

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

Tese de Doutorado

Avaliação do Processo de Flotação
para Diferentes Frações Granulométricas

Autor: Neymayer Pereira Lima

Orientador: Prof. George Eduardo Sales Valadão

Março/2010

Avaliação do Processo de Flotação Para Diferentes Frações Granulométricas

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

**Área de concentração: Tecnologia Mineral
Orientador: George Eduardo Sales Valadão**

**Belo Horizonte
Escola de Engenharia da UFMG**

Março/2010

DEDICATÓRIA

Aos meus pais e irmãos
À minha esposa Ruth e meus filhos Túlio e Moisés

AGRADECIMENTOS

- Ao Professor Geoge Eduardo Sales Valadão, meu orientador, pela prontidão que sempre atendeu durante todo o trabalho, discussão dos resultados e sugestões de testes que auxiliaram na interpretação dos resultados.
- Ao Professor Antônio Eduardo Clark Peres, pela amizade, incentivo e ajuda na discussão e interpretação dos resultados.
- Ao Professor Laurindo de Salles Leal Filho pelo tempo dispendido no auxílio da interpretação dos resultados.
- A Companhia Vale S.A. pela confiança e permissão para realização deste trabalho.
- Aos amigos Leonardo de Almeida Queiroz e Antônio Delfonso pelo grande incentivo.
- A todos os funcionários do Centro de Pesquisas Tecnológicas do Departamento de Planejamento de Ferrosos da Vale pela dedicação e realização de todos os ensaios realizados neste trabalho.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	16
2. OBJETIVOS E RELEVÂNCIA	18
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	19
3.1. Minério de Ferro	19
3.2. Aspectos Gerais da Flotação	20
3.3. Processo de Hidrofobização de superfícies minerais hidrofílicas	23
3.4. Eficiência e seletividade da flotação	31
3.4.1. Processo de captura de partículas	32
3.4.1.1. Colisão partícula-bolha	34
3.4.1.2. Adesão partícula-Bolha	45
3.4.1.3. Estabilidade do agregado partícula-bolha	57
3.5. Efeito do tamanho de partículas em sistemas de flotação	59
3.5.1. Flotação de partículas finas	73
3.5.2. Flotação de partículas grossas	73
4. MATERIAIS E MÉTODOS	87
4.1. Amostra	87
4.2. Caracterização das amostras e produtos obtidos (concentrados e rejeitos)	90
4.2.1. Análises químicas	90
4.2.2. Análises granulométricas	91
4.2.3. Análises mineralógicas	91
4.2.4. Área superficial específica	91
4.2.5. Determinação da amina residual	91
4.3. Testes de flotação	91
4.3.1. Equipamentos	92
4.3.2. Reagentes	92
4.3.3. Variáveis	93
4.3.4. Procedimento	96
4.3.5. Interpretações dos resultados	97

4.3.5.1. Flotação até exaustão	98
4.3.5.2. Cinéticas de flotação.....	98
5-RESULTADOS E DISCUSSÃO	100
5.1. Caracterização da amostra.....	100
5.1.1. Análises granuloquímicas	100
5.1.2. Análises mineralógicas	103
5.2. Testes de flotação em bancada	104
5.2.1. Resultados de testes de flotação até exaustão com frações granulométricas obtidas por peneiramento em escala de bancada	104
5.2.2. Resultados de testes de flotação até exaustão e cinéticas de flotação com frações granulométricas obtidas por classificação em ciclone piloto	128
5.2.1.1. Simulações matemáticas.....	128
5.2.2.2. Classificação piloto por ciclonagem para obtenção das frações grossa e fina.....	129
5.2.2.3. Testes de flotação até exaustão em bancada.....	131
5.3. Análises comparativas entre os circuitos de flotação de grossos e finos em comparação ao circuito com a fração global	145
6- CONCLUSÕES	148
7- CONTRIBUIÇÕES ORIGINAIS AO CONHECIMENTO	151
8- RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS.....	152
9- SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	153
10- REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	154

LISTA DE FIGURAS

FIGURA 3.1- Curvas de dissociação (esquemáticas) para amina e ácidos graxos (Peres, 2004).....	24
FIGURA 3.2- Representação esquemática da dupla camada elétrica para adsorção de um coletor aniônico (Peres, 2004).....	25
FIGURA 3.3- Posicionamento dos tensoativos na interface de um sistema bifásico (ar-água) e multifásico (ar-água-óleo). Efeito da adição de tensoativos na queda da tensão superficial da água (Neder & Leal, 2005)....	26
FIGURA 3.4- Flotabilidade de minerais de ferro com e sem amido de milho e em diferentes pH's de condicionamento (Leal et al., 2007).....	32
FIGURA 3.5- Representação esquemática da colisão de uma partícula com uma bolha de gás (Schulze, 1989).....	36
FIGURA 3.6- Esboço da definição para a eficiência de coleta para uma bolha que move em relação ao líquido (Sutherland, 1949).....	38
FIGURA 3.7-Eficiência de colisão calculada usando o modelo descrito pela equação 3.24, como uma função do tamanho de partícula para vários tamanhos de bolha (Hewitt et al., 1994).....	45
FIGURA 3.8- Eficiências de colisão experimental e calculada usando modelo geral de colisão de Sutherland (1948), conforme trabalhos de Dai et al.(1999).....	46
FIGURA 3.9- Sistema de coordenada polar usado na determinação do ângulo crítico de incidência e da probabilidade de adesão (Yoon et al., 1989)	48
FIGURA 3.10- Eficiências de adesão experimentais e calculadas em função dos diâmetros de partículas e bolhas, ângulos de contato e concentrações de KCL: (a) 0 mol/ dm³ de KCl, (b) 0,01 mol/ dm³ de KCL e (c) 0,1 mol/dm³ de KCL. Símbolos: valores experimentais. Linhas: valores calculados. Daí et al. (1999).....	53

FIGURA 3.11- Eficiências de adesão experimentais e calculadas em função dos diâmetros de partículas e bolhas e ângulos de contato/concentrações de KCL. Símbolos: valores experimentais. Linhas: valores calculados. Daí et al. (1999).....	54
FIGURA 3.12- Parâmetros A e B em função do ângulo de contato. Dai et al. 1999).....	56
FIGURA 3.13- Tempos de deslizamento medidos e previstos por modelos matemáticos em função do ângulo polar da partícula em relação à bolha (Nguyen & Evans, 2004).....	57
FIGURA 3.14- Interação tripla: flotabilidade, hidrofobicidade e tamanho de partícula. Trahar (1981).....	68
FIGURA 3.15- Efeito da distribuição estagiada de coletor na recuperação de partículas minerais. Bazin et al. (2000).....	69
FIGURA 3.16- Flotabilidade x tamanho de cristais de minerais de ferro (Lima et al. 2007).....	72
FIGURA 3.17- Teor de Fe no rejeito x % de partículas +0,075mm na alimentação da flotação (Resultados de testes de flotação em escala piloto).	73
FIGURA 3.18- Desenho esquemático do processo de separação por espuma (Leppinen et al., 2003).....	75
FIGURA 4.1-Fluxograma de preparação das amostras.....	88
FIGURA 4.2- Fluxograma dos testes piloto para preparação da amostra para os testes de flotação.....	90
FIGURA 4.3- Célula de flotação em bancada utilizada nos ensaios.....	93
FIGURA 4.4- Fluxograma do circuito de flotação usado para realização das cinéticas.....	100
FIGURA 5.1- Distribuição granulométrica (% passante acumulado) da amostra de itabirito.....	101
FIGURA 5.2- Distribuição de Fe e SiO₂ por fração granulométrica.....	102
FIGURA 5.3- Distribuição de Fe e SiO₂ nas frações +0,045mm, -0,045mm e global.....	102

FIGURA 5.4- Análise granulométrica da fração grossa (+0,045mm).....	103
FIGURA 5.5- Teores de Fe e SiO₂ das frações após peneiramento.....	104
FIGURA 5.6- Efeito das variáveis sobre e recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado para a fração -0,150mm.....	109
FIGURA 5.7- Efeito das variáveis sobre e recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado para a fração +0,045mm.....	109
FIGURA 5.8- Efeito das variáveis sobre e recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado para a fração -0,045mm.....	110
FIGURA 5.9- Efeito do aumento da dosagem de amina.....	111
FIGURA 5.10- Efeito do aumento da dosagem de amido.....	112
FIGURA 5.11- Efeito do aumento do pH.....	113
FIGURA 5.12- Efeito do aumento da rotação durante condicionamento.....	114
FIGURA 5.13- Recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado da fração +0,045mm para diferentes misturas de amina e espumante e diferentes dosagens.....	121
FIGURA 5.14- Distribuições de SiO₂ no rejeito e Fe no concentrado.....	124
FIGURA 5.15- Efeito das variáveis sobre e recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado para a fração -0,150mm composta.....	126
FIGURA 5.16- Recuperação metálica comparativa entre as frações -0,150mm natural e -0,150mm composta.....	126
FIGURA 5.17- Teor de SiO₂ comparativo entre as frações -0,150mm natural e -0,150mm composta.....	127
FIGURA 5.18- Estudo estatístico comparativo para teor de SiO₂ no concentrado entre as frações -0,150mm global natural e -0,150mm global composta.....	129
FIGURA 5.19- Distribuição granulométrica dos produtos obtidos na ciclonagem piloto.....	133
FIGURA 5.20- Recuperação metálica, teor de SiO₂ no concentrado, teor de Fe no rejeito e seletividade de Gaudin comparativos entre as frações -0,150mm natural e -0,150mm composta.....	138

FIGURA 5.21- Dosagem de amina, porcentagem de sólidos em peso e tempo de flotação comparativos entre as frações -0,150mm natural e -0,150mm composta.....	139
FIGURA 5.22- Distribuição de SiO₂ no rejeito <i>rougher/cleaner</i>.....	146
FIGURA 5.23- Distribuição de Fe no rejeito <i>rougher/cleaner</i>.....	146
FIGURA 5.24- Teor de SiO₂ no concentrado <i>rougher/cleaner</i>.....	147
FIGURA 5.25- Teor de Fe no rejeito <i>scavenger</i>.....	147
FIGURA 5.26- Circuitos de flotação de partículas grossas e finas em separado.....	151
FIGURA 9.1- Fluxograma de circuito misto de flotação de partículas grossas e finas em separado e concentração magnética na etapa <i>scavenger</i> para a fração fina como sugestão para trabalhos futuros.....	159

LISTA DE TABELAS

TABELA 3.1- Concentração micelar crítica de alguns derivados de aminas (Robbins, 1977).....	27
TABELA 3.2- Valores de A e n para condições de fluxo de Stokes, potencial e intermediário.....	41
TABELA 3.3- Valores de a e b em função do número de Reynolds da bolha (Schulze, 1989).....	43
TABELA 3.4- Comparação entre valores teóricos e experimentais para R_{pmax}	64
TABELA 3.5- Cálculo dos tamanhos máximos de partículas flotáveis (mm) pelo “SIF” (Leppinen et al., 2003).....	78
TABELA 3.6- Análise granuloquímica da alimentação dos testes exploratórios do processo “SIF” (Lima, 2008).....	79
TABELA 3.7. Resumo dos resultados exploratórios do processo “SIF” (Lima, 2008).....	79
TABELA 3.8- Análise granuloquímica da 1ª avaliação industrial.....	80
TABELA 3.9- Análise granuloquímica da 2ª avaliação industrial.....	80
TABELA 3.10- Resultados das avaliações industriais do circuito de flotação mecânica.....	81
TABELA 4.1- Projeto de experimentos para os ensaios de flotação com as frações granulométricas -0,150mm global 0,150+0,045mm (bancada) e -0,045mm (bancada).....	96
TABELA 5.1- Distribuição granuloquímica da amostra deslamada.....	101
TABELA 5.2- Análise mineralógica da amostra deslamada.....	105
TABELA 5.3- Resultados globais dos testes de flotação até exaustão da fração -0,150mm global.....	106
TABELA 5.4- Resultados globais dos testes de flotação até exaustão da fração +0,045mm.....	107

TABELA 5.5- Resultados globais dos testes de flotação até exaustão da fração -0,045mm.....	108
TABELA 5.6- Efeito da dosagem de amido para a fração grossa (+0,045mm).....	116
TABELA 5.7- Concentrações de amina no início da flotação e residual detectados na fase líquida dos rejeitos e área superficial específica das frações granulométricas.....	119
TABELA 5.8-Dosagens de amina adsorvidas, blaine e consumo de amina por área superficial específica.....	120
TABELA 5.9- Efeito da mistura amina e espumante na flotação da fração +0,045mm.....	120
TABELA 5.10- Variáveis estatisticamente significativas para teor de SiO₂ no concentrado.....	122
TABELA 5.11- Variáveis estatisticamente significativas para recuperação metálica.....	122
TABELA 5.12- Variáveis estatisticamente significativas para teor de Fe no rejeito.....	122
TABELA 5.13- Variáveis estatisticamente significativas para seletividade de Gaudin.....	122
TABELA 5.14- Resultados globais dos testes de flotação até exaustão da fração -0,150mm composta.....	125
TABELA 5.15- Análises comparativas entre as frações natural e composta.....	128
TABELA 5.16- Resultado de simulação de ciclonagem para classificação da fração -0,150mm global.....	130
TABELA 5.17- Características dos produtos obtidos na ciclonagem piloto.	132
TABELA 5.18- Resultados dos testes de flotação até exaustão da fração -0,150mm global natural.....	134

TABELA 5.19- Resultados dos testes de flotação até exaustão da fração grossa.....	135
TABELA 5.20- Resultados dos testes de flotação até exaustão da fração fina.....	135
TABELA 5.21- Resultados dos testes de flotação até exaustão da - 0,150mm global composta.....	138
TABELA 5.22- Resultados da cinética de flotação <i>rougher/cleaner</i> da fração -0,150mm global natural.....	140
TABELA 5.23- Resultados da cinética de flotação <i>scavenger</i> da fração - 0,150mm global.....	141
TABELA 5.24- Resultados da cinética de flotação <i>rougher/cleaner</i> da fração grossa.....	142
TABELA 5.25- Resultados da cinética de flotação <i>scavenger</i> da fração grossa.....	143
TABELA 5.26- Resultados da cinética de flotação <i>rougher/cleaner</i> da fração fina.....	144
TABELA 5.27- Resultados da cinética de flotação <i>scavenger</i> da fração fina.....	145
TABELA 5.28- Resultados globais da cinética de flotação da fração grossa	149
TABELA 5.29 Resultados globais da cinética de flotação da fração fina.....	149
TABELA 5.30 Resultados globais da cinética de flotação da fração - 0,150mm global natural.....	149
TABELA 5.31 Resultados globais da cinética de flotação da fração - 0,150mm global composta.....	149
TABELA 5.32- Avaliação econômica comparativa entre os circuitos de flotação.....	152

RESUMO

Diferentes tamanhos de partículas são encontrados nos atuais processos industriais de concentração por flotação de quartzo na indústria de minério de ferro. A prática industrial e os resultados de investigações mostram dificuldades de aumento de recuperação de partículas finas (-0,045mm) de minerais de ferro, com conseqüente aumento dos teores de ferro nos rejeitos de flotação. Neste trabalho foram avaliados os comportamentos de partículas grossas e finas de um minério itabirítico com baixo teor de ferro separadamente no processo de flotação através de ensaios em escala de bancada com célula mecânica. Inicialmente, a fração -0,150mm deslamada da amostra de itabirito foi classificada por peneiramento em escala de bancada para a obtenção das frações +0,045mm e -0,045mm para realização de testes em escala de flotação avaliando-se os efeitos das dosagens de amina, amido, do pH e da rotação durante condicionamento destas frações em relação a fração -0,150mm global. Estes testes foram realizados conforme projeto de experimentos em dois níveis e quatro variáveis, totalizando 16 ensaios para cada fração, e interpretados através de análise de sensibilidade para cada resposta de flotação às variáveis analisadas. A segunda etapa dos trabalhos foi realizada com as frações granulométricas obtidas por ciclonagem piloto a partir da fração -0,150mm global deslamada: frações grossa (55% +0,045mm) e fina (85% -0,045mm), tendo sido analisados o efeito da dosagem de amina, porcentagem de sólidos e tempo de residência nas etapas de limpeza (*rougher* e *cleaner*) e recuperação (*scavenger*). Os resultados obtidos mostraram que as frações +0,045mm e -0,045mm apresentam diferentes comportamentos quando flotadas em separado, onde a fração +0,045mm apresentou elevada sensibilidade às variações de dosagens de reagentes, de pH e de rotação durante o condicionamento. Além disto, a flotação em separado destas frações indicou a possibilidade de aumento de 3% de recuperação metálica, principalmente devido à obtenção de rejeitos com baixos teores de Fe nos testes de flotação com a fração grossa. A flotação em separado das frações grossa e fina indicou a necessidade de maiores dosagens de amina e maiores tempos de residência nos reatores de flotação em relação à flotação em conjunto destas frações.

ABSTRACT

Different sizes of particles are found on the flotation processes for the iron ore industry nowadays. Industrial practice and the results of investigations have shown the hardness to recovery small particles of iron ore minerals, below 0,045mm, resulting in high iron contents on the flotation waste. The behavior of coarse and fine particles (separately) of an itabiritic ore with low iron degree were investigated during this work through bench scale tests in mechanical cell flotation. At first, the global fraction -0,150mm, after deslimed, was classified through bench scale sieving aiming the obtention of the fractions +0,045mm and -0,045mm. These two fractions and the -0,150mm global were submitted to the first flotation tests to evaluate the effect of amine and starch dosages, pH and rotation during conditioning values. These tests were carried out using design and analysis of experiments methodology with two levels and four variables, summing 16 tests for each size fraction. The second stage of this work was realized with coarse (55% +0,045mm) and fine (85% - 0,045mm) particles obtained by pilot scale cyclone of the -0,150mm global, aiming the investigation of amine dosage, pulp percent of solids and residence time during rougher, cleaner and scavenger stages. The results showed different behaviors for coarse and fine particles on the flotation process, where the coarse particles showed high sensibility to the variations of reagents dosages, pH value and rotation during conditioning. In addition, the separate flotation indicated the possibility to increase metallurgical recovery close to 3%, mainly do the low iron degree on the waste of the coarse particle's flotation. The separate flotation showed higher amine dosages and bigger residence times compared to the flotation of fine and coarse together.

1. INTRODUÇÃO

A flotação é um dos principais processos de concentração, sendo empregado para uma ampla classe de minerais dentro de uma mesma faixa granulométrica. Estudos anteriores mostram que a flotação pode ser empregada com sucesso para faixas granulométricas entre 10 e 300 μ m. Fora destes limites granulométricos a seletividade do processo de flotação torna-se muito baixa, sendo as condições hidrodinâmicas do sistema incapazes de manter o nível de flotabilidade ideal das partículas.

Diferentes tamanhos de partículas são encontrados nos atuais sistemas de flotação, podendo muitas vezes reduzir a seletividade do processo, devido às diferenças de comportamento das várias classes de tamanhos, tais como área superficial específica, hidrofobicidade e massa, e consumo de reagentes.

O efeito do tamanho de partículas no processo de flotação tem sido tema de vários estudos e a principal conclusão é que o tamanho de partículas presentes nos sistemas de flotação torna-se uma importante variável nas respostas deste processo.

Apesar de complexo, o processo de flotação pode ser resumido através da ocorrência de três eventos.

- Colisão: após entrar em um reator de flotação, as partículas minerais devem colidir com as bolhas de ar, permanecendo em contato por frações de segundo. Este evento é controlado pelas condições hidrodinâmicas do meio.
- Adesão: durante o tempo de contato, as partículas deverão aderir às bolhas de ar, formando agregados estáveis, sendo este evento controlado por parâmetros físico-químicos, tais como, grau de hidrofobicidade, ângulo de contato e tempo de indução. Para que haja adesão, o tempo de deslizamento das partículas ao longo da bolha de ar deve ser superior ao tempo de indução.
- Estabilização: depois de formado, o agregado partícula-bolha de ar deverá ser estável o suficiente para suportar todas as forças presentes no sistema (gravidade e inércia, por exemplo) até a coleta da espuma.

Assim, a flotação de uma determinada partícula pode ser visualizada como a probabilidade de ocorrência destes três eventos:

$$P_f = P_c \cdot P_a \cdot P_s$$

Sendo

P_f a probabilidade de flotação,

P_c a probabilidade de colisão partícula-bolha,

P_a a probabilidade de adesão

P_s a probabilidade de formação de um agregado estável.

Estudos realizados (Vieira, 2005) mostram que as dificuldades de recuperação de partículas finas devem-se à menor probabilidade de colisão destes com as bolhas de ar, enquanto a menor estabilidade do agregado partícula-bolha se justifica pelas dificuldades de flotação de partículas grossas, devido ao seu peso e a cobertura insuficiente de coletor.

A flotação reversa de quartzo na indústria de minério de ferro é realizada mediante adição de amina como reagente coletor e amido como reagente depressor. Conforme trabalho realizado por Brandão (2005), a explicação para a seletividade observada na indústria e no laboratório não está nos aspectos qualitativos da adsorção dos reagentes coletores (sal de amônio primário) e depressores (amido), mas nos aspectos quantitativos. Assim, o amido adsorve-se extensivamente na hematita e em menor intensidade no quartzo; na etapa seguinte, o coletor catiônico alquileteramina só consegue adsorver-se em pouca quantidade na hematita, mas logra uma adsorção muito acentuada no quartzo. Desta forma, após o condicionamento sequencial com esses dois reagentes, a hematita continua hidrofílica e o quartzo, ao contrário, muda seu caráter hidrofílico para predominantemente hidrofóbico.

Assim, dentro deste contexto, este trabalho estudou o comportamento de frações granulométricas compostas por partículas grossas e finas separadamente no processo de flotação em relação a fração -0,150mm global de um minério de ferro itabirítico de baixo teor através de testes em escala de bancada por célula mecânica.

2. OBJETIVOS E RELEVÂNCIA

Este trabalho avaliou o comportamento de diferentes frações granulométricas no processo de flotação reversa de quartzo, bem como a possibilidade de separação de frações com diferentes comportamentos previamente ao processo de flotação, visando aumento da recuperação metálica e seletividade na flotação. Para tanto, foram avaliados os comportamentos da flotação em separado de partículas com diferentes percentuais de partículas grossa e partículas finas, sob diferentes condições de dosagens de reagentes, valores de pH, de rotação durante condicionamento, porcentagem de sólidos e tempos de residência nas etapas *rougher*, *cleaner* e *scavenger*.

A indústria de minério de ferro passa por uma fase marcada pelos seguintes aspectos: aumento da demanda por produtos de minérios de ferro; esgotamento das reservas de elevados teores de ferro e a entrada em operação de reservas com minérios itabiríticos com baixos teores de ferro; aumento da competitividade com pressão para redução de custos; aumento da pressão dos órgãos ambientais para licenciamento de novos depósitos de rejeitos e estéril.

Os atuais circuitos de flotação reversa de quartzo são alimentados com ampla faixa granulométrica (-0,150+0,010mm), o que muitas vezes leva a perdas de seletividade e recuperação metálica devido às diferenças de comportamentos das diferentes frações granulométricas no processo de flotação.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Minério de Ferro

O ferro é um dos elementos de maior importância e de maior utilização na civilização humana, sendo empregado desde a mais remota antiguidade, garantindo e mantendo a sobrevivência do homem. Depois do alumínio é o metal de maior abundância, representando cerca de 5% da litosfera, ocorrendo na forma de óxidos, hidróxidos, carbonatos, sulfetos e em associação com outros minerais. Os principais minerais portadores de ferro são: a hematita (Fe_2O_3), a magnetita (Fe_3O_4), a goethita ($\text{FeO}\cdot\text{OH}$), a siderita (FeCO_3) e a chamosita ($3\text{FeO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot 3\text{H}_2\text{O}$).

O maior e mais importante consumidor de ferro é a indústria siderúrgica (99%), onde é utilizado como principal matéria prima nos processos de obtenção de ferro primário (alto-forno e redução direta). O ferro é empregado também (1%) como carga na indústria de ferro-liga, cimento e eventualmente na construção de estradas. O elevado teor de ferro dispensa em alguns casos, os processos de concentração, podendo o minério ser utilizado diretamente nos processos de redução apenas com a adequação granulométrica. Os procedimentos físicos para a preparação mecânica têm por finalidade a obtenção de minérios de composição e dimensões uniformes e adequação à boa operação nos reatores de redução (Quaresma, 1987).

A economicidade do aproveitamento dos minérios está também intrinsecamente ligada às condições geológicas e metalogênicas das jazidas. A mineralogia do minério, os teores de ferro, a estrutura e a textura das rochas que contém o mineral-minério, a paragênese e toda uma série de parâmetros geológicos influem para que os empreendimentos minerários possam se tornar uma realidade econômica (Quaresma, 1987).

Existem dois procedimentos para a produção do aço, o primeiro, nas usinas siderúrgicas integradas, cujas matérias primas são os produtos obtidos a partir do minério de ferro e o

segundo, nas usinas semi-integradas que tem como matéria-prima a sucata ferrosa (Quaresma, 1987).

As reservas mundiais de minério de ferro (medidas e indicadas) são da ordem de 340 bilhões de toneladas, assim divididas: Ucrânia (20%), Rússia (16,5%), China (13,5%), Austrália (13,2%) e Brasil (9,8%). As reservas brasileiras apresentam teor de ferro médio de 56,1% e estão localizadas na sua quase totalidade nos Estados de Minas Gerais (63,1%), Pará (18%) e Mato Grosso do Sul (17,2%). A produção mundial de minério de ferro em 2007 foi de cerca de 1,9 bilhão de toneladas, tendo o Brasil representado 18% desta produção, sendo Minas Gerais (72%) e Pará (26%) os principais estados produtores (Jesus, 2007).

3.2. Aspectos Gerais da Flotação

A elevada demanda por produtos do beneficiamento de minérios de ferro, a exaustão de minérios de altos teores, a necessidade de aproveitamento de minérios de baixos teores têm mostrado a necessidade da otimização de processo e desenvolvimento de novas técnicas e equipamentos para a concentração. Aliada a estes fatos tem-se também a necessidade de redução de custos com reagentes químicos, água, energia elétrica e menor geração de rejeitos.

Alguns autores (Oliveira & Aquino, 1992; Li et al., 1993; Bravo et al., 2005; Vieira; 2005) avaliaram o efeito do tamanho de partículas no processo de flotação. Porém, na prática industrial de minérios de ferro a flotação não é realizada para diferentes frações granulométricas, havendo em alguns casos, como na concentração de minérios itabiríticos e fosfáticos, uma operação de classificação para limitação do *top size* entre 150 e 300 μm . e a deslamagem para a remoção das partículas com granulometria inferior a 10 μm .

Várias técnicas podem ser aplicadas para a concentração de partículas minerais, podendo ser citadas:

Concentração Gravítica;
Concentração Magnética;
Concentração Eletrostática;
Concentração por Flotação.

A flotação é um processo empregado industrialmente há mais de 100 anos para a concentração de diferentes classes de minerais (óxidos, sulfetos, carvão, ouro, diamante, platina, sais, entre outros), sendo o método mais seletivo para a concentração de partículas na faixa de 10 a 250 μ m (Hall,1996) e utilizado para misturas heterogêneas de partículas suspensas em polpa.

A seletividade do processo de flotação se baseia na diferença de hidrofobicidade das diferentes espécies minerais (Araujo et al., 2005). O conceito de hidrofobicidade está associado à molhabilidade de uma superfície pela água. As superfícies com alto grau de hidrofobicidade têm pouca afinidade com a água sendo chamadas hidrofóbicas. Por outro lado, aquelas com grande afinidade pela água são hidrofílicas. As substâncias hidrofílicas são classificadas quimicamente como polares e aquelas hidrofóbicas como apolares. Na natureza poucos minerais são naturalmente hidrofóbicos, alguns exemplos podem ser citados: grafita, molibdenita, talco, pirofilita, alguns carvões, e ouro nativo livre de prata.

Minerais com forte ligação covalente ou iônica são conhecidos como polares (Wills, 1997), exibindo elevados valores de energia livre de superfície, reagindo fortemente com moléculas de água.

O grupo de minerais polares pode ser dividido em várias classes, dependendo da magnitude da polaridade (Wrobel, 1970). Em geral, o grau de polaridade aumenta na seguinte ordem de minerais: sulfetos < sulfatos < carbonatos < halitas < fosfatos < óxidos/hidróxidos < silicatos (Wills, 1997). Assim sendo, num sistema de flotação de minérios itabiríticos o quartzo apresenta maior grau de hidrofílicidade (e menor grau de hidrofobicidade) que a hematita.

Uma das importantes características do processo de flotação é a possibilidade de tornar hidrofóbica a superfície hidrofílica da maioria das espécies minerais. Este processo ocorre através da utilização de reagentes surfatantes que adsorvem-se na superfície destes minerais. A adsorção pode ser entendida como o processo de concentração em uma interface, geralmente sólido/líquido. Surfatantes são espécies com grande atividade nas interfaces que apresentam um caráter anfipático do tipo R-Z. O grupo polar Z consiste de um agregado de dois ou mais átomos ligados de forma covalente, possuindo um momento de dipolo permanente, e representa a porção hidrofílica do surfatante. O grupo não polar R é desprovido de dipolo permanente, constitui a porção hidrofóbica da espécie, pode ser de cadeia linear, ramificada ou cíclica, e apresenta tanto ligações saturadas quanto insaturadas. Os surfatantes podem apresentar mais de um radical.

Após a adsorção dos reagentes nas interfaces envolvidas ocorre a fixação seletiva de partículas à bolha de ar e subsequente transporte do agregado partícula-bolha da polpa até a espuma (Laskowski, 1974). Assim, a flotação é um processo que depende das características químicas da polpa, grau de hidrofobicidade das partículas, hidrodinâmica do sistema e dispersão do gás (Flint, 1973). Segundo Li et al (1993), os princípios básicos da flotação podem ser divididos em:

1- química de superfície:

- a. interações;
- b. energia;
- c. adsorção em interfaces;
- d. molhabilidade natural de minerais;
- e. hidrofobização das superfícies minerais através dos reagentes surfatantes.

2- hidrodinâmica:

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

O tamanho da partícula é de considerável importância no processo hidrodinâmico (Vieira, 2005). Atualmente na indústria de minério de ferro, toda fração passante em 0,300 é submetida à flotação após a etapa de deslamagem. Estas partículas, grossas e finas, flotadas em conjunto podem apresentar diferentes comportamentos, tais como grau de hidrofobicidade, colisão e adesão com as bolhas de ar, o que pode afetar negativamente a seletividade do processo de flotação.

3.3. Processo de Hidrofobização de superfícies minerais hidrofílicas

Os reagentes coletores empregados para hidrofobização de superfícies de oxi-minerais são classificados como coletores ionizáveis não tios, tendo como principais características:

- 1- propensão à hidrólise ou dissociação, governada pelo pH da solução, afetando fortemente a atividade superficial através da predominância da espécie iônica ou da molecular. Como regra geral simplificada a forma iônica atua como coletor e a molecular como espumante, conforme as curvas de dissociação para amina e ácidos graxos mostradas na Figura 3.1;
- 2- diminuição da tensão interfacial na interface ar/solução, quando presentes em solução diluída;
- 3- tendência a formar micelas, no caso de homólogos de cadeia longa.

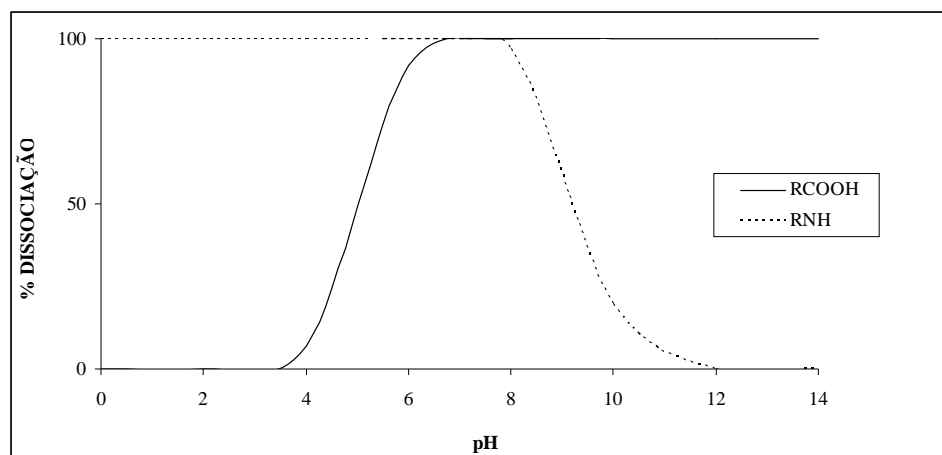


FIGURA 3.1- Curvas de dissociação (esquemáticas) para amina e ácidos graxos (Peres, 2004).

A adsorção de coletores ionizáveis não tio pode ocorrer através de dois mecanismos distintos:

- 1- atração eletrostática inicial entre a cabeça polar ionizada do coletor e a superfície mineral com carga oposta, seguida da formação de hemimicelas por ligações de van der Waals entre os radicais do coletor, conforme ilustrado na Figura 3.2.
- 2- Adsorção química do coletor, independentemente de atração ou repulsão eletrostática, seguida pela imobilização por forças de van der Waals entre os radicais.

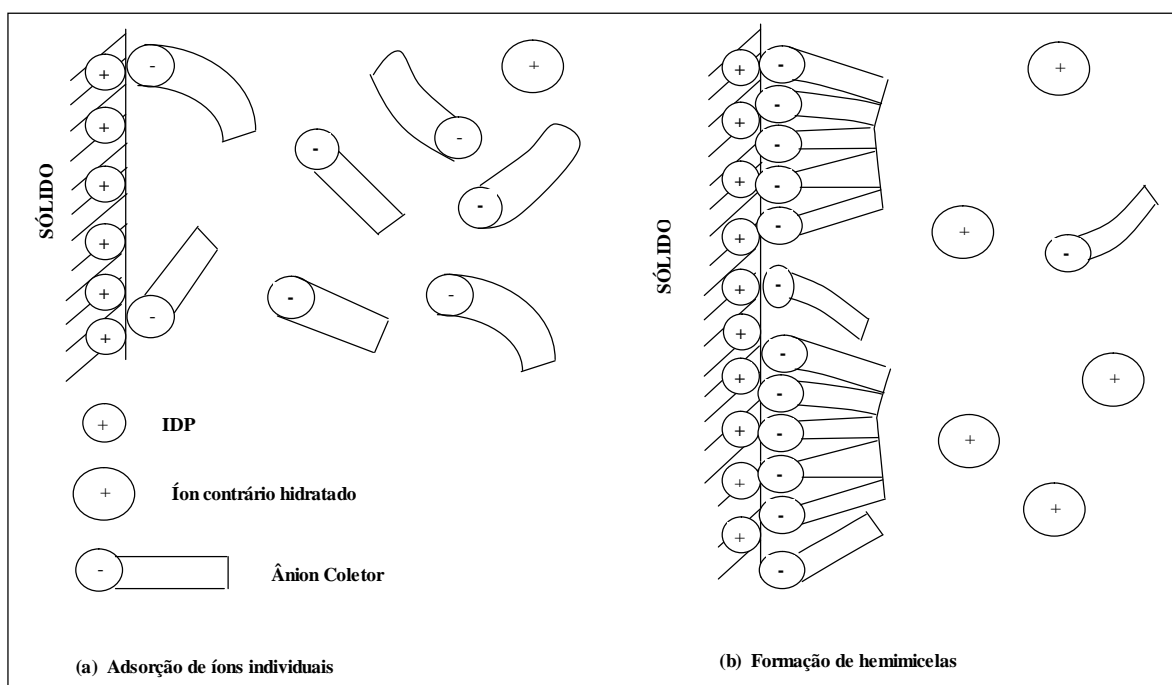


FIGURA 3.2- Representação esquemática da dupla camada elétrica para adsorção de um coletor aniônico (Peres, 2004).

Os coletores catiônicos usados na prática industrial são sempre sais de amônio primários de eteraminas, tendo como ânion o acetato e com cadeias médias de hidrocarboneto, com dez e doze átomos de carbono; em geral, o composto mais abundante é o acetato de decileteramina (Brandão, 2005).

Aminas podem ser definidas como um composto derivado da amônia, alifático, cujas matérias primas principais são óleos ou gorduras, saturadas ou não, classificando-se como primárias, secundárias ou terciárias e que possuem cadeia hidrocarbônica com um número de átomos variando de 8 a 22. O termo amina graxa é usado como referência a uma molécula de origem oleosa, sendo, portanto hidrofóbica. Tal qual a amônia, as aminas apresentam comportamento básico, sendo essa propriedade bastante importante porque daí advém suas propriedades iônicas. As aminas e seus derivados são reagentes tensoativos que possuem uma parte hidrofílica e outra hidrofóbica, sendo a primeira composta por um hidrocarboneto e a segunda por uma parte iônica ou polar. Quando a parte iônica é positiva o tensoativo é denominado catiônico (Neder & Leal Filho, 2005).

Por definição, todos os tensoativos reduzem a tensão superficial da água (γ). A causa desse fenômeno pode ser explicada através da Figura. 3.3.

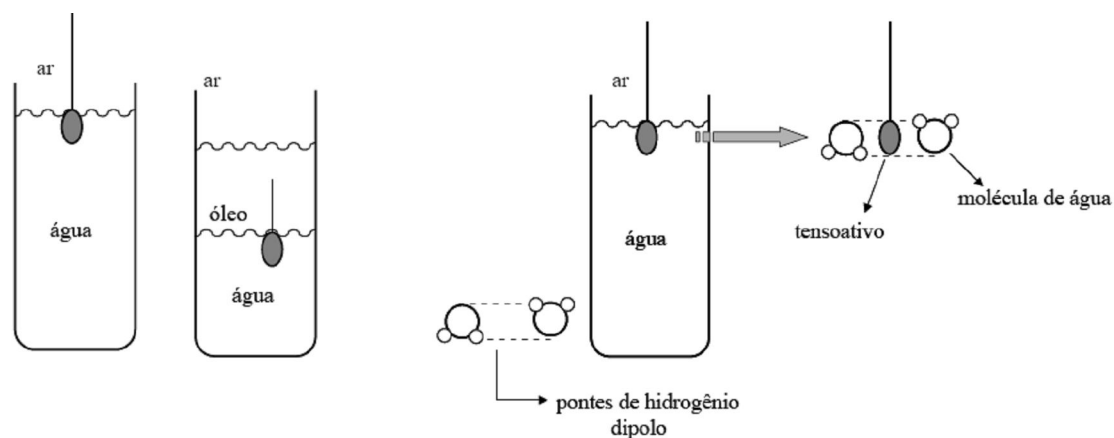


FIGURA 3.3- Posicionamento dos tensoativos na interface de um sistema bifásico (ar-água) e multifásico (ar-água-óleo). Efeito da adição de tensoativos na redução da tensão superficial da água (Neder & Leal Filho, 2005).

As aminas se posicionam na interface água/ar ou água/óleo, perturbando o equilíbrio das forças por pontes de hidrogênio que ligam as moléculas de água, reduzindo a força de atração entre os dipolos. A tensão superficial diminui à medida que aumenta o comprimento da cadeia do tensoativo (>hidrofobicidade).

As aminas têm a capacidade de formar agregados (micelas) em solução aquosa a partir de uma determinada concentração. O ponto onde esse processo se inicia é chamado de concentração micelar crítica (CMC), e é interpretada como a concentração a partir da qual a tensão superficial não se reduz mais mesmo com adição de mais tensoativos. Nos processos de flotação, a quantidade de coletor não deve estar muito abaixo da CMC. Se isso ocorrer pode-se esperar um fraco resultado na recuperação por não haver tensoativo suficiente para adsorver a superfície do mineral e ligar-se à bolha. Por outro lado, um excesso de coletor pode iniciar a formação de micelas, podendo reduzir a capacidade de flotação (Neder & Leal Filho, 2005). A Tabela 3.1 mostra alguns valores de CMC para vários tipos de aminas.

TABELA 3.1- Concentração micelar crítica de alguns derivados de aminas (Robbins, 1977).

Tipos de aminas	CMC (mol/l)	Tipos de aminas	CMC (mol/l)
Decilamina	$3,2 \times 10^{-2}$	Octadecilamina	$1,9 \times 10^{-3}$
Dodecilamina	$1,3 \times 10^{-2}$	Brometo de dimetil didodecil amônio	$1,8 \times 10^{-4}$
Tetradecilamina	$4,1 \times 10^{-3}$	Brometo de trimetil dodecil amônio	$1,75 \times 10^{-2}$
Hexadecilamina	$0,8 \times 10^{-3}$	Propionato de dodecilamina	$1,65 \times 10^{-3}$

A solubilidade dos compostos amínicos está relacionada ao tamanho, tipo de grupo funcional, número e saturação de cadeias hidrocarbônicas. Como regra geral, pode-se dizer que os compostos de cadeia linear são menos solúveis em água que seus pares ramificados com equivalente número de carbonos na cadeia (Neder & Leal Filho, 2005).

Considerando que a flotação explora as diferenças entre a hidroflicidade e a hidrofobicidade das superfícies das partículas minerais, é necessário que o coletor transforme o caráter naturalmente hidrofílico das partículas, reduzindo sua energia livre interfacial e formando um ângulo de contato maior que zero (Neder & Leal Filho, 2005). Para que as aminas exerçam tal papel, é necessário que as mesmas se concentrem na

interface mineral/solução (adsorção positiva). Como decorrência desse fenômeno, tem-se que o ângulo de contato (θ) será favorável a flotação ($\theta > 0$).

A natureza do adsorvato, ou seja, da superfície do mineral, e do reagente adsorvente (surfatante) determinará o mecanismo de adsorção na interface sólido/ líquido. Segundo Fuerstenau & Herrera-Urbina (1991), para as aminas, as propriedades elétricas interfaciais, como o potencial zeta, governam o processo de adsorção quando os minerais forem da família dos óxidos, silicatos e sais semi-solúveis.

O processo de flotação reversa de quartzo emprega também amidos como depressores de hematitas, sendo o amido de milho ($C_6H_{10}O_5$) o principal. O amido de milho é um polímero formado basicamente por condensação de moléculas de glicose, obtido na indústria de alimentos, que é utilizado após gelatinização com hidróxido de sódio, como depressor de óxidos de ferro na flotação catiônica reversa do quartzo e também em outros minérios (Peres & Correa, 1996). Os amidos são constituídos por dois compostos com estruturas de cadeias distintas: amilose, polímero linear em que o número n de unidades D-glicose permanece na faixa de 200 a 1000; amilopectina, polímero ramificado em que o número de unidades do monômero supera 1500. O peso molecular médio do amido não modificado supera 300.000 dalton. Os amidos de milho podem sofrer modificação química que leva a espécies com grau de polimerização inferior, chegando a pesos moleculares da ordem de 7.000 dalton, as chamadas dextrinas. Tanto as dextrinas quanto os amidos não modificados são hidrofílicos, porém as primeiras são dispersantes e os segundos flocculantes (Peres, 2004).

Os amidos não modificados contêm, além de substância amilácea (amilose + amilopectina), óleo, proteínas, umidade, fibras e matéria mineral. O óleo é inibidor de espuma, sendo recomendável que seu teor não ultrapasse 1,5%. Em comparação com amidos de milho, amidos de mandioca apresentam gomas com maior viscosidade, indicativo de maior peso molecular, e teor de óleo desprezível, reduzindo o risco de inibição da ação espumante (Peres, 2004).

Os principais componentes do minério de ferro itabirítico – hematita e quartzo – podem ser flotados com coletores catiônicos como os acetatos de alquileretamina (Brandão, 2005). Portanto, a seletividade tem que ser atingida com o uso do amido, como depressor de minerais de ferro, que é adicionado à polpa do minério, previamente à adição do coletor (Brandão, 2005). Então, o cátion alquileteramina deve adsorver-se preferencialmente no quartzo, de modo a tornar sua superfície hidrofóbica, enquanto o amido garantiria o caráter hidrofílico na hematita, viabilizando, assim, a flotação reversa (Brandão, 2005).

Análises de espectrometria de infravermelho realizadas por Brandão (2005) em amostras puras provam que o amido se adsorve de forma irreversível na hematita. Este estudo mostra também que a adsorção do cátion alquileteramina é física e, portanto, reversível, quando testada com solventes de baixa polaridade, embora seja relativamente estável no ambiente aquoso. Assim, a adsorção do acetato de eteramina pela hematita e pelo quartzo se dá pela interação eletrostática entre os íons alquileteramina e a superfície carregada negativamente dos dois minerais. A adsorção seria reforçada por ligações de van der Waals entre as cadeias hidrocarbônicas das espécies iônicas e moleculares da eteramina.

Segundo Brandão (2005), a explicação da seletividade observada na indústria e no laboratório não está nos aspectos qualitativos da adsorção dos reagentes coletores (sal de amônio primário) e depressores (amido), mas nos aspectos quantitativos. Assim, o amido adsorve-se extensivamente na hematita e em menor intensidade no quartzo; na etapa seguinte, o coletor catiônico alquileteramina só consegue adsorver-se em pouca quantidade na hematita, mas logra uma adsorção muito acentuada no quartzo. Desta forma, após o condicionamento seqüencial com esses dois reagentes, a hematita continua hidrofílica e o quartzo, ao contrário, muda seu caráter hidrofílico para predominantemente hidrofóbico. Segundo este autor, um fator que provavelmente contribui para favorecer a seletividade é que o amido é um floculante e adsorve-se preferencialmente nos minerais de ferro que, além de hidrofílicos, ficam também floculados em alguma extensão. Como os minerais de ferro representam a fração não flotada, esta floculação seletiva contribui para diminuir a

flotabilidade pelo maior tamanho de agregado, além da óbvia superfície hidrofílica garantida pelo amido.

