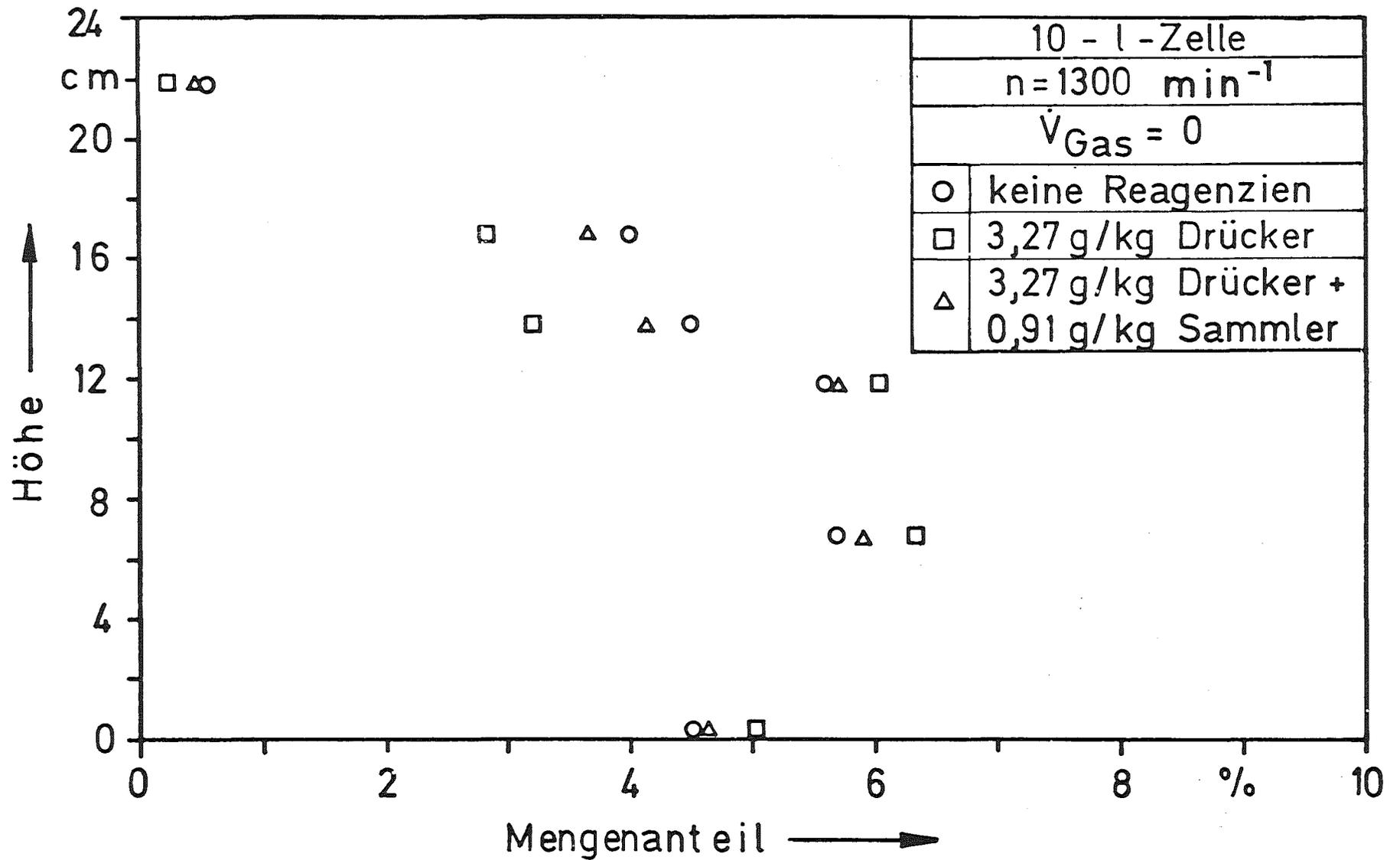


Abb. 23. Mengenverteilung des Mittelkorns ($63 < x_s < 150 \mu\text{m}$) bei unterschiedlichen Flotationsreagenzien, (Tracermessung).

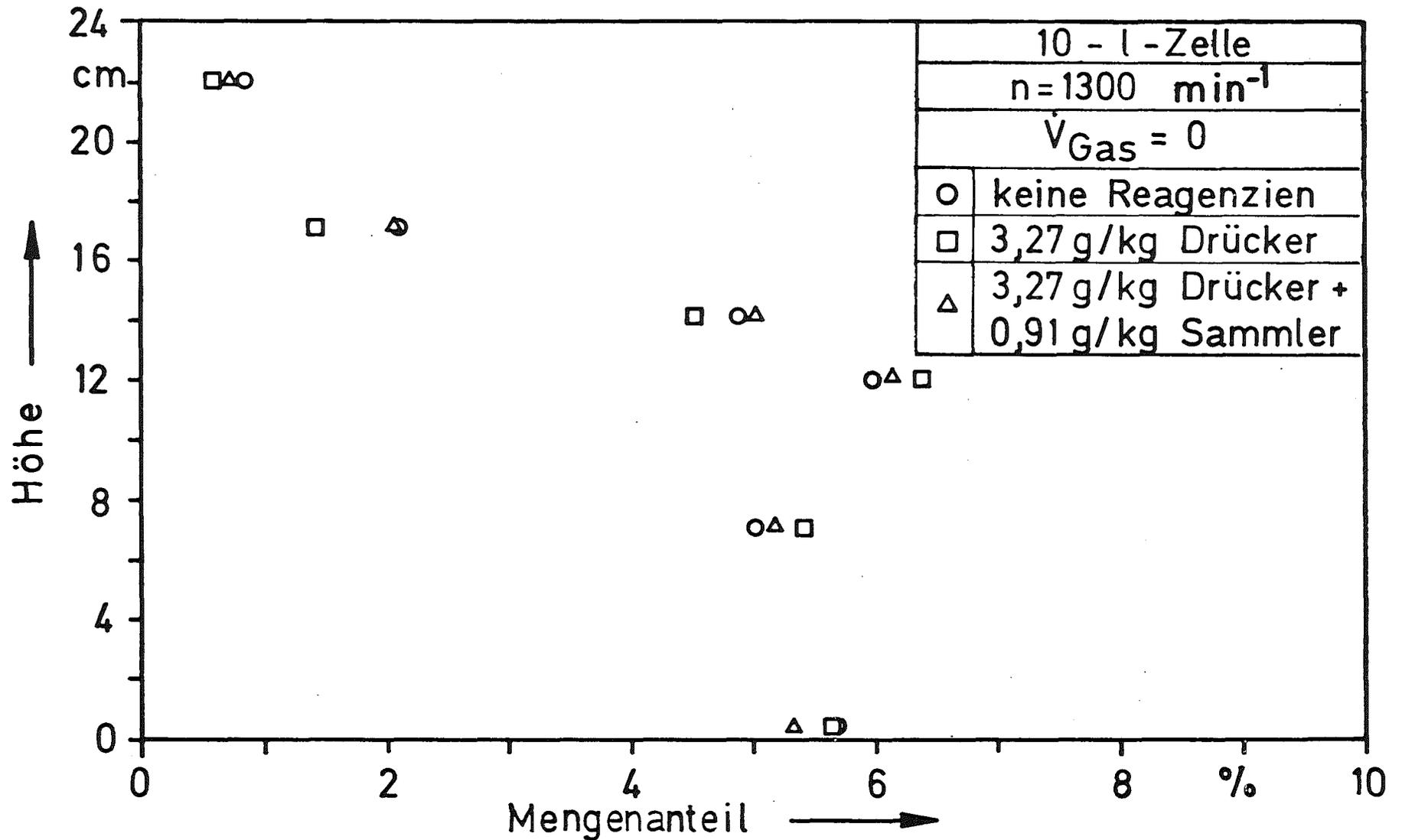


Abb. 24. Mengenverteilung des Grobkorns ($212 < x_s < 300 \mu\text{m}$) bei unterschiedlichen Flotationsreagenzien, (Tracermessung).

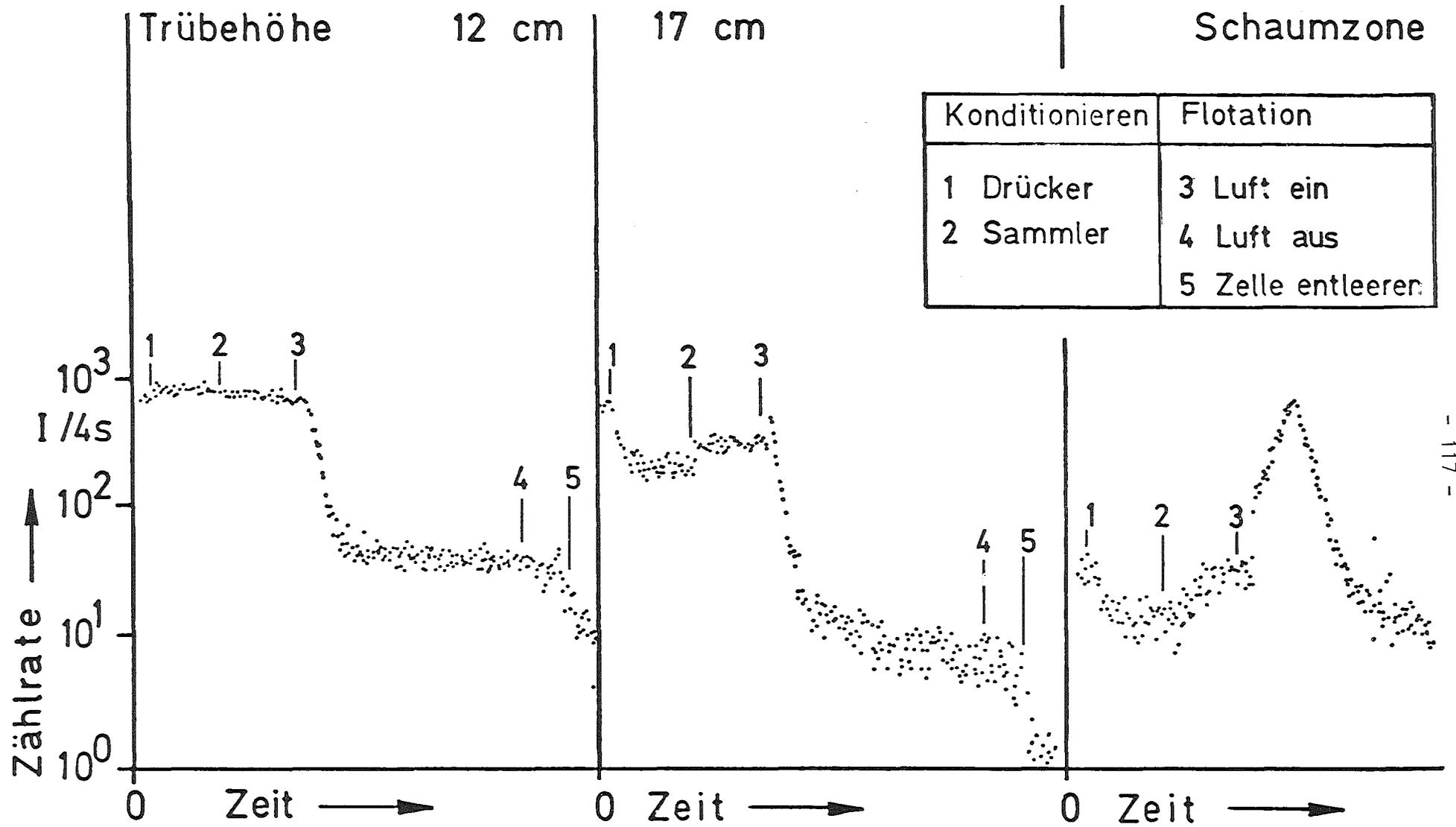


Abb. 25. Impulsraten-Zeitspektren bei der Flotation,
(Kornklasse $106 < x_S < 150 \mu m$).

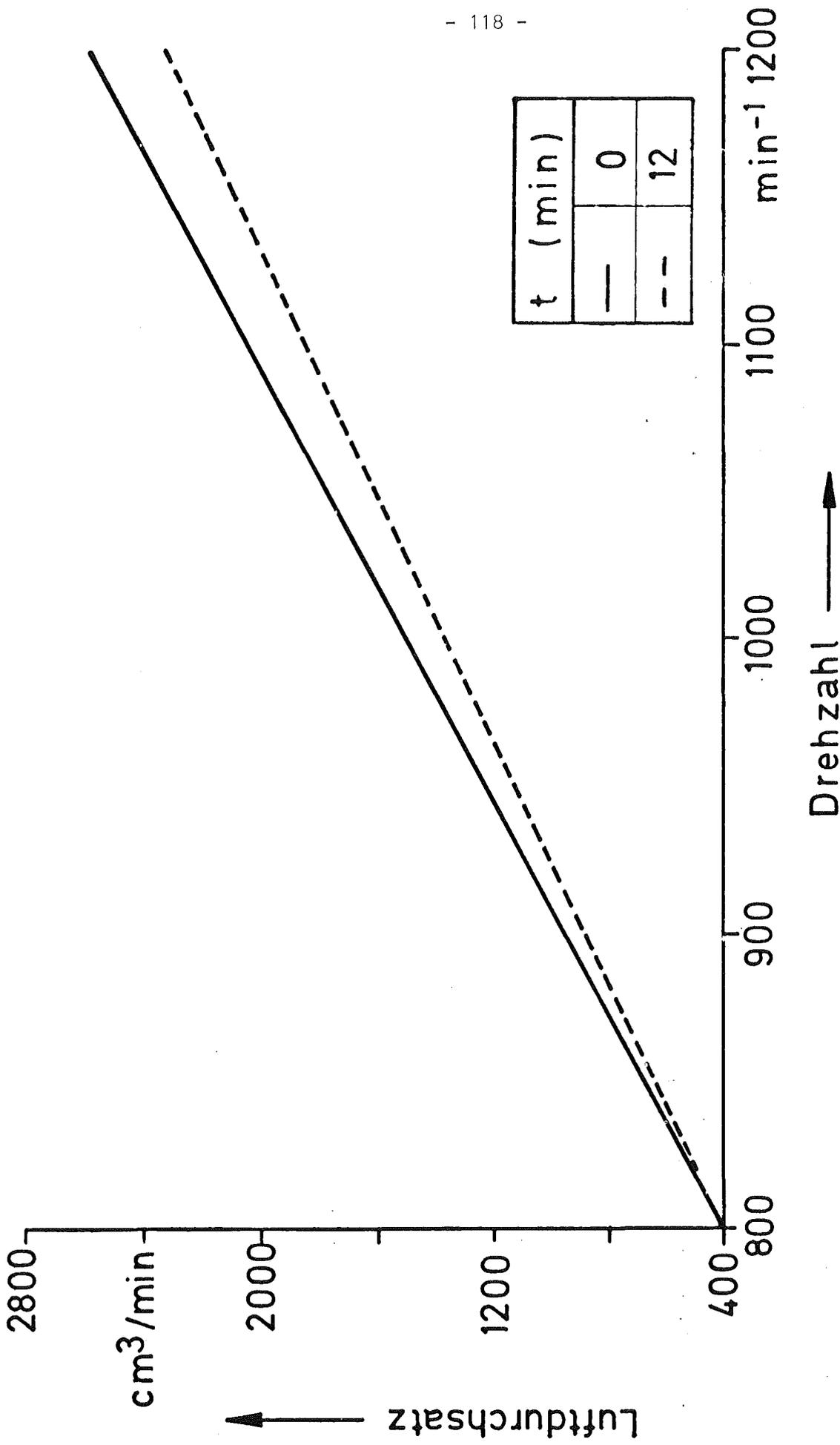


Abb. 26. Abhängigkeit des Luftdurchsatzes von der Drehzahl während der Flotation in der 4-l-Zelle, (2 kg Aufgabe).

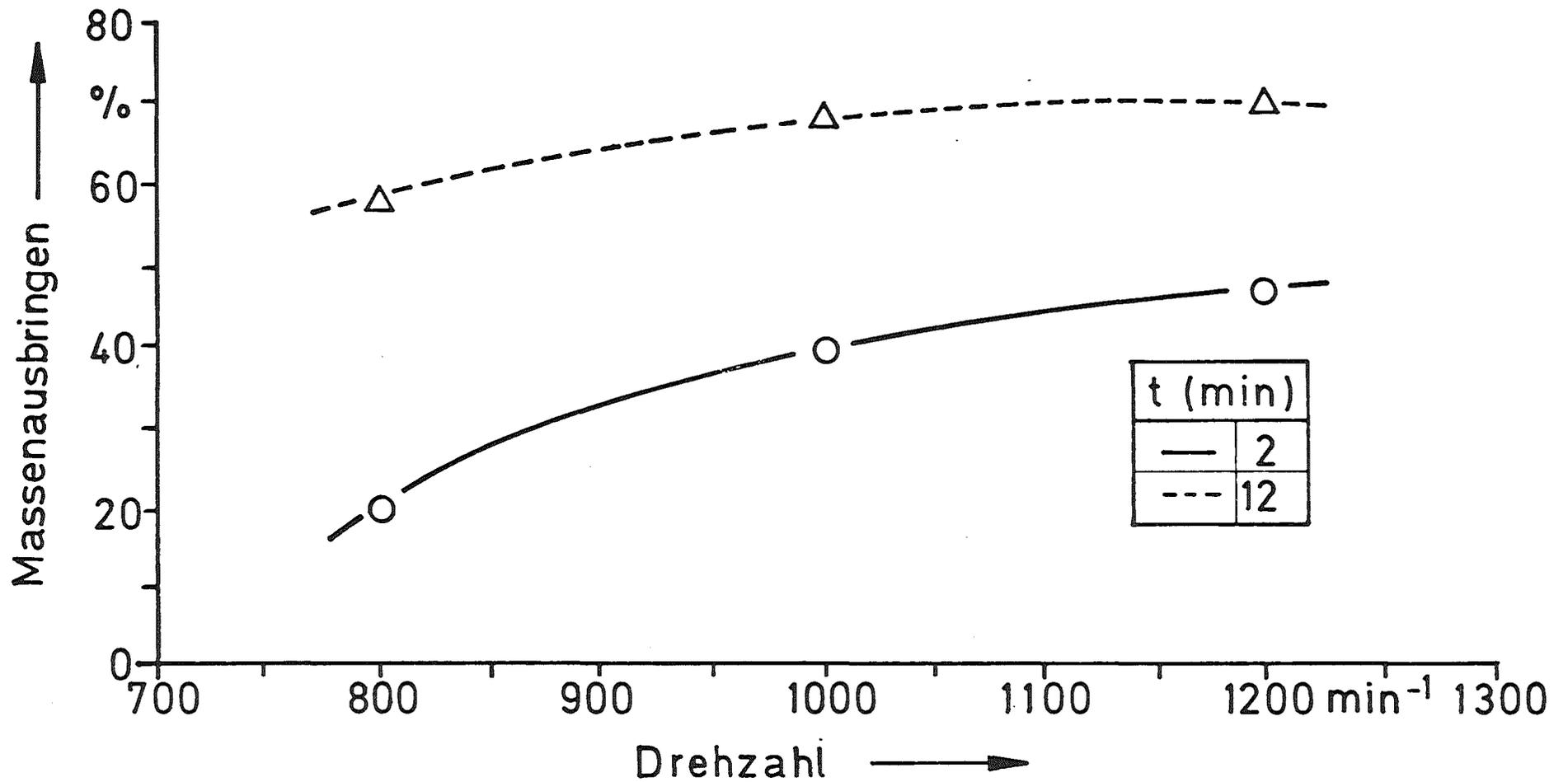


Abb. 27. Abhängigkeit des Massenausbringens von der Drehzahl während der Flotation in der 4-l-Zelle, (2 kg Aufgabe).

