

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS,
METALÚRGICA E DE MATERIAIS

FLOTAÇÃO EM COLUNA SEM A ADIÇÃO DE ÁGUA DE LIMPEZA:
FUNDAMENTOS E APLICAÇÕES

Marcos Antonio Batistella

Dissertação para obtenção do título de Mestre em Engenharia

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS,
METALÚRGICA E DE MATERIAIS

FLOTAÇÃO EM COLUNA SEM A ADIÇÃO DE ÁGUA DE LIMPEZA:
FUNDAMENTOS E APLICAÇÕES

Autor: Marcos Antonio Batistella
Engenheiro de Minas

Dissertação submetida, como requisito para obtenção do título de Mestre em Engenharia, ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM) da Universidade Federal do Rio Grande do Sul.

Área de Concentração: Tecnologia Mineral/Metalurgia Extrativa

Porto Alegre

2009

Esta Dissertação foi julgada adequada para obtenção do título de Mestre em Engenharia, área de concentração Metalurgia extrativa, e aprovada em sua forma final, pelo Orientador e pela Banca Examinadora do Curso de Pós-Graduação.

Orientador: Prof. Dr. Carlos Otavio Petter

Banca Examinadora:

Prof. Dr. Irineu A. S. de Brum, UFRGS

Prof. Dr. Sydney Sabedot, UNILASALLE

Prof. Dr. Washington Aliaga, Prof. visitante - PPGEM

Prof. Dr. Carlos Pérez Bergmann

Coordenador do PPGEM

Porto Alegre, agosto de 2009

Dedico este trabalho aos meus pais,
pelo apoio recebido durante toda
a minha vida.

AGRADECIMENTOS

A Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior (CAPES) pelo auxílio financeiro.

A Mineração Nossa Senhora do Carmo, pelo apoio durante a realização dos testes na planta de beneficiamento da empresa.

Ao engenheiro Tiago Pereira, pelo apoio na realização de alguns testes.

Aos Professores Washington Aliaga e Irineu Brum pelas idéias, críticas e sugestões que em muito auxiliaram no desenvolvimento desse estudo.

Aos colegas (e ex-) do Centro de Tecnologia/Laprom pela convivência e apoio, em particular ao Professor Carlos Petter, aos bolsistas, Pacheco, Hamilcar, Gerson, Paulo, Karime, Sydney, Carmem ao engenheiro Italo e a todos.

A todos os meus amigos que de uma forma ou outra colaboraram para o desenvolvimento e sucesso desse trabalho.

A minha família.

SUMÁRIO

AGRADECIMENTOS	IV
SUMÁRIO	V
LISTA DE FIGURAS.....	VII
LISTA DE TABELAS	IX
LISTA DE ABREVIATURAS E SÍMBOLOS.....	X
RESUMO.....	XII
ABSTRACT	XIV
1. INTRODUÇÃO	1
1.1 OBJETIVOS	4
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	5
2.1 PRINCIPAIS VARIÁVEIS DA COLUNA DE FLOTAÇÃO	7
2.1.1. VAZÃO DE AR	8
2.1.2. HOLD UP.....	9
2.1.3. BIAS.....	9
2.1.3.1. MODELO COM BIAS NEGATIVO	10
2.1.4. ALTURA DA CAMADA DE ESPUMA	11
2.1.5. TEMPO MÉDIO DE RESIDÊNCIA	12
2.1.6. TAMANHO DAS BOLHAS DE AR.....	13
2.1.7. TAMANHO DAS PARTÍCULAS MINERAIS	13
2.1.8. CAPACIDADE DE CARREGAMENTO	17
2.2 MINERAIS INDUSTRIAIS	18
2.2.1. FLUORITA	18
2.2.2. BENEFICIAMENTO DE MINÉRIO DE FLUORITA.....	19
3. MATERIAIS E MÉTODOS.....	21
3.1 MINÉRIO	21
3.1.1. MINÉRIO ROM	21
3.1.1.1. ANÁLISE QUÍMICA	21
3.1.1.2. AMOSTRAGEM.....	21

3.1.1.3. REAGENTES	22
3.1.2. REJEITO	22
3.1.3. ENSAIOS PLANTA DE BENEFICIAMENTO	23
3.2 PROCEDIMENTOS	23
4. RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	25
4.1 FLOTAÇÃO DO MINÉRIO ROM	25
4.2. FLOTAÇÃO DA FRAÇÃO FINA	31
4.3 ENSAIOS REALIZADOS NA PLANTA DE BENEFICIAMENTO	35
5. CONCLUSÕES	43
6. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	46
ANEXO 1	50
ANEXO 2 – RESULTADOS DOS ENSAIOS REALIZADOS NA EMPRESA	55
ANEXO 3 – RESULTADOS DOS TESTES COM ROM	57
ANEXO 4 – RESULTADOS ENSAIOS DO REJEITO	59

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Coluna de flotação.	5
Figura 2. Representação da recuperação, no processo de flotação, em função da granulometria, mostrando uma divisão arbitrária em três regiões: finos, intermediária e grossos.(Trahar, 1981) 14	14
Figura 3. Diagrama esquemático do sistema de flotação em coluna utilizado neste estudo.	24
Figura 4. Recuperação versus fração granulométrica. Concentração tall oil: 350 g/t J_t : 1,33 cm/s	26
Figura 5. Teor versus fração granulométrica. Concentração tall oil: 350 g/t J_t : 1,33 cm/s	26
Figura 6. Fração granulométrica versus recuperação. J_g : 1,1 cm/s. Concentração de tall oil: 250 g/t.....	28
Figura 7. Influência da velocidade do concentrado na recuperação de CaF_2 . $J_g=1,55$ cm/s, $J_t=1,33$ cm/s.....	29
Figura 8. Comparação entre recuperações obtidas com e sem a adição de água de limpeza. Com água de limpeza : J_t : 1,59 cm/s, sem água limpeza: J_t : 1,46 cm/s. Símbolos abertos: teor, fechados: recuperação.....	30
Figura 9. Comparação entre recuperação e teores obtidos com e sem a adição de água de limpeza. Sem água de limpeza: J_t : 1,33 cm/s, com água de limpeza: J_t : 1,59 cm/s.....	30
Figura 10. Recuperação e teor (%) de CaF_2 em função da velocidade de alimentação	32
Figura 11. Recuperação e teor em função da velocidade de concentrado.....	33
Figura 12. Recuperação e teor em função da velocidade de ar.	34
Figura 13. Influência da velocidade do concentrado na recuperação e teor.....	35
Figura 14. Recuperação e teor. J_r : 1,66, J_a : 2,3 cm/s.....	36
Figura 15. Recuperação de CaF_2 em função de $g \cdot \text{min}^{-1} \cdot \text{cm}^{-2}$. J_g :1,1 cm/s.....	37
Figura 16. Recuperação de CaF_2 em função de $g \cdot \text{min}^{-1} \cdot \text{cm}^{-2}$. J_g :1,55 cm/s.....	38
Figura 17. Influência da água de limpeza na recuperação e capacidade de carregamento da coluna.	39
Figura 18. Influência da água de limpeza no teor de CaF_2	40
Figura 19. Relação entre a capacidade de carregamento da coluna e a capacidade de carregamento das bolhas.....	41

Figura 20. Influência da água de limpeza no teor de CaF_2	42
Figura 21. Influência da água de limpeza no teor de ganga.	42
Figura 22. Diagrama de elemento de coluna e distância média entre bolhas	51

LISTA DE TABELAS

Tabela 1. Análise granulométrica e química do minério.....	21
Tabela 2. Níveis das variáveis testadas.	22
Tabela 3. Análise granulométrica média da alimentação do circuito de flotação da Mineração Nossa Senhora do Carmo.	23

LISTA DE ABREVIATURAS E SÍMBOLOS

A_c	área transversal da coluna
cm	centímetro
cm/s	centímetro por segundo
$C_{p/p}$	concentração de sólidos em peso
C_r	Capacidade de carregamento
d_b	diâmetro de bolha
d_p	diâmetro de partícula
$g/min/cm^2$	grama por minuto por centímetro quadrado
g/t	grama por tonelada
J_a	velocidade superficial do fluxo de alimentação
J_c	velocidade superficial do concentrado
J_g	velocidade superficial do ar
J_{gb}	Velocidade da bolha
J_t	velocidade superficial do fluxo de rejeito
J_w	velocidade superficial da água de limpeza
K_1	Fração carregada da bolha
kg	quilograma
m	metro
mm	milímetro

P	pressão
P_a	probabilidade de adesão
P_c	probabilidade de colisão
pH	potencial de hidrogênio
P_{fb}	probabilidade de área livre
P_f	probabilidade de flotação
P_i	probabilidade de intersecção
P_s	probabilidade de formação de agregados
Q_b	Vazão do <i>bias</i>
Q_g	fluxo volumétrico do gás
Q_w	Vazão da água de limpeza
Q_{wf}	Vazão de água no flotado
ΔH	distância entre bolhas de ar
Δt	tempo de colisão entre bolha/partícula
Δv	diferença de velocidade
ϵ_g	<i>gás hold up</i>
μm	micrometro
θ	ângulo de contato
ρ_{sl}	densidade de polpa

RESUMO

A coluna tem sido pouco utilizada para a flotação de minerais industriais, principalmente pelo fato de exigir um alto custo de investimento devido ao alto grau de sofisticação empregado no controle. Além disso, as condições pelas quais as colunas são operadas atualmente não são favoráveis para a flotação de partículas grossas, como em circuitos *rougher*. Porém, este estudo mostra que a operação da coluna sem a adição de água de limpeza e sem um controle rígido da altura da camada de espuma foi eficiente para a flotação de fluorita mostrando resultados superiores à flotação convencional, em uma única etapa. Sob esta condição, diversos parâmetros foram otimizados, como velocidades de alimentação, concentrado e ar. Os testes foram conduzidos em uma coluna de 10 cm de diâmetro e 3 metros de altura sendo utilizados *tall oil* como coletor e amido como depressor, a pH perto de 10. Os parâmetros testados incluem a dosagem do coletor e variações nas velocidades de alimentação, aeração, rejeito e fração granulométrica.

Dois minérios foram estudados, um minério que alimenta a flotação convencional, e um rejeito fino, desta mesma operação. Em ambos os casos os resultados experimentais mostram uma boa seletividade, se comparado com a flotação convencional, além de uma boa recuperação das frações extremas. Entre os parâmetros testados, velocidade do concentrado influenciou significativamente o processo, seja reduzindo a recuperação ou aumentando o teor de sílica no concentrado. O não emprego de água de limpeza, além de tornar esta etapa mais simples, tem benefícios na recuperação de partículas grossas, podendo, ainda, aumentar a capacidade de carregamento da coluna, resultando na possibilidade de utilização em circuitos *rougher*.

Além disso, em testes realizados na planta de beneficiamento da empresa Mineração Nossa Senhora do Carmo, comprovou-se a eficiência da coluna nos parâmetros metalúrgicos, mantendo a mesma tendência de altas recuperações (em alguns casos acima de 95 %), com teores elevados, se comparados com a flotação convencional. Nestes testes, mostrou-se que a capacidade de carregamento da coluna, um importante fator que afeta a performance metalúrgica, variou entre 8,85 e 11,5 $\text{g} \cdot \text{min}^{-1} \cdot \text{cm}^{-2}$, dependendo das condições.

A partir dos resultados, é possível afirmar que a coluna de flotação, operando sem a adição de água de limpeza, é um equipamento eficiente na recuperação de partículas minerais

grossas, podendo ser considerada uma rota tecnicamente adequada para a sua utilização na etapa *rougher*.

ABSTRACT

Column has been scarcely used for the flotation of industrial minerals, mainly because of a high investment due to degree of sophistication employed in control systems. Furthermore, the conditions by which columns are operated nowadays are not favorable for flotation of coarse particles, as in rougher circuits. However, it is shown that column can be efficient without wash water addition and without strict control of froth height for the flotation of a fluorite ore showing superior results to conventional flotation. Several parameters were optimized, such as feed, concentrate and air velocity. The tests were conducted in a column of 10 cm in diameter and 3 meters height. Tall oil was used as collector and starch as a depressant, the pH near 10. The parameters tested include the concentration of collector and variations in rates of feeding, aeration, and tailings.

Two ores were studied, are often that feeds conventional flotation, the other ore was and a fine waste of that operation. In both cases the experimental results showed good selectivity, as compared with conventional flotation, and good recovery in wide range of particle sizes. Among the tested parameters, velocity of concentrate significantly influences recovery and content of silica in the concentrate. Column operated without wash water addition was advantages in recovery of coarse particles and increase the carrying capacity, indicating a possibility of its use in rougher circuits.

In addition, in tests performed in Nossa Senhora do Caravagio company it was found that the efficiency of the column in term of metallurgical parameters have the same trend, that is with higher recoveries (in some cases above 95%), if compared with the conventional flotation. These tests showed that carrying capacity, an important factor that affects the metallurgical performance, ranged between 8.85 and $11.5 \text{ g} \cdot \text{min}^{-1} \cdot \text{cm}^{-2}$.

From these results, it can be said that column flotation, operated without wash water addition and without sophisticates froth control is an efficient equipment for the recovery of coarse particles, and can be become a advantageous to use it in rougher circuits.

1. INTRODUÇÃO

Embora o desenvolvimento e a aplicação industrial da coluna de flotação tenham sido muito rápidos nos últimos anos, existem muitas diferenças na forma como as colunas são operadas, além de muitos desenhos terem sido propostos, muitos deles para aplicações específicas. Porém, na grande maioria das aplicações atuais, a coluna é operada da forma tradicional, que foi implementada pelos canadenses, levando a um alto custo de investimento e à necessidade de um controle estrito de todas as variáveis envolvidas no processo. Além disso, a coluna operada desta forma não tem se mostrado eficiente para a flotação de partículas grossas, devido às condições hidrodinâmicas geradas pela adição da água de limpeza no topo da coluna, cujos objetivos principais são o controle da altura da camada de espuma e principalmente a obtenção de um concentrado com teores elevados.

O processo de flotação em coluna constitui uma das alternativas mais estudadas, nas últimas décadas, na área de tratamento de minérios. Este processo se incorporou gradualmente como parte importante de muitos fluxogramas de beneficiamento, principalmente devido à economia de capital e custos operacionais, bem como pelo melhor desempenho metalúrgico, se tornando, rapidamente, o principal equipamento em etapas de limpeza, principalmente para partículas finas. Para a operação da coluna da forma tradicional é necessário um alto investimento em instrumentação. Além disso, as características da alimentação (vazão, teor, concentração de sólidos, distribuição granulométrica, etc...) são variáveis, o que torna ainda mais complicado o controle da coluna, e, conseqüentemente, ocorrem variações na recuperação e teor do concentrado. Infelizmente, um bom sistema de controle é caro e requer manutenção periódica. Além disso, as condições de operação, nas quais as colunas são operadas, não são as ideais para operar em um circuito *rougher*.

Embora tenham sido desenvolvidas diferentes concepções para as colunas de flotação, o tipo mais empregado é conhecido como coluna canadense. A metodologia desenvolvida por eles inclui um alto investimento em equipamentos e, principalmente, operada em condições de *bias* positivo. O objetivo principal do sistema de controle é manter a coluna em condição operacional

estável, ajustando automaticamente o nível da interface polpa/espuma, através do controle das vazões da água de limpeza e do rejeito. Porém, aumentando-se a vazão do rejeito, pode implicar em uma eficiência metalúrgica menor. Por outro lado, aumentando-se a vazão da água de limpeza podem ocorrer problemas de estabilidade da camada de espuma, resultado em uma queda significativa no desempenho metalúrgico.

A adição de água de limpeza no topo da coluna, na forma de um chuveiro, é utilizada para manter a camada de espuma constante e eliminar as partículas arrastadas, produzindo um efeito de limpeza da espuma, melhorando, dessa forma, o teor do concentrado. Esse efeito de limpeza pode ocorrer pela drenagem da água, que carrega as partículas de ganga para a zona de coleção. O volume de água que cruza a interface polpa/espuma é chamado de água de *bias*. É estimada pela diferença entre a água de limpeza e do concentrado ou entre alimentação e rejeito. Para manter o sistema o mais simples possível, a vazão do rejeito é mantida igual à vazão da alimentação. Dessa forma, as definições de *bias* se tornam equivalentes já que representam o excesso de água que cruza a interface polpa/espuma. Esta condição é chamada de *bias* positivo, que é geralmente empregada na prática.

Além da água de limpeza, a metodologia atual de operação das colunas exige uma camada de espuma que pode ser muito maior que a camada natural formada na flotação convencional. A altura da camada de espuma, em nível de laboratório, é usualmente inferida por diferença de pressão com dois problemas: escala e variações na densidade aparente devido a mudanças nos teores de ar e sólidos na polpa e na zona de espuma. Desde que *hold up*, altura da camada de espuma e *bias* não podem ser medidos diretamente, estas variáveis devem ser inferidas através de outras variáveis medidas. Estudos conduzidos em plantas piloto, usando tanto condutividade elétrica e temperatura, são reportados por Moys e Finch (1988), e complementados por Bergh e Yianatos (1993), Uribe-Salas *et al.* (1994). Desenvolvimentos recentes são orientados no uso de modelos empíricos e teóricos para inferir estas variáveis. Atualmente nenhuma aplicação industrial foi reportada usando estas metodologias.

O design atual das colunas foi modelado a partir de minérios sulfetados. Entretanto, para outros minerais, a espécie de interesse tem teores mais elevados. Devido a isso, as condições de

operação das colunas devem ser diferentes. Com este objetivo, diversas modificações têm sido propostas. Rubinstein (1995) construiu uma coluna de alta capacidade com 5,5 m de altura e 9 m² de seção, para flotar carvão. Öteyaga e Soto (1995) propuseram o uso da coluna em *bias* negativo para flotar partículas grossas. Aliaga *et al.* (2006, 2007, 2009), usando *bias* negativo, obtiveram bons resultados para flotar um minério de fluorita.