Estes dois reagentes empregados na flotação de minérios de ferro podem sofrer interações, afetando a seletividade do processo. Na interface sólido-líquido, não apenas a quantidade de cada reagente adsorvido, mas também a conformação das moléculas na superfície influencia o processo (Pavlovic & Brandão, 2003). Segundo Pavlovic & Brandão (2003) os possíveis mecanismos para formação do complexo seriam: atração eletrostática entre os íons RNH_3^+ e as moléculas de amido carregadas negativamente; forças de van der Waals; ligações de hidrogênio; combinações das três anteriores. Estes autores estudaram interações entre surfatantes coletores do tipo amina e polissacarídeos de amido em solução através de medidas de tensão superficial e análises de espectrometria no infravermelho. As conclusões deste trabalho foram: (a) a medida da tensão superficial pode ser usada para caracterizar o mecanismo de ligação entre as moléculas de amido e os coletores de flotação; (b) a amilose pode se ligar ao surfatante formando os complexos de inclusão, alterando a conformação das cadeias; (c) a ligação entre amilopectina e surfatante foi evidente apenas em concentrações superiores deste último.

A flotabilidade de diferentes minerais de ferro com diferentes dosagens de eteramina foi avaliada recentemente em trabalhos de laboratório realizados por Lima et al. (2007), visando também avaliar o poder de depressão de amidos de milho e sintéticos sobre estes minerais. Os resultados obtidos mostraram que hematitas compactas com pequenos tamanhos de cristal apresentam elevada afinidade pelo coletor, causando assim enriquecimento de Fe nos rejeitos de flotação. A flotabilidade foi decrescente com a diminuição do percentual de hematitas compactas, que em geral apresentam menores tamanhos de cristais. As amostras estudadas apresentaram os seguintes minerais:

Hematitas compactas (HC's);

Hematitas martíticas (HM's);

Goethitas (GO);

Magnetita (MA).

A flotabilidade destes minerais foi quantificada pela expressão:

$$F = \frac{M_F}{M_F + M_A} \cdot 100 \quad 3.1$$

onde:

M_F = Massa de flotado

M_A = Massa de afundado

O estudo mostrou que o amido de milho apresentou o maior poder de depressão, comparado com os amidos sintéticos avaliados.

As amostras com elevado percentual de hematitas compactas e pequeno tamanho de cristal apresentam elevada flotabilidade mesmo na presença do amido de milho, indicando haver problema de seletividade neste caso.

O poder de depressão do amido de milho aumentou significativamente, principalmente para as amostras com elevado percentual de hematitas compactas, quando condicionado à polpa em pH próximo de 8. A Figura 3.4 mostra os resultados obtidos neste trabalho.

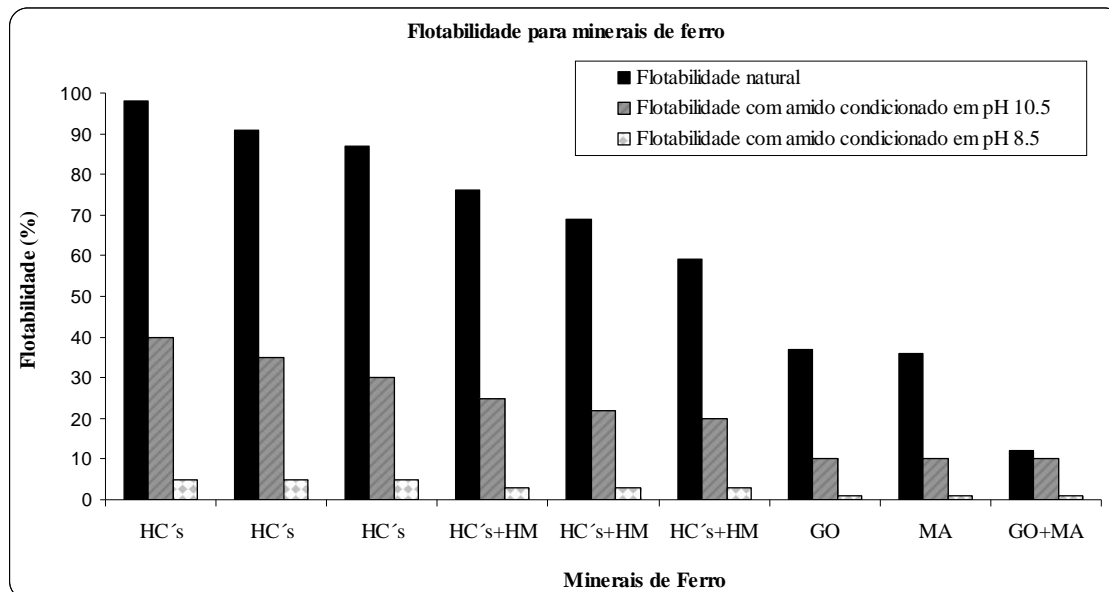


FIGURA 3.4- Flotabilidade de minerais de ferro com e sem amido de milho e em diferentes valores de pH de condicionamento (Lima et al., 2007).

3.4. Eficiência e seletividade da flotação

O processo de flotação pode ser entendido como o produto das probabilidades de ocorrência de quatro parâmetros:

- colisão entre as bolhas de ar e as partículas minerais presentes na polpa (P_c);
- adesão das partículas minerais às bolhas de ar (P_a);
- destacamento da partícula no transporte pela bolha (P_d);
- retenção da partícula na espuma durante o tempo necessário para transporte e remoção do sistema de flotação (P_r).

Assim, pode-se escrever a probabilidade de coleta no sistema de flotação através da equação:

$$P = P_c \times P_a \times P_r \times (1 - P_d)$$

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

$$P = P_c \times P_a \times P_r \times P_s \quad 3.3$$

Segundo Derjaguin & Dukhin (1999), a eficiência global de coleta (E) pode ser vista como o produto da eficiência de três processos fundamentais: eficiência de colisão (E_c), eficiência de adesão (E_a) e eficiência da estabilidade do agregado partícula bolha formado (E_s):

$$E = E_c \times E_a \times E_s \quad 3.4$$

Ao contrário do processo de adesão/fixação partícula-bolha, que está relacionado com a química de superfície da partícula, os processos de colisão partícula-bolha e estabilidade do agregado são fortemente afetados pela hidrodinâmica do processo de flotação.

O principal evento do processo de flotação é a captura de partículas por bolhas (Ralston et al., 1999; Leja, 1982). Essa interação partícula-bolha é usualmente dividida em três subprocessos, incluindo colisão, adesão e descolamento. Desses, os fatores hidrodinâmicos de colisão partícula-bolha têm sido estudados mais extensivamente por muitos pesquisadores e os resultados são úteis para o projeto e *scale up* de células de flotação (Vieira, 2005).

3.4.1. Processo de captura de partículas

Sabe-se que nem todas as colisões entre partículas e bolhas resultam em flotação. Somente as partículas com maior grau de hidrofobicidade aderem à superfície das bolhas de ar. Assim, a probabilidade de uma partícula ser coletada por uma bolha de ar na polpa pode ser relacionada com o produto da probabilidade de cada um dos subprocessos envolvidos na

flotação (Schuhmann, 1942; Sutherland, 1948; Tomlison & Fleming, 1965), conforme descrito pela equação 3.2.

A probabilidade de colisão (P_c) é determinada pela hidrodinâmica do sistema e está relacionada a variáveis físicas tais como:

- tamanho de bolha;
- densidades da partícula e da polpa;
- viscosidade da polpa;
- velocidade relativa partícula-bolha;
- tamanho da partícula.

Segundo Jameson et al. (1977) a probabilidade de colisão não poderia ser afetada de forma significativa pela natureza química do meio, onde nenhum termo relacionado ao ângulo de contato aparece em quaisquer das expressões de colisão. De forma indireta, o número de bolhas por unidade de volume de ar e a carga elétrica das partículas e bolhas podem afetar esta probabilidade (Collins & Jameson, 1976).

A forma quantitativa da relação das probabilidades é provavelmente complexa (Trahar, 1981). Em resumo, a probabilidade de colisão é diretamente proporcional a uma função d (diâmetro da partícula), enquanto que as probabilidades de adesão e destacamento são diretamente proporcionais a uma função da hidrofobicidade e estão relacionadas a uma função d :

$$P_c \propto f[d] \tag{3.5}$$

$$P_a \times P_s \propto \frac{f'[\varphi]}{f''[d]} \tag{3.6}$$

O termo φ é uma medida do grau de hidrofobicidade da partícula, sendo o resultado líquido de todos os efeitos produzidos pelo meio aquoso.

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

- i. as forças de adesão devem ser maiores que as forças que atuam opostamente no agregado partícula-bolha;
- ii. a força elástica resultante da força de gravidade mostrada pela partícula não deve exceder a estabilidade da bolha;
- iii. a densidade do agregado deve ser significativamente menor que a da fase líquida;
- iv. o agregado deve ser capaz de sobreviver às forças de cisalhamento resultantes da turbulência do fluxo.

3.4.1.1. Processo de colisão partícula-bolha

Para que ocorra uma colisão é necessário primeiro que uma partícula em processo de sedimentação encontre uma bolha ascendente. A partir deste encontro é preciso que a partícula alcance a superfície da bolha (Öteyaka & Soto, 1994).

Baseando-se nos estudos da equação de movimento de uma partícula esférica em relação a uma bolha de mesma forma geométrica (muito maior que a partícula) elevando-se no líquido ao longo de um recipiente, observa-se que a resistência hidrodinâmica do meio tenderá a arrastar a partícula em torno da bolha, seguindo a direção do escoamento. A inércia da partícula e a gravidade agem de modo combinado, a fim de retirar o sólido das linhas de corrente e direcioná-lo ao topo da superfície da bolha (Rodrigues, 2001, Vieira, 2005). Dessa forma, para colidir com uma bolha, uma partícula sólida deve ter impulso suficiente para resistir à tendência de seguir as linhas de correntes ao redor da bolha (Ahmed et al., 1989, Vieira, 2005).

A Figura. 3.5 ilustra o processo de colisão de uma partícula (d_p) com uma bolha de ar (d_B).

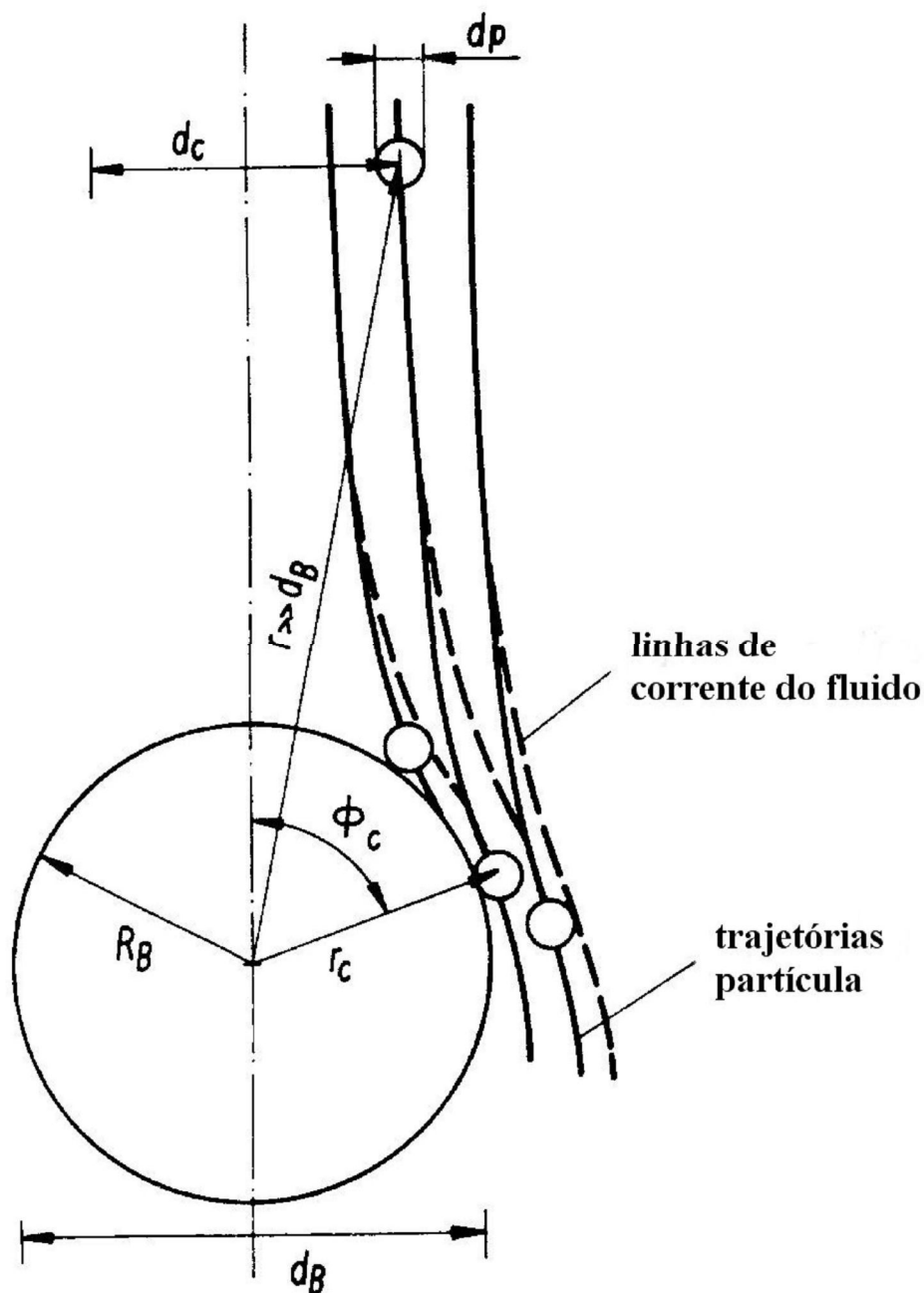


FIGURA 3.5- Representação esquemática da colisão de uma partícula com uma bolha de gás (Schulze, 1989).

Segundo alguns autores (Yoon & Luttrell, 1989 e Vieira, 2005), o número de Stokes (Sk), que representa a razão entre as forças inerciais e as forças de arraste, é utilizado para determinar a tendência de um corpo se ajustar às mudanças no escoamento do fluido.

Partículas com número de Stokes baixos seguirão as linhas de fluxo, enquanto que aquelas com número de Stokes alto tendem a se desviar da trajetória do líquido. O número de Stokes é dado pela equação 3.7:

$$Sk = \left(\frac{\rho_p}{9\rho_l} \right) \times \left(\frac{d_p}{d_b} \right)^2 \times Re_b \quad 3.7$$

sendo:

ρ_p : densidade da partícula;

ρ_l : densidade do líquido;

d_p : diâmetro da partícula;

d_b : diâmetro da bolha;

Re_b : número de Reynolds da bolha.

Diferentes modelos foram propostos para estimar a probabilidade de colisão, normalmente como uma função dos tamanhos de partícula e de bolha. De uma forma geral, todos os modelos concordam que maiores probabilidades de colisão ocorrem para maiores tamanhos de partículas e menores tamanhos de bolhas (Vieira, 2005).

Sutherland (1948) introduziu o conceito de “eficiência de colisão” (E_c), para quantificar as colisões. Ele foi o primeiro a deduzir uma expressão para E_c a partir de uma função de fluxo considerando uma bolha de raio r_b subindo verticalmente através da polpa (Figura 3.6). Este pesquisador mostrou que um tubo de colisão R pode ser definido, tal que todas as partículas dentro do tubo serão eventualmente capturadas e relacionadas ao raio da bolha (r_b) quando:

$$\frac{R}{r_b} = \left(\frac{3r_p}{r_b} \right)^{0.5} \quad 3.8$$

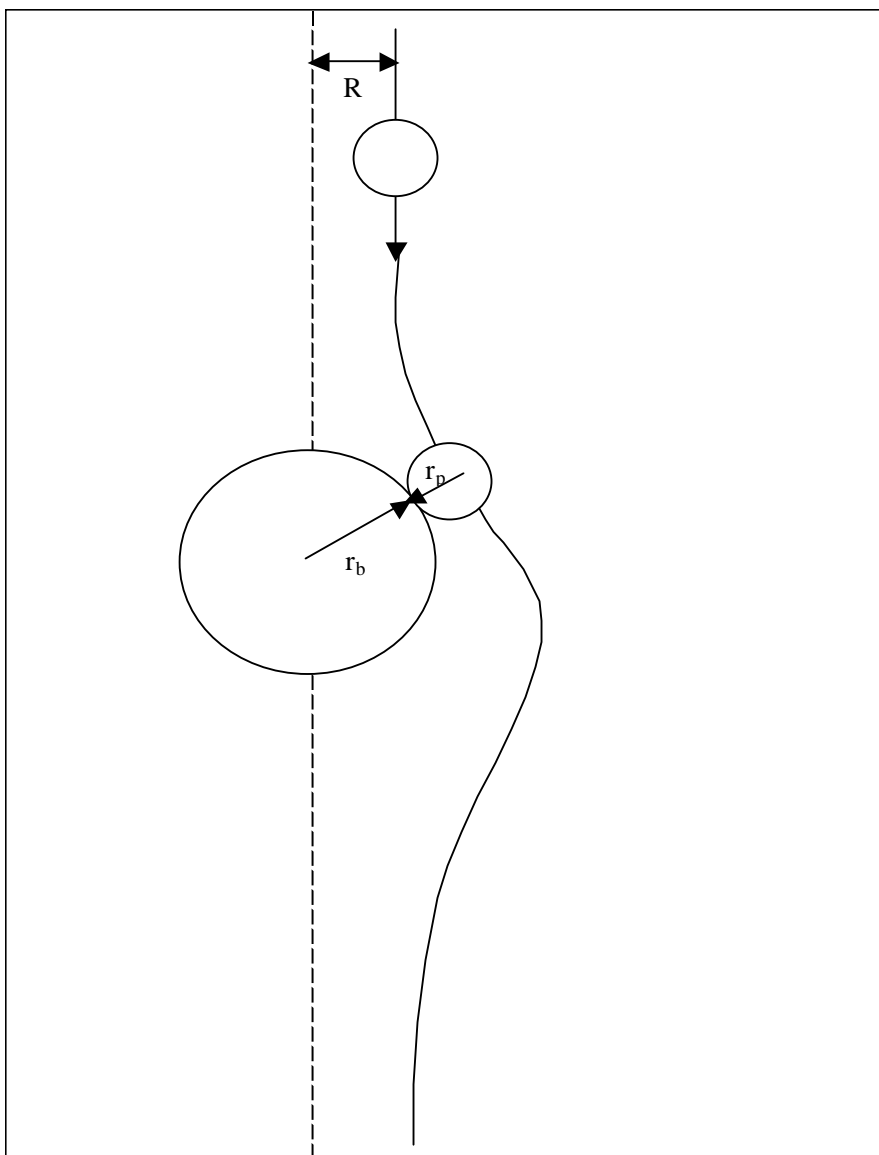


FIGURA 3.6- Esboço da definição para a eficiência de coleta para uma bolha que move em relação ao líquido (Sutherland, 1948).

Assim, conforme Sutherland (1948), todas as partículas que estão a uma distância R da linha de movimento da bolha colidirão com ela e uma eficiência de coleta (E_k) poderá ser definida como sendo a relação entre a área de raio R do tubo de colisão (πR^2) e a área projetada da bolha (πr_b^2), tal que:

$$Ek = \left(\frac{\pi R^2}{\pi r_b} \right) \Rightarrow Ek = \frac{R^2}{r_b} \quad 3.9$$

$$\text{mas } Ek = \left(\frac{R^2}{r_b} \right) = \frac{3r_b}{r_b}$$

$$\text{assim } Ec = \frac{3r_p}{r_b} \quad 3.10$$

A equação 3.11 foi proposta por Gaudin (1957) para a probabilidade de colisão:

$$Pc = 1,5 \left(\frac{d_p}{d_b} \right)^2 \quad 3.11$$

Flint & Howarth (1971) reconheceram a aplicabilidade limitada das equações 3.10 e 3.11 e, fazendo aproximações, deduziram a relação abaixo:

$$Pc \propto \left(\frac{d_p}{d_b} \right)^2 \quad 3.12$$

Esta relação ilustra que a probabilidade de colisão deveria diminuir com o decréscimo do tamanho da partícula e, além disso, sugere que, teoricamente, esse problema poderá ser suavizado por meio de decréscimo do tamanho da bolha (Vieira, 2005).

Weber (1981) deduziu a expressão 3.13 para a probabilidade de colisão:

$$Pc = \frac{3}{2} \left(\frac{d_p}{d_b} \right)^2 \left(1 + \frac{(3/16)\text{Re}}{1 + 0,249\text{Re}^{0,56}} \right) \quad 3.13$$

onde:

Re_b = número de Reynolds da bolha.

Apesar de não ter sido verificada experimentalmente, a equação 3.13 prediz a probabilidade de colisão para ambas as faixas de tamanhos de bolha e de partícula (Vieira, 2005).

Yoon e Luttrell (1989) deduziram equações para a probabilidade de colisão considerando três tipos de fluxo: Stokes, potencial e intermediário. A probabilidade de colisão é dada pela equação 3.14, considerando condições de fluxo de Stokes:

$$P_c = \frac{3}{2} \left(\frac{r_p}{r_b} \right)^2 \quad 3.14$$

Para condições de fluxo de Stokes, P_c varia com o quadrado da razão entre os raios da partícula (r_p) e da bolha (r_b).

Para condições de fluxo potencial, foi obtida a equação 3.15 (Vieira, 2005):

$$P_c = \frac{3}{2} \left(\frac{r_p}{r_b} \right) \quad 3.15$$

A equação 3.16 propõe o cálculo de P_c para condições de fluxo intermediário (Vieira, 2005):

$$P_c = \left[\frac{3}{2} + \frac{4 \text{Re}^{0,72}}{15} \right] \left(\frac{r_p}{r_b} \right)^2 \quad 3.16$$

Essa equação mostra que a probabilidade de colisão varia diretamente com o quadrado do raio da partícula e inversamente com o quadrado do raio da bolha. Segundo Vieira (2005) pode ser mostrado que para bolhas de número de Reynolds muito grande, tem-se que:

$$P_c \propto \frac{1}{r_b} \quad 3.17$$

E para bolhas de número de Reynolds pequeno:

$$Pc \propto \frac{1}{r_b^2} \quad 3.18$$

Dessa forma, as equações 3.14, 3.17 e 3.18 foram, posteriormente, resumidas em uma única expressão:

$$Pc = A \left(\frac{r_p}{r_b} \right)^n \quad 3.19$$

A e n são os parâmetros que variam com o número de Reynolds, sendo estes valores fornecidos pela Tabela 3.2 para os três regimes de fluxos.

TABELA 3.2– Valores de A e n para condições de fluxo de Stokes, potencial e intermediário.

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

Para caracterizar um processo de colisão, Schulze (1989) definiu uma “eficiência de colisão” como sendo a razão entre o número de partículas que encontram uma bolha por unidade de tempo e o número de partículas que aproximam da bolha em um tubo de fluxo com uma área de seção transversal igual à área projetada da bolha, conforme mostrado na Figura 3.5.

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

$$E_{id} = \left[1 + \left(\frac{d_p}{d_b} \right) \right]^2 \quad 3.20$$

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

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

Para eficiência de colisão devido ao efeito de interceptação são aplicados os seguintes modelos:

$$E_s = \frac{2\psi_c}{v_b \text{Re}_b^2} = 2\psi_c^* \quad \text{para } v_r = v_b \quad 3.21$$

e

$$E_s = \left(\frac{1}{1 + v_s^*} \right) 2\psi_c^* \quad \text{para } v_r = v_b + v_{ps} \quad 3.22$$

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

onde:

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

ψ_c = função de fluxo, valor adimensional

v_b = velocidade da bolha;

Re_b = número de Reynolds da bolha;

v_r = velocidade relativa da partícula;

v_{ps} = velocidade de sedimentação da partícula;

Quantidades com (*) = adimensionais.

A eficiência de colisão, E_{in} , baseada no efeito inercial é expressa pela equação 3.23:

$$E_{in} = \left(\frac{1}{1+v_s^*} \right) \left[1 + \left(\frac{d_p}{d_b} \right) \right]^2 \left(\frac{St}{St+a} \right)^b \quad 3.23$$

e

$$St = \frac{\rho_p d_p^2 v_b}{9\eta d_b} \quad 3.24$$

onde:

St = número de Stokes;

η = viscosidade dinâmica;

ρ_p = densidade da partícula;

d_p = diâmetro da partícula;

d_b = diâmetro da bolha.

Os valores de a e b são dependentes do número de Reynolds da bolha e estão listados na Tabela 3.3.

TABELA 3.3- Valores de a e b em função do número de Reynolds da bolha (Schulze, 1989).

Re	>500	250-500	100-250	50-100	25-50	5-25	<5
a	0,5	0,6	0,8	1,12	2,06	2,48	1,3
b	2	2	2	1,84	2,06	1,95	3,7

A eficiência de colisão, E_g , baseada no efeito gravitacional é expressa pela equação 3.25:

$$E_g = \left[1 + \left(\frac{d_p}{d_b} \right) \right]^2 \left(\frac{v_s^*}{1+v_s^*} \right) \text{sen}^2 \theta_c \quad 3.25$$

e: $\theta_c = f(\text{Re})$ é o ângulo de colisão.

Schulze (1989) definiu, então, a eficiência de colisão (E_{Σ}) como sendo o somatório das eficiências de colisões individuais, conforme mostrado pela equação 3.26:

$$E_{\Sigma} = E_s + E_g + \left(1 - \frac{E_s}{[1 + (d_p/d_b)]^2} \right) E_{in} \quad 3.26$$

Na equação 3.26, o efeito da força centrífuga agindo em uma partícula que se move ao longo da superfície da bolha é desprezado. Esta força aumenta com o crescimento da componente tangencial da velocidade da partícula ($v_p \sin\theta$) e resulta no fato que acima de um ângulo crítico (θ_c) as partículas não conseguem atingir a superfície da bolha, diminuindo, conseqüentemente, a eficiência de colisão.

A Figura 3.7 mostra eficiências de colisão obtidas pela equação 3.26 por Hewitt et al. (1994), da qual se pode observar:

- i. para a faixa de tamanho de partícula entre 10 e 20 μm , a eficiência de colisão é aproximadamente igual a zero;
- ii. para a faixa de tamanho média (20 a 40 μm), a eficiência de colisão continua muito próxima de zero;
- iii. para a faixa de tamanho grossa (40 a 80 μm), a eficiência de colisão torna-se crescente, atingindo o maior valor para o tamanho de partícula igual a 80 μm ;
- iv. para o maior diâmetro de bolha ($d_b = 2,0\text{mm}$), a eficiência de colisão é menor para qualquer faixa de tamanho;
- v. para o menor diâmetro de bolha ($d_b = 0,5\text{mm}$), a eficiência de colisão é maior, principalmente para a faixa de tamanho grosseira (80 a 100 μm).

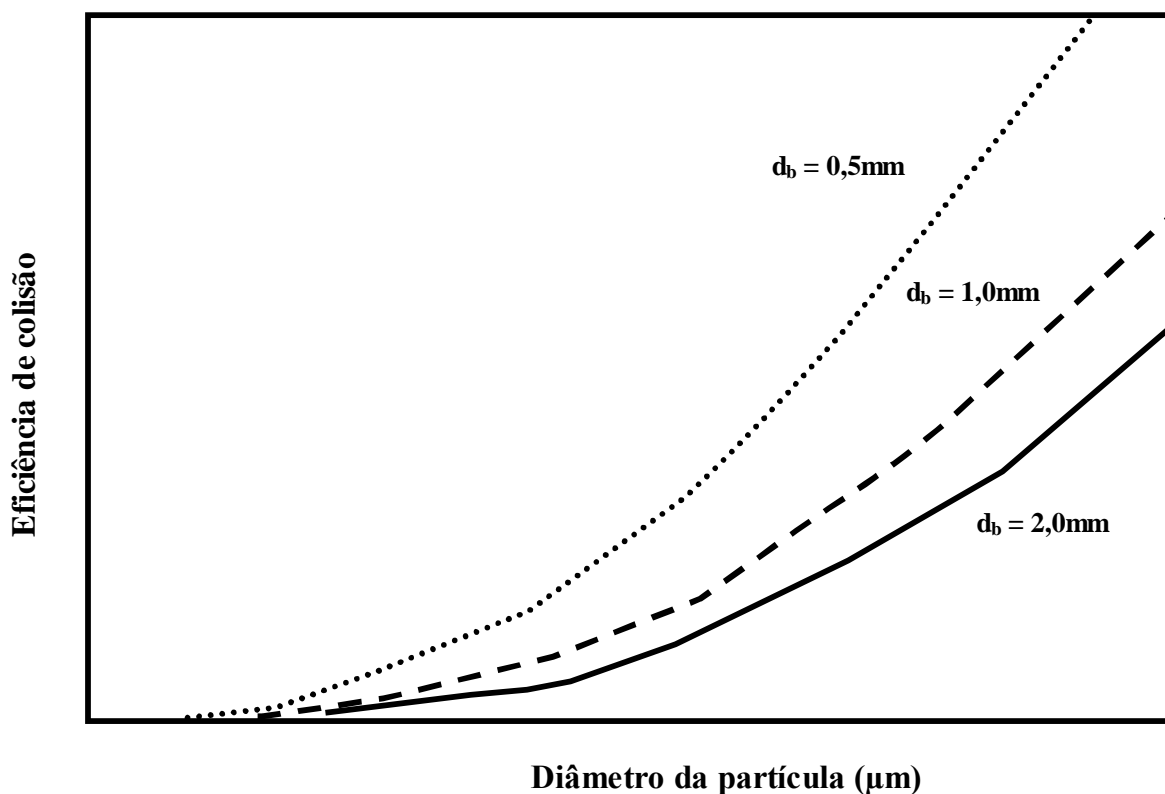


FIGURA 3.7-Eficiência de colisão calculada usando o modelo descrito pela equação 3.24, como uma função do tamanho de partícula para vários tamanhos de bolha (Modificado de Hewitt et al., 1994).

Estudos realizados por Dai et al. (1999) para partículas quartzo de diferentes tamanhos mostraram que o modelo geral de colisão proposto por Sutherland (1948) apresentou excelentes ajustes entre resultados de eficiência de colisão experimentais e calculados, conforme mostra a Figura 3.8. Neste trabalho foram considerados máximos valores para a eficiência de adesão e para a estabilidade do agregado partícula e bolha ($E_a = E_s = 1$). Neste caso, a eficiência de colisão foi igual à eficiência de coleta (valores experimentais):

$$E_{\text{coleta}} = E_{\text{colisão}}$$

A equação 3.27, proposta por Sutherland (1948) como a modelo de colisão, foi utilizada para o cálculo das eficiências de colisão:

$$E_c = E_o \text{sen}^2 \theta_i \cdot \exp \left[\frac{4E_o}{3\beta} \cos \theta_i \left(\ln \frac{3}{E_o} - 1.8 \right) - \frac{2 \left(\left(\frac{2}{3} \right) + \left(\frac{\cos^3 \theta_i}{3} \right) - \cos \theta_i \right)}{\beta \text{sen}^2 \theta_i} \right] \quad 3.27$$

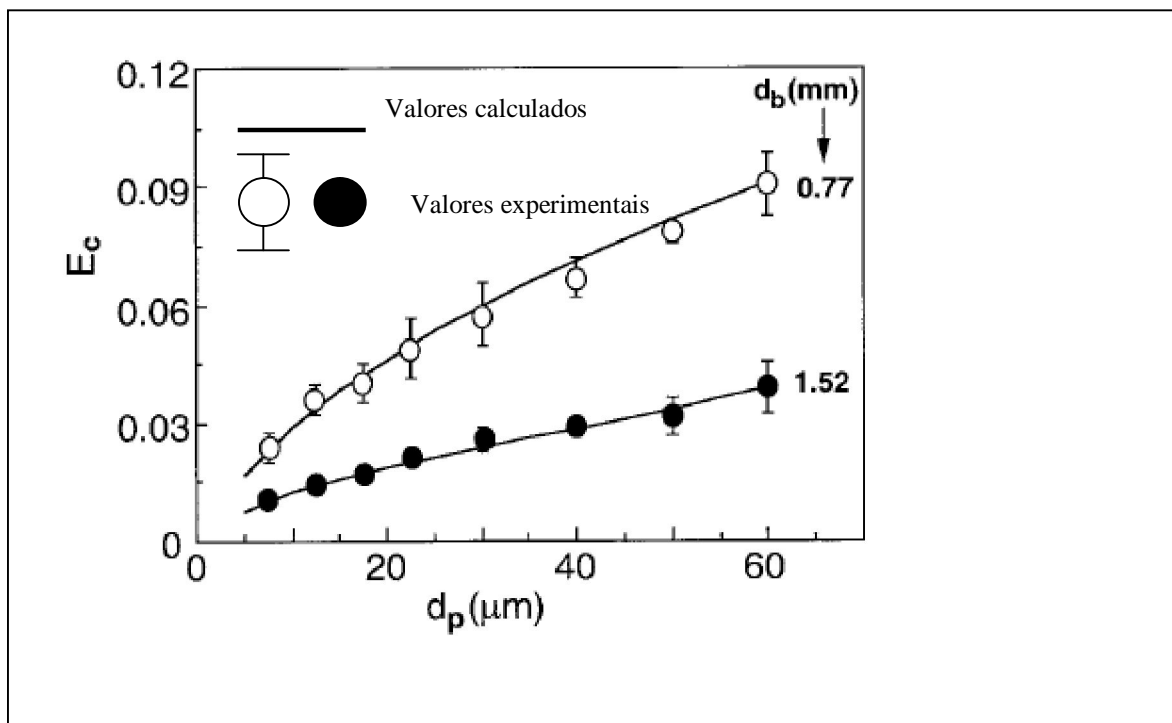


FIGURA 3.8- Eficiências de colisão experimental e calculada usando modelo geral de colisão de Sutherland (1948), conforme trabalhos de Dai et al.(1999).

A Figura 3.8 mostra que as maiores eficiências de colisão foram obtidas para partículas mais grossas e menores tamanhos de bolhas de ar.

3.4.1.2. Processo de adesão Partícula-Bolha

Após o processo de colisão, inicia a adesão entre as partículas minerais e as bolhas de ar, sendo este o processo mais importante na flotação e que determina a seletividade da separação entre partículas hidrofílicas e hidrofóbicas (Nguyen et al., 1997).

Após entrar em contato com a bolha, a partícula começa a deslizar sobre a superfície da bolha e reside nela durante um tempo finito que é geralmente denominado tempo de deslizamento (T_s). A magnitude deste período de deslizamento é determinada pela velocidade com que o líquido arrasta o sólido ao longo da superfície da bolha (Yoon et al., 1989).

Para que ocorra a adesão partícula-bolha, os seguintes eventos devem ocorrer durante o deslizamento (Crawford & Ralston., 1988; Nguyen et al., 1977; Dobby & Finch, 1987; Nguyen et al., 1998; Nguyen et al., 2001; Vieira, 2005):

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

O tempo necessário para que ocorram esses três eventos é chamado de tempo de indução (t_i). Assim, a adesão partícula-bolha ocorrerá quando o tempo de deslizamento for maior que o tempo de indução. A probabilidade de adesão está relacionada ao tempo de indução (Laskowski, 1974; Dai et al., 1999).

A primeira tentativa bem sucedida para medir o tempo de indução foi realizada por Evans (1974). Os resultados mostraram que, para uma superfície mineral fortemente hidrofóbica, os tempos de indução necessários para ocorrer a adesão partícula-bolha foram menores que 1s. Entretanto, esses tempos tornaram-se maiores quando a hidrofobicidade da superfície mineral foi diminuída (Vieira, 2005).

Eigeles & Volova (1974) relataram que pequenas dosagens de coletor, insuficientes até mesmo para a flotação, reduziram o tempo de indução. Concluíram que quanto maior a

dosagem de coletor, menor o tempo de indução e, além disso, verificaram que a adesão partícula-bolha é essencialmente dependente do afinamento do filme líquido (Vieira, 2005).

Segundo Yoon & Luttrell (1989), para um determinado tamanho de bolha e de partícula, a distância percorrida por um sólido ao longo da superfície das bolhas é função do ângulo de incidência (θ_i), no qual a partícula colide com a bolha. Somente quando esse ângulo é menor que o ângulo limite (θ_0) (Figura 3.9), a partícula terá um tempo de deslizamento maior que o tempo de indução e ocorrerá a adesão.

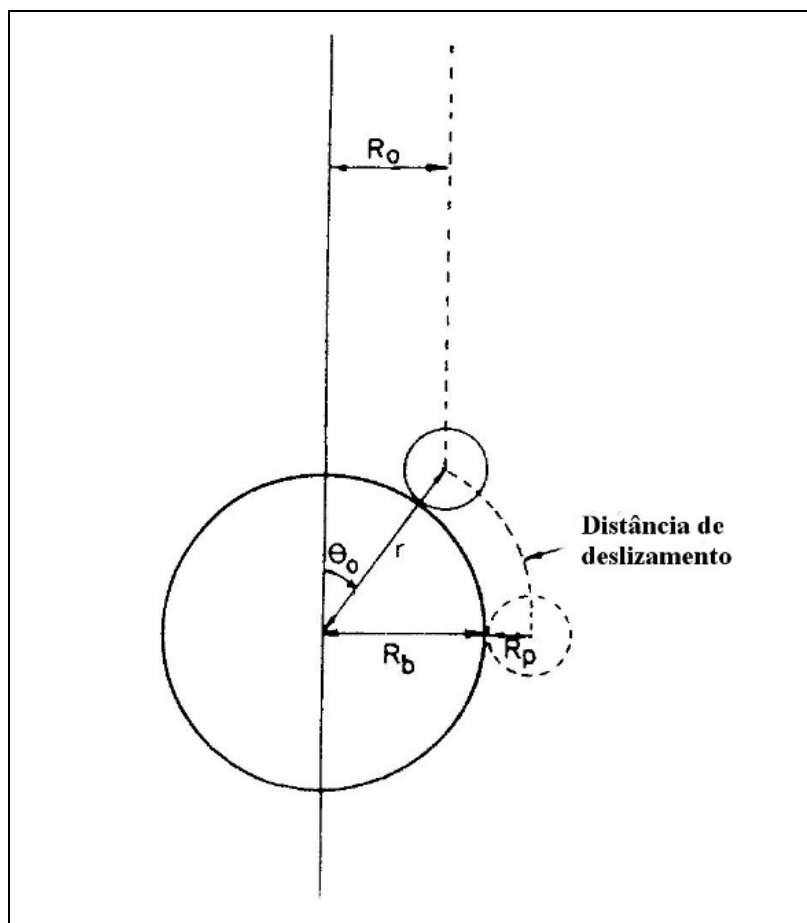


FIGURA 3.9– Sistema de coordenada polar usado na determinação do ângulo crítico de incidência e da probabilidade de adesão (Yoon & Luttrell, 1989).

A probabilidade de adesão partícula-bolha (Pa) pode ser então definida como a fração de partículas na trajetória da bolha que realmente adere à bolha. Com base na Figura 3.9, Pa pode ser expressa matematicamente por (Yoon & Luttrell, 1989):

$$Pa = \frac{R^2}{r_b + r_p} \quad 3.28$$

ou

$$Pa = \text{sen}^2 \theta_o \quad 3.29$$

O valor do ângulo limite (θ_0) é determinado pela magnitude da velocidade tangencial da partícula, quando ela desliza sobre a superfície da bolha. A velocidade de deslizamento de uma partícula é determinada pela velocidade tangencial da linha de fluxo (μ_t) a uma distância de um raio de partícula da superfície da bolha. O tempo de deslizamento da partícula (t_s) pode ser então calculado dividindo o comprimento do arco percorrido pela partícula, pela velocidade da partícula, ou seja (Vieira, 2005):

$$t_s = \int_{\theta_o}^{\pi/2} \frac{r_b + r_p}{\mu_t} d\theta \quad 3.30$$

onde

$$\mu_t = \frac{1}{R \text{sen} \theta} \frac{d\psi}{dr} \quad 3.31$$

onde:

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

Ψ = função de fluxo.

As funções de fluxo (ψ) são dadas por Yoon & Luttrell (1989).

Substituindo a equação 3.31 na equação 3.30 e fazendo a integração, pode-se obter uma expressão para t_s , que se tornará uma função de θ_0 e substituindo-o na equação 3.29, uma expressão de Pa poderá ser obtida. O termo t_s , nesta expressão, pode ser substituído diretamente pelo tempo de indução (t_i), uma vez que $t_s = t_i$ quando $\theta_i = \theta_0$. Assim, as expressões para Pa podem ser deduzidas, desta maneira, para as três condições de fluxo:

i. para condições de fluxo de Stokes:

$$Pa = \text{sen}^2 \left[2 \arctg \exp \left(\frac{-3\mu_b t_i}{2r_b (r_b/r_p + 1)} \right) \right] \quad 3.32$$

ii. para condições de fluxo intermediário:

$$Pa = \text{sen}^2 \left[2 \arctg \exp \left(\frac{-(45 + 8 \text{Re}^{0.72}) \mu_b t_i}{30r_b (r_b/r_p + 1)} \right) \right] \quad 3.33$$

iii. para condições de fluxo potencial:

$$Pa = \text{sen}^2 \left[2 \arctg \exp \left(2 \frac{-3\mu_b t_i}{2(r_p + r_b)} \right) \right] \quad 3.34$$

onde:

μ_b = velocidade de subida da bolha;

t_i = tempo de indução;

r_b = raio da bolha;

r_p = raio da partícula;

Re_b = número de Reynolds da bolha.

Conforme Dai et al. (1999), o processo de adesão ocorre quando o tempo de contato entre partícula e bolha é maior que o tempo de indução, conceito este aceito desde os primeiros trabalhos de Sutherland (1948). O tempo de contato está relacionado à forma da colisão entre partículas e bolhas. Se uma partícula colide com elevada energia cinética capaz de causar deformação na superfície da bolha, esta deformação pode causar o descolamento da partícula, devido à energia elástica da área deformada da superfície. Este fenômeno pode ser negligenciado para partículas abaixo de 100 μ m, devido a baixa energia cinética destas.

Após o impacto, as partículas deslizam ao longo da superfície da bolha (Dai et al., 1999). O tempo de contato é definido como a soma entre os tempos de impacto e deslizamento, sendo o tempo de impacto muito menor que o tempo de deslizamento para partículas finas (< 100 μ m) ou de baixa densidade. Assim, o tempo de contato é igual ao tempo de deslizamento para estas partículas. Por esta razão, os estudos concentram no desenvolvimento de modelos de tempo de deslizamento.

Dai et al. (1999) fizeram comparativos entre eficiências de adesão experimentais e calculadas para partículas de quartzo com tamanho entre 7,5 e 70 μ m, ângulos de contato entre 33° e 74° e tamanhos de bolhas de ar de 0,77, 1,00 e 1,52mm. Para a obtenção dos valores experimentais de eficiência de adesão, foi considerado que o agregado partícula e bolha apresenta máxima estabilidade, ou seja, a eficiência da estabilidade do agregado partícula-bolha (E_s) igual a 1. Assim, a equação 3.4 fica:

$$E = E_c \times E_a \times 1 \quad 3.35$$

$$E_a = E / E_c \quad 3.36$$

onde:

E: Eficiência de captura de partículas minerais.

E_c : Eficiência de colisão.

E_a : Eficiência de adesão.

E_s : Eficiência da estabilidade do agregado partícula-bolha.

Os valores experimentais de eficiência de adesão foram obtidos pela equação 3.36. Os valores calculados de eficiência de adesão foram obtidos pelo método de Dobby & Finch (1987), que é definido pela razão entre a área correspondente ao ângulo θ_a e à área correspondente ao ângulo θ_t . A equação 3.37 expressa o modelo de Dobby-Finch, usada para obtenção dos valores calculados de E_a :

$$E_a = \frac{\text{sen}^2 \theta_a}{\text{sen}^2 \theta_t} \quad 3.37$$

O ângulo θ_a , denominado ângulo de adesão, refere-se ao ângulo para o qual o tempo de colisão é igual ao tempo de deslizamento. A equação 3.38 foi usada para obtenção do ângulo de adesão (θ_a):

$$\theta_a = 2 \arctan \exp \left[-t_{ind} \frac{2(v_p + v_b) + v_b \left(\frac{d_b}{d_p + d_b} \right)^3}{d_p + d_b} \right] \quad 3.38$$

onde:

v_p : velocidade da partícula.

v_b : velocidade da bolha.

d_p : diâmetro da partícula.

d_b : Diâmetro da bolha.

t_{ind} : tempo de indução

O ângulo θ_t , máximo ângulo de colisão foi obtido pela expressão:

$$\text{sen}^2 \theta_t = 2\beta \left[(1 + \beta^2)^{0.5} - \beta \right] \quad 3.39$$

O número adimensional β foi obtido pela expressão:

$$\beta = 4d_p \rho_p / 3Kd_b (\rho_p - \rho_f) \quad 3.40$$

onde:

ρ_p e ρ_f são as densidades da partícula e do fluido, respectivamente.

d_p e d_b são os diâmetros da partícula e da bolha, respectivamente.