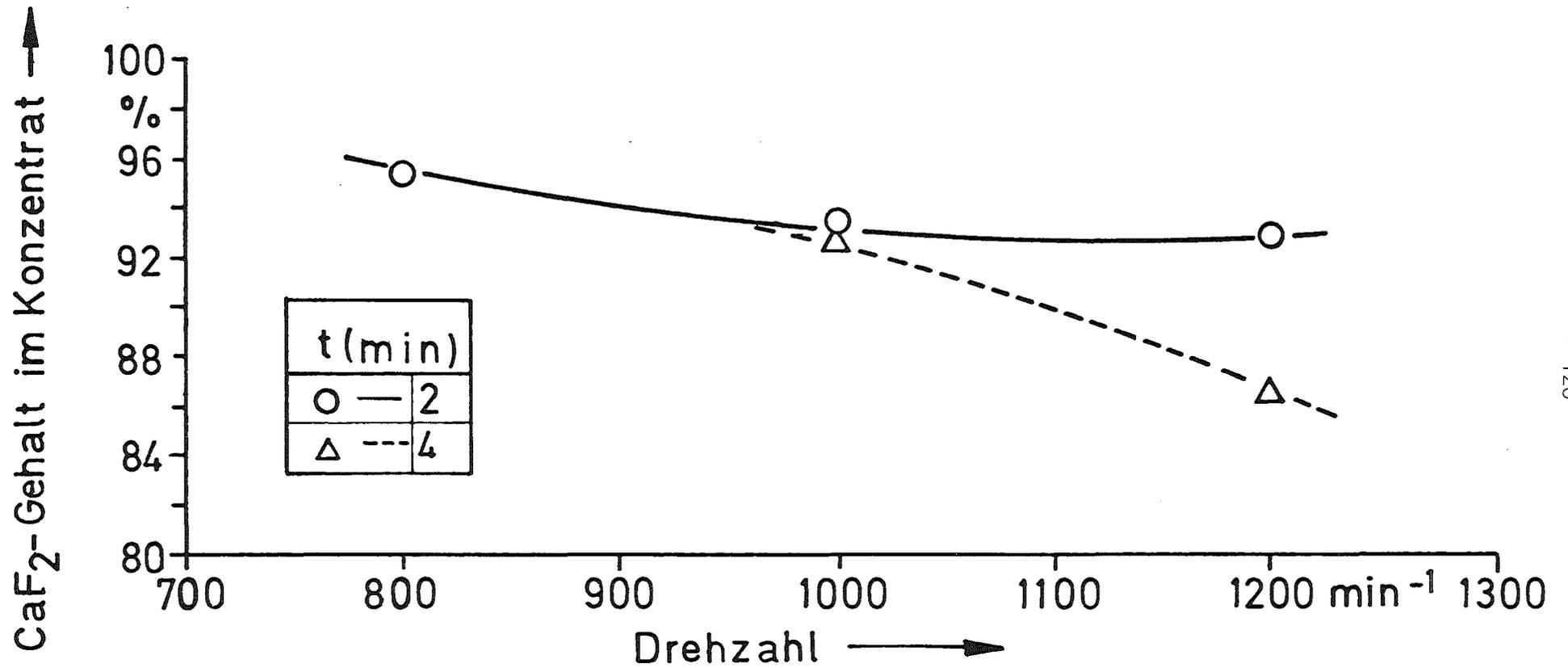


Abb. 28. Abhängigkeit des CaF₂-Gehalts im Konzentrat von der Drehzahl bei der Flotation in der 4-1-Zelle, (2 kg Aufgabe).

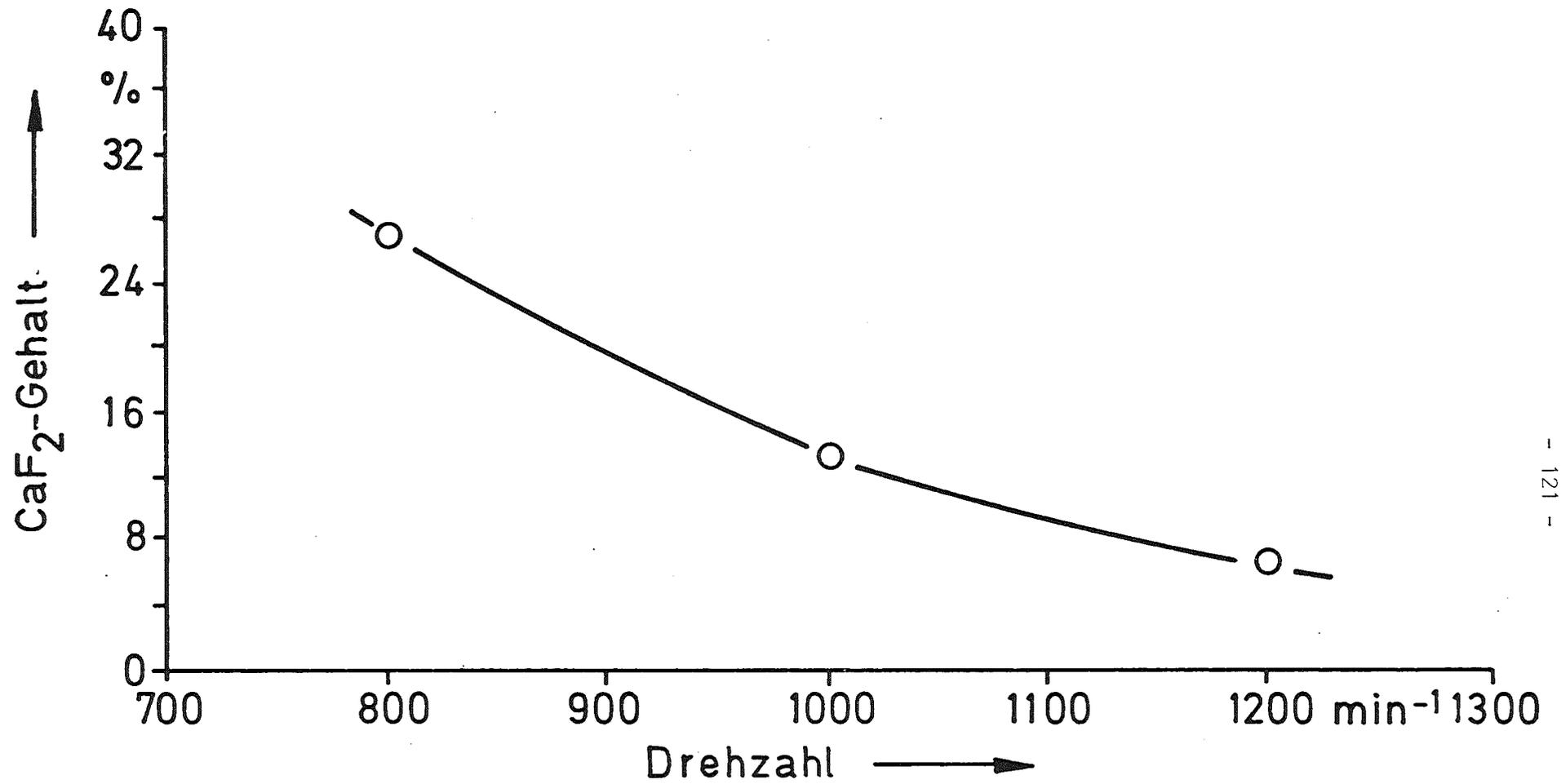


Abb. 29. Abhängigkeit des CaF₂-Gehalts in den Bergen nach 12 Minuten Flotation in der 4-1-Zelle, (2 kg Aufgabe).

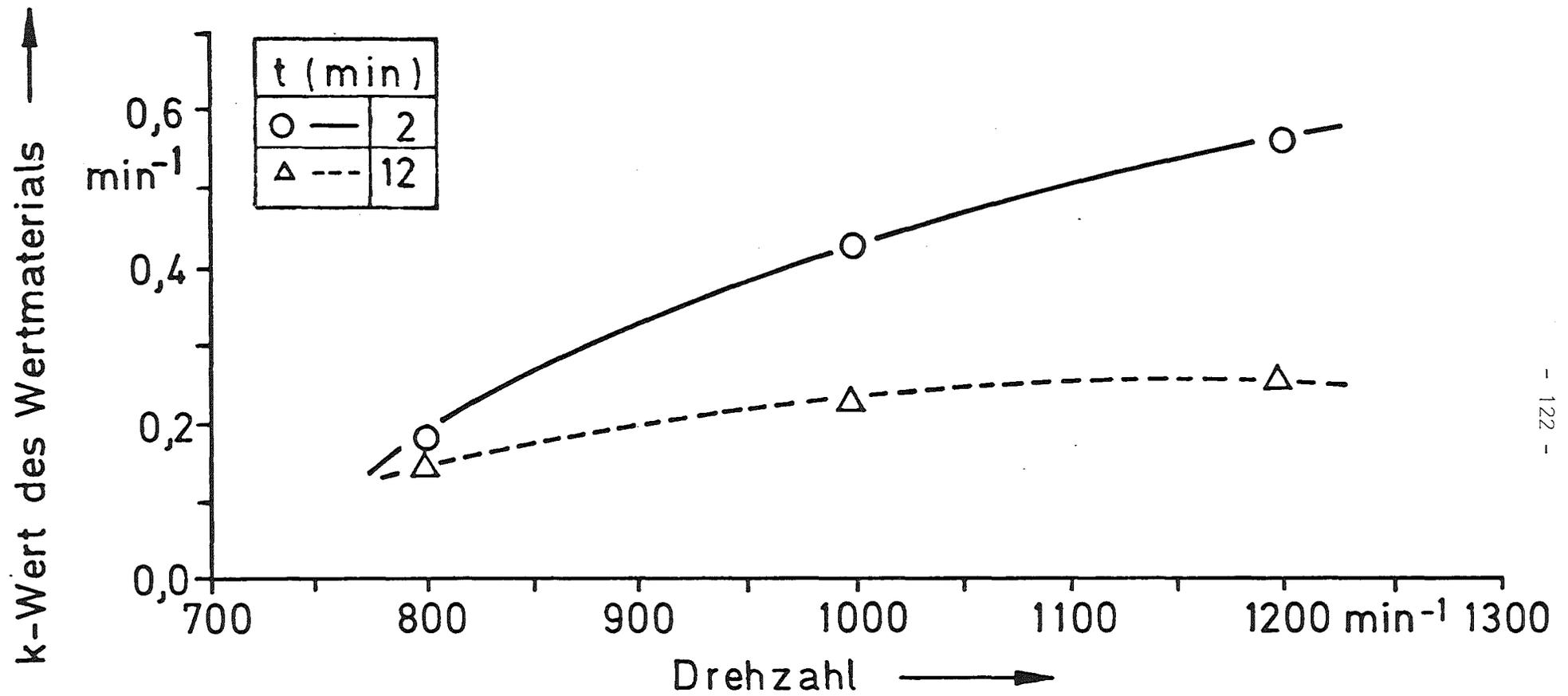


Abb. 30. Abhängigkeit der Flotationskenngröße des Wertmaterials von der Drehzahl bei der Flotation in der 4-l-Zelle, (2 kg Aufgabe).

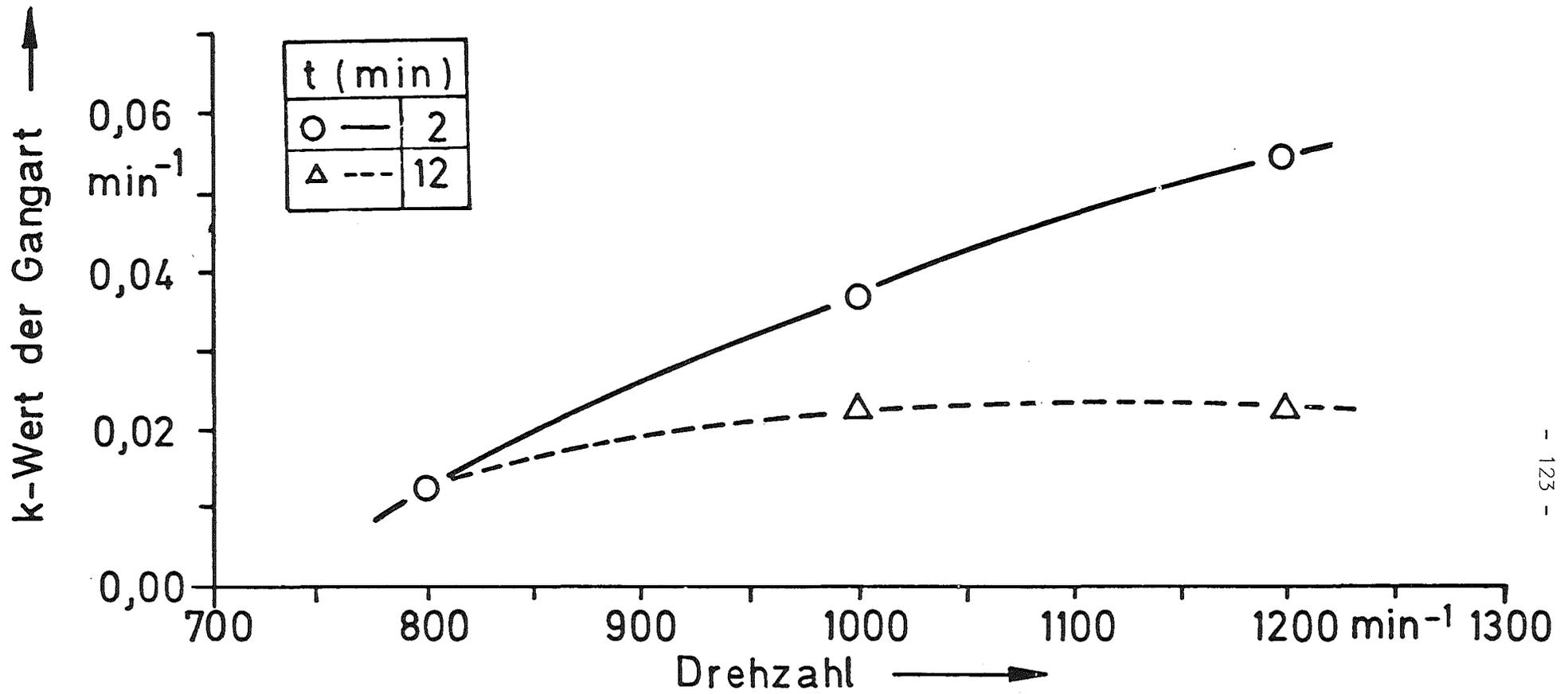


Abb. 31. Abhängigkeit der Flotationskenngröße der Gangart von der Drehzahl bei der Flotation in der 4-1-Zelle, (2 kg Aufgabe).

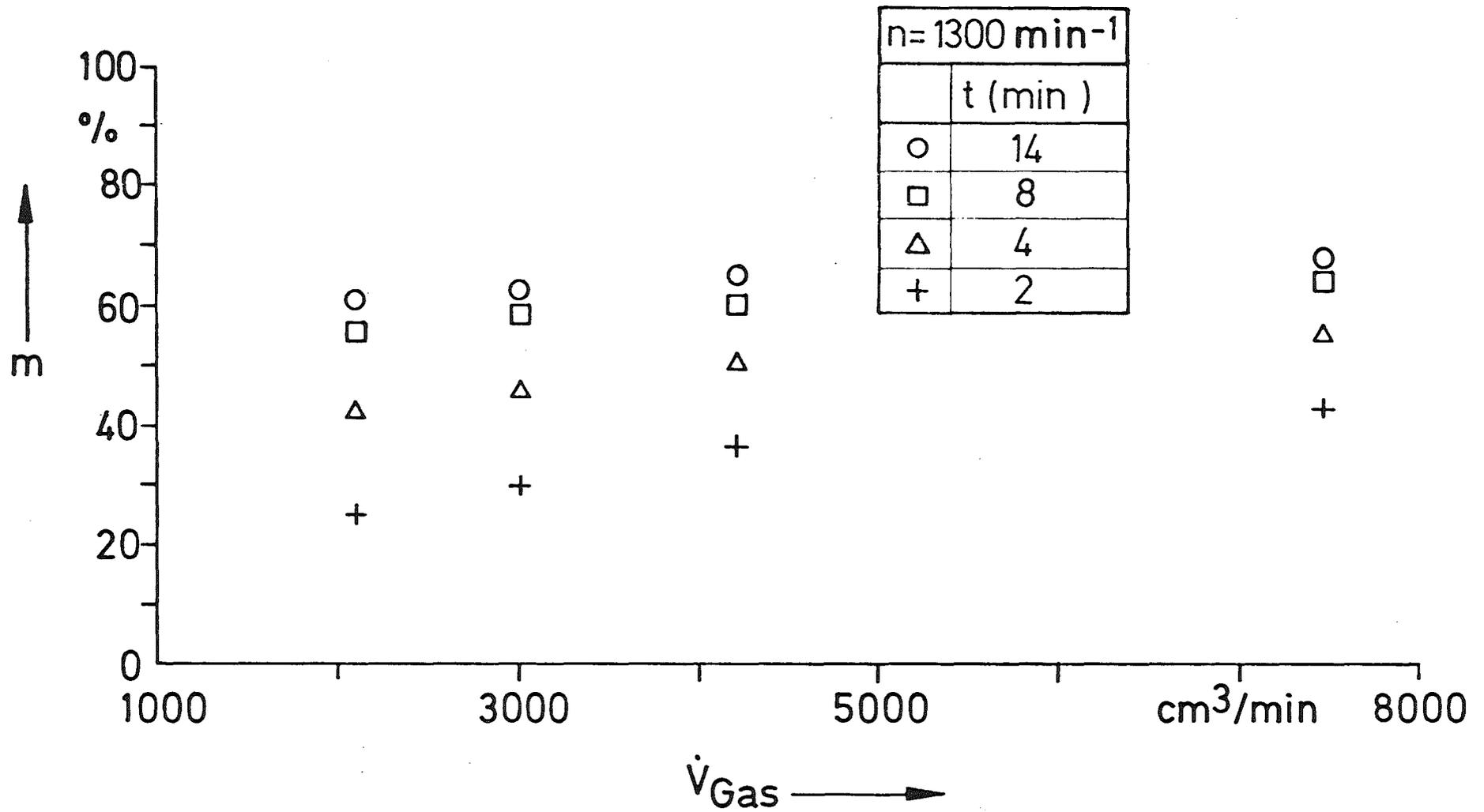


Abb. 32. Abhängigkeit des Massenausbringens m vom Luftdurchsatz \dot{V}_{Gas} bei der Flotation in der 10-1-Zelle, (5,5 kg Aufgabe).

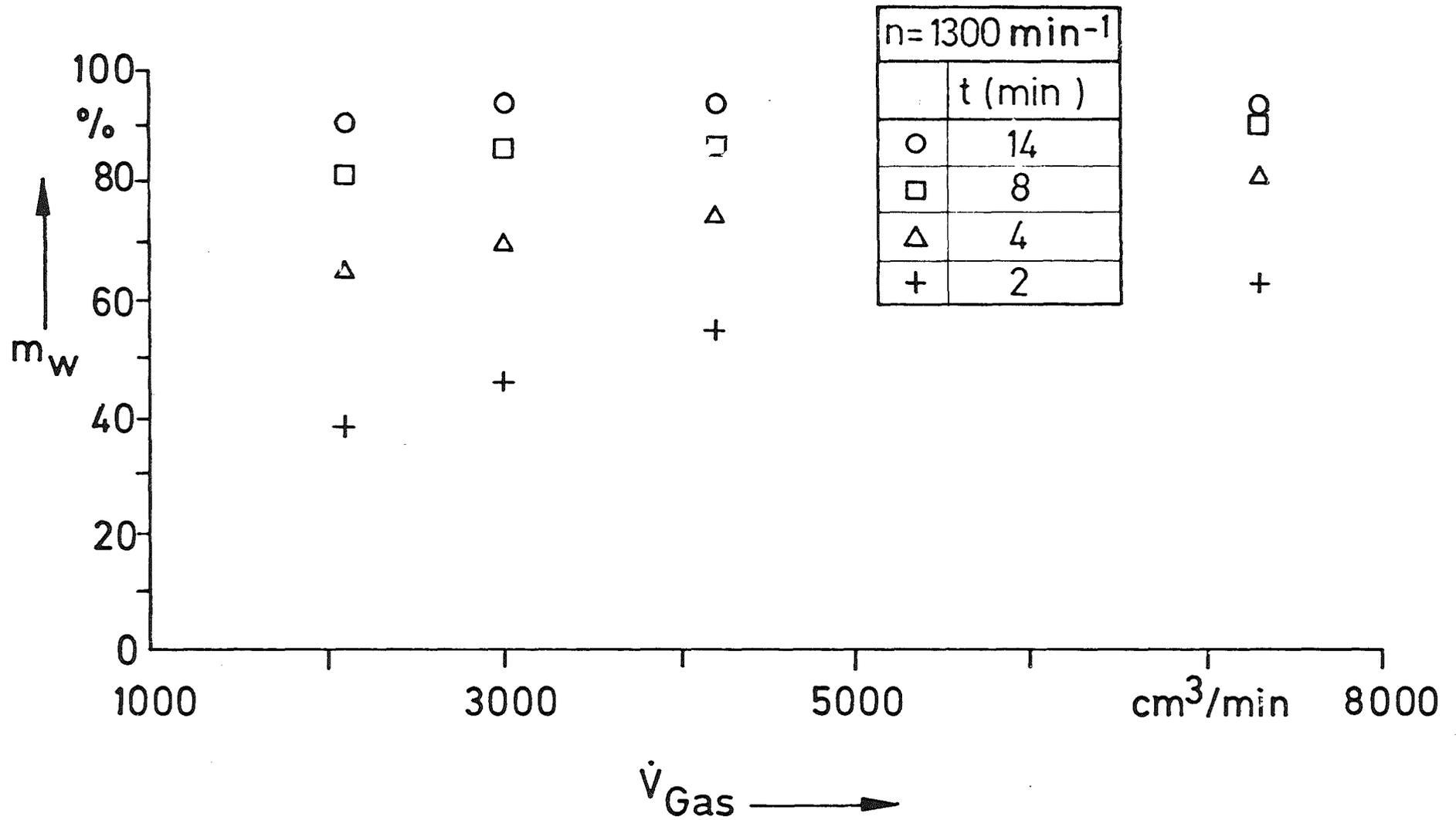


Abb. 33. Abhängigkeit des Wertmaterialausbringens m_w vom Luftdurchsatz \dot{V}_{Gas} bei der Flotation in der 10-1-Zelle, (5,5 kg Aufgabe).

