

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Escola de Engenharia

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Dissertação de Mestrado

**MODELAGEM DA RELAÇÃO TEOR-RECUPERAÇÃO
DA CÉLULA DE FLOTAÇÃO PNEUMÁTICA**

Autor: Angelo Quintiliano Nunes da Silva

Orientador: Professor Doutor Roberto Galery

Co-orientador: Professor Doutor Luiz Cláudio Monteiro Montenegro

Fevereiro/2015

Angelo Quintiliano Nunes da Silva

**MODELAGEM DA RELAÇÃO TEOR-RECUPERAÇÃO
DE UMA CÉLULA DE FLOTAÇÃO PNEUMÁTICA**

Dissertação de mestrado apresentada ao curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, como requisito parcial para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas.

Área de concentração: Tecnologia Mineral

Orientador: Professor Doutor Roberto Galery

Co-orientador: Professor Doutor Luiz Cláudio Monteiro Montenegro

Belo Horizonte

Escola de Engenharia da UFMG

2015

Aos meus pais, Antônio e Maria.

Ao meu bem, Carolina.

AGRADECIMENTOS

O autor agradece a todos aqueles que, direta ou indiretamente, colaboraram na preparação deste trabalho e, em particular:

Ao professor Doutor Roberto Galery por acreditar neste trabalho e pela orientação;

Ao professor Doutor Luiz Cláudio Monteiro Montenegro pela orientação e disponibilidade, fundamentais para a execução deste trabalho;

Ao profissional Alberto Lúcio Afonso pelo grande apoio na montagem dos experimentos e realização dos testes;

Aos engenheiros Doutor Douglas Batista Mazzingy e Doutor Henrique Dias Gatti Turrer pelo apoio e direcionamento;

Ao engenheiro Luiz Carlos de Aquino Junior, da MBE, pela ajuda e interesse demonstrado neste trabalho;

Ao engenheiro Ricardo Luiz Gomes e os estudantes de engenharia Lucas e Clara pela ajuda na realização dos testes;

Aos colegas Dodora, Dani, Joice, Karina, Cida e Fabio pelas gargalhadas;

A Anglo American, representada pelo engenheiro José Russo, pelo apoio na realização de testes e fornecimento de amostras;

Aos meus amigos(as) Alexandre de Freitas, Antônio Schettino, Luiz Antão e Renilza Violante que sempre me apoiaram;

À CAPES-PROEX, CNPq e FAPEMIG pelo apoio financeiro para desenvolvimento científico dado ao PPGEM.

SUMÁRIO

1. Conteúdo

1. INTRODUÇÃO	1
2. OBJETIVOS	3
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	4
3.1 Aspectos gerais da flotação	4
3.2 Aspectos gerais da flotação do minério de ferro	6
3.3 Terminologia utilizada no processo de flotação	7
3.3.1 <i>Holdup</i> (%).....	8
3.3.2 Velocidade superficial (cm/s).....	8
3.3.3 Velocidade intersticial (cm/s).....	8
3.3.4 Velocidade relativa.....	8
3.3.5 Bias	9
3.3.6 Capacidade de carregamento (g/min.cm ²)	9
3.3.7 Capacidade de transporte (g/min.cm ²).....	9
3.3.8 Capacidade de transbordo (g/min.cm)	10
3.3.9 Capacidade de carga (g/min.m ³).....	10
3.3.10 Convenção de fluxos	10
3.4 Variáveis operacionais no processo de flotação	10
3.4.1 Vazão de ar.....	11
3.4.2 <i>Holdup</i> do ar (fração volumétrica do gás).....	12
3.4.3 Tamanho de bolha	13
3.4.4 Bias (B).....	15
3.4.5 Água de lavagem	15
3.4.6 Altura da camada de espuma	17
3.4.7 Tempo de residência	17
3.5 Equipamentos de flotação	18
3.5.1 Flotação em células convencionais.....	18
3.5.2 Flotação em coluna	19
3.5.3 Flotação pneumática.....	22
3.6 Modelamento na flotação.....	25

3.6.1	Aplicação da simulação na flotação	25
3.6.2	Regime de fluxo.....	26
3.6.3	Modelos empregados para otimização e controle na flotação	27
3.6.4	Modelos empíricos.....	27
3.6.5	Modelos probabilísticos	28
3.6.5.1	Probabilidade na colisão partícula-bolha.....	29
3.6.5.2	Cálculo da probabilidade de colisão entre partícula e bolha.....	30
3.6.5.3	Cálculo da probabilidade de adesão entre partículas e bolhas	32
3.6.5.4	Estabilidade do agregado partícula- bolha	34
3.6.5.5	Eficiência de coleta (P_i) em relação ao tamanho da partícula, da dosagem de coletor, do diâmetro de bolha, da densidade da partícula, viscosidade e fração volumétrica do gás.....	35
3.6.6	Modelos cinéticos e modelos cinéticos probabilísticos	40
3.6.7	Arraste mecânico	47
3.6.8	Camada de espuma (zona de limpeza)	50
3.6.9	Balço de massa da flotação considerando a flotação verdadeira.....	51
3.6.10	Balço de massa na flotação considerando o arraste.....	54
3.6.11	Modelagem da flotação	55
3.6.12	Modelagem da flotação verdadeira.....	56
3.6.13	Modelagem do arraste mecânico	61
3.6.14	Controles da célula de flotação pneumática.....	65
4.	METODOLOGIA	67
4.1	Introdução.....	67
4.2	Preparação das amostras.....	68
4.3	Testes com a célula de flotação pneumática	70
4.3.1	Teste flotando minério de ferro.....	70
4.3.2	Teste flotando lama de minério de ferro	72
4.4	Cálculos do simulador	72
4.4.1	Cálculo do tempo de residência.....	73
4.4.2	Regime de fluxo.....	74
4.4.3	Parâmetro do arraste mecânico	74
4.4.4	Parâmetro da flotação verdadeira	75
4.4.5	Dimensões do equipamento	75

4.4.6 Fluxos	76
4.4.7 Informações do processo	77
4.4.8 Informações dos produtos	77
4.4.9 Calibração e simulação.....	78
5. RESULTADOS E DISCUSSÃO	80
5.1 Caracterizações das amostras de minério e da lama.....	80
5.1.1 Massa específica do minério e da lama	82
5.2 Simulação do processo de flotação.....	82
5.2.1 Variação da camada de espuma do teste com minério.....	84
5.2.2 Variação da porcentagem de sólidos do teste com minério	86
5.2.3 Variação da vazão do gás	87
5.3 Flotação de lamas	89
5.3.1 Variação da camada de espuma do teste com lama	89
5.3.2 Simulação da variação da porcentagem de sólidos da flotação com lamas.....	92
5.3.3 Simulação da variação da vazão de ar da flotação com lamas	95
6. CONCLUSÃO	98
7. SUGESTÕES DE TRABALHOS FUTUROS	100
8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	101
9. ANEXO	105
9.1 Dados de entrada do teste piloto para flotação do minério.....	105
9.2 Dados de entrada do teste piloto para flotação da lama	106
9.3 Cálculo do fator para a redução da sílica no concentrado do minério testado na célula de flotação pneumática	107
9.4 Cálculo do fator para a redução da sílica no concentrado da lama testada na célula de flotação pneumática variando a camada de espuma	108
9.5 Cálculo do fator para a redução da sílica no concentrado da lama testada na célula de flotação pneumática variando a porcentagem de sólidos.....	109
9.6 Cálculo do fator para a redução da sílica no concentrado da lama testada na célula de flotação pneumática variando a vazão do gás.....	110
9.7 Resultado do ensaio de flotação com lamas.....	111
9.8 Granuloquímica da alimentação da lama	112
9.9 Granuloquímica da alimentação do minério, flotado e concentrado.....	113
9.10 Resultados da análise química semiquantitativa por espectrometria de fluorescência de raios-X (FRX): espectrômetro PHILIPS PW-2400; pastilhas prensadas.	114

9.11 Resultados do difratômetro de raios-X (DRX) para amostras em pó PHILIPS (PANALYTICAL), SISTEMA X'Pert-APD, controlador PW 3710/31, gerador PW 1830/40, goniômetro PW3020/00	120
----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	-----

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 - Sistema para medição do holdup do ar (adaptado de LUZ <i>et al.</i> , 2010)	13
Figura 3.2 - Representação esquemática dos fluxos de água na célula mecânica (a) e na coluna de flotação (b) (adaptado de LUZ <i>et al.</i> , 2010).	17
Figura 3.3 - Agitadores de células convencionais (adaptado de YOUNG, 1982)	19
Figura 3.4 - Eventos marcantes no desenvolvimento e aplicação das colunas de flotação (adaptado de LUZ <i>et al.</i> , 2010).....	20
Figura 3.5 - Esquema básico de uma coluna de flotação (adaptado de FUESTENAU AND HAN, 2003)	21
Figura 3.6 - Esquema básico das células pneumáticas Imhoflot® (a) e Pneufлот®(b) (www.maelgwyn.com e www.mbe-cmt.com).....	23
Figura 3.7 - Esquema básico da célula G-Cell (www.maelgwyn.com)	23
Figura 3.8 - Esquema básico da Jameson Cell (a) e detalhes do tubo vertical da alimentação (b) (adaptado de jamesoncell.com).....	24
Figura 3.9 - Classificação das variáveis para o processo de flotação (adaptado de LYNCH <i>et al.</i> , 1981)	26
Figura 3.10 - Representação esquemática dos mais importantes mecanismos de colisão (PLATE e SCHULZE, 1991)	30
Figura 3.11 - Região de contato entre as três fases partícula (sólido), líquido (água) e bolha (gás) (adaptado de BLOOM e HEINDEL, 1997).....	33
Figura 3.12 - Relação entre a probabilidade de adesão e o tempo de indução para partículas de diversos tamanhos nas condições de diâmetro de bolha= 1mm e densidade das partículas igual a 4g/cm ³ (DOBBY e FINCH, 1987).....	34
Figura 3.13 - Relação do tamanho da partícula com a eficiência de coleta P_i para um determinado mineral j (DOBBY e FINCH, 1990).....	36
Figura 3.14 - Efeito do aumento da concentração do coletor sobre a eficiência de coleta do mineral j (DOBBY e FINCH, 1990).....	37
Figura 3.15 - Efeito da redução do diâmetro de bolhas sobre a eficiência de coleta (DOBBY e FINCH, 1990)	38
Figura 3.16 - Efeito do aumento da densidade da partícula sobre a eficiência de coleta (FINCH e DOBBY, 1990).....	38
Figura 3.17 - Efeito da viscosidade sobre a eficiência de coleta (FINCH e DOBBY, 1990)	39
Figura 3.18 - Efeito do aumento da fração volumétrica do gás (FINCH e DOBBY, 1990)	40
Figura 3.19: Curva de distribuição de tempo de residência num fluxo tipo mistura perfeita (LUZ, <i>et al.</i> , 2010)	43
Figura 3.20 - Variação da recuperação em diferentes regimes de fluxo (MONTENEGRO 2001)	47
Figura 3.21 - Efeito da diluição da polpa sobre a recuperação de ganga e água (adaptado de LYNCH <i>et al.</i> , 1981).....	49
Figura 3.22 - Curvas características do efeito do tamanho da partícula sobre o grau de arraste mecânico (SAVASSI, 1999)	50
Figura 3.23 - Representação esquemática da zona de coleta e zona de limpeza (adaptada de FINCH e DOBBY, 1990)	51

Figura 3.24 - Dependência da recuperação na zona de limpeza (espuma) e o tamanho da partícula: efeito do aumento da velocidade superficial do gás J_g , diâmetro da coluna d_c e da altura da camada de espuma h_f (FINCH e DOBBY, 1990).....	53
Figura 3.25 - Teor e recuperação como função da velocidade superficial do gás (CLINGAN e MCGREGOR, 1987).....	53
Figura 3.26 - Representação esquemática da zona de coleta e zona de limpeza com os efeitos da flotação verdadeira e do arraste mecânico (MONTENEGRO 2001).....	54
Figura 3.27 - Sequencia de etapas para modelamento do transporte de massa na zona de coleta e zona de espuma por flotação verdadeira e arraste mecânico.....	56
Figura 3.28 - Mecanismos que atuam na partícula na zona de limpeza (MONTENEGRO 2001)	59
Figura 3.29 - Bombeamento da água da polpa para a espuma (SAVASSI, 1999).....	61
Figura 3.30 - Balanço de massa da água no processo de flotação em coluna considerando o reciclo da água da região da espuma (zona de limpeza) para a polpa (zona de coleta).(MONTENEGRO 2001).....	65
Figura 4.1 - Célula de flotação utilizada para a realização dos testes piloto	68
Figura 4.2 - Fluxograma de preparação das amostras	69
Figura 4.3 -Montagem do teste de flotação pneumática para realização do teste de arraste mecânico	71
Figura 5.1 - Liberação do quartzo em diferentes faixas de tamanho: a)+300mm, b)-0,100 + 0,074mm, c) -0,074 + 0,044mm, d) -0,044 +0,037mm. Hematita = vermelho, quartzo = azul e outros minerais =verde (MAZZINGY <i>et al.</i> , 2014)	81
Figura 5.2 – Modelamento do efeito da camada de espuma sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo no concentrado da célula de flotação pneumática piloto alimentada com minério	85
Figura 5.3 - Modelamento do efeito da variação da porcentagem de sólidos sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo no concentrado da célula pneumática piloto alimentada com minério	86
Figura 5.4 - Modelamento do efeito da vazão de gás sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo no concentrado da célula pneumática piloto alimentada com minério.	88
Figura 5.5 - Relação entre a velocidade superficial do gás e a fração volumétrica do gás para os testes realizados na célula de flotação pneumática	88
Figura 5.6 - Efeito da camada de espuma sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo. Modelamento para lamas com dosagem de amina fracionada (dosagem de 1/3 da amina)	90

LISTA DE TABELAS

Tabela 4.1 - Condição do teste com minério de ferro em célula de flotação pneumática.....	71
Tabela 4.2 - condições de dosagem de reagentes para a realização dos testes flotando lamas em célula de flotação pneumática	72
Tabela 4.3 - Densidades utilizadas no cálculo do tempo de residência.....	74
Tabela 4.4 - Entrada de dados das dimensões do equipamento	76
Tabela 4.5 - Informações dos fluxos da alimentação, flotado e afundado	76
Tabela 4.6 - Informações dos processos	77
Tabela 4.7 - Campo para preenchimento dos dados granulométricos da alimentação flotado e afundado	78
Tabela 5.1 - Quantificação mineralógica global e análise química da amostra do minério de ferro itabirítico utilizado nos testes	80
Tabela 5.2 - Granulométrica da alimentação do minério de ferro itabirítico utilizada nos testes	80
Tabela 5.3 - Granulométrica da lama obtida no processo de deslamagem do minério de ferro itabirítico utilizado nos testes	81
Tabela 5.4 - Determinação da massa específica para amostra do minério e da lama	82
Tabela 5.5 - Condições operacionais da célula de flotação pneumática operando com minério	83
Tabela 5.6 - Condições operacionais da célula de flotação pneumática operando com lama...	84

RESUMO

As principais plantas de processamento de minério de ferro no Brasil operam através da flotação catiônica reversa. Muitos estudos são realizados buscando a eficiência da flotação através da otimização das variáveis de processo. A célula de flotação pneumática destaca-se pela simplicidade de operação e pelo intenso contato partícula-bolha promovido pelo sistema de alimentação da polpa. Poucos são os estudos sobre a aplicação deste equipamento na flotação do minério de ferro.

Este trabalho tem como objetivo apresentar um modelamento matemático para a célula de flotação pneumática para previsão do efeito das condições operacionais sobre a recuperação e o teor mineral a partir dos estudos dos mecanismos de transporte e massa. O modelo considera a flotação nas duas zonas (coleta e limpeza), a flotação verdadeira e o arraste mecânico e foi adaptado dos modelos de flotação tradicionais.

Testes para coletas de informações de teor, recuperação de diferentes espécies minerais e variáveis operacionais (altura da camada de espuma, vazão de polpa na alimentação, fração volumétrica do ar etc.) foram realizados com o objetivo de descrever o efeito destas variáveis operacionais na relação teor-recuperação na célula de flotação pneumática. Os resultados obtidos orientam os novos testes para que sejam adotadas condições operacionais com maior chance de sucesso, simplificando a quantidade de testes experimentais que seriam necessários em uma abordagem convencional.

ABSTRACT

The main iron ore processing plants in Brazil operate through reverse cationic flotation. Many studies have been conducted in order to improve flotation efficiency by optimizing the process variables. The pneumatic flotation cell stands out due to the simplicity to operate it and to the intense contact particle-bubble promoted by the pulp feeding system. There are just few studies about the application of this equipment to float iron ore.

This work aims to present a mathematical model for the pneumatic flotation cell that predicts the effect of operating conditions on the recovery and the mineral grade from studies of mass and transport. The pneumatic flotation model was adapted from traditional flotation models and considers the two flotation zones in the pneumatic flotation cells: the collection and froth zones.

Tests to collect information about grade, recovery of different kinds of minerals and operational variables (froth zone, feeding flow, gas holdup etc.) were performed in order to describe the effect of these variables on the grade-recovery relation in the pneumatic flotation cell. The results guide new tests so that operating conditions are adapted with greater chance of success by simplifying the amount of experimental tests that would be required in a conventional approach.

1. INTRODUÇÃO

A célula de flotação pneumática tem sido empregada há algumas décadas na flotação de carvão e, em número menor, aplicado a flotação de potássio, magnesita, barita, sais de NaCl e outros. No Brasil, a flotação é principalmente realizada em baterias de células e colunas de flotação.

A célula de flotação pneumática chama a atenção devido a sua simplicidade no controle das variáveis operacionais e na infraestrutura reduzida para a sua implantação se comparado às baterias de células mecânicas e colunas de flotação. Entretanto, sua aplicação no Brasil ainda é estudada.

Poucos são os estudos deste equipamento aplicado à flotação de minério de ferro e alguns dos seus resultados de laboratório apresentaram números bastante satisfatórios simplificando etapas do circuito ou aumentando a recuperação. O design e instalação da célula pneumática são simples, exigindo fundações menores e a célula se destaca por uma alta produtividade se comparado com o volume dos outros equipamentos.

Os resultados obtidos por LIMA (2013) e ULIANA (2013) demonstraram um elevado potencial da concentração do minério de ferro empregando flotação pneumática para a concentração de minério de ferro para a obtenção de pellet feed dentro das especificações do mercado. Também, foi citada por LIMA (2013) a possibilidade do aumento da recuperação metálica, menor quantidade de estágios e elevada redução do tempo de residência.

Neste contexto, surge a oportunidade de utilizar a flotação pneumática na concentração do minério de ferro como uma alternativa aos processos de concentração hoje utilizados.

Neste trabalho o objetivo é apresentar um modelamento que permite prever o efeito das condições operacionais sobre a recuperação mineral em uma célula de flotação pneumática a partir do estudo dos mecanismos de transporte e massa. Estes mecanismos afetam o teor e a recuperação do concentrado. Pode-se citar a flotação verdadeira (adesão da partícula as bolhas) e o arraste mecânico (SUBRAHMANYAM *et al.* 1988).

O modelo construído levou em consideração os diferentes mecanismos de transporte de massa que acontecem na zona de coleta (polpa) e na zona de limpeza (camada de espuma).

Na região de impacto e adesão, em relação às diferentes características de flotabilidade para os diferentes minerais e sua distribuição granulométrica, faz necessário utilizar uma distribuição de flotabilidade para representar o sistema. Na região de polpa acontece a sedimentação das partículas hidrofílicas que não estão aderidas a bolha e a suspensão das partículas hidrofóbicas aderidas às bolhas. Uma característica do equipamento é a promoção da adesão externamente a célula, ou seja, antes da polpa ser introduzida no equipamento.

A recuperação de um mineral na região de espuma é função da vazão do ar, da altura da camada de espuma, do tamanho da partícula e do parâmetro de desprendimento. O parâmetro de desprendimento depende implicitamente da coalescência e colapso das bolhas e não varia com o mineral (PERES *et al.*, 2010).

Para a calibração do modelo, foram utilizados dados tais como, teor e recuperação das diferentes espécies minerais por faixa de tamanho, tamanho da camada de espuma, vazão da polpa na alimentação e fração volumétrica de ar. O modelo descreve o efeito destas variáveis na relação teor-recuperação. A estrutura do modelo segue dois mecanismos, flotação verdadeira e arraste (PERES *et al.*, 2010).

2. OBJETIVOS

Estudar o efeito das variáveis operacionais da célula de flotação pneumática na relação teor-recuperação de minério de ferro e aplicação de um modelo para minimizar o número de testes normalmente necessários na abordagem convencional.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1 Aspectos gerais da flotação

A flotação é um processo de concentração largamente utilizado. Ela tem sido praticada com sucesso em escala industrial e o processamento por flotação é muito eficiente para separar partículas minerais na faixa de tamanhos entre 10 e 150 μ m. O método de concentração por flotação tem viabilizado projetos cujos depósitos são formados por minérios de baixo teor.

O princípio da flotação envolve a utilização de reagentes para alterar a característica de superfície das partículas minerais e posterior separação das partículas feita em uma suspensão de água (polpa). Durante o processo de flotação, as partículas com características de superfície iguais às das bolhas injetadas ao sistema são transportadas da região de polpa (ou coleta) para uma região de espuma (concentração) e posteriormente são retiradas da célula. As partículas que ficaram com a característica de superfície igual à da água acompanham o fluxo de polpa.

Na flotação temos um sistema trifásico. A fase líquida é representada pela água, que é uma espécie polar. A fase gasosa é representada pelo ar, constituído basicamente por moléculas apolares. O terceiro elemento que compõe este sistema trifásico são as partículas minerais presentes. A separação vai ocorrer quando se atribui diferentes características de superfícies (polares e apolares) para os minerais que se deseja separar.

Em termos de polaridade os compostos químicos podem ser divididos em polares e apolares pela presença ou não de um dipolo permanente. Devido a polaridade, as moléculas de água se organizam através da atração mantida entre polos opostos de moléculas distintas gerando uma forte coesão molecular e aumentando a tensão

superficial do líquido. Já nos minerais, a polarização se deve ao seu arranjo atômico determinado pelo ângulo das ligações. Essa polaridade é designada como dipolo permanente e nos minerais gera a afinidade pela água.

Sobre a separação citada anteriormente, a diferença na característica de superfície provoca a separação das espécies minerais presentes na polpa pela capacidade das partículas de se prenderem ou não às bolhas de ar. A propriedade que faz com que algumas espécies minerais capturem bolhas de ar é designada como hidrofobicidade. Essa repelência a água se converte em afinidade por substâncias apolares ou lipofílicas tais como o ar e substâncias graxas (LEJA, 1982). Já os minerais que são umectados ou molhados pela água são designados como hidrofílicos e possuem características de superfície polares. A propriedade diferenciadora pode ser induzida na promoção da separação das espécies minerais no processo de flotação.

Os fenômenos que governam a flotação são complexos. Neles, a seletividade do processo está associada à química de superfície e à hidrodinâmica. Nestas duas variáveis estão incluídas:

Química de superfície:

- Interações;
- Energia;
- Adsorção em interfaces;
- Molhabilidade natural de minerais;
- Uso de reagentes para tornar hidrofóbicas as superfícies minerais.

Na hidrodinâmica temos:

- Dispersão das bolhas de ar;
- Suspensão de sólidos;
- Colisão e adesão entre partículas minerais e bolhas de ar;
- Estabilidade do agregado partícula-bolha.

Outra variável importante na seletividade do processo de flotação é a distribuição de tamanhos das partículas que são influenciadas pela hidrodinâmica da polpa a partir de certa faixa de tamanho.

3.2 Aspectos gerais da flotação do minério de ferro

Grande parte da concentração de minerais de ferro de baixo teor passa pela flotação. A rota de processo visando adequar o mineral a esta etapa passa pela cominuição (etapas de britagem e moagem), visando obter liberação do quartzo, seguido das etapas de deslamagem e concentração por flotação. A concentração deste material nesta faixa granulométrica gera o produto denominado industrialmente de pellet feed (MARQUES, 2013).

As limitações no processamento por flotação estão associadas às características mineralógicas, características físicas, hidrodinâmica dos processos e variáveis operacionais.

A flotação de minério de ferro também explora as diferenças nas características de superfície dos minerais presentes na polpa para que ocorra a separabilidade. Os reagentes químicos atuam sobre as características de superfície dos minerais, alterando sua hidrofobicidade. Na flotação reversa de minério de ferro, maioria das situações, torna-se a superfície do quartzo hidrofóbica e aumenta-se a hidrofiliabilidade dos minerais portadores de ferro para uma melhor separabilidade. Entende-se como flotação direta a flotação onde o mineral de interesse é coletado pelo flotado, e flotação reversa quando flota-se o mineral de ganga.

Os principais reagentes utilizados para trabalhar com a diferença de propriedades de superfície dos minerais presentes no sistema de flotação de minério de ferro são os amidos de milho ou de mandioca, utilizados como depressores dos minerais de ferro, e as aminas, como coletoras de sílica.

O depressor tem a função evitar a adsorção dos coletores na superfície dos minerais de ferro, aumentando a sua afinidade pela água, isto é, aumentando o seu caráter hidrofílico. Assim, é possível flotar as partículas de quartzo e deixar os minerais de ferro no interior da polpa.

Os principais coletores utilizados na flotação reversa do minério de ferro são as aminas. Elas têm a função de tornar a superfície do quartzo hidrofóbica, aumentando a sua afinidade pelo ar.

No processo de flotação, existe a necessidade de formação de uma espuma estável no sistema. Esta estabilidade é obtida por reagentes conhecidos como espumantes, que abaixam a tensão superficial na interface líquido/ar e também atuam na cinética da interação partícula-bolha. A estabilidade da espuma está associada à perda do líquido que envolve a bolha, de modo a evitar a ruptura do filme durante a colisão da partícula mineral com a bolha. Feita a colisão, existe um tempo chamado de “tempo de contato” onde a partícula desliza sobre a bolha. Ocorre a adesão quando o filme líquido que separa a bolha e a partícula é rompido, colocando as duas fases em contato.

As estabilidades da bolha e das partículas aderidas a ela se concentram na superfície do equipamento, formando uma camada de espuma que transborda para uma calha, retirando assim o material flotado.

3.3 Terminologia utilizada no processo de flotação

No desenvolvimento da tecnologia de flotação em colunas, alguns termos foram introduzidos pela necessidade de quantificar algumas variáveis operacionais. A seguir, são descritas as principais variáveis utilizadas no processo de flotação em coluna e que

também são aplicadas em parte para outros equipamentos de flotação (AQUINO *et al.*, 1995; FINCH *et al.*, 1990; MONTENEGRO, 2001).

3.3.1 Holdup (%)

É a fração volumétrica ocupada por uma das três fases em um dado ponto da coluna ou célula. Normalmente é determinado na seção de coleta e representa uma medida da quantidade de ar, expressa em percentagem do volume total ocupado pelo ar.

3.3.2 Velocidade superficial (cm/s)

É a relação entre a vazão volumétrica de uma determinada fase e a área da seção transversal do equipamento, isto é, $(\text{cm}^3/\text{s})/\text{cm}^2$ ou cm/s . Esta unidade permite a comparação das variáveis operacionais entre equipamentos de dimensões diferentes.

3.3.3 Velocidade intersticial (cm/s)

É a relação entre a vazão volumétrica de determinada fase por unidade de área disponível para esta mesma fase. Em um sistema de três fases (sólido, líquido e ar), a área ocupada por uma das fases é a área total menos a área ocupada pelas outras duas fases.

3.3.4 Velocidade relativa

É a velocidade resultante entre duas fases distintas. Esta velocidade é obtida pela diferença ou soma das velocidades absolutas de cada fase considerando, respectivamente, movimentos no mesmo sentido ou no sentido oposto.

3.3.5 Bias

É a fração residual da água de lavagem adicionada no topo do equipamento de flotação que flui através da seção de limpeza. Operacionalmente é quantificada pela diferença ou pela relação entre as vazões volumétricas de polpa da fração não flotada e da alimentação. Convencionalmente, o bias é chamado positivo ou negativo quando a vazão volumétrica de polpa da fração não flotada é, respectivamente, maior ou menor do que a vazão volumétrica de polpa da alimentação. A célula de flotação pneumática tipo *Jameson Cell* possui sistema de água de lavagem.

3.3.6 Capacidade de carregamento (g/min.cm²)

É a vazão mássica máxima de sólidos que pode ser descarregada por área de transbordo. A capacidade de carregamento pode ser determinada experimentalmente, mantendo-se as condições operacionais constantes e variando a sua taxa de alimentação e de sólidos até atingir um valor máximo de material flotado.

3.3.7 Capacidade de transporte (g/min.cm²)

É a vazão mássica de sólidos descarregada por área de transbordo do equipamento de flotação em uma dada condição operacional. Nas colunas industriais de grande porte,

a capacidade de transporte deve ser no máximo igual a um terço da capacidade de carregamento.

3.3.8 Capacidade de transbordo (g/min.cm)

É a relação entre a vazão mássica de polpa e o perímetro de transbordo do equipamento. Para colunas industriais, o perímetro de transbordo não aumenta na mesma proporção da seção transversal da coluna, dificultando o escoamento da polpa flotada. Nestas circunstâncias, são utilizadas calhas internas para aumentar o perímetro de transbordo da coluna.

3.3.9 Capacidade de carga (g/min.m³)

É a vazão mássica máxima flotada por unidade volumétrica de ar.

3.3.10 Convenção de fluxos

São definidos como positivos os fluxos descendentes de sólido e líquido e o fluxo ascendente do ar.

3.4 Variáveis operacionais no processo de flotação

A seguir, serão apresentadas as principais variáveis de operação, seus efeitos no processo de flotação e suas equações básicas (AQUINO *et al.*, 1995; DOBBY *et al.*, 1990; MONTENEGRO, 2001)

3.4.1 Vazão de ar

A vazão de ar é uma das variáveis mais importantes no controle do processo de flotação. Seu efeito na recuperação mineral é significativo. O aumento da vazão de ar aumenta a recuperação mineral, desde que se mantenha a estabilidade do equipamento de flotação utilizado. Isto se deve ao aumento da área superficial de bolhas que é introduzida no equipamento. Por outro lado, há o aumento da turbulência, que prejudica o processo, afetando também a camada de espuma que é a zona de limpeza do equipamento de flotação.

Os valores da vazão de ar são transformados em velocidade superficial J_g que é a relação entre a vazão de ar Q_g e a área da seção transversal da coluna A_c conforme Equação 3.1:

$$J_g = \frac{Q_g}{A_c} \quad (3.1)$$

A velocidade superficial do ar situa-se entre 1cm/s e 3cm/s em condições típicas de operação em colunas. O limite máximo da velocidade superficial de ar utilizada em uma coluna de flotação é limitado por:

- Perda do bias positivo nas colunas de flotação: Com o aumento do J_g aumenta-se o arraste do líquido na zona de espuma, elevando o *holdup* do líquido e reduzindo a concentração de sólidos do material flotado. Isso reduz a vazão volumétrica da polpa e sendo menor que a da alimentação perde-se o bias positivo;
- Perda do regime de fluxo: Com o aumento do J_g , pode mudar o regime de fluxo na coluna de pistão (*plugflow*) para turbulento. Isso acontece por causa do aumento do tamanho das bolhas em função do aumento da vazão de ar;

- Perda da interface: Com o aumento do J_g pode-se gerar aumento do *holdup* do ar na zona de coleta e redução na camada de espuma até atingir valores iguais de *holdup* nas duas regiões. Isso acarreta formação de *flooding*;
- Aumento do tamanho de bolhas: O aumento do J_g gera aumento do diâmetro de bolhas, reduzindo a eficiência de coleta das partículas, principalmente de granulometrias menores.

3.4.2 Holdup do ar (fração volumétrica do gás)

O *holdup* do ar é a fração volumétrica de ar contida em uma determinada zona no equipamento de flotação. Normalmente é calculado na seção de recuperação, ou camada de espuma, e é uma variável dependente da vazão de ar, do tamanho das bolhas, da densidade da polpa, do carregamento de sólidos pelas bolhas e da velocidade descendente de polpa. Seu cálculo permite estimar o diâmetro da bolha. A equação para o cálculo do *holdup* é apresentada na Equação 3.2 (DOBBY e FINCH, 1990).

$$\varepsilon_g = 1 - \frac{\Delta P}{\rho_{sl} \times g \times L} \quad (3.2)$$

Onde ε_g é o *holdup* do ar, ΔP é a diferença de pressão em KPa, ρ_{sl} é a densidade da polpa em g/cm^3 , L é a distância entre as medidas de pressão em metros e g é a aceleração da gravidade (m/s^2).

O sistema de medição em uma coluna de flotação com os exemplos de pontos de medição da diferença de pressão e distância entre as medidas é mostrado na Figura 3.1.

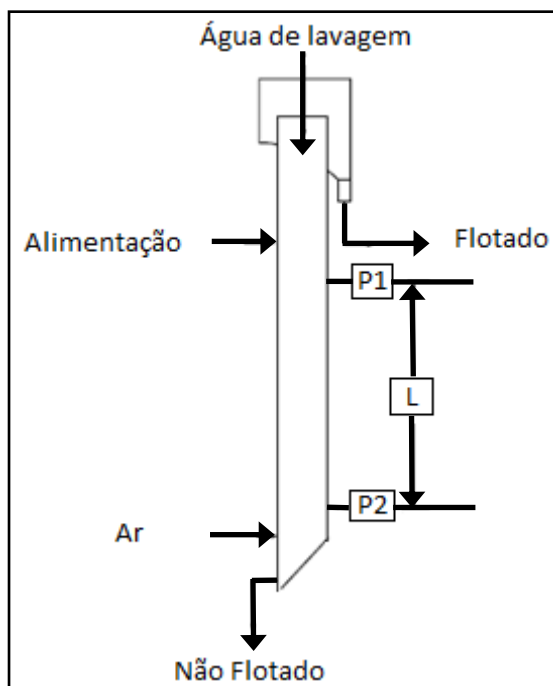


Figura 3.1 - Sistema para medição do holdup do ar (adaptado de LUZ *et al.*, 2010)

Com a informação da fração volumétrica do gás ε_g é possível determinar a velocidade superficial de bolhas S_b . A recuperação e o teor do concentrado no processo de flotação são influenciados por essa variável.

