

**MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO  
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL  
Escola de Engenharia  
Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais-  
PPGEM**

**CONCENTRAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS GROSSAS  
DE FLUORITA EM COLUNA DE FLOTAÇÃO**

**Irineu Antônio Schadach de Brum**

**Tese para obtenção do título de Doutor  
em Engenharia**

**Porto Alegre  
2004**

**MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO**  
**UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL**  
**Escola de Engenharia**  
**Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais-**  
**PPGEM**

**CONCENTRAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS GROSSAS**  
**DE FLUORITA EM COLUNA DE FLOTAÇÃO**

**Irineu Antônio Schadach de Brum**  
Engenheiro de Minas

Trabalho realizado no Departamento de Metalurgia da Escola de Engenharia da UFRGS, dentro do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais - PPGEM, como parte dos requisitos para a obtenção do título de Doutor em Engenharia.

Área de Concentração: **Metalurgia extrativa.**

Porto Alegre  
2004

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

Orientador: **Prof. Dr. Carlos Hoffmann Sampaio**

Banca Examinadora:

Prof. Dr. Rubens Muller Kautzmann, ULBRA

Prof. Dr. Sydney Sabedot, UNILASALLE

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

Prof. Dr. Carlos Arthur Ferreira

Coordenador do PPGEM

Porto Alegre, dezembro de 2004

**Dedico à Laura e Thiago,  
as duas pessoas mais importantes na minha vida.**

## AGRADECIMENTOS

Ao Professor Carlos Hoffmann Sampaio por me aceitar como aluno de doutorado, pelas condições de trabalho, pela amizade e apoio recebido nestes últimos quatro anos.

Ao Professor Washington Aliaga pelas idéias, críticas e sugestões que em muito auxiliaram no desenvolvimento desse estudo.

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

À Mineração Nossa Senhora do Carmo, na pessoa de Carlos Sartor, pelo apoio à este trabalho.

Ao Engenheiro Júlio Cezar Quintão Gomes pela indispensável colaboração e amizade.

À Professora Laura Quednau pelas correções.

Aos colegas (e ex-) do Centro de Tecnologia/Laprom pela convivência e apoio nos últimos quatro anos, em particular ao Professor Carlos Petter, Edson Pacheco, Hamilcar, Giovani, James, Gerson, Paulo, Gliese, Lorenza, Marcela, Patricia, Karime, Fabrício, Sydney, Carmem, Jor-El, Magda, Isabela, Feliciane, Osório, Edu e todos.

Ao estagiário Marcos Batistella pela dedicação durante a parte prática dessa tese.

À todos os meus amigos que de uma forma ou outra colaboraram para o desenvolvimento e sucesso desse trabalho, em especial ao Professor Luiz Rogerio P.A. Lima pelo material disponibilizado e pelas conversas. Agradeço aos bons amigos da Bahia.

À minha família, em particular a minha esposa Laura Quednau e a meu filho Thiago.

## SUMÁRIO

LISTA DE FIGURAS	VIII
LISTA DE TABELAS	XII
LISTA DE SÍMBOLOS	XIII
RESUMO	XV
ABSTRACT	XVII
1 INTRODUÇÃO.....	1
1.1 OBJETIVOS.....	4
2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	5
2.1 INFLUÊNCIA DO TAMANHO DE PARTÍCULA.....	7
2.2 FLOTAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS GROSSAS.....	10
2.2.1 INFLUÊNCIA DA DISTRIBUIÇÃO DE REAGENTES NA FLOTAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS GROSSAS.....	12
2.3 COLUNA DE FLOTAÇÃO.....	18
2.3.1 CONCENTRAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS GROSSAS EM COLUNA DE FLOTAÇÃO.....	20
2.3.2 MODELO PARA COLUNAS COM <i>BIAS</i> NEGATIVO.....	21
2.3.3 GÁS <i>HOLD UP</i> .....	27
2.3.3.1 MEDIÇÃO DO GÁS <i>HOLD UP</i> .....	30
2.4 MINERAIS INDUSTRIAIS.....	34
2.4.1 FLUORITA.....	34
3 METODOLOGIA E MATERIAIS.....	39
3.1 MATERIAIS.....	39
3.2 ETAPA DE COMINUIÇÃO.....	42
3.3 ENSAIOS DE FLOTAÇÃO.....	45
3.3.1 REAGENTES.....	45
3.3.2 FLOTAÇÃO EM ESCALA DE BANCADA.....	45
3.3.3 FLOTAÇÃO EM COLUNA.....	46
4 RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	51
4.1 FLOTAÇÃO EM ESCALA DE BANCADA.....	51
4.2 COLUNA DE FLOTAÇÃO.....	56
4.2.1 ANÁLISE DO GÁS <i>HOLD UP</i> .....	56

4.2.1.1	INFLUÊNCIA DA PRESENÇA DE SÓLIDOS E DA CONCENTRAÇÃO DE <i>TALL OIL</i> NO GÁS <i>HOLD UP</i> .....	57
4.2.1.2	INFLUÊNCIA DA ÁGUA DE <i>BIAS</i> NOS VALORES DE GÁS <i>HOLD UP</i> ..	60
4.3	ENSAIOS DE FLOTAÇÃO EM COLUNA.....	61
4.3.1	FLOTAÇÃO COM ÁGUA DE <i>BIAS</i> .....	67
4.3.2	FLOTAÇÃO COM <i>BIAS</i> NEGATIVO E ÁGUA DE LAVAGEM.....	71
5	CONCLUSÕES.....	74
	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	76
	ANEXO A.....	80
	ANEXO B.....	84
	ANEXO C.....	97

## LISTA DE FIGURAS

<b>Figura 1.</b> Influência da granulometria na recuperação de cobre (1) e zinco (2), no processo de flotação de sulfetos destes metais.....	8
<b>Figura 2.</b> Influência da granulometria na seletividade do processo de flotação de sulfetos metálicos de cobre (1) e zinco (2).....	8
<b>Figura 3.</b> Representação da recuperação, no processo de flotação, em função da granulometria, mostrando uma divisão arbitrária em três regiões: finos, intermediária e grossos.....	9
<b>Figura 4.</b> Interação, hidrofobicidade/tamanho de partícula/flotabilidade, proposta por Trahar (1981).....	14
<b>Figura 5.</b> Relação entre recuperação, tamanho de partícula e dosagem de coletor.....	15
<b>Figura 6.</b> Relação entre recuperação, tamanho de partícula e dosagem de coletor.....	16
<b>Figura 7.</b> Efeito da distribuição de coletor na recuperação. As adições foram realizadas antes da flotação (ponto 0) e na célula 4.....	17
<b>Figura 8.</b> Representação do processo de flotação em coluna. ....	19
<b>Figura 9.</b> Diagrama de elemento de coluna e distância média entre bolhas.....	23
<b>Figura 10.</b> Efeito das velocidades de gás (ar) e líquido nos valores de <i>hold up</i> em sistema de flotação em coluna.....	29
<b>Figura 11.</b> Efeito das velocidades de gás (ar) e concentração de espumante nos valores de <i>hold up</i> em sistema de flotação em coluna. ....	29
<b>Figura 12.</b> Métodos de medição do <i>hold up</i> .....	31
<b>Figura 13.</b> Medição do <i>hold up</i> por diferença de pressão, usando um manômetro de água (Geral (a) e usando manômetro de água(b)).....	33
<b>Figura 14.</b> Circuito da planta concentradora de minério de fluorita da Mineração Nossa Senhora do Carmo/SC.....	41
<b>Figura 15.</b> Análise granulométrica da amostra britada e submetida à moagem.....	43
<b>Figura 16.</b> Distribuição de teores no minério britado.....	43
<b>Figura 17.</b> Recuperação de fluorita, em função da concentração de <i>tall oil</i> , nos concentrados dos ensaios de flotação em escala de bancada.....	52
<b>Figura 18.</b> Teor de fluorita, em função da concentração de <i>tall oil</i> , nos concentrados dos ensaios de flotação em escala de bancada.....	53



<b>Figura 19.</b> Recuperação de sílica, em função da concentração de <i>tall oil</i> , nos concentrados dos ensaios de flotação em escala de bancada.....	<b>53</b>
<b>Figura 20.</b> Teor de sílica, em função da concentração de <i>tall oil</i> , nos concentrados dos ensaios de flotação em escala de bancada.....	<b>54</b>
<b>Figura 21.</b> Recuperação de carbonato de cálcio, em função da concentração de <i>tall oil</i> , nos concentrados dos ensaios de flotação em escala de bancada.....	<b>55</b>
<b>Figura 22.</b> Teor de carbonato de cálcio, em função da concentração de <i>tall oil</i> , nos concentrados dos ensaios de flotação em escala de bancada.....	<b>55</b>
<b>Figura 23.</b> Variação do <i>hold up</i> em função da velocidade superficial do ar e da concentração de <i>tall oil</i> , para ensaios dinâmicos. <i>Bias</i> negativo de cerca de 0,3 cm/s.....	<b>56</b>
<b>Figura 24.</b> Variação do <i>hold up</i> em função da concentração de <i>tall oil</i> e da velocidade do ar, para ensaios estáticos. <i>Bias</i> negativo de cerca de 0,3 cm/s.....	<b>57</b>
<b>Figura 25.</b> Variação dos valores de <i>hold up</i> em função da velocidade superficial do ar e da concentração de sólidos no fluxo de alimentação da coluna de flotação. Ensaio com tempo de moagem de 20 minutos e concentração de <i>tall oil</i> de 300 g/t.....	<b>58</b>
<b>Figura 26.</b> Variação dos valores de <i>hold up</i> em função da velocidade superficial do ar e da granulometria no fluxo de alimentação da coluna de flotação. Ensaio com Cp/p 15% e 300 g/t de <i>tall oil</i> .....	<b>59</b>
<b>Figura 27.</b> Variação dos valores de <i>hold up</i> em função da velocidade superficial do ar e da concentração de <i>tall oil</i> . Ensaio com Cp/p 10% e 20 minutos de moagem.....	<b>60</b>
<b>Figura 28.</b> Variação dos valores de <i>hold up</i> em função da velocidade de água de <i>bias</i> e velocidade superficial do ar. Ensaio com Cp/p 15% e 300 g/t de <i>tall oil</i> e 20 minutos de moagem.....	<b>61</b>
<b>Figura 29.</b> Variação da recuperação de fluorita em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com Cp/p de 10% e 300 g/t de <i>tall oil</i> .....	<b>63</b>
<b>Figura 30.</b> Variação da recuperação de fluorita em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com Cp/p de 15% e 300 g/t de <i>tall oil</i> .....	<b>63</b>
<b>Figura 31.</b> Variação do teor de fluorita em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com Cp/p de 10% e 300 g/t de <i>tall oil</i> .....	<b>64</b>

<b>Figura 32.</b> Variação do teor de fluorita em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaios com Cp/p de 15% e 300 g/t de <i>tall oil</i> .....	<b>64</b>
<b>Figura 33.</b> Variação na recuperação de fluorita em função da velocidade superficial de ar e da concentração de <i>tall oil</i> . Ensaios com tempo de moagem de 20 minutos e Cp/p de 10%.....	<b>66</b>
<b>Figura 34.</b> Variação no teor de fluorita em função da velocidade superficial de ar e da concentração de <i>tall oil</i> . Ensaios com tempo de moagem de 20 minutos e Cp/p de 10%.....	<b>66</b>
<b>Figura 35.</b> Variação na recuperação de fluorita em função da velocidade superficial da água de <i>bias</i> e da granulometria no fluxo de alimentação. Ensaios com velocidade superficial do ar de 1,1 cm/s, 300 g/t de <i>tall oil</i> e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.....	<b>68</b>
<b>Figura 36.</b> Variação do teor de fluorita em função da velocidade superficial da água de <i>bias</i> e da granulometria no fluxo de alimentação. Ensaios com velocidade superficial do ar de 1,1 cm/s, 300 g/t de <i>tall oil</i> e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.....	<b>68</b>
<b>Figura 37.</b> Variação na recuperação de fluorita em função da velocidade superficial da água de <i>bias</i> e da velocidade superficial do ar. Ensaios com granulometria de polpa 20 minutos, concentração de <i>tall oil</i> de 300 g/t e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.....	<b>69</b>
<b>Figura 38.</b> Variação no teor de fluorita no concentrado em função da velocidade superficial da água de <i>bias</i> e da velocidade superficial do ar. Ensaios com granulometria de polpa 20 minutos, concentração de <i>tall oil</i> de 300 g/t e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.....	<b>70</b>
<b>Figura 39.</b> Variação na recuperação de fluorita no concentrado em função da velocidade superficial da água de <i>bias</i> e da concentração de <i>tall oil</i> . Ensaios com granulometria de polpa 20 minutos, velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.....	<b>70</b>
<b>Figura 40.</b> Variação no teor de fluorita no concentrado em função da velocidade superficial da água de <i>bias</i> e da concentração de <i>tall oil</i> . Ensaios com granulometria de polpa 20 minutos, velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.....	<b>71</b>

- Figura 41.** Variação na recuperação e teor de fluorita e nas recuperações de sílica e carbonato no concentrado em função da velocidade superficial da água de lavagem. Ensaio com tempo de moagem de 20 minutos, velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s, concentração de *tall oil* de 300 g/t e Cp/p de 10%..... **72**
- Figura 42.** Variação nos teores de sílica e carbonato no concentrado em função da velocidade superficial da água de lavagem. Ensaio com tempo de moagem de 20 minutos, velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s, concentração de *tall oil* de 300 g/t e Cp/p de 10%..... **72**

**LISTA DE TABELAS**

<b>Tabela 1.</b> Especificações da fluorita para diversos fins comerciais.....	<b>37</b>
<b>Tabela 2.</b> Análise mineralógica do minério após britagem em britador de mandíbulas.....	<b>39</b>
<b>Tabela 3.</b> Distribuição granulométrica e metalúrgica do minério que alimenta a usina da Mineração Nossa Senhora do Carmo. NA – não analisado.....	<b>40</b>
<b>Tabela 4.</b> Análise granulométrica da amostra britada e submetida à moagem.....	<b>42</b>
<b>Tabela 5.</b> Granulometria em função do tempo de moagem para os ensaios de flotação.....	<b>44</b>
<b>Tabela 6.</b> Distribuição de teores para as granulometrias utilizadas nos ensaios de flotação. NA - Não analisado por falta de amostra (massa insuficiente).....	<b>44</b>
<b>Tabela 7.</b> Condições operacionais dos ensaios em escala de bancada.....	<b>46</b>
<b>Tabela 8.</b> Resumo dos ensaios realizados em coluna de flotação.....	<b>49</b>

## LISTA DE ABREVIATURAS E SÍMBOLOS

cm/s	centímetro por segundo
m	metro
cm	centímetro
mm	milímetro
g/t	grama por tonelada
$P_f$	probabilidade de flotação
$P_i$	probabilidade de intersecção
$P_c$	probabilidade de colisão
$P_s$	probabilidade de formação de agregados
$P_{fb}$	probabilidade de área livre
$P_a$	probabilidade de adesão
$\Delta H$	distância entre bolhas de ar
$\epsilon_g$	<i>gás hold up</i>
$\epsilon_{gap}$	<i>gás hold up</i> aparente
$d_p$	diâmetro de partícula
$d_b$	diâmetro de bolha
$\theta$	ângulo de contato
$\Delta t$	tempo de colisão entre bolha/partícula
$\Delta v$	diferença de velocidade
R	recuperação
$J_g$	velocidade superficial do gás
$Q_g$	fluxo volumétrico do gás
$A_c$	área transversal da coluna
P	pressão
$\rho_{sl}$	densidade de polpa
$\rho_w$	densidade da água
g	gravidade
$C_p/p$	concentração de sólidos em peso
#	<i>mesh</i>
PF	perda ao fogo
rpm	rotação por minuto

lpm	litro por minuto
ppm	parte por milhão
kg	quilograma
pH	potencial de hidrogênio
$t_{\text{moagem}}$	tempo de moagem
Val	velocidade superficial do fluxo de alimentação
Vrej	velocidade superficial do fluxo de rejeito
Var	velocidade superficial do ar
Mconc.	massa de concentrado
Mrej.	massa de rejeito
Malim.	massa de alimentação
Tconc.	teor de concentrado
Trej.	teor de rejeito
Talim.	teor de alimentação

## RESUMO

Este estudo tem por objetivo definir um sistema de flotação em coluna para ser utilizado, em um sistema *rougher*, para flotar partículas grossas de fluorita. Para esse fim, foi proposta uma detalhada investigação de parâmetros que poderiam influenciar o processo de flotação de partículas grossas. Foram definidos dois perfis granulométricos com alto conteúdo de grossos em comparação à granulometria convencional, e foi analisada a variação dos parâmetros de separação (recuperação e teor) em função de determinados parâmetros operacionais, como concentração do agente coletor (*tall oil*), velocidade superficial do ar, concentração de sólidos na polpa de alimentação, velocidade superficial de água de *bias* e de água de lavagem.

Nesse trabalho, a inovação proposta é a utilização da coluna de flotação para a concentração de partículas grossas em uma etapa *rougher*, trabalhando em regime de *bias* negativo (velocidade de alimentação maior que a velocidade de rejeito), como aplicação e otimização de um sistema de flotação rápida (tipo *flash flotation*) em coluna curta.

Os resultados obtidos em coluna mostram que, mesmo com uma granulometria grossa, é possível atingir valores de recuperação e teor semelhantes aos anotados na flotação de finos. Nos ensaios com *bias* negativo (0,3 cm/s), foram registrados teores acima de 85% de fluorita nos concentrados, com recuperações em torno de 70%. Os teores de sílica e carbonato foram menores em comparação a um sistema convencional, em escala de bancada. Os ensaios com adição de água de *bias* também apresentaram bons resultados metalúrgicos. Nesses ensaios a mobilidade das bolhas de ar apresentou um aumento, uma vez que o fluxo ascendente de água de *bias* ajudou a diminuir o conteúdo de ar na zona de coleção. Esse efeito foi comprovado pelos menores valores de *hold up*.

O ensaio com *bias* negativo e água de lavagem, aqui considerado como um indicativo para novos estudos, mostrou um efeito negativo da água com relação à recuperação, mas bastante positivo com relação à seletividade, uma vez que baixos valores de teor de sílica e carbonato foram observados, sendo que nesse sistema uma única etapa *rougher* foi suficiente para a obtenção de fluorita tipo cerâmico.

A partir dos resultados, é possível afirmar que a coluna de flotação, operando em regime de *bias* negativo, se mostra um equipamento eficiente na recuperação de partículas minerais grossas, podendo ser considerada uma rota tecnicamente adequada para o aproveitamento, concentração e controle de qualidade de minérios, como o de fluorita.



## ABSTRACT

The aim of this work is to design a column flotation prototype to be used as a rougher flotation cell on fluorite coarse particles purification. To achieve this objective, several parameters, leading to coarse particle flotation, were investigated. Two granulometric profiles having high content of coarse particles, in reference to conventional product were analyzed. Recovery and grade were studied as a function of collector concentration (tall oil), superficial velocity of air, solid concentration in pulp, surface velocity of bias water and of cleaning water effect.

The innovation proposed in this work is the utilization of column to float coarse particles in a rougher stage using a negative bias regime as a fast flotation cell using a short column.

The results obtained showed that it is possible to achieve recovery levels similar to the obtained on fine ores flotation. In the tests, grades over 85% were obtained having recoveries around 70%. The silica and carbonate grades were lower than conventional flotation in Denver cells. Water addition to increase bias water appears to give good metallurgical results. In those tests air bubbles showed an increase in the rising velocity due to the increase in the water flow rate in the upward direction.

Test carried out using negative bias and clean water addition, showed a strong effect on selectivities although recovery deteriorated, as expected.

From these results it can be concluded that column is efficient to float coarse particles provided that the operating regime is under negative bias. Hence columns appear suitable for processing industrial minerals.

## 1 INTRODUÇÃO

Dentre os processos utilizados no tratamento de minérios, a flotação se destaca como um dos mais importantes processos metalúrgicos, sendo este um processo de separação de partículas minerais, que explora diferenças nas características interfaciais entre as várias espécies mineralógicas presentes em um determinado sistema. Este processo tem sido exaustivamente estudado ao longo tempo pelos mais diversos pesquisadores, nos mais variados sistemas e, de uma forma geral, ainda permanece subentendido, segundo a avaliação de diversos pesquisadores (Gaudin *et al.*, 1931; Trahar e Warren, 1976; Chander, 1979; King, 1982; Fuerstenau, 1988; Finch e Dobby, 1991a, 1991b; Bazin e Proulx, 2001). Mesmo assim, com base em décadas de estudos, foram desenvolvidos distintos equipamentos para a otimização e o controle o processo de flotação.

Neste contexto, a flotação em colunas aparece, particularmente nas últimas décadas, como a alternativa mais promissora e eficiente para concentração de partículas de determinados tamanhos, quando em comparação com as células convencionais de flotação. Neste particular, o emprego deste equipamento tem sido bem sucedido, principalmente para sistemas minerais contendo partículas finas.

De uma forma geral, se pode concluir que as vantagens metalúrgicas das colunas de flotação, em sistemas contendo partículas minerais finas, se devem a fatores como o emprego da água de lavagem na zona de espuma, a qual elimina efetivamente a recuperação não seletiva de ganga, devido ao arraste hidrodinâmico. Isso, associado ao contato em contracorrente entre as bolhas de ar (geradas na base da coluna) e a polpa (injetada a cerca de 2/3 da altura total), assim como às condições de fluxo mais tranquilas, devido à ausência de agitação mecânica, fazem da coluna um meio ideal para o processamento de finos minerais.

As colunas de flotação industriais podem ser quadradas, retangulares ou circulares e possuem de 0,5 a 2,5 m de lado, ou diâmetro, e de 7 a 12 m de altura, sendo que a largura do lado do quadrado (ou diâmetro) é utilizada para definir o seu tamanho. Quando a área da seção da coluna é maior que  $1 \text{ m}^2$ , são incorporados divisores (*baffles*) dentro da zona de coleção. As colunas de laboratório têm um diâmetro de 5 a 10 cm e altura variável.

Atualmente, o processo de flotação em colunas é uma das alternativas mais estudadas na área de tratamentos de minérios, tendo sido incorporada ao fluxograma de beneficiamento

de muitas plantas de processamento mineral. O sucesso das colunas se deve ao fato de que as mesmas apresentam uma significativa economia de capital e de custos operacionais em comparação aos sistemas convencionais de flotação, assim como pelos melhores resultados metalúrgicos obtidos por este reator.

Comercialmente, as colunas de flotação estão sendo utilizadas para o beneficiamento de uma grande variedade de minérios, dentre os quais se destacam os minérios de cobre, molibdênio, chumbo, zinco, fosfato, carvão, fluorita e ouro. As vantagens que tornaram as colunas de flotação equipamentos bem sucedidos, principalmente no processamento de partículas minerais finas, estão abaixo listadas.

- ✓ Simplificação do circuito de flotação, no sentido de que pode substituir muitos estágios de células de flotação convencional.
- ✓ Reduzido custo de operação devido ao fato de não possuir partes móveis. A manutenção resulta mais econômica e a energia consumida é, de um modo geral, muito menor.
- ✓ Melhores resultados metalúrgicos em termos de seletividade do processo.

Entretanto, as colunas apresentam algumas desvantagens, sendo que se destacam:

- ✓ sistema de aeração;
- ✓ os sistemas de controle, além de caros, devem ser precisos para obtenção de uma boa performance;
- ✓ resultados metalúrgicos pobres quando se trabalha com partículas grossas e minérios com alto peso específico.

Com relação aos baixos índices metalúrgicos para partículas grossas, Öteyaka e Soto (1995) têm buscado, através de modelagem, definir parâmetros para operar colunas de flotação com material grosseiro. O modelo proposto por estes autores indica a utilização de um processo de flotação rápida em coluna curta, para partículas no intervalo de 50 micrômetros a 1 mm. Entretanto, esses estudos foram realizados em escala de laboratório e os próprios autores reconhecem a necessidade de serem validados em uma escala maior.

Assim sendo, é possível concluir que, embora o desenvolvimento e a aplicação industrial das colunas de flotação tenham sido bastante rápidos nos últimos anos, ainda existem muitas diferenças nas metodologias empregadas no desenho e operação destas. Neste

sentido, fica clara a necessidade de uma maior quantidade de estudos sobre os fenômenos envolvidos em operações neste reator, aplicado a sistemas complexos, assim como do desenvolvimento de procedimentos visando ao escalonamento e à simulação desse equipamento.

## 1.1 OBJETIVOS

Este trabalho, dentro do contexto descrito anteriormente e pela relevância observada no campo da flotação, tem por objetivo global estudar o efeito da granulometria na flotação em colunas de minério de fluorita do Paraná, visando otimizar a recuperação deste mineral em um circuito de flotação primária (*rougher*). Nesse sentido se busca o desenho e otimização de um processo de flotação rápida em coluna, para sistemas contendo diferentes conteúdos de partículas grossas no fluxo de alimentação.

O estudo está orientado à otimização dos parâmetros operacionais de processo, sendo que o objetivo específico é a recuperação de fluorita em sistemas com alimentação grosseira, assim como a máxima eliminação de sílica e carbonatos. É esperada a obtenção de um pré-concentrado, o qual possa ser submetido a uma etapa de remoagem e enviado a uma etapa de limpeza (*cleaner*). Não foi descartada a possibilidade de obtenção de fluorita do tipo metalúrgico e/ou cerâmico, já nesta primeira etapa de flotação de grossos.

Dentre as variáveis analisadas, na performance global do processo de flotação, se destacam: a influência da granulometria de alimentação, definida pelo tempo de moagem empregado, da concentração de sólidos na polpa de alimentação, da concentração do agente coletor (*tall oil*), do *hold up* (em função do fluxo de ar), do efeito da água de *bias* e da água de lavagem.

Estudos preliminares foram realizados em escala de bancada, sendo que os estudos em coluna foram realizados em escala semipiloto. Os resultados foram avaliados em função dos parâmetros de separação (recuperação e teor).

## 2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

O processo de flotação consiste na separação seletiva de uma ou mais espécies minerais, de valor, de uma mistura mineral condicionada em polpa (sólidos e água), através de sua adesão às bolhas de ar introduzidas dentro de um reator, denominado célula de flotação, com posterior levitação e remoção de agregados bolha/partícula em uma camada de espuma. Este é um processo de separação de partículas sólidas que explora diferenças nas características interfaciais entre as diversas espécies minerais suspensas em uma fase aquosa.

É possível afirmar que a compreensão do processo de flotação envolve o conhecimento da interação entre três componentes do processo: as características mineralógicas do minério, a química pela qual o processo é controlado e as variáveis de processo.

As variáveis químicas do processo têm como função regular a química geral do sistema, que, por sua vez, controla a físico-química interfacial de partículas e bolhas, e envolve o uso adequado de coletores, espumantes, ativadores, depressores e modificadores.

As variáveis de processo são determinadas pelo minério e pelo projeto da planta. Estas variáveis interagem com o controle químico do processo, mas são ditadas pela natureza do corpo de minério e incluem preparação da alimentação (cominuição, deslamagem, etc.), projeto de célula e parâmetros operacionais (profundidade de espuma, taxa de aeração, etc.). A temperatura pode ser considerada uma variável de processo, uma vez que pode ser usada em determinadas operações para obtenção de uma interação química mais específica do coletor com o mineral.

Os mecanismos que agem na transferência das partículas podem ser resumidos em:

- ✓ transferência da polpa para a espuma;
- ✓ adesão das partículas às bolhas de ar e transferência dos agregados bolha/partícula para a espuma;
- ✓ transporte de pequenas quantidades de água e arraste de partículas entre as bolhas;
- ✓ transferência da espuma para a polpa;
- ✓ drenagem da água presente na espuma, contendo ou não partículas sólidas, para a polpa;

✓ ruptura ou coalescência das bolhas, liberação das partículas dos agregados bolhas/partículas e drenagem à polpa daquelas partículas que não tornaram a aderir a bolhas estáveis.

A ocorrência destes fenômenos está ligada às características químicas, físicas, hidrodinâmicas e de processo. No entanto, a eficiência do processo de flotação está sujeita a distúrbios geralmente relacionados com mudanças nas propriedades do minério e da polpa, instabilidade no circuito de moagem e no circuito de flotação. Neste sentido, é necessária uma constante avaliação das variáveis que possam afetar a eficiência do processo, sendo que, até hoje, a maior parte do conhecimento vem da utilização de modelos conhecidos e/ou de regras empíricas, que, apesar de serem utilizadas com relativo sucesso, são bastante limitadas frente às necessidades da indústria mineira.

Na flotação considerada convencional, são utilizadas máquinas de flotação mecânicas que realizam duas operações bastante específicas: em um primeiro momento proporcionam agitação adequada para criar uma região com adequado nível de turbulência, mantendo as partículas em suspensão, dispersando o ar e promovendo as colisões entre as bolhas de ar e as partículas minerais; no segundo, permitem a existência de uma região com um ambiente hidrodinâmico tranquilo, onde se busca evitar a ruptura dos agregados bolha/partículas e a transferência de ganga para a camada de espuma.