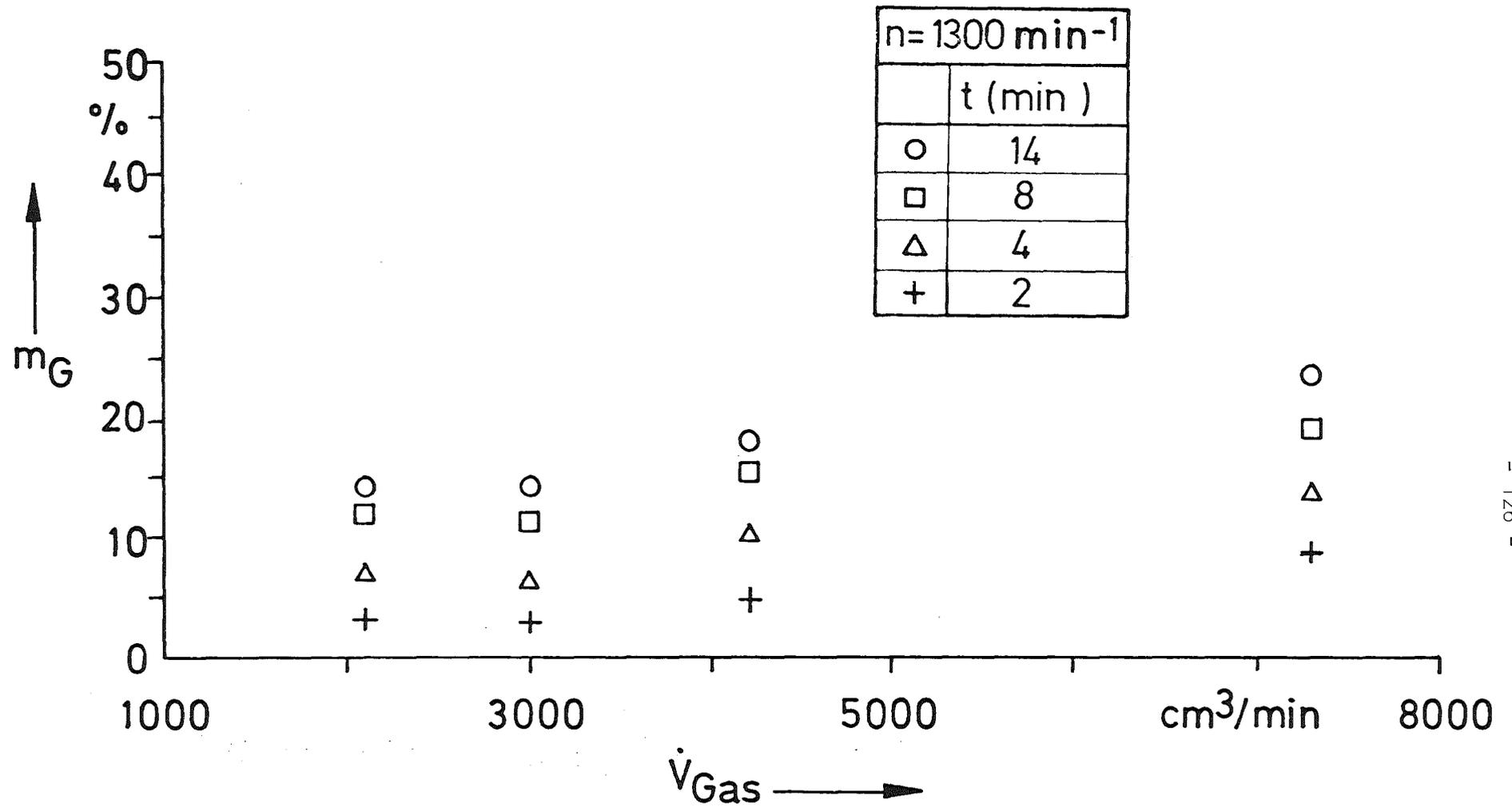


Abb. 34. Abhängigkeit des Gangartausbringens m_G vom Luftdurchsatz \dot{V}_{Gas} bei der Flotation in der 10-1-Zelle, (5,5 kg Aufgabe).

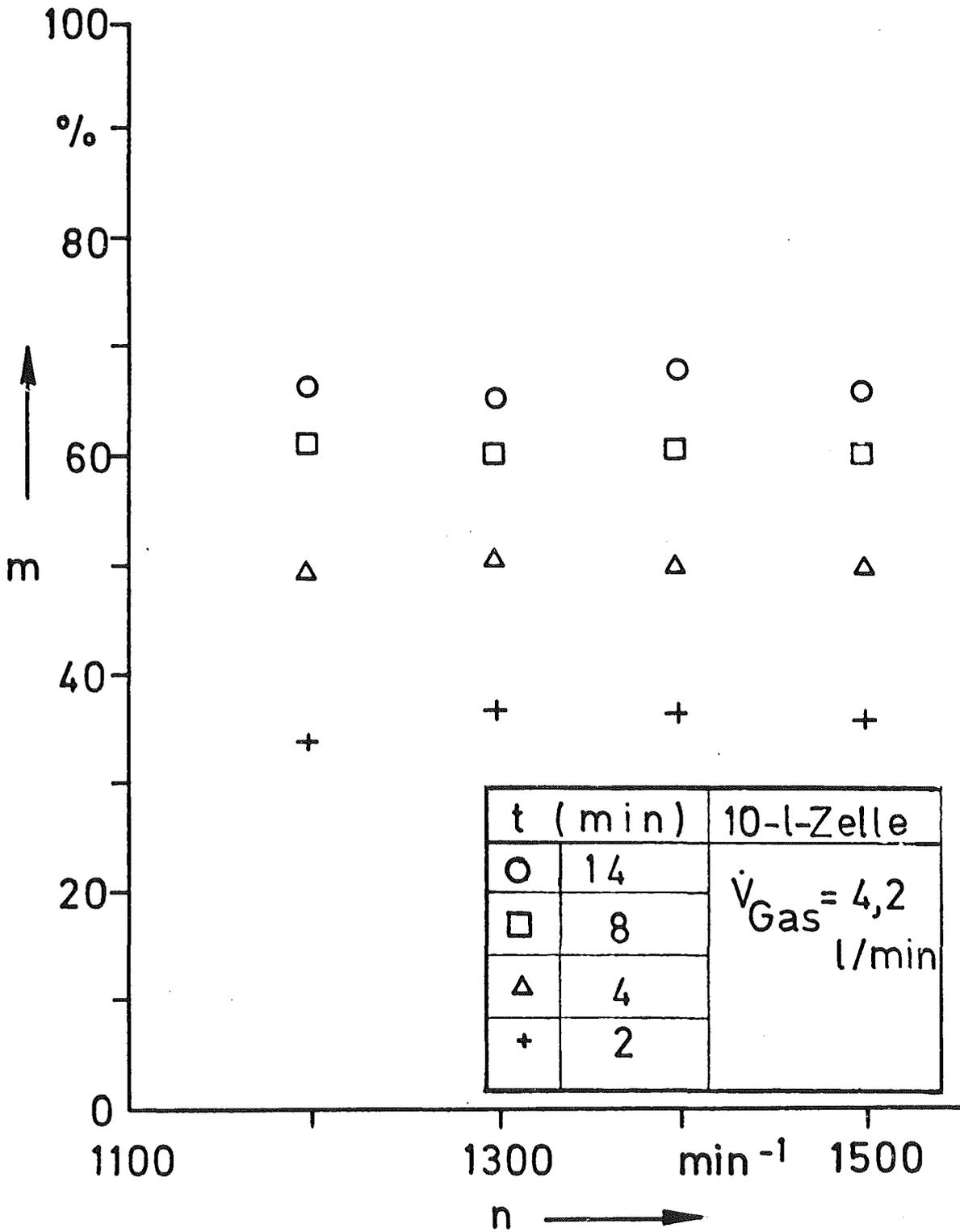


Abb. 35. Abhängigkeit des Gesamtmassenausbringens m von der Drehzahl n bei der Flotation in der 10-l-Zelle, (5,5 kg Aufgabe).

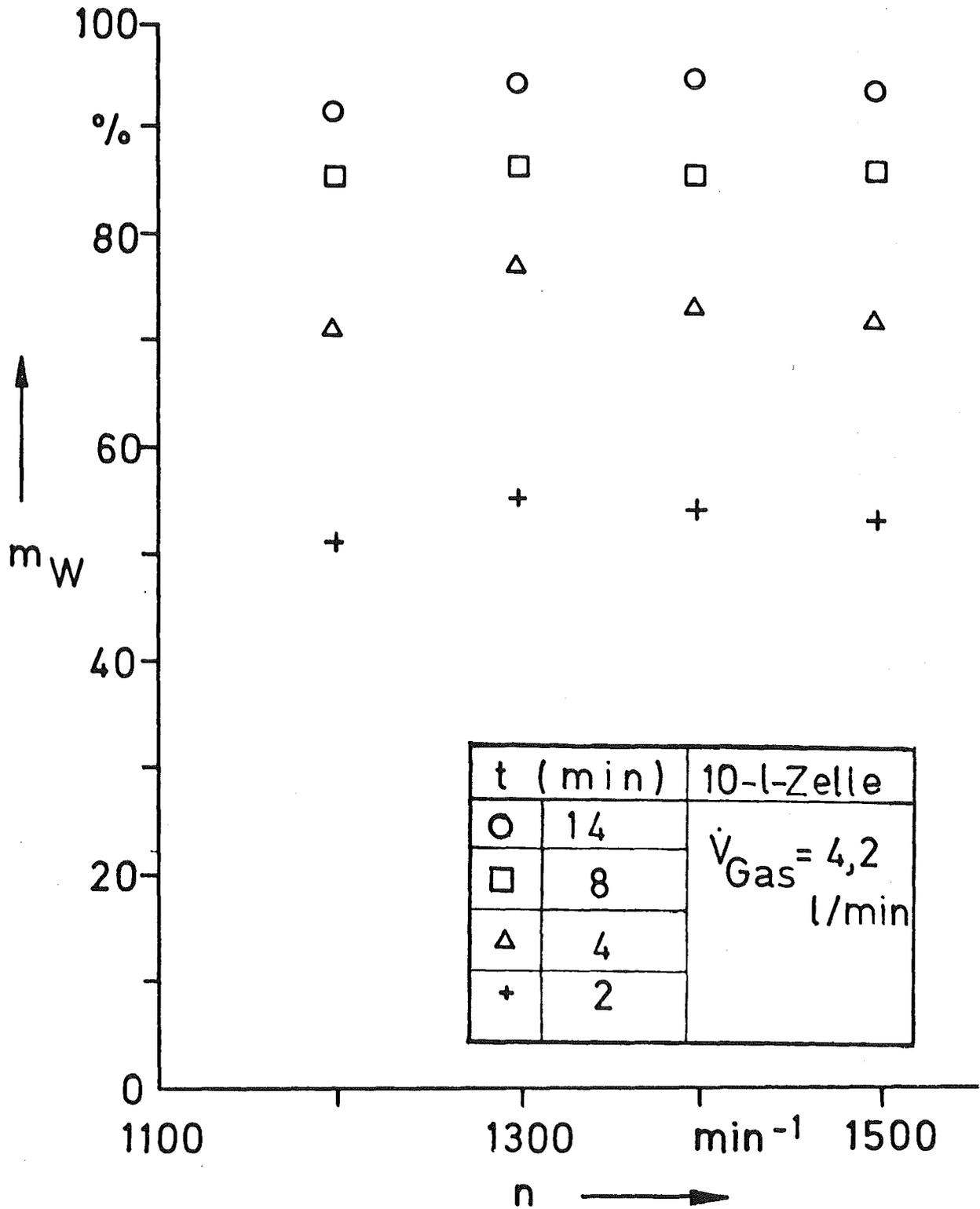


Abb. 36. Abhängigkeit des Wertmaterialausbringens m_W von der Drehzahl n bei der Flotation in der 10-l-Zelle, (5,5 kg Aufgabe).

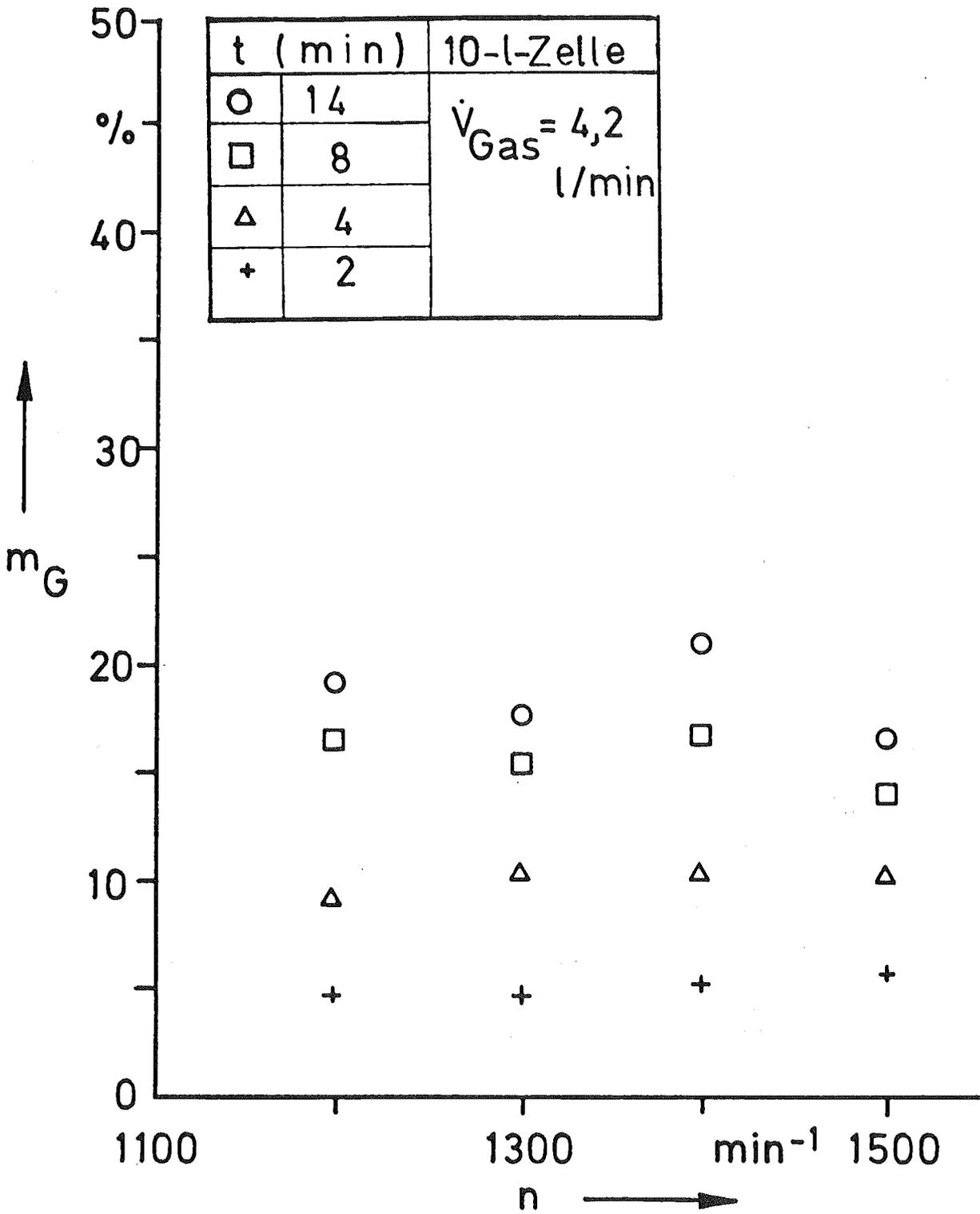


Abb. 37. Abhängigkeit des Gangartausbringens m_G von der Drehzahl n bei der Flotation in der 10-l-Zelle, (5,5 kg Aufgabe).

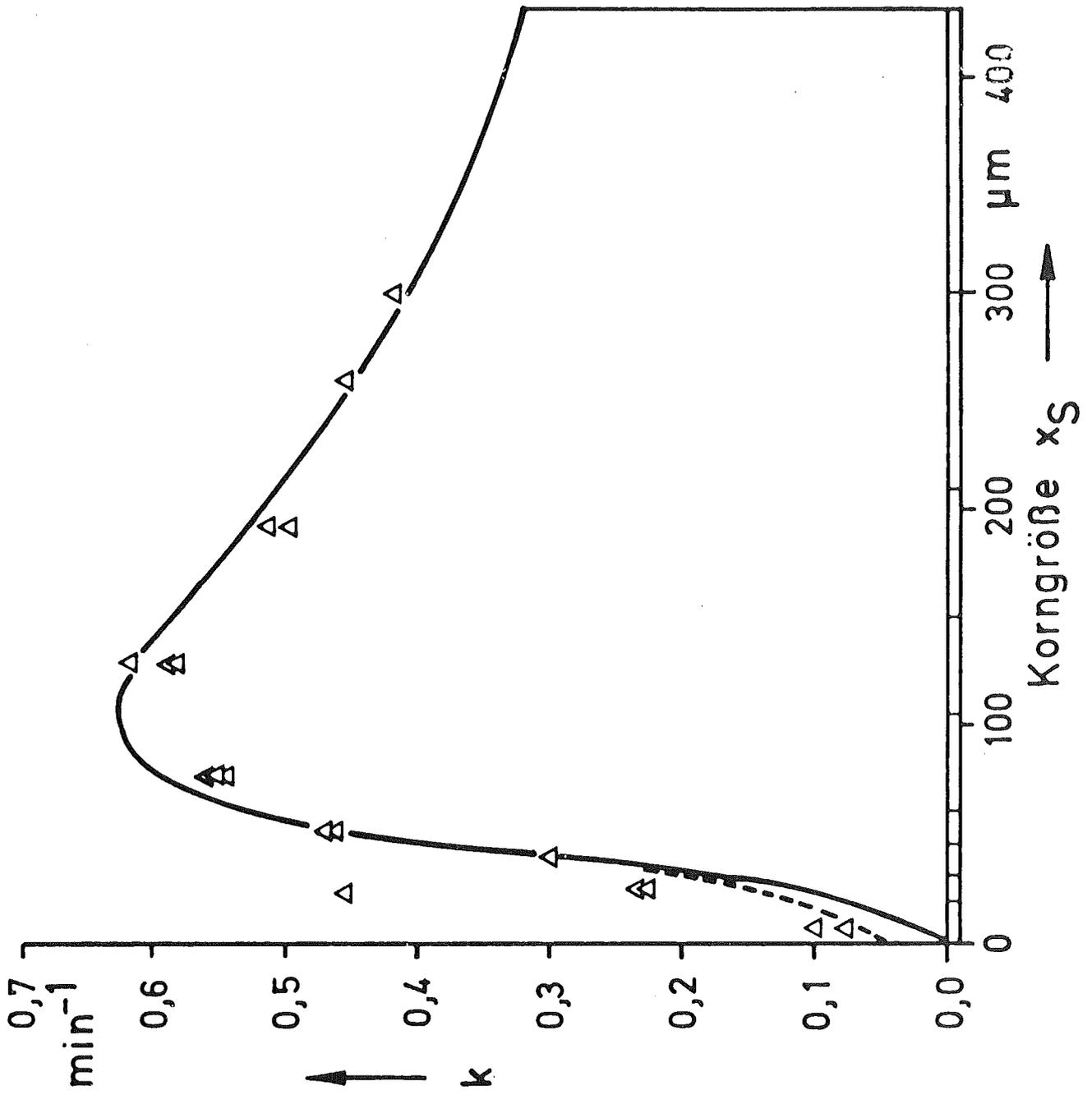


Abb. 38. Abhängigkeit der Flotationskenngröße k des Wertmaterials von der Korngröße x_s bei der Flotation in der 4-1-Zelle.

