

Tiago Junqueira Pereira

**CARACTERIZAÇÃO E FLOTAÇÃO EM COLUNA DE FINOS DE FLUORITA SOB
REGIME DE BIAS NEGATIVO**

**Programa de Pós Graduação em Engenharia de Minas, Metalurgia e Materiais
(PPGEM)**

Universidade Federal do Rio Grande do Sul

Porto Alegre, Fevereiro/2009

Tiago Junqueira Pereira

**CARACTERIZAÇÃO E FLOTAÇÃO EM COLUNA DE FINOS DE FLUORITA SOB
REGIME DE BIAS NEGATIVO**

Dissertação apresentada ao PPGEM/UFRGS
como parte dos requisitos para obtenção do
Grau de Mestre em Engenharia.

Área de Concentração: Tecnologia Mineral /
Metalurgia Extrativa.

Orientador: Professor Carlos Hoffmann Sampaio

Universidade Federal do Rio Grande do Sul

Porto Alegre, Fevereiro/2009

Agradecimentos

Ao Professor Carlos Hoffmann Sampaio, pela orientação e paciência no desenvolvimento deste trabalho.

Ao pessoal do LAPROM, em especial a Marcos Batistella, pela inestimável ajuda na realização da parte experimental deste trabalho. A Washington e Irineu pelos valiosos comentários durante os trabalhos

À Cia Nitro Química Brasileira, em especial Alessandro Medina Pinto, gerente da unidade em Morro da Fumaça/SC, e Luiz Carlos Brito, gerente geral de operações da empresa, por terem me apoiado e dado todas as condições e recursos necessários ao bom andamento do projeto.

Aos meus pais que sempre me apoiaram em todos meus projetos, mesmo que algumas vezes não concordassem ou não entendessem.

À Clarissa, não teria conseguido sem ela.

A Máquina do Mundo

a máquina do mundo se entreabriu
para quem de a romper já se esquivava
e só de o ter pensado se carpia.

Abriu-se majestosa e circumspecta,
sem emitir um som que fosse impuro
nem um clarão maior que o tolerável

pelas pupilas gastas na inspeção
contínua e dolorosa do deserto,
e pela mente exausta de mentar

toda uma realidade que transcende
a própria imagem sua debuxada
no rosto do mistério, nos abismos.

Abriu-se em calma pura, e convidando
quantos sentidos e intuições restavam
a quem de os ter usado os já perdera

e nem desejaria recobrá-los,
se em vão e para sempre repetimos
os mesmos sem roteiro tristes périplos,

convidando-os a todos, em coorte,
a se aplicarem sobre o pasto inédito
da natureza mítica das coisas,

assim me disse, embora voz alguma
ou sopro ou eco ou simples percussão
atestasse que alguém, sobre a montanha,

a outro alguém, noturno e miserável,
em colóquio se estava dirigindo:
"O que procuraste em ti ou fora de

teu ser restrito e nunca se mostrou,
mesmo afetando dar-se ou se rendendo,
e a cada instante mais se retraindo,

olha, repara, ausculta: essa riqueza
sobrante a toda pérola, essa ciência
sublime e formidável, mas hermética,

essa total explicação da vida,
esse nexo primeiro e singular,
que nem concebes mais, pois tão esquivo

se revelou ante a pesquisa ardente
em que te consumiste... vê, contempla,
abre teu peito para agasalhá-lo."

As mais soberbas pontes e edifícios,
o que nas oficinas se elabora,
o que pensado foi e logo atinge

distância superior ao pensamento,
os recursos da terra dominados,
e as paixões e os impulsos e os tormentos

e tudo que define o ser terrestre
ou se prolonga até nos animais
e chega às plantas para se embeber

no sono rancoroso dos minérios,
dá volta ao mundo e torna a se engolfar,
na estranha ordem geométrica de tudo,

e o absurdo original e seus enigmas,
suas verdades altas mais que todos
monumentos erguidos à verdade:

e a memória dos deuses, e o solene
sentimento de morte, que floresce
no caule da existência mais gloriosa,

tudo se apresentou nesse relance
e me chamou para seu reino augusto,
afinal submetido à vista humana.

Mas, como eu relutasse em responder
a tal apelo assim maravilhoso,
pois a fé se abrandara, e mesmo o anseio,

a esperança mais mínima — esse anelo
de ver desvanecida a treva espessa
que entre os raios do sol inda se filtra;

como defuntas crenças convocadas
presto e fremente não se produzissem
a de novo tingir a neutra face

que vou pelos caminhos demonstrando,
e como se outro ser, não mais aquele
habitante de mim há tantos anos,

passasse a comandar minha vontade
que, já de si volúvel, se cerrava
semelhante a essas flores reticentes

em si mesmas abertas e fechadas;
como se um dom tardio já não fora
apetecível, antes despiciendo,

baixei os olhos, incurioso, lasso,
desdenhando colher a coisa oferta
que se abria gratuita a meu engenho.

A treva mais estrita já pousara
sobre a estrada de Minas, pedregosa,
e a máquina do mundo, repelida,

se foi miudamente recompondo,
enquanto eu, avaliando o que perdera,
seguia vagaroso, de mãos pensas.

Carlos Drummond de Andrade

RESUMO

O presente trabalho analisa um sistema de flotação em coluna, em regime de bias negativo para a fração fina, 90% passante em 37 μm , do rejeito da flotação de fluorita em flotação convencional por célula mecânica.

Trabalhos anteriores mostram que a flotação em coluna com regime de bias negativo apresenta bons resultados para partículas grossas, e que esta tecnologia tem bom potencial tecnológico, especialmente para a etapa *rougher* da flotação. No entanto, pouco se tem estudado sobre o regime de bias negativo para partículas finas.

A caracterização mineralógica (estudos de liberação) mostraram que a fluorita nesta fração granulométrica que é alimentada na usina está praticamente toda liberada, mas não é recuperada na flotação convencional por limitação tecnológica da célula mecânica, fazendo com que a fração fina do rejeito seja mais rica do que a fração grossa.

Os ensaios foram realizados em coluna em escala de laboratório, variando-se a velocidade, e conseqüentemente a vazão, da alimentação de 1,0 a 1,7 cm/s e a velocidade do ar na coluna de 0,5 a 1,7 cm/s.

O resultados destes ensaios foram analisados visando medir o desempenho da coluna em termos de recuperação metalúrgica e teor de fluorita no concentrado. A recuperação metalúrgica variou de 91,75 a 96,09% e o teor do concentrado de 46,39 a 73,36%.

ABSTRACT

This work aims to study a column flotation system under negative bias for fluorite fine particles, 90% smaller than $37\ \mu\text{m}$, from the gangue of the conventional flotation using mechanical cells.

Other research works show that column flotation under negative bias give good results for coarse particles, and this technology has good potential especially for the rougher of flotation system. But there are not many studies about column flotation under negative bias for fine particles.

The physical characterization (liberation studies) shows that the fluorite in the granulometric size fed to the Nitro Química's plant present very good liberation, but is not recovered by the limitations of mechanical cells on this particle size, producing a waste where the fine fraction is richer than the coarse one.

The tests were made using a lab size column, changing the feed rate from 1.0 up to 1.7 cm/s and the air rate from 0.5 up to 1.7 cm/s.

The results were analysed to measure the performance of the column for fluorite recovery and concentration capacity of the process. The recovery values were between 91.75 and 96.09% and fluorite percentage at the product between 46.39 and 73.36%.

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 4-1: Mapa geológico – núcleo Morro da Fumaça.....	9
Figura 4-2: Mapa geológico – núcleo Rio Fortuna	9
Figura 4-3: Mapa de localização das unidades de produção. (Klippel, 1999).....	10
Figura 4-4: Método de Lavra <i>Shrinkage Stopping</i> . (Hustrulid et al, 2001)	11
Figura 4-5: Método de Lavra Corte e enchimento. (Atlas Copco, 2003).....	12
Figura 4-6: Fluxograma das Usinas de Preparação e Concentração. (Luz, 1989) ...	13
Figura 4-7: Britador de Mandíbulas de um Eixo – Cia Nitro Química	13
Figura 4-8: Britador Cônico – Cia Nitro Química	14
Figura 4-9: Peneira Vibratória – Cia Nitro Química.....	14
Figura 4-10: Desenho esquemático do separador Tri-Flo. (Sampaio, 2005).....	16
Figura 4-11: Tri-Flo – Cia Nitro Química	16
Figura 4-12: Esquema mostrando o fluxograma da Usina de Flotação. (Luz, 1989)	17
Figura 4-13: Pilhas de Homogeneização – Cia Nitro Química.....	18
Figura 4-14: Moinho de Bolas – Cia Nitro Química.....	18
Figura 4-15: Células de Flotação – Cia Nitro Química.....	20
Figura 5-1: Ângulo de contato (θ). (The Dow Chemical Company, 1984)	22
Figura 5-2: Linhas de fluxo. (Schulze, 1984).....	23
Figura 5-3: Esquema da Coluna de Flotação. Adaptado de Dobby e Finch (1990)..	27
Figura 5-4: Efeito da relação H_C/d_C na recuperação metalúrgica. (Dobby e Finch, 1990)	28
Figura 5-5: Esquema dos fluxos na coluna – (a) com Água de Limpeza – (b) Sem Água de limpeza.....	31
Figura 5-6: Medição de <i>Holdup</i> . (Adaptado de Finch, 1990)	32
Figura 5-7: Velocidade superficial x <i>Holdup</i> . (Dobby e Finch, 1990)	32
Figura 5-8: Efeito da dosagem de espumante no <i>holdup</i> . (Dobby e Finch, 1990)....	33
Figura 5-9: Efeito do tamanho das partículas na eficiência de coleção (E_k), em função do tamanho de bolhas. (Finch, 1990).....	34
Figura 5-10: Exemplo de reator pistonado com reciclo. (Goodall, 1991).....	36
Figura 5-11: Esquema de uma bolha mineralizada. (Cruz, 1997), sendo D_b é o diâmetro da bolha, D_p o diâmetro da partícula e δ a espessura do líquido.	37

Figura 5-12: Máxima capacidade de carregamento para cada tamanho de partícula, segundo a equação [5-5]. (Cruz, 1997).....	37
Figura 6-1: Esquema de procedimento experimental adotado para a caracterização mineralógica.....	39
Figura 6-2: Distribuição granulométrica das amostras estudadas.....	40
Figura 6-3: Fração -0,297+0,210mm produto afundado. Fotomicrografias ao SEM-EDS. Mina III.....	43
Figura 6-4: Produto afundado. Fotomicrografias obtidas ao SEM-EDS. Mina III.....	44
Figura 6-5: Grau de liberação da fluorita acumulado abaixo para a amostra Mina III.....	46
Figura 6-6: Grau de liberação fluorita acumulado abaixo para a amostra Nova Fátima.....	49
Figura 6-7: Produto afundado. Fotomicrografias ao SEM-EDS. Mina Nova Fátima.....	50
Figura 6-8: Produto afundado. Fração -0,074+0,020 mm. Fotomicrografias obtidas ao SEM-EDS. Mina Nova Fátima.....	51
Figura 6-9: Produto afundado. Fotomicrografias ao SEM-EDS. Mina Rio dos Bugres.....	54
Figura 6-10: Grau de liberação fluorita acumulado abaixo para a amostra Rio dos Bugres.....	55
Figura 6-11: Esquema da coluna de flotação do LAPROM.....	58
Figura 6-12: Ponto de coleta das amostras para realização dos ensaios.....	60
Figura 6-11: Influência da velocidade do ar e da velocidade da alimentação no teor do concentrado.....	63
Figura 6-12: Influência da velocidade do ar e do <i>bias</i> no teor do concentrado.....	63
Figura 6-13: Efeito da velocidade do ar e da velocidade da alimentação na recuperação de CaF ₂	65
Figura 6-14: Efeito da velocidade do ar e do <i>bias</i> sobre a recuperação metalúrgica.....	65
Figura 6-15: Relação entre Teor de CaF ₂ no concentrado e Recuperação metalúrgica.....	66
Figura A-1: Relação entre Teor de SiO ₂ no concentrado e a Velocidade Superficial de Ar para as diferentes Velocidades de Alimentação.....	73

Figura A-2: Relação entre a Recuperação de SiO_2 no concentrado e a Velocidade Superficial de Ar para as diferentes Velocidades de Alimentação.....	73
Figura A-3: Relação entre Percentagem de Perda ao Fogo no Concentrado e a Velocidade Superficial de Ar para as diferentes Velocidades de Alimentação	74

LISTA DE TABELAS

Tabela 4-1: Produção planejada de ROM por mina para o ano de 2007.....	10
Tabela 4-2: Granulometria da alimentação da flotação	19
Tabela 6-1: Resultado das análises químicas das amostras estudadas	39
Tabela 6-2: Distribuição dos teores na granulometria da amostra Mina III.....	41
Tabela 6-3: Resultado das separações em líquido denso ($d= 2,85 \text{ g/cm}^3$) para amostra da Mina III.....	42
Tabela 6-4: Grau de liberação da fluorita (mais de 99% de fluorita) Mina III	45
Tabela 6-5: Distribuição de teores na granulometria da amostra Nova Fátima	47
Tabela 6-6: Resultado das separações em líquido denso ($d= 2,85 \text{ g/cm}^3$) para amostra de Nova Fátima.....	48
Tabela 6-7: Grau de liberação da fluorita (partículas com mais de 99%). Mina Nova Fátima	49
Tabela 6-8: Distribuição de teores na granulometria da Amostra Rio dos Bugres ...	52
Tabela 6-9: Resultado das separações em líquido denso ($d= 2,85 \text{ g/cm}^3$) para amostra de Rio dos Bugres.....	53
Tabela 6-10: Grau de liberação da Fluorita (partículas com mais de 99%). Mina Rio dos Bugres	55
Tabela 6-11: Composição mineralógica das três amostras de minério estudadas...	56
Tabela 6-12: Grau de liberação das três amostras de minério estudadas.....	57
Tabela 6-13: Ensaio Realizados.....	61

SUMÁRIO

1	Introdução.....	1
2	Objetivo.....	2
3	Fluorita.....	4
3.1	Histórico.....	4
3.2	Mineralogia da Fluorita.....	4
3.3	Tipos de fluorita comercializados e suas aplicações.....	5
3.3.1	Grau metalúrgico.....	5
3.3.2	Tipo Ácido.....	6
3.3.3	Tipo Cerâmico.....	7
3.3.4	Tipo Óptico.....	7
3.4	Geologia da Fluorita.....	7
4	Processo da Cia Nitro Química.....	9
4.1	Geologia.....	9
4.2	Lavra.....	10
4.2.1	Mina III.....	11
4.2.2	Minas Rios dos Bugres e Nova Fátima.....	11
4.3	Usinas de Beneficiamento.....	12
4.3.1	Usina de Preparação.....	12
4.3.2	Usina de Concentração.....	15
4.3.3	Usina de Flotação.....	17
5	Revisão Bibliográfica.....	22
5.1	Concentração por Flotação.....	22
5.1.1	Probabilidade de Flotação.....	23
5.1.2	Reagentes de Flotação.....	24
5.2	Coluna de Flotação.....	26

6	Procedimento Experimental.....	38
6.1	Caracterização Mineralógica.....	38
6.1.1	Caracterização do Minério de Fluorita.....	38
6.1.2	Classificação granulométrica das amostras cominuídas.....	40
6.1.3	Caracterização das amostras.....	41
6.1.4	Conclusões da Caracterização do Minério.....	56
6.2	Estudo de flotação em coluna.....	58
6.2.1	Ensaio Realizados.....	59
6.2.2	Resultados e discussões.....	61
6.2.2.1	Teor do concentrado.....	61
6.2.2.2	Recuperação de fluorita no processo.....	64
7	Conclusões.....	67
8	Bibliografia.....	69
	Anexo A - Resultados Contaminantes.....	73
	Anexo B - Histórico.....	75
	Anexo B1 - Histórico da Fluorita em Santa Catarina.....	75
	Anexo B2 - Atuação da Votorantim.....	76

1 Introdução

Os primeiros experimentos em coluna de flotação foram realizados no Canadá, na década de 60, com a patente de Remy Tremble e Pierre Boutin em 1961. Em meados da década de 60 os primeiros ensaios em escala piloto foram realizados por Boutin e Wheeler. (Chaves, 2006).

Em 1981 a Mines Gaspé Division da Noranda Mines iniciou a operação da primeira coluna em escala industrial. Era uma coluna com 91 cm de diâmetro, para etapa *cleaner* da flotação de molibdênio, em Quebec, Canadá. Este circuito somente entrou em plena operação em 1987, e a partir desta data a coluna se espalhou rapidamente pelo Canadá, Austrália, África do Sul e América do Sul. No Brasil, as primeiras colunas de grande porte entraram em operação em 1991 na Samarco Mineração, em Mariana, Minas Gerais.

A maior parte da bibliografia disponível reporta operações de flotação em coluna em regime de *bias* positivo, com água de limpeza e camada de espuma. Nesse circuito a coluna precisa de condições muito estáveis para operar de forma eficiente, para tal requer um sofisticado sistema de controle e manutenção constante, o que exige alto investimento e faz com que raramente a flotação em coluna seja utilizada para minérios menos valiosos ou minerais industriais, ou ainda nos casos em que a produção não seja de grande escala.

No entanto um recente trabalho de Aliaga et al (2006) mostra que é possível realizar flotação em coluna com *bias* negativo para partículas grossas, e que este circuito apresenta bons resultados como etapa *rougher*. No entanto pouco ainda se tem estudado para partículas de granulometria fina.

2 Objetivo

Este trabalho visa estudar a viabilidade técnica da flotação da fração fina do rejeito da flotação de fluorita em colunas de flotação sob o regime de *bias* negativo. As variáveis a serem estudadas são Velocidade Superficial de Alimentação, Velocidade Superficial do *Bias* e Aeração, buscando estudar a capacidade de concentração da coluna em uma única etapa e a capacidade de recuperação do mineral de interesse na coluna de flotação em uma única etapa.

São três as razões que motivam esse trabalho:

- A primeira é tecnológica. Poucos estudos foram feitos com coluna de flotação em condições diferentes às estabelecidas pelos Canadenses. A literatura atual considera que a camada de espuma é fundamental para a limpeza do concentrado. O objetivo é estudar um procedimento operacional mais simples que não precise de um sistema de controle caro e sofisticado.
- A segunda é econômica. A recuperação dessa fração da fluorita, que atualmente é perdida no processo, aumentaria a produção de produto final, trazendo assim aumento de receitas para a empresa. Ou ainda, com maior recuperação da usina de beneficiamento seria possível um melhor aproveitamento das jazidas existentes, lavrando áreas de baixo teor que a princípio seriam inviáveis. Importante ressaltar que o objetivo deste trabalho é a análise técnica do projeto e não a viabilidade econômica do mesmo. O estudo de viabilidade econômica tem que ser feito pela empresa quando da possível implementação do projeto, pois está atrelada a fatores internos à empresa, como por exemplo, retorno sobre investimento e *pay back*, além de fatores externos, como taxa básica de juros, inflação, cotação do dólar americano, projeções de crescimento de demanda, custo de produção e etc.

- A terceira razão é ambiental. A fração do produto da flotação que é objeto deste estudo, atualmente é descartada como rejeito e, dado sua granulometria, é bombeado por, aproximadamente 2 km, para a bacia de decantação de finos. Nesta bacia de decantação, ou barragem, a velocidade de sedimentação da polpa é muito baixa, o que dificulta a recuperação de água com as características químicas, físicas e físico-químicas determinadas pelo órgão ambiental competente, entre elas a percentagem de sólidos na água. Com a utilização esta bacia se saturou e atualmente exige limpeza anual com utilização de *drag line*, para que a água descartada para o ambiente esteja dentro das condições exigidas. Maior recuperação metalúrgica no processo de concentração por flotação representaria menor quantidade de material destinado à bacia de decantação, o que representaria menor preocupação ambiental para a empresa, além de menor custo com bombeamento de polpa e aluguel de *drag line*.

3 Fluorita

3.1 Histórico

A fluorita é a principal fonte comercial de flúor. Segundo Bevilacqua (1973) seu nome deriva da palavra latina *fluere* que significa fluir. Há longo tempo é conhecida pelo homem que a utilizou para vários fins. Gregos, romanos, chineses e índios americanos utilizavam seus grandes cristais para placas ornamentais e outros adornos. Já por volta de 1500 a fluorita passou a ser usada como fundente na fusão de metais ferrosos, e em 1546 Agrícola escrevia sobre o emprego da fluorita pela primeira vez.

A mineração de fluorita teve início na Inglaterra em 1779 e nos Estados Unidos no período que vai de 1820 a 1840. No entanto a primeira produção de vulto foi obtida entre 1888 a 1900 devido ao desenvolvimento da indústria do aço.

Desde então o uso da fluorita tem se diversificado, além do seu uso na indústria do aço hoje é utilizada na indústria química, do alumínio, cerâmica e ótica.

No Brasil, apenas em 1924 alertou-se para a importância econômica da fluorita com as descobertas de ocorrência nas localidades de Belmonte, na Bahia e nos municípios de Serro, Gruta das Generosas e Sete Lagoas em Minas Gerais. Porém já em 1911 descobrira-se ocorrência de fluorita sem valor comercial no Ceará.

3.2 Mineralogia da Fluorita

A fluorita é composta, quando pura, por 51,1 a 51,3% de Ca e 48,7 a 48,9% de F. Sua composição química é CaF_2 . O íon Ca pode ser substituído muitas vezes por terras-raras, particularmente o ítrio e o cério.

Sua densidade varia entre 3,0 a 3,6 g/cm³. Possui brilho vítreo e clivagem octaedral perfeita, segundo as faces (1,1,1); a fratura é sub-conchoidal; a dureza é 4 e serve como modelo na escala de *Mohs*; traço: incolor.

Pode possuir intrusões mecânicas, fluidas e sólidas, tais como petróleo, água, pirita, etc. É transparente e translúcida quando cristalina e pode apresentar uma variedade grande de cores: incolor, branca, verde, violeta, azul, amarela, rosa, vermelho-azulada e marrom, as quais podem alterar-se quando expostas a raio-X,

calor, luz ultravioleta e pressão. Podem também apresentar-se com listras de várias cores. Algumas podem apresentar o fenômeno da fluorescência.

Cristaliza no sistema isométrico e, quanto ao hábito o mais freqüente é o cúbico, seguido do octaédrico. Todas as formas da classe hexaoctaédrica foram observadas. Pode apresentar-se sob forma combinada (cúbica e octaédrica) e com outros hábitos. Porém o comum é encontrá-la sob a forma maciça ou em agregados granulares com textura fibrosa radial. Seus cristais possuem baixo índice de refração: $n = 1,434$; baixa dispersão; são isótopos e transmitem a luz ultravioleta, o que a torna bastante útil no campo da ótica para a fabricação de lentes de alta qualidade. (Ernst, 1971).

3.3 Tipos de fluorita comercializados e suas aplicações

Quanto à qualidade e a granulometria a fluorita classifica-se em quatro tipos: grau metalúrgico, ácido, cerâmico e ótico. Comercialmente a fluorita do tipo ótico é a de menor relevância. (Bevilacqua, 1973).

Os tipos, ou graus, de fluorita têm especificações bem definidas, mas podem sofrer alterações dependendo das peculiaridades do consumidor.

3.3.1 Grau metalúrgico

A fluorita grau metalúrgico destina-se principalmente a indústria metalúrgica, o teor mínimo de fluorita deve ser de 80%.

Em geral não é aceitável teor de sílica superior a 10%. A fluorita em contato com a sílica (SiO_2) na fundição causa a formação de SiF_4 , que é um agente tóxico e é desperdiçado. Para cada parte de sílica presente no produto são consumidas 2,5 partes de fluorita. A percentagem de enxofre não deve ser superior a 0,30% e a de chumbo a 0,50%. Sulfatos e fosfatos também são indesejáveis. Barita é inaceitável pois aumenta a viscosidade da escória.

Fisicamente, usam-se dois tipos granulométricos: graúdo, cujas partículas situam-se entre 5 e 15 cm, e miúdo, cujas partículas vão de 0,6 a 5 cm. É possível usar o processo de pelletização (briquetagem e rolamento) das partículas inferiores a 0,6 cm, outrora desperdiçadas.

Utiliza-se também a pelotização de minério concentrado, isto é, tipo ácido ou cerâmico, o que traz maior rendimento aos processos metalúrgicos.

As principais aplicações da fluorita comercializada como grau metalúrgico são os seguintes:

- Aço: na fabricação de aço a fluorita utilizada é de tipo metalúrgico, e sua função é diluir a escória.
- Ferros-liga: para a fundição de ligas especiais, comercialmente chamadas de ferro-cromo, ferro-manganês, etc., conforme o elemento que se combina com o ferro. A maioria desses produtos é feita em fornos elétricos e usa de 0,5 a 90 kg de fluorita por tonelada produzida.
- Fundentes especiais: a fluorita é usada como fundente nas indústrias de refratários, de soldas, de equipamentos para aeronáutica.
- Cobertura de haste para solda: a fluorita utilizada para esse fim é, em sua maior parte, cerâmico, seguido tipo ácido e raramente também pode ser utilizada a do tipo metalúrgico.
- Alumínio primário: na fabricação do alumínio, o flúor é utilizado sob a forma de criolita e fluoreto de alumínio, obtidos a partir do ácido fluorídrico. Sua função nas células eletrolíticas é dissolver a alumina. A quantidade de fluorita necessária para produzir uma tonelada de alumínio está em torno de 58 a 62 kg.
- Fundição de zinco, magnésio e outros metais: na fundição do zinco a fluorita entra numa proporção de 20 kg por tonelada produzida.

3.3.2 Tipo Ácido

Para o tipo ácido, usado principalmente na indústria do alumínio e química o teor mínimo de CaF_2 exigido é de 97%. Não deve ter mais do que 1,5% de sílica e no máximo 0,10% de enxofre livre ou com sulfatos. Para certos casos limita-se o teor de carbonato de cálcio a 1%.