3.4.3 Tamanho de bolha

O tamanho médio de bolhas é uma variável importante na flotação pelo seu efeito na eficiência da coleta e no transporte das partículas minerais. A eficiência na coleta está associada à colisão da partícula à bolha, capacidade de adesão da partícula à bolha e formação de um agregado estável partícula-bolha.

Vários autores citam o efeito do tamanho de bolha na flotação concluindo que a redução do tamanho de bolha transmite uma melhoria na eficiência de coleta.

DOBBY e FINCH (1986) comentam que bolhas menores apresentam áreas de superfície maior, proporcionando uma maior cinética de coleta e transportando uma quantidade maior de sólidos por volume de ar. Entretanto, na prática é visível a redução na

velocidade de ascensão. Quando esta velocidade de ascensão é inferior à velocidade descendente da polpa, o sistema gera perda de sólidos.

Pela metodologia *drift flux*, o diâmetro médio das bolhas d_b pode ser estimado utilizando as equações de velocidade terminal de ascensão das bolhas de ar U_τ e número de Reynolds das partículas Re_p . As equações correspondentes são mostradas a seguir.

$$d_b = \left[\frac{18\mu_{sl} \times U_\tau}{g \times \Delta P} (1 + 0,15 \times Re_p^{0,687}) \right]^{1/2} \quad (3.3)$$

$$U_\tau = \frac{J_g}{\varepsilon_g \cdot (1 - \varepsilon_g)^m} - \frac{(J_g + J_l)}{(1 - \varepsilon_g)^m} \quad (3.4)$$

$$m = \left(4,45 + 18 \cdot \frac{d_b}{d_c} \right) \cdot Re_b^{-0,1} \text{ para } 1 < Re_b < 200 \quad (3.5)$$

$$m = 4,45 \cdot Re_b^{-0,1} \text{ para } 200 < Re_b < 500 \quad (3.6)$$

$$Re_b = \frac{d_b \cdot U_\tau \cdot \rho_{sl}}{\mu_{sl}} \quad (3.7)$$

Onde:

d_b Diâmetro médio da bolha;

d_c Diâmetro da coluna;

U_τ Velocidade terminal de ascensão das bolhas de ar;

μ_{sl} Viscosidade da polpa;

ρ_{sl} Densidade da polpa;

g Aceleração da gravidade;

Re_p Número de Reynolds das partículas;

Re_b Número de Reynolds das bolhas;

ΔP Diferença de densidade entre as fases polpa e ar;

J_g Velocidade superficial do ar;

J_g Velocidade superficial do líquido.

Com o *holdup* é possível calcular o diâmetro de bolhas e, conseqüentemente, a velocidade superficial de bolhas S_b que influencia diretamente na recuperação e no teor dos produtos, concentrado e rejeito. Entretanto, a dificuldades é que o *holdup* é influenciado por muitas variáveis e o seu cálculo depende da medida da densidade da polpa ρ_{sl} .

3.4.4 Bias (B)

Conforme já mencionado, o bias é a fração residual da água de lavagem adicionada no topo da coluna de flotação que flui através da seção de limpeza ou camada de espuma. Operacionalmente é quantificado pela diferença ou pela relação entre as vazões volumétricas de polpa da fração não flotada Q_T e da alimentação Q_F conforme Equação 3.8.

$$B = Q_T - Q_F \quad (3.8)$$

O valor mais preciso do bias é obtido pela diferença entre as vazões da água de lavagem e da água do flotado.

3.4.5 Água de lavagem

A água de lavagem é um controle operacional presente nas colunas de flotação e nas células pneumáticas tipo *Jameson Cell*. Esta água é introduzida na camada de espuma e possui três funções básicas:

- Minimizar o arraste hidráulico das partículas;
- Permitir aumento da altura e estabilidade da camada de espuma;
- Redução da coalescência das bolhas pela formação de um leito de bolhas expandido (*packed bubble bed*).

A água de lavagem é um controle operacional que permite aumentar a seletividade do processo sem perder a recuperação. Operacionalmente, sua aplicação deve cobrir toda a camada de espuma sem comprometer o transbordo do flotado.

A velocidade superficial mínima da água de lavagem J_w será a necessária para a formação de uma camada de espuma prover o fluxo de bias e permitir que a velocidade superficial do sólido no flotado J_c realize o transporte de sólidos para o transbordo.

O controle da água de lavagem nos equipamentos que possuem esse recurso contribui para minimizar os efeitos do arraste hidráulico pela substituição da água de lavagem pela água do flotado na camada de espuma. A representação esquemática do fluxo de água de dois equipamentos (com e sem água de lavagem) é mostrada na Figura 3.2.

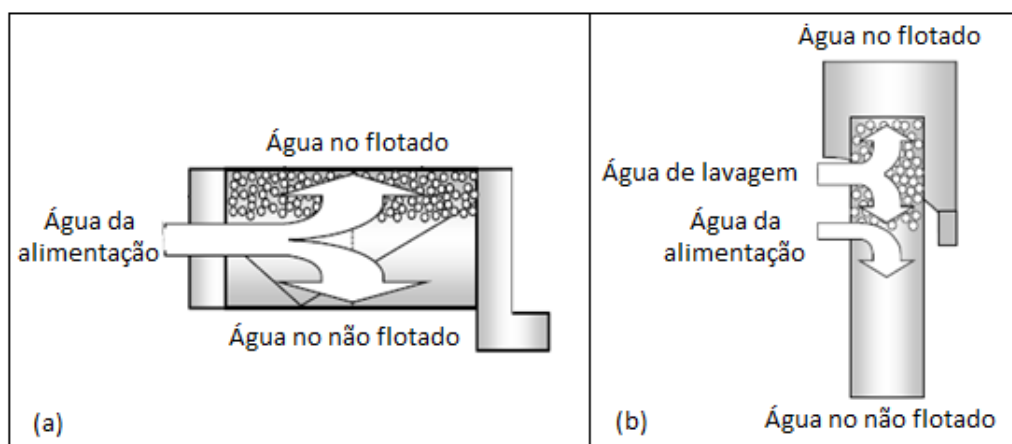


Figura 3.2 - Representação esquemática dos fluxos de água na célula mecânica (a) e na coluna de flotação (b) (adaptado de LUZ *et al.*, 2010).

3.4.6 Altura da camada de espuma

É uma variável importante na seletividade do processo de flotação. A determinação da altura está associada ao arraste hidráulico que se deseja combater. Pequenas alturas da camada de espuma são utilizadas desde que se tenha uma moderada velocidade superficial de ar J_g . Portanto, para taxas superiores de ar ou maior seletividade entre as espécies hidrofóbicas, a camada de espuma, conseqüentemente, será maior.

O aumento da camada de espuma provoca uma redução do processo de arraste. A determinação da altura da camada de espuma vai depender da vazão do gás.

3.4.7 Tempo de residência

A variável tempo de residência afeta o teor e a recuperação do material flotado. O tempo de residência é função da variação da taxa e concentração de sólidos da alimentação representada pela vazão volumétrica da polpa da fração não flotada Q_t , *holdup* do ar e vazão da água de lavagem para colunas de flotação.

O cálculo do tempo de residência é a relação entre o volume efetivo da seção de recuperação e a taxa volumétrica da fração não flotada pela Equação 3.9.

$$\tau_l = \frac{A_c \cdot H_c \cdot (1 - \varepsilon_g)}{Q_t} \quad (3.9)$$

Onde τ_l é o tempo de residência da fase líquida, A_c é a área da seção transversal da célula e H_c Altura da seção.

3.5 Equipamentos de flotação

A separabilidade dinâmica é uma das condições básicas para a flotação e envolve a utilização de um equipamento que apresenta desempenho metalúrgico e capacidade adequados à realidade industrial (PERES *et. al.* 2010).

Os tópicos a seguir descrevem os principais equipamentos de flotação utilizados atualmente.

3.5.1 Flotação em células convencionais

As células mecânicas são tanques onde a mecânica para a manutenção da polpa em suspensão é feita por rotores e o ar é aspirado em consequência do movimento rotacional do rotor, que gera uma pressão negativa. A maior parte das células mecânicas empregadas são sub-aeradas (com ou sem injeção de ar), incluindo as células tipo *tankcells*.

Diferentes desenhos são propostos para favorecer a adesão partícula-bolha e redução do arraste mecânico A Figura 3.3 mostra alguns designs utilizados:

Atualmente existem no mercado modelos de células para grandes volumes chamadas *tankcell* onde a célula é um tanque cilíndrico com presença de rotor e o ar é injetado de maneira forçada na região do rotor.

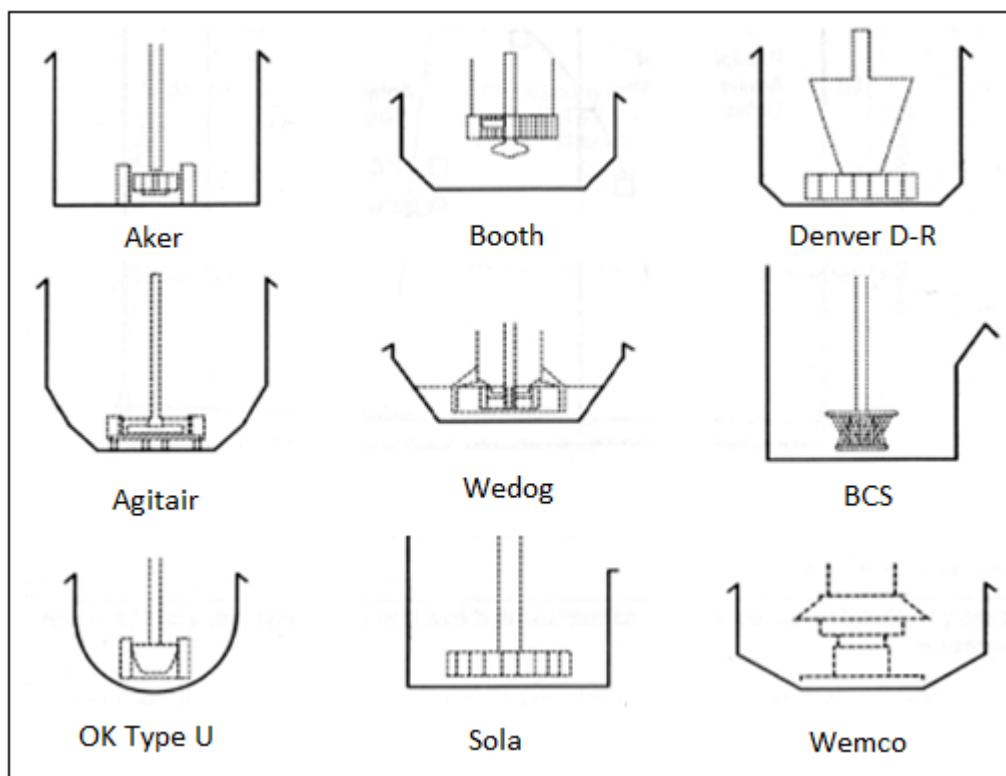


Figura 3.3 - Agitadores de células convencionais (adaptado de YOUNG, 1982)

3.5.2 Flotação em coluna

A concepção básica do processo de flotação em coluna foi desenvolvida no início da década de 60 por Boutin e Tremblay que registraram no Canadá as primeiras patentes sobre esta tecnologia. DOBBY (1984) e YANATOS (1987) também contribuíram notavelmente para o desenvolvimento desta tecnologia.

Outros designs de coluna também surgiram ao longo dos anos, entre eles: *the Leeds column* (DELL e JENKINS, 1976), *the packed column* (YANG, 1988), *the Flotaire column* (ZIPPERIAN e SVENSSON, 1988), *the Hydrochem column* (SCHNEIDER e VAN WEERT, 1988), a coluna desenvolvida por JAMESON (1988) e outros desenhos de coluna

descritas por TYURNIKOVA e NAUMOV (1981). A Figura 3.4 apresenta os principais eventos na evolução das colunas de flotação.

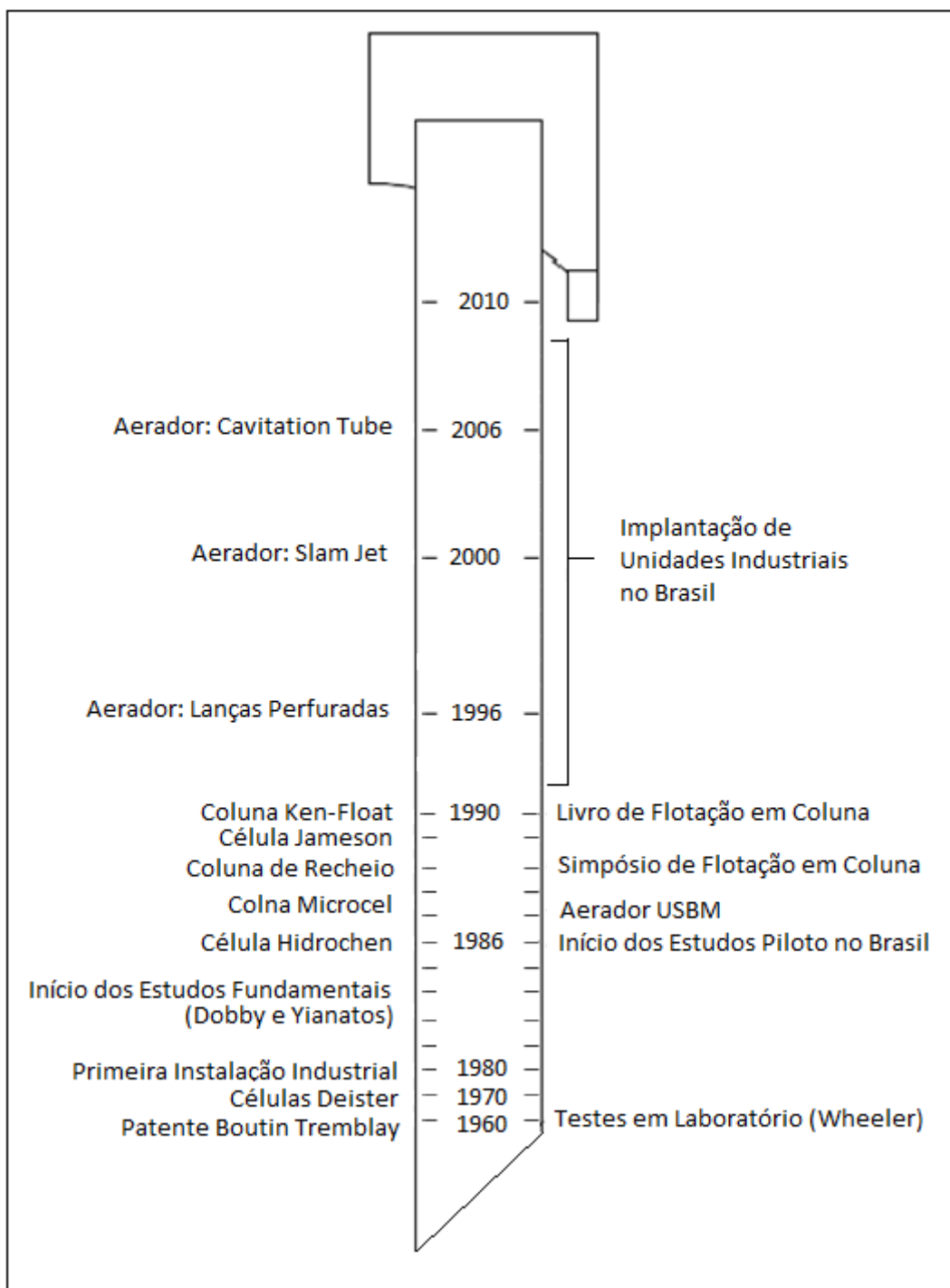


Figura 3.4 - Eventos marcantes no desenvolvimento e aplicação das colunas de flotação (adaptado de LUZ *et al.*, 2010)

O princípio de funcionamento da coluna de flotação é alimentar a polpa no terço superior da coluna e introduzir o ar na sua base. Com isso promove-se o encontro das partículas sólidas que afundam na polpa com as bolhas ascendentes. As partículas coletadas são arrastadas para uma região de espuma e posteriormente serão coletadas. Pode-se utilizar de uma água de lavagem contra o fluxo de ascensão para evitar arraste mecânico das partículas finas. A Figura 3.5 apresenta o esquema básico de uma coluna de flotação, com ênfase nos aspectos importantes para o processo.

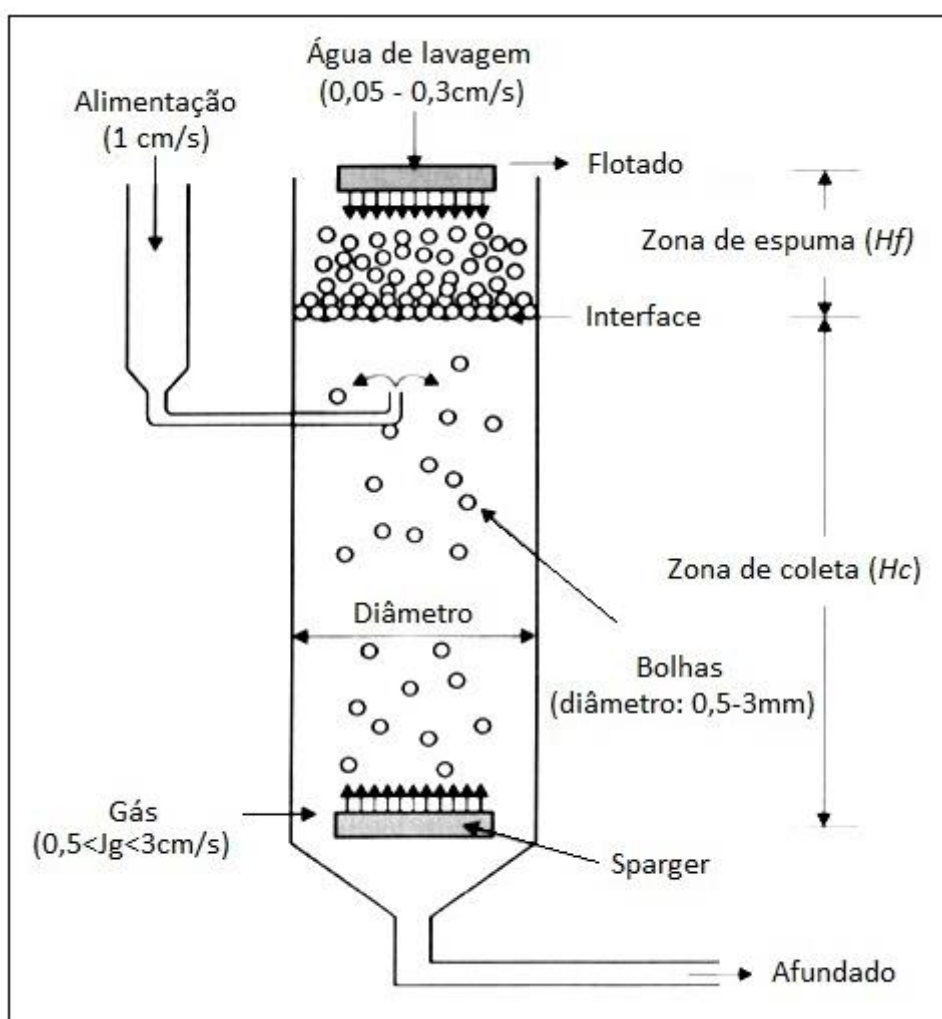


Figura 3.5 - Esquema básico de uma coluna de flotação (adaptado de FUESTENAU AND HAN, 2003)

3.5.3 Flotação pneumática

As células pneumáticas são equipamentos desprovidos de partes móveis e a aeração da polpa se inicia externamente à célula, contribuindo com o menor tempo de adesão por fornecer o contato partícula-bolha intenso. A manutenção da polpa em suspensão é garantida pela velocidade com que a polpa é injetada dentro da célula.

Por se tratar de um equipamento sem partes móveis e pelo baixo tempo de residência das partículas, as células pneumáticas são equipamentos de tamanho reduzido (se comparadas às células convencionais e colunas de flotação) e os gastos com infraestrutura é inferior ao dos outros equipamentos.

A eficiência da flotação é determinada pela série de probabilidade que contempla a probabilidade do contato entre a partícula e a bolha, a probabilidade de adesão, a probabilidade do transporte entre a polpa e a espuma e a probabilidade da coleta. Na flotação pneumática, a probabilidade de adesão partícula-bolha é bastante elevada. Isto se deve ao intenso contato bolha-partícula no sistema de aeração, que além de favorecer a turbulência necessária para favorecer o encontro da partícula com a bolha, trabalha de forma a reduzir o diâmetro de bolha, oferecendo maior superfície de contato e favorecendo a adesão, logo sua probabilidade é superior aos sistemas de flotação convencional (célula e coluna).

Atualmente no mercado existem diferentes designs para células pneumáticas e todas usufruem da maior probabilidade da adesão partícula-bolha pelo fato da polpa ser aerada antes de entrar na célula.

A célula pneumática Pneufлот® fornecida pela empresa MBE e a célula vertical Imhofлот®. Em ambas, a agitação é feita pelo movimento do ar injetado que sai do injetor no fundo da célula. A Figura 3.6 mostra o esquema básico destas duas células.

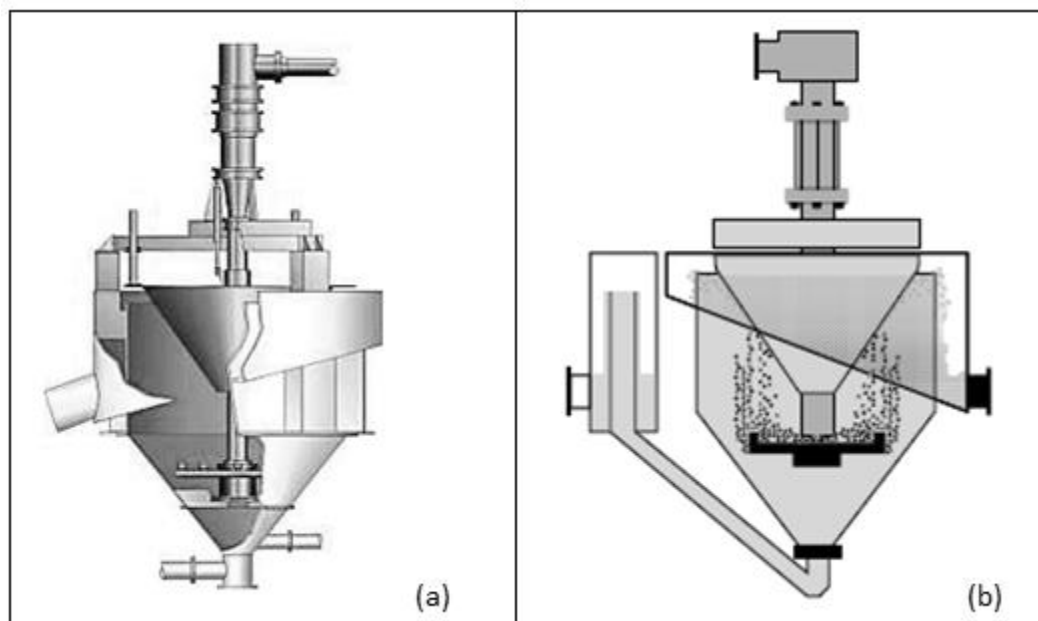


Figura 3.6 - Esquema básico das células pneumáticas Imhoflot® (a) e Pneufлот®(b) (www.maelgwyn.com e www.mbe-cmt.com)

Outra célula presente no mercado é a Célula-G Imhoflot®, em que as forças centrífugas são usadas na célula para separar rapidamente as fases após coleta do minério e, conseqüentemente, reduzindo consideravelmente o tamanho dos tanques de depósito necessários. A Figura 3.7 ilustra o modelo da célula G-Cell.

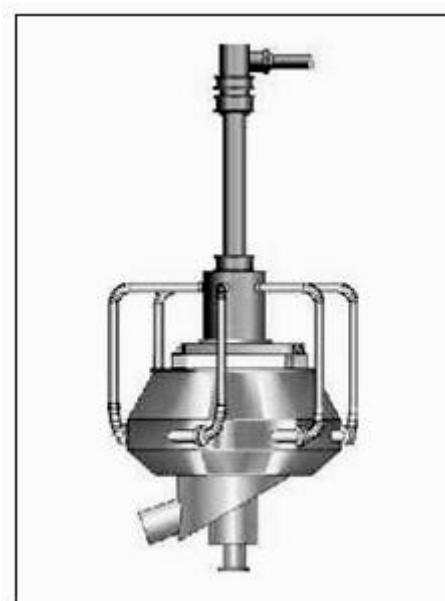


Figura 3.7 - Esquema básico da célula G-Cell (www.maelgwyn.com)

Por último, há o modelo *Jameson Cell*. Este modelo de célula pneumática diferencia dos modelos citados anteriormente por dois pontos principais: a alimentação da polpa aerada que é feita por um tubo vertical distribuído em volta da célula; a presença de água de lavagem para reduzir o arraste mecânico tal como nas colunas de flotação. A Figura 3.8 mostra o esquema básico da *Jameson Cell* e o detalhe do tubo vertical.

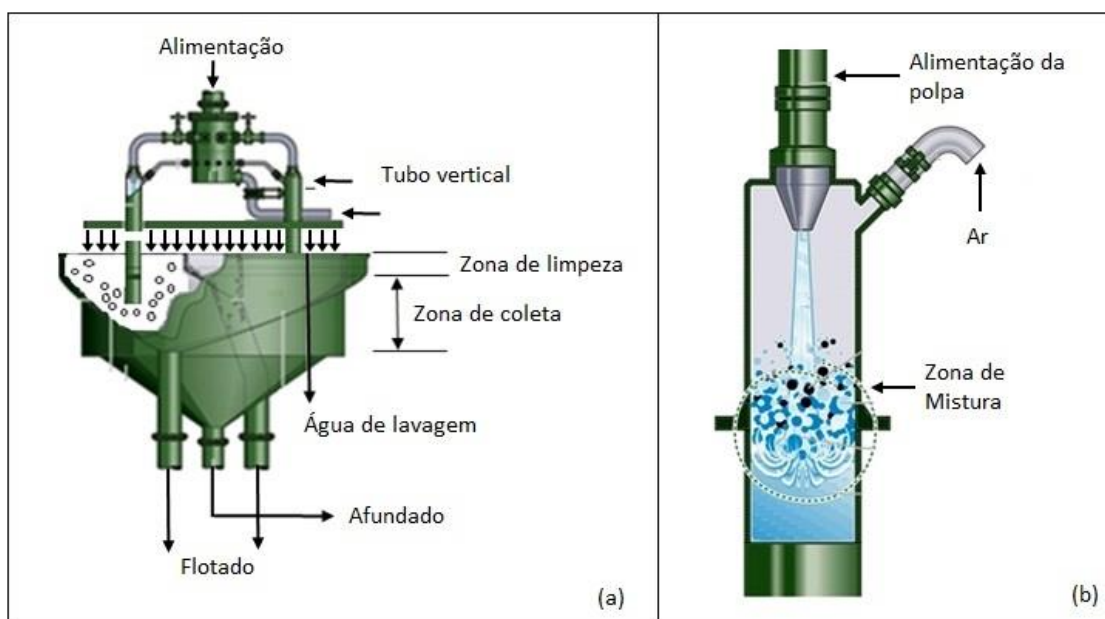


Figura 3.8 - Esquema básico da Jameson Cell (a) e detalhes do tubo vertical da alimentação (b) (adaptado de jamesoncell.com)

A tecnologia das células de flotação pneumática se caracteriza por:

- Eficiência na recuperação de partículas pequenas e grossas onde a flotação em célula se revela ineficaz;
- Células de tamanho reduzido e, conseqüentemente, menor espaço necessário para implantação da unidade de flotação;
- Menor consumo energético por não ser necessária a utilização de rotor para manter a polpa em suspensão;
- Menor turbulência, pela ausência de partes mecânicas;

- Favorecimento de partículas grosseiras se comparada com as células convencionais;
- Ampla faixa de distribuição granulométrica na polpa;
- Baixo tempo de residência.

3.6 Modelamento na flotação

3.6.1 Aplicação da simulação na flotação

A amostragem direta é a melhor maneira de obter informações quantitativas sobre uma relação de recuperação e teor na flotação. Para reduzir custos experimentais, utilizam-se técnicas de modelagem e simulação para prever o efeito das condições operacionais não analisadas na amostragem direta.

Avaliando as condições operacionais e os resultados da amostragem direta, os dados obtidos podem ser utilizados em um modelo com o objetivo de otimizar a relação teor-recuperação das partículas minerais por flotação.

MONTENEGRO (2001) mostrou através de modelamento para coluna de flotação o aumento da probabilidade de colisão com o aumento de diâmetro da partícula e consequente redução da probabilidade de adesão, onde o máximo tamanho de partícula está associado à dosagem do coletor e depressor e que esta dosagem é tida como o principal fator da seletividade entre a hematita e o quartzo.

LYNCH *et al.* (1981) descreveram variáveis que podem servir de parâmetros para um modelamento matemático em flotação. A Figura 3.9 apresenta estes parâmetros. Todo modelo tem uma deficiência pelo fato de nunca considerar todos os parâmetros, entretanto, ele pode ser simplificado, tornado prático e representar o que se deseja.

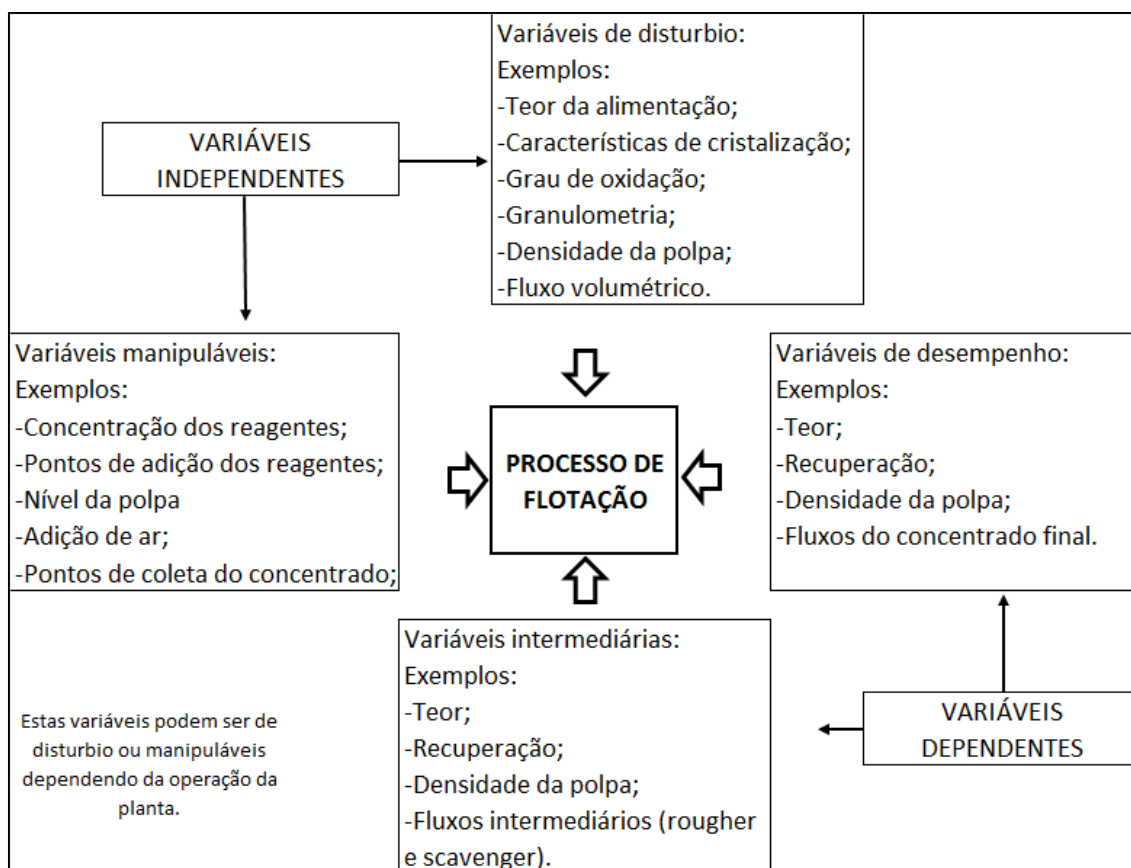


Figura 3.9 - Classificação das variáveis para o processo de flotação (adaptado de LYNCH *et al.*, 1981)

3.6.2 Regime de fluxo

O regime de fluxo adotado em um modelamento matemático para flotação serve para prever o rendimento do equipamento. A escolha do regime de fluxo deve ser feita pela avaliação do comportamento do equipamento no laboratório.

Na flotação, alguns modelos são descritos de acordo com o regime de fluxo. DOBBY e FINCH (1986) citam alguns tipos de regime de fluxo, tais como pistão com dispersão, baixa mistura, pistão e mistura perfeita.

Equipamentos onde existe uma elevada relação entre altura e diâmetro operam em regime de fluxo próximo ao chamado “pistão” também conhecido como *plug flow*.

Industrialmente as colunas operam com fluxo entre o pistão e o tipo “mistura perfeita”. As células de bancada trabalham no regime *plug flow* perfeito onde todos os elementos de massa possuem o mesmo tempo de residência.

A descrição detalhada dos regimes de fluxos encontra-se no tópico de descrição do modelo cinético.

3.6.3 Modelos empregados para otimização e controle na flotação

Pode-se dividir o modelamento utilizado na flotação em modelos empíricos, probabilísticos, cinéticos e cinéticos probabilísticos.

A base para a construção de todos estes modelos para a flotação em estado dinâmico (onde as propriedades no sistema mudam com o tempo) e em estado estacionário (onde as propriedades no sistema não mudam com o tempo) é a formulação descrita pela Equação 3.10.

$$\frac{dM}{dt} = F_i - T_i - P_i \quad (3.10)$$

Onde M corresponde à taxa de acumulação de massa, F_i corresponde à taxa de entrada de um componente, T_i corresponde à taxa de saída do componente pelo afundado e P_i corresponde à taxa de saída do componente no flotado.

3.6.4 Modelos empíricos

Os modelos empíricos são obtidos de correlações estatísticas das variáveis dependentes e variáveis independentes do processo. Este tipo de modelamento apresenta bons resultados para uma faixa definida. Não é um bom recurso a ser extrapolado para o cálculo do desempenho de novos recursos (LYNCH *et al.*, 1981).