Nos últimos anos, em função da necessidade de otimização de tecnologias e da busca de viabilidade econômica em determinados sistemas, as colunas de flotação têm sido empregadas para recuperação e concentração de minerais, e não só para limpeza. Este fenômeno impulsionou o desenvolvimento de novas tecnologias, como as células pneumáticas, *flash flotation* e a célula Jameson, entre outras. Entretanto, até o momento, estas células possuem um campo de aplicação restrito a casos particulares.

Além disso, o beneficiamento do rejeito da flotação é, hoje em dia, motivo de muito interesse na área mineral por causa do potencial como fonte de minerais, além de motivos ambientais. Milhões de toneladas são descartadas na flotação por vários motivos, principalmente ineficiência dos processos em capturar a fração menor que 10 µm (Sivamohan, 1990; Moret e Rubio; 2003), principalmente nas frações finas e grossas. A primeira tem aumentado devido à exigência de moagem mais fina de minérios complexos levando a alimentação de frações cada vez mais finas à flotação. Minerais de valor presentes no rejeito normalmente estão distribuídos nas frações grossas e finas dos minérios.

Mesmo sendo usada por muitos anos em plantas de beneficiamento, o potencial total da coluna ainda não é totalmente explorado. Devido aos fatos acima expostos, neste estudo se propõe a utilização da coluna sem a adição de água de limpeza, operando em condições de *bias* negativo.

1.1 Objetivos

Este trabalho tem por objetivo geral estudar a coluna de flotação operada sem a adição de água de limpeza. Nesse sentido se busca o desenho e otimização de um processo de flotação em coluna, para sistemas com diferentes frações granulométricas no fluxo de alimentação.

Dessa forma, este estudo visa a realização de ensaios de eficiência na coluna sem a adição de água de limpeza, de tal forma que a camada de espuma gerada corresponda à camada formada de forma natural, da mesma forma como ocorre na flotação convencional. Para tal, se faz necessária a otimização das variáveis, e sua influência sobre os parâmetros metalúrgicos, principalmente na fração grossa visando otimizar o seu emprego em etapas *rougher*.

Neste sentido, este trabalho está estruturado da seguinte maneira: primeiro uma breve revisão bibliográfica sobre os aspectos importantes e sobre as principais variáveis que influenciam no processo de flotação em coluna. Em seguida, são mostrados os resultados dados ensaios realizados em laboratório com duas amostras diferentes de fluorita, além dos resultados dos ensaios realizados na planta de beneficiamento da Mineração Nossa Senhora do Carmo.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Nas últimas décadas o processo de flotação registrou um avanço significativo pela introdução de novas tecnologias. Entre elas, a coluna de flotação que é amplamente usada em plantas de beneficiamento em uma ampla quantidade de minerais, principalmente nas etapas de limpeza ou *cleaner*.

A concepção básica da coluna de flotação foi desenvolvida por Boutin e Tremblay, que patentearam esta tecnologia no início da década de 60. Embora tenham sido desenvolvidas diferentes concepções para a coluna, o tipo mais conhecido é a coluna canadense, desenvolvida por estes a partir da década de 80 e largamente utilizada nos dias atuais. Figura 1 mostra um esquema da coluna de flotação, da forma como é operada.

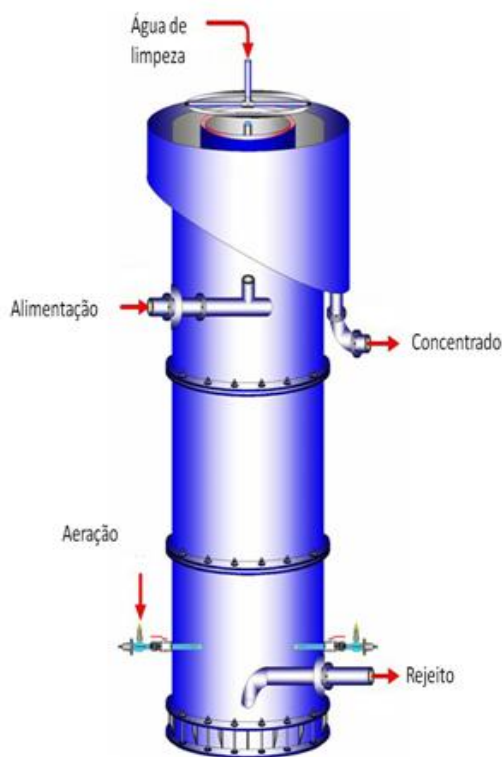


Figura 1. Coluna de flotação.

A coluna é constituída de duas seções: zona de recuperação e zona de limpeza.

- a. A seção de recuperação está compreendida entre o ponto de geração de bolhas, na base da coluna, e a interface polpa-espuma. Essa seção é responsável pela coleta das partículas hidrofóbicas através do contato entre as partículas minerais sedimentando, pela ação da gravidade, e as bolhas de ar em contracorrente.
- b. A seção de limpeza está compreendida entre a interface polpa-espuma e o transbordo da coluna. Nessa seção ocorre a limpeza do material flotado, principalmente pela ação de filtro da camada de espuma e da água de lavagem adicionada no topo da coluna.

A operação da coluna de forma tradicional envolve um alto custo de investimento devido à instrumentação, principalmente devido ao fato de exigir um controle estrito das variáveis do processo, entre elas a altura da camada de espuma. Para manter esta altura constante, é necessário a implementação de um sensor para medir esta altura, além de um conjunto de instrumentação para regular as vazões da água de limpeza e do rejeito, que serão responsáveis por manter a altura da camada de espuma em níveis aceitáveis.

A coluna de flotação, operada desta maneira, é comumente utilizada nos estágios de limpeza dos circuitos de flotação, principalmente devido aos elevados teores e recuperação moderadas, se comparadas à flotação convencional.

Considerando a grande variabilidade nas características físicas e químicas dos diferentes minerais a serem tratados e, por consequência, sua flotabilidade, torna-se importante avaliar o desempenho do processo de flotação para um determinado minério, adequando o processo a cada espécie mineral.

Porém, o desempenho do processo está relacionado a variáveis que não são facilmente controláveis. A eficiência do processo de flotação está sujeita a distúrbios geralmente relacionados com mudanças nas propriedades do minério e da polpa, instabilidade no circuito de moagem e no circuito de flotação. Neste sentido, é necessária uma constante avaliação das variáveis que possam afetar a eficiência do processo, sendo que, até hoje, a maior parte do conhecimento vem da utilização de modelos conhecidos e/ou de regras empíricas, que, apesar de

serem utilizadas com relativo sucesso, são bastante limitadas frente às necessidades da indústria mineira.

2.1 Principais Variáveis da Coluna de Flotação

O processo de flotação pode ser afetado por uma série de variáveis. Segundo a literatura, mais de trinta parâmetros influenciam o rendimento metalúrgico desse processo de concentração. Dentre esses, encontram-se a granulometria dos minerais, o grau de liberação, a temperatura da flotação, o tipo e a dosagem dos reagentes, a precisão na dosagem, etc. Entretanto, grande parte dessas variáveis não é manipulável ou, quando o é, a sua manipulação representaria um custo elevado tornando o processo anti-econômico.

Dentre as principais variáveis da coluna que influenciam no processo de concentração por flotação podemos citar (Aquino *et al.* 2004):

- a. vazão de ar;
- b. vazão de água de limpeza;
- c. altura da camada de espuma;
- d. tempo de residência;
- e. *bias*;
- f. *hold up* do ar;
- g. tamanho das bolhas;
- h. tamanho das partículas minerais;
- i. capacidade de carregamento.

Estas variáveis podem ter efeito significativo sobre o teor e a recuperação do mineral de interesse. Os efeitos destas variáveis podem estar inter-relacionados e, portanto, dificilmente serão avaliados isoladamente.

2.1.1. Vazão de ar

A vazão de ar é uma das variáveis mais importantes no controle do processo de flotação em coluna e tem um efeito significativo sobre a recuperação do mineral flotado.

Dentro dos limites de estabilidade da coluna, a recuperação do mineral flotado é normalmente crescente com o aumento da vazão de ar até atingir o seu valor máximo. Este ganho na recuperação deve-se ao aumento do número e área superficial total de bolhas introduzidas na coluna. Entretanto, um acréscimo significativo da vazão de ar pode prejudicar o processo de flotação devido à turbulência ou formação de espuma na zona de recuperação da coluna.

A velocidade superficial do ar (J_g) é definida pela relação entre a vazão de ar (Q_g) e a área da seção transversal da coluna (A_c):

$$J_g = \frac{Q_g}{A_c} \quad (1)$$

Segundo Aquino *et al.* (2004), a velocidade superficial máxima de ar utilizada em uma coluna está limitada por:

- a. Perda do *bias* positivo – um acréscimo em J_g acarreta um aumento do arraste de líquido da seção de concentração para a seção de limpeza elevando o valor do *hold up* do líquido na espuma e reduzindo a concentração de sólidos do material flotado. Como consequência há uma redução na vazão volumétrica da polpa da fração não flotada podendo torná-la menor que a da alimentação e acarretando a perda do *bias* positivo;
- b. Perda do regime de fluxo – o aumento de J_g pode acarretar a mudança do regime de fluxo da coluna de pistão (“plug flow”) para mistura perfeita. Esta alteração do regime de fluxo é ocasionada pelo aumento do tamanho das bolhas em função do aumento da vazão de ar;
- c. Perda da interface – ao aumentar J_g , o *hold up* do ar aumenta na polpa e diminui na camada de espuma até atingir valores iguais de *hold up* nas duas seções. Quando isto ocorre verifica-se a presença de espuma em toda a coluna e consequentemente a perda da interface;

- d. Insuficiência do aerador – o projeto do sistema de aeração prevê a operação em uma determinada faixa de vazão de ar. Em função disto, não é possível trabalhar com valores de velocidades superficiais de ar (J_g) superiores aos especificados no projeto;
- e. Aumento do tamanho das bolhas – o aumento de J_g acarreta um acréscimo no diâmetro das bolhas geradas, reduzindo a eficiência de coleta das partículas, principalmente, de granulometria mais fina.

Por analogia para outros fluidos, a velocidade superficial pode ser apresentada pela equação (2), onde i pode ser a água do *bias* (b), a água de lavagem (w) ou o rejeito (t).

$$J_i = \frac{Q_i}{A_i} \quad (2)$$

2.1.2. *Hold up*

O *hold up* é definido como uma fração volumétrica de ar contida em uma determinada zona da coluna. Normalmente o *hold up* é determinado na seção de recuperação e constitui um parâmetro que depende da vazão de ar, do tamanho das bolhas, da densidade da polpa, do carregamento dos sólidos nas bolhas e da velocidade descendente da polpa.

2.1.3. *Bias*

A forma mais simples de definição de *bias* é a apresentada por Finch e Dobby (1990), na qual esse parâmetro é apresentado como vazão residual de água que desce através da camada de espuma. Dobby e Kosick, citados por Persechini *et al.* (2001), definem o *bias* como a diferença entre a velocidade superficial de água de lavagem e a velocidade superficial de água no flotado. Sob o ponto de vista de controle, a definição mais usada é a diferença entre a vazão do rejeito e a vazão da polpa de alimentação, expressa em termos de velocidade superficial. Normalmente, uma coluna de flotação é operada de tal forma que a vazão volumétrica do rejeito é maior que a vazão de alimentação. A diferença entre estas vazões é compensada por um fluxo de água descendente através da espuma à zona de coleção. Nestas condições, a coluna está operando em *bias* positivo.

A coluna de flotação também pode trabalhar com *bias* negativo, quando a vazão volumétrica de alimentação é maior que a do rejeito. Esta forma de operação tende a favorecer o tratamento de partículas grossas, sendo que se pode reduzir ou mesmo eliminar a zona de espuma, obtendo com isso uma alta cinética de flotação. A velocidade superficial do fluxo de *bias* está entre 0,1 e 0,3 cm/s.

O *bias* (Q_b) pode ser estimado através da diferença entre a vazão de água de lavagem (Q_w) e a vazão de água no flotado (Q_{wf}).

$$Q_b = Q_w - Q_{wf} \quad (3)$$

As condições normais de operação da coluna, da forma como é proposta pelos canadenses, implica a operação da coluna em condição de *bias* positivo, sendo que a diferença é compensada pela água de limpeza, cuja função é a limpeza e estabilização da camada de espuma, fazendo com que as partículas de ganga arrastadas sejam rejeitadas. Porém, estudos mostram que para a flotação da fração grossa, a água de limpeza tem um efeito negativo no desempenho metalúrgico. Öteyaka e Soto (1995), investigando a flotação de uma mistura de quartzo-calcita com granulometria variando entre 126-714 μm , em condições de *bias* negativo, mostraram que a coluna pode ter um ótimo desempenho na flotação desta fração, mostrando que a coluna, quando operada nestas condições, pode ser utilizada em circuitos *rougher*. Além disso, Aliaga *et al.* (2006, 2007, 2009) estudando a flotação de um minério de fluorita concluíram que a coluna operada sem a adição de água de limpeza tem uma performance metalúrgica ótima, obtendo recuperações da ordem de 93 %, com teores elevados (75 % de CaF_2).

2.1.3.1. Modelo com *bias* negativo

Atualmente existem poucos modelos que tentam descrever as probabilidades de flotação para a coluna operada em regime de *bias* negativo. Öteyaka e Soto (1995) mostraram em seu estudo um modelo que tenta descrever, de forma relativamente simples, os mecanismos envolvidos no processo. Neste estudo, os autores assumem que o fluxo de partículas e bolhas na zona de coleção da coluna é do tipo pistão.

As partículas minerais, em uma coluna de flotação, descem devido à gravidade, enquanto as bolhas (consideradas esféricas) sobem devido ao empuxo. Em função destes deslocamentos, as colisões entre partículas e bolhas ocorrem quando as primeiras, ao "caírem", interceptam as bolhas que sobem. Neste caso, a probabilidade de flotação (P_f) é definida como a probabilidade de diferentes eventos, necessários para efetivação da flotação, e pode ser representada por Öteyaka e Soto (1995):

$$P_f = P_i * P_c * P_s * P_{fb} * P_a \quad (4)$$

onde: P_i é a probabilidade de intersecção, P_c a probabilidade de colisão, P_s a probabilidade de formar agregados estáveis, P_{fb} a probabilidade de que a bolha de ar não esteja recoberta por outras partículas e P_a a probabilidade de adesão.

Como primeira aproximação, se pode assumir que a superfície do mineral a ser flotado é suficientemente hidrofóbica, de modo que todas as colisões resultem na formação de agregados bolha/partículas. Isto significa dizer que o valor de P_a na equação 4 é igual a 1. Esta suposição pode ser confirmada a partir de dados experimentais de Anfruns e Kitchener, citados por Öteyaka e Soto (1995), os quais mostraram que partículas de quartzo, hidrofobizadas, ao se colidirem com bolhas de ar, aderem a estas com 100% de eficiência. Entretanto, é importante ressaltar que estes resultados foram obtidos com ângulos de contato maiores que os normalmente observados em condições de flotação.

No Anexo I é detalhado o modelo criado por Öteyaka e Soto para a operação da coluna em *bias* negativo.

2.1.4. *Altura da camada de espuma*

A altura da camada de espuma é medida da interface polpa-espuma até a zona de transbordo. A maior parte da bibliografia recomenda o uso de uma camada de espuma, que pode variar entre 0,5 e 1,5 m, com o objetivo de auxiliar na remoção das partículas de ganga que tenham sido arrastadas.

Segundo pesquisadores canadenses, a altura da camada de espuma é uma variável importante na seletividade da flotação. Geralmente as colunas industriais trabalham com uma altura da camada de espuma que pode variar entre 0,5 a 1,5 m. Não existe uma regra geral para a determinação de sua altura, porém uma camada relativamente baixa pode ser suficiente em muitos casos, principalmente devido ao fato de que o arraste das partículas normalmente é eliminado próximo à interface polpa-espuma.

Van Deventer *et al.* (2004), estudando o transporte na zona de espuma, mostraram que a altura da camada de espuma não tem nenhum efeito na recuperação. Neste mesmo estudo, os autores citam que Falatsu e Dobby chegaram à mesma conclusão (Falatsu e Dobby, 1989).

Porém, Brum (2004) e Aliaga *et al.* (2006, 2007, 2009), estudando a flotação de um minério de fluorita mostraram que a coluna pode ser operada em condições de *bias* negativo, de forma que apenas uma camada de espuma natural apareça, obtendo teores elevados.

Uma das grandes vantagens de uma camada de espuma inexistente ou muito pequena é a redução drástica do *drop back*. Este fenômeno é mais intenso em regiões próximas à interface, devido à coalescência das bolhas causando a redução da superfície específica e assim o desprendimento das partículas, que retornam à zona de coleta. Segundo Finch e Dobby (1990) o *drop back* pode causar a recirculação de até 50 % da carga.

2.1.5. Tempo médio de residência

A distribuição do tempo de residência para a zona de recuperação se enquadra perfeitamente no modelo de dispersão de reatores tubulares conforme verificado por Dobby e Finch (1985). Esta curva é resultado dos aspectos hidrodinâmicos de transferência de fluxo bem como do diâmetro das partículas. As partículas mais finas apresentam distribuição do tempo de residência bastante similar ao da água. As partículas mais grossas apresentam tempo médio de residência bastante inferior devido à sua maior velocidade de sedimentação.

2.1.6. Tamanho das bolhas de ar

O tamanho médio das bolhas e sua distribuição são importantes na flotação, devido ao seu efeito na eficiência de coleta e de transporte das partículas. A utilização de bolhas pequenas, com elevada área superficial, permite a obtenção de níveis mais elevados da cinética de coleta e transporte dos sólidos por volume de ar. Entretanto, as bolhas de tamanho muito reduzido apresentam uma velocidade de ascensão baixa podendo ser inferior à velocidade descendente da polpa acarretando por consequência, perdas de partículas hidrofóbicas coletadas no fluxo de material não flotado.