Para uso na indústria química exige-se que o material seja passante numa peneira de 0.149 mm. Quando seco, o material tem sua umidade limitada a 1%.

Boa parte da fluorita consumida no mundo inteiro é usada na fabricação de ácido fluorídrico, e para isso a fluorita deve ser do tipo ácido. O ácido fluorídrico é obtido a partir da reação básica $\text{CaF}_2 + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow 2\text{HF} + \text{CaSO}_4$.

3.3.3 Tipo Cerâmico

O tipo cerâmico deve conter de 85 a 97% de CaF_2 ; menos que 2,5% de sílica; menos que 0,12% de óxido de ferro; a quantidade de calcita é limitada em 1% e só pode ter traços de sulfetos de chumbo ou de zinco.

Este tipo de fluorita encontra usos na indústria do vidro e dos materiais cerâmicos. Às vezes é usado na fundição do zinco. Para o tipo cerâmico se exige que 50% do material seja passante na malha 0,149 mm.

- Vidro: na indústria do vidro a fluorita tem vários usos, dentre os quais: fundente e opacificador. Serve também para colorir e opalecer vidros para serem usados como bulbo de lâmpadas, globos, frascos de cosméticos e de remédios para outros usos. Utiliza-se também a fluorita na fabricação da fibra de vidro. A fluorita utilizada nesse caso é quase exclusivamente a fluorita tipo cerâmico.
- Esmaltes: outro uso da fluorita tipo cerâmico é no revestimento de materiais metálicos, tubos de banheiro, lavatórios, refrigeradores, fogões, etc. A fluorita perfaz 15% desses banhos de esmalte.
- Fluoretação de água: na década de 50 desenvolveu-se um método que permite a adição direta de fluorita na água através de uma reação com o alum (sulfeto de alumínio). O flúor funciona como agente preventivo de cáries dentárias.
- Outros usos: a fluorita encontra aplicações na fabricação de cimento Portland, para obter cianeto de cálcio (CaCN_2), para colocação de tijolos, em lentes óticas na forma de LiF , MgF_2 e outros, para reduzir a reflexão de luz e muitos outros usos.

3.3.4 Tipo Óptico

Devido ao seu baixo índice de refração e sua fraca dispersão a fluorita possui também aplicações no campo da ótica.

Por isso, cristais bem desenvolvidos são preferidos. Os cristais devem ser incolores, transparentes e não podem possuir falhas ou inclusões.

3.4 Geologia da Fluorita

Segundo Bevilacqua (1973), existem três tipos conhecidos de depósitos de fluorita: veios ou filões, em camada ou substituição e mistos.

Os depósitos de fluorita do estado de Santa Catarina encontram-se no leste do estado, entre 48°30' e 49°30' de longitude W. Gr. e entre 27°30' e 29°00' de latitude sul. Os jazimentos dessa região são do tipo filoniano, sendo os veios subverticais (80° a 90° NW), a direção predominante é a NE (30° a 60°).

4 Processo da Cia Nitro Química

4.1 Geologia

As Figuras 4-1 e 4-2 mostram de forma esquemática as estruturas mineralizadas, apresentando as direções preferenciais dos filões de fluorita. O filão Cocal da Mina 3 tem direção SW-NE, da mesma forma que o filão de Rio dos Bugres e Nova Fátima.

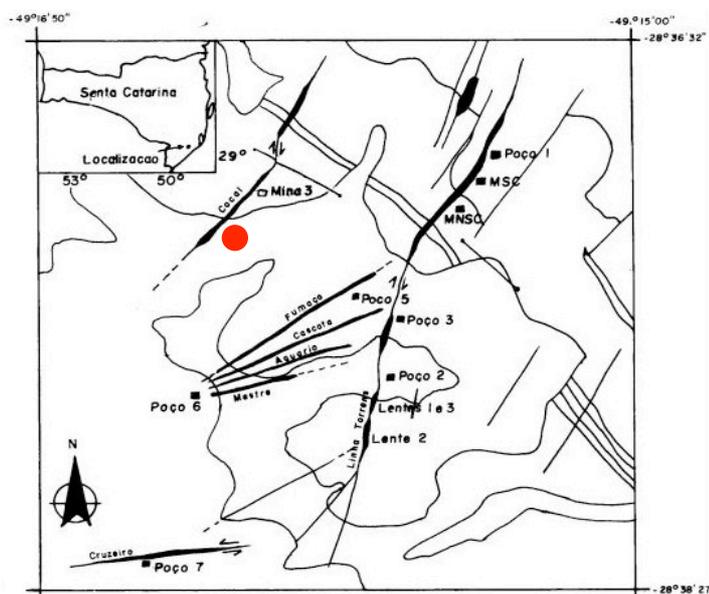


Figura 4-1: Mapa geológico – núcleo Morro da Fumaça

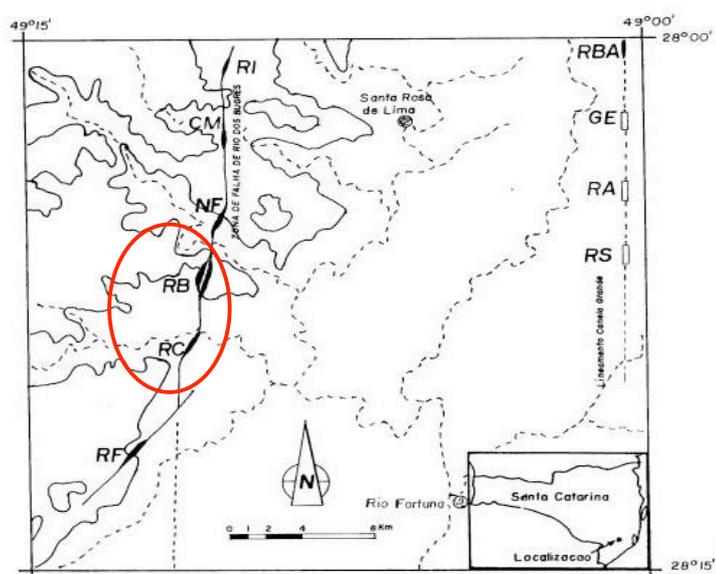


Figura 4-2: Mapa geológico – núcleo Rio Fortuna

4.2 Lavra

A Cia. Nitro Química – SC, pertencente ao grupo Votorantim, é a maior produtora de fluorita do país, produzindo aproximadamente 36.000 toneladas de concentrado por ano. Sua sede está localizada no Município de Morro da Fumaça, região sul do estado de Santa Catarina.

Atualmente lavra é realizada em três minas:

- Mina III – localizada em Morro da Fumaça
- Mina Rio dos Bugres – localizada em Rio Fortuna
- Mina Nova Fátima – localizada em Santa Rosa de Lima

A figura 4-3 mostra a localização das minas da Cia. Nitro Química no estado de Santa Catarina.

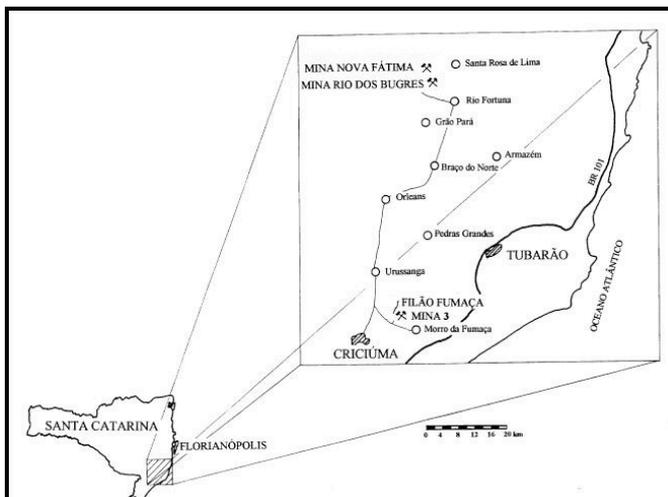


Figura 4-3: Mapa de localização das unidades de produção. (Klippel, 1999)

A produção de minério bruto (ROM – *Run of Mine*) planejada para o ano de 2007 é de 174.000 toneladas, ou 14.500 t/ mês, distribuídas conforme mostra a Tabela 4-1.

Tabela 4-1: Produção planejada de ROM por mina para o ano de 2007

	Produção Mensal	Produção Anual
Mina III	6.500 t	78.000 t
Mina Rio dos Bugres	4.000 t	48.000 t
Mina Nova Fátima	4.000 t	48.000 t
Total	14.500 t	174.000 t

4.2.1 Mina III

Das minas da Cia. Nitro Química, a Mina III utiliza o método *Shrinkage Stopping*, por apresentar um filão praticamente vertical e rocha encaixante competente. No entanto esse método de lavra não permite grande grau de mecanização, o que limita o volume de produção e aumenta os custos. Há também a questão ambiental, cada vez mais importante nas empresas brasileiras, que não permite deixar o vazio aberto após o final da vida útil da mina, e o enchimento nesse caso é um custo que impacta fortemente no fluxo de caixa da mina. A figura 4-4 ilustra o método de lavra *Shrinkage Stopping*.

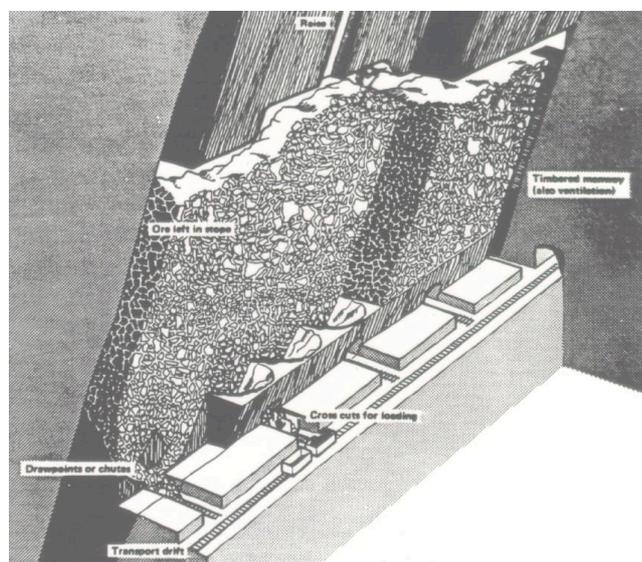


Figura 4-4: Método de Lavra *Shrinkage Stopping*. (Hustrulid et al, 2001)

4.2.2 Minas Rios dos Bugres e Nova Fátima

As minas de Nova Fátima e Rio dos Bugres usam o método Corte e Enchimento. Esse método permite maior mecanização, menores custos de produção e maior segurança, especialmente na Mina Rio dos Bugres, onde a encaixante (um granito alterado) apresenta baixa competência.

Como desvantagem, esse método apresenta menor seletividade, especialmente quando o filão é estreito, e a constante necessidade de enchimento para a mina.

A figura 4-5 ilustra o método de lavra Corte e Enchimento:

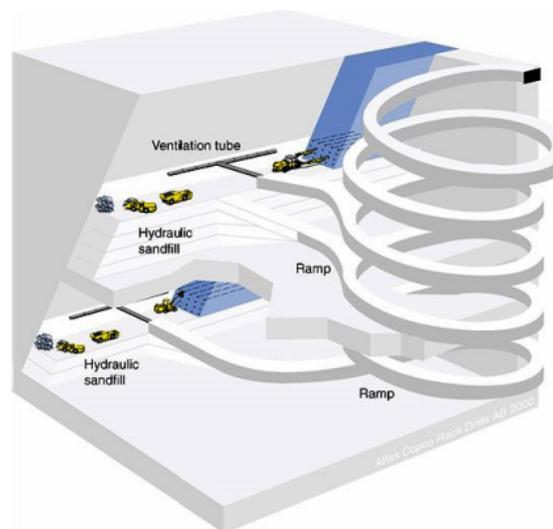


Figura 4-5: Método de Lavra Corte e enchimento. (Atlas Copco, 2003)

O minério bruto extraído das minas é transportado em caminhões, por aproximadamente 100 km, até as plantas de beneficiamento, localizadas no município de Morro da Fumaça.

4.3 Usinas de Beneficiamento

A Cia. Nitro Química possui duas usinas de beneficiamento separadas, que foram incorporadas após a fusão das unidades de produção da Bayer e da Companhia Brasileira do Alumínio (CBA). A usina de preparação e concentração, que era da Bayer antes da fusão das empresas, localizada junto a Sede da empresa em Morro da Fumaça, e a usina de Flotação, que pertencia à CBA antes da fusão. Como eram de empresas diferentes as plantas estão distantes 1,2 km uma da outra. Um estudo de viabilidade econômica realizado na época mostrou que a mudança de uma delas não era viável, o transporte por caminhão do minério no processo era mais econômico. As figuras 4-6 e 4-12 mostram o fluxograma do processo.

4.3.1 Usina de Preparação

A usina de preparação engloba o pátio de estocagem de minério bruto e é responsável pela blendagem do minério das três minas. Além disso, a usina é

responsável pela primeira cominuição do minério, adequando-o para as etapas seguintes do processo.

A taxa de alimentação média da usina de preparação no ano de 2007 foi de aproximadamente 12.800t/mês, a usina é operada 12h/dia, 5 dias/semana.

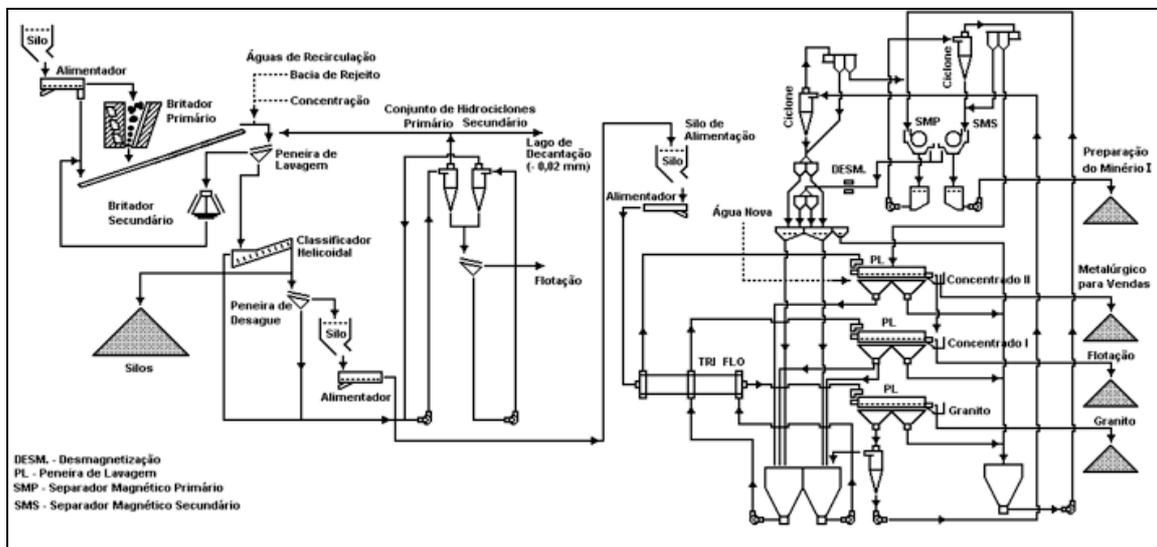


Figura 4-6: Fluxograma das Usinas de Preparação e Concentração. (Luz, 1989)

Como ilustrado na figura 4-6 a primeira etapa de cominuição é a britagem primária, que tem a função de preparar granulometricamente o material para os processos posteriores. A foto da figura 4-7 mostra o britador da Cia Nitro Química.



Figura 4-7: Britador de Mandíbulas de um Eixo – Cia Nitro Química

Depois de britado o minério é peneirado em uma tela de 20 mm, vide figura 4-9, e o material retido é direcionado para um britador cônico. A figura 4-8 mostra a foto do britador cônico da Cia Nitro Química.



Figura 4-8: Britador Cônico – Cia Nitro Química

Após britagem e peneiramento, gerando produto passante em 20 mm, há uma nova etapa de peneiramento, separando o que é retido em 7 mm, que vai para a planta de Concentração e o passante vai para a usina de Flotação.



Figura 4-9: Peneira Vibratória – Cia Nitro Química

4.3.2 Usina de Concentração

A usina de concentração faz a primeira etapa de concentração via meio denso, usando um separador Tri-Flo. No ano de 2007 a alimentação média da usina de concentração foi de aproximadamente 5.500 t/mês.

Segundo Sampaio (2005) o separador Tri-Flo (figuras 4-10 e 4-11) foi desenvolvido baseado no sistema de funcionamento do *Dynawhirpool*. Ele é constituído de dois (ou até três) cilindros separadores colocados em série, de modo que o produto flutuado do primeiro seja a alimentação do segundo, cuja densidade do meio-denso é mais baixa. Obtendo assim três produtos: flutuado, afundado e mistos. Desenvolvido na Itália, ele tem sido utilizado em diversas aplicações, incluindo no beneficiamento de carvões, minérios de cromo, estanho e fluorita.

O *Dynawhirpool* tem a forma de um cilindro, com duas entradas e duas saídas localizadas em seus dois extremos, e opera com ângulo de repouso de 15 e 25° (para carvões e minérios, respectivamente) em relação à horizontal. Esses ângulos são usados de forma a garantir que o meio não seja descarregado pelo orifício central da alimentação.

A alimentação, que consiste de uma mistura de minério e parte do meio-denso (aproximadamente 10%), é realizada a baixa pressão por meio de um funil alimentador posicionado na extremidade superior do cilindro, o qual é acoplado ao tubo de alimentação. O meio-denso é injetado tangencialmente e sob pressão pelo extremo inferior do cilindro, formando um fluxo em forma de vórtice e um núcleo central de ar ascendente ao longo do comprimento do aparelho.

O material com densidade menor que a do meio-denso (material flutuado) permanece no centro do cilindro e é descarregado na extremidade oposta à alimentação. Devido a sua maior densidade o material denso é forçado a penetrar através do meio denso na direção da parede do aparelho, sendo carregado juntamente com o fluxo do meio-denso até o orifício lateral superior do aparelho.

O Tri-Flo da Cia. Nitro Química trabalha com duas densidades diferentes, gerando três produtos:

- Brita: material com teor de fluorita abaixo de 5%, cujo baixo teor inviabiliza economicamente a concentração posterior por flotação, principalmente pelo alto custo da moagem;

- Fluorita Grau Metalúrgico: produto com teor de fluorita acima de 80%;
- Mistos: partículas não liberadas pela cominuição recebida até então e que necessitam ser moídas para posterior concentração por Flotação.

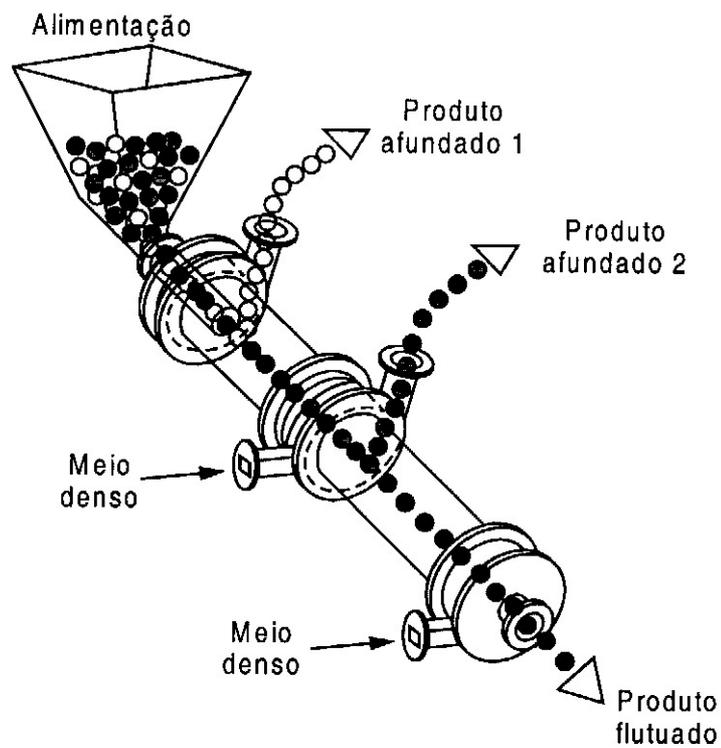


Figura 4-10: Desenho esquemático do separador Tri-Flo. (Sampaio, 2005)



Figura 4-11: Tri-Flo – Cia Nitro Química

Atualmente, aproximadamente 50% da alimentação da usina de concentração é de produto flutuado, ou seja, brita. Como a brita é retirada do processo no tri-flo, isso proporciona grande economia nos processos posteriores, principalmente na moagem que tem alto custo por tonelada alimentada.

4.3.3 Usina de Flotação

A usina de flotação é composta por pilha de homogeneização, moagem, classificação granulométrica, condicionamento, flotação, espessamento, filtragem e secagem, conforme mostrado no esquema da figura 4-12. Em 2007 a taxa média de alimentação da usina de flotação foi de 8.600t/mês.

➤ Homogeneização

As pilhas de homogeneização têm a função de atuar como um pulmão para a usina, além de homogeneizar o minério, que nesse caso é proveniente de três minas distintas, que alimenta a usina. Na Cia. Nitro Química existem duas pilhas, vide figura 4-13, cada uma com capacidade de armazenamento de 1.500 toneladas, garantindo assim a estabilidade da operação da usina por aproximadamente cinco dias.

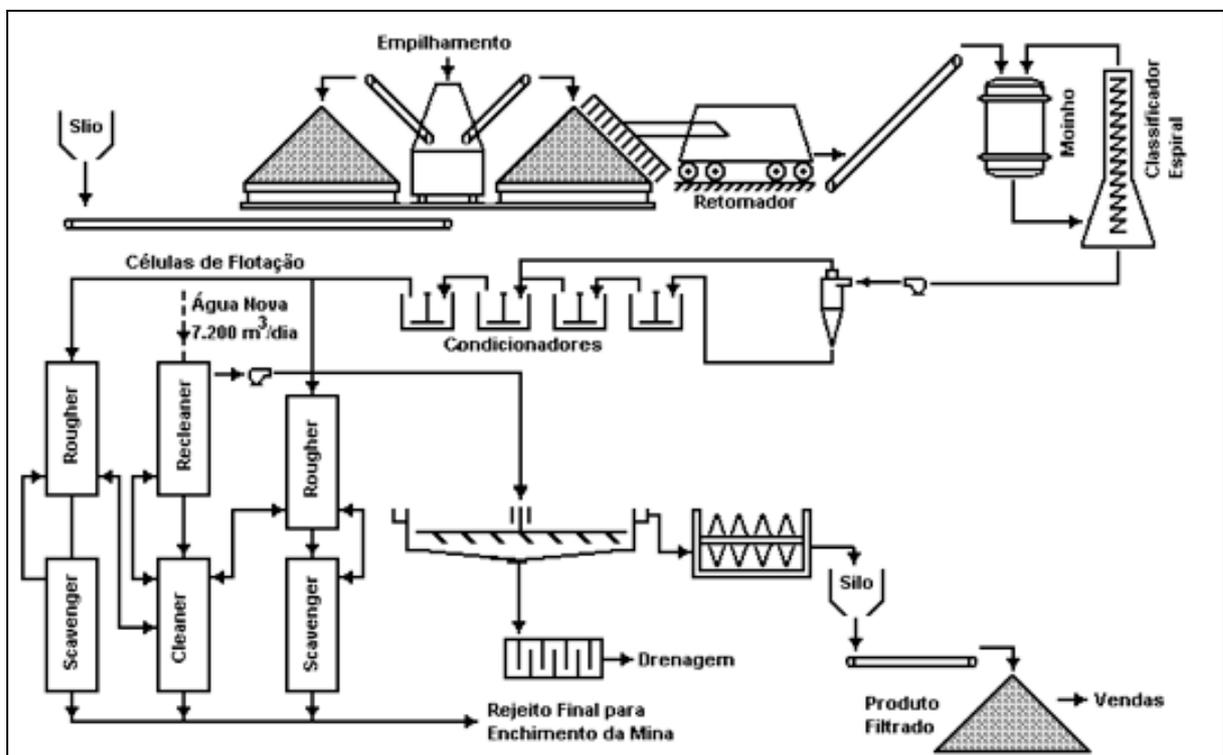


Figura 4-12: Esquema mostrando o fluxograma da Usina de Flotação. (Luz, 1989)



Figura 4-13: Pilhas de Homogeneização – Cia Nitro Química

➤ Moagem

A moagem do minério é feita com um moinho Denver de 7 pés (2,13m) e tem o objetivo de preparar o material para a etapa de flotação, liberando as partículas de fluorita das demais. A taxa média de alimentação do moinho é de aproximadamente 14 t/h. A foto da figura 4-14 mostra o moinho de bolas da Cia Nitro Química.



Figura 4-14: Moinho de Bolas – Cia Nitro Química

➤ Classificação granulométrica

A classificação granulométrica na Cia Nitro Química é realizada com um classificador espiral, e o produto, *overflow*, alimenta a flotação. A granulometria final pode ser vista na tabela 4-2.

Tabela 4-2: Granulometria da alimentação da flotação

Malha (mesh)	Malha (mm)	Retido
65 #	0,210	4,3%
80 #	0,177	6,0%
100 #	0,149	6,4%
150 #	0,105	13,4%
200 #	0,074	12,0%
325 #	0,044	13,2%
< 325 #	< 0,044	44,7%

➤ Condicionamento

Após cominuição e classificação do minério, este é condicionado antes de ir para o processo de flotação. Na Cia. Nitro Química o condicionamento é realizado em 4 tanques condicionadores, a saber:

- 1° condicionador: dosagem de amido de milho, cuja principal função é a depressão da sílica. Para ser dosado no processo o amido tem que ser gelatinizado antes, para tal é preparada uma mistura nas seguintes proporções: 10 kg de amido de milho, 3 kg de soda cáustica e 400 L de água. Neste condicionador ele é dosado a taxa de 350 g/t;
- 2° condicionador: dosagem de soda cáustica (NaOH), cuja função é modificar o pH da polpa, elevando-o para pH10. A dosagem é de aproximadamente 130 g/t;
- 3° condicionador: dosagem de soda barrilha (carbonato de sódio – Na₂CO₃). Para ser dosada a soda barrilha é preparada misturando-se 200 kg de soda barrilha com 2.500 L de água. A função do carbonato de sódio é modificar o pH, com a vantagem sobre a soda cáustica que este possui maior estabilidade operacional, e como desvantagem maior custo. A taxa de dosagem é de 1.500 g/t;
- 4° condicionador: no último condicionador é dosado o *tall oil*, que reage superficialmente com a fluorita, tornando-a hidrofóbica, atuando assim como coletor e espumante. A dosagem é de aproximadamente 350 g/t.

