

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
CURSO DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA
METALÚRGICA E DE MINAS

Tese de Doutorado

Efeito da Granulometria na Flotação de Quartzo

Autora: Ana Maria Vieira

Orientador: Antônio Eduardo Clark Peres

Março/2005

Ana Maria Vieira

Efeito da Granulometria na Flotação de Quartzo

Tese de Doutorado Apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia
Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais

Área de concentração: Tecnologia Mineral

Orientador: Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte

Escola de Engenharia da UFMG

2005

AGRADECIMENTOS

- Ao Prof. Antônio Eduardo Clark Peres, meu orientador, pela prontidão com que sempre me atendeu na preparação tanto do projeto final de doutoramento quanto da versão final do meu texto e também pela sua grande compreensão;
- Ao CNPQ por conceder-me a bolsa de estudos que tornou os percalços desta jornada menos sacrificantes;
- Ao SENAI-MG e ao seu Gerente Sr. Ely Paschoal por me permitir utilizar os equipamentos do Laboratório de Mineração dessa unidade;
- Aos membros da banca pela pronta aceitação em compor minha banca de defesa de tese;
- A Efigênia e a Ilda pela amizade e carinho, pelos muitos favores e por todo o incentivo e apoio ao longo da minha trajetória no programa de doutorado;
- A minha amiga Cláudia Lima pela imensurável disponibilidade para me ajudar na apresentação final desse trabalho;
- Ao meu amigo João Ribeiro pela sua disponibilidade para me oferecer assistência técnica a todas as minhas dificuldades com a tecnologia;
- À coordenadoria, aos professores e funcionários do Programa de Pós-Graduação que também estiveram sempre à disposição para me ajudar.

A todos vocês e a todos os meus amigos e amigas que não foram citados meu carinho e minha eterna gratidão.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	12
2. RELEVÂNCIA E OBJETIVOS	16
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	18
3.1. Aspectos Gerais da Flotação	18
3.2. Aspectos Fundamentais da Coluna de Flotação	22
3.2.1. Variáveis Operacionais de uma Coluna de Flotação	26
3.2.1.1. Vazão de Gás (ou Ar)	27
3.2.1.2. Tamanho da Bolha	29
3.2.1.3. “Holdup” do Gás	32
3.2.1.4. Altura da Camada de Espuma	37
3.2.1.5. Água de Lavagem	39
3.2.1.6. “Bias”	40
3.2.1.7. Porcentagem de Sólidos na Alimentação	41
3.3. Efeito das Variáveis de Flotação no Tamanho Máximo de Partícula Flotável	42
3.4. Processo de Captura de Partícula	55
3.4.1. Colisão Partícula-Bolha	59
3.4.2. Adesão Partícula-Bolha	73
3.4.3. Estabilidade/Ruptura do Agregado Partícula-Bolha	86
4. METODOLOGIA	94
4.1. Preparação e obtenção das Amostras de Quartzo	94
4.2. Caracterização das Amostras de Quartzo	97
4.2.1. Caracterização Química	97

4.2.2. Caracterização Granulométrica	97
4.3. Ensaio de Flotação em Célula Mecânica	98
4.4. Ensaio de Flotação em Coluna	99
5. RESULTADOS E DISCUSSÃO	105
5.1 Caracterização Química	105
5.2 Caracterização Granulométrica	105
5.3 Ensaio de Flotação em Célula Mecânica	111
5.3.1. Série 1	111
5.3.2. Série 2	114
5.3.3. Série 3	116
5.3.4. Série 4	120
5.3.5. Série 5	122
5.3.6. Série 6	127
5.3.7. Série 7	131
5.3.8. Série 8	132
5.4 Ensaio de Flotação em Coluna	134
5.4.1. Série 9.....	134
5.4.2. Série 10.....	136
5.4.3. Série 11.....	138
5.4.4. Série 12.....	139
5.4.5. Série 13.....	104
5.4.6 Série 14.....	142
5.4.7. Série 15.....	143

5.4.8. Série 16.....	146
5.4.9. Série 17.....	148
6. CONCLUSÕES	151
7. CONTRIBUIÇÕES ORIGINAIS AO CONHECIMENTO	153
8. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS	154
9. SUGESTÃO PARA TRABALHOS FUTUROS	155
10. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	156

LISTA DE FIGURAS

3.1. Desenho esquemático de uma coluna de flotação, enfatizando-se as zonas de coleta e limpeza. (KELLES, 1996, p. 7).	24
3.2. Efeito do “holdup” do gás (ϕ_g) sobre a eficiência de coleta (E_k), calculada a partir do modelo desenvolvido por Dobby (1987). (DOBBY et al., 1987, p. 256).	34
3.3. Efeito da velocidade superficial específica do gás sobre o “holdup”. (OLIVEIRA et al., 1992, p. 15).	35
3.4. Metodologia para o cálculo da fração volumétrica de gás por meio de medidas de pressão. (GALERY et al., 2001, p. 152).	36
3.5. Recuperação de galena. Células “Rougher”. (TRAHAR, 1981, p. 290).	50
3.6. Influência da dosagem de xantato na recuperação de calcocita. (TRAHAR, 1981, p. 311).	51
3.7. Interação tripla: flotabilidade, hidrofobicidade e tamanho de partícula. (TRAHAR, 1981, p. 315).	52
3.8. Efeito da distribuição estagiada de coletor na recuperação de partículas minerais. (BAZIN et al., 2000, p. 4).	54
3.9. Representação esquemática da colisão de uma partícula com uma bolha de gás. (SCHULZE, 1989, p. 45).	61
3.10 Esboço da definição para a eficiência de coleta, $E_k = \frac{\pi R^2}{\pi r_b^2}$ para uma bolha que move em relação ao líquido. (AHMED, 1989, p. 82).	62
3.11. Eficiência de colisão calculada usando o modelo descrito pela equação 3.34, como uma função do tamanho de partícula para vários tamanhos de bolha. (HEWITT et al., 1994, p. 661).	72
3.12. Sistema de coordenada polar usado na determinação do ângulo crítico de incidência e da probabilidade de adesão. (YOON et al., 1989, p. 112).	75
3.13. Interação partícula-bolha durante o primeiro evento de adesão. (NGUYEN et al, 1997, p. 186).	81

3.14. O agregado partícula-bolha. (a) Geometria de um sistema ideal quando somente a força capilar está presente. (b) Geometria e forças que atuam entre partícula e bolha no momento de destacamento, quando $F_{c_{max}} = F_w + F_e$. (DRZYMALA, 1994, p. 155)	90
4.1. Diagrama de blocos de obtenção das amostras AN, AG, AM e AF	95
4.2 Diagrama de blocos de obtenção das alíquotas das amostras AN, AG, AM e AF para as suas caracterizações química, mineralógica e granulométrica	96
4.3 Fluxograma do procedimento utilizado nos ensaios de flotação em Coluna	101
4.4 Coluna de flotação de laboratório (detalhe da parte inferior)	102
4.5 Coluna de flotação de laboratório (detalhe da parte superior)	103
4.6 Tela do programa utilizado nos ensaios de flotação em coluna	104
5.1 Recuperação de quartzo fino versus pH e dosagem de éter-monoamina	112
5.2 Recuperação de quartzo fino versus pH e dosagem de éter-diamina	113
5.3 Recuperação de quartzo médio versus pH e dosagem de éter-monoamina ...	114
5.4 Recuperação de quartzo médio versus pH e dosagem de éter-diamina	115
5.5 Recuperação de quartzo grosso versus pH e dosagem de éter-monoamina ...	116
5.6 Recuperação de quartzo grosso versus pH e dosagem de éter-diamina	118
5.7 Potencial zeta do quartzo versus pH	119
5.8 Concentração de espécies iônica e molecular versus pH, para uma Concentração inicial de amina de 1×10^{-3} mol/l	120
5.9 Recuperação de quartzo fino, médio e grosso versus porcentagem De sólidos	121
5.10 Recuperação de quartzo presente na amostra natural versus dosagem de éter-monoamina	123
5.11 Recuperações globais de quartzo versus porcentagem de quartzo fino presente na polpa de alimentação da flotação	128
5.12 Recuperação de quartzo fino, médio e grosso presentes nas amostras A1, A2, AN e A3	130
5.13 Recuperação de quartzo presente na amostra AN versus dosagem de éter-diamina	131
5.14 Recuperação de quartzo presente na amostra AN versus pH	133

5.15	Recuperação de quartzo fino versus dosagem de éter-monamina e vazão de ar	135
5.16	Recuperação de quartzo fino versus dosagem de éter-diamina e vazão de ar	137
5.17	Recuperação de quartzo médio versus dosagem de éter-monamina e vazão de ar	139
5.18	Recuperação de quartzo médio versus dosagem de éter-diamina e vazão de ar	140
5.19	Recuperação de quartzo grosso versus dosagem de éter-monamina e vazão de ar	141
5.20	Recuperação de quartzo grosso versus dosagem de éter-diamina e vazão de ar	143

LISTA DE TABELAS

3.1. Valores de \underline{A} e \underline{n} para as condições de fluxo de Stokes, potencial e intermediário. (YOON et al.,1989, p. 111).	67
3.2. Valores de \underline{a} e \underline{b} em função do número de Reynolds da bolha (SCHULZE, 1989, p. 49).	70
4.1 Composições das amostras A1, A2 e A3	96
5.1 Análise química das amostras AG, AM e AF	107
5.2 Análise granulométrica da amostra AF	108
5.3 Análise granulométrica da amostra AM	108
5.4 Análise granulométrica da amostra AG	109
5.5 Análise granulométrica da amostra AN	109
5.6 Análises granulométricas das amostras A1, A2 e A3	110
5.7 Resultados de análises granulométricas dos flotados e recuperações de quartzo grosso, médio e fino presentes na amostra AN	124
5.8 Recuperações de quartzo obtidas com as amostras AF, AM, AG e AN	125
5.9 Resultados de análises granulométricas dos flotados e recuperações de quartzo grosso, médio e fino	129
5.10 Recuperação de quartzo presente nas amostras AF, AM, AG e AN em função do pH	134
5.11 Recuperação de quartzo presente na amostra AN em função da dosagem de éter-monoamina	145
5.12 Recuperação de quartzo presente nas amostras AF, AM, AG e NA para uma vazão de ar de 1000 cm ³ /min	146
5.13 Recuperação de quartzo presente na amostra A1 para uma vazão de ar de 400 cm ³ /min	147
5.14 Recuperação de quartzo presente na amostra A1 em função de vazões de ar e dosagens de éter-diamina	150

RESUMO

Partículas minerais dos mais variados tamanhos são encontradas na polpa durante a flotação. O tamanho da partícula pode variar de décimos de milímetros a micrômetro. A prática industrial e as numerosas investigações mostram que a extensão da flotação de um mineral depende de seu tamanho. Dessa forma, o tamanho das partículas minerais presentes na polpa torna-se, também, uma importante variável na seqüência de eventos que levam à flotação de uma partícula. Neste trabalho estudou-se o efeito da granulometria na flotação de quartzo. Para isso, foram usadas amostras de quartzo puro de diferentes frações granulométricas. Primeiramente, foram realizados ensaios em célula mecânica de flotação, visando a obtenção das melhores condições em que seria alcançada alta recuperação de partículas de quartzo, principalmente as partículas grossas. Em seguida foram realizados ensaios de flotação em coluna, visando alcançar o mesmo nível de recuperação de partículas de quartzo, principalmente, partículas grossas obtidos com a célula mecânica. Foram realizados estudos de potencial zeta visando mostrar uma correlação com os resultados obtidos na flotação. Os resultados de flotação em célula mecânica mostraram, de uma forma geral, que a flotação de quartzo grosso é possível quando as condições de flotação, principalmente pH e dosagem de coletor forem favoráveis. Também, uma alimentação constituída por quartzo grosso, médio e por uma proporção definida de quartzo fino favorece a flotação de quartzo grosso presente nessa alimentação. Os resultados dos estudos de potencial zeta mostraram uma correlação com os resultados obtidos na flotação mecânica, ou seja, o valor de pH para o qual o quartzo apresenta uma maior intensidade de carga superficial foi o mesmo valor para o qual ocorreu a máxima recuperação de quartzo fino, médio e grosso. Os resultados obtidos com a coluna de flotação mostram que a dosagem de coletor exigida para se obter uma alta recuperação de quartzo grosso é maior em relação àquela exigida na flotação mecânica. Entretanto o pH de melhor flotação foi o mesmo. Os ensaios em coluna mostraram também que a presença de diferentes tamanhos de quartzo na polpa de alimentação favorece a flotação de quartzo grosso.

ABSTRACT

Mineral particles of different sizes are present in flotation slurries. The particles size range varies from millimetres to micrometers. Industrial practice and several investigations show that the extent of flotation of a certain mineral depends on its size. So, the sizes of the mineral particles present in the slurry becomes, also, an important variable in the sequence of events that lead to the flotation of a particle. In this work the effect of size in the flotation of quartz was investigated. Pure quartz samples in different size ranges were utilised. Firstly, experiments were performed in a mechanical flotation cell, aiming at achieving the best conditions for high recovery of quartz particles, mainly coarse particles. Next, column flotation experiments were performed, with the target of reaching the same level of quartz particles recovery, mainly coarse particles, achieved in the mechanical cell. The results of mechanical cell flotation showed, in general, that the flotation of coarse quartz is possible under favourable flotation conditions, especially pH and collector dosage. Also, the feed consisting of coarse and medium quartz and adequate proportion of fine quartz, favours the flotation of coarse quartz present in this system. The results of zeta potential determination showed a correlation with the flotation results in the mechanical cell, for the pH value in which quartz presents the highest intensity of surface charge is the same yielding the highest recovery of fine, medium and coarse quartz. The results achieved in the flotation column showed that the collector dosage required for high recovery of coarse quartz is higher than required in the mechanical flotation. Nevertheless, the best flotation pH was the same in both cases. The experiments in the column showed also that the presence of different quartz particles sizes in the feed pulp favours the flotation of coarse quartz.

1. INTRODUÇÃO

A flotação é um processo de concentração que usa características superficiais das partículas minerais para induzir a seletividade por meio de reagentes químicos. Este processo é, em muitos casos, o único caminho para concentrar certos minérios.

Por muitos anos, o beneficiamento de óxidos metálicos contendo sílica tem sido realizado por flotação do componente sílica. Embora a sílica ocorra em várias estruturas cristalinas, ela está presente na natureza principalmente como quartzo (Bleier, 1976). Muitos minérios, dentre eles os minérios de ferro, contêm o quartzo como um dos minerais de ganga.

O quartzo é um mineral constituído de dióxido de silício (SiO_2). Apresenta uma dureza de 7,0 e uma massa específica de $2,65\text{g/cm}^3$. É solúvel apenas em ácido fluorídrico (HF) concentrado. Os íons determinadores de potencial (IDP) são H^+ e OH^- . O pH de seu ponto isoelétrico (PIE) pode variar de 1,3 a 3,7. Reagentes catiônicos (aminas) são efetivos na flotação do quartzo (Glembotskii et al., 1972; Petersen et al., 1997).

A flotação catiônica do quartzo, abaixo de $150\mu\text{m}$, ocorre, sem grandes dificuldades, mesmo na presença de pequena quantidade de amina em faixa de pH que varia de 9,0 a 10,5. Entretanto, a baixa flotação das frações granulométricas mais grossas ($\phi > 150\mu\text{m}$) tem sido responsável por sérios problemas que ocorrem em diversos circuitos de flotação de minérios de ferro: na separação hematita/quartzo por flotação catiônica

reversa, observa-se que partículas de quartzo com diâmetro superior a $150\mu\text{m}$ apresentam baixa resposta à flotação, contaminando o concentrado de hematita.

Os efeitos da granulometria das partículas no processo de flotação têm sido estudados e a principal conclusão obtida nesses estudos é que o tamanho das partículas minerais presentes na polpa de flotação torna-se, também, uma importante variável na seqüência de eventos que levam à flotação de uma partícula.

É sabido que o bom desempenho do processo de flotação depende do sucesso de três eventos, que devem ocorrer de forma seqüencial, dentro de um certo período (Rodrigues, 2001):

Evento 1: após entrar em uma célula de flotação, as partículas minerais deverão colidir com as bolhas de ar, permanecendo em contato com as mesmas por frações de segundo. Tal evento é controlado pelas condições hidrodinâmicas do meio;

Evento 2: durante o contato, partículas com variado grau de hidrofobicidade deverão aderir às bolhas de ar, formando agregados estáveis. Esse evento é controlado por parâmetros físico-químicos interfaciais (ângulo de contato, grau de hidrofobicidade, tempo de indução);

Evento 3: após formado, o agregado partícula-bolha flutuará através de um meio onde várias forças (inércia, gravidade, peso) contrárias a este movimento estão

atuando. Para sobreviver a essas forças, a tenacidade da adesão deverá preponderar sobre elas.

Logo, o processo de flotação, embora complexo, pode ser conceptualizado em termos de subprocessos e a probabilidade de flotação de uma partícula pode ser relacionada com o produto da probabilidade de cada um desses subprocessos acontecer: $P_f = P_c \cdot P_a \cdot P_s$; onde P_f é a probabilidade de flotação; P_c é a probabilidade de colisão; P_a é probabilidade de adesão e P_s é a probabilidade de formação de um agregado partícula-bolha estável.

A literatura fornece resultados experimentais obtidos por vários pesquisadores que estudaram o efeito da granulometria de partícula na flotação. A maioria dos resultados observados relatam que: a menor recuperação de partículas finas é atribuída a uma menor probabilidade de colisão dessas partículas com as bolhas de ar, enquanto que, para as partículas grossas, o decréscimo na recuperação é explicado pela ruptura do agregado partícula-bolha, devido ao tamanho, ao peso e à insuficiente cobertura hidrofóbica das superfícies das partículas grossas.

É importante salientar que a recuperação de partículas grossas de quartzo em um circuito de flotação de minério de ferro poderia ter numerosas vantagens, tais como: obtenção de concentrados de ferro mais puros; possibilidade de se realizar uma cominuição mais grossa dos minérios (nos quais partículas livres de quartzo ocorrem em tamanhos maiores) e deste modo reduzir o consumo de energia com a cominuição dos mesmos.

Assim, dentro deste contexto, este trabalho estudou a flotação de amostras constituídas por quartzo puro de diferentes frações granulométricas em célula mecânica e em coluna de laboratório.

Visando a obtenção das melhores condições para as quais seriam alcançadas maiores recuperações de quartzo de diferentes granulometrias em célula mecânica e em coluna, foi estudado o efeito de variações da granulometria, da dosagem de coletor, do tipo de coletor, da porcentagem de quartzo fino presente na alimentação da flotação e do pH na recuperação global de quartzo e na recuperação de quartzo fino, médio e grosso presentes nas diferentes amostras utilizadas.

2. RELEVÂNCIA E OBJETIVOS

Conforme citado anteriormente, a flotação catiônica de partículas finas de quartzo ocorre sem grandes dificuldades, mas, ao contrário, atualmente, nos circuitos industriais brasileiros de flotação de minérios tem sido observado um decréscimo na recuperação de partículas grossas de quartzo. Por exemplo, na separação hematita/quartzo, presentes em minérios de ferro, por flotação catiônica reversa, observa-se que as partículas de quartzo com diâmetro superior a $150\mu\text{m}$ apresentam baixa resposta à flotação, contaminando o concentrado de hematita. Esse decréscimo na recuperação de partículas grossas pode ser explicado pela baixa estabilidade do agregado partícula-bolha formado. Para aumentar essa estabilidade é necessário aumentar as forças atrativas ou diminuir as forças de ruptura. O primeiro efeito pode ser alcançado pelo aumento do ângulo de contato (ou pelo aumento do grau de hidrofobicidade) através da utilização de um coletor seletivo e de uma dosagem ótima do mesmo. Além disso, as mesmas condições que promovem o contato partícula-bolha, propiciando a formação do agregado, podem ser capazes de destruí-lo imediatamente após a sua formação. Por isso é necessário, também, que essas condições sejam bem definidas.

Portanto, dentro deste contexto, o presente trabalho teve por objetivo o estudo do efeito da granulometria na flotabilidade de partículas de quartzo de diferentes granulometrias em célula mecânica e em coluna de flotação, buscando estender a faixa de tamanho de partículas que poderá ser eficientemente tratada por flotação. Para tanto, foram investigados o efeito de variações da granulometria, da dosagem de coletor, do tipo de coletor, da porcentagem de quartzo fino presente na alimentação da flotação e do pH na

recuperação total de quartzo e na recuperação de quartzo fino, médio e grosso presentes nas diferentes amostras de quartzo utilizadas.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Aspectos Gerais da Flotação

O aumento de demanda nas últimas décadas acarretou um elevado consumo de recursos naturais não renováveis. Devido à exaustão de alguns minérios de teor mais elevado a indústria mineral foi obrigada a processar minérios de baixo teor, complexos e finamente intercrescidos. Para isso, foram realizados a adaptação e o desenvolvimento de novas técnicas e equipamentos e, também, têm sido realizados estudos para investigar a influência de variáveis nos processos de concentração dos minérios, como por exemplo o tamanho das partículas, que, embora sua importância já seja conhecida, não está sendo considerado na avaliação do desempenho do processo de concentração (Oliveira et al.,1992; Li et al., 1993).

Entre as diversas técnicas de beneficiamento, a flotação é um processo de concentração largamente utilizado. Tem sido praticada com sucesso em escala industrial por 100 anos. Segundo Hall (1996), em processamento mineral, não há nenhum método mais seletivo e versátil para separar partículas minerais na faixa de 10 a 250 μ m.

Assim, a flotação em espuma tornou-se um processo comumente empregado na separação seletiva de partículas minerais de valor das partículas minerais de valor secundário, presentes em um minério (Nguyen, 1994).

Embora o princípio da flotação seja simples, os fenômenos que a governam são muito complexos. Ela envolve a fixação seletiva de partículas específicas à bolha de ar e

subseqüente transporte do agregado partícula-bolha da polpa à espuma (Laskowski et al., 1974). Portanto, é um processo que depende do controle da química da polpa, do aumento da hidrofobicidade das partículas minerais que devem ser flotadas (ou fixadas às bolhas), da hidrodinâmica e da dispersão de gás na célula (Deglon et al., 2000; Flint, 1973). Segundo Li (1993), os princípios básicos da flotação de partículas podem ser divididos em duas áreas principais:

- a) química de superfície;
- b) hidrodinâmica.

A química de superfície inclui:

- a) interações;
- b) energia;
- c) adsorção em interfaces;
- d) molhabilidade natural de minerais;
- e) uso de reagentes para tornar hidrofóbicas as superfícies minerais.

A hidrodinâmica inclui:

- a) dispersão das bolhas de ar;
- b) suspensão de sólidos;
- c) colisão e adesão entre partículas minerais e bolhas de ar;
- d) estabilidade do agregado partícula-bolha.

Ressalte-se que o tamanho da partícula é de considerável importância no âmbito da hidrodinâmica da polpa.

Do exposto acima, conclui-se que o processo de flotação pode ser dividido em subprocessos e cada um é influenciado por variáveis químicas e/ou mecânicas. Ahmed et al. (1989) sugeriram que se deve estudar os diferentes subprocessos separadamente, determinando-se os efeitos das variáveis mais importantes em cada caso, para melhor entender a operação global. Há um consenso geral de que a taxa de flotação é fortemente influenciada pelos subprocessos de colisão e de adesão entre partículas minerais e bolhas de ar e pelo subprocesso de formação de um agregado estável partícula-bolha.

A taxa de flotação de partículas minerais pode ser descrita por uma equação de primeira ordem (Ralston, 1999):

$$\frac{dC}{dt} = -kC \quad 3.1$$

onde: C = concentração em massa por unidade de volume;

k = constante cinética.

$$k = \frac{3GE_c E_a E_s h}{2d_b V_r} \quad 3.2$$

onde: G = taxa volumétrica do fluxo de gás;

V_r = volume de referência de altura (h), através do qual as bolhas de diâmetro d_b sobem;

E_c = eficiência de colisão;

E_a = eficiência de adesão;

E_s = eficiência de estabilidade do agregado partícula-bolha

Usando, na equação 3.1, as condições limite:

$$C = C_0 \text{ em } t = 0$$

$$C = C_t \text{ em } t = t$$

e, integrando obtém-se:

$$C_t = C_0 \exp(-kt) \tag{3.3}$$

É importante salientar que a suposição de cinética de primeira ordem é conveniente e simples e foi usada satisfatoriamente por Zuniga (1935) e por Gaudin(1931), (citados por Ahmed et al., 1989). Porém, há, ainda hoje, controvérsia referente à ordem do processo, sendo que o principal debate está entre primeira e segunda ordem.

O produto $E_c \cdot E_a \cdot E_s$ é a eficiência de coleta, que foi assim proposta por Derjaguin (1960) e que focaliza a atenção nas três zonas de interação partícula-bolha, onde, respectivamente, interação hidrodinâmica, forças interfaciais e estabilidade do agregado partícula-bolha são dominantes. Essas interações serão discutidas posteriormente, uma vez que são de grande importância na flotação de partículas de diferentes tamanhos.

Até a década de 1980, a flotação industrial era realizada quase que exclusivamente em equipamentos denominados células mecânicas. Entretanto, essas células de flotação apresentam certas desvantagens, tais como maior turbulência na zona de recuperação,

menor probabilidade de contato partícula-bolha, que limitam a sua seletividade. Com o objetivo de contornar esses problemas, surgiram as colunas de flotação (Wellenkamp et al., 2001).

3.2. Aspectos Fundamentais da Coluna de Flotação

A coluna de flotação ganhou sua primeira aplicação industrial no início da década de 80 e desde então tem sido alvo de atenção de inúmeros pesquisadores, que muito têm contribuído para difusão e aplicação da nova tecnologia em vários segmentos da indústria mineral em todos os continentes (Correia et al., 1995). Pode-se hoje dizer que a coluna de flotação tornou-se um equipamento padrão em circuitos de flotação “cleaner” (Öteyaka et al.,1994; Bergh, 1994).

Existe uma tendência cada vez maior de se substituírem as tradicionais células mecânicas de flotação por uma nova geração de células de flotação que utilizam os princípios básicos da coluna de flotação (Öteyaka et al.,1994).

Comparada à flotação convencional, a flotação em coluna explora o princípio de fluxo de ar em contracorrente ao fluxo da polpa. O objetivo, associado ao conceito da coluna de flotação, é aumentar a eficiência do contato partícula-bolha (Kelles, 1996).

Os resultados culminam numa melhora global da seletividade do processo acompanhada de mais alta recuperação, principalmente das frações mais finas, conforme está demonstrado pela crescente literatura técnica, onde aparecem inúmeras aplicações da flotação em coluna, tanto a nível industrial como em escala piloto, destacando o

processamento de minérios de ferro (Aquino et al., 1998; Wheeler, 1985), de fosfato (Vassalo et al., 1985) e carvão (Bensley et al., 1985), dentre outros.

Três aspectos principais de projeto distinguem a coluna de flotação de uma célula mecânica:

1. a água de lavagem (introduzida geralmente no topo da camada de espuma, na forma de “chuva” suave ou “spray”), que permite construir um leito de espuma estável e profundo. Na prática industrial brasileira de flotação catiônica reversa de minérios de ferro a água de lavagem foi eliminada. Essa condição operacional tende a ser revista visando a uma maior recuperação metálica, sem comprometimento do teor de sílica no concentrado.
2. a ausência de agitação mecânica na célula de coluna (condições ligeiramente próximas do regime de escoamento laminar), que permite separar as espécies úteis da ganga de forma mais quiescente do que na flotação convencional, devido à eliminação da turbulência provocada por agitadores mecânicos. Esta característica é bastante importante para a flotação de grossos, pois a turbulência é um dos fatores que podem favorecer o destacamento de partículas grosseiras coletadas pelas bolhas de ar (Dobby, 1987; Ahmed et al., 1989). Essa foi, também, a principal conclusão obtida por Soto (1992) em seus estudos teórico e experimental. Segundo esse autor, a turbulência em células mecânicas é a limitação mais importante para a recuperação de partículas grosseiras. Foi demonstrado que a recuperação em células convencionais decresce quando a velocidade de agitação aumenta além de um certo valor crítico.

3. o sistema de geração de bolhas na célula de coluna, que pode ser interno (injeção de ar através de um difusor poroso) ou externo.

A FIG. 3.1 apresenta esquematicamente uma coluna de flotação. Ela consiste de duas zonas principais: a zona de coleta (ou de recuperação ou de flotação) e a zona de limpeza (ou de espuma). Essas zonas são separadas pela interface polpa/espuma e definidas de acordo com a função específica de cada uma, como:

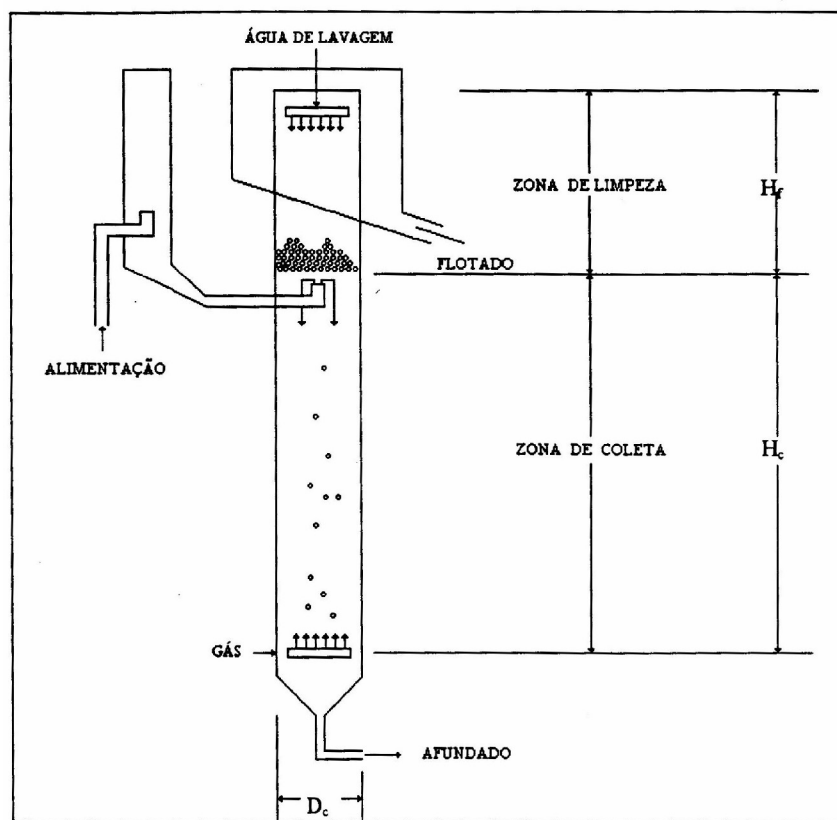


FIGURA 3.1 – Desenho esquemático de uma coluna de flotação, enfatizando-se as zonas de coleta e limpeza. Fonte – KELLES, 1996, p. 7

- a) Zona de limpeza: corresponde ao volume compreendido entre a entrada da alimentação e a descarga do flotado. Nesta zona ocorre o fluxo em contracorrente de bolhas mineralizadas e da água de lavagem, introduzida no topo da coluna. As partículas hidrofílicas que foram arrastadas pelas bolhas de ar e aquelas que

passaram do ponto de alimentação para a zona de limpeza (curto-circuito) são retornadas para a zona de coleta.

- b) Zona de coleta: situada entre a entrada de ar e a interface polpa-espuma. É a parte onde ocorre o fluxo em contracorrente da polpa (partículas minerais sedimentando pela ação da gravidade) e das bolhas ascendentes de ar. Portanto, essa zona tem como objetivo promover o contato e a adesão partícula-bolha.

A recuperação total de um componente mineral em uma coluna é produto das recuperações das zonas de coleta e de espuma. Finch et al. (1990) demonstraram que a recuperação da zona de coleta está diretamente relacionada à cinética de flotação, tempo de residência das partículas e grau de mistura das fases. Esses parâmetros por sua vez dependem das variáveis operacionais e de processo, das características físico-químicas dos minerais presentes e das dimensões da coluna.

Vários pesquisadores investigaram o uso de colunas modificadas. Rubio (1996), por exemplo, apresentou os resultados obtidos com uma coluna de flotação modificada, na qual a zona de espuma foi “separada” da zona de coleta por uma zona intermediária (de 30 e 90cm de comprimento). O objetivo dessa modificação era uma tentativa de melhorar as taxas de material flotado e a capacidade de coleta. Para o estudo, foram usados quatro tipos de minérios. Para o minério de fluorita (partículas abaixo de 150 μ m), foi alcançada uma recuperação de 93,9% e um teor de 96%. Ou seja, foi obtida uma alta recuperação sem que houvesse perda de seletividade do processo. Os resultados obtidos na coluna convencional para o mesmo minério foram: recuperação de 94,9% e teor de 92,9%.

Na operação normal de uma coluna de flotação, a polpa de alimentação é introduzida lateralmente entre 2,0 a 2,5m abaixo de sua borda superior (isto equivale a 17 a 20% da altura total). Ela desce por gravidade em sentido contrário ao de fluxo de bolhas produzido no fundo da coluna, mediante a injeção de ar através de aerador designado como “sparger”, ou, também, injetando diretamente as bolhas de ar produzidas através de um mecanismo gerador externo. As partículas hidrofóbicas fluem por transbordo na parte superior da coluna, após sofrer a ação da água de lavagem aí introduzida, constituindo o produto flotado. Já as partículas hidrofílicas e as menos hidrofóbicas fluem pelo fundo da coluna, constituindo o fluxo de não flotado (Correia et al., 1995).

O controle do processo de flotação em coluna depende de um grande número de variáveis. Essas variáveis podem ter efeito significativo sobre o teor e/ou sobre a recuperação do mineral de interesse. A existência de interações entre essas variáveis, além de perturbações que não podem ser medidas ou controladas, tornam o processo de flotação em coluna um dos mais complexos (Montenegro et al., 2001).

3.2.1. Variáveis Operacionais de uma Coluna de Flotação

Quantificar o efeito das variáveis operacionais sobre a relação entre o teor e a recuperação é essencial para a otimização e o controle de um circuito industrial de flotação.

Técnicas de modelagem e simulação, citadas na literatura, podem ser utilizadas para prever o efeito de variáveis operacionais não analisadas pela amostragem direta.

Montenegro (2001), por exemplo, apresenta um modelo para a flotação de minérios de ferro que permite prever o efeito das condições operacionais sobre a recuperação de ferro e o teor de sílica no afundado (concentrado de ferro).

Investigações experimentais em escala de bancada e de piloto, com o objetivo de estudar os efeitos das variáveis operacionais que mais afetam o processo de flotação em coluna, também são citadas na literatura (Ladeira et al.,1998; Aquino et al.,1998; Wellenkamp et al., 2001). Quintão et al. (1999) conseguiram aumentar a flotação de grossos através de modificações realizadas no projeto original das colunas de flotação.

A seguir serão apresentadas as principais variáveis de operação e seus efeitos no processo de flotação em coluna.

3.2.1.1. Vazão de Gás (ou Ar)

Segundo Laplante et al. (1983), a vazão de ar é uma variável de maior importância na cinética de flotação.

Conforme citado anteriormente, o fluxo de ar é admitido na coluna em sua porção inferior e as bolhas de ar têm trajetória ascendente ao longo da coluna. As partículas minerais são alimentadas na porção superior da zona de recuperação e entram em regime de sedimentação ao longo da coluna. Ao se encontrarem as bolhas de ar com as partículas candidatas à flotação (naturalmente hidrofóbicas ou hidrofobizadas por meio da ação de coletores), estas últimas se aderem seletivamente às primeiras. Este

fenômeno ocorre preferencialmente na zona de coleta (Correia et al., 1995; Ityokumbul et al., 1995).

Os valores de vazão de ar utilizados são, geralmente, transformados em velocidade superficial (J_g) que é definida como sendo a relação entre a vazão de ar, em CNTP, e a área da seção transversal da coluna.

A velocidade superficial de ar máxima que pode ser utilizada em uma coluna está limitada por (Oliveira et al., 1993; Finch, 1989):

- i. perda de “bias” positivo;
- ii. perda do regime de fluxo;
- iii. perda da interface;
- iv. insuficiência do aerador;
- v. tamanho de bolhas.