K é o número de Stokes, dado pela expressão:

$$K = \rho_p v_b d_p^2 / 9\eta d_b \quad 3.41$$

v_b é a velocidade da bolha e η a viscosidade dinâmica do fluido.

As Figuras 3.10 e 3.11 mostram os valores das eficiências, com valores experimentais e valores calculados, obtidos através das equações 3.36 e 3.37, respectivamente.

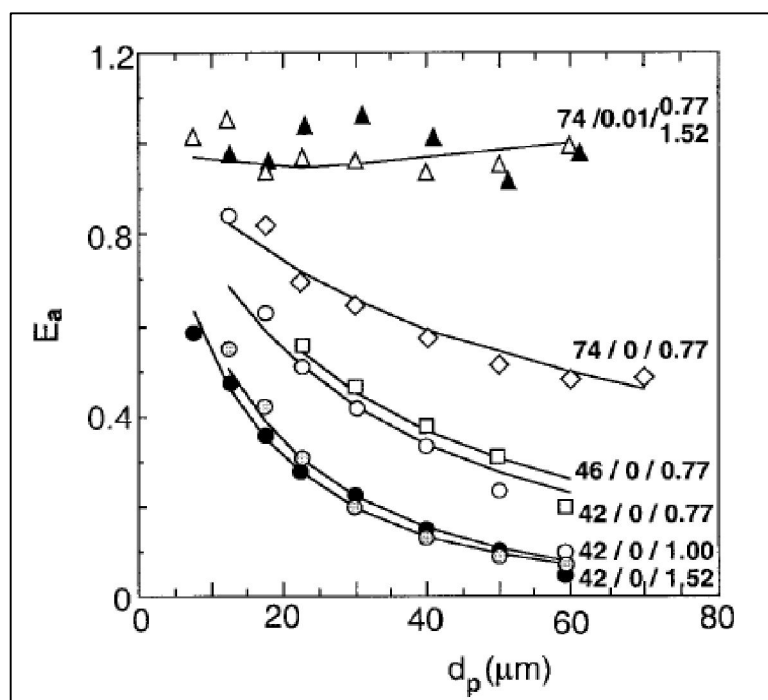


Figura 3.10 – Eficiências de adesão experimentais e calculadas em função dos diâmetros de partículas e bolhas e ângulos de contato/concentrações de KCL. Símbolos: valores experimentais. Linhas: valores calculados. Dai et al. (1999).

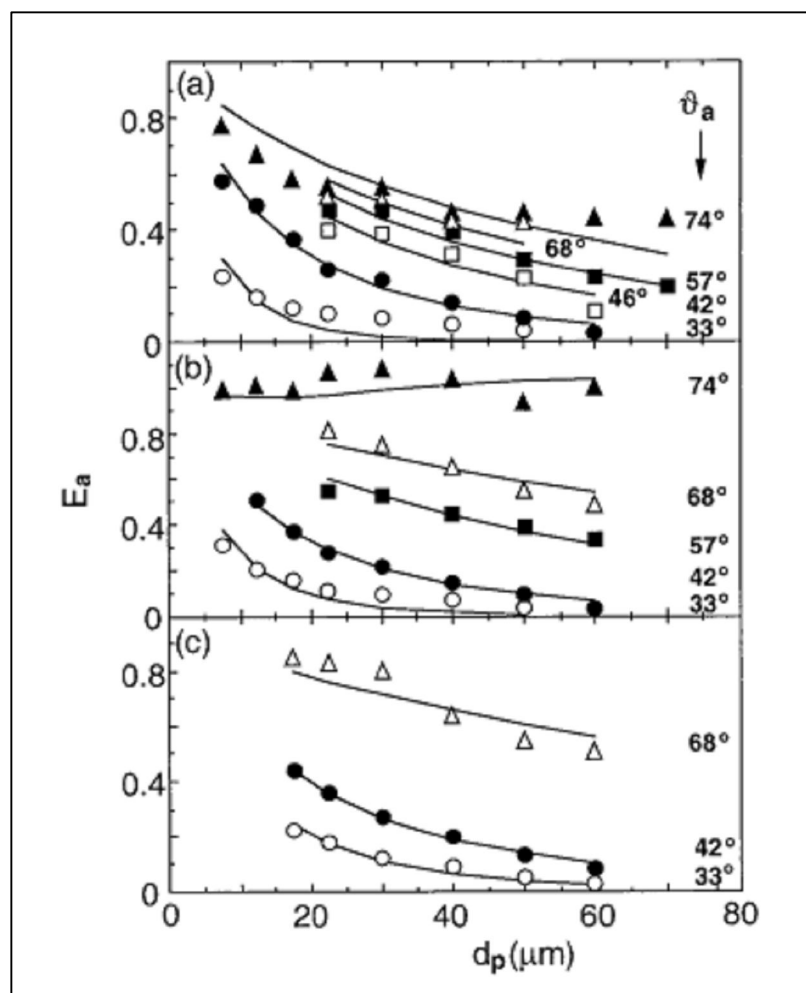


Figura 3.11 – Eficiências de adesão experimentais e calculadas em função dos diâmetros de partículas e bolhas, ângulos de contato e concentrações de KCL: (a) 0 mol/ dm³ de KCL, (b) 0,01 mol/ dm³ de KCL e (c) 0,1 mol/dm³ de KCL. Símbolos: valores experimentais. Linhas: valores calculados. Dai et al. (1999).

As Figuras 3.10 e 3.11 mostram que a eficiência de adesão diminui com o aumento do tamanho da partícula e aumenta com o aumento do ângulo de contato. A atração hidrofóbica (e subsequente adesão) entre partícula e bolha aumenta com o aumento do ângulo de contato, enquanto a espessura crítica do filme líquido diminui (Dai et al., 1999). Segundo estes autores, o efeito do ângulo de contato também pode ser explicado através do tempo de indução, onde o aumento do ângulo de contato promove redução neste tempo.

A influência do tamanho da partícula na eficiência de adesão pode ser atribuída pelo seu efeito no tempo de deslizamento, bem como no tempo de indução, pois o tempo de deslizamento reduz com o tamanho da partícula (Dai et al., 1999). Em particular, quando o tamanho da partícula reduz para próximo de 20 μ m a eficiência de adesão então aumenta acentuadamente com maior diminuição do tamanho da partícula. Uma explicação para este comportamento é que o tempo de deslizamento aumenta mais acentuadamente com a redução no tamanho da partícula (Dai et al., 1999).

A Figura 3.11 indica que menores tamanhos de bolhas promovem maiores eficiências de adesão para mesmos valores de tamanhos de partículas e ângulos de contato. Além disto, as diferenças entre as eficiências de adesão para bolhas de 0,77mm e 1,52mm diminuem para maiores valores de ângulos de contato, indicando assim que a eficiência de adesão é menos afetada pelo tamanho de bolhas para partículas com elevado grau de hidrofobicidade.

Dai et al. (1999) realizaram também medidas do tempo de indução através da equação empírica:

$$t_{ind} = Ad_p^B \quad 3.42$$

O Parâmetro B possui valor de 0,6, sendo independente dos tamanhos de partícula e bolha e do ângulo de contato, conforme mostra a Figura 3.12.

Por outro lado, o parâmetro A depende do ângulo de contato, conforme mostra a Figura 3.12.

A equação 3.42 indica que o tempo de indução é proporcional ao diâmetro da partícula (dp).

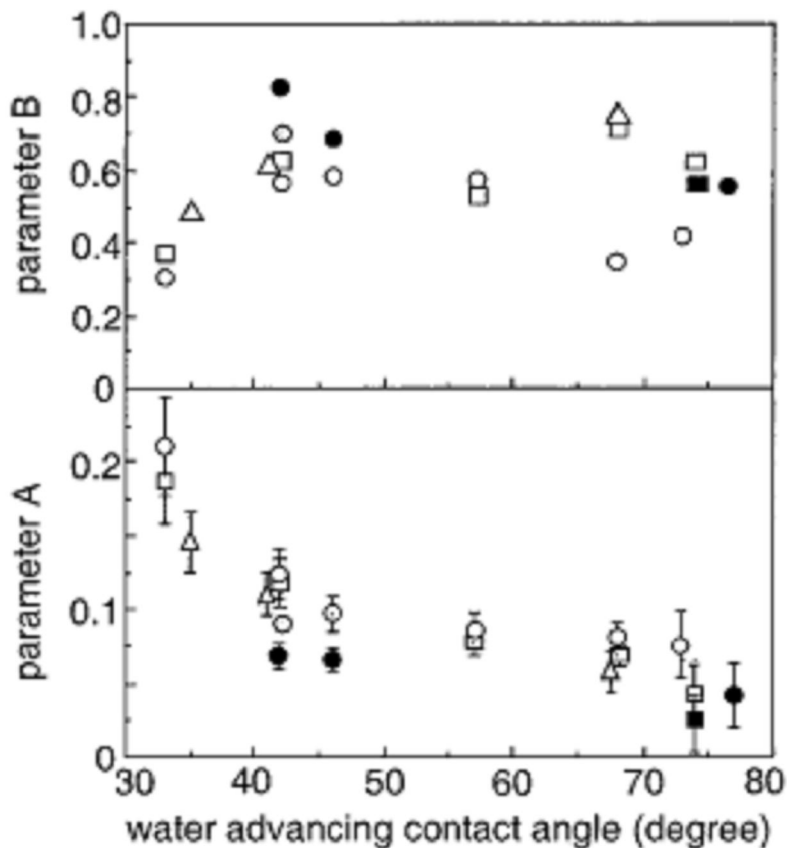


Figura 3.12 – Parâmetros A e B em função do ângulo de contato. Dai et al. (1999).

Segundo Nguyen & Evans (2004) os fenômenos de adesão e destacamento entre partículas e bolhas são mais complexos e menos entendidos que o fenômeno de colisão, pois são essencialmente controlados por vários fatores químicos e físico químicos, sendo difíceis de serem modelados matematicamente. Estes autores mediram o movimento de partículas ao longo de bolhas estacionárias imersas em meio aquoso, através de câmera de vídeo. Medições detalhadas da trajetória das partículas foram utilizados para determinar o tempo da afinamento do filme, sendo estes tempos comparados com modelos que descrevem o movimento da partícula ao longo da bolha. A Figura 3.13 mostra os valores de tempo de deslizamento medidos e previstos pelos modelos em função do ângulo polar da partícula ao longo da bolha.

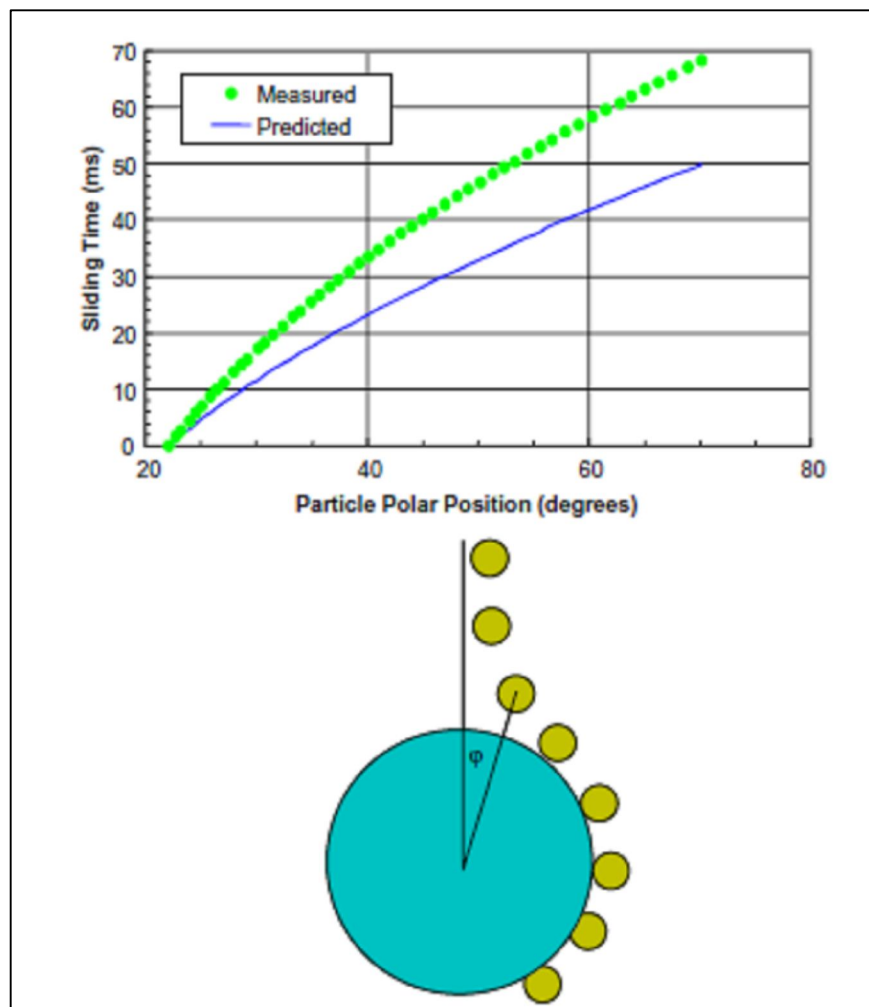


Figura 3.13 – Tempos de deslizamento medidos e previstos por modelos matemáticos em função do ângulo polar da partícula em relação à bolha (Nguyen & Evans, 2004).

Os resultados da Figura 3.13 indicam que o tempo de deslizamento aumenta para maiores valores de ângulos polares, além das discrepâncias entre os valores medidos e os calculados pelos modelos matemáticos. As seguintes conclusões foram feitas por estes autores: (i) as forças superficiais apresentam pouco efeito sobre o movimento da partícula ao longo da bolha; (ii) o processo de deslizamento no fenômeno de adesão entre partículas e bolhas não é satisfatoriamente descrito pelos modelos teóricos atuais (iii) este fenômeno parece ser controlado pela interação hidrodinâmica de curto alcance entre partículas e bolhas com os surfatantes adsorvidos usados na flotação.

3.4.1.3. Processo de estabilidade do agregado partícula-bolha

Partículas minerais, principalmente de maiores diâmetros, podem ser destacadas nos sistemas de flotação. Segundo Schulze (1982), quando o contato das três fases é formado, a partícula só pode ser separada por algum fator externo, como a energia do campo turbulento. Segundo Yoon e Mao (1996) a probabilidade de descolamento (P_d) é função da força de adesão (W_a), da barreira de energia (E_1) e da energia cinética (E'_k), conforme a expressão:

$$P_d = \exp\left(\frac{-W_a + E_1}{E'_k}\right) \quad 3.43$$

onde:

W_a = força de adesão;

E_1 = barreira de energia;

E'_k = energia cinética.

A equação 3.43 sugere que uma partícula poderá ser destacada de uma bolha se sua energia cinética for maior que a soma do trabalho de adesão e a energia de separação. A função exponencial foi usada porque as múltiplas pequenas partículas na superfície da bolha teriam valores de E'_k distribuídos.

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

Através desse balanço e da análise dessas forças fundamentais que estão envolvidas no descolamento partícula-bolha, pode-se determinar o máximo tamanho flotável de partícula

e começar a entender os parâmetros que causam ou que impedem o destacamento entre partículas e bolhas (Vieira, 2005).

Trabalhos realizados por Morris (1950), através de medidas de ângulos de contato, mostraram que as partículas mais pesadas produziram ângulos mais próximos ao ângulo máximo e assim estavam mais perto do ponto de destacamento. Este autor determinou que o tamanho de bolha era um fator crítico no destacamento e que a chance de partículas grossas permanecerem aderidas é muito dependente do ângulo de contato. Dentro deste contexto, ele concluiu que as chances de retenção melhoram com a hidrofobicidade de superfície e tamanho de bolha crescente.

Trabalhos realizados por Bazin & Proulx (2001) mostraram um decréscimo na recuperação de partículas grossas. Segundo eles, esse decréscimo poderia ser explicado pela ocorrência de ruptura do agregado partícula-bolha devido à insuficiente cobertura hidrofóbica das superfícies das partículas grossas.

Laskowski et al. (1974) afirmaram que a probabilidade de estabilidade do agregado partícula-bolha é influenciada pelo ângulo de contato, pelos raios da partícula e da bolha e pela densidade da partícula (Vieira, 2005).

A força de destacamento foi deduzida por Ahmed et al. (2000) através da equação abaixo:

$$F_{\text{det}} = \frac{4}{3} \pi r_p^3 \rho_p a_{cr} \quad 3.44$$

onde:

r_p = raio da partícula;

ρ_p = densidade da partícula;

a_{cr} = aceleração centrífuga crítica.

Pode-se dizer que os modelos e estudos de estabilidade entre partículas e bolhas envolvem a análise das forças que atuam neste sistema e que podem contribuir para sua estabilidade ou ruptura. Conforme mencionado por Nguyen & Evans (2004) estes modelos são complexos e pouco entendidos.

3.5. Efeito do tamanho de partículas em sistemas de flotação

Os atuais sistemas de flotação são alimentados por polpas contendo uma grande variedade de tamanhos de partículas minerais. Na flotação de óxidos e silicatos, a presença de partículas ultrafinas influencia negativamente o processo. Estas partículas precisam, geralmente, ser removidas por ciclonagem antes da flotação, o que pode significar uma perda considerável de minerais valiosos (Oliveira, 2006). Porém, a não remoção destas partículas pode implicar em perda de seletividade e de controle de processo, em virtude do maior consumo de reagentes ocasionado pela maior área superficial específica.

Segundo Oliveira (2006) é bastante difundido na literatura técnica a concepção de que o rápido e desproporcional consumo de coletor pelas partículas finas, devido à sua maior área superficial específica, acarreta uma menor cobertura hidrofóbica na superfície das partículas grossas que seriam, por esta razão, menos flotáveis. Esta concepção foi respaldada inicialmente pelos trabalhos de Glembotsky (1968) referente ao sistema pirita-xantanto, o qual observou que uma maior concentração de reagentes era necessária para flotar partículas maiores.

A eficiência da flotação de partículas finas tem sido objeto de muitos estudos teóricos e experimentais, como indicam os trabalhos de revisão realizados por Trahar (1981) e Schulze (1984). Estes estudos demonstraram que a dificuldade de recuperação das partículas mais finas pode ser atribuída a fatores hidrodinâmicos e ao efeito da carga elétrica das partículas e bolhas. O tamanho das bolhas é também uma variável importante, sobre a qual, no entanto, tem sido difícil exercer um controle efetivo e contínuo, sendo uma área de pesquisa com grandes perspectivas (Oliveira, 2006).

A flotação de partículas grossas tem sido estudada por alguns pesquisadores (Trahar, 1981; Schulze, 1977; Crawford & Ralston, 1988), cujos resultados mostram que as mesmas forças responsáveis pela colisão e agregação entre partículas e bolhas podem romper a estabilidade do agregado. De forma geral, a eficiência de colisão e coleta cai drasticamente para partículas acima de 300 μ m. Ao contrário dos mecanismos de colisão e adesão entre bolhas e partículas, o fenômeno de descoleta ainda não é quantificado satisfatoriamente.

Algumas investigações têm sido feitas no sentido de avaliar ou mesmo determinar o tamanho máximo de partículas no processo de flotação. Nguyen et al. (2003) desenvolveram equações que determinam a grandeza da adesão e o tamanho limite de partículas na flotação através da análise da aplicação do conjunto de forças gravitacional e capilar, as quais controlam a estabilidade do sistema bolha-partícula e sua descoleta. Soluções aproximadas da equação de Young-Laplace foram usadas para o desenvolvimento de equações simples para partículas de vários tamanhos.

Equações simples para o máximo tamanho de partículas flotáveis foram desenvolvidas como funções explícitas do ângulo de contato, tensão superficial, densidade da partícula e aceleração centrífuga média, conforme proposto por Schulze (1982):

$$\left(R_{p\max}\right)^2 + R_{p\max} \frac{3\text{sen}^2 w^* (\sigma' - \rho_1 g z_0)}{4(g\Delta\rho + b_m \rho_p)} + \frac{3\sigma \text{sen} w^* \text{sen}(w^* + \theta)}{2(g\Delta\rho + b_m \rho_p)} = 0 \quad 3.45$$

onde:

$R_{p\max}$ = raio máximo de partículas flotáveis;

ρ_p = densidade da partícula;

ρ_1 = densidade do líquido;

$\Delta\rho = \rho_p - \rho_1$;

θ = ângulo de contato da partícula;

σ = tensão superficial do líquido;

g = aceleração da gravidade;

b_m = aceleração centrífuga média, conhecida como aceleração da máquina de flotação;

z_0 = altura da interface gás-líquido;

σ' = pressão capilar sobre o contato das três fases;

$$\sigma' = \frac{2\sigma}{R_b} - 2R_b\rho_1g \quad 3.46$$

$$w^* = \pi - \frac{\theta}{2} \quad 3.47$$

Como a espessura do menisco (z_0) é uma função complexa do raio da partícula, a equação 3.45 não apresenta fácil solução, exigindo sucessivas etapas de iteração.

Outra solução encontrada para a determinação do tamanho máximo de partículas flotáveis, foi proposto por Nguyen (2003) através do balanço de forças atuantes numa partícula esférica aderida a uma bolha de grande diâmetro. As seguintes forças foram consideradas na análise:

i. força capilar que atua ao longo da tangente à interface gás-líquido e que tende a levar a partícula para a fase gasosa, sendo assim efetiva para manter a partícula aderida à interface gás-líquido. A intensidade da força capilar é dada pela seguinte expressão:

$$F_c = 2\pi R_p \sigma \sin\alpha \sin(\theta - \alpha) \quad 3.48$$

ii. empuxo (F_E), responsável por suportar a partícula aderida à interface:

$$F_E = \frac{\pi R_p^3 \rho_1 g}{3} (2 + 3\cos\alpha - \cos^2\alpha) \quad 3.49$$

iii. pressão hidrostática (F_p), também contribui para a adesão da partícula à interface líquido-gás:

$$F_p = \pi R_p^2 H \rho_1 g \sin^2\alpha \quad 3.50$$

H: altura da interface líquido-gás deformada na linha de contato das três fases;

$\pi R_p^2 H \sin^2 \alpha$: volume do cilindro sobre a área πr_{tpc}^2 da linha de contato das três fases.

iv. peso (F_G) é a última força relevante no sistema, cuja ação é manter a partícula no seio do líquido:

$$F_g = \frac{-4\pi R_p^3 \cdot \rho_p \cdot g}{3} \quad 3.51$$

No equilíbrio deste sistema de forças tem-se:

$$F_C + F_E + F_P + F_G = 0 \quad 3.52$$

Segundo Ngyuen (2003), não é possível a obtenção de uma expressão explícita para o máximo tamanho de partícula flotável à partir da solução da equação 3.52.

O conjunto das forças capilar e hidrostática representa as forças de adesão, sendo responsáveis por manter a adesão da partícula na interface. Já o peso da partícula subtraída do seu empuxo é responsável pelo processo de descoleta.

Através de desenvolvimento matemático dos processos de adesão e descoleta e seus respectivos mecanismos, Ngyuen (2003) propôs a equação 3.53 para o máximo tamanho de partículas flotáveis.

A equação 3.53 mostra que o máximo tamanho de partícula flotável é uma função do ângulo de contato e densidade da partícula, bem como da aceleração (turbulência) do meio.

Sabe-se que a aceleração (turbulência) do meio das atuais máquinas de flotação é da ordem de dezenas a centenas de unidades g, o que afeta de forma mais significativa o máximo tamanho de partículas flotáveis.

$$\frac{R_{p\max}}{L} = \frac{3\rho_f g(1 - \cos\theta)}{4\Delta\rho(g + b_m)} \left(c + \sqrt{c^2 + \frac{4\Delta\rho(g + b_m)}{3\rho_f g(1 - \cos\theta)}} \right) \quad 3.53$$

Nos sistemas de flotação $\Delta\rho \gg 0$ e a constante numérica c (cujo valor é aproximadamente igual a 0,058) é menor que o segundo termo na raiz quadrada. Pode-se negligenciar esta constante para obtenção da seguinte equação simplificada:

$$R_{p_{\max}} = \sqrt{\frac{3\sigma(1 - \cos\theta)}{4\Delta\rho(g + b_m)}} \quad 3.54$$

A equação 3.54 pode ser aplicada com sucesso para sistemas constituídos por partículas finas, enquanto a equação 3.53 para partículas grossas e/ou leves.

As equações 3.53 e 3.54 acima obtidas são funções explícitas do ângulo de contato, tensão superficial, densidade da partícula e aceleração do meio, sendo este um parâmetro de controle para determinação do máximo tamanho de partículas flotáveis.

A Tabela 3.4 mostra uma comparação entre resultados experimentais e a equação 3.54 para o máximo tamanho de partículas flotáveis de silvinita (Ngyuen, 2003):

TABELA 3.4- Comparação entre valores teóricos e experimentais para $R_{p_{\max}}$

$R_{p_{\max}}$ (equação 3.53)	$R_{p_{\max}}$ (experimental)
708 μm	700 μm
529 μm	480 μm
457 μm	430 μm

Através de observações experimentais pode-se concluir que, para cada sistema de flotação, há um limite superior de tamanho de partícula flotável. Se as partículas excedem este limite, elas não podem ser flotadas nas condições que prevalecem naquele caso.

Drzymala (1994) deduziu a equação apresentada abaixo, que relaciona o tamanho máximo de uma partícula que pode ser flotada ($r_{\text{máx}}$) aos parâmetros essenciais da flotação, tais

como: densidade da partícula (ρ_p), densidade do meio (ρ_w), tensão superficial do líquido (σ), raio da bolha (R) e ângulo de destacamento (θ_d):

$$r_{\max} = \left[\frac{3\sigma}{2g(\rho_p - \rho_w)} \right]^{0.5} \text{sen} \frac{\theta_s}{2} \quad 3.55$$

Sendo θ_s o ângulo aproximado de destacamento.

Segundo o autor, a equação 3.55 tem sido aplicada em vários estudos para o cálculo da hidrofobicidade de partícula. Ela pode ser usada, ainda, para relacionar o diâmetro máximo de uma partícula flotada, para $\theta_s < 40^\circ$.

Para o cálculo do ângulo de contato (θ), o autor deduziu a equação 3.56:

$$\theta = \arcsen \left[\frac{r_{\max}}{R} \text{sen} \frac{\theta_d}{2} \right] + \frac{\theta_d}{2} \quad 3.56$$

Desta forma, o ângulo de contato pode ser calculado a partir do ângulo de destacamento, que foi calculado através da equação 3.55 e do diâmetro da partícula flotada (determinado experimentalmente). O diâmetro mínimo da bolha (d_b), para flotar uma partícula de diâmetro máximo (d_{\max}), foi calculado com base na equação 3.57:

$$d_b = d_{\max} \left(\frac{\rho_p - \rho_w}{\rho_w} \right)^{0.5} \quad 3.57$$

Schulze (1982) também deduziu a equação 3.58 que permite calcular o diâmetro máximo de partícula flotada, para tamanhos menores que 600 μm .

$$d_{p\max} \approx \left[\frac{-6\gamma \text{sen}(180 - 0,5\theta) \text{sen}(180 + 0,5\theta)}{\Delta\rho g + \rho_p b m} \right] \quad 3.58$$

onde:

γ = tensão superficial da polpa;

$\Delta\rho = \rho_p - \rho_{fl}$, diferença de densidade entre a partícula e o fluido, g/cm^3 ;

θ = ângulo de contato, grau;

b_m = vórtex de aceleração, cm/s^2 ;

g = aceleração da gravidade, cm/s^2 .

Vários estudos têm sido realizados com o objetivo de se estender a faixa de tamanho ou o tamanho máximo de partícula que pode ser eficientemente tratada por flotação. Nesses estudos, são investigados os efeitos das variáveis que mais podem afetar o comportamento dessas partículas na flotação (Hall, 1996). Ahmed et al. (1989), por exemplo, estudaram o efeito da agitação (100, 300 e 600 rpm), em célula mecânica, na constante cinética, para diferentes tamanhos de partículas de quartzo (5, 10, 20 e 40 μm) e diferentes tamanhos de bolha (75, 165, 360 e 655 μm). Foi observado que, para uma agitação de 300 rpm, bolhas de todos os tamanhos foram efetivas, sendo que bolhas de 75 μm proporcionaram maior constante cinética de coleta. Em 600 rpm, as taxas de flotação para as três bolhas maiores são menores que aquelas obtidas em agitação mínima (100 rpm). Foi verificado, ainda, que a agitação tem um efeito significativo na relação constante cinética de coleta-diâmetro da partícula e que ela está relacionada com o diâmetro da bolha (Vieira, 2005).

Vieira (2005) cita os trabalhos realizados por Li et al. (1993) para a flotação de galena e quartzo em diferentes faixas de tamanhos: fino, médio e grosso; e com diferentes variações dos parâmetros de processo: conteúdo de sólidos, agitação, pH, dosagem de espumante e tempos de condicionamento. As principais observações feitas a partir dos resultados foram:

- i. a recuperação das partículas finas, médias e grossas diminuiu com o aumento na porcentagem de sólidos;
- ii. as partículas grossas (125 a 250 μm) exigiram velocidade de agitação maior que 200rpm para se obter recuperações acima de 80%. Mas foi observado que a alta agitação provocou turbulência e conseqüente destacamento de partículas já coletadas;

- iii. o aumento da dosagem de espumante foi benéfico para a flotação de partículas grossas, porque, segundo o autor, esse aumento resultou na estabilização do agregado partícula-bolha e da espuma;
- iv. um aumento no tempo de condicionamento proporcionou um aumento na recuperação de partículas grossas. Tempos menores que 5 minutos levaram a uma queda na recuperação das partículas grossas. A razão disso, segundo o autor, é que, devido à sua inércia, as partículas grossas requerem um maior nível de hidrofobicidade e maior cobertura superficial pelo coletor, a fim de se obter um contato mais firme com as bolhas de ar, superando as forças de cisalhamento.

Vieira (2005) cita também trabalhos de Klimpel (1988) sobre o efeito da dosagem de coletor na flotação de partículas grossas. Este autor verificou que este efeito é bastante significativo, uma vez que altas dosagens foram necessárias para flotar economicamente partículas grossas. Porém, ele também relatou que dosagens excessivas de coletor causaram efeitos negativos no sistema de flotação.

Trabalhos realizados por Trahar (1981) mostram a recuperação para diferentes tamanhos de partículas para a flotação de galena e calcocita sob diferentes condições (dosagens de xantano, tempos de flotação e estágios de flotação). Os resultados mostraram que a recuperação de partículas grossas é inferior à recuperação das partículas intermediárias, havendo aumento da recuperação das partículas grossas com aumento da dosagem de coletor. Foi observado também maior aumento na recuperação de partículas finas entre os estágios de flotação em relação às demais partículas. Para partículas finas ($< 2\mu\text{m}$), não houve aumento significativo de recuperação com aumento da dosagem de coletor. Os resultados destes ensaios mostraram ainda que os últimos ensaios de flotação favoreceram maiores recuperações de partículas grossas e finas em relação aos primeiros estágios.

Vieira (2005) descreve o trabalho de Crawford & Ralston (1988), no qual estes autores desenvolveram um modelo onde a relação entre flotabilidade, tamanho de partícula e hidrofobicidade pode ser investigada. Com o objetivo de verificar o modelo, esses

autores realizaram ensaios de flotação utilizando um tubo de Hallimond modificado e partículas de quartzo, cujo tamanho estava entre 15 e 125 μm . Os resultados desses ensaios mostraram que, para as partículas de tamanho de 71 μm , bastou apenas que 35% de sua superfície fosse coberta pelas moléculas do coletor, para alcançar uma recuperação de 80%. Entretanto, as partículas de tamanho de 121 μm tiveram de apresentar 60% de suas superfícies cobertas, para alcançar essa mesma recuperação. A principal conclusão é que há uma cobertura de superfície e um ângulo de contato mínimo para cada tamanho de partícula, abaixo dos quais a flotação não ocorre.

A Figura 3.14 (Trahar, 1981) mostra a interação tripla entre flotabilidade, hidrofobicidade e tamanho de partícula. Esta figura indica que partículas maiores exigem maiores níveis de hidrofobicidade que partículas finas.

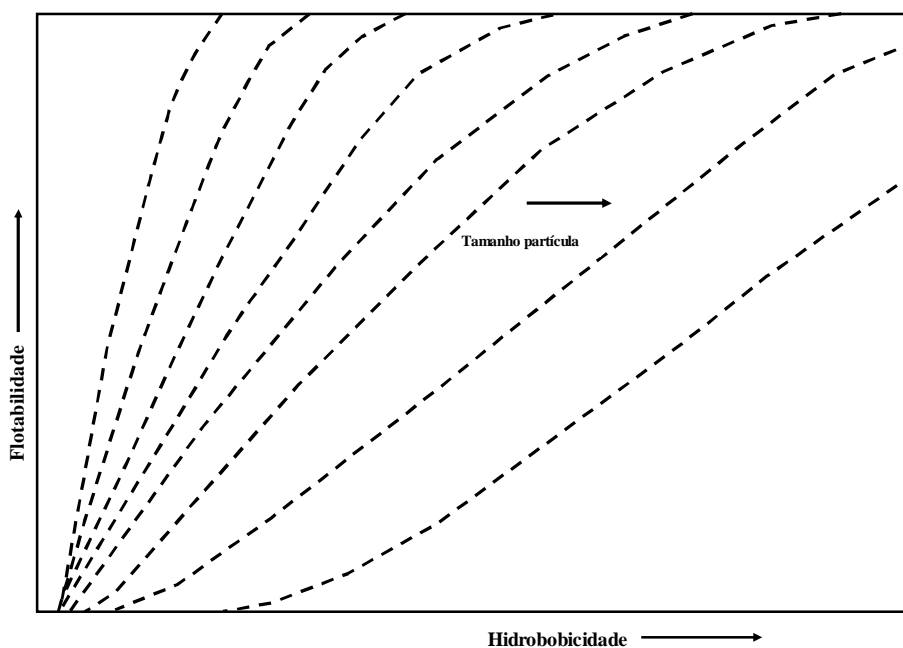


FIGURA 3.14- Interação tripla: flotabilidade, hidrofobicidade e tamanho de partícula. Modificado de Trahar (1981).

Resultados experimentais obtidos por Anthony et al. (1975) mostraram que para flotar as partículas de esfalerita de tamanho de 125 μ m foi necessária uma dosagem de coletor cinco vezes maior que a dosagem requerida para flotar partículas de 15 μ m desse mineral, na mesma taxa de flotação.

Como partículas finas possuem uma maior área superficial específica (cm^2/g) que as partículas grossas, segundo Bazin et al. (2001), o consumo de coletor necessário para produzir um determinado grau de cobertura é muito maior por unidade de massa de partículas finas que para partículas grossas. Se uma mistura de partículas finas e grossas é colocada em contato com uma determinada dosagem de coletor, grande parte deste reagente será consumida pelas partículas finas, que na realidade necessitam de pouca cobertura para serem eficientemente flotadas. Por isso, não haveria coletor disponível suficiente para produzir uma cobertura hidrofóbica requerida para flotar as partículas grossas. Dentro deste contexto, Bazin et al. (2001) testaram a idéia de realizar adições estagiadas de reagentes. A Figura 3.15 mostra o efeito da distribuição estagiada de coletor (xantato) na recuperação de partículas minerais. Conforme pode ser observado, a flotação de finos (0 a 37 μ m) é obtida prontamente pela adição inicial de xantato. Por outro lado, a recuperação de partículas médias e grossas foi observada somente após o segundo ponto de adição do coletor. Se todo coletor fosse adicionado em um único ponto no topo do banco, as partículas finas poderiam ter provavelmente consumido a maior parte do coletor disponível, levando à uma cobertura insuficiente das partículas grossas.

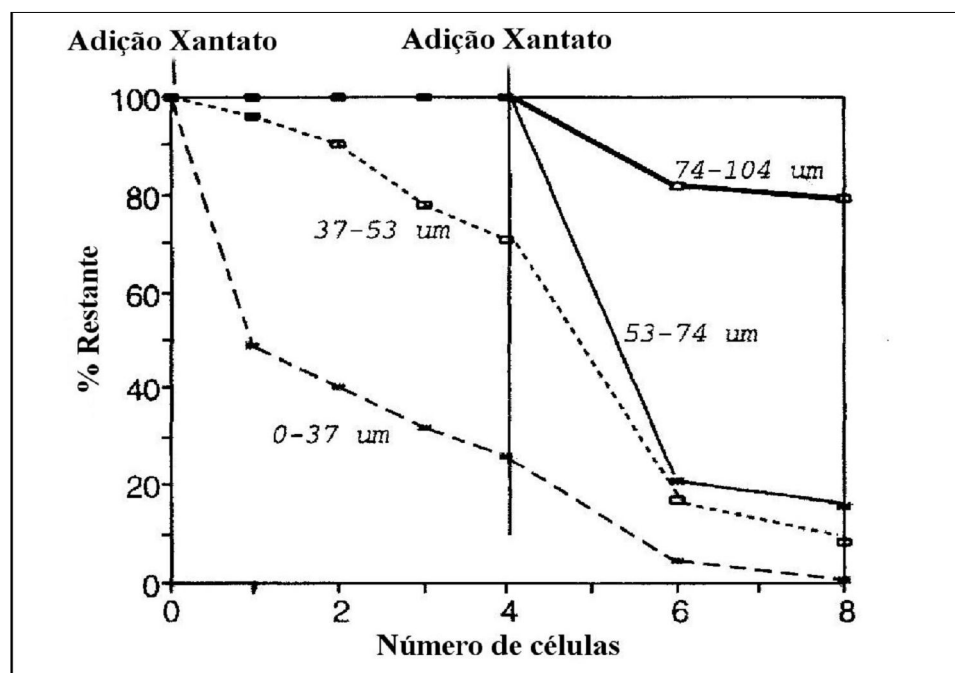


FIGURA 3.15– Efeito da distribuição estagiada de coletor na recuperação de partículas minerais. Bazin et al. (2000).

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

O efeito do tamanho de partículas no processo de flotação tem sido relatado por alguns autores, com propostas de individualização de circuitos para partículas finas e grossas. Estudos feitos na indústria de fosfatos (Barros et al., 2001) mostraram o efeito nocivo da presença de minérios granulados na flotação em conjunto com minérios friáveis, levando a individualização do circuito de flotação para estas duas litologias. Os resultados mostraram ganhos de 5 a 8% na recuperação de P_2O_5 com manutenção do teor deste elemento no concentrado. Para os minérios friáveis, os estudos indicaram a necessidade de

individualização dos circuitos de flotação para partículas finas ($-150\mu\text{m}$) e partículas grossas ($+150\mu\text{m}$), com aumento na recuperação de P_2O_5 próxima de 6% após a individualização dos circuitos. Os resultados mostraram a presença de gangas na fração fina causava efeitos nocivos na flotação em conjunto.

A utilização de circuitos separados para flotação de partículas grossas ($+45\mu\text{m}$) e finas ($-45\mu\text{m}$), através de colunas de flotação, células mecânicas e novos reagentes químicos, permitiram ganhos de 6 a 7% na recuperação de P_2O_5 em outra usina de fosfato (Guimarães & Peres, 2003).

Estudos realizados por Vieira & Peres (2007) avaliaram o efeito do tipo de coletor, porcentagem de sólidos, pH e granulometria na flotação de quartzo usando células mecânicas e colunas de flotação. Os resultados mostraram: (i) a eterdiamina foi mais eficiente para flotação de partículas médias e grossas, tanto em células mecânicas quanto em colunas, enquanto a eteramina foi mais eficiente para flotação de partículas finas; (ii) a variação da porcentagem de sólidos foi mais marcante na recuperação de partículas grossas; (iii) a presença de uma quantidade definida de quartzo fino pode aumentar a recuperação de partículas grossas de quartzo.

A flotabilidade obtida em ensaios de laboratório de diferentes minerais de ferro foi avaliada recentemente por Lima et al. (2007) para diferentes tipos de depressores em diferentes condições de dosagens e valores de pH durante condicionamento. Este trabalho foi realizado com amostras de minerais de ferro de elevados teores, aproximadamente 65 a 66%, com baixo teor de contaminantes e diferentes composições mineralógicas e diferentes tamanhos de cristais. Os objetivos foram: (i) avaliar a afinidade dos diferentes minerais de ferro pelo coletor (eteramina), denominada de Flotabilidade; (ii) avaliar melhores tipos de depressores e condições (dosagem e pH durante condicionamento).

Os resultados mostraram que minerais de ferro com pequenos tamanhos de cristal (compostos tipicamente por hematitas lisas ou especulares) apresentaram elevada afinidade pelo coletor (elevada flotabilidade), exigindo elevadas dosagens de depressores para

redução de sua tendência natural à flotação. Por outro lado, minerais de ferro com grandes tamanhos de cristal (compostos por hematitas martíticas, goethíticas e magnetitas) apresentam baixos valores de flotabilidade, não exigindo grande poder de depressão. A Figura 3.16 mostra a relação obtida entre flotabilidade e tamanho dos cristais dos minerais de ferro, obtido através de estimativa pelo microscópio ótico de luz refletida. A relação entre a massa flotada e a massa da alimentação obtidas nos ensaios de flotação foi denominada como flotabilidade (Flotabilidade = massa flotada / massa da alimentação da flotação).

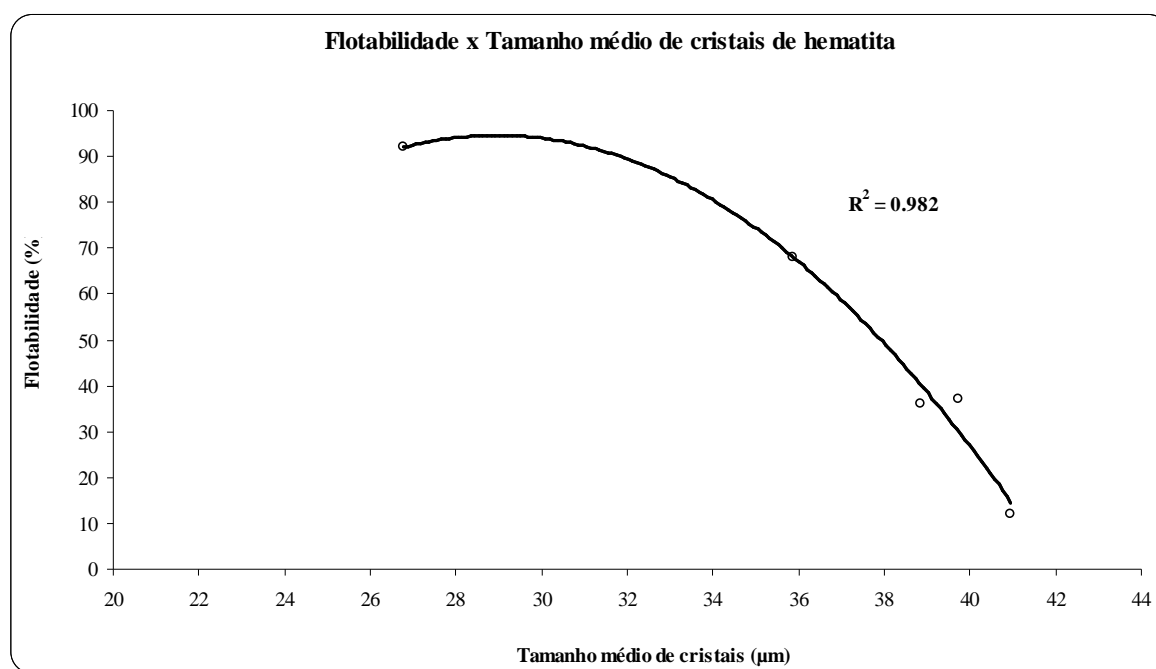


FIGURA 3.16- Flotabilidade x tamanho de cristais de minerais de ferro (Lima et al. 2007).

Este trabalho mostrou também que a tendência natural à flotação dos minerais de ferro de pequenos tamanhos de cristais (especularíticos) pode ser drasticamente reduzida com a utilização de amido de milho condicionado em pH próximo de 8, possivelmente devido à maior concentração das espécies $\text{Fe}(\text{OH})$ e $\text{Fe}(\text{OH})_2$ na interface mineral/solução. A presença de sítios metálicos hidroxilados na interface mineral/solução favorece a interação

química entre amido e os minerais de ferro, propiciando uma depressão mais efetiva desses minerais, conforme trabalhos realizados por Raju et al. (1997).

Durante a realização deste trabalho (Lima et al. 2007) foi analisado o comportamento de diferentes minérios de ferro através de amostragens em circuito de flotação piloto. Em todas as amostragens, as condições do circuito de flotação foram otimizadas visando à obtenção de concentrados com teor de SiO_2 próximos de 1% e a maximização da recuperação metálica. A Figura 3.17 mostra a relação obtida entre o teor de Fe no rejeito da flotação e o percentual de partículas maiores que 0,075mm na alimentação da flotação, com base em resultados de testes piloto de flotação realizados pelo Autor desta Tese.