➤ Flotação

A flotação da Cia. Nitro Química é composta por um circuito *Rougher-Cleaner-Scavenger*, contendo 36 células, distribuídas da seguinte forma (vide figura 4-12):

- *Rougher*: 3 baterias de 4 células cada uma;
- *Scavenger*: 3 baterias de 4 células cada uma;
- *Cleaner*: 1 bateria, com 12 células, sendo 4 *cleaner*, 2 primeiro *re-cleaner*, 2 segundo *re-cleaner*, 2 terceiro *re-cleaner* e 2 *scavenger* do *cleaner*.

A foto da figura 4-15 mostra as células de flotação da Cia Nitro Química em operação atualmente.



Figura 4-15: Células de Flotação – Cia Nitro Química

➤ Espessamento e Filtragem

Esta etapa é feita através de um espessador EIMCO de 6 m de diâmetro. Parte do *overflow* do espessador é recirculado como água de processo, outra parte é descartada depois de passar por um tanque de decantação.

A filtragem do concentrado final é feita com filtro a vácuo de 3 discos e 2 m de diâmetro. A torta do filtro é estocada no pátio de fluorita grau ácido.

5 Revisão Bibliográfica

5.1 Concentração por Flotação

Segundo Chaves (2006) o processo de flotação explora a diferença de hidrofobicidade entre as distintas espécies minerais. O conceito de hidrofobicidade está relacionado à molhabilidade de uma superfície pela água. Partículas mais hidrofóbicas são menos ávidas por água. O conceito oposto a hidrofobicidade é a hidrofiliabilidade.

Este conceito também está associado à polaridade das substâncias. Moléculas polares, ou seja, que apresentam dipolo permanente, têm afinidade pela água, que é uma substância polar. Por outro lado substâncias apolares (ou não-polares), que não têm dipolo permanente, repelem a água. Como quase todos os processos de flotação usam como fase aquosa a água e como fase gasosa quase sempre o ar, podemos dizer que substâncias polares serão hidrofílicas e que substâncias apolares serão hidrofóbicas.

O ângulo de contato (θ) é o ângulo formado entre a fase sólida e a fase gasosa, medido através da fase líquida (figura 5-1). Portanto, quanto maior o ângulo de contato maior a afinidade da espécie pela fase gasosa e menor sua afinidade pela água, ou seja, quanto maior o ângulo de contato maior a hidrofobicidade da substância. Dada uma polpa com partículas em suspensão, a flotação é feita borbulhando-se ar através da mesma, fazendo com que as partículas que repelem a água sejam aderidas à bolha de ar, e com isso serem carregadas para a parte de cima da célula e removidas mecanicamente.

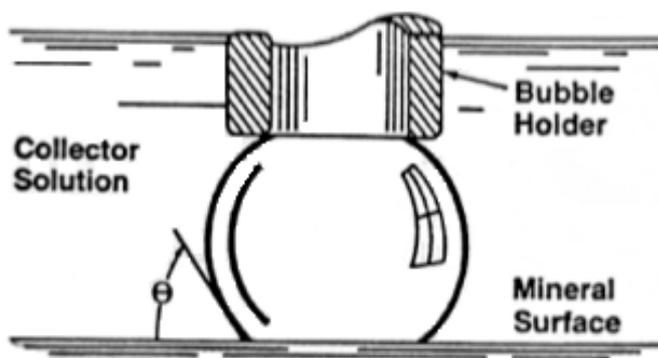


Figura 5-1: Ângulo de contato (θ). (The Dow Chemical Company, 1984)

Dos minerais encontrados na natureza poucos são naturalmente hidrofóbicos, dentre eles o carvão e o talco. A maioria dos minerais são naturalmente hidrofílicos, no entanto, com a adição de substâncias certas no sistema, consegue-se fazer com que eles se tornem hidrofóbicos. E o mais importante, usando as substâncias certas pode-se fazer com que, numa mistura de minérios, apenas alguns deles se tornem hidrofóbicos, ou seja, fazer uma hidrofobicidade seletiva. (Chaves, 2006)

5.1.1 Probabilidade de Flotação

A probabilidade de flotação (Araújo e Peres, 1995) é produto de três diferentes probabilidades, como mostrado na equação [5.1]:

$$P = Pa.Pc.(1 - Pd) \quad [5.1]$$

Sendo:

P = Probabilidade de flotação

Pa = Probabilidade de adesão entre a partícula hidrofóbica e a bolha de ar

Pc = Probabilidade de colisão da partícula com a bolha de ar

Pd = Probabilidade de separação entre a partícula e a bolha

Probabilidade de Colisão

A probabilidade de colisão pode ser descrita como a chance de uma partícula no caminho de uma bolha em ascensão colidir com a bolha. Devido às linhas de fluxo quando da bolha subindo a partícula precisa estar dentro de uma certa área para que esta tenha chance de colisão, como mostrado na figura 5-2.

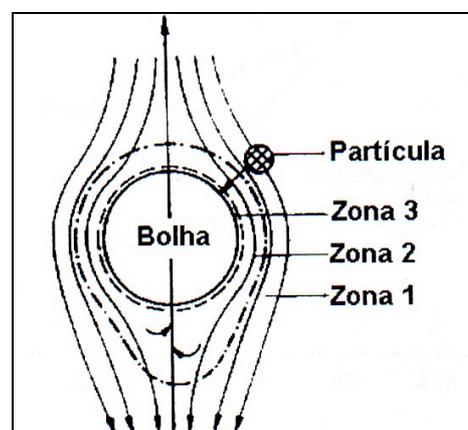


Figura 5-2: Linhas de fluxo. (Schulze, 1984)

Quanto maior a bolha mais importantes são as linhas de fluxo, e quanto menor a bolha maior o efeito inercial sobre ela, portanto a maior chance de colisão é quando a partícula é grande em relação à bolha. (Douby e Finch, 1990)

Probabilidade de Adesão

A probabilidade de adesão depende principalmente das características físico-químicas do meio. (Araújo e Peres, 1995).

Para que a adesão ocorra é necessário que o filme existente entre a partícula e o gás se rompa, formando um sistema de contato entre as três fases sólido-líquido-gás. O tempo total necessário para este processo é definido como tempo de indução t_i . Conseqüentemente, se o tempo de contato for maior do que o tempo de indução considera-se que houve adesão. (Douby e Finch, 1990).

Probabilidade de separação partícula-bolha

Segundo Cruz (1997), a desagregação do sistema partícula-bolha não recebeu muita ênfase na modelagem da coluna de flotação, isso porque não há grande influência da turbulência no processo de flotação em coluna.

5.1.2 Reagentes de Flotação

De acordo com seu papel no processo de flotação, os reagentes tradicionalmente são classificados em coletores, espumantes e modificadores.

I. Coletores

Os coletores são os compostos químicos que atuam na superfície do mineral tornando-o hidrofóbico.

A maioria dos coletores utilizados são heteropolares, ou seja, tem uma extremidade polar (com carga elétrica) e outra apolar (eletricamente neutra).

II. Espumantes

Apesar de espumantes serem imprescindíveis em todos os sistemas, algumas vezes eles ficam em segundo plano pelo fato de o coletor também exercer a função

de espumante e, no jargão do dia-a-dia, o reagente ser referido apenas como coletor. (Chaves, 2006)

Segundo (DOW, 1984), a principal função do agente espumante é criar espuma capaz de carregar o material ou de garantir a estabilidade da bolha mineralizada até que ela seja removida. Dessa forma a vida da bolha é aumentada para aumentar a probabilidade de adesão das partículas hidrofóbicas e se juntar as outras bolhas na superfície formando a espuma. No entanto, após retirada da máquina de flotação é desejável que a bolha se quebre rapidamente para evitar interferência nos processos subseqüentes.

III. Modificadores

As funções dos modificadores podem ser as seguintes:

- Modulação do pH
- Modulação do Eh, potencial eletroquímico do sistema, importante na flotação de sulfetos, envolvendo a adição de redutores e oxidantes e o emprego de nitrogênio como fase gasosa.
- Controle do estado de agregação da polpa com o uso de dispersantes e agregantes (floculantes e coagulantes)
- Ativação, através da adição de reagentes capazes de tornar mais eficaz ou mais seletiva a ação dos coletores.
- Depressão, através de reagentes que possam inibir a ação do coletor, tornando a superfície do mineral de ganga hidrofílica.

5.2 Coluna de Flotação

Segundo Pitta (2001) os tipos de máquina de flotação utilizados na indústria atualmente são as células mecânicas e as colunas de flotação. As células já são utilizadas a mais de um século, enquanto a coluna foi utilizada pela primeira vez em 1962 e desde então a tecnologia das colunas vem se desenvolvendo rapidamente. Uma das diferenças entre as duas tecnologias é o método de colisão entre bolhas e partículas, enquanto a célula mecânica promove essa interação pelo agitação da polpa pelo rotor, provocando a suspensão das partículas e conseqüentemente a colisão bolha/partícula, enquanto na coluna essa colisão resulta da alimentação da polpa ser próxima ao topo e a aeração pelo fundo da coluna, vide figura 5-1. Como a agitação na coluna é menor, menor é a probabilidade de destruição dos agregados bolha/partícula, segundo o mesmo autor, isso se faz notar principalmente na zona de transição entre a polpa e a espuma.

Estudo para comparar a eficiência entre a célula mecânica e a coluna de flotação foi realizado por Pitta (2001) e mostra que a coluna apresenta maior eficiência nas frações finas, especialmente para a fração menor do que 25 μm .

Apesar de existirem muitos desenhos de coluna, em geral se pode esquematizar o processo da forma mostrada na figura 5-1. A alimentação é injetada a cerca de dois terços da altura da coluna, medindo a partir da base, contra uma corrente ascendente de bolhas geradas na base da coluna, as partículas flotáveis são coletadas e sobem para a camada de espuma. (Dobby e Finch, 1990)

É possível identificar duas regiões distintas na figura 5-3: zona de coleta, situada entre o aerador e a interface polpa-espuma e zona de limpeza, ou camada de espuma, localizada entre a interface polpa-espuma e o transbordo.

Segundo Lopez (1991) os principais parâmetros operacionais e de dimensionamento para coluna de flotação são:

I. Altura da coluna e a relação com seu diâmetro

A relação H/d_c , onde H é o tamanho da zona de coleta e d_c o diâmetro da coluna, é muito importante na recuperação metalúrgica do processo. Para um mesmo volume da coluna e uma mesma taxa de alimentação, a recuperação será maior quanto maior for a relação H/d_c . Porém, esta é limitada pela capacidade de

carregamento de sólidos na coluna; ou seja, a máxima remoção de sólidos no concentrado por unidade de tempo e por unidade de área, vide figura 5-4.

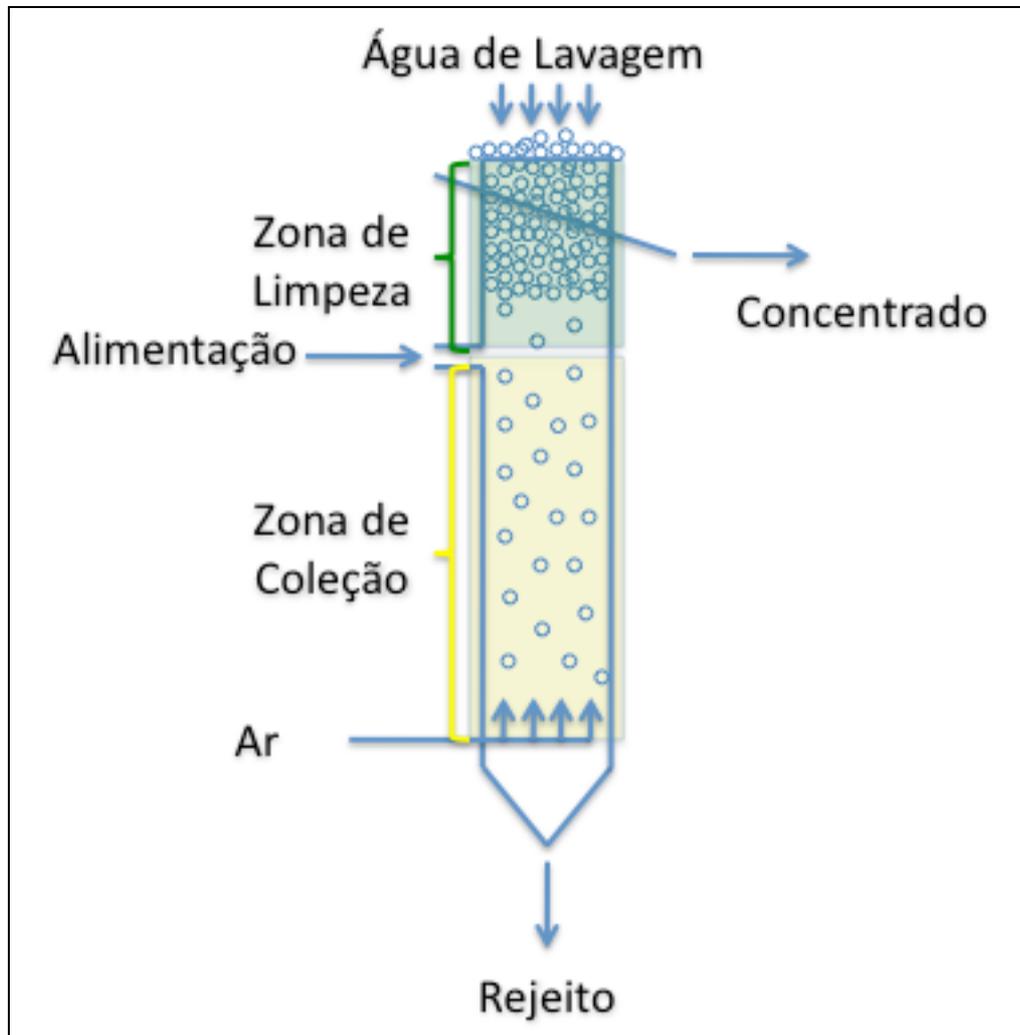


Figura 5-3: Esquema da Coluna de Flotação. Adaptado de Dobby e Finch (1990)

Segundo Chaves (2006), a altura da coluna geralmente está na faixa de 7 a 15 m e o valor típico é de 12 m. Para colunas de seção circular os diâmetros variam entre 0,5 e 4,5 m. Em colunas com diâmetros maiores que 1,2 m é comum a utilização de divisões internas verticais, denominadas defletores. Os defletores normalmente seccionam a coluna entre os borbulhadores ou a zona de transbordo, com interrupção na zona de alimentação, e têm o objetivo de reduzir a turbulência na coluna.

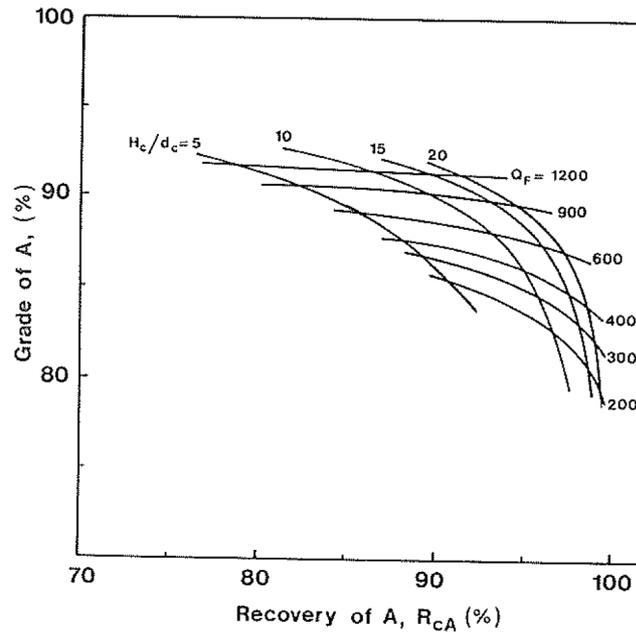


Figura 5-4: Efeito da relação H_c/d_c na recuperação metalúrgica. (Dobby e Finch, 1990)

II. Altura da espuma

A altura da camada de espuma é medida a partir da interface polpa-espuma até a zona de transbordo. A maior parte da bibliografia estudada recomenda uso de camada de espuma, com intuito de auxiliar a remoção das partículas de ganga que são hidrodinamicamente arrastadas para o concentrado. O não arraste da ganga na camada de espuma se deve à baixa turbulência e à água de lavagem (quando utilizada). Segundo Chaves (2006), industrialmente a altura da zona de espuma varia entre 0,1 e 2,0 m e o valor típico é de 1,0 m.

No entanto, *Aliaga et al* (2006) realizou experimentos mostrando que a flotação de partículas grossas sem camada de espuma é possível e apresenta bons resultados como *rougher*. Entre as vantagens de operação de coluna sem camada de espuma destaca-se a facilidade operacional e a baixa carga circulante como *drop back*.

O *froth drop back* é um fenômeno que ocorre na zona de interação entre a camada de espuma e a zona de coleção, e refere-se ao desprendimento das partículas das bolhas mineralizadas na camada de espuma por efeito da coalescência e conseqüente diminuição da área específica das mesmas. Essas

partículas que se desprendem voltam à zona de coleta e podem ser novamente coletadas pelo fluxo ascendente de bolhas de ar. Esse fenômeno proporciona uma intensa carga circulante, que segundo *Dobby e Finch* (1990) pode causar recirculação de até 50% da carga. Esse é um fenômeno sobre o qual não se tem muita informação, mas tem despertado grande interesse dos pesquisadores em quantificá-lo.

III. Tempo de residência

O tempo de residência médio das partículas é um dos fatores que afeta diretamente o desempenho da coluna, e pode ser controlado variando-se a taxa de alimentação, concentração de sólidos na alimentação, vazão de água de lavagem e altura da zona de coleta. O tempo de residência é um dos fatores mais importantes no que diz respeito à recuperação metalúrgica do processo. (Chaves, 2006)

O tempo de residência médio do líquido pode ser calculado pela razão entre a vazão volumétrica do rejeito e o volume efetivo da zona de coleção através da equação [5.2] (*Dobby e Finch*, 1990):

$$t_l = \frac{A_c H (1 - e_g) 100}{Q_{rej}} \quad [5.2]$$

Onde:

t_l = tempo de residência médio do líquido, em minutos

A_c = área da coluna, em m^2

H = altura da coluna

e_g = grau de retenção do ar, em %

Q_{rej} = vazão volumétrica do rejeito, em litros/minuto

O tempo médio de residência das partículas sólidas é dado pela seguinte relação [5.3]:

$$\frac{t_p}{t_l} = \frac{u_i}{u_l + u_p} \quad [5.3]$$

Onde

t_p = tempo médio de residência das partículas, em minutos

t_i = tempo de residência médio do líquido, em minutos

u_l = velocidade do líquido

u_p = velocidade terminal das partículas

IV. *Bias*

A diferença entre a velocidade superficial da água de limpeza e da velocidade superficial da água da polpa de concentrado é chamada *bias*, Chaves (2006). Quando o *bias* é positivo significa que o fluxo de água que cruza a interface zona de coleção/zona de espuma, é descendente e a água de lavagem mantém a estabilidade da espuma. Um esquema dos fluxos de água na coluna é mostrado na figura 5-5.

Esse fluxo descente de água é responsável pelo enriquecimento do concentrado, pois elimina o arraste hidrodinâmico. Esse fluxo é ainda responsável pela estabilização da espuma, evitando o rompimento do filme das bolhas. *Azanero et al* (2003) destaca ainda a função da água de lavagem como lubrificante das partículas minerais. Por outro lado, essa água de limpeza favorece o *froth drop back* e aumenta a carga circulante na coluna.

Ainda segundo Chaves (2006), o ideal é que o *bias* seja positivo, no entanto com o menor valor possível. Industrialmente esse valor varia de 0 a 0,3 cm/s e o valor típico é de 0,1 cm/s.

Por outro lado, *Aliaga et al* (2006) realizaram experimentos com *bias* negativo, ou seja, com uma vazão de rejeito menor que a vazão de alimentação e sem água de limpeza, para partículas grossas de fluorita e obteve bons resultados.

A figura 5-5 exemplifica os esquemas dos fluxos ao longo da coluna, onde V_A =Vazão da Alimentação, V_{Ar} =Vazão de Ar, V_{AL} =Vazão da Água de Limpeza e V_C =Vazão do Concentrado. A figura 5-6(a) ilustra o funcionamento da coluna com camada de espuma e água de limpeza, neste caso o fluxo ascendente é menor do que o descendente e a manutenção do nível da interface polpa/espuma é controlado pela água de limpeza. Na figura 5-6(b), sem água de limpeza, o fluxo ascendente é maior do que o fluxo descendente e não existe camada de espuma.

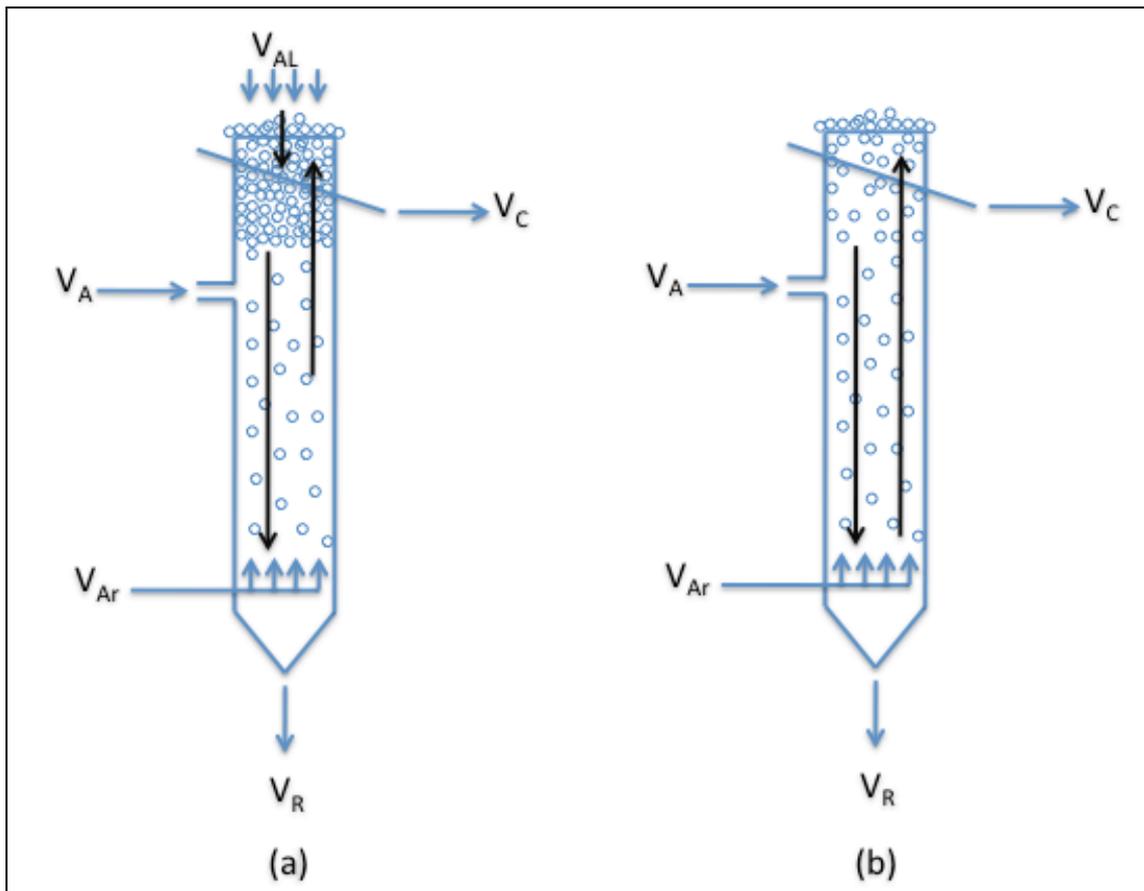


Figura 5-5: Esquema dos fluxos na coluna – (a) com Água de Limpeza – (b) Sem Água de limpeza

V. Gás Holdup

Quando um gás é introduzido na coluna ele ocupa o lugar da polpa. A fração volumétrica deslocada pelo gás é chamada de *holdup*.

Segundo Dobby e Finch (1990), existem muitas maneiras de medir o *holdup*, mas a simples e prática é a indicada na figura 5-6.

Pode-se calcular o *holdup* como [5.4]:

$$\varepsilon_g = 1 - \frac{\Delta P}{\rho_{sl} g \Delta L} \quad [5.4]$$

Onde:

ε_g = Gás Holdup

ΔP = Diferença de Pressão entre os pontos A e B

ΔL = Diferença de cota entre os pontos A e B

ρ_{sl} = densidade da polpa

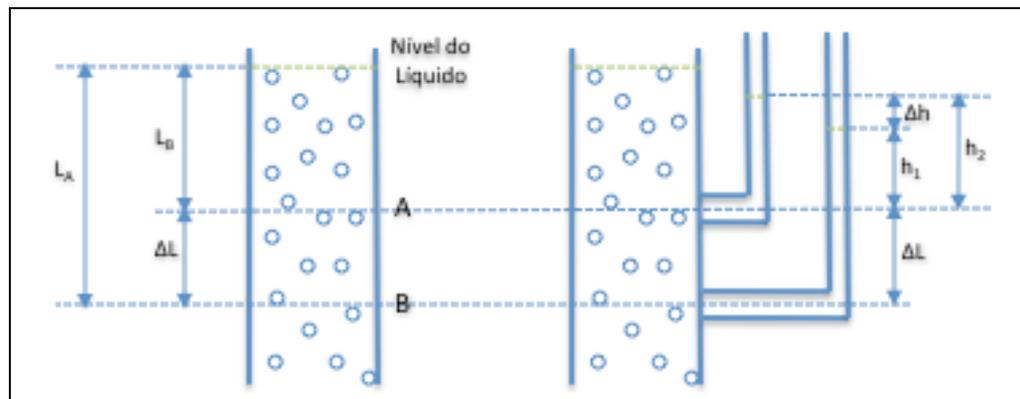


Figura 5-6: Medição de *Holdup*. (Adaptado de Finch, 1990)

Das variáveis operacionais que têm maior influência sobre o gás *holdup* pode-se destacar: a velocidade do ar e a concentração de espumante.