A flotação em coluna utiliza um sistema menos turbulento, geralmente com a alimentação inserida no sistema em contra corrente ao fluxo de ar. Essas condições, associadas à adição de um fluxo de água de lavagem, no topo da camada de espuma, permitem, na maioria dos casos, a obtenção de melhores índices metalúrgicos.

Até o presente momento, a principal preocupação da indústria mineira tem sido a recuperação de partículas minerais finas, estando esta preocupação refletida em diversos trabalhos publicados nos últimos 30 anos (Thrahar e Warren, 1976; Thrahar, 1981; Sivamohan, 1990; Wellenkamp, 1999; Tao *et al.*, 2000; Yuehua *et al.*, 2003). Esta preocupação é motivada pela necessidade de processamento de minérios que requerem um elevado grau de moagem e, conseqüentemente, resultam em significantes quantidades de finos. É importante ressaltar que os termos “finos” e “grossos” são utilizados para designar uma determinada fração granulométrica em um determinado sistema, sendo que o tamanho

ótimo no processamento de minério varia em função do processo e das características do próprio minério.

Um clássico estudo de Gaudin *et al.* (1931), analisando a performance de diversas plantas concentradoras, já mostrava a forte influência da granulometria nos parâmetros metalúrgicos, recuperação e teor. A partir destes estudos, os autores concluem que, de uma forma geral, em sistemas contendo minério sulfetado de chumbo, zinco e cobre as melhores recuperações eram obtidas com diâmetros entre 10 e 50 micrômetros. Uma outra observação, foi a de que a recuperação cai rapidamente para partículas com diâmetros acima de 100 micrômetros e apenas gradualmente para diâmetros abaixo de 10 micrômetros. Estes estudos confirmavam que as melhores recuperações e seletividades eram obtidas em um intervalo intermediário de tamanho, como o apresentado nas figuras 1 e 2.

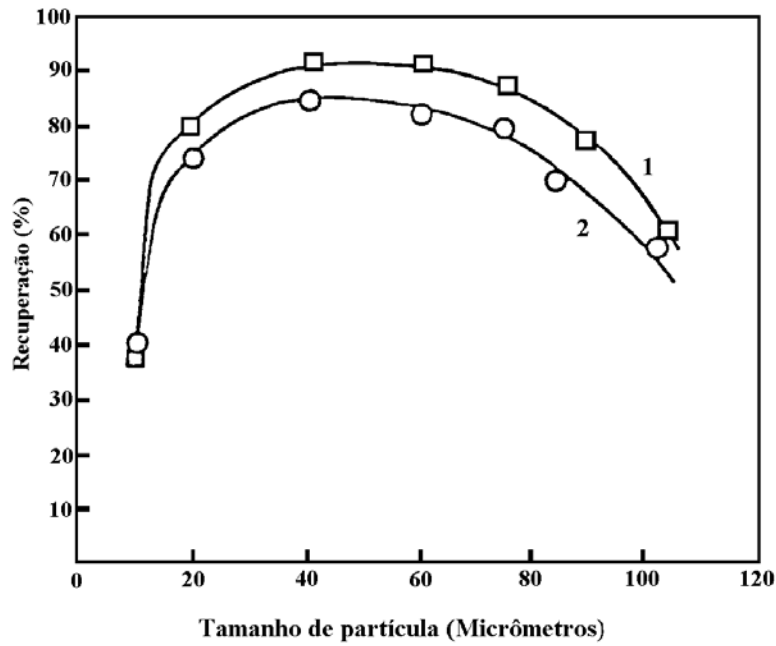
## 2.1 INFLUÊNCIA DO TAMANHO DE PARTÍCULA

Cerca de 50 anos após estes primeiros estudos, Trahar (1981) ainda analisava o efeito da granulometria no processo de flotação. Os resultados obtidos por Trahar são apresentados na figura 3, onde a curva recuperação *versus* tamanho de partícula é dividida arbitrariamente, em três regiões. Nesta representação, as frações correspondentes aos finos (abaixo de 5 micrômetros) e aos grossos (acima de 70 micrômetros) seriam as faixas “problema” para o processo de flotação, enquanto na região intermediária estariam concentradas as partículas com maior flotabilidade.

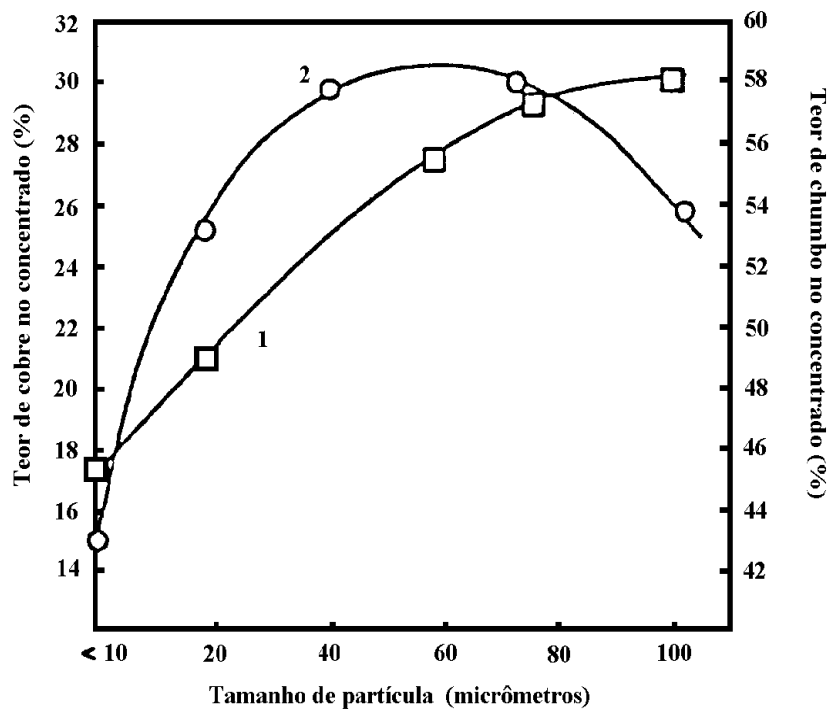
Entretanto, é importante ressaltar que nem todos os minerais mostram máxima recuperação exatamente no mesmo intervalo. Em determinados sistemas, este intervalo de máxima flotabilidade pode chegar a um tamanho mínimo de 5 micrômetros e um máximo de cerca de 150 micrômetros (Brum 1993).

Brum (1993), citando diversos autores, conclui que os principais problemas apresentados pelas partículas finas, no processo de flotação, estão relacionados à sua grande área superficial e pequena massa, resultando em problemas como arraste e aprisionamento de partículas, alto consumo de reagentes, rigidez da espuma, recobrimento de partículas finas de ganga sobre partículas de valor (*slime coatings*), entre outros, afetando a recuperação e a seletividade do processo.



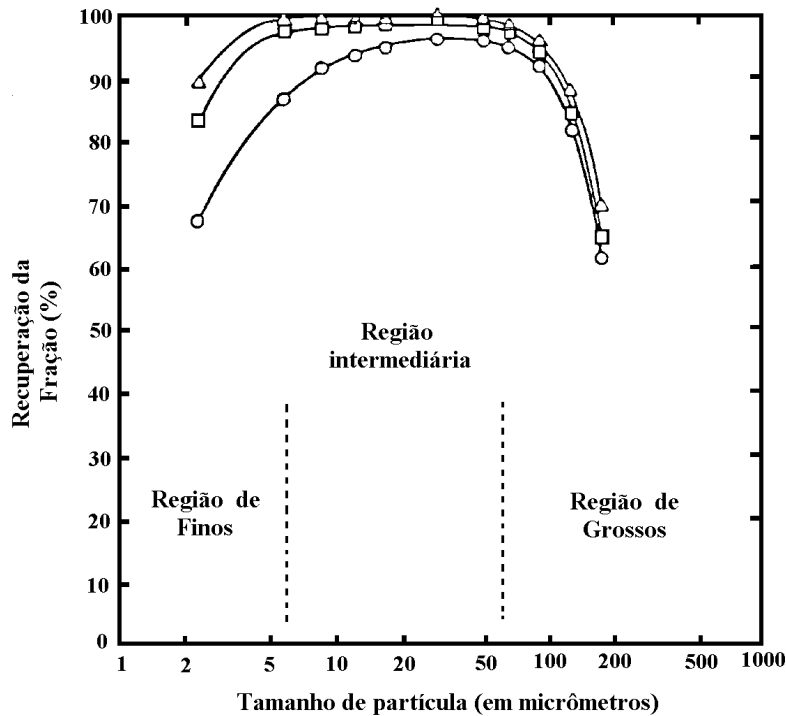


**Figura 1.** Influência da granulometria na recuperação de cobre (1) e zinco (2), no processo de flotação de sulfetos destes metais.



**Figura 2.** Influência da granulometria na seletividade do processo de flotação de sulfetos metálicos de cobre (1) e zinco (2).

As possíveis soluções para a recuperação de partículas minerais finas, encontradas em literatura (Fuerstenau *et al.*, 1979; Fuerstenau, 1988; Chander, 1979; Warren 1975a, b, 1991, Hu *et al.*, 1988), mostram sistemas que buscam a agregação hidrofóbica de finos e posterior flotação, assim como a otimização de equipamentos de flotação, em particular a coluna de flotação. Entretanto, poucas propostas chegaram a obter êxito em escala industrial.



**Figura 3.** Representação da recuperação, no processo de flotação, em função da granulometria, mostrando uma divisão arbitrária em três regiões: finos, intermediária e grossos.

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

Nos últimos anos, em função da necessidade de otimização de tecnologias e da busca de viabilidade econômica em determinados sistemas, as colunas de flotação têm sido empregadas para recuperação e concentração de minerais, e não só para limpeza. Este

fenômeno impulsionou o desenvolvimento de novas tecnologias, como as células pneumáticas, *flash flotation*, a célula Jameson, entre outras. Entretanto, até o momento, estas células possuem um campo de aplicação restrito a casos particulares.

## 2.2 FLOTAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS GROSSAS

Como mencionado anteriormente, os termos grossos e finos, em sistemas minerais, são definidos para um minério em particular. Por exemplo: para sulfetos metálicos, podem ser definidas como partículas grossas aquelas com granulometria maior que 100 micrômetros; por outro lado, no caso de beneficiamento de carvão este diâmetro sobe para mais de 1,0 mm. Industrialmente, partículas grossas de sulfetos são difíceis de serem recuperadas em processos convencionais, sendo que os exatos motivos que explicam estes baixos valores de recuperação ainda não são claros. É possível observar que a baixa flotabilidade de partículas grossas se relaciona com a densidade dos agregados bolha/partículas, com a estabilidade dos agregados e a permanência dos mesmos na espuma. Fatores como a densidade do sólido, turbulência, estabilidade e altura da camada de espuma, resistência à formação do agregado bolha/partícula, assim como outras variáveis que influenciam indiretamente o sistema de flotação, afetam a flotabilidade das partículas grossas.

Rodrigues *et al.* (2001), em estudos de microflotação, em tubo de Hallimond, reportam a influência de parâmetros hidrodinâmicos na performance de partículas grossas no processo de flotação. Estes autores concluem que existe um nível intermediário de turbulência, através do qual seria possível obter um adequado grau de suspensão, promover a colisão bolha-partícula, formar o agregado e ainda evitar a ruptura deste. Este estudo, ainda que conduzido em um sistema puro (quartzo e esferas de vidro) confirma que a turbulência, comum aos sistemas de flotação, em particular quando da utilização de células mecânicas, é um fator crítico na efetiva flotação de partículas grossas.

Mozaffari *et al.* (1996) reportam bons resultados na flotação de partículas grossas em célula Jameson, em escala piloto. Segundo os autores, a boa performance desse equipamento se deve ao fato de que o *downcomer* possibilita um adequado ambiente para a coleção de partículas, através de um eficiente sistema de contato ar/sólido. Na célula Jameson, a descarga da polpa ocorre em uma região mais tranquila, onde a quebra do agregado bolha/partícula é minimizada. Ao final do estudo, os autores concluem que, para uma eficiente flotação de

partículas grossas nesse reator, são requeridos, como parâmetros operacionais, uma baixa altura de camada de espuma, assim como uma baixa velocidade de fluxo de ar.

Van Deventer *et al.* (2002a,b,c) buscaram desenvolver um modelo para explicar e viabilizar a recuperação de partículas grossas em um processo denominado flotação reversa em espuma. Esses autores basearam suas observações no fenômeno reportado por Dippenaar (1982a,b), sendo que partículas com um adequado grau de hidrofobicidade (ângulo de contato maior do que  $90^\circ$ ) podem ser transformadas em “partículas rompedoras de filme de bolha de ar”. A técnica proposta pelos autores é baseada no fato de que partículas grossas e hidrofobizadas seriam responsáveis pela ruptura do filme da bolha de ar. No sistema proposto por estes autores, a alimentação é introduzida no topo da superfície de espuma. A seguir, as partículas grossas sedimentariam, atravessando a camada de espuma, e seriam recuperadas, como um concentrado, no *underflow* da coluna (material não flotado). Por outro lado, a ganga hidrofílica seria arrastada pelos filmes líquidos das bolhas de ar e recuperada como um produto “flotado”. Resultados experimentais desses autores mostraram que o comportamento das partículas grossas na espuma é dependente da massa da partícula (quanto maior a massa maior a imersão na espuma), do ângulo de contato, da forma da partícula e das condições operacionais do sistema.

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

A flotabilidade de partículas minerais é determinada por um equilíbrio de forças sobre os agregados bolha/partículas, tais como peso, pressão hidrostática, capilaridade, tensão superficial, compressão e forças de corte que prevalecem no sistema hidrodinâmico (Shaw, 1975). Na ausência de turbulência, partículas maiores que 1,0 mm podem flotar, uma vez que apresentem um ângulo de contato maior do que  $50^\circ$ . Entretanto, o limite de tamanho de partículas flotáveis se reduz consideravelmente em um sistema turbulento. Este fator é uma das principais limitações na flotação de grossos, o que faz que a estabilização do sistema, em

particular das bolhas de ar, seja fundamental para melhorar a flotabilidade de partículas grossas.

A eficiência da transferência de partículas para a fase espuma, e sua estabilização nesta fase, se relaciona com o tamanho das partículas. Tem sido reportado que as partículas grossas são difíceis de serem transferidas para a espuma e que a estabilidade nesta fase é desfavorável. Ainda que o fenômeno não esteja bem quantificado, esta etapa representa uma importante barreira para a recuperação de partículas grossas e pode ser a explicação para a necessidade de elevados valores de vazão de ar, quando da flotação dessas partículas.

Neste contexto, novos projetos para o desenho de equipamentos de flotação, objetivando a concentração de frações mais grosseiras, devem considerar três fatores. Primeiramente, a etapa de transferência da fase água para a fase espuma pode ser eliminado. Uma flotação sem espuma pode ser conseguida, por exemplo, por elutriação dos agregados bolha/partículas com um fluxo ascendente de água. A segunda característica, desejável em uma célula de flotação para partículas grossas, é um regime de baixa turbulência, evitando assim a ruptura dos agregados bolha/partícula. Neste sistema, de baixa turbulência, é possível maximizar a transferência de bolhas na polpa, assim como minimizar o desgaste de certos minerais e equipamentos (afetados pela abrasão). Neste sentido, as células de flotação convencionais (mecânicas) apresentariam problemas para manter uma polpa mineral em suspensão e, ao mesmo tempo, proporcionar condições hidrodinâmicas de baixa turbulência. Uma outra característica, adequada ou necessária, em uma célula de flotação para partículas grossas é a geração de bolhas relativamente grandes.

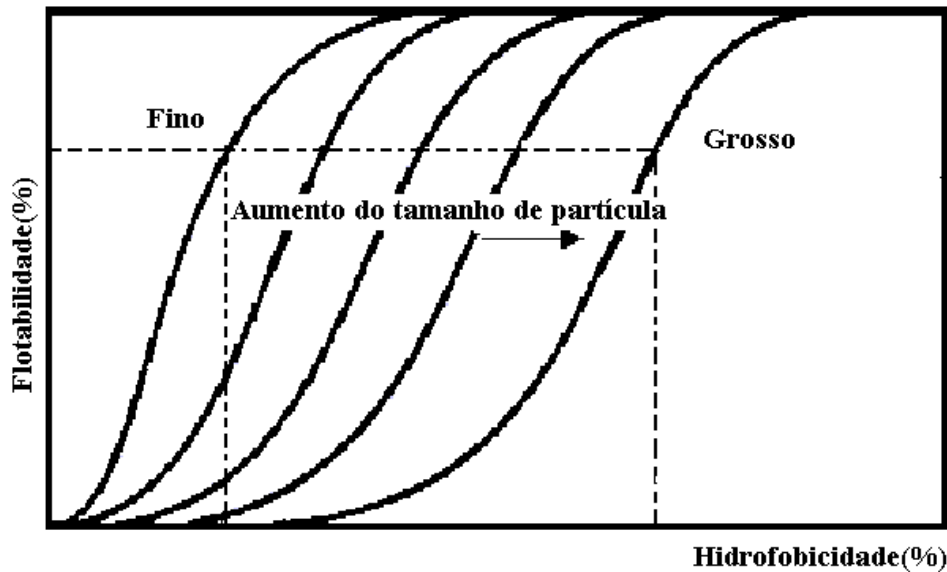
### **2.2.1 INFLUÊNCIA DA DISTRIBUIÇÃO DE REAGENTES NA FLOTAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS GROSSAS**

Coletores e espumantes normalmente são necessários para induzir a hidrofobicidade e aumentar a flotabilidade de minerais de valor em sistemas de flotação. Estes reagentes podem ser adicionados em tanques de condicionamento prévio à flotação ou distribuídos ao longo do banco de células de flotação. Neste sentido, diversos autores reportam melhores resultados na flotação de partículas grossas, quando da distribuição de reagentes ao longo do banco de células de flotação.

A influência do tamanho de partícula, no processo de flotação, tem sido investigada por diversos pesquisadores ao longo de décadas, a partir dos primeiros estudos de Gaudin *et al.* (1931) até os dias de hoje. Entretanto, foi a partir dos anos 70 que este interesse ficou mais evidente e os estudos se tornaram ainda mais detalhados. É senso comum que o tamanho de partícula, em sistemas de flotação, é uma variável de grande importância e inúmeras publicações e propostas comprovam esta relevância. Entretanto, na prática, muitas vezes este conhecimento não é considerado e, como resultado, muitos sistemas operam com eficiências abaixo do que seria possível obter.

Com relação aos reagentes utilizados, é constatado que, se a relação espumante/tamanho de partícula ainda não tem sido analisada em detalhes, a relação entre o coletor e o tamanho das partículas presentes em um sistema pode ser considerado bem compreendido. Na figura 4, Trahar (1981) sugere a interação entre hidrofobicidade, tamanho de partícula e flotabilidade. Essa interação considera que, para um determinado tamanho de partícula, qualquer aumento na hidrofobicidade, ou no grau de recobrimento da partícula pelo agente coletor, leva a altos valores de flotabilidade. A figura 4 sugere ainda que as partículas finas requerem um menor recobrimento para flotar, quando comparada com frações mais grosseiras. Esta linha de argumentação é validada pelos resultados obtidos por Shannon e Trahar (1986), apresentados na figura 5, que mostra a recuperação de cobre em função do tamanho de partícula e da dosagem do reagente coletor. Neste gráfico, é possível observar que a recuperação, no intervalo de tamanho de partícula de maior flotabilidade, não é afetada de forma significativa quando da redução da concentração de coletor de 7,5 para 0,4 g/t, enquanto a recuperação de partículas grossas é fortemente influenciada pela redução de coletor. Estudos de Klimpel (1988, 1995), apresentados na figura 6, não mostram claramente esse efeito. O que se observa nos estudos de Klimpel é uma maior flotabilidade na fração fina para a menor dosagem de reagente e o inverso para os grossos, com uma recuperação máxima similar para todos os tamanhos de partículas.

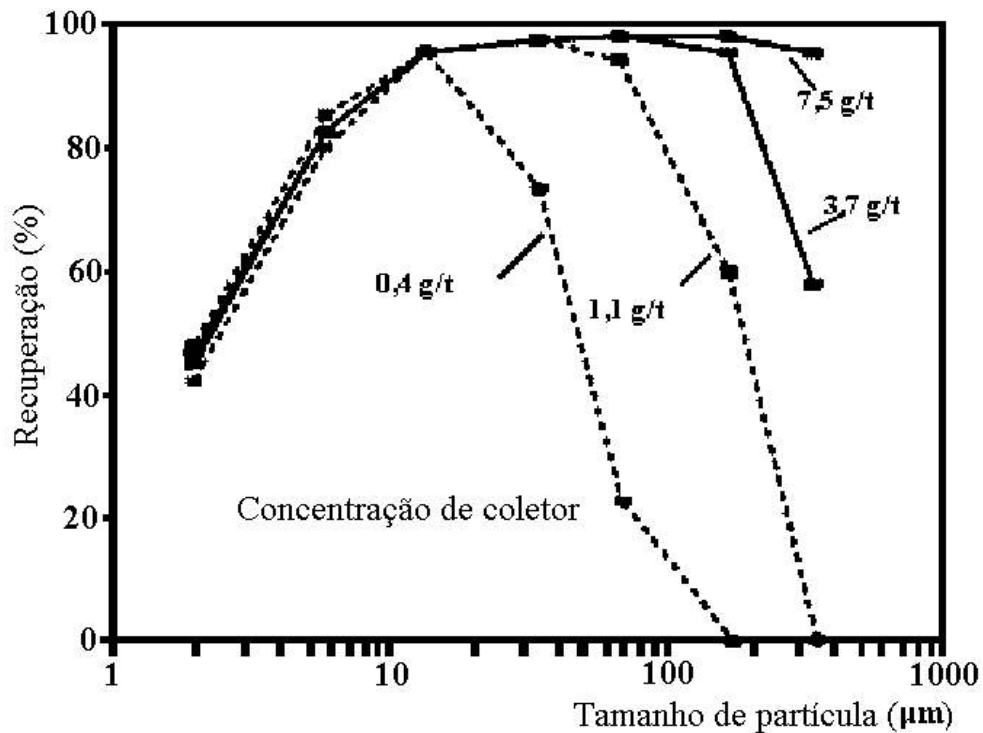
Uma vez que as partículas finas possuem uma maior superfície específica ( $\text{cm}^2/\text{g}$ ), em comparação às partículas grossas, o consumo de agente coletor requerido para a obtenção de um determinado grau de recobrimento de partícula é muito maior, por unidade de massa de finos do que de grossos.



**Figura 4.** Interação, hidrofobicidade/tamanho de partícula/flotabilidade, proposta por Trahar (1981).

Se uma mistura de partículas finas e grossas está presente em um determinado sistema, o qual apresenta uma determinada concentração de reagente coletor, a maioria do coletor será consumida pelas partículas finas, as quais, na realidade, necessitam um menor recobrimento para serem eficientemente flotadas. Por outro lado, as partículas grossas teriam, neste sistema, um *deficit* de reagente hidrofobizante, necessário para uma adequada flotabilidade.

Entretanto, não é claro, a partir da análise de Trahar (1981), se o maior consumo de reagentes por unidade de superfície de finos é maior que em grossos ou se simplesmente as partículas finas consomem mais reagentes em virtude de sua maior superfície específica. Porém, o termo “rápida velocidade de adsorção”, já empregado em outros sistemas estudados, sugere a influência da maior superfície específica das frações finas como determinante para o elevado consumo de reagente. Trahar conclui que o aumento da velocidade, com a qual o reagente é retirado de uma solução, quando o tamanho da partícula que o adsorve é reduzida, não deveria ser tomado como evidência de um aumento específico na taxa de adsorção. Isso deveria refletir apenas um aumento na área superficial disponível.

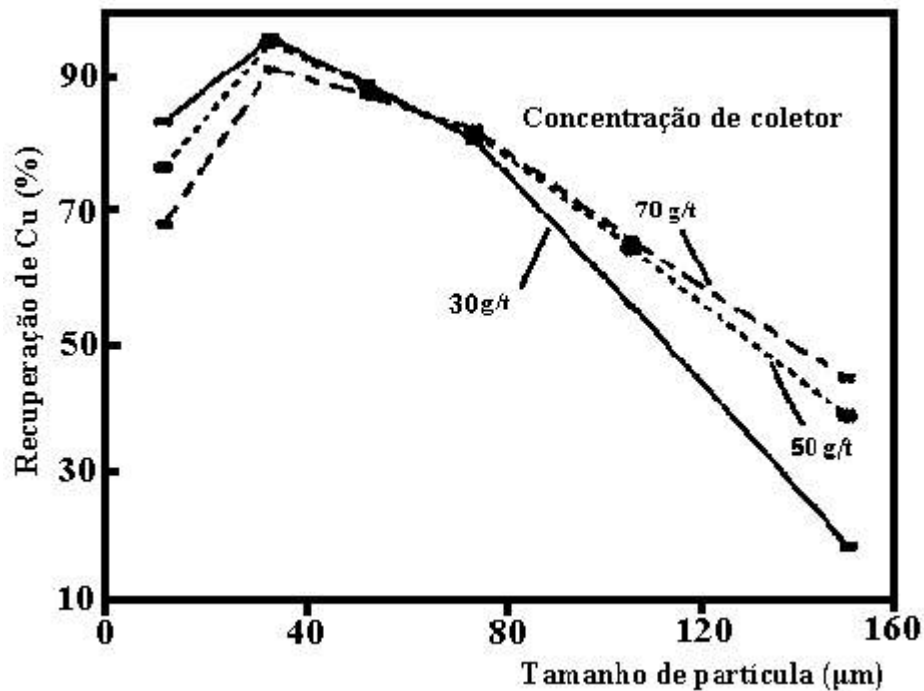


**Figura 5.** Relação entre recuperação de cobre, tamanho de partícula e dosagem de coletor (Shannon e Trahar, 1986).

A partir destas constatações, a idéia de um condicionamento de grossos separados dos finos, aparece como uma solução; entretanto, a aplicação desta idéia em um processo de flotação, em escala industrial, inexplicavelmente ainda não está implementado como prática padronizada.

Um outro caminho para implementar a flotação de grossos, seria a dosagem de reagentes ao longo de um banco de células de flotação. Este procedimento, poderia resultar em um efeito similar ao condicionamento em separado. Atualmente, a distribuição estagiada de coletor e, em alguns casos, de espuma já é uma realidade em algumas plantas. Esta prática, embora reconhecida por diversos autores, citados por Bazin e Proulx (2001), como vantajosa, senão necessária, não chega a ser analisada e/ou reportada de forma relevante no meio científico. Lynch *et al.*, citados por Bazin e Proulx, consideram que a distribuição estagiada de coletor “transforma” partículas com “lenta flotabilidade”, no rejeito de uma célula, em partículas de rápida flotabilidade na célula seguinte. Neste caso, as partículas grossas podem ser vistas como material de lenta flotabilidade.

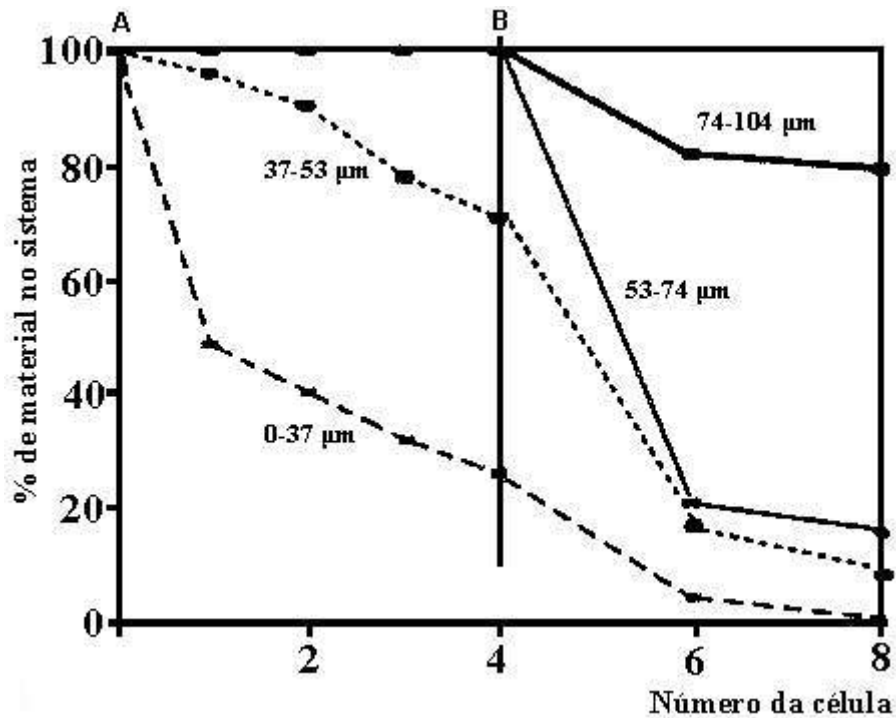




**Figura 6.** Relação entre recuperação, tamanho de partícula e dosagem de coletor (Klimpel, 1988, 1995).

A figura 7, McKee *et al.* (1976), mostra a influência da distribuição de reagentes ao longo de um banco de células. A flotação da fração fina (0-37 μm) é rapidamente obtida pela adição inicial de coletor. Por outro lado, a recuperação das partículas médias e grossas somente se torna significativa após a segunda adição de reagente. Se todo o coletor fosse adicionado no início do sistema, as partículas finas provavelmente consumiriam a maior parte do coletor disponível e seriam removidas do banco nas primeiras células de flotação, deixando as partículas grossas com insuficiente reagente para promoção de um adequado grau de hidrofobicidade e conseqüentemente deslocando-as para a corrente de rejeito.