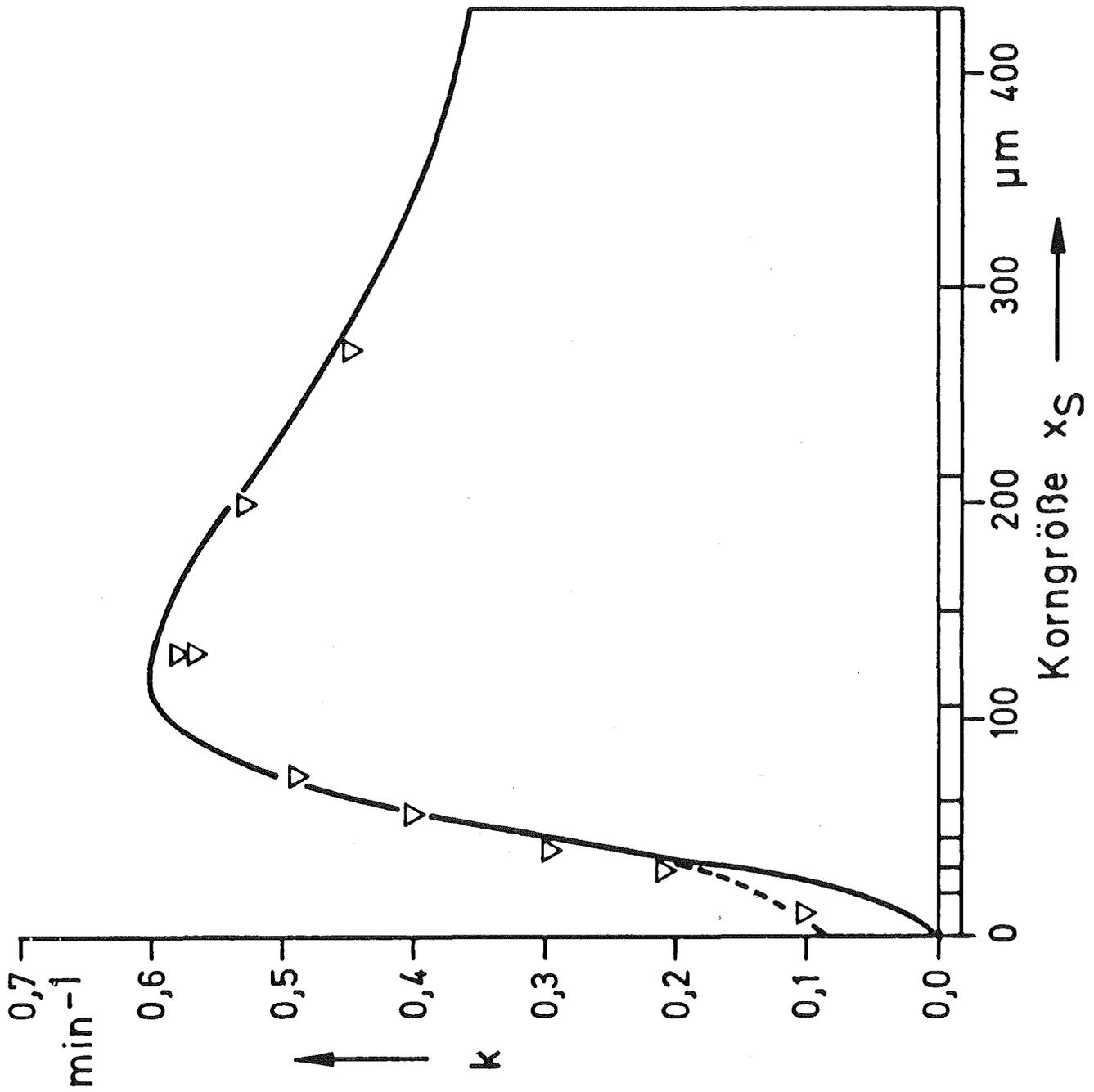


Abb. 39. Abhängigkeit der Flotationskenngröße k des Wertmaterials von der Korngröße x_s bei der Flotation in der 10-1-Zelle.

9 TABELLEN

Übersicht

Nr.	Tabelle
1.	Sphärizität unterschiedlicher Materialien.
2.	Naßsiebanalyse und Elementanalyse des Aufgabegutes.
3.	Berechnete und eingesetzte Reagenzienmengen.
4.	Zellenparameter der 4-l- und 10-l-Zelle.
5.	Sondenordnung an der 4-l-Zelle.
6.	Sondenordnung an der 10-l-Zelle.
7.	Feststoffanteil und Trübedichte bei unterschiedlichen Aufgabemengen für die Untersuchungen des Feststoffprofils.
8.	Höhenabhängige Trübekenngrößen einzelner Kornklassen.
9.-19.	Vergleich der berechneten mit gemessenen Flotationsgrößen des gesamten Aufgabegutes.
9.-11.	Flotationsversuche in der 4-l-Zelle.
9.	Drehzahl 800 min^{-1} Luftdurchsatz 0,4 l/min
10.	Drehzahl 1000 min^{-1} Luftdurchsatz 1,5 l/min
11.	Drehzahl 1200 min^{-1} Luftdurchsatz 2,7 l/min
12.-19.	Flotationsversuche in der 10-l-Zelle.
12.-15.	Abhängigkeit vom Luftdurchsatz.
12.	Drehzahl 1300 min^{-1} Luftdurchsatz 2,1 l/min
13.	Drehzahl 1300 min^{-1} Luftdurchsatz 3,0 l/min
14.	Drehzahl 1300 min^{-1} Luftdurchsatz 4,2 l/min
15.	Drehzahl 1300 min^{-1} Luftdurchsatz 7,3 l/min
16.-19.	Abhängigkeit von der Drehzahl.
16.	Drehzahl 1200 min^{-1} Luftdurchsatz 4,2 l/min

Nr.	Tabelle
17.	Drehzahl 1300 min^{-1} Luftdurchsatz 4,2 l/min
18.	Drehzahl 1400 min^{-1} Luftdurchsatz 4,2 l/min
19.	Drehzahl 1500 min^{-1} Luftdurchsatz 4,2 l/min

Tabelle 1.

Sphärizität unterschiedlicher Materialien.

$$\psi_{\text{Wadell}} = 0,7 \text{ Quarz}$$

$$\psi_{\text{Wadell}} = 0,8 \text{ Kalkstein}$$

$$\psi_{\text{Wadell}} = 1 \text{ Kugel}$$

Tabelle 2.

Naßsiebanalyse und Elementanalyse des Aufgabegutes.

Aufgabe: nichtentschlämmtes Industrieaufgabegut der
Flotationsanlage Wolfach vom 1.6.1978

Kornklasse	Durchgang	Δ Durchgang	CaF ₂	BaSO ₄	SiO ₂
μm	%	%	%	%	%
$0 < x_S < 20$	26,80	26,80	58,2	32,8	6,9
$20 < x_S < 32$	35,05	8,25	62,8	28,2	9,0
$32 < x_S < 45$	45,26	10,21	62,8	28,2	9,0
$45 < x_S < 63$	54,33	9,07	62,8	28,2	9,0
$63 < x_S < 106$	72,69	18,37	63,9	25,4	10,2
$106 < x_S < 150$	89,27	16,58	67,3	16,6	14,9
$150 < x_S < 212$	96,88	7,61	65,7	11,1	22,4
$212 < x_S < 425$	99,89	3,02	61,1	8,4	30,2
$425 < x_S$	100	0,11	61,1	8,4	30,2
Gesamtaufgabegut			62,7	25,1	11,3

Tabelle 3.

Berechnete und eingesetzte Reagenzienmengen.

Zelle	4	10	1
Aufgabemenge	2	5,5	kg
Wasserglas	0,35	-	g/kg
Drücker DB	2,90	3,27	g/kg
Sammler MWO_2	1,05	0.91	g/kg

Tabelle 4.

Zellenparameter der 4-1- 10-1-Zelle.

Zelle	4	10	1
Form	rechteckig	rechteckig	
Material	Plexiglas	Edelstahl	
Zellenbreite	15,5	19,7	cm
max. Trübehöhe	15	26	cm
Rührerart	Kreiselscheibe	Käfigscheibe	
Rührerdurchmesser	9	10	cm
Rührerschaufeln	4	12	
Drenzahl	verstellbar	verstellbar	
Dispergierschlitze	36	26	
Strombrecher	4	4	
weitere Einbauten	-	Trübezuführrohr	
Luftzufuhr	selbstansaugend	Druckluft	
Trübeniveauregelung	Niveauequals- gefäß	konstante Wasser- zufuhr	
Paddeltaktzeit	1	1	s^{-1}
Anfangswasservolumen	2,7	7,3	l
Aufgabemenge	2	5,5	kg

Tabelle 5.

Sondenordnung an der 4-1-Zelle,
(s. Abb. 9).

Sondennummer	Kollimator	Erfassungsbereich
1	Kreis $\varnothing = 80$ mm	Schaumzone
2	Kreis $\varnothing = 30$ mm	Gesamttrübe
3	waagrechter Schlitz 50 x 5 mm	Bodenzone

Die Schaumzone 1 konnte erst mit einem weiten Kreiskollimator die Tracerverweilzeitkurve des Schaumes aufnehmen; mit einem waagrechten Schlitzkollimator war sie zu eng kollimiert.

Tabelle 6.

Sondenordnung an der 10-1-Zelle,
(s. Abb. 10).

Sondennummer	Kollimator	Erfassungsbereich
1	Kreis	Gesamttrübe
2	Schlitz	0,5 cm
3	Schlitz	7 cm
4	Schlitz	12 cm
5	Schlitz	14 cm
6	Schlitz	17 cm
7	Schlitz	Schaumzone

Die waagrechten Schlitzkollimatoren (50 x 5 mm) erfaßten nur eine schmale Trübehöhe.

Tabelle 7.

Feststoffanteil und Trübedichte bei unterschiedlichen Aufgabemengen für die Untersuchungen des Feststoffprofils.

Aufgabemenge kg/7,4 l H ₂ O	Feststoffanteil $V_{\text{Fest}}/V_{\text{Gesamt}}$	Trübedichte g/cm ³
nur Tracer	0	1
1,0	0,04	1,09
2,0	0,08	1,17
3,0	0,11	1,24
4,0	0,15	1,31
5,0	0,18	1,38
5,5	0,19	1,41

Tabelle 8.

Höhenabhängige Trübekenngrößen einzelner Kornklassen.

Rührerdrehzahl $n = 1300 \text{ min}^{-1}$
 Luftdurchsatz $\dot{V} = 4,2 \text{ l/min}$

Kornklasse	Sonde	2	3	4	5	6	Mittelw.	1
μm	Höhe cm	0,5	7	12	14	17		gesamt
$0 < x_S < 20$		0,29	0,25	0,22	0,19	0,19	0,23	0,23
$20 < x_S < 32$		0,44	0,44	0,40	0,41	0,41	0,42	0,46
$32 < x_S < 45$		0,64	0,63	0,62	0,62	0,67	0,64	0,62
$45 < x_S < 63$		0,83	0,80	0,82	0,82	0,83	0,82	0,78
$63 < x_S < 106$		0,83	0,85	0,95	1,01	1,06	0,94	-
$106 < x_S < 150$		1,13	1,15	1,15	1,17	1,24	1,17	1,15
$150 < x_S < 212$		1,03	1,13	1,06	1,13	1,06	1,08	1,06
$212 < x_S < 300$		0,86	0,86	0,86	0,86	0,95	0,88	0,96

Trübekenngröße $k_i/W_{\text{Sch}} \quad k_i/W_{\text{Sch}} = -\frac{1}{t} \ln \left(\frac{M_{ti}}{M_{oi}} \right) \text{ min}^{-1}$

Aufgabemenge $M_o \quad \text{kg}$

Masse in der Trübe zum Zeitpunkt t $M_t \quad \text{kg}$

Kornklasse i

Flotationszeit $t \quad \text{min}$

Tabelle 9.

Vergleich der berechneten mit gemessenen Flotationsgrößen
des gesamten Aufgabegutes.

Zelle 4 1
Drehzahl 800 min⁻¹
Luftdurchsatz 0,4 - 0,4 l/min

<u>Massenausbringen</u> in %	<u>Flotationszeit</u>			
	2	4	6	12 Minuten
berechnet	20,1	33,1	42,0	55,8
gemessen	20,1	33,0	42,5	57,6

<u>CaF₂-Gehalt</u> in %	<u>Konzentrat</u>		<u>Berge</u>
	nach 2	12	Minuten
berechnet	94,7	27,8	
gemessen	95,3	27,1	

<u>K-Wertmaterial</u> min ⁻¹	<u>Konzentrat</u>		<u>Berge</u>
	nach 2	12	Minuten
berechnet	0,18	0,14	
gemessen	0,18	0,14	

<u>K-Gangart</u> min ⁻¹	<u>Konzentrat</u>		<u>Berge</u>
	nach 2	12	Minuten
berechnet	0,014	0,010	
gemessen	0,013	0,012	

Tabelle 10.

Vergleich der berechneten mit gemessenen Flotationsgrößen des gesamten Aufgabegutes.

Zelle	4	1
Drehzahl	1000	min ⁻¹
Luftdurchsatz	1,5 - 1,3	l/min

<u>Massenausbringen</u>	<u>Flotationszeit</u>			
	2	4	6	12 Minuten
in %				
berechnet	39,2	53,1	59,6	68,8
gemessen	38,8	53,2	59,4	67,8

<u>CaF₂-Gehalt</u>	<u>Konzentrat</u>		<u>Berge</u>
	nach 2	12	
in %			Minuten
berechnet	93,2	14,3	
gemessen	93,3	13,3	

<u>K-Wertmaterial</u>	<u>Konzentrat</u>		<u>Berge</u>
	nach 2	12	
min ⁻¹			Minuten
berechnet	0,42	0,21	
gemessen	0,42	0,22	

<u>K-Gangart</u>	<u>Konzentrat</u>		<u>Berge</u>
	nach 2	12	
min ⁻¹			Minuten
berechnet	0,038	0,026	
gemessen	0,038	0,023	

Tabelle 11.

Vergleich der berechneten mit gemessenen Flotationsgrößen
des gesamten Aufgabegutes.

Zelle	4	1
Drehzahl	1200	min ⁻¹
Luftdurchsatz	2,7 - 2,35	l/min

<u>Massenausbringen</u>	<u>Flotationszeit</u>			
	in %	2	4	6
berechnet	47,2	59,7	65,2	74,4
gemessen	47,3	58,8	63,8	70,0

<u>CaF₂-Gehalt</u>	<u>Konzentrat</u>		<u>Berge</u>
	in %	nach 2	
berechnet	92,2	8,9	
gemessen	92,7	6,3	

Minuten

<u>K-Wertmaterial</u>			
	min ⁻¹	nach 2	
berechnet	0,57	0,26	
gemessen	0,57	0,25	

Minuten

<u>K-Gangart</u>			
	min ⁻¹	nach 2	
berechnet	0,053	0,038	
gemessen	0,055	0,022	

Minuten

Tabelle 12.

Vergleich der berechneten mit gemessenen Flotationsgrößen des gesamten Aufgabegutes.

Zelle	10	1		
Drehzahl	1300	min^{-1}		
Luftdurchsatz	2,1	l/min		
	Flotationszeit			
	2	4	8	14 Minuten
<u>Massenausbringen</u>				
in %				
berechnet	25,8	42,1	55,7	62,0
gemessen	24,3	42,2	55,5	61,1
<u>CaF₂-Gehalt im Konzentrat in %</u>				
berechnet	96,0	90,5	83,7	
gemessen	95,6	91,3	84,2	
<u>CaF₂-Gehalt in der Berge in %</u>				
berechnet				15,4
gemessen				16,0
<u>\bar{k}-Wertmaterial</u>				
min^{-1}				
berechnet	0,25	0,25	0,21	0,17
gemessen	0,24	0,26	0,21	0,17
<u>\bar{k}-Gangart</u>				
min^{-1}				
berechnet	0,013	0,017	0,017	0,011
gemessen	0,015	0,018	0,016	0,011

Tabelle 13.

Vergleich der berechneten mit gemessenen Flotationsgrößen des gesamten Aufgabegutes.

Zelle	10	1		
Drehzahl	1300	min ⁻¹		
Luftdurchsatz	3,0	l/min		
	Flotationszeit			
	2	4	8	14 Minuten
<u>Massenausbringen</u>				
in %				
berechnet	29,5	45,5	58,5	63,8
gemessen	29,4	45,4	56,6	62,5
<u>CaF₂-Gehalt im</u>				
<u>Konzentrat in %</u>				
berechnet	96,1	90,5	82,7	
gemessen	95,9	91,9	83,2	
<u>CaF₂-Gehalt in der</u>				
<u>Berge in %</u>				
berechnet				12,3
gemessen				9,6
<u>K-Wertmaterial</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,30	0,29	0,24	0,19
gemessen	0,31	0,30	0,24	0,20
<u>K-Gangart</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,015	0,018	0,017	0,012
gemessen	0,016	0,016	0,015	0,011

Tabelle 14.

Vergleich der berechneten mit gemessenen Flotationsgrößen des gesamten Aufgabegutes.

Zelle	10	1		
Drehzahl	1300	min ⁻¹		
Luftdurchsatz	4,2	l/min		
	Flotationszeit			
	2	4	8	14 Minuten
<u>Massenausbringen</u>				
in %				
berechnet	35,6	50,6	61,3	66,0
gemessen	36,4	50,4	60,1	65,1
<u>CaF₂-Gehalt im</u>				
<u>Konzentrat in %</u>				
berechnet	94,9	85,1	76,9	
gemessen	95,1	84,2	79,4	
<u>CaF₂-Gehalt in der</u>				
<u>Berge in %</u>				
berechnet				12,0
gemessen				8,7
<u>K-Wertmaterial</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,39	0,34	0,26	0,19
gemessen	0,40	0,34	0,25	0,20
<u>K-Gangart</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,024	0,028	0,023	0,016
gemessen	0,024	0,027	0,021	0,014

Tabelle 15.

Vergleich der berechneten mit gemessenen Flotationsgrößen des gesamten Aufgabegutes.

Zelle	10	1		
	Drehzahl	1300	min ⁻¹	
Luftdurchsatz	7,3	l/min		
Flotationszeit				
	2	4	8	14 Minuten
<u>Massenausbringen</u>				
in %				
berechnet	41,6	55,2	63,9	68,1
gemessen	42,5	55,6	64,0	67,3
<u>CaF₂-Gehalt im</u>				
<u>Konzentrat in %</u>				
berechnet	92,7	79,2	72,9	
gemessen	92,8	85,0	79,7	
<u>CaF₂-Gehalt in der</u>				
<u>Berge in %</u>				
berechnet				11,0
gemessen				11,9
<u>K-Wertmaterial</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,48	0,39	0,28	0,20
gemessen	0,50	0,42	0,30	0,20
<u>K-Gangart</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,042	0,042	0,031	0,020
gemessen	0,043	0,036	0,026	0,018

Tabelle 16.

Vergleich der berechneten mit gemessenen Flotationsgrößen des gesamten Aufgabegütes.

Zelle	10	1		
Drehzahl	1200	min ⁻¹		
Luftdurchsatz	4,2	l/min		
	Flotationszeit			
	2	4	8	14 Minuten
<u>Massenausbringen</u>				
in %				
berechnet	33,5	48,4	58,8	63,7
gemessen	33,9	49,1	61,1	66,0
<u>CaF₂-Gehalt im</u>				
<u>Konzentrat in %</u>				
berechnet	94,2	88,1	77,7	
gemessen	94,7	84,8	73,2	
<u>CaF₂-Gehalt in der</u>				
<u>Berge in %</u>				
berechnet				14,6
gemessen				14,2
<u>K-Wertmaterial</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,35	0,31	0,24	0,18
gemessen	0,36	0,31	0,24	0,18
<u>K-Gangart</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,026	0,025	0,020	0,013
gemessen	0,025	0,026	0,023	0,015

Tabelle 17.

Vergleich der berechneten mit gemessenen Flotationsgrößen des gesamten Aufgabegutes.