Portanto, existe um tamanho médio ideal de bolhas em função do tamanho médio das partículas, que poderá ser ajustado através das variáveis operacionais do sistema de aeração e da adição de agentes tensoativos (espumantes).

2.1.7. Tamanho das partículas minerais

O diâmetro das partículas, apesar de não ser variável operacional da coluna, tem um efeito significativo no processo de flotação. Esta variável além de afetar diretamente o grau de liberação dos minerais de interesse, tem um efeito significativo no comportamento cinético e hidrodinâmico do sistema.

Na prática industrial, as partículas de minerais sulfetados superiores a 0,3 mm são muito difíceis de recuperar. As causas exatas que provocam uma baixa recuperação das partículas grossas na flotação convencional ainda não são muito bem conhecidas. Obviamente a baixa flotabilidade das partículas grossas se relaciona de algum modo com o seu peso, a estabilização dos agregados bolha-partícula e a estabilidade da espuma.

A Figura 2 representa um gráfico clássico da recuperação das partículas em relação ao seu diâmetro.

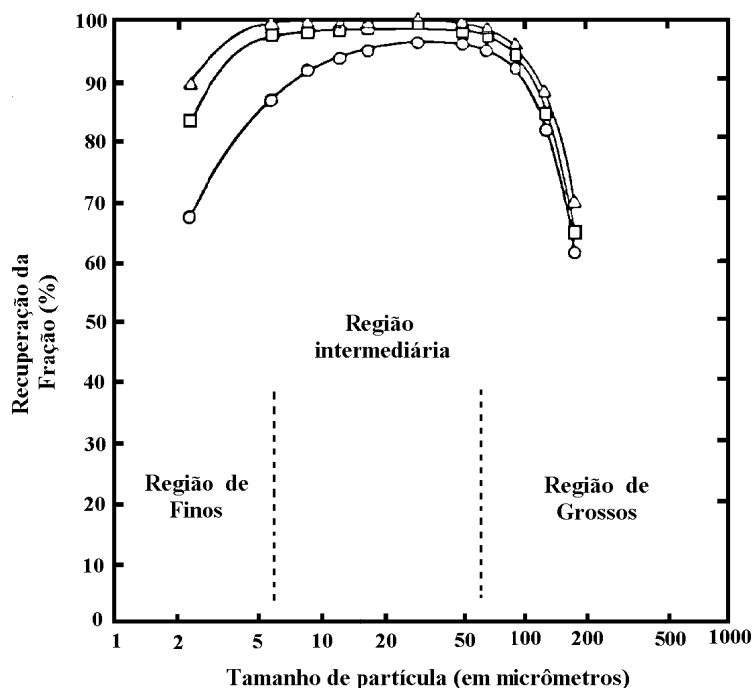


Figura 2. Representação da recuperação, no processo de flotação, em função da granulometria, mostrando uma divisão arbitrária em três regiões: finos, intermediária e grossos. (Trahar, 1981)

Entretanto, é importante ressaltar que nem todos os minerais mostram máxima recuperação exatamente no mesmo intervalo. Em determinados sistemas, este intervalo de máxima flotabilidade pode chegar a um tamanho mínimo de 15 μm e um máximo de cerca de 250 μm .

Para a flotação de partículas grossas é necessária uma maior turbulência para manter a suspensão. Porém, em contradição, se necessita comparativamente uma menor agitação para formar agregados bolha/partículas estáveis. A flutuação dos agregados depende tanto da agitação como da densidade dos agregados formados, ou seja, tanto do tamanho das partículas como do das bolhas. Em função destas características, as colunas têm encontrado muito mais aplicação em sistemas contendo partículas finas, em particular em sistemas de flotação de limpeza (*cleaner*).

Neste caso, dois mecanismos têm sido propostos para explicar a baixa eficiência nos parâmetros metalúrgicos da flotação em coluna (Trahar, 1981):

- a. O rápido consumo dos coletores pelas partículas finas acarreta um menor recobrimento superficial da fração grossa, o que as tornaria menos hidrofóbicas, e, por consequência, menos flotáveis.
- b. O grau de hidrofobicidade, requerido para um alto nível de flotabilidade, aumenta com o aumento de tamanho de partícula.

Em relação ao primeiro ponto, existem muitos estudos suportando o fato de que a quantidade de coletor necessária para a flotação de um sistema contendo partículas grossas é muito maior. Bazin e Proulx (2001) mostraram em seu estudo que a distribuição de reagentes em vários pontos em um banco de células convencional seria a melhor alternativa para a recuperação da fração grossa, confirmando o fato das partículas finas consumirem uma quantidade maior de coletor.

Além disso, a transferência das partículas da polpa para a espuma e sua estabilização está relacionada com o tamanho das partículas. É conhecido na literatura que a transferência de partículas grossas para a espuma é muito difícil. Mesmo que este fenômeno ainda não esteja bem quantificado essa transferência representa uma importante barreira para a recuperação desta fração.

Entretanto, os problemas relacionados à flotação de partículas grossas, assim como o pouco conhecimento dos fatores envolvidos, faz com que seja necessário simplificar a análise dos fenômenos que afetam a flotabilidade dessas partículas. Uma das maneiras de analisar sistemas contendo partículas grossas é isolando os diferentes fenômenos que ocorrem no sistema, por exemplo: colisão, adesão, formação de agregados estáveis, flutuação, transferência para a fase espuma e permanência nesta fase. Uma, ou mais, destas etapas pode ser, a princípio, um fator limitante para a obtenção de bons resultados na flotação de partículas grossas.

Brum (2004), investigando a flotação da fração grossa de um minério de fluorita, mostrou que a coluna, operada sem a adição de água de limpeza, foi eficiente para a concentração deste

minério. Neste estudo, Brum (2004) mostra que é possível obter teores elevados, utilizando a coluna na etapa *rougher*, principalmente se comparados à flotação convencional. Neste estudo, o autor obteve teores da ordem de 85 % de fluorita. Além disso, o autor constata que a coluna operada desta forma se mostrou bastante eficiente para sua operação na etapa *rougher*.

Garibay *et al.* (2002), em um estudo para mostrar a influência da altura da zona de coleção na flotação de partículas relativamente grossas, mostrou que para a flotação desta fração, e para a flotação de polpas com concentração de sólidos superior a 25 %, é necessário uma coluna com uma zona de coleção menor.

Muito embora a flotação da fração grossa seja um fator importante devido às perdas nesta fração, e, principalmente devido à economia na etapa da moagem, a maior parte dos estudos tem sido com relação à recuperação de partículas minerais finas, estando esta preocupação refletida em diversos trabalhos publicados nos últimos 30 anos (Thrahar e Warren, 1976; Thrahar, 1981; Sivamohan, 1990; Wellenkamp, 1999; Tao *et al.*, 2000 a, b; Yuehua *et al.*, 2003). Esta preocupação é motivada pela necessidade de processamento de minérios que requerem um elevado grau de moagem e, conseqüentemente, resultam em significantes quantidades de finos. É importante ressaltar que os termos “finos” e “grossos” são utilizados para designar uma determinada fração granulométrica em um determinado sistema, sendo que o tamanho ótimo no processamento de minério varia em função do processo e das características do próprio minério.

Um clássico estudo de Gaudin *et al.* (1931), analisando a performance de diversas plantas concentradoras, já mostrava a forte influência da granulometria nos parâmetros metalúrgicos, recuperação e teor. A partir destes estudos, os autores concluem que, de uma forma geral, em sistemas contendo minério sulfetado de chumbo, zinco e cobre as melhores recuperações eram obtidas com diâmetros entre 10 e 50 μm .

2.1.8. Capacidade de carregamento

A carga máxima de partículas que as bolhas podem carregar é um dos limitantes na flotação. Há uma máxima taxa de remoção de sólidos em relação à capacidade de carregamento por área da bolha, calculada em g/cm².

Essa máxima taxa de remoção é chamada de capacidade de carregamento C_r , e expressa a máxima massa de sólidos concentrados por unidade de tempo e por área de seção transversal, para determinadas condições de operação da coluna. A capacidade de carregamento é especialmente importante em sistemas com alta concentração de sólidos.

Segundo Finch e Dobby (1990), a capacidade de carregamento pode ser calculada segundo a equação seguinte:

$$C_r = K_1 * \frac{\pi * d_p * \rho_p * J_{gb}}{d_b} \quad (5)$$

Onde:

C_r = Capacidade de carregamento

K_1 = Fração carregada da bolha

d_p = Diâmetro da partícula

ρ_p = Densidade da partícula

J_{gb} = Velocidade da bolha

d_b = Diâmetro da bolha

Uribe-Salas *et al.* (2007), estudando a flotação de um concentrado de esfalerita relativamente grossa (d_{80} ao redor de 110 μm), com concentrações de sólidos variando entre 15 e 35 %, mostraram que as bolhas podem estar completamente carregadas em concentrações de sólidos relativamente altas (maiores que 16 g/min/cm²).

Rubinstein (1995) mostrou que quando a concentração de sólidos da alimentação é relativamente alta (30 %), a altura da zona de coleção típica afeta negativamente a capacidade de carregamento da coluna. A literatura sugere (Garibay *et al.* 2002, *apud* Kawatra e Eisele, 1999)

que este fenômeno é devido à formação de agregados bolha-partícula com densidade muito alta, que acabam se reportando ao rejeito. Segundo estes autores, é recomendado o uso de colunas longas para a flotação de partículas finas e colunas curtas para a fração grossa.

2.2 MINERAIS INDUSTRIAIS

A expressão *minerais industriais* é comumente relacionada aos minerais não metálicos. Entretanto, minérios como os que contêm bauxita e ilmenita, por exemplo, podem ser classificados como minerais industriais. Assim sendo, é possível afirmar que não existe um termo que possa definir com clareza este tipo de mineral. Neste contexto, estes minerais estão colocados em grupos caracterizados pela diversidade, em particular em função dos valores associados, como por exemplo os agregados para construção civil, cujo preço chega a poucos dólares por tonelada, em relação a materiais como diamantes, onde uma tonelada valeria milhares de dólares.

Dentre os principais minerais industriais produzidos em escala industrial, podem ser destacados os agregados para construção, argilas, diamantes, fosfatos, talco, magnesita, feldspato, rochas ornamentais, caulim, enxofre, minerais de titânio, cromita, etc. O Brasil se destaca no cenário mundial como um dos principais produtores de minerais industriais e maior produtor da América Latina.

2.2.1. Fluorita

Apesar do flúor contido em rochas fosfatadas ser treze vezes mais abundante que aquele sob a forma de fluorita, nos depósitos atualmente conhecidos, este mineral é ainda a principal fonte comercial do elemento, pois os processos de extração do flúor em rochas fosfatadas são muito mais caros que os empregados na fluorita. Em termos mundiais, as reservas brasileiras são pouco representativas, sendo a produção doméstica praticamente proveniente das jazidas de Santa Catarina e Paraná (MME/DNPM, 1998).

A fluorita possui fórmula química CaF_2 , é composta, quando pura, por 51,1% a 51,3% de Ca e 48,7% a 48,9% de F, podendo ocorrer associada a minerais de prata, esfarelita, galena,

cádmio, cassiterita, quartzo, etc., sendo mineral secundário ou principal. Em Minas Gerais, Bahia e Paraná, a fluorita se apresenta como um mineral secundário, associada a depósitos metálicos de galena, prata e zinco. Nos depósitos de Santa Catarina e do Rio de Janeiro, a fluorita aparece como mineral principal, associada à calcedônia, quartzo, pirita, limonita e óxido de manganês.

O consumo de fluorita está diretamente relacionado à produção de ácido fluorídrico (HF), aço e alumínio. Do ácido fluorídrico são fabricados os fluorcarbonetos, a criolita sintética e o fluoreto de alumínio. Gases de refrigeração (gás freon) e aerosol são fabricados dos fluoretos, sendo que os primeiros são utilizados em eletrodomésticos (aparelhos de ar condicionado, geladeira, freezer, etc.), e o aerosol é utilizado em inseticidas. A criolita e o fluoreto de alumínio são empregados no processo de produção de alumínio metálico. Na fabricação do aço e de ferroligas a fluorita é utilizada como fundente, ou seja, para a formação de escórias fluidas que auxiliam na eliminação de impurezas.

A fluorita classifica-se em quatro variedades: metalúrgico, ácido, cerâmico e óptico. Comercialmente, devido ao seu maior consumo, os três primeiros tipos são os mais importantes.

2.2.2. *Beneficiamento de minério de fluorita*

Tradicionalmente a concentração de fluorita para a obtenção de um produto grau ácido é feita por flotação. Em alguns casos, como no caso da Companhia Nitroquímica, a obtenção do concentrado grau metalúrgico é realizado através de uma pré-concentração gravimétrica, através do Tri-Flo. Este equipamento é constituído de dois (ou até três) cilindros separadores colocados em série, de modo que o flutuado do primeiro seja a alimentação do segundo, obtendo assim, três produtos, que, no caso da fluorita são:

- a. Produto com densidade alta: Grau metalúrgico;
- b. Densidade intermediária: alimentado à flotação;
- c. Produto com densidade baixa: rejeito do processo.

No caso da flotação, de uma forma geral, os reagentes utilizados pouco variaram nos últimos anos, sendo o *tall oil* o principal coletor empregado em sistemas industriais. O *tall oil* é

um produto oriundo das indústrias de papel e derivado de árvores do tipo *pinus*. Após sofrer processo de refino o *tall oil* é composto basicamente por uma mistura de ácidos graxos e ácidos resinosos. No processo de flotação também são utilizados outros reagentes, dentre os quais se destacam a soda (controlador de pH), silicato de sódio (depressor de sílica), quebracho/tanino (polifenol) e amido (polissacarídeo) (depressores de carbonatos e da barita).

Nos últimos anos, algumas modificações tem sido propostas por diversos pesquisadores. Zhang e Song (2003), em seus estudos, mostraram que o ácido metanoico pode adsorver-se seletivamente na superfície da fluorita em temperatura ambiente, aumentando a seletividade do processo. Brum (2004), Aliaga *et al.* (2006, 2007, 2009) propuseram o uso da coluna de flotação operada de forma não convencional, ou seja, sem adição de água de limpeza, visando obter recuperações da ordem de 95 % e teores elevados.

3. MATERIAIS E MÉTODOS

3.1 Minério

Nesse estudo foram utilizadas três amostras de fluorita diferentes. A seguir são descritos as características de cada amostra, além da caracterização da amostragem.

3.1.1. Minério ROM

O minério utilizado nesta parte do estudo é o minério alimentado ao circuito de flotação da Companhia Nitroquímica situada em Morro da Fumaça, Santa Catarina.

3.1.1.1. Análise química

Na Tabela 1 são mostradas análises químicas e granulométricas desta amostra.

Tabela 1. Análise granulométrica e química do minério.

Fração	Retido (%)	CaF ₂ (%)	SiO ₂ (%)
+200 µm	11	15,3	70,1
-200 + 74 µm	38	33,4	55,1
-74 + 37 µm	21	38,0	51,0
-37 µm	30	31,8	49,1

3.1.1.2. Amostragem

A amostra foi coletada na forma de polpa, na alimentação da flotação convencional na planta, e armazenada em tambores para a realização dos testes no laboratório.

3.1.1.3. Reagentes

Os reagentes utilizados foram fornecidos pela empresa e são: *tall oil*, soda cáustica, soda barrila e amido. A concentração de coletor utilizada variou conforme o ensaio, porém o amido manteve-se constante em 390 g/t.

Os parâmetros testados nesta etapa incluem a dosagem de coletor, velocidades do ar, alimentação e rejeito. A Tabela 2 mostra os níveis dos parâmetros testados.

Tabela 2. Níveis dos parâmetros testados.

Parâmetro	
Alimentação (cm/s)	1,5 - 1,8
Rejeito (cm/s)	1,3 - 1,6
Aeração (cm/s)	1,1 - 1,55
Concentração tall oil (g/t)	250 - 350
Concentração de sólidos (%)	18

3.1.2. Rejeito

O material utilizado nos estudos de flotação foi uma amostra de minério de fluorita, proveniente da, Cia. Nitroquímica localizada na 2ª Linha Torrens, no Município de Morro da Fumaça, ao Nordeste de Criciúma, Santa Catarina. A amostra foi coletada na saída da tubulação dos finos do rejeito da flotação, com aproximadamente 4% de sólidos, sendo, posteriormente, desaguada, elevando a concentração de sólidos para 15%. Esta fração é 90 % passante em 37 µm, com teor de fluorita de 29%.

Os reagentes utilizados, fornecidos pela empresa, são: *tall oil*, soda cáustica, soda barrila e amido. A concentração de coletor utilizada foi de 200 g/t e de amido 390 g/t.

3.1.3. Ensaio planta de beneficiamento

Para a realização destes testes, a coluna foi transportada até a unidade de beneficiamento da Mineração Nossa Senhora do Carmo, localizada no município de Morro da Fumaça-SC para a realização de testes de forma contínua, simulando uma unidade semi-piloto.

A empresa minera um depósito localizado no Paraná, cujos principais contaminantes são o carbonato e a sílica. O minério era lavrado, britado e transportado até a unidade de beneficiamento da empresa.

Dessa forma, o minério usado neste período foi o mesmo que alimentou a planta de beneficiamento da empresa, estando sujeito a todas as variações (concentração de reagentes, granulometria) aos quais a planta estava sujeita. A Tabela 3 mostra a análise granulométrica média da alimentação do circuito de flotação da Mineração Nossa Senhora do Carmo. O teor médio de CaF_2 foi de 35%.

Tabela 3. Análise granulométrica média da alimentação do circuito de flotação da Mineração Nossa Senhora do Carmo.