3.6.5 Modelos probabilísticos

Os modelos probabilísticos para a flotação listam a série de eventos que resultam na recuperação da partícula no concentrado. Embora a descrição seja completa, alguns dos parâmetros podem ser de difícil avaliação. Uma alternativa é a utilização de modelos simplificados. Por exemplo, a utilização de modelos simplificados na caracterização do comportamento das partículas com relação à eficiência de recuperação.

A eficiência da flotação é determinada pela série de probabilidade que contempla a probabilidade do contato entre a partícula e a bolha, a probabilidade de adesão, a probabilidade do transporte entre a polpa e a espuma e a probabilidade da coleta.

A probabilidade de recuperação de uma partícula P_i através da série de probabilidade para o mecanismo de colisão e adesão entre a partícula e a bolha pode ser calculada pela Equação 3.11.

$$P_i = P_c \cdot P_{ad} \cdot F \cdot V \quad (3.11)$$

Onde P_c e P_{ad} são, respectivamente, as probabilidades de colisão e adesão entre a partícula e a bolha, F é o fator de estabilidade da espuma e V é o volume da célula.

Cabe lembrar que a Equação 3.11 trata da zona de coleta. A subdivisão nas regiões de coleta e espuma foi proposta por TOMLINSON e FLEING (1965) onde citam a probabilidade da manutenção do estado da partícula na zona de coleta P_{stab} e da probabilidade na drenagem da espuma P_f . Portanto, o fator de estabilidade é apresentado na Equação 3.12.

$$F = P_{stab}P_f \quad (3.12)$$

Um exemplo prático da dificuldade da obtenção do correto parâmetro quando se trabalha com modelos probabilísticos está no declínio da eficiência do processo de flotação para partículas finas (1-20 μ m). Esta condição gera baixos valores de P_c e neste caso pode se obter equações de difícil avaliação.

Pode-se adiantar que os mecanismos de colisão são diferentes para a flotação em célula, coluna e pneumática. Na flotação pneumática a probabilidade de adesão é favorecida pela concepção do equipamento e sistema de aeração.

3.6.5.1 Probabilidade na colisão partícula-bolha

O contato entre uma partícula e a bolha acontece quando a partícula encontra-se dentro do raio de captura da bolha r_c . O modelamento é feito a partir do modelo de fluxo na vizinhança da bolha.

Após o contato partícula-bolha, ocorre o deslizamento sobre a superfície e o afinamento do filme líquido até que atinja o rompimento colocando as três fases (sólido, líquido e gasoso) em contato. O tempo entre o afinamento e ruptura do filme é denominado tempo de indução τ_i .

Após a adesão, forças de desestabilização surgem no intuito de desestabilizar o agregado. Estas forças são chamadas de forças de desagregação F_{des} e as forças que manterão o agregado partícula-bolha são conhecidas como forças de adesão F_{ad} . Estas forças estão associadas à turbulência na zona de coleta, força da gravidade, empuxo, pressão hidrostática do líquido e forças capilares.

PLATE e SCHULZE (1991) representaram esquematicamente o processo de interceptação entre a bolha e a partícula (a), o assentamento da partícula na bolha (b),

o assentamento provocado pela turbulência gerada pela elevação da bolha (c) e o mecanismo turbulento difusional, onde a partícula corta as linhas de fluxo aproximando ou afastando da bolha (d). A Figura 3.10 representa esse processo.

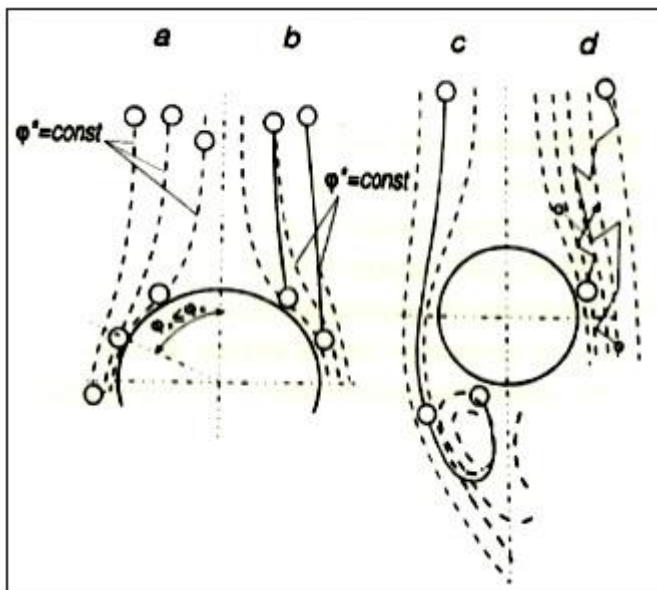


Figura 3.10 - Representação esquemática dos mais importantes mecanismos de colisão (PLATE e SCHULZE, 1991)

3.6.5.2 Cálculo da probabilidade de colisão entre partícula e bolha

A colisão entre partícula e bolha é uma etapa que limita a taxa de flotação. Sua intensidade é uma combinação entre as características da partícula (densidade e padrão de fluxo no equipamento). A propriedade química não interfere na colisão (MONTENEGRO, 2001)

Pode-se calcular a probabilidade de colisão entre a partícula e a bolha através da hidrodinâmica onde a trajetória da partícula é avaliada pelos campos de velocidades

que são gerados pela ascensão da bolha, entretanto, sua investigação é bastante complicada. A quantificação do campo de fluxos na vizinhança da bolha será o número de Reynolds da bolha dado pela Equação (3.7).

A probabilidade de colisão PC para os modelos que consideram a bolha rígida e a razão entre a força inercial da partícula e a força exercida pela bolha pode ser determinada pela relação expressa na Equação 3.13 desenvolvida por (DUKHIN e SCHULZE, 1987; DERYAGUINET *et al.*, 1986; AHMED e JAMESON, 1989; YOON e LUTTRELL, 1989). O número de Stokes representa a razão entre a força inercial da partícula e a força exercida pela bolha.

$$P_c = \left(\frac{3}{2} + \frac{4Re_b^{0,72}}{15} \right) \frac{r_p^2}{r_b^2} \quad (3.13)$$

Onde Re_b é o número de Reynolds da bolha; r_p é o raio da partícula e r_b é o raio da bolha. Esta equação é válida para as partículas com tamanho menor do que 100 μ m, diâmetros de bolha maiores que 1mm e valores para o número de Reynolds intermediários ($1 \leq Re_b \leq 100$). Entretanto deve ser observado que P_c é uma variável dependente do grau de rigidez da bolha, bem como, de outros fatores que afetam as linhas de fluxo.

Nas partículas de menor diâmetro, as forças inerciais pouco contribuem pelo fato destas seguirem o fluxo em volta da bolha, reduzindo assim sua probabilidade. Pode-se dizer então que o aumento do diâmetro das partículas aumenta o efeito das forças inerciais, tornando a colisão significativa.

A Equação 3.14 para o cálculo da probabilidade de colisão é válida para o caso onde o diâmetro da partícula é menor que o diâmetro da bolha ($d_p \ll d_b$). Na condição contrária a essa, a suposição de que o campo de velocidades é determinado somente pelo movimento da bolha não pode ser levada em consideração. A inclusão de interações hidrodinâmica entre a partícula e a bolha torna a investigação do processo bastante complicada. Neste caso, o campo de velocidades criado pela ascensão das

bolhas deve levar em consideração os distúrbios provocados pelo movimento das partículas segundo MONTENEGRO (2001).

3.6.5.3 Cálculo da probabilidade de adesão entre partículas e bolhas

Conforme citado, o agregado formado entre a partícula e a bolha leva em consideração o tempo de contato τ_c onde ocorre o deslizamento da partícula na bolha e o tempo de indução τ_i onde ocorre a redução da espessura do filme do líquido e conseqüente formação das três fases em equilíbrio. A formação do agregado tem probabilidade igual a 1 na situação de $\tau_c > \tau_i$ e zero quanto $\tau_c < \tau_i$.

A probabilidade de adesão depende do fluxo em volta da bolha, do grau de rigidez da superfície da bolha, do diâmetro da partícula e da velocidade de ascensão da bolha. Todas estas forças interferirão na probabilidade de adesão.

SCHULZE (1993), trabalhando com o balanço de forças, variações da espessura do filme e localizando o ângulo da partícula em relação à bolha, propôs na Equação 3.14 o cálculo para a probabilidade de adesão P_{ad} .

$$P_{ad} = \sin^2 \left(\frac{\varnothing_T}{\varnothing_c} \right) \quad (3.14)$$

Onde \varnothing_T representa o ângulo de toque e \varnothing_c representa o ângulo crítico. O primeiro valor é o ângulo onde a partícula entra em contato com a superfície da bolha e o segundo valor é definido como o ângulo no qual a partícula alcança a espessura crítica. Após este tempo, ocorre o contato entre as três fases. A Figura 3.11 ilustra este processo.

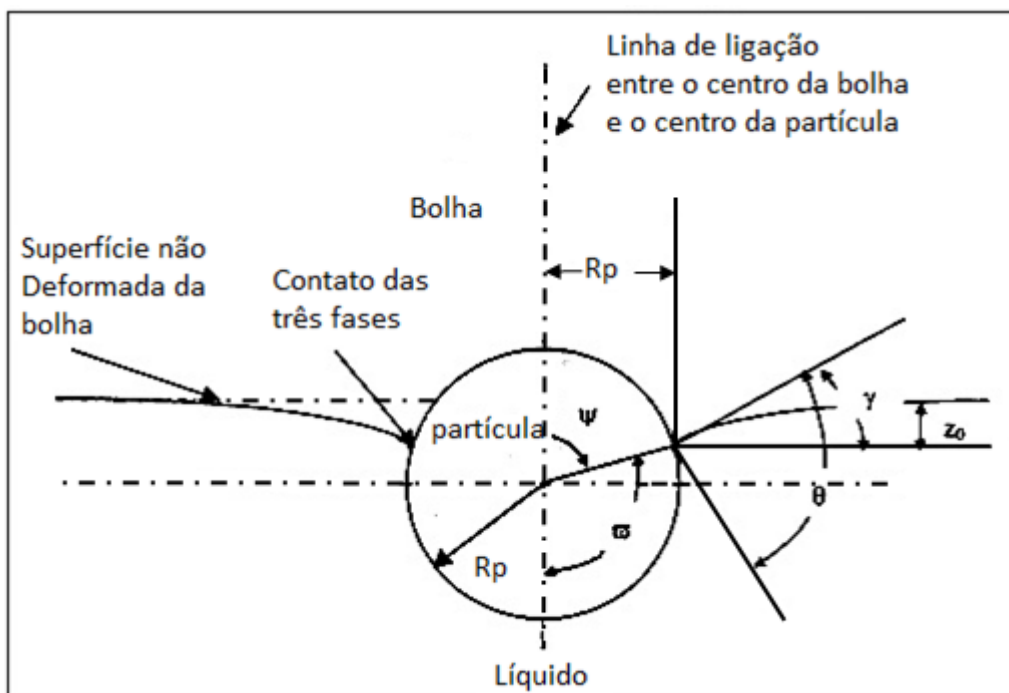


Figura 3.11 - Região de contato entre as três fases partícula (sólido), líquido (água) e bolha (gás) (adaptado de BLOOM e HEINDEL, 1997)

DOBBY e FINCH (1987) mostraram a dependência da probabilidade de adesão em função do tempo de indução para partículas de vários tamanhos. No caso de partículas finas, o tempo de indução tem menor influência sobre a probabilidade de adesão. Este fato pode explicar a baixa seletividade de partículas finas juntamente com o efeito do arraste. A Figura 3.12 ilustra esta dependência.

Para partículas grossas, o aumento do diâmetro da partícula dp aumenta o tempo de indução τ_i e reduz o tempo de contato τ_c . A baixa flotabilidade para partículas grossas é resultado destes fatores. A constante cinética k não possui valor máximo para um valor pequeno do tempo de indução τ_i . Isso se deve aos outros processos existentes, tais como colisão e desprendimento da partícula da bolha.

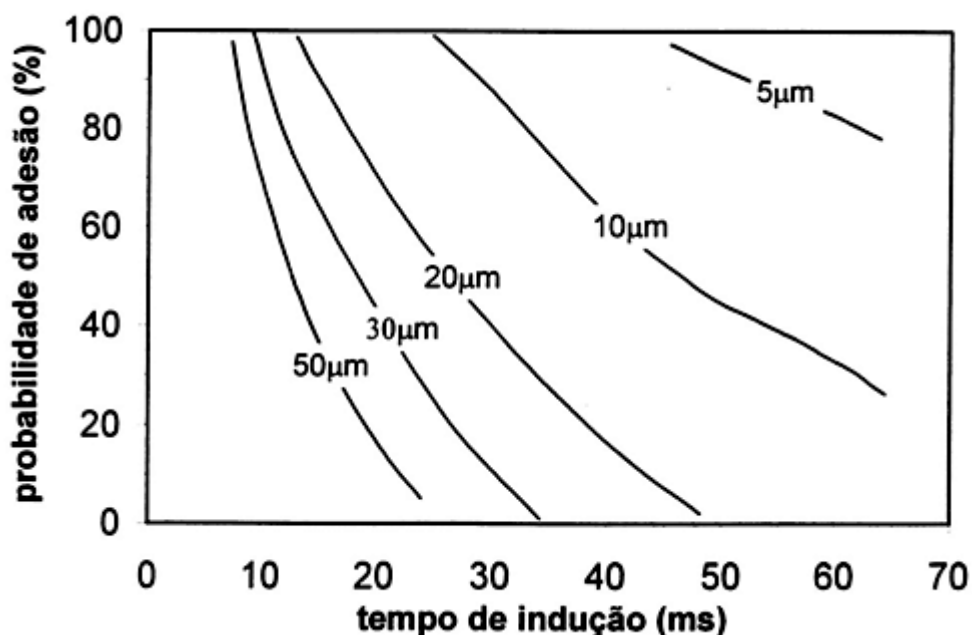


Figura 3.12 - Relação entre a probabilidade de adesão e o tempo de indução para partículas de diversos tamanhos nas condições de diâmetro de bolha= 1mm e densidade das partículas igual a 4g/cm^3 (DOBBY e FINCH, 1987)

O tempo de contato é influenciado pelas condições hidrodinâmicas, ou seja, a adesão não é uma função somente do tamanho e velocidade relativa da partícula e da bolha. Para partículas grossas, a adesão pode acontecer por um contato e para partículas finas tem-se o deslizamento sobre a superfície da bolha. Outro fator que influencia o tempo de contato é a influência dos surfactantes.

3.6.5.4 Estabilidade do agregado partícula- bolha

A estabilidade do agregado partícula/bolha se dá pela capacidade de permanecer estável no traslado da zona de coleta para a zona de espuma. A força de adesão deve ser superior à soma das outras forças que podem causar a separação da partícula da bolha. Portanto, existe um balanço de forças que auxilia nesta determinação.

Segundo JIANG (1991) o aumento da velocidade do gás v_g resulta no aumento da probabilidade de destruição do agregado partícula/bolha. Dados experimentais sugerem que a relação entre a probabilidade de desagregação e o tamanho da partícula seja representada pela relação:

$$P_{des} \approx d_p^{3/2} \quad (3.15)$$

3.6.5.5 Eficiência de coleta (P_i) em relação ao tamanho da partícula, da dosagem de coletor, do diâmetro de bolha, da densidade da partícula, viscosidade e fração volumétrica do gás

DOBBY e FINCH (1987) estudaram o efeito das variáveis de flotação sobre a probabilidade de recuperação na zona de coleta. O termo utilizado para designar o somatório das variáveis foi o P_i que é o produto entre as probabilidades de colisão (P_c), adesão (P_{ad}) e estabilização (P_{stab}). No estudo, foi verificado que a eficiência de coleta se correlaciona com o tamanho da partícula, passando por um valor máximo. A Figura 3.13 ilustra esta relação e mostra que com o aumento do tamanho da partícula, conforme dito anteriormente, aumenta a probabilidade de colisão, mas compromete a probabilidade de adesão, reduzindo assim o valor de P_i .

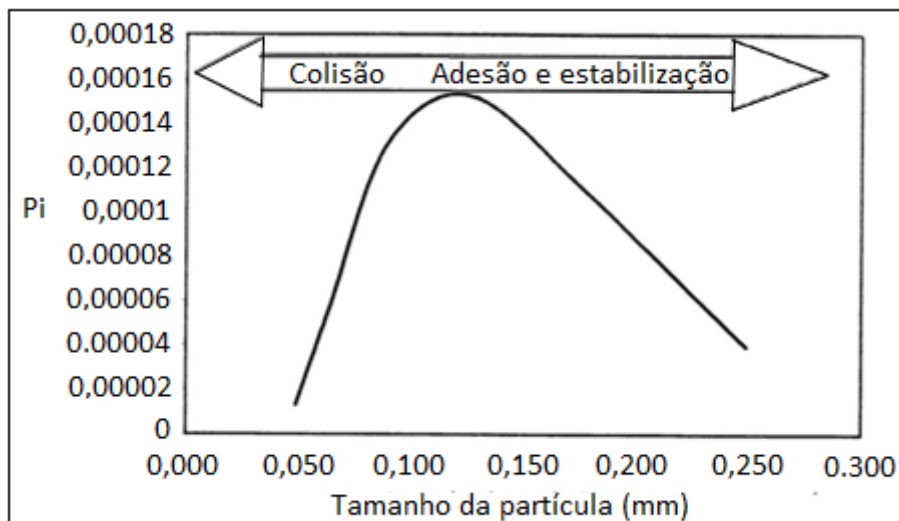


Figura 3.13 - Relação do tamanho da partícula com a eficiência de coleta P_i para um determinado mineral j (DOBBY e FINCH, 1990)

Outro ponto a ser considerado na eficiência da coleta é o aumento da hidrofobicidade da partícula que precisa ser flotada. Este aumento é provocado pela adição de coletor. O efeito negativo das partículas maiores na coleta causado pelo menor tempo de contato é reduzido com o aumento da hidrofobicidade pela adição do coletor e, conseqüentemente, pela redução do tempo de indução. O efeito é significativo na eficiência de coleta, como apresentado por DOBBY e FINCH (1990) na Figura 3.14. Nas partículas finas o tempo de indução tem pouco efeito já que existe uma baixa velocidade de deslizamento das partículas sobre a superfície da bolha e este longo contato é suficiente para que ocorra a adesão.

O efeito da eficiência de coleta com a redução do diâmetro de bolhas aumenta a probabilidade de colisão (considerando o tempo de indução independente do diâmetro de bolhas). A redução do diâmetro da bolha facilita a aproximação da partícula e aumenta a probabilidade de adesão e estabilização. Ocorre também uma redução da velocidade de ascensão com a redução do diâmetro das bolhas. A Figura 3.15 mostra o resultado da variação desta condição.

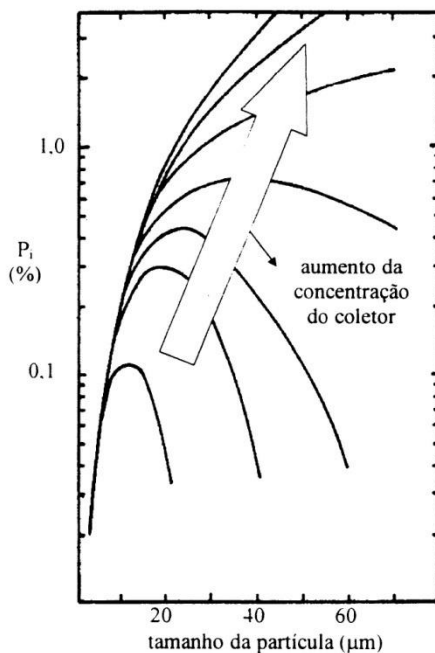


Figura 3.14 - Efeito do aumento da concentração do coletor sobre a eficiência de coleta do mineral j (DOBBY e FINCH, 1990)

A densidade da partícula afeta positivamente o valor de P_i pelo aumento da probabilidade de colisão adesão e estabilização e, conseqüentemente, o aumento da eficiência de coleta. Entretanto, a maior densidade exige um menor diâmetro da partícula para que a flotação aconteça. O aumento da densidade aumenta a velocidade de sedimentação e reduz o tempo de contato. A redução do tempo de indução nas partículas maiores afeta negativamente a eficiência de coleta. O aumento da probabilidade de colisão ocorre porque as partículas mais densas tendem a não respeitarem as linhas de fluxo que contornam a bolha, facilitando a aproximação. As curvas do efeito da densidade sobre a eficiência de coleta são apresentadas na Figura 3.16.

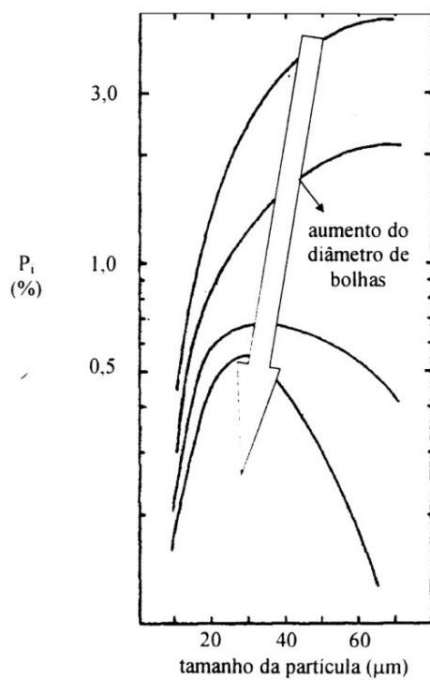


Figura 3.15 - Efeito da redução do diâmetro de bolhas sobre a eficiência de coleta (DOBBY e FINCH, 1990)

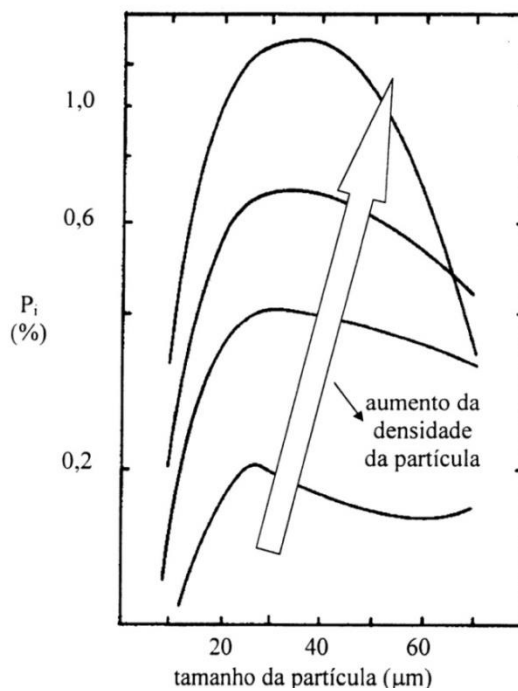


Figura 3.16 - Efeito do aumento da densidade da partícula sobre a eficiência de coleta (FINCH e DOBBY, 1990)

A viscosidade do líquido afeta negativamente o valor da eficiência de coleta pela redução da velocidade de ascensão da bolha e redução da velocidade de sedimentação das partículas (Figura 3.17).

A fração volumétrica do gás aumenta a eficiência de coleta pela redução da velocidade de ascensão da bolha. Entretanto, deve ser avaliada a interação entre as bolhas e estabilidade da espuma para redução do arraste. A Figura 3.18 mostra o efeito do aumento da fração volumétrica com o aumento de P_i .

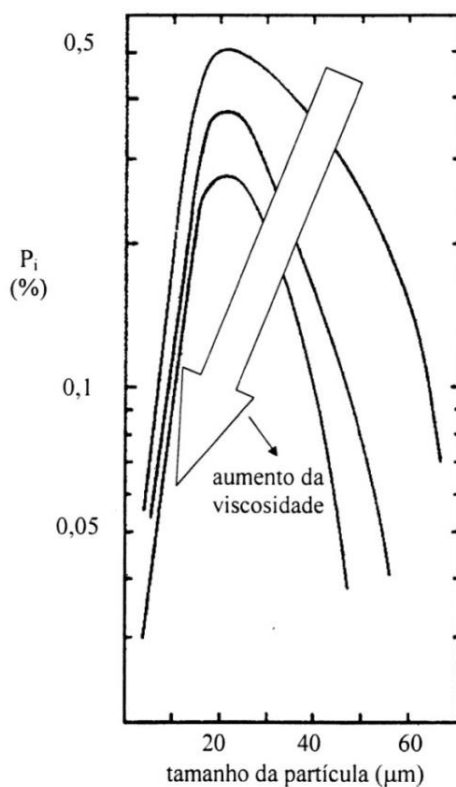


Figura 3.17 - Efeito da viscosidade sobre a eficiência de coleta (FINCH e DOBBY, 1990)

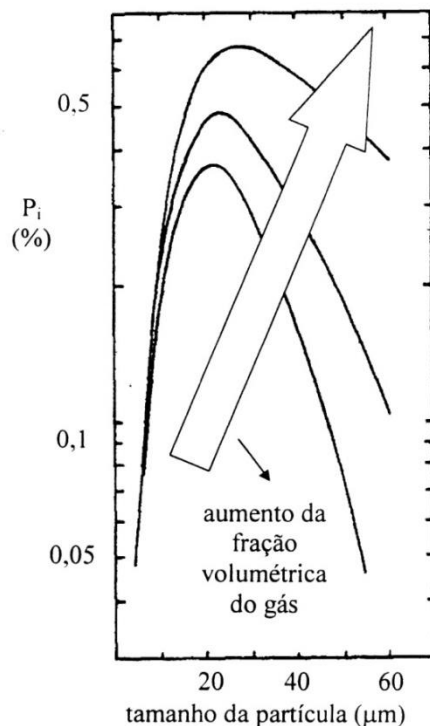


Figura 3.18 - Efeito do aumento da fração volumétrica do gás (FINCH e DOBBY, 1990)

3.6.6 Modelos cinéticos e modelos cinéticos probabilísticos

Nos modelos cinéticos para flotação, trabalha-se em uma analogia entre os mecanismos de flotação (colisão entre partículas e bolhas) e analogia entre a reação química (colisão entre moléculas), MONTENEGRO (2001). Nesta abordagem pode se trabalhar com a taxa e a forma que o material é transportado chegando aos regimes de fluxo tipo pistão (*plug flow*) e mistura perfeita. Estes dois modelos de transporte foram descritos por DANCKWERTS (1953).

Outro modelo descrito na literatura foi o modelo cinético-probabilístico que surgiu como alternativa a dificuldade de aplicação dos modelos probabilísticos e da necessidade de avaliar a influência dos subprocessos de flotação sobre a constante cinética de flotação. Esta abordagem é baseada nos estudos de DOBBY e FINCH (1987)

e SAVASSI (1999). O modelo basicamente correlaciona a taxa de flotação com um parâmetro característico da célula de flotação.

O desenvolvimento de um modelo pode surgir de uma equação fundamental ou da correlação de dados obtidos experimentalmente. Apesar da alta complexidade dos mecanismos que existem na flotação, a flotação pode ser representada por uma equação que descreve a taxa com que o material é transportado como na Equação 3.16 para o processo em batelada descrito por (LYNCH *et al.*, 1981).

$$\frac{dC}{dt} = -kC \quad (3.16)$$

Onde C representa a concentração de partículas com flotabilidade semelhantes e o t representa o tempo. A constante k está associada às condições de flotação tais como concentração de coletor, por exemplo. dC/dt então, representará a recuperação no instante t.

A diferença na flotabilidade entre as partículas da polpa causa uma variação contínua na constante cinética. Esta variação não é a única variável que atua na recuperação do mineral. O tempo de residência também influencia na recuperação e está associado ao tipo de mistura, regime de mistura e do volume da polpa.

O regime de mistura é função da altura e do diâmetro do reator, da velocidade superficial do líquido e do gás e da fração volumétrica do gás (*holdup*).

No regime de fluxo tipo pistão, o tempo de residência é o mesmo para todas as fases presentes na célula (líquido e partícula). Observa-se, também, um gradiente de concentração de partículas hidrofóbicas ao longo do eixo do equipamento e o coeficiente de mistura é igual a zero. A recuperação mássica é dada pela Equação 3.17.

$$R = 1 - e^{-k \tau c} \quad (3.17)$$

Onde R representa a recuperação mássica, k representa a constante cinética de flotação e τ_c representa o tempo de residência na zona de coleta.

No regime de fluxo tipo, mistura perfeita, o material na seção de recuperação apresenta tempo de residência τ e a concentração das partículas é a mesma em qualquer ponto da seção de recuperação do equipamento e o coeficiente de mistura é infinito. A recuperação dos minerais é dada pela Equação 3.18.

$$R = \frac{K\tau}{K\tau+1} \quad (3.18)$$

Onde R representa a recuperação mássica, k representa a constante cinética de flotação e τ representa o tempo de residência médio das partículas.

A diferença entre a recuperação em regime de pistão e em regime de mistura perfeita varia de 5% a 7%. Embora esta diferença seja pequena, existe uma grande diferença entre os resultados quando se compara a flotação convencional com a flotação em coluna. Os micros processos da flotação e as dimensões do equipamento são responsáveis por essa diferença (RUBINSTEIN, 1995).

A distribuição do tempo de residência $E(t)$ pode ser calculada pela Equação 3.19.

$$E(t) = \exp(-t/\tau) / \tau \quad (3.19)$$

A curva gerada pela distribuição do tempo de residência de um fluxo tipo mistura perfeita é ilustrada na Figura 3.19. A curva mostra duas regiões onde a primeira representa o sistema trabalhando com teor elevado e baixa recuperação devido ao baixo tempo de residência e com o aumento do tempo, região 2, ocorre redução no teor da fração flotada pelo aumento da probabilidade de coleta com o tempo das partículas menos hidrofóbicas.

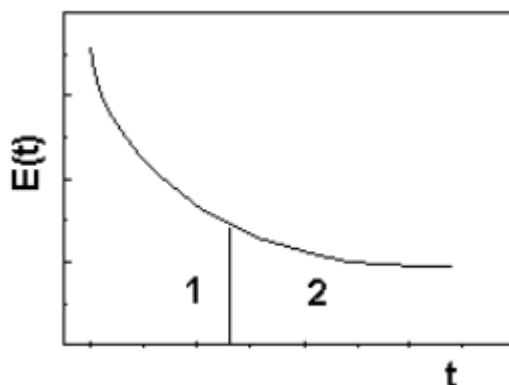


Figura 3.19: Curva de distribuição de tempo de residência num fluxo tipo mistura perfeita (LUZ, *et al.*, 2010)

O tempo de residência está associado ao regime de fluxo e vai influenciar na recuperação mineral. O tempo médio de residência calculado em um sistema independente do fluxo é feito pela Equação 3.20.

$$\tau = \frac{V}{v} \quad (3.20)$$

Onde v é o fluxo volumétrico do afundado ou da alimentação e V é o volume efetivo do reator.

O tempo de residência da partícula depende da taxa de sedimentação e conseqüentemente do seu tamanho e de sua densidade. Partículas com baixa densidade ou pequeno diâmetro possuem tempo de residência igual à do líquido. O tempo de residência das partículas com tamanho maior ou igual a $100\mu\text{m}$ é 50% inferior ao tempo de residência do líquido.

As equações do tempo de residência médio das partículas na zona de coleta τ_c e tempo médio de residência do líquido na zona de coleta τ_l desenvolvidas por DOBBY e FINCH (1986) são apresentadas nas Equações 3.21 e 3.22.

$$\tau_c = \tau_l \left[\frac{J_{sl}/(1-\varepsilon_g)}{\frac{J_{sl}}{1-\varepsilon_g} + U_{sp}} \right] \quad (3.21)$$

$$\tau_l = [h_c A_c (1 - \varepsilon_g)] / Q_t \quad (3.22)$$

Onde J_{sl} é a velocidade superficial da popa, ε_g é a fração volumétrica do gás, U_{sp} é a velocidade relativa entre o líquido e o sólido, H_c é a altura da zona de coleta, ε_g é a fração volumétrica do gás (*holdup*) e Q_t é a vazão volumétrica de polpa da fração que se dirige para o afundado.

Entretanto, na equação acima, o valor da velocidade relativa U_{sp} das partículas deve ser estimado bem como as outras variáveis precisam ser determinadas. A fórmula mais simples para o cálculo do tempo de residência é apresentada nas Equações 3.23 e 3.24.

$$\tau_c = \frac{(1-\varepsilon_g)V_c}{Q_t} \quad (3.23)$$

$$\tau_c = \frac{(1-\varepsilon_g)V_c}{Q_f} \quad (3.24)$$

Onde V_c é o volume na zona de coleta, Q_t é a vazão volumétrica do afundado, Q_f é a vazão volumétrica da alimentação e ε_g é a fração volumétrica do gás *holdup*.

No fluxo pistão com dispersão, o regime de fluxo apresenta dispersão superior à obtida no fluxo pistão e o material dentro do equipamento apresenta uma distribuição do tempo de residência. A literatura indica como melhor modelo para descrever o comportamento em colunas industriais que é caracterizado por número de dispersão N_d entre 0,5 e 1,0; distribuição de tempo de residência do material dentro da coluna e para esta condição, a recuperação é calculada pela Equação 3.25.

$$R_c = 1 - \frac{4.a.\exp\left(\frac{1}{2.N_d}\right)}{(1+a)^2.\exp\left(\frac{a}{2.N_d}\right) - (1-a)^2.\exp\left(\frac{-a}{2.N_d}\right)} \quad (3.25)$$

Onde:

$$a = (1 + 4k_p \cdot \tau_p \cdot N_d)^{1/2} \quad (3.26)$$

$$N_d = \frac{0,063 \cdot d_c \cdot (J_g / 1,6)^{0,3}}{\left[\left(\frac{J_{sl}}{1 - \varepsilon_g} \right) + U_{SP} \right] H_c} \quad (3.27)$$

$$J_{sl} \approx J_T = \frac{Q_{FW} + [(1 - R_{TOT})Q_{FS}]}{A_c} + J_B \quad (3.28)$$

Onde:

- k Constante cinética de flotação;
- N_d Representa o número de dispersão;
- d_c Diâmetro do equipamento;
- Q_{FW} Vazão de água na alimentação;
- A_c Área da seção transversal do equipamento;
- Q_{FS} Vazão de sólidos na alimentação;
- τ_p Tempo de residência das partículas;
- R_{TOT} Recuperação de massa na fração flotada;
- R_c Recuperação dos minerais na zona de recuperação;
- J_T Velocidade superficial da fração não flotada;
- U_{SP} Velocidade relativa entre as partículas e o líquido;
- H_c Altura da zona de recuperação;
- J_g Velocidade superficial do ar;
- J_B Velocidade superficial do bias;
- J_{sl} Velocidade superficial da polpa;
- ε_g Holdup do ar.