A velocidade superficial de ar (J_g) crescente aumentará o tamanho de bolha (d_b) na zona de coleta e na zona de espuma. Na zona de coleta a relação é aproximadamente: $d_b \propto J_g^{0,25}$. A relação na zona de espuma não é conhecida (Finch, 1989).

Aquino et al. (1998) realizaram ensaios variando a velocidade superficial do ar de 1,27 a 2,54 cm/s. Os resultados obtidos mostraram que o aumento da velocidade superficial do ar não gerou mudanças significativas no teor de sílica do concentrado e na recuperação de ferro. Em todos os ensaios foram obtidos baixos teores de sílica no concentrado e alta recuperação de ferro.

A partir de estudos em escalas piloto e industrial, Finch (1989) definiu que a velocidade superior de gás é aproximadamente de 3,0 a 4,0 cm/s.

Yianatos et al. (1994) e Falutsu (1994) propuseram métodos de medidas da taxa de gás em máquinas de flotação. Lins e Adamian (1989) estudaram a influência das variáveis aeração e velocidade de agitação na flotação, em célula mecânica, de partículas de ouro em diversas granulometrias. Os resultados mostraram a importância do ajuste adequado nos níveis dessas variáveis à recuperação das partículas mais grossas.

3.2.1.2. Tamanho da Bolha

O tamanho médio das bolhas e sua distribuição são fatores importantes na flotação em coluna, devido ao seu efeito na eficiência de coleta (que é igual ao produto das eficiências de colisão, de adesão e de formação de um agregado estável partícula-bolha) e de transporte das partículas minerais. Essa importância foi notada por Ahmed et al. (1989), que concluíram que bolhas menores são mais eficientes.

Reay et al. (1975), usando somente dois tamanhos de bolha ($d_b < 100\mu\text{m}$) em um sistema estático, mostraram a eficiência de colisão, $E_c \propto d_b^{-1,9}$. Posteriormente, Anfruns et al. (1977) mostraram que ela seria proporcional a $d_b^{-1,69}$. Ahmed et al. (1989) resumiram os dados disponíveis como: $k \propto d_b^{-3}$ para $d_b < 100\mu\text{m}$ e $k \propto d_b^{-2,6}$ para $100\mu\text{m} < d_b < 1000\mu\text{m}$. Yoon e Luttrell (1986) sugerem a proporcionalidade: $k \propto d_b^{-2,3}$ para $300\mu\text{m} < d_b < 450\mu\text{m}$, para um sistema imóvel. Onde k é a constante cinética.

Já Ahmed e Jameson (1985) estudaram tamanhos de bolhas na faixa de 75 a 655 μm e verificaram também que as bolhas menores (abaixo de 100 μm) proporcionaram uma flotação mais eficiente.

Observação similar foi obtida por Dobby (1987), estudando os efeitos dos tamanhos da bolha e da partícula na eficiência de coleta. Foi verificado que a eficiência de coleta cresceu com o decréscimo do tamanho da bolha, devido aos aumentos de ambas eficiências, de colisão e de adesão. Para o maior tamanho de partícula estudado (60 μm), maior eficiência de coleta foi obtida com bolhas menores. Foi relatado que o aumento da eficiência de coleta com o decréscimo do tamanho da bolha é atrativo, porém, bolhas menores não melhoraram a seletividade.

Penafiel et al. (1994), investigando o efeito do tamanho de bolhas na constante cinética de flotação, verificaram que ela é afetada pelo tamanho médio da bolha. Também neste estudo, bolhas menores proporcionaram uma maior constante cinética. Para bolhas na faixa de 0,8 a 2,0mm e velocidade superficial de gás na faixa de 1,0 a 2,5cm/s, os autores afirmaram que a constante cinética é uma função exponencial do tamanho da bolha. Para a sílica (4 a 41 μm), por exemplo, $k \propto d_b^{-1,54}$ e $E_k \propto d_b^{-0,54}$; onde k é a constante cinética de flotação e E_k é a eficiência de coleta. Eles observaram também que, para a faixa de tamanho de bolha estudada (0,8 a 2,0mm), bolhas menores são mais eficientes na coleta de partículas grossas. Para partículas muito pequenas ($d_p < 5\mu\text{m}$), o efeito do tamanho de bolha na eficiência de coleta é pouco significativo.

A partir dos estudos citados aqui e outros citados na literatura, pode-se concluir que há uma concordância nos resultados obtidos, ou seja, o decréscimo no tamanho da bolha melhora a eficiência de coleta tanto para partículas finas como para partículas grossas. Segundo Dobby e Finch (1986) bolhas menores por apresentarem área superficial maior por volume, aumentando a cinética de coleta e transportando mais sólidos por volume de ar. Porém, é importante salientar que bolhas de tamanho muito reduzido apresentam uma velocidade de ascensão que pode ser inferior à velocidade descendente da polpa, acarretando perdas de sólidos coletados no fluxo de não flotado. Além disso, foi advertido que a vantagem de usar bolhas pequenas em coluna de flotação não foi tão direta quanto indicaria a primeira impressão. Considerando a interação entre tamanho de bolha, velocidade superficial de gás e taxa de fluxo de polpa, esses pesquisadores estudaram o efeito combinado dessas três variáveis na taxa de coleta de partículas na coluna. As duas conclusões principais desse estudo foram:

- i. há uma velocidade máxima de gás (J_{gm}) que pode ser aplicada, acima da qual ocorre o transbordamento. Bolhas de ar menores e maiores velocidades descendentes da polpa são ações para diminuir este limite máximo de J_g ;
- ii. para um diâmetro específico de bolha, a taxa máxima de coleta é obtida enquanto se opera em J_{gm} . Existe um diâmetro de bolha que otimiza a taxa de coleta de partículas se a operação em coluna é em J_{gm} .

Deglon et al. (2001) estudando mais de 50 tipos de células individuais de flotação com volumes entre 3 a 60m^3 observaram que o tamanho de bolha varia em uma faixa de 1,2 a 2,7mm, tendo um tamanho médio de 1,6mm. Segundo eles não há uma relação óbvia entre o tamanho de bolha e o tamanho da célula ou a intensidade de potência. Também

foi observado que o tamanho das bolhas em coluna de flotação é significativamente maior que em células mecânicas.

Os efeitos de variáveis físicas e químicas no tamanho das bolhas foram estudados por O'Connor et al. (1990). Aumentos na viscosidade da polpa, no tamanho de partículas, na densidade da polpa e na taxa de fluxo de ar resultaram em um aumento no tamanho da bolha. Já um aumento na temperatura reduziu esse tamanho. Foi observado também que uma redução na viscosidade da polpa, que provocou um decréscimo no tamanho da bolha, produziu um aumento na eficiência de coleta. Dentre as variáveis químicas estudadas, a presença de espumante e íons na solução diminuiu o tamanho da bolha e um aumento no pH aumentou o tamanho da bolha. Segundo esses autores, em geral, o tamanho de uma bolha na fase de polpa é influenciado principalmente pelos seguintes fatores:

- i. tamanho da abertura da qual ela emerge;
- ii. altura hidrostática contra a qual ela está comprimida;
- iii. tensão superficial da interface formada com a polpa quando ela emerge;
- iv. velocidade de emergência e o volume e a pressão de gás injetado;
- v. turbulência da polpa adjacente.

3.2.1.3. “Holdup” do Gás

O “holdup” do ar da coluna de flotação pode ser definido como sendo a fração volumétrica da zona de coleta (ou da zona de espuma) ocupada pelo ar.

Segundo Tavera et al. (2001) o “holdup” do gás é uma variável que afeta o desempenho da flotação e é uma função de um grupo amplo de variáveis presentes na flotação, tais como: variáveis químicas, operacionais e de projeto, pois ele está relacionado com o tamanho de bolha, com o tipo de aerador, com a taxa de fluxo de ar, com as características e concentrações do espumante, com a taxa de fluxo de polpa, com o conteúdo de sólido, dentre outras.

Em termos de desempenho de flotação, algumas teorias sugerem que maiores “holdup” poderiam levar a cinéticas mais favoráveis através do maior número de bolhas por unidade de volume. Porém, outras teorias sugerem que maiores “holdup” poderiam provocar uma redução do desempenho de flotação devido ao aumento do tempo de residência do gás, resultando no destacamento de partículas carregadas pelas bolhas (Deglon et al., 2000).

Dobby (1987) modelou o efeito do “holdup” do gás. A FIG. 3.2 mostra os resultados obtidos. Observa-se que um aumento no “holdup” do gás acarretou um aumento na eficiência de coleta (E_k) para todos os tamanhos de partículas estudados. Segundo o autor, a principal razão desse resultado é o decréscimo na velocidade de ascensão da bolha. Um aumento no “holdup” do gás pode ser conseguido aumentando a vazão de gás (melhor quantificada pela velocidade superficial de gás – J_g). Porém, isto causará também um aumento do tamanho de bolha, o que poderá ser prejudicial ao sistema.

A relação entre o “holdup” do gás (ϵ_g) e a velocidade superficial do gás (J_g) é mostrada na FIG. 3.3. Essa relação é utilizada para definir o regime de fluxo dentro de uma

coluna. Verifica-se que o “holdup” cresce linearmente com a velocidade superficial do gás até um ponto onde ocorre um desvio. A região linear da curva caracteriza-se pela distribuição homogênea de tamanho e de forma das bolhas ascendentes numa taxa uniforme, adequada ao processo de flotação, denominado regime “bubbly flow”. Acima do valor limite de J_g o “holdup” do gás torna-se instável, e as bolhas tornam-se grandes, não uniformes e em movimento irregular no interior da coluna, caracterizando o regime turbulento, indesejável para o processo de flotação em coluna.

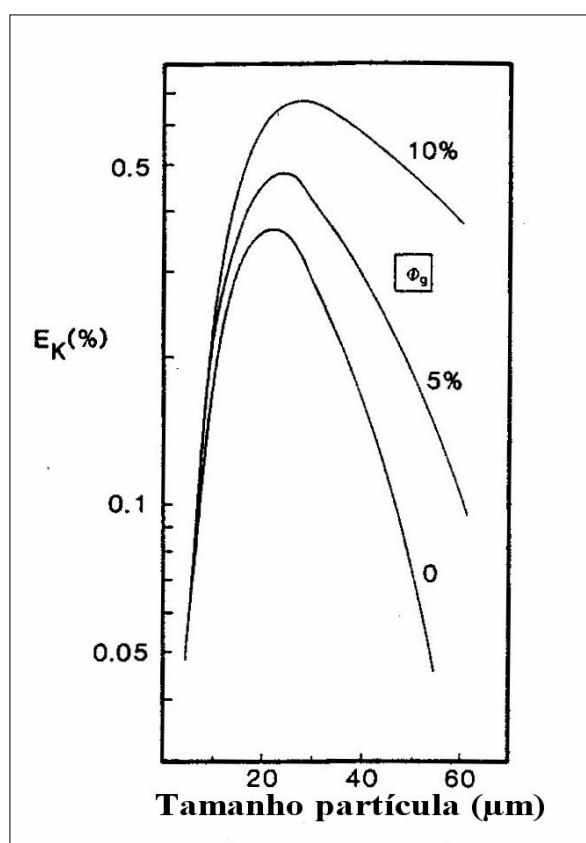


FIGURA 3.2 - Efeito do “holdup” do gás (ϕ_g) sobre a eficiência de coleta (E_k), calculada a partir do modelo desenvolvido por Dobby (1987). Tamanho de bolha = 0,1cm; densidade da partícula = 4,0g/cm³.
Fonte – DOBBY, 1987, p. 256.

Normalmente sensores de pressão e de condutividade são usados para medir a fração volumétrica do gás (ϵ_g) (Galery et al., 2001).

Para a medição do “holdup” do gás através de transdutores de pressão é necessário conhecer o valor da densidade da polpa (ρ_{sl}). Neste caso, o “holdup” do gás é estimado usando a seguinte equação (Finch e Dobby, 1990):

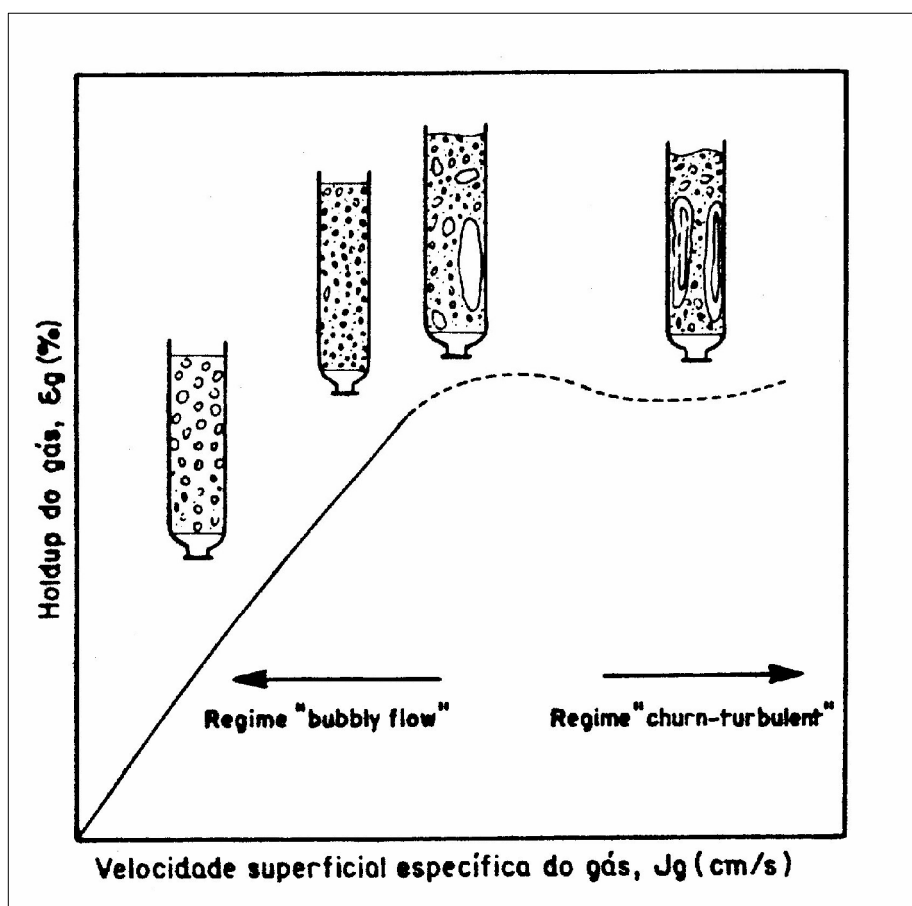


FIGURA 3.3 – Efeito da velocidade superficial específica do gás sobre o “holdup”.

Fonte – OLIVEIRA, 1992, p. 15

$$\epsilon_g = 1 - \frac{\Delta p}{\rho_{sl} g \Delta L} \quad 3.4$$

onde:

Δp = diferença de pressão (kPa) obtida nos manômetros P_1 e P_2 ;

ρ_{sl} = densidade de polpa (g/cm^3);

g = aceleração da gravidade (cm/s);

ΔL = distância entre os manômetros de pressão (cm).

A FIG. 3.4 apresenta a metodologia para o cálculo do “holdup” do gás por meio de medidas de pressão.

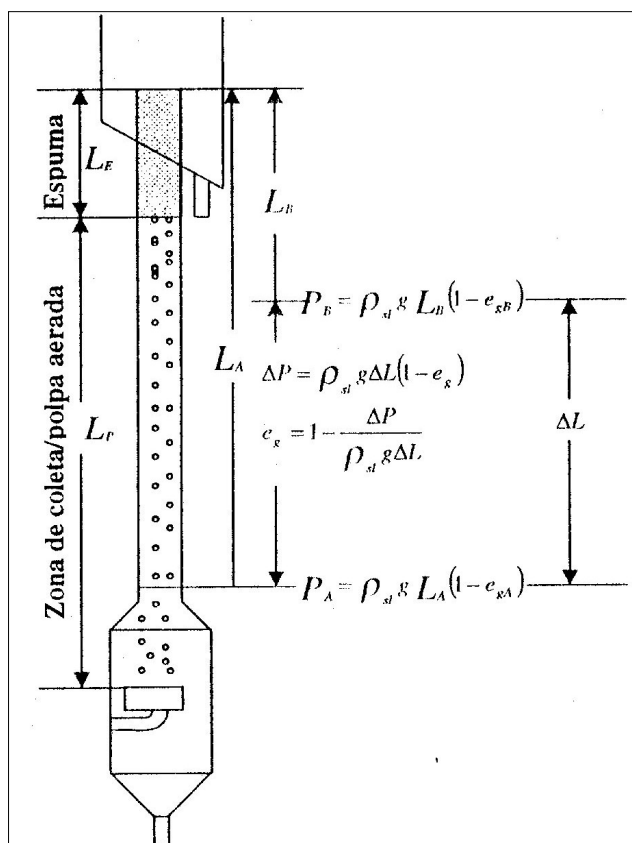


FIGURA 3.4 – Metodologia para o cálculo da fração volumétrica de gás por meio de medidas de pressão.

Fonte – GALERY et al., 2001, p. 152.

Ensaio realizado em coluna de 91cm por Galery et al. (2001) mostraram que valores do “holdup” do gás obtidos por pressão e por condutividade apresentaram valores semelhantes.

Tavera et al. (2001) realizaram medidas do “holdup” do gás usando sondas de condutividade. Os experimentos foram realizados em sistemas de duas fases ar-água

com e sem adições de surfatante (Dowfroth 250). Eles verificaram que há diferenças radiais no “holdup”, que depende do sistema de arranjo e desempenho dos “spargers”. Os ensaios mostraram que se o gás é uniformemente distribuído na coluna, o uso de defletores verticais reduz tais diferenças no “holdup” do gás. Foi observado que a adição de espumante reduz as diferenças radiais do “holdup” na coluna e aumenta seu valor, quando comparado com aqueles apresentados na ausência do surfatante. A adição de espumante reduz o tamanho da bolha, conseqüentemente, aumenta o fluxo de superfície de bolha (S_b)¹. Os experimentos mostraram que S_b variou entre 12 e 120s⁻¹, os quais são valores típicos para sistemas de duas fases ar-água.

3.2.1.4. Altura da Camada de Espuma

A espessura da camada de espuma é uma das variáveis de processo mais importantes na operação de colunas de flotação (Ladeira et al., 1998). Essa variável está intimamente ligada à seletividade do processo. Seu controle pode ser feito por sensores de pressão diferencial, flutuadores, sensores de temperatura e sensores ultra-sônicos (Galery et al., 2001).

A camada de espuma, de baixo para cima, é constituída de três seções: camada de bolhas expandidas; camada de bolhas empacotadas; camada de drenagem da espuma convencional acima da entrada da água de lavagem (Finch, 1989).

Na prática, o nível da interface pode ser afetado tanto pela manipulação da vazão de alimentação quanto pela manipulação da vazão de descarga do afundado. É afetado,

¹ S_b = Fluxo de superfície de bolha. Representa a disponibilidade de ar para a coleta de partículas hidrofóbicas em termos de área total das bolhas, atravessando a área transversal da região de polpa

também, por variações nas vazões de alimentação de ar e de água de lavagem (Tao et al., 2000).

Não existe uma regra geral para determinação da altura da camada de espuma. Se o arraste hidráulico é o único problema, uma camada relativamente curta pode ser suficiente, uma vez que o arraste de partículas é eliminado próximo à interface polpa/espuma, quando operando com velocidade superficial de gás moderada ($J_g < 1,5\text{cm/s}$). Se o objetivo é obter seletividade entre as espécies minerais ou se a taxa de gás é elevada, recomenda-se trabalhar com camadas de espumas maiores (Oliveira et al., 1992).

Uma limitação importante para recuperar partículas grossas está relacionada a aspectos da espuma, tais como: estabilidade, transporte, profundidade e estabilidade de partículas grossas na espuma. Soto (1992) observou que quanto maior o tamanho da partícula, menor a recuperação na camada de espuma. Conseqüentemente, aumentando a profundidade da espuma, a recuperação de grossos diminui.

Também Hall (1996) declarou que a recuperação de partículas grossas pode ser aumentada quando a estabilidade da espuma for controlada. Segundo ele, isso pode ser conseguido através da manipulação de algumas variáveis apropriadas, tais como: taxa de fluxo de ar e taxa de fluxo de água de lavagem.

3.2.1.5. Água de Lavagem

Uma das características que distingue a coluna de flotação da célula convencional é a existência da água de lavagem.

O termo “água de lavagem” é utilizado para se referir à água que se injeta de forma suave na zona superior de transbordo de uma coluna. O propósito de sua utilização é conseguir melhorar a qualidade ou o teor do produto flotado, quando este é o produto de uma flotação direta ou minimizar a perda de matéria útil, quando se trata de uma flotação reversa. Estudos citados na literatura têm mostrado a sua importância no processo de flotação em coluna (Luttrell, 1988; Dobby, 1990; Tao et al., 2000).

O efeito do ponto de adição dessa água foi estudado por Tao et al. (2000). Para isso, ensaios foram realizados variando o ponto de adição da água de lavagem dentro da camada de espuma. As vazões de aeração, de alimentação e de água de lavagem foram mantidas constantes durante os ensaios. Os resultados mostraram que o conteúdo de partículas hidrofílicas no flotado diminuiu quando o ponto de adição da água de lavagem foi movido do topo da espuma para dentro da célula. Entretanto, quando o ponto de adição foi movido para perto da interface polpa-espuma, a zona de espuma estabilizada tornou-se muito pequena para prevenir efetivamente a entrada de partículas finas hidrofílicas; conseqüentemente, o conteúdo dessas partículas no flotado foi aumentado.

A vazão ótima da água de lavagem é aquela na qual se minimiza o arraste, sem perda da estabilidade da espuma. Segundo Tao et al. (2000), a vazão apropriada dessa água

depende principalmente da vazão de aeração, concentração do espumante e características do minério.

3.2.1.6. “Bias”

Para que a ação de limpeza (eliminação das partículas arrastadas hidraulicamente) seja efetiva é necessário que ocorra um fluxo residual de água através da zona de limpeza. Este fluxo, denominado “bias”, é definido como a relação volumétrica entre a vazão de polpa no não flotado e a alimentação.

Geralmente, as colunas de flotação são operadas com um “bias” positivo. Convencionou-se que o “bias” será positivo quando o fluxo residual se deslocar para baixo, a vazão da água de lavagem será suficiente para substituir a água de alimentação no flotado e promover o deslocamento de uma fração de água nova para a base da coluna (nesta condição tem-se que a vazão do não flotado > vazão da alimentação).

Mas, em um contexto diferente, colunas operando com “bias” negativo têm sido propostas por Öteyaka et al. (1994), para a recuperação de minérios liberados em tamanhos grosseiros tais como fosfatos e outros minérios não metálicos. Um “bias” negativo reduz ou até mesmo elimina a camada de espuma. Isto pode aumentar a entrada de partículas finas, mas, segundo os autores, a presença de finos é desprezível em alimentação de minérios fosfáticos, que são usualmente deslamados antes da flotação. Os autores afirmaram que a redução da camada de espuma, somada à baixa turbulência prevalecente na coluna, fornece condições favoráveis para a rápida flotação de partículas grosseiras. Com isso, esses pesquisadores desenvolveram um modelo

teórico para a flotação de partículas grossas em uma coluna com mínima espuma, ou seja, operando com “bias” negativo. O modelo assume o fluxo pistão (“plug flow”) de partículas e bolhas, baixa turbulência e mecanismo de coleta baseado na interceptação partícula-bolha. Resultados experimentais obtidos com o quartzo e com a calcita estão de acordo com os valores previstos pelo modelo para tamanhos de partículas na faixa de 100 a 700 μm .

3.2.1.7. Porcentagem de Sólidos na Alimentação

Em virtude da eficiente ação de limpeza produzida pelo efeito combinado entre qualidade da espuma e “bias” positivo, que caracterizam sistemas de flotação, como mencionado anteriormente, pode-se utilizar uma alta porcentagem de sólidos (30 a 50%) na polpa de alimentação da coluna, sem afetar apreciavelmente o teor do concentrado. Por outro lado, a capacidade de transporte das bolhas sempre constituirá um fator limitante, especialmente em sistemas que estejam operando com partículas ultrafinas ($< 10\mu\text{m}$) e que requerem uma alta recuperação de sólidos no concentrado, tais como em operações de limpeza via flotação em coluna (Correia et al.,1995).

Segundo Glembotskii et al. (1972), partículas grossas são freqüentemente melhor flotadas em polpas mais diluídas, nas quais há uma menor tendência ao destacamento.

Segundo Albuquerque (1999), as condições operacionais típicas de uma coluna são:

- i. velocidade superficial de ar: 1 a 3cm/s;
- ii. velocidade superficial de polpa: 0,5 a 2,0cm/s;
- iii. velocidade superficial de água de lavagem: 0,3 a 0,8cm/s;

- iv. velocidade superficial de “bias”: 0,01 a 0,3cm/s;
- v. “holdup” de ar: 10 a 25%;
- vi. altura da camada de espuma: 0,5 a 1,5m;
- vii. tamanho de bolha: 0,5 a 2,0mm.

3.3. Efeito das Variáveis de Flotação no Tamanho Máximo de Partícula Flotável

Partículas minerais dos mais variados tamanhos são encontradas na polpa durante a flotação. O tamanho da partícula pode variar de décimos de milímetro a micrômetro. A prática industrial e as numerosas investigações mostram que a extensão da flotação de um mineral depende de seu tamanho. Dessa forma, o tamanho das partículas minerais presentes na polpa torna-se, também, uma importante variável na seqüência de eventos que levam à flotação de uma partícula (Glembotskii et al., 1972; Bazin et al., 2001).

A obtenção do tamanho máximo de partícula que poderá ser flotada através de curvas de recuperação versus tamanho tem-se tornado uma prática usual em experimentos de flotação (Hewitt et al., 1994).

Segundo Trahar (1981), essas curvas têm uma forma característica e podem ser divididas convenientemente, mas arbitrariamente, em três regiões:

- i. região de finos: compreende os finos, os quais são difíceis de serem flotados e separados;
- ii. região de médios: compreende as partículas de tamanho intermediário, as quais são, usualmente, as mais fáceis de serem flotadas;

- iii. região de grossos: compreende as partículas de tamanho grosseiro. Nesta região, a flotação pode ser fácil ou difícil, conforme o mineral e as condições.

Através de observações experimentais pode-se concluir que, para cada sistema de flotação, há um limite superior de tamanho de partícula flotável. Se as partículas excedem este tamanho limite, elas não podem ser flotadas nas condições que prevalecem naquele caso. Há na literatura muitos estudos que investigaram, experimentalmente e por meio de modelos teóricos, este limite superior de tamanho de partícula flotável. Alguns desses estudos serão citados a seguir.

Drzymala (1994) deduziu a equação apresentada a seguir, que relaciona o tamanho máximo de uma partícula que pode ser flotada (r_{\max}) aos parâmetros essenciais da flotação, tais como: densidade da partícula (ρ_p), densidade do meio (ρ_w), tensão superficial do líquido (σ), raio da bolha (R) e ângulo de destacamento (θ_d):

$$\pi r_{\max} \sigma (1 - \cos \theta_d) - \left[\frac{4}{3} \pi r_{\max}^3 \rho_p g - \pi r_{\max}^3 \rho_w g \left\{ \frac{2}{3} + \cos \frac{\theta_d}{2} - \frac{1}{3} \cos^3 \frac{\theta_d}{2} \right\} \right] - \pi r_{\max}^2 (1 - \cos \theta_d) \left(\frac{\sigma}{R} - R \rho_w g \right) = 0 \quad 3.5$$

Segundo o autor, a equação 3.5 é a mais completa entre as publicadas na literatura. A partir da equação 3.5, esse autor obteve a equação 3.6, que permite o cálculo do tamanho máximo de partícula flotável (r_{\max}):

$$r_{\max} = \left(\frac{3\sigma}{2g(\rho_p - \rho_w)} \right)^{0.5} \operatorname{sen} \frac{\theta_d}{2} \quad 3.6$$

onde: θ_s = ângulo aproximado de destacamento.

Conforme relatado pelo autor, a equação 3.6 tem sido aplicada em vários estudos para o cálculo da hidrofobicidade de partícula. Ela pode ser usada, ainda, para relacionar o diâmetro máximo de uma partícula flotada, para $\theta_s < 40^\circ$.

Para o cálculo do ângulo de contato (θ), o autor deduziu a equação 3.7:

$$\theta = \arcsen\left[\frac{r_{\max}}{R} \sen \frac{\theta_d}{2}\right] + \frac{\theta_d}{2} \quad 3.7$$

Assim, ele calculou o ângulo de contato a partir do ângulo de destacamento, que foi calculado através da equação 3.6 e do diâmetro máximo da partícula flotada (determinado experimentalmente). O diâmetro mínimo da bolha (d_b), para flotar uma partícula de diâmetro máximo, foi calculado por meio da equação 3.8:

$$d_b = d_{\max} \left(\frac{\rho_p - \rho_w}{\rho_w} \right)^{0,5} \quad 3.8$$

Schulze (1982), também, deduziu a equação apresentada a seguir que permite calcular o $d_{p\max}$ para tamanhos de partícula menores que $600\mu\text{m}$.

$$d_{p\max} \approx \left(\frac{-6\gamma \sen(180 - 0,5\theta) \sen(180 + 0,5\theta)}{\Delta\rho g + \rho_p b m} \right) \quad 3.9$$

Onde:

γ = tensão superficial da polpa, mN/m;

$\Delta\rho = \rho_p - \rho_{fl}$, diferença de densidade entre a partícula e o fluido, g/cm³;

θ = ângulo de contato, grau;

bm = vortex de aceleração, cm/s²;

g = aceleração da gravidade, cm/s².

Yoon et al. (1989) propôs a equação 3.10, geral, na qual a eficiência de coleta (E_k) é função dos tamanhos de partícula e de bolha:

$$E_k = A \left(\frac{d_p}{d_b} \right)^n \quad 3.10$$

onde:

A e n são parâmetros que variam com o número de Reynolds¹ da bolha;

d_p e d_b são, respectivamente, os tamanhos de partícula e de bolha.

Penafiel et al. (1994), estudando a influência do tamanho de partículas de 5 a 50 μ m na eficiência de coleta, observaram que a curva E_k x d_p passa por um máximo. Eles explicaram esse máximo, levando em consideração o efeito oposto do tamanho de partícula sobre colisão e adesão. Com o aumento de d_p , a eficiência de colisão aumenta, mas a de adesão diminui. Outra observação feita pelos autores é que o máximo desloca-se para maior d_p quando o tamanho de bolha diminui (de 2,0 para 0,8mm), mostrando

¹ Número de Reynolds de bolhas = $d_b \cdot v_b \cdot \rho_p / \mu_p$. Onde: d_b = diâmetro da bolha; v_b = velocidade da bolha; ρ_p = massa específica da polpa e μ_p = viscosidade da polpa.

que bolhas menores são efetivas na coleta de partículas maiores. As eficiências de coleta, de colisão e de adesão serão discutidas nos tópicos posteriores.

Vários estudos têm sido realizados com o objetivo de se estender a faixa de tamanho ou o tamanho máximo de partícula que pode ser eficientemente tratada por flotação. Nesses estudos, são investigados os efeitos das variáveis que mais podem afetar o comportamento dessas partículas na flotação (Hall, 1996). Ahmed et al. (1989), por exemplo, estudaram o efeito da agitação (100, 300 e 600rpm), em uma célula mecânica, na constante cinética de coleta, para diferentes tamanhos de partículas de quartzo (5, 10, 20 e 40 μm) e diferentes tamanhos de bolha (75, 165, 360 e 655 μm). Foi observado que, para uma agitação de 300rpm, bolhas de todos os tamanhos foram efetivas, sendo que bolhas de 75 μm proporcionaram maior constante cinética de coleta. Em 600rpm, as taxas de flotação para as três bolhas maiores são menores que aquelas obtidas em agitação mínima (100rpm). Foi verificado, ainda, que a agitação tem um efeito significativo na relação constante cinética de coleta-diâmetro da partícula e que ela está relacionada com o diâmetro da bolha.

Trabalhos realizados por outros pesquisadores, citados por Ahmed et al. (1989), abordaram, também, o efeito da agitação no tamanho máximo de partícula flotável. Observaram que, para partículas grossas (especialmente acima de 500 μm), a recuperação foi máxima para uma velocidade de agitação mínima (necessária apenas para promover a suspensão total de todas as partículas) e decresceu com o aumento da velocidade de agitação.

Trahar (1981) observou que partículas grossas de diferentes minerais apresentam variações nas porcentagens recuperadas e uma sensibilidade ao meio químico, quando comparadas com as partículas de tamanhos intermediário e fino. Assim, segundo o autor, o primeiro indício de uma deficiência de coletor ou ativador ou de um excesso de depressor ou de um pH não favorável ou de alguma outra variável que poderia reduzir a hidrofobicidade do mineral é mostrada pelo decréscimo na taxa de flotação de partículas grossas.

Öteyaka e Soto (1994) investigaram o efeito de partículas grossas de quartzo e calcita (126 a 714 μm) em colunas de flotação, variando alguns parâmetros de operação. Eles chegaram às seguintes conclusões:

- i. a recuperação na coluna é possível em uma faixa de tamanho de partícula mais grossas que em célula mecânica;
- ii. as partículas de aproximadamente 100 μm a 1000 μm , se liberadas, apresentaram uma rápida cinética de flotação. Uma coluna com zona de coleta de apenas 100cm de comprimento foi suficiente para alcançar máxima recuperação. Ressaltando que, para esse estudo, a superfície do mineral que deveria ser flotado era hidrofóbica o bastante para induzir à adesão, cada vez que a partícula e a bolha colidiam;
- iii. a cinética de flotação de partículas menores que 50 μm era controlada por uma menor probabilidade de colisão. Para compensar essa menor probabilidade, maiores “holdup” e menores bolhas deveriam ser usados;
- iv. analisando os resultados obtidos, os autores concluíram que a cinética de flotação de partículas grossas é controlada pela estabilidade dos agregados

formados. Para aumentar essa estabilidade é necessário aumentar as forças atrativas ou diminuir as forças de ruptura. O primeiro efeito pode ser alcançado pelo aumento do ângulo de contato (ou pelo aumento do grau de hidrofobicidade) através da utilização de um coletor seletivo e de uma dosagem ótima do mesmo.

Ensaio de flotação de galena e de quartzo foram realizados por Li et al. (1993), em diferentes faixas de tamanho: fino, médio e grosso; e com diferentes variações dos parâmetros de processo: conteúdo de sólidos, agitação, pH, dosagem de espumante e tempos de condicionamento. As principais observações feitas a partir dos resultados foram:

- i. a recuperação das partículas finas, médias e grossas diminui com o aumento na porcentagem de sólidos;
- ii. as partículas grossas (125 a 250 μ m) exigiram velocidade de agitação maior que 2000rpm para se obter recuperações acima de 80%. Mas foi observado que a alta agitação provocou turbulência e conseqüente destacamento de partículas já coletadas;
- iii. o aumento da dosagem de espumante foi benéfico para a flotação de partículas grossas, porque, segundo o autor, esse aumento resultou na estabilização do agregado partícula-bolha e da espuma;
- iv. um aumento no tempo de condicionamento proporcionou um aumento na recuperação de partículas grosseiras. Tempos menores que 5 minutos levaram a uma queda na recuperação das partículas grossas. A razão disso, segundo explicações do autor, é que, devido à sua inércia, as partículas grossas requerem

um maior nível de hidrofobicidade e maior cobertura superficial pelo coletor, a fim de se obter um contato mais firme com as bolhas de ar, superando assim as forças de cisalhamento.

O efeito da dosagem de coletor na flotação de partículas grossas foi estudado por Klimpel (1988). Ele relatou que este efeito é bastante significativo, uma vez que altas dosagens de coletor foram necessárias para flotar economicamente partículas grossas. Porém, ele também relatou que dosagens excessivas de coletor causaram efeitos negativos no sistema de flotação.