A partir destas colocações, é possível considerar que, se partículas finas requerem uma menor cobertura hidrofóbica para serem coletadas pelas bolhas de ar, seria estratégico que fossem removidas do banco de flotação rapidamente com a mínima adição de coletor, ajudadas por uma adequada concentração de espumante. Uma vez que as partículas finas foram recuperadas, subseqüentes adições de coletor deveriam ser providenciadas para obtenção de um grau de hidrofobicidade, requerida para a flotação de grossos.



**Figura 7.** Efeito da distribuição de coletor na recuperação. As adições foram realizadas antes da flotação (ponto 0) e na célula 4. (McKee *et al*, 1976)

Wills (1992) reporta que a distribuição de reagentes ao longo de um banco de células de flotação pode levar a redução do consumo de coletor, assim como resultar em ganho na seletividade, por um menor aprisionamento de partículas hidrofílicas nas primeiras células. Proulx, citado por Bazin e Proulx (2001), avaliou sistemas de flotação cuja adição de coletor era menor no início do processo e aumentava ao longo do circuito. Nesses estudos, realizados em escala de laboratório e planta, com amostras de minérios de Cu, Cu-Ni e Cu-Ni-Zn, Proulx conclui que a performance do processo não foi prejudicada.

Bazin e Proulx (2001) analisaram, em escalas de laboratório e industrial, sistemas semelhantes aos de Proulx e concluíram que a distribuição de reagentes, ao longo de um sistema de flotação, é uma realidade em muitas plantas, visando a impulsionar a flotação após as primeiras células. Segundo esses autores, uma típica distribuição de reagentes utiliza mais de 75% do coletor no início do sistema, distribuindo o restante ao longo do circuito. Entretanto, estes mesmos autores concluem, a partir de estudos próprios, que a utilização de 50%, ou menos, de coletor no início, com maiores adições no restante do sistema, acarreta

maior recuperação de partículas grossas para um equivalente ou menor consumo de reagentes. Uma menor adição no início foi suficiente para permitir a flotação da fração fina.

Também foi observada, em testes de laboratório, a importância de uma adequada relação entre coletor e espumante nos vários estágios da flotação, indicando uma provável necessidade de ajustes nas dosagens e distribuição desses reagentes.

### 2.3 COLUNA DE FLOTAÇÃO

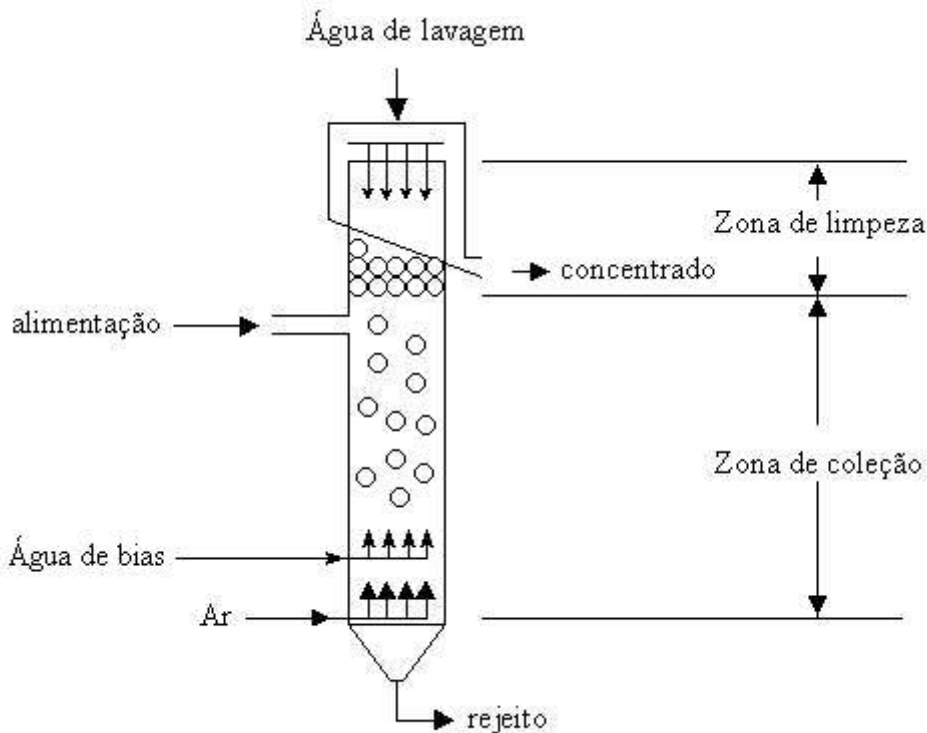
Como citado anteriormente, a coluna de flotação aparece como uma das mais importantes inovações dos últimos 40 anos. Vários pesquisadores, citados por Lopez (1991), definem a coluna de flotação como um tipo de reator químico, que emprega bolhas de ar. Estes reatores são caracterizados pela forma de contato, onde uma fase descontínua (na forma de bolhas de ar) se movimenta em contracorrente, ou em concorrente, com relação a outra fase contínua, que pode ser um líquido ou uma polpa de minérios. Isso, associado às condições de fluxo mais tranquilas, devido a ausência de agitação mecânica, fez com que a coluna fosse considerada um equipamento ideal para o processamento de partículas finas (Espinoza-Gomez *et al.*, 1998; Cabral, 1995).

A coluna de flotação, apresentada na figura 8, é dividida de duas zonas:

✓ Zona de coleção: também denominada zona de polpa ou de recuperação. É a parte intermediária da coluna, que representa entre 75 e 80% da altura total da coluna. A alimentação é feita abaixo do topo da coluna, aproximadamente a 1/3 da altura total da coluna e desce em contracorrente às bolhas de ar, geradas na base da coluna através de um borbulhador. Nessa região ocorrem os fenômenos básicos de coleta das partículas, que são colisão bolha-partícula seguida por adesão, devido à natureza hidrofóbica da superfície mineral ou arraste das partículas. O conteúdo de ar nesta zona é denominado *hold up* e fica entre 10 e 20%. A polpa utilizada para alimentar a coluna é condicionada externamente, sendo que não há adição de reagentes dentro da coluna.

✓ Zona de espuma: também denominada de enriquecimento ou de limpeza, é a região constituída por uma camada de espuma, onde as bolhas mineralizadas são “lavadas” por um fluxo de água em contracorrente, denominado água de lavagem. Este fluxo de água tem a função de evitar o transporte não específico (arraste) de partículas hidrofílicas de ganga

para o concentrado. O *hold up* nesta região varia entre 60 e 90%. A interface com a zona de coleção geralmente é bem definida por causa da grande diferença na concentração de bolhas.



**Figura 8.** Representação do processo de flotação em coluna.

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

A coluna de flotação também pode trabalhar com um *bias* negativo, quando a vazão volumétrica de alimentação é maior que a de rejeito. Esta forma de operação tende a favorecer o tratamento de partículas grossas, sendo que se pode reduzir ou mesmo eliminar a zona de

espuma, obtendo com isso uma alta cinética de flotação. A velocidade superficial do fluxo de *bias* está entre 0,1 e 0,3 cm/s.

### **2.3.1 CONCENTRAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS GROSSAS EM COLUNA DE FLOTAÇÃO**

Como mencionado anteriormente, a coluna de flotação tem sido utilizada preferencialmente em sistemas contendo uma determinada quantidade de partículas finas, as quais poderiam acarretar uma baixa eficiência em sistemas convencionais de flotação. Nestes sistemas, um *bias* positivo é comumente utilizado para finos, ou seja a vazão de rejeito é maior do que a vazão de alimentação, sendo o balanço de massa mantido através de um fluxo de água de lavagem, adicionado no topo da coluna. Essa "água de lavagem" ajuda a estabilizar a camada de espuma e reduz a recuperação de ganga.

Uma outra forma de operar uma coluna de flotação é com o *bias* negativo. Este sistema tem por objetivo a recuperação de espécies valiosas, geralmente em frações grosseiras e liberadas da ganga. Um *bias* negativo reduz, ou simplesmente elimina, a camada de espuma. Esta forma de operação tende a aumentar o aprisionamento e o arraste de partículas finas. A redução da altura da camada de espuma, juntamente com um ambiente de baixa turbulência, característico de uma coluna de flotação, proporciona condições favoráveis para uma rápida flotação de partículas grossas.

Atualmente, o modelamento de colunas de flotação para partículas finas está baseado nas cinéticas das reações químicas. Este modelo de cálculo requer a determinação experimental da constante cinética de flotação destas partículas. Ityokumbul (1992, 1993) calculou a transferência de massa aproximada, concluindo que esta tem relação direta com o desenho da coluna. Esta aproximação pode requerer a determinação experimental das constantes de velocidade de união e separação das partículas. Segundo este autor, uma pequena altura para zona de limpeza de polpa é suficiente para uma boa recuperação de finos e rejeição de partículas grossas de ganga, mesmo na ausência de água de lavagem. É importante ressaltar que, nesses estudos, Ityokumbul considera como zona de limpeza de polpa o intervalo entre a entrada de alimentação e a interface polpa-espuma.

Entretanto, o autor reconhece que nenhum dos modelos conhecidos correlaciona diretamente variáveis de flotação como tamanhos de partículas, tamanho de bolhas, "hold up", ângulo de contato e parâmetros como altura da coluna e rendimento (recuperação).

### 2.3.2 MODELO PARA COLUNAS COM *BIAS* NEGATIVO.

Este modelo, apresentado por Öteyaka e Soto (1995), assume que o fluxo de partículas e bolhas na zona de coleção da coluna é do tipo pistão. As partículas minerais, em uma coluna de flotação, descem devido à gravidade, enquanto as bolhas (consideradas esféricas) sobem devido ao empuxo. Em função destes deslocamentos, as colisões entre partículas e bolhas ocorrem quando as primeiras, ao "caírem", interceptam as bolhas que sobem. A probabilidade de flotação ( $P_f$ ) é definida como a probabilidade de diferentes eventos, necessários para efetivação da flotação, e pode ser representada por:

$$P_f = P_i * P_c * P_s * P_{fb} * P_a, \quad (1)$$

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

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

#### a) Probabilidade de indução.

Para que ocorra colisão, a partícula em movimento descendente deve encontrar uma bolha de ar ascendente. Logo, a probabilidade  $P_i$  é uma função do número de bolhas e pode ser estimada a partir de considerações físicas básicas, como a de que as bolhas de ar são

distribuídas uniformemente na zona de coleção da coluna e que a distância média que separa estas bolhas é igual a  $\Delta H$  mm. De acordo com a definição de *hold up* ( $\varepsilon_g$ ) (relação entre o volume total da coluna e o ocupado pelas bolhas de ar) tem-se:

$$\Delta H = d_b * \sqrt{\frac{\pi}{6 * \varepsilon_g}} \quad (2)$$

Considerando uma seção transversal da coluna, conforme apresentado na figura 9, de altura igual a  $\Delta H$ , a probabilidade que uma partícula, que cai através desta seção, seja interceptada por uma bolha é dada por:

$$Pi = \frac{\text{superfície total de bolha projetada}}{\text{Seção da coluna}} \quad (3)$$

$$Pi = 1,209 * \sqrt[3]{\varepsilon_g^2} \quad (4)$$

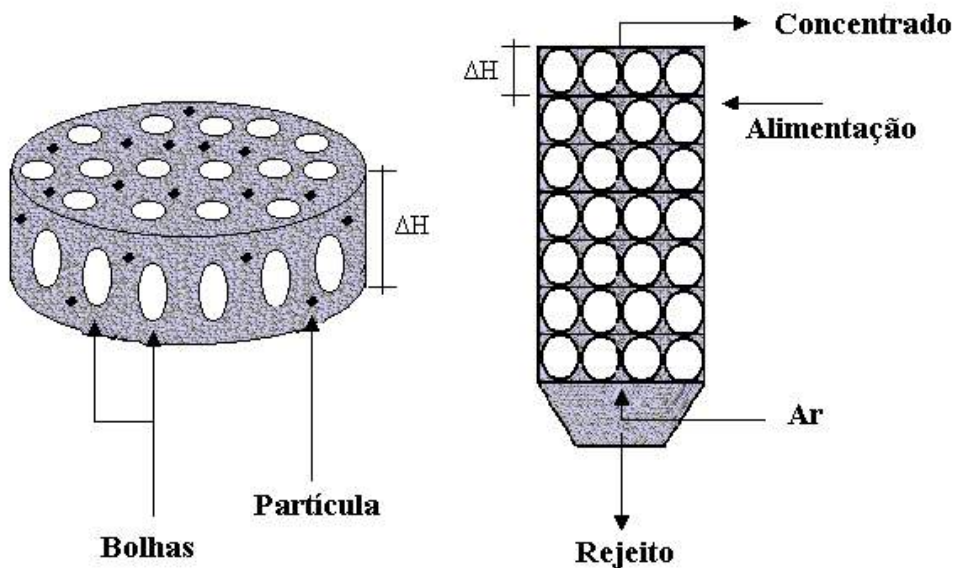
A equação 4 indica que Pi é uma função exclusiva do  $\varepsilon_g$ . Portanto, Pi é independente do tamanho de bolha e do diâmetro da coluna. Para um  $\varepsilon_g$  de 10%, a equação 4 resulta em uma probabilidade de intersecção de 0,26, ou seja, 26% de probabilidade que uma partícula interaja com uma bolha de ar no primeiro elemento da coluna ( $\Delta H$ ). Nestas circunstâncias, pode-se considerar que uma coluna curta (100 cm de zona de coleção) é suficiente para assegurar o pleno encontro das partículas com as bolhas de ar.

#### b) Probabilidade de colisão.

Depois que uma partícula intercepta uma bolha, é necessário que a intersecção resulte em uma colisão, ou seja, que a partícula alcance a superfície da bolha. Diversos autores têm apresentado modelos visando a determinar a probabilidade de colisão, normalmente como uma função do tamanho de partícula e bolha. De uma forma geral, todos os modelos concordam quanto ao aumento da probabilidade de colisão entre partículas grandes e bolhas relativamente pequenas. Jiang e Holtham (1986) reportam o modelo descrito na equação 5, onde  $d_p$  é o diâmetro da partícula e  $d_b$  o diâmetro da bolha.

$$P_C = 6 * \left( \frac{d_b * 0.3}{0.58} \right) * \left( \frac{d_p}{d_b} \right)^2 \quad (5)$$

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



**Figura 9.** Diagrama de elemento de coluna e distância média entre bolhas (Öteyaka e Soto, 1995).

c) Probabilidade de formar agregados estáveis.

Independente da fração granulométrica que se deseje concentrar, é necessário considerar a probabilidade de que o agregado bolha/partícula resulte em uma unidade estável. A ruptura dos agregados obedece a vários componentes como forças de tensão, inércia, gravidade, eletrostáticas, de cisalhamento (devido à turbulência), entre outras. No caso de células convencionais de flotação (mecânicas), onde existe um ambiente de alta turbulência, este efeito pode ser um limitante para a flotação de partículas grossas. Embora em colunas de



flotação o efeito seja menos drástico, o modelo considera a probabilidade que uma partícula unida a uma bolha possa desprender-se devido a forças inerciais. O modelo considera que o desprendimento ocorre quando as forças de ruptura (mecânicas) são maiores do que as forças de atração (interfaciais).

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

$$F_a = 2 * \pi * r_o * \sigma * \text{sen } \theta, \quad (6)$$

onde:

$$r_o = \frac{d_p}{2} * \sqrt{\frac{\text{sen}^2 \theta}{\left(\frac{d_p}{d_b} + \cos \theta\right)^2 + \text{sen}^2 \theta}} \quad (7)$$

A equação 6 indica que a probabilidade de uma união estável bolha/partícula depende do ângulo de contato (diretamente relacionado ao grau de hidrofobicidade da partícula). Na ausência de turbulência (baixas velocidade do fluxo de ar e pequenas bolhas) a principal força de ruptura é a inércia da partícula durante a colisão. Esta força é dada por:

$$F_d = m * a = \left[ \frac{1}{6} * (\pi * d_p^3 * \rho_p) \right] * \frac{\Delta v}{\Delta t}, \quad (8)$$

onde  $\Delta t$  é o tempo de colisão e  $\Delta v$  é a diferença de velocidades das partículas antes e depois da colisão (a velocidade terminal da partícula menos a velocidade de ascensão da bolha carregada).

Uma vez que o máximo diâmetro da partícula flotável é conhecido, a probabilidade de estabilização do agregado, para diferentes tamanhos de partículas, é calculada pela equação 9, onde o expoente 3 se deve ao fato de que a probabilidade está relacionada com o peso da partícula. A turbulência em uma coluna de flotação aumenta em função do *hold up* e do tamanho da bolha. Nestas condições, uma limitação adicional à estabilidade do agregado deve ser considerada.

$$P_s = \left(1 - \frac{d_p}{d_{p \max}}\right)^3 \quad (9)$$

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

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

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

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

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

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

e) Estimativa de recuperação.

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

$$R_n = P_F * (1 - P_F)^{n-1} \quad (10)$$

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

$$R = 1 - (1 - P_F)^n, \quad (11)$$

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

$$L = n * \Delta H \quad (12)$$

As equações 11 e 12 podem ser usadas para estimar a altura da coluna, necessária para que se possa alcançar uma dada recuperação ou para determinar a recuperação possível para uma determinada altura de coluna. No caso de um estudo/projeto de escalonamento este procedimento pode ser bastante relevante. A partir deste modelo, resultados de laboratório podem ser utilizados para o escalonamento de colunas industriais.

Por fim, é possível desenvolver um programa de computação que permita a avaliação de  $P_F$  e da recuperação (ou altura de coluna necessária para a obtenção de uma recuperação desejada). Os parâmetros requeridos para o programa são velocidade de alimentação, altura da coluna, distribuição do tamanho de partícula, tamanho de bolha, *hold up*, ângulo de contato, tensão superficial da solução e densidade do mineral. Todos estes parâmetros podem ser medidos ou estimados experimentalmente em laboratório.

### 2.3.3 GÁS HOLD UP

Quando o ar é introduzido na coluna de flotação, uma quantidade de líquido (ou polpa) é deslocada. A fração volumétrica deslocada é chamada gás *hold up* ( $\varepsilon_g$ ), e o complemento representa a fração volumétrica de líquido ou polpa na coluna ( $1 - \varepsilon_g$ ).

A magnitude do *hold up* é um indicador das condições hidrodinâmicas da zona de coleção. Os valores de *hold up* normalmente oscilam entre 10 e 25%. Entretanto, o conteúdo de ar depende do fluxo volumétrico, o qual depende do volume da coluna.

Com o objetivo de obter um parâmetro independente do tamanho da coluna, é definida a velocidade superficial do ar ( $J_g$ ), parâmetro resultante da divisão do valor de fluxo volumétrico de gás pela área transversal da coluna:

$$J_g = \frac{Q_g}{A_c}, \quad (13)$$

onde  $J_g$  é a velocidade superficial de gás,  $Q_g$  o fluxo volumétrico de gás e  $A_c$  a área transversal da coluna. As unidades são: (cm/s) ou (cm<sup>3</sup> gás / s)/(cm<sup>2</sup> de área de coluna).

A utilização deste parâmetro apresenta a vantagem de permitir a comparação entre colunas com diferentes áreas. Na prática se observa que  $J_g$  é um parâmetro adequado para comparar colunas com diferentes tamanhos, sendo que, por analogia, podem ser estabelecidas as velocidades superficiais de outros fluxos, ou seja:

$$J_i = \frac{Q_i}{A_c}, \quad (14)$$

onde  $i$  pode ser o fluxo de água de “*bias*” (B), de água de lavagem (W), de polpa (F) ou de rejeito (T), etc.

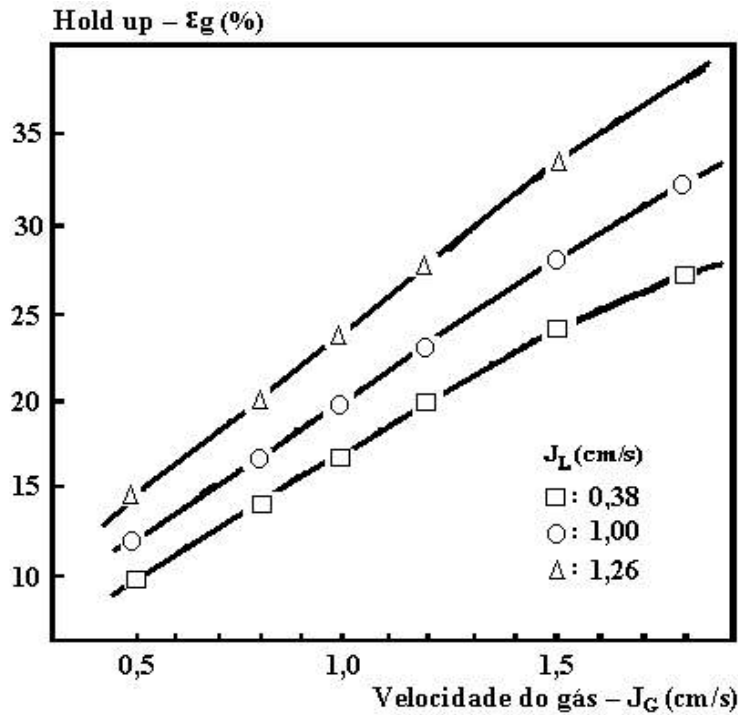
Nos últimos anos, vários autores têm buscado analisar a influência de variáveis operacionais nos valores de *hold up*, assim como definir metodologias de medição *on-line* desta variável. Pérez-Garibay e Del Villar (1999) e Gomes *et al.* (2003) buscaram desenvolver

e aprimorar um sistema para medir *on-line* os valores de *hold up* em células mecânicas e colunas de flotação. Esses autores reportam resultados satisfatórios na obtenção dos valores de *hold up*, em sistemas de 3 fases (sólidos, água e ar), através de medidas de condutividade elétrica, os quais indicam que essa metodologia poderia ser empregada industrialmente com sucesso.

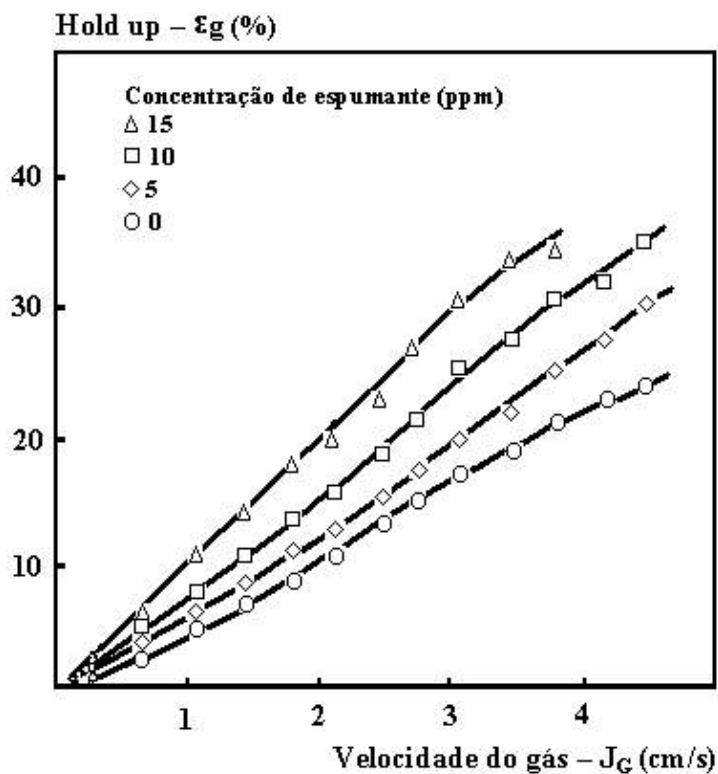
Mais comuns são os estudos que analisam o efeito de variáveis operacionais nos valores de *hold up*. Parece consenso, na literatura, que a velocidade do gás e a concentração de espumante são variáveis críticas e que afetam de maneira significativa o conteúdo de gás em um sistema de flotação. As figuras 10 e 11, publicadas por Finch e Dobby (1990), mostram claramente este fenômeno.

Ityokumbul *et al.* (1995) estudaram o efeito da presença de partículas finas e da concentração de espumante nos valores de *hold up* e dispersão em uma coluna. Este estudo, em comparação a uma análise anterior do mesmo autor, mostrou que a adição de um agente espumante (óleo de pinho) tem um forte efeito nas características da bolha, enquanto a presença de sólidos pode ser negligenciada, exceto para baixas velocidades de gás. Segundos estes autores, a adição de espumante resulta em um aumento na intensidade de mistura, enquanto os sólidos causam um efeito contrário. Neste estudo, ficou claro o aumento dos valores de *hold up* com a concentração do agente espumante, mesmo que este aumento não tenha sido proporcional à concentração do reagente. Entretanto, os autores concluem que este aumento não pode ser explicado com base na alteração da tensão superficial do líquido, uma vez que as concentrações de espumante empregadas não resultaram em mudanças significativas deste parâmetro.

Segundos estes pesquisadores, o aumento no *hold up* pode ser explicado com base no gradiente de tensão superficial presente na superfície das bolhas. A orientação dos dipolos, os quais se posicionam na superfície das bolhas com a cabeça polar das moléculas do espumante voltada para o meio aquoso, previnem a coalescência das bolhas de ar. Evidências fotográficas de Ityokumbul *apud* Ityokumbul (1995), confirmam que o tamanho de bolha foi reduzido na presença de óleo de pinho.



**Figura 10.** Efeito das velocidades de gás (ar) e líquido nos valores de *hold up* em sistema de flotação em coluna (Finch e Dobby, 1990).



**Figura 11.** Efeito das velocidades de gás (ar) e concentração de espumante nos valores de *hold up* em sistema de flotação em coluna (Finch e Dobby, 1990).

Um parâmetro bastante empregado para definir a performance do processo de flotação é o fluxo (ou taxa) de área superficial de bolha, que pode ser definido em função da relação entre a área da bolha de ar com a sua velocidade superficial  $S_b$  (( $\text{cm}^2$  superfície de bolha/s)/( $\text{cm}^2$  área de seção de coluna)). Este parâmetro é utilizado para determinar a taxa máxima de transporte de sólidos na coluna, chamada de “capacidade de transporte” ( $C_a$ ), medida em (t sólidos/h)/( $\text{m}^2$  de coluna) ou  $\text{t/h.m}^2$ .

Finch *et al.* (2000) demonstraram uma relação linear entre o fluxo superficial de área de bolha e o valores de *hold up*, indicando que esse último deveria ser utilizado como fator de avaliação e/ou dimensionamento de sistemas de flotação por ser mais fácil de ser medido, mesmo que ainda sejam necessários mais estudos.

### 2.3.3.1 MEDIÇÃO DO GÁS *HOLD UP*

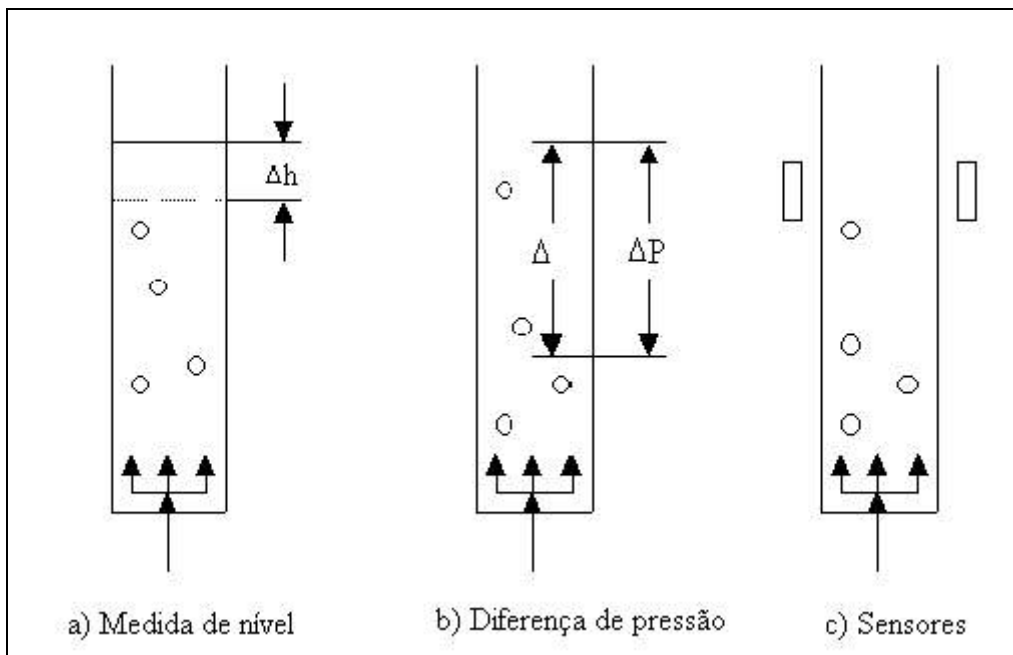
Existem várias formas de medir o *hold up* em uma coluna, conforme apresentado na figura 12 (Finch e Dobby, 1990).