Fração (μm)	Retido (%)	Retido acumulado (%)
+74	37,76	37,76
-74 + 45	17,40	55,17
-45 + 37	5,86	61,03
-37	37,74	98,77

3.2 Procedimentos

Os testes foram realizados em uma coluna de 10 cm de diâmetro e altura de 3 metros, construída em PVC. Duas bombas pneumáticas controlavam as vazões da alimentação e do rejeito. A alimentação estava localizada a 1,1 metros do topo da coluna. Na Figura 3 é mostrado um diagrama esquemático do sistema. A polpa foi preparada com uma concentração de sólidos desejada para cada caso e condicionada em pH 10. Soda caustica e soda barila foram utilizados para ajustar o pH da polpa. Os reagentes foram, então, adicionados na seguinte ordem: amido (10

minutos de condicionamento) seguido do *tall oil* (condicionado por 5 minutos). A coluna foi preenchida com água em pH 10. Após que a polpa estava já pré-condicionada foi alimentada à coluna com vazões de alimentação, rejeito e ar pré-determinadas. Quando o processo atingiu o regime estacionário, amostrou-se concentrado e rejeito. Modificou-se a nova variável e, após 15 minutos foi realizada nova amostragem. As amostras foram pesadas, filtradas, secadas, separadas nas frações granulométricas pré-determinadas e analisadas em termos de fluorita e sílica.

Nos ensaios realizados na planta da empresa Mineração Nossa Senhora do Carmo, a metodologia utilizada foi a mesma. No caso do minério, foi feito uma saída na calha que alimentava o circuito de flotação, desviando uma parte da polpa já condicionada para um tanque com capacidade de 200 litros para possibilitar a alimentação da coluna com as vazões pré-estabelecidas.

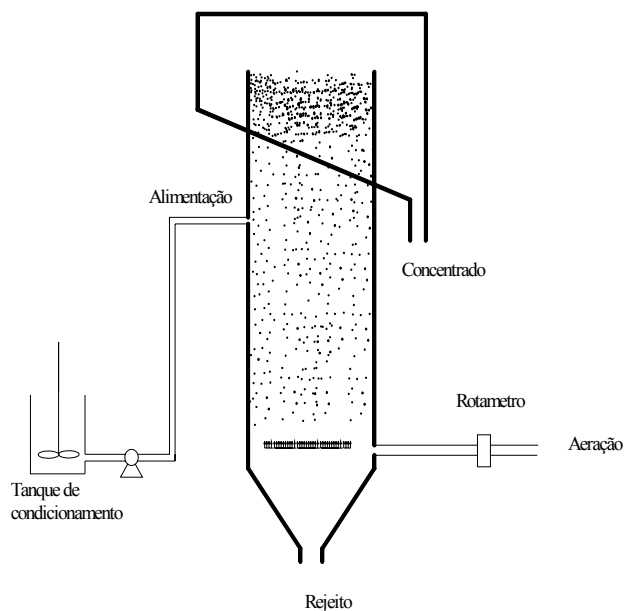


Figura 3. Diagrama esquemático do sistema de flotação em coluna utilizado neste estudo.

4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Os resultados estão distribuídos em três partes, classificados de acordo com o minério estudado:

- a. Flotação de um minério ROM
- b. Flotação da fração fina
- c. Ensaios realizados na planta de beneficiamento

4.1 Flotação do Minério ROM

A primeira parte deste trabalho será dedicada a análise das amostras de minério ROM, avaliando a influência da granulometria e de algumas variáveis na recuperação e teor do concentrado.

Dessa forma, na Figura 4 é mostrada a plotagem de vários pontos obtidos nos testes recuperação em função do tamanho de partícula. A velocidade do rejeito em todos os ensaios foi de 1,33 cm/s e a dosagem de *tall oil* foi de 350 g/t, mesma concentração usada pela empresa. Como pode ser observado, a recuperação abaixo de 37 μm e acima de 150 μm foram relativamente baixas nos ensaios. É interessante observar que, dependendo dos parâmetros, a recuperação na faixa considerada grossa chega a 90 %, com teores da mesma ordem, como é mostrado na Figura 5.

Com esperado, um incremento na aeração produz um aumento na recuperação, que passa de 87 % para 93 %, não havendo perdas significativas no teor, que se manteve constante ao redor de 88 %.

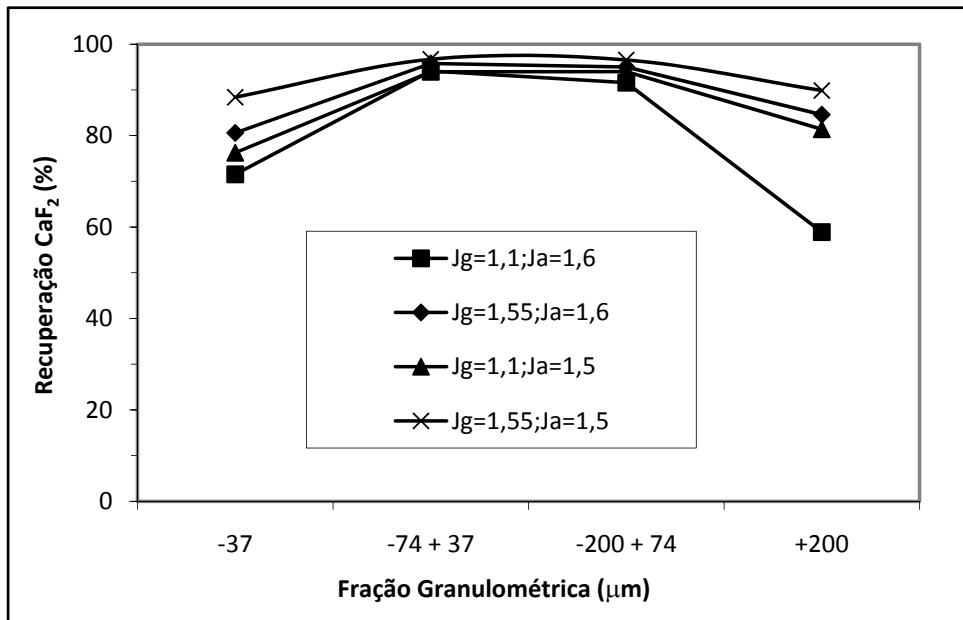


Figura 4. Recuperação versus fração granulométrica. Concentração tall oil: 350 g/t J_i : 1,33 cm/s

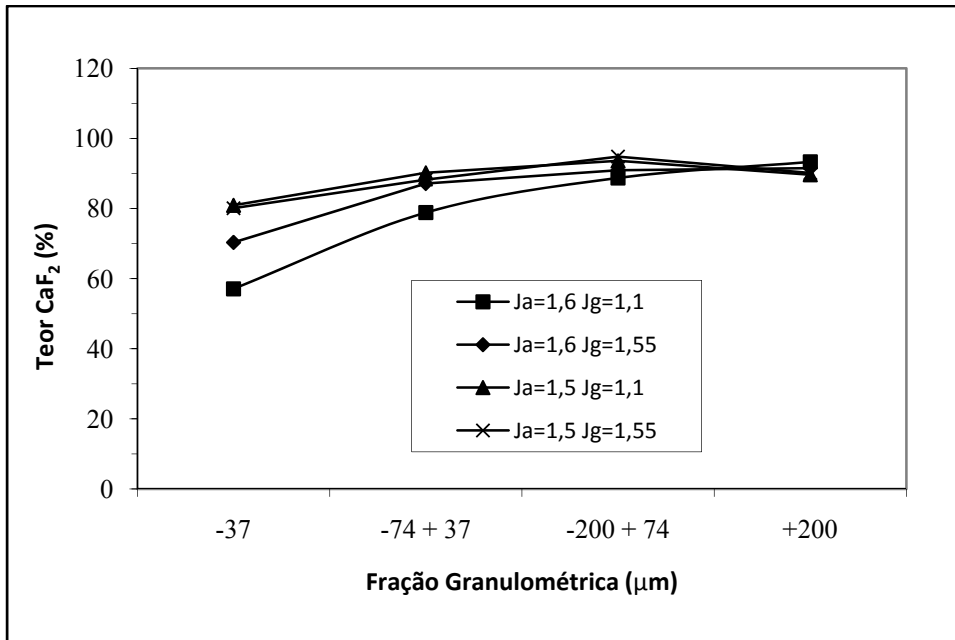


Figura 5. Teor versus fração granulométrica. Concentração tall oil: 350 g/t J_i : 1,33 cm/s

Nas frações extremas (+ 100 μm e - 37 μm), a recuperação sofreu uma queda significativa sendo que a condição que mais influenciou neste comportamento foi a vazão de ar. A vazão de ar está diretamente relacionada à quantidade de bolhas geradas, e, conseqüentemente, à área superficial disponível para carregar as partículas. Portanto, é normal o fato da recuperação aumentar até um certo ponto de vazão do ar, a partir do qual podem ocorrer efeitos adversos, principalmente devido à formação de bolhas com diâmetro maior e a conseqüente mudança de fluxo, passando para mistura perfeita, o que acarreta um aumento da turbulência do sistema, tendo um impacto significativo principalmente na fração fina. Por outro lado, a vazão de ar não teve um impacto significativo no teor da fração grossa. No caso do teor da fração fina, quanto menor a vazão do ar e maior velocidade de alimentação, menor o teor. Neste caso, a velocidade da alimentação tem um impacto negativo, arrastando partículas de ganga. Como pode ser observado na Figura 5, para as velocidades de alimentação menores, a velocidade de aeração não mostrou influência sobre o teor desta fração. Este fato é mostrado por Aliaga *et al.* (2009). Neste trabalho os autores estudaram a influência da velocidade do concentrado na recuperação e teor, mostrando a clara dependência entre o teor da fração fina e a velocidade de concentrado. Além disso, da mesma forma que uma velocidade de aeração maior tende a arrastar uma quantidade maior de partículas de ganga, devido à maior quantidade de água carregada pela espuma, essa água pode ser drenada na camada espuma, retornando à zona de coleção, carregando as partículas de ganga arrastadas, melhorando o teor do concentrado.

Além da aeração, a concentração do coletor pode ter uma influência significativa na recuperação das frações extremas. Dessa forma, na Figura 6, pode-se observar os resultados obtidos quando diminuimos a concentração de coletor. Neste caso, a recuperação das partículas grossas caiu drasticamente. Neste gráfico fica claro o fato das partículas finas, por possuírem uma superfície mais reativa além de ter uma superfície específica maior, tendem a adsorver a maior quantidade de coletor. Dessa forma, o coletor restante não é suficiente para hidrofobizar a superfície das partículas grossas, causando uma redução significativa na recuperação desta fração.

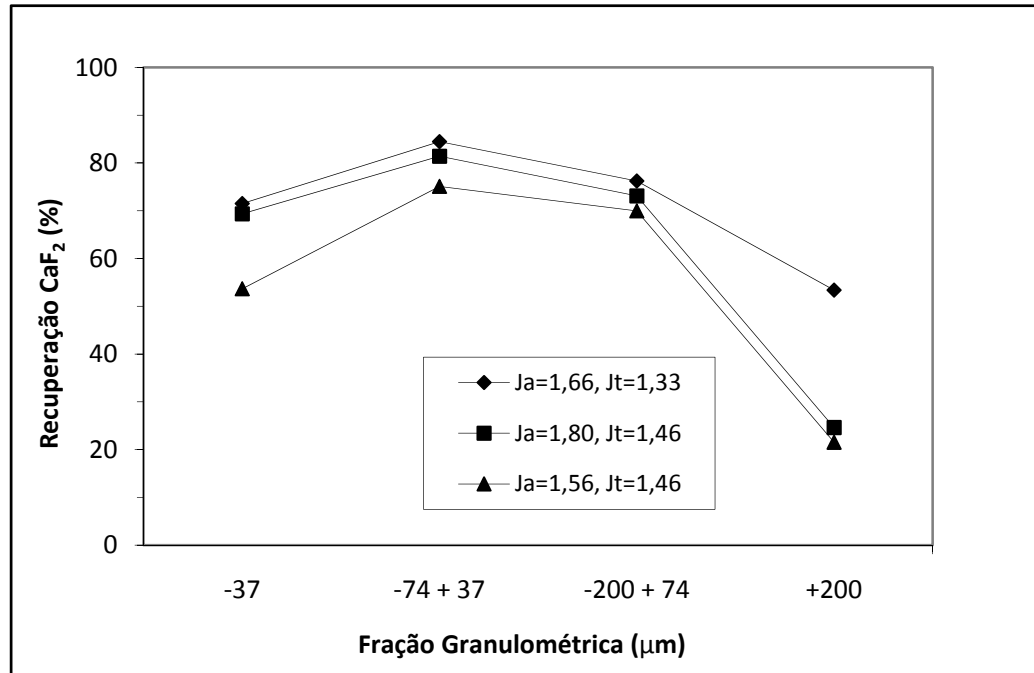


Figura 6. Fração granulométrica versus recuperação. J_g : 1,1 cm/s. Concentração de tall oil: 250 g/t

Na Figura 7 é mostrada a influência da velocidade da alimentação na recuperação de CaF_2 . Como pode ser observado nesta figura, para a fração grossa e intermediária, não houve uma queda significativa na recuperação. Por outro lado, a fração fina teve uma queda de aproximadamente 8 % na recuperação. Este fato está relacionado principalmente ao aumento da turbulência do sistema com o aumento da vazão de alimentação. Esse incremento na vazão provoca, também, uma redução no tempo de residência das partículas, diminuindo a probabilidade de flotação desta fração.

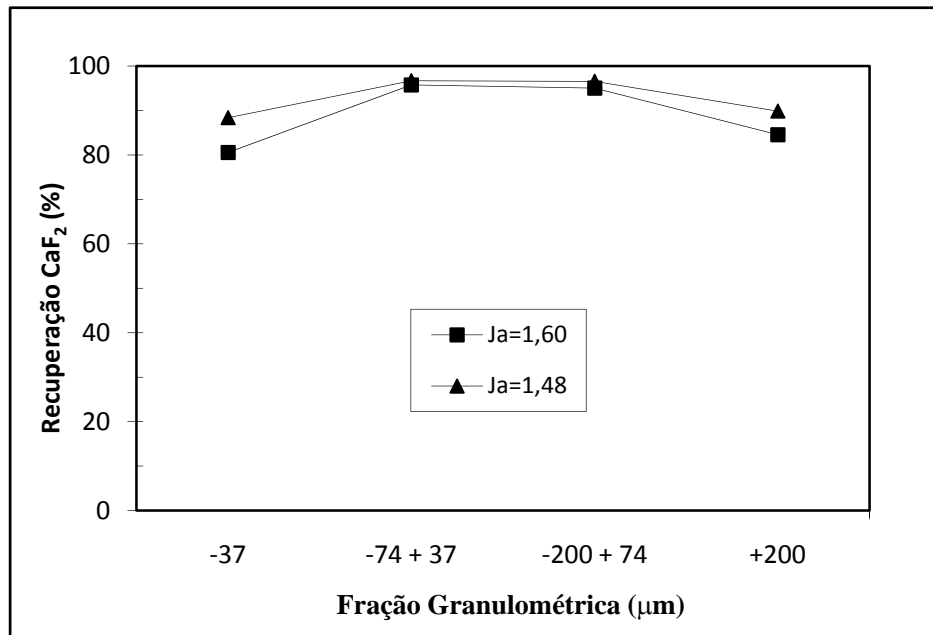


Figura 7. Influência da velocidade do concentrado na recuperação de CaF_2 . $J_g = 1,55 \text{ cm/s}$, $J_r = 1,33 \text{ cm/s}$.

Um dos principais parâmetros da operação da coluna de forma tradicional é a água de limpeza, que segundo os pesquisadores canadenses, é de fundamental importância no sistema de flotação. Por esse motivo, na Figura 8 e Figura 9 é mostrado um ponto interessante. É mostrado um comparativo entre as recuperações com e sem água de limpeza. Na Figura 8, nos ensaios realizados com água de limpeza, as recuperações quando adicionada a água de limpeza são maiores em todas as faixas granulométricas analisadas. Porém, conforme discutido acima, a velocidade do concentrado tem influência sobre os parâmetros metalúrgicos. Dessa forma, se igualando-se as velocidades do concentrado, diminuindo a velocidade do rejeito e mantendo o fluxo da alimentação, as recuperações praticamente se igualam, mantendo, ainda, o teor do concentrado elevado, com a vantagem de simplificar o processo. Esse efeito é mostrado na Figura 9. É importante salientar que a camada de espuma, no caso da operação da coluna sem adição de água de limpeza, corresponde à camada formada naturalmente, como ocorre na flotação convencional. Segundo Finch e Dobby (1991), o conteúdo de água na espuma, em condições de *bias* negativo, é alto, implicando em uma estrutura mais aberta. Esta estrutura facilita a drenagem

gravitacional das partículas de ganga arrastadas, o que explicaria a manutenção dos altos teores obtidos no concentrado. Em todos estes ensaios os fluxos de ar e da alimentação foram mantidos constantes em 1,1 cm/s e 1,58 cm/s, respectivamente.

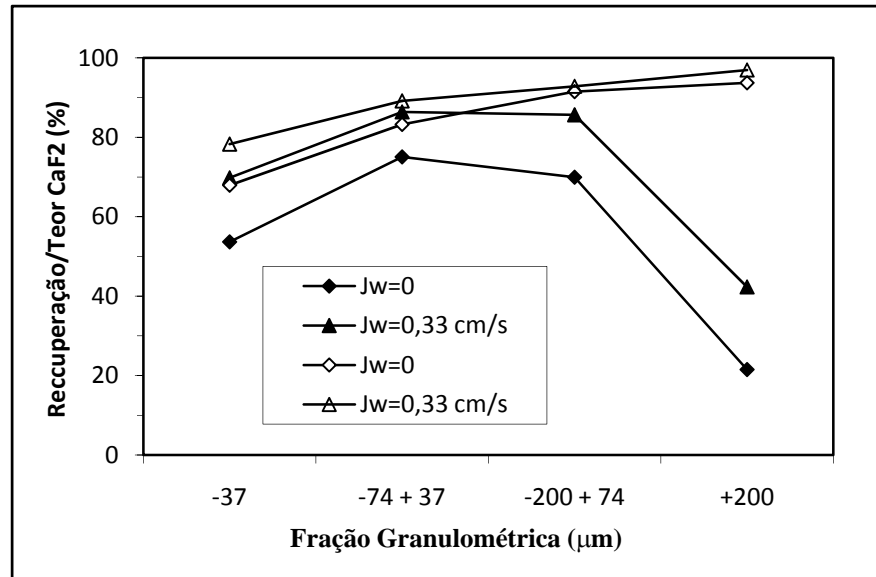


Figura 8. Comparação entre recuperações obtidas com e sem a adição de água de limpeza. Com água de limpeza : J_i : 1,59 cm/s, sem água limpeza: J_i : 1,46 cm/s. Símbolos abertos: teor, fechados: recuperação.