A relação entre o *holdup* e a velocidade superficial de ar (figura 5-7) determina o tipo de fluxo. Quando o fluxo é turbulento o aumento da velocidade superficial não provoca aumento de *holdup*, formam-se bolhas grandes, como consequência da coalescência, e observa-se a redução da recuperação na flotação. (Chaves, 2006)

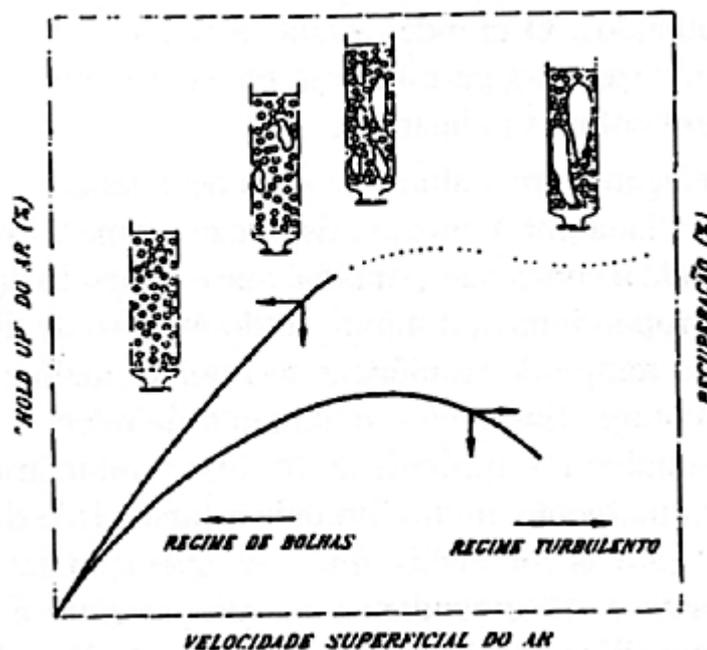


Figura 5-7: Velocidade superficial x *Holdup*. (Dobby e Finch, 1990)

O efeito direto da adição de espumante é a redução no tamanho das bolhas. Uma redução no tamanho das bolhas significa redução na velocidade de ascensão destas e conseqüentemente aumento do *holdup*. Este efeito pode ser visualizado na figura 5-8.

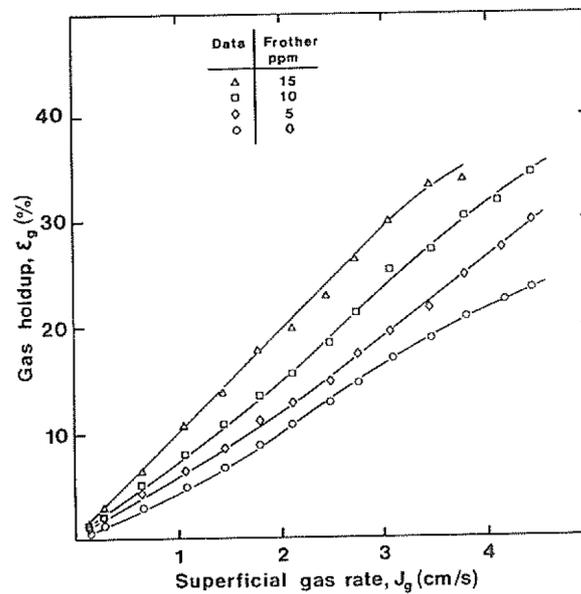


Figura 5-8: Efeito da dosagem de espumante no *holdup*. (Dobby e Finch, 1990)

O diâmetro da bolha, e conseqüentemente sua área, depende diretamente da vazão de ar, e a concentração de compostos tensoativos, o que controla a capacidade de carregamento da coluna.

VI. Tipo de borbulhador

O método de geração de bolhas na coluna é uma das diferenças em relação às outras máquinas de flotação. Os borbulhadores podem ser classificados como Internos ou Externos. Os borbulhadores internos são aqueles situados na parte interior da coluna. Esses podem ser confeccionados de material rígido, como placas e tubos porosos, ou material flexível, como tecido e borracha perfurada. Borbulhadores externos fazem o contato entre gás e polpa fora da coluna e a mistura é injetada na base da coluna. As vantagens deste método em relação aos aeradores internos são as menores possibilidades de entupimento e facilidade de manutenção. Como desvantagem pode ser mencionada a maior complexidade da

operação e controle. Ainda segundo Luz *at al* (1998), deve ser de fácil manutenção e operação além de ser construído com materiais resistentes ao desgaste.

VII. Distribuição de tamanho de bolhas

Dobby *at al* (1988), mostrou que a geração de bolhas pequenas é importante para a flotação de partículas finas, com diâmetro menor do que $10\ \mu\text{m}$, uma vez que a baixa eficiência na flotação deste material se deve à baixa probabilidade de colisão bolha-partícula. Portanto, para cada distribuição de tamanho de partículas há uma distribuição ideal de tamanho de bolhas.

Segundo Penna *at al* (2003) o tamanho médio das bolhas e sua distribuição são responsáveis pela eficiência de coleta e de transporte de partículas. As bolhas pequenas têm maior área superficial para a mesma vazão de ar. No entanto, para as bolhas muito pequenas, a velocidade de ascensão pode ser menor do que a velocidade descende da polpa, fazendo com que bolhas mineralizadas sejam arrastadas para o rejeito, reduzindo a recuperação metalúrgica do processo.

Segundo Luz *at al* (1998) um bom borbulhador deve ser capaz de gerar bolhas de 0,5 a 2,0 mm de diâmetro, com velocidade do ar entre 1,0 e 3,0 cm/s e *holdup* de 15 a 20%.

Finch (1990) mostra que o tamanho das bolhas influencia diretamente a eficiência da coleta (E_k), como mostrado na figura 5-8.

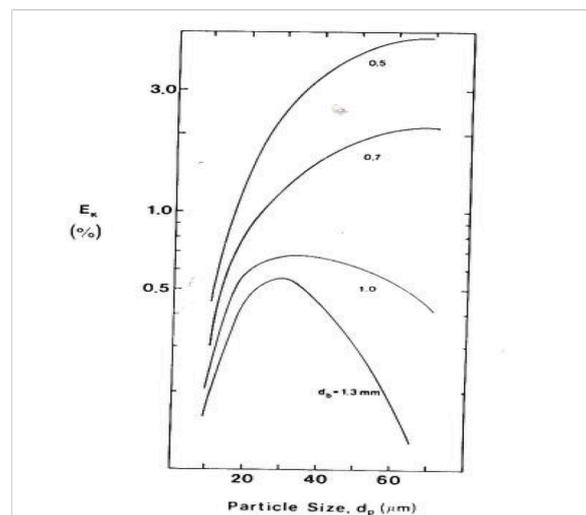


Figura 5-9: Efeito do tamanho das partículas na eficiência de coleção (E_k), em função do tamanho de bolhas. (Finch, 1990)

VIII. Percentagem de sólidos

O aumento da percentagem de sólidos aumenta a viscosidade da polpa, e traz problemas operacionais, como o arraste de bolhas pequenas para o rejeito e aumento da resistência para a passagem das bolhas pequenas mineralizadas.

A capacidade de carregamento da coluna é um dos limitantes na percentagem de sólidos na alimentação, especialmente no caso de grande percentagem de partículas finas, que exigem grandes recuperações mássicas. (Lopez, 1991)

IX. Características de Mistura

Os modelos que podem ser utilizados para descrever os tipos de regime de fluxo dentro de um reator são:

- (i) Regime de fluxo de pistão, onde o tempo de residência é o mesmo para todos os elementos do fluido e para todas as partículas;
- (ii) Misturador perfeito, onde há uma distribuição do tempo de residência.

O modelo proposto para descrever o comportamento de colunas industriais de flotação é o de um reator tubular pistonado (*plug flow reactor*) com dispersão axial. Neste modelo o desvio da idealidade é representado pelo número de dispersão (Nd). Este modelo foi proposto por *Yianatos, Espinoza-Gomes, Finch, Laplante e Dobby* e leva em consideração aspectos cinéticos da flotação e hidrodinâmicos da polpa (Chaves 2006). Neste tipo de fluxo todos elementos do fluido e todas as partículas minerais tem o mesmo tempo de residência.

Goodall e O'Connor (1991), propuseram um modelo regime de fluxo de pistão com reciclo para investigar as interações entre as zonas de coleção e de espuma, conforme figura 5-9.

X. Capacidade de carregamento

A carga máxima de partículas que a bolha pode carregar é um dos limitantes da coluna de flotação, a figura 5-10 mostra o esquema de uma bolha mineralizada.

Há uma máxima taxa de remoção de sólidos em relação à capacidade de carregamento por superfície de área da bolha, essa máxima taxa de remoção é chamada capacidade de carregamento C_r , e expressa a máxima massa de sólidos concentrados por unidade de tempo e por área de seção transversal, para uma dada

condição de velocidade do gás, diâmetro da bolha e distribuição granulométrica do material. Nessas condições, a capacidade de carregamento é expressa em $\text{g}/\text{min}\cdot\text{cm}^2$. Isso é especialmente importante nas etapas com alta percentagem de sólidos e grande recuperação mássica, como as etapas *cleaner*, por exemplo.

Segundo Dobby e Finch (1990), a capacidade de carregamento pode ser calculada pela seguinte fórmula [5.5] e o efeito desta fórmula pode ser observado na figura 5-11.

$$C_r = K_1 \frac{\pi d_p \rho_p J_g}{d_b} \quad [5.5]$$

Onde:

C_r = Capacidade de carregamento

K_1 = Fração carregada da bolha

d_p = Diâmetro da partícula

ρ_p = Densidade da partícula

J_g = Velocidade da bolha

d_b = Diâmetro da bolha

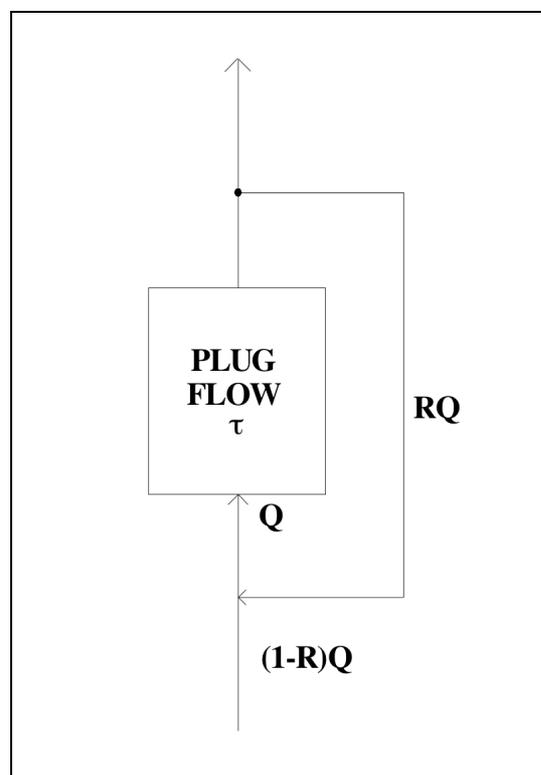


Figura 5-10: Exemplo de reator pistonado com reciclo. (Goodall, 1991)

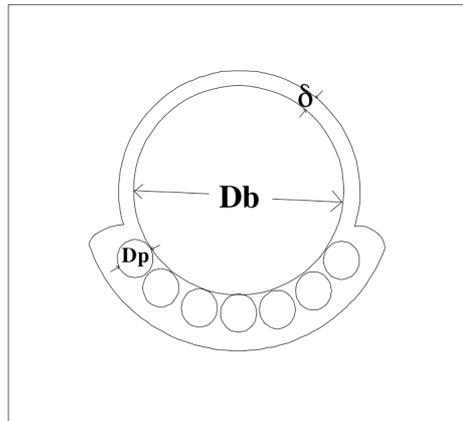


Figura 5-11: Esquema de uma bolha mineralizada. (Cruz, 1997), sendo D_b o diâmetro da bolha, D_p o diâmetro da partícula e δ a espessura do líquido.

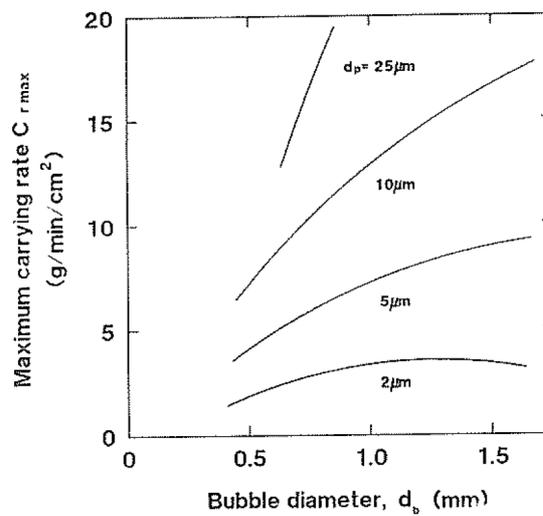


Figura 5-12: Máxima capacidade de carregamento para cada tamanho de partícula, segundo a equação [5-5]. (Cruz, 1997).

6 Procedimento Experimental

6.1 Caracterização Mineralógica

O procedimento experimental adotado para caracterização mineralógica do minério de cada uma das minas em atividade, compreendeu as atividades:

- Cominuição da amostra na granulometria de alimentação do circuito de flotação com cerca de 5% retidos em 65# (0,210 mm);
- Análise granulométrica por peneiramento a úmido nas frações 0,210 mm (65#); 0,177 mm (80#); 0,149 mm (100#); 0,107 mm (150#); 0,074 mm (200#); 0,037 mm (325#) e 0,020 mm (635#);
- Separações minerais através de líquidos densos, realizadas nas frações -0,297+0,210 mm; -0,210+0,149 mm; -0,149+0,107 mm; -0,107+0,074 mm e -0,074+0,020 mm, seguidas de análises químicas dos produtos obtidos;
- Análises mineralógicas através da conjugação de técnicas de difratometria de raios X, microscopia óptica e/ou microscopia eletrônica de varredura acoplada a sistemas de microanálise por EDS/WDS (EDS: *Energy Dispersive X-ray Spectroscopy*, WDS: *Wavelength Dispersive X-ray Spectroscopy*).

A figura 6-1 mostra de forma esquemática o procedimento adotado.

6.1.1 Caracterização do Minério de Fluorita

Estudos de caracterização tecnológica foram solicitados ao LCT (Laboratório de caracterização Tecnológica da Escola Politécnica da USP), para determinar a composição química e mineralógica de amostras das três minas em operação na época, e o grau de liberação da fluorita após etapa de moagem semelhante a da usina de beneficiamento da empresa.

Os estudos foram realizados em três amostras representando distintos minérios de fluorita hoje blendados para a alimentação do circuito de concentração por flotação, identificadas como Mina III, Nova Fátima e Rio dos Bugres, cada qual com cerca de 20 kg.

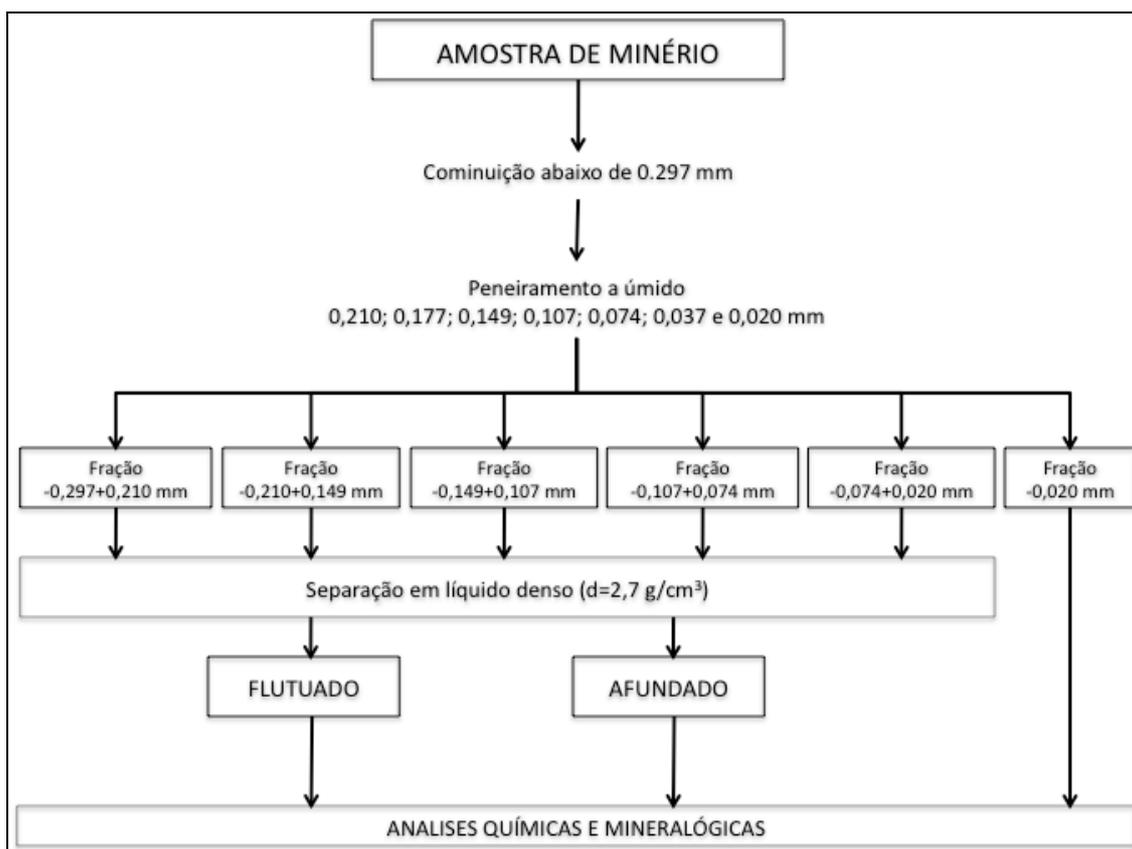


Figura 6-1: Esquema de procedimento experimental adotado para a caracterização mineralógica

As amostras estudadas foram submetidas a análises químicas com determinações de Ca, F, SiO₂, Al₂O₃, K₂O, Na₂O, MgO, Fe₂O₃, TiO₂, BaO e PF (Perda ao Fogo), conforme resultados apresentados na tabela 6-1.

Tabela 6-1: Resultado das análises químicas das amostras estudadas

AMOSTRA	Teores (% em massa)								
	Ca	F	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	BaO	PF	CaF ₂
Mina III	17,2	12,8	1,54	50,0	8,59	3,07	0,75	5,50	26,3
Nova Fátima	22,2	17,9	1,93	44,9	5,99	1,90	0,43	5,40	44,2
Rio dos Bugres	14,3	11,3	2,68	56,9	7,86	2,07	0,19	6,21	29,3

As amostras apresentam teores bastante distintos de fluorita, sendo o principal óxido componente a sílica com os demais em teores inferiores a 10%. Destacam-se os valores de alumínio, potássio e bário mais elevados na amostra Mina III e de ferro mais alto na Rio dos Bugres.

6.1.2 Classificação granulométrica das amostras cominuídas

As três amostras de minério estudadas foram submetidas a um procedimento de moagem em condições padronizadas, o qual foi estabelecido de forma a gerar produtos com a distribuição granulométrica similar à do OCS (*overflow* do classificador espiral) na usina de processamento industrial da Nitro Química; os resultados de distribuição granulométrica ao OCS são apresentados no gráfico da Figura 6-2.

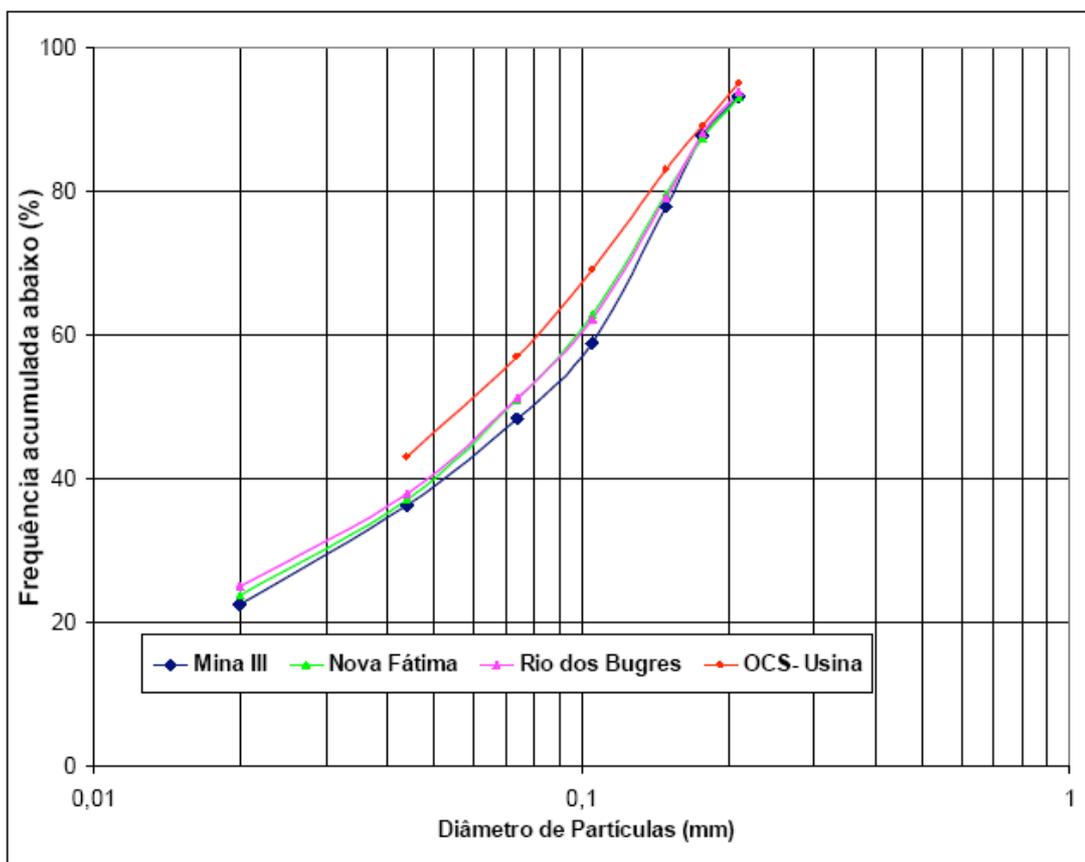


Figura 6-2: Distribuição granulométrica das amostras estudadas

As amostras cominuídas no LCT ficaram com granulometria algo mais grossa que a média do OCS, segundo os dados fornecidos pela Nitroquímica, sendo que a Mina III apresentou-se como ligeiramente mais fina que as amostras Nova Fátima e Rio dos Bugres, que tiveram distribuição semelhante.

6.1.3 Caracterização das amostras

➤ Mina III

Neste minério a fluorita tende a se concentrar nas frações intermediárias a finas, com teores entre 27,7 e 34,8% CaF₂ na fração entre 0,149 e 0,020 mm, o qual representa 67,5% do total da massa da amostra. A fração mais grossa, 6,9% em massa, mostra-se bastante enriquecida em sílica além de teores destacados de alumínio e potássio carreando 12,2% da fluorita total da amostra. Na fração mais fina, -0,020 mm, elevam-se muito os teores de alumínio e de perda ao fogo, cerca de 17% da fluorita do minério se associa a esta fração; bário e ferro mostram tendência a crescimento progressivo em direção às frações finas. Vide tabela 6-2.

Tabela 6-2: Distribuição dos teores na granulometria da amostra Mina III

Fração (mm)	% massa	Teores (% em massa)									Distribuição na amostra (%)				
		Ca	F	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	BaO	PF	CaF ₂	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	CaF ₂
-0,297+0,210	6,9	7,34	5,95	0,96	70,5	7,54	3,23	0,24	4,96	12,2	4,3	9,7	6,0	7,2	3,2
-0,210+0,149	15,4	14,7	10,2	0,94	58,6	7,07	3,13	0,41	4,23	20,9	9,4	18,1	12,7	15,7	12,2
-0,149+0,105	18,9	18,9	13,5	0,96	50,7	6,76	2,95	0,56	4,21	27,7	11,8	19,1	14,9	18,1	19,9
-0,105+0,074	10,4	20,2	16,3	0,99	48,0	6,42	2,80	0,67	4,37	33,5	6,7	10,0	7,8	9,5	13,3
-0,074+0,020	25,9	21,4	17,0	1,23	45,2	6,62	2,72	0,95	4,52	34,8	20,7	23,5	20,0	23,0	34,3
-0,020	22,5	14,4	9,80	3,23	43,8	14,8	3,62	1,11	9,29	20,1	47,1	19,7	38,7	26,5	17,1
Total calculado	100,0	17,2	12,8	1,54	50,0	8,59	3,07	0,75	5,50	26,3	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

A separação em líquidos densos (Tabela 6-3) logrou retirar sílica, alumina e potássio no produto flutuado concentrando a fluorita no produto afundado onde os teores ficaram próximos de 87% CaF₂.