Trahar (1981) fez a seguinte análise em relação à dosagem de coletor: em geral, a recuperação de partículas grossas é por flotação verdadeira, ou seja, com uma contribuição desprezível do arraste. Observando a FIG. 3.5, nota-se que a recuperação de partículas grossas é usualmente menor que aquela de tamanhos intermediários, mas isto não é sempre verdade, como é mostrado na FIG. 3.6. Nota-se que para pequenas adições de coletor, a região de máxima flotabilidade é estreita e é localizada em pequenos tamanhos; já com o aumento na dosagem do coletor o patamar da recuperação torna-se progressivamente mais amplo. Observa-se, ainda, que para partículas de tamanho médio ($< 2\mu\text{m}$), o aumento na dosagem não provocou aumentos significativos na recuperação.

Crawford et al. (1988) observaram que há uma clara exigência de se estabelecer uma relação quantitativa entre hidrofobicidade, tamanho de partícula e flotação. Tal relação será de importância fundamental para a ciência de flotação. Segundo Trahar (1981),

tentativas experimentais objetivando deduzir tais relações têm produzido resultados tão variados que chegaram a desencorajar pesquisas recentes sobre o tema. A causa disso é, principalmente, o grande número de variáveis envolvidas no processo, tais como: dosagens variadas de coletor, tamanhos de bolha, tensão superficial, propriedades da dupla camada elétrica, taxa de adsorção de coletor; dentre outras.

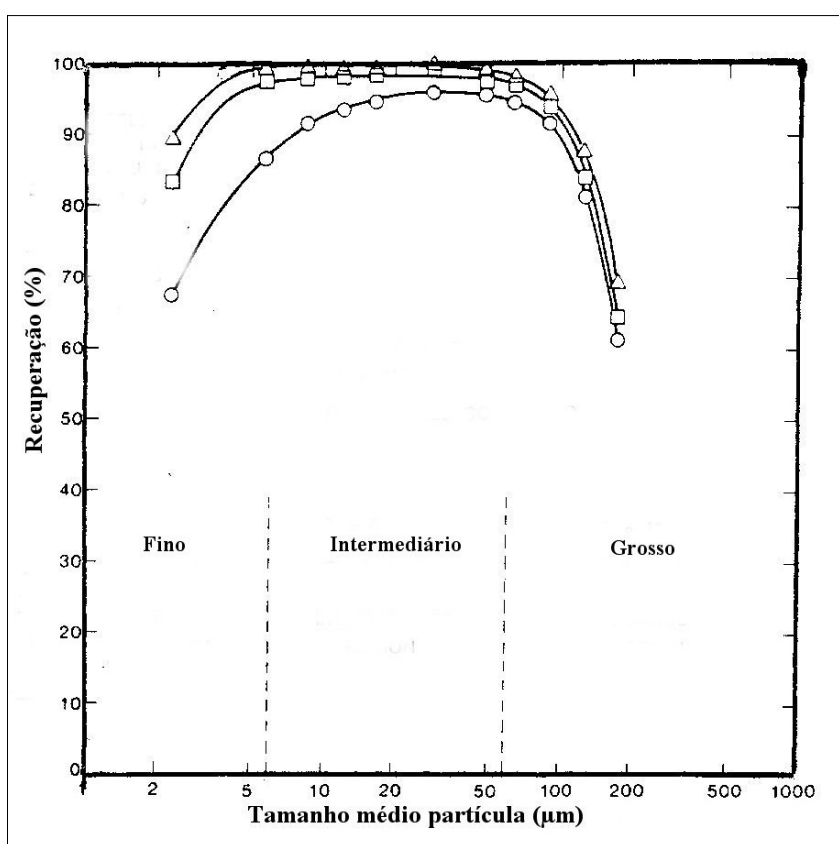


FIGURA 3.5 – Recuperação de galena. Células “Rougher”.

o: células 1 – 3; □: células 4 – 6; Δ: células 7 – 15.

Fonte – TRAHAR, 1981, p. 290.

Entretanto, Crawford et al.(1988) desenvolveram um modelo onde a relação entre flotabilidade, tamanho de partícula e hidrofobicidade pode ser investigada. Com o objetivo de verificar o modelo, esses autores realizaram ensaios de flotação utilizando um tubo de Hallimond modificado e partículas de quartzo, cujo tamanho estava entre 15

e 125 μ m. Os resultados desses ensaios mostraram que, para as partículas de tamanho de 71 μ m, bastou apenas que 35% de sua superfície fosse coberta pelas moléculas do coletor, para alcançar uma recuperação de 80%. Entretanto, as partículas de tamanho de 121 μ m tiveram de apresentar 60% de suas superfícies cobertas, para alcançar essa mesma recuperação. A principal conclusão é que há uma cobertura de superfície e um ângulo de contato mínimos para cada tamanho de partícula, abaixo dos quais a flotação não ocorre.

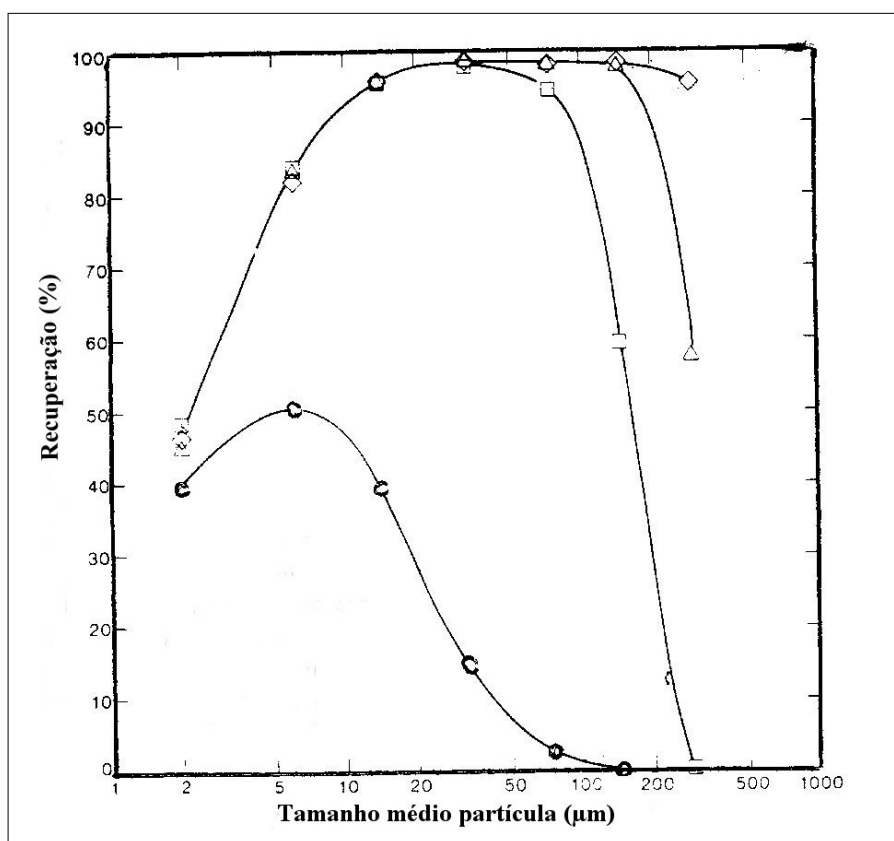


FIGURA 3.6 – Influência da dosagem de xantato na recuperação de calcocita. Tempo de flotação = 1 min.; espumante: PPG 400. Dosagens: 0mg/l (o); 1,1mg/l (\square); 3,7mg/l (Δ); 7,5mg/l (*).

Fonte – TRAHAR, 1981, p. 311.

Tal conclusão está de acordo com a forma de interação entre flotabilidade, hidrofobicidade e tamanho de partícula sugerida por Trahar (1981), apresentada na

FIG. 3.7, que, apesar de qualitativa, é derivada de dados detalhados do sistema esfalerita-sulfato de cobre.

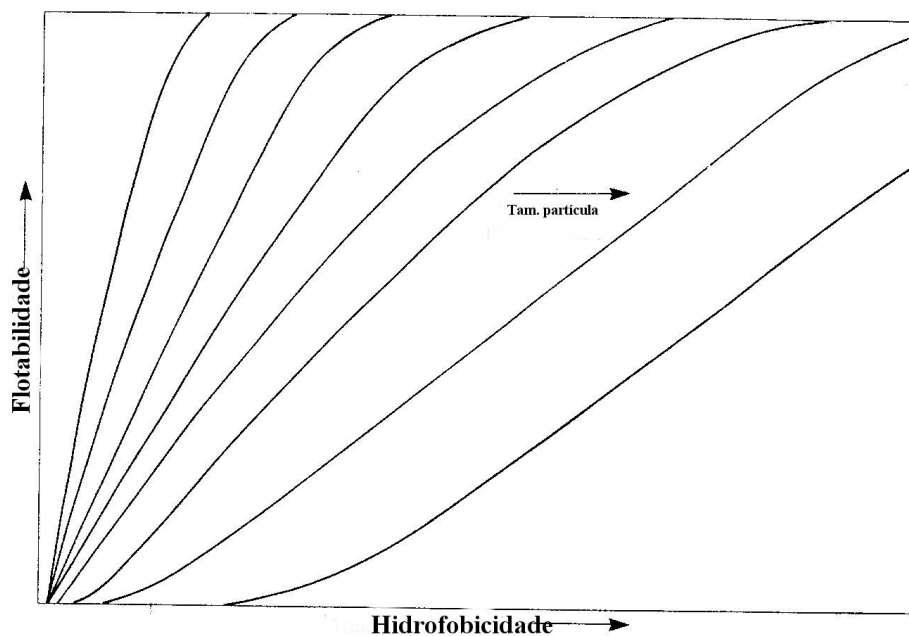


FIGURA 3.7 - Interação tripla: flotabilidade, hidrofobicidade e tamanho de partícula.

Fonte – TRAHAR, 1981, p. 315.

A interação assume que, para um dado tamanho de partícula, é necessário um aumento no grau de hidrofobicidade ou grau de cobertura da superfície da partícula pelo coletor, antes de se obter uma maior flotabilidade. A interação tripla da FIG. 3.7 mostra que partículas finas requerem menor cobertura para serem flotadas que partículas maiores.

Como partículas finas exibem uma maior superfície específica (cm^2/g) que as partículas grossas, segundo Bazin et al. (2001), o consumo de coletor requerido para produzir um dado grau de cobertura é muito maior por unidade de massa de partículas finas que para

partículas grossas. Se uma mistura de partículas finas e grossas é colocada em contato com uma dada dosagem de coletor, grande parte do coletor será consumido pelas partículas finas, que na realidade necessitam de pouca cobertura para serem eficientemente flotadas. Por isso, não haveria coletor disponível suficiente para produzir uma cobertura hidrofóbica requerida para flotar as partículas grossas.

Dados experimentais obtidos por Anthony et al. (1975) confirmam esta suposição. Eles verificaram que para flotar as partículas de esfalerita de tamanho de $125\mu\text{m}$ foi necessária uma dosagem de coletor cinco vezes maior que a dosagem requerida para flotar partículas desse mineral, na mesma taxa de flotação, de tamanho igual a $15\mu\text{m}$.

Dentro deste contexto, Bazin et al. (2001) testaram a idéia de realizar adições estagiadas de reagentes. A FIG. 3.8 mostra o efeito da distribuição estagiada de coletor (xantato) na recuperação de partículas minerais. Conforme pode ser observado, a flotação de finos (0 a $37\mu\text{m}$) é obtida prontamente pela adição inicial de xantato. Por outro lado, a recuperação de partículas médias e grossas tornou-se significativa somente depois do segundo ponto de adição. Se todo o coletor fosse adicionado em um único ponto no topo do banco, as partículas finas poderiam ter provavelmente consumido a maior parte do coletor disponível, levando à uma cobertura insuficiente das partículas grossas.

Com o objetivo de melhorar as taxas de redução de teor de sílica e, conseqüentemente, o desempenho metalúrgico de toda a Usina de Germano (Samarco), Ladeira et al. (1998) desenvolveram uma série de estudos. Estes resultaram em uma série de trabalhos de modificações no circuito de colunas. Dentre as modificações empregadas está a adição

estagiada de reagentes. Passou-se a adicionar amina nas colunas “rougher” e “cleaner”, distribuindo o fluxo nas proporções: 80% / 20%, respectivamente, e amido na alimentação de todos os estágios. Foi observado que houve um grande potencial de aumento de desempenho através deste ajuste na distribuição de reagentes.

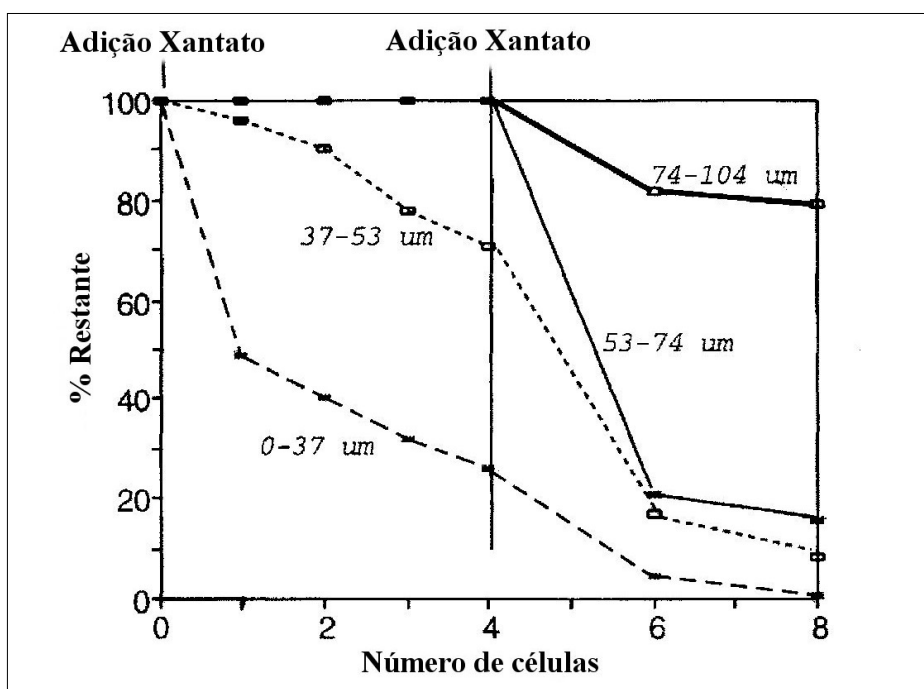


FIGURA 3.8 – Efeito da distribuição estagiada de coletor na recuperação de partículas minerais.

Fonte – BAZIN et al., 2000, p. 4.

Trahar (1976) afirma que o tratamento separado de faixas de tamanho selecionadas se tornará necessário para os minérios mais complexos. Desse modo, frações diferentes de tamanhos poderão ser condicionadas separadamente em meios mais adequados a elas. Tal procedimento tem mostrado várias vantagens, incluindo o aumento na taxa de flotação de grossos; o aumento na seletividade e redução do consumo de reagentes.

Do exposto neste tópico, pode-se dizer que os efeitos do tamanho de partículas em flotação são diversos, o que torna impossível discutir todas as suas possíveis conseqüências. As razões exatas que explicam as baixas recuperações de partículas grossas em flotação não estão ainda claras. Contudo, conforme pôde ser visto, existem várias hipóteses sobre o comportamento delas. De uma forma geral, fatores tais como: densidade dos sólidos, turbulência, estabilidade e altura da camada de espuma, estabilidade do agregado partícula-bolha e outras variáveis que podem influenciar esses fatores, determinam a flotabilidade de partículas grossas.

3.4. Processo de Captura de Partícula

A captura de partículas por bolhas é o evento principal do processo de flotação (Ralston, 1999; Leja, 1982; Dai, 1999). Essa captura (ou essa interação partícula-bolha) é usualmente dividida em três subprocessos, incluindo colisão, adesão e destacamento. Desses, os fatores hidrodinâmicos de colisão partícula-bolha têm sido estudados mais extensivamente por muitos pesquisadores e os resultados são úteis para o projeto e “scale-up” de células de flotação. Tanto a adesão como o destacamento, por outro lado, são menos entendidos porque eles são essencialmente controlados pela química de superfície das bolhas e das partículas, que é complexa e difícil de modelar matematicamente, com base em parâmetros, tais como: ângulo de contato, potencial zeta, constante de Hamaker, etc. (Yoon, 2000).

Sabe-se que nem todas colisões entre partículas e bolhas resultam em flotação. Somente as partículas hidrofóbicas aderem à superfície das bolhas de ar. Assim, a probabilidade (P) de uma partícula ser coletada por uma bolha de ar na polpa de uma célula de

flotação pode ser relacionada com o produto da probabilidade de cada um dos subprocessos envolvidos na flotação (Schuhmann, 1942; Sutherland, 1943; Tonlinson e Fleming, 1963):

$$P \propto P_c \cdot P_a \cdot (1 - P_d) \quad 3.11$$

Onde:

P_c = probabilidade de colisão;

P_a = probabilidade de adesão;

P_d = probabilidade de destacamento.

Na equação 3.11, o termo $(1 - P_d)$ pode ser escrito como P_s que é a probabilidade que o agregado partícula-bolha, uma vez formado, seja bastante estável para ir para o flotado.

Assim, vem:

$$P \propto P_c \cdot P_a \cdot P_s \quad 3.12$$

Não há dúvida que P_c é determinada pela hidrodinâmica do sistema e está relacionada a variáveis físicas, ou seja, tamanho de bolha, densidades da partícula e da polpa, viscosidade da polpa, velocidade relativa partícula-bolha e, em particular, está diretamente relacionada com o tamanho da partícula. Conforme será visto na seção 3.4.1, nenhum termo relacionado ao ângulo de contato aparece em quaisquer das expressões para a probabilidade de colisão (Jameson et al., 1977), conseqüentemente P_c não poderia ser influenciada significativamente pela natureza química do meio, exceto

indiretamente por meio do número de bolhas geradas por unidade de volume de ar e pelas cargas elétricas das partículas e das bolhas (Collins e Jameson, 1977).

Conforme citado anteriormente, as variáveis que influem na probabilidade de adesão (P_a) são menos entendidas, pois, além de se tratar de um assunto complexo, essas variáveis estão interrelacionadas. Em termos qualitativos, P_a é inversamente relacionada ao tempo de indução, conforme será visto na seção 3.4.2.

Em relação a P_s , ela é dependente da força de adesão entre a partícula e a bolha, a qual está diretamente relacionada ao ângulo de contato e inversamente relacionada ao tamanho da partícula. Para o agregado partícula-bolha sobreviver, ele deverá preponderar sobre outras contribuições que lhe fazem oposição, como por exemplo, o peso da partícula.

A forma quantitativa da relação é provavelmente complexa (Trahar, 1981). Em resumo, P_c é diretamente proporcional a uma função d (diâmetro da partícula), enquanto que P_a e P_s são diretamente proporcionais a uma função da hidrofobicidade e estão inversamente relacionadas a uma função d , ou seja:

$$P_c \propto f[d] \quad 3.13$$

$$P_a.P_s \propto \frac{f'[\phi]}{f''[d]} \quad 3.14$$

onde:

$f[d]$ aumenta com d ;

$f'[\phi]$ aumenta com ϕ ;

$f''[d]$ aumenta com d .

Sendo que o termo ϕ é uma medida do grau de hidrofobicidade da partícula mineral, sendo o resultado líquido de todos os efeitos produzidos pelo meio químico.

Presumivelmente, tanto P_a como P_s podem limitar a taxa de flotação de partículas grossas. Estudos citados na literatura têm mostrado que partículas grossas apresentam uma maior probabilidade de aderir a bolhas que as partículas finas e desse modo deveria resultar em altas recuperações, mas não é o caso freqüente. Por exemplo, estudos realizados por Phillips (1998) evidenciam que partículas de carvão menores que 0,150mm geralmente apresentam maior recuperação. Através de observações feitas em coluna transparente de laboratório, esse pesquisador verificou que as partículas grossas aderidas a bolhas eram destacadas durante o seu transporte da polpa para a espuma. Concluiu-se que o problema com a flotação de partículas grossas não é a habilidade para fixá-las à bolha, mas a dificuldade de permanecerem fixadas à bolha ao longo da zona de coleta.

Segundo Li et al. (1993), condições adicionais devem ser estudadas antes do agregado partícula-bolha ser formado e flotado. Essas condições seriam:

- i. as forças de adesão devem ser substancialmente maiores que as forças que atuam opostamente no agregado partícula-bolha;

- ii. a força elástica resultante da força de gravidade mostrada pela partícula não deve exceder a estabilidade da bolha;
- iii. a densidade do agregado deve ser significativamente menor que a da fase líquida;
- iv. o agregado deve ser capaz de sobreviver às forças de cisalhamento resultantes da turbulência do fluxo.

Essas condições ficam mais difíceis de cumprir com o aumento do tamanho da partícula.

Nas seções seguintes serão apresentados alguns modelos citados na literatura, os quais foram desenvolvidos com o objetivo de prognosticar as probabilidades de colisão, adesão e destacamento. Esses modelos foram deduzidos a partir de suposições que, às vezes, não retratam a prática real de flotação, mas, mesmo assim, por meio deles, pode-se analisar a importância relativa de cada variável em cada subprocesso da flotação.

3.4.1. Colisão Partícula-Bolha

Para se ter uma colisão, é primeiro necessário que uma partícula sedimentando-se encontre uma bolha ascendente. Depois deste encontro, é necessário que ele resulte em uma colisão real, isto é, que a partícula realmente alcance a superfície da bolha (Öteyaka et al., 1994).

Segundo Ahmed et al. (1989), o movimento entre partículas e bolhas em uma célula de flotação é extremamente complexo. Baseando-se nos estudos da equação de movimento de uma partícula esférica em relação a uma bolha de mesma forma geométrica (muito

maior que a partícula), elevando-se no líquido ao longo de um recipiente, observa-se que a resistência hidrodinâmica do meio tenderá a arrastar a partícula em torno da bolha, seguindo a direção do escoamento. A inércia da partícula e a gravidade agem de modo combinado, a fim de retirar o sólido das linhas de corrente e direcioná-lo ao topo da superfície da bolha (Rodrigues, 2001). Dessa forma, para colidir com uma bolha, uma partícula sólida deve ter impulso suficiente para resistir à tendência de seguir as linhas de correntes ao redor da bolha (Ahmed et al., 1989).

A FIG. 3.9 mostra uma representação esquemática da colisão de uma partícula (d_p) com uma bolha de ar (d_b).

Segundo Yoon (1989), o número de Stokes (Sk), que representa a razão das forças inerciais pelas forças de arraste, é utilizado para determinar a tendência de um corpo se ajustar às mudanças no escoamento do fluido. Partículas com pequenos valores de Sk , seguirão as linhas de fluxo, enquanto que sólidos com valores maiores de Sk desviarão da trajetória do líquido; tal número é dado pela equação 3.15:

$$Sk = \left(\frac{\rho_p}{9\rho_l} \right) \left(\frac{d_p}{d_b} \right)^2 Re_b \quad 3.15$$

onde:

ρ_p = densidade da partícula;

ρ_l = densidade do líquido;

d_p = diâmetro da partícula;

d_b = diâmetro da bolha;

Re_b = número de Reynolds da bolha.

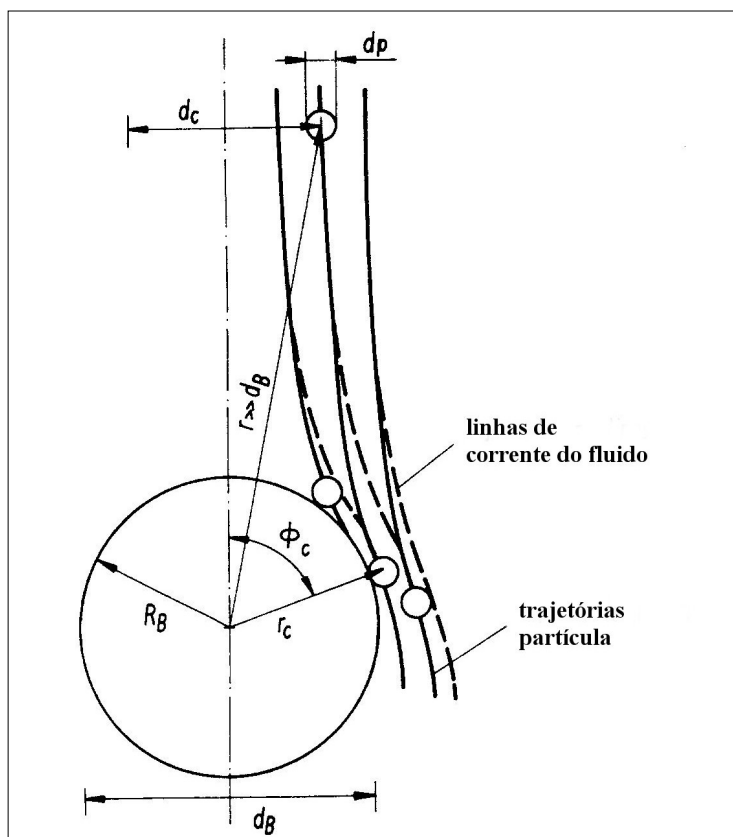


FIGURA 3.9 - Representação esquemática da colisão de uma partícula com uma bolha de gás.

Fonte – SCHULZE, 1989, p. 45

Vários pesquisadores têm proposto diferentes modelos para estimar a probabilidade de colisão, normalmente como uma função dos tamanhos de partícula e de bolha. De uma forma geral, todos os modelos concordam que maior probabilidade é conseguida para tamanhos de partículas maiores e tamanhos de bolhas menores.

Sutherland (1949) introduziu o conceito de “eficiência de colisão” (E_c), para quantificar as colisões. Ele foi o primeiro a deduzir uma expressão para E_c a partir de uma função de fluxo. Imagine uma bolha de raio (r_b) subindo verticalmente através da polpa (FIG. 3.10). Este pesquisador mostrou que um tubo de colisão de raio (R) pode ser

definido, tal que todas as partículas dentro do tubo serão eventualmente capturadas e relacionadas ao raio da bolha quando:

$$\frac{R}{r_b} = \left(\frac{3r_p}{r_b} \right)^{0.5}$$

3.16

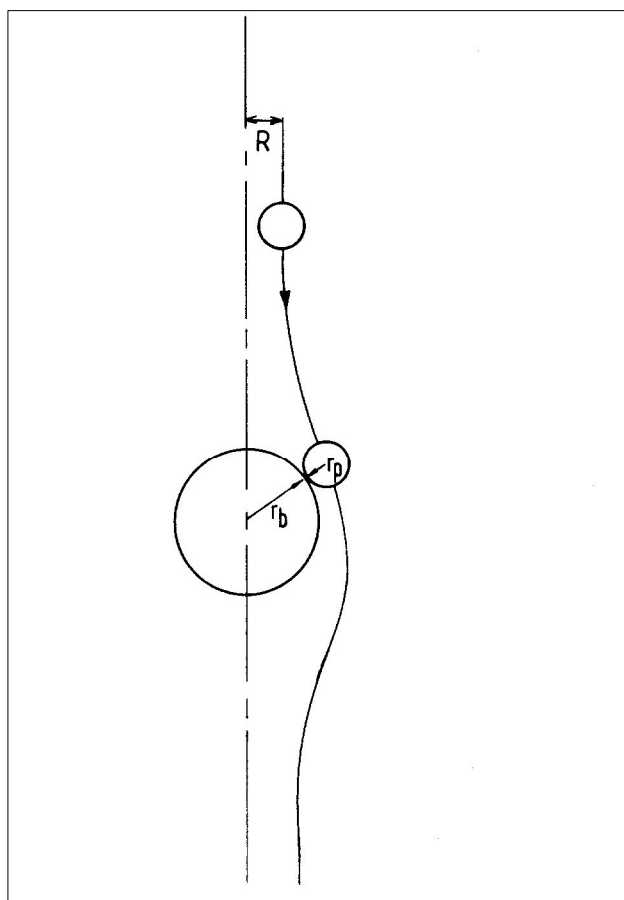


FIGURA 3.10 - Esboço da definição para a eficiência de coleta,

$$E_k = \frac{\pi R^2}{\pi r_b^2} \text{ para uma bolha que move em relação ao}$$

líquido.

Fonte – AHMED et al., 1989, p. 82

Assim, conforme Sutherland (1949), todas as partículas que estão a uma distância R da linha de movimento da bolha colidirão com ela e uma eficiência de coleta (E_k) poderá

ser definida como sendo a relação entre a área de raio R do tubo de colisão (πR^2) e a área projetada da bolha (πr_b^2), tal que:

$$E_k = \frac{\pi R^2}{\pi r_b^2} \Rightarrow E_k = \frac{R^2}{r_b^2} \quad 3.17$$

mas
$$\frac{R^2}{r_b^2} = \frac{3 r_b}{r_b}$$

assim
$$Ec = \frac{3 r_p}{r_b} \quad 3.18$$

Entretanto, devido à suposição de fluxo potencial feita pelo autor para chegar à equação 3.18, os dados experimentais não eram concordantes com aqueles preditos por esta equação. Essa suposição de fluxo potencial só é válida para valores de número de Reynolds de bolha muito altos.

Gaudin (1957) também deduziu uma expressão para a probabilidade de colisão (P_c):

$$P_c = 1,5 \left(\frac{D_p}{D_b} \right)^2 \quad 3.19$$

mas essa equação é aplicável somente para bolhas muito pequenas.

Flint e Howarth (1971) e Reay e Ratcliff (1973) reconheceram a aplicabilidade limitada das equações 3.18 e 3.19 e, fazendo aproximações, deduziram a relação abaixo:

$$P_C \propto \left(\frac{D_p}{D_b} \right)^2 \quad 3.20$$

onde D_p e D_b são respectivamente os diâmetros da partícula e da bolha.

Esta relação ilustra que a probabilidade de colisão deveria diminuir com o decréscimo do tamanho da partícula e, além disso, sugere que, teoricamente, este problema poderá ser suavizado por meio de decréscimo do tamanho da bolha.

Mais recentemente, Weber e Paddock (1981) deduziram a seguinte expressão para a probabilidade de colisão (P_C):

$$P_C = \frac{3}{2} \left(\frac{D_p}{D_b} \right)^2 \left[1 + \frac{(3/16) \text{Re}}{1 + 0,249 \text{Re}^{0,56}} \right] \quad 3.21$$

onde;

Re = número de Reynolds da bolha

A equação 3.21 é a primeira de seu tipo que pode prever P_C para ambas as faixas de tamanhos de bolha e de partícula. Contudo, esses autores não verificaram experimentalmente esta equação.

Yoon et al. (1989) deduziram equações para a probabilidade de colisão considerando três tipos de fluxo: Stokes, potencial, intermediário. A probabilidade de colisão, considerando condições de fluxo de Stokes, é dada pela equação 3.22:

$$P_c = \frac{3}{2} \left(\frac{R_p}{R_b} \right)^2 \quad 3.22$$

A partir da equação 3.22, verifica-se que $\underline{P_c}$ para condições de fluxo de Stokes varia com o quadrado da razão entre os raios da partícula (R_p) e da bolha (R_b).

Para condições de fluxo potencial, os autores obtiveram a equação 3.23 para o cálculo de $\underline{P_c}$:

$$P_c = 3 \left(\frac{R_p}{R_b} \right) \quad 3.23$$

Ou seja, $\underline{P_c}$ varia linearmente com a razão R_p/R_b . Comparando as equações 3.22 e 3.23, verifica-se que essa razão tem um efeito muito mais significante na flotação em condições de fluxo de Stokes que em condições de fluxo potencial.

Para condições de fluxo intermediário, foi proposta a equação 3.24 para o cálculo de $\underline{P_c}$:

$$P_c = \left[\frac{3}{2} + \frac{4 \text{Re}^{0,72}}{15} \right] \left(\frac{R_p}{R_b} \right)^2 \quad 3.24$$

Essa equação mostra que P_c varia diretamente com R_p^2 e inversamente com R_b^2 , como é o caso para as condições de fluxo de Stokes (equação 3.22). Porém, a equação 3.24 é uma função do número de Reynolds da bolha (Re). Pode ser mostrado que para bolhas de número de Reynolds muito grande, tem-se que:

$$P_c \propto \frac{1}{R_b} \quad 3.25$$

e para bolhas de número de Reynolds pequeno:

$$P_c \propto \frac{1}{R_b^2} \quad 3.26$$

Assim, as equações 3.22, 3.23 e 3.24 foram, posteriormente, resumidas em uma única expressão:

$$P_c = A \left(\frac{R_p}{R_b} \right)^n \quad 3.27$$

na qual A e n são os parâmetros que variam com o número de Reynolds. A TAB. 3.1 fornece os valores desses dois parâmetros para os três regimes de fluxos apresentados.

Schulze (1989), para deduzir o seu modelo, definiu vários efeitos de colisão que afetam a trajetória da partícula:

- i. aproximação sem qualquer mudança de magnitude e direção da velocidade da partícula – Colisão ideal (E_{id});

- ii. as partículas seguem as linhas de fluxo da bolha sem qualquer mudança de direção – Colisão interceptacional (E_s).
- iii. forças inerciais da partícula contribuem mais para o aumento de colisões comparado com o efeito de interceptação – Efeito inercial (E_{in});
- iv. forças gravitacionais levam, de certo modo, ao aumento de colisões – Efeito gravitacional (E_g);
- v. colisão na região turbulenta atrás da bolha;
- vi. colisão causada pelo movimento difuso ou turbulento da partícula – Efeito de difusão;
- vii. retenção de partículas por uma “nuvem de bolhas”, a qual ocorre em interstícios entre as bolhas que são menores que os sólidos – Efeito nuvem.

TABELA 3.1:

Valores de A e n para as condições de fluxo de Stokes, potencial e intermediário.

Condições de fluxo	A	n
Stokes	$3/2$	2
Intermediário (Yoon et al.,1989)	$\frac{3}{2} + \frac{4Re^{0,72}}{15}$	2
Intermediário (Weber e Paddock,1983)	$\frac{3}{2} \left[1 + \frac{(3/16) Re}{1 + 0,249 Re^{0,56}} \right]$	2
Potencial	3	1

Schulze (1989), para caracterizar um processo de colisão, definiu uma “eficiência de colisão” como sendo a razão entre o número de partículas que encontram uma bolha por unidade de tempo e o número de partículas que aproximam da bolha em uma distância maior, em um tubo de fluxo com uma área de seção transversal igual à área projetada da bolha (FIG. 3.9). Dentro deste contexto, o autor definiu os seguintes modelos para a eficiência de colisão:

Uma eficiência de colisão máxima (hipotética), E_{id} , é calculada pelo modelo de colisão ideal:

$$E_{id} = \left(1 + \left(\frac{d_p}{d_b} \right) \right)^2 \quad 3.28$$

$$1 \leq E_{id} \leq 4 \quad \text{para } d_p \leq d_b.$$

Este modelo só pode ser aplicado para bolhas e partículas grandes e de tamanhos aproximadamente iguais.

Os modelos para a eficiência de colisão devido ao efeito de interceptação são:

$$E_s = \frac{2\psi_c}{\nu_b \text{Re}_b^2} = 2\psi_c^* \quad \text{para } \nu_r = \nu_b \quad 3.29$$

e

$$Es = \left[\frac{1}{1 + v_s^*} \right] 2\Psi_c^* \quad \text{para } v_r = v_b + v_{ps} \quad 3.30$$

com $v_s^* = v_{ps} / v_b$

onde:

Es = eficiência de colisão, baseada no efeito de interceptação;

Ψ_c = função de fluxo;

v_b = velocidade da bolha;

Re_b = número de Reynolds da bolha;

v_r = velocidade relativa da partícula;

v_{ps} = velocidade de sedimentação da partícula;

quantidades com (*) = quantidades adimensionais.

A eficiência de colisão, Ein , baseada no efeito inercial é expressa pela equação 3.31:

$$Ein = \left[\frac{1}{1 + v_s^*} \right] \left[1 + \left(\frac{d_p}{d_b} \right) \right]^2 \left[\frac{St}{St + a} \right]^b \quad 3.31$$

e

$$St = \frac{\rho_p d_p^2 v_b}{9\eta d_b} \quad 3.32$$

onde:

St = número de Stokes;

ρ_p = densidade da partícula;

d_p = diâmetro da partícula;

η = viscosidade dinâmica;

d_b = diâmetro da bolha.

Os valores de a e b são dependentes do número de Reynolds e estão listados na TAB 3.2.

TABELA 3.2

Valores de a e b em função do número de Reynolds da bolha. (Schulze, 1989).