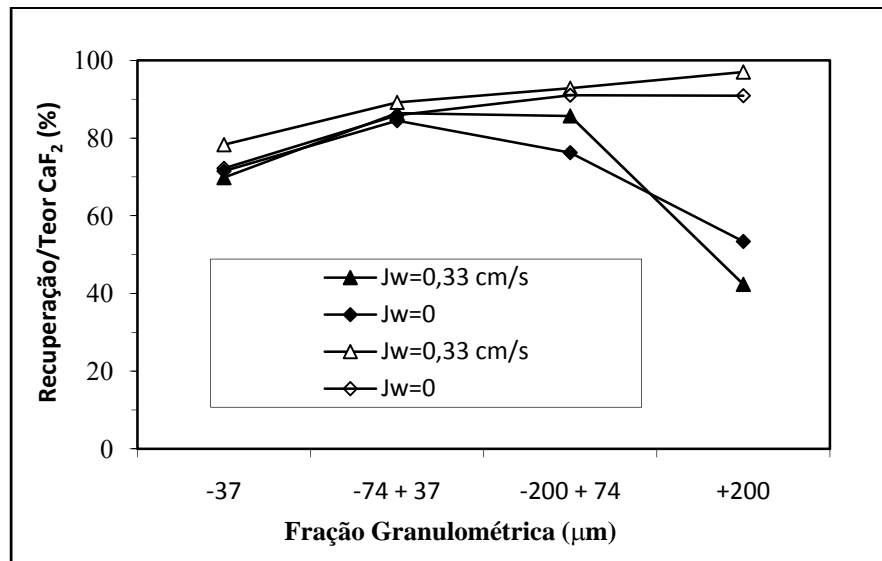


Figura 9. Comparação entre recuperação e teores obtidos com e sem a adição de água de limpeza. Sem água de limpeza: J_i : 1,33 cm/s, com água de limpeza: J_i : 1,59 cm/s. Símbolos abertos: teor, fechados: recuperação.

4.2. Flotação da Fração Fina

A recuperação de rejeitos tem atraído um interesse significativo na área de beneficiamento mineral, principalmente devido à ineficiência dos processos, neste caso específico, da flotação convencional.

Dessa forma, esta parte do estudo está dirigida à flotação da fração fina do rejeito da flotação convencional da Companhia Nitroquímica. Como esta fração é um rejeito, a técnica empregada para a recuperação do minério fino deve ser a mais barata possível. Neste caso, a flotação sem a adição de água de limpeza pode ser uma alternativa interessante, pois apresenta um baixo custo de investimento e operacional.

Assim sendo, a Figura 10 mostra os resultados da flotação em coluna analisando-se a influência da velocidade de alimentação na recuperação e teor. Como pode ser observado nessa figura, a recuperação se manteve aproximadamente constante no intervalo estudado, mesmo com uma velocidade de aeração maior. Finch e Dobby (1990) mostraram que quando a vazão da alimentação aumenta, o tempo de retenção diminui, aumentando a recuperação. Entretanto Goodall e O'Connor (1992) provaram que o oposto pode ser possível.

Por outro lado, o teor diminui com o aumento da velocidade de alimentação. Isso se deve principalmente devido ao arraste hidrodinâmico de partículas de ganga, em concordância com os resultados obtidos na flotação do minério ROM.

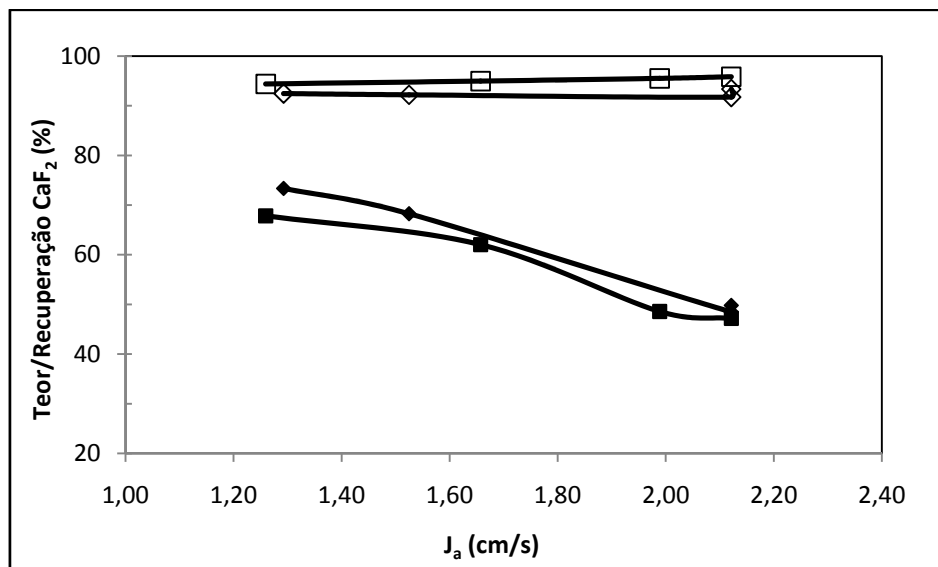


Figura 10. Recuperação e teor (%) de CaF_2 em função da velocidade de alimentação (J_a). (■ $J_g=1,55$; ◆ $J_g=0,66$; $J_i=1,21$ cm/s. ■ ◆ teor; ◇ □ recuperação)

Seguindo a mesma tendência dos resultados discutidos acima, na Figura 11 é mostrada a influência do *bias* (aqui considerado como sendo a diferença entre a velocidade de alimentação e do rejeito). Aumentando-se o *bias* não houve diferença significativa na recuperação, que se manteve acima de 90 %, porém houve uma queda significativa no teor. Esse fato mostra, mais uma vez, que a coluna operada com *bias* negativo é muito eficiente, mesmo para flotação de partículas finas. A importância deste resultado vai mais além, pois esta fração é descartada no rejeito, devido à ineficiência do processo de flotação convencional, empregado na empresa. Mais uma vez, isso mostra que, sob condições de *bias* negativo, a coluna mostra-se altamente eficiente em uma etapa *rougher*, ou, neste caso, *scavenger*.

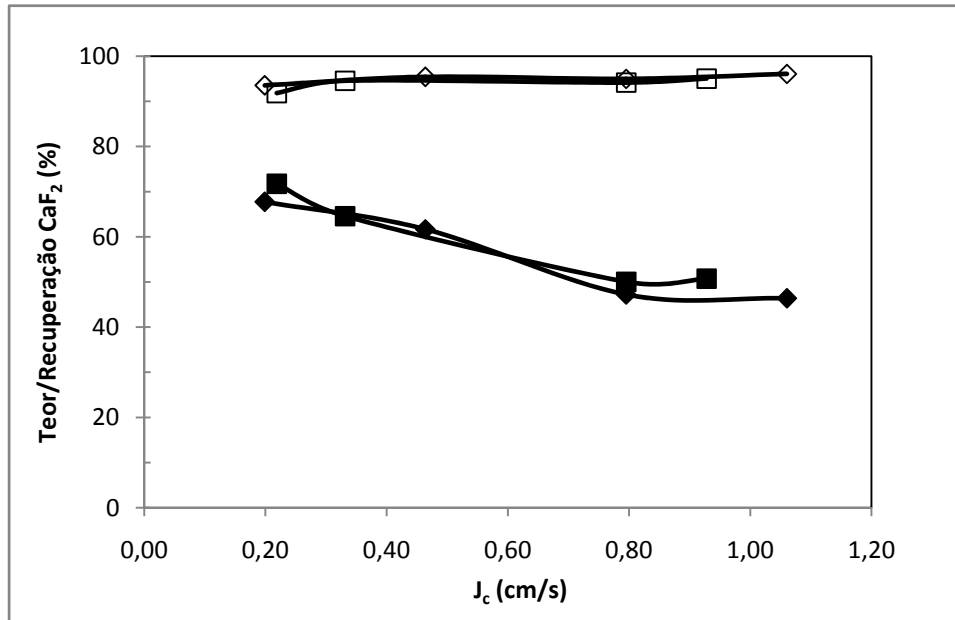


Figura 11. Recuperação e teor em função da velocidade de concentrado. (■ $J_g=1,1$; ♦ $J_g=2,21$; $J_a=1,3-2,2$; $J_r=1,19-1,22$; ■, ♦ teor; □, ◇ recuperação)

Na Figura 12, é mostrada a influência da velocidade de ar nos parâmetros metalúrgicos. É estabelecido na literatura que, conforme a velocidade do ar aumenta, a recuperação aumenta até um ponto máximo e, depois deste ponto, ela começa a diminuir (Finch e Dobby, 1990; Mavros *et al.*, 1993; Tao *et al.*, 2000b). Porém, como pode ser observado nesta figura, a recuperação se manteve constante, mesmo com velocidades de aeração e alimentação altas. Neste caso a velocidade de aeração teve uma influência significativa apenas sobre o teor. Esse fato pode ser explicado pelo arraste hidrodinâmico das partículas, uma vez que uma maior vazão de ar tende a arrastar uma quantidade de ganga maior, esse fato se torna mais crítico devido à granulometria fina da amostra. Além disso, diversos pesquisadores (Klassen e Mokrousov, 1963; Moys, 1988) estudando diferentes minerais, constataram que um aumento na velocidade de aeração resulta em uma espuma mais estável, com uma recuperação de água maior, reforçando a idéia do arraste de partículas de ganga. Deve-se levar em consideração, ainda, que neste estudo, onde a altura da camada de espuma não foi controlada, no intervalo de velocidades analisadas, a recuperação se

manteve aproximadamente constante (Figura 12). Além da diminuição do teor com o aumento da aeração, esta figura mostra também uma diminuição do teor em função da velocidade de alimentação, efeito já discutido.

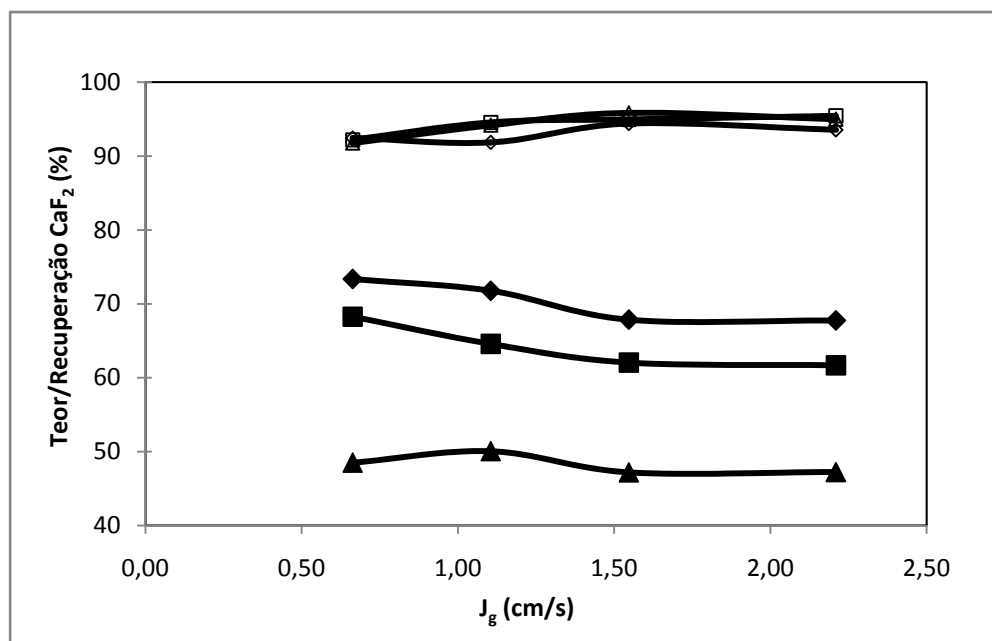


Figura 12. Recuperação e teor em função da velocidade de ar. (◊ $J_a=1,3$; ■ $J_a=1,6$; ▲ $J_a=2$; $J_i=1,2-1,3$; ◊
■ ▲ teor; ◻ ◊ recuperação)

É importante salientar, mais uma vez, que a camada de espuma, no caso da operação da coluna sem a adição de água de limpeza corresponde à camada natural, na mesma forma que ocorre na flotação convencional, não influenciando, dessa forma, a recuperação.

Além disso, deve ser notado que o melhor resultado em termos de teor (79 %) não foi ótimo devido ao arraste hidrodinâmico das partículas, uma vez que este minério é fino.

4.3 Ensaios Realizados na Planta de Beneficiamento

Foram realizados alguns ensaios na planta de beneficiamento da Mineração Nossa Senhora do Carmo. Estes testes tiveram por objetivo testar a coluna operada sem a adição de água de limpeza nas mesmas condições da planta de flotação convencional.

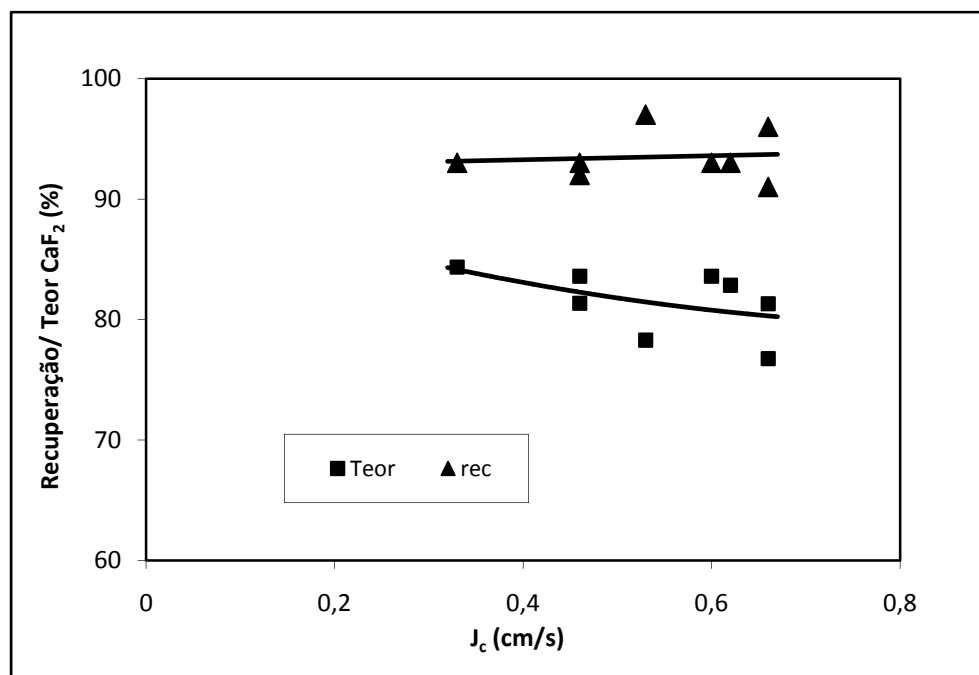


Figura 13. Influência da velocidade do concentrado na recuperação e teor.

Com o objetivo de testar o efeito do *bias*, a vazão do rejeito foi mantida constante ao passo que a alimentação variou. A Figura 13 mostra os valores de recuperação e teor em função da velocidade do concentrado. Como pode ser observado a recuperação não variou com o aumento do *bias* ao passo que o teor sofreu uma queda, muito provavelmente devido ao arraste hidrodinâmico das partículas finas de ganga. Este resultado, é de certa forma divergente ao resultado obtido por Aliaga *et al.* (2007). Porém, é importante salientar que no estudo citado, os autores mantiveram a vazão de alimentação constante variando a vazão do rejeito. Neste mesmo

estudo, os autores mostram que a vazão do rejeito tem um impacto significativo na recuperação, o que explicaria essa diferença.

Normalmente, na flotação em coluna tradicional, a recuperação cai com o aumento da concentração de sólidos (Pérez-Garibay *et al.*, 2002, Uribe-Salas *et al.*, 2003). Isto pode ser explicado pelo fato de que, em concentrações de sólidos muito altas os agregados bolha-partícula atingem densidades próximas à da água, sendo que, em muitos casos, esses agregados acabam se reportando ao rejeito. Por esta razão, alguns autores (Pérez-Garibay *et al.*, 2002) recomendam o uso de colunas curtas para a flotação dos grossos e o uso de colunas longas para a flotação da fração fina.