Pela Equação 3.26 o modelo pistão com dispersão aproxima do regime de mistura perfeita quando N_d tende a zero e quando tende para o infinito o modelo comporta como pistão (*plugflow*).

Em alguns casos a influência da não uniformidade da aeração através do sentido axial da coluna não pode ser considerada desprezível, caso das colunas com pequeno

diâmetro. Para contornar o problema um modelo que leva em consideração a influência da não uniformidade da aeração através do sentido axial da coluna foi desenvolvido (APLING e ERSAYIN, 1986; FORSDYKE, 1985; GEIDEI, 1985). No modelo assume-se que a constante cinética é influenciada somente pela diferença de aeração entre o centro e a parede da coluna. Outra premissa do modelo é que não existe fluxo de partículas próximo à parede da coluna. A equação (3.29) mostra o modelo desenvolvido:

$$R = 1 - \frac{1 - \exp(-2k_c \tau)}{2k_c \tau} \quad (3.29)$$

O modelo apresenta bons resultados quando o regime é de baixa mistura. O regime de baixa mistura ocorre normalmente em colunas, cuja a relação altura/diâmetro é alta.

Com as informações do diâmetro de bolhas d_b e da velocidade superficial do gás J_g é possível o cálculo da velocidade superficial de bolhas S_b . O cálculo pode ser matematicamente descrita pelas Equações 3.30 e 3.31.

$$\text{velocidade superficial do gás} = \frac{\text{volume do gás}}{\text{tempo}} \cdot \frac{1}{\text{área transversal da coluna}}$$

$$J_g = Q_g \cdot \frac{1}{\pi d_c^2 / 4} = \frac{4Q_g}{\pi d_c^2} \quad (3.30)$$

$$\text{vel. superficial das bolhas} = \text{área bolha} \cdot \frac{\text{bolha}}{\text{tempo}} \cdot \frac{1}{\text{área transversal da coluna}}$$

$$S_b = Q_g \pi d_c^2 \cdot \frac{Q_g}{\pi d_c^{23} / 6} \cdot \frac{1}{\pi d_c^2 / 4} = 6 \frac{J_g}{d_b} \quad (3.31)$$

Uma opção para o cálculo do diâmetro médio das bolhas d_b na zona de coleta é a equação empírica 3.32, proposta por (FINCH e DOBBY, 1990).

$$d_b = 0,1J_g^{0,25} \quad (3.32)$$

MONTENEGRO (2001) demonstrou a dependência teórica da recuperação considerando os diferentes regimes de fluxo que estão associados aos subprocessos (colisão, adesão e estabilização) mais as características do equipamento. O resultado para os diferentes fluxos é mostrado na Figura 3.20.

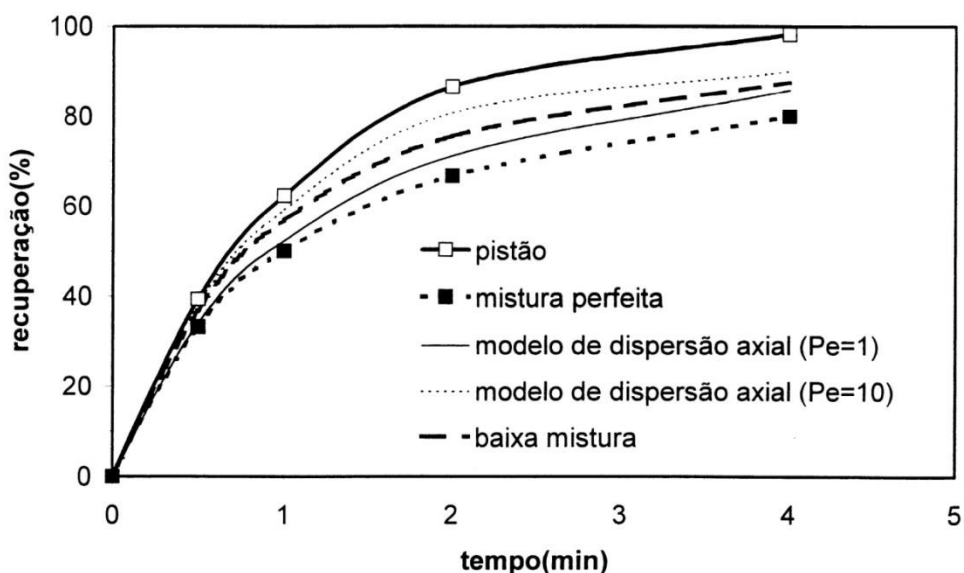


Figura 3.20 - Variação da recuperação em diferentes regimes de fluxo (MONTENEGRO 2001)

3.6.7 Arraste mecânico

Para o modelo descrito no tópico anterior, a recuperação não contempla o efeito do arraste mecânico. Por exemplo, SAVASSI (1999) falando sobre a flotabilidade nos sistemas de flotação citou a necessidade de se contemplar a componente devido ao arraste para sistemas com partículas menores que $40\mu\text{m}$.

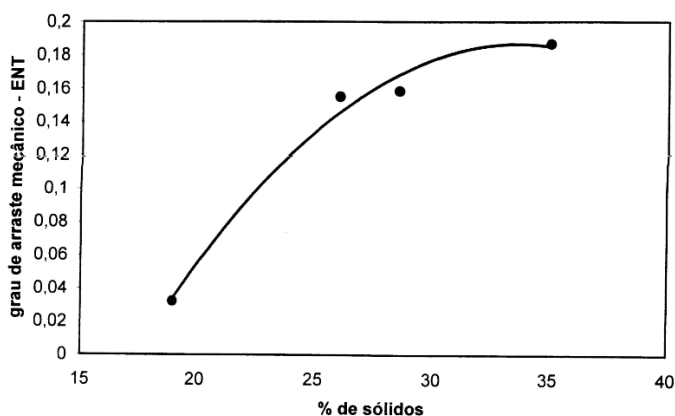
A maioria dos pesquisadores considera que a recuperação por arraste é proporcional a recuperação da água que se direciona para o flotado. A grande contribuição da coluna de flotação está em conter esta quantidade de material arrastado pela utilização do bias positivo de água de lavagem. Mesmo considerando os modelos de flotação em coluna baseados nos modelos da flotação convencional, destaca-se as características da coluna que são o decréscimo do arraste por ser um regime menos turbulento (sem agitadores) e maior limpeza pela presença da camada de espuma.

No processo de arraste, as partículas com baixa inércia seguem o fluxo de água para o flotado ou para o afundado, portanto, a distribuição de água vai interferir no processo de arraste comprometendo a recuperação ou o teor do concentrado. Na flotação com a presença de minerais com granulometria fina limita-se o arraste pela redução da água proveniente da alimentação. Os fatores para este controle são o tempo de residência da polpa e espuma, vazão do gás, área da superfície de bolhas e características de drenagem da espuma. Quanto menor a partícula maior a necessidade de um contato partícula bolha mais intensivo de modo a favorecer a flotação verdadeira.

Os estudos do arraste mecânico buscam determinar o grau do arraste que é a probabilidade de um determinado tamanho de partícula seguir o fluxo da água. SAVASSI (1999) propõe uma variação entre 0 e 1 para o grau de arraste mecânico. A densidade da polpa influencia no grau do arraste mecânico conforme a Figura 3.21

O efeito do tamanho das partículas pode ser visualizado na Figura 3.22, onde a recuperação por arraste mecânico aumenta com a redução do tamanho da partícula. Nas três curvas o grau de arraste se dá nas condições de alto grau de arraste com pouca drenagem de partículas grossas (curva A), grau intermediário de arraste e drenagem das partículas grossas (curva B) e baixo grau de arraste mecânico com pouca drenagem preferencial (curva C).

A densidade da partícula contribui para a redução do grau de arraste. Entretanto a redução do tamanho das partículas faz com que o efeito do arraste mecânico volte a ser significativo. Como consequência, a flotação reversa do minério de ferro mostra partículas de minerais de ferro no flotado provenientes do arraste mecânico de minerais de diferentes densidades mas com tamanhos reduzidos (por exemplo, a densidade do Fe_3O_4 é de $5,2\text{g/cm}^3$ e a da SiO_2 é de $2,65\text{ g/cm}^3$), Portanto, sabe-se que a influência da densidade na velocidade de sedimentação torna-se cada vez menor com a diminuição do tamanho de partícula, assim, não espera-se seletividade do processo nestas condições.



**Figura 3.21 - Efeito da diluição da polpa sobre a recuperação de ganga e água
(adaptado de LYNCH *et al.*, 1981)**

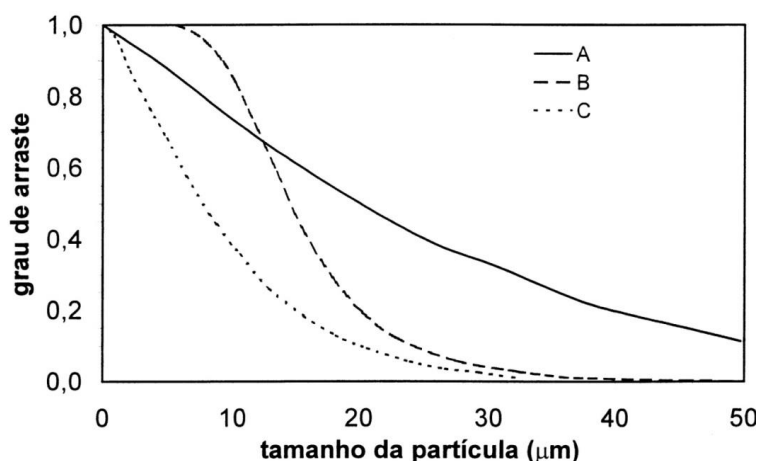


Figura 3.22 - Curvas características do efeito do tamanho da partícula sobre o grau de arraste mecânico (SAVASSI, 1999)

3.6.8 Camada de espuma (zona de limpeza)

A região de espuma tem a função de separar fisicamente as partículas que chegaram nesta região por flotação verdadeira das partículas finas na zona de coleta (região de polpa). Entretanto a ação das bolhas ascendentes da zona de coleta para a zona de espuma transporta mecanicamente algumas partículas finas para a camada de espuma e aparecem na água presente na parede das bolhas.

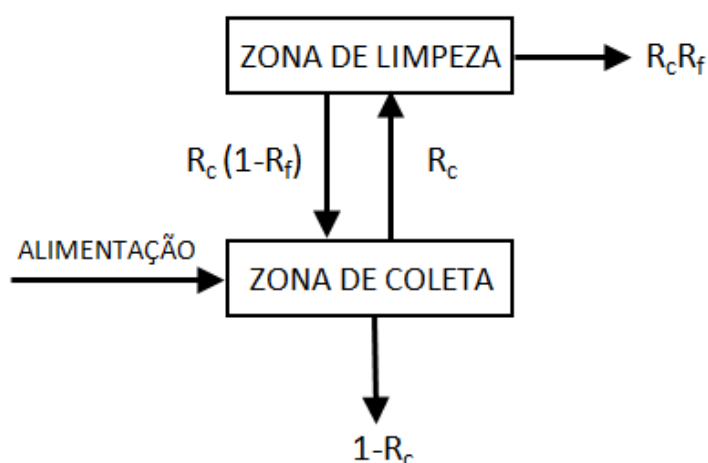
O aumento do fluxo de ar pode reduzir o tamanho das bolhas e o aumento da área superficial das bolhas aumenta a recuperação de água. Com isso, tem-se um pistão de bolhas empurrando água da zona de coleta para a camada de espuma continuamente no processo de flotação. Na camada de espuma, parte desta água é drenada e conseqüentemente parte das partículas arrastadas voltam para a região de polpa e o restante da água é direcionado para o concentrado.

A estabilidade da espuma é dependente da concentração e composição dos sólidos e da dosagem de surfatante. Nos testes a dificuldade na avaliação da camada de espuma está associada à variação de suas características (espessura, fração volumétrica do gás e estabilidade).

3.6.9 Balanço de massa da flotação considerando a flotação verdadeira

O processo de flotação pode ser dividido em duas seções: recuperação na zona de coleta (polpa) e recuperação na zona de limpeza (espuma). Inicialmente, a modelagem da flotação ignorava a zona de espuma, o sistema era tratado como único (sistema de primeira ordem). Isto se deve às dificuldades dos experimentos que controlam a zona de espuma. Nos testes de bancada, a camada da espuma é mínima, reduzindo assim o seu efeito. Entretanto, quando se passa para testes em escala piloto, ou industrial, os efeitos da fase espuma são significativos e devem ser levados em consideração.

Para coluna de flotação existe um modelo comumente utilizado que foi desenvolvido na Universidade de Toronto e McGill, no Canadá (DOBBY, YIANATOS e FINCH, 1990). Neste modelo as colunas foram consideradas constituídas de duas partes distintas em função dos regimes e das condições de fluxos que ocorrem nessas regiões: zona de coleta (polpa) e zona de limpeza (espuma). Esquemáticamente, estas duas regiões com seus componentes são mostradas na Figura 3.23.



**Figura 3.23 - Representação esquemática da zona de coleta e zona de limpeza
(adaptada de FINCH e DOBBY, 1990)**

Na Figura 3.23, R_c representa o valor da recuperação de cada componente do minério (ou espécie mineralógica) na zona de coleta e R_f representa a recuperação deste mesmo componente na zona de limpeza. O movimento dos sólidos que retornam da camada de espuma para a polpa, ou zona de limpeza para zona de coleta, é conhecido como *drop-back*.

A recuperação total para uma determinada espécie mineral será dada pela Equação 3.33. Nesta fórmula, não são considerados os efeitos do arraste mecânico.

$$R_{fc} = \frac{R_c \times R_f}{R_c \cdot R_f + 1 - R_c} \quad (3.33)$$

A eficiência da camada de espuma para o modelo descrito acima pode ser quantificada pela recuperação da espuma, que é a razão do fluxo de material que vai para o flotado devido à flotação verdadeira dividido pelo fluxo de material que entra na zona de espuma via flotação verdadeira.

As variáveis operacionais que afetarão a recuperação na zona de espuma são a velocidade superficial do gás J_g , o diâmetro do equipamento d_c e a altura da camada de espuma h_f . A Figura 3.24 ilustra o efeito destas variáveis.

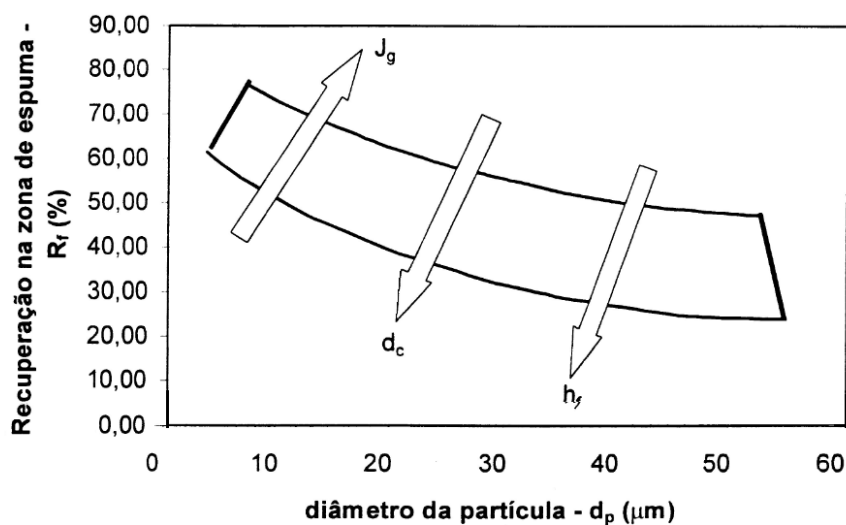


Figura 3.24 - Dependência da recuperação na zona de limpeza (espuma) e o tamanho da partícula: efeito do aumento da velocidade superficial do gás J_g , diâmetro da coluna d_c e da altura da camada de espuma h_f (FINCH e DOBBY, 1990)

A redução do tempo de residência na camada de espuma acontece com a redução da própria camada h_f e com o aumento da velocidade superficial do gás J_g . Com isso tem-se o aumento da recuperação da espuma. Um aumento do tamanho das partículas na camada de espuma reduz a sua recuperação. Um exemplo do efeito da velocidade superficial do gás nos valores de teor e recuperação é mostrado na Figura 3.25.

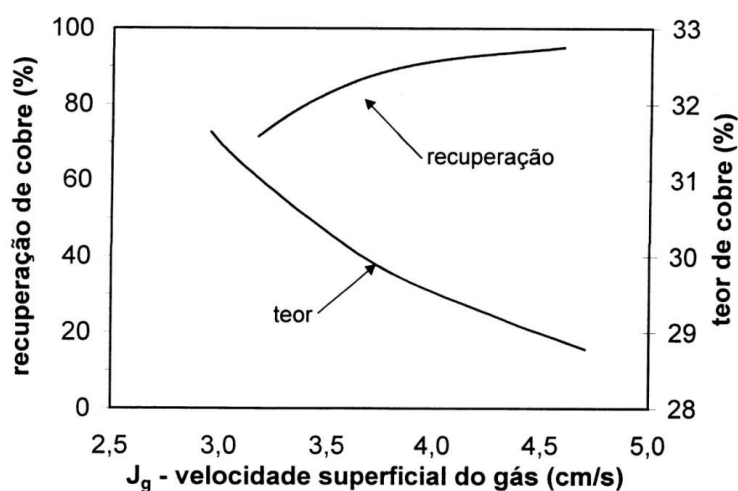


Figura 3.25 - Teor e recuperação como função da velocidade superficial do gás (CLINGAN e MCGREGOR, 1987)

3.6.10 Balanço de massa na flotação considerando o arraste.

O modelo a seguir permite o cálculo do transporte de massa na zona de coleta e zona de espuma por flotação verdadeira e arraste mecânico na condição de regime de mistura como dispersão axial e cálculo do tempo de residência (importante para determinação da constante cinética) considerando a densidade e o tamanho das partículas. Este modelamento torna os cálculos da flotabilidade mais realistas se comparado ao modelo que contempla somente a flotação verdadeira nas zonas de polpa e espuma.

MONTENEGRO (2001) propôs a representação esquemática da Figura 3.26 para descrever a recuperação de uma partícula considerando o processo de flotação verdadeira e arraste mecânico.

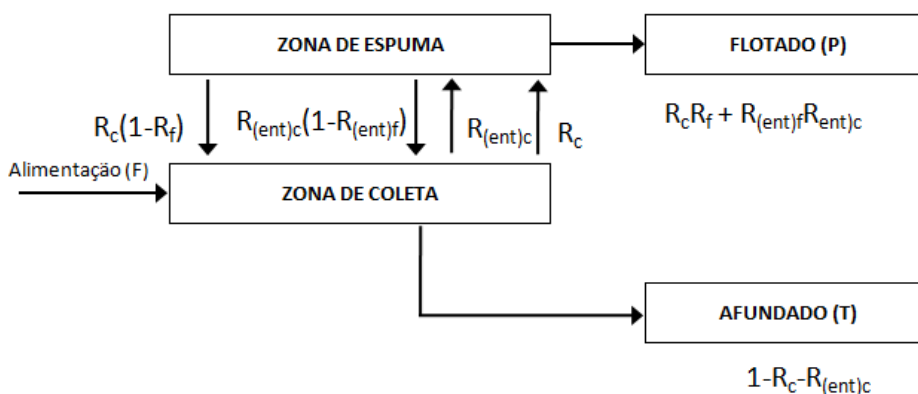


Figura 3.26 - Representação esquemática da zona de coleta e zona de limpeza com os efeitos da flotação verdadeira e do arraste mecânico (MONTENEGRO 2001)

A recuperação global será dada pela Equação 3.34.

$$R = \frac{P}{F} = \frac{R_c R_f + R_{(ent)c} R_{(ent)f}}{R_c R_f + R_{(ent)c} R_{(ent)f} + 1 - R_c - R_{(ent)c}} \quad (3.34)$$

Onde F é a alimentação da zona de coleta, R_c é a recuperação da zona de coleta por flotação verdadeira, R_f é a recuperação da zona de espuma por flotação verdadeira, $R_{(ent)c}$ é a recuperação da zona de coleta por arraste mecânico e $R_{(ent)f}$ é a recuperação da zona de espuma por arraste.

Pela diferença de flotabilidade presente em uma alimentação que contempla partículas de diferentes minerais, livres e mistas e de diferentes tamanhos, o cálculo da recuperação global de um mineral j no intervalo de tamanho i é representado pela Equação 3.35.

$$R = \frac{P}{A} = \frac{R_{c(i,j)}R_{f(i,j)} + R_{(ent)c(i,j)}R_{(ent)f(i,j)}}{R_{c(i,j)}R_{f(i,j)} + R_{(ent)c(i,j)}R_{(ent)f(i,j)} + 1 - R_{c(i,j)} - R_{(ent)c(i,j)}} \quad (3.35)$$

Considerando, por exemplo, que não existe arraste, para partículas maiores que $40\mu\text{m}$ (SAVASSI, 1999), a Equação 3.36 torna-se idêntica à Equação 3.34, que não considera o arraste mecânico.

3.6.11 Modelagem da flotação

Um modelo pode ser construído com base nas equações desenvolvidas para os diversos sistemas de flotação. Definida as diretrizes do modelo (Figura 3.27), a etapa seguinte é a determinação das informações necessárias para a realização dos cálculos. Algumas variáveis podem ser medidas de acordo com a automação existente e utilizada, outras são calculadas conforme descrição das equações. Nas literaturas para flotação, diversos autores contribuíram para determinação de pontos importantes tais como: sistema de fluxo, cálculo do diâmetro de bolha, parâmetros de arraste etc.

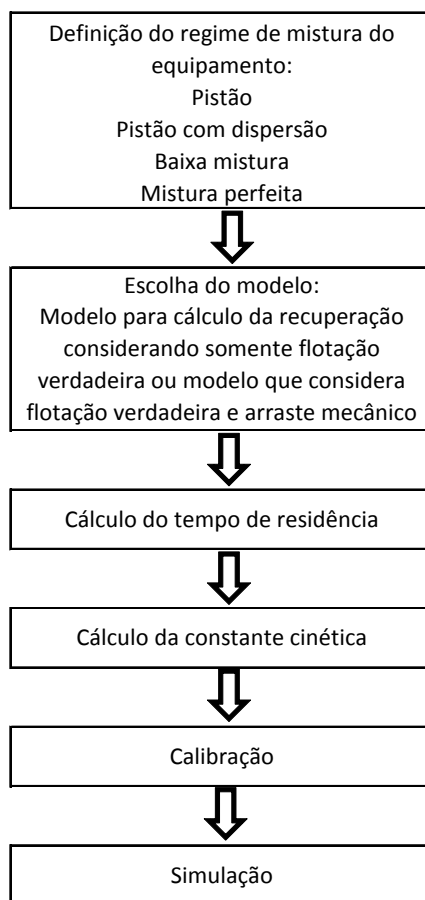


Figura 3.27 - Sequencia de etapas para modelamento do transporte de massa na zona de coleta e zona de espuma por flotação verdadeira e arraste mecânico

3.6.12 Modelagem da flotação verdadeira

A modelagem da flotação verdadeira inicia-se com a definição do regime de fluxo a ser utilizado. Ele será utilizado no modelamento da zona de coleta. No Capítulo 3.6.6, foram descritas as equações dos regimes de fluxo: pistão (Equação 3.18), mistura perfeita (Equação 3.19), pistão com dispersão (Equação 3.25) e baixa mistura (Equação 3.29). O valor da constante cinética de flotação e conseqüentemente o valor da flotabilidade vai depender da escolha do modelo que irá representar a zona de coleta.

A constante cinética de flotação pode ser obtida pela Equação 3.37 (DOBBY e FINCH, 1987; YOON, 1989):

$$k_{c(i,j)} = \frac{1}{4} S_b P_{i,j} \quad (3.36)$$

sendo

$$S_b = 6 \frac{J_g}{d_b} \quad (3.37)$$

onde S_b é a velocidade superficial de bolhas e $P_{i,j}$ é a flotabilidade ou eficiência de coleta do mineral j no intervalo de tamanho i .

O tempo médio de residência das partículas na zona de coleta pode ser calculado através da Equações (3.21) e (3.22) desenvolvidas por DOBBY e FINCH (1986).

O valor da velocidade relativa U_{sp} das partículas e pode ser estimado usando-se a Equação 3.38.

$$U_{sp} = \frac{gd_c^2(\rho_l - \rho_{sl})(1 - \varepsilon_s)^{2,7}}{18\mu_f(1 + 0,15Re_p^{0,687})} \quad (3.38)$$

onde ρ_s e ρ_{sl} são as densidades do líquido e da polpa, respectivamente; Re_p é o numero de Reynolds da partícula e μ_f é a viscosidade do líquido. A Equação 3.39 pode ser usada para o cálculo de Re_p :

$$Re_p = \frac{[d_p U_{sp} \rho_l (1 - \varepsilon_s)]}{\mu_f} \quad (3.39)$$

A fração volumétrica dos sólidos pode ser obtida pela seguinte equação:

$$\varepsilon_s = \frac{1}{1 + \left(\frac{100}{C_s} - 1\right) \frac{\rho_s}{\rho_l}} \quad (3.40)$$

onde C_s é a fração em massa de sólidos, ρ_s e ρ_l são respectivamente a densidade dos sólidos e a densidade do líquido.

O diâmetro médio de bolhas pode ser estimado usando a Equação de (YIANNATOS *et al.*, 1988) onde o cálculo segue a metodologia *drift flux* e o diâmetro médio das bolhas d_b pode ser estimado utilizando as equações de velocidade terminal de ascensão das bolhas de ar U_τ e número de Reynolds das partículas Re_p . As equações correspondentes são as Equações (3.3) a (3.7) descritas anteriormente.

A velocidade terminal de ascensão das bolhas pode ser obtida por meio da Equação 3.41.

$$U_t = \frac{J_g}{\varepsilon_g (1 - \varepsilon_g)^m} - \frac{J_g + J_{l/sl}}{(1 - \varepsilon_g)^m} \quad (3.41)$$

A viscosidade da polpa pode ser estimada pela seguinte relação da Equação 3.42 (FINCH e DOBBY, 1990)

$$\mu_{sl} = \mu_l (1 - \varepsilon_s)^{-2,5} \quad (3.42)$$

onde μ_{sl} é a viscosidade da polpa; μ_l é a viscosidade do líquido e ε_s é fração volumétrica de sólidos na polpa.

Na zona de limpeza, as partículas aderidas às bolhas podem passar para a fase líquida pela coalescência e colapso das bolhas (MONTENEGRO 2001). As partículas na fase líquida da camada de espuma podem voltar para a zona de coleta ou serem direcionadas para o flotado. A recuperação das partículas na zona de limpeza (camada de espuma) vai depender de uma constante de desprendimento, tempo de residência na espuma e probabilidade da fase líquida ser transferida para flotado. Assim, o balanço de massas da zona de limpeza é apresentado na Figura 3.28.

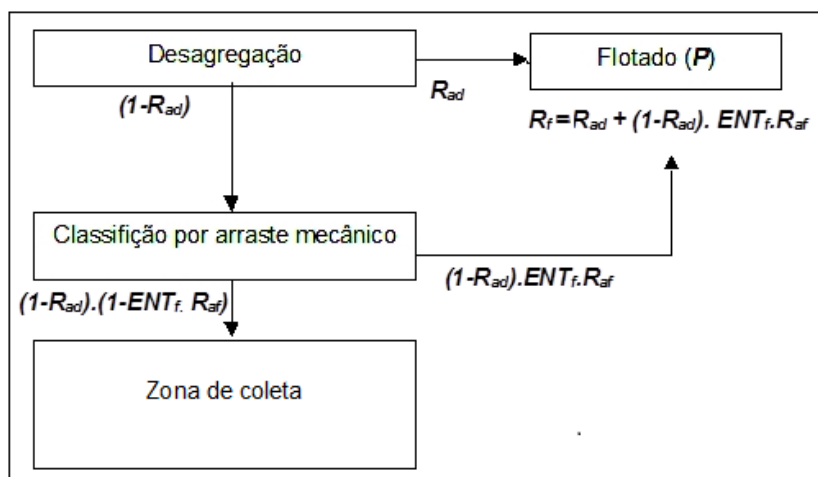


Figura 3.28 - Mecanismos que atuam na partícula na zona de limpeza (MONTENEGRO 2001)

A recuperação das partículas na zona de espuma por meio da flotação verdadeira pode ser representada pela seguinte equação:

$$R_{f(i,j)} = R_{ad(i,j)} + (1 - R_{ad(i,j)}) \cdot ENT_{f(i,j)} \cdot R_{af} \quad (3.43)$$

Onde $R_{ad(i,j)}$ é a recuperação das partículas do mineral j no intervalo de tamanho i que não sofreram a desagregação; $ENT_{f(i,j)}$ é o grau de arraste mecânico das partículas desagregadas na região da espuma e R_{af} é a recuperação da água na zona de espuma.

A recuperação das partículas aderidas às bolhas pode ser dada pela Equação 3.44 (MOYS 1978)

$$R_{ad(i,j)} = \exp(-\phi_{i,j} \lambda_{ar}) \quad (3.44)$$

onde $R_{ad(i,j)}$ é recuperação das partículas do mineral j no intervalo de tamanho i que não sofreram a desagregação, $\phi_{i,j}$ representa a constante de desprendimento na região da espuma do mineral j no intervalo de tamanho i e λ_{ar} é o tempo médio de residência do ar na espuma.

O tempo de residência do ar na espuma pode ser estimado pela Equação 3.45 (SZATKOWSKI 1987).

$$\lambda_{ar} = \frac{h_f}{J_g} \quad (3.45)$$

onde h_f é a altura da camada de espuma e J_g é a velocidade superficial do gás.

A relação do grau de arraste mecânico com o tamanho da partícula pode ser obtida pela Equação 3.46.

$$ENT_{f(i,j)} = \frac{2}{\exp\left(2,292\left(\frac{d_i}{\xi_{20}}\right)^{adj}\right) + \exp\left(-2,292\left(\frac{d_i}{\xi_{20}}\right)^{adj}\right)} \quad (3.46)$$

$$adj = 1 + \frac{\ln(\delta)}{\exp(d_i / \xi_{20})}$$

onde d_i é o diâmetro médio da partícula; ξ_{20} é o parâmetro de arraste mecânico e δ é o parâmetro de drenagem. Valor de ξ_{20} representa o tamanho da partícula no qual o grau de arraste $ENT_{f(i,j)}$ é de 20%.

3.6.13 Modelagem do arraste mecânico

Para modelar o arraste é necessário a determinação da recuperação da água. A água que é transferida da zona de coleta para a zona de espuma, segundo SAVASSI (1999) é transferida em fluxo tipo pistão. A Figura 3.29 ilustra este processo de transferência.

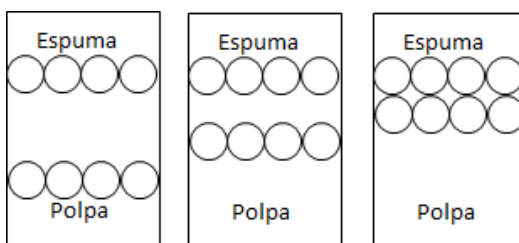


Figura 3.29 - Bombeamento da água da polpa para a espuma (SAVASSI, 1999)

As bolhas fazem o bombeamento da água da zona de coleta para a zona de espuma. O total de água que efetivamente entra na espuma pode ser dada pela Equação 3.47.

$$\frac{\text{volume de água que entra na espuma}}{\text{bolha}} = I_{ac} \pi \frac{d_b^2}{4} \Delta H \frac{V_a}{V_{sl}} \quad (3.47)$$

onde de I_{ac} é o coeficiente de arraste da água pela bolha e representa a fração do volume da polpa que se encontra entre a bolha e a espuma que é efetivamente transferida para a espuma; $\pi \frac{d_b^2}{4} \Delta H$ é o volume da polpa que se encontra entre a bolha e a espuma; d_b é o diâmetro médio da bolha; ΔH é a distância entre a bolha e a espuma; V_a é o volume de água e V_{sl} é o volume da polpa.

O número de bolhas geradas em relação ao tempo é dado pela Equação 3.48.

$$\frac{\text{bolhas}}{\text{tempo}} = \frac{Q_g}{1/6\pi d_b^3} \quad (3.48)$$

onde Q_g é a vazão do gás e d_b é o diâmetro médio da bolha.

Assim a taxa com que a água que é enviada para a zona de espuma pode ser descrita pela Equação 3.49. Por se tratar de uma equação análoga a equação de cinética de primeira ordem, a solução da Equação 3.49 pode ser reescrita na forma da Equação 3.50.

$$\frac{dV_a}{dt} = -\left(\frac{3I_{ac}}{2d_b} \cdot \frac{Q_g \Delta H}{V_{sl}}\right) V_a \quad (3.49)$$

$$V_a = V_{a_0} \exp\left(-\frac{3I_{ac}}{2d_b} \cdot \frac{Q_g \Delta H}{V_{sl}} \tau_{ac}\right) \quad (3.50)$$

onde V_{a_0} é o volume inicial de água na polpa e τ_{ac} é o tempo de residência da água na zona de coleta.

Substituindo os termos $V_{sl} = A_c \Delta H$ juntamente com as Equações 3.1 e 3.37 na Equação 3.50, a relação entre o volume inicial da água e o tempo assume a forma apresentada na Equação 3.51.

$$V_a = V_{a_0} \exp\left(-\frac{3I_{ac}}{2d_b} J_g \tau_{ac}\right) = V_{a_0} \exp\left(-\frac{1}{4} I_{ac} S_b \tau_{ac}\right) \quad (3.51)$$

Reescrevendo a Equação 3.51 em termos da recuperação da água na zona de coleta chega-se na Equação 3.52.

$$R_{ac} = 1 - \exp\left(-\frac{1}{4} I_{ac} S_b \tau_{ac}\right) \quad (3.52)$$

onde R_{ac} é a recuperação da água da zona de coleta; S_b é a velocidade superficial de bolhas; I_{ac} é o coeficiente de arraste da água pelas bolhas e τ_{ac} é o tempo de residência da água na zona de coleta.