✓ Método da medida de nível. Esse método, apresentado na figura 12(a), consiste em medir o *hold up*, enchendo com água a coluna até a borda superior e, em seguida, injetar ar pela parte inferior até que não haja transbordamento do líquido. A seguir, a injeção de ar é cortada, e é feita a medida da altura do nível de água remanescente na coluna. Com estes dados é possível calcular o volume de água deslocado pelo ar (*hold up* total).

✓ Método da diferença de pressão. Nesse método, figura 12(b), é definido um elemento de volume entre dois pontos da coluna, onde são instalados dois manômetros. A diferença de pressão é calculada a partir destes equipamentos.

✓ Método do sensor. No método apresentado na figura 12(c), o conteúdo de ar é medido por meio de ondas eletromagnéticas. O *hold up* resulta da determinação da densidade de ondas que atravessam a coluna.

Os métodos (b) e (c) podem ser usados para medir a variação axial no *hold up*. O método (c) pode ser modificado para medir o *hold up* em pontos específicos da coluna.



**Figura 12.** Métodos de medição do *hold up* (Finch e Dobby, 1990).

O caso que pode ser considerado ilustrativo é o de uma coluna operando com gás-polpa. É assumido que a pressão em um ponto fixo é constante, que a formação dos agregados bolha/partículas é rápida e que a densidade destes agregados é desprezível. A pressão sobre A e B, conforme apresentado na figura 13, é dada por:

$$P_A = \rho_{SL} * g * L_A * (1 - \epsilon_{gA}) \quad (15)$$

e

$$P_B = \rho_{SL} * g * L_B * (1 - \epsilon_{gB}), \quad (16)$$

onde  $\rho_{SL}$  é a densidade da polpa e  $\epsilon_{gA}$  e  $\epsilon_{gB}$  são os valores de *hold up* nos pontos A e B respectivamente. O produto  $L * (1 - \epsilon_g)$  equivale a altura de polpa sem o gás. Portanto, a diferença de pressão entre A e B é definida por:

$$\Delta P = \rho_{SL} * g * \Delta L * (1 - \epsilon_g), \quad (17)$$

onde  $\epsilon_g$  é o *hold up* entre A e B e é dado por:



$$\varepsilon_g = 1 - \frac{\Delta P}{\rho_{SL} * g * \Delta L} \quad (18)$$

É importante perceber que  $\varepsilon_g$  é medido entre dois pontos, separados por uma distância  $\Delta L$ , e que o *hold up* em outras partes da coluna não é o mesmo. Repetindo a medida em diferentes pontos, desde o topo da coluna, o perfil de  $\varepsilon_g$  com a altura pode ser estabelecido.

Se um manômetro de água é usado para medir a pressão (figura 13), então tem-se

$$P_A = \rho_w * g * (\Delta L + h_1) \quad (19)$$

e

$$P_B = \rho_w * g * h_2, \quad (20)$$

logo:

$$\Delta P = \rho_w * g * (\Delta L - \Delta h) \quad (21)$$

onde  $\Delta h$  é positivo quando o nível do manômetro superior é maior do o nível do manômetro inferior (quando  $\Delta h$  é positivo, a densidade na maior parte da zona de coleção é menor que da água e quando  $\Delta h$  é negativo, a densidade da zona de coleção é maior que a da água). Então  $\varepsilon_g$  é dado por:

$$\varepsilon_g = 1 - \frac{\rho_w}{\rho_{SL}} * (1 - \Delta h / \Delta L) \quad (22)$$

Para uma medida prática, em um sistema de três fases, é necessário conhecer a densidade da polpa entre os dois pontos onde é medida a pressão. Com este procedimento, é possível determinar a sensibilidade de  $\varepsilon_g$  em função da  $\rho_{SL}$ .

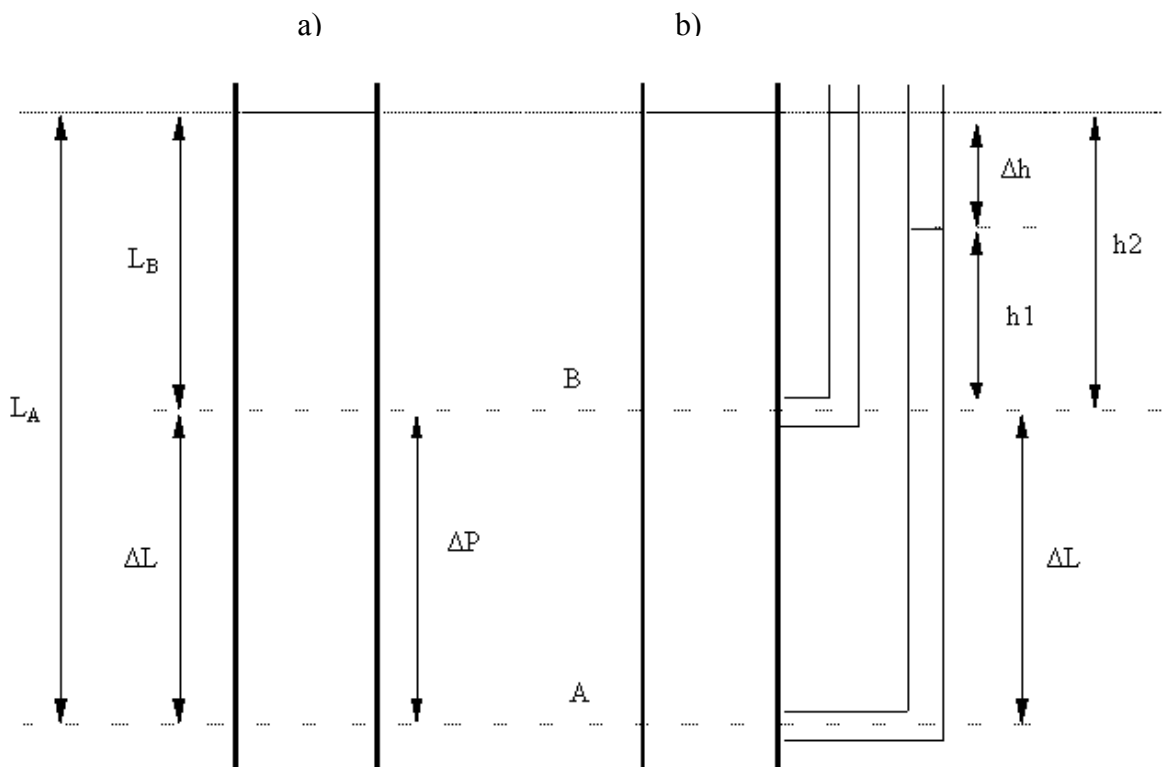
Considerando o caso onde a pressão é medida com um manômetro de água, e considerando  $\rho_{SL} = \rho_w$ , a equação 22 fica reduzida a:

$$\varepsilon_g = \frac{\Delta h}{\Delta L} \quad (23)$$

Esta é a expressão matemática para o sistema gás-água. Com polpa, a equação 23 resulta em um *hold up* aparente ( $\varepsilon_{g/app}$ ). O *hold up* real ( $\varepsilon_g$ ) está relacionado com  $\varepsilon_{g/app}$  por:

$$\varepsilon_g = 1 - \frac{\rho_w}{\rho_{SL}} * (1 - \varepsilon_{g/app}) \quad (24)$$

Existe uma diferença significativa entre o *hold up* real e o aparente. Por exemplo, considerando uma  $\rho_{SL} = 1,3 \text{ g/cc}$  (equivalente a uma concentração de sólidos em peso de 30%, em uma polpa contendo calcopirita), um *hold up* real de 20% pode ser lido como -4% de *hold up* aparente. O mesmo problema existe se são utilizados os valores das pressões resultantes. Analisando a equação 22, e assumindo que  $\rho_{SL} = \rho_w$ , para o exemplo anterior, o *hold up* aparente calculado é -4%.



**Figura 13.** Medição do *hold up* por diferença de pressão, usando um manômetro de água (Geral (a) e usando manômetro de água(b)). (Finch e Dobby, 1990)

O exemplo utilizado foi um tanto extremo (assumindo  $\rho_{SL} = \rho_w$ ) para ilustrar esta colocação. Assim sendo, torna-se necessário conhecer o valor de  $\rho_{SL}$  para a obtenção do valor exato de *hold up*.

Na prática, o  $\Delta P$  é determinado em uma seção perto do fundo da coluna, onde as bolhas provavelmente são carregadas rapidamente e a densidade da polpa é considerada como igual à do fluxo de descarga dos rejeitos.

## **2.4 MINERAIS INDUSTRIAIS**

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

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

### **2.4.1 FLUORITA**

Apesar do flúor contido em rochas fosfatadas ser treze vezes mais abundante que aquele sob a forma de fluorita, nos depósitos atualmente conhecidos, este mineral é ainda a principal fonte comercial do elemento, pois os processos de extração do flúor em rochas fosfatadas são muito mais caros que os empregados na fluorita. Em termos mundiais, as reservas brasileiras são pouco representativas, sendo a produção doméstica praticamente proveniente das jazidas de Santa Catarina e Paraná (MME/DNPM, 1973).

a) Aspectos gerais.

A fluorita, do latim, *fluere* (fluir), fórmula química  $\text{CaF}_2$ , é composta, quando pura, por 51,1% a 51,3% de Ca e 48,7% a 48,9% de F, sendo pertencente ao grupo mineral dos sais halóides. Possui dureza igual a 4 e densidade 3,18. Apresenta cores variadas ou incolor quando pura, comumente verde, azul esverdeado, cinza, roxa, marrom, branca ou então pode exibir faixas de várias cores numa mesma amostra e brilho vítreo. Com relação à gênese, a fluorita é um mineral encontrado em veios, nos em granitos e ocasionalmente em arenitos e calcários (Berry e Manson, 1959; Klein, 1999).

b) Paragênese.

A fluorita pode ocorrer associada com minerais de prata, esfarelita, galena, cádmio, cassiterita, quartzo, etc., sendo mineral secundário ou principal. Em Minas Gerais, Bahia e Paraná, a fluorita se apresenta como um mineral secundário, associada a depósitos metálicos de galena, prata e zinco. Nos depósitos de Santa Catarina e do Rio de Janeiro, a fluorita aparece como mineral principal, associada a calcedônia, quartzo, pirita, limonita e óxido de manganês. No momento, somente os depósitos de Santa Catarina e Paraná apresentam importância econômica.

c) Consumo.

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

d) Utilização da fluorita e de compostos de flúor.

Atualmente a fluorita é a maior fonte econômica de flúor. Os três maiores usos para a fluorita são na indústria do aço, na indústria química e na indústria do alumínio.

Usos diretos da fluorita:

a) Fabricação de ácido fluorídrico. Aproximadamente 44% do total de fluorita consumida no mundo é empregada na fabricação do ácido fluorídrico e, para isso, a fluorita deve ser do tipo ácida.

b) Metalurgia. Na fabricação de aço, a fluorita utilizada é a de tipo metalúrgico e sua função é diminuir a escória. Para a fundição de ligas especiais, comercialmente chamadas de ferro-cromo, ferro-manganês, etc., conforme o elemento que se combina com o ferro e que pode ser molibdênio, níquel, tungstênio, titânio, etc. Estes processos utilizam cerca de 0,5 e 90 kg de fluorita por tonelada de liga produzida.

c) Cerâmica. Serve também para colorir e opalescer vidros para serem usados como bulbos de lâmpadas, globos, frascos de cosméticos e de remédios e outros usos. Usa-se a fluorita também na fabricação de fibras de vidro. Dos diferentes tipos de fluorita utilizados, 85% é do tipo cerâmico, e o restante é do tipo ácido. Para cada tonelada de areia são usados de 50 a 500 kg de fluorita. Outro uso de fluorita tipo cerâmico é no revestimento de materiais metálicos, tubos, refrigeradores, fogões, etc. A fluorita perfaz 15% destes banhos de esmaltes.

d) Fluoretação de água. Na década de 1950, desenvolveu-se um método que permite a adição direta da fluorita na água através de uma reação com alumínio (sulfeto de alumínio). O flúor funciona como agente preventivo de cáries dentárias. A fluorita utilizada é do tipo cerâmico e para cada metro cúbico de água se utiliza, aproximadamente, 2 kg do mineral.

e) Outros usos. A fluorita encontra aplicações na fabricação de cimento Portland, para obter cianeto de cálcio ( $\text{CaCN}_2$ ), para coloração de tijolos, em lentes ópticas na forma de  $\text{LiF}$ ,  $\text{MgF}_2$  e outros, para reduzir a reflexão de luz e muitos outros usos.

e) Especificações

A fluorita classifica-se em quatro variedades: metalúrgico, ácido, cerâmico e ótico. Comercialmente, devido ao seu maior consumo, os três primeiros tipos são os mais importantes e são apresentados na tabela 1 (MME/DNPM, 2001).

f) Beneficiamento de minério de fluorita

A concentração de fluorita por flotação é uma operação clássica, sendo empregada há várias décadas. De uma forma geral, os reagentes utilizados pouco variaram nos últimos anos,

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

**Tabela 1.** Especificações da fluorita para os diversos fins comerciais.

Tipo	Especificações
Metalúrgico	"CaF <sub>2</sub> efetivo" > 72,5% SiO <sub>2</sub> < 5% S < 0,30% Pb < 0,50%
Ácido	"CaF <sub>2</sub> efetivo" > 97% SiO <sub>2</sub> < 1,5% S < 0,10% Pb < 1,25%
Cerâmico	"CaF <sub>2</sub> efetivo" > 85% SiO <sub>2</sub> < 2,5% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> < 0,12%
Ótico	Os cristais devem ser: bem desenvolvidos; incolores; transparentes e não possuir falhas ou inclusões.

Raju e Prabhakar (2000) reportam estudos de flotação de fluorita em coluna, utilizando reagentes similares aos empregados no Brasil, e concluem que seria possível eliminar estágios de limpeza, comuns em sistemas convencionais, e ainda assim obter fluorita de grau ácido e metalúrgico. Os autores ainda concluem que um circuito de flotação em coluna para fluorita tenderia a ser mais simples e econômico que os sistemas convencionais de flotação.

Zhang e Song (2003) testaram novos reagentes para a flotação de fluorita, que pudessem ser utilizados em regiões frias e que não apresentassem os mesmos problemas dos ácidos graxos, como o *tall oil*. Os autores concluíram que o reagente comercialmente conhecido como GY-2 (um "sodium naphthenate"), quando empregado como coletor, não só

resolvia o problema de aquecimento da polpa, como melhorava a eficiência de separação e reduzia os custos com reagentes.

### 3 METODOLOGIA E MATERIAIS

#### 3.1 MATERIAIS

O material utilizado nos estudos de flotação foi uma amostra de minério de fluorita, proveniente da Mineração Nossa Senhora do Carmo, localizada na 2ª Linha Torrens, no Município de Morro da Fumaça, ao Nordeste de Criciúma, Santa Catarina. Atualmente, com o esgotamento da jazida local, a empresa está alimentando a usina com minério trazido do Paraná.

A análise mineralógica deste minério é apresentada na tabela 2.

**Tabela 2.** Análise mineralógica do minério de fluorita após britagem em britador de mandíbulas.

Mineral	Conteúdo (%)
FLUORITA LIVRE	30,0
FLUORITA ASSOCIADA A OUTROS MINERAIS	15,0
QUARTZO	18,0
FELDSPATO	11,0
CARBONATOS	2,5
AGREGADOS FÉRRICOS (piritizações, hematita e limonita)	23,0
MICAS	0,3
TRAÇOS (epidoto, calcita, turmalina)	0,2

Os atuais dados da usina da Mineração Nossa Senhora do Carmo são:

- ✓ Vazão de alimentação: 100 t / dia (24 horas)
- ✓ Concentração de sólidos:  $C_{p/p} = 30-35\%$
- ✓ Granulometria de alimentação: 100% -60# (0,25 mm)  
75% -200# (0,074 mm)
- ✓ pH de operação = 10

Concentração de reagentes:

- ✓ *Tall oil*: 300 g/t
- ✓ Silicato de sódio: 440 g/t
- ✓ Amido: 380 g/t
- ✓ Quebracho: 320 g/t



A figura 14 apresenta o fluxograma simplificado do circuito da planta concentradora da Mineração Nossa Senhora do Carmo. Os teores médios observados no circuito são:

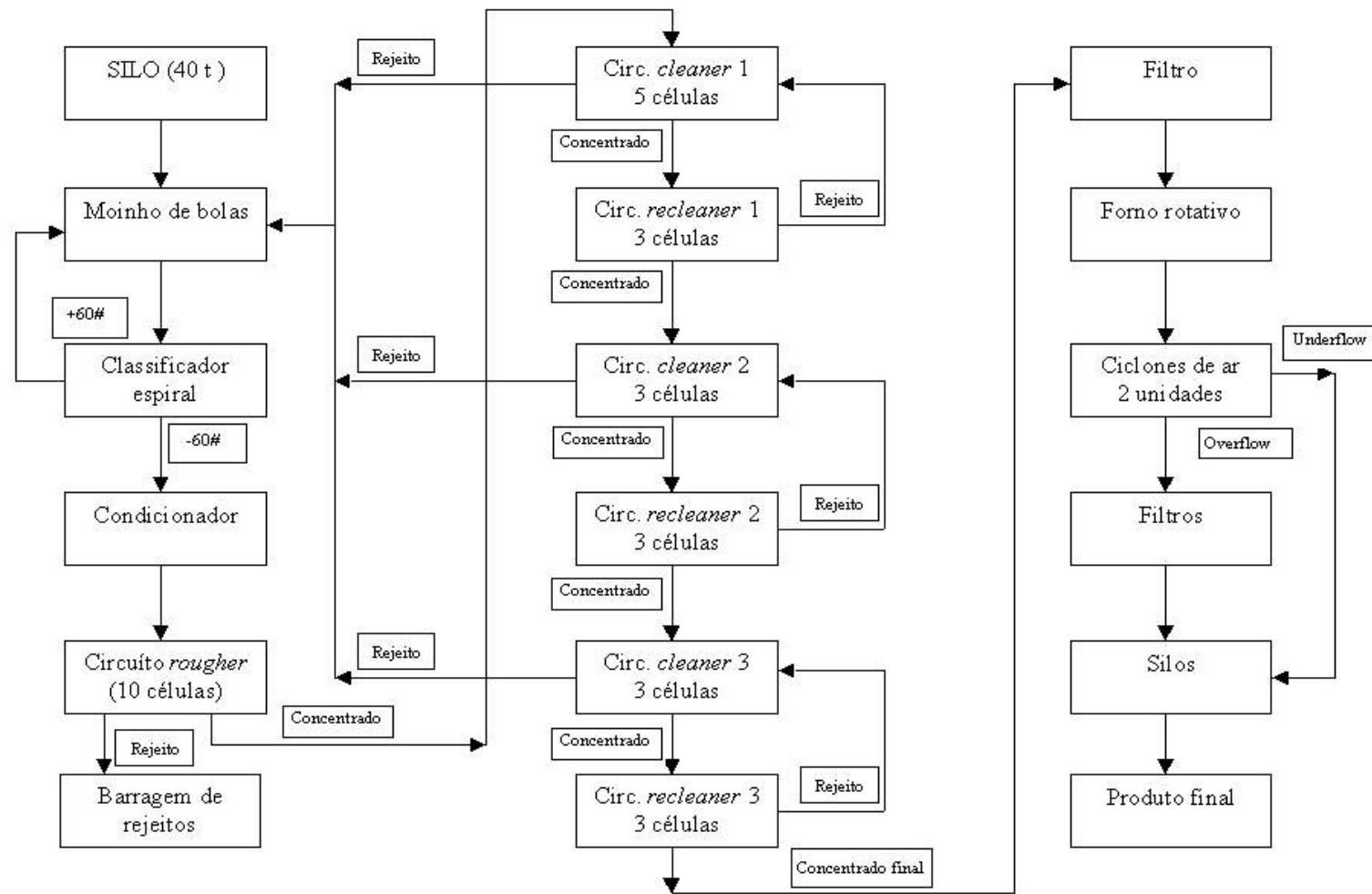
Alimentação	CaF <sub>2</sub>	41%
	Sílica	30%
	Carbonato	3%
Concentrado	CaF <sub>2</sub>	94%
	Sílica	4%
	Carbonato	2%
Rejeito	CaF <sub>2</sub>	12%
	Sílica	44%
	Carbonato	3,5%

A tabela 3 apresenta as distribuições granulométrica e metalúrgica do material que alimenta a usina da Mineração Nossa Senhora do Carmo (MNSC).

**Tabela 3.** Distribuição granulométrica e metalúrgica do minério que alimenta a usina da Mineração Nossa Senhora do Carmo.

Fração Granulométrica	Retido (%)	Retido Acumulado (%)	CaF <sub>2</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	CaCO <sub>3</sub> (%)	P.F. (%)
+60# (+0,25 mm)	0,18	0,18	NA	NA	NA	NA
-60#+100# (-0,25 mm+0,149 mm)	8,59	8,77	36,48	49,15	8,64	5,77
-100#+150# (-0,149 mm+0,105 mm)	11,15	19,92	38,76	46,22	8,37	6,30
-150#+200# (-0,105 mm+0,074 mm)	8,85	28,77	42,56	43,60	8,41	5,57
-200#+325# (-0,074 mm+0,044 mm)	12,40	41,17	44,82	41,82	8,06	5,55
-325#+400# (-0,044 mm+0,037 mm)	6,40	47,57	47,50	40,35	6,98	6,05
-400# (-0,037 mm)	52,43	100,00	47,88	32,23	12,59	8,57

NA – não analisado.



**Figura 14.** Circuito da planta concentradora de minério de fluorita da Mineração Nossa Senhora do Carmo/SC.

### 3.2 ETAPA DE COMINUIÇÃO

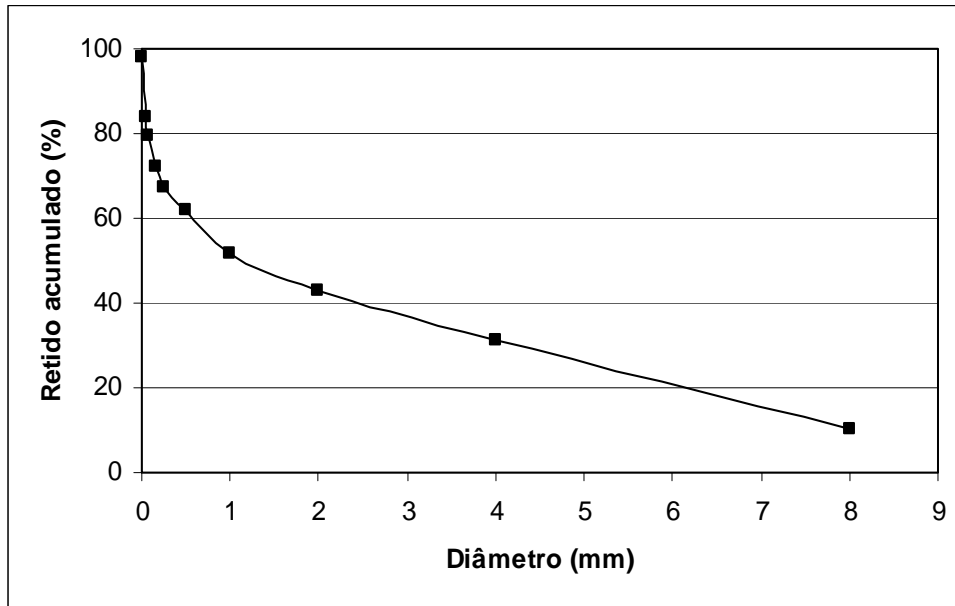
A amostra recebida, diretamente da frente de lavra da Mina Mato Preto, foi inicialmente seca, sendo que, após esta fase, foram descartados alguns aglomerados de argila. O *top size* inicial era de cerca de 20 cm. Inicialmente, visando a facilitar o manuseio da amostra, a fração maior do que ½” (12,7 mm) foi separada e britada em britador de mandíbulas e posteriormente reunida à fração menos ½”.

Os teores observados nesta amostra foram: 68,70% de CaF<sub>2</sub>, 3,92% de CaCO<sub>3</sub> e 14,12% de SiO<sub>2</sub>. As distribuições granulométrica e metalúrgica da amostra após a etapa de britagem são apresentadas na tabela 4 e nas figuras 15 e 16. Este material foi submetido ao processo de moagem em moinho de bolas.

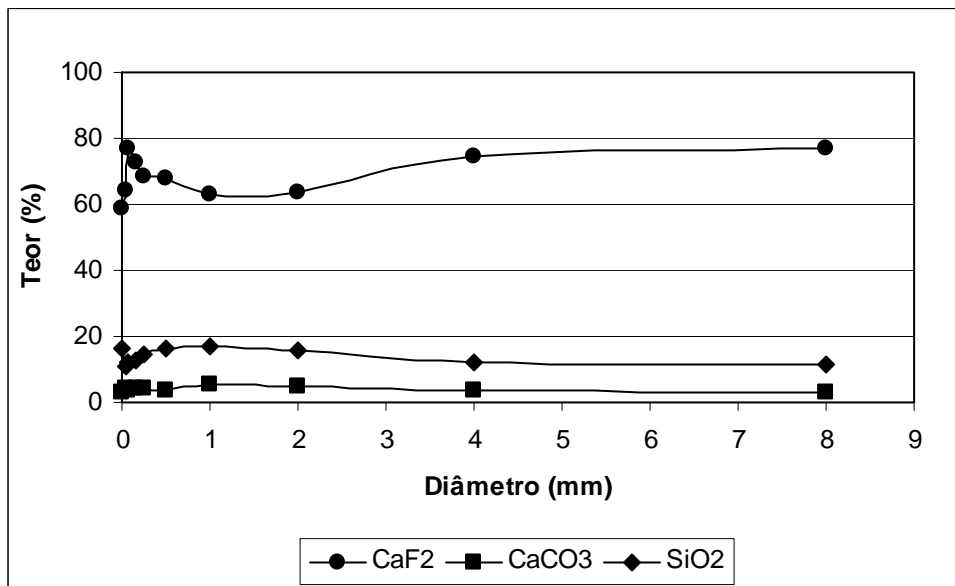
**Tabela 4.** Distribuição granulométrica e metalúrgica da amostra britada e submetida à moagem

Fração (mm)	Retido (%)	Retido acum. (%)	CaF <sub>2</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	CaCO <sub>3</sub> (%)	PF (%)
+ 8	10,11	10,11	76,87	11,80	3,15	2,30
- 8 + 4	20,88	30,99	74,43	12,04	3,66	2,91
- 4 + 2	11,97	42,96	63,48	16,03	5,04	3,05
- 2 + 1	8,93	51,89	63,10	16,83	5,50	3,75
- 1 + 0,5	9,98	61,87	67,91	16,44	3,42	3,48
- 0,5 + 0,25	5,26	67,13	68,69	14,73	4,09	3,31
- 0,25 + 0,149	4,94	72,07	72,72	12,89	4,20	3,30
-0,149 + 0,074	7,30	79,37	76,88	11,90	3,45	3,24
-0,074 + 0,037	4,65	84,02	64,36	10,99	4,26	5,50
- 0,037	14,16	98,18	58,72	16,24	3,24	11,81

Os ensaios de moagem visaram a definição de uma granulometria adequada para um estudo de flotação de partículas grossas em coluna de flotação de grossos. A etapa de moagem foi realizada em um moinho metálico cilíndrico, com as seguintes dimensões: altura de 19,5 cm e diâmetro de 20,0 cm. Os corpos moedores utilizados foram bolas metálicas, sendo que a carga foi de 44 bolas com diâmetros de 4,3 cm e 8 bolas com 2,2 cm. A massa total de corpos moedores foi de 12,9 kg. A rotação do moinho foi mantida constante em 67 rpm e avaliada as frações +60# (+0,25 mm) e -200# (-0,074 mm) em função do tempo de moagem. Os resultados, em função do tempo de moagem, são apresentados na tabela 5.