Ainda na tabela 6-3, cerca de 87,7% da fluorita concentra-se no produto afundado na fração retida em 0,210 mm e aproximadamente 95% nas passantes abaixo desta fração, sendo que na primeira se observam teores associados ao produto afundado de 1,7% SiO₂ e 3,6% Al₂O₃; a percentagem que permanece junto aos produtos flutuados é na forma de partículas mistas. No produto afundado os teores de sílica são expressivamente menores no produto afundado, variando entre 1,7 e 5,4%.

Tabela 6-3: Resultado das separações em líquido denso ($d= 2,85 \text{ g/cm}^3$) para amostra da Mina III.

Fração (mm)	Produto	% em massa ensaio amostra	Teores (%)										Distribuição no Ensaio (%)					Distribuição na Amostra (%)				
			Ca	F	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	BaO	Pf	CaF ₂	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	CaF ₂	Fe ₂ O ₄	SiO ₃	Al ₂ O ₄	K ₂ O	CaF ₃	
-0,297+0,210	Flutuado	84.5	0.68	0.99	0.76	82.3	8.81	3.70	0.16	1.83	2.03	65.6	98.3	96.4	98.5	12.3	2.8	9.5	5.8	7.1	0.4	
	Afundado	15.5	44.0	38.4	2.17	7.71	1.81	0.30	0.72	6.03	78.9	34.4	1.7	3.6	1.5	87.7	1.5	0.2	0.2	0.1	2.8	
	Total Calculado	100.0	7.4	6.8	0.98	70.7	7.72	3.17	0.25	2.49	14.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	4.3	9.7	6.0	7.2	3.2	
	Total Dosado		7.3	7.0	0.96	70.5	7.54	3.23	0.24	4.96	12.2											
-0,210+0,149	Flutuado	70.3	0.70	1.15	0.85	81.3	9.60	4.19	0.17	2.10	2.36	63.2	98.2	95.2	99.0	6.4	5.9	17.1	12.1	15.5	0.8	
	Afundado	29.7	48.9	40.1	1.17	3.49	1.14		0.97	2.81	82.3	36.8	1.8	4.8	1.0	93.6	3.5	0.3	0.6	0.2	11.4	
	Total Calculado	100.0	15.4	12.7	0.95	58.2	7.09	2.96	0.41	2.31	26.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	9.4	17.4	12.7	15.7	12.2	
	Total Dosado		14.7	10.2	0.94	58.6	7.07	3.13	0.41	4.23	20.9											
-0,149+0,105	Flutuado	60.7	1.21	1.34	0.95	79.3	10.20	4.44	0.16	2.47	2.75	61.2	95.4	92.3	96.9	4.6	7.2	18.3	13.7	17.5	0.9	
	Afundado	39.3	46.4	42.6	0.93	5.94	1.31	0.24	1.28	3.24	87.3	38.8	4.6	7.7	3.4	95.4	4.6	0.9	1.1	0.6	19.0	
	Total Calculado	100.0	18.9	19.9	0.94	50.5	6.70	2.79	0.60	2.77	36.0	100.0	100.0	100.0	100.3	100.0	11.8	19.2	14.8	18.1	19.9	
	Total Dosado		18.9	13.5	0.96	50.7	6.76	2.95	0.56	4.21	27.7											
-0,105+0,074	Flutuado	58.4	1.35	1.40	0.98	78.9	10.30	4.40	0.15	2.58	2.67	58.9	96.3	81.0	88.8	4.2	7.8	22.2	7.20	9.2	0.6	
	Afundado	41.6	47.1	42.3	0.96	4.29	1.19	0.18	1.47	2.88	86.8	41.1	3.7	19.0	11.2	95.8	12.9	1.3	0.6	0.3	12.7	
	Total Calculado	100.0	20.4	19.4	0.97	47.8	6.48	2.64	0.70	2.70	37.8	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	20.7	23.5	7.8	9.5	13.3	
	Total Dosado		20.2	19.3	0.99	48.0	6.42	2.80	0.67	4.37	33.5											
-0,074+0,020	Flutuado	55.5	1.00	1.36	0.62	88.5	5.61	2.34		2.05	2.79	37.7	94.6	81.0	88.8	4.2	7.8	22.2	16.2	20.4	1.4	
	Afundado	44.5	45.3	38.9	1.28	6.35	1.64	0.37	2.07	3.33	79.7	62.3	5.4	19.0	11.2	95.8	12.9	1.3	3.8	2.6	32.9	
	Total Calculado	100.0	20.7	18.0	0.91	52.0	3.84	1.46	0.98	2.62	37.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	20.7	23.5	20.0	23.0	34.3	
	Total Dosado		21.4	17.0	1.23	45.2	6.62	2.72	0.95	4.52	34.8											
-0,020	Flutuado	62.7	0.99	1.27	0.81	82.8	8.5	3.67	0.14	2.20	2.61	52.4	96.2	89.6	94.9	5.0	27.7	77.3	55.0	69.8	4.1	
	Afundado	37.3	29.0	40.5	1.16	5.5	1.4	0.26	1.55	3.26	83.1	47.6	3.8	10.4	5.1	95.0	25.2	3.0	6.4	3.7	78.7	
	Total Calculado	100.0	17.9	15.9	0.94	53.9	5.9	2.40	0.67	2.60	32.7	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	52.9	80.3	61.4	73.5	82.8	

teor abaixo do limite de detecção (0,10%)

A composição mineralógica da amostra estudada é essencialmente fluorita (26% em massa), quartzo (37%), feldspatos (ortoclásio e plagioclásio) cerca de 10%, minerais micáceos (muscovita, biotita, caulinita e clorita) cerca de 17%, apresentando quantidades menores de carbonatos (dolomita), óxidos de ferro (goethita) e barita. A fluorita forma partículas mistas principalmente com quartzo e feldspato, em menores proporções se associa também com minerais micáceos e óxidos de ferro (vide fotos das figuras 6-3 e 6-4). Dentre as formas de associações nas partículas mistas destaca-se a presença de endoganga, ou seja, partículas de fluorita contendo grãos de quartzo/silicatos de dimensões micrométricas. Estas partículas mistas podem conter proporções variadas dos minerais contaminantes e se concentram junto ao produto afundado no meio denso. Mesmo na fração granulométrica mais fina ocorrem tais tipos de partículas.

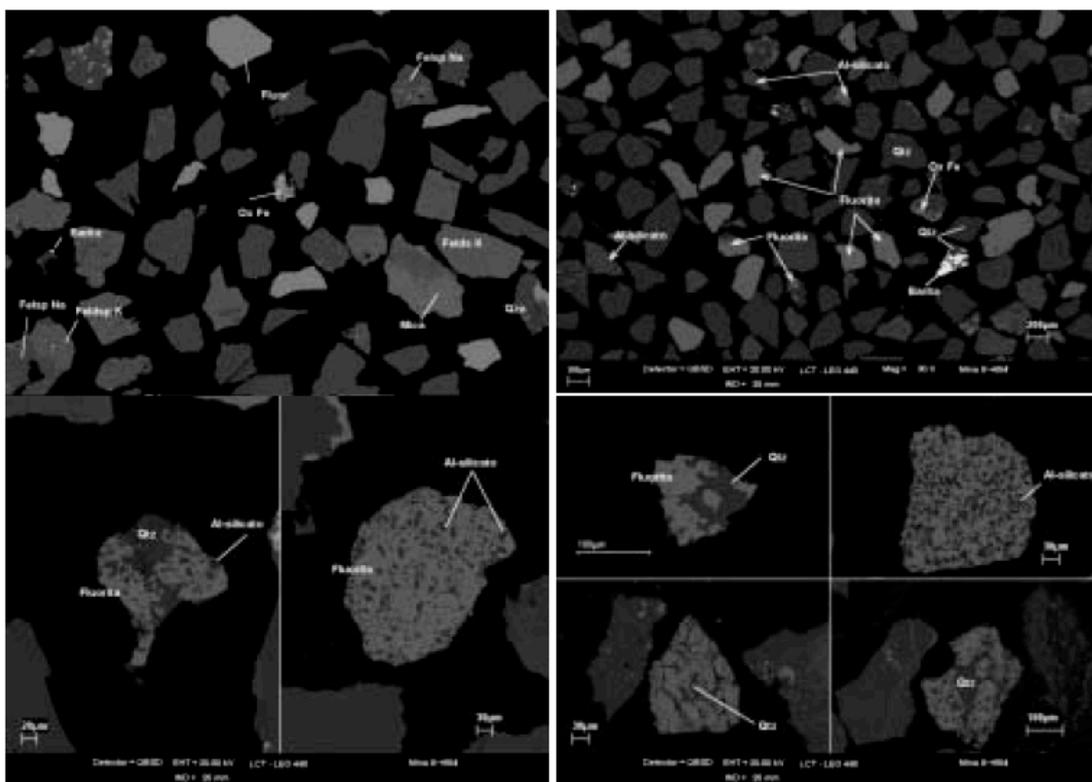


Figura 6-3: Fração $-0,297+0,210\text{mm}$ produto afundado. Fotomicrografias ao SEM-EDS. Mina III

A figura 6-3 mostra o aspecto geral das partículas liberadas de fluorita (cinza médio) e mistas com quartzo/silicatos, do produto afundado na fração $-0,297+0,210$

mm, nota-se, nas fotos de detalhe, partículas mistas onde a fluorita se apresenta associadas aos minerais contaminantes de dimensões micrométricas (endoganga).

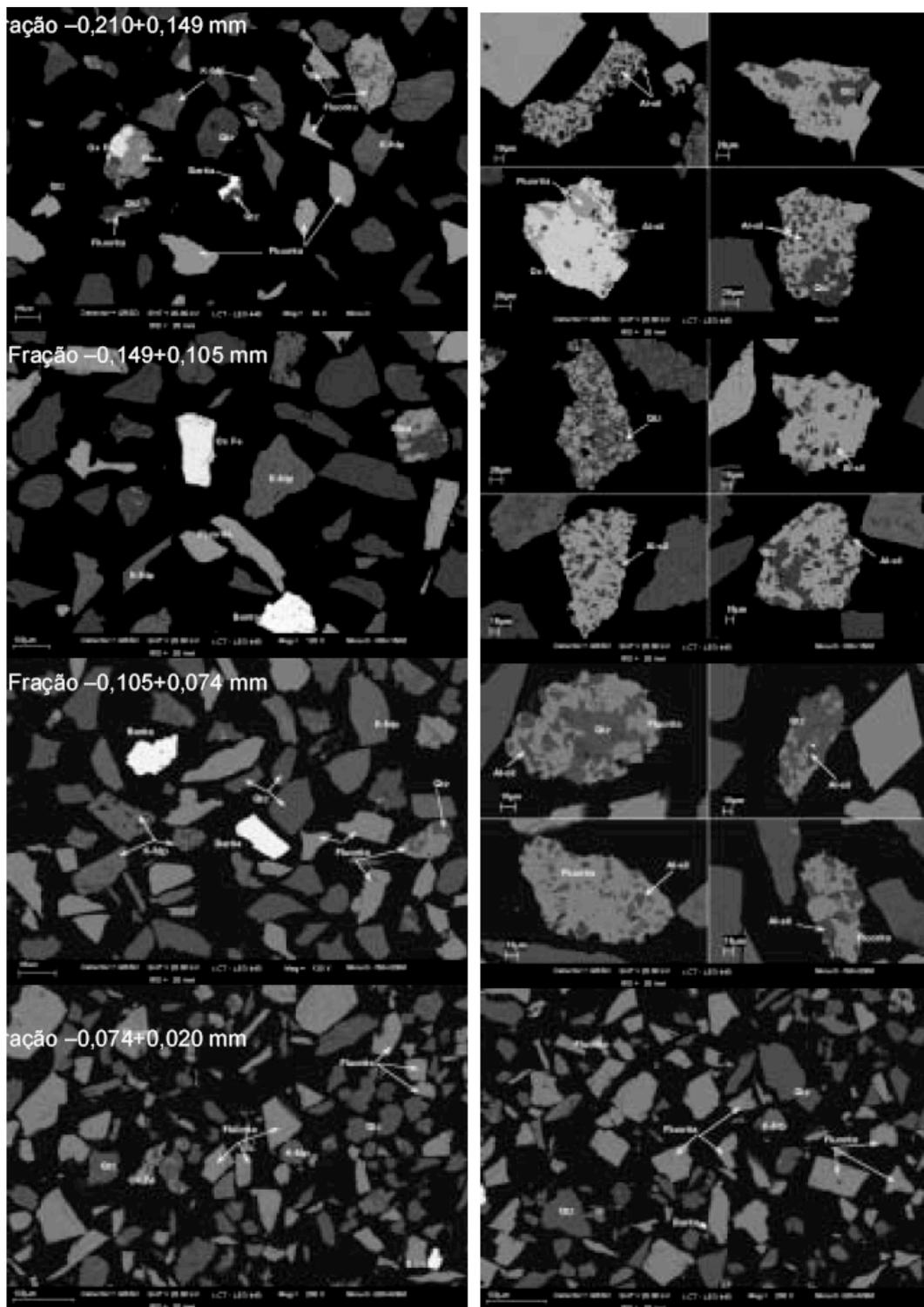


Figura 6-4: Produto afundado. Fotomicrografias obtidas ao SEM-EDS. Mina III

A figura 6-4 evidencia a presença de muitas partículas liberadas de fluorita e dos outros minerais. Nas fotos de detalhe pode-se notar a ocorrência de partículas mistas de fluorita até as granulometrias mais finas. Observa-se também a presença de partículas liberadas de sílica/silicatos nestes produtos afundados desde as frações mais grossas.

Assim, devido às formas de associações minerais observadas, uma parte das partículas de fluorita que compõem o produto afundado são mistas com pontuações internas ou endoganga de quartzo/silicatos/óxidos de ferro as quais são responsáveis pelos teores de sílica e ferro associados a estes produtos. O grau de liberação da fluorita atinge 94% na fração -0,074+0,020 mm (vide tabela 6-4), considerando-se como partículas liberadas de fluorita aquelas com porcentagens superiores a 99% deste mineral.

Tabela 6-4: Grau de liberação da fluorita (mais de 99% de fluorita) Mina III

Fração (mm)	% massa	% CaF ₂	Grau de liberação (%)		
			No produto afundado	Na fração	Acum abaixo
-0,297+0,210	6,9	12,2	83	72	90
-0,210+0,149	15,4	20,9	89	83	90
-0,149+0,105	18,9	27,7	88	84	92
-0,105+0,074	10,4	33,5	92	88	94
-0,074+0,020	25,9	34,8	98	94	95
-0,020	22,5	20,1	98	98	98
Total calculado	100,0	26,3	----	90	

Na cominuição efetuada, abaixo de 0,297 mm, 90% da fluorita contida mostra-se liberada, sendo que este valor atingiria 94 para moagem abaixo de 0,100 mm (vide gráfico da figura 6-5).

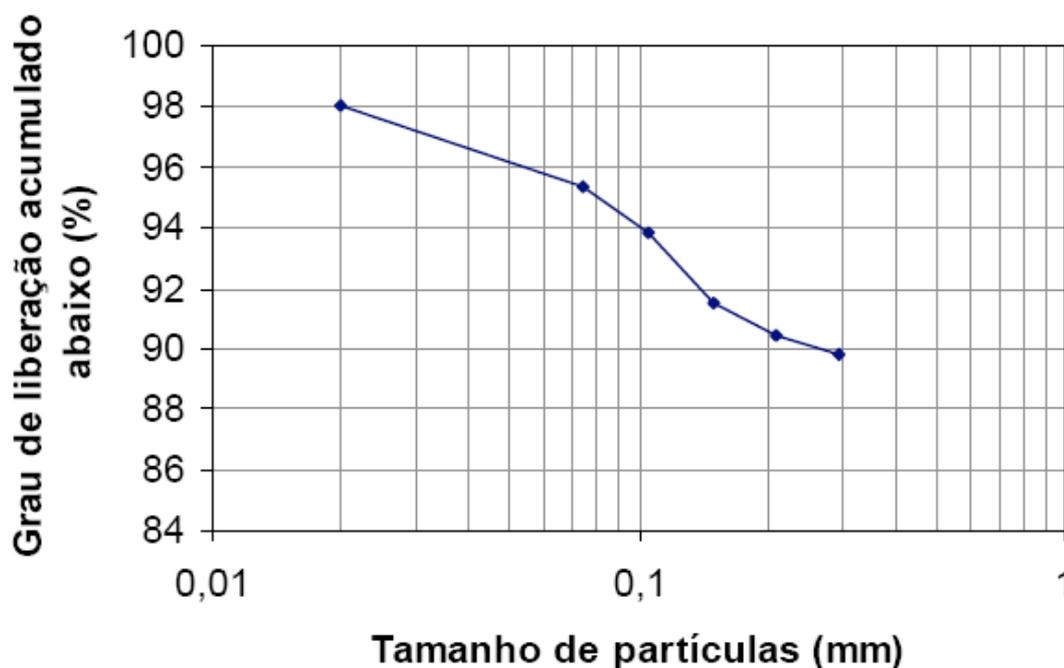


Figura 6-5: Grau de liberação da fluorita acumulado abaixo para a amostra Mina III

➤ Nova Fátima

Na distribuição de teores na granulometria (Tabela 6-5) verifica-se a mesma tendência da fluorita se concentrar nas frações intermediárias a finas, com teores variando entre 39,8 e 45,9% CaF_2 no intervalo entre 0,149 e 0,020 mm, o qual contém 66,9% do total da massa de fluorita da amostra, sendo que nas frações mais finas deste intervalo os valores são superiores a 45% CaF_2 . A fração mais grossa mostra-se enriquecida em sílica, além de teores um pouco mais elevados de alumínio e potássio, esta fração contém 5,4% da fluorita total da amostra. Na fração mais fina, -0,020 mm, elevam-se significativamente os teores de alumínio e de perda ao fogo e um pouco os de potássio. Cerca de 17% da fluorita do minério se associa a esta fração.

A separação em líquidos densos (Tabela 6-6) logrou retirar sílica, alumina e potássio no produto flutuado concentrando a fluorita no afundado onde os teores variaram de 89,3 a 96,9 % CaF_2 .

Tabela 6-5: Distribuição de teores na granulometria da amostra Nova Fátima

Fração (mm)	% massa	Teores (% em massa)										Distribuição na amostra (%)				
		Ca	F	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	BaO	PF	CaF ₂	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	CaF ₂	
-0,297+0,210	7,1	14,0	13,5	1,02	62,7	4,75	2,00	0,19	4,08	27,8	3,7	9,9	5,6	7,4	5,4	
-0,210+0,149	13,3	20,2	14,0	0,94	53,3	4,17	1,78	0,29	4,80	28,7	6,5	15,8	9,3	12,5	10,5	
-0,149+0,105	16,8	23,3	19,4	0,93	46,6	4,02	1,66	0,33	4,34	39,8	8,1	17,4	11,3	14,7	18,2	
-0,105+0,074	11,8	24,5	22,4	0,93	44,0	3,81	1,62	0,35	4,29	45,9	5,7	11,6	7,5	10,1	14,8	
-0,074+0,020	27,1	26,5	22,3	1,33	40,2	4,10	1,69	0,60	4,44	45,8	18,7	24,3	18,6	24,1	33,9	
-0,020	23,8	18,8	12,9	4,64	39,6	12,0	2,49	0,48	8,53	26,5	57,3	21,0	47,7	31,2	17,2	
Total calculado	100,0	22,2	17,9	1,93	44,9	5,99	1,90	0,43	5,40	36,6	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	

Mais de 90% da fluorita se associa ao produto afundado em todas as frações da granulometria, vide tabela 6-6, sendo que este valor atinge mais de 96% para as frações passantes em 0,210 mm; a porcentagem que permanece junto aos produtos flutuados é na forma de partículas mistas principalmente com quartzo. Os teores que permanecem associados ao produto afundado são de 3,2% SiO₂ e 7,6% de Al₂O₃, sendo que os teores de sílica mostram-se oscilantes destacando-se como significativamente mais elevados na fração -0,105+0,074 mm.

A composição mineralógica da amostra estudada é essencialmente fluorita, 37% em massa, quartzo 32%, feldspatos (ortoclásio e plagioclásio) cerca de 10%, minerais micáceos (muscovita, biotita, caulinita e clorita) cerca de 13%, apresentando quantidades menores de óxidos de ferro (goethita), barita e carbonatos. A fluorita forma partículas mistas principalmente com quartzo e minerais micáceos, em menores proporções se associa também com feldspato, óxidos de ferro e carbonatos (vide fotos das figuras 6-7 e 6-8). Dentre as formas de associações nas partículas mistas destaca-se a presença de partículas de fluorita, contendo grãos micrométricos de quartzo/silicatos com proporções variadas e tendência a maiores proporções de fluorita concentradas no produto afundado no meio denso, mesmo em frações mais finas ocorrem tais tipos de partículas. Devido às formas de associações minerais, parte das partículas de fluorita que compõem o produto afundado é mista com pontuações internas ou endoganga de quartzo/silicatos/óxidos de ferro as quais são responsáveis pelos teores de sílica associados a estes produtos. O grau de liberação da fluorita atinge 90% na fração -0,074+0,020 mm (vide tabela 6-7), considerando-se como partículas liberadas de fluorita aquelas com porcentagens superiores a 99% deste mineral.

Tabela 6-6: Resultado das separações em líquido denso ($d= 2,85 \text{ g/cm}^3$) para amostra de Nova Fátima.

Fração (mm)	Produto	% em massa ensaio amostra	Teores (%)										Distribuição no Ensaio (%)					Distribuição na Amostra (%)				
			Ca	F	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	BaO	Pf	CaF ₂	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	CaF ₂	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	CaF ₂	
-0,297+0,210	Flutuado	71.1	5.0	0.88	1.33	0.91	86.2	6.27	2.64	0.12	1.91	2.73	61.8	98.0	94.7	97.7	7.4	2.3	9.7	5.3	7.3	0.4
	Afundado	28.9	2.0	48.5	40.9	1.38	4.33	0.87	0.15	0.45	3.07	84.0	38.2	2.0	5.3	2.3	92.6	1.4	0.2	0.3	0.2	5.0
	Total Calculado	100.0	7.0	14.6	12.8	1.05	62.5	4.71	1.92	0.22	2.25	26.2	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	3.7	9.9	5.6	7.5	5.4
-0,210+0,149	Total Dosado		14.0	13.5	1.02	62.7	4.75	2.00	0.19	4.08	27.8											
	Flutuado	59.6	8.0	0.84	1.19	0.91	85.9	6.46	2.73	2.17	2.44	61.2	97.9	93.9	97.6	3.7	4.0	15.5	8.7	12.2	0.4	
	Afundado	40.4	5.4	46.7	46.0	0.85	2.74	0.62	0.59	2.16	94.4	38.8	2.1	6.1	2.4	96.3	3.9	0.3	0.6	0.3	10.1	
-0,149+0,105	Total Calculado	100.0	13.3	19.4	19.3	0.89	52.3	4.10	1.67	0.30	2.17	39.6	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	7.9	15.8	9.3	12.5	10.5
	Total Dosado		20.2	14.0	0.94	53.3	4.17	1.78	0.29	4.80	28.7											
	Flutuado	52.8	8.9	0.89	1.23	0.94	84.6	6.90	2.84	0.11	2.27	2.52	51.5	96.8	92.4	97.0	3.1	4.2	16.9	10.4	14.2	0.6
-0,105+0,074	Afundado	47.2	7.9	49.4	43.1	0.99	3.15	0.64	0.52	2.69	88.4	48.5	3.2	7.6	0.3	96.9	3.9	0.6	0.9	0.1	17.6	
	Total Calculado	100.0	16.8	23.8	21.0	0.96	46.2	3.96	1.55	0.30	2.47	43.0	100.0	100.0	100.0	97.3	8.1	17.5	11.3	14.3	18.2	
	Total Dosado		23.3	19.4	0.93	46.6	4.02	1.66	0.33	4.34	39.8											
-0,074+0,020	Flutuado	58.4	6.9	3.34	3.37	0.98	80.7	6.78	2.83	0.14	3.63	6.92	60.2	93.8	90.6	94.3	10.7	3.4	10.9	6.80	9.5	1.6
	Afundado	41.6	4.9	46.3	39.4	0.91	7.45	0.99	0.24	0.61	4.11	80.9	39.8	6.2	9.4	5.7	89.3	2.3	0.7	0.7	0.6	13.2
	Total Calculado	100.0	11.8	21.2	18.4	0.95	50.2	4.37	1.75	0.34	3.83	37.7	100.0	100.0	100.0	100.0	5.7	11.6	7.5	10.1	14.8	
-0,074+0,020	Total Dosado		24.5	22.4	0.93	44.0	3.81	1.62	0.35	4.29	45.9											
	Flutuado	46.6	12.7	2.10	2.07	1.19	80.4	7.79	3.11	0.11	4.06	4.25	44.1	95.5	89.0	94.8	4.0	8.2	23.2	16.5	22.9	1.3
	Afundado	53.4	14.5	47.4	43.8	1.32	3.33	0.84	0.15	0.75	3.65	89.8	55.9	4.5	11.0	5.2	96.0	10.5	1.1	2.0	1.3	32.6
-0,020	Total Calculado	100.0	27.2	26.3	24.3	1.26	39.2	4.08	1.53	0.45	3.84	49.9	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	18.7	24.3	18.5	24.2	33.9
	Total Dosado		26.5	22.3	1.33	40.2	4.10	1.69	0.60	4.44	45.8											
	Flutuado	54.4	41.4	1.66	1.85	1.01	83.1	7.0	2.88	0.11	2.98	3.79	51.8	96.3	91.4	97.1	5.2	22.1	76.1	47.8	66.0	4.3
-0,020	Afundado	45.6	34.8	47.7	43.2	1.12	3.8	0.8	0.14	0.64	3.23	88.6	48.2	3.7	8.6	2.9	94.8	20.6	2.9	4.5	2.0	78.5
	Total Calculado	100.0	76.2	22.7	20.7	1.06	46.9	4.2	1.63	0.35	3.10	42.5	100.0	100.0	100.0	100.0	42.7	79.0	52.3	68.0	82.8	
	Total Dosado																					

teor abaixo do limite de detecção (0,10%)

Na cominuição efetuada, abaixo de 0,297 mm, 88% da fluorita contida mostra-se liberada, sendo que este valor atingiria 90% para moagem abaixo de 0,100 mm (vide gráfico da figura 6-6).