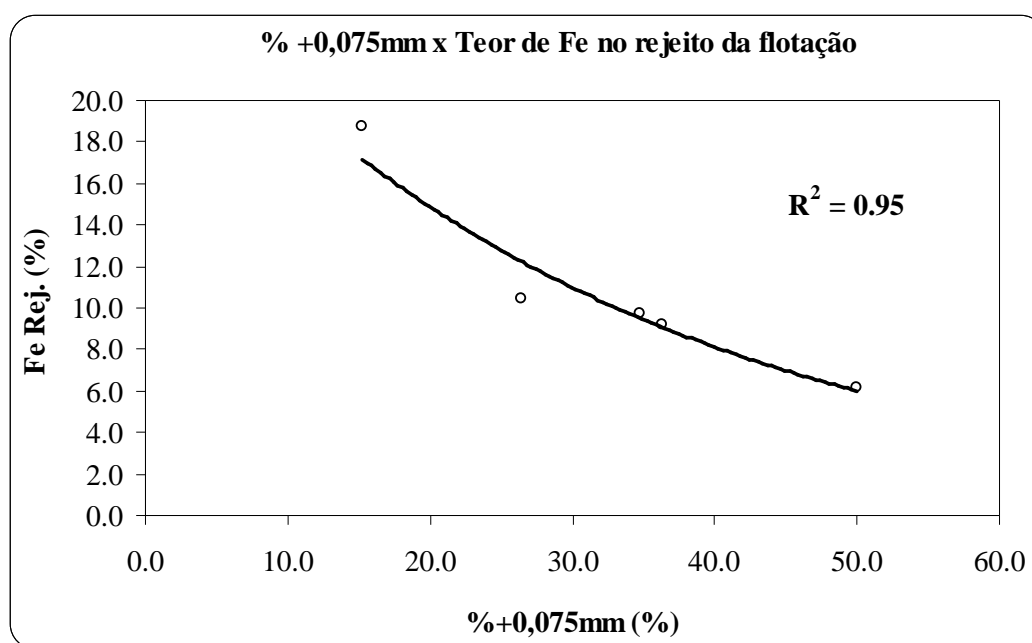


FIGURA 3.17- Teor de Fe no rejeito x % de partículas +0,075mm na alimentação da flotação (Resultados de testes de flotação em escala piloto realizados pelo Autor desta Tese).

A análise da Figura 3.17 mostra que a distribuição granulométrica da alimentação da flotação afeta drasticamente o teor de Fe no rejeito. Minérios com baixos percentuais de partículas menores que 0,075mm apresentaram baixos teores de Fe no rejeito. Estes

resultados estão de acordo com aqueles mostrados e discutidos na Figura 3.16, onde minérios finos apresentam elevada afinidade pelo coletor, com elevada tendência ao enriquecimento do rejeito.

3.5.1. Flotação de partículas finas (< 45 μ m)

A eficiência de flotação de partículas finas foi objeto de estudos mostrados por Trahar (1981) e Schulze (1984), os quais demonstraram que a dificuldade de recuperação destas partículas pode ser atribuída a fatores hidrodinâmicos e ao efeito da carga elétrica das partículas e das bolhas.

Algumas alternativas foram propostas visando o aumento na recuperação de finos, baseados na agregação de partículas minerais por intermédio de reagentes ou da interação com outras partículas minerais. Estes são a flotação transportadora e a flotação por cisalhamento. O processo de floculação por cisalhamento objetiva a formação de agregados seletivos de partículas hidrofobizadas com agentes tensoativos em um sistema turbulento. Posteriormente, é possível a flotação desses agregados. Como resultado da agitação turbulenta e das colisões ocorre a formação destes agregados através do efeito hidrofóbico. Bulatovic & Salton (1989) reportaram resultados de flotação após condicionamento com alta agitação, o qual aumentou a recuperação global das partículas portadoras de cobre. Estudos realizados (Valderrama & Rubio, 1998) mostram que o condicionamento turbulento, como tratamento da polpa prévio a flotação, aumentou a recuperação de finos de ouro e sulfetos de cobre. Para o caso do ouro, a cinética de flotação aumentou em 7 vezes, a recuperação em 24% e o teor em 50%. Estes resultados foram interpretados pelo aumento da concentração de partículas hidrofóbicas finas e ultrafinas, como resultado do processo de agregação por cisalhamento seguido pela flotação transportadora.

3.5.2. Flotação de partículas grossas

A flotação de partículas grossas tem sido objeto de estudo de alguns pesquisadores (Trahar, 1981; Schulze, 1977), cujos resultados mostram que as mesmas forças responsáveis pela

colisão e agregação entre partículas e bolhas podem romper a estabilidade do agregado e assim a descoleta das partículas. De forma geral, a eficiência de colisão e coleta cai drasticamente para partículas acima de $300\mu\text{m}$. Pode-se dizer assim que a probabilidade de descoleta é maior para maiores tamanhos de partículas, embora estas apresentem também maiores probabilidades de colisão.

Leppinen et al. (2003) desenvolveram um processo para flotação de partículas grossas, denominado “SIF” (“Separation in Froth”), através do qual polpas com 60 a 80% de sólidos em massa são direcionadas ao reator de flotação pela região de espuma (parte superior), apresentando assim elevado contato partícula-bolha. Os estudos (bancada e piloto) foram feitos para partículas de até 3,0mm de tamanho de apatita, calcita, silicatos e diamante.

No processo de separação por espuma (“SIF – Separation in Froth”) as partículas minerais hidrofóbicas são removidas pelas bolhas de ar imediatamente após sua alimentação no reator de flotação, enquanto as partículas hidrofílicas seguem a trajetória descendente através deste equipamento. A Figura 3.18 ilustra o princípio de funcionamento do processo “SIF”.

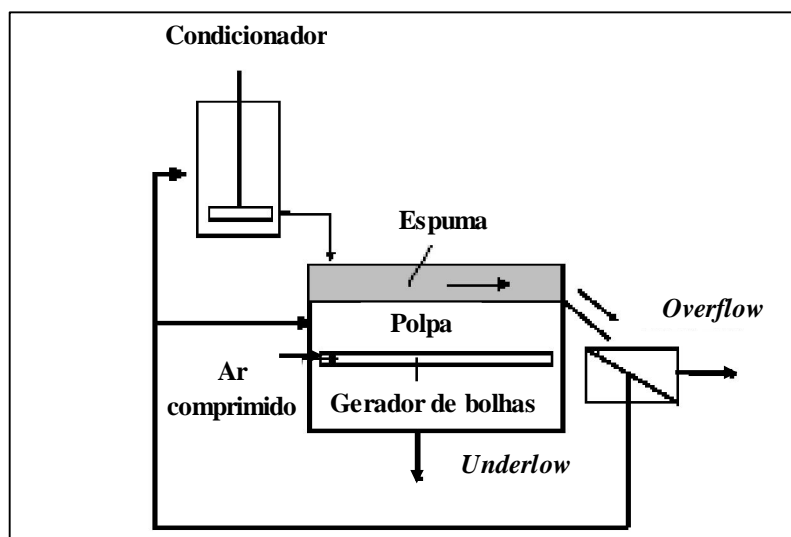


FIGURA 3.18- Desenho esquemático do processo de separação por espuma (Leppinen et al., 2003).

A polpa é alimentada com elevada porcentagem de sólidos (60 a 80%) e com baixa velocidade, permitindo assim elevada interação entre partículas e bolhas. O tempo de residência gira em torno de segundos, sendo suficiente para a coleta e remoção das partículas hidrofóbicas.

O processo de separação por espuma (“SIF”) pode ser mais bem entendido através da equação 3.2 comentada no item 4.

$$P = P_c \times P_a \times P_r \times (1 - P_d) \quad 3.2$$

A probabilidade de colisão (P_c) é próxima de um (1), devido ao elevado contato existente entre bolhas e partículas antes que estas alcancem a fase líquida. Após o condicionamento, as partículas são direcionadas a uma camada de espuma do reator de flotação, apresentando assim elevada probabilidade de colisão, favorecido ainda pela elevada porcentagem de sólidos contidos na polpa.

A baixa velocidade relativa entre bolhas e partículas torna a probabilidade de adesão (P_a) elevada neste processo.

A probabilidade de descoleta (P_d) sofre forte influência do tamanho da partícula: quanto maior esta maior a probabilidade de descoleta. A baixa velocidade relativa entre bolhas e partículas, a baixa densidade da espuma e o curto tempo de residência no “SIF” reduzem a probabilidade de descoleta, permitindo assim a flotação de partículas grossas, impossíveis de serem coletadas no processo de flotação tradicional.

Segundo Leppinen et al. (2003) o tamanho máximo de partículas possíveis de serem coletadas através do processo “SIF” pode ser estimado através da análise das forças atuantes neste:

$$F_{mg} = F_C + F_A + F_f \quad 3.59$$

Sendo:

F_{mg}: força peso;

F_c: força capilar;

F_A: força de Arquimedes (empuxo);

F_f: força de fricção (atrito).

A equação 3.59 é satisfeita quando o equilíbrio é alcançado na flotação.

Considerando-se os baixos valores de densidade e viscosidade da espuma, que caracterizam F_A e F_f, a equação 3.59 pode ser simplificada para a equação 3.60:

$$F_{mg} = F_c \quad 3.60$$

$$V\rho g \leq L\sigma \sin\theta \quad 3.61$$

Sendo:

V = volume da partícula;

ρ = densidade da partícula;

g = aceleração da gravidade;

L = espessura do contato entre a bolha e a partícula;

σ = tensão superficial;

θ = ângulo de contato entre a bolha e a superfície da partícula.

O máximo tamanho de partícula flotável pode ser obtida quando $V\rho g = L\sigma \sin\theta$, ou seja:

$$D_{\max} = (A\sigma / \rho g)^{1/2} \quad 3.62$$

A = coeficiente geométrico que caracteriza a relação entre a maior linha de contato bolha-partícula possível e o volume da partícula.

Através da equação 3.62, os autores calcularam o diâmetro máximo de partículas flotáveis através do “SIF”, considerando diversas formas de partículas (cúbicas, cilíndricas, esféricas e octaédricas). A Tabela 3.5 mostra os resultados obtidos por estes autores (considerando-se $\sigma = 0,03$ a $0,04$ N/m):

TABELA 3.5- Cálculo dos tamanhos máximos de partículas flotáveis (mm) pelo “SIF” (Leppinen et al., 2003).

Mineral / Material	Densidade (g/cm ³)	Cúbico A = 4,82	Cilíndrico A = 16/ π	Esférico A = 6	Octaédrico A = 10,4
Carvão	1,55	3,40	3,50	3,80	5,00
Teflon	2,15	2,89	2,97	3,22	4,24
Quartzo	2,65	2,60	2,67	2,90	3,82
Diamante	3,50	2,26	2,33	2,52	3,32
Pirita	5,20	1,86	1,91	2,07	2,73
Galena	7,65	1,53	1,57	1,71	2,25
Ouro	17,0	1,03	1,05	1,15	1,51

A Tabela 3.5 mostra que é possível a flotação de partículas de quartzo com diâmetros entre 2,60mm (forma cúbica) e 3,82mm (forma octaédrica) pelo processo “SIF”.

O processo de separação por espuma (“SIF”) foi aplicado através de testes em escalas de bancada e piloto para calcita, apatita e diamante. Os resultados mostraram a possibilidade de flotação de partículas de até 3,0mm de diâmetro, com elevados valores de recuperação e seletividade.

Apesar de permitir a flotação de partículas grossas, o grau de liberação pode limitar a aplicação do processo “SIF”, tendo como ainda como limitantes: baixo grau de hidrofobicidade e presença de finos.

Lima (2008) realizou ensaios exploratórios em escala de bancada com a metodologia do processo “SIF” para a fração -1,0+0,150mm de um minério itabirítico do Quadrilátero Ferrífero. A Tabela 3.6 mostra a distribuição granulométrica da alimentação dos testes e a Tabela 3.7 o resumo dos resultados obtidos.

TABELA 3.6- Análise granulométrica da alimentação dos testes exploratórios do processo “SIF” (Lima, 2008).

Malha (mm)	% Ret. Simples	% Ret. Acumulado	% Pass. Acumulado	Fe (%)	SiO ₂ (%)
1.000	1.09	1.09	98.91	63.37	7.27
0.600	5.16	6.25	93.75	59.13	13.16
0.300	21.30	27.55	72.45	49.32	28.35
0.150	49.51	77.06	22.94	44.80	35.22
-0150	22.94	100.00	0.00	58.31	15.75
Global	100.00	xx	xx	49.80	27.85

TABELA 3.7. Resumo dos resultados exploratórios do processo “SIF” (Lima, 2008).

Parâmetros	Alimentação	Concentrado	Rejeito
Rec. Massa	100.00	66.76	33.24
Rec. Fe (%)	100.00	96.18	3.82
Rec. SiO ₂ (%)	100.00	2.05	97.95
Fe (%)	47.73	68.77	5.48
SiO ₂ (%)	28.40	0.87	84.05
% + 0.1,00 mm	1,09	2,06	0,00
% + 0.300 mm	27.55	27.63	20.55
% + 0.150 mm	77.06	70.87	84.63
% - 0.150 mm	22.94	29.13	15.37
% - 0.045 mm	2.50	1.50	4.51
Seletividade (Gaudin)		35	
Coletor (g/t _{SiO2})		400	
Depressor (g/t _{alim})		500	

Os resultados obtidos mostraram elevado potencial de aplicação do processo “SIF” para concentração da fração -1,0 +0,150mm de minérios itabiríticos. Algumas observações podem ser feitas após a realização dos ensaios e obtenção dos resultados:

- Possibilidade de aplicação do processo de flotação por espuma para minérios de ferro com “top size” próximo de 1,0mm, com baixo percentual de partículas finas.
- Os testes foram realizados em circuito aberto com dois estágios de limpeza (rougher e cleaner), com tempo de residência próximo de 1 minuto.
- Os testes realizados indicaram necessidade de elevada dosagem de coletor (amina) e dificuldades para manutenção da polpa em suspensão.
- Testes adicionais devem ser realizados para confirmação dos resultados com outros tipos de minérios, além da reprodução dos testes em escala piloto.

Lima (2008) realizou análises em um circuito industrial de flotação mecânica para diferentes frações granulométricas de um minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero. A análise foi feita considerando duas distribuições granulométricas na alimentação do circuito de flotação. As Tabelas 3.8 e 3.9 mostram as análises granuloquímicas das alimentações.

TABELA 3.8- Análise granuloquímica da 1ª avaliação industrial (Lima, 2008)

Malha (mm)	% Ret. Simples	% Ret. Acumulado	% Pass. Acumulado	Fe (%)	SiO ₂ (%)
0.300	9.62	9.62	90.38	53.02	20.56
0.200	12.93	22.55	77.45	39.17	41.05
0.150	22.59	45.14	54.86	28.48	56.14
0.105	10.48	55.62	44.38	27.21	58.09
0.075	13.41	69.03	30.97	31.27	49.97
0.053	8.26	77.29	22.71	41.21	34.20
0.045	6.70	83.99	16.01	55.54	16.36
-0.045	16.01	100.00	0.00	65.76	5.44
Global	100.00	xx	xx	41.30	37.55

TABELA 3.9- Análise granuloquímica da 2ª avaliação industrial (Lima, 2008)

Malha (mm)	% Ret. Simples	% Ret. Acumulado	% Pass. Acumulado	Fe (%)	SiO ₂ (%)
0.300	3.58	3.58	96.42	33.10	52.48
0.200	8.65	12.23	87.77	36.05	47.55
0.150	12.25	24.48	75.52	35.13	48.91
0.105	15.80	40.28	59.72	45.15	35.00
0.075	22.46	62.74	37.26	43.12	38.05
0.053	12.45	75.19	24.81	51.25	25.80
0.045	11.44	86.63	13.37	57.80	15.50
-0.045	13.37	100.00	0.00	59.63	12.16
Global	100.00	xx	xx	46.39	32.67

As seguintes observações podem ser feitas após avaliação dos resultados e análises da operação do circuito industrial:

- Elevada sensibilidade do circuito de células mecânicas com a variação granulométrica da alimentação, havendo dificuldades para manutenção da polpa em suspensão no 1º teste, devido ao elevado percentual de partículas maiores que 0,150mm. A redução do percentual de sólidos na alimentação (de 50 para 43%) favoreceu a manutenção da polpa.

TABELA 3.10- Resultados das avaliações industriais do circuito de flotação mecânica (Lima, 2008)

Parâmetros	1ª avaliação industrial	2ª avaliação industrial
% +0.500mm	0.00	0.00
% +0.300mm	9.62	3.58
% +0.150mm	45.14	24.48
% +0.075mm	69.03	62.74
% -0.045mm	16.01	13.37
% de sólidos na alimentação	43.00	50.00
Rec. Massa (%)	37.18	61.94
Rec. Metálica (%)	57.65	88.92
Teor de Fe concentrado (%)	64.04	66.60
Teor de SiO ₂ no concentrado	5.35	1.50
Seletividade (Gaudin)	5	17
Coletor (g/t _{SiO2})	386	200
Depressor (g/t _{alim.})	500	500

- A elevada dosagem de coletor (386 g/t_{SiO2} de amina) praticada no primeiro teste garantiu a obtenção de concentrado com 5,35% de SiO₂, tendo ainda contribuído para perda de recuperação metálica devido a coleta de partículas finas de minerais de ferro. Além disto, a maior probabilidade de descolamento das partículas de

quartzo pode ter contribuído com o elevado percentual de SiO_2 do concentrado deste teste.

- O ajuste do percentual de partículas grossas no 2º teste industrial (25% >0,150mm) facilitou a operacionalidade do circuito, sem dificuldades para manutenção da polpa em suspensão, tendo sido possível a obtenção de concentrado com 1,5% de SiO_2 com 200g/ t_{SiO_2} de coletor.
- Com base nos diferentes resultados obtidos nos testes industriais, pode-se considerar que os limites granulométricos para um circuito de células mecânicas convencionais sejam aproximadamente: +0,300mm (3,5%) e +0,150mm (25%). Valores muito acima dos praticados no 2º teste industrial podem levar a problemas operacionais (dificuldades de manutenção da polpa em suspensão) e de recuperação e qualidade de concentrado.
- Nos atuais circuitos de flotação existentes no Quadrilátero Ferrífero o percentual de partículas maiores que 0,150mm é em média 5 a 10%, com 30 a 40% de partículas menores que 0,045mm. O resultados obtidos no 2º teste industrial indicaram a possibilidade de aumento do percentual de +0,150mm para 25%, mantendo as demais condições de operação dentro dos padrões praticados (% de sólidos na alimentação, dosagens de amina e amido, etc) com obtenção de concentrado dentro das especificações praticadas. O baixo percentual de partículas menores que 0,045mm no 2º teste (13%) possivelmente contribuiu para a elevada recuperação metálica e elevado índice de seletividade obtidos. A elevada área superficial específica das partículas finas tende a um maior consumo de coletor, levando a uma cobertura insuficiente deste reagente nas partículas grossas.

3.6. Cinética de Flotação

Segundo trabalhos realizados por Queiroz et al. (2005) o modelo de cinética de flotação de primeira ordem pode ser utilizado para estimativa do tempo de residência em circuitos de flotação mecânica. A metodologia do trabalho contempla a aplicação do modelo de 1ª ordem aos resultados experimentais de cinética de flotação em bancada, determinação das

taxas de flotação das principais fases minerais, cálculo do tempo de inversão das taxas de flotação e estimativa do tempo de residência nos diversos estágios de flotação (*rougher*, *cleaner* e *scavenger*) (Queiroz et al., 2005).

A cinética de flotação é o estudo da variação do produto do *overflow* da espuma em relação ao tempo de flotação e a identificação quantitativa de todas as variáveis de controle de taxa. Com cada variável mantida constante, a relação algébrica entre a proporção de mineral flotado e o tempo de flotação é a equação da taxa de flotação que contém valores da constante de todas as variáveis de determinação de taxa que precisam ser avaliadas a partir dos dados experimentais (Queiroz et al., 2005).

Assumindo que o volume não é modificado durante a flotação (o que não é estritamente verdadeiro, sendo que sempre há pequenas perdas de líquidos quando a espuma mineralizada é coletada), o problema torna-se consideravelmente simples já que é possível obter a massa de mineral residual na célula. Esta constante é complexa desde que inclua parâmetros operacionais como tempo de indução, aeração, concentração de reagentes, tamanho de partículas, tratamento anterior, projeto da célula de flotação, etc. A cinética de flotação investigada por vários estudiosos é classificada pela maioria como uma reação de primeira ordem ($n=1$); outros relatam como cinética de segunda ordem. A equação de taxa de primeira ordem é usualmente expressa como:

$$R = 1 - e^{-kt} \quad 3.63$$

Onde: R é a recuperação acumulada após o tempo t; k a constante da taxa de primeira ordem (tempo^{-1}); t é o tempo acumulado de flotação.

Plotando-se o $\ln(1-R)$ versus t deverá ser produzida uma função linear, mas tais gráficos são frequentemente côncavos (concavidade para cima), que vem sugerindo aos estudiosos postularem a presença de componentes de flotação rápidos e lentos.

Questionamentos quanto à veracidade de tais postulados e de que os gráficos não lineares resultaram da suposição de que o máximo possível de recuperação é 100%, embora na prática alguns materiais flotáveis sejam totalmente irrecuperáveis, levaram à proposta de uma equação de taxa de primeira ordem na forma:

$$R = R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \quad 3.64$$

onde:

R: Recuperação acumulada após o tempo t.

R_{∞} : Recuperação de flotação teórica máxima.

k: Constante da taxa de primeira ordem (tempo⁻¹).

t: Tempo acumulado de flotação.

O limite que determina a divisão entre as etapas *rougher* e *cleaner* ocorre no tempo de flotação em que a eficiência de separação é maximizada:

$$ES = R_g - R_m \quad 3.65$$

Sendo: R_m a recuperação do mineral valioso e R_g a recuperação da ganga no concentrado.

A maximização da eficiência da separação é dada por:

$$dES/dt = [d(R_m - R_g)]dt = 0 \quad 3.66$$

Portanto, na eficiência de separação máxima, a taxa de flotação do mineral-minério é igual àquela da ganga e ocorre num tempo chamado de tempo ótimo (t_o). Acima do tempo ótimo o mineral-minério começa a flotar mais rapidamente que a ganga. Este tempo ótimo pode ser a partir da equação de primeira ordem já apresentada. A equação de primeira ordem

pode ser modificada para testes de flotação em bancada para incorporar um fator de correção para o tempo (Queiroz et al., 2005).

Na flotação em bancada, sólidos hidrofóbicos ou hidrofobizados tendem a conectar-se ao ar durante o período de condicionamento, o que promove a sua flotação mais rápida que deveria ser se não tivesse esta propriedade e por consequência, uma correção positiva ao tempo zero (na verdade, a flotação começa antes que o fluxo de ar seja introduzido). Por outro lado, quando o fluxo de ar começa, vários segundos decorrem antes da espuma carregada, original das partes mais profundas da cuba de flotação, estar presente na interface líquido – ar. Isto promove uma correção negativa ao tempo zero (Queiroz et al., 2005).

Aplicando o modelo de primeira ordem a uma variável à distribuição de teores de ferro e sílica no flotado (rejeito de flotação), obteve-se o melhor ajuste das funções experimental e matemática, com o menor erro possível, observando-se que o modelo de primeira ordem é perfeitamente aplicável à flotação de itabiritos (Queiroz et al., 2005).

A partir da experiência com flotação de minérios de ferro, sabe-se que os tempos de residência nos diferentes estágios de concentração por flotação em células mecânicas são maior que aquele obtido em bancada, não sendo uma relação dada pela simples multiplicação do tempo de bancada por uma constante de proporcionalidade fixa. Para a estimativa dos tempos de flotação mecânica, adotou-se como premissa que as distribuições de teores obtidas em um processo em batelada são passíveis de serem reproduzidas em processo contínuo. Entretanto, não é possível definir, de maneira precisa, qual função de distribuição modela o regime de flotação para os diversos estágios de concentração em células mecânicas. Para a simplificação deste modelamento, adotou-se uma função linear dada pela equação 3.67

$$R_{cont} = \alpha t_{cont}$$

3.67

Para mesmos níveis de recuperação, tem-se que $R_{cont} = R_{Batelada} = R$, assim:

$$t_{cont} = \frac{[R_{\infty}(1-e^{-kt})]}{\alpha} \quad 3.68$$

onde:

R_{∞} : Recuperação de flotação teórica máxima, obtida no teste em batelada.

K: Constante da taxa de 1ª ordem (tempo -1), obtida em escala de bancada.

t: Tempo (acumulado) de flotação, em escala de bancada.

t_{cont} : Tempo (estimado) de flotação, em processo contínuo.

Considerando que o teor de sílica na espuma é mais abundante que o teor de ferro, basta substituir na equação de cinética por analogia química para a distribuição de SiO_2 o tempo ótimo (que equivale ao tempo referente ao estágio *rougher*) e a diferença entre o tempo de exaustão e o tempo ótimo, na equação anterior, para a obtenção de um tempo de residência estimado para os estágios *rougher* e *cleaner/recleaner*.

Pelo fato de não haver uma simples relação direta entre os tempos de flotação em batelada e contínua, torna-se necessário adotar um valor adequado do coeficiente α a fim de obter a melhor estimativa possível dos tempos de residência para cada estágio de flotação. A partir de um gráfico de regressão entre a razão teórica dos tempos de residência contínuo e batelada, em função de α e o coeficiente de α , basta selecionar valores de α numa região em que a função ajustada tende a ser uma assíntota (Queiroz et al., 2005).

3.7. Ciclonagem

A ciclonagem é o processo de classificação mais largamente empregado para polpas na indústria de tratamento de minérios de ferro, sendo caracterizada pela elevada robustez, simplicidade de operação e manutenção e baixa eficiência, o que significa a obtenção de

underflow com elevado percentual de finos. Geralmente é empregada em circuitos de classificação, incluindo moagem, e também deslamagem.

O modelo de Plitt (1976) é largamente empregado para avaliação da eficiência da ciclonação, levando-se em consideração os seguintes parâmetros: diâmetro de corte (d_{50}), partição da ciclonação (entre *underflow* e *overflow*), a eficiência da separação e a capacidade em função da pressão no ciclone. Este modelo permite uma completa avaliação da ciclonação, sem a necessidade de dados experimentais (Will, 1997).

A equação 3.68 mostra o cálculo do diâmetro de corte (d_{50}), conforme modelo de Plitt (1976):

$$d_{50}(c) = \frac{14,8D_c^{0,46} D_i^{0,6} D_o^{1,21} \exp(0,063V)}{D_u^{0,71} h^{0,38} Q^{0,45} (S - L)^{0,5}} \quad 3.68$$

onde:

d_{50} : d_{50} corrigido (μm);

D_c : diâmetro interno do ciclone (cm);

D_i : Diâmetro do inlet (cm);

D_o : Diâmetro do vortex (cm);

D_u : Diâmetro do vórtex (cm);

V : porcentagem de sólidos volumétrica da alimentação (%);

h : altura livre do ciclone (cm);

Q : vazão de polpa da alimentação (m^3/h);

S : densidade real dos sólidos (g/cm^3);

L : densidade do líquido (g/cm^3).

4. MATERIAIS E MÉTODOS

4.1. Amostra

A amostra de minério de ferro foi submetida a teste piloto de britagem, classificação e deslamagem para obtenção de uma alimentação típica do processo de flotação reversa de quartzo (-0,150mm), sendo posteriormente classificadas em escala de bancada, através de peneiramento, e em escala piloto através de ciclones, para a realização dos ensaios, conforme mostra o fluxograma da Figura 4.1.

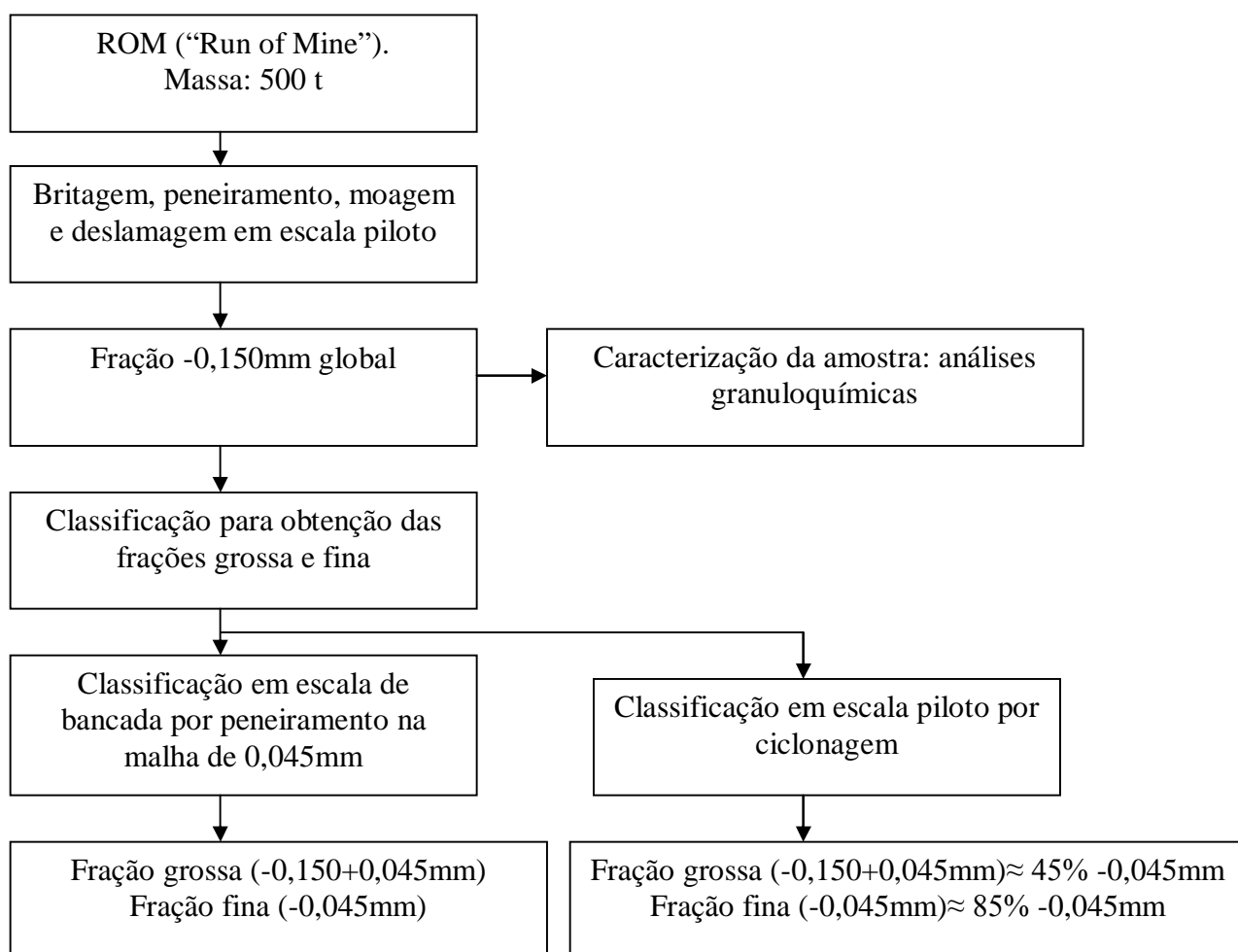


FIGURA 4.1-Fluxograma de preparação das amostras.

Foi utilizada uma amostra de minério itabirítico com baixo teor de ferro proveniente do Quadrilátero Ferrífero, tendo sido representativamente amostrada na mina para a realização dos ensaios, cuja massa inicial foi de aproximadamente 500 toneladas com partículas de até 150mm de tamanho. A amostra foi então britada através de 4 estágios, tendo sua granulometria reduzida a 100% passante em 10mm. Posteriormente a amostra foi classificada e deslamada para a obtenção da fração com d_{95} em 0,150mm (95% passante em 0,150mm). Toda a preparação da amostra descrita anteriormente foi feita em planta piloto.

Os ensaios de flotação foram realizados com as seguintes frações granulométricas, após deslamagem:

- -0,150mm global.
- -0,150+0,045mm após classificação por peneiras em escala de bancada, denominada fração grossa obtida em bancada.
- -0,045mm após classificação por peneiras em escala de bancada, denominada fração fina obtida em bancada.
- -0,150+0,045mm após classificação por ciclones em escala piloto, denominada fração grossa obtida em ciclones piloto.
- -0,045mm após classificação por ciclones em escala piloto, denominada fração fina obtida em ciclone piloto.

As amostras obtidas após classificação por peneiras em escala de bancada foram usadas para avaliar o comportamento de cada fração granulométrica no processo de flotação sob diferentes condições (pH, dosagens de amido e amina e rotação durante o condicionamento).

As frações granulométricas obtidas por ciclonagem piloto visaram avaliar o efeito da classificação sob as frações granulométricas no processo de flotação. A operação da ciclonagem foi realizada após simulações matemáticas usando modelo de Plitt (Plitt, 1976).

As simulações foram feitas com as seguintes entradas de dados:

- Diâmetro do ciclone: 10 polegadas.
- Porcentagem de sólidos em peso na polpa de alimentação: 50 a 55%.
- Alimentação: distribuição granulométrica da fração $-0,150\text{mm}$ global obtida no teste piloto.

As variáveis: pressão, medidas de ápex, vórtex e inlet foram ajustadas visando à obtenção das frações grossas e finas com o mínimo de percentual de partículas finas e grossas, respectivamente.

A Figura 4.2 mostra o fluxograma dos testes em escala piloto para obtenção da fração $-0,150\text{mm}$ para realização dos ensaios de flotação em escala de bancada.

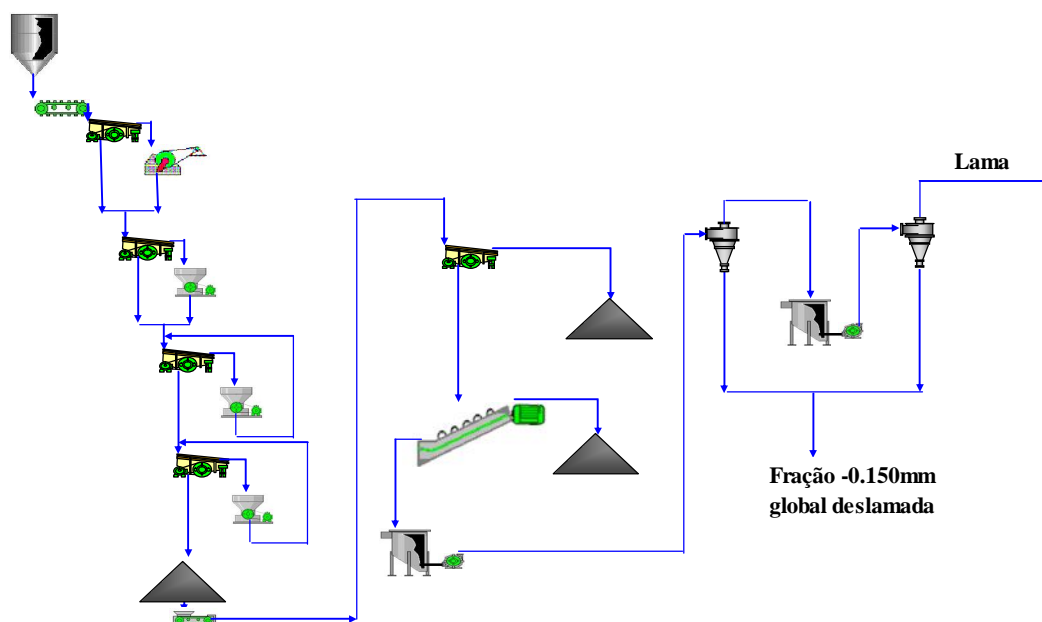


FIGURA 4.2- Fluxograma dos testes piloto para preparação da amostra para os testes de flotação.

A amostra de ROM de itabirito foi preparada através de estágios de britagem e peneiramento, seguido de moagem, classificação e deslamagem, obtendo-se produto com aproximadamente 5% retido na malha de $0,150\text{mm}$, conforme a malha de liberação entre os

minerais de ferro e quartzo definida por análises mineralógicas realizadas previamente por microscópio ótico de luz refletida. Os 2 estágios de deslamagem visaram à obtenção de produtos com máximo de 4% de partículas menores de 0,010mm (lama) para minimização do efeito destas partículas no processo de flotação, conforme trabalhos realizados por Lima (2001).

Os produtos deslamados foram classificados das seguintes formas e critérios:

- i. classificação por peneira em escala de bancada na malha de 0,045mm, visando a obtenção das frações com corte perfeito: fração grossa (-0,150+0,045mm) e fração fina (-0,045mm);
- ii- classificação por ciclone em escala piloto de 10 polegadas de diâmetro, visando a obtenção das frações com cortes imperfeitos, simulando classificação industrial por ciclone: fração grossa (-0,150mm com aproximadamente 45% -0,045mm) e fração fina (aproximadamente 85% -0,045mm).

Os produtos obtidos após os estágios de classificação foram caracterizados através de análises granuloquímicas e mineralógicas.

Assim, os testes de flotação foram feitos usando frações granulométricas obtidas em peneiramento de laboratório, com corte perfeito na malha de 0,045mm, e em ciclones com cortes e eficiências de classificação próximas a ciclones industriais, conforme simulações matemáticas usando modelos de Plitt (Plitt, 1976).

A definição da malha de corte em 0,045mm foi feita com base em testes preliminares de flotação para diferentes malhas de corte: 0,075mm, 0,053mm e 0,045mm. Os resultados obtidos indicaram maiores potenciais de ganho para malha de corte de 0,045mm.

4.2. Caracterização das amostras e produtos obtidos (concentrados e rejeitos)

4.2.1. Análises químicas

As análises químicas foram feitas através de fluorescência de raios-x sendo analisados os seguintes elementos: Fe, SiO₂, Al₂O₃, CaO, MgO, P, Mn, TiO₂ e PPC (perda por calcinação).

4.2.2. Análises granulométricas

As análises granulométricas foram realizadas através de peneiradores suspensos a úmido nas seguintes malhas: 0,300mm, 0,210mm, 0,150mm, 0,105mm, 0,075mm e 0,045mm. As análises granulométricas das frações passantes em 0,045mm foram feitas usando analisador granulométrico a laser, marca Cilas, nas malhas: 0,037mm, 0,025mm, 0,015mm, 0,010mm, 0,006mm, 0,004mm, 0,002mm e 0,001mm.

4.2.3. Análises mineralógicas

As análises mineralógicas foram realizadas através de microscópio ótico de luz refletida para a quantificação dos minerais de ferro (hematita, martita, magnetita, goethita) e ganga presentes (quartzo, caulinita, gibsita, talco e manganês), além de análises de grau de liberação entre os minerais de ferro e quartzo.

4.2.4. Área Superficial Específica

As análises de área superficial específica foram realizadas utilizando permeabilímetro de blaine, através do qual aproximadamente 10g de amostra é compactada numa seção cilíndrica. A área superficial específica é calculada com base no tempo necessário para passagem do ar pela seção cilíndrica.

4.2.5. Determinação da amina residual

A quantificação da amina residual presente nos rejeitos de flotação foi feita pelo método colorimétrico do verde de bromocresol (Araujo et al., 2007), após filtragem das amostras de rejeitos. As leituras de absorvância foram realizadas em um espectrofotômetro Merck – SQ118, com comprimento de onda de 405nm e cubeta de 10mm.

4.3. Testes de flotação

4.3.1. Equipamentos

Os testes de flotação foram realizados em escala de bancada utilizando uma célula tipo CDC com capacidade de 2,6 litros. A Figura 4.3 mostra a foto da célula de flotação usada nos ensaios.



FIGURA 4.3- Célula de flotação em bancada utilizada nos ensaios.

4.3.2. Reagentes

- Coletor:
Eteramina com grau de neutralização de 30% (EDAB da Clariant) preparada a 2% de concentração em massa.
- Espumante:
Flotanol (fornecido pela Clariant) preparado a 2% de concentração em massa.
- Depressor:
Amido de mandioca preparado a 2% de concentração em massa e relação amido/soda de 5:1.

- Soda Caústica (NaOH):

Utilizada para correção do valor de pH de flotação, preparada a 5% de concentração em massa.

4.3.3. Variáveis

Os ensaios de flotação foram feitos com as seguintes frações granulométricas:

- -0,150mm global obtida após teste piloto.
- -0,150+0,045mm, obtida após classificação em bancada da fração -0,150mm.
- -0,045mm, obtida após classificação em bancada da fração -0,150mm.
- -0,150+0,045mm, obtida após classificação piloto por ciclonagem com aproximadamente 45% -0,045mm.
- -0,045mm, obtida após classificação piloto por ciclonagem com aproximadamente 85% -0,045mm.

O efeito das seguintes variáveis foi analisado durante os ensaios de flotação:

- Dosagens de coletor:
 - -0,150mm global: 60 e 100g/t_{SiO₂}.
 - -0,150+45mm (classificada em bancada por peneira): 150 e 250g/t_{SiO₂}.
 - -0,045mm (classificada bancada por peneira): 120 e 200g/t_{SiO₂}.
 - -0,150+45mm (classificada em piloto por ciclones): 100 e 200g/t_{SiO₂}.
 - -0,045mm (classificada bancada por peneira): 100 e 200g/t_{SiO₂}.
- Dosagens e misturas entre coletor e espumante:
 - -0,150+45mm (classificada em bancada por peneira): Amina (100g/t_{SiO₂}) + Espumante (50g/t_{SiO₂}).
 - -0,150+45mm (classificada em bancada por peneira): Amina (150g/t_{SiO₂}) + Espumante (100g/t_{SiO₂}).
- Dosagens de amido: 500 e 1000g/t_{alim}.

- pH de flotação: variando entre 9,5 e 10,5.
- Porcentagem de sólidos em peso: 40 e 50%.
- Rotação durante condicionamento: variando entre 1400 e 2000rpm.

A variação das dosagens de amina e amido visou avaliar o efeito destas e possíveis diferenças de consumos para as diferentes frações granulométricas.

Com a variação do valor de pH, porcentagem de sólidos em massa, rotação durante condicionamento e flotação, avaliou-se o efeito destes parâmetros sobre o desempenho da flotação para as diferentes frações granulométricas.

A variação da rotação durante o processo de condicionamento visou avaliar também o aumento na recuperação e seletividade para as frações finas, conforme estudos realizados por Bulatovic (1989) e Valderrama et al. (1998).

A definição dos níveis das variáveis acima foi feita com base em projeto de experimentos utilizando 2 níveis a 4 variáveis (Juran, 1988). Este procedimento foi usado nos primeiros ensaios de flotação com as frações -0,150mm global, -0,150+0,045mm (obtida em bancada) e -0,045mm (obtida em bancada). A Tabela 4.1 mostra as condições utilizadas durante os ensaios de flotação, conforme projeto de experimentos (Juran, 1998). O sinal (-) indica nível mínimo e (+) o nível máximo. Por exemplo: níveis mínimo e máximo para amina na fração -0,150mm global: 60g/t_{SiO₂} e 100g/t_{SiO₂}, respectivamente. pH: 9,5 (-) e 10,5 (+). Amido: 500g/t_{alim.} (-) e 1000g/t_{alim.} (+). Rotação durante condicionamento: 1400 rpm (-) e 2000 (+). O coletor empregado nestes ensaios foi a eteramina.

TABELA 4.1- Projeto de experimentos para os ensaios de flotação com as frações granulométricas -0,150mm global 0,150+0,045mm (bancada) e -0,045mm (bancada).

Ensaio	Amina (g/t SiO ₂)	Amido (g/t _{alim.})	pH	Rotação no condicionamento
1	-	-	-	-
2	+	-	-	-
3	-	+	-	-
4	+	+	-	-
5	-	-	+	-
6	+	-	+	-
7	-	+	+	-
8	+	+	+	-
9	-	-	-	+
10	+	-	-	+
11	-	+	-	+
12	+	+	-	+
13	-	-	+	+
14	+	-	+	+
15	-	+	+	+
16	+	+	+	+

Conforme mostra a Tabela 4.1 foram realizados 16 ensaios de flotação para as frações - 0,150mm global, -0,150+0,045mm (corte em bancada) e 0,045mm (corte em bancada), tendo sido analisados os efeitos em separado e em conjunto das dosagens de amido, amina e valores de pH e rotação durante o condicionamento sobre a flotabilidade das diferentes frações granulométricas.

Além de avaliar o efeito das variáveis acima sobre a flotabilidade das diferentes frações granulométricas foi feita análise de sensibilidade sobre: recuperação em massa, teor de SiO₂ no concentrado, teor de Fe no rejeito e índice de seletividade de Gaudin, também para

cada fração granulométrica. Esta análise foi feita através de algoritmo de Yates (Juran, 1988), indicando quais as variáveis ou interação entre variáveis estatisticamente (grau de confiança de 95%) mais significativas que afetam os resultados: recuperação em massa, teor de SiO₂ no concentrado, teor de Fe no rejeito e índice de seletividade de Gaudin.

O projeto de experimentos indicou também quais os níveis mais adequados de reagentes, pH e rotação durante condicionamento para maximização do desempenho da flotação para cada fração granulométrica.

Após definidos os melhores níveis de reagentes e pH foram realizados testes de flotação com as frações granulométricas obtidas por ciclonagem em escala piloto, ou seja, para amostras cuja classificação aproximam-se do processo industrial (imperfeições do processo de classificação industrial). Para estas amostras foram feitos ensaios de flotação variando-se também a rotação durante o processo de flotação, visando-se avaliar o efeito da turbulência para as diferentes frações granulométricas.