**Figura 15.** Análise granulométrica da amostra britada e submetida à moagem.



**Figura 16.** Distribuição de teores no minério britado.

**Tabela 5.** Granulometria em função do tempo de moagem para os ensaios de flotação.

Tempo de moagem (minutos)	% +65# (> 0,25 mm)	% -200# (< 0,074 mm)
5	47,0	19,9
10	27,0	42,8
20	11,0	58,1
30	3,0	67,7
40	1,2	72,6
45	0,6	77,2
Alim. MNSC*	0	74,7

\* Alim. MNSC - Alimentação do circuito de flotação da planta concentradora da Mineração Nossa Senhora do Carmo.

A tabela 6 apresenta o perfil metalúrgico das granulometrias utilizadas neste estudo, que foram 10, 20 e 45 minutos.

**Tabela 6.** Distribuição de teores para as granulometrias utilizadas nos ensaios de flotação.

Tempo de moagem (min.)	Fração (mm)	Massa na fração (%)	CaF <sub>2</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	CaCO <sub>3</sub> (%)
10	+0,25	27,0	61,15	18,20	3,03
	-0,25+0,074	30,2	72,93	12,80	1,50
	-0,074+0,037	13,3	71,32	9,44	2,86
	-0,037	29,5	50,47	9,07	5,11
20	+0,25	11,0	59,76	18,11	3,00
	-0,25+0,074	30,9	73,12	12,80	2,30
	-0,074+0,037	17,3	74,66	10,21	2,19
	-0,037	40,8	52,37	11,39	5,00
45	+0,25	0,6	NA	NA	NA
	-0,25+0,074	22,2	61,74	17,93	2,97
	-0,074+0,037	19,5	70,62	12,48	2,88
	-0,037	57,7	64,06	10,22	2,70

NA - Não analisado por falta de amostra (massa insuficiente).

### 3.3 ENSAIOS DE FLOTAÇÃO

#### 3.3.1 REAGENTES

Tanto nos ensaios em escala de bancada como nos ensaios em coluna foram utilizados os seguintes reagentes:

1. Solução de NaOH, para ajuste de pH.
2. Silicato de sódio, para a depressão da sílica, a uma concentração de 440 g/t.
3. Amido de milho, para depressão do carbonato, a uma concentração de 380 g/t.
4. Quebracho (tanino), também para depressão do carbonato, a uma concentração de 320 g/t.
5. *Tall oil*, como agente coletor e espumante, em concentrações que variaram entre 100 e 500 g/t.

#### 3.3.2 FLOTAÇÃO EM ESCALA DE BANCADA

Os ensaios de flotação em bancada foram realizados em uma máquina de flotação “Agitair” de laboratório, modelo LA 500, com uma célula de acrílico de 4.500 ml de capacidade. Para a remoção do material flotado foi utilizado um raspador de acrílico projetado segundo as dimensões da célula. O sistema de condicionamento foi a própria célula de flotação.

Para estes ensaios, seguindo o sistema utilizado na flotação industrial de fluorita, foi preparada uma polpa com 30% de sólidos em peso. O condicionamento foi realizado a uma velocidade 900 rpm. O pH foi ajustado, com NaOH, em 10.

A adição de reagentes seguiu a seguinte ordem, com os respectivos tempos de condicionamento:

- |    |                   |           |
|----|-------------------|-----------|
| 1. | Silicato de sódio | 3 minutos |
| 2. | Amido de milho    | 5 minutos |
| 3. | Quebracho         | 3 minutos |
| 4. | <i>Tall oil</i>   | 3 minutos |

Foi observada a relação entre o tempo de moagem, produzindo mais ou menos material grosseiro, e a concentração de *tall oil*, na etapa de condicionamento. Os tempos de moagem utilizados foram 10, 20 e 45 minutos. Este último representa a alimentação, que é

submetida à flotação industrial convencional, e os dois primeiros representam alimentações com um determinado conteúdo de partículas grossas. As concentrações de *tall oil* foram 100, 130, 160, 300 e 400 g/t.

Durante a flotação, a velocidade de agitação foi ajustada em 1000 rpm e o concentrado foi removido em tempos pré-fixados, a cada 10 segundos, controlando-se o fluxo de ar, com rotâmetros de ar, e o nível de polpa, com a adição de água nova a pH 10. A metodologia destes ensaios é apresentada na tabela 7.

**Tabela 7.** Condições operacionais dos ensaios em escala de bancada.

Intervalo de tempo (minutos)	Fluxo de ar (lpm)
0 – 1	3
1 – 3	3
3 – 4	4
Adição de água (pH 10)	
4 – 8	3
Adição de água (pH 10)	
8 – 9	4
9 – 10	5
10 – 13	6

### 3.3.3 FLOTAÇÃO EM COLUNA

A coluna de flotação empregada nos ensaios foi construída a partir de uma tubulação de policloreto de vinila (PVC) com diâmetro interno de 98 mm e altura de 3 metros, sendo composta por módulos de 1 metro cada. Em todos os ensaios, a alimentação foi fornecida à coluna, em forma de polpa, a partir de um tanque de condicionamento, com capacidade para 60 litros, com adequada agitação, evitando assim a sedimentação das partículas. As concentrações de sólido, em peso, foram de 10 e 15%.

Os tempos de condicionamento nestes ensaios foram:

1. Silicato de sódio                      5 minutos
2. Amido de milho                        10 minutos
3. Quebracho                               5 minutos
4. *Tall oil*                                 5 minutos

A alimentação foi injetada a uma altura de cerca de 2 metros da base, através de uma bomba pneumática; o concentrado, recolhido no topo da coluna em uma caixa de acrílico, foi coletado por gravidade. O fluxo de rejeito foi removido na base da coluna, também com auxílio de uma bomba pneumática. Visando a controlar melhor a vazão de alimentação, o fluxo de polpa que saía do tanque de condicionamento era dividido no topo da coluna, sendo que a fração que não alimentava a coluna de flotação era enviada de volta ao tanque de condicionamento.

As vazões de alimentação e rejeito eram controladas pelas pressões empregadas nas bombas, e o controle (vazão medida em litros por minuto) era realizado antes de cada coleta de concentrado/rejeito.

Para a geração de bolhas, foi utilizado um borbulhador de aço sinterizado, o qual foi posicionado na base da coluna. O ponto de adição de água de *bias* foi localizado um pouco acima do borbulhador. Os fluxos de ar e água de *bias* (quando utilizada) foram controlados por rotâmetros.

Em função da quantidade de amostra necessária para cada ensaio (a coluna possui um volume interno de cerca de 22 litros), a maioria dos ensaios foi realizada em circuito fechado, ou seja os fluxos de concentrado e rejeito voltavam para o tanque de alimentação. Durante o período de amostragem o circuito era aberto. Nos ensaios em que foi utilizada água de *bias* ou água de lavagem o circuito foi aberto.

Inicialmente, foram realizados alguns ensaios preliminares que não visavam à obtenção de parâmetros metalúrgicos de desempenho e sim definir os primeiros parâmetros operacionais. Nesta etapa, foram observados os problemas de vazão de alimentação e rejeito, que, abaixo de um determinado limite, acabavam por entupir as bombas (pela sedimentação de partículas). Também nesta etapa foi definido o borbulhador a ser utilizado.

No presente estudo, o *hold up* não foi analisado seguindo exatamente a mesma metodologia empregada por Finch e Dobby (1990) e Lopez (1991). Estes autores utilizaram, para os ensaios dinâmicos, velocidades de alimentação e rejeito iguais, resultando em um *bias* nulo. Já para os ensaios reportados nessa tese foi mantido um *bias* negativo de 0,3 cm/s, o qual foi utilizado em todos os ensaios em coluna. Na avaliação de *hold up*, através de ensaios estáticos a coluna foi completada com água a coluna até a borda superior e, em seguida, injetado ar



pela parte inferior até que não haja transbordamento do líquido. A seguir, a injeção de ar foi cortada e feita a medida da altura do nível de água remanescente na coluna. A partir destes dados foi calculado o volume de água deslocado pelo ar (*hold up total*).

Assim como nos ensaios em escala de bancada, foram analisadas as faixas granulométricas correspondentes aos tempos de moagem de 10, 20 e 45 minutos.

Nesta fase do estudo, a velocidade do ar variou de 0,7 cm/s até 2,0 cm/s. O fluxo de alimentação ficou na faixa de 8,5 lpm a 9 lpm, o que representou uma velocidade de polpa entre 1,9 cm/s e 2,0 cm/s, sendo que, em alguns ensaios, foi possível trabalhar com valores menores. Estes valores menores só não foram utilizados com mais frequência em virtude dos constantes entupimentos das bombas, em particular da bomba de rejeito. Como a coluna operou em uma condição de *bias* negativo, conforme anteriormente definido, a vazão de rejeito foi da ordem de 7,2 lpm, cerca de 1,6 cm/s. As vazões de alimentação, retorno e rejeito eram medidas antes de cada coleta de concentrado e rejeito.

Foi realizado um ensaio com *bias* negativo e água de lavagem, visando avaliar as perdas com a desestabilização de uma camada de espuma com partículas grossas. Nesse ensaio a granulometria no fluxo de alimentação foi obtida com um tempo de moagem de 20 minutos e as velocidades superficiais de água de lavagem variaram entre 0 e 0,55 cm/s.

Também foi avaliado o efeito, na recuperação e teor, de um fluxo ascendente de água de *bias*, injetado a partir da base da coluna em um ponto logo acima do borbulhador. Nestes ensaios, os fluxos de água de *bias* utilizados foram de 0, 3, 5 e 7 lpm os quais equivalem a 0; 0,7; 1,1 e 1,5 cm/s.

A concentração do agente coletor, *tall oil*, também foi uma variável analisada. As concentrações deste reagente ficaram entre 100 e 500 g/t.

As coletas de concentrado e rejeito eram feitas simultaneamente. Ao longo do ensaio, também eram amostrados os fluxos de alimentação e retorno e comprovado que a divisão alimentação/retorno não resultava em correntes diferentes.

A partir das amostras obtidas eram avaliadas a recuperação de água e a concentração de sólidos. A seguir as amostras eram secas, preparadas e enviadas para análise química, que

foi realizada na Mineração Nossa Senhora do Carmo, e media o conteúdo de  $\text{CaF}_2$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{CaCO}_3$  e perda ao fogo.

A tabela 8 apresenta os parâmetros operacionais utilizados nos ensaio em coluna de flotação.

**Tabela 8.** Resumo dos ensaios realizados em coluna de flotação.

<b>Ensaio</b>	<b><math>t_{\text{moagem}}</math> (min)</b>	<b>Cp/p (%)</b>	<b>Tall Oil (g/t)</b>	<b>Val. (cm/s)</b>	<b>Vrej. (cm/s)</b>	<b>Var (cm/s)</b>	<b>H<sub>2</sub>O Bias (cm/s)</b>
FC 01 A	20	10	100	1,9	1,7	0,7	0
FC 01 B				1,9	1,7	1,1	0
FC 01 C				1,9		1,5	0
FC 01 D						2,0	0
FC 02 A	10	10	300	1,7	1,5	0,7	0
FC 02 B				1,8	1,5	1,1	0
FC 02 C				1,7	1,4	1,5	0
FC 02 D				1,8	1,5	2,0	0
FC 03 A	10	15	300	2,0	1,7	0,7	0
FC 03 B				2,0	1,7	1,1	0
FC 03 C				2,0	1,5	1,5	0
FC 03 D				2,0	1,5	2,0	0
FC 04 A	20	10	300	1,9	1,6	0,7	0
FC 04 B				2,0	1,5	1,1	0
FC 04 C						1,5	0
FC 04 D						2,0	0
FC 05 A	10	10	400	1,9	1,7	0,7	0
FC 05 B				1,9	1,7	1,1	0
FC 05 C				1,9	1,6	1,5	0
FC 05 D				1,9	1,5	2,0	0
FC 06 A	20	10	400	1,9	1,7	0,7	0
FC 06 B				1,9	1,6	1,1	0
FC 06 C				2,0	1,5	1,5	0
FC 06 D				2,0	1,5	2,0	0
FC 07 A	20	10	500	1,9	1,6	0,7	0
FC 07 B				1,9	1,5	1,1	0
FC 07 C				1,9	1,5	1,5	0
FC 07 D				1,9	1,4	2,0	0
FC 08 A	20	15	300	1,6	1,3	0,7	0
FC 08 B				1,6	1,2	1,1	0
FC 08 C				1,6	1,0	1,5	0
FC 08 D				1,6	1,0	2,0	0

Tabela 8. Continuação.

Ensaio	t <sub>moagem</sub> (min)	Cp/p (%)	Tall Oil (g/t)	Val. (cm/s)	Vrej. (cm/s)	Var (cm/s)	H <sub>2</sub> O Bias (cm/s)
FC 09 A	20	15	300	1,9	1,6	0,7	0
FC 09 B				1,9	1,5	1,1	0
FC 09 C				1,9	1,5	1,5	0
FC 09 D				1,9	1,5	2,0	0
FC 10 A	45	10	300	1,9	1,6	0,7	0
FC 10 B				1,9	1,6	1,1	0
FC 10 A				1,9	1,5	1,5	0
FC 10 B				1,9	1,5	2,0	0
FC 11 A	45	15	300	1,7	1,3	0,7	0
FC 11 B				1,7	1,4	1,1	0
FC 11 C				1,7	1,3	1,5	0
FC 11 D				1,6	1,2	2,0	0
FC 12 A	45	15	300	1,9	1,6	0,7	0
FC 12 B				1,9	1,5	1,1	0
FC 12 C				1,9	1,5	1,5	0
FC 12 D				1,9	1,5	2,0	0
FC 20 A	20	15	300	1,9	1,5	1,5	0
FC 20 B						1,5	0,7
FC 20 C						1,5	1,1
FC 20 D						1,5	1,5
FC 21 A	20	15	300	1,9	1,6	1,1	0
FC 21 B						1,1	0,7
FC 21 C						1,1	1,1
FC 21 D						1,1	1,5
FC 22 A	20	15	400	1,9	1,6	1,1	0
FC 22 B						1,1	0,7
FC 22 C						1,1	1,1
FC 22 D						1,1	1,5
FC 23 A	45	15	300	1,8	1,5	1,1	0
FC 23 B						1,1	0,7
FC 23 C						1,1	1,1
FC 23 D						1,1	1,5
Ensaio	t <sub>moagem</sub> (min)	Cp/p (%)	Tall Oil (g/t)	Val. (cm/s)	Vrej. (cm/s)	Var (cm/s)	H <sub>2</sub> O Lav. (cm/s)
FC 30 A	20	10	300	1,9	1,6	1,1	0,22
FC 30 B							0,33
FC 30 C							0,44
FC 30 D							0,55

## 4 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Nesse estudo, a granulometria foi o principal elemento na análise dos resultados, sendo que, na maioria das figuras apresentadas, o tempo de moagem é utilizado para caracterizar a distribuição granulométrica dos sólidos presentes no fluxo de alimentação do processo de flotação. Também são utilizados os termos fração grosseira, intermediária e fina para os produtos gerados em 10, 20 e 45 minutos de moagem, respectivamente. Destaca-se que a granulometria obtida a partir de um tempo de moagem de 20 minutos também é considerada como uma distribuição de partículas grossas. A tabela 6 apresenta as distribuições granulométricas referentes aos tempos de cominuição utilizados.

### 4.1 FLOTAÇÃO EM ESCALA DE BANCADA

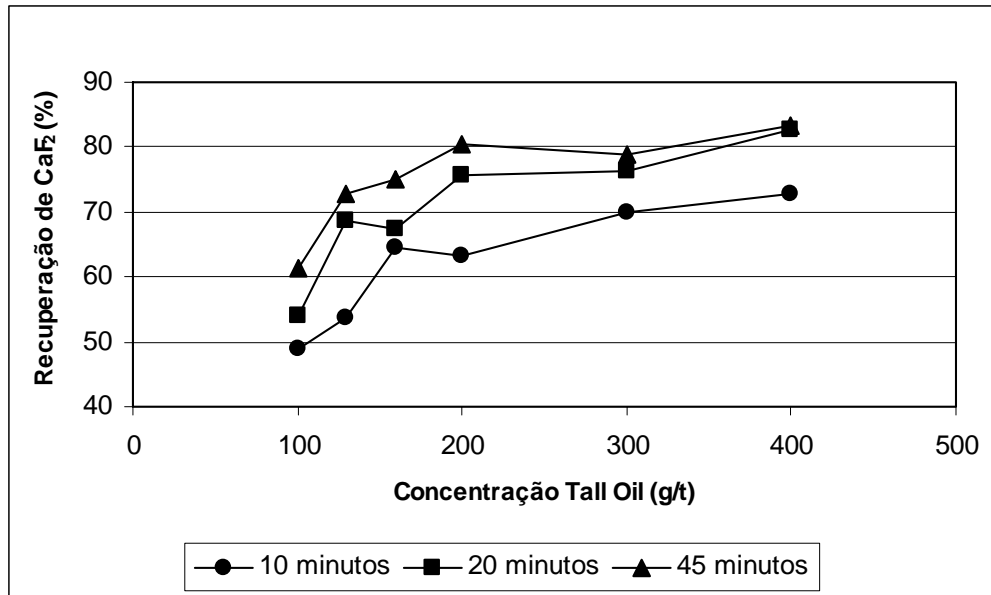
Os ensaios em escala de bancada tomaram como referência o sistema de flotação industrial da Mineração Nossa Senhora do Carmo. Não houve nesta fase do estudo a intenção de reproduzir exatamente os resultados obtidos no banco *rougher* da usina, mas obter um concentrado que pudesse apresentar máxima recuperação a partir de determinados parâmetros operacionais, como granulometria de alimentação, concentração de agente coletor, aeração, agitação e tempo de coleta.

A eficiência neste sistema foi medida através dos parâmetros de separação, recuperação e teor. Foram analisados os conteúdos de  $\text{CaF}_2$ ,  $\text{SiO}_2$  e  $\text{CaCO}_3$ . Estes minerais foram selecionados pela importância que apresentam no concentrado final do sistema de concentração industrial.

As figuras 17 e 18 mostram os resultados dos ensaios de flotação convencional, em escala de bancada. Nessas figuras é possível observar as variações na recuperação e teor de concentrado em função da concentração agente coletor (*tall oil*).

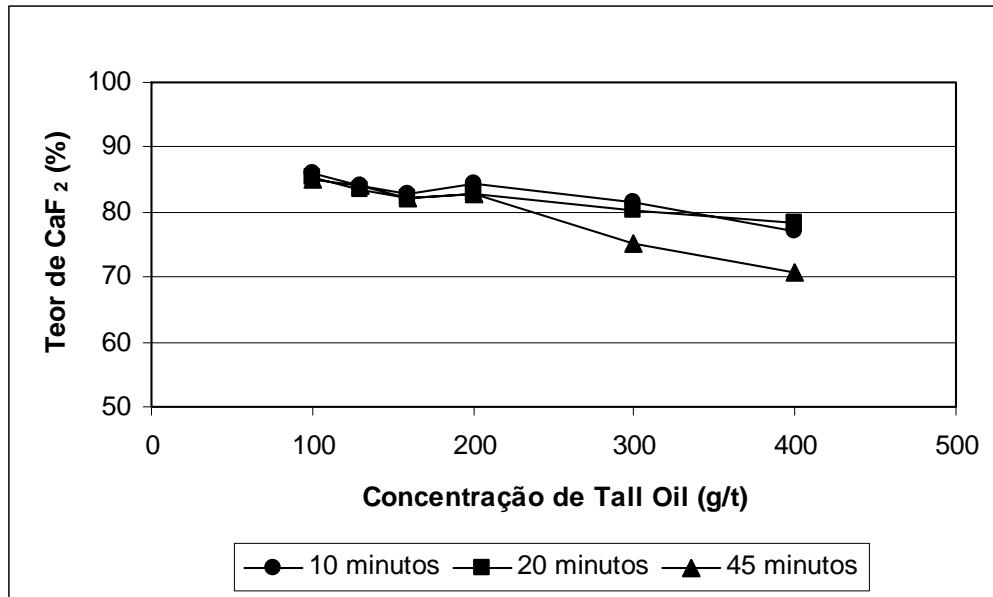
A partir de uma concentração de 200 g/t de *tall oil*, a recuperação de fluorita é praticamente constante. Como já era esperado, a fração mais grosseira apresenta recuperações bastante baixas para todas as concentrações de coletor. Por outro lado, a fração intermediária (20 minutos) apresenta um comportamento similar e próximo da granulometria fina, sendo que entre 300 e 400 g/t os valores são praticamente os mesmos. Estes resultados estão de acordo com a análise feita por Trahar (1981), que aponta o aumento de hidrofobicidade como um fator relevante para a flotação de partículas grossas. Este efeito é perceptível no aumento

de recuperação para todas as faixas granulométricas com o aumento da concentração de coletor. A figura 18 apresenta a variação de teor de fluorita no concentrado em função da concentração de *tall oil* para as três distribuições granulométricas na alimentação. Nessa figura é possível observar uma queda no teor, para todas as situações analisadas, com o aumento da concentração de coletor e da recuperação de fluorita.

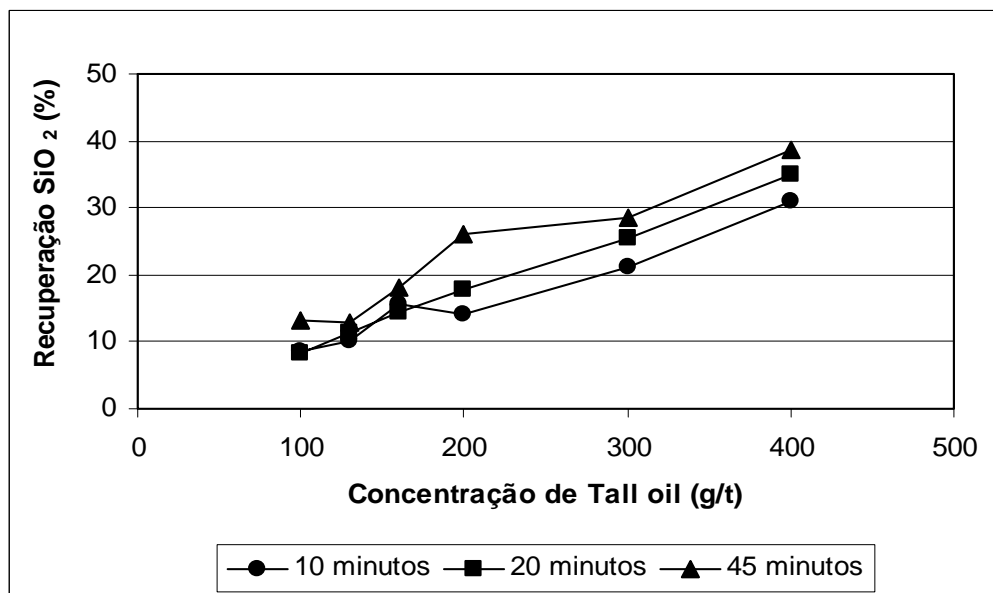


**Figura 17.** Recuperação de fluorita, em função da concentração de *tall oil*, nos concentrados dos ensaios de flotação em escala de bancada.

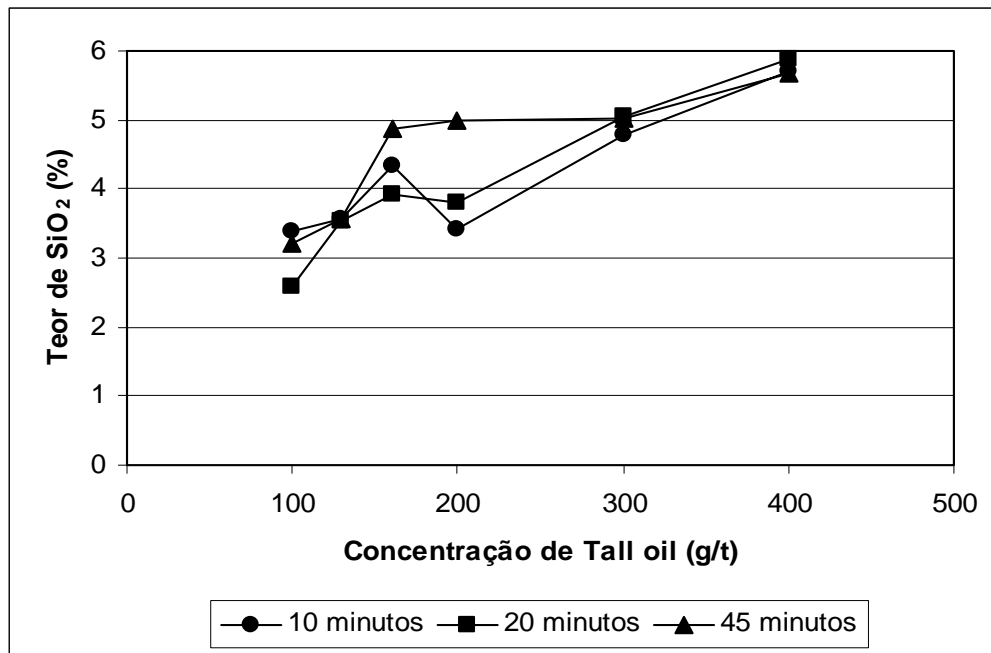
A queda no teor de um concentrado, quando do aumento da recuperação, é um fenômeno bastante reportado em literatura, sendo que esta, em geral, está relacionada ao aumento da recuperação de ganga. Para o sistema estudado se deve levar em consideração que o *tall oil* tem dupla função, uma vez que não só cumpre o papel de agente coletor como de espumante. A queda na seletividade pode ser explicada pelo aumento na recuperação de sílica e carbonato, conforme apresentado nas figuras 19, 20, 21 e 22. Nas figuras 19 e 20, é possível observar que a sílica apresenta uma mesma recuperação e seletividade para as três distribuições granulométricas, sendo que para as maiores concentrações de *tall oil* a recuperação de sílica, crítica para a seletividade do processo, varia entre 20% e 40%.



**Figura 18.** Teor de fluorita, em função da concentração de *tall oil*, nos concentrados dos ensaios de flotação em escala de bancada.



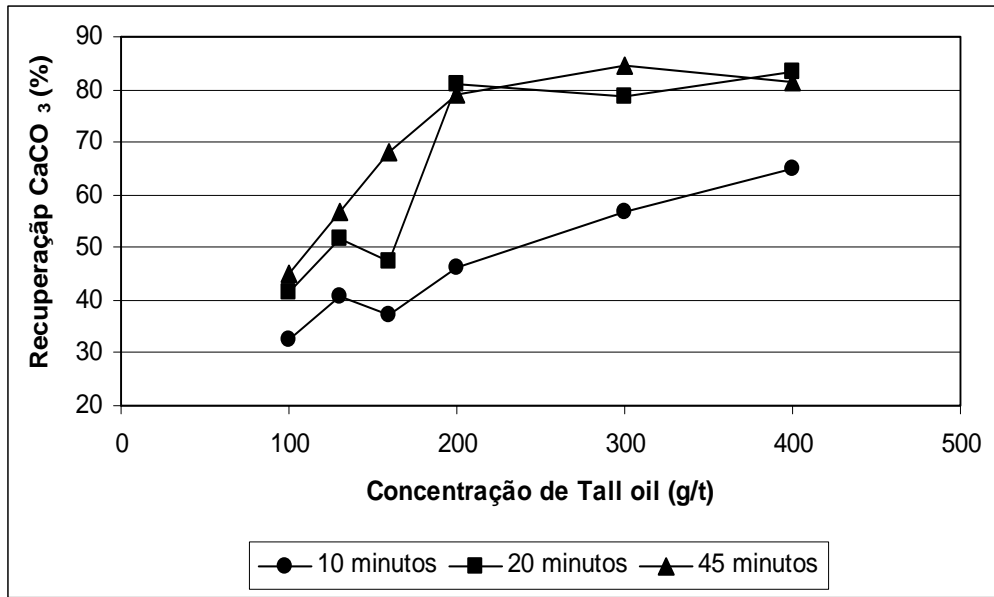
**Figura 19.** Recuperação de sílica, em função da concentração de *tall oil*, nos concentrados dos ensaios de flotação em escala de bancada.