A figura 6-7 mostra o aspecto geral das partículas liberadas de fluorita (cinza médio) e mistas com quartzo/silicatos, nota-se nas referidas fotos de detalhe (à direita) partículas mistas onde a fluorita se encontra associada aos minerais contaminantes, essencialmente quartzo e alumino-silicatos, de dimensões micrométricas (endoganga).

Tabela 6-7: Grau de liberação da fluorita (partículas com mais de 99%). Mina Nova Fátima

Fração (mm)	% massa	% CaF ₂	Grau de liberação (%)		
			No produto afundado	Na fração	Acum abaixo
-0,297+0,210	7,1	27,8	87	81	88
-0,210+0,149	13,3	28,7	90	87	89
-0,149+0,105	16,8	39,8	91	88	89
-0,105+0,074	11,8	45,9	93	83	89
-0,074+0,020	27,1	45,8	94	90	91
-0,020	23,8	26,5	94	94	94
Total calculado	100	36,6	---	88	

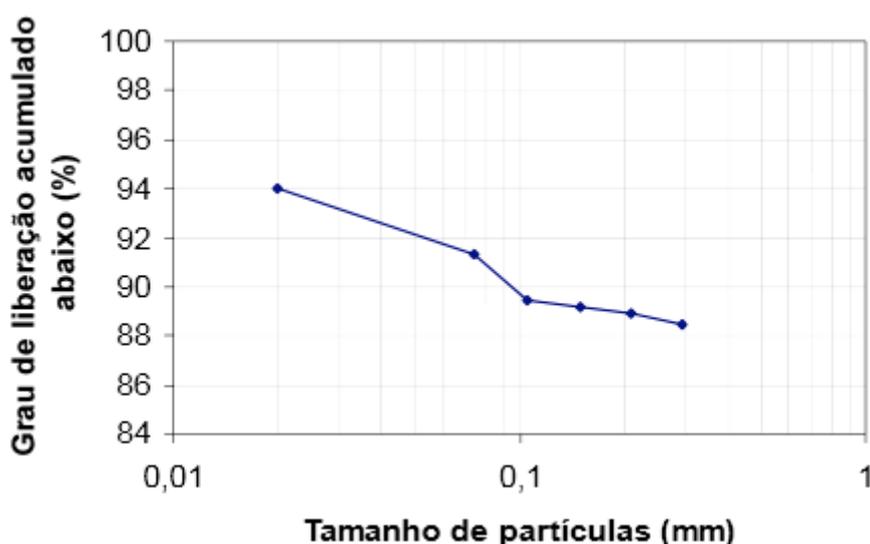


Figura 6-6: Grau de liberação fluorita acumulado abaixo para a amostra Nova Fátima

A figura 6-8 mostra o aspecto geral das diferentes frações granulométricas para o produto afundado, evidenciando a presença de muitas partículas liberadas de fluorita e dos outros minerais, nas fotos de detalhe, à esquerda, podem-se notar a ocorrência de partículas mistas de fluorita mesmo nas faixas granulométricas mais finas. Observa-se também a presença de partículas liberadas de sílica/silicatos nestes produtos afundados desde as frações mais grossas.

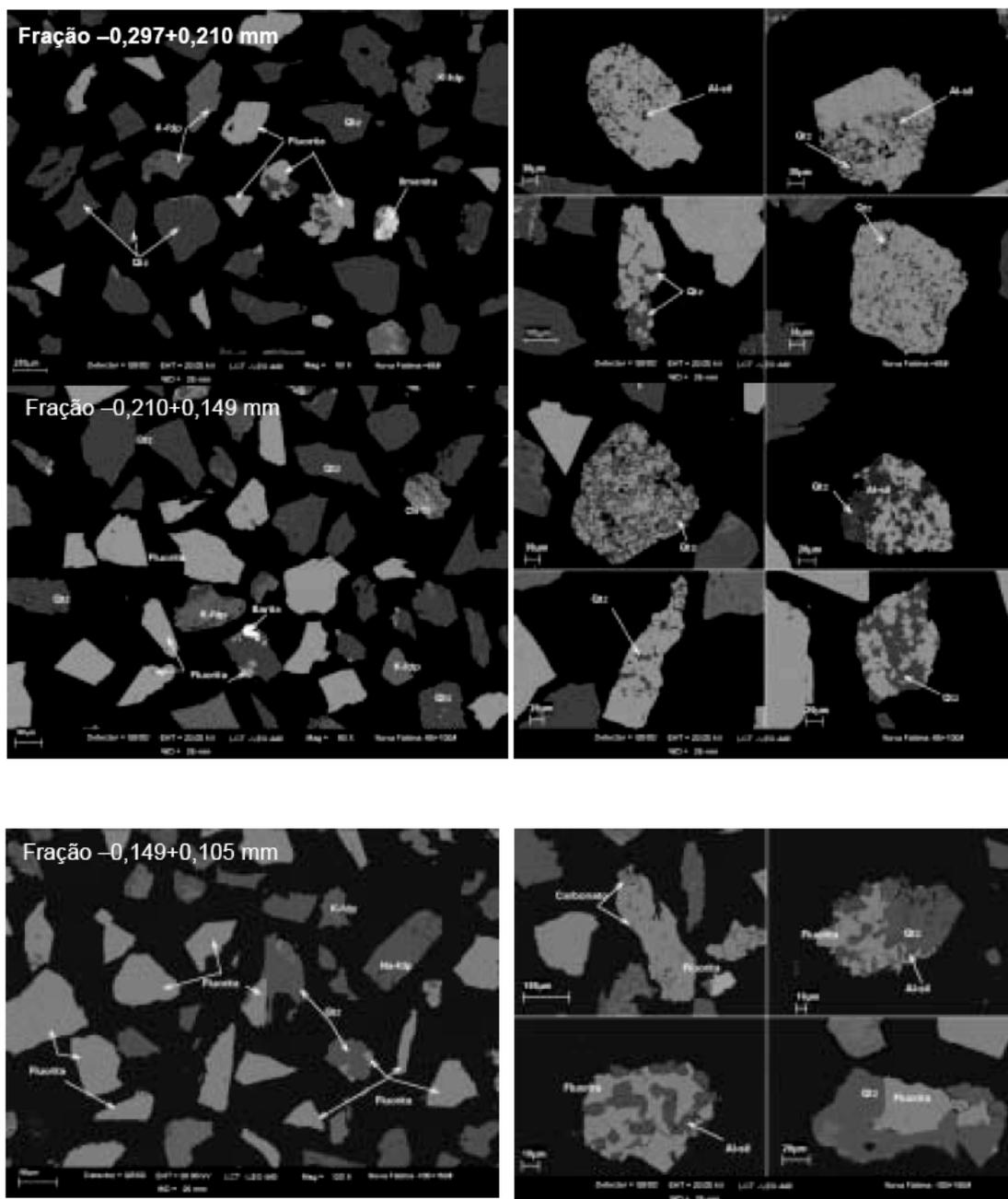


Figura 6-7: Produto afundado. Fotomicrografias ao SEM-EDS. Mina Nova Fátima.

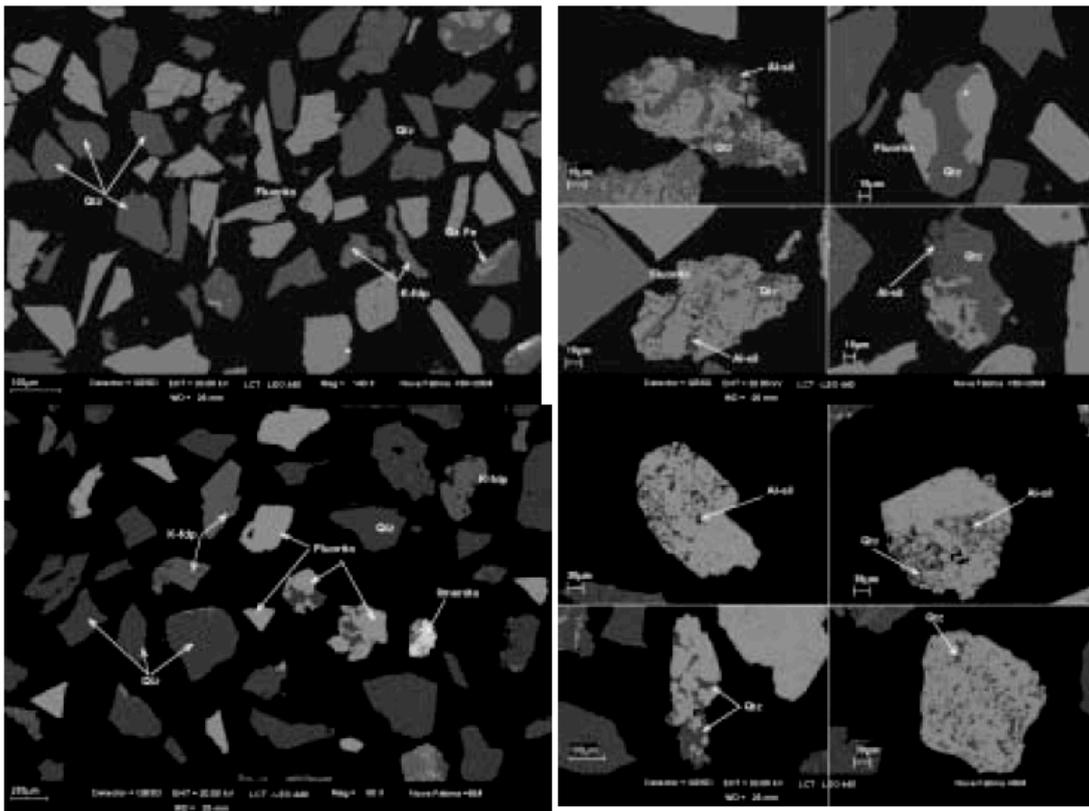


Figura 6-8: Produto afundado. Fração -0,074+0,020 mm. Fotomicrografias obtidas ao SEM-EDS. Mina Nova Fátima.

➤ Rio dos Bugres

Na distribuição de teores nas diferentes faixas granulométricas (Tabela 6-8) verifica-se igual tendência da fluorita se concentrar nas frações intermediárias a finas, com teores da ordem de 32% CaF_2 no intervalo entre 0,149 e 0,020 mm, o qual contém 65,6% do total da massa de fluorita da amostra; o teor mais alto é de 34,4% CaF_2 . A fração retida em 0,210 mm mostra teor de sílica de 17,5%.

Na fração mais fina, -0,020 mm, elevam-se muito os teores de alumínio, ferro e de perda ao fogo, 19,7% da fluorita do minério se associam a esta fração, o bário mostra tendência a crescimento progressivo em direção às frações finas.

Na separação em líquidos densos (Tabela 6-9) foi retirada, no produto flutuado, a maior parte de sílica, alumina e potássio bem como, aproximadamente, metade do ferro associados ao minério, concentrando a fluorita no produto afundado.

Tabela 6-8: Distribuição de teores na granulometria da Amostra Rio dos Bugres

Fração (mm)	% massa	Teores (% em massa)									Distribuição na amostra (%)				
		Ca	F	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	BaO	PF	CaF ₂	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	CaF ₂
-0,297+0,210	6,3	7,07	5,50	0,80	77,0	4,90	2,04	0,10	4,47	11,3	1,9	8,6	3,9	6,2	3,1
-0,210+0,149	14,7	11,8	9,11	0,82	68,1	5,14	2,15	0,14	3,83	18,7	4,5	17,5	9,6	15,2	11,8
-0,149+0,105	16,9	15,1	11,3	0,87	61,5	5,24	2,10	0,17	3,72	23,2	5,5	18,2	11,2	17,1	16,9
-0,105+0,074	11,0	16,4	14,5	0,96	57,7	5,28	2,06	0,16	4,47	29,8	3,9	11,2	7,4	11,0	14,2
-0,074+0,020	26,1	18,5	14,9	1,58	53,3	5,71	2,10	0,22	4,79	30,6	15,4	24,4	18,9	26,4	34,4
-0,020	25,1	11,9	8,85	7,35	45,4	15,3	1,99	0,25	12,0	18,2	68,8	20,0	48,9	24,1	19,7
Total calculado	100,0	14,3	11,3	2,68	56,9	7,86	2,07	0,19	6,21	23,2	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Mais de 90% da fluorita, nas frações passantes em 0,149 mm, está associada ao produto afundado, sendo que este valor atinge 95,7% na fração -0,074+0,020 mm. A percentagem que permanece junto aos produtos flutuados é na forma de partículas mistas principalmente com quartzo. Os teor associado ao produto afundado é de 4,5% SiO₂, na fração -0,105+0,074 mm.

A composição mineralógica da amostra estudada é essencialmente fluorita, 23% em massa, quartzo 42%, feldspatos (ortoclásio e plagioclásio) cerca de 6%, minerais micáceos (muscovita, biotita, caulinita e clorita) cerca de 20% e apresenta quantidades menores de óxidos de ferro (goethita), barita e carbonatos. A fluorita forma partículas mistas principalmente com quartzo e alumino silicatos, em menores proporções se associa com óxidos de ferro (vide fotos das figuras 6-9 a 6-12). Dentre as formas de associações nas partículas mistas destaca-se a presença de partículas de fluorita contendo grãos micrométricos de quartzo/silicatos com proporções variadas, concentradas no produto afundado do meio denso, mesmo nas frações mais finas ocorrem tais tipos de partículas.

A figura 6-9 mostra o aspecto geral das partículas liberadas de fluorita (cinza médio) e mistas com quartzo/silicatos; notar nas fotos de detalhe partículas mistas onde a fluorita se apresenta associada aos minerais contaminantes de dimensões micrométricas (endoganga).

Tabela 6-9: Resultado das separações em líquido denso ($d= 2,85 \text{ g/cm}^3$) para amostra de Rio dos Bugres.

Fração (mm)	Produto	% em massa ensaio amostra	Teores (%)										Distribuição no Ensaio (%)					Distribuição na Amostra (%)				
			Ca	F	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	BaO	PF	CaF ₂	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	CaF ₂	Fe ₂ O ₄	SiO ₃	Al ₂ O ₄	K ₂ O	CaF ₃	
-0,297+0,210	Flutuado	86,4	2,82	2,86	1,17	75,5	10,5	4,33	0,15	3,75	5,78	80,1	98,6	98,1	99,4	30,7	1,5	8,4	3,9	6,2	0,9	
	Afundado	13,6	44,6	41,2	1,85	7,78	1,31	0,18	0,33	3,96	84,5	19,9	1,4	1,9	0,6	69,3	0,4	0,1	0,1	0,0	2,1	
	Total Calculado	100,0	8,54	8,06	1,26	66,1	9,24	3,77	0,17	3,78	16,5	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	1,9	8,5	4,0	6,2	3,0	
	Total Dosado	6,3	7,07	5,50	0,80	77,0	4,90	2,00	0,10	4,47	11,3											
-0,210+0,149	Flutuado	76,9	1,19	1,47	0,68	86,6	6,42	2,65		1,95	3,02	64,8	98,3	95,3	98,7	10,6	2,9	17,3	9,1	15,0	1,3	
	Afundado	23,1	47,5	41,3	1,23	4,89	1,06	0,12	0,32	3,92	84,9	35,2	1,7	4,7	1,3	89,4	1,6	0,3	0,5	0,2	10,6	
	Total Calculado	100,0	11,9	10,7	0,81	67,7	5,18	2,07	0,15	2,41	21,9	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	4,5	17,6	9,6	15,2	11,9	
	Total Dosado	14,7	11,9	9,11	0,82	68,1	5,14	2,15	0,14	3,83	18,7											
-0,149+0,105	Flutuado	69,4	1,01	1,51	0,72	86,1	7,06	2,86		2,02	3,10	58,0	98,3	93,8	98,5	7,8	3,2	17,9	10,5	16,8	1,3	
	Afundado	30,6	48,3	40,4	1,18	3,34	1,05	0,33	0,33	4,14	82,8	42,0	1,7	6,2	1,5	92,2	2,3	0,3	0,7	0,3	15,6	
	Total Calculado	100,0	15,5	13,4	0,86	60,8	5,22	2,01	0,17	2,67	27,5	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	5,5	18,2	11,2	17,1	16,9	
	Total Dosado	16,9	15,1	11,3	0,87	61,5	5,24	2,10	0,17	3,72	23,2											
-0,105+0,074	Flutuado	66,0	1,70	1,86	0,78	84,0	7,35	2,90		2,58	3,82	54,8	95,5	91,5	96,2	7,9	2,2	10,7	6,8	10,5	1,1	
	Afundado	34,0	44,0	42,3	1,25	7,67	1,33	0,22	0,34	4,96	86,8	45,2	4,5	8,5	3,8	92,1	1,8	0,5	0,6	0,4	13,1	
	Total Calculado	100,0	16,1	15,6	0,94	58,0	5,30	1,99	0,18	3,30	32,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	4,0	11,2	7,4	10,9	14,2	
	Total Dosado	11,0	16,4	14,5	0,96	57,7	5,28	2,06	0,16	4,47	29,8											
-0,074+0,020	Flutuado	62,0	0,94	1,21	1,09	83,3	8,38	3,09		2,68	2,48	46,9	97,5	92,2	97,5	4,3	7,2	23,8	17,5	25,8	1,5	
	Afundado	38,0	43,6	44,1	2,01	3,55	1,60	0,13	0,33	4,23	90,5	53,1	2,5	7,8	2,5	95,7	8,2	0,6	1,5	0,7	32,9	
	Total Calculado	100,0	17,2	17,5	1,44	53,0	5,64	1,97	0,19	3,27	35,9	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	15,4	24,4	19,0	26,5	34,4	
	Total Dosado	26,1	18,5	14,9	1,58	53,3	5,71	2,10	0,22	4,79	30,6											
-0,020	Flutuado	69,2	1,31	1,60	0,88	83,9	7,7	3,05	0,11	2,47	3,28	54,5	97,7	93,5	97,9	7,6	17,0	78,1	47,7	74,3	6,1	
	Afundado	30,8	45,30	42,50	1,58	4,5	1,2	0,14	0,33	4,23	87,1	45,5	2,3	6,5	2,1	92,4	14,2	1,8	3,3	1,6	74,2	
	Total Calculado	100,0	14,90	14,20	1,10	59,5	5,7	2,15	0,17	3,01	29,1	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	31,2	79,9	51,0	75,9	80,3	

teor abaixo do limite de detecção (0,10%)

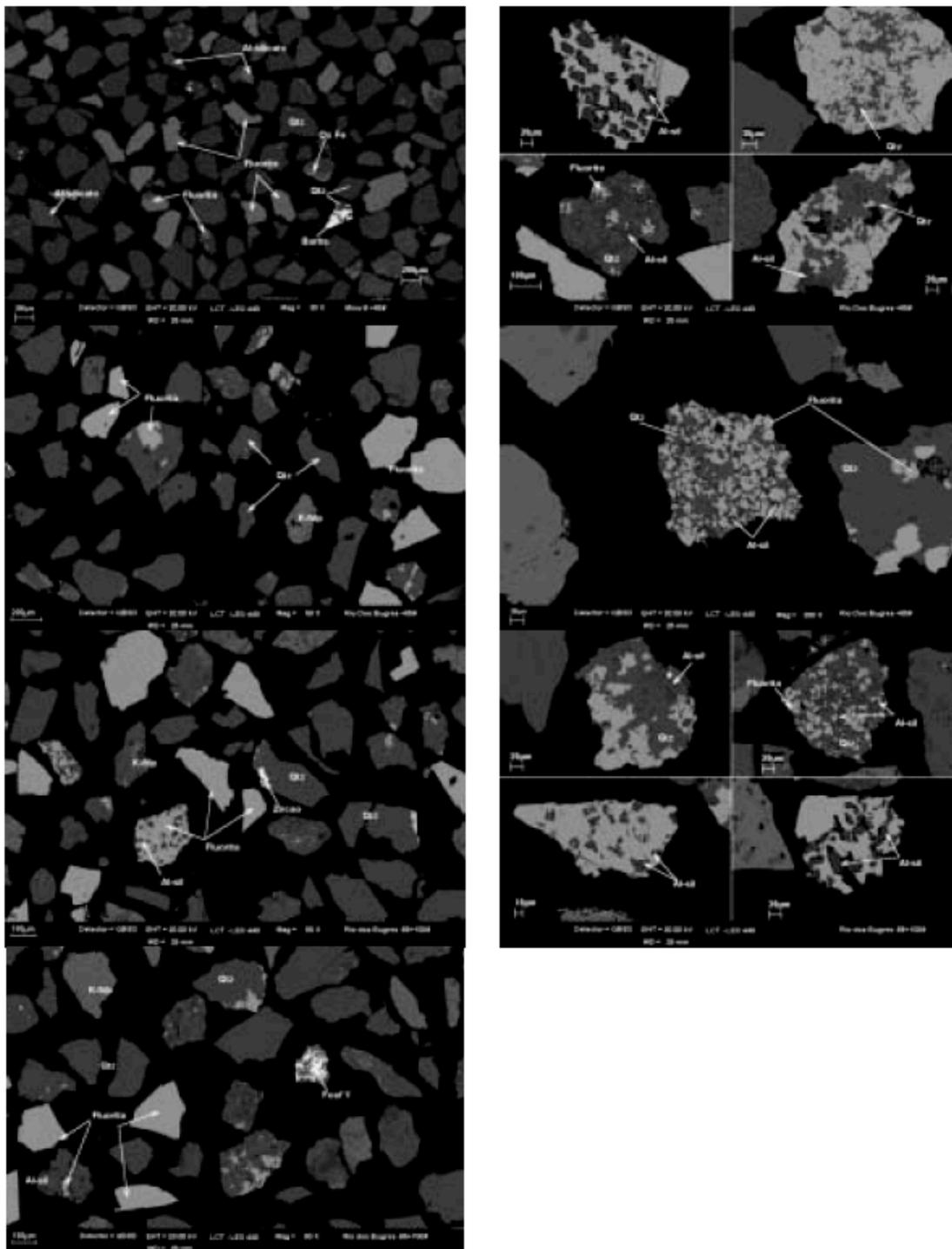


Figura 6-9: Produto afundado. Fotomicrografias ao SEM-EDS. Mina Rio dos Bugres.

Devido às formas de associações minerais parte das partículas de fluorita que compõem o produto afundado é mista com pontuações internas ou endoganga de quartzo/silicatos/óxidos de ferro as quais são responsáveis pelos teores de sílica associados a estes produtos. O grau de liberação da fluorita atinge 90% na fração -

0,020 mm (vide tabela 6-10), considerando-se como partículas liberadas de fluorita aquelas com porcentagens superiores a 99% deste mineral.

Tabela 6-10: Grau de liberação da Fluorita (partículas com mais de 99%). Mina Rio dos Bugres

Fração (mm)	% massa	% CaF ₂	Grau de liberação (%)		
			No produto afundado	Na fração	Acum abaixo
-0,297+0,210	7,1	27,8	78	67	82
-0,210+0,149	13,3	28,7	79	71	83
-0,149+0,105	16,8	39,8	85	80	84
-0,105+0,074	11,8	45,9	87	80	86
-0,074+0,020	27,1	45,8	90	86	87
-0,020	23,8	26,5	90	90	90
Total calculado	100	36,6	---	82	

Na cominuição efetuada, abaixo de 0,297 mm, 82% da fluorita contida mostram-se liberados, sendo que este valor atingiria 90% para moagem abaixo de 0,020 mm (vide gráfico da figura 6-13).

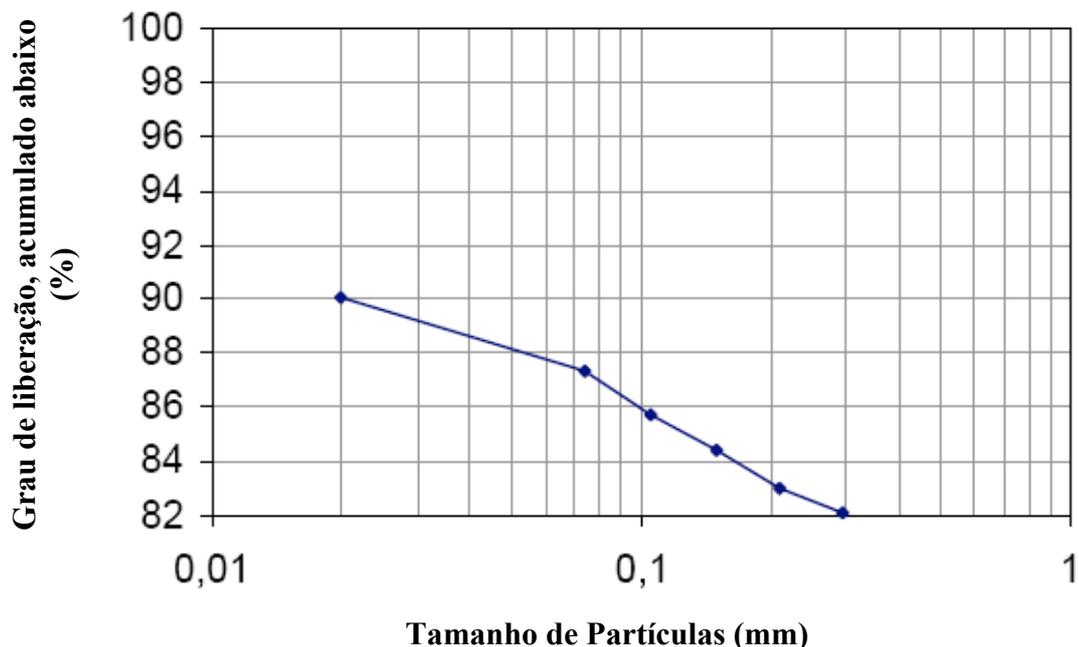


Figura 6-10: Grau de liberação fluorita acumulado abaixo para a amostra Rio dos Bugres

6.1.4 Conclusões da Caracterização do Minério

As três amostras de minério estudadas: Mina III, Nova Fátima e Rio dos Bugres, apresentaram composição química similar, com teores de sílica da ordem de 45-50%, 6-8 % Al_2O_3 , com ferro e potássio inferiores a 5% e bário menor que 1%. A amostra Nova Fátima mostrou-se a mais enriquecida em fluorita (44,2%) e a Mina III a menos (26,3%), esta com destacados teores de alumínio, potássio e bário; a amostra Rio dos Bugres contém teores mais elevados de ferro.