O tempo de residência da água na zona de coleta pode ser obtido através da Equação 3.53

$$\tau_{ac} = [A_c H_c (1 - \varepsilon_g - \varepsilon_s)] / Q_l \quad (3.53)$$

onde Q_l é a vazão volumétrica de líquido da fração não flotada; A_c é a área da seção transversal da coluna; H_c é a altura da zona de coleta; ε_g e ε_s são respectivamente a fração volumétrica do líquido e a fração volumétrica dos sólidos e τ_{ac} é o tempo médio de residência da água na zona de coleta.

A taxa com que a água é drenada da espuma vai depender do volume de água inicialmente presente na espuma (RUBISTEIN, (1995) e YIANATOS *et al.*, (1987)). Assim pode-se supor que a taxa com que a água é drenada da espuma pode ser representada pela equação diferencial de primeira ordem 3.54.

$$\frac{dV_a}{dt} = -\delta V_a \quad (3.54)$$

onde V_a é o volume de água na espuma e δ é a constante de drenagem da água na região de espuma. A solução da Equação 3.54 em termos da recuperação na zona de espuma é dada pela Equação 3.55.

$$R_{af} = \exp(-\delta \lambda_{af}) \quad (3.55)$$

onde δ é a constante de drenagem na região da espuma e λ_{af} é o tempo médio de residência da água na espuma. Considerando que o tempo de residência da água na espuma é proporcional ao tempo de residência do ar pode-se utilizar a Equação (3.53) para uma estimativa do tempo de residência do líquido na espuma.

Para calcular a recuperação total da água é necessário levar em consideração que existe um reciclo da água da zona de limpeza (espuma) para a zona de coleta. A Figura 3.30 mostra o balanço de massa da água no processo de flotação em coluna. A recuperação total da água R_a pode ser obtida pela Equação 3.56.

$$R_a = \frac{R_{ac} R_{fc}}{R_{ac} R_{fc} + 1 - R_{ac}} \quad (3.56)$$

Os valores da recuperação da água $R_{a(\text{exp})}$ obtidos experimentalmente podem ser usados para obter os valores dos parâmetros δ e I_{ac} pela minimização da seguinte função objetivo:

$$FO = \sum_{i=1}^{n_t} (R_{a(\text{exp})} - R_{a(\text{cal})})^2 \quad (3.57)$$

onde $R_{a(\text{cal})} = F(\delta, I_{ac})$ é a recuperação da água e n_t é o número de testes realizados.

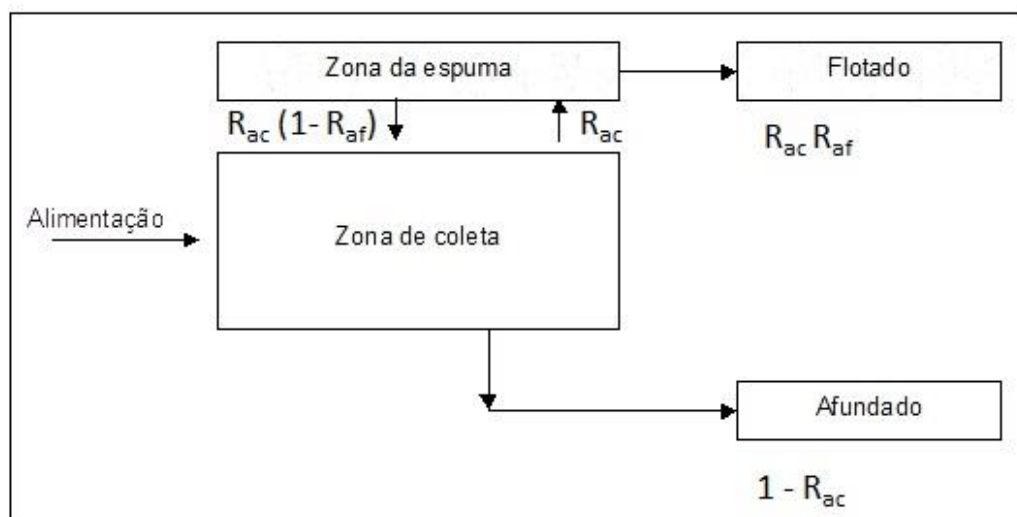


Figura 3.30 - Balanço de massa da água no processo de flotação em coluna considerando o reciclo da água da região da espuma (zona de limpeza) para a polpa (zona de coleta). (MONTENEGRO 2001)

3.6.14 Controles da célula de flotação pneumática

A célula pneumática oferece vantagens operacionais em relação aos outros equipamentos de flotação. Por se tratar de um equipamento de dimensões menores, os projetos envolvendo este equipamento apresentam infraestrutura menor. As

menores dimensões se devem ao baixo tempo de residência oferecido pelo equipamento, reduzindo assim o seu tamanho.

Outra vantagem da célula de flotação pneumática é a ausência de partes móveis (rotores). Isto reduz significativamente o tempo de manutenção se comparado com as células convencionais. A manutenção da partícula em suspensão na polpa é dada pela pressão com que a polpa é injetada dentro da célula.

Na célula de flotação pneumática, o sistema de aeração é diferente dos sistemas apresentados pelas colunas de flotação, onde a alimentação é feita no seu terço superior, logo abaixo da camada de espuma. O contato bolha-partícula é feito pela ascensão das bolhas contra o movimento descendente das partículas. Na célula convencional, além da agitação provocada pelo movimento do rotor, existe a injeção de ar. A célula de flotação pneumática injeta a polpa de forma aerada. A diferença de pressão entre a bomba que alimenta e a restrição no final do sistema antes da injeção possibilita a instalação de um Venturi onde o ar atmosférico alimenta a polpa, promovendo a aeração. A célula de flotação pneumática apresenta um pequeno volume de coleta. Pode-se supor que o efeito do aumento da probabilidade de coleta esteja relacionado ao sistema externo, prematuro, de contato de colisão bolha-partícula.

Na célula de flotação pneumática, em escala piloto, o controle do nível da camada de espuma é feito com um registro instalado na parte inferior de descarga da célula, onde pode-se aumentar ou diminuir a camada de espuma pelo controle da vazão de descarga. A vazão da polpa é controlada por um inversor de frequência instalado na bomba, que permite regular sua rotação aumentando ou diminuindo a vazão da polpa.

Na célula de flotação pneumática industrial, a adição de ar, pode ser realizada pelo efeito Venturi. Nas células de flotação pneumáticas de laboratório, a vazão de ar pode ser controlada.

4. METODOLOGIA

4.1 Introdução

Anterior à etapa de modelamento, foram realizados dois testes para gerar informações para a construção do modelo a ser utilizado. Foi realizado um teste com minério e um teste com lama em escala piloto na célula de flotação pneumática do Laboratório de Tratamento de Minérios Demin - UFMG. Com os dados de processo envolvendo os parâmetros operacionais tais como granulometria, dosagem de reagentes e teores, partiu-se para a utilização destes resultados para o modelamento com base em alguns modelos matemáticos presentes na literatura e resultados obtidos do equipamento.

A modelagem desenvolvida servirá para caracterizar a flotabilidade dos minerais na célula pneumática, quantificando a relação teor-recuperação. A idéia principal é quantificar o transporte de massa associado a um modelo de fluxo, as variáveis operacionais e de alimentação (densidade, tamanho das partículas e porcentagem de sólidos). A Figura 4.1 mostra a célula pneumática utilizada nos testes pilotos.

Todos os procedimentos de preparação das amostras e análises físicas foram realizados conforme procedimento padrão do laboratório.

As análises químicas foram terceirizadas e a realização foi feita pelo método de fluorescência de raios-X com a utilização de pastilhas fundidas, sendo analisados os seguintes elementos e compostos: Fe, SiO₂, P, Al₂O₃, Mn, TiO₂, Na₂O, K₂O CaO e MgO. O teor de PPC foi obtido por calcinação.

A identificação dos minerais foi feita por difração de raios-X.



Figura 4.1 - Célula de flotação utilizada para a realização dos testes piloto

O método do picnômetro foi usado para determinação da densidade do minério e da lama.

O simulador utilizado é uma adaptação do simulador existente chamado SimulFlot® desenvolvido para simulações em colunas de flotação. Este simulador foi modificado para atender as condições dos testes realizados na célula de flotação pneumática, bem como incorporação dos resultados das variáveis que foram coletadas na célula pneumática.

4.2 Preparação das amostras

A amostra do ROM de minério de ferro itabirítico utilizada nos testes foi adequada granulometricamente para ser utilizada na flotação. Inicialmente toda a massa foi peneirada em uma peneira de 150 μ m. O minério retido na peneira foi moído em um moinho de discos e na sequência foi peneirado novamente até atingir 100% da massa <150 μ m.

Na sequência, todo o minério foi deslamado e secado em estufa para posterior homogeneização. Na homogeneização, foram utilizados quarteadores Jones, de tamanhos diferentes de acordo com o volume do material, até a obtenção de amostras de 30kg para os testes piloto na célula de flotação pneumática e amostras de 880g para os testes em bancada. Na homogeneização, toda a massa foi misturada passando 3 vezes no Jones para garantir a homogeneização.

A massa deslamada foi secada e passou pela mesma sequência de homogeneização e quarteamento para obtenção da massa para testes de flotação em célula pneumática com lama.

A etapa de deslamagem foi realizada em bateladas com 3kg de amostras em um balde de 15 litros de capacidade. O pH da polpa foi modificado para 10,5 e depois de 15 segundos, o sobrenadante foi sifonado para outro balde.

O fluxograma da etapa de preparação das amostras é apresentado na Figura 4.2.

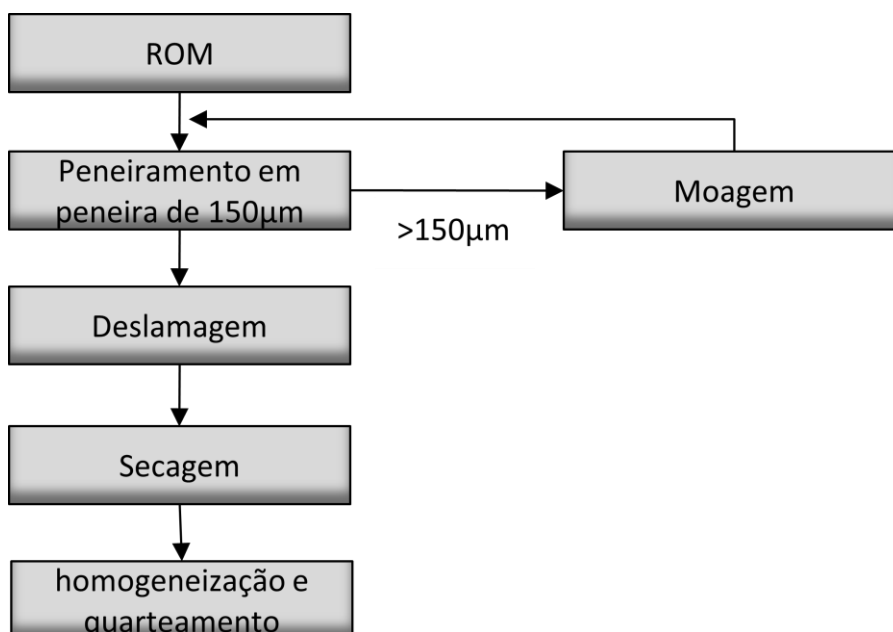


Figura 4.2 - Fluxograma de preparação das amostras

A preparação das amostras para as análises químicas foi feita no mesmo laboratório e no peneiramento, as aberturas das peneiras utilizadas foram 150 μ m, 106 μ m, 75 μ m, 53 μ m, 45 μ m e 38 μ m. No peneiramento de cada amostra, foi realizado um corte a úmido em peneira com malha tamanho 38 μ m e as massas retidas foram secadas e alimentadas na série de peneira descrita acima. Depois, cada faixa obtida foi pulverizada em um moinho pulverizador e enviada para análise química. Para cada peneiramento realizado, foram utilizadas 250g de amostra.

A quantificação da composição mineralógica da alimentação foi realizada por meio de microscopia ótica de luz refletida, sendo confeccionadas seções polidas das frações granulométricas. Os resultados foram providos pela empresa que forneceu as amostras.

4.3 Testes com a célula de flotação pneumática

Os testes descritos a seguir fazem referência aos testes realizados para levantamentos a respeito do desempenho frente a algumas propriedades da célula de flotação pneumática. Neste sentido, em dois testes realizados foram coletadas as informações necessárias para os cálculos para o modelamento proposto, utilizando minério no primeiro teste e lamas no segundo teste.

4.3.1 Teste flotando minério de ferro

A montagem do teste realizado para a validação do modelo foi feita conforme a Figura 4.3. O teste foi realizado em circuito fechado onde a massa do afundado se misturava novamente com a alimentação e o tempo do teste era a exaustão do flotado ou capacidade de manutenção da camada de espuma durante a realização do teste ou, no tempo determinado de 20 minutos.

A massa do flotado, afundado e alimentação foi amostrada de forma contínua nos tempos 1, 3, 5, 8, 10, 15, 20 e 25 minutos. A vazão de ar utilizada no teste foi de 125 l/h e a vazão de polpa foi de 150 m³/h. A condição do teste está descrita na Tabela 4.1.

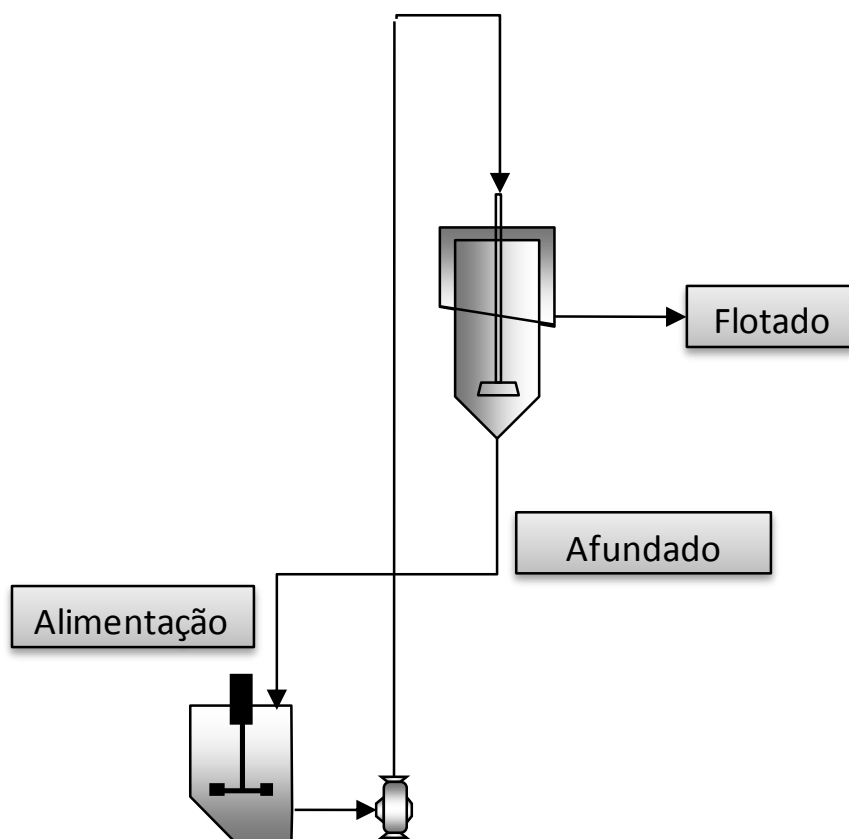


Figura 4.3 -Montagem do teste de flotação pneumática para realização do teste de arraste mecânico

Tabela 4.1 - Condição do teste com minério de ferro em célula de flotação pneumática

Massa alimentada (kg)	30
% Sólidos (%)	50
Coletor (g/t)	110
Depressor (g/t)	450
pH	10,5

4.3.2 Teste flotando lama de minério de ferro

Mantendo as mesmas condições de dosagem de reagentes e regulagem na célula de flotação pneumática, foi realizado um teste para avaliar o desempenho na célula de flotação pneumática com a lama obtida na etapa de deslamagem. O esquema da montagem para a realização do teste é o mesmo representado pela Figura 4.3. A amostragem do flotado foi realizada em intervalos de tempo para montagem da curva cinética de flotação. As condições do teste estão descritas na Tabela 4.2.

Tabela 4.2 - condições de dosagem de reagentes para a realização dos testes flotando lamas em célula de flotação pneumática

Massa alimentada (kg)	15
% Sólidos (%)	50
Coletor (g/t)	110
Depressor (g/t)	450
pH	10,5

Neste teste, a dosagem do coletor foi fracionada para avaliar a resposta do aumento d dosagem do coletor. As massas de água e de sólidos foram medidas para o balanço de água e determinação do grau de arraste. A vazão de ar utilizada no teste foi de 125 l/h e a vazão de polpa foi de 150 m³/h.

4.4 Cálculos do simulador

A planilha do SimulFlot[®] permite a calibração dos parâmetros do modelo utilizados para a simulação do processo. As simulações acontecem após a calibração. A planilha apresenta campos para entrada de dados e calcula algumas variáveis do processo de flotação em célula pneumática que serão descritas adiante. Os cálculos são:

- Cálculo do tempo de residência;

- Regime de fluxo;
- Parâmetros do arraste mecânico;
- Parâmetros da flotação verdadeira;
- Dimensões do equipamento;
- Fluxos;
- Informações do processo;
- Informações dos produtos;
- Modelagem;

A determinação do tempo de residência das partículas e a avaliação do regime de fluxo são as etapas preliminares para o cálculo dos parâmetros do modelo.

4.4.1 Cálculo do tempo de residência

O tempo de residência afeta a recuperação e o teor do mineral de interesse no concentrado. Variando a vazão e a concentração de sólidos varia-se o tempo de residência. Levou-se em conta o tempo de residência do líquido e a velocidade de sedimentação da partícula (calculado por meio da densidade) para o cálculo do tempo de residência da partícula. As densidades utilizadas no cálculo do tempo de residência estão indicadas na Tabela 4.3 e a equação utilizada para o cálculo do tempo de residência foi a Equação 3.9.

Os valores calculados para o tempo de residência dos dois testes estão no Anexo.

Tabela 4.3 - Densidades utilizadas no cálculo do tempo de residência

SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Outros
2,65	5,20	3,00

4.4.2 Regime de fluxo

O modelo de recuperação na zona de coleta foi avaliado pelo comportamento da célula de flotação pneumática com relação ao regime de fluxo. Foi definido o regime de fluxo tipo pistão. No capítulo 3.6.6 foi descrita a diferença de cada regime de fluxo, sendo que no teste realizado não houve diferença entre o modelo pistão com dispersão e pistão. A diferença no cálculo dos regimes de fluxos não afetou os resultados dos cálculos da recuperação na zona de coleta. A equação utilizada para o regime de fluxo tipo pistão na planilha SimulFlot[®] foi a Equação 3.18.

4.4.3 Parâmetro do arraste mecânico

As partículas finas (<38 μ m) estão sujeitas ao arraste mecânico. No modelo de cálculo da recuperação por flotação verdadeira e arraste mecânico (Capítulo 3.6.11), o grau de arraste é de grande importância para sistemas que apresentam partículas finas.

Nem todas as partículas finas são coletadas por flotação verdadeira, parte delas são coletadas por arraste mecânico. A modelagem do processo de arraste na SimulFlot[®] seguiu os cálculos para recuperação de água na zona de coleta e zona de espuma. A recuperação de água na zona de coleta segue o regime de fluxo conforme dito anteriormente. A recuperação na zona de espuma foi avaliada seguindo a premissa de que partículas menores que 40 μ m podem sofrer arraste e que o grau de arraste mecânico ENT_c seguirá a Equação 3.54 juntamente com as Equações do capítulo 3.6.14

4.4.4 Parâmetro da flotação verdadeira

Os subprocessos de colisão, adesão e estabilização determinam a recuperação na flotação verdadeira. A recuperação de uma partícula por flotação verdadeira vai seguir esta série de probabilidades. A flotabilidade em função do tamanho das partículas foi ilustrada na Figura 3.12. Partículas menores tendem a ter menor flotabilidade devido sua baixa colisão enquanto que partículas maiores tendem a ter menor flotabilidade devido a baixa adesão e estabilização. O aumento da inércia da partícula reduz o tempo de contato, dificultando a adesão da partícula a bolha. Portanto, na célula de flotação pneumática, o regime turbulento é obtido externamente à célula. A polpa e do ar submetidos a este sistema externo favorecem a colisão entre a partícula e a bolha que é um facilitador para a adesão das partículas finas.

Considerando que a zona de coleta na célula de flotação pneumática é dividida em duas partes. A primeira (externamente a célula) é responsável pelo contato partícula bolha. Neste caso, quanto mais turbulento melhor. A segunda região de coleta é responsável pela estabilização do agregado partícula bolha e separação das partículas hidrofílicas das hidrofóbicas. A melhor condição para que isso ocorra, é um regime de menor turbulência. A concepção da célula de flotação pneumática oferece esta condição. Os parâmetros da flotação verdadeira seguiram as equações do capítulo 3.6.13.

4.4.5 Dimensões do equipamento

As dimensões do equipamento são alimentadas na planilha SimulFlot® para o cálculo do volume da zona de coleta e volume da zona de espuma, tempo de residência da polpa e da espuma e regime de fluxo. A entrada de dados das dimensões da célula pneumática é apresentadas na Tabela 4.4.

Tabela 4.4 - Entrada de dados das dimensões do equipamento

Diâmetro da célula (cm)	19,00
Altura da espuma (cm)	10,00
Altura da zona de coleta (m)	24,98
Volume da zona de coleta (cm³)	7083,19
Área da seção (cm²)	283,53

4.4.6 Fluxos

As informações dos fluxos medidos na célula de flotação pneumática (alimentação flotado e afundado) são alimentadas na planilha SimulFlot[®] para o cálculo do tempo de residência da polpa e da espuma e determinação do regime de fluxo. Os valores da vazão da polpa da alimentação e vazão de ar foram medidos no equipamento. As outras variáveis, tais como viscosidade do líquido e porcentagem de sólidos, foram calculadas e alimentadas na planilha para o cálculo das demais variáveis (vazão de polpa, vazão de líquido, vazão de sólidos). A Tabela 4.5 mostra o campo de informações sobre os fluxos na SimulFlot[®].

Tabela 4.5 - Informações dos fluxos da alimentação, flotado e afundado

	Alimentação	Flotado	Afundado
Vazão de sólidos(g/s)	35,27	24,46	10,81
Densidade da média dos sólidos(cm³)	3,74	3,28	3,76
Densidade da polpa(g/cm³)	1,58	1,48	1,76
% Sólidos	50,00	46,54	58,64
Vazão da polpa(g/s)	70,54	52,55	18,44
Vazão do líquido(g/s)	35,27	28,10	7,63
Vazão de sólidos(cm³/s)	9,43	7,46	2,88
Vazão da polpa(cm³/s)	44,70	35,56	10,51
Viscosidade do líquido(cP)	1		
Rec. em massa	69,34		
Rec. da H₂O	79,66		
Viscosidade da polpa(cP)	1,81		

4.4.7 Informações do processo

Os dados para o cálculo do tamanho médio de bolhas, velocidade superficial do gás, tempo de residência da espuma e da polpa e regime de fluxo são fornecidos pelos campos de vazão do gás, densidade média das partículas e densidade do líquido. Os campos restantes são calculados. A Tabela 4.6 mostra o formato do campo na planilha de simulação.

Tabela 4.6 - Informações dos processos

Vazão do gás (cm ³ /s)	34,70
Diâmetro das partículas (d80)(mm)	0,15
Densidade das média das partículas (g/cm ³)	3,39
Densidade do líquido (g/cm ³)	1,00
Velocidade superficial do gás (cm/s)	0,12
Velocidade superficial da polpa (cm/s)-Afund.	0,13
Velocidade superficial da polpa (cm/s)-Flot.	0,13
Fração volumétrica do sólido	0,21
Velocidade de deslizamento(cm/s)	1,18
Número de Reynolds das partículas	1,41
Número de Reynolds das bolhas	2,88
Velocidade terminal (cm/s)	1,92
Diâmetro de Bolhas (cm)	0,023
Velocidade superficial de bolhas (s)	31,96
Tempo de residência da espuma(min)	1,36
Tempo do líquido (min)	10,41
Tempo das partículas (min)	2,45

4.4.8 Informações dos produtos

Os dados referentes à granuloquímica da alimentação, flotado e afundado, são alimentadas na planilha SimulFlot® em um campo específico. Cabe ressaltar que os 3 campos devem ser preenchidos com seus valores em uma mesma faixa de tamanho. Caso alguma faixa de tamanho não esteja presente em um dos produtos, as demais devem ser redistribuídas para que se tenha a mesma faixa granulométrica para a

alimentação, flotado e afundado. A Tabela 4.7 ilustra o campo para preenchimento dos produtos.

Tabela 4.7 - Campo para preenchimento dos dados granulométricos da alimentação flotado e afundado

Alimentação 1					
tamanho(mm)	retida(%)		teor(%)		
	simples	acumulada	SiO₂	Fe₂O₃	Outros
0,106	41,95	58,05	87,93	11,26	0,84
0,075	17,17	40,87	89,16	11,44	0,74
0,053	16,81	24,07	82,52	17,61	0,12
0,045	7,54	16,53	68,03	32,31	0,39
0,038	3,67	12,86	70,07	29,26	0,80
0,019	12,86	0,00	31,70	66,46	1,07
global:	100		74,78	24,52	0,69

Afundado 1					
tamanho(mm)	retida(%)		teor(%)		
	simples	acumulada	SiO₂	Fe₂O₃	Outros
0,106	17,53	82,47	30,64	68,43	0,84
0,075	12,38	70,09	13,68	84,38	0,74
0,053	15,15	54,94	7,26	92,54	0,12
0,045	13,23	41,71	5,07	94,65	0,39
0,038	13,32	28,39	1,70	97,83	0,80
0,019	28,39	0,00	2,46	97,27	1,07
global:	100		56,03	43,27	0,70

Alimentação 1					
tamanho (mm)	retida(%)		teor(%)		
	simples	acumulada	SiO₂	Fe₂O₃	Outros
0,106	34,46	65,54	78,99	20,17	0,84
0,075	15,70	49,83	70,93	29,06	0,74
0,053	16,30	33,54	61,08	38,96	0,12
0,045	9,29	24,25	40,52	59,54	0,39
0,038	6,63	17,62	27,95	71,51	0,80
0,019	17,62	0,00	17,26	81,67	1,07
global:	100,00		56,97	42,52	0,70

4.4.9 Calibração e simulação

A calibração de um modelo matemático se refere ao processo de ajuste de parâmetros deste modelo para que ele seja capaz de representar o sistema de uma forma adequada, coerente com a realidade observada. Nesse processo, em geral, necessita-se dispor de um conjunto de dados medidos, correlacionando os resultados observados com o resultado obtido pelo modelo. No caso do modelamento para flotação as recuperações obtidas experimentalmente são correlacionadas com as recuperações obtidas pelo modelo.

A partir do ajuste que leva à reprodução dos resultados obtidos, o modelo passa a ser testado para outros eventos e seu comportamento é avaliado de forma a verificar a adequação dos ajustes, para situações diversas daquela para a qual os parâmetros foram definidos é a chamada validação.

A planilha SimulFlot[®] para flotação apresenta um campo para identificação dos modelos a serem utilizados para a simulação do processo de flotação. O modelo utilizado para a recuperação na zona de coleta foi o modelo de pistão com dispersão. O modelo de recuperação por arraste seguirá a porcentagem da água. Com os dados alimentados na planilha, a calibração é realizada.

As premissas para calibrar o modelo foram:

- Partículas com diâmetro superior a 40 μ m possuem baixo grau de arraste mecânico e considera-se o arraste somente para partículas inferiores a este tamanho (SAVASSI, 1999);
- Toda partícula hidrofílica transferida para região de espuma aconteceu por arraste mecânico (flotabilidade = 0) (SAVASSI, 1999);

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1 Caracterizações das amostras de minério e da lama

A preparação das amostras (britagem, moagem e deslamagem) ocorreu no Laboratório de Tratamento de Minérios DEMIN - UFMG. A Tabela 5.1 apresenta a análise química do minério e da lama utilizadas nos testes. A Tabela 5.2 apresenta o resultado por fração granulométrica.

Tabela 5.1 - Quantificação mineralógica global e análise química da amostra do minério de ferro itabirítico utilizado nos testes

Amostra	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	SiO ₂	P	Mn	TiO ₂	CaO	Na ₂ O	MgO	K ₂ O	PPC
Minério	43,7	0,23	56,4	0,03	0,05	0,01	0,09	<0,1	<0,1	0,02	0,22
Lama	48,7	1,13	49,5	0,08	0,12	0,03	0,20	<0,1	0,17	0,15	0,56

Tabela 5.2 - Granuloquímica da alimentação do minério de ferro itabirítico utilizada nos testes

Abertura (µm)	% massa	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	PPC
+106	34,4%	20,97	78,40	0,022	-	-
-106+75	14,9%	25,20	74,53	0,025	-	-
-75+53	15,8%	34,81	65,15	0,029	-	-
-53+45	10,3%	54,21	45,53	0,032	-	-
-45+38	5,3%	63,81	34,32	0,041	-	-
<38	19,3%	78,02	20,08	0,059	-	-
Global Calculada	100%	40,50	58,74	0,03	-	-

A liberação do minério de ferro itabirítico testado pode ser vista na Figura 5.1.

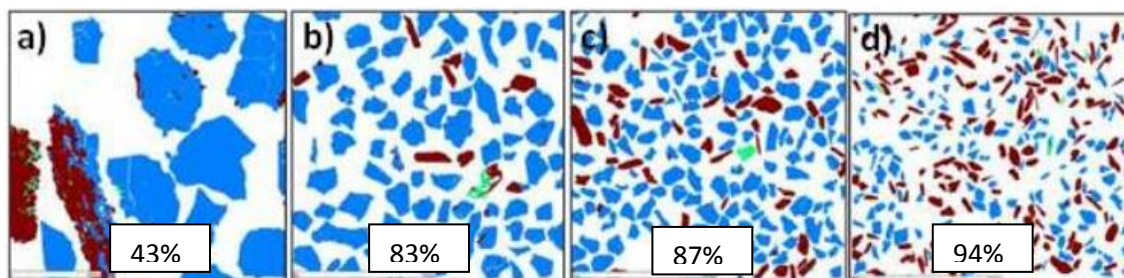


Figura 5.1 - Liberação do quartzo em diferentes faixas de tamanho: a)+300mm, b)-0,100 + 0,074mm, c) -0,074 + 0,044mm, d) -0,044 +0,037mm. Hematita = vermelho, quartzo = azul e outros minerais =verde (MAZZINGY *et al.*, 2014)

Na Figura 5.1, 90% da liberação do minério foi obtida na faixa granulométrica inferior a 44 μ m. Pela distribuição granulométrica da Tabela 5.2, os testes foram conduzidos com 100% da massa passante em 150 μ m. Embora, esta condição comprometa a obtenção da especificação do *pellet feed* com teor de sílica e recuperação aceitável, esta proposital distribuição granulométrica da alimentação (100% <150 μ m) contribuiu para indicar o comportamento do simulador nas curvas geradas referentes à flotação deste itabirito na célula de flotação pneumática. Adiante, será visto que as curvas obtidas do modelamento indicarão claramente a dificuldade da obtenção do produto dentro das condições de alimentação e de processo.

A Tabela 5.3 apresenta a granuloquímica da lama obtida no processo de deslamagem, etapa anterior ao processo de flotação.

Tabela 5.3 - Granuloquímica da lama obtida no processo de deslamagem do minério de ferro itabirítico utilizado nos testes

Abertura (μ m)	% massa	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	SiO ₂	P	Mn	TiO ₂	CaO	Na ₂ O	MgO	K ₂ O	PPC
>53	4%	8,89	0,42	90,00	0,02	0,04	<0,01	0,08	<0,1	0,12	0,06	0,23
-53+45	5%	8,21	0,52	89,70	0,02	0,03	<0,01	0,09	<0,1	0,13	0,08	0,15
-45+38	11%	16,14	0,71	83,50	0,04	0,05	<0,01	0,14	<0,1	0,17	0,12	0,12
<38	81%	56,14	1,31	39,90	0,09	0,13	0,05	0,24	<0,1	0,18	0,16	0,66
Global Calculada	100%	47,70	1,17	48,93	0,08	0,11	<0,01	0,22	<0,01	0,17	0,15	0,56

Pode ser observado que 80% da amostra de lama é passante em 38 μ m e os 20% da fração superior são pobres em Fe₂O₃ e ricos em SiO₂.

As amostras da alimentação, flotado e afundado foram submetidas à análise por difração de raios-X, no difratômetro para amostras em pó, marca Philips (Panalytical), sistema X'Pert-APD, controlador PW 3710/31, do Departamento de Engenharia de Minas e da Escola de Engenharia da UFMG. A análise foi realizada para determinação qualitativa das mineralogias presentes. Os difratogramas obtidos do minério e da lama são apresentados no Anexo 9.10. O difratograma do minério analisado exibiu o padrão de difração da hematita (Fe_2O_3) e do quartzo (SiO_2). Não houve indícios de magnetita (Fe_3O_4) que foi identificado com ima de mão em laboratório. Também, não houve indícios de goethita ($\text{FeO}(\text{OH})$) embora a análise química do minério apresentasse baixa PPC. O difratograma das amostras da lama apresentou os minerais quartzo, hematita, clorita e muscovita. Os minerais encontrados na difração são justificados pelos elementos encontrados na fluorescência de raio-X e são apresentadas no Anexo 9.11.

5.1.1 Massa específica do minério e da lama

A determinação da massa específica foi realizada em triplicata pelo método do picnômetro. Os resultados obtidos foram próximos nas três amostras. A Tabela 5.4 mostra os resultados.

Tabela 5.4 - Determinação da massa específica para amostra do minério e da lama

	Picnômetro 1	Picnômetro 2	Picnômetro 3	Média
Minério	3,38	3,39	3,39	3,39
Lama	3,47	3,38	3,38	3,41

5.2 Simulação do processo de flotação

As condições operacionais realizadas no teste com minério e flotando lama estão descritas nas Tabelas 5.5 e 5.6.