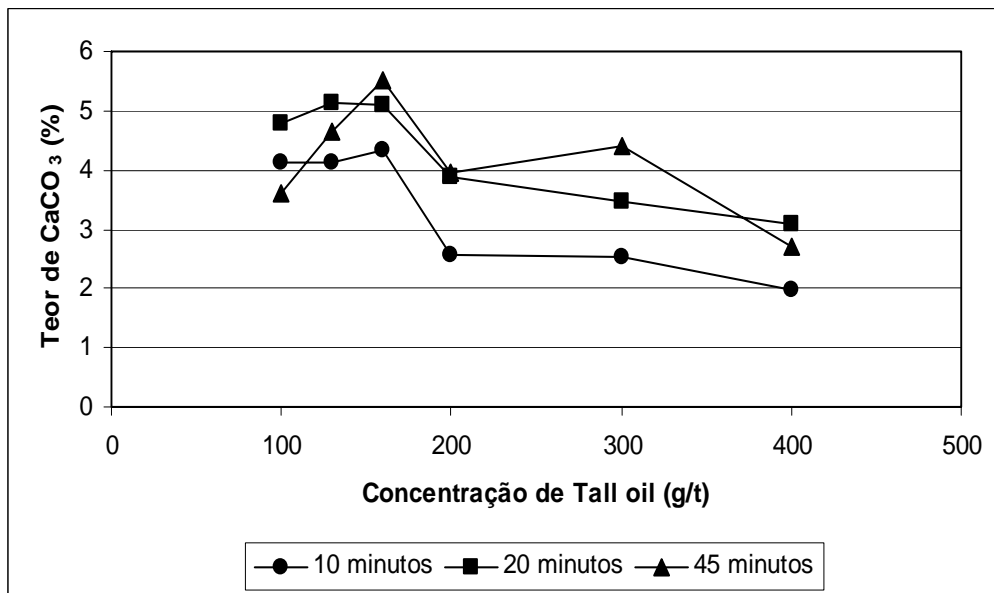
**Figura 20.** Teor de sílica, em função da concentração de *tall oil*, nos concentrados dos ensaios de flotação em escala de bancada.

As figuras 21 e 22 mostram que o carbonato apresenta um comportamento similar à fluorita com relação à recuperação. Esse comportamento já era esperado, uma vez que ambos são minerais de cálcio e apresentam flotabilidade semelhante. Essas figuras mostram que a alimentação com distribuição granulométrica mais grossa resulta em valores de recuperação e teores mais baixos em todos os concentrados. As alimentações intermediária e fina apresentam comportamentos similares.

Os rejeitos dos ensaios em escala de bancada apresentaram teores de fluorita variando entre 40% e 56%, sendo que o material mais grosseiro apresentou os maiores teores no rejeito. Independentemente da granulometria dos sólidos no fluxo de alimentação, esses rejeitos não poderiam ser considerados finais e aptos para descarte.



**Figura 21.** Recuperação de carbonato de cálcio, em função da concentração de *tall oil*, nos concentrados dos ensaios de flotação em escala de bancada.



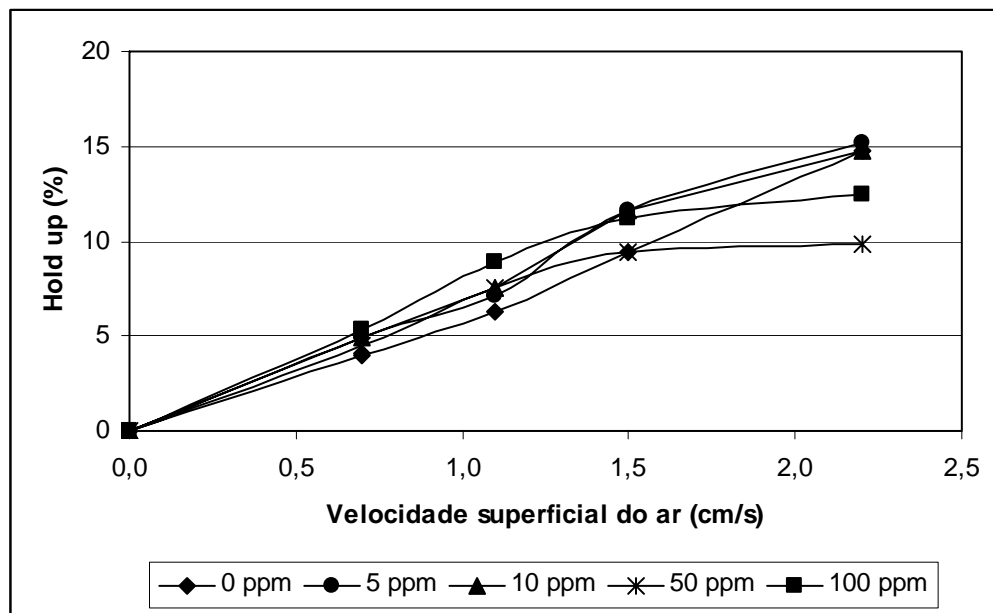
**Figura 22.** Teor de carbonato de cálcio, em função da concentração de *tall oil*, nos concentrados dos ensaios de flotação em escala de bancada.



## 4.2 COLUNA DE FLOTAÇÃO

### 4.2.1 ANÁLISE DO GÁS *HOLD UP*

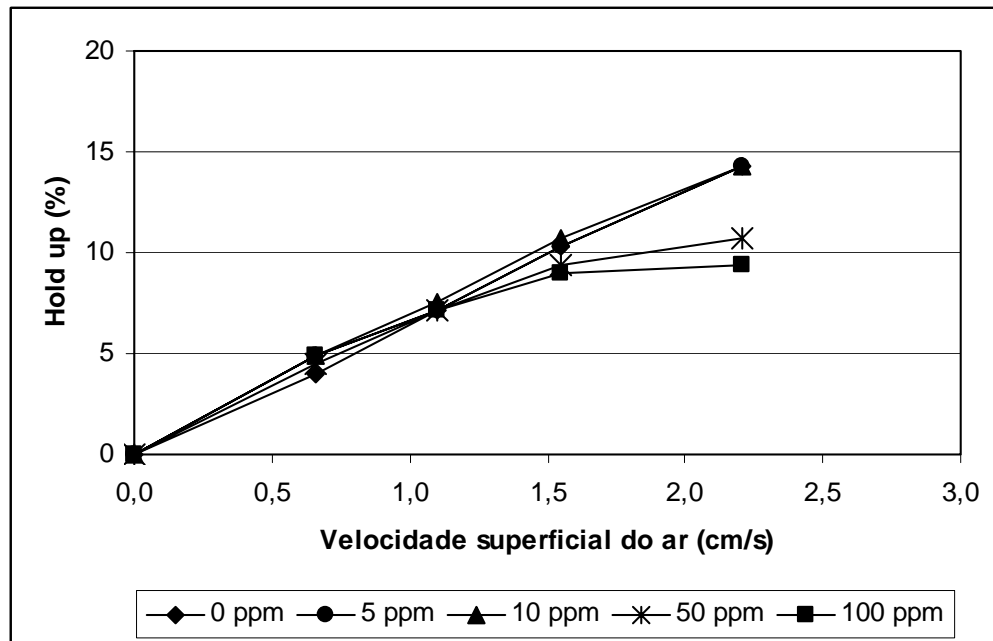
As figuras 23 e 24 mostram os valores de *hold up* obtidos em função da concentração de *tall oil* e da velocidade superficial de gás, em sistemas sem a presença de sólidos. A figura 23 representa um sistema dinâmico, com um valor de *bias* negativo de cerca de 0,3 cm/s, e a figura 24 representa um sistema estático, conforme definido anteriormente.



**Figura 23.** Variação do *hold up* em função da velocidade superficial do ar e da concentração de *tall oil*, para ensaios dinâmicos. *Bias* negativo de cerca de 0,3 cm/s.

No presente estudo não foi utilizada a metodologia empregada por Finch e Dobby (1990) e Lopez (1991), uma vez que esses autores utilizaram, para os ensaios dinâmicos, velocidades de alimentação e rejeito iguais, resultando em um *bias* nulo. Já para os ensaios reportados nessa tese foi mantido um *bias* negativo de 0,3 cm/s, o qual foi utilizado em todos os ensaios em coluna. De uma forma geral a análise do *hold up* em literatura busca relacionar a variação desse parâmetro com a velocidade superficial do gás e com a concentração de espumante, com algumas referências à água de lavagem. Não foram encontrados dados que mostrassem o efeito do *bias* no valor do *hold up*. Nesse sentido, mesmo que esse efeito não seja analisado de forma mais detalhada nesse trabalho, se buscou avaliar o *hold up* para o valor de *bias* que seria utilizado nos ensaios, uma vez que o fato de haver um diferencial entre as velocidades de alimentação e rejeito deve influenciar a quantidade de bolhas de ar na zona

de coleção e conseqüentemente o conteúdo de ar nessa. A figura 23 mostra também que, para os valores mais elevados de concentração de coletor, as curvas ficam praticamente constantes a partir da velocidade superficial do ar de 1,5 cm/s. Foi observado que, acima desse valor, a hidrodinâmica do sistema tende a passar para um regime turbulento, com presença de bolhas de ar com diâmetros maiores do que aqueles observados nas faixas menores de velocidade.



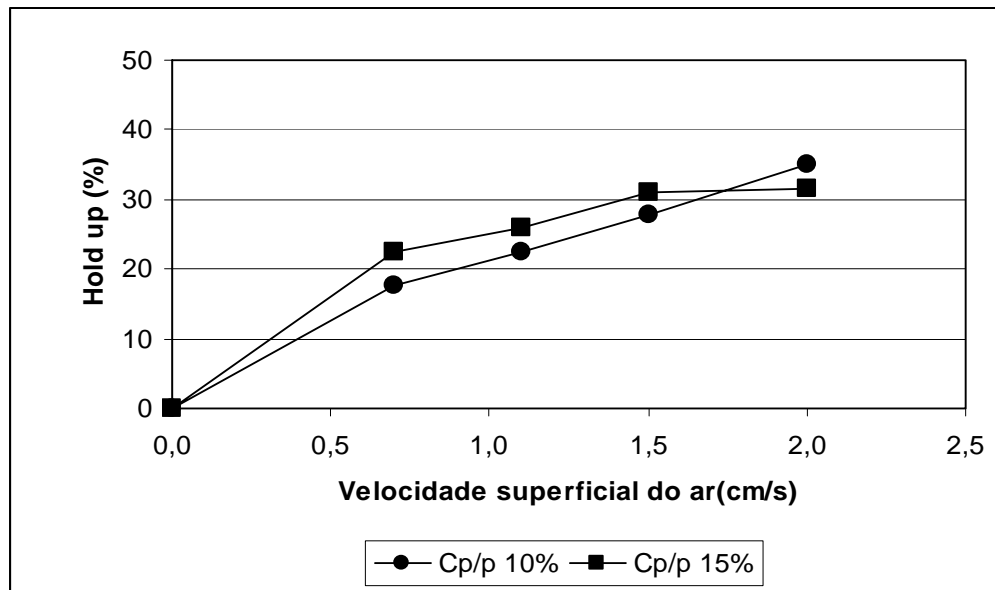
**Figura 24.** Variação do *hold up* em função da concentração de *tall oil* e da velocidade superficial do ar, para ensaios estáticos. *Bias* negativo de cerca de 0,3 cm/s.

Nos ensaios estáticos, cujos resultados estão apresentados na figura 24, os valores de *hold up* são bastante semelhantes aos dos ensaios dinâmicos, sendo que aqui também as maiores concentrações de *tall oil* apresentam uma queda nos valores de *hold up* para as maiores velocidades de ar.

#### 4.2.1.1 INFLUÊNCIA DA PRESENÇA DE SÓLIDOS E DA CONCENTRAÇÃO DE TALL OIL NOS VALORES DE GÁS HOLD UP

A figura 25 mostra a influência da concentração de sólidos, para a granulometria intermediária (moagem de 20 minutos e 300 g/t de *tall oil*) nos valores de *hold up*. Analisando esta figura, é possível observar que não existe uma diferença significativa entre os valores quando a concentração de sólidos passa de 10% para 15% de sólidos em massa, sendo que o mesmo comportamento foi observado para as alimentações fina e grosseira, conforme

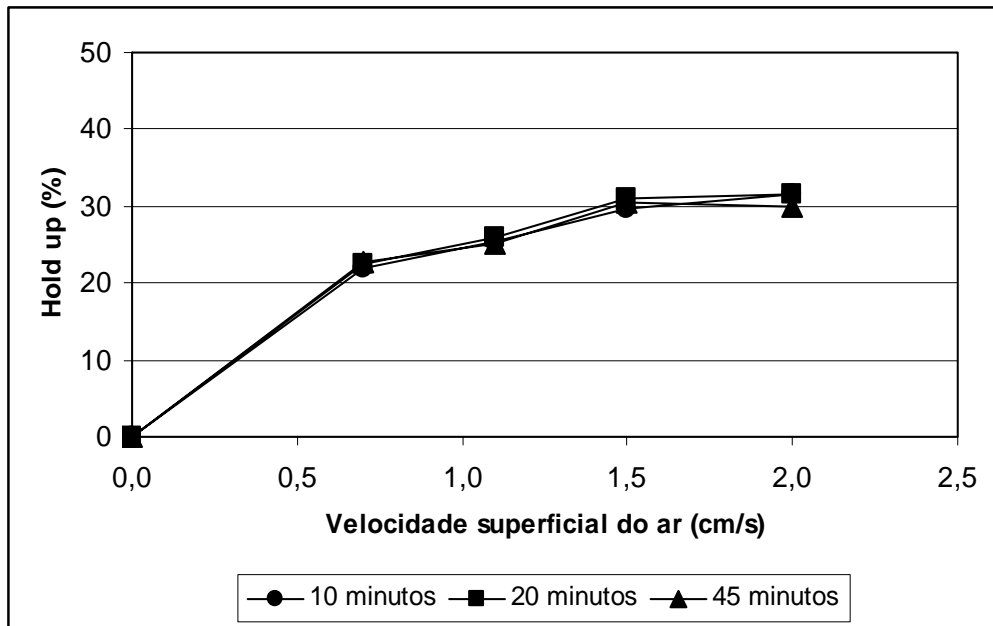
mostram, respectivamente, as figuras 43 e 44 (Anexo A). Entretanto, a figura 25 mostra valores de *hold up* maiores do aqueles observados em sistemas contendo somente água.



**Figura 25.** Variação dos valores de *hold up* em função da velocidade superficial do ar e da concentração de sólidos no fluxo de alimentação da coluna de flotação. Ensaio com tempo de moagem de 20 minutos e concentração de *tall oil* de 300 g/t.

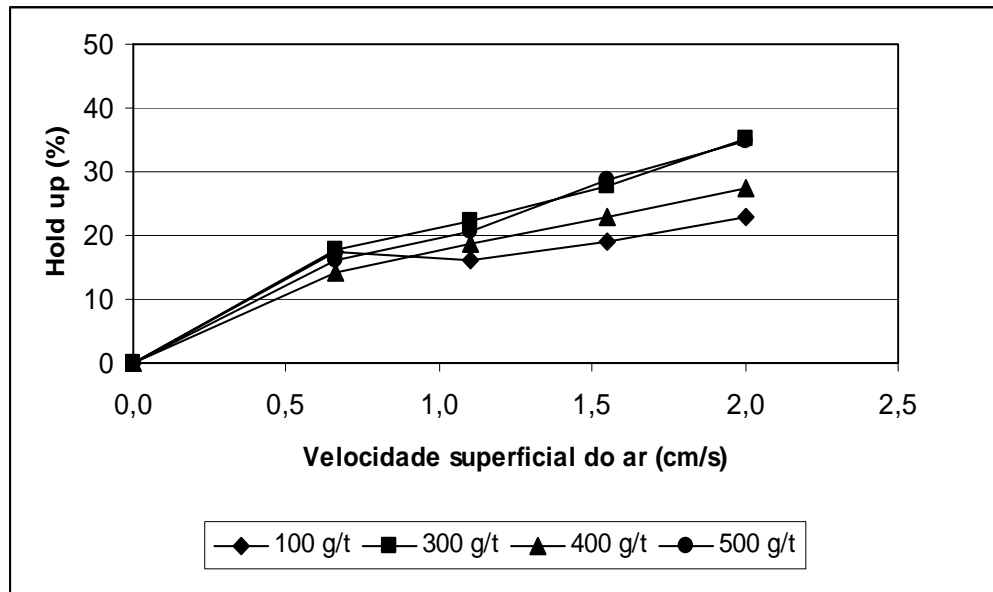
Esses valores maiores em sistemas com sólidos se explicam pelo fato de que bolhas carregadas possuem maior densidade e menor mobilidade, tendendo a permanecer por mais tempo na zona de coleção. Essa menor mobilidade fica levemente caracterizada pelos maiores valores de *hold up* em sistemas com Cp/p 15%. A recirculação de sólidos nessa região da coluna também aparece como empecilho para o deslocamento das bolhas de ar.

No sistema estudado, a granulometria não foi um fator relevante para a variação do conteúdo de ar na zona de coleção. A figura 26 mostra a variação do *hold up* em função da velocidade superficial do ar e da granulometria, para ensaios com 15% de sólidos em massa na alimentação e concentração de coletor de 300 g/t. Os ensaios com 10% de sólidos em massa no fluxo de alimentação, mostrados na figura 45 (Anexo A), apresentaram resultados similares. Novamente é possível observar que os valores de *hold up* são maiores do que os obtidos em sistemas sem sólidos. Também pode ser observada uma leve tendência de que polpas mais concentradas apresentem maiores valores de *hold up*, sendo que, novamente, essa diferença é justificada pela menor mobilidade das bolhas de ar e dos agregados bolha/partículas em sistemas com mais sólidos.



**Figura 26.** Variação dos valores de *hold up* em função da velocidade superficial do ar e da granulometria no fluxo de alimentação da coluna de flotação. Ensaio com Cp/p 15% e 300 g/t de *tall oil*.

A figura 27 mostra o comportamento do *hold up* em função da concentração de *tall oil*, para um fluxo de alimentação contendo sólidos resultantes de um tempo de moagem de 20 minutos e concentração de sólidos em peso de 10%. Mesmo sendo o *tall oil* um reagente mundialmente consagrado na flotação de fluorita, este apresenta o inconveniente de assumir a dupla função de coletor e espumante, além de, por ser uma mistura de substâncias, não possuir uma composição claramente definida. Nessas circunstâncias, ao se empregar esse reagente, não é possível definir, ao mesmo tempo, a melhor concentração de coletor e a melhor de espumante. A análise da figura 27 mostra que a concentração de 300 g/t de *tall oil* apresenta os mais altos valores de *hold up*, juntamente com a concentração de 500 g/t, sendo que esse fato, juntamente com os menores valores anotados para 400 g/t, pode ser explicado pela formação de micelas de moléculas de *tall oil* para as concentrações mais altas, o que na prática resultaria em um *déficit* de reagente no meio, afetando não só a formação e a estabilização das bolhas de ar como a ação coletora do mesmo.



**Figura 27.** Variação dos valores de *hold up* em função da velocidade superficial do ar e da concentração de *tall oil*. Ensaio com Cp/p 10% e 20 minutos de moagem.

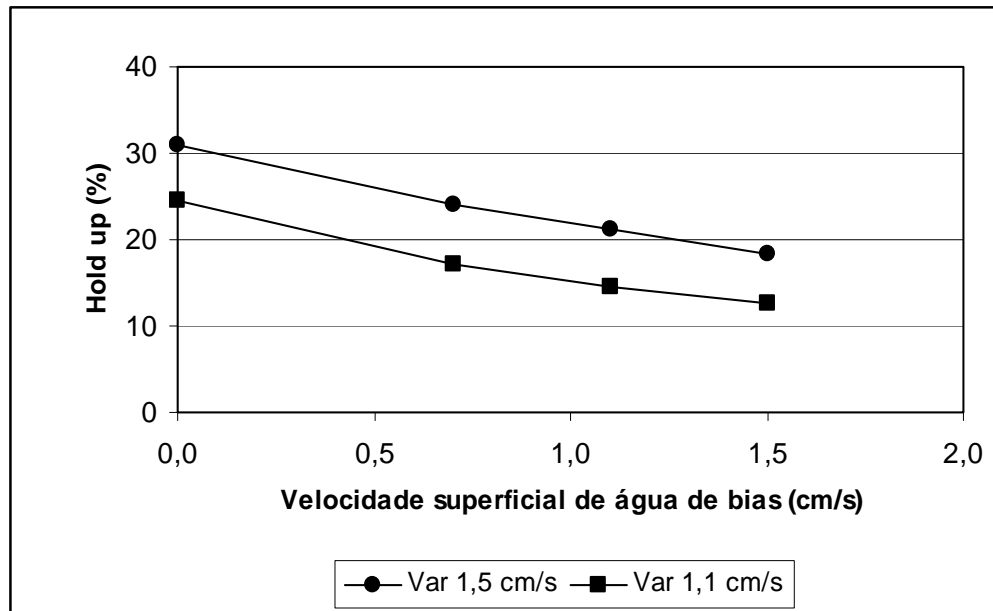
#### 4.2.1.2 INFLUÊNCIA DA ÁGUA DE *BIAS* NOS VALORES DE GÁS *HOLD UP*

Em um sistema de flotação em coluna operando com *bias* positivo, a água adicionada desde o topo da coluna é comumente denominada água de lavagem, a qual também poderia ser denominada “água de *bias* positivo”. No presente estudo, em alguns ensaios foi utilizado um fluxo ascendente de água, injetado a partir da base da zona de coleção. Essa corrente de águas, empregada em um sistema de *bias* negativo, poderia ser denominada “água de *bias* negativo”. Entretanto, visando simplificar a notação desta, ao longo da análise dos resultados, é citada apenas como água de *bias*.

Em todos os ensaios onde foi adicionada água de *bias* os valores de *hold up* foram fortemente influenciados, apresentando uma clara diminuição com o aumento de velocidade de água de *bias*. A figura 28 apresenta essa variação para duas diferentes velocidades superficiais do ar em sistema com concentração de sólidos em peso de 15% e sólidos, no fluxo de alimentação, com tempo de moagem de 20 minutos.

Essa redução nos valores de *hold up* com emprego de água de *bias* está de acordo com resultados anteriormente observados. Se por um lado a presença e/ou excesso de sólidos resulta em um fenômeno de retenção de bolhas de ar na zona de coleção, o fluxo ascendente de água de *bias* ajuda no transporte destas e conseqüentemente reduz o conteúdo de ar nessa

região da coluna. A variação da velocidade superficial do ar apresenta o mesmo efeito observado em outros sistemas, anteriormente mencionados. Quanto maior a velocidade do ar, no intervalo analisado, maior o conteúdo de ar na coluna.



**Figura 28.** Variação dos valores de *hold up* em função da velocidade de água de *bias* e velocidade superficial do ar. Ensaios com Cp/p 15% e 300 g/t de *tall oil* e 20 minutos de moagem.

A granulometria, conforme apresentado na figura 46 (Anexo A), não afetou significativamente os valores de *hold up* em sistemas com água de *bias*. O mesmo foi observado para a concentração de *tall oil*, figura 47 (Anexo A), sendo que, nesse caso, a maior concentração utilizada (400 g/t) apresentou valores de *hold up* um pouco maiores.

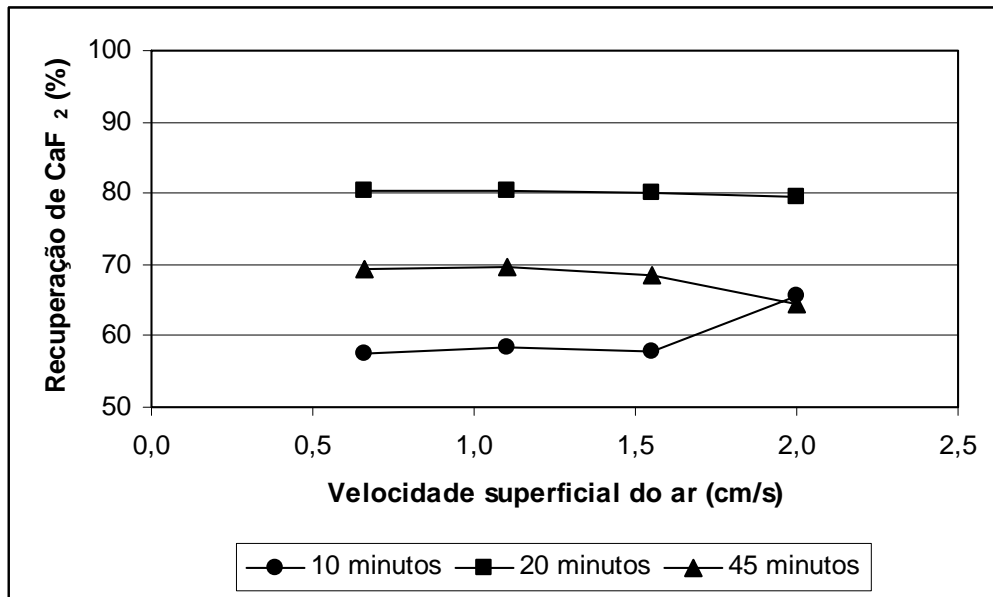
### 4.3 ENSAIOS DE FLOTAÇÃO EM COLUNA

Como anteriormente mencionado, os ensaios de flotação em coluna foram realizados com valores de *bias* negativo de cerca de 0,3 cm/s. Ao longo da discussão dos resultados são apresentadas as figuras referentes à recuperação e seletividade do processo para o mineral fluorita. No Anexo B (Figuras 48-71) são apresentadas figuras referentes à sílica e carbonato de cálcio e no Anexo C (Tabelas 9-11) são apresentados os parâmetros de separação de todos os ensaios. Na primeira parte desse trabalho, os ensaios foram realizados sem a adição de água de *bias*.

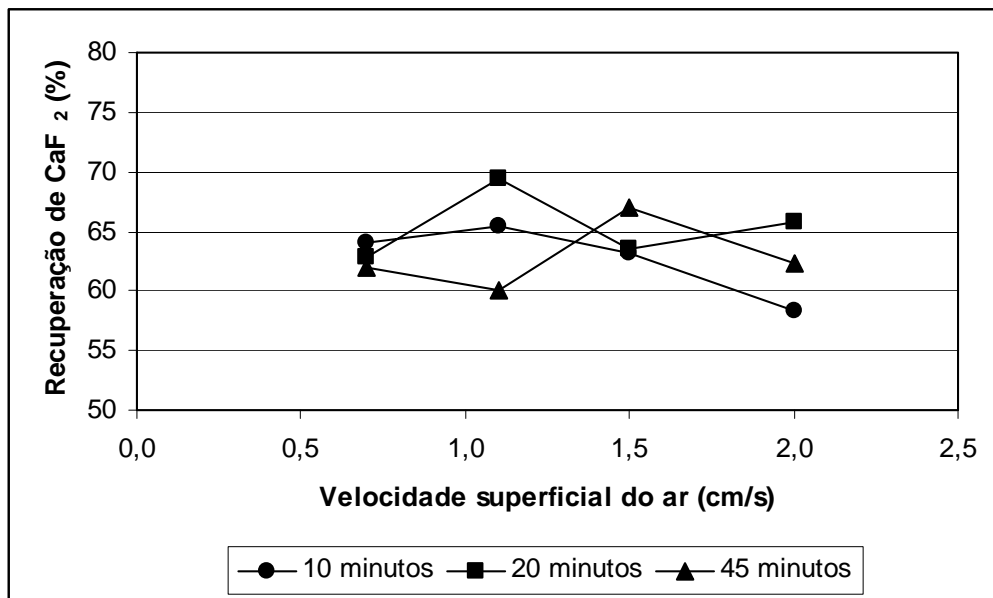
As figuras 29-32 mostram a recuperação e o teor de fluorita em função da velocidade superficial do ar e da granulometria do minério no fluxo de alimentação. Em todos os ensaios a concentração *tall oil* foi de 300 g/t, sendo que as figuras 29 e 31 mostram ensaios com Cp/p de 10% e as figuras 30 e 32 mostram ensaios com Cp/p de 15%. A partir da análise dessas figuras, é possível perceber que, para um fluxo de alimentação com material mais grosseiro (tempo de moagem de 10 minutos), a concentração de sólidos na polpa que alimenta a coluna não influenciou a flotação de fluorita. As recuperações em ambos os casos ficaram em torno de 60% com teores de concentrado na faixa de 80%. Para polpas de alimentação contendo a fração intermediária (tempo de moagem de 20 minutos) e fina (tempo de moagem de 45 minutos) a concentração de sólidos apresentou um efeito diferenciado. A fração fina apresentou valores de recuperação de fluorita levemente superiores para uma concentração de sólidos de 10%, sem diferenças significativas nos teores de concentrado. A diferença mais significativa foi registrada na fração intermediária, onde os valores de recuperação foram bastante mais altos para a concentração de sólidos em polpa de 10%, atingindo valores de 80% para todas as velocidades superficiais do ar e teores sempre acima de 80%.

Esses resultados mostram que a capacidade de transporte em um sistema de partículas grossas é maior do que a de partículas finas, sendo fator limitante para a efetivação do processo a estabilidade do agregado bolha/partículas. Isso equivale a dizer que para igualar a recuperação obtida com uma única partícula grossa, um sistema de finos necessitaria estabilizar, em uma bolha de ar, várias partículas finas.