A mineralogia das amostras estudadas é essencialmente fluorita, quartzo, feldspatos (ortoclásio e plagioclásio), minerais micáceos (muscovita, biotita, caulinita e clorita), apresentando quantidades menores de óxidos de ferro (goethita) e barita, tendo sido também identificados carbonatos (dolomita). As proporções relativas dos minerais componentes variam um pouco como indicadas na tabela 6-11.

Tabela 6-11: Composição mineralógica das três amostras de minério estudadas

	Minerais componentes (% em massa)				
	Fluorita	Quartzo	Feldspatos	Micáceos	outros
Mina III	26	37	10	17	10
Nova Fátima	37	32	10	13	8
Rio dos Bugres	23	42	6	20	9

As amostras cominuídas em laboratório ficaram com granulometria um pouco mais grossa que a média do OCS, segundo dados fornecidos pela Nitro Química, sendo que a Mina III apresentou-se ligeiramente mais grossa que as Nova Fátima e Rio dos Bugres que tiveram distribuição semelhante.

Para os três tipos de minério a distribuição da fluorita nas frações granulométricas mostrou tendência à concentração nas frações intermediárias a finas, atingindo na fração entre 0,105 e 0,020 mm valores de 33-35% (Mina III), 45% (Nova Fátima) e 30% (Rio dos Bugres). A fração mais grossa (-0,297+0,210 mm) é enriquecida em sílica e a mais fina (<0,020 mm) em alumínio e ferro.

A separação em líquidos densos logrou retirar sílica, alumina e potássio no produto flutuado concentrando a fluorita no produto afundado. O produto afundado, que contém de 75 a 79% da fluorita associada às frações retidas em 0,020 mm, mostra teores da ordem de 83% CaF_2 para o minério da Mina III, 89% de CaF_2 para o de Nova Fátima e 87% de CaF_2 para o de Rio dos Bugres.

Para os três minérios estudados foi observado que a fluorita forma partículas mistas, principalmente com quartzo e feldspato, e em menores proporções se associa também com minerais micáceos e óxidos de ferro. Dentre as formas de associações nas partículas mistas destaca-se a presença de endoganga, ou seja, partículas de fluorita com pequenas partículas de ganga presente ou partículas constituídas de grãos de quartzo/silicatos de dimensões micrométricas. Estas partículas mistas podem conter proporções variadas dos minerais contaminantes sendo que tendem a ter maiores proporções de fluorita e se concentram junto ao produto afundado no meio denso. Mesmo na fração granulométrica mais fina ocorrem tais tipos de partículas.

Considerando-se como partículas liberadas de fluorita aquelas com porcentagens superiores a 99% deste mineral, verificaram-se importantes diferenças entre os três minérios quanto ao grau de liberação, como sumariado na tabela 6-12; o minério da Mina III mostra a melhor liberação e o de Rio dos Bugres a pior.

Tabela 6-12: Grau de liberação das três amostras de minério estudadas

Fração (mm)	Grau de liberação acumulado abaixo (%)		
	Mina III	Nova Fátima	Rio dos Bugres
-0,297	90	88	82
-0,210	90	89	83
-0,149	92	89	85
-0,105	94	89	86
-0,074	95	91	88
-0,020	98	94	90

6.2 Estudo de flotação em coluna

Os ensaios de flotação em coluna em escala de laboratório foram realizados no LAPROM/UFRGS (Laboratório de Processamento Mineral, Centro de Tecnologia - Universidade Federal do Rio Grande do Sul), em uma coluna construída em PVC, com diâmetro interno igual a 98 mm e altura de 3 m. A alimentação é realizada 2 m acima da base da coluna, a fração flotada é retirada pela parte superior por meio de uma calha, enquanto a fração deprimida é retirada com uma bomba pneumática desde o fundo da coluna.

Tanto o concentrado quanto o rejeito da coluna são mandados para um tanque de condicionamento, recompondo assim a alimentação da coluna. Assim a coluna trabalha em circuito fechado fazendo com que uma amostra relativamente pequena permita um número razoável de testes sem comprometer a qualidade dos resultados. A figura 6-11 mostra de forma esquemática os fluxos na coluna do LAPROM.

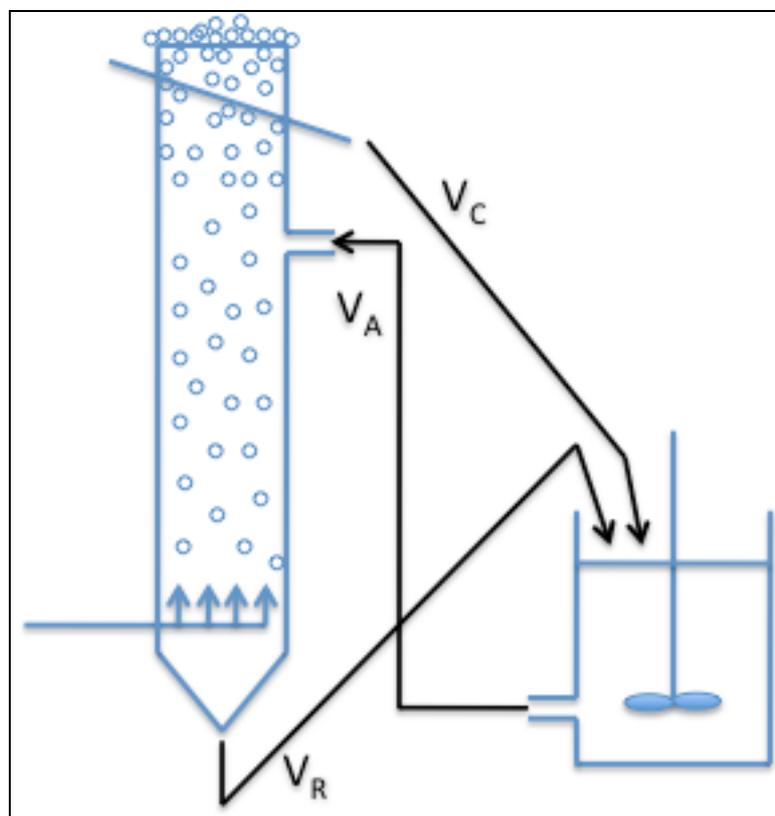


Figura 6-11: Esquema da coluna de flotação do LAPROM

A capacidade total do tanque de condicionamento é de 60L e, os ensaios foram realizados usando uma polpa com aproximadamente 15% de sólidos em massa.

A usina de flotação da Cia. Nitro Química é alimentada com aproximadamente 300 t de minério por dia com teor médio de fluorita de 30%. Destes, aproximadamente 110 t são concentradas com teor médio de fluorita de 96% e sílica (óxido de silício) 1,8%. A recuperação média da usina é de 90,5%. As aproximadamente 190 t de rejeito geradas diariamente são classificadas por um hidrociclone separando a fração grossa, 90% retido em 37 μm , e a fração fina, 90% passante em 37 μm . A fração grossa (*underflow*) é depositada em bacias e posteriormente removidas para recuperação ambiental de terrenos utilizados pela empresa ou para enchimento de minas já exauridas. A fração fina (*overflow*) é bombeada aproximadamente 1,5 km até a barragem de decantação.

O teor médio do rejeito da usina é de 5%, no entanto, dadas as características das células de flotação atuais a recuperação metalúrgica na fração fina é baixa e não existiam estudos precisos no circuito atual de flotação da Cia Nitro Química (balanços de massa e metalúrgicos) para determinar o teor e a percentagem mássica da fração granulométrica fina e da fração grossa. Os balanços de massa e metalúrgicos atuais apontam para um teor esperado da fração fina do rejeito de 7%, no entanto, alterações no circuito do processo, como o reaproveitamento do rejeito *cleaner* e o sistema de bombeamento de finos das usinas de preparação/concentração diretamente para a flotação, posteriores aos estudos de massa/metalúrgicos possivelmente aumentariam a percentagem de finos no processo de flotação.

Como mostrado pelo estudo de caracterização mineralógica a fluorita tende a se concentrar nas frações granulométricas mais finas, e dada a baixa eficiência das células de flotação em frações finas, era esperado que o teor do material estivesse acima de 7%. Para estas amostras o teor calculado apresentou valor médio de 28,51%, com desvio padrão de 2,46%.

6.2.1 Ensaios Realizados

Os ensaios foram realizados variando o *bias* e a vazão de gás, dentro da capacidade de variação da coluna de flotação, em escala de laboratório, do

LAPROM, conforme tabela 6-13, visando o estudo da recuperação e da seletividade da flotação.

Para realização dos ensaios foram coletadas amostras na saída da tubulação que manda a fração fina do rejeito para a bacia de decantação, vide figura 6-12. Nesta polpa a percentagem de sólidos é de aproximadamente 4% em massa. Posteriormente, essas amostras foram sedimentadas e desaguadas para que o teor de sólidos fosse aumentado para 15%. O teor médio calculado para esse material foi de 28,51%, e a granulometria é aproximadamente 90% passante em 37 μm .

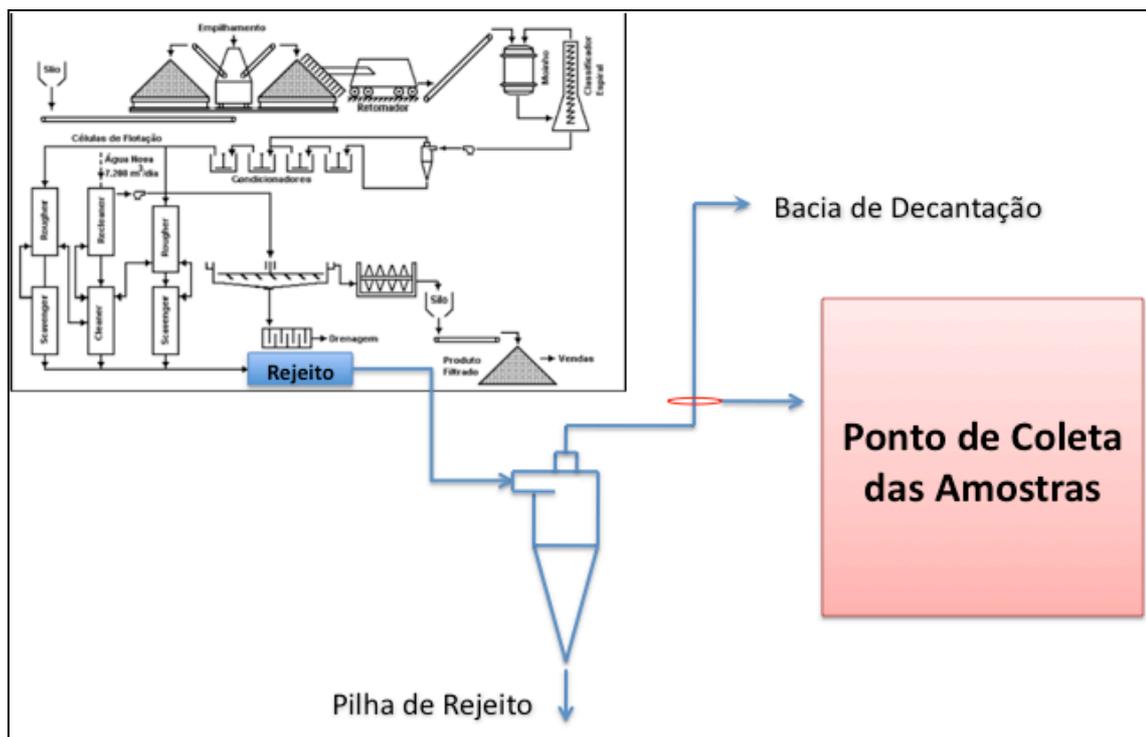


Figura 6-12: Ponto de coleta das amostras para realização dos ensaios

Em seguida as amostras foram condicionadas da seguinte forma:

- Correção do pH com soda barrilha (Carbonato de Sódio): tempo de condicionamento 5 min.
- Dosagem do coletor (*tall oil*), 200 g/t: tempo de condicionamento 5 min.

Então o circuito da coluna foi iniciado até entrar em equilíbrio, aproximadamente 10 min.

Tabela 6-13: Ensaios Realizados

Ensaio	V _{alim} (cm/s)	V _{rej} (cm/s)	V _{ar} (cm/s)
1	1,0	0,9	0,5
2	1,0	0,8	0,9
3	1,0	0,7	1,2
4	1,0	0,9	1,7
5	1,3	0,9	1,7
6	1,3	0,9	1,2
7	1,3	0,9	0,9
8	1,3	1,0	0,5
9	1,6	1,0	0,5
10	1,6	1,0	0,9
11	1,6	0,9	1,2
12	1,6	0,9	1,7
13	1,7	1,0	1,7
14	1,7	0,9	1,2
15	1,7	1,0	0,9
16	1,7	1,0	0,5

6.2.2 Resultados e discussões

6.2.2.1 Teor do concentrado

Um dos objetivos deste trabalho é estudar o possível concentrado que pode ser obtido a partir de uma única etapa de concentração por flotação. Nesses termos, a resultante do processo deve ser um concentrado com alto teor de fluorita.

Os resultados mostrados na figura 6-11 demonstram que o maior teor no concentrado final é obtido com a menor velocidade de alimentação (1,0 cm/s). Esse resultado era esperado, pois a menor taxa de alimentação aumenta o tempo médio de residência das partículas, e reduz a turbulência do sistema, aumentando a probabilidade de flotação, segundo equação 5-1.

Os resultados mostram que conforme o aumento da velocidade de alimentação o teor de fluorita no concentrado decresce. O aumento da turbulência e da vazão do concentrado arrastam as partículas de ganga para o concentrado, reduzindo a seletividade do processo.

No entanto, para as velocidades 1,6 e 1,7 cm/s os valores do concentrado ficaram muito próximos. Uma das possíveis razões para esse efeito é que a diferença relativa entre as duas maiores velocidades (1,6 e 1,7 cm/s) é menor do

que entre as três menores (1,0; 1,3 e 1,6 cm/s), outra possível razão é que o aumento da velocidade de alimentação a partir de 1,6 cm/s não aumenta o arraste de partículas de ganga para o concentrado. Essa última hipótese pode ser reforçada para valores maiores de velocidade do gás, em especial no maior valor de velocidade do gás (1,7 cm/s) onde o teor do concentrado foi maior para a velocidade de alimentação de 1,7 cm/s em comparação com 1,6 cm/s.

O gráfico mostra ainda uma leve queda no teor do concentrado com o aumento da velocidade superficial do ar, também provocada pela maior turbulência do sistema, vide figura 5-6, arrastando as partículas de ganga para o concentrado. No entanto para valores de velocidade do ar maiores que 1,2 cm/s o sistema parece ter alcançado o limite.

Neste caso, o maior teor de fluorita no concentrado foi obtido com velocidade de alimentação de 1,0 cm/s e velocidade do gás em 0,5 cm/s. A implicação industrial da menor taxa de alimentação é a produção final, quanto menor a taxa de alimentação menor a produção do processo, olhando somente para o teor de concentrado final, sem considerar a recuperação metalúrgica do processo, e estudos posteriores podem ser feitos para tentar determinar o ponto máximo desta curva. A influência da velocidade do gás é, aparentemente, menor do que a taxa de alimentação de polpa, mas ainda assim estudos posteriores com velocidades menores poderiam mostrar o ponto de máximo desta curva.

O *bias* é calculado pela diferença entre as velocidades da água de limpeza e da água de concentrado ou a diferença entre a vazão do rejeito e a vazão de concentrado, neste caso, como não há água de limpeza o *bias* foi calculado pela última forma. O gráfico da figura 6-12 mostra que a velocidade do *bias* tem forte influência sobre o teor de concentrado final e quanto maior o valor absoluto do *bias* menor a seletividade da flotação. Isso se deve ao arraste hidrodinâmico da polpa, como a velocidade do rejeito foi mantida constante, a velocidade do *bias* é, em módulo, diretamente proporcional à velocidade de alimentação. Neste estudo os resultados são muito sensíveis a velocidade do *bias*, pois como a população alimentada é de partículas finas estas têm menor velocidade de sedimentação e são mais susceptíveis ao arraste.

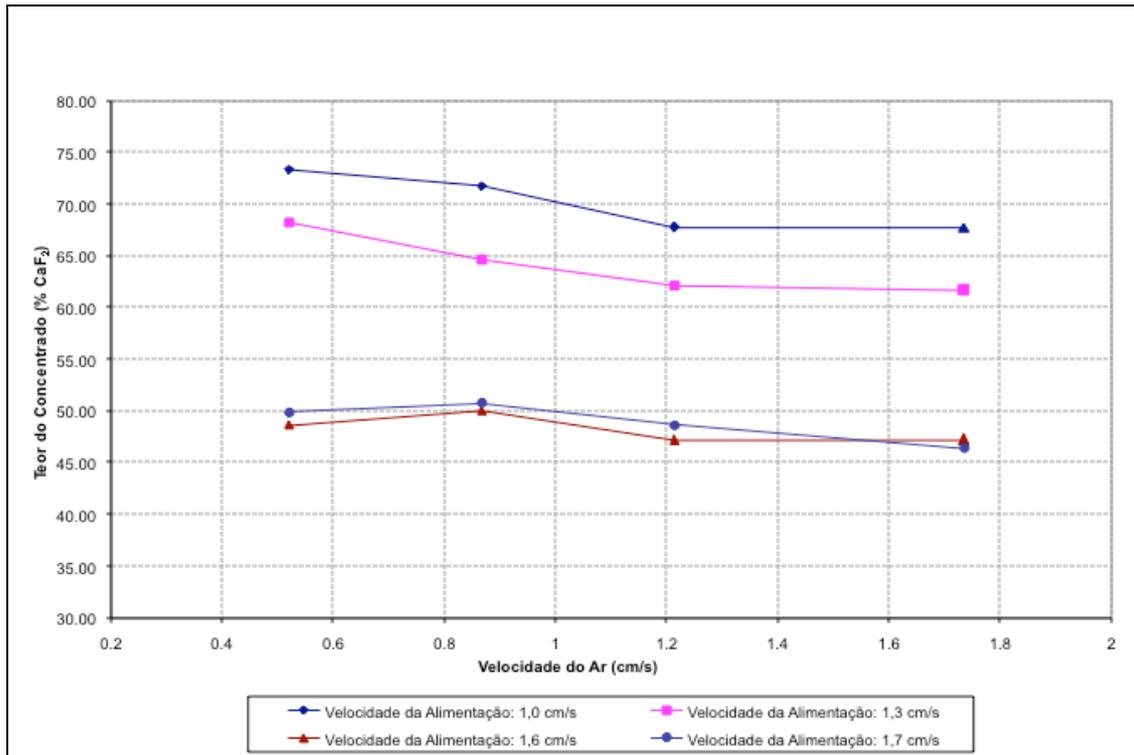


Figura 6-13: Influência da velocidade do ar e da velocidade da alimentação no teor do concentrado

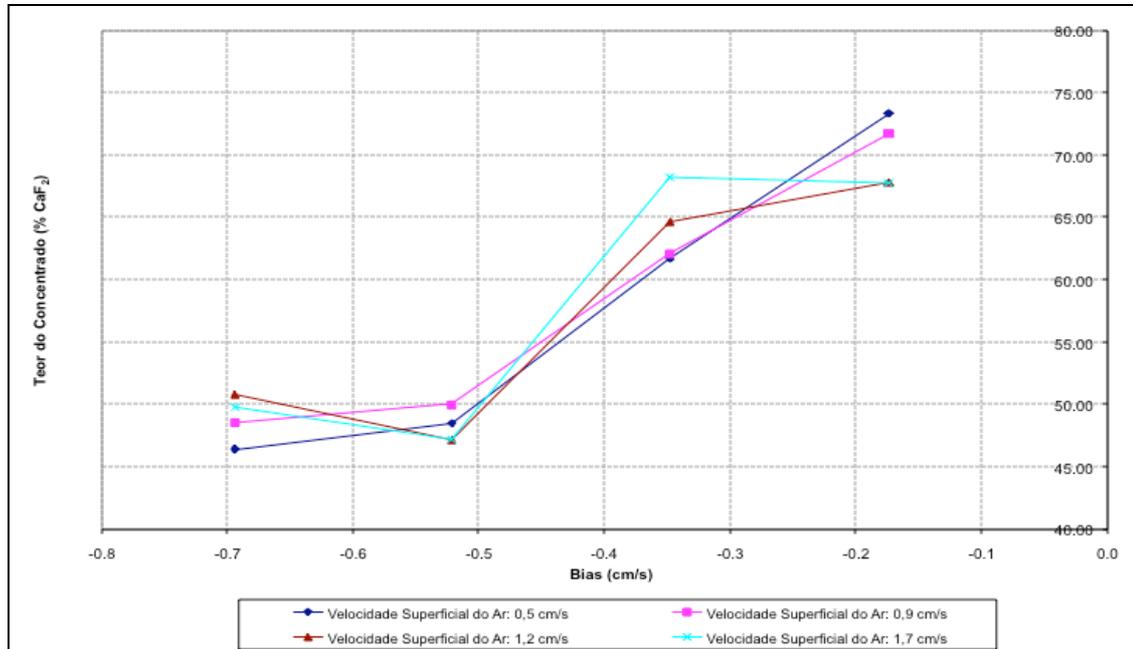


Figura 6-14: Influência da velocidade do ar e do *bias* no teor do concentrado.

Outra relação notada no gráfico é que para valores de *bias* inferiores, em módulo, à -0,35 cm/s o teor do concentrado decresce com o aumento da velocidade do gás.

O gráfico da Figura 6-12, reitera a conclusão de que quanto menor a velocidade superficial do gás maior a seletividade do processo.

6.2.2.2 Recuperação de fluorita no processo

Outro objetivo deste trabalho é estudar o comportamento da recuperação metalúrgica do processo com a variação dos parâmetros estudados. Neste caso, a recuperação metalúrgica é determinada pela percentagem da massa de fluorita recuperada no concentrado em relação à massa total de fluorita alimentada no processo.

O gráfico da figura 6-13 mostra que praticamente todos os resultados de recuperação metalúrgica ficaram acima de 92%, o que mostra alta eficiência deste sistema de flotação neste aspecto.

Observa-se que a recuperação é diretamente proporcional à velocidade do gás, até a velocidade de 1,2 cm/s, para valores acima deste a recuperação aparece constante. O aumento da recuperação com o aumento da aeração pode ser devido ao aumento da superfície da interface bolhas ar/partícula devido ao aumento do número de bolhas no sistema, e a estabilidade para valores maiores de velocidade do gás maiores do que 1,2 pelo sistema ter atingido seu limite.

Analisando a velocidade de alimentação, as diferentes taxas apresentaram comportamento similar, exceto para a velocidade de alimentação 1,0 cm/s, que apresenta um ponto com valor mais baixo do que o esperado pelo comportamento dos outros ensaios.

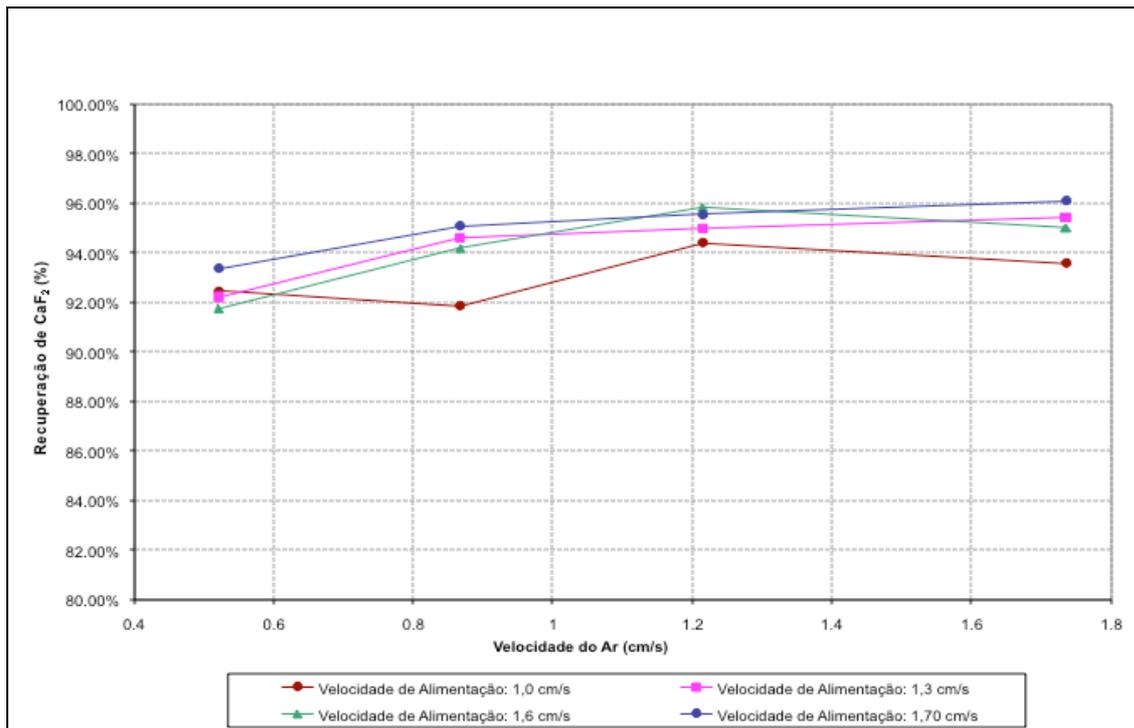


Figura 6-15: Efeito da velocidade do ar e da velocidade da alimentação na recuperação de CaF_2

O gráfico da figura 6-14 mostra o efeito do *bias* e da aeração sobre a recuperação metalúrgica do processo. Nota-se que a recuperação tem uma leve caída a valores de *bias* menores. A variação da velocidade de aeração não aparece significativa.