4.3.4. Procedimento

Foram realizados testes preliminares de condicionamento em separado das frações granulométricas e flotação em conjunto, indicando não haver diferenças de desempenho. Assim, optou-se por realizar o condicionamento e a flotação separados entre as frações granulométricas comparando-se com a fração global.

Os seguintes procedimentos foram adotados anteriormente aos ensaios de flotação na seguinte seqüência:

1. massa de sólidos seca: aproximadamente 2800gramas.
2. ajuste da porcentagem de sólidos em massa: 40 e 50%.
3. ajuste da rotação.
4. condicionamento da polpa com a solução de amido: 3 minutos.
5. condicionamento da polpa com a solução de amina: 1 minuto.

6. abertura do ar para início da flotação.

Os ensaios de flotação com os seguintes objetivos:

- flotação até exaustão: durante este ensaio a polpa de minério com a porcentagem de sólidos definida, condicionada com os reagentes e ajuste de pH é submetida à coleta da espuma até completa exaustão, verificada pela ausência de massa na espuma. Este ensaio visa a minimização do teor de SiO₂ nos concentrados, simulando os estágios *rougher e cleaner*, não obtendo-se informações de tempos de residência. Os ensaios de flotação até exaustão foram realizados sob diferentes condições de dosagens de reagentes, pH, porcentagens de sólidos em massa e rotações durante condicionamento e flotação, conforme projeto de experimentos e níveis das variáveis discutidas anteriormente.
- Cinéticas de flotação: durante estes ensaios a polpa de minério com a porcentagem de sólidos definida, condicionada com os reagentes e ajuste de pH é submetida à coleta de espumas em quatro tempos diferentes, definidos pelo tempo de exaustão (obtido pelo teste de flotação descrito anteriormente) dividido por quatro. Por exemplo, considerando tempo de exaustão de 100 segundos dividido por 4: coleta de 4 rejeitos a cada 25 segundos. Os concentrados relativos a cada rejeito são calculados (massa e químicas) por diferença, com exceção do concentrado final que é pesado e analisado quimicamente. As cinéticas de flotação foram feitas simulando os estágios *rougher, cleaner e scavenger*, com indicação dos respectivos tempos de residência em células mecânicas industriais. Os ensaios de cinéticas da etapa *scavenger* foram feitos utilizando os rejeitos obtidos nos ensaios de flotação até exaustão. Os ensaios de cinéticas de flotação foram realizados nas condições (dosagens de reagentes, pH, porcentagem de sólidos e rotações) que maximizaram o desempenho da flotação até exaustão.

4.3.5. Interpretações dos resultados

4.3.5.1. Flotação até exaustão

Os resultados obtidos foram tratados através de construções de gráficos e tabelas comparando-se os desempenhos (considerando recuperação em massa, recuperação metálica, teor de SiO₂ no concentrado, teor de Fe no rejeito e índice de seletividade de Gaudin) para cada nível de variável avaliada (dosagens de reagentes, pH, porcentagem de sólidos e rotações).

Os resultados dos testes definidos pelo planejamento de experimentos foram tratados também por análise de sensibilidade utilizando algoritmo de Yates (Juran, 1988). Esta análise de sensibilidade indica as variáveis ou associação entre variáveis estatisticamente mais significativas (com 95% de grau de confiança) que afetaram os seguintes resultados: recuperação em massa, teor de SiO₂ no concentrado, teor de Fe no rejeito e índice de seletividade de Gaudin.

4.3.5.2. Cinéticas de flotação

Após definição das melhores condições de flotação das frações obtidas por ciclonagem piloto foram realizadas cinéticas de flotação em bancada simulando os estágios rougher/cleaner e scavenger. Os resultados obtidos foram interpretados conforme metodologia proposta por Queiroz et al. (2005), visando a determinação de tempos de residências industriais por flotação mecânica.

Os testes foram realizados nas seguintes condições:

- Dosagem de amido: 1000g por tonelada alimentada.
- Dosagens de amina:
 - Fração -0,150mm global natural: 100g por tonelada de SiO₂.
 - Fração grossa: 200g/t por tonelada de SiO₂.
 - Fração fina: 200g/t por tonelada de SiO₂.
- pH: 10,7.

- Porcentagem de sólidos em massa:
 - Fração -0,150mm global natural: 50%.
 - Fração grossa: 40%.
 - Fração fina: 40%.

Inicialmente, foram realizadas cinéticas de flotação para os estágios de desbaste e limpeza (*rougher* e *cleaner*), sendo as espumas obtidas nestes estágios submetidas a cinéticas de flotação para o estágio de recuperação (*scavenger*). Os resultados obtidos foram tratados matematicamente através de software para fechamento de balanço de massas (Bilmat 9.0), sendo considerado o circuito mostrado na Figura 4.4.

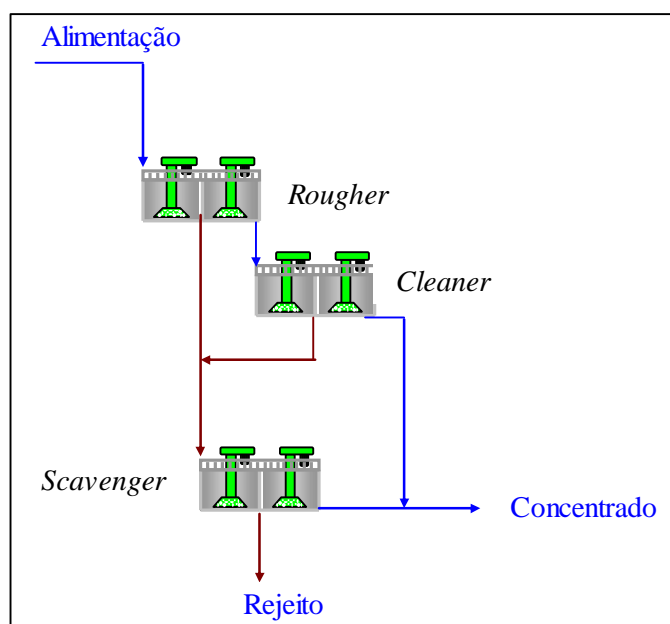


FIGURA 4.4- Fluxograma do circuito de flotação usado para realização das cinéticas.

5-RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1. Caracterização da amostra

5.1.1. Análises granuloquímicas

A tabela 5.1 mostra a distribuição granuloquímica da amostra de itabirito. A Figura 5.1 mostra a distribuição granulométrica e as Figuras 5.2 e 5.3 os teores de Fe e SiO₂ por fração granulométrica. As caracterizações mostradas foram obtidas após preparação em escala piloto, incluindo a deslamagem, conforme discutido no capítulo anterior.

TABELA 5.1- Distribuição granuloquímica da amostra deslamada.

(mm)	Simples	Acumulado	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Mn	PPC
0.150	3.00	3.00	33.70	47.54	1.06	0.050	0.37	2.05
0.106	4.95	7.95	32.66	51.06	0.47	0.026	0.18	1.21
0.075	7.30	15.25	28.78	57.53	0.33	0.021	0.12	0.90
0.053	12.38	27.63	29.85	56.40	0.24	0.012	0.08	0.57
0.045	11.67	39.30	25.11	62.90	0.26	0.015	0.09	0.76
-0.045	60.70	100.00	57.37	17.11	0.28	0.012	0.08	0.50
Global Analisado	100.00	100.00	46.01	33.27	0.32	0.017	0.10	0.69
Global Calculado	100.00	100.00	46.18	32.86	0.31	0.015	0.10	0.65

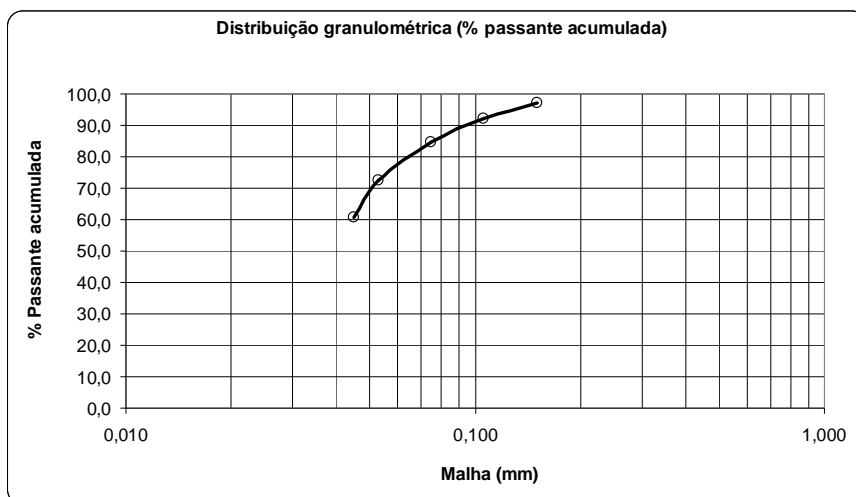


FIGURA 5.1- Porcentagem passante acumulada em função da abertura para amostra de itabirito.

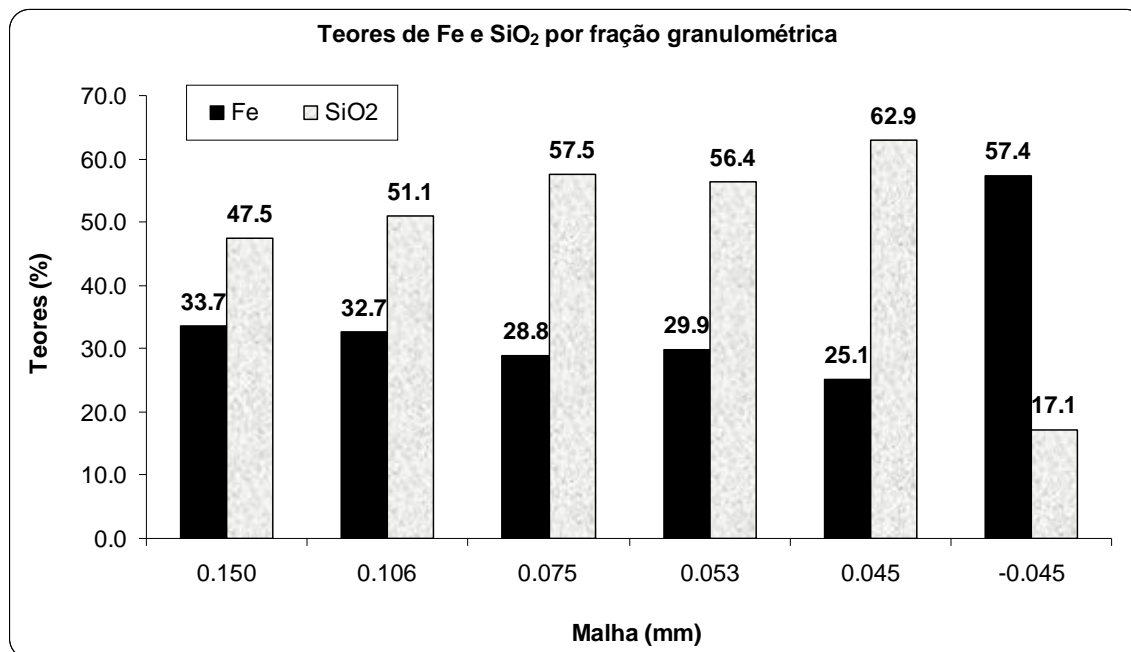


FIGURA 5.2- Distribuição de Fe e SiO₂ por fração granulométrica.

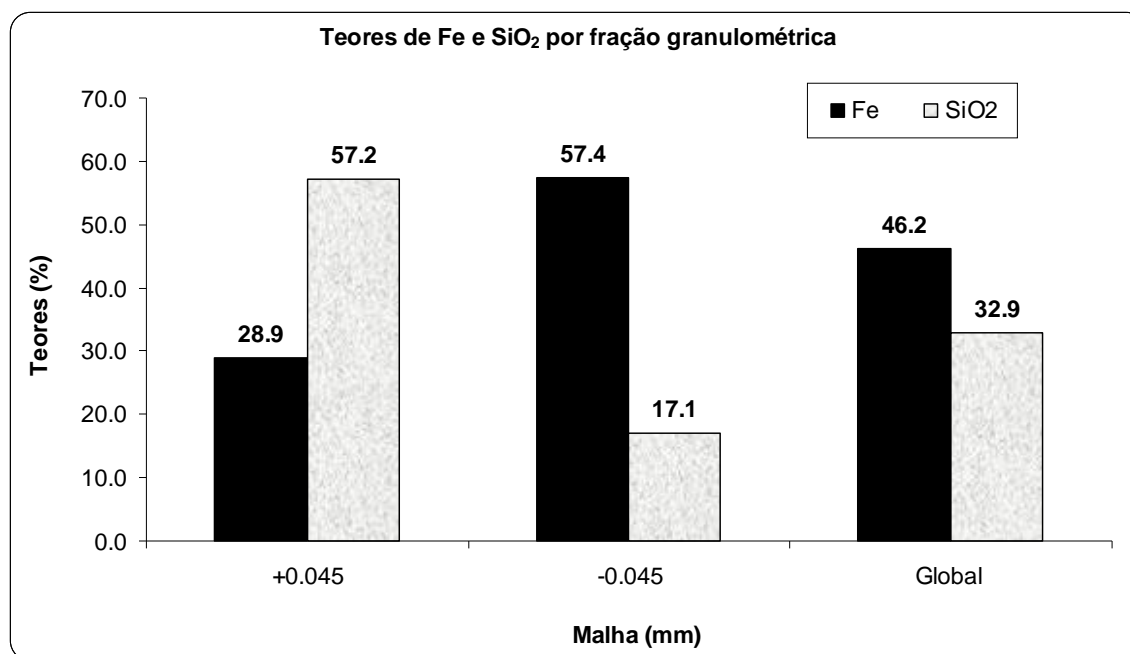


FIGURA 5.3- Distribuição de Fe e SiO₂ nas frações +0,045mm, -0,045mm e global após deslamagem da fração -0,150mm.

A Tabela 5.1 e a Figura 5.1 mostram que o itabirito apresenta 60,7% de material abaixo de 0,045mm. Conforme apresentado e discutido no item 3.5 o elevado percentual de finos na alimentação da flotação tende a contribuir para o aumento do teor de Fe no rejeito.

A primeira etapa do trabalho foi realizada com as frações +0,045mm, -0,045mm obtidas através de peneiramento em escala de bancada, em comparação com a fração global, cujos teores de Fe e SiO₂ são mostrados na Figura 5.3. A fração grossa (+0,045mm) equivale a 39,3% da massa com teores de Fe e SiO₂ iguais a 28,9% e 57,2, respectivamente. A fração fina (-0,045mm) equivale a 60,7% da massa com teores de Fe e SiO₂ iguais a 57,4% e 17,2%, respectivamente. A fração global (100% da massa) apresenta teores de Fe e SiO₂ iguais a 46,2% e 32,9%, respectivamente. Estes valores são teóricos, obtidos pela análise granuloquímica da amostra de itabirito 1. A Figura 5.4 mostra a distribuição granulométrica da fração grossa obtida após peneiramento (+0,045mm) e a Figura 5.5 os teores reais de Fe e SiO₂ para estas frações, obtidos após análises das frações peneiradas.

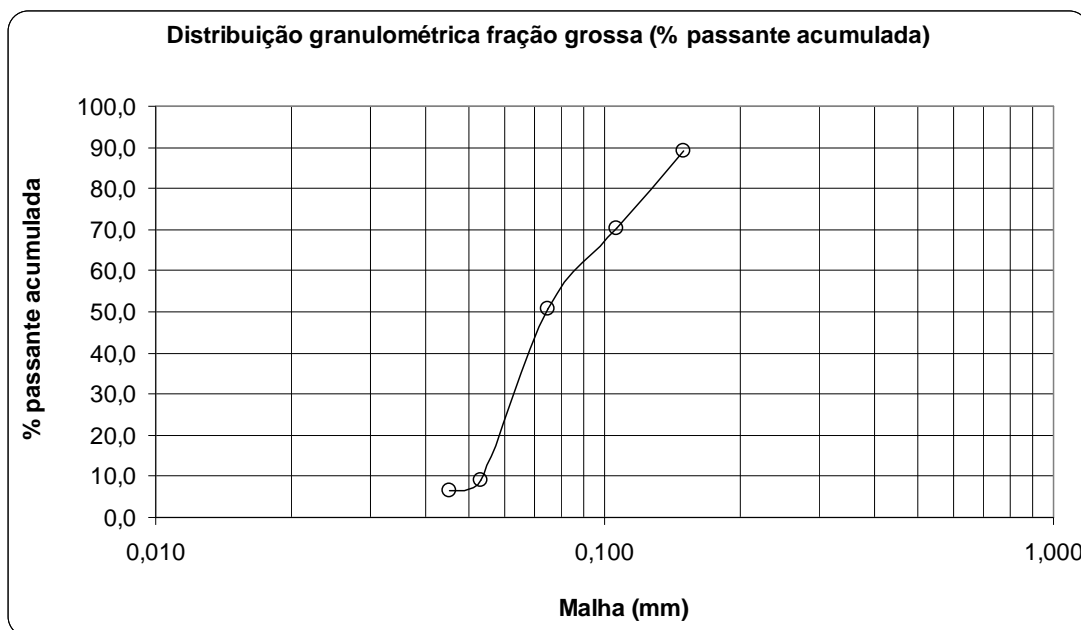


FIGURA 5.4- Distribuição granulométrica da fração grossa (+0,045mm).

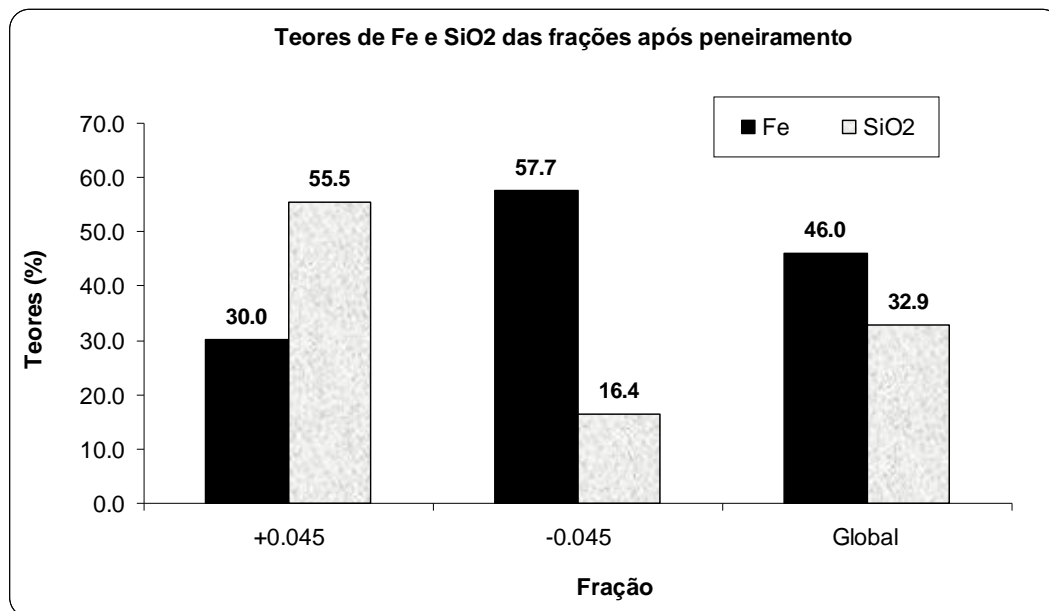


FIGURA 5.5- Teores de Fe e SiO₂ das frações após peneiramento em bancada.

Após peneiramento, a fração grossa (+0,045mm) apresentou aproximadamente 11% de partículas acima de 0,150mm, 50% acima de 0,075mm, 90% acima de 0,053mm e apenas 6,5% de partículas menores que 0,045mm (Figura 5.4). As partições reais obtidas após o peneiramento são: fração grossa (42,2%) e fração fina (57,8%).

5.1.2. Análises mineralógicas

A Tabela 5.2 mostra a análise mineralógica da fração -0,150mm global após deslamagem. O somatório das hematitas especular (HE), lamelar (HL), granular (HG) e sinuosa (HG) pode ser também denominado hematitas lisas ou compactas. Assim, observa-se pela Tabela 5.2 que a fração -0,045mm apresenta em média 73% de hematitas lisas com cristais de pequenos tamanhos que apresentam elevada afinidade com o coletor, exigindo elevado poder de depressão para minimização do teor de ferro no rejeito de flotação, conforme trabalho realizado por Lima et al. (2007). As frações maiores que 0,045mm apresentam em média 25% de hematitas lisas, apresentando maiores quantidades de hematita martítica, goethitas e quartzo.

TABELA 5.2- Análise mineralógica da amostra deslamada.

Malha (mm)	Mineral (%)															
	HE	HL	HG	HS	HM	MA	GO	GT	QL	QM	MN	CA	GB	OT	PO	GL
0,210	2,61	10,06	12,84	0,99	14,86	3,80	13,84	4,39	32,90	0,81	0,88	0,36	0,86	0,80	14	98
0,150	4,53	10,07	10,46	0,93	11,08	1,08	10,94	3,42	44,75	0,43	1,01	0,47	0,69	0,14	10	99
0,075	2,92	10,17	10,62	1,40	10,66	1,57	6,44	2,29	52,77	0,12	0,41	0,48	0,15	0,00	8	100
0,045	2,50	19,72	5,15	0,92	5,82	1,19	5,45	1,34	56,75	0,24	0,27	0,47	0,11	0,07	6	100
-0,045	9,38	37,00	27,30	0,23	0,20	0,58	5,10	1,25	18,31	0,32	0,10	0,16	0,07	0,00	1	98
Global	6,93	28,94	19,95	0,55	3,15	0,87	5,61	1,50	31,58	0,29	0,21	0,28	0,12	0,03	8	99
Legenda:																
HE: Hematita especular								QL: Quartzo livre								
HL: Hematita lamelar								QM: quartzo misto								
HG: Hematita granular								MN: Óxido de manganês								
HS: Hematita sinuosa								CA: Caulinita								
HM: Hematita martítica								GB: Gibsita								
MA: Magnetita								OT: Outros								
GO: Goethita								PO: Porosidade								
GT: Goethita terrosa								GL: Grau de liberação de quartzo								

O grau de liberação de quartzo é próximo de 100% para todas as frações granulométricas.

5.2. Testes de flotação em bancada

5.2.1. Resultados de testes de flotação até exaustão com frações granulométricas obtidas por peneiramento em escala de bancada

Os testes de flotação até exaustão, realizados com as frações grossa (+0,045mm) e fina (-0,045mm) obtidas por peneiramento da amostra global (-0,150mm) serão mostrados e discutidos neste item. Estes testes foram feitos conforme planejamento de experimentos.

As Tabelas 5.3, 5.4 e 5.5 mostram os resultados globais dos testes de flotação até exaustão executados conforme projeto de experimentos para as frações -0,150mm global, +0,045mm e -0,045mm, sendo as 2 últimas obtidas por peneiramento a partir da fração -0,150mm global. Nesta etapa foram realizados 16 ensaios para cada fração.

TABELA 5.3- Resultados globais dos testes de flotação até exaustão da fração -0,150mm global.

Testes / Fluxos		Fração -0.150mm global								
		Fe	SiO ₂	Seletividade Gandin	Recuperação em massa (%)	Recuperação metálica (%)	Amido (g/t _{alim.})	Eteramina (g/t _{SiO2})	pH flotação	Rotação condicionamento (rpm)
Teste 1	Concentrado	67,95	1,04	13	47,87	70,72	500	60	9,5	1400
	Rejeito	25,83	62,65							
	Alimentação	45,99	33,16							
Teste 2	Concentrado	68,09	0,70	13	41,23	60,99	500	100	9,5	1400
	Rejeito	30,55	55,78							
	Alimentação	46,03	33,07							
Teste 3	Concentrado	67,98	1,17	13	50,71	74,95	1000	60	9,5	1400
	Rejeito	23,37	65,70							
	Alimentação	45,99	32,98							
Teste 4	Concentrado	68,36	0,67	14	44,71	65,77	1000	100	9,5	1400
	Rejeito	28,77	58,14							
	Alimentação	46,47	32,45							
Teste 5	Concentrado	67,75	1,62	11	51,60	75,79	500	60	10,7	1400
	Rejeito	23,07	66,24							
	Alimentação	46,13	32,90							
Teste 6	Concentrado	67,93	0,92	11	41,29	60,74	500	100	10,7	1400
	Rejeito	30,88	55,14							
	Alimentação	46,18	32,75							
Teste 7	Concentrado	67,78	1,35	12	52,30	76,76	1000	60	10,7	1400
	Rejeito	22,50	67,33							
	Alimentação	46,18	32,82							
Teste 8	Concentrado	67,94	1,00	12	43,89	64,63	1000	100	10,7	1400
	Rejeito	29,08	57,80							
	Alimentação	46,13	32,87							
Teste 9	Concentrado	67,34	1,95	9	49,39	72,22	500	60	9,5	2000
	Rejeito	25,27	63,46							
	Alimentação	46,05	33,08							
Teste 10	Concentrado	68,16	0,68	14	41,83	61,78	500	100	9,5	2000
	Rejeito	30,32	56,31							
	Alimentação	46,15	33,04							
Teste 11	Concentrado	67,84	1,37	11	49,78	72,91	1000	60	9,5	2000
	Rejeito	24,98	63,86							
	Alimentação	46,32	32,75							
Teste 12	Concentrado	68,34	0,63	15	42,86	63,47	1000	100	9,5	2000
	Rejeito	29,50	57,26							
	Alimentação	46,15	32,99							
Teste 13	Concentrado	67,49	1,83	10	51,61	75,71	500	60	10,7	2000
	Rejeito	23,10	66,76							
	Alimentação	46,01	33,25							
Teste 14	Concentrado	68,10	0,83	12	40,45	59,50	500	100	10,7	2000
	Rejeito	31,49	54,72							
	Alimentação	46,30	32,92							
Teste 15	Concentrado	67,80	1,37	12	51,15	75,34	1000	60	10,7	2000
	Rejeito	23,23	66,27							
	Alimentação	46,03	33,08							
Teste 16	Concentrado	68,19	0,81	13	43,62	64,65	1000	100	10,7	2000
	Rejeito	28,85	58,22							
	Alimentação	46,01	33,18							

TABELA 5.4- Resultados globais dos testes de flotação até exaustão da fração +0,045mm.

Testes / Fluxos		Fração +0.045mm obtida por peneiramento em bancada								
		Fe	SiO ₂	Seletividade Gaudin	Recuperação em massa (%)	Recuperação metálica (%)	Amido (g/t _{abm})	Eteramina (g/t _{SiO2})	pH flotação	Rotação condicionamento (rpm)
Teste 1	Concentrado	66,70	1,18	22	35,32	78,65	500	150	9,5	1400
	Rejeito	9,89	85,33							
	Alimentação	29,96	55,61							
Teste 2	Concentrado	65,25	3,81	14	37,35	83,76	500	250	9,5	1400
	Rejeito	7,54	88,56							
	Alimentação	29,09	56,91							
Teste 3	Concentrado	66,71	1,17	22	35,40	79,06	1000	150	9,5	1400
	Rejeito	9,68	85,52							
	Alimentação	29,87	55,66							
Teste 4	Concentrado	64,43	4,70	12	39,80	83,63	1000	250	9,5	1400
	Rejeito	8,34	87,52							
	Alimentação	30,66	54,56							
Teste 5	Concentrado	66,92	0,77	26	34,03	75,70	500	150	10,7	1400
	Rejeito	11,08	83,13							
	Alimentação	30,08	55,11							
Teste 6	Concentrado	67,15	1,16	26	37,67	84,70	500	250	10,7	1400
	Rejeito	7,33	88,55							
	Alimentação	29,87	55,63							
Teste 7	Concentrado	67,47	0,64	32	36,15	80,86	1000	150	10,7	1400
	Rejeito	9,04	86,12							
	Alimentação	30,16	55,22							
Teste 8	Concentrado	66,32	1,90	19	36,91	82,73	1000	250	10,7	1400
	Rejeito	8,10	87,73							
	Alimentação	29,59	56,05							
Teste 9	Concentrado	65,40	3,40	13	36,60	79,28	500	150	9,5	2000
	Rejeito	9,87	85,34							
	Alimentação	30,19	55,35							
Teste 10	Concentrado	59,72	11,52	7	40,88	81,94	500	250	9,5	2000
	Rejeito	9,10	85,95							
	Alimentação	29,79	55,52							
Teste 11	Concentrado	66,47	1,96	17	36,60	79,67	1000	150	9,5	2000
	Rejeito	9,79	85,57							
	Alimentação	30,53	54,97							
Teste 12	Concentrado	59,45	12,18	7	41,37	81,28	1000	250	9,5	2000
	Rejeito	9,66	86,12							
	Alimentação	30,26	55,53							
Teste 13	Concentrado	66,80	1,02	22	34,17	74,73	500	150	10,7	2000
	Rejeito	11,72	82,93							
	Alimentação	30,54	54,95							
Teste 14	Concentrado	66,28	2,17	18	37,47	83,36	500	250	10,7	2000
	Rejeito	7,93	88,73							
	Alimentação	29,80	56,29							
Teste 15	Concentrado	67,13	0,90	25	35,20	78,46	1000	150	10,7	2000
	Rejeito	10,01	84,98							
	Alimentação	30,12	55,38							
Teste 16	Concentrado	66,63	1,43	21	36,14	80,58	1000	250	10,7	2000
	Rejeito	9,09	86,30							
	Alimentação	29,89	55,63							

TABELA 5.5- Resultados globais dos testes de flotação até exaustão da fração -0,045mm.

Testes / Fluxos		Fração -0.045mm obtida por peneiramento em bancada								
		Fe	SiO ₂	Seletividade Gaudin	Recuperação em massa (%)	Recuperação metálica (%)	Amido (g/t _{abm})	Eteramina (g/t _{SiO2})	pH flotação	Rotação condicionamento (rpm)
Teste 1	Concentrado	65,19	5,73	4	72,02	81,46	500	120	9,5	1400
	Rejeito	38,20	44,22							
	Alimentação	57,64	16,50							
Teste 2	Concentrado	68,13	1,33	6	53,39	63,06	500	200	9,5	1400
	Rejeito	45,72	33,91							
	Alimentação	57,68	16,52							
Teste 3	Concentrado	65,79	4,95	5	75,68	86,05	1000	120	9,5	1400
	Rejeito	33,19	51,03							
	Alimentação	57,86	16,15							
Teste 4	Concentrado	68,77	0,86	9	63,10	75,01	1000	200	9,5	1400
	Rejeito	39,19	42,61							
	Alimentação	57,86	16,26							
Teste 5	Concentrado	67,57	2,30	7	69,53	82,69	500	120	10,7	1400
	Rejeito	32,28	52,59							
	Alimentação	56,82	17,63							
Teste 6	Concentrado	68,28	0,87	9	62,17	73,47	500	200	10,7	1400
	Rejeito	40,52	40,63							
	Alimentação	57,78	15,91							
Teste 7	Concentrado	67,59	2,39	8	76,33	89,25	1000	120	10,7	1400
	Rejeito	26,25	61,40							
	Alimentação	57,80	16,36							
Teste 8	Concentrado	68,81	0,63	12	66,88	79,52	1000	200	10,7	1400
	Rejeito	35,78	47,75							
	Alimentação	57,87	16,24							
Teste 9	Concentrado	64,04	7,49	3	74,59	82,59	500	120	9,5	2000
	Rejeito	39,63	41,81							
	Alimentação	57,84	16,21							
Teste 10	Concentrado	65,86	4,36	3	60,28	69,11	500	200	9,5	2000
	Rejeito	44,68	35,05							
	Alimentação	57,45	16,55							
Teste 11	Concentrado	65,66	5,33	4	75,18	85,24	1000	120	9,5	2000
	Rejeito	34,43	49,32							
	Alimentação	57,91	16,25							
Teste 12	Concentrado	67,75	1,68	7	65,43	77,03	1000	200	9,5	2000
	Rejeito	38,24	44,18							
	Alimentação	57,55	16,37							
Teste 13	Concentrado	67,40	2,24	6	70,10	81,82	500	120	10,7	2000
	Rejeito	35,10	48,74							
	Alimentação	57,74	16,14							
Teste 14	Concentrado	68,33	0,84	9	59,45	70,54	500	200	10,7	2000
	Rejeito	41,83	39,56							
	Alimentação	57,58	16,54							
Teste 15	Concentrado	67,46	2,00	9	76,12	89,07	1000	120	10,7	2000
	Rejeito	26,37	61,42							
	Alimentação	57,65	16,19							
Teste 16	Concentrado	68,33	0,82	10	66,03	78,27	1000	200	10,7	2000
	Rejeito	36,87	46,25							
	Alimentação	57,64	16,25							

As Figuras 5.6, 5.7 e 5.8 mostram o efeito de cada variável (dosagens de amina e amido, pH e rotação durante condicionamento) na recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado para as 3 frações granulométricas (-0,150mm, +0,045mm e -0,045mm).

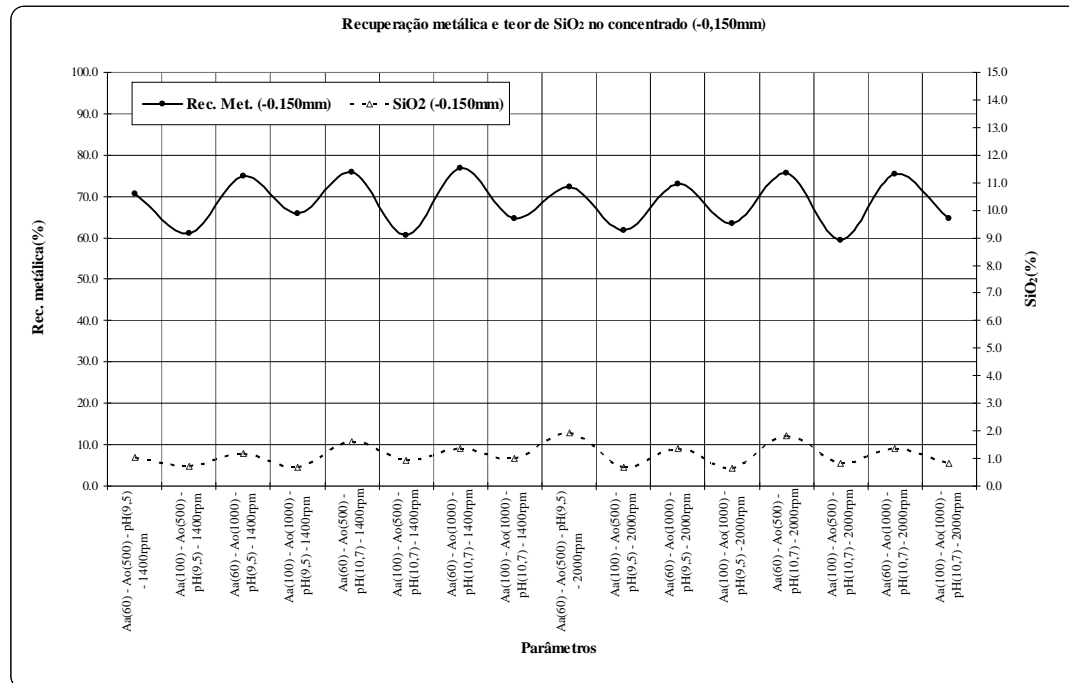


FIGURA 5.6- Efeito das variáveis sobre a recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado para a fração -0,150mm.

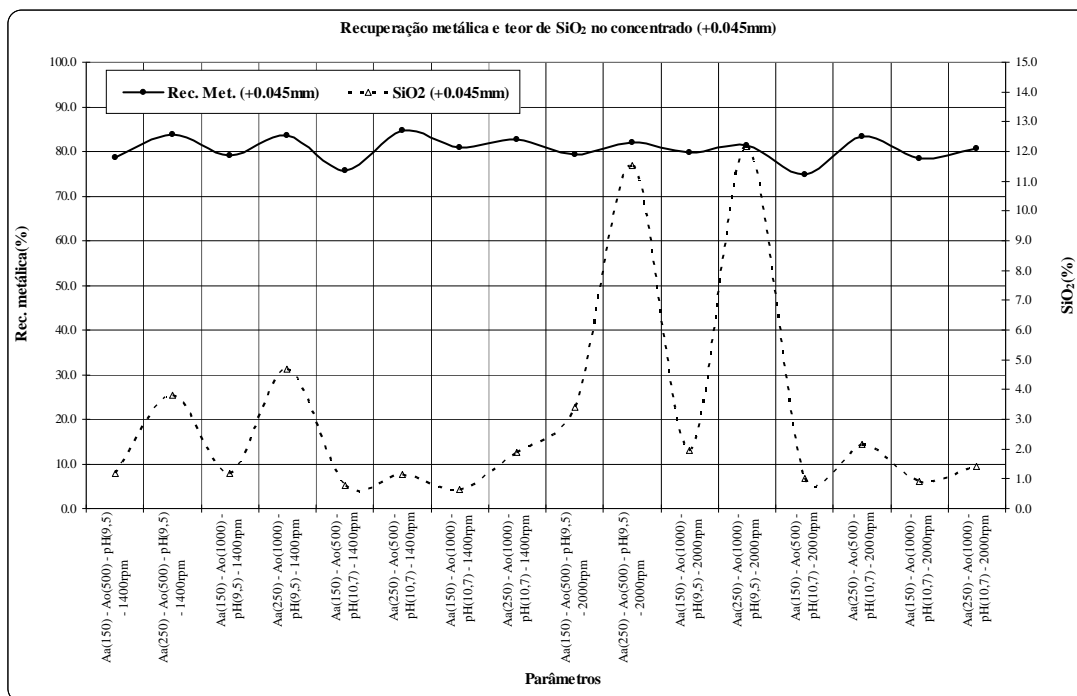


FIGURA 5.7- Efeito das variáveis sobre a recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado para a fração +0,045mm.

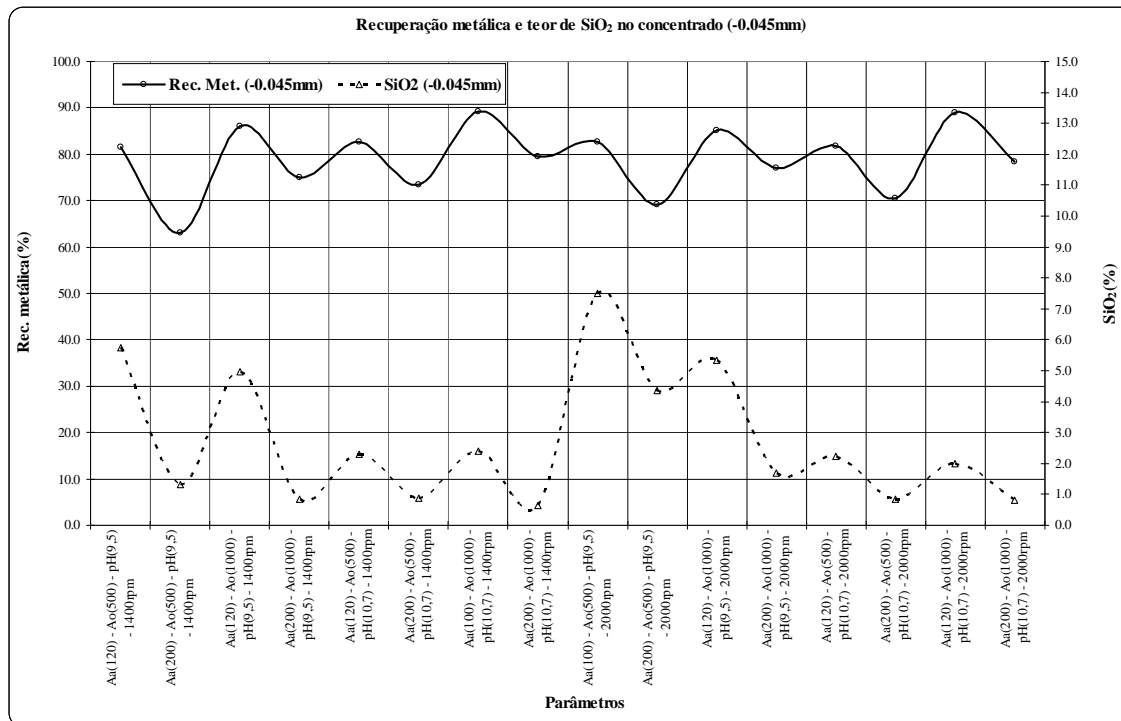


FIGURA 5.8- Efeito das variáveis sobre a recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado para a fração -0,045mm.

As Figuras 5.6, 5.7 e 5.8 mostram que a recuperação metálica e o teor de SiO₂ nas frações +0,045mm e -0,045mm são mais sensíveis às variações de dosagens de amina e amido, pH e rotação durante condicionamento que a fração -0,150mm global. Visando quantificar melhor o efeito destas variáveis foram construídos gráficos de variações (delta - Δ) de recuperação metálica, teor de SiO₂ no concentrado, índice de seletividade de Gaudin (IS) e teor de ferro no rejeito para cada nível de variação ocorrido durante os ensaios de flotação em bancada. Como exemplo, a simbologia usada nos gráficos ΔR_{met} corresponde a variação da recuperação metálica observada com o aumento da dosagem de amido de 500g/t para 1000g/t, e assim para as demais respostas e variáveis. As Figuras 5.9 a 5.12 mostram o efeito das respostas mencionadas ao aumento da dosagem de amido, aumento da dosagem de amina, aumento do valor de pH e aumento da rotação durante condicionamento, conforme níveis mostrados nas Tabelas 5.2 a 5.4.

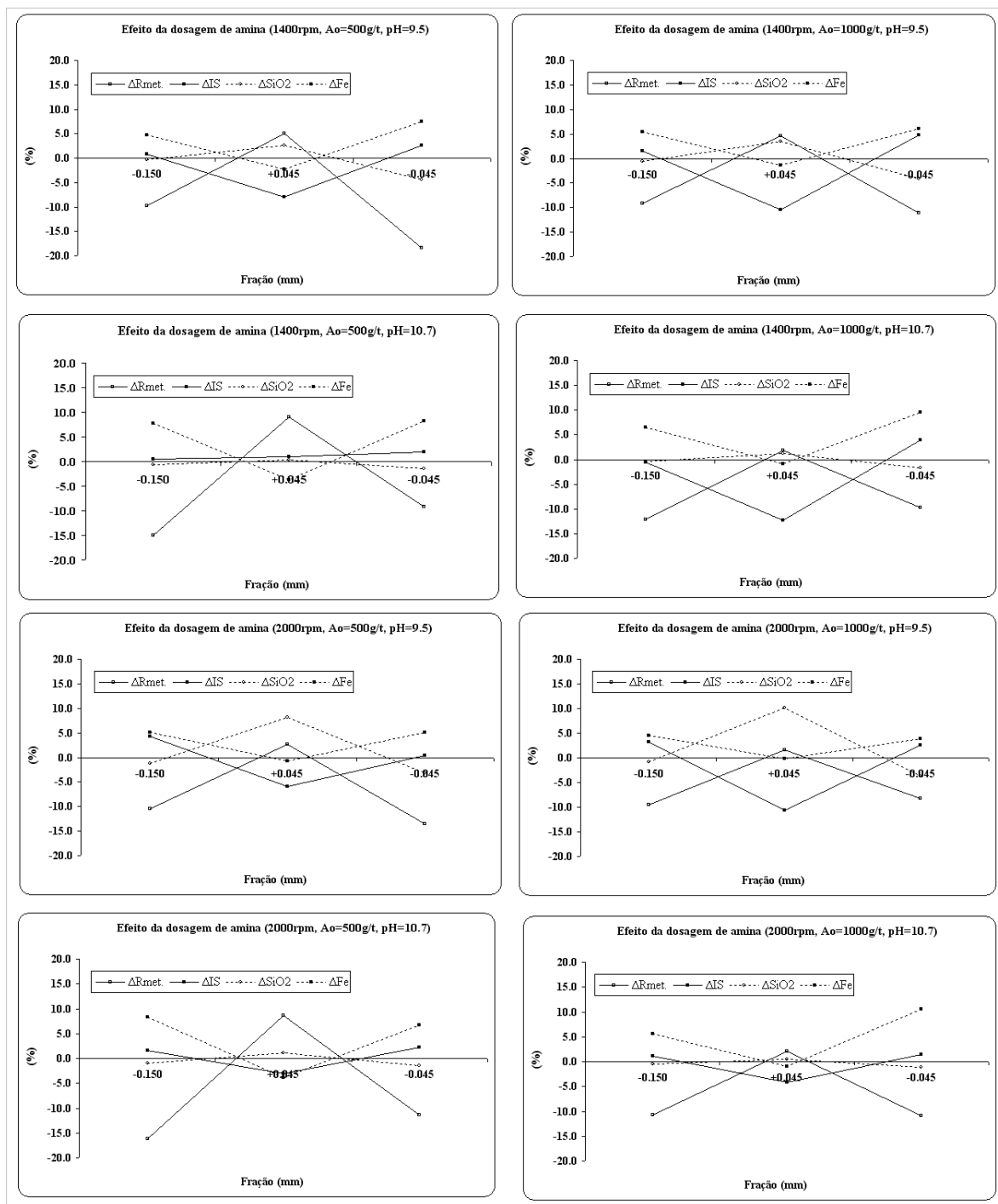


FIGURA 5.9- Efeito do aumento da dosagem de amina.