No anexo B é possível observar, a partir da análise das figuras 48-55, as variações para carbonato de cálcio e sílica. A recuperação de sílica ficou abaixo de 17% em todos os ensaios com teores variando entre 1,7% e 3,3%. Com relação a esse mineral, também se observou uma leve tendência de aumento na recuperações para a fração intermediária, o que pode ser explicado pela maior recuperação de mistos nessa granulometria de alimentação, em relação à fração fina.

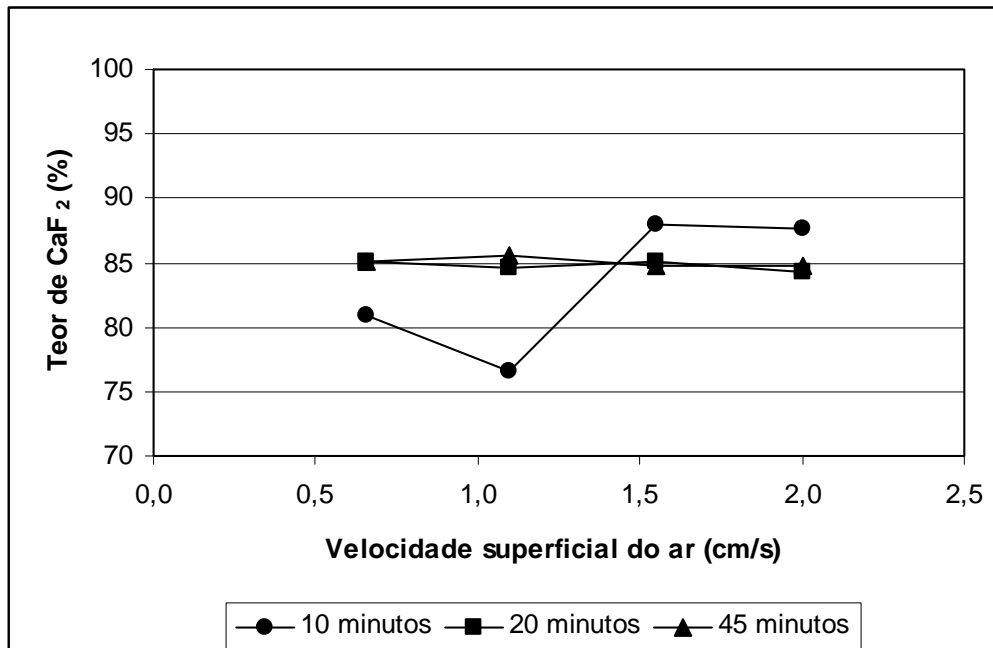


**Figura 29.** Variação da recuperação de fluorita em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com Cp/p de 10% e 300 g/t de *tall oil*.

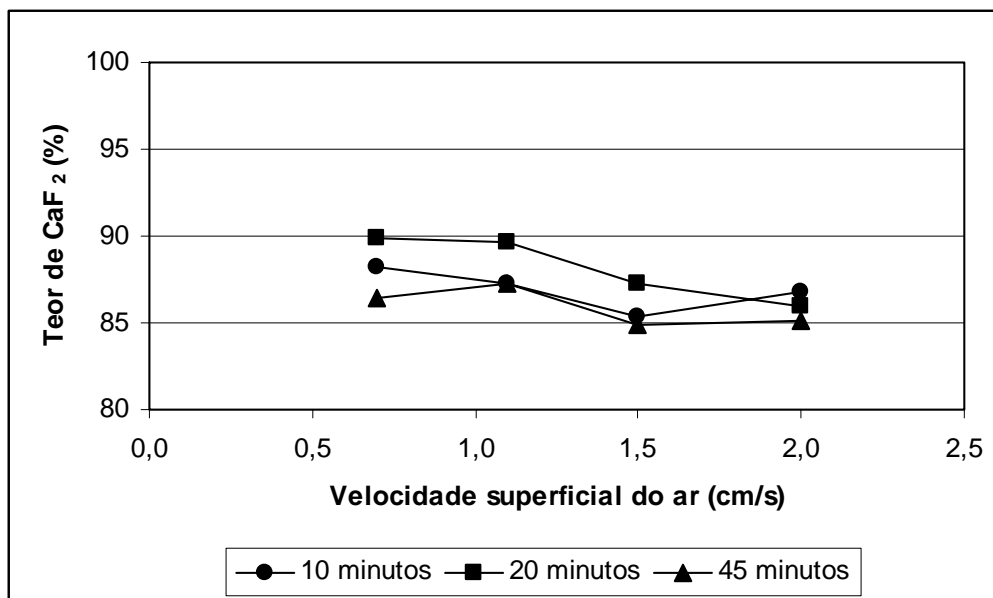


**Figura 30.** Variação da recuperação de fluorita em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com Cp/p de 15% e 300 g/t de *tall oil*.





**Figura 31.** Variação do teor de fluorita em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com Cp/p de 10% e 300 g/t de *tall oil*.



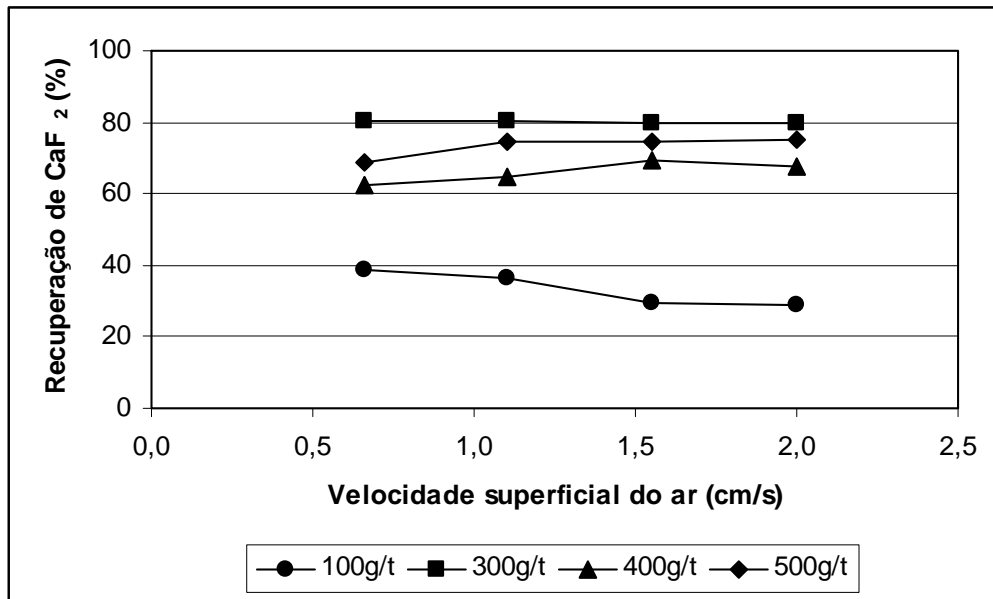
**Figura 32.** Variação do teor de fluorita em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com Cp/p de 15% e 300 g/t de *tall oil*.

O carbonato de cálcio, importante contaminante na concentração de fluorita, apresentou teores de concentrado *rougher* em torno de 4% para todos os ensaios. As curvas de recuperação desse mineral mostram comportamento bastante similar às curvas da fluorita. Esses resultados já eram esperados, uma vez que, assim como a fluorita, o carbonato de cálcio é um mineral de cálcio susceptível à ação do *tall oil*. Para uma concentração de sólidos de 10% a fração grosseira mostra menores valores de recuperação, sendo que a fração intermediária mostra valores acima de 70%, que são considerados elevados.

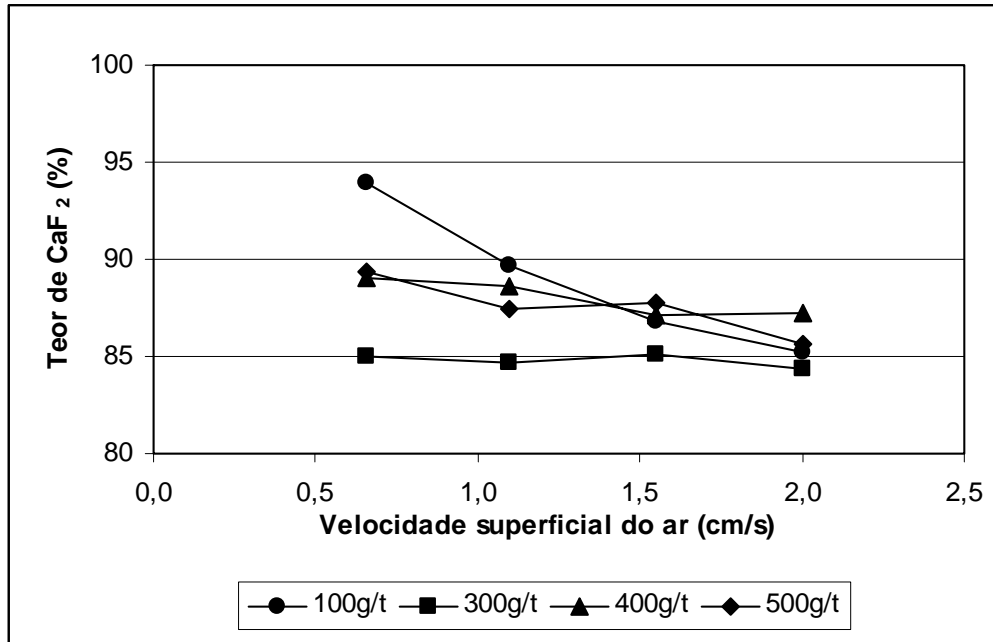
Nessa análise também é possível observar que, em geral, os ensaios com uma menor concentração de sólidos em polpa apresentaram os melhores resultados com relação à recuperação. Nos ensaios com 15% de sólidos em polpa, figura 30, as recuperações ficaram entre 60% e 70%, com oscilações que não são percebidas nos ensaios com polpas mais diluídas. Esse comportamento em sistemas mais concentrados pode estar relacionado com o fenômeno de recirculação de sólidos na zona de coleta e com a menor ascensão das bolhas carregadas.

As figuras 33 e 34 mostram os resultados para fluorita em função da velocidade superficial do ar e da concentração de coletor. A granulometria de alimentação correspondente ao tempo de moagem de 20 minutos foi escolhida para essa comparação por ter apresentado resultados metalúrgicos melhores do que a alimentação mais grossa. O mesmo critério foi empregado para escolher uma concentração de sólidos de 10%.

A figura 33 mostra que a recuperação de fluorita não apresenta variações significativas com o aumento da velocidade superficial de ar, para uma mesma concentração de coletor. Para a menor dosagem de *tall oil*, as recuperações ficaram em torno de 40%, sendo que, nas menores velocidades de ar, os teores foram bastante elevados, chegando perto de 95% de  $\text{CaF}_2$ . As concentrações mais altas de *tall oil* (400 e 500 g/t) não atingiram os valores obtidos com 300 g/t, sendo que esse resultado se deve ao comportamento do agente coletor que, a partir de determinadas concentrações, tende a formação de micelas, o que acaba por retirar reagente do meio e influi negativamente na recuperação. Os teores de fluorita foram muito semelhantes na maioria dos ensaios e se mantiveram praticamente constantes para cada concentração de reagente analisada. O mesmo comportamento foi observado para sílica e carbonato, figuras 56-59, apresentadas no anexo B.



**Figura 33.** Variação na recuperação de fluorita em função da velocidade superficial de ar e da concentração de *tall oil*. Ensaios com tempo de moagem de 20 minutos e Cp/p de 10%.



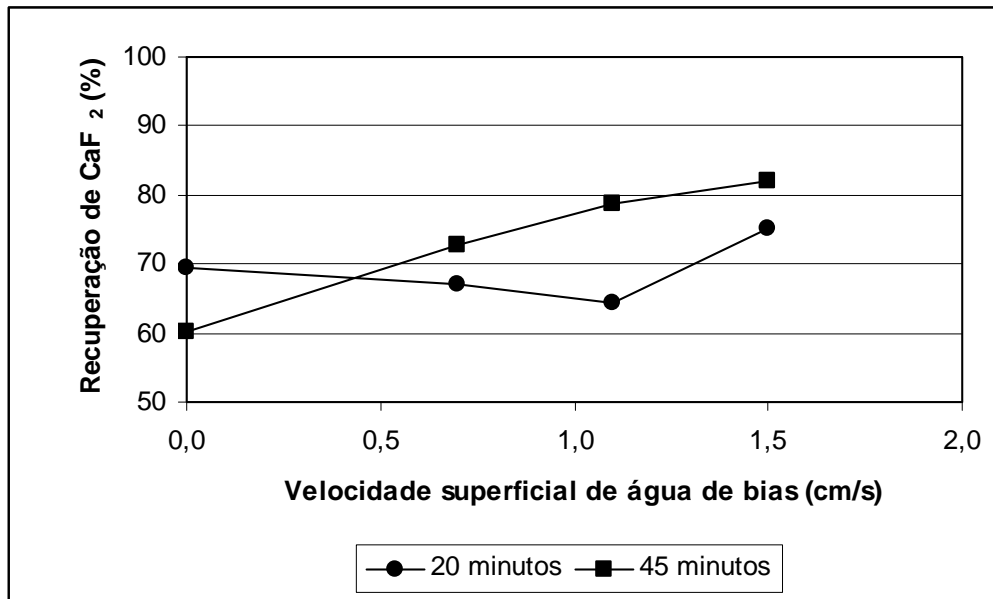
**Figura 34.** Variação no teor de fluorita em função da velocidade superficial de ar e da concentração de *tall oil*. Ensaios com tempo de moagem de 20 minutos e Cp/p de 10%.

Os resultados obtidos nesses ensaios podem ser correlacionados com os valores de *hold up*, apresentados na figura 27. As concentrações de 300 e 500 g/t, que apresentaram os maiores valores de *hold up* também apresentaram as maiores recuperações de fluorita. Por outro lado, com 100 g/t de *tall oil* tanto a quantidade de ar na zona de coleção como as recuperações de fluorita foram as mais baixas.

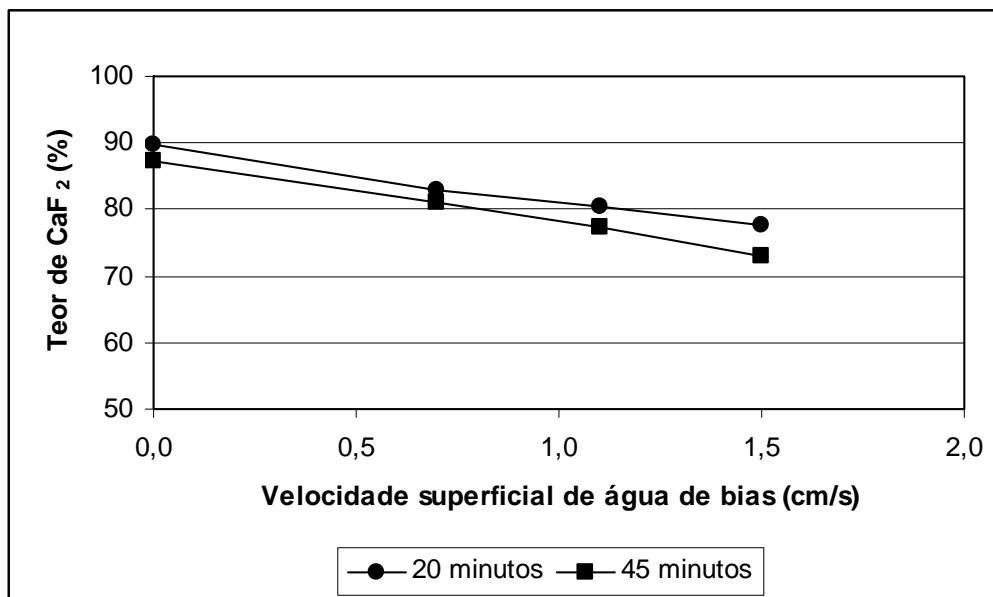
#### 4.3.1 FLOTAÇÃO COM ÁGUA DE BIAS

Os ensaios com água de *bias*, injetada desde a base da coluna, foram realizados em função dos resultados obtidos nos ensaios anteriores e, por esse motivo, optou-se pela análise da alimentação com granulometria intermediária, uma vez que esta apresentou os melhores resultados metalúrgicos em comparação à alimentação resultante de tempo de moagem de 10 minutos. Foi feita uma comparação entre dois valores de velocidade superficial de ar, sendo que o valor escolhido para análise foi o de 1,1 cm/s, uma vez que a partir desse valor os parâmetros de separação começavam a ficar constantes na maioria dos ensaios.

As figuras 35 e 36 mostram os resultados para a concentração de fluorita em função da velocidade de água de *bias* e da granulometria no fluxo de alimentação. Na figura 35 é possível observar que o fluxo de alimentação com uma granulometria mais fina apresenta uma recuperação crescente em função da velocidade superficial de água de *bias*. A sílica e o carbonato de cálcio, figuras 60-63, apresentaram curvas de recuperação semelhantes a da fluorita. Esse comportamento, em uma alimentação com alto conteúdo de finos, associado ao fato de que houve uma brusca redução nos valores de *hold up* na zona de coleção quando da utilização de água de *bias*, permite concluir que a recuperação dos três minerais está fortemente influenciada pelo deslocamento de água no concentrado. Para uma alimentação intermediária, com um tempo de moagem de 20 minutos, foram obtidos valores mais baixos de recuperação em comparação à fração 45 minutos. Os resultados indicam que o aumento da turbulência, principalmente na zona de coleção em função da adição de água de *bias*, resultou em uma desestabilização instantânea dos agregados formados, o que acabou por influenciar negativamente a recuperação desse mineral. Uma leve tendência de aumento na recuperação foi observada para a maior velocidade superficial da água, possivelmente influenciada pelo arraste hidrodinâmico. O teor apresentou comportamento similar à alimentação fina, mesmo porque a sílica e o carbonato também tiveram aumentos nos valores de recuperação e teor, exceção ao carbonato que manteve um teor constante em todos os concentrados.



**Figura 35.** Variação na recuperação de fluorita em função da velocidade superficial da água de *bias* e da granulometria no fluxo de alimentação. Ensaio com velocidade superficial do ar de 1,1 cm/s, 300 g/t de *tall oil* e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.

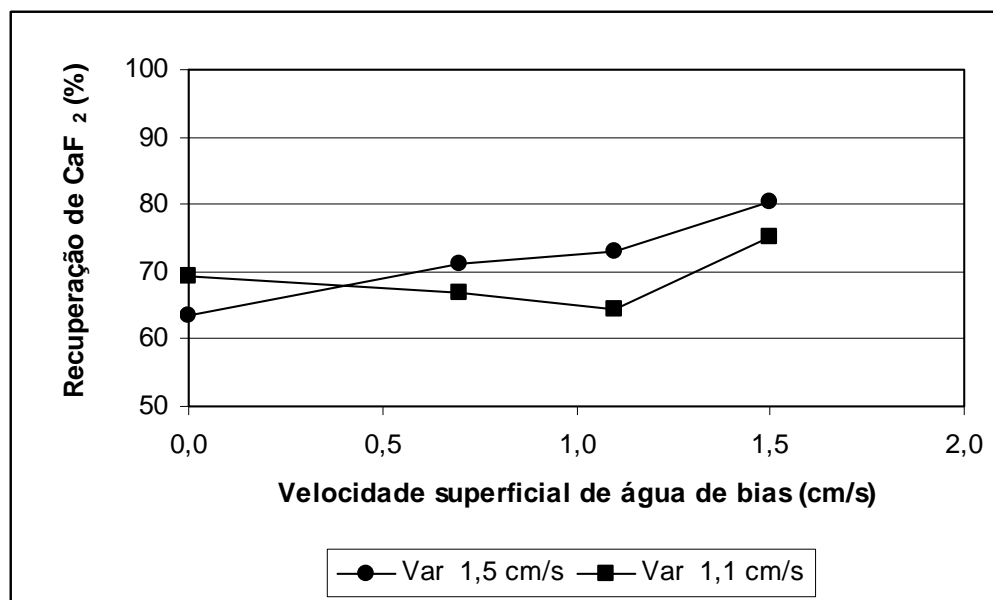


**Figura 36.** Variação do teor de fluorita em função da velocidade superficial da água de *bias* e da granulometria no fluxo de alimentação. Ensaio com velocidade superficial do ar de 1,1 cm/s, 300 g/t de *tall oil* e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.

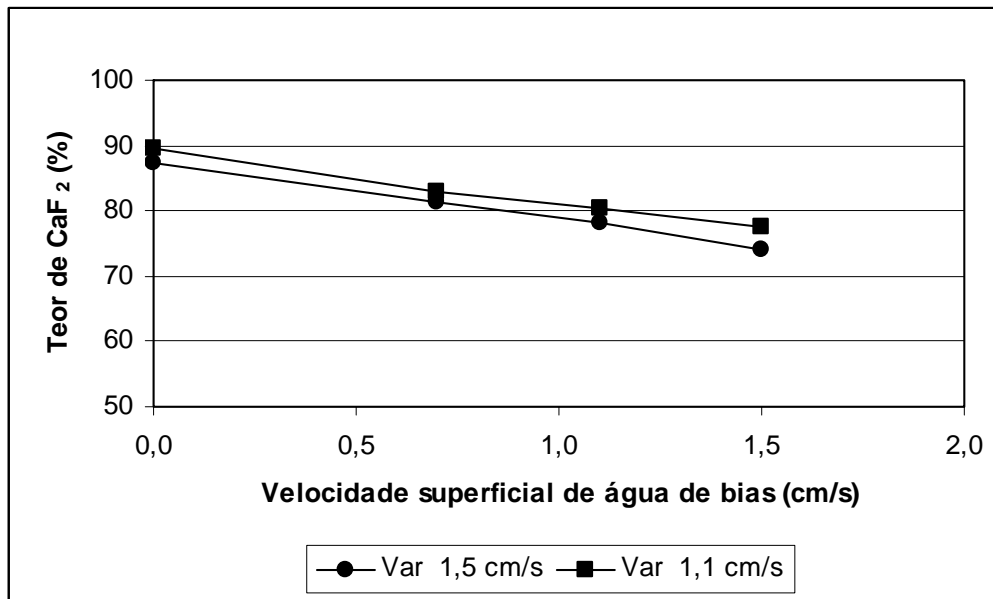
Os resultados dos ensaios sem adição de água de *bias* mostrou que, na maioria dos casos, acima de uma velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s os parâmetros de separação, principalmente a recuperação, não apresentavam variações relevantes, sendo que em muitos casos se mantinham praticamente constantes.

As figuras 37, 38 e 64-67 mostram o comportamento de sistemas com adição de água de *bias*, em função da velocidade superficial do ar.

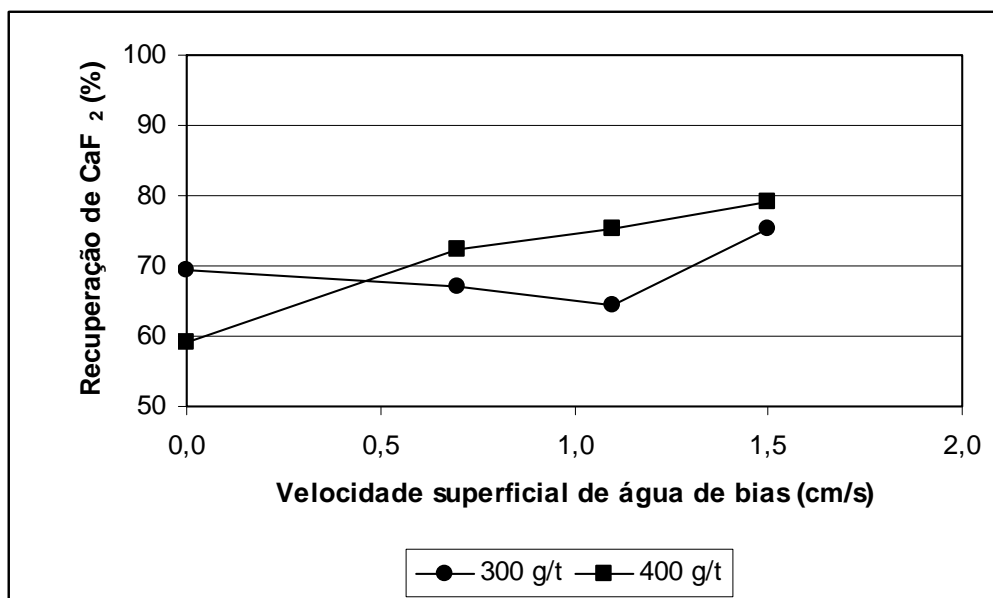
A figura 37 mostra uma melhor recuperação de fluorita para a maior velocidade superficial do ar (1,5 cm/s). Nessa faixa de velocidade de ar os valores de *hold up* são 25% maiores, em comparação a velocidade de 1,1 cm/s, como apresentado na figura 28. Conseqüentemente conclui-se que a área superficial de bolhas de ar, disponível para o transporte de partículas grossas, é maior e, mesmo com a rápida remoção dessas da zona de coleção, o processo consegue ser bastante eficiente. Os teores de fluorita nos concentrados foram todos muito próximos, apresentando um comportamento de queda com o aumento da velocidade de água de *bias*. Foi observada uma leve tendência de maiores teores de concentrado para a menor velocidade superficial de ar. Isso se explica pela maior recuperação de sílica e carbonato para a maior velocidade superficial de ar.



**Figura 37.** Variação na recuperação de fluorita em função da velocidade superficial da água de *bias* e da velocidade superficial do ar. Ensaio com granulometria de polpa 20 minutos, concentração de *tall oil* de 300 g/t e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.

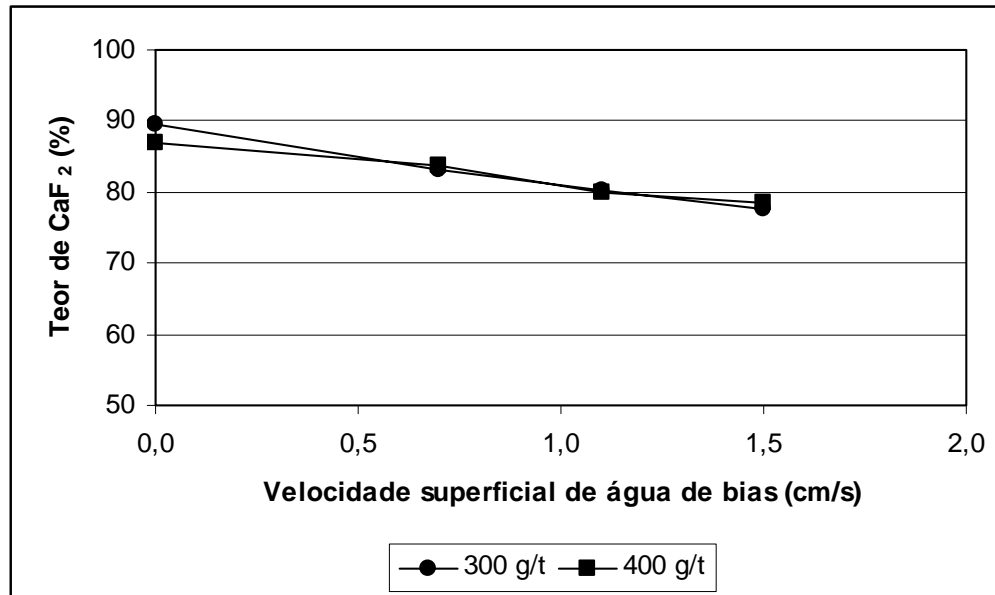


**Figura 38.** Variação no teor de fluorita no concentrado em função da velocidade superficial da água de *bias* e da velocidade superficial do ar. Ensaio com granulometria de polpa 20 minutos, concentração de *tall oil* de 300 g/t e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.



**Figura 39.** Variação na recuperação de fluorita no concentrado em função da velocidade superficial da água de *bias* e da concentração de *tall oil*. Ensaio com granulometria de polpa 20 minutos, velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.

As figuras 39, 40 e 68-71 mostram o efeito da velocidade superficial de água de *bias* e da concentração de *tall oil* na performance do processo de flotação de fluorita em coluna. O tempo de moagem para os sólidos presente na alimentação foi de 20 minutos, a concentração de sólidos em peso de 15% e a velocidade superficial do ar mantida constante em 1,1 cm/s.