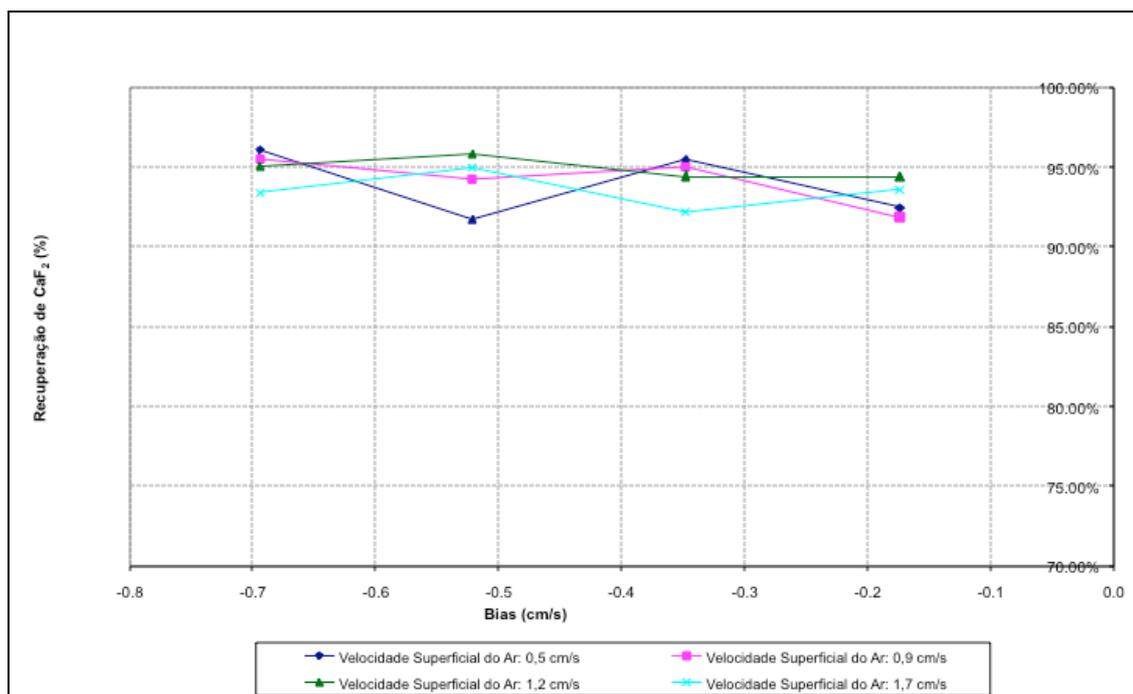


Figura 6-16: Efeito da velocidade do ar ou do *bias* sobre a recuperação metalúrgica.

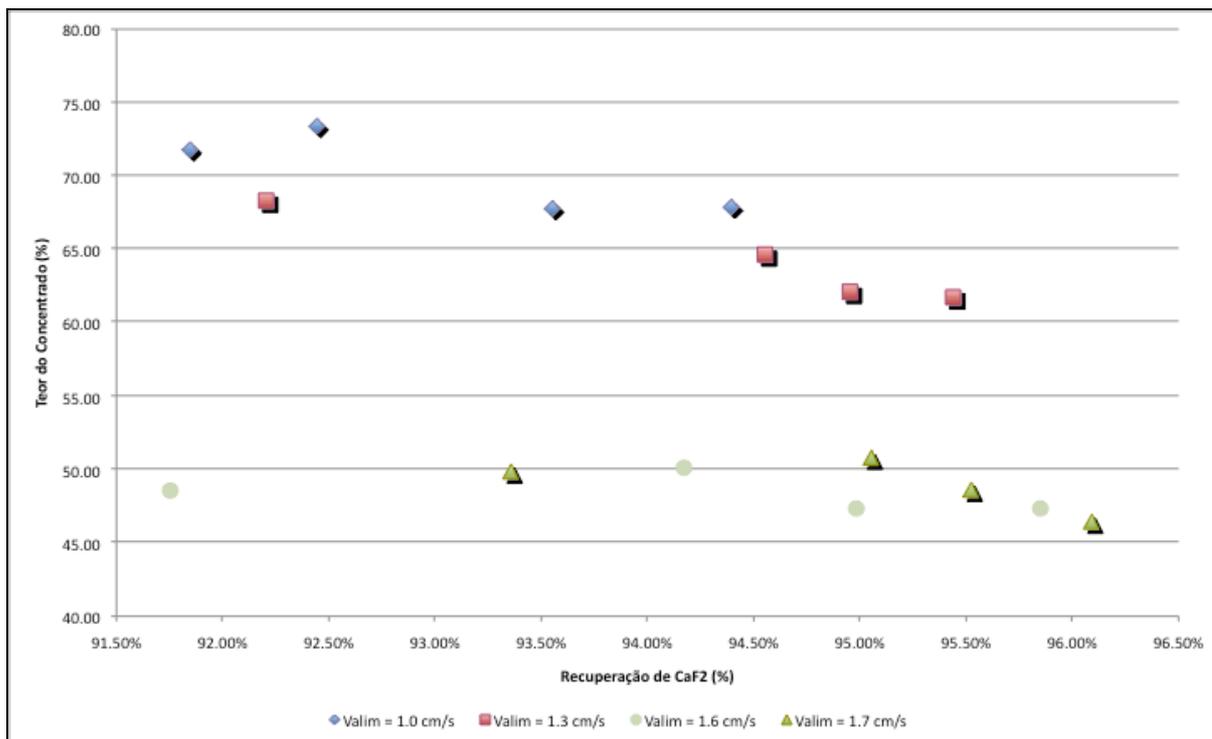


Figura 6-17: Relação entre Teor de CaF₂ no concentrado e Recuperação metalúrgica

O gráfico da figura 6-15 mostra a correlação entre a recuperação metalúrgica e o teor de fluorita no concentrado final para cada uma das taxas de alimentação. Nota-se que os maiores valores de recuperação são obtidos com detrimento da seletividade, ou seja, menor teor de CaF₂ no concentrado. Caso o objetivo seja a máxima recuperação para limpeza em etapas posteriores esses ensaios indicam um máximo de, aproximadamente, 96% com velocidade do gás em 1,7 cm/s e *bias* de -0,7 cm/s. Para alcançar um concentrado com 80% de fluorita o caminho, segundo esses ensaios, é aumentar a seletividade, atuando para reduzir a turbulência do meio, reduzindo o *bias* (em módulo) e buscando atingir o ponto ideal de aeração.

Nota-se ainda no gráfico 6-15 que para as duas velocidades de alimentação mais altas (1,6 e 1,7 cm/s) aparentemente não há detrimento da seletividade em favor da recuperação e os valores ficaram significativamente abaixo das menores velocidades de alimentação (1,0 e 1,3 cm/s).

7 Conclusões

- A flotação em coluna utilizando *bias* negativo se mostrou muito eficiente na recuperação dos finos de fluorita, em praticamente todos os ensaios os valores de recuperação ficaram muito próximo ou acima de 92%.
- A recuperação metalúrgica (ou de fluorita) aumenta com o aumento da velocidade do ar até o valor de 1,2 cm/s, para valores acima disso o sistema parece ter atingido seu limite.
- Aparentemente não há correlação direta entre o *bias* e a recuperação de fluorita.
- A seletividade da flotação é bastante afetada pelo *bias*, sendo que quanto menor o valor absoluto maior a seletividade.
- De forma geral, a seletividade da flotação tem correlação negativa com a recuperação metalúrgica do processo, como esperado, no entanto, analisando-se cada um dos resultados essa correlação é mais nítida para valores menores de velocidade de alimentação.
- Nesse estudo não foi possível conseguir um concentrado final comercial, com no mínimo 80% de CaF_2 , em uma única etapa. Mas, dados os resultados, o melhor concentrado com 73% de CaF_2 , e os dados de recuperação, é possível que, com detrimento da recuperação em favor da seletividade, seja possível conseguir um concentrado de 80%.
- A caracterização mostrou que o minério proveniente de cada uma das minas é distinto, principalmente no que se refere ao grau de liberação, por isso é importante que a blendagem do material para alimentar a usina seja bem estudado a fim de otimizar o processo industrial.
- A caracterização mostrou que, na faixa de granulometria deste estudo, a fluorita presente tem bom grau de liberação.

- A presença de endoganga no material pode comprometer a seletividade da flotação, e o limite máximo de concentração deve ser estudado para determinar a continuidade técnico-econômica da recuperação.

8 Bibliografia

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* 19 (2006) 1393–1396.

ARAÚJO, A. C., Peres, A. E. C., Froth Flotation: relevant facts and the Brazilian case. Rio de Janeiro. CETEM/CNPq, 1995

Altas Copco. Underground Mining Methods. First edition, 122 p, 2003.

AZANERO ORTIZ, Ángel, NUNEZ JARA, Pablo Antonio, LEON DELGADO, Elardet *al.* Avances en flotación columnar. *Rev. Inst. investig. Fac. minas metal cienc. geogr, ene./jun. 2003, vol.6, no.11, p.82-90. ISSN 1561-0888.*

BEVILACQUA, Clovis Tadeu. Perfil Analítico da Fluorita. Rio de Janeiro, DNPM, 1973

BRUM, I. S., Concentração de partículas minerais grossas de fluorita em coluna de flotação. 2004. 103 f. Tese (Doutorado em Prog Pós Grad Eng Minas Metal e Materiais) - Universidade Federal do Rio Grande do Sul.

CHAVES, A. P., 2002. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios, Editora Signus, 2ª ed., Volume 1, 267 p.

CHAVES, A. P., PERES, A. E. C., 1999. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios, Editora Signus, 1ª ed., Volume 3, 237 p.

CHAVES, A. P., 2004. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios, Editora Signus, 2ª ed., Volume 2, 199 p.

CHAVES, A. P., 2006. Flotação: Estado da Arte no Brasil, Editora Signus, 1ª ed., Volume 4, 444 p.

CRUZ, E. B., A Comprehensive Dynamic Model of the Column Flotation Unit Operation, Blacksburg, Virginia, julho 1997. (tese de doutorado)

DOBBY, G.S., YIANATOS, J.B. and FINCH, J.A., 1988, "Estimation of Bubble Diameter in Flotation Columns From Drift Flux Analysis", Canadian Metallurgical Quarterly, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Pergamon Press, Vol. 27, No. 2, pp. 85-90.

ERNST, W.G., Minerais e Rochas, Ed. Blucher S.A., São Paulo, 1971.

FILHO, L. S. L., 2002. Apostila do Curso de Flotação, Treinamento Técnico Especializado LTDA, USP, 191 p.

FINCH, J. A; DOBBY, G. S. Column flotation. Oxford: Pergamon Press, 1990. 180 p.

GOODALL, C. M., and O'CONNOR, C. T., 1991. "Pulp-Froth Interactions in a Laboratory Column Flotation Cell". Minerals Engineering, Vol.4, No.7-11, pp. 951-958.

HONAKER, R. Q., OZSEVER A. V., PAREKH, B. K., Selective detachment process in column flotation froth, University of Kentucky, Department of Mining Engineering, 234-B Mining and Mineral Resources Building, Lexington

HUSTRULID, W. and BULLOCK, R. L., Ed. / UNDERGROUND MINING METHODS: ENGINEERING FUNDAMENTALS AND INTERNATIONAL CASE STUDIES, Littleton, 2001, 718 pages

KING, R. P., Principles of Flotation. South African Institute of Mining and Metallurgy. Johannesburg, 1982.

KLIPPEL, Altair Flamarion. O sistema toyota de produção e a indústria de mineração: uma experiência de gestão da produtividade e da qualidade nas minas de fluorita do estado de Santa Catarina. Dissertação de mestrado em engenharia de

produção, Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Porto Alegre, 1999. (dissertação de mestrado)

LOPEZ, D. A. R, 1991. Caracterização do sistema de flotação em Coluna de finos de fluorita de Santa Catarina. Porto Alegre. (dissertação de mestrado)

LUZ, A. B., POSSA, M. V., ALMEIDA, S. L. Tratamento de minérios, 2a edição revisada e ampliada. Capítulo 10 - CETEM – Centro de Tecnologia Mineral - CNPq/MCT, 1998.

LUZ, A. B., ALMEIDA, S. L. M., Manual das Usinas de Beneficiamento. Rio de Janeiro, CETEM / CNPq / DNPM / FINEP, 1989, 203 p.

PENNA, R., OLIVEIRA, M. L., VALADÃO, G. E. S., PERES, A. E. C., Estudo comparativo entre dois sistema de aeração de coluna de flotação. REM: R. Esc. Minas, Ouro Preto, 56(3): 195-200, jul. set. 2003.

PITA, F. A. G. Influencia do Equipamento de Flotação por Espuma: Célula Mecânica versus Coluna. Rio de Janeiro, CETEM/MCT, 2001.

SAMPAIO, C. H., TAVARES, M. M. T. 2005. Beneficiamento Gravimétrico: Uma introdução aos processos de concentração mineral e reciclagem de materiais por densidade, Editora UFRGS. Porto Alegre. 603 p.

SAMPAIO, C. H., ALIAGA, W., PEREIRA, T. J., BATISTELLA, M. A. 2007. Flotação de Fluorita em Coluna sem água de limpeza, XXII ENTMMME / VII MSHMT – Ouro Preto-MG, novembro 2007.

SOTO, H., ALIAGA, W., 1993. Application of column cells to potash flotation in brines. Trans IMM/Sect. C, c170–c174.

SOTO, H., 1989. Column flotation with negative bias. In: Dobby, G., Rao, S. (Eds.), Processing of Complex Ores. Pergamon Press, pp. 379–385.

SOUZA, J. C. A manutenção produtiva total na indústria extrativa mineral: a metodologia TPM como suporte de mudanças. Florianópolis, 2001, 136 p. (dissertação de mestrado)

SCHULZE, H. J. *Physico-Chemical Elementary Processes in Flotation*, Amsterdam, Elsevier, 1984, 348 p

The Dow Chemical Company. *Flotation Fundamentals: Key to Effective, Economical Modern Mining Practice*. Junho, 1984.

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

Anexo A - Resultados Contaminantes

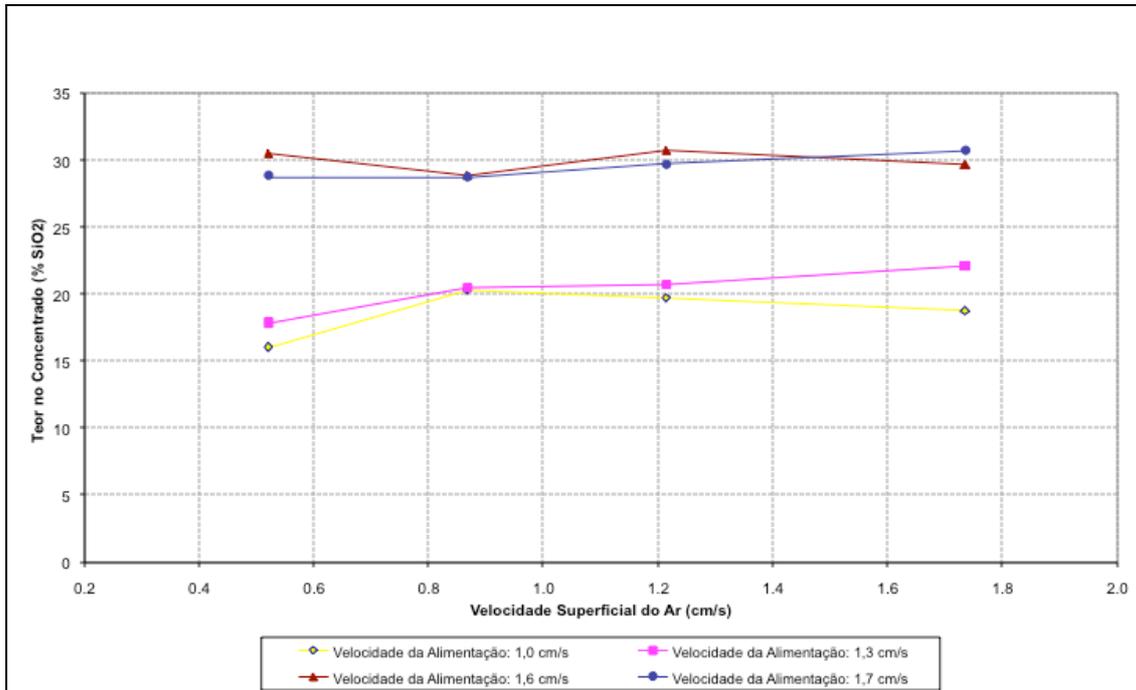


Figura A-1: Relação entre Teor de SiO₂ no concentrado e a Velocidade Superficial de Ar para as diferentes Velocidades de Alimentação

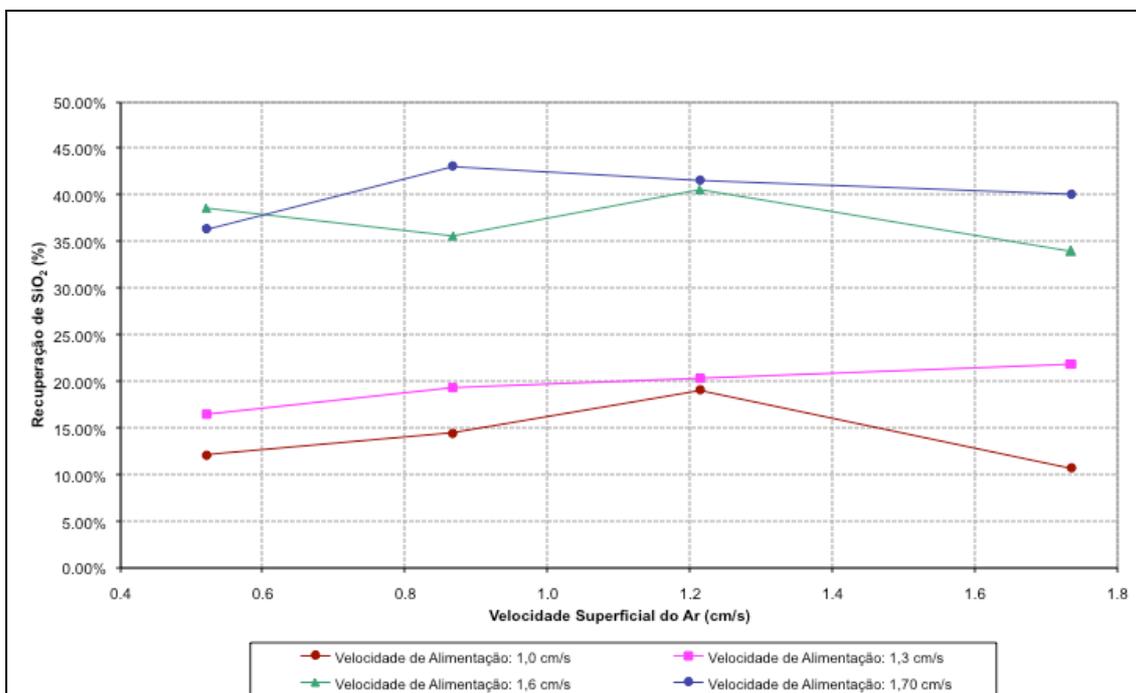


Figura A-2: Relação entre a Recuperação de SiO₂ no concentrado e a Velocidade Superficial de Ar para as diferentes Velocidades de Alimentação

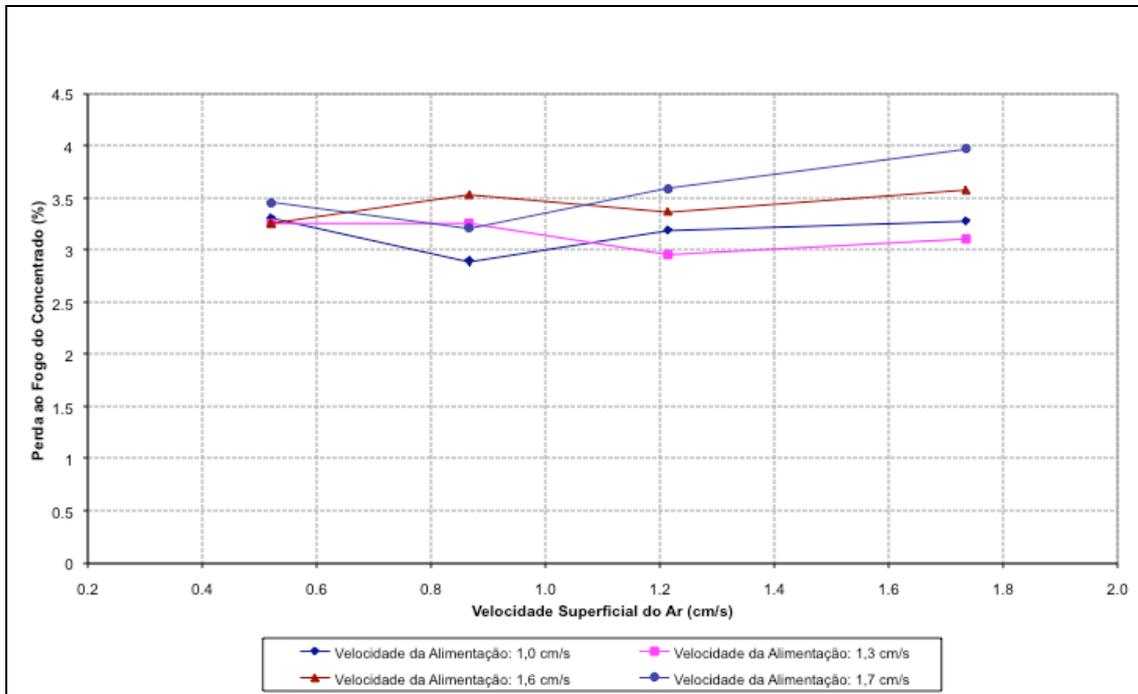


Figura A-3: Relação entre Percentagem de Perda ao Fogo no Concentrado e a Velocidade Superficial de Ar para as diferentes Velocidades de Alimentação

Anexo B - Histórico

Anexo B1 - Histórico da Fluorita em Santa Catarina

A primeira ocorrência de fluorita em Santa Catarina foi descoberta, provavelmente, no ano de 1950, na localidade de Bom Jesus, atualmente município de Armazém.

Noticia-se que um morador da região teria descoberto essa ocorrência e levado as amostras do minério para a empresa MIBRAS – Mineração Sulbrasileira Ltda., sediada em Brusque. Após pesquisa preliminar a empresa protocolando um pedido de autorização de pesquisa em outubro/1953.

Entre o final da década de 50 e o início da década de 60 outras ocorrências significativas foram descobertas no Estado, como o afloramento junto ao balneário de águas termais São Pedro, atual município de Pedras Grandes.

Embora conhecida a mais tempo, a rocha chamava atenção, principalmente dos turistas que freqüentavam o balneário, apenas pela beleza e colorido. No entanto, foi somente nos anos de 1955/56 que essa fluorita recebeu importância econômica quando, segundo pessoas da época, teria sido identificada por um sorveteiro da cidade de Urussanga, que possuía um guia de identificação de minerais.

Em 1961, foi encontrado um excepcional afloramento, localizado na Segunda Linha Torrens, atual município de Morro da Fumaça, que significou o maior jazimento de fluorita encontrado no Estado até hoje.

A partir dessa descoberta iniciou-se uma corrida pela fluorita, e durante a década de 60 muitas outras ocorrências importantes foram encontradas na região Leste do Estado, nos municípios de Santa Rosa de Lima, Rio Fortuna, Imaruí, Pedras Grandes, Orleans, entre outros.

Nos primeiros anos os trabalhos de lavra desenvolveram-se a céu-aberto ou por galerias de encosta nos afloramentos descobertos. Praticava-se a exploração predatória, sem o uso de técnica, objetivando a obtenção de fluorita grau metalúrgico, com teores em torno de 80% de CaF_2 . O material desmontado era quebrado com o uso de marretas e escolhido manualmente. Os finos, com teor de aproximadamente 60% eram descartados.

Em julho de 1963, foi fundada a MICAL – Minérios Catarinenses Ltda., que devido a testes preliminares de flotação, instalou células mecânicas em Criciúma e iniciou a operação da primeira usina de Flotação de fluorita do estado. Essa empresa teve atuação destacada no setor, chegou inclusive a exportar para os Estados Unidos em 1971.

Em 1968 um morador do município de Santa Rosa de Lima identificou uma jazida de fluorita em suas terras. Essa jazida, conhecida atualmente como Nova Fátima, foi incorporada pela Votorantim em 1973, que realizou intensa pesquisa geológica no local e iniciou efetivamente a lavra em 1981

No ano de 1969, no município de Santa Rosa de Lima, um morador identificou, também em suas terras, uma jazida que hoje é conhecida como Rio dos Bugres, que foi adquirida pela Votorantim em 1972.

Anexo B2 - Atuação da Votorantim

- Em março de 1951 o Sr. José Ermírio de Moraes associa-se a MIBRAS – Mineração Sulcatarinense, adquirindo 50% de seu capital.
- Em 1968 a Votorantim adquire totalmente a MIBRAS.
- Em 1972 o Grupo Votorantim adquire a MICAL – Minérios Catarinenses e suas empresas associadas.
- Em 1975 o Grupo Votorantim adquire a Mineração Santa Catarina e suas empresas associadas.
- Em 1985 o Grupo Votorantim adquire a empresa Sociedade Brasileira de Fluorita, e todas as suas empresas associadas.
- Em 1995 o Grupo Votorantim adquire a empresa Mineração Floral da Bayer S/A.