Re_b	> 500	250 - 500	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	< 5
A	0,5	0,6	0,8	1,12	2,06	2,48	1,3
B	2	2	2	1,84	2,06	1,95	3,7

A eficiência de colisão, E_g , baseada no efeito gravitacional é expressa pela equação 3.33:

$$E_g = \left[1 + \left(\frac{d_p}{d_b} \right) \right]^2 \left[\frac{v_s^*}{1 + v_s^*} \right] \text{sen}^2 \theta_c \quad 3.33$$

e

$\theta_c = f(Re_b)$ é o ângulo de colisão para trajetória roçante.

Schulze (1989) definiu, então, a eficiência de colisão total (E_{Σ}) como sendo o somatório das eficiências de colisões individuais, conforme mostrado pela equação 3.34:

$$E_{\Sigma} = E_s + E_g + \left(1 - \frac{E_s}{[1 + (d_p / d_b)]^2} \right) E_{in} \quad 3.34$$

Na equação 3.34, o efeito da força centrífuga agindo em uma partícula que se move ao longo da superfície da bolha é desprezado. Esta força aumenta com o crescimento da componente tangencial da velocidade da partícula ($v_p \sin\theta$) e resulta no fato que acima de um ângulo crítico (θ_c) as partículas não conseguem atingir a superfície da bolha, diminuindo, conseqüentemente, a eficiência de colisão.

Estudos citados na literatura (Dobby, 1987; Yoon, 2000 e Schulze, 1989) mostram, em detalhes, como são calculados as funções de fluxo (Ψ_c) e o ângulo de colisão (θ_c).

Eficiências de colisão calculadas a partir da equação 3.34 por Hewitt et al. (1994) são apresentadas na FIG. 3.11. Observa-se que:

- i. para a faixa de tamanho fina (10 a 20 μ m), a eficiência de colisão é aproximadamente igual a zero;
- ii. para a faixa de tamanho média (20 a 40 μ m), a eficiência de colisão continua muito próxima de zero;
- iii. para a faixa de tamanho grossa (40 a 80 μ m), a eficiência de colisão torna-se crescente, atingindo o maior valor para o tamanho de partícula igual a 80 μ m;

- iv. para o maior diâmetro de bolha ($d_b = 2,0\text{mm}$), a eficiência de colisão é menor, para qualquer faixa de tamanho;
- v. para o menor diâmetro de bolha ($d_b = 0,5\text{mm}$), a eficiência de colisão é maior, principalmente para a faixa de tamanho grosseira (80 a $100\mu\text{m}$).

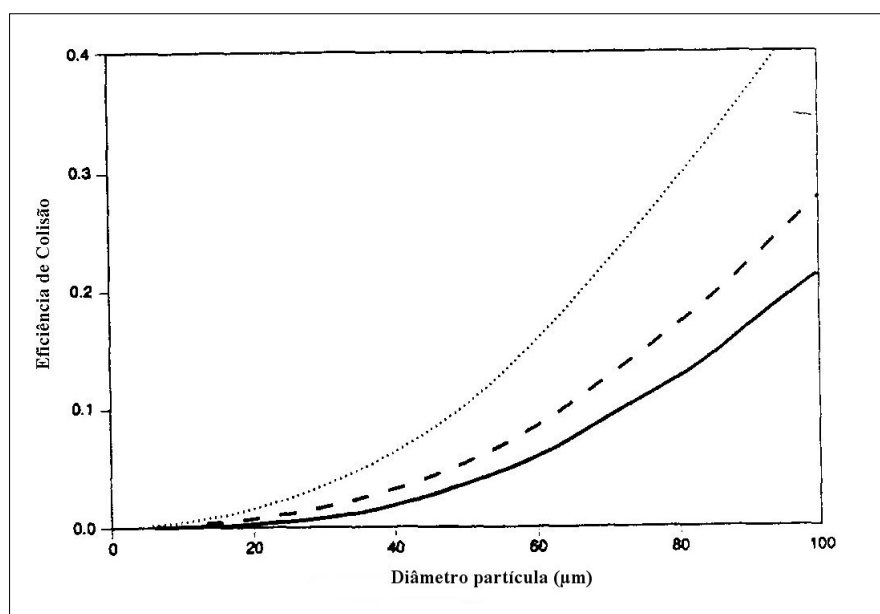


FIGURA 3.11: Eficiência de colisão calculada usando o modelo descrito pela equação 3.34, como uma função do tamanho de partícula para vários tamanhos de bolha; isto é, $d_b = 2,0\text{mm}$ (-); $d_b = 1,0\text{mm}$ (---) e $d_b = 0,5\text{mm}$ (....).

Fonte – HEWITT et al., 1994, p. 661.

Analisando os modelos de colisão citados acima, pode-se dizer que eles comprovam o que já foi dito anteriormente, ou seja, a ocorrência de colisões entre partículas hidrofóbicas e bolhas de ar está condicionada principalmente aos tamanhos de partículas e de bolhas. Porém, outros fatores afetam a colisão, tais como: número e distribuição das bolhas geradas na célula de flotação (aeração), porcentagem de sólidos na polpa de

alimentação, tempo de permanência da polpa na célula de flotação, suspensão dos sólidos, massa das partículas, além dos aspectos hidrodinâmicos.

Em relação ao efeito do tamanho de bolha na eficiência de colisão, segundo Penafiel et al. (1994), não há um entendimento completo desse efeito em faixas de tamanho de bolha e condições usualmente vistas na prática de flotação, uma vez que os dados experimentais disponíveis de eficiência de colisão foram obtidos em situações extremamente idealizadas, isto é, em sistemas de bolha simples usando polpas diluídas com partículas altamente hidrofóbicas.

3.4.2. Adesão Partícula-Bolha

Quando uma colisão ocorre entre uma bolha e uma partícula, essas duas entidades entram em contato. A partícula começa, então, a deslizar sobre a superfície da bolha e reside nela durante um tempo finito, o qual é geralmente chamado de tempo de deslizamento (t_s). A magnitude deste período de deslizamento é determinada pela velocidade com que o líquido arrasta o sólido ao longo da superfície da bolha (Yoon et al., 1989). Durante este tempo, para que ocorra a adesão partícula-bolha, os seguintes eventos devem ocorrer (Crawford et al., 1988; Nguyen, 1977; Dobby, 1987; Nguyen, 1998; Nguyen et al., 2001).

- i. afinamento do filme líquido de interseção partícula-bolha até a espessura crítica, na qual o filme rompe;
- ii. ruptura do filme líquido e formação de um núcleo de contato das três fases: sólido, líquido, gás;

- iii. expansão da linha de contato das três fases (TPC) e formação de um perímetro de molhamento estável.

O tempo necessário para que ocorram esses três eventos é chamado de tempo de indução (t_i). Assim, a adesão partícula-bolha ocorrerá quando o tempo de deslizamento (t_s)² for maior que o tempo de indução (t_i). Portanto, pode-se afirmar que a probabilidade de adesão está relacionada ao tempo de indução (Laskowski et al., 1974).

A primeira tentativa bem sucedida para medir o tempo de indução foi realizada por Evans (1954). Os resultados mostraram que, para uma superfície mineral fortemente hidrofóbica, os tempos de indução necessários para ocorrer a adesão partícula-bolha foram menores que 1s (um segundo). Entretanto, esses tempos tornaram-se maiores quando a hidrofobicidade da superfície mineral foi diminuída.

Eigeles et al. (1965) relataram que pequenas dosagens de coletor, insuficientes até mesmo para a flotação, reduziram o tempo de indução. Concluíram que quanto maior a dosagem de coletor, menor o tempo de indução e, além disso, verificaram que a adesão partícula-bolha é essencialmente dependente do afinamento do filme líquido.

Segundo Yoon et al. (1989), para um dado tamanho de bolha e de partícula, a distância percorrida por um sólido ao longo da superfície da bolha é função do ângulo de incidência (θ_i), no qual a partícula colide com a bolha. Somente quando esse ângulo é

² Os principais modelos teóricos para o cálculo do tempo de deslizamento foram citados por Nguyen, 1993)

menor que o ângulo limite (θ_0) (FIG. 3.12), a partícula terá um tempo de deslizamento maior que o tempo de indução e ocorrerá a adesão.

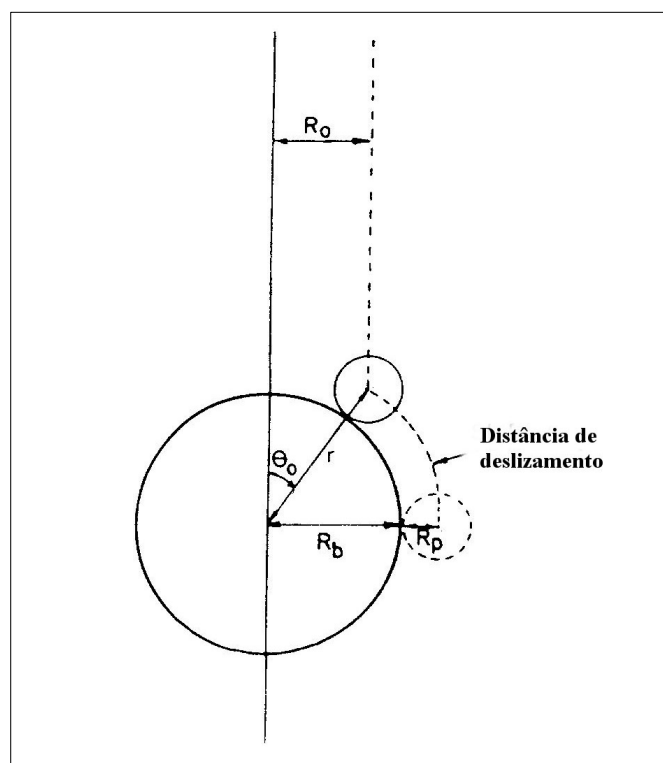


FIGURA 3.12 - Sistema de coordenada polar usado na determinação do ângulo crítico de incidência e da probabilidade de adesão.

Fonte – YOON et al., 1989, p. 112

Segundo análise dos autores, a probabilidade de adesão partícula-bolha (P_a) pode ser, agora, definida como a fração de partículas na trajetória da bolha que realmente adere à bolha. Com base na FIG. 3.12, P_a pode ser expressa matematicamente por:

$$P_a = \frac{R_0^2}{R_b + R_p} \quad 3.35$$

ou

$$P_a = \text{sen}^2 \theta_0 \quad 3.36$$

O valor do ângulo limite (θ_0) é determinado pela magnitude da velocidade tangencial da partícula, quando ela desliza sobre a superfície da bolha. A velocidade de deslizamento de uma partícula é determinada pela velocidade tangencial da linha de fluxo (μ_t) a uma distância de um raio de partícula da superfície da bolha. O tempo de deslizamento da partícula (t_s) pode ser então calculado dividindo o comprimento do arco percorrido pela partícula, pela velocidade da partícula, ou seja:

$$t_s = \int_{\theta_0}^{\pi/2} \frac{R_b + R_p}{\mu_t} d\theta \quad 3.37$$

onde

$$\mu_t = \frac{1}{R \sin \theta} \frac{d\Psi}{dr} \quad 3.38$$

onde

r = a distância radial entre o centro da bolha e a linha de fluxo em questão;

Ψ = função de fluxo.

As funções de fluxo (Ψ) são dadas por Yoon et al. (1989).

Substituindo a equação 3.38 na equação 3.37 e fazendo a integração, pode-se obter uma expressão para t_s , que se tornará uma função de θ_0 e substituindo-o na equação 3.36, uma expressão de \underline{Pa} poderá ser obtida. O termo t_s , nesta expressão, pode ser substituído diretamente pelo tempo de indução (t_i), uma vez que $t_s = t_i$ quando $\theta_i = \theta_0$. Assim, as expressões para \underline{Pa} podem ser deduzidas, desta maneira, para as três condições de fluxo:

i. para condições de fluxo de Stokes:

$$Pa = \text{sen}^2 \left[2 \text{arctg} \exp \left(\frac{-3\mu_b t_i}{2R_b (R_b / R_p + 1)} \right) \right] \quad 3.39$$

ii. para condições de fluxo intermediário:

$$Pa = \text{sen}^2 \left[2 \text{arctg} \exp \left(\frac{-(45 + 8 \text{Re}^{0,72}) \mu_b t_i}{30R_b (R_b / R_p + 1)} \right) \right] \quad 3.40$$

iii. para condições de fluxo potencial:

$$Pa = \text{sen}^2 \left[2 \text{arctg} \exp \left(\frac{-3\mu_b t_i}{2(R_p + R_b)} \right) \right] \quad 3.41$$

onde:

μ_b = velocidade de subida da bolha;

t_i = tempo de indução;

R_b = raio da bolha;

R_p = raio da partícula;

Re = número de Reynolds da bolha

Desde que cada uma dessas equações estão na forma de uma função de seno, o valor da probabilidade de adesão (Pa) cairá entre zero e um. A equação 3.40 é a mais usada. Resultados obtidos usando essa equação para o cálculo de Pa e considerando partículas

de tamanhos de 20 a 1000 μm , bolhas de tamanho igual a 1000 μm e tempos de indução de 10, 20, 30 e 50msec mostraram que para um dado tamanho de partícula, quanto menor o tempo de indução maior a probabilidade de adesão. O tempo de indução pode ser reduzido, por exemplo, por meio do aumento da dosagem do coletor, o que sugere, mais uma vez, que o tempo de indução é fortemente influenciado pela hidrofobicidade da partícula. Também foi verificado que, para um dado tempo de indução, $\underline{P_a}$ cresce quando o tamanho de partícula decresce, fato resultante da menor velocidade tangencial (μ_t) e, conseqüentemente, do maior tempo de deslizamento para partículas menores. Assim, a equação 3.40 sugere que partículas menores tornam-se aderidas mais prontamente que as maiores, uma vez que a colisão tenha sido estabelecida.

Os resultados mostraram que a probabilidade de adesão cresce com o decréscimo do tamanho de bolha, quando, para o cálculo de $\underline{P_a}$ (usando a equação 3.40), foi considerada uma partícula de tamanho igual a 20 μm , bolhas de tamanho de 350 a 2000 μm e tempos de indução de 10, 20, 30 e 50msec. Para o menor tamanho de bolha (350 μm) foi obtida maior $\underline{P_a}$, para qualquer $\underline{t_i}$. Segundo o autor, este resultado é devido ao fato que quando o tamanho de bolha é reduzido, a velocidade de subida da bolha (μ_b) é também reduzida, o que em troca resulta em um aumento do tempo de deslizamento (t_s). Porém, um decréscimo adicional no tamanho da bolha causa um decréscimo na distância de deslizamento, que resulta em um decréscimo em $\underline{t_s}$ e conseqüentemente, um decréscimo em $\underline{P_a}$.

Estudos realizados por Hewitt et al. (1994) mostraram, também, que a probabilidade de adesão aumenta com o decréscimo do tamanho de partícula e com o aumento do grau de hidrofobicidade.

Ahmed et al. (1989) observaram, em seus estudos, que o tempo de indução é proporcional ao tamanho da bolha, implicando que menores bolhas promoveriam maiores P_a .

Resultados experimentais apresentados por Laskowski et al. (1974) mostram que aumentos na temperatura bem como na dosagem do coletor reduzem o tempo de indução, sendo que, para maiores dosagens de coletor, o efeito da temperatura é menos pronunciado.

Segundo Rao (1974) o efeito da temperatura no tempo de indução é dado pela equação do tipo Arrhenius:

$$t_i = t_0 \exp\left(\frac{W}{kT}\right) \quad 3.42$$

onde:

k = é a constante de Boltzmann;

t_0 e W = são constantes numéricas.

Na teoria de penetração de Leja e Schulman (citada por Laskowski et al., 1974), o efeito de cooperação entre um espumante adsorvido na superfície da bolha e um coletor

adsorvido na superfície sólida, na adesão, foi observado. Nessa teoria, interações moleculares estabelecidas entre coletor e espumante representam um papel muito importante na adesão partícula-bolha.

Nguyen (1997) sugeriu um novo modelo de probabilidade de adesão partícula-bolha, no qual os três eventos da adesão, citados anteriormente, foram levados em consideração:

$$P_a = P_f \cdot P_r \cdot P_{TPC} \quad 3.43$$

assim: $P_f \Rightarrow$ descreve o primeiro evento (f = filme);

$P_r \Rightarrow$ descreve o segundo evento (r = ruptura);

$P_{TPC} \Rightarrow$ descreve o terceiro evento (TPC = contato das três fases)

Segundo o autor, um prognóstico completo de P_a não foi ainda desenvolvido, uma vez que os três eventos considerados no processo de adesão ainda não estão completamente entendidos. O autor afirma que alguns modelos citados na literatura são muito simplificados por ignorar os dois últimos eventos. É o caso do modelo proposto por Dobby (1987). Esta omissão dos dois últimos eventos leva a uma superestimação da probabilidade de adesão partícula-bolha, desde que faz $P_a = P_f$.

Para desenvolver um modelo para P_a considerando os três eventos, Nguyen (1997) analisou a interação entre uma bolha e uma partícula durante o primeiro evento da adesão. Essa interação está representada esquematicamente na FIG. 3.13.

Onde:

ϕ = ângulo polar. Formado pela linha inter-centro (linha que passa pelo centro da bolha e o centro da partícula), medido no centro da bolha;

F_s = são as forças de superfície, que atuam na direção radial ao longo da linha inter-centro.

F_d = é a força de arraste, que pode ter muitos componentes, tais como: força de arraste constante, força de arraste não constante. Destes componentes, a força de arraste constante na direção radial é muito importante, uma vez que ela resiste ao movimento da partícula em direção à superfície da bolha;

F_g e F_b = são, respectivamente, forças gravitacional e de flutuabilidade.

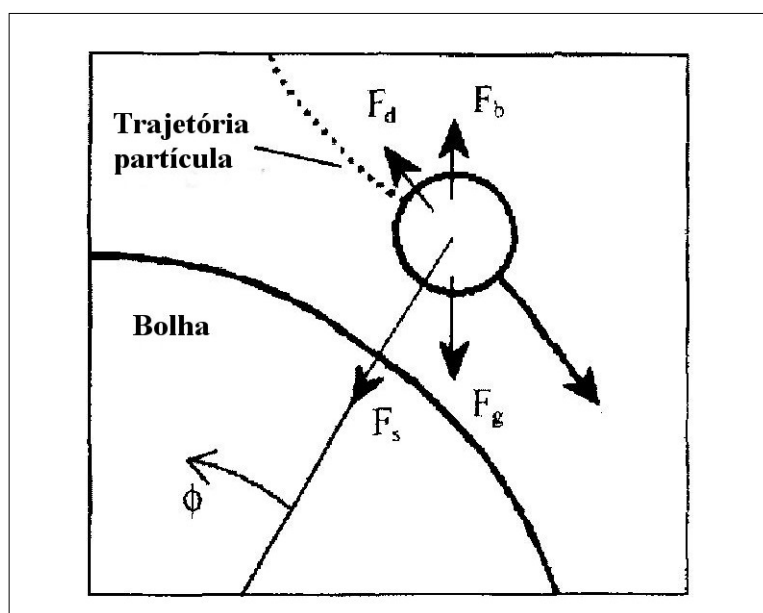


FIGURA 3.13 - Interação partícula-bolha durante o primeiro evento de adesão.

Fonte – NGUYEN et ali, 1997, p. 186.

Para partículas pequenas, o balanço de forças na direção tangencial é:

$$V\phi = W\phi + V \sin \phi \quad 3.44$$

onde

$V\phi = (R_b + R_p + h) \frac{d\phi}{dt} \approx (R_b + R_p) \frac{d\phi}{dt}$ é a velocidade tangencial da partícula;

\underline{h} é a espessura do filme líquido de interseção entre partícula-bolha;

\underline{R}_p e \underline{R}_b são, respectivamente, os raios da partícula e da bolha;

\underline{V} é a velocidade terminal de sedimentação da partícula;

$\underline{W}\phi$ é a velocidade relativa bolha-água na direção tangencial.

Segundo análise do autor, para que, após a colisão partícula-bolha, o filme líquido alcance a espessura crítica rapidamente, as partículas têm que colidir com a bolha em um ângulo polar ϕ_f . Assim, a probabilidade do primeiro evento da adesão (P_f) é dada por:

$$P_f = \left(\frac{\text{sen } \phi_f}{\text{sen } \phi_c} \right)^2 \quad 3.45$$

onde:

ϕ_f = é o ângulo polar;

ϕ_c = é o ângulo de colisão

O autor obteve uma relação entre o ângulo polar ϕ_f e o tempo de indução (t_i) integrando a equação 3.44:

$$t_i = (R_p + R_b) \int_{\phi_f}^{\phi_m} \frac{d\phi}{V \text{sen} \phi + W\phi} \quad 3.46$$

onde, o ângulo polar ϕ_m (ângulo máximo de contato) foi prognosticado por Nguyen (1993).

Foi relatado que muitas evidências experimentais e teóricas mostram que o tempo de indução não aumenta com o decréscimo do tamanho de partícula. Porém, modelos de adesão que ignoram os dois últimos eventos da adesão mostram uma tendência contrária.

Em relação ao segundo evento, o autor relatou que diferentes mecanismos de ruptura do filme líquido têm sido sugeridos, tais como:

- i. crescimento capilar de ondas flutuantes que surgem de forças de superfície;
- ii. rápida instabilidade devido à densidade de flutuação no filme líquido;
- iii. rápida instabilidade devido ao balanço desordenado de energia de superfície.

Sharma e Ruckinstein (1990) obtiveram a seguinte relação entre a espessura crítica (h_{cr}) e o raio crítico de molhamento (r_{cr}), abaixo do qual a formação de um contato das três fases é termodinamicamente impossível:

$$\frac{2h_{cr}}{r_{cr} \sin \theta_y} = 1 + \frac{(1 - \cos \theta_y)^2}{\sin 2\theta_y} \exp\left(\frac{-2h_{cr}}{r_{cr} \sin \theta_y}\right) \quad 3.47$$

onde:

$$\theta_y \text{ é o ângulo de contato de Young. } \theta_y = \arccos\left[\frac{\gamma_{sg} - \gamma_{sl}}{\gamma_{lg}}\right];$$

γ são tensões interfaciais correspondentes a líquido (l); gás (g) e sólido (s).

Pesquisadores usando a equação 3.47 e medidas de espessuras críticas prognosticaram valores de r_{cr} . Os resultados obtidos mostraram que o raio crítico de molhamento para a formação de TPC em superfície menos hidrofóbicas é maior que aquele para superfícies mais hidrofóbicas. A formação de um núcleo TPC na superfície de menor hidrofobicidade é menos favorável que a formação na superfície mais hidrofóbica. Conseqüentemente, a probabilidade do segundo evento de adesão para partículas menos hidrofóbicas é menor que aquela para partículas hidrofóbicas.

Nguyen (1997) mostrou que a velocidade da expansão do contato das três fases é calculada pela expressão 3.48:

$$V_{TPC} = \frac{R_p}{\sqrt{R_p^2 - r^2}} \frac{dr}{dt} \quad 3.48$$

onde:

r = medida da linha de contato das três fases.

O autor afirmou que a ruptura do filme líquido depende da hidrofobicidade das partículas sólidas. A linha de tensão do contato sólido/líquido/gás aparentemente influencia a expansão TPC em flotação.

Por outro lado, muitos pesquisadores acreditam que o processo de adesão é governado por forças superficiais de atração e repulsão. Derjaguin (1937) mostrou experimentalmente que essas forças atuam no processo de afinamento do filme.

Derjaguin e Dukhin (1961) descreveram as interações partícula-bolha em flotação considerando forças de superfície. Foi mostrado que antes de uma partícula aderir na superfície de uma bolha de ar, ela deve passar através de três zonas distintas: zona hidrodinâmica, zona difusioforética e zona de interação entre partícula-bolha (zona molhada). Nesta última, três forças de superfície foram consideradas: van der Waals, força eletrostática e força estrutural. O termo força estrutural foi usado para representar as forças de superfície que não podem ser explicadas pela teoria contínua. Consideraram que essa força estrutural é hidrofílica.

Laskowski e Kitchener (1969) estudaram a interação entre bolhas de ar e placa de sílica hidrofobizada. Sob as condições empregadas em seus experimentos, tanto as bolhas como as partículas estavam negativamente carregadas. Eles mostraram também que as forças de van der Waals em filme líquido eram repulsivas. Mas, mesmo assim, as bolhas aderiam prontamente na superfície hidrofóbica, formando ângulos de contatos tão grandes quanto 70° a 80° . Eles, então, especularam que deveria haver uma terceira força, diferente da força eletrostática e das forças de van der Waals, a qual seria responsável pela adesão partícula-bolha. Estes pesquisadores foram os primeiros a reconhecer a existência da força hidrofóbica.

Posteriormente, segundo Yoon (2000), muitos pesquisadores mostraram a existência de forças hidrofóbicas atrativas entre superfícies cobertas por surfatantes. Foi comprovado experimentalmente que as magnitudes dessas forças aumentam com o aumento do ângulo de contato.

3.4.3. Estabilidade/Ruptura do Agregado Partícula-Bolha

Há muitas circunstâncias dinâmicas sob as quais uma partícula grossa pode torna-se destacada. Schulze (1982) argumentou que quando o contato das três fases é formado, a partícula só pode ser separada por algum fator externo, por exemplo, a energia do campo turbulento. Um agregado partícula-bolha que entra em um redemoinho turbulento rodará com uma frequência apropriada ao tamanho do mesmo e, se a energia cinética da partícula excede o trabalho de adesão, a partícula destacará. (Schulze, 1977).

Yoon e Mao (1996) mostraram que, a nível de forças básicas, a probabilidade de destacamento (P_d) pode ser vista como:

$$P_d = \exp\left(-\frac{Wa + E_1}{E'_k}\right) \quad 3.49$$

onde:

Wa = força de adesão;

E_1 = barreira de energia;

E'_k = energia cinética.

A equação 3.49 sugere, também, que uma partícula poderá ser destacada de uma bolha se a energia cinética dela for maior que a soma do trabalho de adesão e a energia de separação. A função exponencial foi usada porque as múltiplas pequenas partículas na superfície da bolha teriam valores de E'_k distribuídos.

Segundo Ahmed et al. (1989), para assegurar a estabilidade de um agregado partícula-bolha em um sistema estático, as forças características associadas com o peso da partícula devem ser balanceadas pela força restauradora de tensão superficial.

Através desse balanço e da análise dessas forças fundamentais que estão envolvidas no destacamento partícula-bolha, pode-se determinar o máximo tamanho flotável de partícula e começar a entender os parâmetros que causam ou que impedem o destacamento. Utilizando os modelos dos mecanismos de destacamento, pode-se verificar a importância relativa de cada fator contribuinte.

Morris (1950) foi um dos primeiros a tentar medir a força real de destacamento em uma escala visual. Parafinas pequenas colocadas em um cilindro foram fixadas em bolhas grandes em água. O ângulo de contato estático foi medido. Contando que as partículas permanecessem aderidas, este ângulo foi sempre menor que o ângulo de contato máximo. Ele observou que as partículas mais pesadas produziram ângulos mais próximos ao ângulo máximo e assim estavam mais perto do ponto de destacamento. Morris determinou que o tamanho de bolha era um fator crítico no destacamento e que a chance de partículas grossas permanecerem aderidas é muito dependente do ângulo de contato. Dentro deste contexto, ele concluiu que as chances de retenção melhoram com a hidrofobicidade da superfície e tamanho de bolha crescente.

Bazin et al. (2001) também chegaram a uma conclusão similar, quando observaram um decréscimo na recuperação de partículas grossas. Segundo eles, esse decréscimo poderia

ser explicado pela ocorrência de ruptura do agregado partícula-bolha devido à insuficiente cobertura hidrofóbica das superfícies das partículas grossas.

Laskowski et al. (1974) afirmaram que a probabilidade de estabilidade do agregado partícula-bolha é influenciada pelo ângulo de contato, pelos raios da partícula e da bolha e pela densidade da partícula.

Öteyaka et al. (1994) afirmam que, na flotação de partículas grossas, a probabilidade de estabilidade do agregado partícula-bolha (P_s) é comprometida pelas forças de destacamento (inércia, gravidade ou cisalhamento). Assim, para desenvolver um modelo para P_s , os autores consideraram que o destacamento ocorre quando essas forças são maiores que as forças atrativas (F_a) (forças interfaciais). Com isso eles desenvolveram a expressão 3.50 para P_s :

$$P_s = \left(1 - \frac{dp}{dp_{\max}} \right)^3 \quad 3.50$$

onde:

dp = diâmetro da partícula que está aderida à bolha;

dp_{\max} = diâmetro de uma partícula passível de flotação.

Ahmed et al. (2000) deduziram a expressão 3.51 para o cálculo da força de destacamento:

$$F_{\det} = \frac{4}{3} \pi R_p^3 \rho_p a_{cr} \quad 3.51$$

onde:

R_p = raio da partícula;

ρ_p = densidade da partícula;

a_{cr} = aceleração centrífuga crítica.

De acordo com o que foi exposto, pode-se dizer que os diversos estudos realizados sobre a estabilidade/ruptura do agregado partícula-bolha envolveram a análise das forças que atuam nele durante a flotação. Assim, uma figura mostrando detalhadamente dessas forças tornou-se disponível no estudo de Schulze (1982). Entretanto, Drzymala (1994) analisou essa questão das forças atuantes de uma forma mais simplificada. Ele considerou, inicialmente, uma situação ideal, representada na FIG. 3.14.a, na qual somente a força capilar (F_σ), a principal força responsável pela adesão partícula-bolha, é apresentada no sistema. Conforme a teoria, a força capilar depende da tensão superficial de líquido (σ) e do perímetro de molhamento (πa), onde a é a medida do contato partícula-bolha e $\pi = 3,14$; assim:

$$F_\sigma = \pi a \sigma$$

3.52

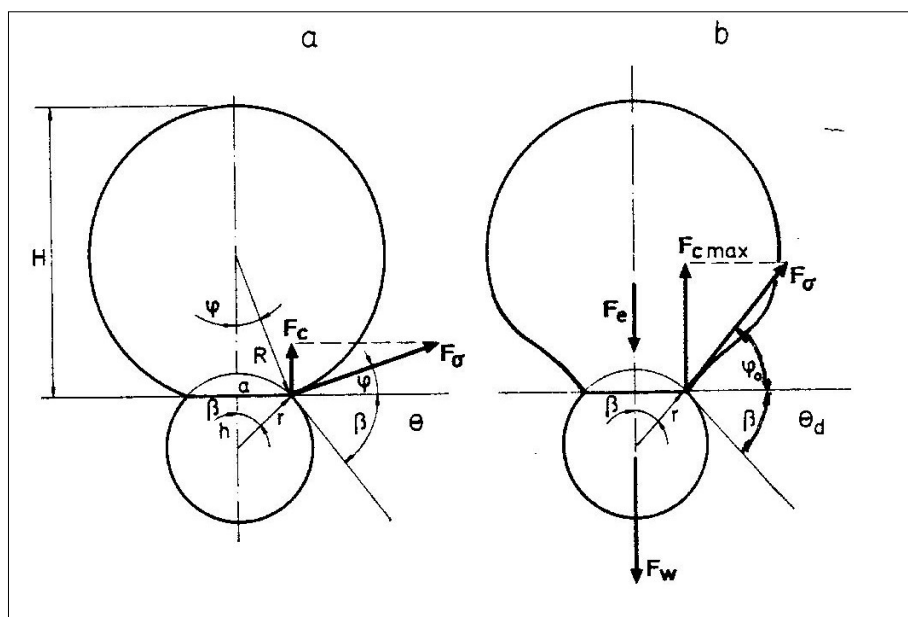


FIGURA 3.14: O agregado partícula-bolha. (a) Geometria de um sistema ideal quando somente a força capilar está presente. (b) Geometria e forças que atuam entre partícula e bolha no momento de destacamento, quando $F_{c\max} = F_w + F_e$.
Fonte – DRZYMALA, 1994, p. 155.

A força capilar ($F\sigma$) opera na linha de contato partícula-bolha. O vetor dessa força começa no contato partícula-bolha e é tangente à bolha. Essa força forma um ângulo φ com o prolongamento da linha horizontal do contato partícula-bolha. O ângulo formado entre a tangente à bolha e a tangente à partícula é o ângulo de contato (θ), que caracteriza a hidrofobicidade da superfície. O ângulo β é resultante da diferença entre θ e φ . Na FIG. 3.14.a, r é o raio da partícula e R é o raio da bolha. Como a força capilar ($F\sigma$) será contrabalançada por outras forças, as quais estão na vertical, o autor considerou a componente vertical da força capilar (F_c) em suas análises. Da geometria do sistema, mostrado na FIG. 3.14.a, pode-se escrever que:

$$F_c = F\sigma \sin\varphi = \pi a \sigma \sin\varphi$$

Mas, pela figura:

$$a = 2 r \operatorname{sen} \beta \quad 3.54$$

assim F_c pode ser dada por:

$$F_c = 2 \pi r \sigma \operatorname{sen} \varphi \operatorname{sen} \beta = 2 \pi r \sigma \operatorname{sen}(\theta - \beta) \operatorname{sen} \beta \quad 3.55$$

A equação 3.55 indica que a componente vertical da força capilar (F_c) é uma função complexa da hidrofobicidade da superfície (θ), da geometria do sistema (r), bem como de sua combinação (β).

Segundo o autor, a introdução de qualquer força no sistema ideal mostrado na FIG. 3.14.a, muda o ângulo φ para φ_0 , conforme apresentado na FIG. 3.14.b, pois a forma da interface ar/líquido reage à força aplicada. Ao contrário, o ângulo β permanece constante devido à natureza rígida do ponto de adesão das três fases. Como o ângulo φ aumenta para φ_0 , por exemplo, devido à força peso (F_w) ou pelo aumento da densidade da partícula; a componente vertical da força capilar (F_c) também aumenta até um valor máximo ($F_{c_{\max}}$):

$$F_{c_{\max}} = 2 \pi r \sigma \operatorname{sen} \varphi_0 \operatorname{sen} \beta = 2 \pi r \sigma \operatorname{sen} \varphi_0 \operatorname{sen}(\theta_d - \varphi_0) \quad 3.56$$

Usando os recursos trigonométricos, a equação 3.57 pode ser reescrita como:

$$F_{c_{\max}} = \pi r \sigma (1 - \cos \theta_d) \quad 3.57$$

Neste momento, o ângulo de contato (θ) alcança um valor crítico θ_d (ângulo de destacamento) e qualquer aumento adicional no peso provocará a ruptura do agregado partícula-bolha.

No momento do destacamento, a força $F_{C_{\max}}$ é contrabalançada pelas seguintes forças:

$$F_{C_{\max}} = F_w + F_e \quad 3.58$$

Onde:

F_w = é a força peso de uma partícula imersa em água e aderida à bolha.

$$F_w = \frac{4}{3} \pi r^3 \rho_p g - \pi \rho_w g r^3 \left(\frac{2}{3} + \cos \frac{\theta_d}{2} - \frac{1}{3} \cos^3 \frac{\theta_d}{2} \right) \quad 3.59$$

F_e = é a força de excesso. $F_e = F_g - F_h$, onde F_g é a força resultante do aumento de pressão no interior da bolha. F_h é a força de pressão hidrostática. F_g torna a adesão mais forte e F_h contribui para o destacamento.

A força de excesso (F_e) é dada por:

$$F_e = \pi r^2 (1 - \cos \theta_d) (\sigma/R - R \rho_w g) \quad 3.60$$

Onde nas equações 3.59 e 3.60, tem-se que:

ρ_p = densidade da partícula;

ρ_w = densidade do líquido;

σ = tensão superficial do líquido.

Segundo o autor, outras forças que poderiam influenciar no destacamento são: forças causadas pela linha de tensão e arraste hidrodinâmico. Neste estudo, essas forças não foram consideradas. Mas, mesmo assim, foram revelados os principais parâmetros que estão envolvidos no processo de estabilidade/ruptura do agregado partícula-bolha.

É importante salientar que quase todos os pesquisadores na área de destacamento partícula-bolha usaram bolhas esféricas nos ensaios e no desenvolvimento de modelos.

4. METODOLOGIA

4.1. Preparação e Obtenção das Amostras de Quartzo

A amostra utilizada no presente trabalho foi proveniente da região de Jaboticatubas, Minas Gerais. Foi recebido um lote de aproximadamente 400kg de partículas de quartzo bruto que possuía originalmente uma granulometria em torno de 12,7mm a 25,4mm (0,5” a 1”).