Os dados completos da simulação do minério, simulação da lama separadamente em Lama1, Lama2 e Lama3 encontram-se no Anexo.

A determinação do tempo de residência das partículas e a avaliação do regime de fluxo são etapas preliminares para o cálculo dos parâmetros do modelo.

Os estudos com simulação no processo de flotação foram realizados modificando a altura da camada de espuma, vazão do ar e porcentagem de sólidos e foram avaliados os seus efeitos na relação teor-recuperação do mineral de interesse (hematita). Para cada variável que foi simulada, as outras duas se mantiveram constantes. Os gráficos a seguir mostram as simulações para a flotação do minério e da lama em uma célula de flotação pneumática.

Tabela 5.5 - Condições operacionais da célula de flotação pneumática operando com minério

Condições da flotação	Minério
Fração volumétrica do gás (<i>holdup</i>)	0,07
Altura da espuma(cm)	4,00
Velocidade superficial do gás (cm/s)	0,12
Diâmetro de Bolhas (cm)	0,02
Velocidade superficial de bolhas (s)	31,96
Tempo de residência da espuma (min)	0,54
Tempo do líquido (min)	12,92

Tabela 5.6 - Condições operacionais da célula de flotação pneumática operando com lama

Condições da flotação	Lama 1	Lama 2	Lama 3
Fração volumétrica do gás ("hold up")	0,07	0,07	0,07
Altura da espuma (cm)	10,00	10,00	10,00
Velocidade superficial do gás (cm/s)	0,12	0,12	0,12
Diâmetro de Bolhas (cm)	0,02	0,02	0,02
Velocidade superficial de bolhas (s)	30,84	31,20	31,83
Tempo de residência da espuma (min)	1,36	1,36	1,36
Tempo do líquido (min)	2,66	3,37	3,51

5.2.1 Variação da camada de espuma do teste com minério

A camada de espuma tem um papel importante na seletividade da flotação. No teste realizado em flotação reversa para o minério de ferro, o papel de limpeza realizado pela camada de espuma deve ser balanceado com o teor de sílica no afundado.

A Figura 5.2 apresenta as curvas obtidas da simulação das diferentes alturas da camada de espuma e o seu efeito sobre a recuperação metálica e teor de sílica do afundado (concentrado). A maior camada de espuma (10cm) manteve a recuperação metálica no concentrado (92%) e flotou 46% da sílica levando a porcentagem de SiO₂ de 56,97% para 30,78%. No outro extremo, flotando com a menor camada de espuma, a simulação mostrou que 88% da sílica saiu pelo flotado reduzindo a sílica de 56,97% (na alimentação) para 6,66% (no concentrado) mas, com a redução de 55% na recuperação metálica. Portanto, partindo da maior camada de espuma para a menor, o que se paga (redução da recuperação metálica) para reduzir a sílica do concentrado aumenta com a redução da camada de espuma conforme indicador do Anexo 9.3.

Outro ponto importante a ser comentado sobre a Figura 5.2 é o limite das curvas (alcance) com seus pontos agrupados (próximos). Isso indica que as condições operacionais do teste juntamente com as características do minério testado pouco têm

a contribuir para um resultado que extrapole as linhas simuladas alcançando menores valores de sílica com a redução da camada de espuma. Para mudar esta condição (de que as curvas conseguissem menores valores de sílica), é necessária uma atuação externa às condições do teste, por exemplo, moagem para liberação do mineral de interesse, dosagem maior de reagente etc.

A condição de dosagem adotada (110g/t amina e 450g/t amido) foi uma referência para estudos já realizados com este minério. Entretanto, havendo a necessidade de otimização buscando uma maior recuperação e/ou seletividade, novos testes podem ser realizados em diferentes dosagens de reagentes e novas curvas de variação de camada de espuma podem ser geradas buscando a especificação desejada.

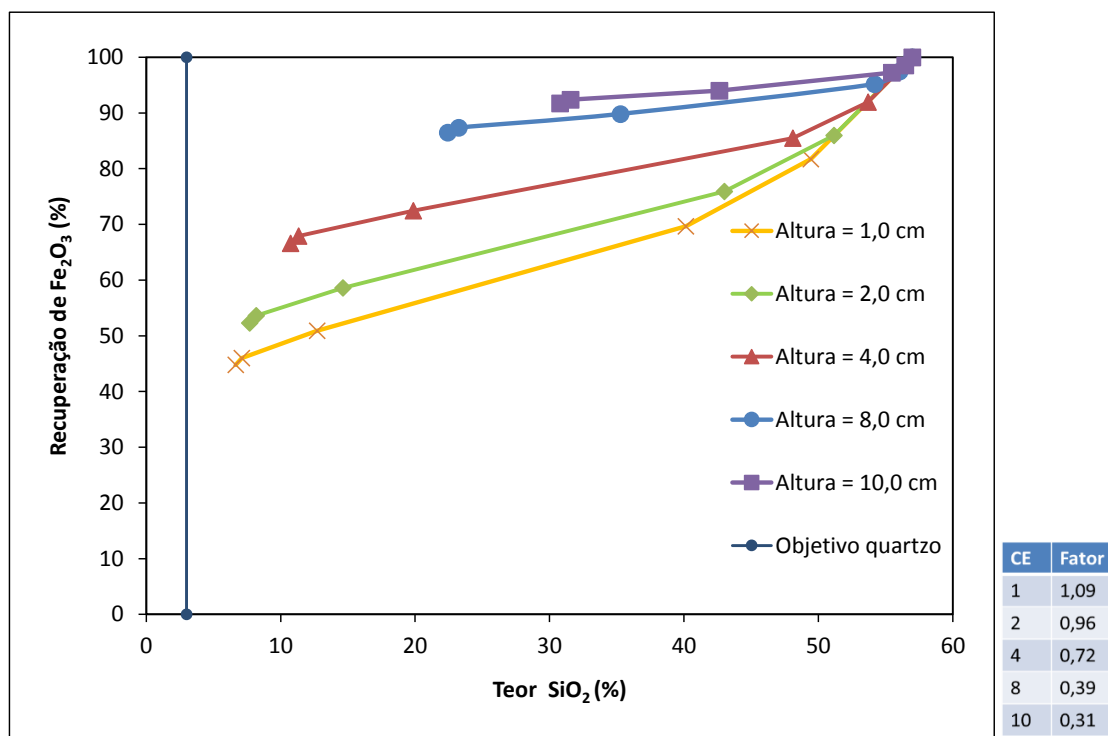


Figura 5.2 – Modelamento do efeito da camada de espuma sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo no concentrado da célula de flotação pneumática piloto alimentada com minério

5.2.2 Variação da porcentagem de sólidos do teste com minério

O efeito da variação da porcentagem de sólidos é mostrado na Figura 5.3. Nas curvas construídas com a simulação, pode-se ver que para as diferentes porcentagens de sólidos simuladas, o resultado final da recuperação metálica foi de 66% com sílica de 11% no concentrado. Portanto, na simulação não houve diferença na recuperação metálica final variando a porcentagem de sólidos. Os valores dos fatores obtidos estão apresentados no Anexo 9.3. A diferença obtida entre as diferentes porcentagens de sólidos simuladas foi o teor de sílica da etapa *rougher* da célula pneumática. No gráfico, as curvas paralelas mostram que na etapa *rougher*, operando com menor porcentagem de sólidos, se atinge um menor teor de sílica no concentrado (17% de SiO₂ operando com 30% de sólidos contra 22% de SiO₂ operando com 60% de sólidos).

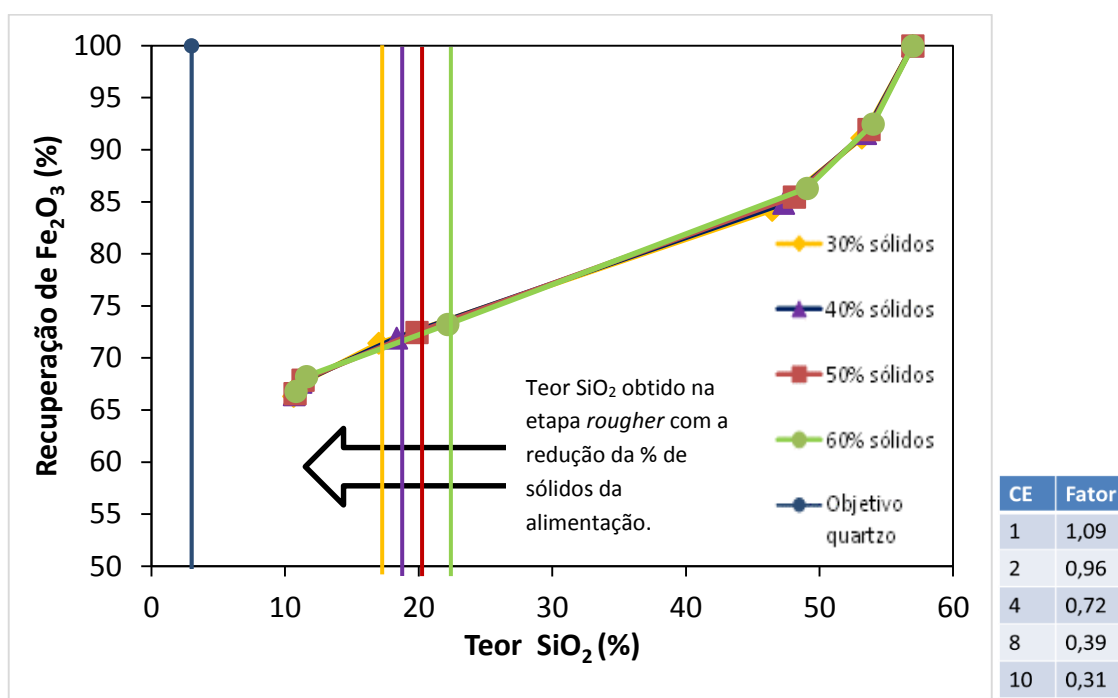


Figura 5.3 - Modelamento do efeito da variação da porcentagem de sólidos sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo no concentrado da célula pneumática piloto alimentada com minério

5.2.3 Variação da vazão do gás

A Figura 5.4 mostra o efeito da simulação da variação da vazão do gás na relação teor-recuperação. A vazão do gás é uma das variáveis mais importantes no controle do processo de flotação. A recuperação do mineral flotado cresce com o aumento da vazão de ar.

As curvas mostram que, com o aumento da velocidade superficial do gás J_g , ocorre uma redução do teor de quartzo no afundado. Por outro lado, ocorre uma menor recuperação da hematita no afundado pela redução da seletividade do processo. Com a vazão de ar de $34,7\text{cm}^3/\text{s}$, valor experimental, a sílica obtida no concentrado foi de 10,1% e recuperação de 67% no concentrado. A simulação com a vazão do gás quatro vezes superior ao valor experimental forneceu uma recuperação de 43% no concentrado e sílica de 6%.

A variação da fração volumétrica do gás (*holdup*) em relação à vazão do gás, obtida no modelamento, é mostrada na Figura 5.5.

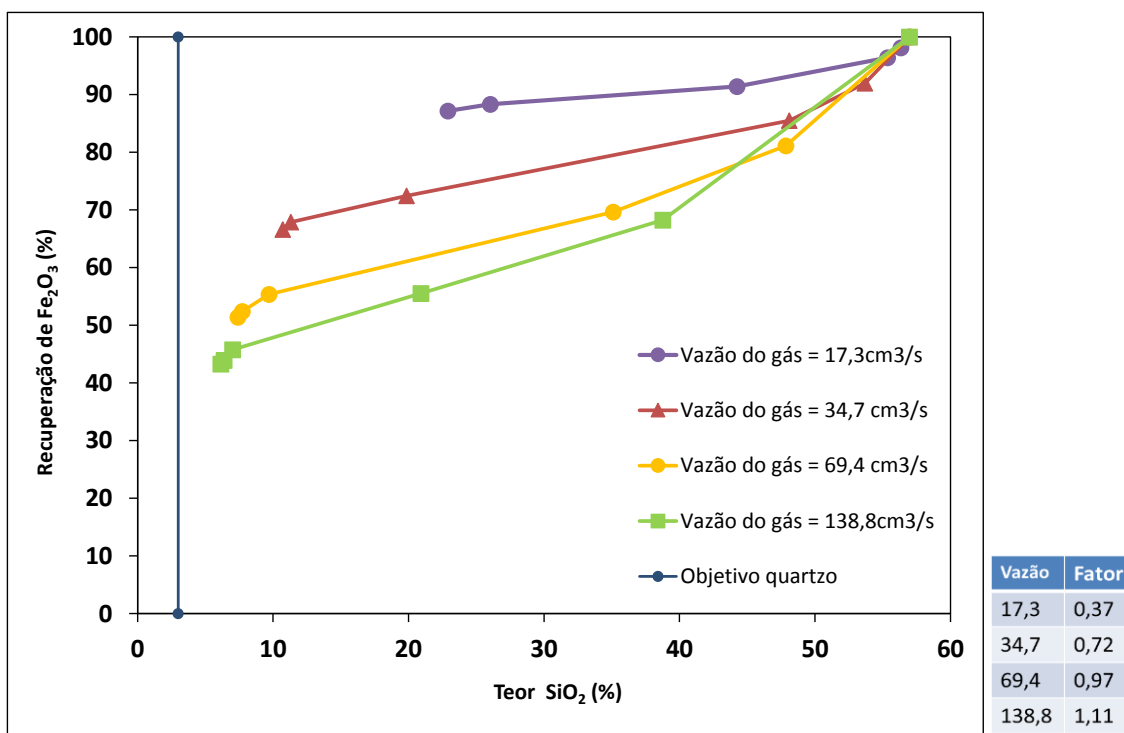


Figura 5.4 - Modelamento do efeito da vazão de gás sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo no concentrado da célula pneumática piloto alimentada com minério.

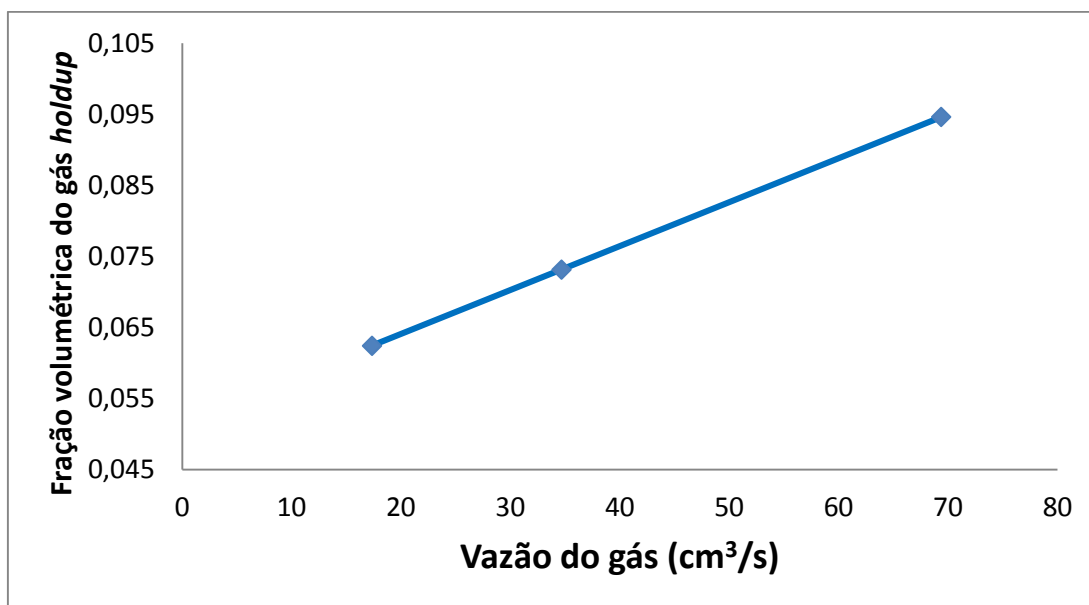


Figura 5.5 - Relação entre a velocidade superficial do gás e a fração volumétrica do gás para os testes realizados na célula de flotação pneumática

5.3 Flotação de lamas

O teste experimental flotando lamas na célula de flotação pneumática aconteceu com as mesmas condições operacionais do teste flotando minério. O valor da dosagem de reagentes foi o mesmo (110g/t amina e 450g/t amido), entretanto, a dosagem da amina foi dividida em três partes e foi adicionada em intervalos de tempo. O flotado de cada tempo foi coletado separadamente e enviado para análise química. A simulação foi feita separadamente com as informações dos produtos de cada condição de reagente utilizada.

5.3.1 Variação da camada de espuma do teste com lama

Os resultados da simulação da variação da camada de espuma para os três tempos são apresentados nas Figuras 5.6, 5.7 e 5.8. Na primeira dosagem de amina (1/3 de 110g/t), para a simulação com camada de espuma de 10cm, a redução de sílica no concentrado foi de apenas 3% e a recuperação metálica reduziu 2%. Embora a recuperação mássica no flotado fosse baixa, a proposta inicial desta dosagem foi de realizar um corte retirando a lama de menor granulometria tentando reduzir os efeitos do arraste mecânico. Com a redução da camada de espuma consequentemente reduziu a recuperação, mas a proporção de sílica retirada do concentrado quase dobrou. Por exemplo, na simulação com camada de espuma de 2,0cm, a recuperação reduziu 13% e a sílica reduziu 22%.

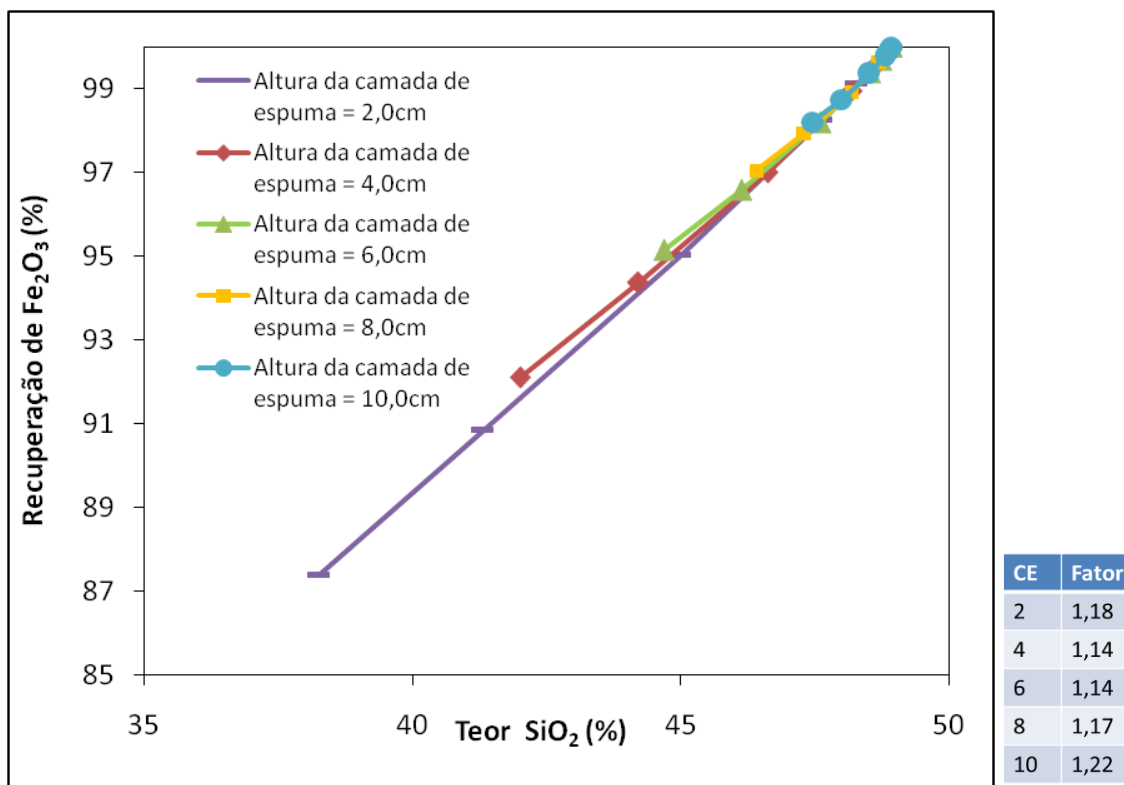


Figura 5.6 - Efeito da camada de espuma sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo. Modelamento para lamas com dosagem de amina fracionada (dosagem de 1/3 da amina)

Na Figura 5.7, ainda pela reduzida dosagem de amina, com 2/3 da amina adicionada à flotação, o menor valor de sílica foi obtido com a menor camada de espuma. O preço que se paga em operar nesta condição é a redução na recuperação metálica. O fator obtido foi o maior (2,07), se comparado com as outras camadas de espuma. Os fatores calculados encontram-se no Anexo 8.4.

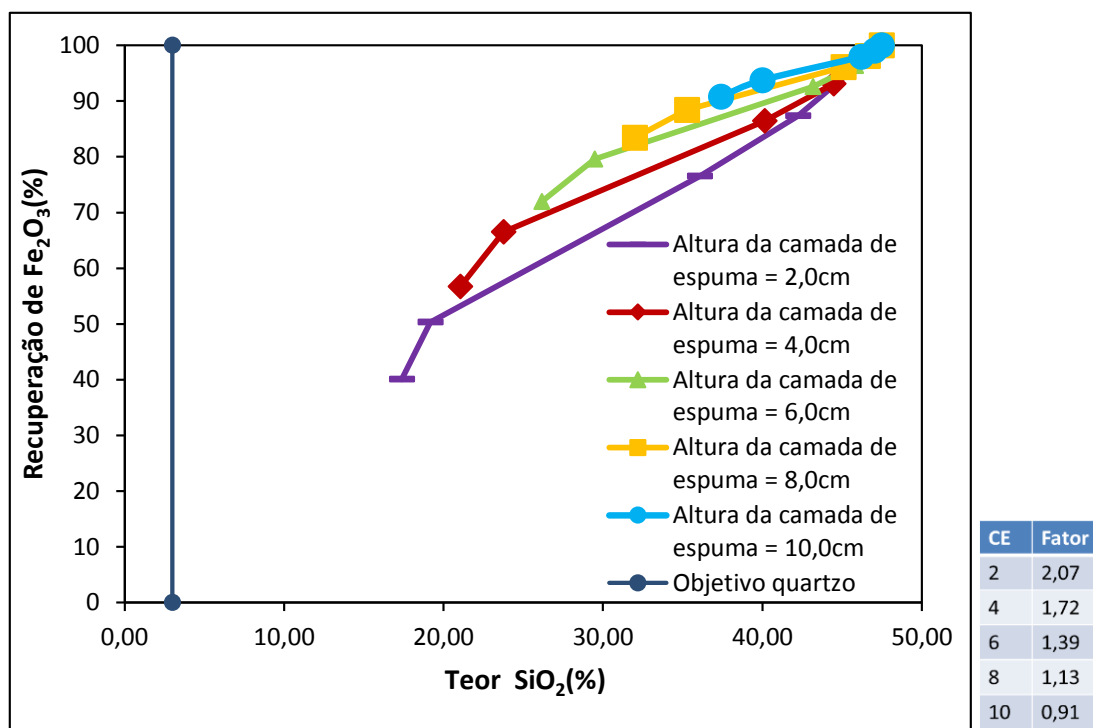


Figura 5.7 - Efeito da camada de espuma sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo. Modelamento para lamas com dosagem de amina fracionada (dosagem de 2/3 da amina)

Somente na terceira dosagem de amina, onde se completou a dosagem de 110g/t, é que se alcançaram os menores valores para a sílica (resultados na figura 5.8). A redução da sílica com camada de espuma de 4,0cm gerou um Fator de 1,66, bastante inferior se comparado com o valor obtido operando com camada de espuma de 2,0cm.

As menores recuperações metálicas foram obtidas com as menores camadas de espuma, exemplificando também as dificuldades de se trabalhar com finos e de se chegar à especificação de sílica no concentrado com a menor perda de recuperação metálica.

Um último ponto importante observado na tabela do Anexo 9.4 foi que para camadas de espumas maiores, o aumento da dosagem de coletor reduziu o fator demonstrando uma maior coleta de sílica enquanto que o aumento da dosagem de coletor trabalhando com menores camadas de espuma aumenta o Fator mostrando um maior comprometimento da recuperação metálica.

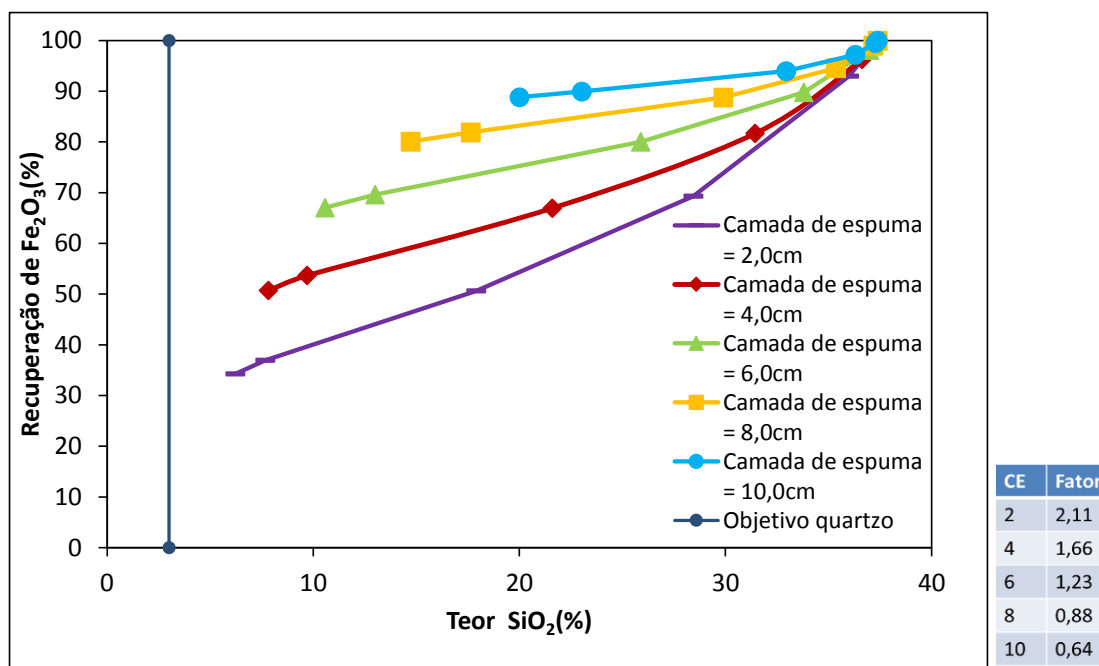


Figura 5.8 - Efeito da camada de espuma sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo. Modelamento para lamas com dosagem de amina fracionada (dosagem de 3/3 da amina)

5.3.2 Simulação da variação da porcentagem de sólidos da flotação com lamas

Os gráficos referentes à variação da recuperação em função da porcentagem de sólidos do teste de flotação em célula pneumática com lamas apresentaram as mesmas características das curvas obtidas para minério (capítulo 5.2.2). As curvas obtidas do teste com lamas são mostradas nas Figuras 5.9, 5.10 e 5.11.

Nas curvas da Figura 5.9, onde a dosagem de amina foi de 1/3 do valor calculado, a perda na recuperação metálica foi de 2% para todas as porcentagens de sólido simuladas enquanto a redução de sílica foi de 3% em média. O fator obtido para esta pequena redução de recuperação metálica e maior redução da sílica do afundado foi de (1,20) mostrando uma proporcionalidade das curvas na redução de sílica e da recuperação metálica. A variável porcentagem de sólidos pouco atuou nesta condição

dada. Os valores dos fatores para cada porcentagem de sólidos simulada estão no Anexo 9.5.

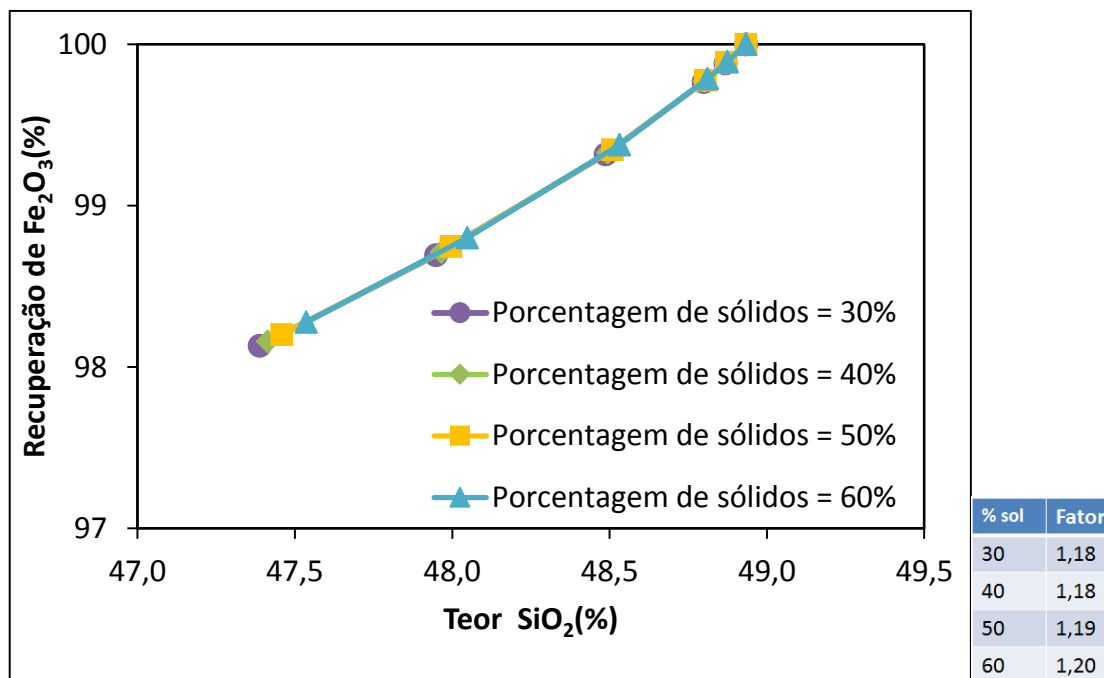


Figura 5.9 - Efeito da porcentagem de sólidos sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo. Modelamento para lamaz com dosagem de amina fracionada (dosagem de 1/3 da amina)

A Figura 5.10 mostra as curvas simuladas variando a porcentagem de sólidos quando se dosou 2/3 da amina. Nela pode ser notado que o aumento da diluição favorece a redução da sílica no concentrado se comparado com a primeira dosagem de amina. Enquanto que a média da recuperação metálica reduziu 13%, a redução da sílica saiu de 31,65 para 28,16 com a redução da porcentagem de sólidos.

O resultado das Figuras 5.10 se comparada com a dosagem da terceira parte da amina, Figura 5.11, gerou fatores com mesma ordem de grandeza indicando mesma perda de recuperação metálica e redução de sílica. Por se tratar da última etapa, com a terceira dosagem, a sílica foi reduzida para 25,19 (simulação de % de sólidos = 50). Esta variável pouco atuou na redução da sílica para as condições que foram utilizadas no teste.

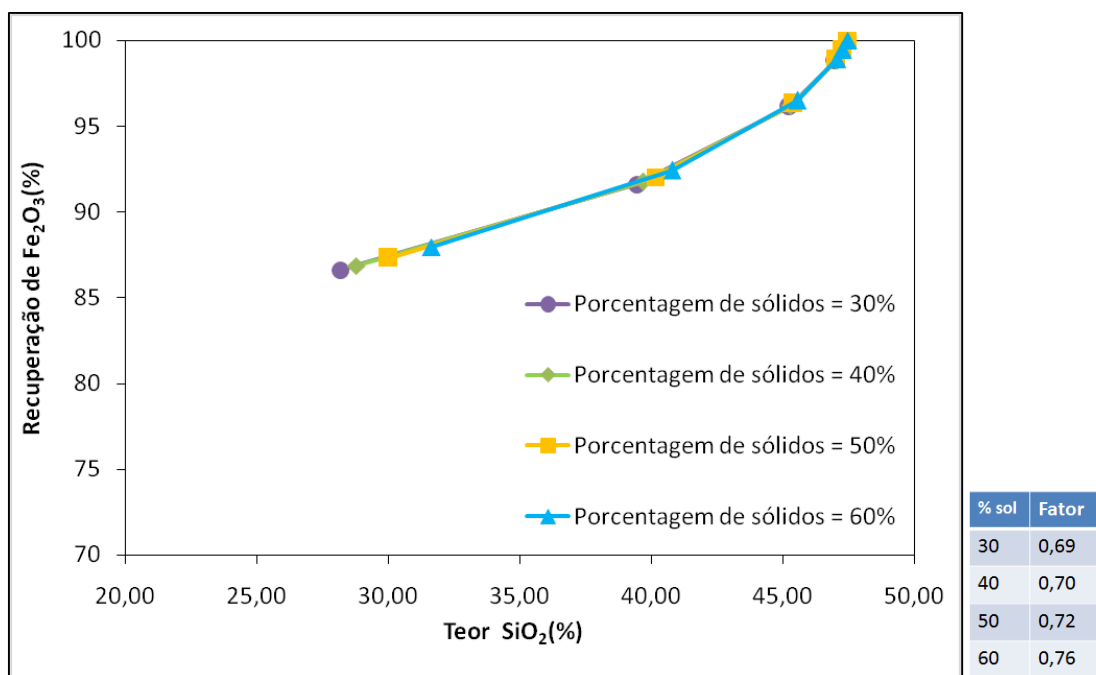


Figura 5.10 - Efeito da porcentagem de sólidos sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo. Modelamento para lamaz com dosagem de amina fracionada (dosagem de 2/3 da amina)

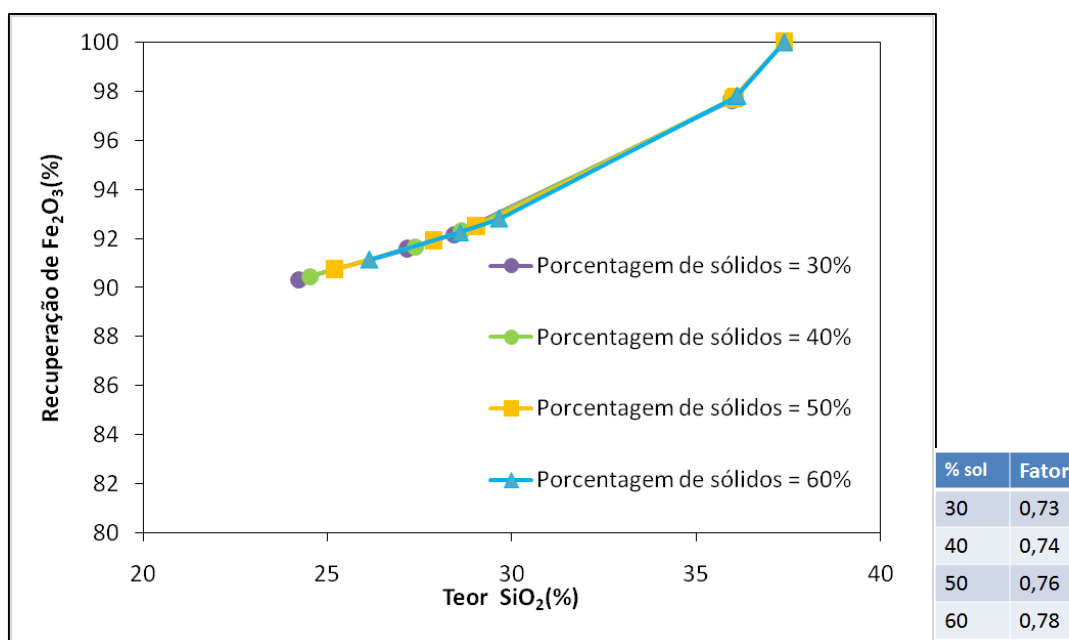


Figura 5.11 - Efeito da porcentagem de sólidos sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo. Modelamento para lamaz com dosagem de amina fracionada (dosagem de 3/3 da amina)

5.3.3 Simulação da variação da vazão de ar da flotação com lamas

As partículas finas possuem uma elevada recuperação por arraste que depende diretamente da recuperação de água. O aumento da velocidade superficial do ar J_g provoca um aumento na recuperação de água, que por sua vez provoca um aumento na recuperação das partículas mais finas.