Zelle	10	1		
Drehzahl	1300	min ⁻¹		
Luftdurchsatz	4,2	l/min		
	Flotationszeit			
	2	4	8	14 Minuten
<u>Massenausbringen</u>				
in %				
berechnet	35,6	50,6	61,3	66,0
gemessen	36,4	50,4	60,1	65,1
<u>CaF₂-Gehalt im</u>				
<u>Konzentrat in %</u>				
berechnet	94,9	85,1	76,9	
gemessen	95,1	84,2	79,4	
<u>CaF₂-Gehalt in der</u>				
<u>Berge in %</u>				
berechnet				12,0
gemessen				8,7
<u>K-Wertmaterial</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,39	0,34	0,26	0,19
gemessen	0,40	0,34	0,25	0,20
<u>K-Gangart</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,024	0,028	0,023	0,016
gemessen	0,024	0,027	0,021	0,014

Tabelle 18.

Vergleich der berechneten mit gemessenen Flotationsgrößen des gesamten Aufgabegutes.

Zelle	10	1		
Drehzahl	1400	min ⁻¹		
Luftdurchsatz	4,2	l/min		
	Flotationszeit			
	2	4	8	14 Minuten
<u>Massenausbringen</u>				
in %				
berechnet	35,0	49,2	60,0	64,9
gemessen	36,2	49,8	60,2	67,1
<u>CaF₂-Gehalt im</u>				
<u>Konzentrat in %</u>				
berechnet	94,3	87,1	75,1	
gemessen	94,5	86,2	75,9	
<u>CaF₂-Gehalt in der</u>				
<u>Berge in %</u>				
berechnet				12,4
gemessen				9,6
<u>K-Wertmaterial</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,38	0,33	0,25	0,19
gemessen	0,39	0,33	0,25	0,21
<u>K-Gangart</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,027	0,026	0,021	0,014
gemessen	0,027	0,027	0,023	0,017

Tabelle 19.

Vergleich der berechneten mit gemessenen Flotationsgrößen
des gesamten Aufgabegutes.

Zelle	10	1		
Drehzahl	1500	min ⁻¹		
Luftdurchsatz	4,2	l/min		
	Flotationszeit			
	2	4	8	14 Minuten
<u>Massenausbringen</u>				
in %				
berechnet	34,7	49,2	56,5	65,9
gemessen	35,6	49,3	59,7	65,3
<u>CaF₂-Gehalt im</u>				
<u>Konzentrat in %</u>				
berechnet	94,2	87,1	78,5	
gemessen	94,0	88,1	83,0	
<u>CaF₂-Gehalt in der</u>				
<u>Berge in %</u>				
berechnet				11,6
gemessen				9,7
<u>\bar{k}-Wertmaterial</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,37	0,32	0,25	0,20
gemessen	0,38	0,32	0,25	0,20
<u>\bar{k}-Gangart</u>				
min ⁻¹				
berechnet	0,027	0,027	0,023	0,015
gemessen	0,030	0,027	0,019	0,013

A Anhang

Übersicht

A1 Reagenzienmodell

A2 Experimentelle Überprüfung des Reagenzienmodells

A3 Physikalisch-chemische Leitungswasseruntersuchung des
Kernforschungszentrum Karlsruhe

A4 Mengenanteil

A5 Bestimmung des Feststoffvolumenanteils bei der Dichtemessung
einer begasten Suspension

A6 Bestimmung der höhenabhängigen Flotationskenngröße einer
Kornklasse durch Raditracertechnik (Beispiel)

A7 Berechnung der Flotationskenngrößen (Beispiel)

A8 Berechnung der Sammlermenge (Beispiel)

Anhang 1

Reagenzienmodell

Die Flotation beruht im wesentlichen auf der hydrophobierenden bzw. hydrophilierenden Wirkung der Flotationsreagenzien.

Nicht nur die richtige Auswahl der Reagenzien ist oft sehr schwierig, sondern auch deren richtige Dosierung.

Zur Modellbildung wird angenommen, daß die Körner so fein vermahlen sind, daß keine Mischkörner mehr vorliegen und das Korn nur noch aus einem Material besteht.

Das Erzmaterial ist aus Molekülen aufgebaut, die in einem Gitter angeordnet sind. Ihre Fläche an der Oberfläche des Kornes sei

$$O_{\text{Molekül}} = \frac{\pi}{4} d_{\text{Mol}}^2 \quad (\text{A 1.1})$$

Der Moleküldurchmesser d_{Mol} berechnet sich aus den Ionenradien der Elemente /44/.

Die Oberfläche des Kornes mit dem Durchmesser x_S ist mit

$$n = \frac{\text{Oberfläche Korn}}{\text{Oberfläche Molekül}} = \frac{\pi x_S^2 \psi_{\text{Wade11}}}{\frac{\pi}{4} d_{\text{Mol}}^2} \quad (\text{A 1.2})$$

Molekülen bedeckt, von denen jedes z aktive Elemente besitzt. Somit können $z \cdot n$ Reagenzienmoleküle an ein Korn anlagern.

In der Gleichung 2 berücksichtigt die Sphärizität nach Wadell ψ_{Wadell} , Tabelle 1, die Verknüpfung zwischen dem projektionsflächengleichen Durchmesser x_S , der durch Siebanalyse gewonnen wird, und dem Durchmesser $x_{S \cdot \sqrt{\psi_{\text{Wadell}}}}$, der der Oberfläche entspricht.

In einer Flotationstrübe liegt nicht nur ein Korn, sondern eine Kornverteilung g und eine Wertgehaltverteilung f vor (Tabelle 2). Unterteilt man die Kornverteilung in Klassen, so befinden sich in der Kornklasse i N_i Wertmaterialkörner mit der mittleren Korngröße x_{Si} .

$$N_i = \frac{g_i \cdot f_i \cdot M_S}{\frac{\pi}{6} \cdot \rho_S \cdot x_{Si}^3} = \frac{\text{Wertmaterialinhalt}}{\text{mittlere Masse eines Kornes}} \quad (\text{A } 1.3)$$

Die Gesamtmenge der Wertmaterialkörner N in der Trübe ergibt sich aus der Summe aller Wertmaterialteilchen der einzelnen Kornklassen

$$N = \sum_{i=1}^{i_{\max}} N_i \quad (\text{A } 1.4)$$

An alle diese Wertmaterialkörner können sich beim Konditionieren

$$\sum_{i=1}^{i_{\max}} z \cdot n_i \cdot N_i \text{ Sammlermoleküle oder}$$

$$S_K = \frac{1}{N_L} \sum_{i=1}^{i_{\max}} n_i \cdot z \cdot N_i \quad (\text{A } 1.5)$$

Sammlermole anlagern. N_L ist darin die Loschmidtsche-Zahl.

Die Sammlerschicht kann an der Oberfläche des Kornes nur sorbiert bleiben, wenn der Sammlerkonzentration S_K/V_W an dem Korn eine entsprechende Sammlerkonzentration S_L/V_L in der Flüssigphase gegenübersteht. Ist die Sammlerkonzentration in der Trübe zu gering, so kann sich keine vollständige Sammlerschicht ausbilden. Der Konzentrationsgradient zwischen Flüssigphase und Kornoberfläche wäre ungleich Null.

Die zusätzliche Sammlermenge in der Flüssigkeit für den Konzentrationsausgleich ergibt sich zu

$$S_L = S_K \frac{V_L}{V_W} \quad . \quad (A \ 1.6)$$

Die Sammlermenge S_T in der gesamten Trübe V_T ist die Summe der sorbierten Sammlermolen S_K am Korn und derer in der reinen Flüssigkeit S_L

$$S_T = S_K + S_L \quad (A \ 1.7)$$

$$S_T = S_K \frac{V_L + V_W}{V_W} \quad . \quad (A \ 1.8)$$

Ist die Molmasse M_{Sa} des Sammlers bekannt, so berechnet sich die Sammlermenge M_{Sa} aus den Gleichungen 4 - 8 zu

$$M_{Sa} = M_{Sa} S_T = M_{Sa} \frac{1}{N_L} \sum_{i=1}^{i_{\max}} n_i \cdot z \cdot N_i \frac{V_L + V_W}{V_W} \quad . \quad (A \ 1.9)$$

Mit den Gleichungen 1 - 3 und

$$V_W = \frac{f M_S}{\rho_W} \quad (\text{A 1.10})$$

folgt dann

$$M_{Sa} = M_{Sa} \frac{1}{N_L} \sum_{i=1}^{i_{\max}} \frac{\pi x_{Si}^2 \psi_{Wadell}}{4 d_{Mol}^2} \frac{z g_i f_i M_S}{\pi \rho_S x_{Si}^3} \frac{\rho_W (V_L + V_W)}{f_i M_S} \quad (\text{A 1.11})$$

oder

$$M_{Sa} = \frac{24}{\pi} M_{Sa} \frac{1}{N_L d_{Mol}^2} \frac{z \psi_{Wadell}}{f} \frac{\rho_W}{\rho_S} \left(V_L + \frac{f M_S}{\rho_W} \right) \sum_{i=1}^{i_{\max}} \frac{g_i f_i}{x_{Si}} \quad (\text{A 1.12})$$

Für die Bestimmung der Drückermenge wird der Gangartanteil $(1 - f_i)$ in der Kornklasse berücksichtigt.

Die benötigte Drückermenge in der Trübe ergibt sich entsprechend zu

$$M_{Dr} = \frac{24}{\pi} M_{Dr} \frac{1}{N_L d_{Mol}^2} \frac{z \psi_{Wadell}}{(1 - f)} \frac{\rho_G}{\rho_S} \left(V_L + \frac{(1 - f) M_S}{\rho_G} \right) \sum_{i=1}^{i_{\max}} \frac{g_i (1 - f_i)}{x_{Si}} \quad (\text{A 1.13})$$

Anhang 2

Experimentelle Überprüfung des Reagenzienmodells

Zur Überprüfung des Reagenzienmodells dienten Versuche in einer 1-1-Zelle.

Zum Zeitpunkt der Untersuchungen war das genaue Molekulargewicht des Drückers nicht bekannt. Von der Herstellerfirma wurde ein Molekulargewichtsbereich von 4 000 bis 40 000 g/mol angegeben /45/. Um trotz dieser ungenauen Angaben auch die Drückermenge berechnen zu können, wurde zuerst für die hier beschriebenen Experimente das Molekulargewicht des Drückers mit 10 000 g/mol angenommen. Die Versuchsergebnisse zeigten jedoch, daß das Molekulargewicht bei 8 000 g/mol liegt. Dieser neue Wert wurde bei allen weiteren Versuchen in der 4-1- bzw. 10-1-Zelle für die Berechnung der Drückermenge "DB" eingesetzt (s. Kapitel 4.1.2).

Nach dem Modell ergeben sich für die 1-1-Zelle mit 300 g Aufgabegut die Basisreagenzienmengen zu

Dispergierer	Wasserglas	0,33 g/kg Aufgabegut
Drücker	Akyopress DB	0,30 g/kg Aufgabegut
Sammler	Akypomine MW_{O_2}	0,11 g/kg Aufgabegut .

Zur Überprüfung des Modells werden die Tendenzen aufgezeigt, wenn gegenüber den Basismengen die Reagenzienmengen variiert werden. Die Ergebnisse sind in Tabelle 20 aufgelistet. Die Röhrendrehzahl betrug 1000 min^{-1} und wurde nicht variiert.

Aus der Tabelle 20 erkennt man, daß mit den Basismengen Anfangskonzentrate mit Wertmaterialgehalten bis 93 % entstanden.

Erhöht man die Drückermenge auf 0,45 g/kg, so nimmt das Massenausbringen von 23 auf 7 % nach einer Minute und von 49 auf 33 % nach 10 Minuten Flotationszeit ab. Trotz des geringen Massenausbringens sind auch die Konzentrate schlecht. Dies bedeutet, daß die erhöhte Drückermenge nicht nur mit Gangart reagiert, sondern auch mit Wertmaterial. Eine Erhöhung der Drückermenge bewirkt demnach eine Hydrophilierung des Wertmaterials, so daß das gesamte Flotationsverhalten verschlechtert wird.

Senkt man dagegen die Drückermenge auf 0,21 g/kg, so steigt das Massenausbringen, ohne daß die Konzentrate verschlechtert werden. Gleichzeitig nehmen die CaF_2 -Wertmaterialgehalte in der Berge ab. Diese Kombination an Reagenzienmengen wirkt sich für den Trennprozess Flotation günstiger aus als die Basismengen.

Eine noch geringere Drückermenge (0,15 g/kg) erhöht weiterhin das Massenausbringen. Bei dieser Einstellung verschlechtern sich aber die Konzentrate und die Berge wieder. Durch den Unterschuß an Drücker entsteht ein fließender Schaum mit einer geringen Schaumhöhe. Er reißt sowohl Wertmaterial- als auch Gangartschlamm mit. Es liegen daher die Anfangs-k-Werte beider Materialien hoch. Der Trenneffekt nimmt ab.

Fließender Schaum kann auch durch einen Überschuß an Sammler erzielt werden. Bei einer Erhöhung der Sammlermenge auf 0,18 g/kg gegenüber 0,11 g/kg der berechneten Menge steigt das Ausbringen stark an. Durch den Überschuß an Sammler werden die Konzentrate schlecht, weil jetzt auch noch Gangart hydrophobiert wird und daher verstärkt in den Schaum gelangen kann. Der Trenneffekt der Flotation sinkt stark ab.

Eine Rücknahme an Sammlermenge gegenüber der Basismenge auf 0,06 g/kg bewirkt einen Unterschub an Sammler.

Die Wertmaterialteilchen werden nicht mehr hydrophobiert, sondern hydrophiliert. Sie können dann nicht mehr ausflotieren. Das Massenausbringen ist während der gesamten Flotationszeit gering.

Eine Erhöhung des Dispergierers auf 0,66 g/kg verursacht einen sehr fließenden Schaum, der zu Flotationsbeginn viel Gangart mitreißt und austrägt. Es liegt fast keine Selektivität mehr vor.

Zusammenfassend kann gesagt werden, daß die Sammlermenge nach dem Modell optimal berechnet wurde und zu einer guten Selektivität führt.

Für die Gangart ist mit 10 000 g/mol das Molekulargewicht zu hoch angesetzt. Wählt man es tiefer, so nimmt das Massenausbringen bei gleichzeitiger Erhöhung der Selektivität zu. Für die spätere Berechnung der Drückermenge in Kapitel 4.1.2 wurde als Molekulargewicht 8 000 g/mol eingesetzt.

Ihm entspricht dann 0,24 g/kg Aufgabegut in der 1-1-Zelle.

Anhang 3

Physikalisch-chemische Leitungswasseruntersuchung des Kern-
forschungszentrum Karlsruhe

Die nachstehend aufgeführten Werte bedeuten Grenzwerte der Wasser-
analysen. Das Leitungswasser stellt ein Mischwasser dar aus der
Förderung zweier Wasserwerke, deren Wasserbeschaffenheit unter-
schiedlich ist und außerdem jahreszeitlichen Schwankungen unter-
liegt.

Stand 27. Juli 1979

Beschaffenheit des Mischwassers

Aussehen, Farbe	klar, farblos	
Geruch, Geschmack	ohne Befund	
Temperatur	10 - 13	°C
pH-Wert	7,0 - 7,6	
Leitfähigkeit	450 - 650	µ S/cm
Abdampfrückstand (110°C)	350 - 490	mg/l
Glührückstand (650°C)	210 - 280	mg/l
Oxidierbarkeit:		
KMnO ₄ -Verbrauch	1,3 - 8,0	mg/l
Bichromat- O ₂ -Bedarf	9,0 - 27,0	mg/l
Org. gebund. Kohlenstoff (TOC)	7,0 - 10,0	mg/l
p-Acidität ml 1 N NaOH/l	0,3 - 1,0	
p-Alkalität ml 1 N HCl	3,5 - 4,8	
Gesamthärte	11,5 - 17,3	°dH
Carbonathärte	10,0 - 13,5	°dH
Nichtcarbonathärte	1,5 - 4,3	°dH
gebundene Kohlensäure	77,0 - 106,0	mg/l
freie Kohlensäure	10,0 - 27,0	mg/l
zugehörige Kohlensäure	10,0 - 30,0	mg/l
kalkaggress. Kohlensäure	0 - 0,1	mg/l
berechnet		

rostschutzverhindernde Kohlensäure	0 - 1,5	mg/l
Kohlensäure-Defizit	0 - 8,0	mg/l
Sauerstoff	0,5 - 6,5	mg/l
Sauerstoff-Sättigung	4,0 - 60,0	%

Leitungswasser des KfK - Grenzwerte

Kationen

		mg/l
Calcium	Ca ⁺⁺	70 - 104
Magnesium	Mg ⁺⁺	7,2 - 12,8
Natrium	Na ⁺	9,0 - 85,0
Kalium	K ⁺	5,0 - 10,0
Ammonium	NH ₄ ⁺	1,5
Eisen	Fe ⁺⁺ , Fe ⁺⁺⁺	0 - 0,03
Mangan	Mn ⁺⁺	0 - 0,01
Blei	Pb ⁺⁺	< 0,001
Cadmium	Cd ⁺⁺	< 0,001
Kobalt	Co ⁺⁺	< 0,001
Chrom	Cr ³⁺ , Cr ⁶⁺	< 0,001
Kupfer	Cu ⁺⁺	< 0,001
Nickel	Ni ⁺⁺	< 0,001
Zink	Zn ⁺⁺	< 0,01

Anionen

Sulfat	SO ₄ ⁻⁻	24,0 - 68,0
Chlorid	Cl ⁻	21,0 - 130,0
Nitrat	NO ₃ ⁻	0,3 - 6,5
Nitrit	NO ₂ ⁻	< 0,01
Phosphat	PO ₄ ³⁻	0,2 - 1,1
Kieselsäure	SiO ₂	5,9 - 13,5
Sulfid	S ⁻⁻	< 0,01

Anhang 4

Mengenanteil

In den Abb. 11 - 21 ist der örtliche Feststoffmengenanteil über der Höhe bei unterschiedlichen Versuchseinstellungen aufgetragen. Der Mengenanteil ist definiert als

$$\text{Mengenanteil} = \frac{\text{Menge/Höhe}}{\text{Gesamtmenge}} \hat{=} \frac{f_W f_G f_F \text{ Impulsrate/Höhe}}{\text{Impulsratenbezugsfläche}}, \quad (\text{A } 4.1)$$

z.B. bedeutet der Mengenanteil 0,04 in 10 cm Höhe, daß 4 % des gesamten Feststoffes in der Trübe sich in 10 cm Höhe aufhalten.

Zur Umrechnung auf den relativen Feststoffanteil $\zeta_V/\bar{\zeta}_V$ muß der Mengenanteil mit der maximalen Höhe, in der noch Tracer vorliegt, multipliziert werden.

$$\begin{aligned} \frac{\zeta_V}{\bar{\zeta}_V} &= \frac{V_{\text{Fest,Höhe}}}{V_{\text{Trübe,Höhe}}} \frac{V_{\text{Trübe,Zelle}}}{V_{\text{Fest,Zelle}}} \\ &= \frac{V_{\text{Fest,Höhe}}}{V_{\text{Trübe,Höhe}}} \frac{\int_0^{h_{\text{max}}} V_{\text{Trübe,Höhe}} dh}{V_{\text{Fest,Zelle}}} \\ &= \frac{V_{\text{Fest,Höhe}}}{V_{\text{Trübe,Höhe}}} \frac{V_{\text{Trübe,Höhe}}}{V_{\text{Fest,Zelle}}} h_{\text{max}} \\ &\hat{=} \text{Mengenanteil } h_{\text{max}} \end{aligned} \quad (\text{A } 4.2)$$

Anhang 5

Bestimmung des Feststoffvolumenanteils bei der Dichtemessung einer begasten Suspension

Durchstrahlt radioaktive Strahlung Materie, so gilt das Schwächungsgesetz:

$$I_i = I_0 \exp(-\mu_i \rho_i d_i) \quad (\text{A } 5.1)$$

Als Indizes i werden im folgenden verwendet:

- 1 Feststoff
- 2 Flüssigkeit
- 3 Gas
- T Trübe

In der Gleichung (A 5.1) bezeichnet μ_i den Massenabsorptionskoeffizienten der einzelnen Phasen, ρ_i die Dichte der Phasen und d_i den Absortionsweg in den einzelnen Phasen.