Inicialmente foram obtidas 04 (quatro) amostras:

- Amostra AF: constituída, principalmente, por partículas de quartzo na faixa de tamanho $-74\mu\text{m} + 38\mu\text{m}$ (-200# + 400#);
- Amostra AM: constituída, principalmente, por partículas de quartzo na faixa de tamanho $-150\mu\text{m} + 74\mu\text{m}$ (-100# + 200#);
- Amostra AG: constituída, principalmente, por partículas de quartzo na faixa de tamanho $-297\mu\text{m} + 150\mu\text{m}$ (-48# + 100#);
- Amostra AN: constituída, principalmente, por partículas de quartzo na faixa de tamanho $-297\mu\text{m} + 38\mu\text{m}$ (-48# + 400#);

Para se obter as amostras citadas acima, o lote de quartzo bruto foi submetido a estágios de britagem intercalados com estágios de controle de tamanho (peneiramento). A britagem foi realizada utilizando britador de mandíbulas secundário e britador de rolos. Nos estágios de peneiramento foi utilizadas a seguinte série de peneiras: 48# (297 μm), 100# (150 μm), 200# (74 μm) e 400# (38 μm). O diagrama de blocos que mostra a obtenção das amostras AN, AG, AM e AF está apresentado na FIG. 4.1.

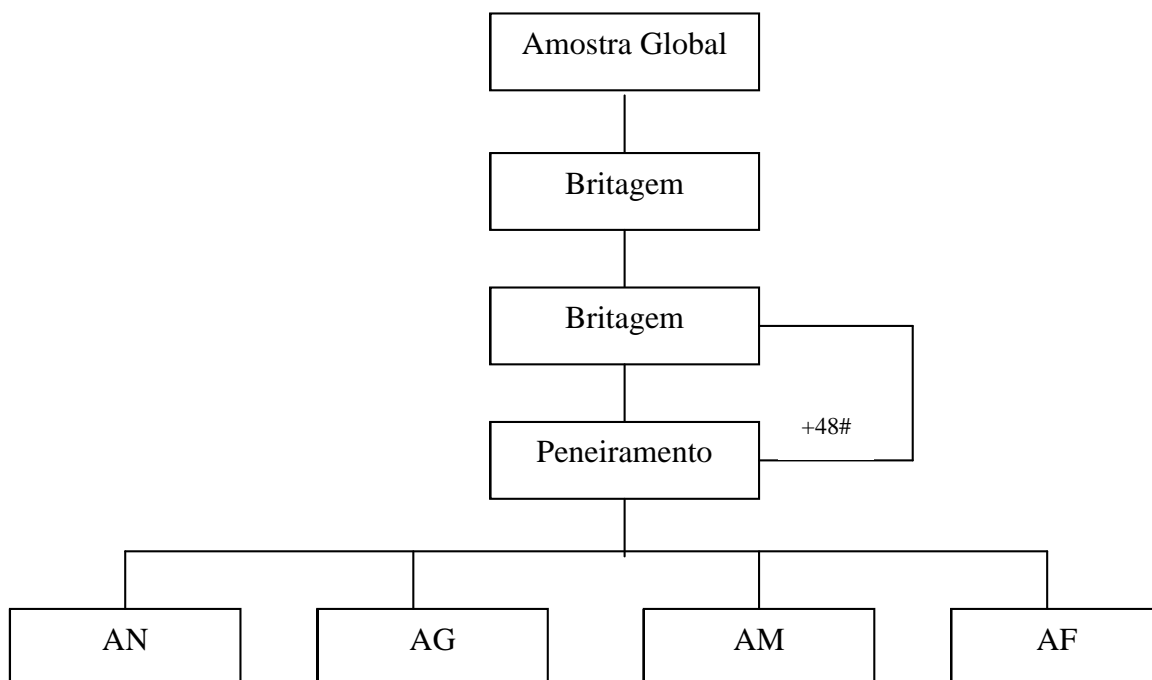


FIGURA 4.1: Diagrama de blocos de obtenção das amostras AN, AG, AM e AF.

Posteriormente, cada uma dessas amostras foi submetida a sucessivos estágios de homogeneização e quarteamento, empregando-se o método de pilhas alongadas e divisor de fendas do tipo Jones, visando obter-se alíquotas das mesmas para as suas caracterizações química, granulométrica e mineralógica e para os ensaios de flotação. O diagrama de blocos que mostra a obtenção das alíquotas para as suas caracterizações química e granulométrica está apresentado na FIG. 4.2.

No decorrer do trabalho, 03 (três) outras amostras denominadas amostra A1, amostra A2 e amostra A3 foram contituídas artificialmente a partir das amostras AG, AM, AF. A TAB. 4.1 apresenta a composição dessas amostras.

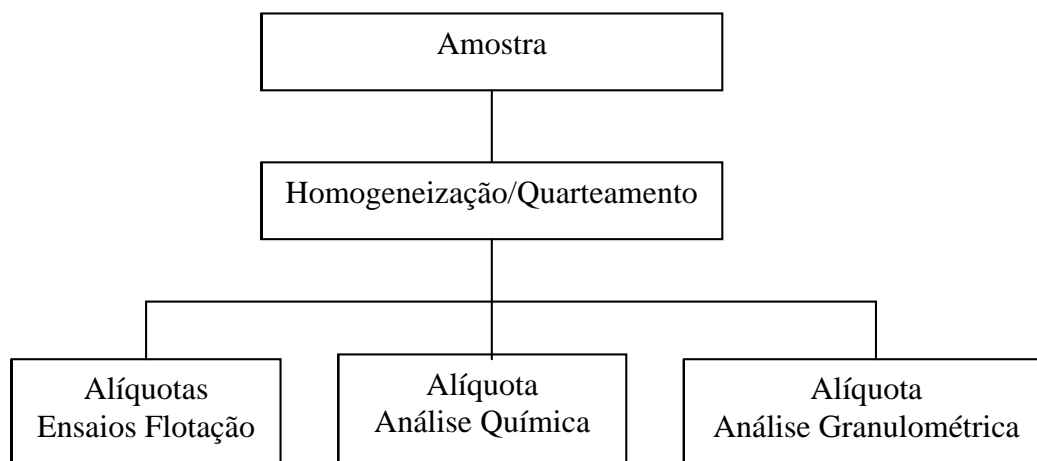


FIGURA 4.2: Diagrama de blocos de obtenção das alíquotas das amostras AN, AG, AM e AF para as suas caracterizações química e granulométrica.

TABELA 4.1
Composições das amostras A1, A2 e A3.

Amostras	Composição (%)
Amostra A1	AG (quartzo grosso): 66,4 AM (quartzo médio): 33,6 AF (quartzo fino): 0,0
Amostra A2	AG (quartzo grosso): 64,3 AM (quartzo médio): 29,7 AF (quartzo fino): 6,0
Amostra A3	AG (quartzo grosso): 59,8 AM (quartzo médio): 25 AF (quartzo fino): 15,2

4.2. Caracterização das Amostras de Quartzo

4.2.1. Caracterização Química

Análises químicas das amostras AG, AM e AF foram realizadas com o objetivo de se verificar o grau de pureza (%SiO₂) das mesmas. Os elementos/compostos analisados

foram: Fe, Al, P, Mn, Ca, Mg, Na, K, Fe₂O₃, Al₂O₃, P₂O₅, MnO₂, CaO, MgO, Na₂O, K₂O, SiO₂, PPC.

4.2.2. Caracterização Granulométrica

Para verificar a distribuição de tamanhos das partículas presentes em cada amostra foi realizada a análise granulométrica das mesmas. Para essas análises, as séries de peneiras utilizadas foram:

- Amostra AG: 297μm (48#), 210μm (65#), 150μm (100#), 74μm (200#) e 38μm (400#);
- Amostra AM: 150μm (100#), 105μm (150#), 74μm (200#) e 38μm (400#);
- Amostra AF: 74μm (200#), 53μm (270#), 44μm (325#) e 38μm (400#);
- Amostras A1, A2 e A3: 297μm (48#), 210μm (65#), 150μm (100#), 105μm (150#), 74μm (200#), 53μm (270#), (44μm) 325# e 38μm (400#).

O tempo de peneiramento foi de 25 minutos e a massa total alimentada em cada série de peneiras foi calculada a partir da equação 4.1 (fórmula de Gaudin):

$$m = \frac{(d_i + d_s)}{2} \times d \times A \times n \quad 4.1$$

onde:

m = massa (g) de material que poderia ficar retida em uma peneira, cessado o peneiramento;

d_i = abertura (cm) da peneira em análise;

d_s = abertura (cm) da peneira logo acima;

d = densidade do minério (g/cm³);

A = área da peneira (cm^2);

n = número de camadas de partículas (de 1 a 3).

A densidade das amostras foi determinada através do método de análise de densidade por picnômetro a gás. A densidade obtida foi em torno de $2,62\text{g}/\text{cm}^3$.

4.3. Ensaios de Flotação em Célula Mecânica

Os ensaios foram realizados em uma célula de flotação Denver – Modelo D12- utilizando uma cuba de 2 litros de capacidade, com raspagem manual da espuma.

O procedimento geral para todos os ensaios foi o seguinte:

1. preparação de uma solução recente do reagente;
2. calibragem do medidor de pH na faixa de trabalho;
3. adição da amostra em estudo e da água, formando uma polpa de volume igual a 1240ml;
4. ajuste da velocidade do rotor da célula de flotação para 1300rpm;
5. introdução do eletrodo dentro da cuba;
6. ajuste do pH da polpa até um valor próximo ao pH do ensaio;
7. adição do coletor e disparo do cronômetro;
8. ajuste do pH da polpa;
9. condicionamento da polpa por 4 minutos;
10. injeção de ar e coleta do flotado até o esgotamento da espuma;
11. filtragem do afundado;
12. secagem e pesagem do flotado e do afundado.

Todos os reagentes utilizados foram preparados com água destilada e suas soluções eram preparadas no mesmo dia em que os ensaios eram realizados.

Como coletor foram utilizados dois tipos de éter-amina na forma de soluções 1% (p/v). Sendo uma éter-monoamina: Flotigam EDA 3, com grau de neutralização igual a 29,8% e uma éter-diamina: Flotigam 2835-2 L, com grau de neutralização igual a 20,6%, ambas fabricadas pela Clariant.

Para o controle de pH, foram utilizadas soluções de HCl 1% (p/v) e NaOH 5% (p/v).

4.4. Ensaio de Flotação em Coluna

A FIG. 4.3 ilustra o procedimento utilizado nos ensaios de flotação em coluna. Primeiramente, a polpa de alimentação (porcentagem de sólidos de 15%) era formada com a amostra de quartzo a ser estudada e com água em vazões constantes pré-estabelecidas. Durante a formação da polpa, o reagente era adicionado em vazões definidas em função da dosagem de coletor que seria testada no ensaio e da vazão de sólidos alimentados. Após obtenção do tempo de condicionamento, a coluna era alimentada, de forma contínua, com uma vazão de polpa constante pré-estabelecida. Após a coluna entrar em equilíbrio, ou seja, a interface polpa-espuma tornar-se constante, os produtos flotado e afundado eram recolhidos durante três minutos.

As FIG. 4.4 e 4.5 mostram a coluna utilizada nos ensaios de flotação. Essa coluna tem 54,0mm de diâmetro, 3,0m de altura e altura da zona de coleta de 1,9m, possui dois transmissores de pressão na zona de coleta e equipamentos auxiliares: rotâmetro,

bombas peristálticas com inversores de frequência, para água (de formação da polpa de alimentação), reagente, alimentação de polpa na coluna e saída do afundado.

Os valores medidos pelos transmissores de pressão eram enviados para PLC e o valor do “Hold up” de gás era calculado através da fórmula:

$$\varepsilon_g = 1 - \frac{\Delta p}{\rho_{sl} g \Delta L}$$

onde: Δp = diferença de pressão (kPa) obtida nos transmissores P_1 e P_2 ;

ρ_{sl} = densidade de polpa (g/cm^3);

g = aceleração da gravidade (cm/s);

ΔL = distância entre os transmissores de pressão (cm).

A FIG. 4.6 mostra a tela do programa onde pode ser observado os valores das pressões e do “hold up” obtidos em um dado ensaio de flotação.

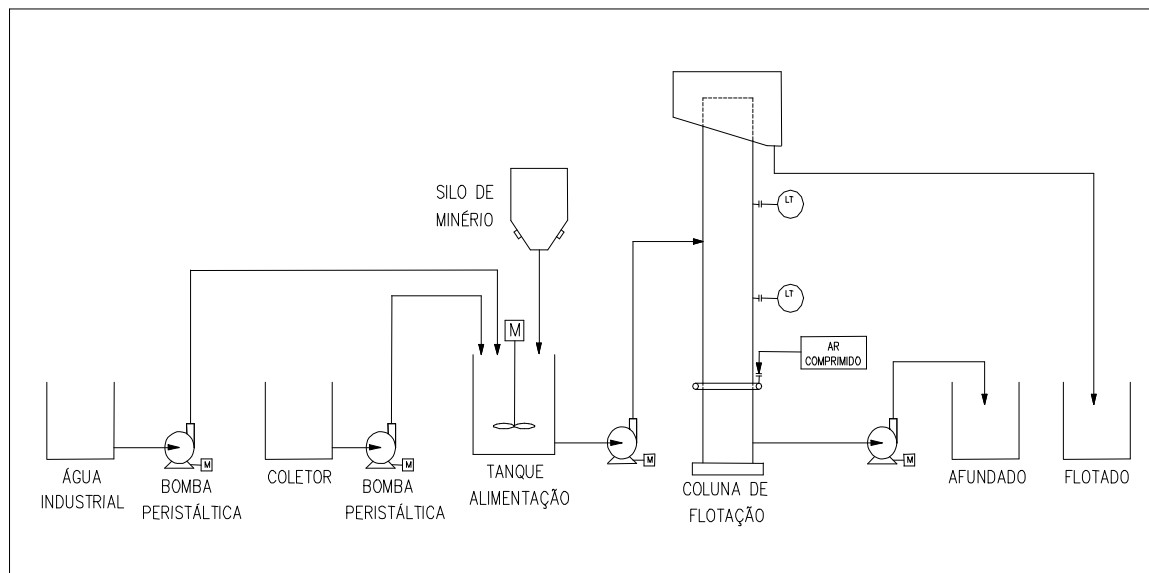


FIGURA 4.3: Fluxograma do procedimento utilizado nos ensaios de flotação em Coluna.

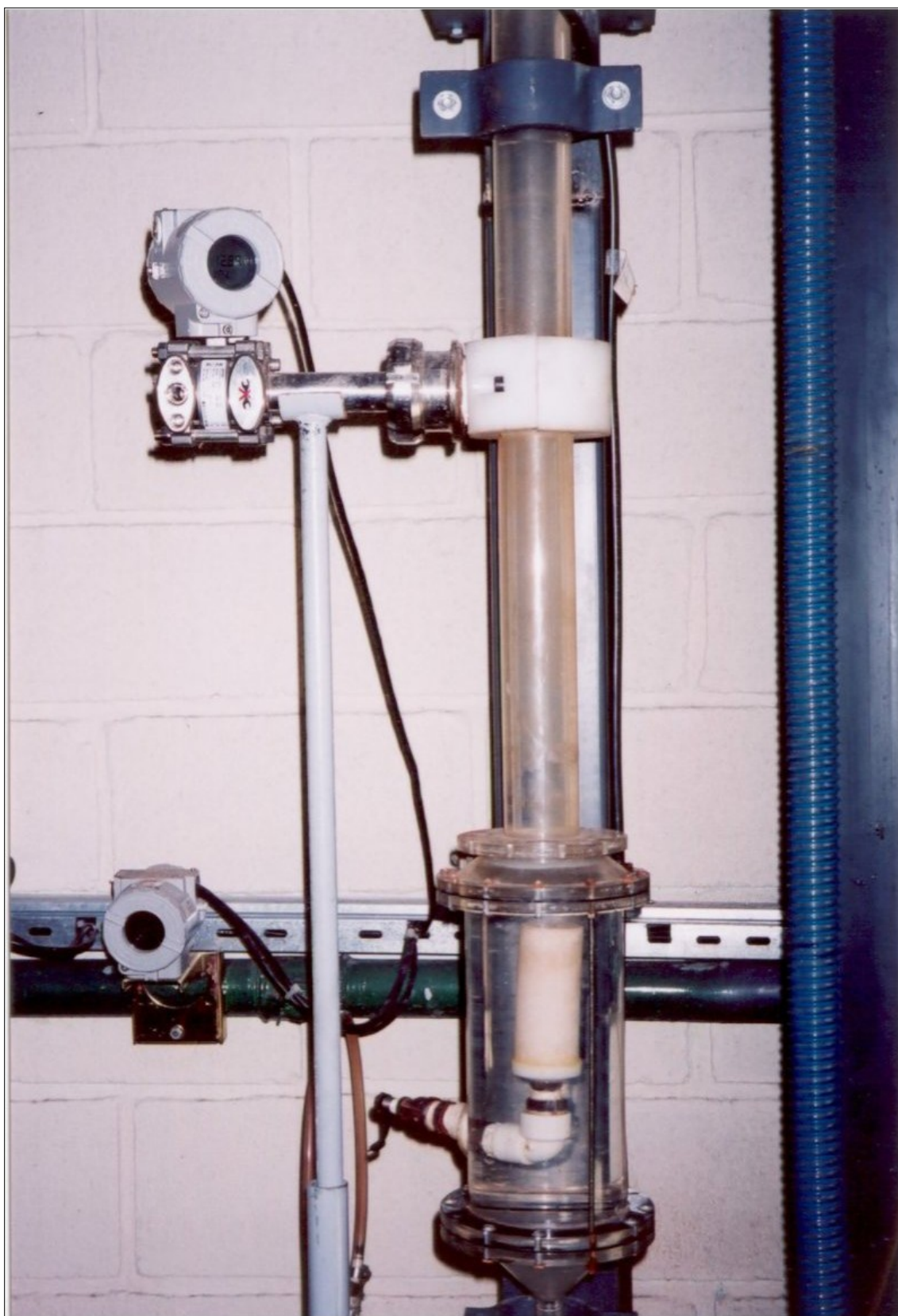


FIGURA 4.4: Coluna de flotação de laboratório (detalhe da parte inferior).

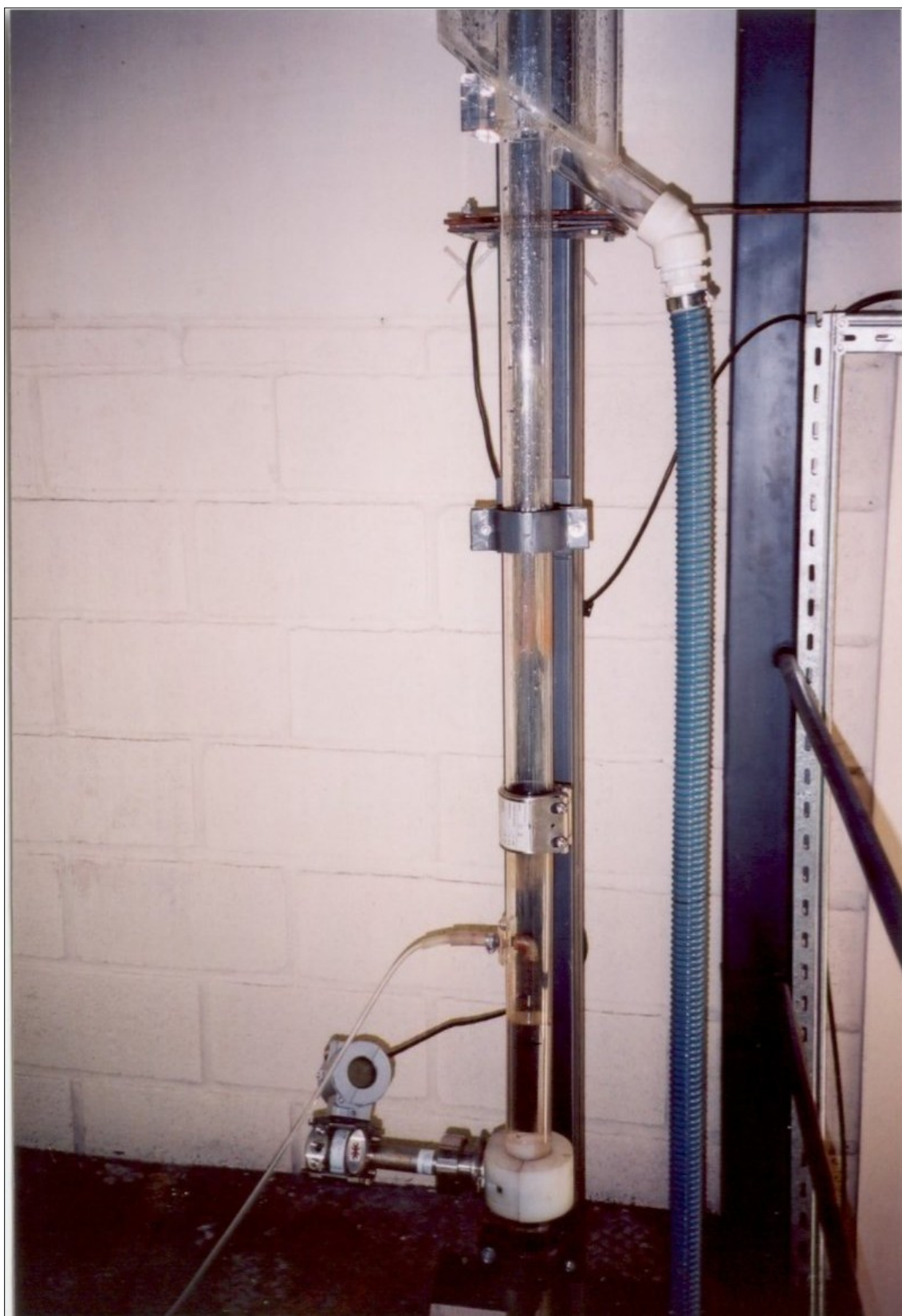


FIGURA 4.5: Coluna de flotação de laboratório (detalhe da parte superior).

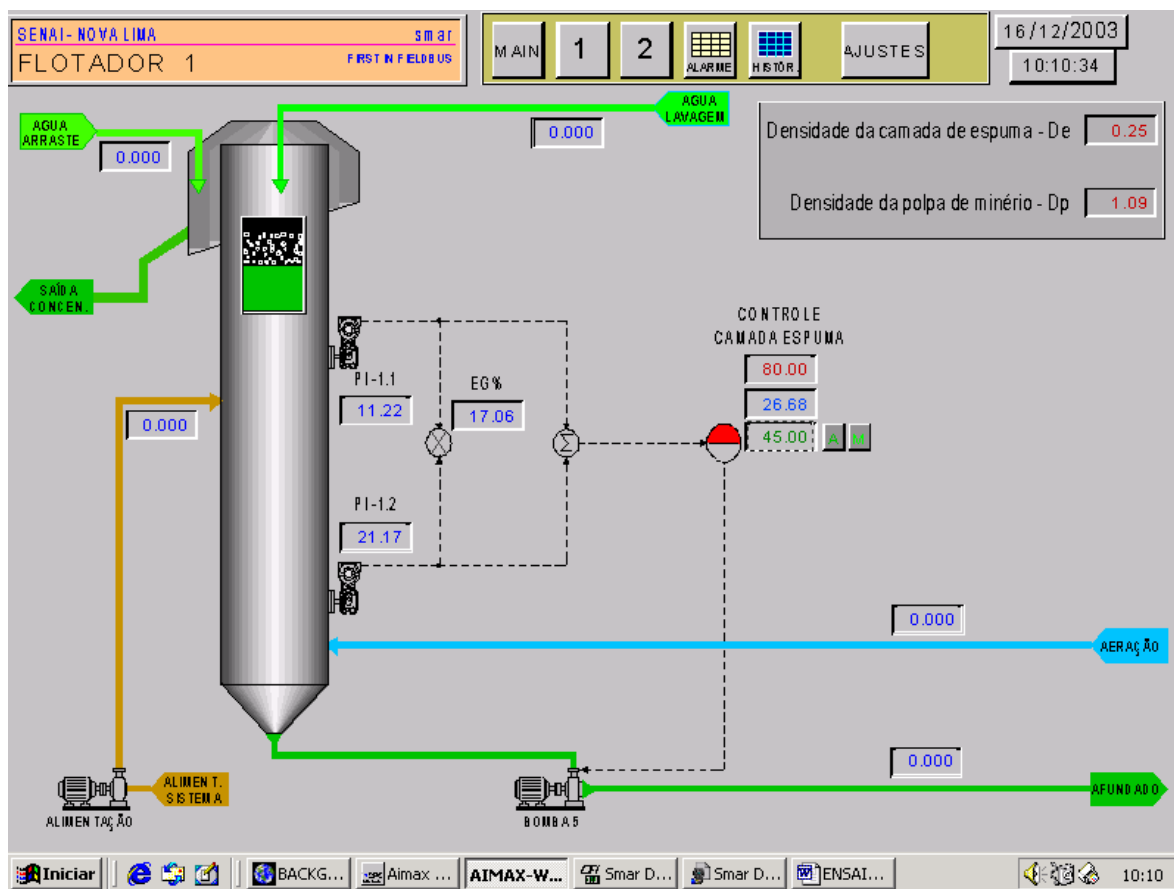


FIGURA 4.6: Tela do programa utilizado nos ensaios de flotação em coluna.

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1. Caracterização Química

A TAB. 5.1 mostra os resultados das análises químicas das amostras AG, AM e AF.

A partir dos resultados de análises químicas, mostrados na TAB 5.1, verifica-se que as três amostras apresentaram teores de SiO₂ acima de 99%. Com isso, elas foram consideradas puras, não havendo a necessidade de se realizar a limpeza das mesmas.

5.2. Caracterização Granulométrica

As TABELAS 5.2, 5.3, 5.4, 5.5 mostram os resultados das análises granulométricas obtidos para as amostras AF, AM, AG, AN respectivamente. A TABELA 5.6 mostra os resultados das análises granulométricas obtidos para as amostras A1, A2 e A3.

Pela TABELA 5.2, que mostra os resultados da análise granulométrica da amostra AF, pode-se observar que 89,29% das partículas estão dentro da faixa desejada, ou seja, abaixo de 74µm e acima de 38µm, sendo que 37,20% dessas partículas ficaram retidas na malha de 53µm, 36,25% ficaram retidas na malha de 44µm e 15,84% na malha de 38µm.

Pela TABELA 5.3, que mostra os resultados da análise granulométrica da amostra AM, pode-se observar que 92,92% das partículas estão dentro da faixa desejada, ou seja, abaixo de 150µm e acima de 74µm, sendo que 60,05% dessas partículas ficaram retidas na malha de 105µm, 32,87% na malha de 74µm.

TABELA 5.1
Análise química das amostras AG, AM e AF.

Elementos/Compostos (%)	SiO ₂	Fe	Al	P	Mn	Ca	Mg	Na	K	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MnO ₂	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	ppc
Amostras																		
AG	99,71	0,020	0,021	<0,001	0,001	0,001	0,002	0,003	0,003	0,029	0,041	<0,001	0,002	0,002	0,003	0,004	0,004	0,199
AM	99,63	0,043	0,031	<0,001	0,001	0,001	0,003	0,001	0,005	0,061	0,059	<0,001	0,002	0,002	0,005	0,001	0,006	0,228
AF	99,43	0,105	0,063	<0,001	0,002	0,004	0,005	<0,001	0,015	0,150	0,121	<0,001	0,003	0,005	0,008	<0,001	0,018	0,254

TABELA 5.2

Análise granulométrica da amostra AF.

Aberturas		Massa (%)		
Mesh (#)	μm	Retida	Acumulada	Passante
200	74	8,53	8,53	91,47
270	53	37,20	45,73	54,27
325	44	36,25	81,98	18,02
400	38	15,84	97,82	2,18
Fundo	0	2,18	100,00	0

TABELA 5.3

Análise granulométrica da amostra AM.

Aberturas		Massa (%)		
Mesh (#)	μm	Retida	Acumulada	Passante
100	150	6,1	6,1	93,90
150	105	60,05	66,15	33,85
200	74	32,87	99,02	0,98
400	38	0,98	100,00	0,00
Fundo	0	0,00	100,00	0,00

TABELA 5.4

Análise granulométrica da amostra AG.

Aberturas		Massa (%)		
Mesh (#)	μm	Retida	Acumulada	Passante
48	297	0,46	0,46	99,54
65	210	60,57	61,03	38,97
100	150	38,00	99,03	0,97
200	74	0,97	100,00	0,00
400	38	0,00	100,00	0,00
Fundo	0	0,00	100,00	0,00

TABELA 5.5

Análise granulométrica da amostra AN

Aberturas (#)	Massas (%)		
	Retida	Acumulada	Passante
48	0,20	0,20	99,80
65	38,40	38,60	61,40
100	22,76	61,36	38,64
150	14,44	75,8	24,20
200	12,26	88,06	11,94
270	5,73	93,79	6,21
325	4,02	97,81	2,19
400	1,99	99,80	0,20
Fundo	0,20	100,00	0,00

TABELA 5.6

Análises granulométricas das amostras A1, A2 e A3

Abertura(#)	Amostra 1		Amostra 2		Amostra 3	
	% R	% Rfg	% R	% Rfg	% R	% Rfg
48	0,11	66,39	0,82	64,34	0,96	59,78
65	36,98		38,60		35,98	
100	29,30		24,92		22,84	
150	18,01	33,08	16,16	29,67	13,31	25,0
200	15,07		13,51		11,69	
270	0,53	0,53	2,66	5,99	6,20	15,23
325	0,0		2,09		5,74	
400	0,0		1,13		2,94	
0	0,0		0,11		0,35	

% R = porcentagem retida; % Rfg = porcentagem retida por fração granulométrica (grossa, média e fina)

Pela TABELA 5.4, que mostra os resultados da análise granulométrica da amostra AG, pode-se observar que 98,57% das partículas estão dentro da faixa desejada, ou seja, abaixo de 297 μ m e acima de 150 μ m, sendo que 60,57% dessas partículas ficaram retidas na malha de 210 μ m, 38,00% na malha de 150 μ m.

Pela TABELA 5.5, que mostra os resultados da análise granulométrica da amostra AN, pode-se observar que essa amostra é constituída por: 61,35% de quartzo grosso (-48# +100#); 27,04% de quartzo médio (-100# +200#) e 11,62% de quartzo fino (-200# +400#).

Pela TABELA 5.6, que mostra os resultados das análises granulométricas das amostras A1, A2 e A3, pode-se observar que a amostra A1 é constituída por 66,39% de quartzo

grosso, 33,08% de quartzo médio e 0,53% de quartzo fino. A amostra A2 é constituída por 64,34% de quartzo grosso, 29,67% de quartzo médio e 5,99% de quartzo fino. A amostra A3 é constituída por 59,78% de quartzo grosso, 25,0% de quartzo médio e 15,23% de quartzo fino.

5.3. Ensaio de Flotação em Célula Mecânica

5.3.1. Série 1: Amostra AF; variáveis – pH e dosagem de éter-monoamina e éter-diamina

A Série 1 de ensaios de flotação em célula mecânica foi realizada com amostra AF. Os coletores utilizados foram éter-monoamina e éter-diamina. As recuperações de quartzo fino obtidas variando as dosagens e tipo de coletor e pH estão mostradas nas FIGURAS 5.1 e 5.2.

Os resultados apresentados na FIG. 5.1 mostram que, para uma dosagem de 60g/t de éter-monoamina e pH 9,0, foi possível obter uma recuperação de quartzo fino em torno de 99%. Observa-se que o aumento na dosagem de coletor de 60 para 80g/t não gerou aumento na recuperação de quartzo fino nesse pH. Entretanto, para os ensaios realizados em pHs 10,0 e 10,5, foi necessária uma dosagem de éter-monoamina de 80g/t para se obter o mesmo nível de recuperação (99%) de quartzo fino.

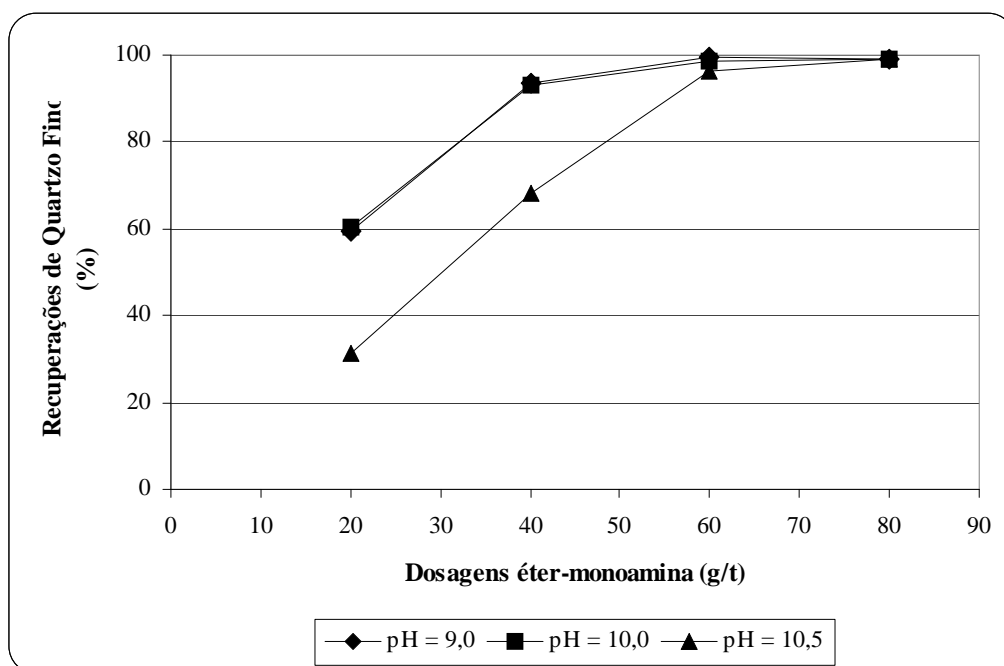


FIGURA 5.1 – Recuperações de Quartzo Fino. Célula Mecânica; %S = 20; Tempo de condicionamento = 4,0 min.; Rotação = 1300rpm. Variáveis: pH e dosagens de éter-monoamina.

Observa-se ainda que, para a dosagem de éter-monoamina de 80 g/t, as recuperações de quartzo fino obtidas em pHs 9,0, 10 e 10,5 foram iguais.

A FIG. 5.2 apresenta as recuperações de quartzo fino obtidas com a éter-diamina. Analisando os resultados, observa-se que em pHs 9,0 e 10,0 os maiores valores de recuperação de quartzo fino foram obtidos para a menor (20g/t) e para a maior (80g/t) dosagens de éter-diamina estudadas. Entretanto, em pH 9,0, as recuperações obtidas foram mais significativas que em pH 10,0. Esse fato não aconteceu em pH 10,5.

Observa-se ainda que em pH 9,0 e dosagens de éter-diamina de 40 e 60g/t, as recuperações de quartzo fino obtidas foram próximas. Esse fato pode ser observado também em pHs 10 e 10,5.

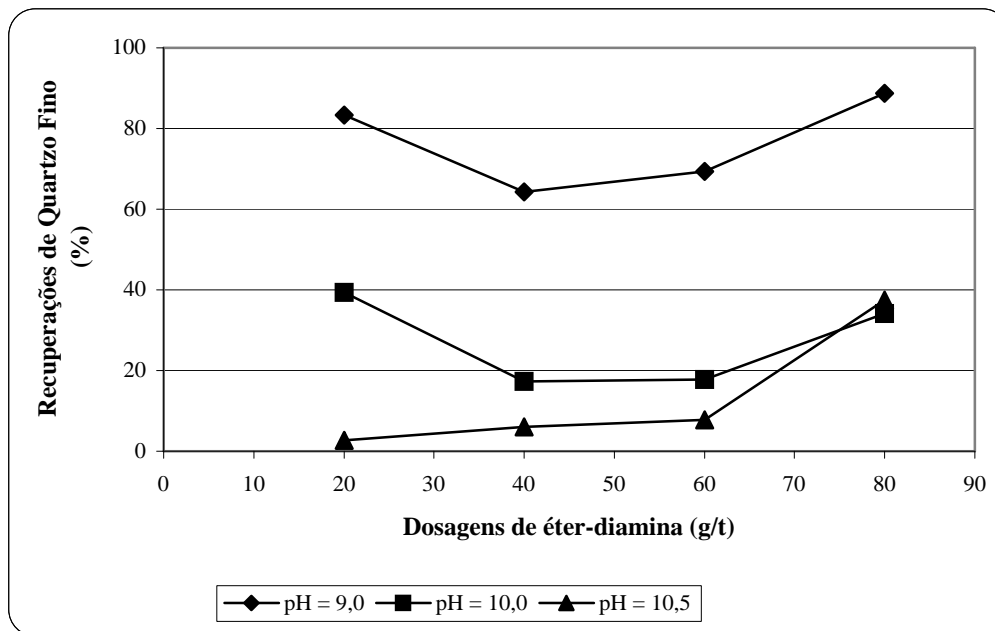


FIGURA 5.2 – Recuperações de Quartzo Fino. Célula Mecânica; %S = 20; Tempo de condicionamento = 4,0 min; Rotação = 1300 rpm. Variáveis: pH e dosagem de éter-diamina.