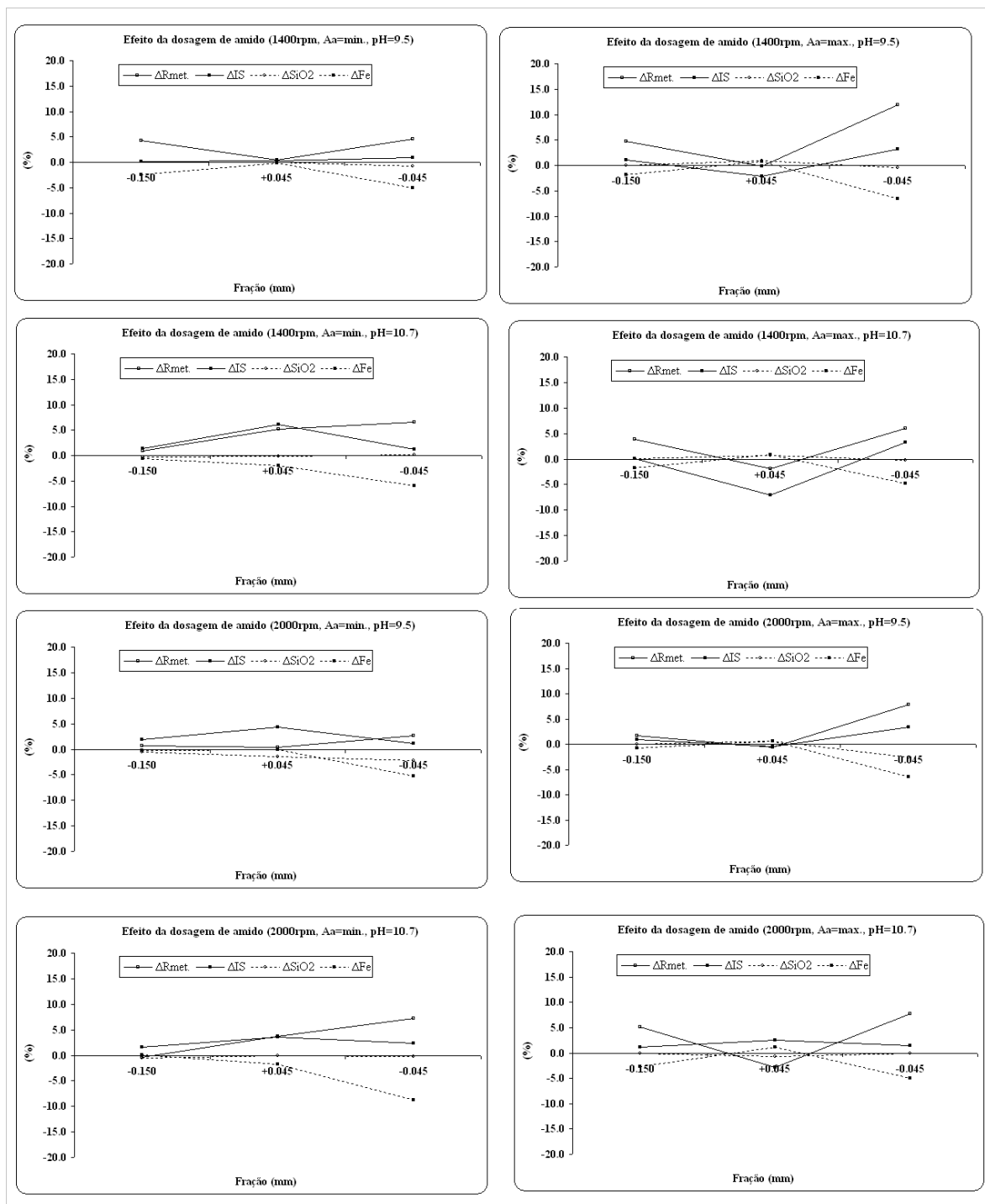


FIGURA 5.10- Efeito do aumento da dosagem de amido.

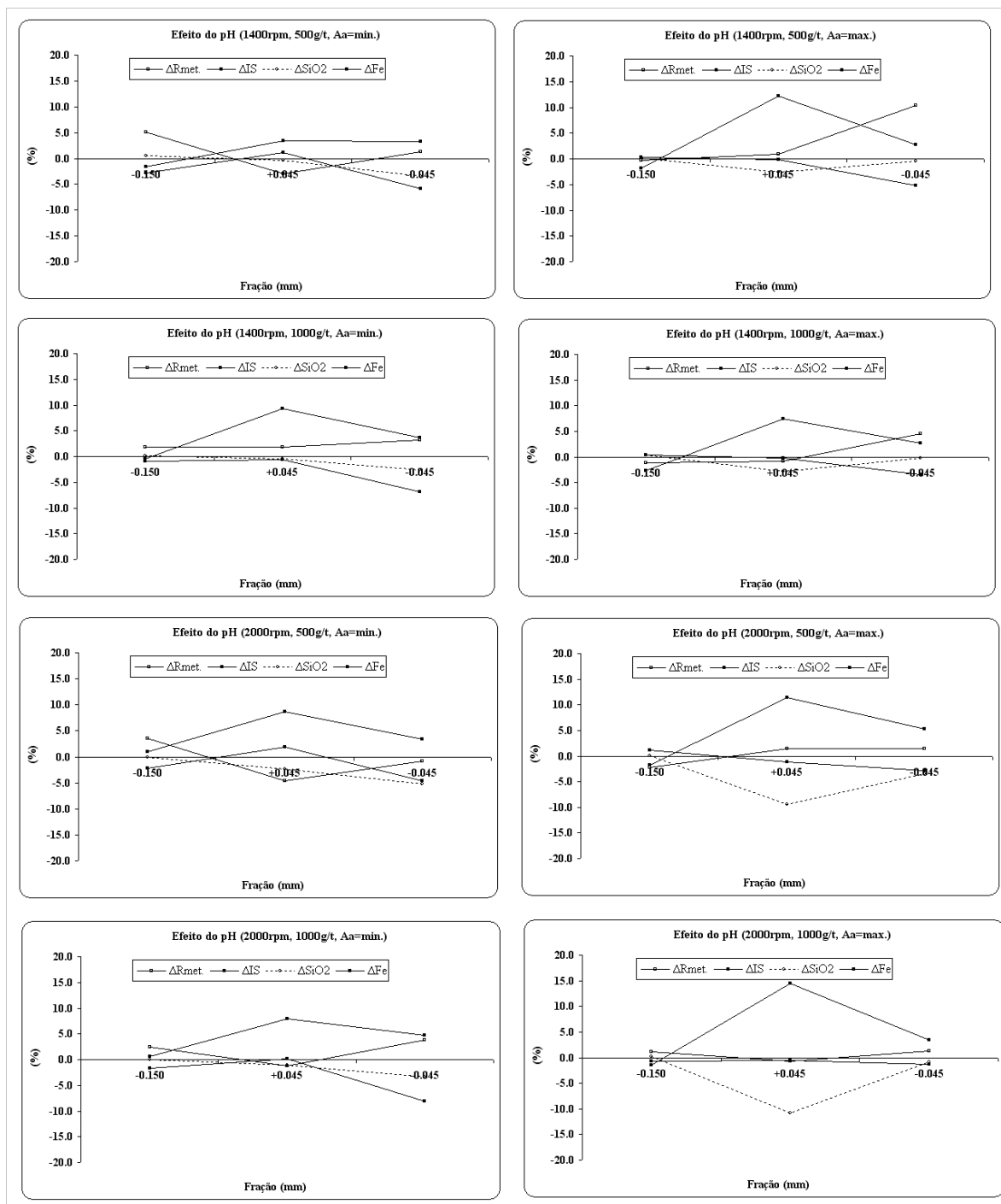


FIGURA 5.11- Efeito do aumento do pH.

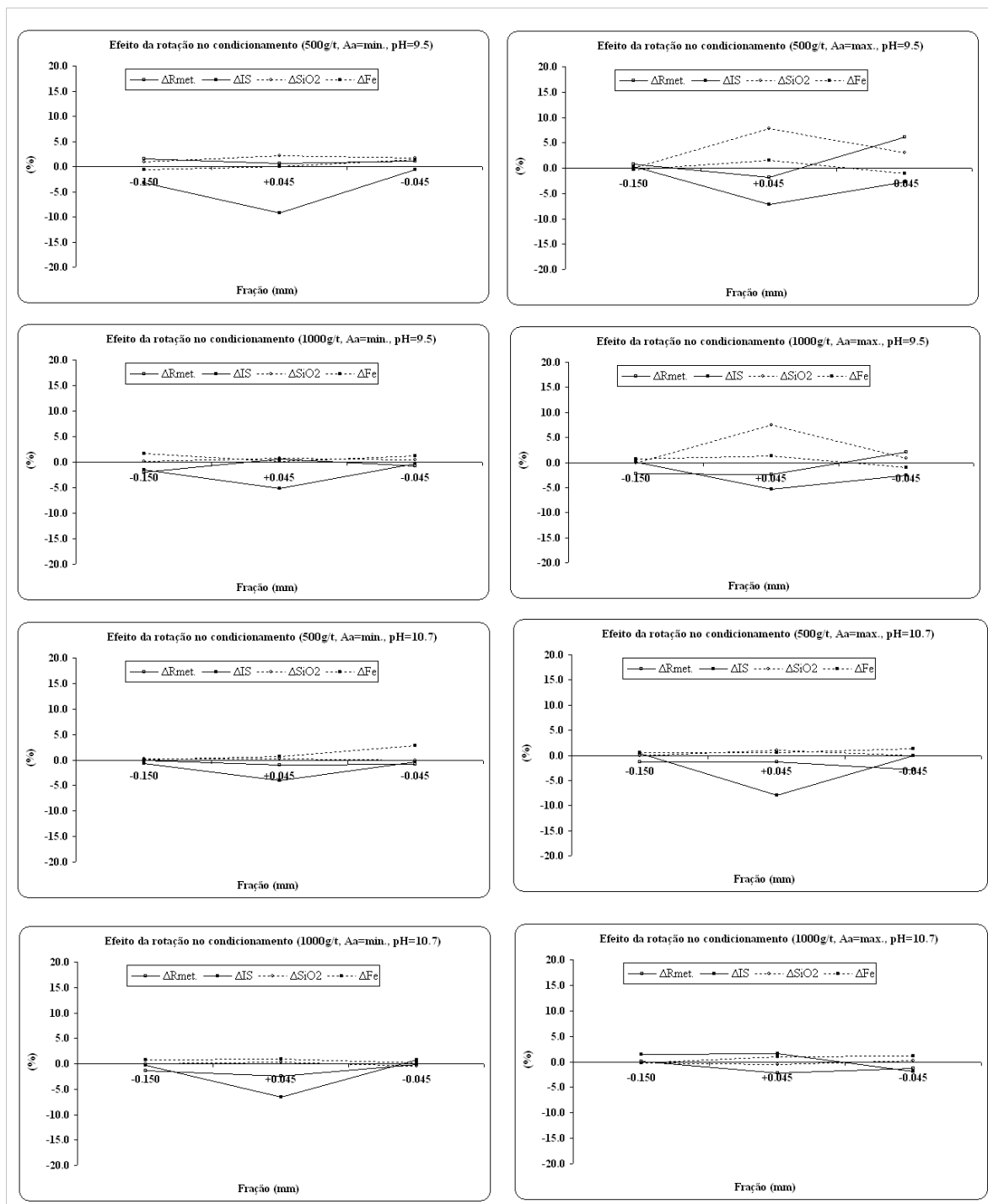


FIGURA 5.12- Efeito do aumento da rotação durante condicionamento.

Os seguintes comentários podem ser feitos com base nas Figuras 5.6 a 5.12:

i. O aumento da dosagem de amina causou redução na recuperação metálica e teor de SiO_2 no concentrado e aumento no índice de seletividade de Gaudin e no teor de Fe no rejeito para as frações -0,150mm e -0,045mm. A redução na recuperação metálica tende a ser maior em valor pH 10,7 para a fração -0,150mm.

ii. O aumento da dosagem de amina causou efeito contrário na fração grossa (+0,045mm), ou seja, aumentos na recuperação metálica e teor de SiO_2 no concentrado e reduções no índice de seletividade e no teor de Fe no rejeito. O efeito combinado do aumento da dosagem de amina e do pH promoveu os maiores aumentos de recuperação metálica e pouco aumento do teor de SiO_2 no concentrado para a fração grossa. Os resultados deste efeito combinado podem ser interpretados pela maior concentração de amina na forma molecular em pH 10,7 quando comparado com pH 9,5, não devendo ter ocorrido aumento na adsorção de amina em pH 10,7.

iii. O aumento no teor de SiO_2 no concentrado observado com o aumento da dosagem de amina para a fração grossa indica que o aumento desta dosagem pode ter ultrapassado a concentração micelar crítica (CMC), causando a depressão de partículas de quartzo, aumentando com isto a recuperação metálica e o teor de SiO_2 no concentrado e redução do teor de Fe no rejeito. A dosagem de amina de 250g/t SiO_2 que ocasionou aumento na depressão de quartzo equivale a uma concentração de amina de 110mg/l, o que está abaixo da concentração micelar crítica da eteramina (próxima de 250mg/l). Assim, a hipótese de aumento da depressão de quartzo com aumento da dosagem de amina devido à ultrapassagem da CMC pode ser descartada.

iv. A interação entre as moléculas de amina e amido (Pavlovic & Brandão, 2003, Schulze & Cooke, 1953 e Somasundaran, 1969) pode justificar o aumento da depressão de quartzo observado para a fração +0,045mm com o aumento da dosagem de amina. Conforme observado por estes autores, a ligação entre amilopectina e surfatante foi evidente apenas

em concentrações superiores deste último. Considerando-se que o consumo necessário de amido para depressão das partículas de minerais de ferro tende a ser menor para a fração +0,045mm, pode-se supor que para as dosagens de 500g/t e 1000g/t praticadas nos ensaios, exista uma maior concentração de moléculas de amido não adsorvidas. Assim, sabendo-se que as moléculas deste depressor são espirais, cujo interior possui características hidrofóbicas e o exterior características hidrofílicas, o aumento da dosagem de amina pode ter causado o aprisionamento de moléculas de coletor no interior das moléculas de amido. Somasundaran (1969) utilizou o termo clatrato (composto molecular onde moléculas de uma espécie estão incluídas em vazios de um arranjo formado por moléculas de outro tipo) para discutir os resultados observados na adsorção de amido e oleato em calcita. Esta hipótese de interação entre moléculas destes reagentes é reforçada pelos maiores aumentos de SiO₂ no concentrado observados para dosagem de 1000g/t de amido em relação aos aumentos ocorridos para a dosagem de 500g/t, conforme mostra a Tabela 5.3. Outro fator que possivelmente contribuiu para este efeito foi a ausência de partículas finas, que levou a uma maior dosagem de amido para garantir a estabilidade do agregado partículas grossas e bolhas. Devido à menor área superficial específica das partículas grossas, parte das moléculas de amido ficou livre na fase bulk, permitindo assim a interação com as moléculas de amina e a depressão de partículas de quartzo quando houve aumento da dosagem deste coletor. A Tabela 5.6 mostra o efeito da dosagem de amido para a fração grossa.

TABELA 5.6- Efeito da dosagem de amido para a fração grossa (+0,045mm).

Efeito da dosagem de amido para a fração +0.045mm								
Teste	Fluxos	Fe	SiO ₂	Seletividade Gaudin	Recuperação em massa (%)	Recuperação metálica (%)	Amido (g/t _{alim.})	Eteramina (g/t _{SiO2})
1	Concentrado	66.98	1.61	17	33.72	73.73	250	150
	Rejeito	12.14	82.33					
	Alimentação	30.63	55.11					
2	Concentrado	66.70	1.18	22	35.32	78.65	500	150
	Rejeito	9.89	85.33					
	Alimentação	29.96	55.61					
3	Concentrado	66.71	1.17	22	35.40	79.06	1000	150
	Rejeito	9.68	85.52					
	Alimentação	29.87	55.66					

A interação entre o amido e a eteramina, observada durante este trabalho para a concentração de 110mg/l deste coletor, está coerente com os trabalhos realizados por Schulze & Cooke (1953), onde concentrações entre 100 e 150mg/l de eteramina promoveram aumentos da adsorção do amido na hematita e principalmente no quartzo.

A Tabela 5.6 mostra ganhos de recuperação (em massa e metálica) e índice de seletividade e redução nos teores de SiO_2 no concentrado e Fe no rejeito com aumento da dosagem de amido de 250 para 500g/t, indicando ser esta dosagem a ideal para garantir o desempenho da flotação das partículas grossas. Esta dosagem, porém, pode ser excessiva quando se consideram os teores de Fe na alimentação das flotações das partículas grossa e fina e respectivas áreas superficiais específicas. Considerando-se os teores de Fe na alimentação de aproximadamente 30% para a fração grossa e 58% para a fração fina, têm-se as seguintes dosagens de amido em gramas por toneladas de Fe, respectivamente: 1667g/t_{Fe} e 862g/t_{Fe}. Portanto, este raciocínio indica excesso na dosagem de amido para a fração grossa.

Assim, supõe-se que a elevada dosagem de amina (250g/t_{SiO2}) pode ter ocasionado um “empacotamento” das moléculas deste coletor sobre as partículas de quartzo, com sua parte polar para fora sendo atraídas pelas moléculas de amido em excesso na solução, sendo assim deprimidas.

As seguintes dosagens específicas de amina foram necessárias para a obtenção de concentrados com teores de SiO_2 inferiores a 1% para as frações -0,150mm, +0,045mm e -0,045mm, respectivamente: 100g/t_{SiO2}, 150g/t_{SiO2} e 200g/t_{SiO2}. Considerando os teores de SiO_2 nas 3 frações granulométricas, as dosagens reais foram, respectivamente: 33g/t_{alim.}, 83g/t_{alim.} e 33g/t_{alim.}.

Considerando a obtenção de concentrados com teores de SiO_2 próximos (inferiores a 1%) a fração grossa exigiu uma dosagem de amina 2,5 vezes maior que as demais frações granulométricas. Duas hipóteses podem ser feitas para o maior consumo de amina da fração

grossa, sem que uma exclua necessariamente a outra: (i) garantir o nível de hidrofobicidade das partículas, que naturalmente apresentam menores probabilidades de permanecerem aderidas às bolhas; (ii) a ausência de partículas finas reduz a estabilidade das bolhas, facilitando com isto a descoleta das partículas grossas. A segunda hipótese está de acordo com os trabalhos realizados por Vieira (2005), onde a presença de partículas finas de quartzo num sistema de flotação por células mecânicas promoveu aumento da recuperação (para a espuma) de partículas grossas deste mineral. Os trabalhos realizados por esta autora mostraram maior recuperação de quartzo (grosso, fino e médio) em pH próximo de 9,0, para dosagens de amina variando de 20 a 80g/t.

Na ausência de partículas finas, toda amina possivelmente ficou disponível para adsorver sobre as partículas grossas, sendo que o aumento da dosagem deste reagente, além do valor necessário para obtenção de concentrado com teor de SiO_2 próximo de 1%, promoveu aumento na depressão de quartzo, possivelmente por ultrapassar a concentração micelar crítica. O aumento da depressão de quartzo com o aumento da dosagem de amina foi reduzido com o aumento do pH de 9,5 para 10,7, indicando que o excesso de amina pode ter contribuído para a manutenção da estabilidade do agregado partícula-bolha, já que a forma molecular (espumante) da amina é maior em pH 10,7.

Na tentativa de confirmar uma ou as duas hipóteses acima, foram feitas análises de amina residual presente nas fases sólidas e líquidas dos rejeitos de flotação das três frações granulométricas para as seguintes dosagens de amina: -0,150mm (100g/t SiO_2), +0,045mm (150g/t SiO_2) e -0,045mm (200g/t SiO_2). Estas análises foram feitas pelo método de espectrofotométrico com o verde de bromocresol no Departamento de Química da UFOP. O método não detectou a presença de amina residual na fase sólida, sendo possível a quantificação na fase líquida. A Tabela 5.7 mostra as concentrações de amina presentes no início das flotações e os valores residuais detectados nas fases líquidas das frações grossa e fina e área superficial específica das respectivas frações granulométricas, obtidas pelo permeabilímetro de blaine.

TABELA 5.7- Concentrações de amina no início da flotação e residual detectados na fase líquida dos rejeitos e área superficial específica das frações granulométricas.

Fração (mm)	Concentração de amina (mg/l)		Área superficial específica (cm ² /g)
	Início flotação	Residual	
+0.045	65,6	24,9	450
-0.045	26,1	9,5	750

A Tabela 5.7 mostra que os valores residuais de amina correspondem a aproximadamente 37% da concentração total de amina no início da flotação, para as duas frações granulométricas. O método empregado para as medidas de concentração de amina residual são qualitativos, porém os resultados mostrados acima indicam que a diferença entre a concentração inicial de amina e a residual pode ter adsorvido sobre as partículas das duas frações granulométricas, que corresponde a aproximadamente 63% da concentração inicial. As concentrações iniciais de amina mostradas na Tabela 5.6 possibilitaram a obtenção de concentrados com teores de SiO₂ próximos a 1% para as duas frações granulométricas. Assim, pode-se deduzir que aproximadamente 63% da concentração inicial foram adsorvidas nas partículas das frações grossas e finas para obtenção dos concentrados dentro da especificação desejada. A Tabela 5.7 mostra também que a fração fina apresenta área superficial específica (Índice de Blaine) quase duas vezes maior que a fração grossa.

Com base no raciocínio exposto acima, que considera aproximadamente 63% da concentração inicial de amina adsorvida na superfície das partículas, tanto grossas quanto finas, foi feito o cálculo do consumo de amina por área superficial específica. Os resultados são mostrados na Tabela 5.8.

TABELA 5.8- Dosagens de amina adsorvidas, Índice de Blaine e consumo de amina por Índice de Blaine.

Fração (mm)	Amina adsorvida (g/t)	Índice de Blaine (cm ² /g)	Consumo de amina por Índice de Blaine (g/cm ²)
+0.045	52	450	1.16E-07
-0.045	21	750	2.77E-08

Considerando o raciocínio mostrado anteriormente, a fração grossa mesmo com menor área apresenta um consumo de amina por área superficial específica 4,2 vezes superior à fração fina. Este elevado consumo pode talvez justificar o aumento da depressão de quartzo observado com aumento da dosagem de amina, sendo possivelmente ocasionada por ultrapassar a concentração micelar crítica. Os resultados mostrados na Tabela 5.8 indicam que o nível de adsorção de amina na fração grossa foi 4,2 vezes superior à observada na fração fina.

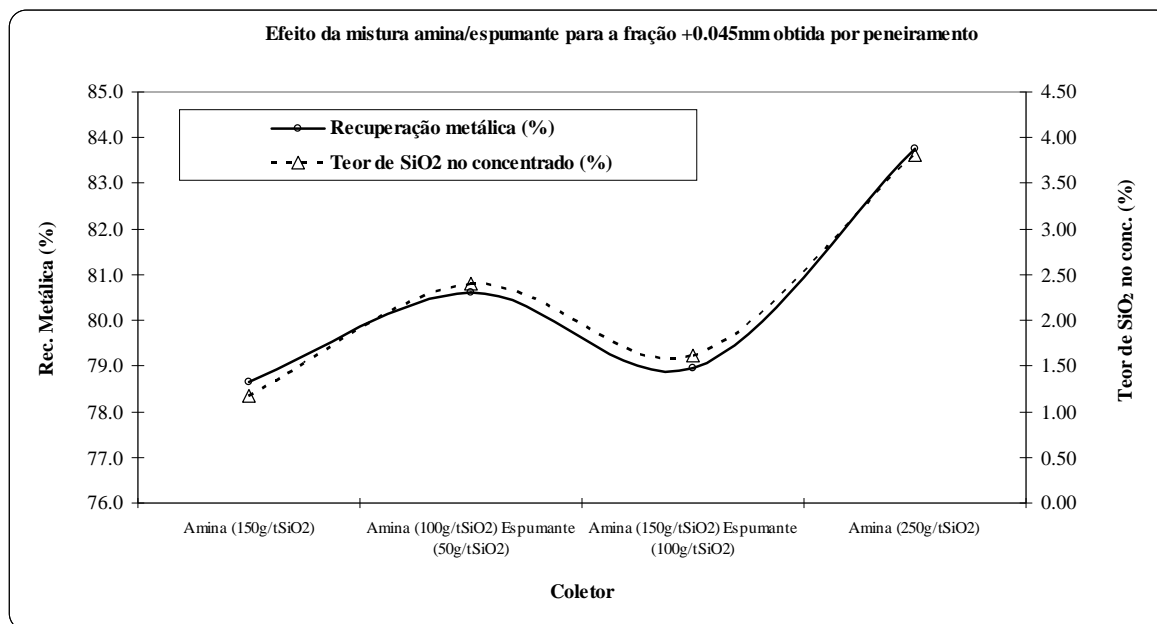
Para melhor avaliação e compreensão do efeito da dosagem de amina sobre os resultados da flotação da fração grossa (+0,045mm) foram realizados testes adicionais substituindo-se parcialmente a eteramina por espumante.

Os resultados podem ser vistos na Tabela 5.9 e na Figura 5.13, comparando-se os resultados obtidos nas condições dos testes complementares 1 e 2 e os testes anteriores realizados nas mesmas condições com dosagens de amina de 150 e 250g/t_{SiO₂}.

Os resultados mostrados na Tabela 5.9 e Figura 5.13 mostram que a substituição parcial de amina por espumante promoveu aumentos no teor de SiO₂ do concentrado da fração grossa. Comparando-se os resultados dos testes com 150g/t_{SiO₂} de amina e 100g/t_{SiO₂} de amina + 50g/t_{SiO₂} de espumante, observa-se elevação nos teores de SiO₂ de 1,18% para 2,40% e queda do índice de seletividade de Gaudin de 22 para 16. Estes resultados sugerem que a substituição parcial de amina por espumante não garantiram os níveis de flotação obtidos com a dosagem de 150g/t_{SiO₂}, sendo esta a dosagem ideal para a obtenção dos melhores níveis de flotação da fração grossa. Além disto, estes resultados reforçam a hipótese discutida anteriormente que a elevada dosagem requerida para a fração grossa foi necessária para garantir a hidrofobicidade destas partículas, ou seja, a dosagem de 150g/t_{SiO₂} ficou adsorvida nas partículas grossas.

TABELA 5.9- Efeito da mistura amina e espumante na flotação da fração +0,045mm.

Testes / Fluxos		Fração +0.045mm obtida por peneiramento em bancada							
		Fe	SiO ₂	Seletividade Gaudin	Recuperação em massa (%)	Recuperação metálica (%)	Amido (g/t _{alim.})	Eteramina (g/t _{SiO₂})	Espumante (g/t _{SiO₂})
Teste 1	Concentrado	66,70	1,18	22	35,32	78,65	500	150	0
	Rejeito	9,89	85,33						
	Alimentação	29,96	55,61						
Teste 2	Concentrado	65,25	3,81	14	37,35	83,76	500	250	0
	Rejeito	7,54	88,56						
	Alimentação	29,09	56,91						
Teste compl. 1	Concentrado	66,58	2,40	16	37,17	81,15	500	100	50
	Rejeito	9,15	86,52						
	Alimentação	30,50	55,25						
Teste compl. 2	Concentrado	66,86	1,61	19	37,02	80,06	500	150	100
	Rejeito	9,79	85,74						
	Alimentação	30,92	54,59						

**FIGURA 5.13-** Recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado da fração +0,045mm para diferentes misturas de amina e espumante e diferentes dosagens.

Usando algoritmo de Yates (Juran, 1988), foi feita análise de sensibilidade para as três frações granulométricas. As Tabelas 5.10 a 5.13 mostram as variáveis estatisticamente significativas, com 95% de grau de confiança para as respostas: teor de SiO₂ no concentrado, recuperação metálica, teor de Fe no rejeito e índice de seletividade de Gaudin.

TABELA 5.10- Variáveis estatisticamente significativas para teor de SiO₂ no concentrado.

Fração (µm)	Amina (g/tSiO ₂)	Amido (g/t _{alim.})	pH	rpm condicionamento	Interações
-150					Aa/rpm
+45					Aa/pH ; Aa/rpm
-45					Aa/pH; Ao/pH; pH/rpm

TABELA 5.11- Variáveis estatisticamente significativas para recuperação metálica.

Fração (µm)	Amina (g/tSiO ₂)	Amido (g/t _{alim.})	pH	rpm condicionamento	Interações
-150					Aa/pH
+45					
-45					

TABELA 5.12- Variáveis estatisticamente significativas para teor de Fe no rejeito.

Fração (µm)	Amina (g/tSiO ₂)	Amido (g/t _{alim.})	pH	rpm condicionamento	Interações
-150					Aa/pH
+45					Aa/Ao
-45					Aa/pH

TABELA 5.13- Variáveis estatisticamente significativas para seletividade de Gaudin.

Fração (µm)	Amina (g/tSiO ₂)	Amido (g/t _{alim.})	pH	rpm condicionamento	Interações
-150					Aa/pH; Aa/rpm; pH/rpm
+45					
-45					

As Tabelas 5.10 a 5.13 evidenciam os comportamentos já observados e discutidos anteriormente, com relação à sensibilidade das frações granulométricas mediante as variáveis estudadas neste trabalho. Estas tabelas mostram que a fração fina é sensível a praticamente todas as variáveis e interações entre algumas delas, para todas as respostas da flotação. A fração grossa apresenta sensibilidade a todas as variáveis, com exceção para a dosagem de amido, que não foi estatisticamente significativa para nenhuma resposta à flotação. A fração -0,150mm não mostrou sensibilidade a variações da rotação durante condicionamento. De forma geral, a análise de sensibilidade realizada indica que as 3 frações granulométricas apresentam diferentes comportamentos diante variações de processo, ou seja, diferentes sensibilidades a estas variações (dosagens de reagentes, pH e rotação durante condicionamento).

O aumento da rotação durante condicionamento causou efeitos sobre os teores de SiO_2 no concentrado e índice de seletividade das frações +0,045mm e -0,045mm e sobre o teor de Fe no rejeito da fração +0,045mm. Conforme já mostrado nos gráficos anteriores, o aumento da rotação no condicionamento causou aumento significativo no teor de SiO_2 no concentrado da fração +0,045mm e redução no índice de seletividade desta fração, sendo observado efeito semelhante para a fração fina, porém com bem menor intensidade. Este comportamento indica que o condicionamento sob turbulência causou aumento no teor de SiO_2 no concentrado e redução do índice de seletividade, principalmente sobre as flotação das partículas grossas, possivelmente por dificultar ou reduzir o nível de adsorção do coletor sobre estas partículas. O aumento da rotação durante condicionamento causou aumentos de recuperação metálica e do teor de SiO_2 no concentrado da fração fina (-0,045mm) em pH igual a 9,5 e na máxima dosagem de amina.

Os efeitos esperados de aumentos das distribuições de SiO_2 no rejeito e Fe no concentrado da fração fina com o aumento da rotação durante o condicionamento não foram observados, conforme mostra a Figura 5.14. Houve aumento na distribuição de Fe no concentrado (recuperação metálica) entre os testes 2 e 10 (pH=9,5, amina= 200g/t $_{\text{SiO}_2}$ e amido=500g/t), porém com elevação do teor de SiO_2 no concentrado, indicando perda de seletividade com o aumento da rotação durante condicionamento.

Estes resultados indicam que o aumento da rotação durante condicionamento não promoveram aumentos de seletividade e recuperação devido a agregação entre partículas finas, conforme discutido na capítulo 3.5.1. Pelo contrário, o aumento de rotação durante condicionamento de 1400 para 2000rpm contribuiu para perda de seletividade e aumento no teor de SiO_2 no concentrado da fração fina (-0,150mm).

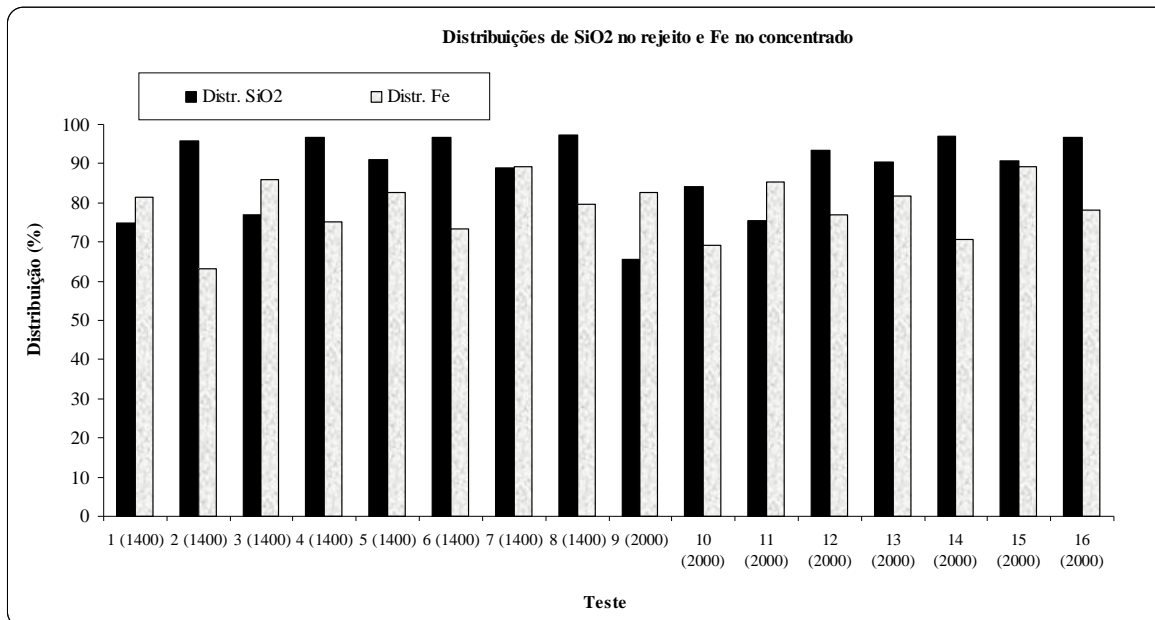


FIGURA 5.14- Distribuições de SiO₂ no rejeito e Fe no concentrado.

Visando quantificar os possíveis ganhos de um sistema de flotação de partículas grossas e partículas finas em separado foi feita a composição matemática dos resultados destas frações para cada condição avaliada (16 testes). Para tanto foram consideradas as seguintes partições em massa, conforme mostrado no início deste capítulo: fração grossa (42,20%) e fração fina (57,80%), denominando-se a composição de -0,150mm composta. A Tabela 5.14 mostra os resultados gerais da composição e a Figura 5.15 a recuperação metálica e o teor de SiO₂ no concentrado para cada condição avaliada.

As Figuras 5.16 e 5.17 mostram os comparativos de recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado entre as frações -0,150mm global (natural) e -0,150mm composta. Indicam maiores níveis de recuperação metálica para todas as condições avaliadas da fração -0,150mm composta, com tendência de maiores valores de SiO₂ nos concentrados desta fração. Além disto, as dosagens de amina na fração composta foram 2,2 vezes superiores às praticadas na fração natural.

Considerando as condições que promoveram concentrados com teores de SiO₂ próximos a 1% para as duas frações (natural e composta), observam-se aumentos na recuperação metálica próximos a 15% quando as frações fina e grossa foram flotadas separadamente, conforme mostram a Tabelas 5.14 e 5.15.

TABELA 5.14- Resultados globais dos testes de flotação até exaustão da fração -0,150mm composta.

Testes / Fluxos		Fração -0.150mm global composta								
		Fe	SiO ₂	Seletividade Gaudin	Recuperação em massa (%)	Recuperação metálica (%)	Amido (g/t _{alim.})	Eteramina (g/t _{SiO2})	pH flotação	Rotação condicionamento (rpm)
Teste 1	Concentrado	65,59	4,53	7	56,53	80,68	500	133	9,5	1400
	Rejeito	20,42	70,03							
	Alimentação	45,96	33,00							
Teste 2	Concentrado	67,16	2,17	8	46,62	68,63	500	221	9,5	1400
	Rejeito	26,81	60,98							
	Alimentação	45,62	33,56							
Teste 3	Concentrado	66,02	3,99	8	58,68	84,14	1000	133	9,5	1400
	Rejeito	17,68	73,79							
	Alimentação	46,05	32,83							
Teste 4	Concentrado	67,40	2,07	10	53,27	77,41	1000	221	9,5	1400
	Rejeito	22,42	67,03							
	Alimentação	46,38	32,42							
Teste 5	Concentrado	67,40	1,90	11	54,54	80,74	500	133	10,7	1400
	Rejeito	19,30	71,30							
	Alimentação	45,53	33,44							
Teste 6	Concentrado	67,93	0,96	15	51,83	76,55	500	221	10,7	1400
	Rejeito	22,40	66,80							
	Alimentação	46,00	32,67							
Teste 7	Concentrado	67,56	1,94	14	59,37	86,94	1000	133	10,7	1400
	Rejeito	14,84	77,79							
	Alimentação	46,14	32,76							
Teste 8	Concentrado	68,09	0,99	16	54,23	80,39	1000	221	10,7	1400
	Rejeito	19,68	71,01							
	Alimentação	45,94	33,04							
Teste 9	Concentrado	64,40	6,41	6	58,56	81,68	500	133	9,5	2000
	Rejeito	20,42	69,91							
	Alimentação	46,17	32,73							
Teste 10	Concentrado	63,83	6,73	5	52,09	72,63	500	221	9,5	2000
	Rejeito	26,15	61,56							
	Alimentação	45,78	33,00							
Teste 11	Concentrado	65,87	4,45	8	58,90	83,70	1000	133	9,5	2000
	Rejeito	18,39	72,92							
	Alimentação	46,36	32,59							
Teste 12	Concentrado	65,13	5,00	6	55,27	78,21	1000	221	9,5	2000
	Rejeito	22,43	67,38							
	Alimentação	46,03	32,90							
Teste 13	Concentrado	67,24	1,92	11	54,93	79,85	500	133	10,7	2000
	Rejeito	20,69	69,82							
	Alimentação	46,26	32,52							
Teste 14	Concentrado	67,68	1,26	12	50,17	74,06	500	221	10,7	2000
	Rejeito	23,88	65,60							
	Alimentação	45,86	33,32							
Teste 15	Concentrado	67,38	1,72	14	58,85	86,14	1000	133	10,7	2000
	Rejeito	15,50	77,08							
	Alimentação	46,03	32,73							
Teste 16	Concentrado	67,84	0,99	15	53,41	78,90	1000	221	10,7	2000
	Rejeito	20,80	69,42							
	Alimentação	45,93	32,87							

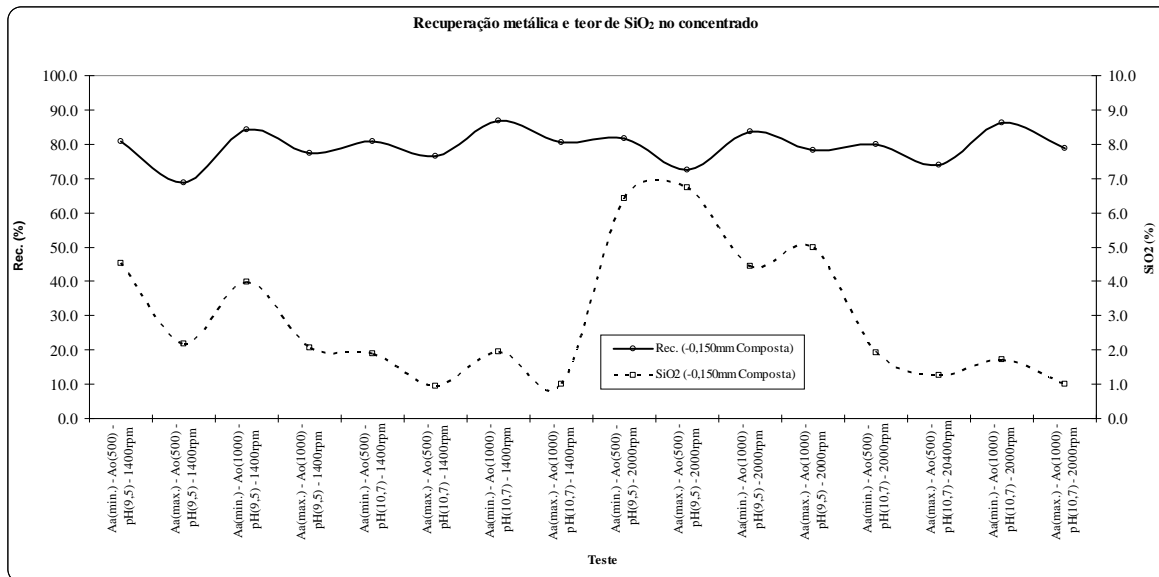


FIGURA 5.15- Efeito das variáveis sobre a recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado para a fração -0,150mm composta.

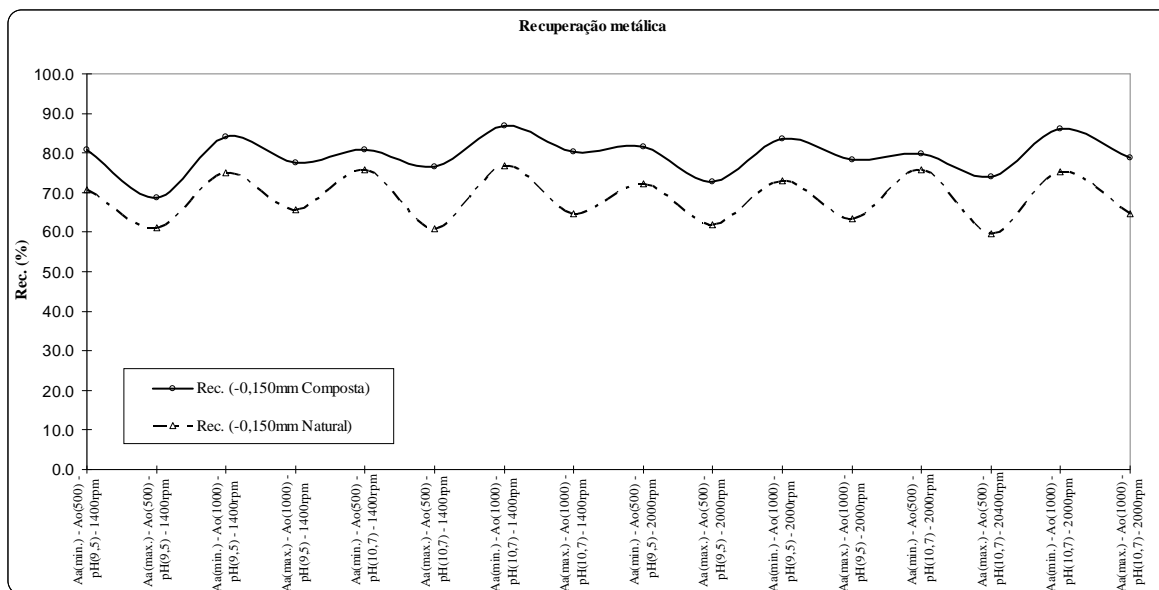


FIGURA 5.16- Recuperação metálica comparativa entre as frações -0,150mm natural e -0,150mm composta.

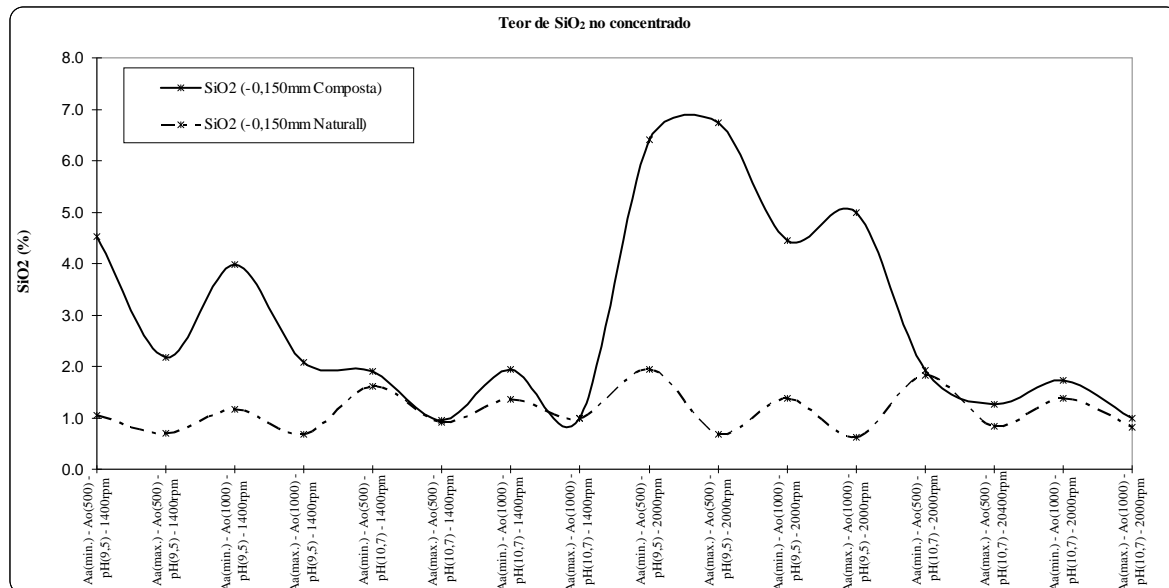


FIGURA 5.17- Teor de SiO₂ comparativo entre as frações -0,150mm natural e -0,150mm composta.