Die Quelle strahlt die Strahlung I_0 ab; nach der Absorption kann aber nur noch I_i gemessen werden. Im allgemeinen ist I_0 unbekannt. Sie kann aus Gleichung (A 5.1) dadurch eliminiert werden, indem die gemessene Impulsrate auf die Impulsrate I_2 bezogen wird, die die Impulsrate angibt, wenn reines Wasser durchstrahlt wird. Damit erhält man für die Trübedurchstrahlung

$$I_T = I_2 \exp(\mu_2 \rho_2 - \mu_T \rho_T) d_T . \quad (\text{A } 5.2)$$

Die Volumenanteile x_i der Phasen der begasten Trübe sind

$$x_i = \frac{V_i}{V_T} = \frac{d_i}{d_T} . \quad (\text{A } 5.3)$$

Die Dichte der durchstrahlten Trübe und der Massenabsorptionskoeffizient der Trübe sind unbekannt, jedoch läßt sich der Ausdruck $\mu_T \rho_T d_T$ darstellen in Gleichung (A 5.3) durch

$$\begin{aligned} \mu_T \rho_T d_T &= \mu_1 \rho_1 d_1 + \mu_2 \rho_2 d_2 + \mu_3 \rho_3 d_3 \\ &= (\mu_1 \rho_1 x_1 + \mu_2 \rho_2 x_2 + \mu_3 \rho_3 x_3) d_T . \end{aligned} \quad (\text{A } 5.4)$$

Eliminiert man mit Hilfe der Volumenbilanz (A 5.5)

$$1 = x_1 + x_2 + x_3 \quad (\text{A } 5.5)$$

den Flüssigkeitsanteil x_2 und kombiniert die Gleichungen 2, 4, 5, so erhält man den Feststoffanteil x_1 in der Trübe als Funktion des Gasgehaltes x_3 , des Absorptionsweges d_T und des Impulsratenverhältnisses der durchstrahlten Trübe zur durchstrahlten reinen Flüssigkeit zu

$$x_1 = \zeta_V = \frac{\frac{1}{d_T} \ln\left(\frac{I_T}{I_2}\right) + B x_3}{C - B} \quad (\text{A } 5.6)$$

mit den Abkürzungen

$$B = (\mu_3 \rho_3 - \mu_2 \rho_2)$$

$$C = (\mu_3 \rho_3 - \mu_1 \rho_1) .$$

Der Gasgehalt x_3 folgt nach der Beziehung (3.7.4).

Bestimmung der Konstanten B, C

Konstante B

Die Konstante B läßt sich aus dem Vergleich der durchstrahlten Luft und des durchstrahlten Wassers in einem Eichgefäß gewinnen. Von diesem Eichgefäß ist der Absorptionsweg $d_e = 5,22$ cm bekannt.

Aus den einzelnen Impulsraten ergibt sich dann B zu

$$B = (\mu_3 \rho_3 - \mu_2 \rho_2) = - \frac{1}{d_e} \ln\left(\frac{I_3}{I_2}\right). \quad (\text{A } 5.7)$$

Die Konstante B muß für jede Sonde extra bestimmt werden.

Konstante C

Zur Bestimmung der Konstante C müssen zuerst Feststoff und dann Luft in einem Eichgefäß durchstrahlt werden.

Dabei muß berücksichtigt werden, daß die Feststoffschüttung mit der Schüttdichte $\rho_{Sü}$ nicht dieselbe Dichte besitzt wie der reine Feststoff. Sie kann dann die Strahlung nur weniger schwächen. Die geschwächte Impulsrate ergibt sich zu

$$I_{Sü} = I_3 \exp\left((\mu_3 \rho_3 - \mu_{Sü} \rho_{Sü}) d_e \right). \quad (\text{A } 5.8)$$

Wäre reiner Feststoff durchstrahlt worden, so lautete die Absorptionsbeziehung

$$I_1 = I_3 \exp\left((\mu_3 \rho_3 - \mu_1 \rho_1) d_e \right) = I_3 \exp(C d_e). \quad (\text{A } 5.9)$$

Setzt man voraus, daß der Schüttungsabsorptionskoeffizient $\mu_{Sü}$ identisch ist mit dem Feststoffabsorptionskoeffizient μ_1 , so kann er aus beiden Beziehungen 2, 3 eliminiert werden, und es ergibt sich die Konstante C zu

$$C = (\mu_3 \rho_3 - \mu_1 \rho_1) = \frac{\rho_1}{\rho_{Sü}} \left(\frac{1}{d_e} \ln\left(\frac{I_{Sü}}{I_3}\right) - \mu_3 \rho_3 \right) + \mu_3 \rho_3.$$

Die Schüttdichte betrug bei den Eichmessungen $\rho_{Sü} = 1,97 \text{ g/cm}^3$ und die Gemischdichte $\rho_1 = 3,21 \text{ g/cm}^3$.

Der Absorptionsweg in der Zelle

Der Absorptionsweg der Strahlung durch die Zelle hängt stark vom Ort der Sonde und den Zelleneinbauten zwischen Quelle und Sonde ab. Er muß für jede Sonde extra bestimmt werden.

Dazu wird die Strahlung durch die Zelle zuerst nur durch Luft und dann nur durch sauberes Wasser geschwächt. Mit Hilfe der Beziehung (A 5.7) erhält man den Absorptionsweg d_T , wenn er anstatt d_e eingesetzt wird.

Anhang 6

Bestimmung der höhenabhängigen Flotationskenngröße einer Kornklasse durch Radiotracer-technik (Beispiel: Versuch 121/2)

Versuch	121
Kornklasse	$45 < x_s < 63 \mu\text{m}$
Sonde	2
Höhe	14 cm
Taktzeit	4 s

1. Messung des Spektrums und Übertragen der Daten.
2. Graphische Darstellung des Spektrums, (s. Abb. 40).
3. Halbwertszeitkorrektur
Festlegen des Flotationsstartkanals ($i = 165$)
4. Ausdruck der halbwertszeitkorrigierten Daten, (s. Abb. 41).
5. Festlegen der Restimpulsrate ($I_U = 100 \text{ Imp./Takt}$).
6. Vom Spektrum den Untergrund abziehen.
7. Graphische Darstellung des korrigierten Spektrums, (s. Abb. 42).
8. Datenausdruck der korrigierten Impulse, (s. Abb. 43).
9. Festlegen der Bezugsimpulsmenge I_O kurz nach Flotationsstart ($I_O (166) = 712 \text{ Imp./Takt}$), (s. Abb. 43).
10. Normierung aller Impulsraten mit der Bezugsimpulsrate I_O und Datenausdruck, (s. Abb. 44).
11. Übertragung der ausgedruckten Daten auf ln-lin Papier, (s. Abb. 45).
12. Legen einer Ausgleichsgeraden durch die Meßpunkte der linearen Impulsratenabnahme, (s. Abb. 45).
13. Bestimmung der Trübekenngrößen aus der Steigung der Geraden

$$\frac{k}{W_{\text{Sch}}} = - \frac{1}{t} \ln\left(\frac{I_T}{I_O}\right)$$

$$\left(\frac{k}{W_{\text{Sch}}} = 0,82 \text{ min}^{-1}\right), \text{ (s. Abb. 45).}$$

14. Multiplikation der Trübekenngröße mit der Schaumwahrscheinlichkeit (hier 0,5 bei einer Oberflächenspannung der Trübe von $34 \cdot 10^{-3} \frac{\text{N}}{\text{m}}$) ergibt die Flotationskenngröße k ($k = 0,41 \text{ min}^{-1}$).

M
E
S
S
U
R
U
N
G

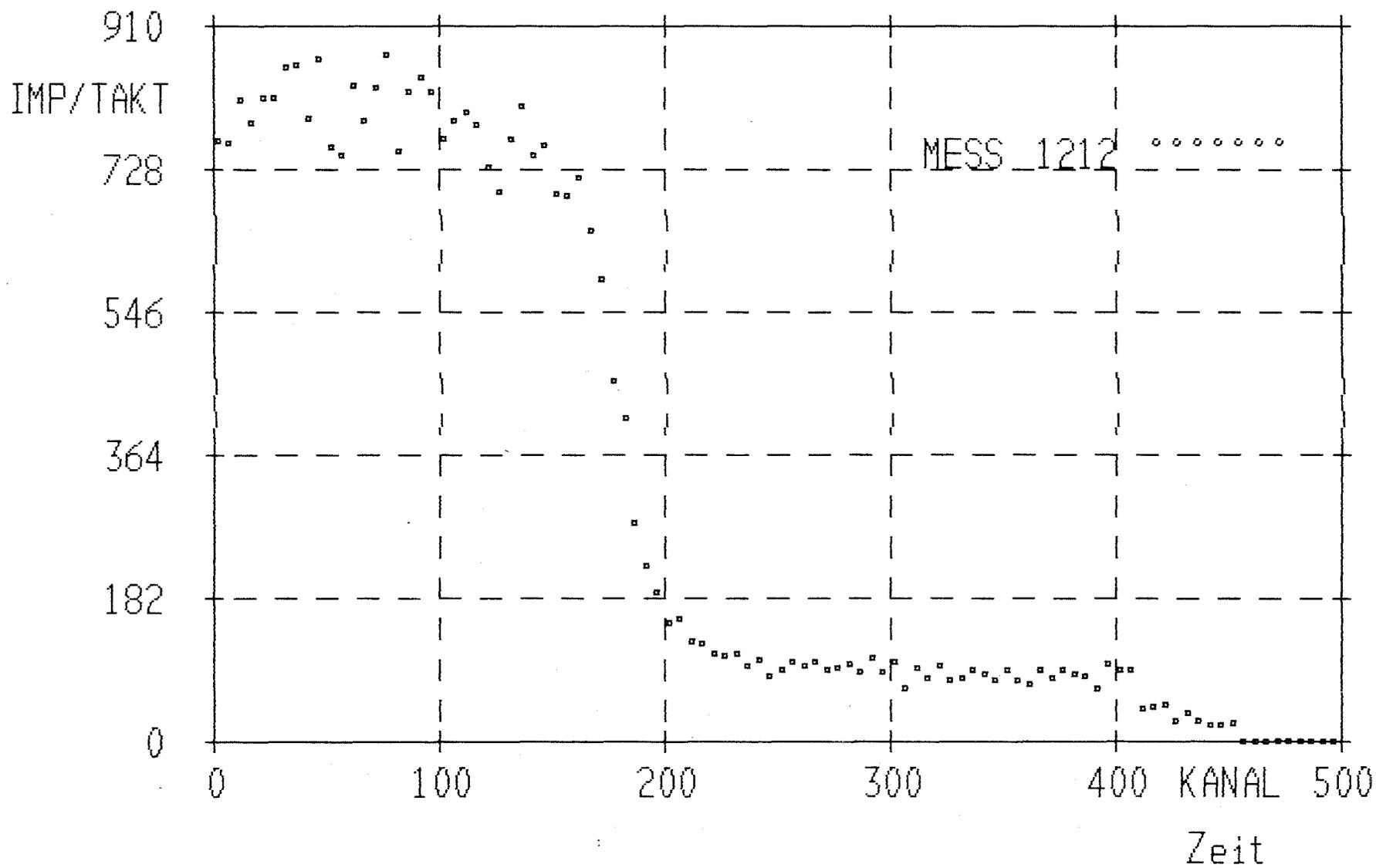


Abb. 40.

Versuch 121/2 .

I(1)= 714	I(2)= 766	I(3)= 782	I(4)= 770	I(5)= 776	I(6)= 726	I(7)= 765	I(8)= 741	I(9)= 728	I(10)= 766
I(11)= 806	I(12)= 822	I(13)= 806	I(14)= 754	I(15)= 759	I(16)= 755	I(17)= 793	I(18)= 738	I(19)= 757	I(20)= 798
I(21)= 791	I(22)= 828	I(23)= 812	I(24)= 850	I(25)= 831	I(26)= 807	I(27)= 829	I(28)= 871	I(29)= 878	I(30)= 908
I(31)= 853	I(32)= 869	I(33)= 892	I(34)= 865	I(35)= 868	I(36)= 874	I(37)= 875	I(38)= 822	I(39)= 873	I(40)= 869
I(41)= 908	I(42)= 807	I(43)= 862	I(44)= 847	I(45)= 851	I(46)= 884	I(47)= 887	I(48)= 854	I(49)= 825	I(50)= 896
I(51)= 830	I(52)= 774	I(53)= 804	I(54)= 862	I(55)= 806	I(56)= 787	I(57)= 765	I(58)= 883	I(59)= 851	I(60)= 828
I(61)= 852	I(62)= 858	I(63)= 841	I(64)= 843	I(65)= 849	I(66)= 887	I(67)= 814	I(68)= 863	I(69)= 839	I(70)= 850
I(71)= 757	I(72)= 858	I(73)= 829	I(74)= 801	I(75)= 826	I(76)= 892	I(77)= 905	I(78)= 766	I(79)= 849	I(80)= 834
I(81)= 875	I(82)= 778	I(83)= 820	I(84)= 840	I(85)= 785	I(86)= 875	I(87)= 858	I(88)= 876	I(89)= 826	I(90)= 786
I(91)= 843	I(92)= 878	I(93)= 823	I(94)= 797	I(95)= 821	I(96)= 849	I(97)= 861	I(98)= 836	I(99)= 792	I(100)= 815
I(101)= 810	I(102)= 801	I(103)= 790	I(104)= 835	I(105)= 815	I(106)= 813	I(107)= 828	I(108)= 803	I(109)= 769	I(110)= 826
I(111)= 814	I(112)= 840	I(113)= 781	I(114)= 775	I(115)= 794	I(116)= 797	I(117)= 827	I(118)= 808	I(119)= 835	I(120)= 847
I(121)= 825	I(122)= 771	I(123)= 840	I(124)= 829	I(125)= 817	I(126)= 785	I(127)= 739	I(128)= 852	I(129)= 787	I(130)= 781
I(131)= 779	I(132)= 813	I(133)= 770	I(134)= 808	I(135)= 770	I(136)= 816	I(137)= 858	I(138)= 845	I(139)= 827	I(140)= 825
I(141)= 764	I(142)= 794	I(143)= 791	I(144)= 760	I(145)= 796	I(146)= 784	I(147)= 809	I(148)= 727	I(149)= 802	I(150)= 748
I(151)= 754	I(152)= 743	I(153)= 749	I(154)= 781	I(155)= 701	I(156)= 846	I(157)= 743	I(158)= 795	I(159)= 738	I(160)= 752
I(161)= 790	I(162)= 771	I(163)= 755	I(164)= 842	I(165)= 749	I(166)= 812	I(167)= 697	I(168)= 769	I(169)= 688	I(170)= 684
I(171)= 634	I(172)= 632	I(173)= 684	I(174)= 638	I(175)= 604	I(176)= 535	I(177)= 493	I(178)= 489	I(179)= 499	I(180)= 487
I(181)= 455	I(182)= 443	I(183)= 431	I(184)= 364	I(185)= 362	I(186)= 361	I(187)= 303	I(188)= 344	I(189)= 296	I(190)= 309
I(191)= 240	I(192)= 244	I(193)= 259	I(194)= 273	I(195)= 203	I(196)= 229	I(197)= 208	I(198)= 187	I(199)= 174	I(200)= 166
I(201)= 177	I(202)= 165	I(203)= 171	I(204)= 162	I(205)= 173	I(206)= 174	I(207)= 172	I(208)= 169	I(209)= 152	I(210)= 137
I(211)= 134	I(212)= 142	I(213)= 124	I(214)= 140	I(215)= 139	I(216)= 142	I(217)= 139	I(218)= 142	I(219)= 110	I(220)= 124
I(221)= 116	I(222)= 124	I(223)= 136	I(224)= 129	I(225)= 105	I(226)= 114	I(227)= 121	I(228)= 117	I(229)= 124	I(230)= 105
I(231)= 118	I(232)= 125	I(233)= 120	I(234)= 109	I(235)= 117	I(236)= 114	I(237)= 107	I(238)= 111	I(239)= 122	I(240)= 105
I(241)= 120	I(242)= 116	I(243)= 125	I(244)= 120	I(245)= 109	I(246)= 125	I(247)= 93	I(248)= 129	I(249)= 114	I(250)= 117
I(251)= 110	I(252)= 101	I(253)= 129	I(254)= 131	I(255)= 105	I(256)= 124	I(257)= 113	I(258)= 105	I(259)= 94	I(260)= 132
I(261)= 136	I(262)= 109	I(263)= 101	I(264)= 116	I(265)= 101	I(266)= 116	I(267)= 114	I(268)= 110	I(269)= 118	I(270)= 131
I(271)= 105	I(272)= 104	I(273)= 107	I(274)= 94	I(275)= 140	I(276)= 103	I(277)= 106	I(278)= 115	I(279)= 92	I(280)= 120
I(281)= 111	I(282)= 111	I(283)= 99	I(284)= 116	I(285)= 118	I(286)= 100	I(287)= 100	I(288)= 96	I(289)= 100	I(290)= 109
I(291)= 83	I(292)= 121	I(293)= 96	I(294)= 113	I(295)= 103	I(296)= 102	I(297)= 100	I(298)= 93	I(299)= 97	I(300)= 104
I(301)= 107	I(302)= 115	I(303)= 112	I(304)= 98	I(305)= 100	I(306)= 104	I(307)= 79	I(308)= 97	I(309)= 109	I(310)= 100
I(311)= 102	I(312)= 107	I(313)= 126	I(314)= 113	I(315)= 100	I(316)= 113	I(317)= 94	I(318)= 109	I(319)= 120	I(320)= 90
I(321)= 93	I(322)= 111	I(323)= 96	I(324)= 100	I(325)= 105	I(326)= 105	I(327)= 90	I(328)= 106	I(329)= 106	I(330)= 120
I(331)= 111	I(332)= 93	I(333)= 87	I(334)= 107	I(335)= 104	I(336)= 103	I(337)= 106	I(338)= 84	I(339)= 101	I(340)= 109
I(341)= 121	I(342)= 100	I(343)= 107	I(344)= 98	I(345)= 106	I(346)= 89	I(347)= 91	I(348)= 104	I(349)= 102	I(350)= 98
I(351)= 105	I(352)= 105	I(353)= 82	I(354)= 108	I(355)= 112	I(356)= 118	I(357)= 91	I(358)= 101	I(359)= 118	I(360)= 106
I(361)= 101	I(362)= 86	I(363)= 97	I(364)= 95	I(365)= 96	I(366)= 101	I(367)= 106	I(368)= 102	I(369)= 94	I(370)= 98
I(371)= 98	I(372)= 94	I(373)= 100	I(374)= 99	I(375)= 94	I(376)= 107	I(377)= 109	I(378)= 98	I(379)= 120	I(380)= 105
I(381)= 111	I(382)= 103	I(383)= 123	I(384)= 114	I(385)= 91	I(386)= 111	I(387)= 100	I(388)= 129	I(389)= 82	I(390)= 110
I(391)= 100	I(392)= 81	I(393)= 81	I(394)= 96	I(395)= 114	I(396)= 166	I(397)= 118	I(398)= 107	I(399)= 117	I(400)= 106

M
E
S
S
K
U
R
V
E

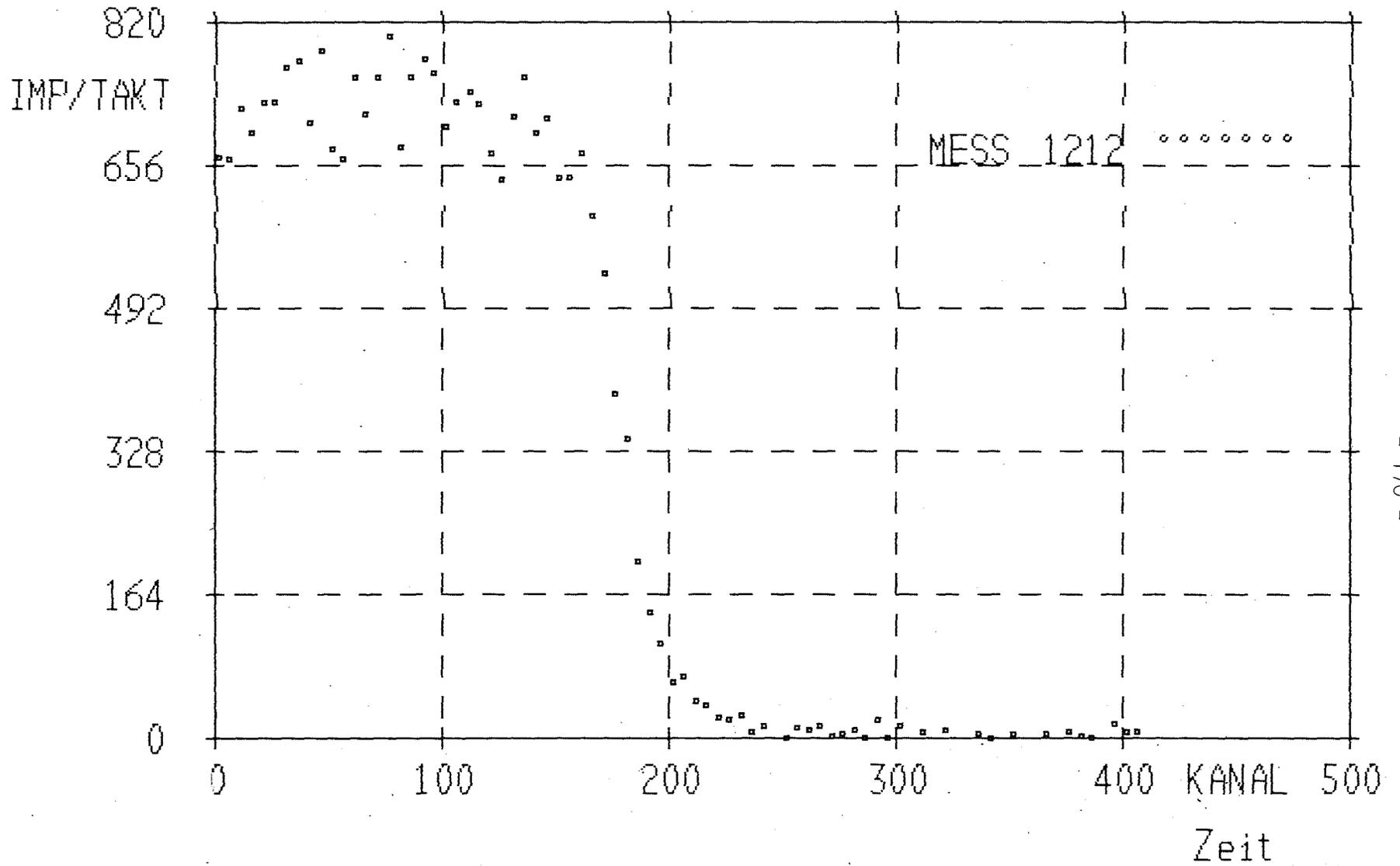


Abb. 42.