Observa-se, novamente, que em pH 9,0 foram obtidas as melhores recuperações de quartzo fino para quaisquer dosagens de éter-diamina, sendo que a maior recuperação (88,7%) foi obtida empregando uma dosagem de 80g/t. Porém, comparando os resultados obtidos com a éter-diamina com aqueles obtidos com a éter-monoamina, pode-se dizer que a éter-monoamina se mostrou mais eficiente na flotação de quartzo fino, pois com uma dosagem de 60g/t obteve-se uma maior recuperação (99,5%) de quartzo fino em pH 9,0.

5.3.2. Série 2: Amostra AM; variáveis – pH e dosagem de éter-monoamina e éter-diamina

A Série 2 de ensaios de flotação em célula mecânica foi realizada com amostra AM. Os coletores utilizados foram éter-monoamina e éter-diamina. As recuperações de quartzo médio obtidas variando as dosagens e tipo de coletor e pH estão mostradas nas FIGURAS 5.3 e 5.4.

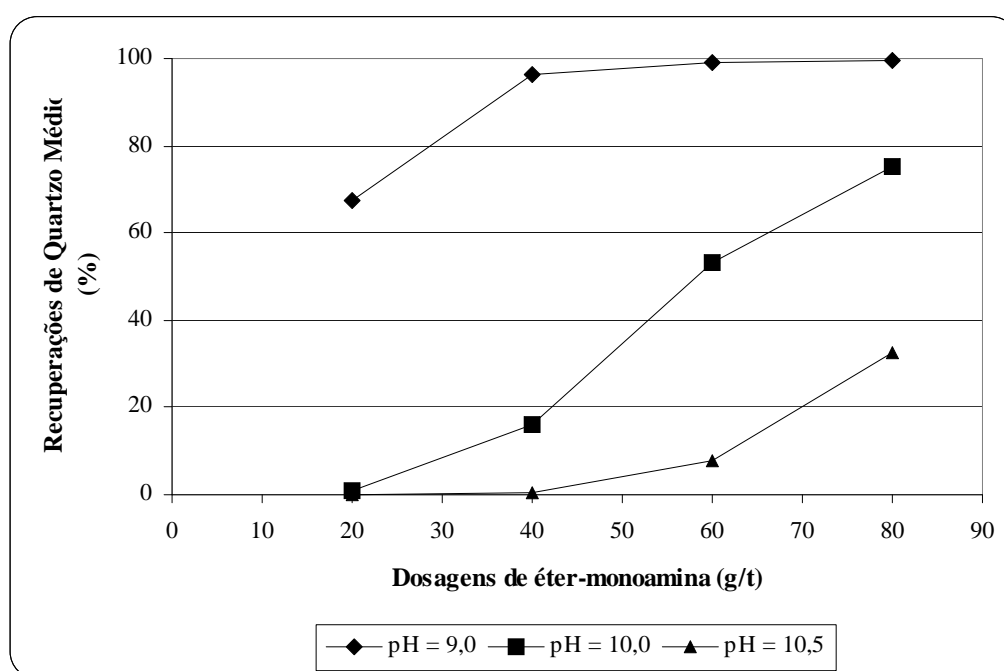


FIGURA 5.3 – Recuperações de Quartzo Médio. Célula Mecânica; %S = 20; Tempo de condicionamento = 4,0 min.; Rotação = 1300 rpm. Variáveis: pH e dosagens de éter-monoamina.

Analisando os resultados apresentados na TABELA 5.8, verifica-se que para os três valores de pH estudados (9,0, 10,0 e 10,5), as recuperações de quartzo médio cresceram com os aumentos da dosagem tanto de éter-monoamida quanto de éter-diamina, sendo que os aumentos da dosagem de éter-diamina provocaram maiores crescimentos nas recuperações de quartzo médio. Esses crescimentos proporcionaram recuperações de

quartzo médio com a éter-diamina superiores àquelas obtidas com a éter-monoamina em pHs 10,0 e 10,5. Porém, em pH 9,0, mesmo ocorrendo esses maiores crescimentos, não foi possível obter os mesmos níveis de recuperações de quartzo médio que foram conseguidos com a éter-monoamina. Assim, os resultados mostram que em pH 9,0 a éter-monoamina foi mais eficiente que a éter-diamina na recuperação de quartzo médio, para todas as dosagens testadas. Mas, em pHs 10,0 e 10,5 (principalmente), observa-se o contrário, ou seja, a éter-diamina foi mais eficiente que a éter-monoamina na recuperação de quartzo médio, para todas as dosagens testadas.

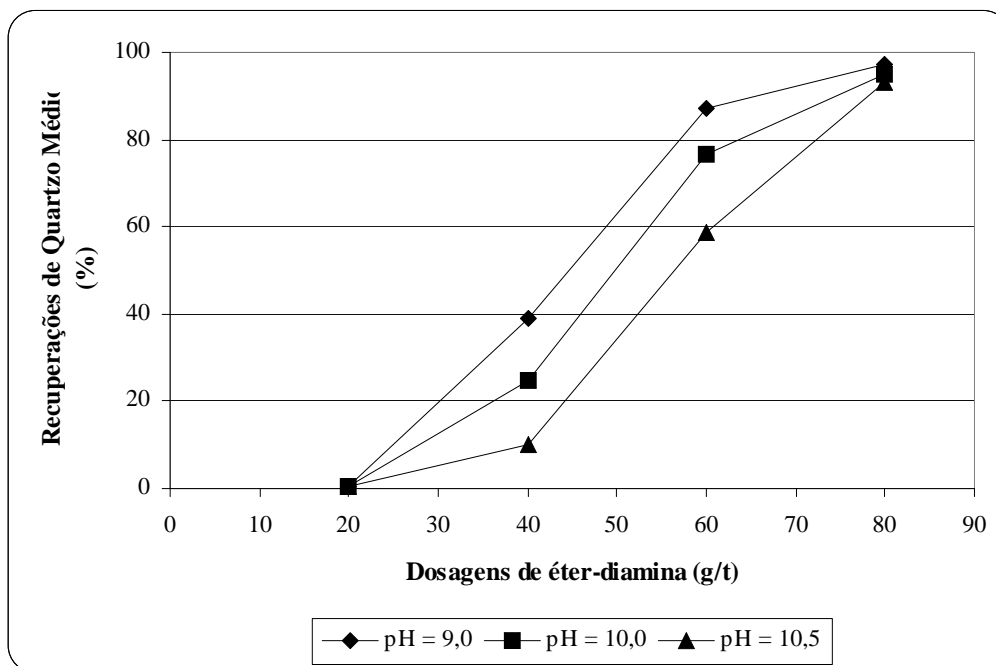


FIGURA 5.4 – Recuperações de Quartzo Médio. Célula Mecânica; %S = 20; Tempo de condicionamento = 4,0 min.; Rotação = 1300 rpm. Variáveis: pH e dosagens de éter-diamina.

Resumindo, observa-se, novamente, que as maiores recuperações de quartzo médio foram obtidas em pH 9,0. Nesse pH, recuperações de quartzo médio em torno de 99% e

97% foram obtidas, respectivamente, com 60 g/t de éter-monoamina e com 80 g/t de éter-diamina.

5.3.3. Série 3: Amostra AG; variáveis – pH e dosagem de éter-monoamina e de éter-diamina

A Série 3 de ensaios de flotação em célula mecânica foi realizada com amostra AG. Os coletores utilizados foram éter-monoamina e éter-diamina. As recuperações de quartzo grosso obtidas variando as dosagens e tipo de coletor e pH estão mostradas nas FIGURAS 5.5 e 5.6.

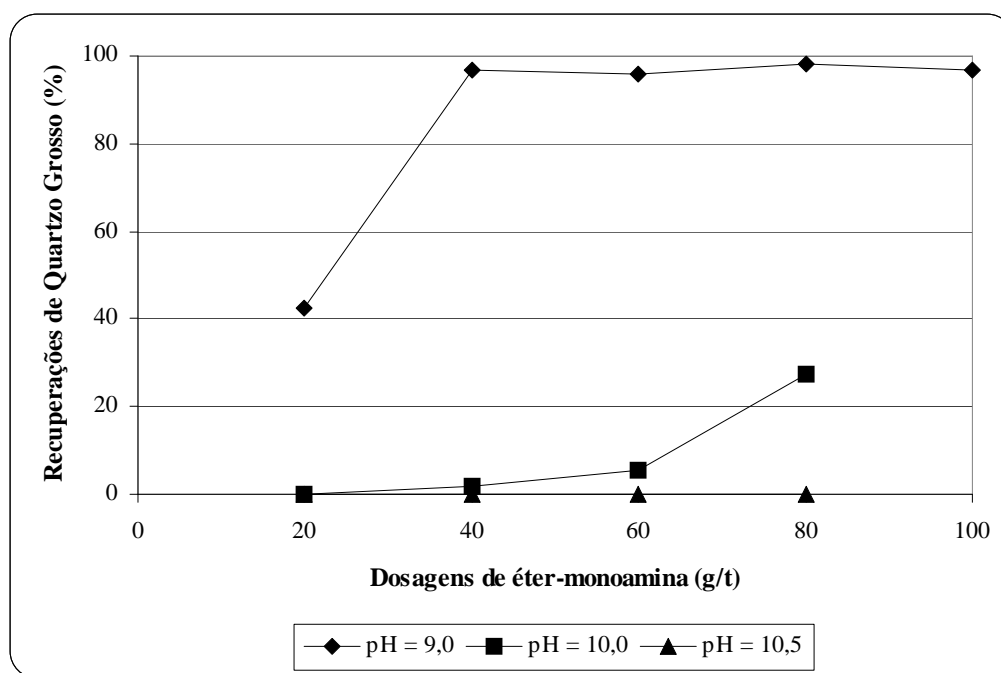


FIGURA 5.5 – Recuperações de Quartzo Grosso. Célula Mecânica; %S = 20; Tempo de condicionamento = 4,0 min.; Rotação = 1300 rpm. Variáveis: pH e dosagem de éter-monoamina.

A FIG. 5.5 mostra que em pH 10,5 não houve flotação de quartzo grosso e em pH 10,0 as recuperações não foram significativas, para qualquer dosagem de éter-monoamina empregada.

Em pH 9,0, verifica-se que é possível obter-se uma recuperação de quartzo grosso em torno de 97% com uma dosagem de 40g/t de éter-monoamina. Observa-se, ainda, que essa recuperação não sofreu grandes variações, mantendo-se em torno de 96%, quando foram empregadas dosagens maiores de éter-monoamina.

A FIG. 5.6 mostra que uma recuperação de quartzo grosso em torno de 99% foi obtida para pH 9,0 e dosagem de éter-diamina de 80g/t. Para essa mesma dosagem, as recuperações obtidas em pH 10,0 e 10,5 foram de 91,8 e 87,7% respectivamente, ou seja, foram menores que as obtidas em pH 9,0.

Os resultados sugerem que em pH 10,0 ou 10,5, o coletor mais eficiente para flotar o quartzo grosso é a éter-diamina na dosagem de 80g/t. Já em pH 9,0, e dosagens de 20 e 40g/t, o coletor mais eficiente foi a éter-monoamina. Porém, para esse pH e para dosagens maiores que 40g/t o coletor mais eficiente voltou a ser a éter-diamina. De uma forma geral, esses resultados podem ser também observados na flotação de quartzo médio. Analisando a FIG. 5.4 observa-se que para dosagens de éter-diamina maiores que 40g/t, as recuperações de quartzo médio cresceram significativamente, embora, neste caso, as recuperações de quartzo médio usando dosagens de éter-monoamina maiores que 40g/t sejam mais expressivas. Entretanto, esses resultados poderiam estar sugerindo uma maior habilidade de a éter-diamina para flotar partículas maiores. Essa

maior habilidade pode estar ligada ao fato da éter-diamina possuir dois grupos NH na sua fórmula estrutural, permitindo melhor adsorção desse coletor sobre a superfície e, conseqüentemente, tornando-a mais hidrófoba.

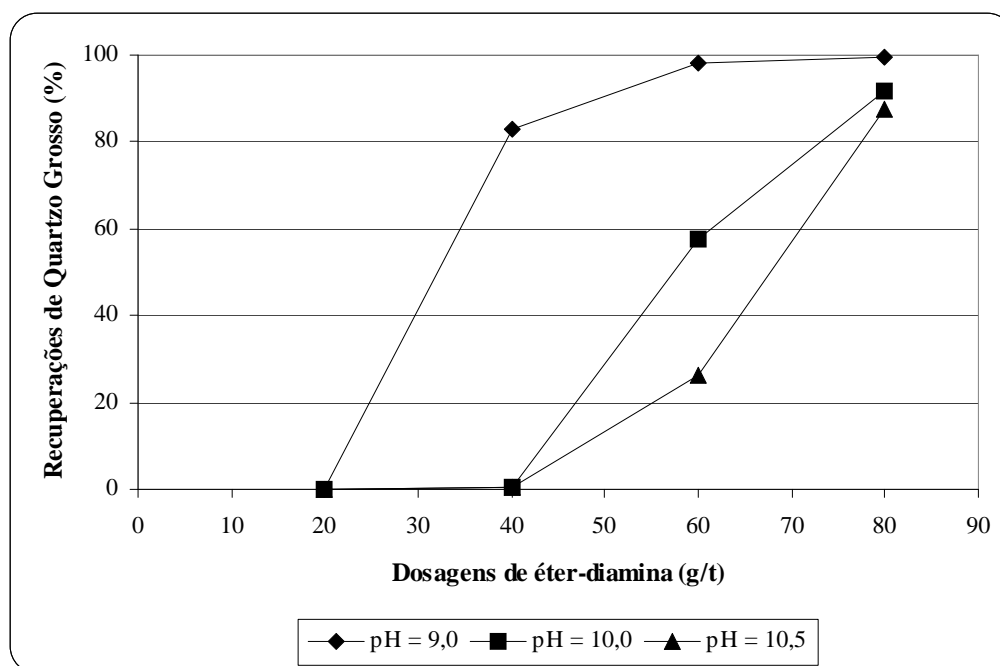


FIGURA 5.6 - Recuperações de Quartzo Grosso. Célula Mecânica; %S = 20; Tempo de condicionamento = 4,0 min.; Rotação = 1300 rpm. Variáveis: pH e dosagem de éter-diamina.

Os resultados sugerem que a dosagem de coletor exigida para se alcançar recuperações significativas de quartzo médio e grosso é função do tipo de coletor utilizado e do pH.

De uma forma geral, os resultados evidenciaram que as maiores taxas de flotação de quartzo fino, médio e grosso foram obtidas em pH 9,0. Esses resultados estão coerentes com os resultados de estudos do potencial zeta do quartzo, apresentados na FIG 5.7. Verifica-se que, em pH em torno de 9,0, a magnitude da carga superficial negativa do quartzo é maior, quando comparada com os demais valores de pH estudados. Pode-se

observar um decréscimo dessa magnitude em pHs 10,0 e 10,5. Logo, esses resultados indicam o pH 9,0 como sendo um pH favorável à obtenção de maiores níveis de flotação de quartzo, pelo fato de que, nesse pH, a superfície apresenta uma maior concentração de sítios negativos, o que favorece a adsorção de amina, por ser um coletor catiônico e sua adsorção sobre a superfície mineral ocorrer através de interações eletrostáticas.

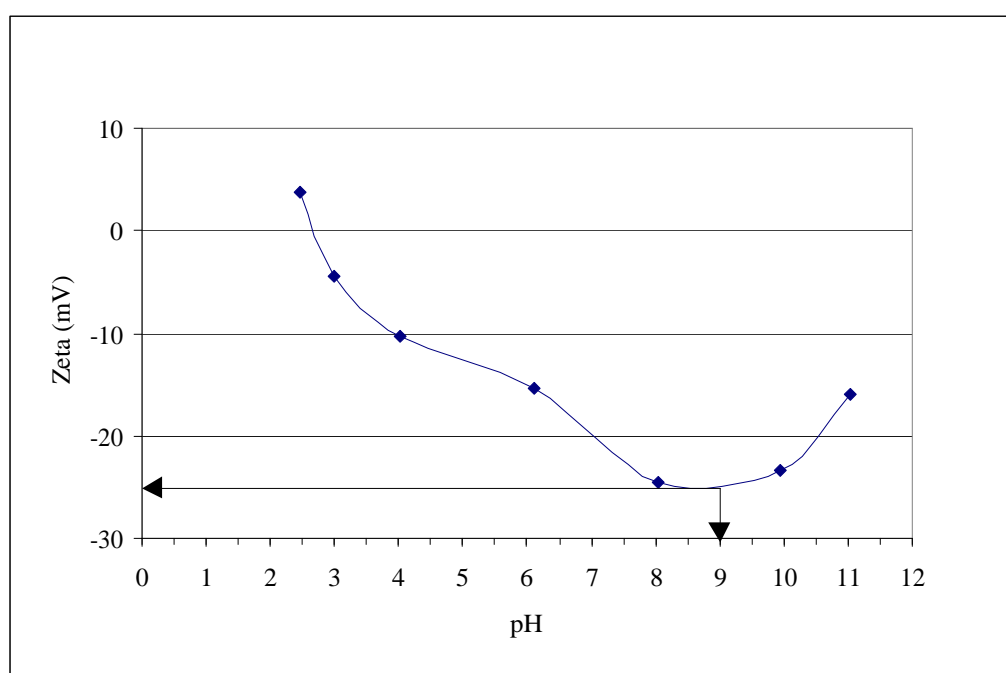


FIGURA 5.7 – Potencial zeta do quartzo versus pH.
Concentração de NaCl = 10^{-3} moles/litro. Equipamento: Célula Microeletroforética “Mark II”.

Além disso, estudos realizados por Sirkeci (2000), mostraram que em pH 9,3 ocorreu a interseção das curvas das espécies iônica e molecular da amina, ou seja, em valores de pH menores que 9,3, a concentração das espécies iônicas, responsáveis pela mudança de característica das superfícies das partículas de hidrofílica para hidrofóbica, são maiores. Esses resultados estão apresentados na FIG 5.8.

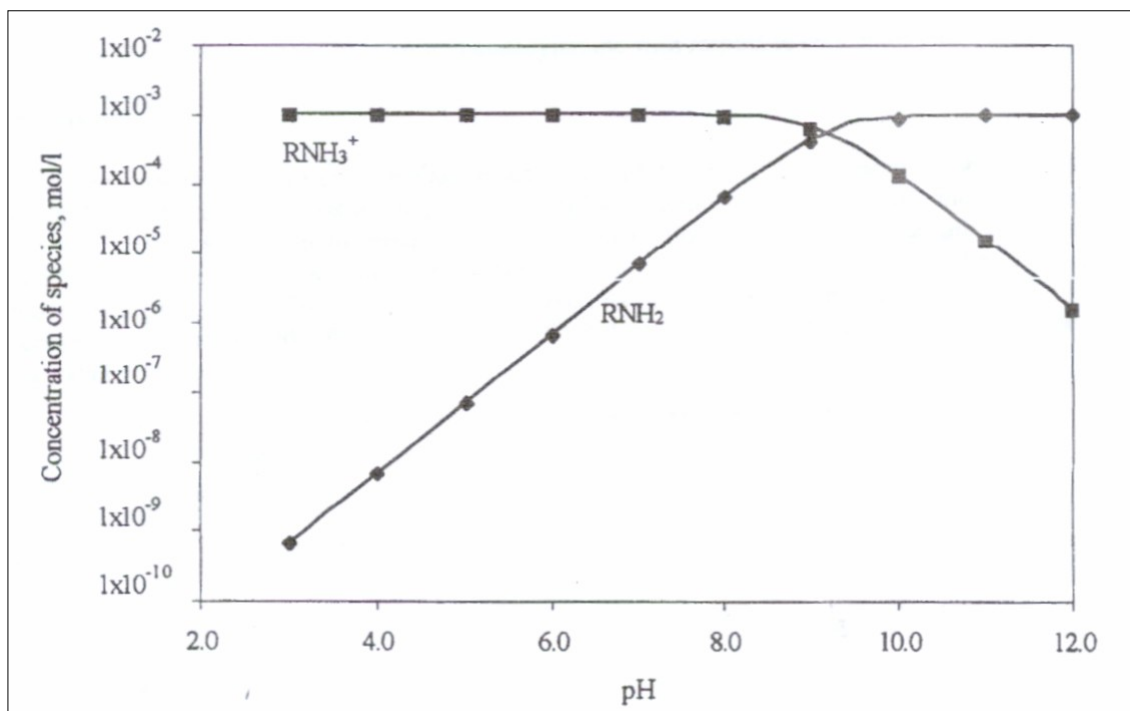


FIGURA 5.8 – Concentração de espécies iônica e molecular versus pH, para uma concentração inicial de amina de 1×10^{-3} mol/l.
 Fonte – SIRKECI, 2000, p. 1040.

5.3.4. Série 4: Amostras AF, AM e AG; variável – porcentagem de sólidos

A FIG. 5.9 mostra a influência da porcentagem de sólidos nas recuperações de quartzo fino, médio e grosso. O coletor utilizado foi a éter-monoamina nas dosagens de 60g/t para a amostra AF e 80g/t para as amostras AM e AG. Os ensaios foram realizados em pH 9,0.

Observa-se, da FIG. 5.9, que os comportamentos das recuperações de quartzo fino e médio foram semelhantes, ou seja, ocorreu um crescimento dessas recuperações quando a porcentagem de sólidos variou de 5 a 15%, mantendo-se praticamente constante para os valores 20, 40 e 45% de sólidos e sofrendo uma leve queda a partir de porcentagens acima de 45%.

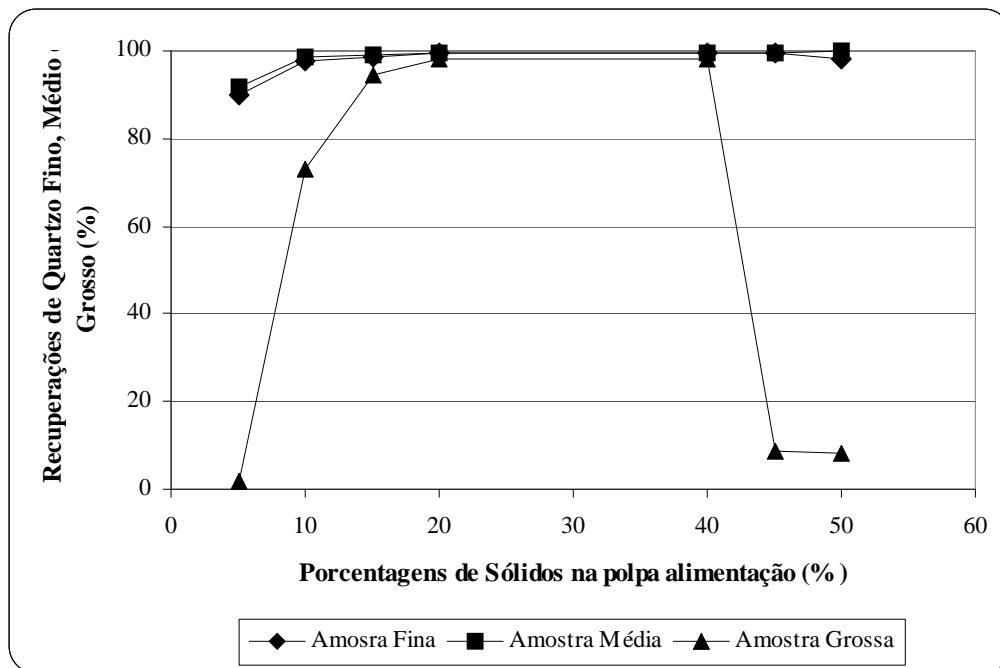


FIGURA 5.9 – Recuperações de Quartzo Fino, Médio e Grosso. Célula Mecânica; Tempo de condicionamento = 4,0 min.; pH = 9,0; dosagens de éter-monoamina = 60g/t para quartzo fino e 80g/t para quartzo médio e grosso. Variável: porcentagens de sólidos.

Observa-se que, para uma porcentagem de sólidos de 5%, praticamente não ocorreu flotação de quartzo grosso, possivelmente devido ao fato da polpa apresentar uma alta diluição o que poderia provocar uma elevação da velocidade de sedimentação das partículas de quartzo grossas, inibindo o contato partícula-coletor-bolha. Para os ensaios com 10 e 15% de sólidos, observa-se um acréscimo significativo na recuperação de quartzo grosso, sendo que para as porcentagens de sólidos de 20 e 40% as recuperações obtidas foram praticamente iguais e maiores em relação às obtidas para as demais porcentagens de sólidos testadas. Para porcentagens de sólidos acima de 40%, as recuperações de quartzo grosso voltam a apresentar uma queda bastante acentuada. Essa queda pode ter sido provocada pela dificuldade de se manter as partículas de quartzo grossas em suspensão. Pode-se afirmar que as variações das porcentagens de sólidos provocaram maiores influências nas recuperações de quartzo grosso.

Li et al. (1993) observaram, também, uma redução da recuperação de partículas finas, médias e grossas de galena devido ao aumento da porcentagem de sólidos.

5.3.5. Série 5: Amostra AN; variável – dosagem de coletor éter-monoamina

A Série 5 de ensaios de flotação em célula mecânica foi realizada nas seguintes condições: amostra AN, pH 9,0, porcentagem de sólidos igual a 20, coletor éter-monoamina. Nesses ensaios foi estudada a influência de variações nas dosagens do coletor nas recuperações de diferentes tamanhos de quartzo presente na amostra AN. Os resultados obtidos nesses ensaios estão mostrados na FIG. 5.10.

Observa-se, na FIG. 5.10, um aumento na recuperação total de quartzo com o aumento na dosagem de coletor, entretanto, verifica-se que a variação na dosagem de coletor de 20 para 40g/t, proporcionou um aumento bastante expressivo (28%) na recuperação de quartzo, mas quando foi variada a dosagem de coletor de 40 para 60g/t, não ocorreu um acréscimo significativo nessa recuperação, ou seja, as recuperações de quartzo obtidas com 40 e 60g/t foram muito mais próximas entre si quando comparadas com a obtida com 20g/t.

A partir dos resultados das análises granulométricas da amostra AN e dos flotados obtidos nos ensaios citados na FIG. 5.10, foram obtidas as massas alimentadas e flotadas de quartzo grosso, médio e fino e, assim, foram calculadas as suas recuperações nesses ensaios de flotação. A TABELA 5.7 apresenta os resultados das análises granulométricas e as recuperações de quartzo grosso, médio e fino, presentes na amostra AN, obtidas nesses ensaios.

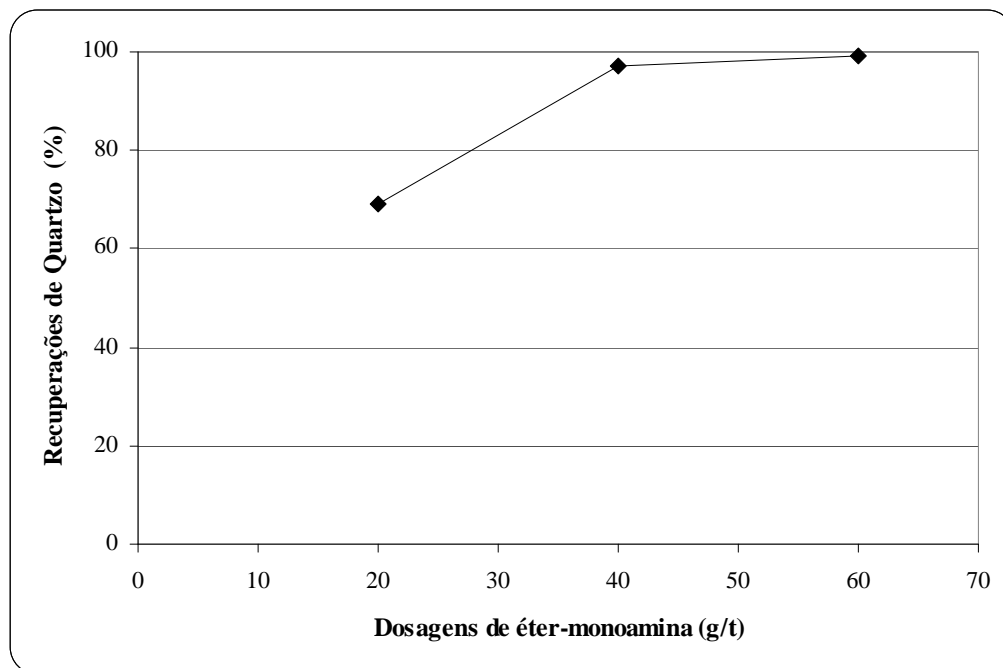


FIGURA 5.10 – Recuperações de Quartzo. Célula Mecânica; Tempo de condicionamento = 4,0 min.; pH = 9,0; %S = 20. Variável: dosagem de éter-monoamina.

Os resultados apresentados na TABELA 5.7 indicam que para o quartzo fino presente na amostra AN, alimentada nos ensaios de flotação, não ocorreram diferenças significativas nas suas recuperações quando foram testadas as dosagens de coletor de 20, 40 e 60g/t, sendo obtidas altas recuperações em torno de 96% .

As recuperações de quartzo médio, presente na amostra AN, também não sofreram grandes mudanças em seus valores quando foi variada a dosagem de coletor. A maior variação (10,33%) na recuperação de quartzo médio aconteceu quando a dosagem de coletor passou de 20 para 40g/t, entretanto, essa variação não foi tão grande como aquela observada para o quartzo grosso.

TABELA 5.7

Resultados de análises granulométricas dos flotados e recuperações de quartzo grosso, médio e fino, presentes na amostra AN.

Abertura (#)	Dosagem 20g/t		Dosagem 40g/t		Dosagem 60g/t	
	% Retida por tamanho	Recuperação por tamanho (%)	% Retida por tamanho	Recuperação por tamanho (%)	% Retida por tamanho	Recuperação por tamanho (%)
48						
65	49,23	<u>55,43</u>	60,51	<u>95,77</u>	61,29	<u>98,88</u>
100						
150						
200	34,55	<u>88,28</u>	28,24	<u>98,61</u>	27,17	<u>99,45</u>
270						
325	16,22	<u>96,44</u>	11,25	<u>94,04</u>	11,55	<u>98,39</u>
400						
0						

Conforme mencionado acima, pode-se observar um aumento (40,34%) significativo na recuperação de quartzo grosso, presente na amostra AN, quando a dosagem de coletor testada variou de 20 para 40g/t. Entretanto, as recuperações de quartzo grosso obtidas com 40 e 60g/t foram próximas, ocorrendo um aumento em torno de 3% com 60g/t.

Esses resultados podem estar indicando que a dosagem de 20g/t de coletor seria insuficiente para se obter uma flotação expressiva de quartzo grosso. Logo o aumento significativo da recuperação total de quartzo, mostrado na FIG. 5.10, quando foi variada a dosagem de éter-monoamina de 20 para 40g/t foi devido, principalmente, ao aumento da flotação de quartzo grosso presente na Amostra AN, uma vez que, como já

mencionado, as recuperações de quartzo médio e fino presentes na amostra AN, não sofreram grandes acréscimos quando as dosagens de coletor foram variadas.

Pelos resultados apresentados na TABELA 5.8, pode-se fazer uma comparação entre as recuperações de quartzo obtidas com as amostras AF, AM, AG e AN nas condições de pH 9,0, porcentagem de sólidos de 20 e éter-moamina como coletor.

TABELA 5.8

Recuperações de quartzo obtidas com as amostras AF, AM, AG e AN

Dosagens Éter-monoamina (g/t)	Recuperações de Quartzo (%)			
	AF	AM	AG	AN
20	59,4	67,4	42,6	69,3
40	93,4	96,5	96,9	97,3
60	99,5	99,2	96,0	99,2

Analisando as recuperações de quartzo mostradas na TABELA 5.8, verifica-se que, para as quatro amostras estudadas, o aumento da dosagem de coletor de 20 para 40g/t propiciou um crescimento significativo nas recuperações de quartzo presente nas amostras, indicando novamente que a dosagem de 20g/t de coletor seria insuficiente para flotar quartzo fino, médio e grosso presente, respectivamente, nas amostras AF, AM e AG. Entretanto, analisando os resultados apresentados na TABELA 5.7, verifica-se que com uma dosagem de coletor de 20g/t foram obtidas recuperações de quartzo fino, médio e grosso, presentes na amostra AN, em torno de 96, 88 e 55%, respectivamente, ou seja, foram obtidas recuperações de quartzo fino, médio e grosso maiores que aquelas obtidas com as amostras AF, AM e AG. Esses resultados sugerem

que a presença de diferentes tamanhos de partículas de quartzo na alimentação da flotação mecânica pode promover uma melhora significativa na recuperação de quartzo. Para uma alimentação constituída somente por uma faixa estreita de tamanho de partícula, a dosagem de coletor necessária para se obter uma recuperação significativa é maior.

Resumindo, duas hipótese, sem que uma exclua necessariamente a outra, poderiam explicar os resultados citados acima: (i) a presença de quartzo fino e/ou médio estaria favorecendo a flotação de quartzo grosso, uma vez que, como mostrado anteriormente, com uma dosagem de 20g/t a recuperação de quartzo grosso presente na amostra AN foi de 55,43%, ou seja, 12,80% maior que a recuperação obtida com a amostra FG, que era constituída praticamente de quartzo grosso; (ii) a falta de coletor principalmente para flotar quartzo grosso, uma vez que com 20g/t obteve-se uma flotação significativa de quartzo fino e médio. Neste sistema de flotação, o coletor estaria adsorvendo primeiramente nas partículas de quartzo fino e médio, por apresentarem áreas específicas maiores, e, por isso, faltando coletor para fazer com que as superfícies das partículas de quartzo grosso adquirissem grau de hidrofobicidade suficiente para serem flotadas.

Resultados experimentais relatados por vários pesquisadores, por exemplo, Anthony et al. (1975), Bazin et al. (2001) e Crawford et al. (1988), citados no item 3.3, confirmam essa suposição.

Na tentativa de se confirmar a primeira hipótese, foram realizados ensaios de flotação com três amostras artificiais constituídas de diferentes porcentagens de quartzo grosso, médio e fino. A constituição dessas amostras foi apresentada na TABELA 4.1.

5.3.6. Série 6: Amostras A1, A2 e A3; variável – composição das amostras

A Série 6 de ensaios de flotação em célula mecânica foi realizada nas seguintes condições: amostra A1 constituída por 66,4% QG (quartzo grosso), 33,6% QM (quartzo médio) e 0,0% QF (quartzo fino); amostra A2 constituída por 64,3% QG, 29,7% QM e 6% QF e amostra A3 constituída por 59,8% QG, 25% QM e 15,2% QF; pH 9,0, porcentagem de sólidos igual a 20 e dosagem de 20g/t de coletor éter-monoamina. Nesses ensaios foi estudada a influência de variações nas composições de amostras artificiais nas recuperações de quartzo grosso, médio e fino. Os resultados obtidas nesses ensaios estão mostrados na FIG. 5.11.