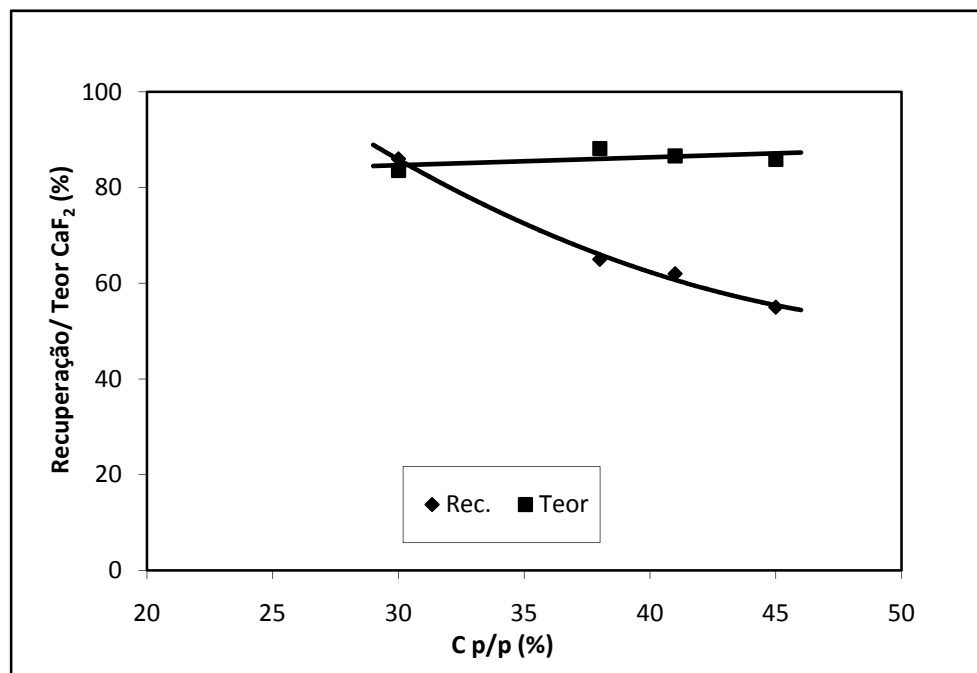


Figura 14. Recuperação e teor. J_r : 1,66, J_a : 2,3 cm/s.

Na Figura 14 é mostrada a influência da concentração de sólidos na recuperação e teor. Como pode ser observado nesta figura, o teor se manteve constante, ao passo que a recuperação caiu drasticamente para concentrações de sólidos elevadas. Este fato está de acordo com diversos

pesquisadores, e segue a tendência esperada, uma vez que, com concentrações de sólidos elevadas, as bolhas ficam muito carregadas, fazendo com que o agregado bolha-partícula tenha densidade maior que a água.

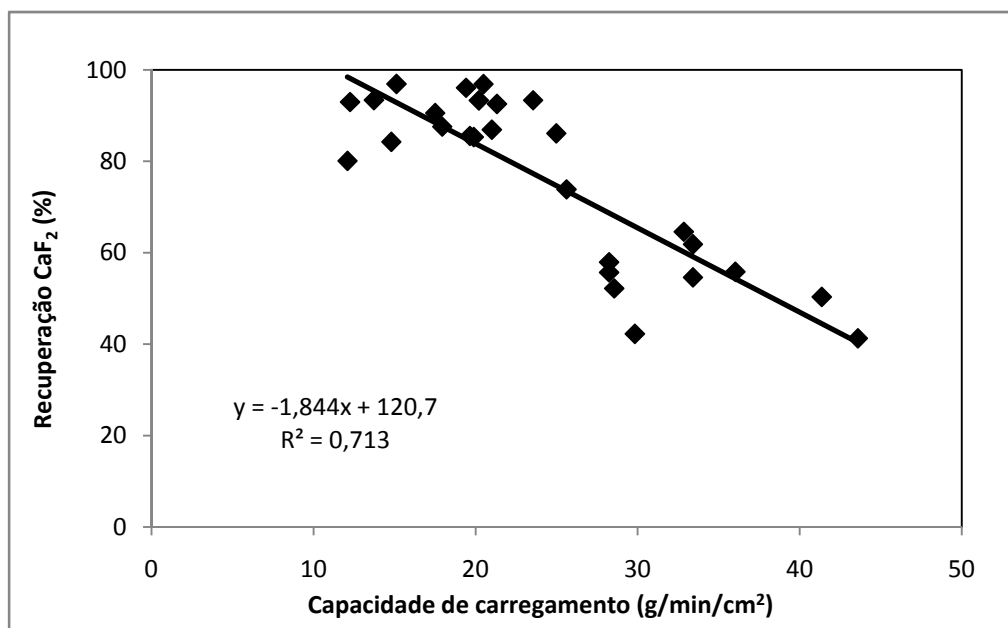


Figura 15. Recuperação de CaF₂ em função de $g \cdot \text{min}^{-1} \cdot \text{cm}^{-2}$. $J_g: 1,1 \text{ cm/s}$.

Recentemente, Garibay *et al.* (2003), publicou um trabalho sobre flotação em coluna estudando o efeito da concentração de sílica na altura da zona de coleção. Neste trabalho os autores mostram que a recuperação cai drasticamente quando a altura da zona de coleção era de 1,51 m e concentração de sólidos de 25 %. Para polpas com concentração de sólidos menores, a recuperação sempre foi maior que 90 %. Sob essas condições, aparentemente parece que a capacidade máxima é ao redor de 10 g/min/cm².

Comparando-se o resultado obtido neste estudo, a Figura 15 mostra a recuperação de fluorita em função de g/min/cm². Como pode ser observado, os resultados para a recuperação máxima situam-se ao redor de 10 g/min/cm², com uma correlação ótima, levando-se em consideração que estes dados estão sujeitos a todas as variações de uma planta de beneficiamento

industrial. Este valor é muito similar aos resultados reportados por Finh e Dobby (1991) para colunas de diâmetro pequeno. Fica claro, que a flotação de minerais, ao menos os minerais industriais, pode ter sucesso sem o uso da água de limpeza, sendo utilizadas na etapa *rougher*.

A Figura 16 mostra a influência da velocidade da aeração sobre a capacidade de carregamento da coluna. A diferença destes testes para os testes mostrados na Figura 15 é a velocidade de ar que variou de 1,1 cm/s para 1,55 cm/s. Como pode ser observado nesta figura (Figura 16), extrapolando-se a reta para 100 % de recuperação, no caso da Figura 15 a capacidade de carregamento é de 11,5 g/min/cm², ao passo que na Figura 16, chegamos a aproximadamente 8,85 g/min/cm². Este fato pode ser facilmente explicado, uma vez que vazões de ar maiores, até um certo limite, geram mais bolhas, e, portanto, aumentam a probabilidade de flotação das partículas, especialmente da fração grossa. Por outro lado, grandes vazões de aeração podem provocar muita turbulência no sistema, mudando o regime de fluxo e aumentando o diâmetro das bolhas, provocando uma baixa na capacidade de carregamento da coluna. Além disso é importante salientar que a correlação destes dados não é muito alta, principalmente devido às variações da planta de beneficiamento.

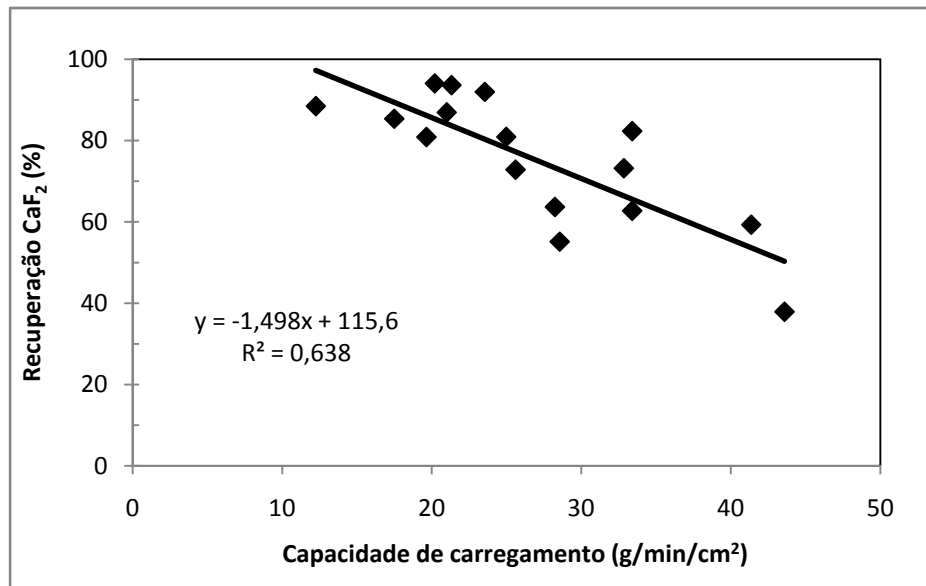


Figura 16. Recuperação de CaF₂ em função de g*min⁻¹*cm⁻². J_g: 1,55 cm/s.

Seguindo a mesma tendência, a Figura 17 mostra a capacidade de carregamento da coluna operada com a adição de água de limpeza (símbolos abertos) e sem a adição da água de limpeza. Como pode ser notado claramente nesta figura, a adição da água de limpeza diminuiu drasticamente a capacidade de carregamento da coluna passando de aproximadamente $10 \text{ g} \cdot \text{min}^{-1} \cdot \text{cm}^{-2}$ para valores menores que $4 \text{ g} \cdot \text{min}^{-1} \cdot \text{cm}^{-2}$ sem a adição de água de limpeza.

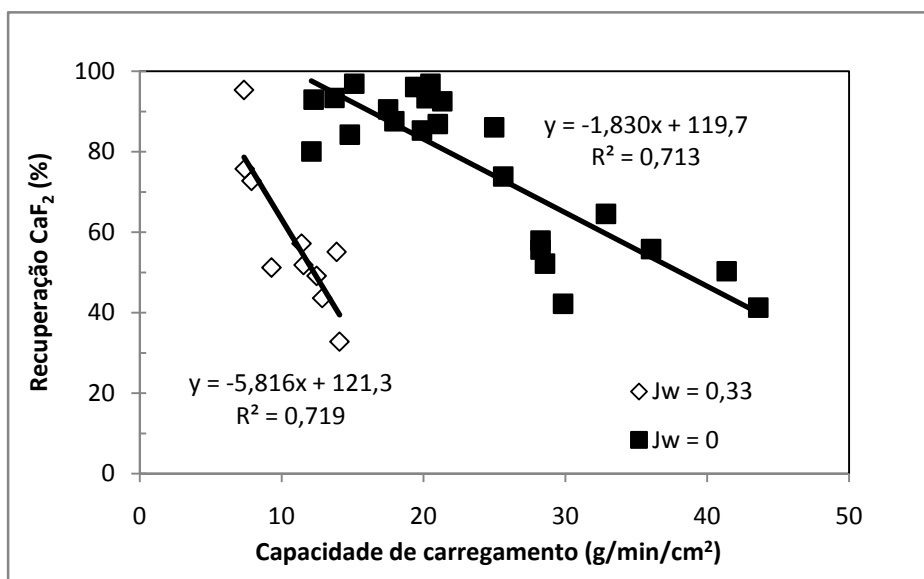


Figura 17. Influência da água de limpeza na recuperação e capacidade de carregamento da coluna.

Na Figura 18 é mostrada a influência da capacidade de carregamento e da adição da água de limpeza sobre o teor de CaF₂. Nesta figura observa-se um aumento do teor com o aumento do “carregamento” da coluna.

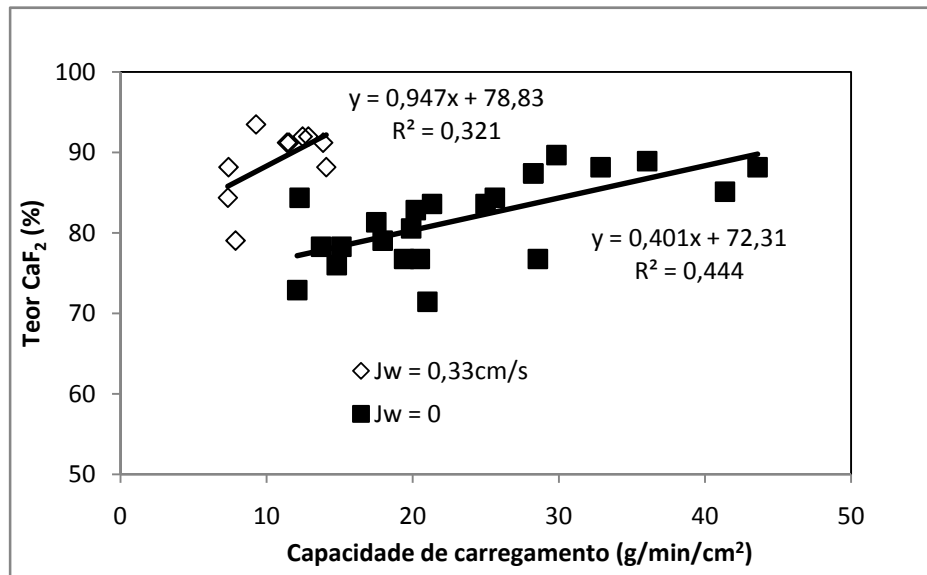


Figura 18. Influência da água de limpeza no teor de CaF₂.

Na Figura 19 é mostrada a relação entre a capacidade de carregamento da coluna e a capacidade de carregamento das bolhas. Como pode ser observado, com o aumento do “carregamento” da coluna, o carregamento das bolhas aumenta até o limite de $12 \text{ g} \cdot \text{min}^{-1} \cdot \text{cm}^{-2}$, a partir do qual começa a cair. Esse valor é muito próximo aos valores reportados por outros pesquisadores (Finch e Dobby, 1990). Porém, ao atingir este valor, a capacidade de carregamento das bolhas começa a cair. Ao atingirem essa capacidade de carregamento crítica, os agregados bolha-partícula atingem densidades superiores à da água, sendo reportadas ao rejeito, provocando esta queda na capacidade de carregamento. Este fato está em concordância com a capacidade máxima de carregamento obtida neste estudo.

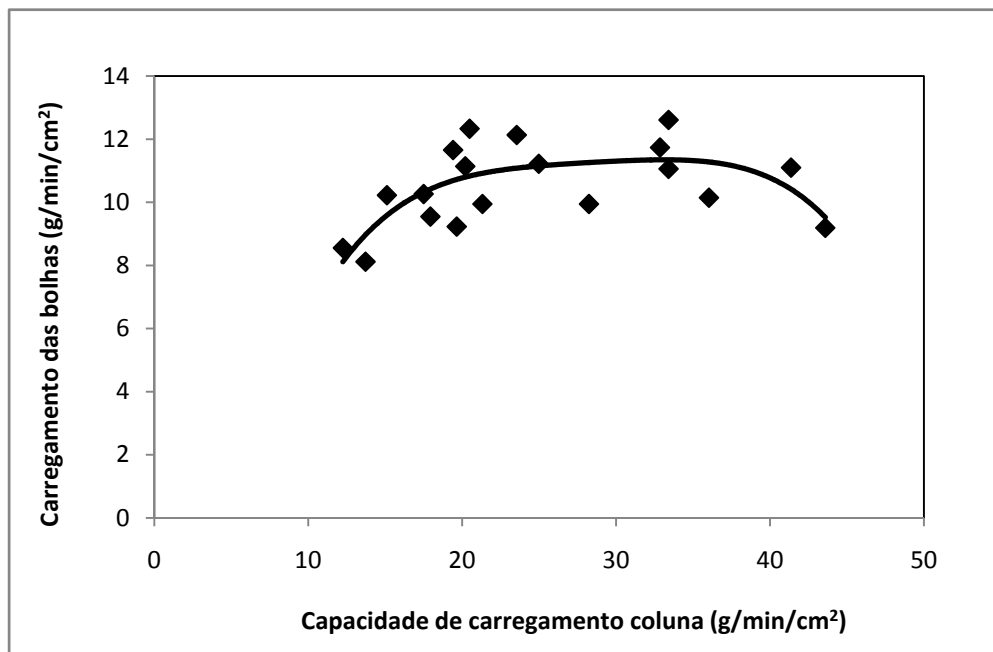


Figura 19. Relação entre a capacidade de carregamento da coluna e a capacidade de carregamento das bolhas.

Além de testar a eficiência da coluna na etapa *rougher*, foram realizados alguns testes simulando a etapa *cleaner*. Dessa forma, realizou-se um ensaio *rougher*, onde o concentrado foi armazenado em dois tambores com capacidade de 200 litros cada. Após, o concentrado foi transferido para o tanque de condicionamento que alimentava a coluna e realizaram-se alguns testes para comparar-se o desempenho da coluna operada com e sem a adição de água de limpeza em uma etapa *cleaner*.

A Figura 20 mostra a influência da velocidade da água de limpeza no teor de CaF_2 . Como pode ser observado, a adição de água de limpeza mostrou apenas uma influência marginal no teor. O mesmo comportamento pode ser observado na Figura 21, onde é mostrado a influência da água de limpeza no teor dos contaminantes no concentrado. Esse fato mostra que, mesmo sem a adição de água de limpeza, a coluna pode ser utilizada com sucesso em etapas *cleaner*.

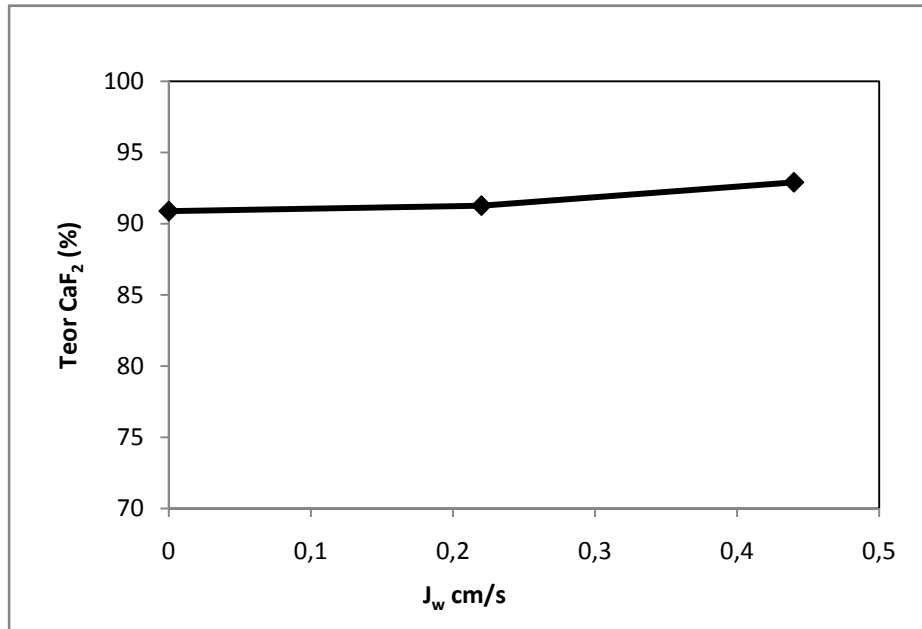


Figura 20. Influência da água de limpeza no teor de CaF_2 .