Versuch 121/2

Halbwertszeitkorrigierte Meßkurve ohne Restimpulse ($I_U = 100$).

I(1)= 614	I(2)= 666	I(3)= 682	I(4)= 670	I(5)= 676	I(6)= 626	I(7)= 665	I(8)= 641	I(9)= 628	I(10)= 666
I(11)= 706	I(12)= 722	I(13)= 706	I(14)= 654	I(15)= 659	I(16)= 655	I(17)= 693	I(18)= 638	I(19)= 657	I(20)= 698
I(21)= 691	I(22)= 728	I(23)= 712	I(24)= 750	I(25)= 731	I(26)= 707	I(27)= 729	I(28)= 771	I(29)= 778	I(30)= 808
I(31)= 753	I(32)= 769	I(33)= 792	I(34)= 765	I(35)= 768	I(36)= 774	I(37)= 775	I(38)= 722	I(39)= 773	I(40)= 769
I(41)= 808	I(42)= 707	I(43)= 762	I(44)= 747	I(45)= 751	I(46)= 784	I(47)= 787	I(48)= 754	I(49)= 725	I(50)= 796
I(51)= 730	I(52)= 674	I(53)= 704	I(54)= 762	I(55)= 706	I(56)= 687	I(57)= 665	I(58)= 783	I(59)= 751	I(60)= 728
I(61)= 752	I(62)= 758	I(63)= 741	I(64)= 743	I(65)= 749	I(66)= 787	I(67)= 714	I(68)= 763	I(69)= 739	I(70)= 750
I(71)= 657	I(72)= 758	I(73)= 729	I(74)= 701	I(75)= 726	I(76)= 792	I(77)= 805	I(78)= 666	I(79)= 749	I(80)= 734
I(81)= 775	I(82)= 678	I(83)= 720	I(84)= 740	I(85)= 685	I(86)= 775	I(87)= 758	I(88)= 776	I(89)= 726	I(90)= 686
I(91)= 743	I(92)= 778	I(93)= 723	I(94)= 697	I(95)= 721	I(96)= 749	I(97)= 761	I(98)= 736	I(99)= 692	I(100)= 715
I(101)= 710	I(102)= 701	I(103)= 690	I(104)= 735	I(105)= 715	I(106)= 713	I(107)= 728	I(108)= 703	I(109)= 669	I(110)= 726
I(111)= 714	I(112)= 740	I(113)= 681	I(114)= 675	I(115)= 694	I(116)= 697	I(117)= 727	I(118)= 708	I(119)= 735	I(120)= 747
I(121)= 725	I(122)= 671	I(123)= 740	I(124)= 729	I(125)= 717	I(126)= 685	I(127)= 639	I(128)= 752	I(129)= 687	I(130)= 681
I(131)= 679	I(132)= 713	I(133)= 670	I(134)= 708	I(135)= 670	I(136)= 716	I(137)= 758	I(138)= 745	I(139)= 727	I(140)= 725
I(141)= 664	I(142)= 694	I(143)= 691	I(144)= 660	I(145)= 696	I(146)= 684	I(147)= 709	I(148)= 627	I(149)= 702	I(150)= 648
I(151)= 654	I(152)= 643	I(153)= 649	I(154)= 681	I(155)= 601	I(156)= 746	I(157)= 643	I(158)= 695	I(159)= 638	I(160)= 652
I(161)= 690	I(162)= 671	I(163)= 655	I(164)= 742	I(165)= 649	I(166)= 712	I(167)= 597	I(168)= 669	I(169)= 588	I(170)= 584
I(171)= 534	I(172)= 532	I(173)= 584	I(174)= 538	I(175)= 504	I(176)= 435	I(177)= 393	I(178)= 389	I(179)= 399	I(180)= 387
I(181)= 355	I(182)= 343	I(183)= 331	I(184)= 264	I(185)= 262	I(186)= 261	I(187)= 203	I(188)= 244	I(189)= 196	I(190)= 209
I(191)= 140	I(192)= 144	I(193)= 159	I(194)= 173	I(195)= 103	I(196)= 129	I(197)= 108	I(198)= 87	I(199)= 74	I(200)= 66
I(201)= 77	I(202)= 65	I(203)= 71	I(204)= 62	I(205)= 73	I(206)= 74	I(207)= 72	I(208)= 69	I(209)= 52	I(210)= 37
I(211)= 34	I(212)= 42	I(213)= 24	I(214)= 40	I(215)= 39	I(216)= 42	I(217)= 39	I(218)= 42	I(219)= 10	I(220)= 24
I(221)= 16	I(222)= 24	I(223)= 36	I(224)= 29	I(225)= 5	I(226)= 14	I(227)= 21	I(228)= 17	I(229)= 24	I(230)= 5
I(231)= 18	I(232)= 25	I(233)= 20	I(234)= 9	I(235)= 17	I(236)= 14	I(237)= 7	I(238)= 11	I(239)= 22	I(240)= 5
I(241)= 20	I(242)= 16	I(243)= 25	I(244)= 20	I(245)= 9	I(246)= 25	I(247)= 0	I(248)= 29	I(249)= 14	I(250)= 17
I(251)= 10	I(252)= 1	I(253)= 29	I(254)= 31	I(255)= 5	I(256)= 24	I(257)= 13	I(258)= 5	I(259)= 0	I(260)= 32
I(261)= 36	I(262)= 9	I(263)= 1	I(264)= 16	I(265)= 1	I(266)= 16	I(267)= 14	I(268)= 10	I(269)= 18	I(270)= 31
I(271)= 5	I(272)= 4	I(273)= 7	I(274)= 0	I(275)= 40	I(276)= 3	I(277)= 6	I(278)= 15	I(279)= 0	I(280)= 20
I(281)= 11	I(282)= 11	I(283)= 0	I(284)= 16	I(285)= 18	I(286)= 0	I(287)= 0	I(288)= 0	I(289)= 0	I(290)= 9
I(291)= 0	I(292)= 21	I(293)= 0	I(294)= 13	I(295)= 3	I(296)= 2	I(297)= 0	I(298)= 0	I(299)= 0	I(300)= 4
I(301)= 7	I(302)= 15	I(303)= 12	I(304)= 0	I(305)= 0	I(306)= 4	I(307)= 0	I(308)= 0	I(309)= 9	I(310)= 0
I(311)= 2	I(312)= 7	I(313)= 26	I(314)= 13	I(315)= 0	I(316)= 13	I(317)= 0	I(318)= 9	I(319)= 20	I(320)= 0
I(321)= 0	I(322)= 11	I(323)= 0	I(324)= 0	I(325)= 5	I(326)= 5	I(327)= 0	I(328)= 6	I(329)= 6	I(330)= 20
I(331)= 11	I(332)= 0	I(333)= 0	I(334)= 7	I(335)= 4	I(336)= 3	I(337)= 6	I(338)= 0	I(339)= 1	I(340)= 9
I(341)= 21	I(342)= 0	I(343)= 7	I(344)= 0	I(345)= 6	I(346)= 0	I(347)= 0	I(348)= 4	I(349)= 2	I(350)= 0
I(351)= 5	I(352)= 5	I(353)= 0	I(354)= 8	I(355)= 12	I(356)= 18	I(357)= 0	I(358)= 1	I(359)= 18	I(360)= 6
I(361)= 1	I(362)= 0	I(363)= 0	I(364)= 0	I(365)= 0	I(366)= 1	I(367)= 6	I(368)= 2	I(369)= 0	I(370)= 0
I(371)= 0	I(372)= 0	I(373)= 0	I(374)= 0	I(375)= 0	I(376)= 7	I(377)= 9	I(378)= 0	I(379)= 20	I(380)= 5
I(381)= 11	I(382)= 3	I(383)= 23	I(384)= 14	I(385)= 0	I(386)= 11	I(387)= 0	I(388)= 29	I(389)= 0	I(390)= 10
I(391)= 0	I(392)= 0	I(393)= 0	I(394)= 0	I(395)= 14	I(396)= 66	I(397)= 18	I(398)= 7	I(399)= 17	I(400)= 6

Halbwertzeitkorrigierte Impulse ohne Restimpulse,
 Bezugsimpulsrate I_0 (166) = 712.

Mit der Bezugsimpulsrate I_0 normierte Impulse pro Taktzeit.

I(1)=0.862	I(2)=0.936	I(3)=0.959	I(4)=0.941	I(5)=0.950	I(6)=0.880	I(7)=0.934	I(8)=0.900	I(9)=0.883	I(10)=0.935
I(11)=0.992	I(12)=1.014	I(13)=0.992	I(14)=0.919	I(15)=0.926	I(16)=0.920	I(17)=0.974	I(18)=0.896	I(19)=0.922	I(20)=0.981
I(21)=0.970	I(22)=1.023	I(23)=1.001	I(24)=1.054	I(25)=1.027	I(26)=0.994	I(27)=1.024	I(28)=1.083	I(29)=1.093	I(30)=1.135
I(31)=1.057	I(32)=1.081	I(33)=1.112	I(34)=1.074	I(35)=1.079	I(36)=1.087	I(37)=1.089	I(38)=1.014	I(39)=1.086	I(40)=1.080
I(41)=1.135	I(42)=0.993	I(43)=1.071	I(44)=1.050	I(45)=1.054	I(46)=1.101	I(47)=1.106	I(48)=1.059	I(49)=1.019	I(50)=1.119
I(51)=1.026	I(52)=0.947	I(53)=0.990	I(54)=1.070	I(55)=0.992	I(56)=0.965	I(57)=0.934	I(58)=1.100	I(59)=1.054	I(60)=1.023
I(61)=1.057	I(62)=1.064	I(63)=1.040	I(64)=1.044	I(65)=1.052	I(66)=1.106	I(67)=1.003	I(68)=1.072	I(69)=1.038	I(70)=1.054
I(71)=0.923	I(72)=1.065	I(73)=1.024	I(74)=0.985	I(75)=1.020	I(76)=1.112	I(77)=1.130	I(78)=0.936	I(79)=1.053	I(80)=1.032
I(81)=1.089	I(82)=0.953	I(83)=1.011	I(84)=1.039	I(85)=0.963	I(86)=1.088	I(87)=1.064	I(88)=1.090	I(89)=1.020	I(90)=0.964
I(91)=1.044	I(92)=1.093	I(93)=1.016	I(94)=0.979	I(95)=1.013	I(96)=1.053	I(97)=1.069	I(98)=1.033	I(99)=0.972	I(100)=1.005
I(101)=0.998	I(102)=0.985	I(103)=0.970	I(104)=1.032	I(105)=1.004	I(106)=1.002	I(107)=1.023	I(108)=0.988	I(109)=0.940	I(110)=1.020
I(111)=1.003	I(112)=1.040	I(113)=0.957	I(114)=0.948	I(115)=0.975	I(116)=0.979	I(117)=1.021	I(118)=0.995	I(119)=1.032	I(120)=1.049
I(121)=1.018	I(122)=0.943	I(123)=1.040	I(124)=1.024	I(125)=1.007	I(126)=0.963	I(127)=0.898	I(128)=1.056	I(129)=0.966	I(130)=0.957
I(131)=0.953	I(132)=1.001	I(133)=0.941	I(134)=0.995	I(135)=0.942	I(136)=1.006	I(137)=1.065	I(138)=1.046	I(139)=1.021	I(140)=1.019
I(141)=0.933	I(142)=0.975	I(143)=0.971	I(144)=0.926	I(145)=0.978	I(146)=0.960	I(147)=0.997	I(148)=0.880	I(149)=0.986	I(150)=0.910
I(151)=0.919	I(152)=0.903	I(153)=0.911	I(154)=0.957	I(155)=0.844	I(156)=1.047	I(157)=0.904	I(158)=0.976	I(159)=0.896	I(160)=0.916
I(161)=0.969	I(162)=0.942	I(163)=0.920	I(164)=1.042	I(165)=0.912	I(166)=1.000	I(167)=0.839	I(168)=0.940	I(169)=0.826	I(170)=0.821
I(171)=0.750	I(172)=0.747	I(173)=0.820	I(174)=0.756	I(175)=0.708	I(176)=0.611	I(177)=0.552	I(178)=0.547	I(179)=0.561	I(180)=0.544
I(181)=0.499	I(182)=0.483	I(183)=0.465	I(184)=0.371	I(185)=0.368	I(186)=0.367	I(187)=0.285	I(188)=0.343	I(189)=0.276	I(190)=0.294
I(191)=0.197	I(192)=0.202	I(193)=0.223	I(194)=0.243	I(195)=0.144	I(196)=0.181	I(197)=0.152	I(198)=0.122	I(199)=0.104	I(200)=0.093
I(201)=0.108	I(202)=0.092	I(203)=0.099	I(204)=0.087	I(205)=0.103	I(206)=0.104	I(207)=0.101	I(208)=0.097	I(209)=0.074	I(210)=0.052
I(211)=0.048	I(212)=0.059	I(213)=0.034	I(214)=0.056	I(215)=0.054	I(216)=0.059	I(217)=0.055	I(218)=0.059	I(219)=0.015	I(220)=0.033
I(221)=0.023	I(222)=0.033	I(223)=0.050	I(224)=0.041	I(225)=0.007	I(226)=0.020	I(227)=0.029	I(228)=0.025	I(229)=0.034	I(230)=0.008
I(231)=0.025	I(232)=0.036	I(233)=0.028	I(234)=0.013	I(235)=0.024	I(236)=0.020	I(237)=0.010	I(238)=0.016	I(239)=0.032	I(240)=0.007
I(241)=0.029	I(242)=0.022	I(243)=0.035	I(244)=0.029	I(245)=0.013	I(246)=0.035	I(247)=0.000	I(248)=0.042	I(249)=0.020	I(250)=0.025
I(251)=0.014	I(252)=0.001	I(253)=0.040	I(254)=0.044	I(255)=0.008	I(256)=0.034	I(257)=0.019	I(258)=0.008	I(259)=0.000	I(260)=0.046
I(261)=0.050	I(262)=0.013	I(263)=0.002	I(264)=0.022	I(265)=0.002	I(266)=0.023	I(267)=0.019	I(268)=0.015	I(269)=0.026	I(270)=0.043
I(271)=0.007	I(272)=0.006	I(273)=0.010	I(274)=0.000	I(275)=0.056	I(276)=0.004	I(277)=0.009	I(278)=0.022	I(279)=0.000	I(280)=0.028
I(281)=0.016	I(282)=0.016	I(283)=0.000	I(284)=0.022	I(285)=0.025	I(286)=0.000	I(287)=0.000	I(288)=0.000	I(289)=0.000	I(290)=0.013
I(291)=0.000	I(292)=0.029	I(293)=0.000	I(294)=0.018	I(295)=0.004	I(296)=0.002	I(297)=0.001	I(298)=0.000	I(299)=0.000	I(300)=0.006
I(301)=0.011	I(302)=0.022	I(303)=0.017	I(304)=0.000	I(305)=0.000	I(306)=0.006	I(307)=0.000	I(308)=0.000	I(309)=0.013	I(310)=0.000
I(311)=0.003	I(312)=0.010	I(313)=0.037	I(314)=0.018	I(315)=0.000	I(316)=0.018	I(317)=0.000	I(318)=0.013	I(319)=0.028	I(320)=0.000
I(321)=0.000	I(322)=0.015	I(323)=0.000	I(324)=0.001	I(325)=0.007	I(326)=0.007	I(327)=0.000	I(328)=0.009	I(329)=0.009	I(330)=0.029
I(331)=0.016	I(332)=0.000	I(333)=0.000	I(334)=0.010	I(335)=0.006	I(336)=0.005	I(337)=0.008	I(338)=0.000	I(339)=0.002	I(340)=0.013
I(341)=0.029	I(342)=0.000	I(343)=0.010	I(344)=0.000	I(345)=0.009	I(346)=0.000	I(347)=0.000	I(348)=0.006	I(349)=0.002	I(350)=0.000
I(351)=0.007	I(352)=0.007	I(353)=0.000	I(354)=0.011	I(355)=0.017	I(356)=0.026	I(357)=0.000	I(358)=0.001	I(359)=0.026	I(360)=0.008
I(361)=0.001	I(362)=0.000	I(363)=0.000	I(364)=0.000	I(365)=0.000	I(366)=0.002	I(367)=0.008	I(368)=0.004	I(369)=0.000	I(370)=0.000
I(371)=0.000	I(372)=0.000	I(373)=0.001	I(374)=0.000	I(375)=0.000	I(376)=0.011	I(377)=0.012	I(378)=0.000	I(379)=0.029	I(380)=0.008
I(381)=0.016	I(382)=0.004	I(383)=0.033	I(384)=0.019	I(385)=0.000	I(386)=0.016	I(387)=0.000	I(388)=0.041	I(389)=0.000	I(390)=0.015
I(391)=0.000	I(392)=0.000	I(393)=0.000	I(394)=0.000	I(395)=0.020	I(396)=0.093	I(397)=0.025	I(398)=0.010	I(399)=0.024	I(400)=0.009

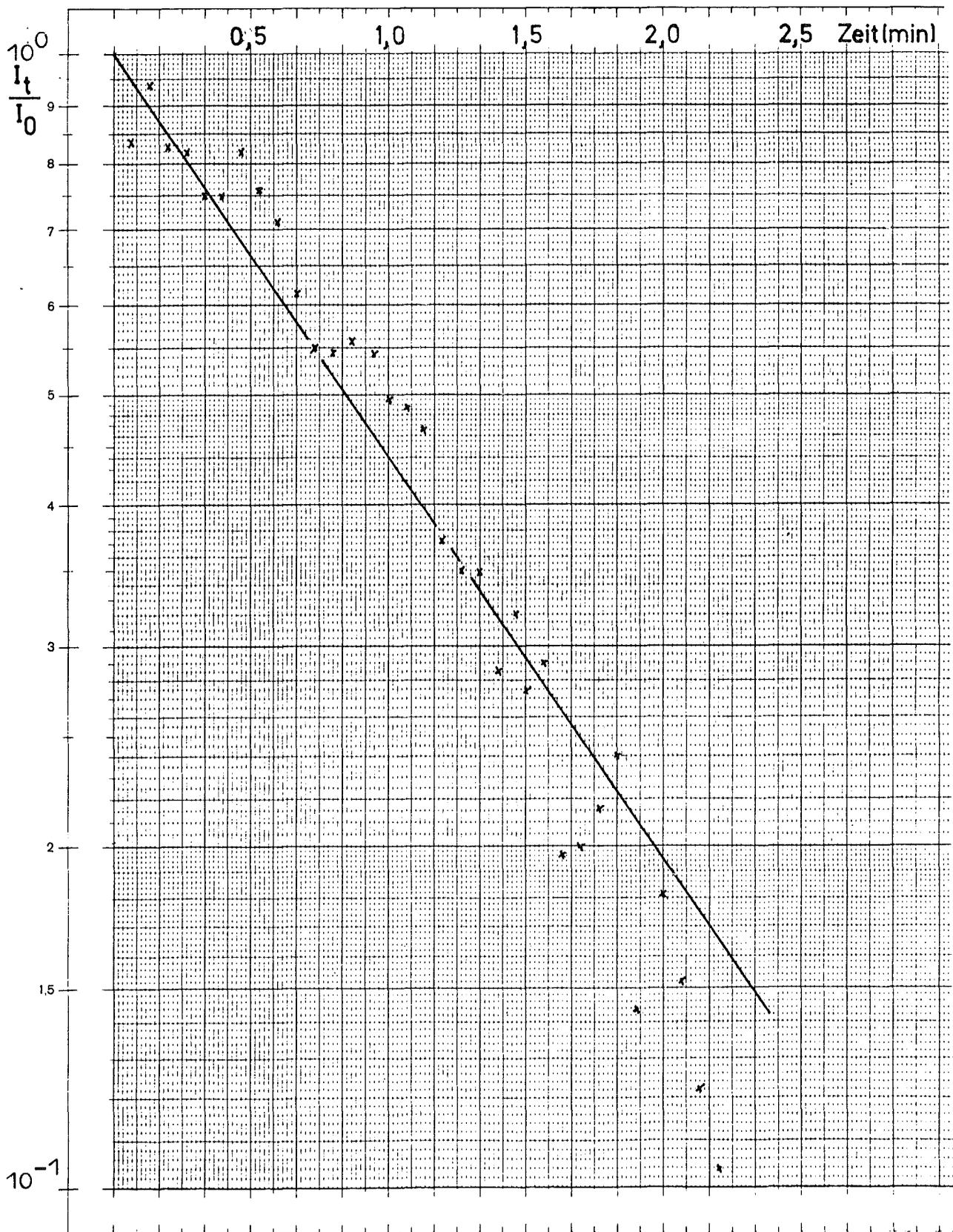


Abb. 45. Bestimmung der Trübekenngröße aus der Steigung der

Geraden $\frac{k}{W_{Sch}} = -\frac{1}{t} \ln \left(\frac{I}{I_0} \right) = -\frac{1}{1,5} \ln 0,29 = 0,825 \text{ 1/min.}$

Anhang 7

Berechnung der Flotationskenngrößen (Beispiel)

Das Flotationsmodell nach Kapitel 3 ist in Basic programmiert.