Embora o aumento na dosagem de coletor não tenha um efeito significativo sobre a colisão da partícula bolha (DOBBY e FINCH, 1987), sua dosagem favorece a hidrofobicidade das partículas de sílica, aumentando sua coleta no sistema. O coletor tem o papel de aumentar as forças que atuam na adesão e estabilização do agregado partícula-bolha. O aumento da dosagem do coletor contribuiu para a redução da força de desagregação. Portanto, o aumento da dosagem de coletor, aumentou se a recuperação de sílica no flotado.

A primeira dosagem de coletor (1/3 do volume) foi suficiente para coletar o quartzo que já possuía um grau de hidrofobicidade elevado e/ou ultrafinos. Entretanto, a massa representativa do flotado no teste com lamas passou a ser coletada a partir da segunda dosagem de coletor. A simulação da variação da vazão de ar (Figura 5.12) mostra que a menor vazão de ar praticamente não gerou transporte de massa no circuito. Com o aumento da vazão de ar, o teor do quartzo chegou a 33% mas com grande comprometimento da recuperação metálica. Esta maior vazão de ar é 4 vezes superior a vazão do teste experimental.

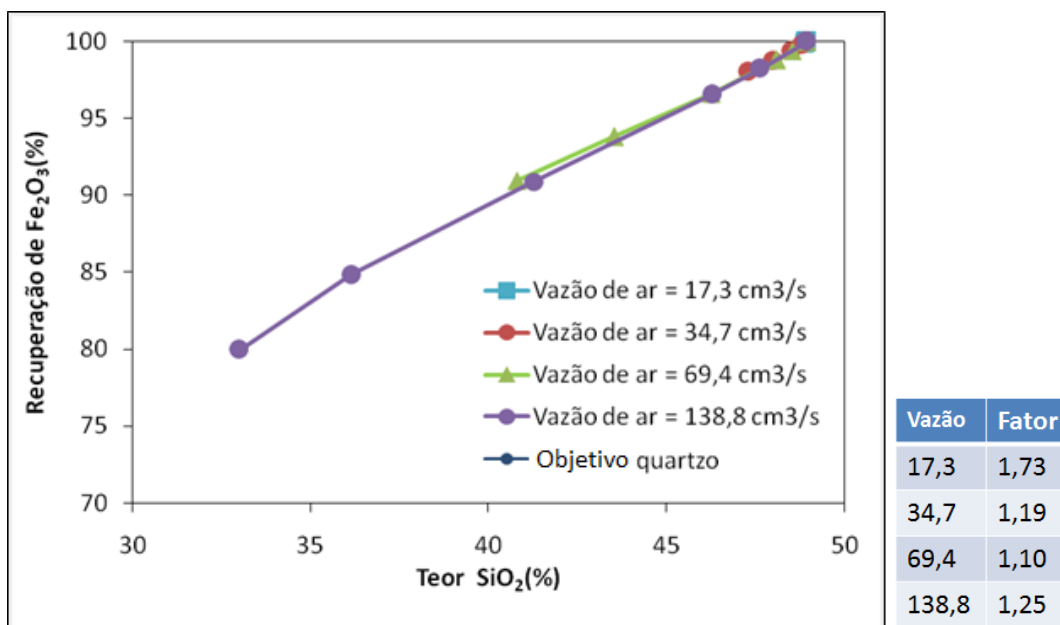


Figura 5.12 - Efeito da vazão de ar sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo. Modelamento para lamaz com dosagem de amina fracionada (dosagem de 1/3 da amina)

Na segunda dosagem do coletor (2/3 da amina), a maior vazão de ar compromete boa parte da recuperação para que se obtenha o menor valor de sílica (3,12%). Esta condição é uma condição extrema e não deve ser utilizada por possíveis problemas práticos na estabilidade da flotação. A curva da vazão de ar da Figura 5.13, simulada com vazão de 69,4cm³/s mostrou se mais interessante que as demais curvas pelo menor Fator obtido da relação redução da recuperação/redução da sílica conforme indicado na Tabela 9.6 do Anexo.

A terceira dosagem de amina (3/3) reproduziu resultados da mesma ordem de grandeza da segunda dosagem de amina.

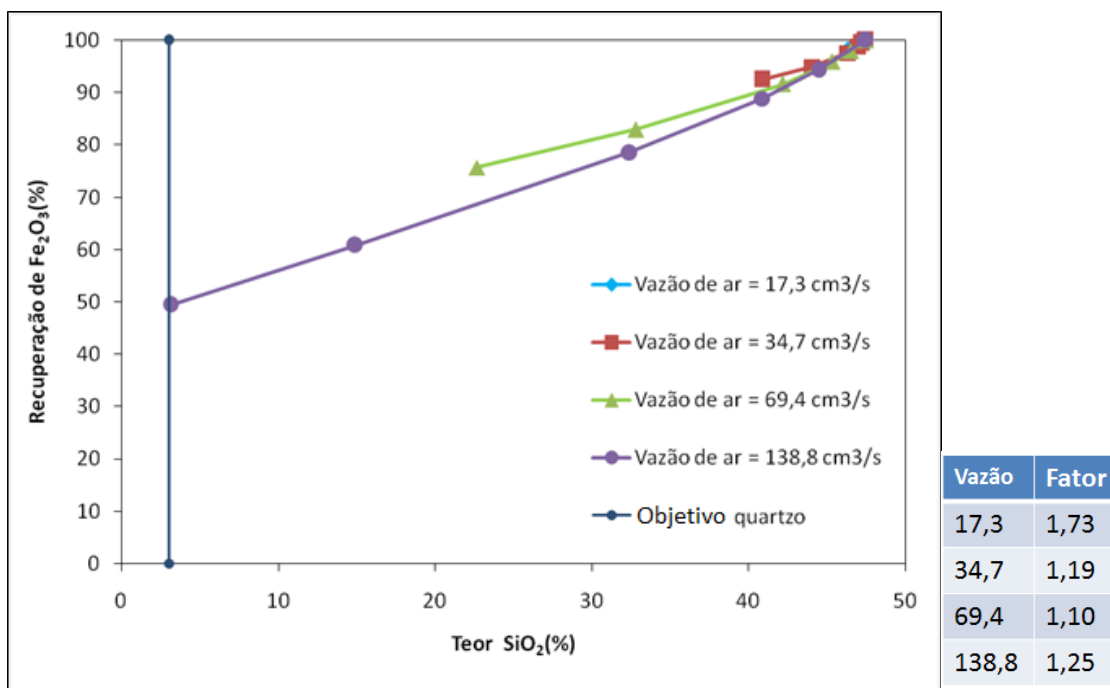


Figura 5.13 - Efeito da vazão de ar sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo. Modelamento para lamaz com dosagem de amina fracionada (dosagem de 2/3 da amina)

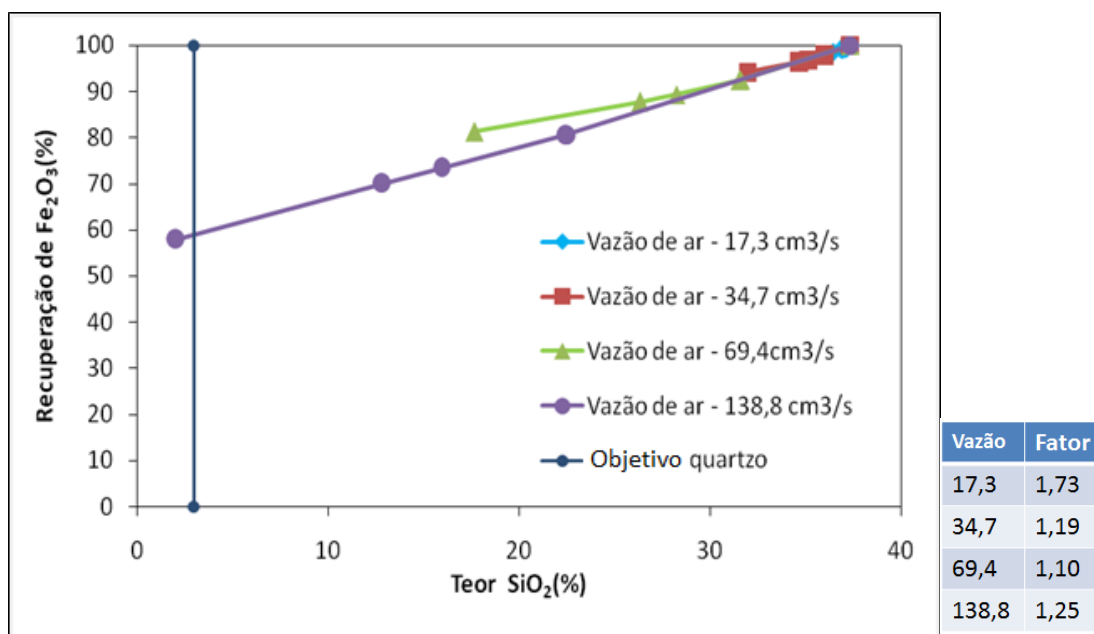


Figura 5.14 - Efeito da vazão de ar sobre a recuperação da hematita e teor de quartzo. Modelamento para lamaz com dosagem de amina fracionada (dosagem de 3/3 da amina)

6. CONCLUSÃO

Os resultados experimentais indicaram que:

Para o minério testado com granulometria $<150\mu\text{m}$, o modelo foi capaz de limitar os resultados indicando uma coerência com a informação de que a liberação deste minério ocorre na faixa granulométrica de $44\mu\text{m}$ e, portanto, a massa testada necessitaria de uma remoagem para que o concentrado atingisse as especificações de SiO_2 .

A simulação da camada de espuma mostrou que para a flotação de finos, os ganhos na redução da sílica com a maior dosagem de coletor são favorecidos com o aumento da camada de espuma até uma altura que não eleve muito a sílica do afundado aumentando o Fator calculado.

A simulação da porcentagem de sólidos não variou significativamente os resultados da recuperação metálica do concentrado final dos testes com minério e com lama. O único ganho da diluição obtido para o teste realizado na célula de flotação pneumática foi a redução do teor do quartzo de 22% para 17% diluindo a polpa para 30% na etapa *rougher* do teste realizado com minério.

A simulação da vazão de ar para lamas mostrou uma redução do fator (1,081 para 0,954) com o aumento da vazão de ar de $34,7\text{cm}^3/\text{s}$ para $69,4\text{cm}^3/\text{s}$, indicando uma melhor condição para a flotação e menores valores do quartzo no concentrado.

A modelagem do transporte de massa feita na célula de flotação pneumática ofereceu a possibilidade de avaliar o comportamento da curva teor x recuperação e os resultados apresentados são coerentes com a bibliografia;

O modelamento se mostrou robusto com os dados testados, oferecendo uma resposta coerente com as informações práticas;

A modelagem feita do transporte de massa na célula de flotação pneumática oferece a possibilidade de orientar os novos testes para que sejam adotadas condições operacionais com maior chance de sucesso, simplificando a quantidade de testes experimentais que seriam necessários em uma abordagem convencional.

7. SUGESTÕES DE TRABALHOS FUTUROS

- Realizar testes em escala piloto com variáveis obtidas da simulação para comparar os resultados do teste realizado em laboratório com os resultados obtidos por simulação na planilha SimulFlot;
- Incorporar na planilha modelamento variando dosagem de reagentes;
- Realizar teste com lama variando a dosagem do depressor juntamente como foi realizado variando a dosagem do coletor.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

AQUINO, J. A., OLIVEIRA, M. L. M., FERNANDES, M. D. *Tratamento de Minérios*. 5.ed. São Paulo: CETEM/MCT, 2010. 965p.

APLING, A. C., ERSAYIN, S. Reproducibility of semi-batch flotation testwork with the Leeds open-top cell and of derived kinetic parameters. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section C*, 95, pp 83-88, June, 1986.

ATKINSON, B. W., CONWAY, C J., JAMESON, G. J. Fundamentals of Jameson Cell operation including size-yield response. Department of Chemical Engineering, University of Newcastle.

BLOOM, F., HEINDEL, T. J. 1997 A Theoretical model of flotation deinking efficiency. *Journal of Colloid and Interface Science*, v.190, p182-199.

COWBURN, J. A., HARBORT, G. J., MANLAPIG, W. V., POKRAJIC, Z. Improving the recovery of coarse coal particles in a Jameson Cell. In: CENTENARY OF LOTATION SYMPOSIUM, 2005, Brisbane: AusIMM The minerals institute, 2005. p.729-736.

COWBURN, J. A., STONE, R., BOURKE, S. HILL, B. Design developments of the Jameson Cell. In: CENTENARY OF LOTATION SYMPOSIUM, 2005, Brisbane: AusIMM The minerals institute, 2005. p.193-199.

DANCKWERTS, P. V. (1953) Continuous flow systems: distribution of residence times, *Chemical Engineering*, Cambridge, v2, p1-13.

DOBBY, G. S. *A fundamental flotation model and flotation column scale-up*. Montreal: McGill University Montreal, Canada, 1984. (Ph. D. Thesis).

DOBBY, G. S. and FINCH, J. A. Particle size dependence in flotation derived from a fundamental model of the capture process. *International journal of mineral processing*, 21, p.241-260, 1987.

DOBBY, G. S., YIANATOS, J. B., FINCH, J. A. Estimation of Bubble Diameter in Flotation Columns from Drift Flux Analysis. *Canadian Metallurgical Quarterly*, Montreal, v.27, n.2, p85-89, 1986.

DUKHIN, S. S. and SCHULZE, G. Inertia Hydrodynamic bubble/particle interaction in the elementary flotation process at the above-critical values of the Stokes number, *Colloid journal*, 49, 4, p. 644-654, 1987.

FINCH, J. A., DOBBY, G. S., *Column Flotation*. 1.ed. Ontario: Pergamon Press, 1990. 180p.

FORSDYKE, C. A. Simple empirical model for aiding analysis of plant and laboratory flotation performance. *Flotation of Sulphide Minerals (development in Mineral Processing)*, ed. D. W. Fuerstenau. Amsterdam: Elsevier, 6, p.473-477, 1985.

FUERSTENAU, M. C., HAN, K. N., *Principles of mineral processing*. 2.ed. SME, 2003. 573p.

GEIDEL, T. 1985 Probability of attachment between mineral grains and air bubbles and its relation to flotation kinetics. *Aufbereitungs- Technik*, 26, 5, pp. 287-294, 1985.

JIANG, Z. Modelling of flotation process by quantitative analysis of the collision and adhesion between particles and bubbles. In: 17 INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 1991, Dresden, v2, p.429-440.

LAPLANTE, A. R., YIANATOS, J. AND FINCH, J. A. On the mixing characteristics of the collection zone in flotation columns. INTERNATIONAL SYMPOSIUM, PHOENIX (), 1988, Arizona , Society of Mining Engineers, 1988, p. 69-79

LEJA, J. *Surface Chemistry of Froth Flotation*. Plenum Press: New York, 1982, 758 p.

LIMA, N. P. Avaliação da flotação pneumática para minério de ferro; In: 14º SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO, 09, 2013, Belo Horizonte. Anais, ABM, 2013, p581-588.

LUZ, A. B., SAMPAIO, J. A., FRANÇA, S. C. A. *Tratamento de Minérios*. 5.ed. São Paulo: CETEM/MCT, 2010. 965p.

LYNCH, A. J., JOHSON N. W., MANLAPIG E. V. AND THOME, C. G. *Mineral Coal Flotation Circuits: Their Simulation and Control*. Elsevier Scientific Publishing Company, Amsterdam. (1981).

MARQUES, M. L. S., *Comportamento de Minérios de Ferro na Concentração por Flotação na Presença de Lamas*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2013. 101p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas).

MAZZINGHY, D. B., TURRER, H. D. G., RUSSO, J. F. C., TAVARES, L. M. Influence of the mineralogical structure in grinding specific energy consumption of itabirite iron ores, *International Comminution Symposium*, Cape Town, n.9, 2014.

MONTENEGRO, L. C. M., Efeito das Condições Operacionais Sobre a Relação Teor-Recuperação na Flotação de Minério de Ferro. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2001. 236p. (Tese, Doutorado em Engenharia de Minas).

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. CETEM/MCT, 2001. v.3. p.178 – 182.

MONTENEGRO, L. C. M., SAVASSI, O. N., PERES, A. E. C. Modelagem da recuperação da água no processo de flotação In: VII SHMMT / XIX ENTMME, 2001, Rio de Janeiro. CETEM/MCT, 2002. v.1. p.406 – 412.

MOYS, M. H. A study of a plug flow model for Flotation froth behavior. *International Journal of Mineral Processing*, 5, p 221-238, 1978.

PAVEZ, O., ROJAS, I., PARRA, F., MELÉNDEZ, M., PALACIOS, J. Flotation of low-grade iron ore in pneumatic cells to produce pellet feed. In: CENTENARY OF FLOTATION SYMPOSIUM, 2005, Brisbane: AusIMM The minerals institute, 2005. p.775-777.

PEASE, J. D., CURRY, D. C., YOUNG, M. F., Designing Flotation Circuits for High.

PERES, A. E. C., CHAVES, A. P. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios; Britagem, Peneiramento e Moagem. 3.ed. São Paulo: Signus, 2010. 258p.

PLATE, H., SCHULZE, H. Modeling of the overall flotation process based on physico-chemical microprocesses technique and application. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 17, Dresden, 1991, p 365-377.

POKRAJCIC, Z., HARBORT, G. J., LAWSON, V., REEMEYER, L. Applications of the Jameson Cell at the head of base metal flotation circuits. In: CENTENARY OF FLOTATION SYMPOSIUM, 2005, Brisbane: AusIMM The minerals institute, 2005. p.165-170.

SAVASSI, O. N., *Direct estimation of the degree of entrainment and the froth recovery of attached particles in industrial flotation cells*. Queensland: University of Queensland, 1999. (Phd Thesis).

SCHULZE, H. J. *Coagulation and flocculation*. New York: Marcel Dekker, p.321, 1993.

SUBRAHMANYAM T. V. and FORSSBERG, K. S. E. Froth Stability, Particle Entrainment and Drainage in Flotation. A Review. *International Journal of Mineral Processing*, v.23, p.33- 53, 1988.

TOMLINSON, H. S., FLEMING, M. G. Flotation rate studies, *Mineral Processing*, (ed. A. Roberts), INT. MIN. PROC. CONGRESS, 6, 1965, Cannes. p. 563-579.

ULAINA, A., JÚNIOR, L. C. A., ARAÚJO, V., Aplicação de células pneumáticas de flotação no processo de concentração de minério de ferro da Samarco mineração S.A.; 14º SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO, 09, 2013, Belo Horizonte. Anais, ABM, 2013. p.635-642.

YIANATOS, J. B., FINCH, J. A., DOBBY, G. S., XU, M. Bubble size estimation in a bubble swarm. *Journal of Colloid and Interface Science*, v.26, n1, p.37-44, 1988.

YIANATOS, J. B., FINCH, J. A., LAPLANTE, A. R. *Cleaning Action in Column Flotation Froths*. Trans. Inst. Min. Metal., 96, 199-205, 1987.

YIANATOS, J. B. Fluid flow and kinetic modeling in flotation related processes: columns and mechanically agitated cells – a review. *Chemical Engineering Research and Design*, p.1591-1603, 2007.

YOUNG, P. Flotation machines, *Mining Magazine*, vol. 146, no 1, p. 3-16, jan. 1982.

9. ANEXO

9.1 Dados de entrada do teste piloto para flotação do minério

Condições da flotação	Minério
Densidade da polpa (g/cm ³)	1,58
Fração volumétrica do gás (<i>holdup</i>)	0,07
Altura da espuma (cm)	4,00
Área da seção (cm ²)	283,53
Vazão do gás (cm ³ /s)	34,70
Velocidade superficial do gás(cm/s)	0,12
Velocidade superficial da polpa(cm/s)	0,13
Fração volumétrica do sólido	0,21
Velocidade de deslizamento (cm/s)	1,18
Número de Reynolds das partículas	1,41
Número de Reynolds das bolhas	2,88
Velocidade terminal (cm/s)	1,92
Diâmetro de Bolhas (cm)	0,02
Velocidade superficial de bolhas (s)	31,96
Tempo de residência da espuma (min)	0,54
Tempo de residência do líquido (min)	12,92
Tempo de residência das partículas (min)	3,04

9.2 Dados de entrada do teste piloto para flotação da lama

Condições da flotação	Lama 1	Lama 2	Lama 3
Densidade da polpa (g/cm ³)	1,59	1,61	1,63
Fração volumétrica do gás (<i>holdup</i>)	0,07	0,07	0,07
Altura da espuma (cm)	10,00	10,00	10,00
Área da seção (cm ²)	283,5	283,5	283,5
Vazão do gás (cm ³ /s)	34,70	34,70	34,70
Velocidade superficial do gás (cm/s)	0,12	0,12	0,12
Velocidade superficial da polpa (cm/s)	0,15	0,14	0,14
Fração volumétrica do sólido	0,20	0,21	0,20
Velocidade de deslizamento (cm/s)	1,60	1,91	1,91
Número de Reynolds das partículas	2,21	2,61	2,65
Número de Reynolds das bolhas	3,31	3,24	3,38
Velocidade terminal (cm/s)	2,06	2,02	2,02
Diâmetro de Bolhas (cm)	0,02	0,02	0,02
Velocidade superficial de bolhas (s)	30,84	31,20	31,83
Tempo de residência da espuma (min)	1,36	1,36	1,36
Tempo de residência do líquido (min)	2,66	3,37	3,51
Tempo de residência das partículas (min)	2,47	2,55	2,59

9.3 Cálculo do fator para a redução da sílica no concentrado do minério testado na célula de flotação pneumática

Minério									
Variável	Recuperação				SiO ₂				Fator
Camada de espuma	Maior	Menor	Valor	%	Maior	Menor	Valor	%	
1	100	44,76	55,24	55%	56,97	6,66	50,31	88%	1,0980
2	100	52,28	47,72	48%	56,97	7,69	49,28	87%	0,9683
4	100	66,61	33,39	33%	56,97	10,73	46,24	81%	0,7221
8	100	86,48	13,52	14%	56,97	22,43	34,54	61%	0,3914
10	100	91,73	8,27	8%	56,97	30,78	26,19	46%	0,3158
Variável	Recuperação				SiO ₂				Fator
% sólidos	Maior	Menor	Valor	%	Maior	Menor	Valor	%	
30	100	66	33,66	34%	56,97	11	46	81%	0,7265
40	100	66	33,53	34%	56,97	11	46	81%	0,7244
50	100	67	33,39	33%	56,97	11	46	81%	0,7221
60	100	67	33,19	33%	56,97	11	46	81%	0,7189
Variável	Recuperação				SiO ₂				Fator
Vazão de ar	Maior	Menor	Valor	%	Maior	Menor	Valor	%	
17,35	100	87,16	12,84	13%	56,97	22,91	34,06	60%	0,37698
34,7	100	66,61	33,39	33%	56,97	10,73	46,24	81%	0,7221
69,4	100	51,43	48,57	49%	56,97	7,4	49,57	87%	0,97983
138,8	100	43,3	56,7	57%	56,97	6,15	50,82	89%	1,1157

9.4 Cálculo do fator para a redução da sílica no concentrado da lama testada na célula de flotação pneumática variando a camada de espuma

Lama 1									
Variável	Recuperação				SiO ₂				Fator
	Camada de espuma	Maior	Menor	Valor	%	Maior	Menor	Valor	
2	100	87,39	12,61	13%	48,93	38,26	10,67	22%	1,1818
4	100	92,1	7,9	8%	48,93	42	6,93	14%	1,1400
6	100	95,15	4,85	5%	48,93	44,68	4,25	9%	1,1412
8	100	97,05	2,95	3%	48,93	46,41	2,52	5%	1,1706
10	100	98,2	1,8	2%	48,93	47,46	1,47	3%	1,2245

Lama 2									
Variável	Recuperação				SiO ₂				Fator
	Camada de espuma	Maior	Menor	Valor	%	Maior	Menor	Valor	
2	100	38,49	61,51	62%	47,46	17,78	29,68	63%	2,0724
4	100	55,09	44,91	45%	47,46	21,36	26,1	55%	1,7207
6	100	70,63	29,37	29%	47,46	26,34	21,12	45%	1,3906
8	100	82,5	17,5	18%	47,46	32,08	15,38	32%	1,1378
10	100	90,81	9,19	9%	47,46	37,4	10,06	21%	0,9135

Lama 3									
Variável	Recuperação				SiO ₂				Fator
	Camada de espuma	Maior	Menor	Valor	%	Maior	Menor	Valor	
2	100	34,23	65,77	66%	37,38	6,21	31,17	83%	2,1100
4	100	50,69	49,31	49%	37,38	7,83	29,55	79%	1,6687
6	100	67,01	32,99	33%	37,38	10,57	26,81	72%	1,2305
8	100	80,05	19,95	20%	37,38	14,71	22,67	61%	0,8800
10	100	88,8	11,2	11%	37,38	19,99	17,39	47%	0,6440

9.5 Cálculo do fator para a redução da sílica no concentrado da lama testada na célula de flotação pneumática variando a porcentagem de sólidos

Lama 1										
Variável		Recuperação				SiO ₂				Fator
% sólidos	Maior	Menor	Valor	%	Maior	Menor	Valor	%		
30	100	97,96	2,04	2%	48,93	47,21	2	4%	1,1860	
40	100	97,99	2,01	2%	48,93	47,24	2	3%	1,1893	
50	100	98,03	1,97	2%	48,93	47,28	2	3%	1,1939	
60	100	98,12	1,88	2%	48,93	47,37	2	3%	1,2051	

Lama 2										
Variável		Recuperação				SiO ₂				Fator
% sólidos	Maior	Menor	Valor	%	Maior	Menor	Valor	%		
30	100	86,62	13,38	13%	47,46	28,16	19	41%	0,6935	
40	100	86,85	13,15	13%	47,46	28,79	19	39%	0,7044	
50	100	87,31	12,69	13%	47,46	30,00	17	37%	0,7273	
60	100	87,95	12,05	12%	47,46	31,65	16	33%	0,7622	

Lama 3										
Variável		Recuperação				SiO ₂				Fator
% sólidos	Maior	Menor	Valor	%	Maior	Menor	Valor	%		
30	100	90,34	9,66	10%	37,38	24,22	13	35%	0,7342	
40	100	90,46	9,54	10%	37,38	24,52	13	34%	0,7420	
50	100	90,73	9,27	9%	37,38	25,19	12	33%	0,7602	
60	100	91,14	8,86	9%	37,38	26,15	11	30%	0,7891	

9.6 Cálculo do fator para a redução da sílica no concentrado da lama testada na célula de flotação pneumática variando a vazão do gás

Lama 1									
Variável		Recuperação			SiO ₂				Fator
Vazão de ar	Maior	Menor	Valor	%	Maior	Menor	Valor	%	
17,35	100	99,8731	0,12692	0%	48,93	48,86	0,07	0%	1,737
34,7	100	98,0341	1,9659	2%	48,93	47,28	1,65	3%	1,195
69,4	100	90,9712	9,02876	9%	48,93	40,80	8,13	17%	1,110
138,8	100	79,9394	20,0606	20%	48,93	33,00	15,93	33%	1,259

Lama 2									
Variável		Recuperação			SiO ₂				Fator
Vazão de ar	Maior	Menor	Valor	%	Maior	Menor	Valor	%	
17,35	100	98,2167	1,78325	2%	47,46	46,35	1,11	2%	1,612
34,7	100	92,4782	7,52182	8%	47,46	40,86	6,60	14%	1,139
69,4	100	75,6988	24,3012	24%	47,46	22,66	24,80	52%	0,980
138,8	100	49,3911	50,6089	51%	47,46	3,12	44,34	93%	1,141

Lama 3									
Variável		Recuperação			SiO ₂				Fator
Vazão de ar	Maior	Menor	Valor	%	Maior	Menor	Valor	%	
17,35	100	98,50	1,50493	2%	37,38	36,44	0,94	3%	1,601
34,7	100	94,16	5,84086	6%	37,38	31,97	5,41	14%	1,081
69,4	100	81,22	18,78	19%	37,38	17,69	19,69	53%	0,954
138,8	100	57,80	42,2002	42%	37,38	2,03	35,35	95%	1,194

9.7 Resultado do ensaio de flotação com lamas

	% sólidos	% água	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O	Fe ₂ O ₃	P	Mn	LOI
Alimentação lama 1	0,50	0,500	48,93	1,17	0,22	0,17	<0,04	<0,1	0,15	47,70	0,08	0,11	0,56
Flotado 1	0,42	0,583	76,20	4,39	0,13	0,53	<0,03	<0,1	0,96	16,71	0,05	0,13	1,16
Afundado 1 (Alimentação 2)	0,51	0,495	47,46	1,00	0,22	0,15	<0,04	<0,1	0,10	49,37	0,08	0,11	0,53
Flotado 2	0,49	0,515	77,60	1,56	0,12	0,23	<0,03	<0,1	0,25	18,71	0,04	0,10	0,82
Afundado 2 (Alimentação 3)	0,51	0,487	37,38	0,81	0,25	0,13	<0,04	<0,1	0,06	59,63	0,09	0,12	0,43
Flotado 3	0,48	0,517	76,40	0,95	0,13	0,18	<0,02	<0,1	0,12	22,71	0,05	0,09	0,38
Afundado 3	0,52	0,477	23,91	0,76	0,30	0,11	<0,05	<0,1	0,03	72,37	0,11	0,13	0,45

9.8 Granuloquímica da alimentação da lama

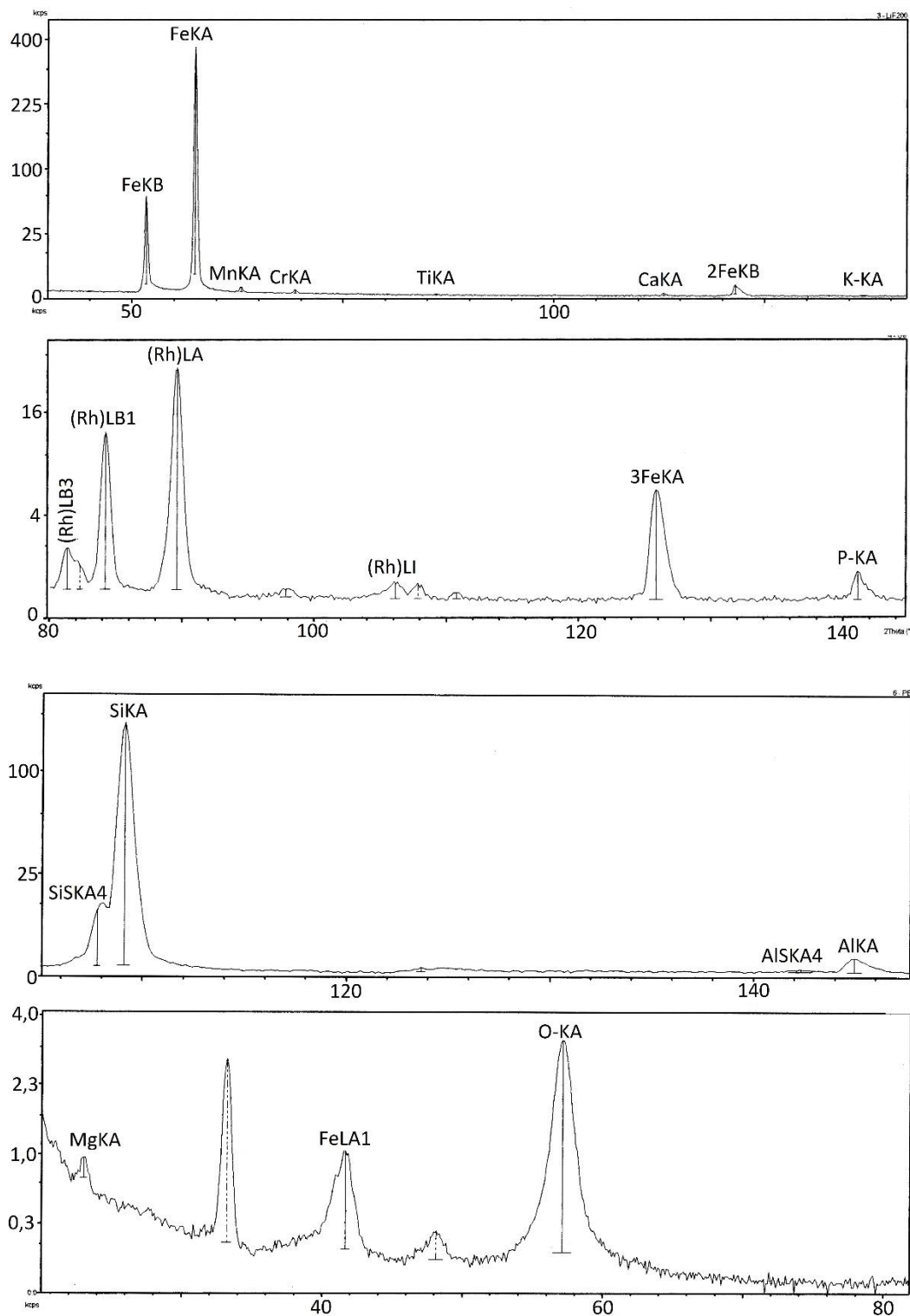
Granuloquímica da alimentação - Lama												
Abertura(μm)	Massa (%)	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O	Fe ₂ O ₃	P	Mn	LOI
>53	4%	90,00	0,42	0,08	0,12	0,01	0,10	0,06	8,89	0,02	0,04	0,23
-53 +45	5%	89,70	0,52	0,09	0,13	0,01	0,10	0,08	8,21	0,02	0,03	0,15
-45 +38	11%	83,50	0,71	0,14	0,17	0,01	0,10	0,12	16,14	0,04	0,05	0,12
<38	81%	39,90	1,31	0,24	0,18	0,05	0,10	0,16	56,14	0,09	0,13	0,66
Calculada		48,93	1,17	0,22	0,17	0,04	0,10	0,15	47,70	0,08	0,11	0,56
Global		49,50	1,13	0,20	0,17	0,03	0,10	0,15	48,71	0,08	0,12	0,56