TABELA 5.15- Análise comparativa entre as frações natural e composta matematicamente.

Parâmetro	-0,150mm natural	-0,150mm composta
Amina (g/t_{SiO2})	100	221
Amido (g/t_{alim.})	500	500
pH	10.7	10.7
Rotação (rpm)	1400	1400
Rec. metálica (%)	60.74	76.55
SiO₂ (%)	0.92	0.96
Fe rejeito (%)	30.88	22.40
IS	11	15
Amina (g/t_{SiO2})	100	221
Amido (g/t_{alim.})	1000	1000
pH	10.7	10.7
Rotação (rpm)	1400	1400
Rec. metálica (%)	64.63	80.39
SiO₂ (%)	1.00	0.99
Fe rejeito (%)	29.08	19.68
IS	12	16

Este aumento pode não ser tão expressivo na prática industrial, devido a limitações nos equipamentos de classificação, geralmente hidrociclones, para obtenção de frações grossas com a quantidade de finos praticada neste trabalho (6% -0,045mm). Observa-se na prática uma elevada quantidade de finos no *underflow* dos hidrociclones. Uma alternativa pode ser a aplicação de peneiras de alta frequência com telas de poliuretano com aberturas próximas a 0,105mm.

De forma geral, os resultados resumidos na Tabela 5.15 indicam elevado potencial de ganhos de recuperação metálica e seletividade com a aplicação de sistemas de flotação de grossos e finos separadamente, com maior sensibilidade destes sistemas, principalmente da fração grossa, às variações de processo (dosagens de reagentes, pH e turbulência) e aumento no consumo de coletor. Estudo estatístico dos 16 testes realizados evidencia a maior sensibilidade quando a fração grossa é flotada em separado da fração fina. A Figura 5.18 mostra um comparativo da média, desvio padrão, valor mínimo e valor máximo para teor de SiO₂ no concentrado das frações -0,150mm global natural e -0,150mm global com.

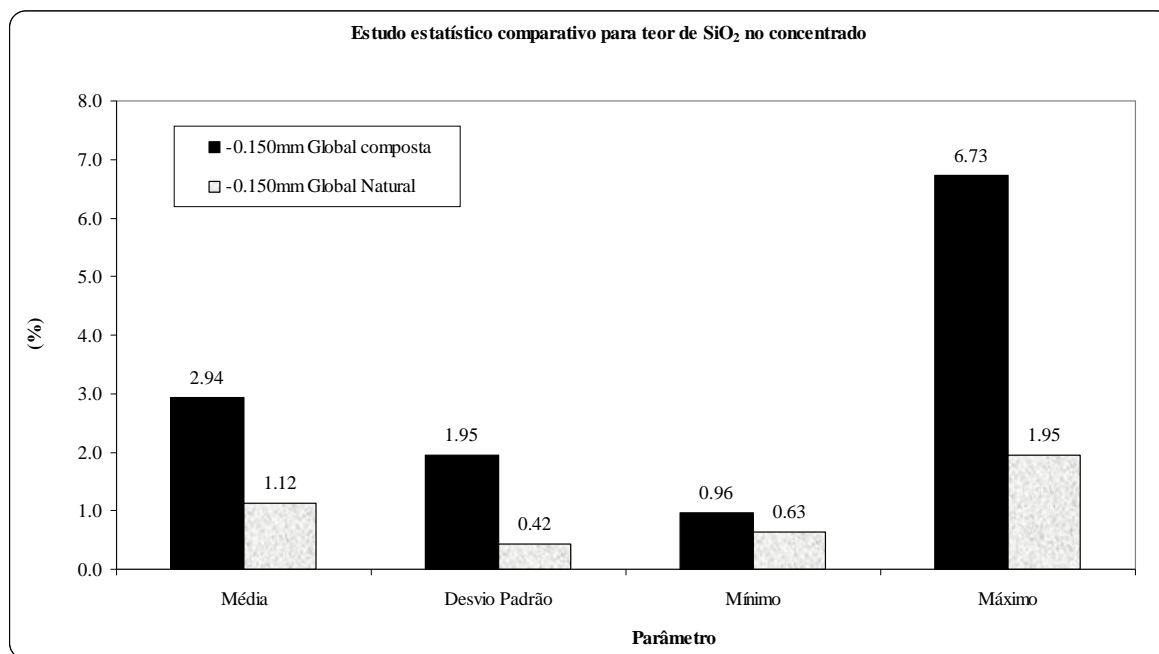


FIGURA 5.18- Estudo estatístico comparativo para teor de SiO₂ no concentrado entre as frações -0,150mm global natural e -0,150mm global composta matematicamente.

A Figura 5.18 mostra maiores valores de média, desvio padrão, mínimo e máximo para a fração -0,150mm composta (frações flotadas separadas). Além disto, os resultados indicam expressivo aumento no consumo de coletor para a fração grossa flotada separadamente.

5.2.2. Resultados de testes de flotação até exaustão e cinéticas de flotação com frações granulométricas obtidas por classificação em ciclone piloto

5.2.1.1. Simulações matemáticas

A Tabela 5.16 mostra os resultados das simulações nas condições mais favoráveis à obtenção de *underflow* com mínimo de partículas abaixo de 0,045mm.

TABELA 5.16- Resultado de simulação de ciclonagem para classificação da fração - 0,150mm global.

	INLET	VORTEX FINDER	APEX	PRESSÃO DE ENTRADA
ORIFÍCIOS:	8.4 pol ²	3.50 pol.	1.50 pol.	28.0 psi
PESO ESPECÍFICO:	SÓLIDOS 3.65	LÍQUIDO 1.00		1.97 kgf/cm ²
	ALIMENTAÇÃO	OVERFLOW	UNDERFLOW	
PARTIÇÃO EM MASSA (%)	100.0	38.7	61.3	
% SÓLIDOS (peso)	57.0	45.4	68.0	
Distribuição Granulométrica - % Passante Acumulado				
Malha (mm)	Alimentação	Overflow	Underflow	
1.000	100.00	100.00	100.00	
0.710	99.56	100.00	99.29	
0.500	99.44	100.00	99.08	
0.300	99.07	100.00	98.47	
0.210	98.32	100.00	97.25	
0.150	95.57	99.99	92.78	
0.105	89.59	99.76	83.16	
0.075	79.35	97.63	67.79	
0.045	61.36	84.02	47.03	
0.037	57.09	79.94	42.64	
0.025	38.61	57.07	26.94	
0.015	30.68	45.80	21.12	
0.010	0.99	1.54	0.64	
0.006	0.36	0.57	0.23	

A Tabela 5.16 mostra a possibilidade de obtenção de *underflow* com aproximadamente 47% de partículas menores que 0,045mm e *overflow* com 84% de partículas menores que esta malha, sendo a malha de corte próxima de 0,070mm (*overflow* com aproximadamente 95% menor que 0,070mm – d_{95}).

As condições que propiciam a obtenção destes produtos estão indicadas na Tabela 5.16, sendo, em resumo: 57% de sólidos na alimentação, pressão de 1,97kgf/cm², vórtex de 3,5 polegadas e ápex de 1,5 polegadas.

As simulações realizadas indicaram que a elevada porcentagem de sólidos em peso na alimentação favorece a obtenção de *underflow* com mínimo de finos. Além disto, possibilita a obtenção de *overflow* com porcentagem de sólidos próxima aos valores praticados industrialmente (40 a 50%).

Assim, os resultados de simulação mostrados na Tabela 5.16 indicaram a possibilidade de obtenção das frações grossa e fina (*underflow* e *overflow*, respectivamente), nas proporções de 61,3% e 38,7%, respectivamente.

5.2.2.2. Classificação piloto por ciclonagem para obtenção das frações grossa e fina

As frações grossa e fina (para a realização dos próximos ensaios de flotação) foram obtidas a partir de ciclonagem piloto, com base nas simulações feitas anteriormente. Condições diferentes das mostradas na Tabela 5.16 foram também avaliadas no teste piloto, porém as condições que propiciaram a obtenção da fração grossa com o mínimo de finos foram as mesmas das indicadas nas simulações (Tabela 5.16).

A Tabela 5.17 mostra as características dos produtos obtidos na ciclonagem piloto e a Figura 5.19 a distribuição granulométrica dos mesmos.

TABELA 5.17- Características dos produtos obtidos na ciclonagem piloto.

Granulometria (% Passante Acumulado)			
Malha (mm)	Alim.	OF	UF
1.000	100.00	100.00	100.00
0.710	99.56	100.00	99.27
0.500	99.44	100.00	99.06
0.300	99.06	100.00	98.44
0.210	98.31	100.00	97.19
0.150	95.56	100.00	92.62
0.106	89.56	99.56	82.95
0.075	79.29	97.80	67.05
0.045	61.28	86.52	44.59
0.030	57.02	81.38	40.92
0.022	38.54	63.28	22.19
0.016	30.60	56.66	13.38
0.011	0.99	2.15	0.22
0.008	0.36	0.90	0.00
Análise Química			
Fe (%)	46.90	43.16	49.37
SiO₂ (%)	31.50	36.38	28.27
Partição			
(%)	100.00	39.80	60.20
Porcentagem de sólidos em peso			
(%)	55.00	45.20	68.50

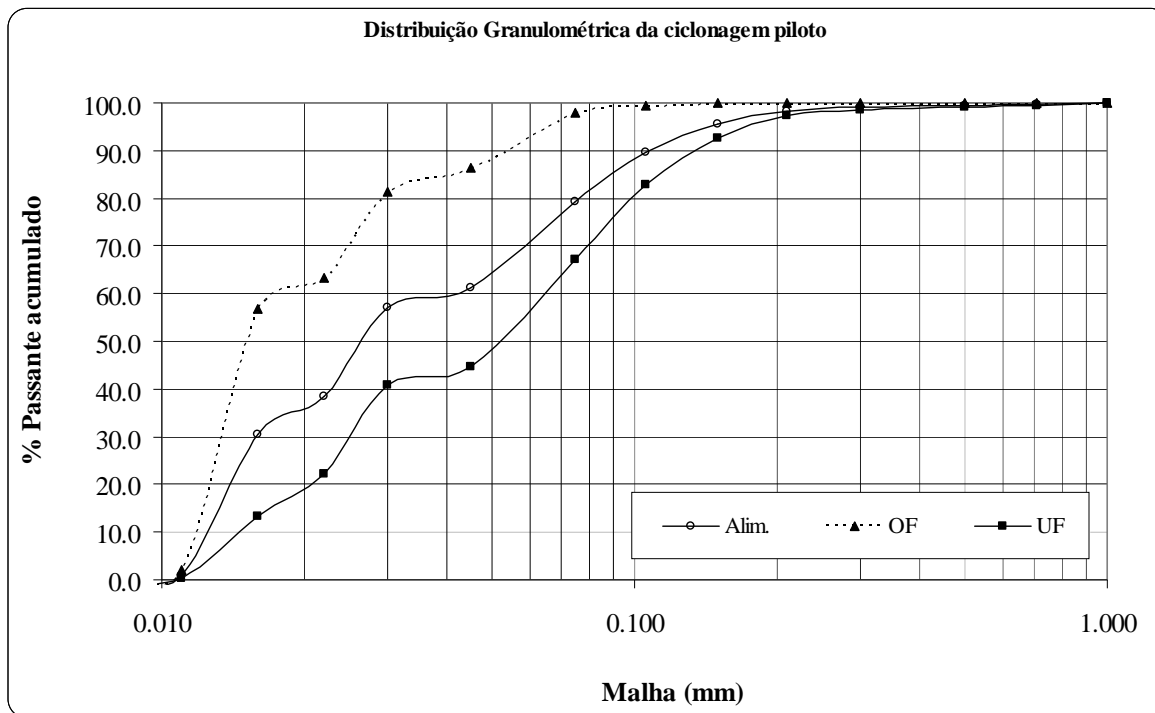


FIGURA 5.19- Distribuição granulométrica dos produtos obtidos na ciclonagem piloto.

Assim, os próximos ensaios de flotação foram realizados com as seguintes frações granulométricas em separado:

Fração -0,150mm global: 100% da massa, com 61,28% passante em 0,045mm.

Fração grossa: 60,2% da massa, com 44,59% passante em 0,045mm.

Fração fina: 39,8% da massa, com 86,52% passante em 0,045mm.

De forma semelhante à simulação, o diâmetro de corte, considerando d_{95} no *overflow*, foi aproximadamente 0,070mm.

5.2.2.3. Testes de flotação até exaustão em bancada

Os testes de flotação realizados nesta etapa foram até a exaustão, ou seja, até o esgotamento da espuma (estágios *rougher* e *cleaner*), tendo sido medidos os tempos de exaustão para cada teste.

Os testes de flotação realizados com as frações obtidas por peneiramento em bancada indicaram pouca influência da dosagem de amido nos resultados obtidos. Assim, nesta etapa a dosagem de amido foi mantida constante, sendo variada a dosagem de amina e a porcentagem de sólidos em peso. O pH foi mantido em 10,7 em todos os testes, sendo este o melhor conforme os resultados dos testes realizados com as frações obtidas por peneiramento em bancada. As Tabelas 5.18, 5.19 e 5.20 mostram os resultados dos testes de flotação até exaustão com as três frações granulométricas.

TABELA 5.18- Resultados dos testes de flotação até exaustão da fração -0,150mm global natural.

Testes / Fluxos		Fração -0.150mm global natural									
		Fe	SiO ₂	Seletividade Gaudin	Recuperação em massa (%)	Recuperação metálica (%)	Amido (g/t _{alim.})	Eteramina (g/t _{SiO2})	pH flotação	% Sólidos	Tempo de exaustão (s)
Teste 1	Concentrado	60,83	12,09	4	63,20	81,69	1000	60	10,7	40	82
	Rejeito	23,41	65,63								
	Alimentação	47,06	31,79								
Teste 2	Concentrado	63,77	7,86	5	61,13	81,48	1000	60	10,7	50	113
	Rejeito	22,80	67,07								
	Alimentação	47,84	30,87								
Teste 3	Concentrado	67,38	1,68	9	49,29	70,39	1000	100	10,7	40	128
	Rejeito	27,55	60,48								
	Alimentação	47,18	31,50								
Teste 4	Concentrado	67,63	0,94	12	47,30	68,36	1000	100	10,7	50	136
	Rejeito	28,10	58,98								
	Alimentação	46,80	31,53								
Teste 5	Concentrado	67,97	0,91	11	42,93	62,32	1000	200	10,7	40	129
	Rejeito	30,92	54,70								
	Alimentação	46,83	31,61								
Teste 6	Concentrado	68,08	0,70	13	40,92	59,87	1000	200	10,7	50	178
	Rejeito	31,61	53,60								
	Alimentação	46,53	31,95								

TABELA 5.19- Resultados dos testes de flotação até exaustão da fração grossa (+0,045mm).

Testes / Fluxos		Fração Grossa (underflow da ciclonagem)									
		Fe	SiO ₂	Seletividade Gaudin	Recuperação em massa (%)	Recuperação metálica (%)	Amido (g/t _{alim.})	Eteramina (g/t _{SiO2})	pH flotação	% Sólidos	Tempo de exaustão (s)
Teste 1	Concentrado	67,23	2,65	11	65,78	88,31	1000	100	10,7	40	130
	Rejeito	17,11	74,58								
	Alimentação	50,08	27,26								
Teste 2	Concentrado	67,59	2,13	12	64,36	87,47	1000	100	10,7	50	157
	Rejeito	17,49	74,30								
	Alimentação	49,73	27,85								
Teste 3	Concentrado	68,28	0,91	17	62,50	86,32	1000	200	10,7	40	154
	Rejeito	18,04	73,38								
	Alimentação	49,44	28,09								
Teste 4	Concentrado	68,30	0,70	17	59,72	82,07	1000	200	10,7	50	160
	Rejeito	22,12	67,72								
	Alimentação	49,70	27,70								

TABELA 5.20- Resultados dos testes de flotação até exaustão da fração fina (-0,045mm).

Testes / Fluxos		Fração Fina (<i>overflow</i> da ciclonagem)									
		Fe	SiO ₂	Seletividade Gaudin	Recuperação em massa (%)	Recuperação metálica (%)	Amido (g/t _{Alim.})	Eteramina (g/t _{SiO2})	pH flotação	% Sólidos	Tempo de exaustão (s)
Teste 1	Concentrado	63,46	7,07	4	46,10	66,71	1000	100	10,7	40	176
	Rejeito	27,09	60,35								
	Alimentação	43,86	35,79								
Teste 2	Concentrado	67,48	2,14	8	44,21	66,63	1000	100	10,7	50	189
	Rejeito	26,78	59,56								
	Alimentação	44,77	34,17								
Teste 3	Concentrado	68,17	0,97	11	36,36	56,15	1000	200	10,7	40	166
	Rejeito	30,42	55,32								
	Alimentação	44,15	35,56								
Teste 4	Concentrado	68,06	1,04	11	33,75	52,42	1000	200	10,7	50	191
	Rejeito	31,47	53,83								
	Alimentação	43,82	36,01								

As Tabelas 5.18, 5.19 e 5.20 mostram que o aumento da porcentagem de sólidos de 40 para 50% tende a reduzir o teor de SiO₂ no concentrado e aumentar a recuperação metálica para as frações granulométricas. Os melhores resultados de recuperação metálica e teor de SiO₂ no concentrado das frações grossa e fina foram obtidos com 40% de sólidos em massa, ao contrário da fração -0,150mm global, para a qual os melhores resultados foram obtidos com 50% de sólidos.

Visando à obtenção de concentrado com teor de SiO₂ próximo a 1%, as seguintes dosagens de amina possibilitaram que o objetivo fosse atingido: fração -0,150mm global natural (100g/t_{SiO2}), fração grossa (200g/t_{SiO2}) e fração fina (200g/t_{SiO2}). Assim, de forma semelhante aos resultados obtidos com as frações obtidas por peneiramento em bancada, o consumo de amina das frações grossa e fina foi duas vezes maior que o consumo da fração -0,150mm global.

O comportamento da fração grossa obtida por ciclonagem (45% de partículas abaixo de 0,045mm) diante aumento da dosagem de amina foi diferente da fração grossa obtida por peneiramento em bancada (6% de partículas abaixo de 0,045mm). Conforme já discutido anteriormente, o aumento da dosagem de amina de 150 para 250g/t_{SiO2} causou aumento no teor de SiO₂ no concentrado para a fração grossa obtida por peneiramento em bancada, possivelmente devido a interação entre a amina e o amido. A maior quantidade de finos presentes na fração obtida por ciclonagem pode ter consumido todo o amido presente na

solução, evitando assim a interação entre moléculas de amido não adsorvidas e moléculas de amina. Assim, estes resultados reforçam a hipótese de interação entre moléculas de amina e amido possivelmente ocorridas com a fração grossa obtida por peneiramento em bancada, que promoveram depressão de partículas de quartzo.

Comparando-se as dosagens de amina necessárias para obtenção de concentrados com teores de SiO_2 menores que 1%, observa-se maior dosagem específica para a fração grossa obtida por ciclonagem ($200\text{g}/t_{\text{SiO}_2}$) em relação à fração grossa obtida por peneiramento em bancada ($150\text{g}/t_{\text{SiO}_2}$). Considerando-se os teores de SiO_2 nas frações (aproximadamente 27% para a fração obtida por ciclonagem piloto e 56% para a fração obtida por peneiramento em bancada), a fração grossa obtida por ciclonagem passa a ter consumo real de amina ($55\text{g}/t_{\text{alim.}}$) aproximadamente 50% menor que a fração obtida por peneiramento ($83\text{g}/t_{\text{alim.}}$). O maior percentual de SiO_2 presente na fração obtida por peneiramento pode justificar, de certa forma, o maior consumo de amina desta fração. Além disto, conforme já discutido anteriormente, o maior consumo de amina foi justificado pela maior necessidade de manter as partículas grossas aderidas às bolhas de ar durante todo o tempo de flotação. O aumento do percentual de finos, conforme ocorreu com a fração grossa obtida por ciclonagem, pode ter contribuído para aumentar a estabilidade do agregado partícula-bolha, reduzindo assim o consumo de amina em relação a fração com pouca quantidade de finos (obtida por peneiramento em bancada).

Com relação ao tempo de exaustão, verifica-se que as frações grossa e fina apresentaram maiores tempos de flotação, aproximadamente 17% superior aos tempos da fração - 0,150mm global. Isto indica, portanto, a necessidade de reatores maiores ou em maiores quantidades para a flotação em separado das frações grossa e fina.

A indicação de maiores tempos de residências nos estágios *rougher* e *cleaner* para as frações grossa e fina, flotadas em separado, sugere que a presença de finos afeta a cinética de flotação. Os resultados obtidos mostram que a fração fina apresenta tempos de flotação

aproximadamente 50% superiores à fração -0,150mm global, sendo os tempos da fração grossa 20% superiores para a fração global.

A menor probabilidade de colisão entre partículas e bolhas pode justificar os maiores tempos de flotação observados para a fração fina.

A menor quantidade de partículas finas na fração grossa pode ter reduzido a estabilidade das bolhas, o que pode justificar o maior tempo de flotação necessário para esta fração. Outro fato que fortalece esta justificativa é o aspecto das bolhas no processo de flotação da fração grossa: bolhas maiores e menos estáveis, quando comparadas com a flotação das demais frações granulométricas.

Considerando as partições em massa das frações grossa e fina, 60,2% e 39,8% respectivamente, os resultados obtidos mostrados nas Tabelas 5.18 e 5.19 foram matematicamente compostos e comparados com os resultados da fração -0,150mm global natural. A Tabela 5.21 mostra os resultados da fração -0,150mm global composta e a Figuras 5.20 e 5.21 mostram os resultados comparativos entre as frações natural e composta.

TABELA 5.21- Resultados dos testes de flotação até exaustão da -0,150mm global composta matematicamente.

Testes / Fluxos		Fração -0.150mm Global composta									
		Fe	SiO ₂	Seletividade Gaudin	Recuperação em massa (%)	Recuperação metálica (%)	Amido (g/t _{alim.})	Eteramina (g/t _{SiO2})	pH flotação	% Sólidos	Tempo de exaustão (s)
Teste 1	Concentrado	66,03	4,06	7	57,91	81,74	1000	100	10,7	40	148
	Rejeito	20,29	70,05								
	Alimentação	46,78	31,83								
Teste 2	Concentrado	67,56	2,13	10	56,30	81,01	1000	100	10,7	50	170
	Rejeito	20,41	69,67								
	Alimentação	46,95	31,65								
Teste 3	Concentrado	68,25	0,93	15	52,04	77,50	1000	200	10,7	40	159
	Rejeito	21,50	68,33								
	Alimentação	45,83	33,25								
Teste 4	Concentrado	68,23	0,79	15	49,33	72,91	1000	200	10,7	50	172
	Rejeito	24,68	63,92								
	Alimentação	46,17	32,78								

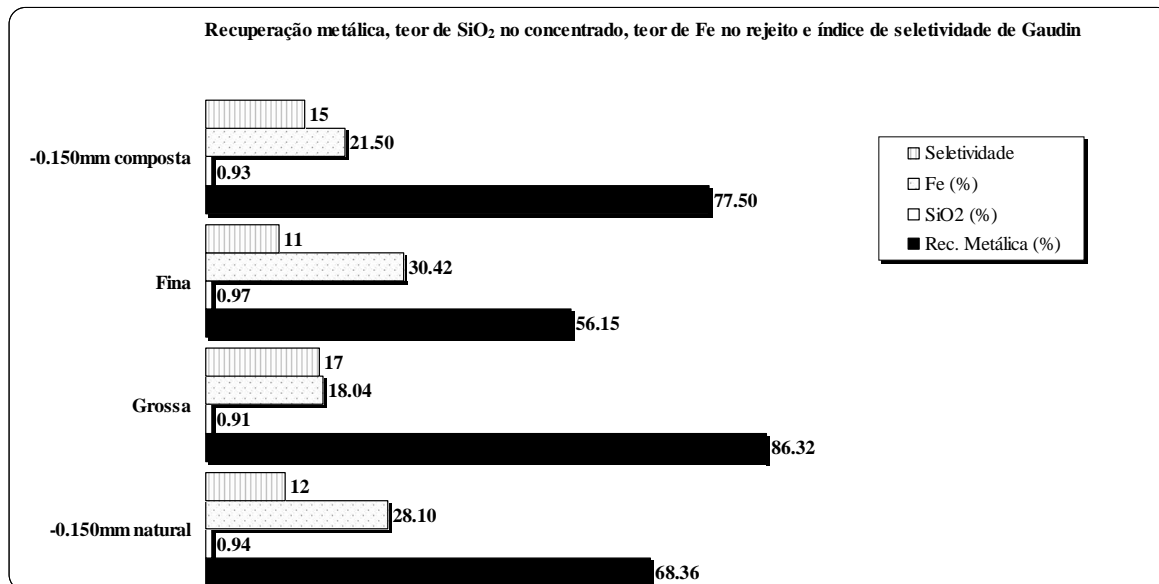


FIGURA 5.20- Recuperação metálica, teor de SiO₂ no concentrado, teor de Fe no rejeito e seletividade de Gaudin comparativos entre as frações -0,150mm natural e -0,150mm composta.

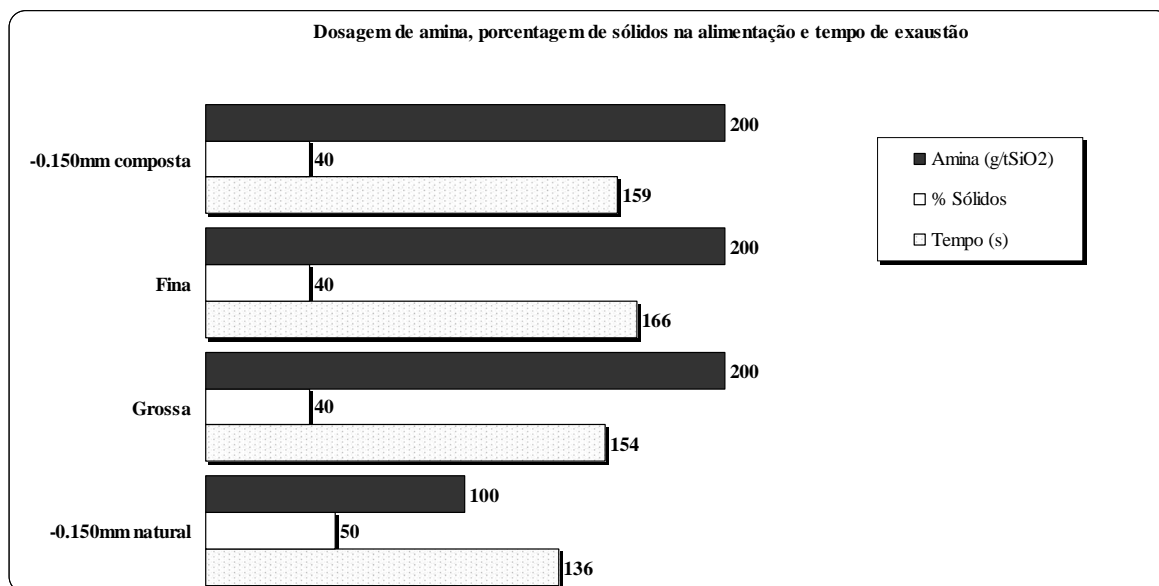


FIGURA 5.21- Dosagem de amina, porcentagem de sólidos em peso e tempo de flotação comparativos entre as frações -0,150mm natural e -0,150mm composta.

A composição dos melhores resultados mostra ganhos de recuperação metálica próximos a 9% para a flotação em separado das frações grossa e fina, para a obtenção de concentrados com teores de SiO₂ próximos a 1%. Para este ganho houve aumentos na dosagem de amina e no tempo de flotação para as frações grossa e fina flotadas em separado.

5.2.2.4. Testes de cinéticas de flotação (*rougher/cleaner* e *scavenger*) em bancada

As Tabelas 5.22, 5.23, 5.24, 5.25, 5.26 e 5.27 mostram os resultados das cinéticas de flotação realizados para as três frações granulométricas.

TABELA 5.22- Resultados da cinética de flotação *rougher/cleaner* da fração -0,150mm global natural.

Fração -0.150mm global natural - <i>Rougher e Cleaner</i>											
Produto	Tempo (s)	Massa		Teores (%)				Distribuições (%)			
		g	%	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P
Alim.	-	2094.57	100.00	47.01	31.01	0.414	0.021	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc.	-	1019.57	48.68	67.95	0.88	0.398	0.029	70.35	1.38	46.76	66.10
Rejeito	-	1075.00	51.32	27.16	59.59	0.430	0.014	29.65	98.62	53.24	33.90
Rej. 01	34.00	599.40	28.62	24.46	63.35	0.40	0.013	14.89	58.46	27.46	17.32
Rej. 02	68.00	243.32	11.62	29.47	56.89	0.45	0.015	7.28	21.31	12.61	8.11
Rej. 03	102.00	184.15	8.79	28.78	56.89	0.48	0.016	5.38	16.13	10.21	6.55
Rej. 04	141.00	48.13	2.30	42.98	36.70	0.53	0.018	2.10	2.72	2.96	1.92
Rej. 01	34.0	599.40	28.62	24.46	63.35	0.40	0.013	14.89	58.46	27.46	17.32
Rej. 02	68.0	842.72	40.23	25.91	61.48	0.41	0.013	22.17	79.77	40.07	25.43
Rej. 03	102.0	1026.87	49.03	26.42	60.66	0.42	0.014	27.55	95.90	50.28	31.97
Rej. 04	141.0	1075.00	51.32	27.16	59.59	0.43	0.014	29.65	98.62	53.24	33.90
Conc. 01	34.00	1495.17	71.38	56.06	18.05	0.42	0.025	85.11	41.54	72.54	82.68
Conc. 02	68.00	1251.85	59.77	61.23	10.50	0.42	0.027	77.83	20.23	59.93	74.57
Conc. 03	102.00	1067.69	50.97	66.82	2.49	0.40	0.028	72.45	4.10	49.72	68.03
Conc. 04	141.00	1019.57	48.68	67.95	0.88	0.40	0.029	70.35	1.38	46.76	66.10
Alim.	-	2094.6	100.00	47.01	31.01	0.41	0.021	100.00	100.00	100.00	100.00
Amido		1000.0		Tempo de exaustão			136.00				
Amina		100.0		Tempo ótimo			127.08				

TABELA 5.23- Resultados da cinética de flotação *scavenger* da fração -0,150mm global.

Fração -0.150mm global natural- <i>Scavenger</i>											
Produto	Tempo (s)	Massa		Teores (%)				Distribuições (%)			
		g	%	Fe	SiO2	Al2O3	P	Fe	SiO2	Al2O3	P
Alim.	-	1463,78	100,00	28,09	58,84	0,382	0,014	100,00	100,00	100,00	100,00
Conc.	-	403,29	27,55	68,00	1,67	0,355	0,022	66,69	0,78	25,60	44,79
Rejeito	-	1060,49	72,45	12,92	80,58	0,392	0,010	33,31	99,22	74,40	55,21
Rej. 01	40,00	648,72	44,32	13,00	80,53	0,38	0,010	20,50	60,66	44,40	33,53
Rej. 02	80,00	291,54	19,92	13,77	79,46	0,38	0,010	9,76	26,90	19,95	15,07
Rej. 03	120,00	77,73	5,31	10,20	83,49	0,50	0,011	1,93	7,54	6,90	4,42
Rej. 04	162,00	42,50	2,90	10,82	83,66	0,41	0,010	1,12	4,13	3,14	2,20
Rej. 01	40,0	648,72	44,32	13,00	80,53	0,38	0,010	20,50	60,66	44,40	33,53
Rej. 02	80,0	940,26	64,24	13,24	80,20	0,38	0,010	30,26	87,55	64,35	48,59
Rej. 03	120,0	1017,99	69,55	13,00	80,45	0,39	0,010	32,19	95,09	71,26	53,01
Rej. 04	162,0	1060,49	72,45	12,92	80,58	0,39	0,010	33,31	99,22	74,40	55,21
Conc. 01	40,00	815,06	55,68	40,11	41,57	0,38	0,016	79,50	39,34	55,60	66,47
Conc. 02	80,00	523,52	35,76	54,78	20,48	0,38	0,020	69,74	12,45	35,65	51,41
Conc. 03	120,00	445,79	30,45	62,55	9,49	0,36	0,021	67,81	4,91	28,74	46,99
Conc. 04	162,00	403,29	27,55	68,00	1,67	0,35	0,022	66,69	0,78	25,60	44,79
Alim.	-	1463,8	100,00	28,09	58,84	0,38	0,014	100,00	100,00	100,00	100,00
Amido	0,0			Tempo de exaustão			160,00				
Amina	0,0			Tempo ótimo			156,58				

TABELA 5.24- Resultados da cinética de flotação *rougher/cleaner* da fração grossa.

Fração grossa (underflow da ciclonação) - <i>Rougher e Cleaner</i>											
Produto	Tempo (s)	Massa		Teores (%)				Distribuições (%)			
		g	%	Fe	SiO2	Al2O3	P	Fe	SiO2	Al2O3	P
Alim.	-	1424.61	100.00	49.81	27.47	0.339	0.021	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc.	-	893.65	62.73	68.37	1.00	0.378	0.029	86.10	2.28	70.04	85.04
Rejeito	-	530.95	37.27	18.57	72.02	0.272	0.009	13.90	97.72	29.96	14.96
Rej. 01	38.50	367.00	25.76	15.64	76.03	0.25	0.008	8.09	71.31	19.28	9.58
Rej. 02	77.00	129.78	9.11	24.16	64.39	0.32	0.010	4.42	21.35	8.65	4.23
Rej. 03	115.50	22.75	1.60	20.38	70.19	0.26	0.009	0.65	4.08	1.24	0.67
Rej. 04	156.00	11.42	0.80	45.63	33.61	0.33	0.013	0.73	0.98	0.78	0.48
Rej. 01	38.5	367.00	25.76	15.64	76.03	0.25	0.008	8.09	71.31	19.28	9.58
Rej. 02	77.0	496.78	34.87	17.87	72.99	0.27	0.008	12.51	92.66	27.93	13.81
Rej. 03	115.5	519.53	36.47	17.98	72.87	0.27	0.008	13.16	96.74	29.17	14.48
Rej. 04	156.0	530.95	37.27	18.57	72.02	0.27	0.009	13.90	97.72	29.96	14.96
Conc. 01	38.50	1057.60	74.24	61.67	10.62	0.37	0.026	91.91	28.69	80.72	90.42
Conc. 02	77.00	927.83	65.13	66.91	3.10	0.37	0.028	87.49	7.34	72.07	86.19
Conc. 03	115.50	905.08	63.53	68.08	1.41	0.38	0.029	86.84	3.26	70.83	85.52
Conc. 04	156.00	893.65	62.73	68.37	1.00	0.38	0.029	86.10	2.28	70.04	85.04
Alim.	-	1424.6	100.00	49.81	27.47	0.34	0.021	100.00	100.00	100.00	100.00
Amido	1000.0			Tempo de exaustão			154.00				
Amina	200.0			Tempo ótimo			135.31				

TABELA 5.25- Resultados da cinética de flotação *scavenger* da fração grossa.

Fração grossa (underflow da ciclonagem) - <i>Scavenger</i>											
Produto	Tempo (s)	Massa		Teores (%)				Distribuições (%)			
		g	%	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P
Alim.	-	1200,75	100,00	17,46	73,91	0,279	0,012	100,00	100,00	100,00	100,00
Conc.	-	217,59	18,12	67,61	1,86	0,328	0,020	70,15	0,46	21,30	30,05
Rejeito	-	983,16	81,88	6,37	89,86	0,269	0,010	29,85	99,54	78,70	69,95
Rej. 01	34,00	551,39	45,92	6,17	90,20	0,27	0,010	16,23	56,04	44,75	39,23
Rej. 02	68,00	283,04	23,57	6,17	90,20	0,27	0,010	8,33	28,77	22,97	20,14
Rej. 03	102,00	104,77	8,73	7,25	88,47	0,23	0,010	3,62	10,44	7,29	7,45
Rej. 04	140,00	43,95	3,66	7,96	86,65	0,28	0,010	1,67	4,29	3,69	3,13
Rej. 01	34,0	551,39	45,92	6,17	90,20	0,27	0,010	16,23	56,04	44,75	39,23
Rej. 02	68,0	834,43	69,49	6,17	90,20	0,27	0,010	24,56	84,81	67,72	59,37
Rej. 03	102,0	939,20	78,22	6,29	90,01	0,27	0,010	28,18	95,25	75,01	66,83
Rej. 04	140,0	983,16	81,88	6,37	89,86	0,27	0,010	29,85	99,54	78,70	69,95
Conc. 01	34,00	649,36	54,08	27,05	60,08	0,29	0,013	83,77	43,96	55,25	60,77
Conc. 02	68,00	366,32	30,51	43,19	36,81	0,30	0,016	75,44	15,19	32,28	40,63
Conc. 03	102,00	261,55	21,78	57,58	16,11	0,32	0,018	71,82	4,75	24,99	33,17
Conc. 04	140,00	217,59	18,12	67,61	1,86	0,33	0,020	70,15	0,46	21,30	30,05
Alim.	-	1200,8	100,00	17,46	73,91	0,28	0,012	100,00	100,00	100,00	100,00
Amido		0,0		Tempo de exaustão			136,00				
Amina		0,0		Tempo ótimo			135,51				

TABELA 5.26- Resultados da cinética de flotação *rougher/cleaner* da fração fina.

Fração fina (overflow da ciclonagem) - <i>Rougher e Cleaner</i>											
Produto	Tempo (s)	Massa		Teores (%)				Distribuições (%)			
		g	%	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P
Alim.	-	1450,27	100,00	43,53	35,71	0,562	0,024	100,00	100,00	100,00	100,00
Conc.	-	518,59	35,76	68,32	0,90	0,440	0,029	56,12	0,90	28,01	44,22
Rejeito	-	931,68	64,24	29,73	55,09	0,630	0,020	43,88	99,10	71,99	55,78
Rej. 01	41,50	565,50	38,99	26,99	58,93	0,62	0,019	24,18	64,35	42,87	31,85
Rej. 02	83,00	260,07	17,93	31,61	52,43	0,63	0,021	13,02	26,33	20,05	16,19
Rej. 03	124,50	81,71	5,63	35,83	46,99	0,66	0,023	4,64	7,41	6,61	5,57
Rej. 04	165,00	24,40	1,68	52,88	21,46	0,82	0,030	2,04	1,01	2,47	2,17
Rej. 01	41,5	565,50	38,99	26,99	58,93	0,62	0,019	24,18	64,35	42,87	31,85
Rej. 02	83,0	825,57	56,93	28,45	56,88	0,62	0,020	37,20	90,67	62,92	48,04
Rej. 03	124,5	907,28	62,56	29,11	55,99	0,62	0,020	41,84	98,09	69,53	53,61
Rej. 04	165,0	931,68	64,24	29,73	55,09	0,63	0,020	43,88	99,10	71,99	55,78
Conc. 01	41,50	884,77	61,01	54,10	20,87	0,53	0,026	75,82	35,65	57,13	68,15
Conc. 02	83,00	624,70	43,07	63,47	7,73	0,48	0,028	62,80	9,33	37,08	51,96
Conc. 03	124,50	542,99	37,44	67,63	1,82	0,46	0,029	58,16	1,91	30,47	46,39
Conc. 04	165,00	518,59	35,76	68,32	0,90	0,44	0,029	56,12	0,90	28,01	44,22
Alim.	-	1450,3	100,00	43,53	35,71	0,56	0,024	100,00	100,00	100,00	100,00
Amido		1000,0		Tempo de exaustão			166,00				
Amina		200,0		Tempo ótimo			102,66				

TABELA 5.27- Resultados da cinética de flotação *scavenger* da fração fina.

Fração fina (overflow da ciclonagem) - <i>Scavenger</i>											
Produto	Tempo (s)	Massa		Teores (%)				Distribuições (%)			
		g	%	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P
Alim.	-	1208,10	100,00	30,42	55,31	0,622	0,022	100,00	100,00	100,00	100,00
Conc.	-	357,88	29,62	68,05	0,87	0,469	0,029	66,27	0,47	22,36	39,07
Rejeito	-	850,22	70,38	14,58	78,23	0,686	0,019	33,73	99,53	77,64	60,93
Rej. 01	28,50	414,58	34,32	12,88	81,05	0,67	0,020	14,53	50,28	36,90	32,09
Rej. 02	57,00	269,80	22,33	14,47	78,18	0,56	0,015	10,62	31,56	20,07	14,92
Rej. 03	85,50	115,31	9,55	18,09	72,70	0,95	0,023	5,68	12,55	14,55	10,20
Rej. 04	125,00	50,52	4,18	21,08	67,99	0,91	0,019	2,90	5,14	6,10	3,72
Rej. 01	28,5	414,58	34,32	12,88	81,05	0,67	0,020	14,53	50,28	36,90	32,09
Rej. 02	57,0	684,38	56,65	13,50	79,92	0,63	0,018	25,15	81,85	56,98	47,00
Rej. 03	85,5	799,70	66,19	14,16	78,88	0,67	0,019	30,83	94,39	71,53	57,20
Rej. 04	125,0	850,22	70,38	14,58	78,23	0,69	0,019	33,73	99,53	77,64	60,93
Conc. 01	28,50	793,52	65,68	39,58	41,87	0,60	0,023	85,47	49,72	63,10	67,91
Conc. 02	57,00	523,72	43,35	52,51	23,16	0,62	0,027	74,85	18,15	43,02	53,00
Conc. 03	85,50	408,40	33,81	62,24	9,17	0,52	0,028	69,17	5,61	28,47	42,80
Conc. 04	125,00	357,88	29,62	68,05	0,87	0,47	0,029	66,27	0,47	22,36	39,07
Alim.	-	1208,1	100,00	30,42	55,31	0,62	0,022	100,00	100,00	100,00	100,00
Amido		0,0		Tempo de exaustão			114,00				
Amina		0,0		Tempo ótimo			87,13				

Os resultados das cinéticas mostrados nas Tabelas 5.22, 5.23, 5.24, 5.25, 5.26 e 5.27 são ilustrados através das Figuras 5.22, 5.23, 5.24 e 5.25, sendo: distribuição de SiO₂ no rejeito *rougher/cleaner*, distribuição de Fe no rejeito *rougher/cleaner*, teor de SiO₂ no concentrado *rougher/cleaner* e teor de Fe no rejeito *scavenger*, respectivamente.

A Figura 5.24 indica que as frações grossa e fina necessitam maiores tempos de residência de limpeza (*rougher* e *cleaner*) para obtenção de concentrados com teores de SiO₂ próximos a 1%. O tempo de limpeza necessário para a fração -0,150mm global é inferior ao das demais frações. Com relação ao estágio *scavenger*, a Figura 5.25 indica necessidade de menores tempos de residência para as frações grossa e fina em relação a fração -0,150mm global.

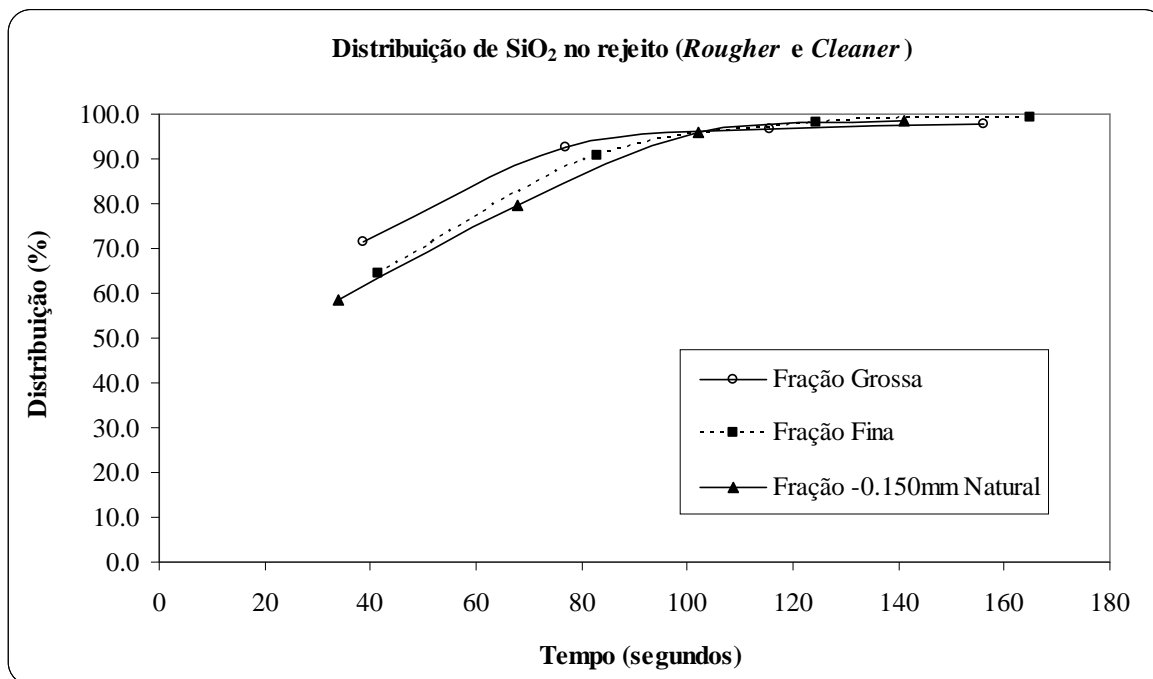


FIGURA 5.22- Distribuição de SiO₂ no rejeito *rougher/cleaner*.