Nach Eingabe der variablen Prozeßparameter z.B.

Masse Feststoff in der Trübe, Trübehöhe, Rührerdrehzahl, Gasdurchsatz, Oberflächenspannung und den Regressionsparametern der jeweiligen Schaumhöhenfunktion (s. das Beispiel in Abb. 6), berechnet der Computer in Zeitschritten von jeweils 2 Minuten die k_i -Werte für die einzelnen Kornklassen sowohl für Wertmaterial als auch für Gangart.

Mit Hilfe der zu diesem Zeitpunkt vorliegenden Mengen- und Elementverteilung ergeben sich die mittleren k -Werte des gesamten Aufgabegutes in der Zelle.

Mit den einzelnen k_i -Werten läßt sich entsprechend der Gleichung (3.5.7) das Gesamt-, Wertmaterial- und Gangartausbringen und die Elementzusammensetzung der Konzentrate und Trübe berechnen und ausdrucken.

In einem Zeitintervall werden die jeweils zu Beginn des Intervalls vorliegenden Prozessparameter wie Trübedichte, Viskosität, Gasdurchsatz u.a. zur Berechnung der k_i -Werte verwendet.

In den Tabellen 21 und 22 ist je ein Beispiel für die 4-1- und für die 10-1-Zelle aufgeführt.

Der obere Teil zeigt die Flotationsgrößen während der Zeit.

Im unteren Teil sind die Prozeßparameter aufgelistet. Bei den Parametern bei denen 2 Werte stehen, bezeichnet der 1. Wert den Zustand zu Flotationsbeginn, der 2. Wert den gegen Ende der Flotation nach 14 Minuten.

Tabelle 21.

Berechnung der Flotationskenngrößen in der 4-1-Zelle
 Drehzahl 1000 min⁻¹,
 (Ausdruck des Rechners).

ZEITLICHE ANALYSENVERTEILUNG

ZEITINT. IN MIN	%CAF2	%BAS04	%SI02	%MASSENAUSB.	%MASSE BERGE	%CAF2 DER BERGE
SCHAUMWAHRSCH.	K-CAF2	K-BAS04	K-SI02	K-GANG	TRUEBEDICHTE	GR.FLSP.TRUEBE
0 - 2	93.20	4.33	2.46	39.21	60.78	44.83
40.5	0.425	0.048	0.027	0.038	1.42	40
2 - 4	88.57	6.06	5.35	53.14	46.85	31.82
41.3	0.363	0.037	0.025	0.031	1.25	39
4 - 6	76.22	12.87	10.89	59.61	40.38	24.72
42.2	0.309	0.034	0.024	0.029	1.19	39
6 - 8	61.94	21.03	17.02	63.49	36.50	20.75
43.0	0.266	0.032	0.023	0.028	1.16	38
8 - 10	50.98	27.63	21.37	66.39	33.60	18.15
43.9	0.234	0.031	0.023	0.027	1.14	38
10 - 12	44.14	32.12	23.73	68.83	31.16	16.11
44.7	0.211	0.031	0.022	0.027	1.13	37
12 - 14	39.73	35.35	24.91	70.99	29.00	14.35
45.5	0.194	0.031	0.022	0.026	1.12	37

DATUM ,VERSUCH	SCHLAMMAUSTRAG1000 U/MIN
MASSE FESTSTOFF (GRAMM)	2000
TRUEBEHOEHE (CM)	13.5 15
TRUEBEDICHTE (G/CM ³)	1.12
RUEHRERDREHZAH (U/MIN)	1000
WASSERVERBRAUCH (cm ³ /min)	146
FLUESSIG.GESCHW. (CM/S)	208
GASDURCHSATZ (CM ³)	1480 1240
BLASENDURCHMESSER (CM)	0.25
GASVERWEILZEIT (S)	1.3
GASGESCHWINDIGKEIT (CM/S)	11.1
SCHAUMWAHRSCHEINLICHKEIT (%)	45.5
GRENZFLAECHENSP TRUEBE (DYN/CM)	41 37
GRENZFLAECHENSP.SAMMLER (DYN/CM)	28
RANDWINKEL CAF2 (GRAD)	18.5
RANDWINKEL GANGART(GRAD)	.8
FROUDE* DURCHFLUSSKENNZAH FR*Q	0.0051 0.0043

Tabelle 22.

Berechnung der Flotationskenngrößen in der 10-1-Zelle
 Drehzahl 1300 min⁻¹ Luftdurchsatz 4,2 l/min,
 (Ausdruck des Rechners).

ZEITINT. IN MIN	XCAF2	ZBAS04	ZSI02	ZMASSENAUSB.	ZMASSE BERGE	ZCAF2 DER BERGE
SCHAUMWAHRSC.	K-CAF2	K-BAS04	K-SI02	K-GANG	TRUEBEDICHTE	GR.FLSP.TRUEBE
0 - 2	94.94	4.02	1.02	35.58	64.41	44.41
49.3	0.389	0.029	0.014	0.024	1.53	34
2 - 4	85.16	11.89	2.94	50.62	49.37	32.00
48.7	0.343	0.034	0.016	0.028	1.35	34
4 - 6	78.35	17.10	4.53	57.63	42.36	24.33
48.1	0.300	0.032	0.015	0.026	1.27	35
6 - 8	74.20	19.83	5.95	61.27	38.72	19.64
47.4	0.263	0.029	0.013	0.023	1.23	35
8 - 10	73.80	19.20	6.99	63.42	36.57	16.47
46.8	0.233	0.025	0.012	0.020	1.21	36
10 - 12	71.53	20.16	8.29	64.94	35.05	14.08
46.2	0.211	0.022	0.011	0.018	1.20	36
12 - 14	79.28	12.42	8.29	66.60	33.99	12.05
45.5	0.194	0.019	0.010	0.016	1.19	37

DATUM .VERSUCH	ZEITL.SCHAUM AUS	115
MASSE FESTSTOFF (GRAMM)	5500	
TRUEBEHOEHE (CM)	20 20	
TRUEBEDICHTE (G/CM ³)	1.19	
RUEHRERDREHZAH (U/MIN)	1300	
WASSERVERBRAUCH (cm ³ /min)	737	
FLUESSIGK.GESCHW. (CM/S)	290	
GASDURCHSATZ (CM ³)	4219 4219	
BLASENDURCHMESSER (CM)	0.34	
GASVERWEILZEIT (S)	1.5	
GASGESCHWINDIGKEIT (CM/S)	13.0	
SCHAUMWAHRSCHEINLICHKEIT (%)	45.5	
GRENZFLAECHENSP TRUEBE (DYN/CM)	34 37	
GRENZFLAECHENSP.SAMMLER (DYN/CM)	28	
RANDWINKEL CAF2 (GRAD)	18.5	
RANDWINKEL GANGART (GRAD)	.7	
FROUDE*DURCHFLUSSKENNZAH FR*Q	0.0155 0.0155	

76.9

Anhang 8

Berechnung der Sammlermenge (Beispiel)

Nach der Beziehung (A 1.12) bzw. (A 1.13) des Reagenzienmodells werden die Reagenzienmengen berechnet. Die Tabelle 23 zeigt für die 10-1-Zelle mit 5,5 kg Aufgabegut den Berechnungsablauf. Für die einzelne Kornklasse ist ihr Feststoffanteil im Aufgabegut und ihr Wertmaterialgehalt aufgelistet. Für die einzelne Kornklasse berechnet sich eine bestimmte Reagenzienmenge. Summiert man diese einzelnen Mengen auf, so erhält man die Summe. Insgesamt werden 5 Gramm Sammler MWO_2 für 5,5 kg in der 10-1-Zelle benötigt. Dies entspricht 0,91 g/kg.

Tabelle 23.

(Ausdruck des Rechners).

* REAGENZIENDOSIERUNG *

Kornklasse 0 <D< 20	Feststoffanteil 26.8 %	CAF2- Gehalt 58.2 %	Summe Reagenzienmenge	2.84 g
Kornklasse 20 <D< 32	Feststoffanteil 8.2 %	CAF2- Gehalt 62.8 %	Summe Reagenzienmenge	3.43 g
Kornklasse 32 <D< 45	Feststoffanteil 10.2 %	CAF2- Gehalt 62.8 %	Summe Reagenzienmenge	3.94 g
Kornklasse 45 <D< 63	Feststoffanteil 9.0 %	CAF2- Gehalt 62.8 %	Summe Reagenzienmenge	4.27 g
Kornklasse 63 <D< 106	Feststoffanteil 18.3 %	CAF2- Gehalt 63.9 %	Summe Reagenzienmenge	4.68 g
Kornklasse 106 <D< 150	Feststoffanteil 16.5 %	CAF2- Gehalt 67.3 %	Summe Reagenzienmenge	4.95 g
Kornklasse 150 <D< 212	Feststoffanteil 7.6 %	CAF2- Gehalt 65.7 %	Summe Reagenzienmenge	5.03 g
Kornklasse 212 <D< 425	Feststoffanteil 3.0 %	CAF2- Gehalt 61.1 %	Summe Reagenzienmenge	5.05 g
Kornklasse 425 <D< 500	Feststoffanteil 0.1 %	CAF2- Gehalt 61.1 %	Summe Reagenzienmenge	5.05 g

Molekulargewicht	450 g/mol
Molekuelldurchmesser	3.7 *10-8 CM
Aktive Molekuele	1
Sphaerizitaet	.7
Elementdichte	3.1 g/cm3
Feststoffdichte	3.21 g/cm3
Elementgesamtanteil	.627
Fluessigkeitsvolumen	7000 cm3
Feststoffmenge	5500 Gramm

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 baulicher Rohstoffe, Bd. 1,
VEB Deutscher Verlag f. Grundstoffindustrie, Jena 1953.
- /4/ Gaudin, A.M.:
Flotation,
Mc Graw Hill, New York 1957.
- /5/ Fuerstenau, D.W.:
Froth Flotation,
50th Anniversary Volume, American Institute of Mining,
Metallurgical and Petroleum Engineers, New York 1962.
- /6/ Mayer, E.W.; Schranz, H.:
Flotation,
Verlag Hirze, Leipzig 1931.
- /7/ Petersen, W.:
Schwimmaufbereitung,
Verlag von Theodor Steinkopf, Dresden - Leipzig 1936.
- /8/ Schubert, H.:
Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe, Bd. 2,
VEB Deutscher Verlag f. Grundstoffindustrie,
Leipzig 1979, S. 237.

- /9/ Taggart, A. F.:
Handbook of Mineral Dressing,
Verlag John Wiley & Sons, New York 1945/1956.
- /10/ Sutherland, K.L.; Wark, J.W.:
Principles of Flotation,
Australasien Inst. Mining Metallurgy, Melbourne (1955).
- /11/ Glembotskij, V.A.; Klassen, V.J.; Plaskin, J.N.:
Flotation (engl. Übers.),
Verlag Gosgartechnizdat, Moskau 1961.
- /12/ Kihlstedt, P.G.:
Flotation, Ullmanns Encyklopädie der technischen Chemie,
Bd. 2,
Verlag Chemie, Weinheim 1972, S. 110.
- /13/ Winderlich, R.:
Flotation von Kupferlasur im 15. Jahrhundert,
Chem.-Ztg. 57 (1933), S. 971.
- /14/ Wiese, K.; Schmitz, J.; Wollmann, G.:
Das Mineralanreicherungsverfahren Flotation
(Ein Überblick)
Kernforschungszentrum Karlsruhe, KfK 2563 (1978), S. 3
- /15/ Blake, T.D.:
Current Problems in the Theory of Froth Flotation,
VDI-Bericht Nr. 182 (1972), S. 117.
- /16/ Bogdanow, O.S.:
Theoretische Untersuchungen des Flotationsprozesses,
Freiberger Forschungshefte A 59 (1956), S. 45.

- /17/ Clement, M.; Bahr, A.; Bonjer, J.:
Beitrag zur Frage der Anlagerung von Gasblasen
an Mineraloberflächen beim Flotationsprozeß,
VDI-Berichte Nr. 182 (1972), S. 135.
- /18/ Kirchberg, H.; Töpfer, E.:
The Mineralization of Air Bubbles in Flotation
VII. Int. Min. Proc. Congr., New York (1964)
Gordon and Breach (1965), S. 157.
- /19/ Laskowski, J.; Fimm, Ph.; D. Sc.:
Particle-Bubble Attachment in Flotation,
Minerals Sci. Engng. vol. 6, no. 6 (1974), S. 223.
- /20/ Schulze, H.J.; Tschaljowska, S.; Scheludko, A.;
Cichos, Chr.:
Untersuchungen über die Wechselwirkung zwischen Feststoff-
teilchen und Gasblasen bei der Flotation,
Freiberger Forschungshefte A 568 (1977).
- /21/ Siedler, P.:
Luftblase und Flotationsvorgang,
Zeitschrift für Erzbergbau und Metallhüttenwesen
Bd. 5, (1952), S. 49.
- /22/ Singewald, A.:
Adsorption von grenzflächenaktiven Stoffen an Luftblasen
und Feststoffoberflächen, insbesondere bei der selektiven
Flotation von salinaren Mineralien,
VDI-Berichte Nr. 182 (1972), S. 109.
- /23/ Schuch, G.; Löffler, F.:
Über die Abscheidewahrscheinlichkeit von Feststoffpartikeln
an Tropfen in einer Gasströmung durch Trägheitskräfte,
Verfahrenstechnik 5 (1978), S. 302.

- /24/ Barth, W.:
Grundlegende Untersuchungen über die Reinigungsleistung
von Wassertropfen,
Staub 19, Nr. 5 (1959), S. 175.
- /25/ Ihme, F.; Schmidt-Traub, H.; Brauer, H.:
Programm zur Berechnung der Umströmung und des Stoffüber-
gangs an Kugeln,
Universitätsbibliothek der TU Berlin (1972).
- /26/ Langmuir, I.; Blodgett, K.:
A Mathematical Investigation of Water Droplet Trajectories,
Army Air Forces Technical Report 5418 (1946).
- /27/ Löffler, W.; Muhr, W.:
Die Abscheidung von Feststoffteilchen und Tropfen an
Kreiszyklindern infolge von Trägheitskräften
Chemie-Ing.-Techn. 44 (1972), S. 510.
- /28/ Grassmann, P.:
Physikalische Grundlagen der Verfahrenstechnik,
Verlag Sauerländer, Aarau (1970), S. 783.
- /29/ Collins, G.L.; Jameson, G.J.:
Double Layer Effects in the Flotation of Fine Particles,
Chemical Engineering Science (1977) vol. 32, S. 239.
- /30/ Zlokarnik, M.:
Einführung in die Problematik des Stofftransportes
gas/flüssig, Verfahrenstechnische Fortschritte beim Mischen,
Dispergieren und bei der Wärmeübertragung in Flüssigkeiten,
VDI-Gesellschaft, Preprints Düsseldorf (12. 1978).

- /31/ Weinspach, P.M.:
10 Jahre Thermische Verfahrenstechnik und Wärme- und Stoff-
austausch in der Abteilung Chemietechnik der Universität
Dortmund, Festschrift 1979.
- /32/ Manegold, E.:
Schaum, Straßenbau,
Chemie und Technik Verlag, Heidelberg 1953.
- /33/ Ahmad, S.I.:
A Survey of the Laws of Foam Formation and its Application
in the Separation Process,
Separation Science 10 (6) (1975), S. 649.
- /34/ Prins, A.:
Dynamische Oberflächenzustände und Schaumverhalten einer
wässrigen oberflächenaktiven Lösung,
Akers, R.J., Academic Press, London 1976, S. 52.
- /35/ Arbiter, N.; Harris, C.C.:
Flotation kinetics,
AIME Froth Flotation 50th Anniversary Volume D.
W. Fuerstenau (ed)
New York 1962, S. 215.
- /36/ Black, K.G.; Faulkner, B.P.:
Evaluation of Batch Flotation Results by Multiple Linear
Regression
Transactions of AIME Metall vol 252 (1972), S. 19.
- /37/ Imaizumi, I.; Inoue, T.:
Kinetic Consideration of Froth Flotation
VI. Int. Kongreß für Erzaufbereitung, Cannes 1963
London Pergamon Press (1965), S. 581.

- /38/ Vogg, H; Braun, H.; Lubecki, A.:
Radionuklidtechnische Verfahren zur Prospektion,
Exploration und Aufbereitung von Erzen,
Erzmetall Band 32 (1979) 1, S. 8.
- /39/ Dubbel Bd. I,
Taschenbuch für den Maschinenbau
Springer Verlag Berlin - Heidelberg - New York 1974.
- /40/ Weinspach, P.M.:
Hydrodynamisches Verhalten von Suspensionen im Rührgefäß,
Chem.-Ing.-Techn. 41 (1969), S. 516.
- /41/ Brauer, H.:
Grundlagen der Einphasen- und Mehrphasenströmungen
Verlag Sauerländer 1972, S. 889.
- /42/ Hewlett Packard:
HP 67-HP 97 Statistic Packet (1976).
- /43/ Kreyszig, E.:
Statistische Methoden und ihre Anwendungen,
Van den Hoeck & Ruprecht, Göttingen 1975, S. 155.
- /44/ Christen, H.R.:
Anorganische Chemie,
Verlag Chemie, Weinheim 1971.
- /45/ Chemische Fabrik CHEMY, Emmerich
Firmeninformationen (1978), persönliche Mitteilungen.
- /46/ Schmitz, J.; Merz, A.; Kaspers, H.:
Verfahrenstechnische Untersuchungen an einem Rhenania-Phosphat-
Drehofen mit radioaktiven Indikatoren,
Chemie-Technik 5 (1980), S. 229.

- /47/ Mersmann, A.; Einenkel, W.-D.; Käppel, M.:
Auslegung und Maßstabsvergrößerung von Rührapparaten,
Chem.-Ing.-Techn. 47 (1975), S. 953.
- /48/ Wiedmann, J.A.; Steiff, A.; Weinspach, P.M.:
Untersuchungen zur Leistungs-, Suspendier- und Überflutungs-
charakteristik in gerührten, begasten Suspensionsreaktoren,
Vortrag auf dem Jahrestreffen der Verfahrens-Ingenieure 1979
in Nürnberg.
- /49/ Zlokarnik, M.:
Rührtechnik,
Ullmanns Enzyklopädie der technischen Chemie, Bd. 2,
Verlag Chemie, Weinheim 1972, S. 259.