9.9 Granuloquímica da alimentação do minério, flotado e concentrado

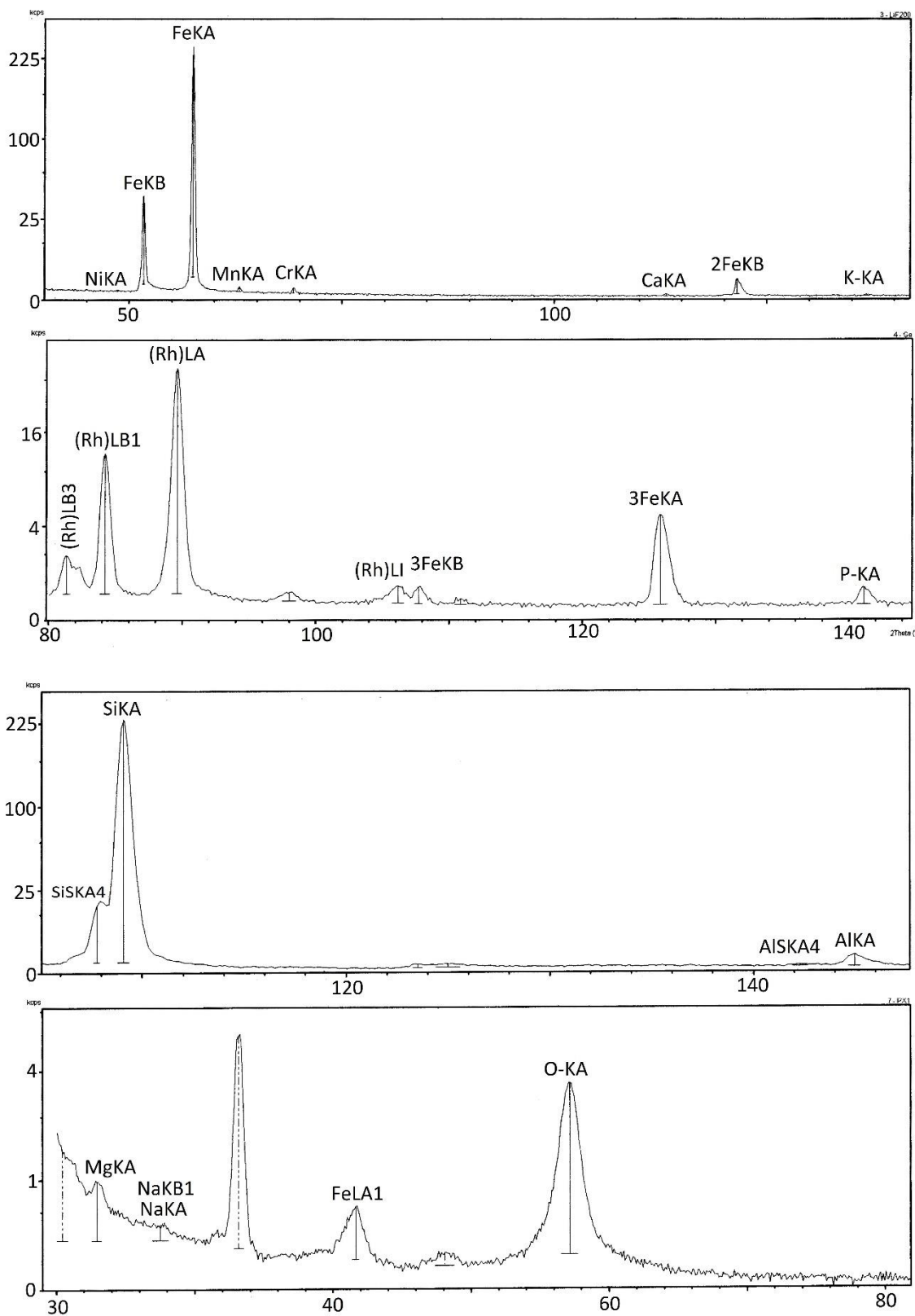
Alimentação					
tamanho	massa%	Fe	Al₂O₃	SiO₂	P
- 150 +106	34,4%	14,68	0,12	78,40	0,02
- 106 +75	14,9%	17,64	0,15	74,53	0,03
- 75 +53	15,8%	24,37	0,13	65,15	0,03
- 53 +45	10,3%	37,95	0,13	45,53	0,03
- 45 +38	5,3%	44,67	0,11	34,32	0,04
- 38	19,3%	54,61	0,41	20,08	0,06
Flotado					
tamanho	massa	Fe	Al₂O₃	SiO₂	P
- 150 +106	42%	7,57	0,14	88,25	0,02
- 106 +75	18%	9,98	0,17	86,48	0,02
- 75 +53	17%	14,47	0,17	79,49	0,02
- 53 +45	7%	24,51	0,24	65,69	0,02
- 45 +38	5%	30,66	0,22	56,63	0,02
- 38	12%	48,40	0,38	29,89	0,04
Concentrado					
tamanho	massa	Fe	Al₂O₃	SiO₂	P
- 150 +106	18%	47,51	0,14	31,07	0,05
- 106 +75	13%	59,26	0,12	13,54	0,08
- 75 +53	15%	65,34	0,12	6,48	0,07
- 53 +45	13%	67,78	0,12	2,96	0,07
- 45 +38	14%	68,59	0,12	1,70	0,07
- 38	28%	68,83	0,19	1,60	0,08

9.10 Resultados da análise química semiquantitativa por espectrometria de fluorescência de raios-X (FRX): espectrômetro PHILIPS PW-2400; pastilhas prensadas.

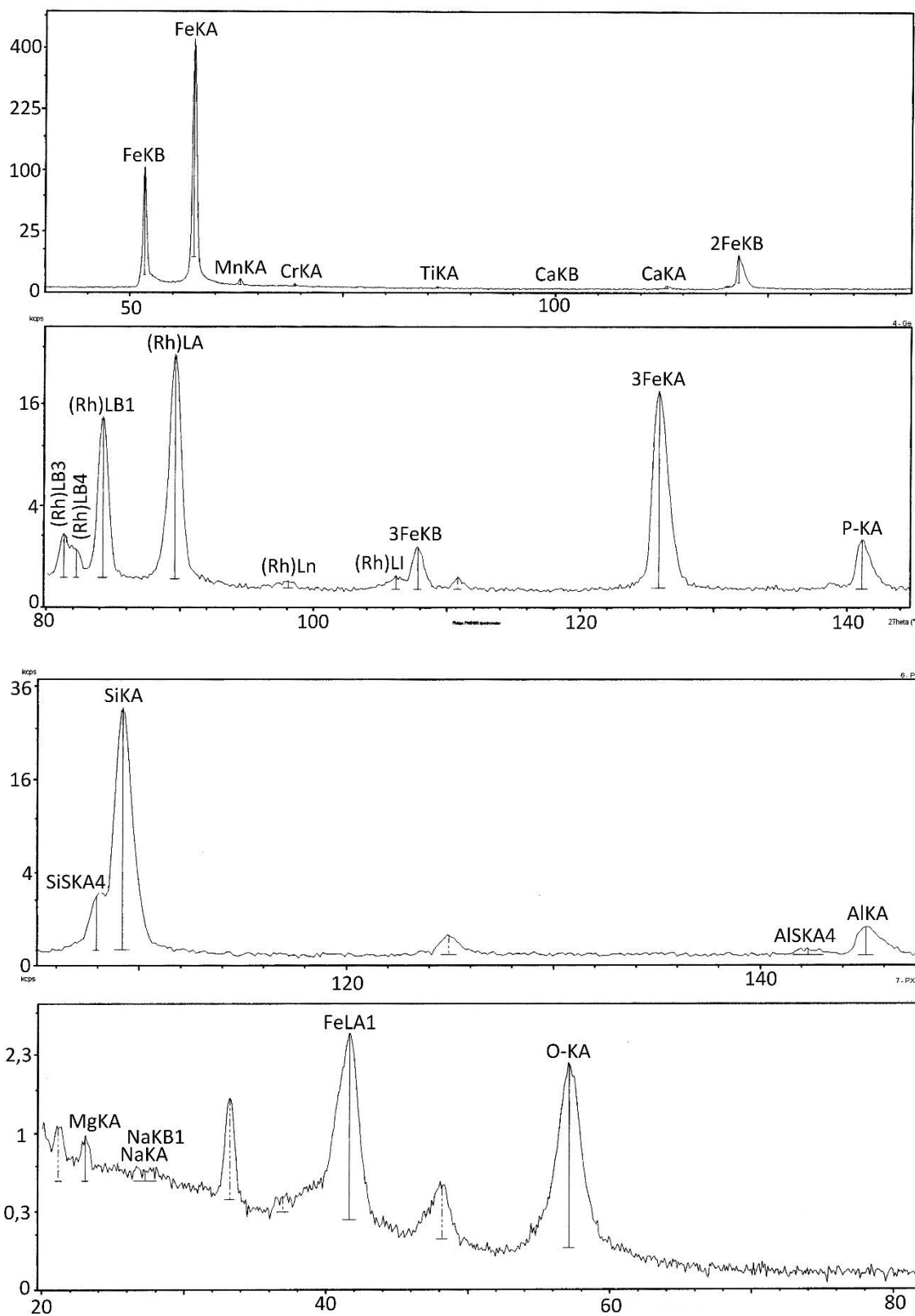
Alimentação minério



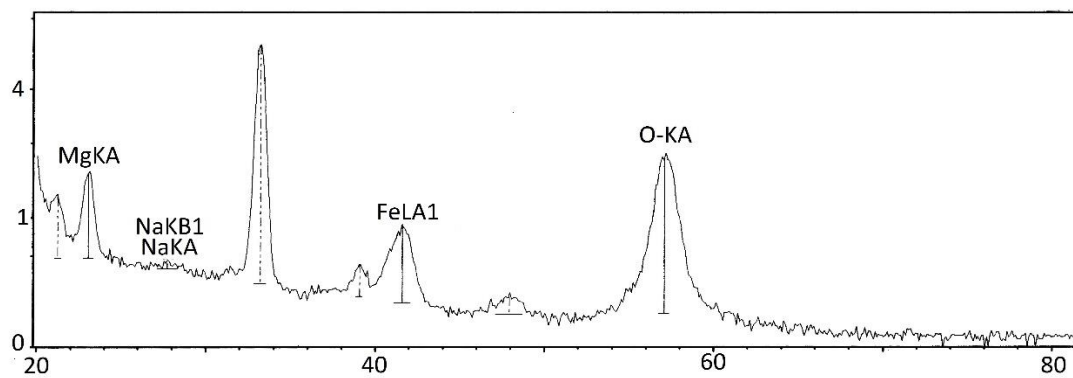
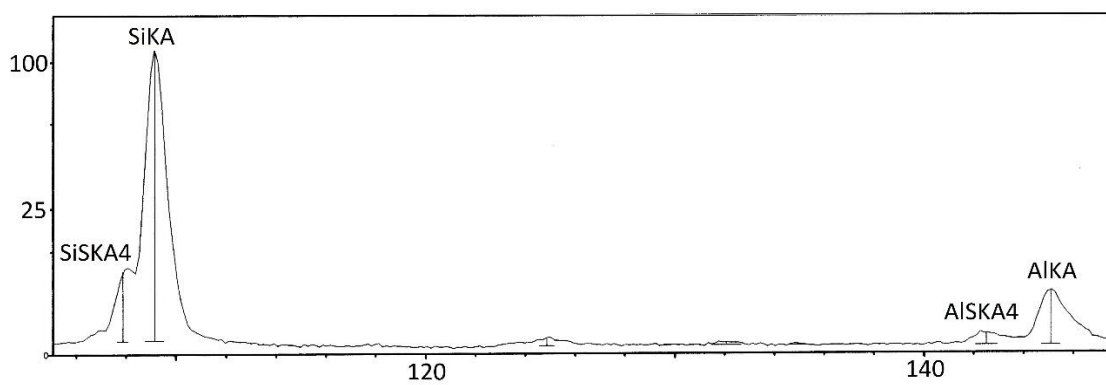
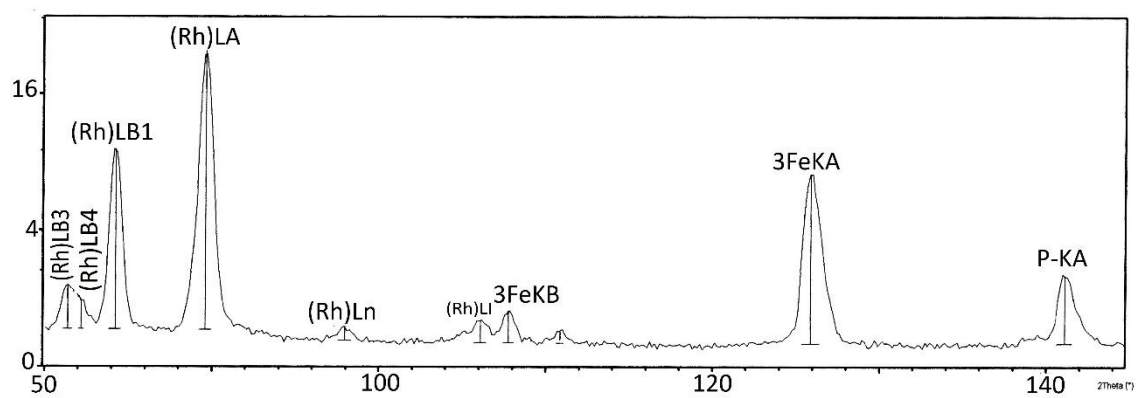
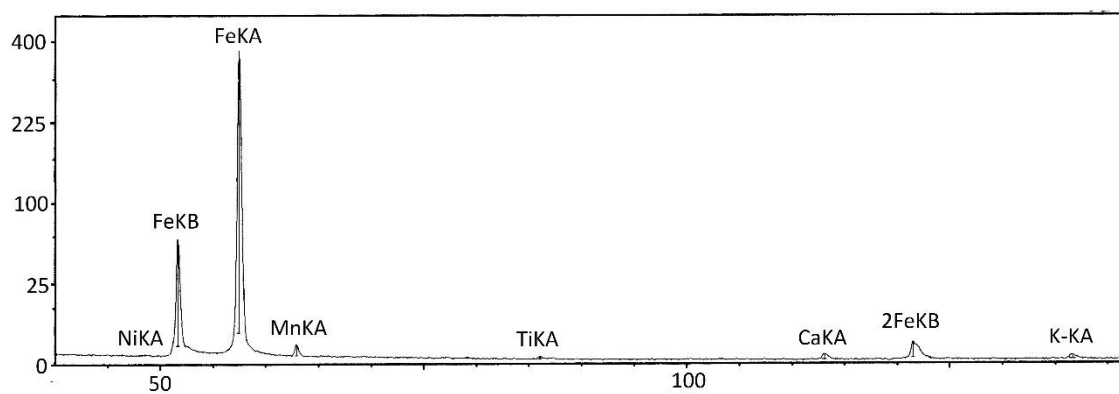
Flotado minério



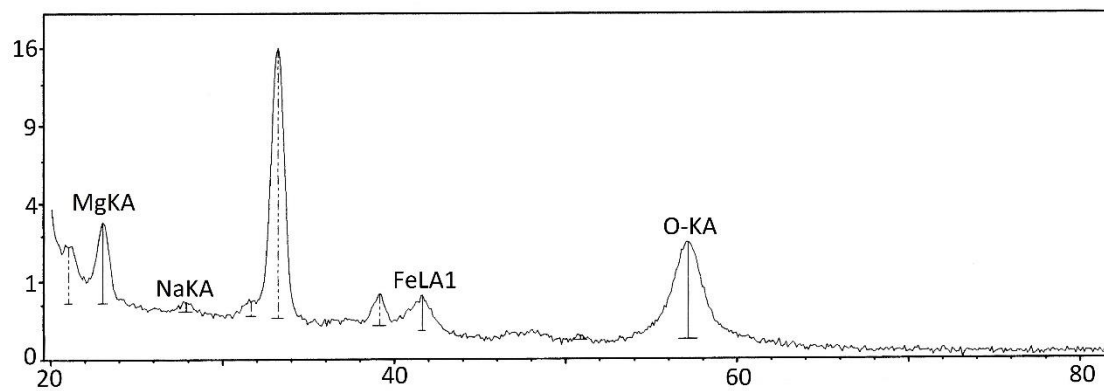
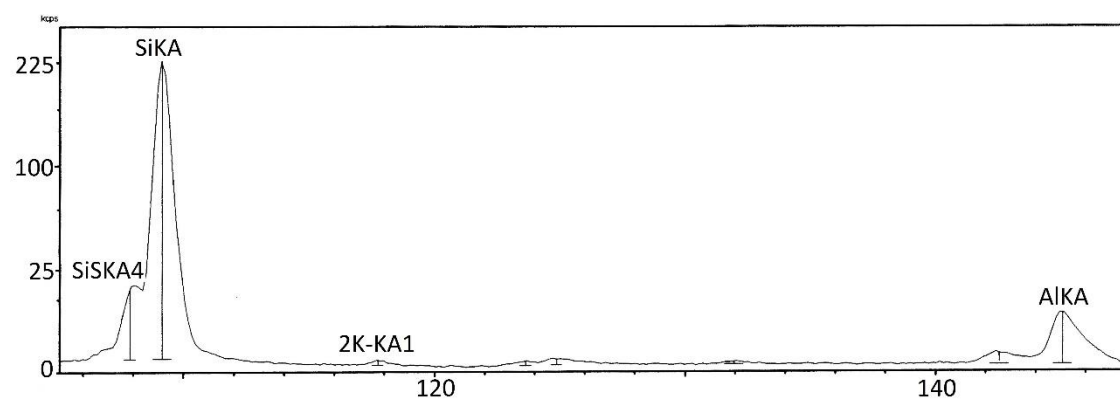
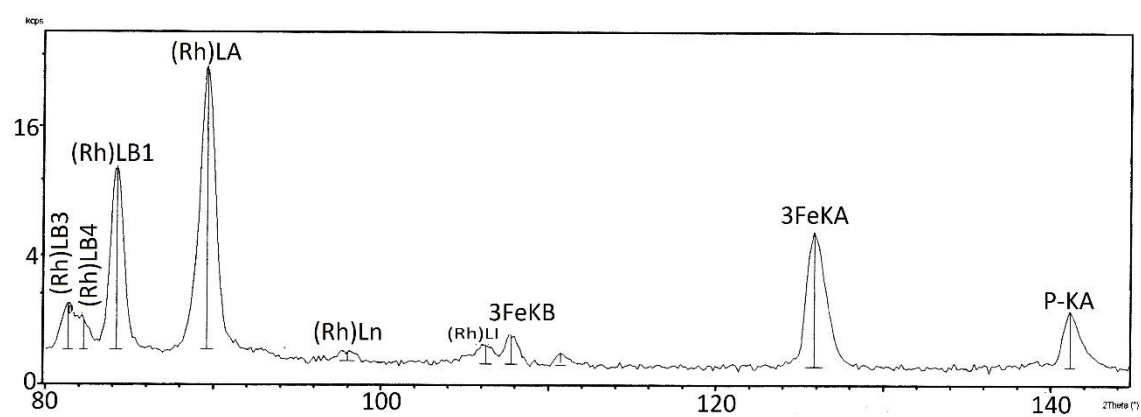
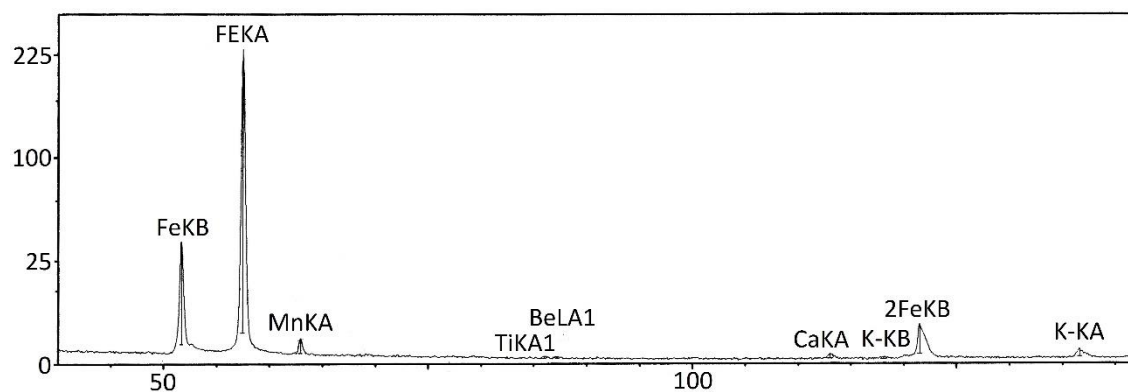
Afundado minério



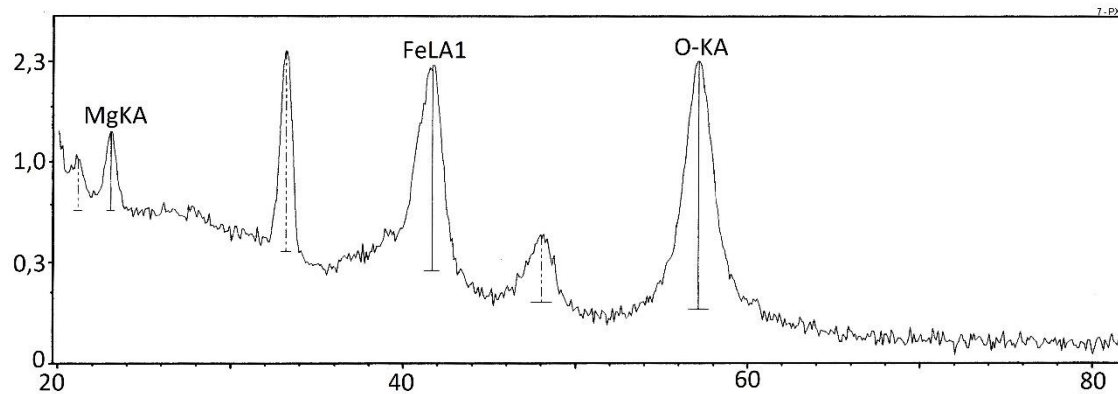
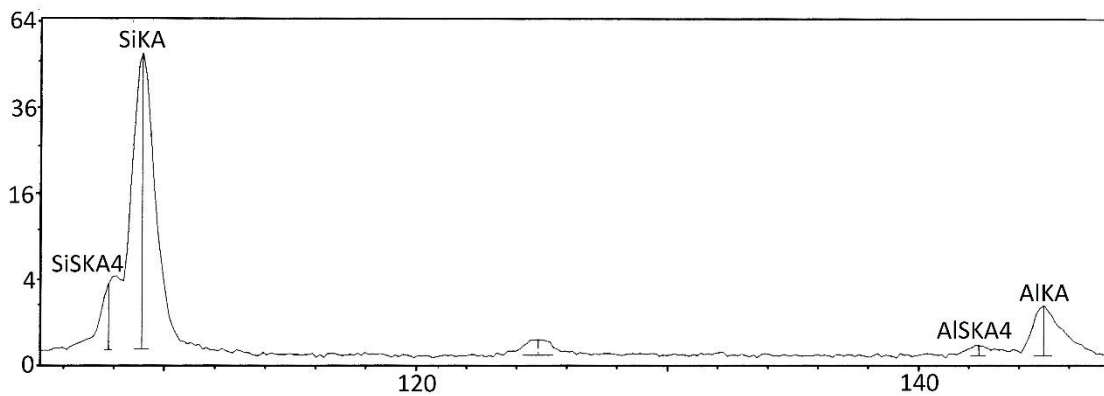
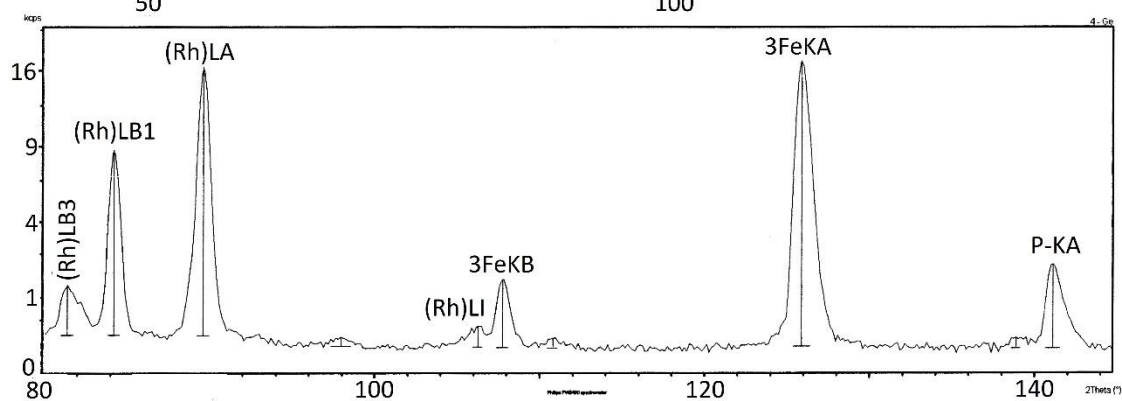
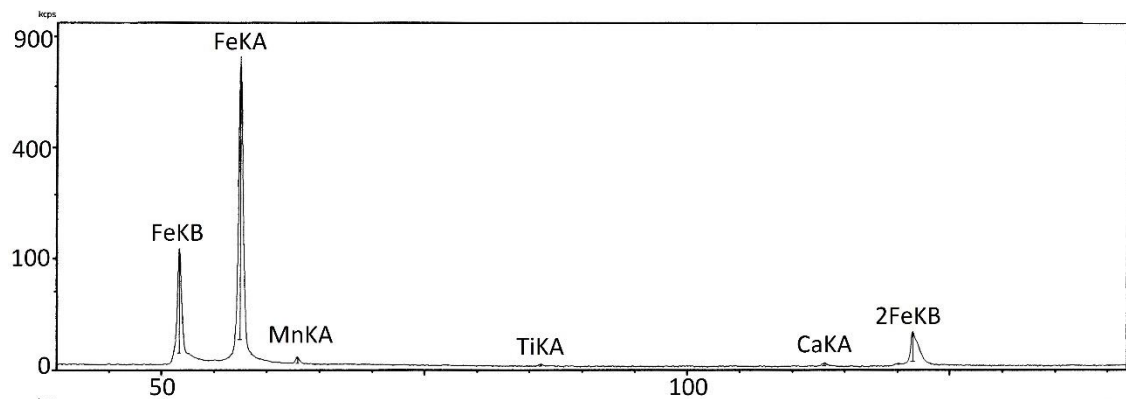
Alimentação Lama



Flotado lama

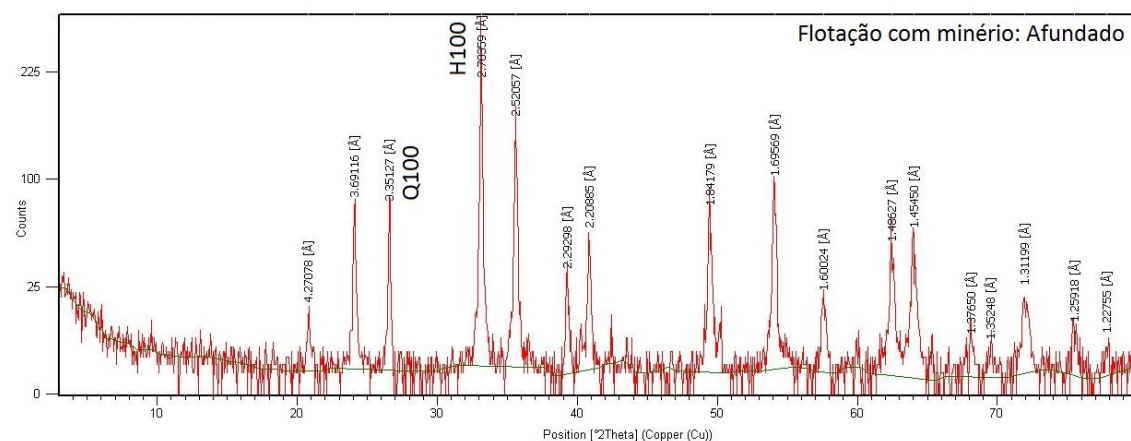
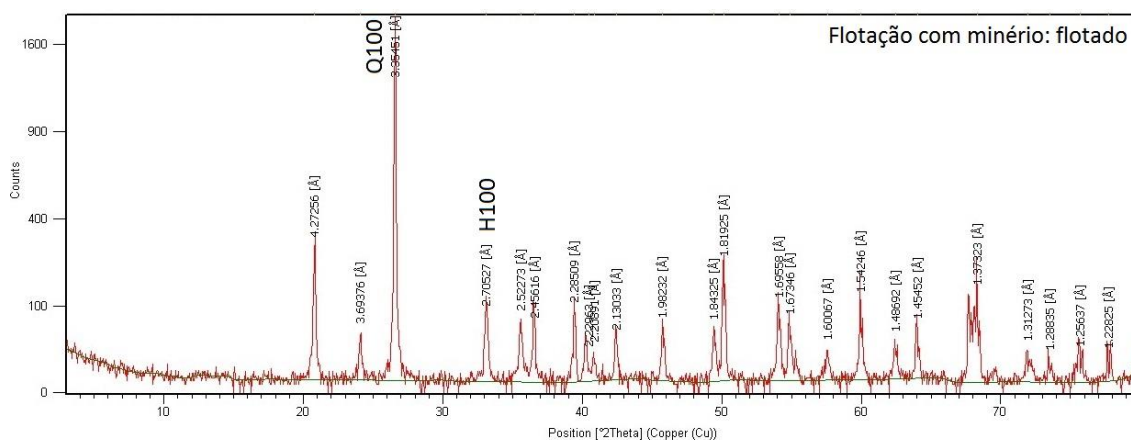
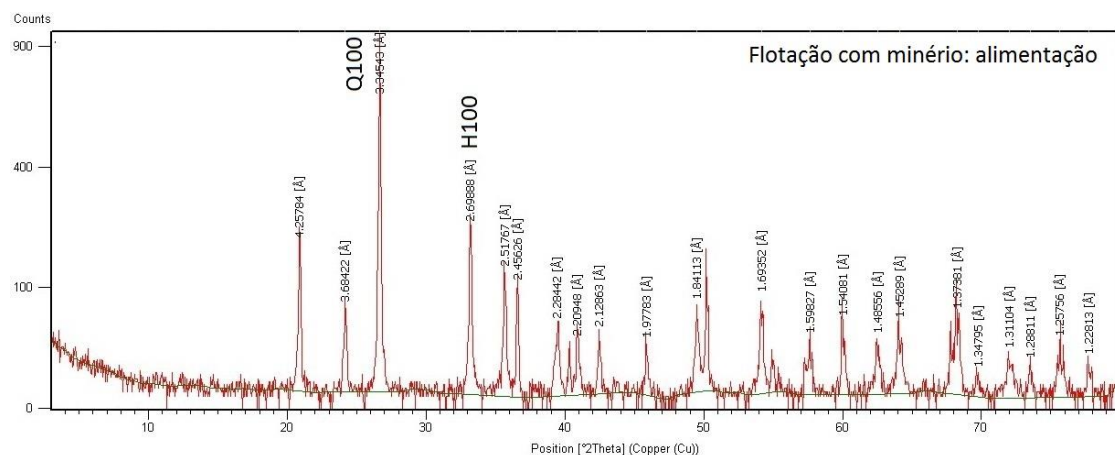


Afundado Lama



9.11 Resultados do difratômetro de raios-X (DRX) para amostras em pó PHILIPS (PANALYTICAL), SISTEMA X'Pert-APD, controlador PW 3710/31, gerador PW 1830/40, goniômetro PW3020/00

Flotação com minério (alimentação, flotado e afundado): Minerais identificados: Hematita (Fe_2O_3): raia de intensidade 100 indicada por H100 e Quartzo (SiO_2): raia de intensidade 100 indicada por Q100.



Flotação com lamaz (alimentação, flotado e afundado): Minerais identificados: Hematita (Fe_2O_3): raia de intensidade 100 indicada por H100, Quartzo (SiO_2): raia de intensidade 100 indicada por Q100, clorita ($\text{Mg}_5\text{Al}_{0,75}\text{Cr}_{0,25}\text{Al}_1\text{Si}_3\text{O}_{10}(\text{OH})_8$): raia de intensidade 100 indicada por CH100 e muscovita ($(\text{K},\text{Na})(\text{Al},\text{Mg},\text{Fe})_2(\text{Si}_{3,1}\text{Al}_{0,9})_{10}(\text{OH})_2$): raia de intensidade 100 indicada por MU100.