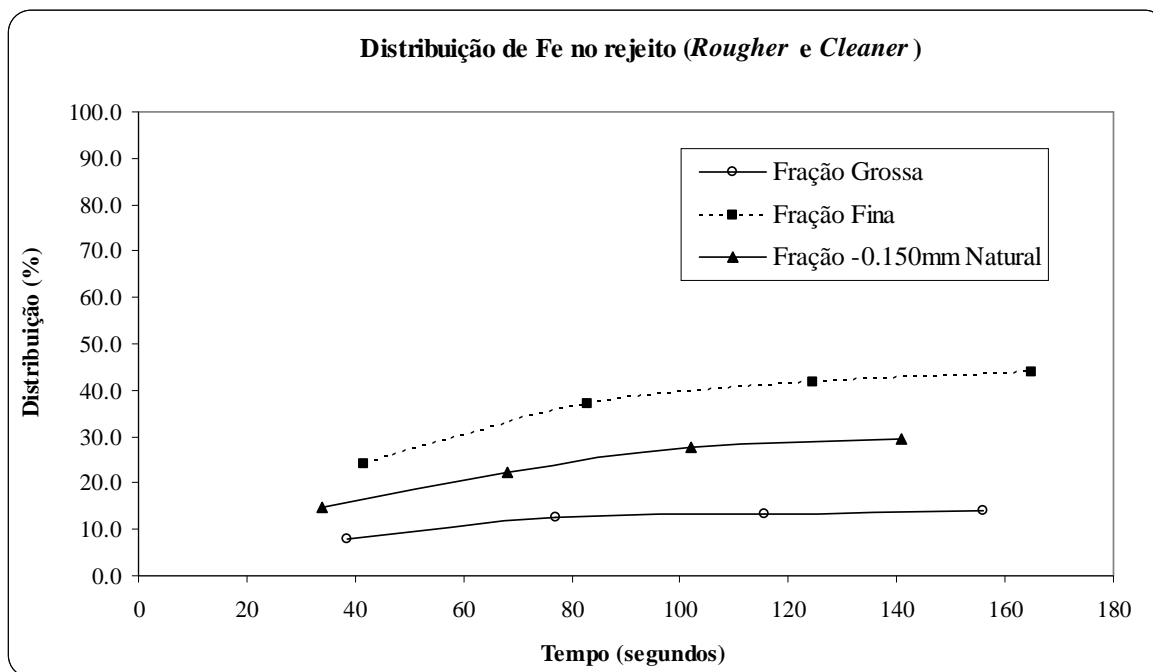


FIGURA 5.23- Distribuição de Fe no rejeito *rougher/cleaner*.

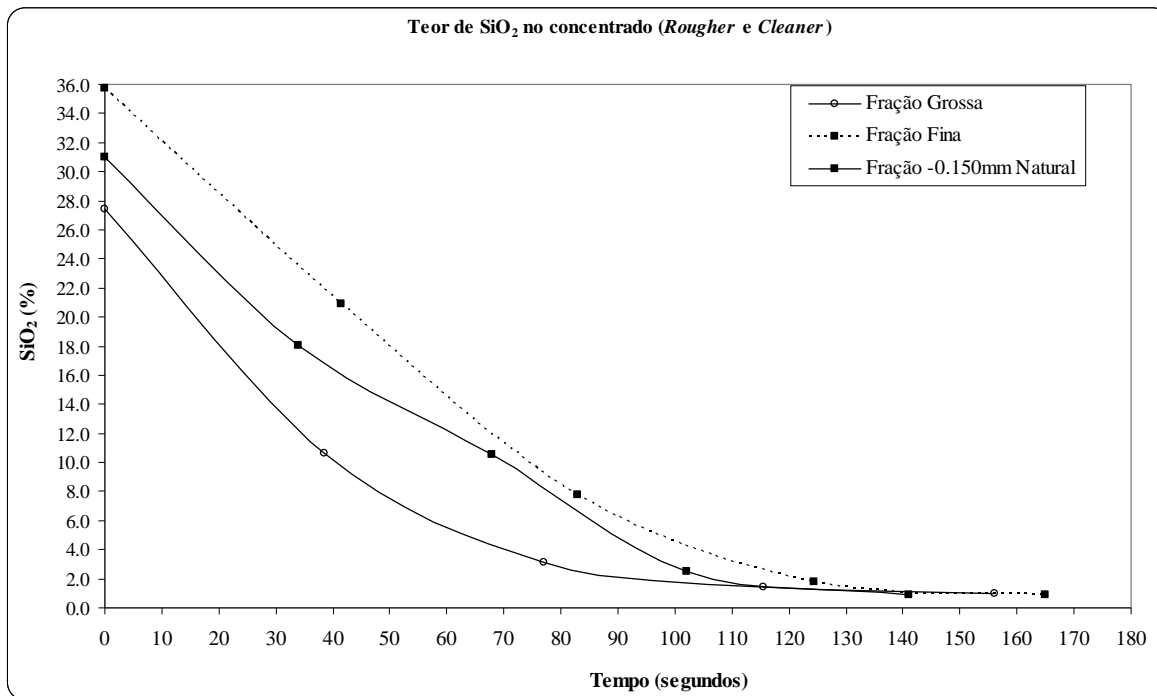


FIGURA 5.24- Teor de SiO₂ no concentrado *rougher/cleaner*.

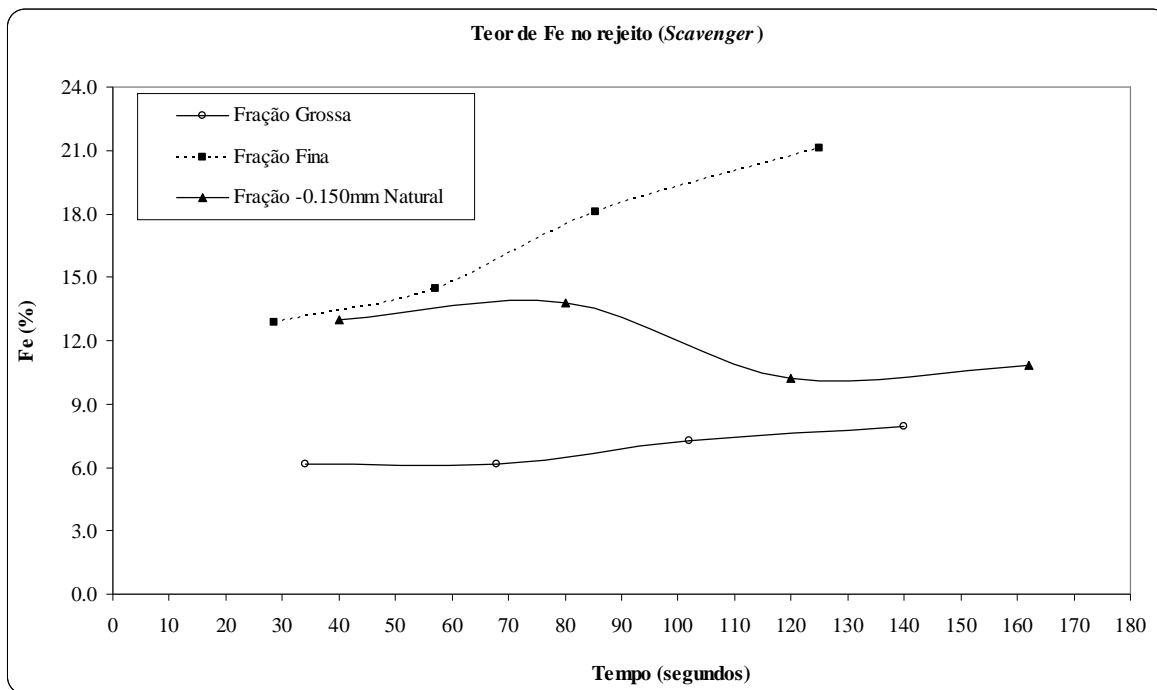


FIGURA 5.25- Teor de Fe no rejeito *scavenger*.

Além disto, a Figura 5.25 mostra que o aumento do tempo de residência na etapa *scavenger* exerce pouca influência no aumento do teor de Fe no rejeito da fração grossa, aumento de 6,17% de Fe para 7,96% com aumento do tempo de 34 segundos para 140 segundos. O aumento no tempo de flotação *scavenger*, de 28,5 segundos para 125 segundos causou aumento no teor de Fe no rejeito da fração fina de 12,9% para 21,1%, indicando assim, que a fração fina é mais sensível ao aumento do tempo de residência que a fração grossa, possibilitando assim o maior arraste de partículas finas de Fe para o rejeito. Considerando-se que o objetivo da etapa *scavenger* é a recuperação de partículas de minerais de Fe presentes na espuma, não foi possível a obtenção de rejeitos com teores de Fe inferiores a 12,9% na flotação de finos, indicando assim baixa eficiência da etapa *scavenger* de flotação para redução do teor de Fe no rejeito desta fração. Por outro lado, houve elevada eficiência da etapa *scavenger* de flotação para redução do teor de Fe no rejeito da fração grossa e com baixo tempo de residência.

A obtenção de baixos teores de Fe para a fração -0,150mm global foi possível com maiores tempos de residência na etapa *scavenger*, sendo o aspecto da curva teor de Fe no rejeito *versus* tempo de residência oposta em relação às obtidas para as outras duas frações flotadas em separado. Este aspecto indica que a fração grossa em conjunto com a fração fina tende a reduzir a cinética de flotação na etapa *scavenger*, sendo necessários maiores tempos de residência em relação às frações grossa e fina flotadas separadamente.

Os resultados das cinéticas de flotação foram interpretados conforme metodologia proposta por Queiroz et al. (2005) visando estimativas de tempos de residência por células mecânicas industriais. Os resultados foram então tratados matematicamente através de software de balanço de massas (Bilmat 9.0) com base também no fluxograma de flotação mostrado na Figura 4.4. As Tabelas 5.28, 5.29 e 5.30 mostram os resultados das frações grossa, fina e -0,150mm global natural, respectivamente, e a Tabela 5.31 os resultados da composição matemática das frações grossa e fina.

TABELA 5.28- Resultados globais da cinética de flotação da fração grossa.

Fração grossa (<i>underflow</i> da ciclonagem)										
Fluxo	Partição (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Amido (g/t)	Amina (g/tSiO ₂)	% Sólidos	pH	Tempo (min.)	IS	Rec. Metálica (%)
Alim. Nova	100,00	48,58	28,49	1000	200		10,50	14,69		
Conc. RG/CL	61,26	67,56	1,00							
Conc. SCV	7,73	67,51	1,86	xxx	xxx	40,0	11,00	7,50	29	96
Rej. Final	31,01	6,37	89,44							
Conc. Final	68,99	67,56	1,10	xxx	xxx		xxx	xxx		

TABELA 5.29 Resultados globais da cinética de flotação da fração fina.

Fração fina (<i>overflow</i> da ciclonagem)										
Fluxo	Partição (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Amido (g/t)	Amina (g/tSiO ₂)	% Sólidos	pH	Tempo (min.)	IS	Rec. Metálica (%)
Alim. Nova	100,00	43,69	35,78	1000	200		10,50	14,28		
Conc. RG/CL	36,05	68,18	0,90							
Conc. SCV	18,43	67,75	0,87	xxx	xxx	40,0	11,00	7,94	20	85
Rej. Final	45,52	14,55	77,55							
Conc. Final	54,48	68,03	0,89	xxx	xxx		xxx	xxx		

TABELA 5.30 Resultados globais da cinética de flotação da fração -0,150mm global natural.

-0.150mm global natural										
Fluxo	Partição (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Amido (g/t)	Amina (g/tSiO ₂)	% Sólidos	pH	Tempo (min.)	IS	Rec. Metálica (%)
Alim. Nova	100,00	46,39	31,40	1000	100		10,50	12,63		
Conc. RG/CL	48,04	67,19	0,88							
Conc. SCV	13,51	67,78	1,67	xxx	xxx	50,0	11,00	9,80	20	89
Rej. Final	38,45	12,90	79,97							
Conc. Final	61,55	67,32	1,05	xxx	xxx		xxx	xxx		

TABELA 5.31 Resultados globais da cinética de flotação da fração -0,150mm global composta.

-0.150mm global composto										
Fluxo	Partição (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Amido (g/t)	Amina (g/tSiO ₂)	% Sólidos	pH	Tempo (min.)	IS	Rec. Metálica (%)
Alim. Nova	100,00	46,50	31,47	1000	200		10,50	14,53		
Conc. RG/CL	51,03	67,64	0,97							
Conc. SCV	12,04	67,60	1,25	xxx	xxx	40,0	11,00	7,68	23	92
Rej. Final	36,93	10,41	83,46							
Conc. Final	63,07	67,63	1,03	xxx	xxx		xxx	xxx		

Comparando-se os resultados entre as frações -0,150mm natural e composta (Tabelas 5.30 e 5.31), observa-se a necessidade de tempo de residência nos estágios de limpeza 15% superior para a flotação em separado das frações grossa e fina em relação a flotação em conjunto, visando à obtenção de concentrados com teor de SiO₂ próximo a 1%. Com relação ao estágio *scavenger*, os resultados indicam 22% de redução no tempo de residência

para a flotação em separado das frações grossa e fina. Os resultados indicam também ganhos de seletividade e aumento de 3% na recuperação metálica para a flotação em separado das frações grossa e fina, com aumento na dosagem de amina ($100\text{g}/\text{t}_{\text{SiO}_2}$ para $200\text{g}/\text{t}_{\text{SiO}_2}$) e maior diluição da alimentação (50% para 40% de sólidos em massa).

5.3. Análises comparativas entre os circuitos de flotação de grossos e finos em comparação ao circuito com a fração global

Visando-se uma melhor avaliação entre os circuitos de flotação de partículas grossa e finas foi feito estudo econômico com base em todos os parâmetros e resultados obtidos no item 5.1.3. Este estudo foi feito baseando-se nos fluxogramas mostrados na Figura 5.26.

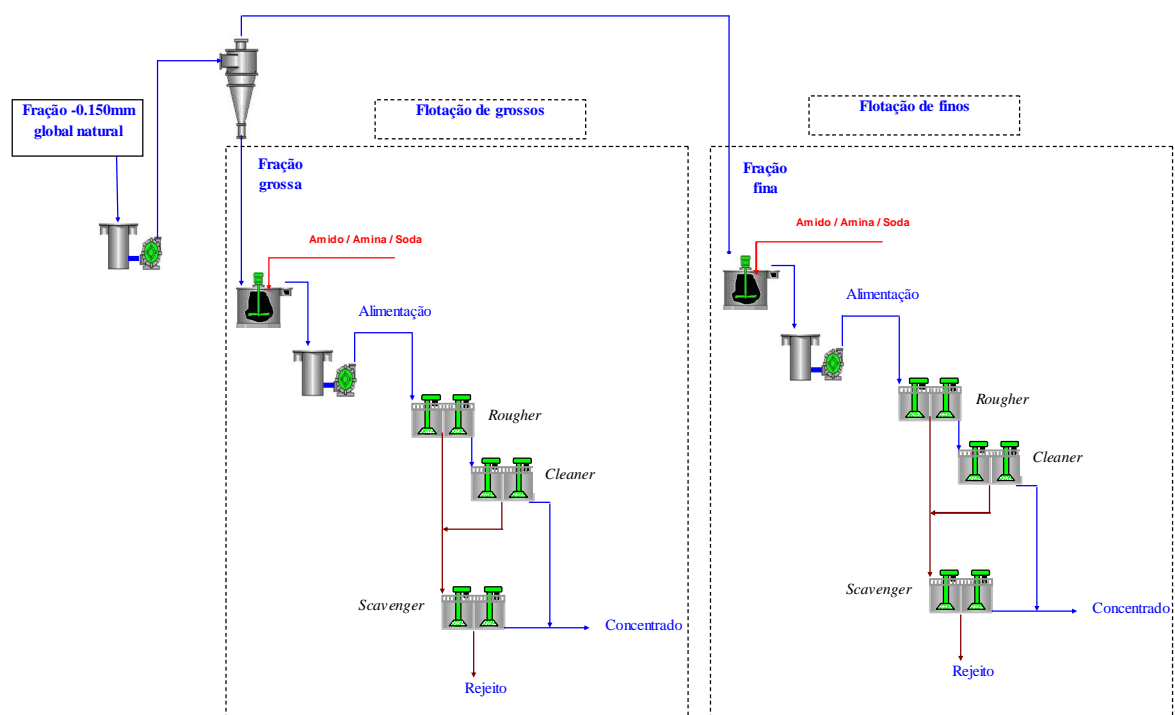


FIGURA 5.26- Circuitos de flotação de partículas grossas e finas em separado.

A análise foi feita considerando-se os seguintes itens:

- Individualização dos circuitos de flotação.
- Acréscimo de uma bateria de ciclone de 10 polegadas de diâmetro para classificação da fração -0,150mm global.
- Utilização dos tempos de residências obtidos no item 5.1.3 para dimensionamento das células mecânicas de flotação, considerando-se um volume de 130m³ para todos os estágios.
- Massa total alimentada: 2500t/h (-0,150mm global), com partições em massa de 60,2% para a fração grossa e 39,8% para a fração fina.
- Circuitos operando a 8000 horas/ano.
- Recuperações em massa, porcentagens de sólidos em peso e dosagens de amina e amido conforme Tabelas 5.28, 5.29 e 5.30.
- Aumento do custo operacional devido a maior dosagem de amina e maior consumo de energia, devido a maior necessidade de equipamentos (células de flotação e motores).
- Preço do minério: US\$0,90/t de Fe contido, com 67,5% de Fe.

A Tabela 5.32 mostra os parâmetros usados e os resultados do estudo econômico.

Com base nas premissas adotadas e os resultados mostrados no item 5.1.3, a Tabela 5.32 mostra elevado potencial de ganhos com a individualização dos circuitos de flotação de partículas grossa (-0,150+0,045mm) e finas (-0,045mm). Para uma taxa de alimentação total de 2500t/h, houve um ganho de aproximadamente 300.000t/ano de *pellet feed* com aproximadamente 1% de SiO₂. Levando-se em consideração o aumento de custo operacional (R\$ 5.771.363,89), o aumento de receita devido ao acréscimo de produção (R\$36.476.221,18) e a estimativa de custo de implantação (capex) de aproximadamente R\$20.000.000,00, a avaliação econômica mostra TIR superior a 100% e VPL de aproximadamente R\$95.000.000,00.

TABELA 5.32- Avaliação econômica comparativa entre os circuitos de flotação.

Parâmetros	Fração		
	Grossa	Fina	Global
Alimentação da flotação <i>rougher/cleaner</i> (t/h)	1505	995	2500
Alimentação da flotação <i>scavenger</i> (t/h)	583	636	1299
Horas operadas / ano	8000	8000	8000
Alimentação da flotação (t/ano)	12,040,000	7,960,000	20,000,000
Recuperação em massa (%)	69	54	62
Produção de <i>pellet feed</i> (t/ano)	8,306,254	4,336,856	12,309,537
Porcentagem de sólidos em peso <i>rougher/cleaner</i> (%)	40	40	50
Porcentagem de sólidos em peso <i>scavenger</i> (%)	38	38	45
Teor de Fe (%)	49.37	43.16	46.90
Teor de SiO ₂ (%)	28.27	36.38	31.50
Dosagem de amina (g/t _{SiO2})	200	200	100
Consumo de amina (t/ano)	681	579	630
Dosagem de amido (g/t _{alim})	1000	1000	1000
Consumo de amido (t/ano)	12040	7960	20000
Tempo <i>rougher/cleaner</i> (min.)	15	14	13
Tempo <i>scavenger</i> (min.)	8	8	10
Volume das células (m ³)	130	130	130
Quantidade células <i>rougher/cleaner</i>	5	3	5
Quantidade células <i>scavenger</i>	1	1	2
Quantidade de ciclones de 10 polegadas	30		xxx
Quantidade de bombas de polpa (modelo 12/10)	1		xxx
Desembolso Amina (R\$/ano)	5.834.877,64	4.962.884,89	5.398.881,27
Desembolso Amido (R\$/ano)	7.224.000,00	4.776.000,00	12.000.000,00
Consumo de energia células flotação (R\$/ano)	145.588,84	106.643,46	181.598,88
Consumo de energia bomba polpa adicional (R\$/ano)	301.849,20		xxx
Aumento do custo operacional com a separação dos circuitos (R\$/ano)	5.771.363,89		
Aumento de produção de <i>pellet feed</i> (t/ano)	333.573,12		
Aumento de receita com aumento de produção (R\$/ano)	36.476.221,18		
Aumento de receita líquido (R\$/ano)	30.704.857,29		
Aumento de capex com a separação dos circuitos de flotação (R\$)	19.166.666,67		
TIR (%)	115.92		
VPL (R\$)	94.98		

6- CONCLUSÕES

- As frações granulométricas obtidas por peneiramento da amostra previamente deslamada em escala de bancada, +0,045mm, -0,045mm e -0,150mm global apresentaram diferentes comportamentos na flotação e mediante as variações de processo avaliadas, ou seja, dosagens de amina e amido, pH e rotação durante o condicionamento.
- O aumento da dosagem de amina causou efeito contrário nos resultados da flotação da fração +0,045mm obtida por peneiramento em bancada, em relação às outras frações granulométricas, ou seja, aumento das recuperações em massa e metálica e aumento do teor de SiO₂ no concentrado, sem contudo aumentar o teor de Fe no rejeito.
- A redução na dosagem de amido para 250g_{t_{alim.}} promoveu aumento no teor de Fe no rejeito da fração +0,045mm, indicando a necessidade das dosagens praticadas anteriormente (500 a 1000g_{t_{alim.}}), possivelmente para garantir a estabilidade do agregado partículas-bolhas na ausência de partículas finas.
- A variação na dosagem de amido não foi uma variável estatisticamente significativa para nenhuma das respostas da flotação (recuperação metálica, teor de SiO₂ no concentrado e seletividade de Gaudin) para a fração +0,045mm obtida em escala de bancada, ao contrário do que ocorreu para as frações -0,045mm e -0,150mm global.
- O aumento do pH de flotação de 9,5 para 10,7 promoveu aumento no índice de seletividade de Gaudin e redução no teor de SiO₂ no concentrado das frações +0,045mm e -0,045mm, obtidas em escala de bancada. A fração -0,150mm global apresentou comportamento oposto, ou seja, redução no índice de seletividade de Gaudin e aumento no teor de SiO₂ no concentrado com aumento do pH de flotação de 9,5 para 10,7.

- As dosagens de amina necessárias para obtenção de concentrados com teores de SiO_2 próximos a 1% foram as seguintes para as frações obtidas em escala de bancada: +0,045mm (150g/t SiO_2), -0,045mm (200g/t SiO_2) e -0,150mm (100g/t SiO_2).
- O aumento da rotação durante o condicionamento promoveu aumentos nos teores de SiO_2 nos concentrados das frações +0,045mm e -0,045mm.
- Considerando-se a obtenção de concentrado com teor de SiO_2 próximo a 1%, a flotação em separado das frações +0,045mm e -0,045mm promoveu ganhos na recuperação metálica próximos a 15% com aumento da dosagem de amina de 100g/t SiO_2 para 220g/t SiO_2 .
- A flotação em separado das frações +0,045mm e -0,045mm apresentou maiores sensibilidades às variações de dosagens de amina e amido, pH e rotação durante condicionamento em relação à fração -0,150mm global.
- Considerando-se a obtenção de concentrado com teor de SiO_2 próximo a 1%, a flotação em separado das frações grossa e fina, obtidas por ciclonagem piloto, promoveu ganho na recuperação metálica próximo a 3% com aumento da dosagem de amina de 100g/t SiO_2 para 200g/t SiO_2 . A melhor porcentagem de sólidos para a flotação em separado destas frações foi de 40%, sendo de 50% para a fração -0,150mm global. Os resultados mostraram também a necessidade de tempos de residência nos estágios de limpeza 15% superiores para a flotação em separado das frações grossa e fina. Para o estágio *scavenger*, houve redução de 22% no tempo de residência para a flotação em separado das frações.
- A flotação da fração grossa (obtida por ciclonagem piloto) mostra a possibilidade de obtenção de rejeitos com teor de Fe próximos a 6% com baixos tempos de residência na etapa *scavenger*. De forma diferente, a flotação da fração fina mostra

dificuldades para obtenção de rejeitos com teor de Fe inferior a 12%, mesmo com baixos tempos de residência na etapa *scavenger*.

- Estudos de viabilidade econômica indicam VPL positivo de aproximadamente R\$95.000.000,00 para a implantação de circuitos separados de flotação para frações grossas e finas, considerando a produção anual de 10 milhões de toneladas de *pellet feed*.

7- CONTRIBUIÇÕES ORIGINAIS AO CONHECIMENTO

Este trabalho contribuiu ao conhecimento pelo estudo do comportamento de frações granulométricas grossas e finas em separado no processo de flotação reversa de quartzo, por células mecânicas em escala de bancada, uma vez que o processo de flotação na indústria de minério de ferro é aplicado para toda fração granulométrica abaixo de 0,150mm, além de poucos trabalhos citados na literatura sobre a flotação em separado por tamanho de partículas. Além disto, foram estudados os comportamentos na flotação de partículas grossas e finas obtidas por peneiramento em escala de bancada (fração grossa 94% +0,045mm e fração fina 100% -0,045mm) e frações obtidas por ciclonagem em escala piloto (fração grossa 55% +0,045mm e fração fina 86% -0,045mm).

Durante o trabalho foram avaliadas as cinéticas de flotação das partículas grossas e finas obtidas por ciclonagem piloto com estimativas de tempos de residências das etapas de limpeza (*rougher* e *cleaner*) e recuperação (*scavenger*).

8- RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

A flotação é atualmente o principal processo de concentração de partículas menores que 0,150mm aplicado na indústria de minério de ferro. Os principais desafios encontrados nesta indústria são: aumento da demanda por produtos de minérios de ferro, exaustão das reservas com elevados teores de ferro levando à entrada em operação de reservas com baixos teores (minérios itabiríticos pobres), aumento da competitividade, pressão para redução de custos (implantação e operação) e maiores exigências dos órgãos ambientais para licenciamento de novos depósitos de rejeitos e estéril.

Com base nisto, os resultados obtidos neste trabalho com o estudo da flotação em separado de partículas grossas e finas de um minério itabirítico de baixo teor de ferro indicam grande potencial para aumento de recuperação metálica, aumento da seletividade da flotação e redução do teor de Fe no rejeito.

9- SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Realizar estudos com circuitos de flotação de partículas grossas e finas em separado, avaliando a aplicação da etapa *scavenger* da fração fina em equipamentos de concentração magnética. Esta sugestão baseia-se nas dificuldades de obtenção de rejeitos da fração fina com teores de Fe inferiores a 12%, conforme mostrado no item 5.1.3.4 deste trabalho. Aliado a isto, cita-se o trabalho realizado por Vieira (2008) utilizando equipamentos de concentração magnética para obtenção de rejeitos com teores inferiores a 3% a partir de rejeitos de flotação.

A Figura 9.1 mostra o fluxograma sugerido para estudos complementares.

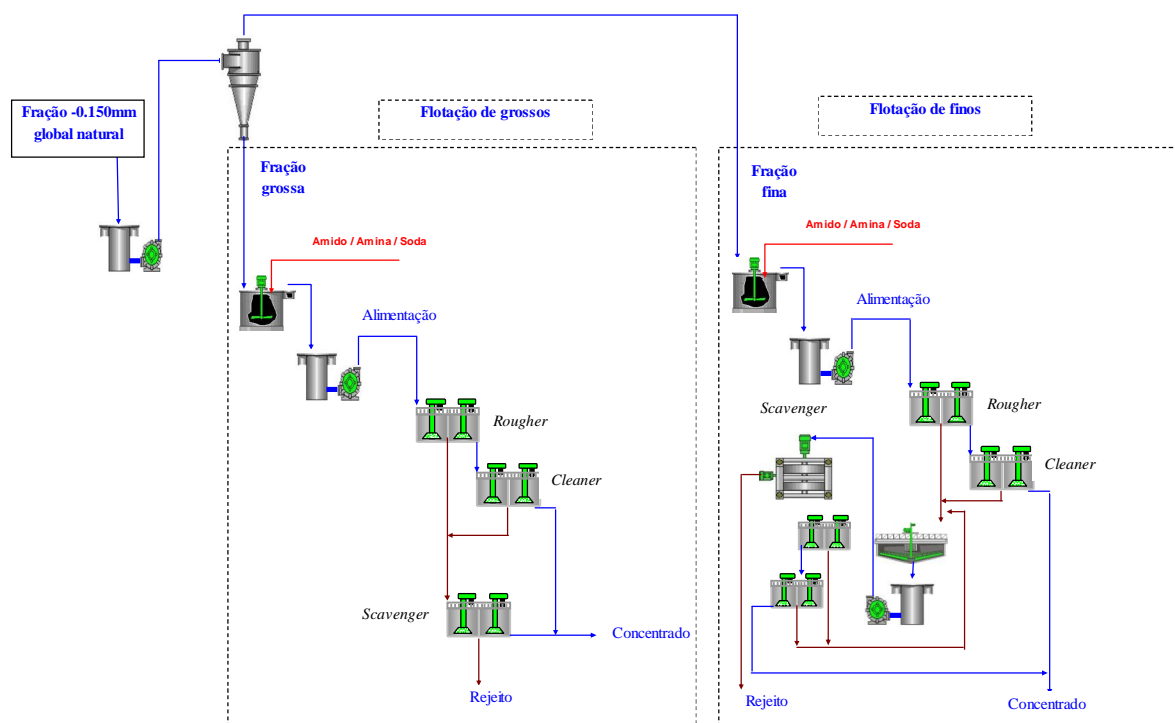


FIGURA 9.1- Fluxograma de circuito misto de flotação de partículas grossas e finas em separado e concentração magnética na etapa *scavenger* para a fração fina como sugestão para trabalhos futuros.

10- REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- AHMED, N; JAMESON, G.J. Flotation Kinetics. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, v. 5, p. 77 – 99, 1989.
- AHMED, N.; STECHEMESSER, H. Adhesive force and flotation efficiency: theory and experiment. *Aufbereitungs Technik*, v. 41, n. 6, p. 251 – 258, 2000.
- ARAUJO, A.C.; VIANA, P.R.M.; PERES, A.E.C. Reagents in iron ore flotation. *Minerals Engineering*, v. 18, p. 219 – 224, 2005.
- ARAUJO, D.M.; YOSHIDA, M.I.; CARVALHO, C.F. Método de quantificação de aminas em resíduos da flotação de minério de ferro. Instituto Nacional da Propriedade Industrial. Patente número PI0705593-5, 2007.
- ANTHONY, R.M.; KELSALL, D.F.; TRAHAR, W.J. The effect of particle size on the activation and flotation of sphalerite. *Proc. Australas. Inst. Min. Metall.*, v. 254, p. 47 – 58, 1975 apud TRAHAR, W.J. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 8, p. 289 – 327, 1981.
- BAZIN, C.; PROULX, M. Distribution of reagents down a flotation bank to improve the recovery of coarse particles. *International Journal of Mineral Processing*, v. 61, p. 1 – 12, 2001.
- BARROS, L.A.F.; LEAL FILHO, L.S.; PERES, A.E.C. Plant Practice innovations in a phosphate concentrator. *Minerals Engineering*, Vol. 14, 2001.
- BRANDÃO, P.R.G.; A seletividade na flotação reversa de minério de ferro: Adsorção dos reagentes. XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios, Natal, RN, p.22-33, novembro de 2005.
- BRAVO, S.V.; TOREM, M. L.; MONTE, M. B. ; DUTRA, A. J. B.; TONDO, L. A. “The influence of particle size and collector on the flotation of a very low grade auriferous ore”. *Minerals Engineering*, v. 18, pp. 459 – 461, 2005.
- BULATOVIC, S.M. SALTON, R.S.H. High intensity conditioning: a new approach to improve flotation of mineral slimes. In: Conference of Metallurgists, Halifax, Canada, Proceedings, pp. 182-197, 1989.

- COLLINS, G.L.; JAMESON, G.J. Experiments on the flotation of fine particles – the influence of particle size and charge. *Chemical Engineering Science*, v. 31, p. 985 – 991, 1976.
- DAI, Z.; FORNASIERO, D.; RALSTON, J. Particle-Bubble Attachment in Mineral Flotation. *Journal of Colloid and Interface Science* 217, p. 70 – 76, 1999.
- CRAWFORD, R.; RALSTON, J. The influence of particle size and contact angle in mineral flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 23, p. 1 – 24, 1988.
- DERJAGUIN, B. V.; DUKHIN, S.S. Theory of flotation of small and medium-size particles. *Trans. Inst. Mining Met.*, v. 70, p. 221 – 246 apud RALSTON, J.; DUKHIN, S.S.; MISHCHUK, N.A. Inertial hydrodynamic particle-bubble interaction in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 56, p. 207 – 256, 1999.
- DOBBY, G.S.; FINCH, J.A. Particle size dependence in flotation derived from a fundamental model of the capture process. *International Journal of Mineral Processing*, v. 21, p. 241 – 260, 1987.
- DRZYMALA, J. Characterization of materials by Hallimond tube flotation. Part 2: maximum size of floating particles and contact angle. *International Journal of Mineral Processing*, v. 42, p. 153 – 167, 1994.
- EIGELES, M.A.; VOLOVA, M.L. Kinetic investigation of effect of contact time, temperature and surface condition on the adhesion of bubbles to mineral surfaces. 5th International Mineral Processing Congress, London, Institution of Mining and Metallurgy, p. 271 – 285, 1960 apud RAO, S.R. Surface forces in flotation. *Minerals Science Engineering*, v. 6, n. 1, p. 45 – 53, 1974.
- EVANS, L.F. Bubble-mineral attachment in flotation. *Ind. Engng. Chem.*, v. 46, p. 2420 – 2424, 1954 apud RAO, S.R. Surface forces in flotation. *Minerals Science Engineering*, v.6, n. 1, p. 45 – 53, 1974.
- FLINT, L.R. Factors influencing the design of flotation equipment. *Minerals Science Engineering*, v. 5, n. 3, p. 232 – 241, 1973.
- FLINT, L. R.; HOWARTH, W. J.; Collision efficiency of small particles with spherical air bubbles. *Chemical Eng. Science*, v. 26, p. 1155 – 1168, 1971.

- FUERSTENAU, D.W.; HERRERA-URBINA, R. Adsorption of cationic surfactants and the flotation of minerals. In: RUBINGH, D. N. Cationic surfactants: physical chemistry-surfactants series, New York: Marcel Dekker, v.37 p.407-447, 1991.
- GAUDIN, A.M. Flotation, 2nd edn. McGraw-Hill, New York, 1957, 631 p.
- GLEMBOTSKY, V.A. Investigation of separate conditioning of sands and slimes with reagents prior to joint flotation. International Mineral Processing Congress, 8, Paper S-16, Leningrado, 1968.
- GUIMARÃES, R.C; PERES, A.E.C. Production of phosphate concentrates from slimes: Brazilian experience. Proceedings: XXII International Mineral Processing Congress, Cape Town, South Africa, 2003.
- HALL, S. Froth flotation – the importance of the froth. Mining Magazine, p. 16 e 17, 1996.
- HEWITT, D.; FORNASIERO, D.; RALSTON, J. Bubble particle attachment efficiency. Minerals Engineering, v. 7, n.5/6, p. 657 – 665, 1994.
- KLIMPEL, R.R. Considerations for improving the performance of froth flotation systems. Mining Engineering, p.1 093 – 1100, 1988.
- JAMESON, G. J.; NAM, S.; MOO YOUNG, M. Physical factors affecting recovery rates in flotation. Minerals Science and Engineering, v. 9, n. 3, p. 103 – 118, 1977.
- JESUS, A. G. Mercado de Minério de Ferro, Departamento Nacional de Produção Mineral, DNPM, 2007.
- JURAN, J.M. Juran's Quality Control Handbook, Fourth Edition, p.26.1-26.81, 1988.
- LASKOWSKI, J. Particle-bubble attachment in flotation. Minerals Science Engineering, v. 6, n. 4, p. 223 – 235, 1974.
- LEJA, J. Surface chemistry of froth flotation, New York, Plenum Press, p. 758, 1982.
- LEPPINEN, J.O.; LASHKUL, A.V.; NENNO, V.E.; INGERTTILÄ, K.T.; KALLIONEN, J.O. Separation in froth: An effective technique for coarse flotation. Proceedings XXII International Mineral Processing Congress., Cape Town, África do Sul, p. 882 – 891, 29/09 a 03/10/2003.

- LIMA, N.P. Comportamento de minérios itabiríticos dos complexos Alegria e Fábrica Nova frente aos processos de deslamagem e flotação. Dissertação de mestrado, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, UFMG, 126p. 2001.
- LIMA, N.P. Evaluation of coarse particle flotation processes. International Symposium on iron ore, ABM, São Luis, Maranhão, Brasil, September, 2008.
- LIMA, N.P.; FERREIRA, A.D.; LEAL FILHO, L.S.; MARTINS, M. Depressão de minerais de ferro: influência da mineralogia, morfologia e pH de condicionamento. VIII Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, ABM, Salvador, Bahia, Brasil, Setembro, 2007.
- LI, R.; HOBERG, H.; CHNEIDER, F.U. Investigations on the influence of particle size in flotation. In: International Mineral Processing Congress, XVIII, Sydney. Volume 3, p. 689 -697, 1993.
- MORRIS, T.M. Measurement of equilibrium forces between an air bubble and an attached solid in water. Transactions AIME, v. 187, p. 91 – 95, 1950.
- NEDER, E.E.; LEAL FILHO, L.S. O uso de aminas graxas e seus derivados na flotação de minérios brasileiros. XXI ENTMMME, Natal – RN, p. 395 – 404, novembro de 2005.
- NGUYEN, A.V. On the sliding time in flotation. International Journal of Mineral Processing, v. 37, p. 1 – 25, 1993.
- NGUYEN, A.V.; EVANS, G.M. Attachment interaction between air bubbles and particles in froth flotation. Experimental Thermal and Fluid Science, 28, p. 381– 385, 2004.
- NGUYEN, A.V.; EVANS, G.M.; SCHULZE, H.J. Prediction of van der Waals interaction in bubble-particle attachment in flotation. International Journal of Mineral Processing, v. 61, p. 155 – 169, 2001.
- NGUYEN, A.V.; NALASKOWSKI, J.; MILLER, J.D.; BUTT, H.J. Attraction between hydrophobic surfaces studied by atomic force microscopy. International Journal of Mineral Processing, v. 72, p. 215 – 255, 2003.
- NGUYEN, A.V. RALSTON, J.; SCHULZE, H.J. On modeling of bubble-particle attachment probability in flotation. International Journal of Mineral Processing, v. 53, p. 225 – 249, 1998.

- NGUYEN, A.V.; SCHULZE, H.J.; RALSTON, J. Elementary steps in particle-bubble attachment. *International Journal of Mineral Processing*, v. 51, p. 183 – 195, 1997.
- OLIVEIRA, J.F. Flotação. Setor Mineral: Tendências Tecnológicas. Texto elaborado para o projeto Setor Mineral – Tendências Tecnológicas do Centro de Tecnologia Mineral – CETEM, p.3 – 18, 2006.
- OLIVEIRA, M.L.M.; AQUINO, J.A. Curso de Flotação em Coluna. CDTN, 29 p. 1992.
- ÖTEYAKA, B.; SOTO, H. Modeling of negative bias column for particles flotation *Minerals Engineering*, v. 8, n. 1/2, p. 91 – 100, 1994.
- PAVLOVIC, S. BRANDÃO, P.R.G. Adsorption of starch, amylose, amylopectin and glucose monomer and their effect on the flotation of hematite and quartz. *Minerals Engineering* 16, PP. 1117–1122, 2003.
- PERES, A.E.C. Introdução ao Tratamento de Minérios. Editora UFMG, 171p. 2004.
- PERES, A.E.C.; CORREA, M. I. Depression of iron oxides with corn starches. *Minerals Engineering* 9 (12), p.1227-1234, 1996.
- PLITT, L.R. A mathematical model of hydrocyclone classifier, *CIM Bull.* 69 (Dec.) 357, 1976.
- QUARESMA, L. Felipe. O Mercado Brasileiro de Minério de Ferro: Sua Instabilidade e a Possibilidade de Associação dos Países Exportadores. Dissertação de Mestrado. UNICAMP. Campinas, SP. 1987.
- QUEIROZ, L.A. FERREIRA.A.D.; SOUZA, E.S.; PADOVEZI, A. Estimativa do tempo de residência em circuitos de flotação de minério de ferro com células mecânicas, a partir do emprego de modelo cinético. VI Simpósio de Minério de Ferro, ABM, Florianópolis – SC, Brasil, Setembro, 2005.
- RALSTON, J.; DUKHIN, S.S.; MISHCHUK, N.A.; Inertial hydrodynamic particle-bubble interaction in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 56, p. 207 – 256, 1999.
- RAJU, B. G.; HOLMGREN, A.; FORSLING, W. Adsorption of dextrin at mineral/water interface. *Journal of Colloid and Interface Science* 193: 215-222, 1997.

- ROBBINS, M.L. Micellization, solubilization and microemulsions. ed. MITTAL, K.L. New York: Plenum Press, 1977.
- RODRIGUES, W.J. Aspectos hidrodinâmicos na flotação de partículas grossas. São Paulo: Escola Politécnica da Universidade de São Paulo (Dissertação de Mestrado em Engenharia Mineral), 150 p., 2001.
- SCHUHMANN, R. Flotation Kinetics, 1. Methods for steady-state study of flotation problems. *J. Phys. Chem.*, v. 46, p. 891 – 902, 1942 apud TRAHAR, W.J. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 8, p. 289 – 327, 1981.
- SCHULZE, H.J. Dimensionless number and approximate calculation of the upper particle size of floatability in flotation machines. *International Journal of Mineral Processing*, v. 9, p. 321 – 328, 1982.
- SCHULZE, H.J. Physico-chemical elementary processes in flotation, Elsevier, v. 348, 238 p., Amsterdam, 1984.
- SCHULZE, H.J. Hydrodynamics of bubble-mineral particle collisions. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, v. 5, p. 43 – 76, 1989.
- SCHULZE, H.J. New theoretical and experimental investigations on stability of bubble/particle aggregates in flotation: a theory on the upper particle size of floatability. *International Journal of Mineral Processing*, v. 4, p. 241 – 259, 1977.
- SCHULZE, N.F.; COOKE, S.R.B. *Ind. Eng. Chem.*, 45, 2767, 1953.
- SOMASUNDARAN, P. Adsorption of starch and oleate and interaction between them on calcite in aqueous solutions. International Minerals & Chemical Corporation, Growth Sciences Center, Libertyville, Illinois 60048, 1969.
- SUTHERLAND, K.L. Kinetics of the flotation process. *J. Phys. Chem.*, v. 52, p. 394 – 425, 1948.
- TOMLINSON, H. S., FLEMING, M. G. Flotation rate studies. In: 6th Int. Miner. Process. Congr., A. Roberts (Ed.), Cannes, Pergamon, 1965, p. 563 – 579 apud TRAHAR, W.J. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 8, p. 289 – 327, 1981.

- TRAHAR, W.J. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v.8, p. 289 – 327, 1981.
- TRAHAR, W.J. The selective flotation of galena from sphalerite with special reference to effects of particle size. *International Journal of Mineral Processing*, v. 3, p. 151 – 166, 1976.
- VALDERRAMA, L.; RUBIO, J. High intensity conditioning and the carrier flotation of gold fine particles. *International Journal of Mineral Processing*. 52, p. 273-285, 1998.
- VIEIRA, A.M. Efeito da Granulometria na Flotação de Quartzo, Tese de Doutorado, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, p. 18 – 86, 2005.
- VIEIRA, A.M.; PERES, A.E.C. The effect of amine type, pH and size range in the flotation of quartz. *Minerals Engineering* 20, 2007.
- VIEIRA, M.G. Produção de pellet feed a partir da concentração do rejeito da flotação mecânica da Samarco. Dissertação de mestrado, Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas (Dissertação de Mestrado), 2008.
- WALSTON, D.; MANSER, R.M. Some factors affecting the limitations conditions in cationic flotation of silicates. *Transactions AIME*, 77: C57, 1968.
- WEBER, M.E. J. *Separation Process Technol.*, v.2, p. 29, 1981 apud YOON, R.H.; LUTTREL, G.H. The effect of bubble size on fine particle flotation. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, v.5, p. 101 – 122, 1989.
- WILLS, B.A. *Mineral Processing Technology . An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*. 6th edition, p. 258 – 341, 1997.
- WROBEL. S.A. Economic flotation of minerals, *Min. Mag.* 122 (April) 281, 1970.
- YOON, R.H. The role of hydrodynamic and surface forces in bubble-particle interaction. *International Journal of Mineral Processing*, v. 58, p. 129 – 143, 2000.
- YOON, R.H.; MAO, L. Application of extended DLVO theory IV. *Journal of Colloid and Interface Science*, v. 181, p. 613 – 626, 1996.
- YOON, R.H.; LUTTRELL, G.H. The effect of bubble size on the fine particle flotation. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, v.5, p. 101 – 122, 1989.