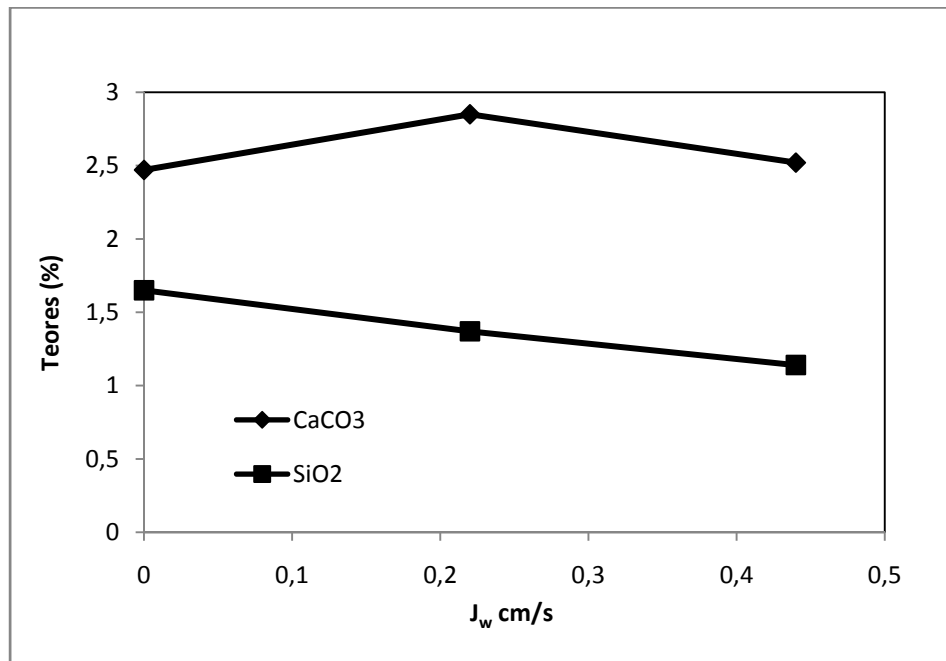


Figura 21. Influência da água de limpeza no teor de ganga.

5. CONCLUSÕES

a. Minério ROM

- ✓ A recuperação das frações extremas (+200 μm e - 37 μm) foram relativamente baixas nos ensaios. Porém, dependendo dos parâmetros, a recuperação na faixa considerada grossa chega a 90 %, com teores da mesma ordem.
- ✓ Neste caso a velocidade de aeração teve um impacto significativo nos parâmetros metalúrgicos. A recuperação aumentou de 87% para 93%, não havendo perdas significativas no teor, que se manteve constante ao redor de 88%.
- ✓ Nas frações extremas (+ 100 μm e - 37 μm), a recuperação mostrou uma queda significativa sendo que a condição que mais influenciou neste comportamento foi a vazão de ar.
- ✓ Diminuindo-se a concentração do coletor, a recuperação das partículas grossas caiu drasticamente.
- ✓ Sob as mesmas vazões de concentrado, a adição da água de limpeza não mostrou diferença significativa na recuperação e teor do concentrado, se comparada com os ensaios sem a adição de água de limpeza.

b. Fração Fina

- ✓ Neste caso, a velocidade do concentrado não teve influência significativa na recuperação, porém o teor sofreu uma queda significativa.
- ✓ Na fração fina, a velocidade de aeração, no intervalo pesquisado, não mostrou uma influência significativa na recuperação, apenas sobre o teor. Neste caso, o arraste hidrodinâmico das partículas pode ter um efeito negativo, uma vez que uma maior vazão de ar tende a arrastar uma quantidade de ganga maior. Esse fato se torna mais crítico devido à granulometria fina da amostra.
- ✓ Além disso, neste estudo, onde a altura da camada de espuma não foi controlada, no intervalo de velocidades analisadas, a recuperação se manteve aproximadamente constante.

- ✓ Deve ser notado que o melhor resultado em termos de teor (79%) não foi ótimo devido ao arraste hidrodinâmico das partículas, uma vez que este minério é fino.
- ✓ A coluna de flotação mostrou-se muito eficiente na flotação da fração fina de fluorita, que atualmente é descartada pelo processo atual da empresa, mostrando que, mesmo operada em condições de *bias* negativo, podemos obter altas recuperações, com teores relativamente elevados, ainda mais se comparados com a flotação convencional.

c. Ensaaios semi-piloto

- ✓ A recuperação não foi influenciada pela velocidade do concentrado ao passo que o teor sofreu uma queda, muito provavelmente devido ao arraste hidrodinâmico das partículas finas de ganga.
- ✓ A concentração de sólidos, como esperado, afetou negativamente a recuperação, porém não mostrou um efeito significativo sobre o teor, que se manteve em níveis elevados.
- ✓ A capacidade de carregamento da coluna, operada nestas condições, variou entre e 8,85 e 11,5 g/min/cm², devido á velocidade de aeração.
- ✓ A adição da água de limpeza limitou drasticamente a capacidade de carregamento da coluna, que caiu para menos de 4 g*min⁻¹*cm⁻².
- ✓ Simulando-se a operação da coluna na etapa *cleaner*, a adição da água de limpeza mostrou um desempenho marginal, sem um incremento significativo no teor de CaF₂.

d. Observações gerais

- ✓ A coluna operada sem adição de água de limpeza torna a operação mais simples porque poderia ser evitado o sistema de controle complexo e muito caro que precisam os sistemas convencionais.
- ✓ Pelos resultados preliminares obtidos neste estudo, a coluna mostrou-se eficiente como etapa *rougher*.

- ✓ De uma forma geral, o desempenho da coluna segue a tendência esperada e obtida em estudos anteriores: recuperação alta com teores dependentes das condições de operação, principalmente da alimentação e do *bias*.
- ✓ Essa forma de operar a coluna traz ainda, como vantagem, o fato de exigir um custo de investimento muito menor, pois toda a instrumentação necessária para operar a coluna da forma como foi originalmente proposta, não é necessária, visto que, mesmo sem adição de água de limpeza e sem um controle rígido da camada de espuma, foi possível obter recuperações altas, sempre acima de 90%, com teores elevados para uma etapa *rougher*.

6. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALIAGA, W., SAMPAIO, C. H., BRUM, I. A. S., FERREIRA, K. R. S., BATISTELLA. M. A. Flotation of high-grade fluorite in a short column under negative *bias* regime. *Minerals Engineering*, Volume 19, Issue 13, 2006, p. 1393-1396

ALIAGA, W., SAMPAIO, C. H., BRUM, I. A. S., FERREIRA, K. R. S., BATISTELLA. M. A. Column flotation of high grade fluorite without wash water addition. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy (Trans. Inst. Min Metall. C)* 2007 v.116 n° 4. p. 251-256.

ALIAGA, W., SAMPAIO, C. H., BATISTELLA, M. A., PEREIRA, T. J. Flotation of CaF₂ in columns operated as conventional flotation cells. 2009. Enviado para publicação.

AQUINO, J. A., de, OLIVEIRA, M. L. M., FERNANDES, M. D. Flotação em coluna. IN: LUZ, A. B. , SAMPAIO, J. A., ALMEIDA, S. L. M. Tratamento de Minérios, 4 a ed, Rio de Janeiro, CETEM, 459-494, 2004.

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, n.1, 2001. p.1-12.

BERGH, L. G. & YIANATOS, J. B. Control alternatives for flotation columns. *Minerals Engineering*, Volume 6, Issue 6, 1993, p. 631-642.

BRUM, I. A. S. Concentração de partículas minerais grossas de fluorita em coluna de flotação. Porto Alegre, 2004. 119p. Tese (Doutorado em Engenharia)-Escola de Engenharia, PPGEM/UFRGS.

DOBBY, G. S., FINCH, J. A. Mixing Characteristics of industrial flotation columns. *Chemical Engineering Science*, v. 40, Issue 7, 1985, p. 1061-1068.

FALATSU, M. DOBBY, G. S. Direct measurement of froth drop back and collection zone recovery in a laboratory flotaion column. *Minerals Engineering*, 2, 1989. P. 377-386.

FINCH, J.A., DOBBY, G.S. Column flotation, Pergamon Press, 1ª Ed., 1990.

FINCH, J. A.; DOBBY, G. S. Column Flotation: A selected review. Part I. International Journal of Mineral Processing, Volume 33, Issues 1-4, 1991, p. 343-354

GARIBAY, R. P., GALLEGOS, P. M., SALAS, A. U., ALONSO, F. N. Effect of collection zone height and operating variables of overload flotation columns. Minerals Engineering, v. 15, Issue 5, 2002, p. 325-331

GARIBAY, R. P., GALLEGOS, P. M., SALAS, A. U., NAVA, A. Effect of zone height and operating variables on recovery of overload flotation columns. Minerals Engineering, 15, 2002, p. 325-331

GAUDIN, A.M.; GROH, J.O.; HENDERSON, H.B. Effect of particle size on flotation. American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, v.414, 1931, p.3-23.

GOODALL, C. M., O'CONNOR, C. T. Residence time distribution studies in a flotation column. Part 2: the relationship between solids residence time distribution and metallurgical performance. International Journal of Mineral Processing, Volume 36, Issues 3-4, 1992, p. 219-228

KLASSEN, V.I., MOKROUSOV, V.A. An Introduction to the Theory of Flotation. Butterworth, London. 1963

MAVROS, P., KYDROS, K.A., MATIS, K. A., PAPADOYANNIS, I. N. Selective separation of arsenopyrite from an auriferous pyrite concentrate by sulphonate flotation International Journal of Mineral Processing, Volume 38, Issues 1-2, 1993, p. 141-151.

MME/DNPM. Perfil Analítico da Fluorita. Rio de Janeiro, 1998. Disponível em: http://www.dnpm.gov.br/mostra_arquivo.asp?IDBancoArquivoArquivo=347. Acesso em 03 de agosto de 2009

MORET, A., RUBIO, J. Sulphate and molybdate ions uptake by chitin-based shrimp shells. Minerals Engineering, Volume 16, Issue 8, 2003, p. 715-722

MOYS, M. H., FINCH, J. A. Developments in the control of flotation columns. International Journal of Mineral Processing, V 23, Issues 3-4, 1988, p. 265-278

ÖTEYAKA, B., SOTO, H. Modelling of negative *bias* column for coarse particles flotation. Minerals Engineering, Volume 8, Issues 1-2, 1995, p. 91-100

PERSECHINI, M.A.M.; JOTA F.G.; OLIVEIRA, M.L.M. e PERES, A.E.C. Instrumentação de uma coluna de flotação piloto para desenvolvimento de técnicas de controle avançadas. Rio de Janeiro CETEM/MCT, 2001. 42 p (Série Tecnologia Mineral 80).

RUBINSTEIN, J.B. Column Flotation, Processes, Design and Practices. Gordon and Breach Science Publishers. 1995

SAMPAIO, C. H., ALIAGA, W., PEREIRA, T. J., BATISTELLA, M. A. Flotação de Fluorita em Coluna sem Água de Limpeza. In: XXII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, VII Meeting of the Southern Hemisphere on Mineral Technology, 2007, Ouro Preto/MG. XXII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 2007. v. I. 351-358.

SIVAMOHAN, R. The problem of recovering very fine particles in mineral processing - A review. International Journal of Mineral Processing, Volume 28, Issues 3-4, 1990, p. 247-288

TAO, D., LUTRELL, G. H., YOON, R. -H. An experimental investigation on column flotation circuit configuration. International Journal of Mineral Processing, Volume 60, Issue 1, 2000a, p. 37-56

TAO, D., LUTRELL, G. H., YOON, R. -H. A parametric study of froth stability and its effect on column flotation of fine particles. International Journal of Mineral Processing, Volume 59, Issue 1, 2000b, p. 25-43

TRAHAR, W.J.; WARREN, L.J. The flotability of very fine particles - A review. International Journal of Mineral Processing, v. 3, n. 2, 1976 p. 103-131.

TRAHAR, W.J. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. International Journal of Mineral Processing, v. 8, n. 4, 1981. p. 289-327.

URIBE-SALAS, A., GOMEZ, C. O., FINCH, J. A. A conductivity technique for gas and solids holdup determination in three-phase reactors. *Chemical Engineering Science*, Volume 49, Issue 1, 1994, p. 1-10

URIBE-SALAS, A., LIRA-GÓMEZ, P., PÉREZ-GARIBAY, R. NAVA-AFONSO, F. MAGALLANES-HERNÁNDEZ, L., LARA-VALENZUELA, C. Overloading of gas bubbles in column flotation of coarse particles and effect upon recovery. *International Journal of Mineral Processing*, 71, 2003, p. 167-178

URIBE-SALAS, A., GARIBAY, R. P., ALONSO, F. N. Operating parameters that affect the carrying capacity of column flotation of a zinc sulfide mineral. *Minerals Engineering*, 20, 2007, p. 710-714.

VAN DEVENTER, J. S. J., FENG, D., BURGER, A. J. Transport phenomena at the pulp-froth interface in a flotation column: I. Recovery Profiles. *International Journal of Mineral Processing*, 74, 2004. p. 201-215.

WELLENKAMP, F.J. Moagens fina e ultrafina de minerais industriais: uma revisão. Rio de Janeiro, CETEM/MCT 1999. (Série Tecnologia Mineral 75).

YUEHUA, H.; QUI, G.; MILLER J.D. Hydrodynamics interactions between particles in aggregation and flotation. *International Journal of Mineral Processing*, v. 70, n. 1-4, 2003, p. 157-170.

ZHANG, Y., SONG S. Beneficiation of fluorite by flotation in a new chemical scheme. *Minerals Engineering*, Volume 16, Issue 7, 2003, p. 597-600

ANEXO 1

a. Probabilidade de indução.

Para que ocorra colisão, a partícula em movimento descendente deve encontrar uma bolha de ar ascendente. Logo, a probabilidade P_i é uma função do número de bolhas e pode ser estimada a partir de considerações físicas básicas, como a de que as bolhas de ar são distribuídas uniformemente na zona de coleção da coluna e que a distância média que separa estas bolhas é igual a ΔH mm. De acordo com a definição de *hold up* (ε_g) (relação entre o volume total da coluna e o ocupado pelas bolhas de ar) tem-se:

$$\Delta H = d_b * \sqrt{\frac{\pi}{6 * \varepsilon_g}} \quad (5)$$

Considerando uma seção transversal da coluna, conforme apresentado na Figura 22, de altura igual a ΔH , a probabilidade que uma partícula, que cai através desta seção, seja interceptada por uma bolha é dada por:

$$P_i = 1,209 * \sqrt[3]{\varepsilon_g^2} \quad (6)$$

A equação 6 indica que P_i é uma função exclusiva do ε_g . Portanto, P_i é independente do tamanho de bolha e do diâmetro da coluna.

b. Probabilidade de colisão.

Depois que uma partícula intercepta uma bolha, é necessário que a intersecção resulte em uma colisão, ou seja, que a partícula alcance a superfície da bolha. Diversos autores têm apresentado modelos visando a determinar a probabilidade de colisão, normalmente como uma função do tamanho de partícula e bolha. De uma forma geral, todos os modelos concordam quanto ao aumento da probabilidade de colisão entre partículas grandes e bolhas relativamente

pequenas. Jiang e Holtham (1986) reportam o modelo descrito na equação 7, onde d_p é o diâmetro da partícula e d_b o diâmetro da bolha.

$$P_c = 6 * \left(\frac{d_b * 0,3}{0,58} \right) * \left(\frac{d_p}{d_b} \right)^2 \quad (7)$$

Analisando esta equação, é possível perceber que para os tamanhos de bolhas geralmente encontrados em colunas de flotação, a probabilidade de colisão de partículas grandes é alta. Por exemplo: para uma bolha de 1,0 mm a probabilidade de colisão com partículas na faixa de 0,27 mm, é de 100%.

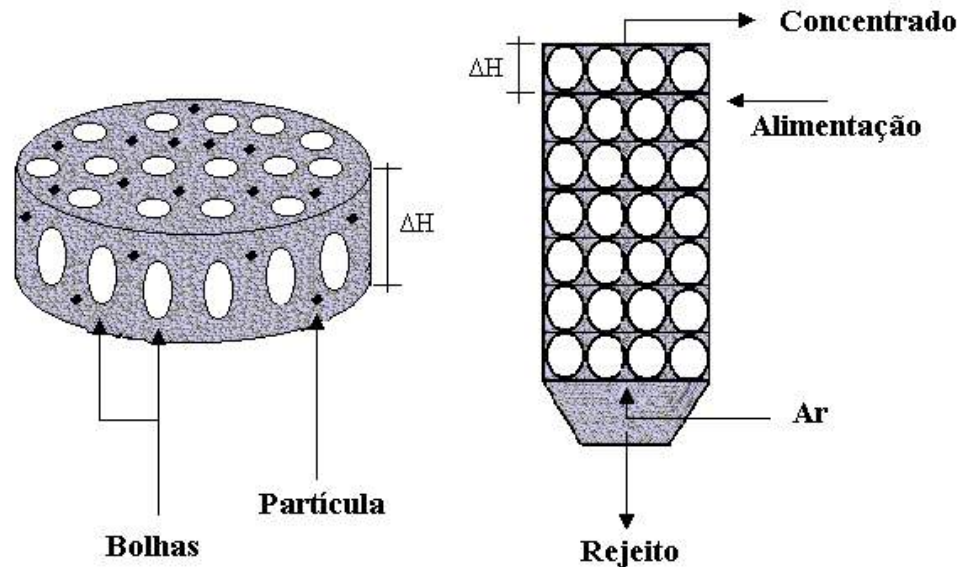


Figura 22. Diagrama de elemento de coluna e distância média entre bolhas (Öteyaka e Soto, 1995).

c. Probabilidade de formar agregados estáveis.