Analisando os resultados mostrados na FIG. 5.11, abaixo, verifica-se que a ausência de quartzo fino (amostra A1) no sistema de flotação provocou um decréscimo na recuperação total de quartzo em torno de 33%, em relação à maior recuperação obtida (69,3%), indicando que a presença de quartzo fino seria favorável ao sistema de flotação. Observa-se, também, que a recuperação de quartzo para uma alimentação contendo 15,2% (amostra A3) de quartzo fino foi de 54,1%, sendo de 56,7% quando a alimentação era constituída com 6,0% (amostra A2) de quartzo fino, ou seja, as recuperações obtidas foram muito próximas e menores que aquela obtida quando a alimentação continha 11,6% (amostra AN) de quartzo fino, indicando, provavelmente,

que quando se trabalhou com 15,2% de quartzo fino houve um excesso do mesmo no sistema de flotação e, quando se trabalhou com 6,0% houve uma falta de quartzo fino.

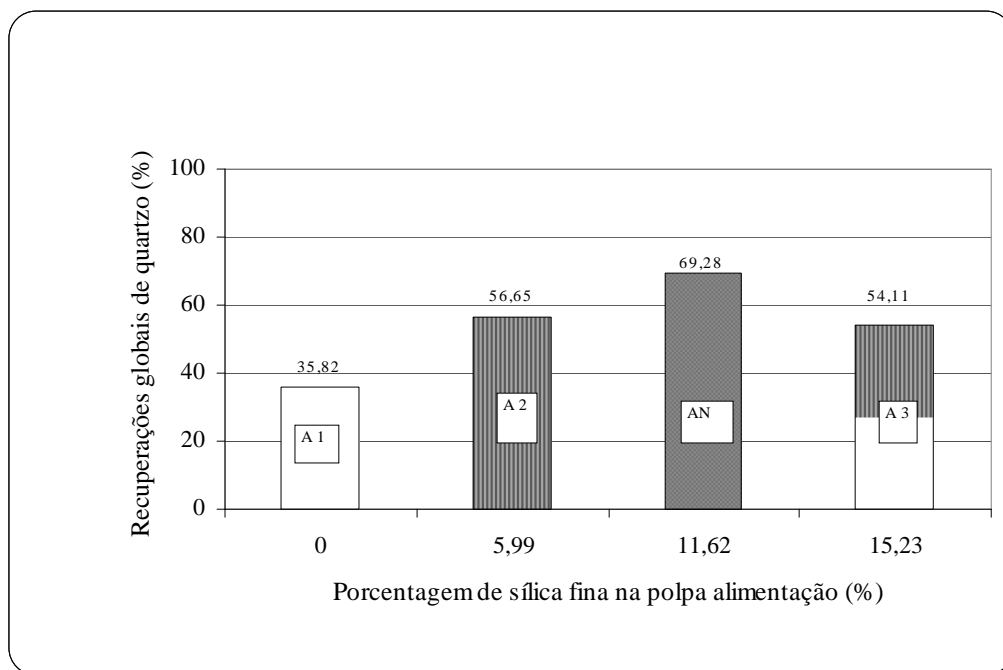


FIGURA 5.11 – Recuperações globais de Quartzo. Célula Mecânica; pH =9,0; Tempo de condicionamento = 4,0 min.; %S = 20; dosagem de éter-monoamina = 20g/t. Variável: porcentagem de quartzo fino presente nas amostras.

A partir dos resultados das análises granulométricas das amostras AN, A1, A2 e A3 e dos flotados obtidos nos ensaios citados na FIG. 5.11, foram obtidas as massas alimentadas e flotadas de quartzo grosso, médio e fino e, assim, foram calculadas as suas recuperações nesses ensaios de flotação. A TABELA 5.9 apresenta os resultados das análises granulométricas e as recuperações de quartzo grosso, médio e fino obtidas nesses ensaios.

A FIGURA 5.12 apresenta os resultados da TABELA 5.9. Verifica-se que na ausência de quartzo fino foram obtidas as menores recuperações de quartzo grosso e médio e que

essas recuperações foram crescendo com o aumento da porcentagem de quartzo fino presente na alimentação. Porém, a partir de uma certa porcentagem (maior que 11,6%) de quartzo fino as recuperações de quartzo grosso e médio apresentaram uma queda.

TABELA 5.9

Resultados de análises granulométricas dos flotados e recuperações de quartzo grosso, médio e fino.

Abertura (#)	Amostra 1		Amostra 2		Amostra 3	
	% Retida por tamanho	Recuperação por tamanho (%)	% Retida por tamanho	Recuperação por tamanho (%)	% Retida por tamanho	Recuperação por tamanho (%)
48						
65	38,7	20,4	47,2	41,5	38,8	34,9
100						
150	61,3	65,3	43,3	82,5	36,8	79,1
200						
270						
325						
400			9,5	89,6	24,4	86,1
0						

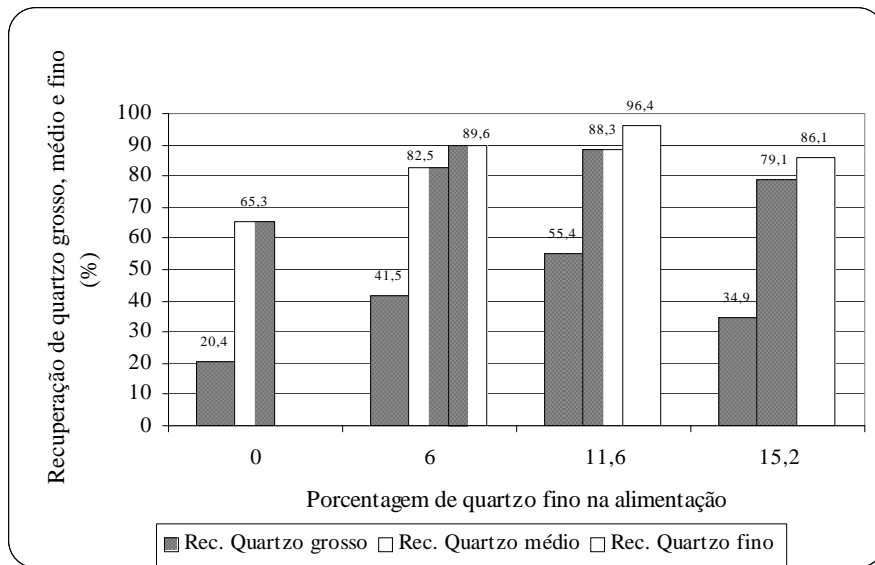


FIGURA 5.12: Recuperações de quartzo fino, médio e grosso presentes nas amostras A1, A2, AN, A3.

Observa-se que a influência da porcentagem de quartzo fino, presente na alimentação, na recuperação de quartzo médio é mais branda, enquanto que, na recuperação de quartzo grosso, essa porcentagem, exerce uma influência mais marcante.

Baseado no fato de que esses ensaios foram realizados com uma dosagem de 20g/t de coletor e que essa dosagem foi mostrada, anteriormente, como insuficiente para se obter uma boa flotação de quartzo grosso e que, mesmo assim, foram conseguidos aumentos na recuperação de quartzo grosso à medida em que a porcentagem de quartzo fino foi variada, pode-se dizer que uma porcentagem ótima de quartzo fino (em torno de 11,6% da massa alimentada) deve estar presente na polpa de alimentação da flotação mecânica para promover melhores recuperações de quartzo grosso.

Observações feitas durante a realização dos ensaios de flotação em coluna permitiram verificar que o aspecto das bolhas era afetado pela presença de finos. De uma forma

geral, era possível notar que as bolhas diminuíaam de tamanho e eram mais estáveis, quando finos de quartzo estavam presentes no sistema de flotação.

Considerando essas observações, pode-se pensar na hipótese de que as partículas finas de quartzo exerceriam, no sistema de flotação, efeitos similares aos efeitos exercidos pelo espumante, ou seja, o de promover uma maior estabilização das bolhas.

5.3.7. Série 7: Amostra AN; variável – dosagem de coletor éter-diamina

A Série 7 de ensaios de flotação em célula mecânica foi realizada nas seguintes condições: amostra AN, pH 9,0, porcentagem de sólidos igual a 20, coletor éter-diamina. Nesses ensaios foi estudada a influência de variações nas dosagens do coletor nas recuperações de quartzo presente na amostra AN. Os resultados obtidos nesses ensaios estão mostrados na FIG. 5.13.

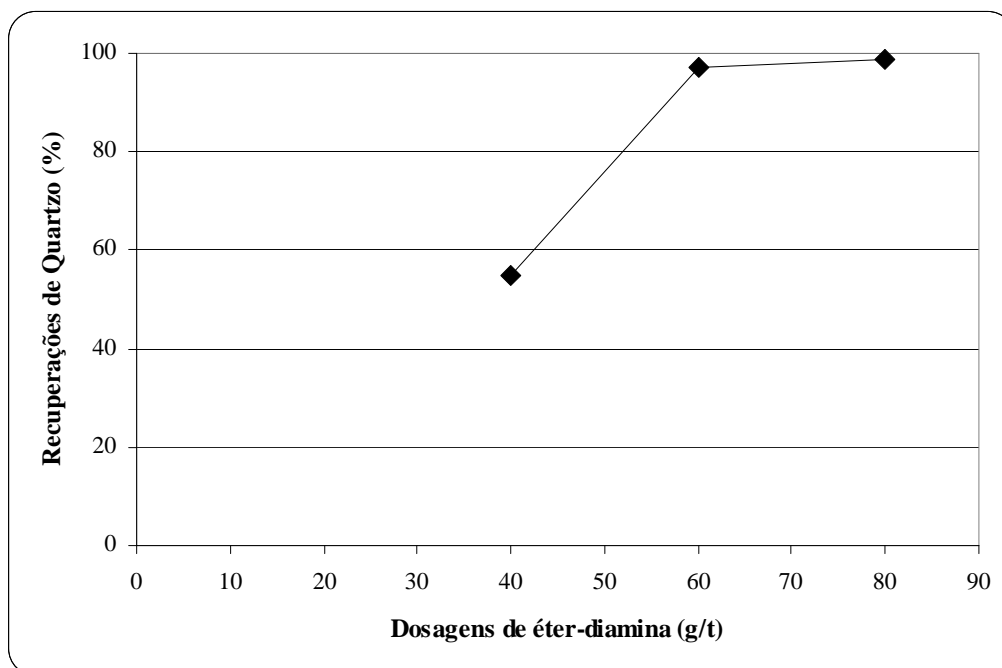


FIGURA 5.13 – Recuperações de Quartzo. Célula Mecânica; pH = 9,0; %S = 20; Tempo de condicionamento = 4,0 min; Amostra AN. Variável: dosagem de éter-diamina.

Os resultados apresentados na FIG. 5.13 mostram que a recuperação de quartzo cresce com o aumento da dosagem de coletor, principalmente quando essa passou de 40 para 60g/t. Comportamento semelhante da recuperação de quartzo foi observado quando foi testada a éter-monoamina para essa mesma amostra, porém foram necessárias maiores dosagens de éter-diamina para se obter níveis de recuperação de quartzo próximas às obtidas com a éter-monoamina. Conforme pode ser observado, analisando as FIGURAS 5.10 e 5.13, para se obter uma recuperação de quartzo de 97,3% foi necessária uma dosagem de éter-monoamina de 40g/t e de 60g/t de éter-diamina.

5.3.8. Série 8: Amostra AN; variável – pH

A Série 8 de ensaios de flotação em célula mecânica foi realizada nas seguintes condições: amostra AN, pH 9,0, porcentagem de sólidos igual a 20, coletor éter-monoamina na dosagem de 60g/t. Nesses ensaios foi estudada a influência de variações no pH sobre as recuperações de quartzo presente na amostra NA. Os resultados obtidos nesses ensaios estão mostrados na FIG. 5.14.

Através dos resultados apresentados na FIG. 5.14, pode-se verificar que, assim como se observou para as amostras AF, AM e AG, em pH 9,0 foi obtida maior recuperação de quartzo. Um decréscimo acentuado dessa recuperação ocorreu em pH 10,5. Logo, esses resultados evidenciam novamente que, dos três valores de pH testados, o pH 9,0 proporcionou as mais altas recuperações de quartzo.

Com o intuito de verificar como foi a recuperação de quartzo grosso, médio e fino presente na amostra AN para cada valor de pH testado, foram realizadas análises

granulométricas dos flotados obtidos nos ensaios citados acima. Com isso foi possível calcular as recuperações de quartzo grosso, médio e fino para cada ensaio. Essas recuperações estão apresentadas na TABELA 5.10.

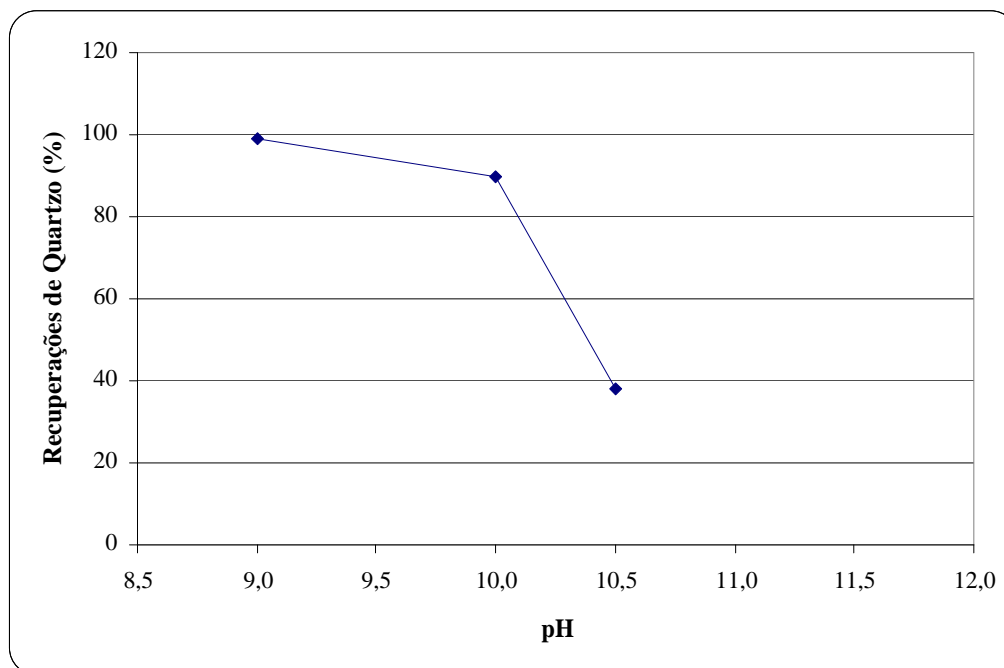


FIGURA 5.14 – Recuperações de Quartzo. Célula Mecânica; pH = 9,0; %S = 20; Tempo de condicionamento = 4,0 min; dosagem de éter-monoamina = 60g/t; Amostra AN. Variável: pH.

Pela TABELA 5.10, verifica-se que, em pH 9,0, as recuperações de quartzo grosso, médio e fino presente na amostra AN foram altas e próximas. O aumento do pH para 10,0 implicou em uma queda branda dessas recuperações, mas em pH 10,5 observa-se uma queda acentuada na flotação de quartzo grosso e menos acentuada da flotação de quartzo médio. Pode-se observar que a recuperação de quartzo fino não foi tão afetada pela variação do pH. Isso aconteceu também com a amostra AF, ou seja, a recuperação de quartzo fino presente nessa amostra também não sofreu variações significativas com a variação de pH

Observa-se que em pH 10,5 não ocorreu flotação do quartzo grosso presente na amostra AG e, nesse mesmo valor de pH, obteve-se uma recuperação de quartzo grosso presente na amostra AN de 13,1%. Isso pode ser verificado também para o quartzo médio. A recuperação desse tamanho de quartzo presente na amostra AM em pH 10,5 foi de 7,7% e para a amostra AN essa recuperação foi de 71,3%. Esses resultados podem ser uma indicação de que, conforme já mencionado, a presença de diferentes tamanhos de quartzo na polpa de alimentação favorece a flotação, principalmente, das partículas maiores.

TABELA 5.10

Recuperações de quartzo presente nas amostras AF, AM, AG e AN em função do pH.

pH	Recuperações de Quartzo (%)			
	AF	AM	AG	AN
9,0	99,5	99,2	96,0	99,2 QG = 98,9 QM = 99,5 QF = 98,4
10,0	98,4	53,3	5,6	89,7 QG = 85,8 QM = 95,8 QF = 93,9
10,5	96,1	7,7	0,0	37,9 QG = 13,1 QM = 71,3 QF = 90,18

QG = quartzo grosso; QM = quartzo médio; QF = quartzo fino.

A seguir serão apresentados os resultados de recuperações de quartzo obtidos nos ensaios de flotação em coluna.

5.4. Ensaio de Flotação em Coluna

5.4.1. Série 9: Amostra AF; variáveis – dosagem de éter-monoamina e vazão de ar

A Série 9 de ensaios de flotação em coluna foi realizada nas seguintes condições: amostra AF, pH 9,0, coletor éter-monoamina. Nesses ensaios foi estudada a influência

de variações na dosagem de coletor e de variações da vazão de ar nas recuperações de quartzo fino presente na amostra AF. Os resultados obtidosnesses ensaios estão mostrados na FIG. 5.15.

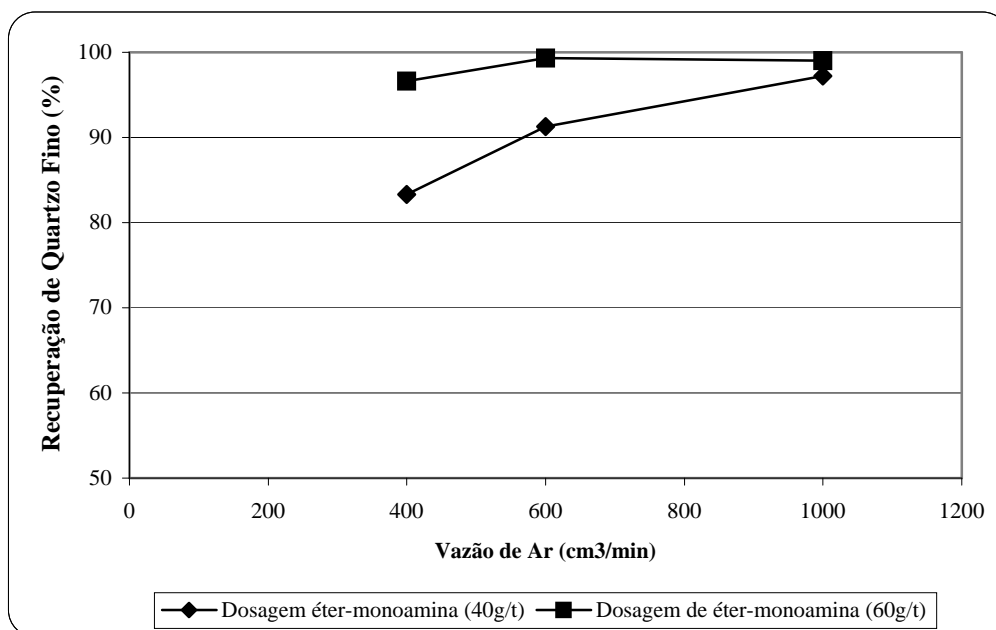


FIGURA 5.15 – Recuperações de Quartzo Fino. Coluna; pH = 9,0. Variáveis: dosagem de éter-monoamina e vazão de ar.

Para qualquer uma das três vazões testadas, o aumento da dosagem de coletor proporcionou aumentos nas recuperações de quartzo. Isso pode ser observado, principalmente, para a vazão de ar de 400 cm³/min.

Verifica-se que para se obter uma alta recuperação de quartzo com uma dosagem de 40g/t de coletor, foi necessário aumentar a vazão de ar de 400 para 1000 cm³/min. Isso pode estar sugerindo que uma baixa dosagem de coletor, neste caso para quartzo fino, pode ser compensada por uma vazão de ar maior fornecida ao sistema de flotação, pois,

considerando que o aumento da vazão de ar pode provocar o aumento no tamanho e no número de bolhas (ou seja, aumenta a área superficial total de bolhas) fornecidas ao sistema de flotação, pode-se pensar na hipótese de que o aumento no número de bolhas estaria favorecendo a flotação de partículas com menor grau de hidrofobicidade e de menor tamanho. Além disso, evidências experimentais mostram que o aumento da vazão de ar promove o aumento da velocidade superficial de ar e, esse aumento, faz com que o “hold up” do ar cresça gradualmente, o que favorece a recuperação de partículas. Já o aumento no tamanho de bolha, neste caso, não estaria sendo prejudicial, pois observa-se aumentos nas recuperações de quartzo. Verifica-se que, por outro lado, para uma dosagem de 60 g/t de coletor, foram obtidas altas recuperações para todas as três vazões de ar testadas. Ou seja, esse resultado pode ser um indício de que, com essa dosagem, as partículas de quartzo fino adquiriram possivelmente um grau de hidrofobicidade suficiente para serem flotadas, independentemente das três vazões de ar testadas, o que significa que o efeito da vazão de ar sobre a recuperação tornou-se pouco expressivo.

Com dosagem de 40g/t e vazão de 1000 cm³/min, foi obtida uma recuperação de quartzo fino na coluna de 97%, já a recuperação obtida na célula mecânica, nessa mesma dosagem, foi de 93%.

5.4.2. Série 10: Amostra AF; variáveis – dosagem de éter-diamina e vazão de ar

A Série 10 de ensaios de flotação em coluna foi realizada nas seguintes condições: amostra AF, pH 9,0, coletor éter-diamina. Nesses ensaios foi estudada a influência de variações na dosagem de coletor e de variações na vazão de ar nas recuperações de

quartzo fino presente na amostra AF. Os resultados obtidos nesses ensaios estão mostrados na FIG.5.16.

Ao contrário do observado para a éter-monoamina, para uma dosagem de 40g/t de éter-diamina o aumento da vazão de ar provocou decréscimos nas recuperações de quartzo fino. Conforme foi observado a partir dos resultados de flotação em célula mecânica, de uma forma geral, a éter-diamina só se mostrou eficiente para flotar quartzo à medida que a dosagem e o tamanho do quartzo foram aumentados, ou seja, maiores recuperações foram obtidas quando a dosagem testada passou de 40 para 60g/t. Portanto, as menores recuperações obtidas, nos ensaios mostrados na FIG. 5.16, com 40g/t de éter-diamina, podem estar ligadas a uma dosagem insuficiente desse coletor e, além disso, o aumento da vazão de ar estaria contribuindo para o decréscimo dessas recuperações, uma vez que esse aumento provoca aumento na velocidade de ascensão das bolhas e, dessa forma, somente as partículas com alta hidrofobicidade seriam coletadas. Esses resultados sugerem que uma baixa dosagem de coletor estaria sendo compensada por uma vazão de ar menor e, conseqüentemente, essas condições estariam favorecendo a recuperação.

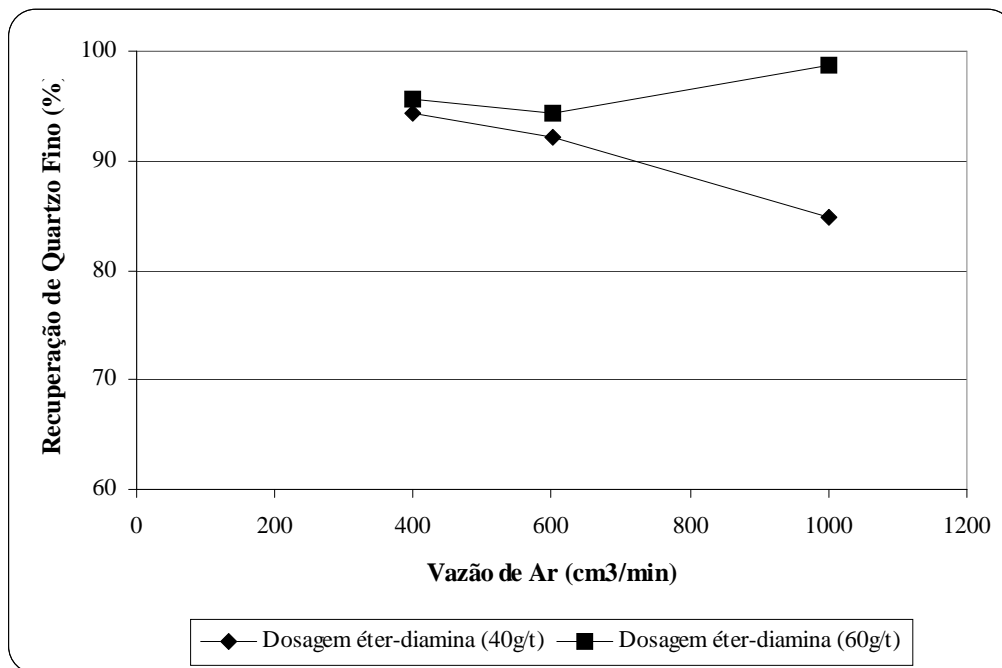


FIGURA 5.16 – Recuperações de Quartzo Fino. Coluna; pH = 9,0. Variáveis: dosagem de éter-diamina e vazão de ar.

Para uma dosagem de 60g/t de éter-diamina, o aumento da vazão de ar gerou aumentos, não muito significativos, nas recuperações de quartzo fino presente na amostra AF.

Comparando os resultados obtidos na coluna com os obtidos na célula mecânica (FIG. 5.2), observa-se que, para a éter-diamina, as maiores recuperações foram obtidas com a coluna.

5.4.3. Série 11: Amostra AM; variáveis – dosagem de coletor e vazão de ar

A Série 11 de ensaios de flotação em coluna foi realizada nas seguintes condições: amostra AM, pH 9,0, coletor éter-monoamina. Nesses ensaios foi estudada a influência de variações na dosagem de coletor e de variações na vazão de ar nas recuperações de

quartzo médio presente na amostra AM. Os resultados obtidos nesses ensaios estão mostrados na FIG. 5.17.

Conforme pode ser observado pela FIG. 5.17, para a dosagem de 40g/t, observa-se, também, decréscimos nas recuperações de quartzo médio à medida que as vazão de ar fornecidas ao sistema de flotação foram aumentadas.

Dosagens de 60 e 80g/t proporcionaram recuperações de quartzo médio em torno de 99%, independentemente das três vazões de ar testadas.

Pela FIG. 5.3, que apresenta as recuperações de quartzo médio obtidos com a étermonamina em célula mecânica, verifica-se que uma recuperação de 99% foi alcançada, também, com dosagens de 60 e 80g/t de coletor. Entretanto, a recuperação obtida com 40g/t (96%) em célula mecânica foi maior que aquela obtida em coluna (88%), para a mesma dosagem de coletor.

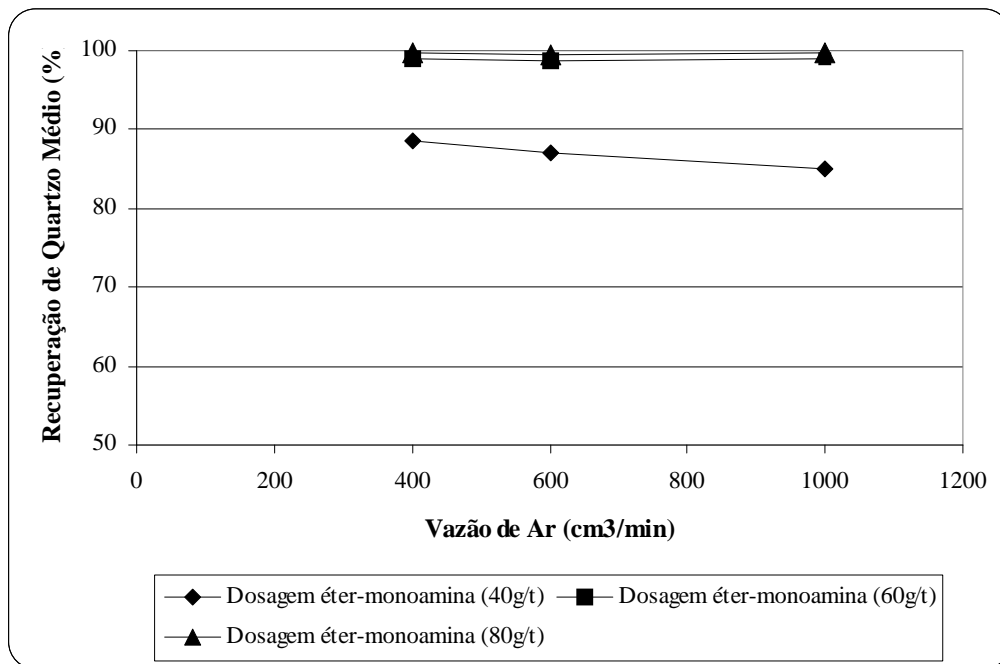


FIGURA 5.17 – Recuperações de Quartzo Médio. Coluna; pH = 9,0. Variáveis: dosagem de éter-moamina e vazão de ar.

5.4.4. Série 12: Amostra AM; variáveis – dosagem de coletor e vazão de ar

A Série 12 de ensaios de flotação em coluna foi realizada nas seguintes condições: amostra AM, pH 9,0, coletor éter-diamina. Nesses ensaios foi estudada a influência de variações na dosagem de coletor e de variações na vazão de ar nas recuperações de quartzo médio presente na amostra AM. Os resultados obtidos nesses ensaios estão mostrados na FIGURA 5.18.

Novamente, para a dosagem de 40g/t, observa-se a influência da vazão de ar nas recuperações de quartzo obtidas. Por outro lado, para dosagens de 60 e 80g/t, essa influência torna-se praticamente nula.

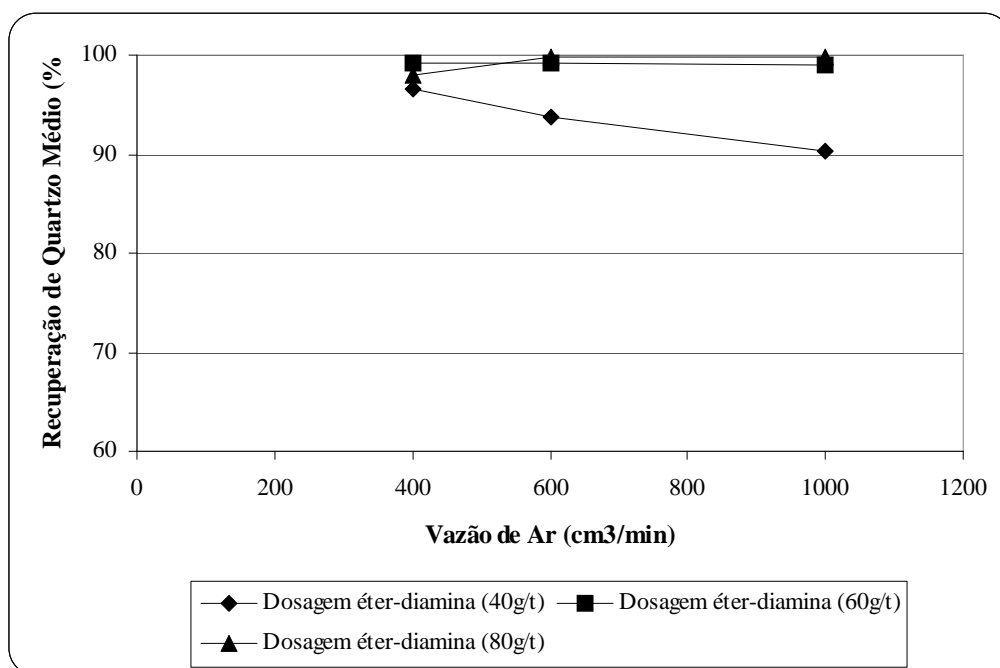


FIGURA 5.18 – Recuperações de Quartzo Médio. Coluna; pH = 9,0. Variáveis: dosagem de éter-diamina e vazão de ar.

Comparando os resultados apresentados nas FIGURAS 5.4 e 5.18, observa-se que as recuperações de quartzo médio obtidas com a éter-diamina em coluna foram muito mais expressivas que as obtidas em célula mecânica, para as três dosagens de coletor testadas.

5.4.5. Série 13: Amostra AG; variáveis – dosagem de coletor e vazão de ar

A Série 13 de ensaios de flotação em coluna foi realizada nas seguintes condições: amostra AG, pH 9,0, coletor éter-monoamina. O objetivo desses ensaios foi, a princípio, o de estudar a influência de variações na dosagem de coletor e de variações na vazão de ar nas recuperações de quartzo grosso presente na amostra AG. Entretanto, não foi conseguido flotar o quartzo grosso com dosagens inferiores a 100g/t. Portanto, foi estudada somente a influência de variações da vazão de ar nas recuperações de quartzo

grosso presente na amostra AG. Os resultados obtidos nesses ensaios estão mostrados na 5.19.

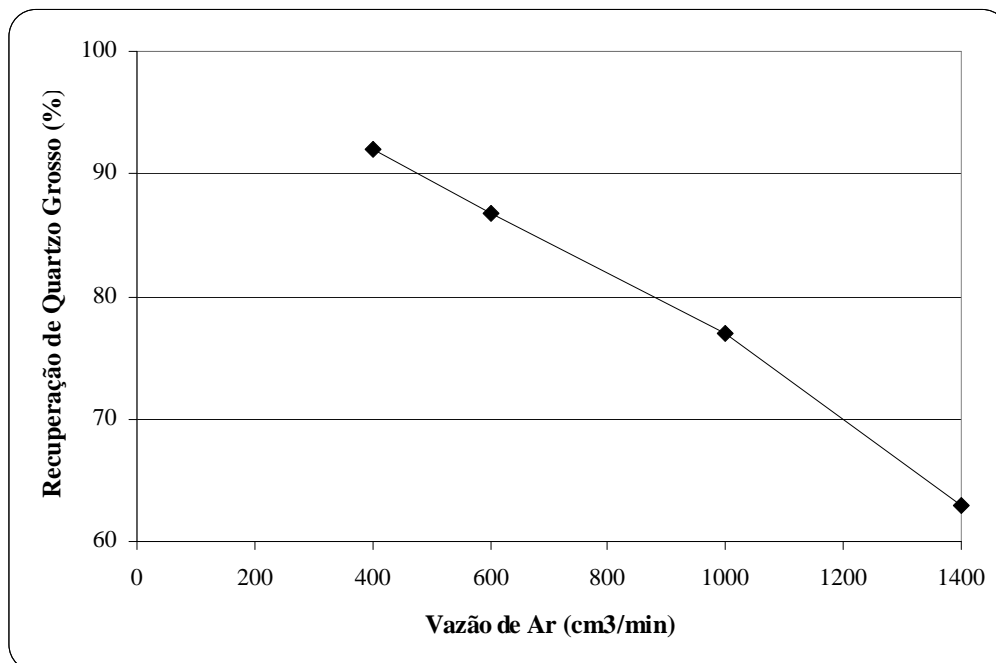


FIGURA 5.19 – Recuperações de Quartzo Grosso. Coluna; pH = 9,0; dosagem de étermoamina = 100g/t. Variável: vazão de ar.

Aqui, também, o aumento na vazão de ar introduzido no sistema de flotação provocou quedas nas recuperações de quartzo grosso. Isso pode ter acontecido devido ao aumento do tamanho das bolhas e/ou aumento da velocidade de ascensão das bolhas, com o aumento da vazão de ar. Ralston et al. (2003) concluíram, com base nos resultados obtidos em seus estudos, que a taxa de flotação de partículas de quartzo grossas é muito sensível à mudanças da hidrofobicidade de suas superfícies e nas condições hidrodinâmicas dentro da célula de flotação e, particularmente, à mudanças na velocidade de ascensão das bolhas. O aumento no tamanho das bolhas seria prejudicial porque as partículas aderidas às bolhas tinham maiores tamanhos, ou seja, pode-se dizer

que duas condições estariam contribuindo para o colapso das bolhas: tamanho bolha e tamanho partícula.

Observações feitas durante os ensaios de flotação em coluna permitiram verificar que partículas grossas aderidas às bolhas se destacavam durante o seu transporte da polpa para a espuma. Esse destacamento podia ser observado também na zona de espuma. Ficou claro que o sucesso da flotação de partículas grossas está fortemente relacionado com a estabilidade do agregado formado, em outras palavras, a cinética de flotação de partículas grossas é controlada, principalmente, pela estabilidade do agregado formado.

Comparando os resultados de recuperações obtidos com coluna (FIG. 5.19) e com célula mecânica (FIG. 5.5), observa-se claramente que a flotação de quartzo grosso em célula mecânica e com dosagens menores de éter-monoamina foi muito mais expressiva que em coluna.

5.4.6. Série 14: Amostra AG; variáveis – dosagem de coletor e vazão de ar

A Série 14 de ensaios de flotação em coluna foi realizada nas seguintes condições: amostra AG, pH 9,0, coletor éter-diamina. Nesses ensaios foi estudada a influência de variações na dosagem de coletor e de variações na vazão de ar nas recuperações de quartzo grosso presente na amostra AG. Os resultados obtidos nesses ensaios estão mostrados na FIG. 5.20.

Novamente, para a dosagem de 40g/t, observa-se a influência da vazão de ar nas recuperações de quartzo grosso obtidas. Por outro lado, para dosagens de 60 e 80g/t essa influência torna-se praticamente nula.

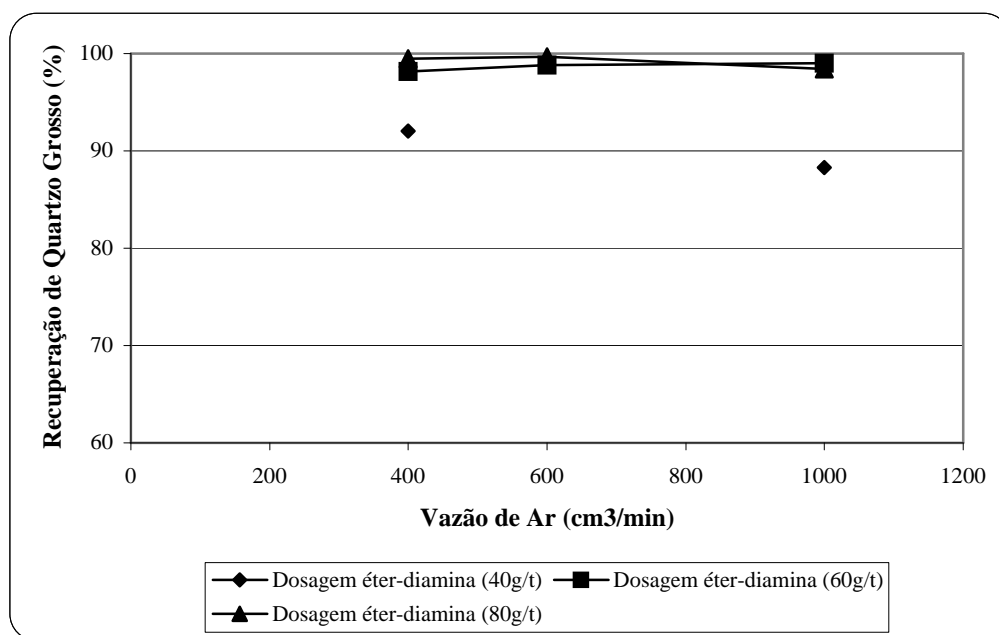


FIGURA 5.20 – Recuperações de Quartzo Grosso. Coluna; pH = 9,0; dosagem de éter-diamina = 100g/t. Variável: vazão de ar.

Os resultados apresentados na FIG. 5.20 mostram a grande eficiência da éter-diamina para flotar o quartzo grosso. Observa-se que, para se obter uma recuperação de quartzo grosso de 92,03%, foi necessária uma dosagem de 100g/t de éter-monoamina (FIG. 5.19) e somente uma dosagem de 40g/t de éter-diamina (TABELA 5.20). Essa maior eficiência da éter-diamina na flotação de quartzo grosso foi comprovada também em célula mecânica. Conforme já mencionado, mesmo em condições de pH menos favoráveis, foram observados níveis expressivos de flotação de quartzo grosso com a éter-diamina (FIG. 5.6).

5.4.7 - Série 15: Amostra AN; variáveis – dosagem de coletor

A Série 15 de ensaios de flotação em coluna foi realizada nas seguintes condições: amostra AN, pH 9,0, vazão de ar de 1000 cm³/min, coletor éter-monoamina. Nesses ensaios foi estudado a influência de variações na dosagem de coletor nas recuperações de quartzo total, quartzo grosso, médio e fino presentes na amostra AN. Os resultados obtidos nesses ensaios estão mostrados na TABELA 5.11.

Os resultados de recuperações de quartzo apresentados na TABELA 5.11 mostram que o aumento da dosagem de coletor de 60 para 80g/t implicou em aumentos das recuperações de quartzo total, grosso, médio e fino, sendo que o aumento na flotação de quartzo grosso, com o aumento da dosagem de coletor, foi quem mais contribuiu para o aumento da recuperação total de quartzo. Esses resultados evidenciam o fato de que partículas grossas necessitam de uma dosagem maior de coletor, para adquirir um grau de hidrofobicidade maior e, conseqüentemente, uma força de adesão partícula-bolha maior, para se alcançar maiores índices de recuperação.

Jiang et al. (1988) estudaram o efeito da dosagem de dodecilamina na flotação de partículas de quartzo. Observaram que o ângulo de adesão cresce gradualmente com o aumento da dosagem de coletor.

A influência da dosagem de coletor na recuperação pode ser explicada a partir da sua influência no grau de hidrofobicidade, que, por sua vez, está inversamente relacionado com o tempo de indução, isto é, conforme citado no item 3.4.2, aumento da

hidrofobicidade provoca decréscimo do tempo de indução, efeito que favorece a eficiência de adesão.

Comparando as recuperações de quartzo total, grosso, médio e fino mostradas nas TABELAS 5.7, 5.8 e 5.11, verifica-se que, para a amostra AN e com uma dosagem de coletor de 80g/t, obteve-se uma recuperação de quartzo total de 78,5%, bem menor que aquela obtida com uma dosagem de 60g/t de coletor, para essa mesma amostra, em célula mecânica, que foi de 99%.

Observa-se, ainda, que, nas mesmas condições citadas acima, as recuperações de quartzo grosso, médio e fino obtidas na coluna foram bastante menores que as obtidas na célula mecânica.

TABELA 5.11

Recuperações de quartzo presente na amostra AN em função de dosagens de coletor.

Dosagens de Éter-monoamina (g/t)	Recuperações de Quartzo (%)
60	Quartzo total: 57,5 Quartzo grosso: 47,4 Quartzo médio: 76,9 Quartzo fino: 55,2
80	Quartzo total: 78,5 Quartzo grosso: 80,0 Quartzo médio: 81,8 Quartzo fino: 67,3

A TABELA 5.12 apresenta as recuperações de quartzo presente nas amostras AF, AM, AG e AN para uma vazão de ar de 1000cm³/min. Observa-se que as recuperações obtidas de quartzo presente nas amostras AF e AM foram bem superiores que as obtidas para as amostras AG e AN. Observa-se que, mesmo em uma dosagem maior de coletor (100g/t), a recuperação de quartzo grosso presente na amostra AG foi menor que a recuperação de quartzo grosso presente na amostra AN, o que poderia estar indicando que a presença de diferentes tamanhos de partículas de quartzo na polpa de alimentação da coluna é favorável para se obter maiores recuperações de quartzo grosso, quando o coletor empregado for a éter-monoamina. Porém, é importante salientar que resultados já mostrados anteriormente (FIG. 5.19) evidenciam a menor eficiência da éter-monoamina em flotar o quartzo grosso em coluna, principalmente em dosagens baixas, quando comparada com a éter-diamina. Como foi mostrado na FIG. 5.20, com uma vazão de ar de 1000 cm³/min e dosagem de 80g/t de éter-diamina, foi obtida uma recuperação em torno de 98% de quartzo grosso presente na amostra AG.

TABELA 5.12

Recuperações de quartzo presentes nas amostras AF, AM, AG e AN para uma vazão de ar de 1000cm³/min.

Amostras	Dosagens Éter-monoamina (g/t)	Recuperações de Quartzo (%)
AF	60	99,0
AM	80	99,7
AG	100	76,9
AN	80	78,5 (QG = 80%; QM = 81,8% e QF = 67,3%)

QG = quartzo grosso; QM = quartzo médio; QF = quartzo fino.

5.4.8. Série 16: Amostra A1; variáveis – dosagem de coletor éter-monoamina

A Série 16 de ensaios de flotação em coluna foi realizada nas seguintes condições: amostra A1, pH 9,0, vazão de ar de 400 cm³/min, coletor éter-monoamina. Nesses ensaios foi estudada a influência de variações na dosagem de coletor nas recuperações de quartzo total, quartzo grosso e médio presentes na amostra A1. Os resultados obtidos nesses ensaios estão mostrados na TABELA 5.13.

A TABELA 5.13 mostra que tanto a recuperação total de quartzo quanto as recuperações de quartzo grosso e médio presente na amostra A1 aumentaram significativamente quando a dosagem de coletor empregada passou de 40 para 80g/t, sendo que o aumento mais expressivo foi na recuperação de quartzo grosso. Esses resultados já eram esperados. Uma vez que evidências experimentais mostram que é possível flotar partículas maiores com o aumento da dosagem de coletor, pois esse aumento promove acréscimos na hidrofobicidade das superfícies dessas partículas, compensando, assim, o efeito desfavorável que maiores tamanhos de partículas provocam nas eficiências de adesão e de estabilidade.

TABELA 5.13

Recuperações de quartzo presente na amostra A1 para uma vazão de ar de 400cm³/min.

Dosagens de Éter-monoamina (g/t)	Recuperações de Quartzo (%)
40	Quartzo total: 20,2
	Quartzo grosso: 0,64
	Quartzo médio: 59,8
80	Quartzo total: 63,5
	Quartzo grosso: 50,9
	Quartzo médio: 85,1

A TABELA 5.11 mostra que, para a amostra AN e dosagem de 80g/t de coletor, a recuperação total de quartzo obtida (78,5%), assim como as recuperações de quartzo grosso, médio e fino presentes na amostra AN, foi maior que a obtida (63,5%) com a amostra A1, para a mesma dosagem de coletor, mesmo a amostra AN sendo constituída, por quartzo fino (e também por quartzo grosso e médio), que consome coletor para ser flotado. Esses resultados, possivelmente, podem estar indicando, novamente, que a presença de quartzo fino no sistema de flotação pode contribuir para melhorar a recuperação de quartzo grosso, sem que haja necessidade de se usar maiores dosagens de coletor.

5.4.9. Série 17: Amostra A1; variáveis – dosagem de coletor éter-diamina e vazão de ar

A Série 17 de ensaios de flotação em coluna foi realizada nas seguintes condições: amostra A1, pH 9,0, coletor éter-diamina. Nesses ensaios foi estudada a influência de variações na dosagem de coletor e na vazão de ar nas recuperações de quartzo total, quartzo grosso e médio presentes na amostra A1. Os resultados obtidos nesses ensaios estão mostrados na TABELA 5.14.

Os resultados apresentados na TABELA 5.14 mostram que, para uma mesma vazão de ar, o aumento na dosagem de coletor implicou em aumentos nas recuperações de quartzo total, grosso e médio, sendo que a recuperação de quartzo grosso foi a mais favorecida com o aumento da dosagem de coletor.

Para a dosagem de 40g/t, o aumento da vazão de ar provocou uma queda de 15,3% na recuperação de quartzo grosso, já, na recuperação de quartzo médio, esse aumento teve pouca influência. Para as dosagens de 60 e 80g/t (principalmente), o aumento da vazão de ar provocou aumentos nas recuperações de quartzo total, grosso e médio.

O decréscimo na recuperação de quartzo grosso com o aumento da vazão de ar pode ter ocorrido devido ao fato de que o aumento da vazão de ar promove o aumento na velocidade de ascensão das bolhas de ar, ou seja, elas sobem mais rapidamente e, conseqüentemente, somente as partículas com elevado grau de hidrofobicidade seriam coletadas. Conforme mostram os resultados obtidos, a dosagem de 40g/t não foi suficiente para se obter uma boa flotação de quartzo grosso, ou seja, não foi suficiente para que a maioria das partículas de quartzo grosso adquirissem grau de hidrofobicidade ideal para serem flotadas.

Comparando os resultados mostrados nas TABELAS 5.13 e 5.14, nota-se a maior eficiência da éter-diamina em flotar o quartzo grosso. Para as condições, por exemplo, de vazão de ar de 400cm³/min e dosagem de 80g/t de coletor, foram obtidas recuperações de quartzo total, grosso e médio de, respectivamente, 63,5%, 50,9% e 85,1% com a éter-monoamina contra 74,7%, 73,7% e 76,1% com a éter-diamina. Essa maior eficiência da éter-diamina, provavelmente, está relacionado ao fato desse reagente se ligar à superfície mineral de forma mais forte, devido ao fato de possuir dois grupo NH na sua fórmula estrutural, conforme já citado.

TABELA 5.14

Recuperações de quartzo presente na amostra A1 em função de vazões de ar e dosagens de coletor.

Vazão de Ar (cm ³ /min)	Dosagem de Éter-diamina (g/t)	Recuperação de Quartzo (%)
400	40	Quartzo total: 44,5
		Quartzo grosso: 22,1
		Quartzo médio: 81,1
	60	Quartzo total: 53,9
		Quartzo grosso: 40,3
		Quartzo médio: 74,3
	80	Quartzo total: 74,7
		Quartzo grosso: 73,7
		Quartzo médio: 76,1
600	40	Quartzo total: 31,2
		Quartzo grosso: 6,8
		Quartzo médio: 80,7
	60	Quartzo total: 54,9
		Quartzo grosso: 43,0
		Quartzo médio: 72,3
	80	Quartzo total: 86,8
		Quartzo grosso: 83,9
		Quartzo médio: 92,2

6. CONCLUSÕES

- O pH mais favorável à flotação dos diferentes tamanhos de quartzo, em coluna ou em célula mecânica, foi o pH 9,0 para os dois tipos de coletores testados;
- Em célula mecânica ou em coluna, a éter-monoamina foi o coletor mais eficiente para flotar o quartzo fino;
- Em célula mecânica ou em coluna, a éter-diamina foi o coletor mais eficiente para flotar o quartzo médio e grosso;
- O tamanho da partícula deve ser considerado na definição do tipo de coletor a ser empregado em um sistema de flotação;
- O efeito da variação da porcentagem de sólidos foi mais marcante nas recuperações de quartzo grosso;
- Uma polpa de alimentação constituída quartzo grosso, médio e por uma quantidade definida de quartzo fino favoreceu a flotação de quartzo grosso;
- Durante os ensaios de flotação em coluna, verificou-se que a presença de finos de quartzo no sistema de flotação afeta o aspecto das bolhas, diminuindo o seu tamanho, e conseqüentemente aumentando a sua estabilidade;

- As recuperações de quartzo fino, médio e grosso foram afetadas pela variação da vazão de ar somente para a menor dosagem de coletor (40g/t);
- Durante os ensaios de flotação em coluna, verificou-se que as partículas grossas aderidas à bolha se destacavam durante o seu transporte da polpa para a espuma. Esse destacamento também pôde ser observado na zona de espuma. Sugerindo que a taxa de flotação de partículas grossas está fortemente relacionada com a estabilidade da bolha, bem como do agregado partícula-bolha formado.

7. CONTRIBUIÇÕES ORIGINAIS AO CONHECIMENTO

O presente trabalho contribuiu ao conhecimento por estudar a flotação de quartzo de diferentes tamanhos e a flotação de misturas artificiais de quartzo de diferentes tamanhos em célula mecânica e em coluna, ambas de laboratório, uma vez que há poucos trabalhos citados na literatura que foram realizados com misturas de tamanhos de partículas e em colunas de flotação nas dimensões usadas neste trabalho. A maioria dos trabalhos citados na literatura foram realizados em tubo de Hallimond.

8. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

Minérios de ferro ocupam posição de máxima relevância no cenário brasileiro de processamento mineral. Apesar de sua ampla ocorrência na crosta terrestre, o alto consumo de ferro levou à exaustão de depósitos ricos, obrigando as mineradoras a lavar depósitos com baixo teor de ferro e grande conteúdo de impurezas, principalmente quartzo.

Atualmente, na concentração de minérios de ferro, tem sido observado um decréscimo na recuperação de partículas de quartzo, principalmente quartzo grosso, o que leva à contaminação dos concentrados de hematita. Portanto, dentro desse contexto, os resultados obtidos nesse trabalho podem ser úteis no sentido de minimizar essa contaminação dos concentrados com partículas de quartzo.

9. SUGESTÃO PARA TRABALHOS FUTUROS

Aprofundar no estudo da influência de partículas finas de quartzo na flotação de quartzo grosso, uma vez que ficou evidenciado nesse estudo que um aumento na flotação de quartzo grosso, com baixa dosagem de coletor, foi conseguido quando uma certa quantidade de finos estava presente na polpa de alimentação da flotação.

10. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- AHMED, N.; JAMESON, G.S. The effect of bubble size on the rate of flotation of fine particles. *International Journal of Mineral Processing*, v. 14, p. 195 – 215, 1985.
- AHMED, N.; JAMESON, G.J. Flotation Kinetics. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, v. 5, p. 77 – 99, 1989.
- AHMED. M.M.; STECHEMESSER, H. Adhesive force and flotation efficiency: theory and experiment. *Aufbereitungs Technik*, v. 41, n. 6, p. 251 – 258, 2000.
- ALBUQUERQUE, R.O. *Relatório do estágio de especialização no exterior*. Belo Horizonte: CNEN/CDTN, 1999. 52 p.
- ANFRUNS, J.P.; KITCHENER, J.L. Rate of capture of small particles in flotation. *Trans. Inst. Mining Met.*, v. 86, p. 9 – 15, 1977 apud AHMED, N.; JAMESON, G.J. Flotation Kinetics. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, v. 5, p. 77 – 99, 1989.
- ANTHONY, R.M.; KELSALL, D.F.; TRAHAR, W.J. The effect of particle size on the activation and flotation of sphalerite. *Proc. Australas. Inst. Min. Metall.*, v. 254, p. 47 – 58, 1975 apud TRAHAR, W.J. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 8, p. 289 – 327, 1981.
- AQUINO, J.A.; ALBUQUERQUE, R.O.; PAULA Jr., W.E. Estudo de flotação em coluna aplicada a minério de ferro. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, XVII e Seminário de Química de Colóides aplicada à Tecnologia Mineral, I, 1998, Águas de São Pedro, São Paulo. Volume 2, p. 457 – 474.
- BAZIN, C.; PROULX, M. Distribution of reagents down a flotation bank to improve the recovery of coarse particles. *International Journal of Mineral Processing*, v. 61, p. 1 – 12, 2001.
- BENSLEY, C.N.; ROBERTS, T.; NICOL, S.K. Column flotation for the treatment of fine coal. In: 3rd Australian Coal Preparation Conference, p. 87 – 103, 1985.

- BERGH, L.G.; YIANATOS, J.B. Experimental studies on flotation column dynamics. *Minerals Engineering*, v. 7, n. 2/3, p. 345 – 355, 1994.
- BLEIER, A.; GODDARD, E.D.; KULKARNI, R.D. The structural effects of amine collectors on the flotation of quartz. In: FUERSTENAU, M.C. (Ed). *Flotation, A.M. Gaudin Memorial Volume*. New York, 1976, v. 1, c. 6, p. 117 – 147.
- COLLINS, G.L.; JAMESON, G.J. Experiments on the flotation of fine particles – the influence of particle size and charge. *Chemical Engineering Science*, v. 31, p. 985 – 991, 1976.
- CORREIA, J.C.G.; FILHO, L.S.L. Flotação em coluna – Estado da arte. In: Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP – Departamento de Engenharia de Minas, São Paulo, 1995, p. 1 – 17.
- CRAWFORD, R.; RALSTON, J. The influence of particle size and contact angle in mineral flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 23, p. 1 – 24, 1988.
- DAI, Z.; FORNASIERO, D.; RALSTON, J. Particle-bubble attachment in mineral flotation. *Journal of Colloid and Interface Science*, v. 217, p. 70 – 76, 1999.
- DEGLON, D.A.; EGYA-MENSAH, D.; FRANZIDIS, J.P. Review of hydrodynamics and gas dispersion in flotation cells on South African platinum concentrators. *Minerals Engineering*, v. 13, n. 3, p. 235 – 244, 2000.
- DERJAGUIN, B.; KUSAKOV, M. Experimental investigation of solvation of surfaces and its application to the development of a mathematical theory of the stability of lyophile colloids (Anomalous properties of thin liquid films, V). *Izv. Akad. Nauk SSSR (Ser. Khim)*, v. 5, p. 1119 – 1152 (in Russian) apud NGUYEN, A.V.; SCHULZE, H.J.; RALSTON, J. Elementary steps in particle-bubble attachment. *International Journal of Mineral Processing*, v. 51, p. 183 – 195, 1997.
- DERJAGUIN, B.V.; DUKHIN, S.S. Theory of flotation of small and medium-size particles. *Trans. Inst. Mining Met.*, v. 70, p. 221 – 246 apud RALSTON, J.; DUKHIN, S.S.; MISHCHUK, N.A. Inertial hydrodynamic particle-bubble interaction in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 56, p. 207 – 256, 1999.

- DERJAGUIN, B.V.; DUKHIN, S.S. Theory of flotation of small and medium-size particles. *Trans. Inst. Min. Metall.*, v. 70, p. 221 – 246, 1961 apud YOON, R.H. The role of hydrodynamic and surface forces in bubble-particle interaction. *International Journal of Mineral Processing*, v. 58, p. 129 – 143, 2000.
- DOBBY, G.S.; FINCH, J.A. Particle size dependence in flotation derived from a fundamental model of the capture process. *International Journal of Mineral Processing*, v. 21, p. 241 – 260, 1987.
- DOBBY, G.S.; FINCH, J.A. Particle collection in columns – gas rate and bubble size effects. *Canadian Metallurgical Quarterly*, v. 25, n. 1, p. 9 – 13, 1986.
- DRZYMALA, J. Characterization of materials by Hallimond tube flotation. Part 2: maximum size of floating particles and contact angle. *International Journal of Mineral Processing*, v. 42, p. 153 – 167, 1994.
- EIGELES, M.A.; VOLOVA, M.L. Kinetic investigation of effect of contact time, temperature and surface condition on the adhesion of bubbles to mineral surfaces. *5th International Mineral Processing Congress*, London, Institution of Mining and Metallurgy, p. 271 – 285, 1960 apud RAO, S.R. Surface forces in flotation. *Minerals Science Engineering*, v. 6, n. 1, p. 45 – 53, 1974.
- EVANS, L.F. Bubble-mineral attachment in flotation. *Ind. Engng. Chem.*, v. 46, p. 2420 – 2424, 1954 apud RAO, S.R. Surface forces in flotation. *Minerals Science Engineering*, v. 6, n. 1, p. 45 – 53, 1974.
- FALUTSU, M. Direct measurement of gas rate in a flotation machine. *Minerals Engineering*, v. 7, n. 12, p. 1487 – 1494, 1994.
- FINCH, J.A.; DOBBY, G.S. *Column Flotation*, Oxford, Pergamon Press, 1990, 180 p..
- FINCH, J.A.; DOBBY, G.S.; YIANATOS, J.B. Column Froths. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, v. 5, p. 281 – 305, 1989.
- FINCH, J.A.; DOBBY, G.S.; YIANATOS, J.B. Estimation of bubble diameter in flotation columns from drift flux analysis. *Canadian Metallurgical Quarterly*, v. 27, n.2, p. 85 – 90, 1988.

- FLINT, L.R. Factors influencing the design of flotation equipment. *Minerals Science Engineering*, v. 5, n. 3, p. 232 – 241, 1973.
- FLINT, L.R.; HOWARTH, W.J.. Collision efficiency of small particles with spherical air bubbles. *Chemical Eng. Science*, v. 26, p. 1155 – 1168, 1971.
- GALERY, R.; MONTENEGRO, L.C.M.; MUSSANDA, J.F.Z.; PERES, A.E.C.; KELLES, M.H.V. Desenvolvimento de um sistema de medição para a implementação do controle automático em colunas de flotação. In: VI SHMMT/XVIII ENTMME, 2001, Rio de Janeiro. *Anais...* Volume 3, p. 151 – 155.
- GAUDIN, A.M. *Flotation*, 2nd edn. McGraw-Hill, New York, 1957, 621 p..
- GLEMBOTSKII, V.A.; KLASSEN, V.I.; PLAKSIN, I.N. Flotation of silicates and oxides In: *Flotation*, capítulo 6, p. 586 – 612, 1972.
- GLEMBOTSKII, V.A.; KLASSEN, V.I.; PLAKSIN, I.N. The effect of mineral particle size on flotation In: *Flotation*, capítulo 2, p. 230 – 250, 1972.
- HALL, S. Froth flotation – the importance of the froth. *Mining Magazine*, p. 16 e 17, 1996.
- HEWITT, D.; FORNASIERO, D; RALSTON, J. Bubble particle attachment efficiency. *Minerals Engineering*, v. 7, n. 5/6, p. 657 – 665, 1994.
- ITYOKUMBUL, M.T.; SALAMA, A.I.A.; AL TAWHEEL,A.M. Estimation of bubble size in flotation columns. *Minerals Engineering*, v. 8, n. 1/2, p. 77 – 89, 1995.
- JAMESON, G.J.; NAM, S.; MOO YOUNG, M. Physical factors affecting recovery rates in flotation. *Minerals Science and Engineering*, v. 9, n. 3, p. 103 – 118, 1977.
- JIANG, Z.; HOLTHAM, P.N. A dynamic study of collision velocity and adhesion between particles and bubbles in flotation: the concept of adhesion angle. In: International Mineral Processing Congress, XVI, 1988, Amsterdam. p. 651 – 663.

- KELLES, M.H.V. *Desenvolvimento de um sistema de medição para implementação do controle de nível em colunas de flotação*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1996. 143 p. (Dissertação, Mestrado em Tecnologia Mineral).
- KLIMPEL, R.R. Considerations for improving the performance of froth flotation systems. *Mining Engineering*, p.1 093 – 1100, 1988.
- LADEIRA, W.G.; SOUZA Jr, M.; MAPA, P.S. A flotação em colunas na Samarco Mineração S/A. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, XVII e Seminário de Química de Colóides aplicada à Tecnologia Mineral, I, 1998, Águas de São Pedro, São Paulo. Volume 2, p. 433 – 443.
- LAPLANTE, A.R.; TOGURI, J.M.; SMITH, H.W. The effect of air flow rate on the kinetics of flotation. Part 1: the transfer of material from the slurry to the froth. *International Journal of Mineral Processing*, v. 11, p. 203 – 219, 1983.
- LASKOWSKI, J. Particle-bubble attachment in flotation. *Minerals Science Engineering*, v. 6, n. 4, p. 223 – 235, 1974.
- LEJA, J. *Surface chemistry of froth flotation*, New York, Plenum Press, 1982. 758 p..
- LI, R.; HOBERG, H.; SCHNEIDER, F.U. Investigations on the influence of particle size in flotation. In: International Mineral Processing Congress, XVIII, 1993, Sydney. Volume 3, p. 689 – 697.
- LINS, F.F.; ADAMIAN, R. Influência da aeração na flotação de partículas de ouro e considerações sobre o tamanho máximo de flotação. *Metalurgia – ABM*, v. 45, n. 382, p. 898 – 906, 1989.
- LUTTRELL, G.H.; WEBER, A.T.; ADEL, G.T.; YOON, R.H. Microbubble flotation of fine coal. In: Sastry, K.V.S. (Ed.), *Column Flotation '88*. SME, Littleton, CO, p. 205 – 211, 1988 apud TAO, D.; LUTTRELL, G.H.; YOON, R.H. A parametric study of froth stability and its effect on column flotation of fine particles. *International Journal of Mineral Processing*, v. 59, p. 25 – 43, 2000.
- MONTENEGRO, L.C.M.; SAVASSI, O.N.; PERES, A.E.C. Efeito das condições operacionais sobre a relação teor-recuperação na flotação de minérios de ferro. In:

VI SHMMT/XVIII ENTMME, 2001, Rio de Janeiro. *Anais...Volume 3*, p. 178 – 182.

MORRIS, T.M. Measurement of equilibrium forces between an air bubble and an attached solid in water. *Transactions AIME*, v. 187, p. 91 – 95, 1950.

NGUYEN, A.V. On the sliding time in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 37, p. 1 – 25, 1993.

NGUYEN, A.V. The collision between fine particles and single air bubbles in flotation. *Journal of Colloid and Interface Science*, v. 162, p. 123 – 128, 1994.

NGUYEN, A.V.; EVANS, G.M.; SCHULZE, H.J. Prediction of van der Waals interaction in bubble-particle attachment in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 61, p. 155 – 169, 2001.

NGUYEN, A.V.; RALSTON, J.; SCHULZE, H.J. On modelling of bubble-particle attachment probability in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 53, p. 225 – 249, 1998.

NGUYEN, A.V.; SCHULZE, H.J.; RALSTON, J. Elementary steps in particle-bubble attachment. *International Journal of Mineral Processing*, v. 51, p. 183 – 195, 1997.

O'CONNOR, C.T.; RANDALL, E.W.; GOODALL, C.M. Measurement of the effects of physical and chemical variables on bubble size. *International Journal of Mineral Processing*, v. 28, p. 139 – 149, 1990.

OLIVEIRA, M.L.M.; AQUINO, J.A. *Curso de Flotação em Coluna*. CDTN, 1992, 29 p..

OLIVEIRA, M.L.M.; AQUINO, J.A. *Manual de Operação da Coluna de Flotação*, 1993, 28 p..

ÖTEYAKA, B.; SOTO, H. Modelling of negative bias column for particles flotation. *Minerals Engineering*, v. 8, n. 1/2, p. 91 – 100, 1994.

- DIAZ-PENAFIEL, P.; DOBBY, G.S. Kinetic studies in flotation columns: bubble size effect. *Minerals Engineering*, v. 7, n. 4, p. 465 – 478, 1994.
- PETERSEN, F.W.; VAN DEVENTER, J.S.J. The behaviour of silica in gold cyanide solutions. *International Journal of Mineral Processing*, v. 50, n. 3, p. 211 – 225, 1997.
- QUINTÃO, F.C.S.; MOREIRA, L.D.; POLICARPO, D.L.V.; FURTADO, J.R.V. Projeto de flotação de grossos. In: Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, I, 1999, Ouro Preto. *Anais...São Paulo: Associação Brasileira de Metais*, p. 199 – 207.
- RALSTON, J.; DUKHIN, S.S.; MISHCHUK, N.A. Inertial hydrodynamic particle-bubble interaction in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 56, p. 207 – 256, 1999.
- RALSTON, J.; PYKE, B.; FORNASIERO, D. Bubble particle heterocoagulation under turbulent conditions. *Journal of Colloid and Interface Science*, v. 265, p. 141 - 151, 2003.
- RAO, S.R. Surface forces in flotation. *Minerals Science Engineering*, v. 6, n. 1, p. 45 – 53, 1974.
- REAY, D.; RATCLIFF, G.A. Removal of fines from water by dispersed air flotation: effect of bubble size and particle size on collection efficiency. *Canadian Journal Chemical Engineering*, v. 51, p. 178 – 185, 1973.
- REAY, D.; RATCLIFF, G.A.. *Canadian J. Chem. Engrg.*, v. 51, p. 178, 1973 apud YOON, R.H.; LUTTRELL, G.H. The effect of bubble size on fine particle flotation. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, v. 5, p. 101 – 122, 1989.
- RODRIGUES, W.J. *Aspectos hidrodinâmicos na flotação de partículas grossas*. São Paulo: Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, 2001. 150 p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Mineral).
- RUBIO, J. Modified column flotation of mineral particles. *International Journal of Mineral Processing*, v. 48, n. 3/4, p. 183 – 196, 1996.

- SCHUHMANN, R. Flotation Kinetics, 1. Methods for steady-state study of flotation problems. *J. Phys. Chem.*, v. 46, p. 891 – 902, 1942 apud TRAHAR, W.J. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 8, p. 289 – 327, 1981.
- SCHULZE, H.J. Dimensionless number and approximate calculation of the upper particle size of floatability in flotation machines. *International Journal of Mineral Processing*, v. 9, p. 321 – 328, 1982.
- SCHULZE, H.J. Hydrodynamics of bubble-mineral particle collisions. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, v. 5, p. 43 – 76, 1989.
- SCHULZE, H.J. New theoretical and experimental investigations on stability of bubble/particle aggregates in flotation: a theory on the upper particle size of floatability. *International Journal of Mineral Processing*, v. 4, p. 241 – 259, 1977.
- SHARMA, A.; RUCKENSTEIN, E. Energetic criteria for the breakup of liquid films on nonwetting solid surfaces. *J. Colloid Interface Science*, v. 137, p. 433 – 445, 1990.
- SIRKECI, A.A. Electrokinetic properties of pyrite, arsenopyrite and quartz in the absence and presence of cationic collectors and their flotation behaviour. *Minerals Engineering*, v. 13, n. 10-11, p. 1037 - 1048, 2000.
- SOTO, H.S. Development of novel flotation-elutriation method for coarse phosphate beneficiation. *FIPR publication*, n. 02-070-098, Laval University, 1992.
- SUTHERLAND, K.L. Kinetics of the flotation process. *J. Phys. Chem.*, v. 52, p. 394 – 425, 1948.
- SUTHERLAND, K.L. Physical chemistry of flotation: XI. Kinetics of the flotation process. *J. Phys. Chem.*, v. 52, p. 394 – 425, 1949 apud YOON, R.H. The role of hydrodynamic and surface forces in bubble-particle interaction. *International Journal of Mineral Processing*, v. 58, p. 129 – 143, 2000.
- TAO, D.; LUTTRELL, G.H.; YOON, R.H. A parametric study of froth stability and its effect on column flotation of fine particles. *International Journal of Mineral Processing*, v. 59, p. 25 – 43, 2000.

- TAVERA, F.J.; ESCUDERO, R.; FINCH, J.A. Gas holdup in flotation columns: laboratory measurements. *International Journal of Mineral Processing*, v. 61, p. 23 – 40, 2001.
- TOMLINSON, H.S., FLEMING, M.G. Flotation rate studies. In: 6th Int. Miner. Process. Congr., A. Roberts (Ed.), Cannes, Pergamon, 1965, p. 563 – 579 apud TRAHAR, W.J. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 8, p. 289 – 327, 1981.
- TRAHAR, W.J. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 8, p. 289 – 327, 1981.
- TRAHAR, W.J. The selective flotation of galena from sphalerite with special reference to effects of particle size. *International Journal of Mineral Processing*, v. 3, p. 151 – 166, 1976.
- VASSALO, J.R.; CLARK, A.E. Recovery of phosphate fine particles in a flotation column. In: Congreso Latinoamericano de Flotación, Concepción, Chile, p. 1 – 16, 1985.
- WEBER, M.E. *J. Separation Process Technol.*, v. 2, p. 29, 1981 apud YOON, R.H.; LUTTRELL, G.H. The effect of bubble size on fine particle flotation. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, v. 5, p. 101 – 122, 1989.
- WELLENKAMP, F.J.M.; MARTINS, A.P. et al. Análise da influência das variáveis do processo de flotação da apatita em coluna. In: VI SHMMT/XVIII ENTMME, 2001, Rio de Janeiro. *Anais...* Volume 3, p. 173 – 177.
- WHEELER, D.A. Round table discussion on column cell flotation practice in Canada. In: II Congreso Latinoamericano de Flotación, Concepción, Chile, 1985.
- YIANATOS, J.B.; BERGH, L.G.; DURÁN, O.U.; DÍAZ, F.J.; HERESI, N.M. Measurement of residence time distribution of the gas phase in flotation columns. *Minerals Engineering*, v. 7, n. 2/3, p. 333 – 344, 1994.
- YOON, R.H. The role of hydrodynamic and surface forces in bubble-particle interaction. *International Journal of Mineral Processing*, v. 58, p. 129 – 143, 2000.

YOON, R.H.; MAO, L. Application of extended DLVO Theory IV. *Journal of Colloid and Interface Science*, v. 181, p. 613 – 626, 1996.

YOON, R.H.; LUTTRELL, G.H. The effect of bubble size on fine particle flotation. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, v. 5, p. 101 – 122, 1989.

YOON, R.J.; LUTTRELL, G.H. *Coal Preparation*, v.2, p.179, 1986 apud AHMED, N.; JAMESON, G.J. Flotation Kinetics. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, v. 5, p. 77 – 99, 1989.

This document was created with Win2PDF available at <http://www.win2pdf.com>.
The unregistered version of Win2PDF is for evaluation or non-commercial use only.
This page will not be added after purchasing Win2PDF.