Independente da fração granulométrica que se deseje concentrar, é necessário considerar a probabilidade de que o agregado bolha/partícula resulte em uma unidade estável. A ruptura dos agregados obedece a vários componentes como forças de tensão, inércia, gravidade, eletrostáticas, de cisalhamento (devido à turbulência), entre outras. No caso de células

convencionais de flotação (mecânicas), onde existe um ambiente de alta turbulência, este efeito pode ser um limitante para a flotação de partículas grossas. Embora em colunas de flotação o efeito seja menos drástico, o modelo considera a probabilidade que uma partícula unida a uma bolha possa desprender-se devido a forças inerciais. O modelo considera que o desprendimento ocorre quando as forças de ruptura (mecânicas) são maiores do que as forças de atração (interfaciais).

A força de atração entre partículas e bolhas é dada por:

$$F_a = 2 * \pi * r_o * \sigma * \text{sen}\theta \quad (8)$$

onde:

$$r_o = \frac{\text{sen}^2\theta}{\sqrt{\left(\frac{d_p}{d_b} + \cos^2\theta\right)^2 + \text{sen}^2\theta}} \quad (9)$$

A equação 10 indica que a probabilidade de uma união estável bolha/partícula depende do ângulo de contato (diretamente relacionado ao grau de hidrofobicidade da partícula). Na ausência de turbulência (baixas velocidade do fluxo de ar e pequenas bolhas) a principal força de ruptura é a inércia da partícula durante a colisão. Esta força é dada por:

$$F_d = m * a = \left[\frac{1}{6} * (\pi * d_p^3 * \rho_p) \right] * \frac{\Delta v}{\Delta t} \quad (10)$$

onde Δt é o tempo de colisão e Δv é a diferença de velocidades das partículas antes e depois da colisão (a velocidade terminal da partícula menos a velocidade de ascensão da bolha carregada).

Uma vez que o máximo diâmetro da partícula flotável é conhecido, a probabilidade de estabilização do agregado, para diferentes tamanhos de partículas, é calculada pela equação 11, onde o expoente 3 se deve ao fato de que a probabilidade está relacionada com o peso da partícula. A turbulência em uma coluna de flotação aumenta em função do *hold up* e do tamanho

da bolha. Nestas condições, uma limitação adicional à estabilidade do agregado deve ser considerada.

$$P_s = \left(1 - \frac{d_p}{d_{p\max}}\right)^3 \quad (11)$$

d. Probabilidade de que a bolha de ar não seja recoberta pelas partículas.

É necessário considerar que uma bolha, ao interceptar uma partícula, pode conter outras partículas aderidas. Portanto, nem toda a superfície da bolha estará disponível para coletar mais partículas.

As partículas que se aderem às bolhas de ar o fazem na parte superior das mesmas. Entretanto, tendo em vista forças opostas, as partículas tendem a deslizar para a parte inferior da bolha. Portanto, a superfície exposta da bolha tende sempre a ficar livre de partículas, até que o agregado de partículas ocupe mais da metade da superfície total da bolha.

Assim sendo, as bolhas nunca poderão estar carregadas em uma percentual maior que 50% de sua máxima capacidade. Nestas circunstâncias, é possível considerar que a probabilidade de se ter uma superfície livre é sempre 1. Provavelmente este é o caso em que partículas grossas estão presentes, flotando com bolhas pequenas. No caso em que as bolhas fiquem totalmente carregadas, o efeito deste fenômeno sobre a probabilidade de flotação deve ser considerado.

Para este modelo, a coluna é dividida em duas seções teóricas: uma seção inferior, onde a superfície livre da bolha é cerca de 50% e uma seção superior, que começa no ponto em que as bolhas chegam a ficar carregadas em mais de 50% de sua capacidade.

A probabilidade P_{fb} , na seção inferior, é por definição 100%, mas na seção superior diminui constantemente até que todas as partículas sejam coletadas, ou que as bolhas alcancem a carga máxima (limitada pela capacidade de transporte). Neste caso, P_{fb} resultaria igual a zero.

e. Estimativa de recuperação

Segundo o modelo apresentado, a recuperação pode ser estimada como uma função da altura da coluna. No primeiro elemento, a recuperação é igual a probabilidade de flotação, ou seja, $R_1 = P_F$. No segundo elemento, as partículas coletadas têm uma probabilidade de flotação igual a $R_2 = (1-P_F) * P_F$. Por analogia, para o n ésimo elemento, a recuperação é:

$$R_n = P_F * (1-P_F)^{n-1} \quad (12)$$

A recuperação global é a soma das recuperações parciais em cada elemento da coluna:

$$R = 1 - (1-P_F)^n \quad (13)$$

onde “ n ” é o número de elementos da coluna na zona de coleção. A altura total da zona de coleção (L) é dada pelo produto de elementos pela altura de cada elemento.

$$L = n * \Delta H \quad (14)$$

As equações 13 e 14 podem ser usadas para estimar a altura da coluna, necessária para que se possa alcançar uma dada recuperação ou para determinar a recuperação possível para uma determinada altura de coluna. No caso de um estudo/projeto de escalonamento este procedimento pode ser bastante relevante. A partir deste modelo, resultados de laboratório podem ser utilizados para o escalonamento de colunas industriais.

ANEXO 2 – Resultados dos ensaios realizados na empresa

Ensaio	Parâmetros						Rec.	Teores CaF ₂ (%)		
	J _{alim}	J _{rej}	J _{conc}	J _{ar}	J _{H2O}	C _{p/p}		Alim	Conc	Rej
FL 08	1.64	1.26	0.38	1.1	0	40%	56%	46.91	87.40	29.64
	1.64	1.13	0.51	1.55	0	39%	64%	48.45	91.20	26.60
FL 09	1.66	1.66	0.33	1.1	0.33	43%	51%	49.27	93.48	32.92
	1.53	1.66	0.2	1.55	0.33	39%	39%	47.73	93.48	36.48
FL 10	1.97	1.66	0.31	1.1	0	43%	42%	47.89	89.68	35.72
	1.84	1.66	0.18	1.55	0	43%	32%	47.43	90.44	38.76
FL 11	1.92	1.92	0.33	1.1	0.33	59%	44%	45.47	91.96	32.68
	1.99	1.86	0.46	1.55	0.33	46%	35%	46.21	89.68	36.48
FL 12	2.27	1.92	0.35	1.1	0	46%	41%	46.55	88.16	34.96
	2.21	1.86	0.35	1.55	0	46%	38%	48.62	89.68	38.00
FL 13	2.32	2.32	0.33	1.1	0.33	44%	33%	48.26	88.16	39.52
	2.26	2.32	0.27	1.55	0.33	46%	26%	47.27	91.96	40.28
FL 14	1.65	1.19	0.46	1.1	0	47%	58%	48.03	87.40	29.64
	1.52	1.19	0.33	1.55	0	43%	32%	55.63	83.60	48.03
FL 15	1.66	1.59	0.4	1.1	0.33	63%	57%	49.99	91.20	31.16
	1.75	1.52	0.56	1.55	0.33	50%	57%	45.84	88.92	28.12
FL 16	2.05	1.59	0.46	1.1	0	43%	56%	48.06	88.92	30.40
	2.12	1.59	0.53	1.55	0	41%	55%	45.96	88.16	28.88
FL 17	1.99	1.86	0.46	1.1	0.33	45%	49%	47.84	91.96	32.68
	1.99	1.86	0.46	1.55	0.33	46%	49%	44.97	89.68	30.40
FL 18	2.30	1.86	0.44	1.1	0	42%	50%	48.15	85.12	33.44
	2.30	1.79	0.51	1.55	0	43%	59%	44.78	84.36	26.60
FL 19	2.39	2.19	0.53	1.1	0.33	36%	55%	45.44	91.20	28.12
	2.39	2.19	0.53	1.55	0.33	39%	53%	45.25	89.68	28.88
FL 20	2.37	2.1	0.6	1.1	0.33	38%	52%	43.85	91.20	28.12
	2.27	2.1	0.5	1.55	0.33	41%	56%	45.90	91.20	28.12
FL 22	2.26	1.66	0.6	1.1	0	38%	65%	48.45	88.16	26.60
	2.32	1.66	0.66	1.55	0	38%	73%	46.31	85.88	20.52
FL 23	2.32	1.66	0.66	1.1	0	41%	62%	46.55	86.64	26.60
	2.46	1.66	0.8	1.55	0	36%	82%	47.32	86.64	15.20

Ensaio	Parâmetros						Rec.	Teores CaF ₂ (%)		
	J _{alim}	J _{rej}	J _{conc}	J _{ar}	J _{H2O}	C _{p/p}		Alim	Conc	Rej
FL 24	2.29	1.72	0.57	1.1	0	26%	86%	45.61	85.12	12.16
	2.26	1.66	0.6	1.55	0	24%	81%	47.07	87.40	15.96
FL 25	1.59	1.39	0.53	1.1	0.33	36%	95%	46.61	84.36	4.56
	1.60	1.33	0.6	1.55	0.33	37%	90%	46.18	87.40	9.12
FL 26	1.93	1.33	0.6	1.1	0	31%	93%	50.29	83.60	7.60
	2.13	1.33	0.8	1.55	0	30%	92%	48.55	83.60	8.36
FL 27	2.19	1.99	0.53	1.1	0.33	20%	88%	45.74	83.60	10.64
FL 28	2.05	1.59	0.46	1.1	0	45%	55%	46.13	85.88	29.64
	2.10	1.59	0.51	1.55	0	38%	63%	45.37	87.40	25.08
FL 29	2.19	1.92	0.6	1.1	0.33	41%	58%	46.93	90.44	28.12
	2.19	1.92	0.6	1.55	0.33	47%	63%	49.67	89.68	28.12
FL 30	2.32	1.72	0.6	1.1	0	30%	86%	46.02	83.60	12.16
	2.32	1.66	0.66	1.55	0	28%	81%	46.58	85.12	15.96
FL 31	2.26	1.99	0.6	1.1	0.33	29%	84%	47.69	88.16	13.68
	2.32	1.99	0.66	1.55	0.33	29%	84%	43.72	89.68	12.16
FL 32	1.95	1.33	0.62	1.1	0	30%	93%	47.53	82.84	6.84
	2.01	1.19	0.82	1.55	0	26%	94%	46.65	80.56	6.08
FL 33	1.99	1.33	0.66	1.1	0	27%	91%	46.52	81.32	9.12
	1.99	1.33	0.66	1.55	0	25%	85%	47.92	84.36	13.62
	1.99	1.33	0.66	0.88	0	27%	92%	46.57	81.32	7.60
FL 34	1.65	1.19	0.46	1.1	0	31%	93%	47.94	83.60	7.60
	1.65	1.19	0.46	1.55	0	32%	94%	43.65	85.88	5.32
FL 35	1.66	1.33	0.33	1.1	0	28%	93%	47.00	84.36	6.84
	1.66	1.33	0.33	1.55	0	22%	88%	47.30	85.88	10.64
FL 36	1.66	1.66	0.33	1.1	0.33	27%	77%	41.51	83.60	15.20
	1.66	1.66	0.33	1.55	0.33	24%	72%	44.05	88.16	19.00
FL 39	1.99	1.33	0.66	1.1	0	27%	96%	47.47	76.76	4.56
FL 40	1.66	1.19	0.46	1.1	0	32%	97%	48.15	76.76	3.80
FL 48	1.86	1.33	0.53	1.1	0	26%	97%	46.36	78.28	3.8
FL 45	1.79	1.33	0.46	1.1	0	32%	92%	48.57	81.36	8.36
FL 46	1.79	1.33	0.80	1.1	0.33	26%	95%	46.16	81.32	4.56
FL 47	1.39	1.19	0.53	1.1	0.33	39%	95%	46.55	82.84	5.32
FL 49	1.66	1.13	0.53	1.1	0	31%	89%	52.98	84.36	12.92
	1.46	1.26	0.53	1.1	0.33	27%	80	51.28	82.08	5.32
FL 52	1.72	1.26	0.46	1.1	0	28%	88%	50.36	79.04	14.14
FL 53	1.66	1.19	0.46	1.1	0	26%	93%	52.13	78.28	9.12

ANEXO 3 – Resultados dos testes com ROM

Amostra	Teores (%)		Malhas (#)	Retida(%)	Amostra	Teores (%)		Malhas(#)	Retida(%)
	CaF ₂	SiO ₂				CaF ₂	SiO ₂		
FL1 - C1	93.30	5.77	80	4	FL1 - R1	2.68	80.58	80	27
	88.72	9.34	200	35		2.33	80.16	200	34
	78.83	18.60	400	26		2.72	78.98	400	13
	57.07	31.57	-400	35		8.49	67.23	-400	26
FL1 - C2	91.51	7.40	80	10	FL1 - R2	2.67	81.08	80	26
	90.92	6.52	200	38		2.21	81.46	200	34
	87.13	12.46	400	22		2.51	78.64	400	14
	70.33	21.47	-400	30		8.13	70.83	-400	26
FL1 - C3	89.64	8.28	80	11	FL1 - R3	2.46	80.85	80	25
	93.60	5.66	200	39		1.99	80.01	200	32
	90.18	9.41	400	21		2.37	79.03	400	14
	80.91	15.03	-400	29		6.87	65.53	-400	29
FL1 - C4	90.15	7.70	80	11	FL1 - R4	2.29	81.45	80	26
	94.82	4.74	200	38		2.08	80.60	200	33
	88.24	8.70	400	21		2.41	78.33	400	14
	80.09	14.12	-400	30		6.23	67.34	-400	27
FL1 - C5	93.41	4.89	80	7	FL1 - R5	2.61	81.85	80	22
	94.92	4.61	200	39		2.69	81.15	200	32
	93.07	6.87	400	22		2.88	78.69	400	16
	89.52	8.65	-400	32		7.96	65.30	-400	30

Amostra	Teores (%)		Malhas (#)	Retida(%)	Amostra	Teores (%)		Malhas(#)	Retida(%)
	CaF ₂	SiO ₂				CaF ₂	SiO ₂		
FL2 - C1	90.89	7.49	80	10	FL2 - R1	12.54	70.68	80	31
	91.01	7.08	200	39		15.93	70.79	200	34
	85.87	12.58	400	21		13.55	72.11	400	12
	72.19	20.29	-400	30		18.38	57.59	-400	23
FL2 - C2	96.17	2.45	80	3	FL2 - R2	12.57	72.71	80	31
	94.31	5.02	200	40		13.28	72.48	200	34
	88.00	11.45	400	25		10.51	73.00	400	13
	72.62	19.61	-400	32		15.81	59.21	-400	22
FL2 - C3	96.85	2.53	80	4	FL2 - R3	10.39	74.78	80	31
	95.22	4.22	200	41		11.45	73.36	200	34
	88.55	10.15	400	24		10.12	74.47	400	13
	77.74	16.79	-400	31		13.12	58.41	-400	22
FL2 - C4	94.08	4.50	80	4	FL2 - R4	11.84	73.69	80	31
	90.19	7.73	200	37		11.77	74.58	200	33
	80.76	15.89	400	24		8.88	75.08	400	13
	58.17	29.21	-400	35		15.06	63.72	-400	23
FL2 - C5	93.74	3.97	80	4	FL2 - R5	10.36	71.35	80	29
	91.51	7.91	200	38		9.94	73.28	200	33
	83.25	14.24	400	25		11.68	72.75	400	13
	67.94	24.03	-400	33		17.02	56.68	-400	25
FL2 - C6	96.96	2.71	80	5	FL2 - R6	10.29	75.55	80	27
	92.84	4.82	200	42		8.08	74.53	200	34
	89.17	9.43	400	24		10.12	73.37	400	14
	78.28	15.96	-400	29		16.53	62.97	-400	25

Anexo 4 – Resultados Ensaio do rejeito

	Velocidades (cm/s)				Teor CaF ₂ (%)			Rec	g/min/cm ²
	Alim	Rej	Conc	Ar	Conc	Rej	Alim		
1	1.29	1.13	0.17	0.66	73.36	3.45	28.99	92.45	13.28
2	1.28	1.06	0.22	1.10	71.76	3.70	28.71	91.85	13.20
3	1.26	0.93	0.33	1.55	67.85	3.27	32.21	94.40	12.25
4	1.39	1.19	0.20	2.21	67.75	2.02	21.87	93.55	11.85
8	1.52	1.26	0.27	0.66	68.26	4.19	31.15	92.21	14.56
7	1.52	1.19	0.33	1.10	64.59	2.96	30.28	94.56	14.72
6	1.66	1.19	0.46	1.55	62.05	2.77	29.81	94.96	14.99
5	1.66	1.19	0.46	2.21	61.68	2.57	30.11	95.44	15.19
9	2.12	1.33	0.80	0.66	48.49	5.28	28.95	91.75	18.30
10	2.05	1.26	0.80	1.10	50.05	4.13	30.37	94.17	18.93
11	2.12	1.19	0.93	1.55	47.19	3.11	29.71	95.85	18.45
12	1.99	1.19	0.80	2.21	47.23	2.97	27.03	94.99	16.39
16	2.12	1.33	0.80	0.66	49.81	4.68	30.36	93.36	19.57
15	2.17	1.25	0.93	1.10	50.75	4.19	32.75	95.05	18.93
14	1.99	1.19	0.80	1.55	48.57	3.51	30.85	95.52	19.01
13	2.28	1.22	1.06	2.21	46.39	2.83	28.97	96.09	19.09
17	2.12	1.72	0.40	1.10	63.52	4.67	27.38	89.53	18.14
18	2.25	1.99	0.27	1.10	71.90	3.38	26.60	91.60	19.25