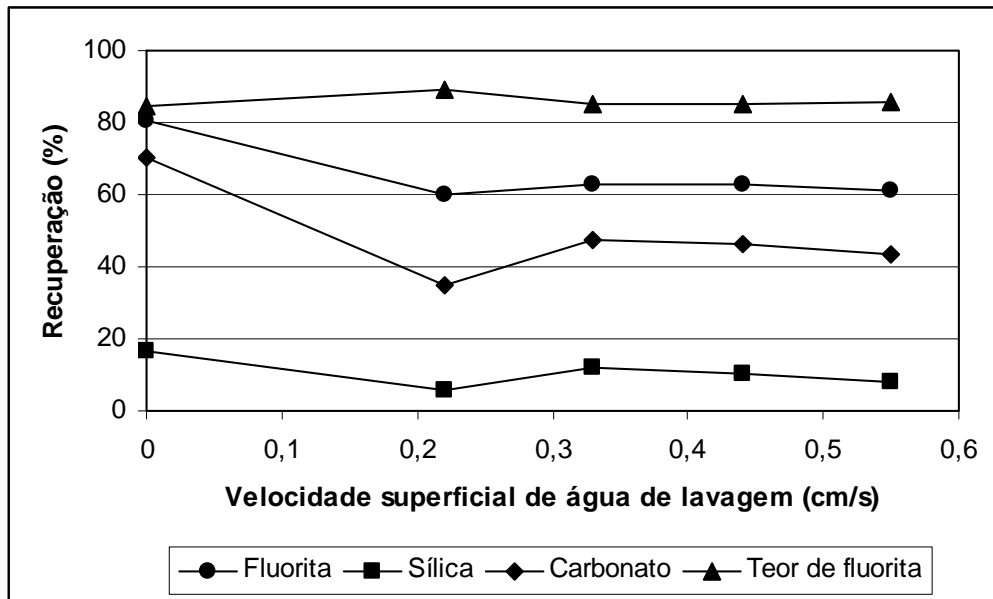
**Figura 40.** Variação no teor de fluorita no concentrado em função da velocidade superficial da água de *bias* e da concentração de *tall oil*. Ensaios com granulometria de polpa 20 minutos, velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.

Por fim, nessa última análise é possível observar, analisando as figuras 37 e 39 que as variações na velocidade do ar e na concentração de *tall oil* resultaram em um mesmo efeito na recuperação e no teor de fluorita para os ensaios realizados.

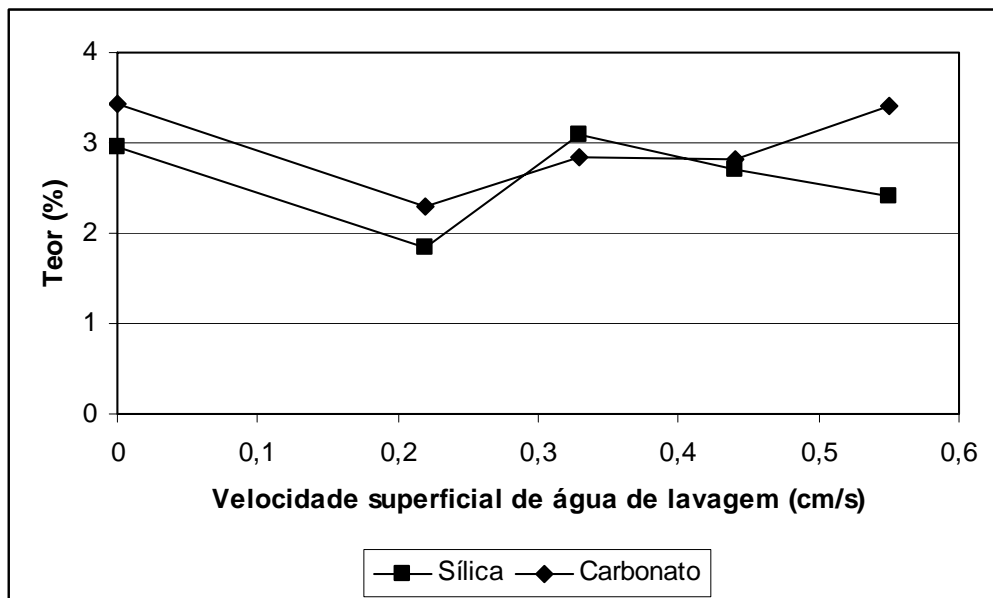
#### 4.3.2 FLOTAÇÃO COM *BIAS* NEGATIVO E ÁGUA DE LAVAGEM

A utilização de uma coluna de flotação operando com *bias* negativo e água de lavagem ao mesmo tempo não tem sido considerada em literatura e/ou empregada industrialmente. A princípio um sistema operando em regime de *bias* negativo tende a ser benéfico para a flotação de partículas grossas e um contra fluxo de água poderia desestabilizar os agregados e reduzir a recuperação dos minerais a serem flotados. Nesse sentido, e visando comprovar esse efeito, foi realizado um ensaio com adição de água de lavagem. As figuras 41 e 42 apresentam os resultados desse ensaio em função da velocidade superficial de água de lavagem. O tempo de moagem empregado foi de 20 minutos, a velocidade superficial de ar foi 1,1 cm/s, uma concentração de *tall oil* de 300 g/t e uma concentração de sólidos de 15%.





**Figura 41.** Variação na recuperação e teor de fluorita e nas recuperações de sílica e carbonato no concentrado em função da velocidade superficial da água de lavagem. Ensaio com tempo de moagem de 20 minutos, velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s, concentração de *tall oil* de 300 g/t e Cp/p de 10%.



**Figura 42.** Variação nos teores de sílica e carbonato no concentrado em função da velocidade superficial da água de lavagem. Ensaio com tempo de moagem de 20 minutos, velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s, concentração de *tall oil* de 300 g/t e Cp/p de 10%.

Como era esperado, as recuperações dos três minerais analisados diminuíram com a adição de água de lavagem, sendo que a queda nos valores de recuperação de carbonato de cálcio foram mais significativas. A recuperação de sílica também diminuiu, sendo que nos concentrados apresentaram teores abaixo de 2,5%.

Com relação a fluorita, a presença de água de lavagem não representou uma mudança de valores de teor muito significativa, uma vez que os valores foram praticamente os mesmos observados em sistemas sem adição de água de lavagem. A recuperação desse mineral diminuiu em 20%.

## 5 CONCLUSÕES

Com base nos resultados obtidos nesse estudo, em escala de bancada e coluna de flotação, são possíveis as seguintes conclusões:

### 1. Flotação em escala de bancada

- ↪ Os estudos de flotação em escala de bancada apresentaram resultados esperados, no sentido de que as flotações com alimentações contendo partículas grossas (10 e 20 minutos) apresentaram baixas recuperações de fluorita em comparação à granulometria mais fina (45 minutos).
- ↪ Em escala de bancada, ficou clara a relação entre o grau de hidrofobicidade e a recuperação. As alimentações contendo partículas grossas somente atingiram determinados valores de recuperação de fluorita a partir das maiores concentrações de *tall oil*. As recuperações de sílica e carbonato de cálcio também aumentaram com a concentração de *tall oil*.

### 2. Análise de *hold up*

- ↪ Estudos visando caracterizar a coluna de flotação demonstraram uma forte relação entre os valores de *hold up*, dosagem de reagente, concentração de sólidos e fluxo de água de *bias*.
- ↪ Os valores de *hold up* cresceram com o aumento de concentração *tall oil*, sendo que as maiores concentrações de reagente atingiram os menores valores. Esse fenômeno estaria relacionado com a formação de micela.
- ↪ A adição de sólidos no sistema resultou no aumento dos valores de *hold up* em todos os ensaios. O excesso de sólidos, e a conseqüente formação de agregados bolha/partículas, na zona de coleção reduz a mobilidade dessas unidades. Com isso ocorre uma maior concentração de ar nessa região da coluna e um aumento nos valores de *hold up*.
- ↪ A granulometria dos sólidos e a concentração destes na polpa de alimentação parece não influenciar de maneira significativa o conteúdo de ar na coluna, sendo que, com relação à concentração de sólidos, parece haver um leve aumento nos valores de *hold up* para polpas mais concentradas.

- ↪ A injeção de água de *bias* ajuda na ascensão dos agregados bolha/partículas e na retirada destes da zona de coleção. Com isso os valores de *hold up* tendem a diminuir.

### 3. Flotação em coluna

- ↪ A coluna de flotação se mostrou um equipamento bastante eficiente operando como etapa *rougher*, em regime de *bias* negativo. Comparando os resultados obtidos com a coluna de flotação e os obtidos em flotação convencional, em bancada, é possível concluir que a coluna se mostra mais seletiva com relação à recuperação e teores de contaminantes. Os ensaios com concentração de sólidos de 10% apresentam recuperações de fluorita semelhantes aos obtidos na flotação convencional, mas teores superiores na faixa de 85%. Com relação à sílica, a coluna apresenta resultados metalúrgicos melhores, tanto para a recuperação como para o teor. O carbonato apresenta teores similares nos dois sistemas, mas as recuperações na coluna são significativamente menores.
- ↪ Com relação à concentração de sólidos na polpa de alimentação, a coluna apresenta melhores resultados para polpas mais diluídas.
- ↪ A concentração de *tall oil* mostrou que os melhores resultados são obtidos com uma dosagem intermediária (300 g/t), evitando a falta de reagente por formação de micelas, que podem ocorrer para concentrações elevadas (400 e 500 g/t).
- ↪ Os ensaios com água de *bias* não apresentaram ganhos significativos com relação à recuperação de fluorita. Entretanto a seletividade foi prejudicada, em todos os ensaios, principalmente pelo aumento na recuperação de sílica. O carbonato de cálcio também apresentou recuperações elevadas.
- ↪ No ensaio com água de lavagem, as recuperações de fluorita, sílica e carbonato de cálcio foram afetadas, uma vez que todas apresentaram uma forte tendência de queda. Entretanto, o processo se mostrou mais seletivo com uma significativa redução na recuperação de carbonato de cálcio.
- ↪ Por fim, os resultados mostram que a coluna de flotação pode operar em um sistema de flotação rápida, otimizando a recuperação de partículas grossas.

## REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

BAZIN, C and PROULX M. Distribution of reagents down a flotation bank to improve the recovery of coarse particles. Inter. J. Miner. Process. v.61, n.1, p.1-12, Jan. 2001.

BERRY, L.G.; MASON, B. Mineralogy Concepts, Descriptions, Determinations. 1ed. San Francisco: W. F. Freeman and Company, 1959. 630p.

BRUM, I.A.S. Efeito da forma de condicionamento na flotação de minérios sulfetados de cobre e molibdênio. Porto Alegre, 1993. 146p. Dissertação (Mestrado em Engenharia)-Escola de Engenharia, PPGEM/UFRGS.

CABRAL, S.A. Desenvolvimento de um processo de beneficiamento para o minério sulfetado de chumbo e zinco da Companhia Brasileira do Cobre. Porto Alegre, 1995. 133p. Dissertação (Mestrado em Engenharia)-Escola de Engenharia, PPGEM/UFRGS.

CHANDER, S. Recent developments in floatability of very fine particles - A Review. Transactions of the Indian Inst. of Metals, Vol. 31, pp 12-19, 1979.

DIPPENAAR, A. The destabilization of froth by solids. I. The mechanism of film rupture. Inter. J. Miner. Process. v.49, n1, p.1-14, Jan. 1982a.

DIPPENAAR, A. The destabilization of froth by solids. II. The rate-determining step. Inter. J. Miner. Process. v.9, n1, p.15-22, Jan. 1982b.

ESPINOZA-GOMEZ, R.; FINCH, J.A. and JONHSON, N.W. Column flotation of very fine particles. Minerals Engineering, v.1, n1, p.3-18, 1988.

FINCH, J.A and DOBBY, G.S. Column Flotation. 1st ed. Oxford: Pergamon Press, 1990 180p.

FINCH, J.A. and DOBBY, G.S. Column Flotation: A select review. Part I. Inter. J. Miner. Process. v.33, n.1-4, p.343-354, Nov. 1991a.

FINCH, J.A. and DOBBY, G.S. Column Flotation: A select review. Part II. Minerals Engineering. v. 4, n 7-11, pp 911-923, 1991b.

FINCH, J.A.; XIAO, J. and GOMEZ, C.O. Gas dispersion properties: bubble surface area flux and gas holdup. Minerals Engineering. v. 13, n 4, pp 365-372, Abr. 2000.

FUERSTENAU, D.W.; CHANDER, S.; ABOUZEID, A.M. The recovery of fine particles by physical separation methods, In: Beneficiation of minerals fines: Problems and research needs, 1978, Sterling Forest, N.Y. Workshop Report, Ann Arbor, AIME, 1979. pp. 3-59.

FUERSTENAU, D.W. Flotation science and engineering: Advances and challenges. In: International mineral processing, 16.,1988. Stockholm. Congress... Amsterdam: Elsevier Science Publishing Co., 1988. v.10, p.63-80.

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

GOMEZ, C.O.; CORTÉS-LÓPEZ, F. and FINCH, J.A. Industrial testing of a gas *hold up* sensor for flotation system. Minerals Engineering, v.16, n.6, p.493-501, Jun. 2003.

HU, W.B.; WANG, D.Z.; QU, G.Z. Autogenous carrier flotation. In: International mineral processing, 16.,1988. Stockholm. Congress... Amsterdam: Elsevier Science Publishing Co., 1988. v.10, p.329-335.

ITYOKUMBUL, M.T. A mass transfer approach to flotation column desing. Minerals Engineering, v. 47, n 13-14, pp 3605-3612, Set-Out 1992.

ITYOKUMBUL, M.T. Selection of recovery zone height in flotation column desing. Chemical Engineering and Processing, v. 32, n. 2, p. 77-82, Abr 1993.

ITYOKUMBUL, M.T.; KOSARIC, N. and BULANI, W. Effect of fine solids and frother on gas hold-up and liquid mixing in a flotation column. Minerals Engineering, v. 8, n.11, p. 1369-1380, Nov. 1995.

JIANG, Z.W.and HOLTHAM, P.N. Theoretical model of collision between particles and bubbles in flotation. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy - Sec. C, v. 95, p. 187-194, 1986.

KING, R.P. Principles of flotation. 1st. ed. Johannesburg: South African Institute of Mining and Metallurgy, 1982. 268 p.

KLEIN, C. Manual of Mineralogy. 21 ed. Nova Iorque: John Wiley, 1999. 681p.

KLIMPEL, R.R. Considerations for improving the performance of froth flotation systems. Minerals Engineering, v. 40, n. 12, p. 1093-1100, 1988.

KLIMPEL, R.R. Technology trends in froth flotation chemistry. Minerals Engineering, v. 47, n. 10, pp 933-942, 1995.

LOPEZ, D.A.R. Caracterização do sistema de flotação em coluna de finos de fluorita de Santa Catarina. Porto Alegre, 1991. 177p. Dissertação (Mestrado em Engenharia)-Escola de Engenharia, PPGEM/UFRGS.

McKEE, D.J.; FEWINGS, J.H.; MANLAPIG, E.V.; LYNCH, A.J. Computer control of chalcopirite flotation at Mount Isa Mines. Flotation - A.M. Gaudin Memorial Volume. New York AIME, 1976, p.994-1025.

MOZAFFARI, E.; HALL, S.T.; HARRISON, M. Recovery of coarse industrial mineral particles in the Jameson cell In: International Symposium on Column Flotation, 3., 1996, Québec. Proceedings... Québec: Metallurgical Society of CIM, 1996. p.73-80.

MME/DNPM. Perfil Analítico da Fluorita. Rio de Janeiro;. 1973 Boletim nº 14.

MME/DNPM. Anuário Mineral Brasileiro 2001 - Ano-base 2000. Rio de Janeiro, 2001.

ÖTEYAKA, B.; SOTO, H. Modelling of negative bias column for coarse particles flotation. Minerals Engineering, v. 8, n. 1/2, p. 91-100, Jan.-Fev. 1995.

PÉREZ-GARIBAY, R. and DE VILLAR, R. On-line gas *hold up* measurement in flotation column. Canadian Metallurgical Quarterly, v. 38, n. 2, p. 141-148, Abr. 1999.

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

RAJU, G.B. and PRABHAKAR, S. Beneficiation of fluorspar by column flotation. Minerals and Metallurgical Processing, v. 17, n. 3, p. 167-172, 2000.

RODRIGUES, W.J., LEAL FILHO, L.S. and MASINI, E.A. Hydrodynamic dimensionless parameters and their influence on flotation performance of coarse particles. Minerals Engineering, v. 14, n. 9, p. 1047-1054, 2001.

SHANNON, L.K. and TRAHAR, W.J. The role of collector in sulphide ore flotation. Advances in mineral processing. Littleton, Colorado: SME, 1986 p. 408-425.

SHAW, D.J. Introdução à química dos colóides e de superfície. São Paulo. Ed. Edgard Blücher. 1975. 185 p.

SIVAMOHAN, R. The problem of recovering very fine particles in mineral processing - a review. Inter. J. Miner. Process, v. 28, n. 3-4, p. 247-288, Mai 1990.

TAO, D.; LUTTREL, G.H.; YOON R.H. A parametric study of froth stability and its effect on column flotation of fine particles. Inter. J. Miner. Process, v. 59, n. 1, p. 25-43, Abr 2000.

TRAHAR, W.J.; WARREN, L.J. The flotability of very fine particles - A review. Inter. J. Miner. Process, v. 3, n. 2, p. 103-131, Jun 1976.

TRAHAR, W.J. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. Inter. J. Miner. Process, v. 8, n. 4, p. 289-327, Out 1981.

VAN DEVENTER, J.S.J.; VAN DYK, W.A.; LORENZEN, L. and FENG, D. The dynamic behaviour of coarse particles in flotation froth. Part I: Model. Minerals Engineering, v. 15, n. 9, p. 635-645, Set 2002a.

VAN DEVENTER, J.S.J.; VAN DYK, W.A.; LORENZEN, L. and FENG, D. The dynamic behaviour of coarse particles in flotation froth. Part II: Density tracer tests. Minerals Engineering, v. 15, n. 9, p. 647-657, Set 2002b.

VAN DEVENTER, J.S.J.; VAN DYK, W.A.; LORENZEN, L. and FENG, D. The dynamic behaviour of coarse particles in flotation froth. Part III: Ore particles. Minerals Engineering, v. 15, n. 9, p. 659-665, Set 2002c.

WARREN, L.J. Shear flocculation. In: Colloid Chemistry in Mineral Processing Amsterdam: Elsevier Scientific Publishing Co., 1991. 428p.

WARREN, L.J. Slime coating and shear flocculation in the scheelite-sodium oleate system. Transaction of the Institution of Mining and Metallurgy, v.84, p. C99-C104, 1975a.

WARREN, L.J. Shear flocculation of ultrafine scheelite in sodium oleate solutions. Journal Colloid Interface Science, v.50, p. 307-318, 1975b.

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

WILLS, B.A. Mineral Processing Technology. Oxford: Pergamon, 1992. 885 páginas.

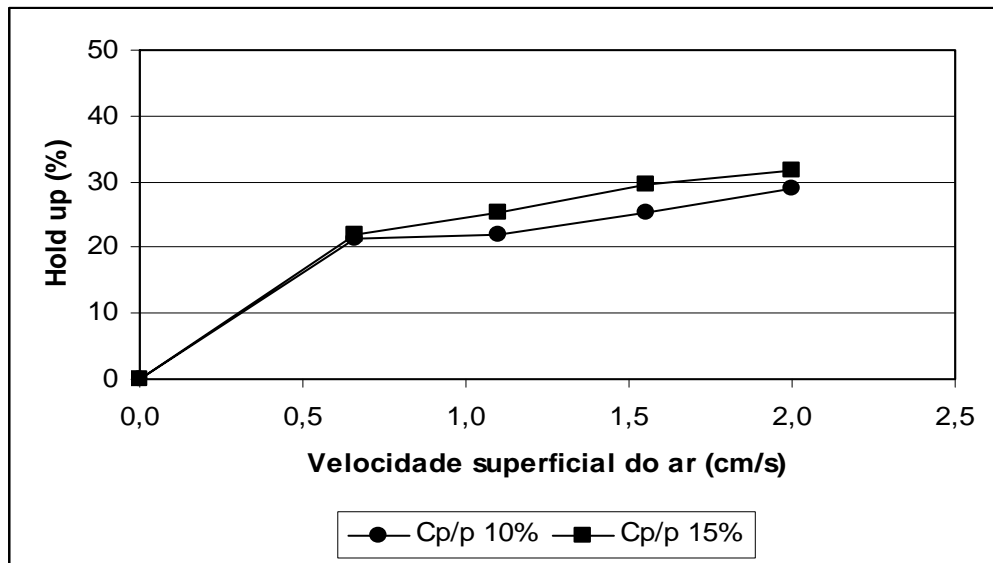
YUEHUA, H.; QUI, G.; MILLER J.D. Hydrodynamics interactions between particles in agregation and flotation. Inter. J. Miner. Process, v. 70, n. 1-4, p. 157-170, Jun 2003.

ZHANG, Y. and SONG, S. Beneficiation of fluorite by flotation in a new chemical scheme. Minerals Engineering, v. 16, n. 7, p. 597-600 Jul 2003.

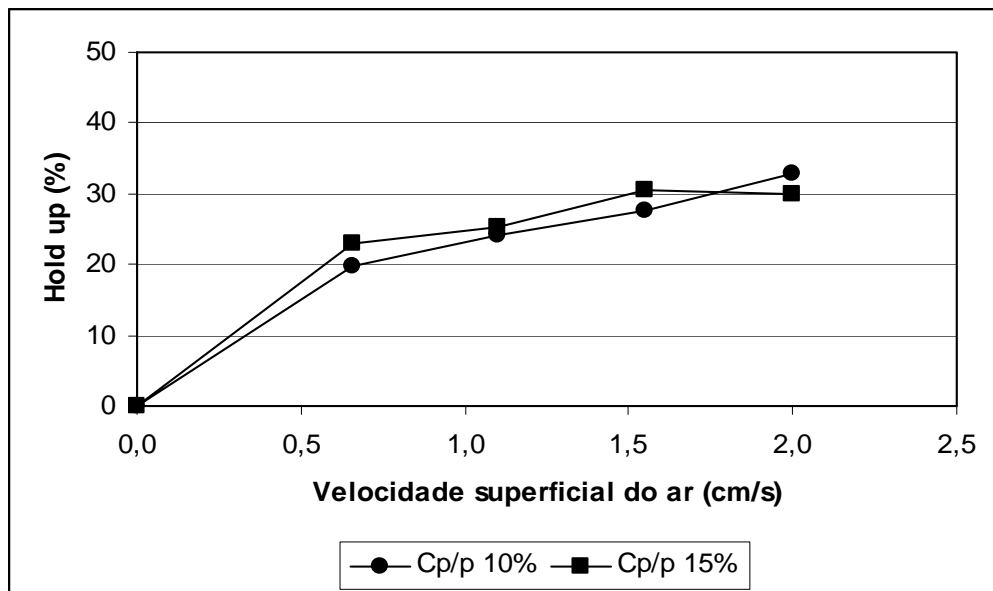


**ANEXO - A**

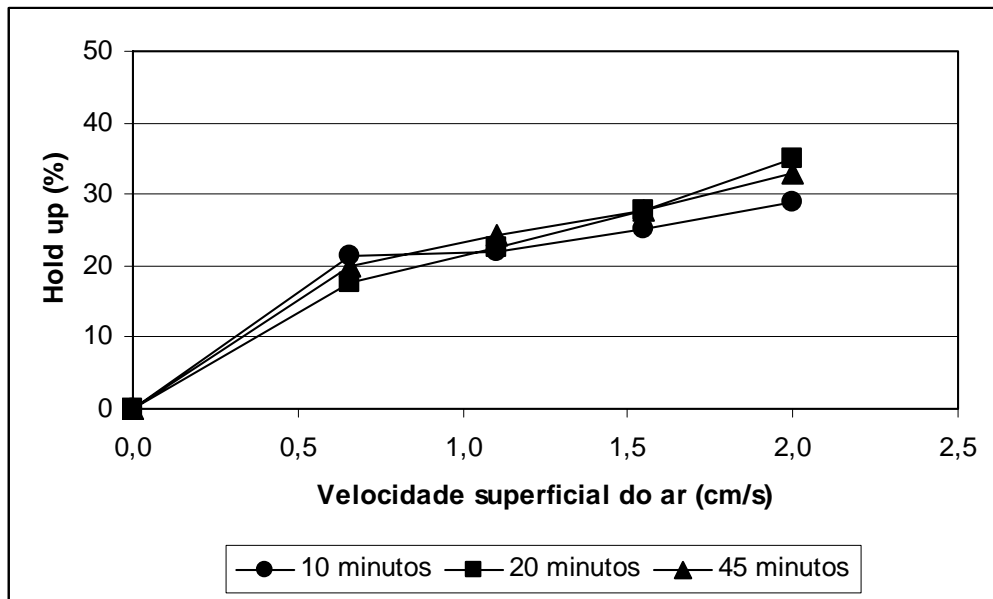
*HOLD UP*



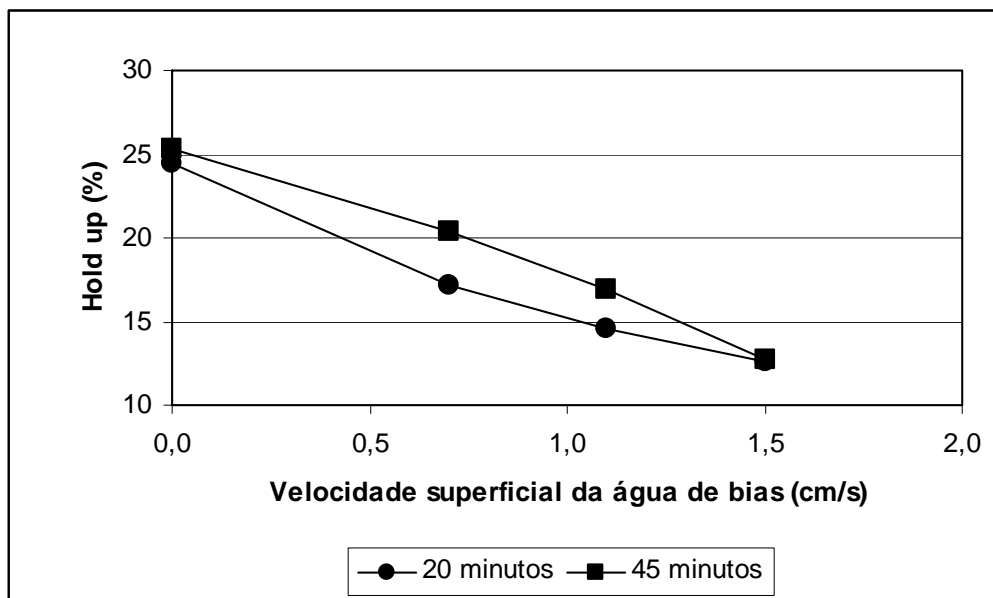
**Figura 43.** Variação dos valores de *hold up* em função da velocidade superficial do ar e da concentração de sólidos no fluxo de alimentação da coluna de flotação. Ensaio com tempo de moagem de 10 minutos e concentração de *tall oil* de 300 g/t.



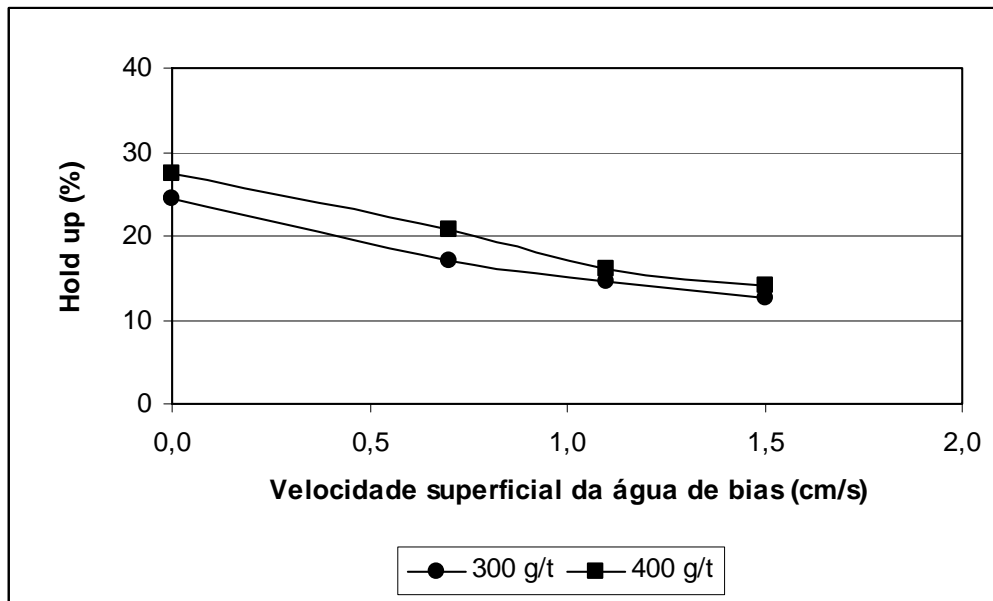
**Figura 44.** Variação dos valores de *hold up* em função da velocidade superficial do ar e da concentração de sólidos no fluxo de alimentação da coluna de flotação. Ensaio com tempo de moagem de 45 minutos e concentração de *tall oil* de 300 g/t.



**Figura 45.** Variação dos valores de *hold up* em função da velocidade superficial do ar e da granulometria no fluxo de alimentação da coluna de flotação. Ensaio com Cp/p 10% e 300 g/t de *tall oil*.



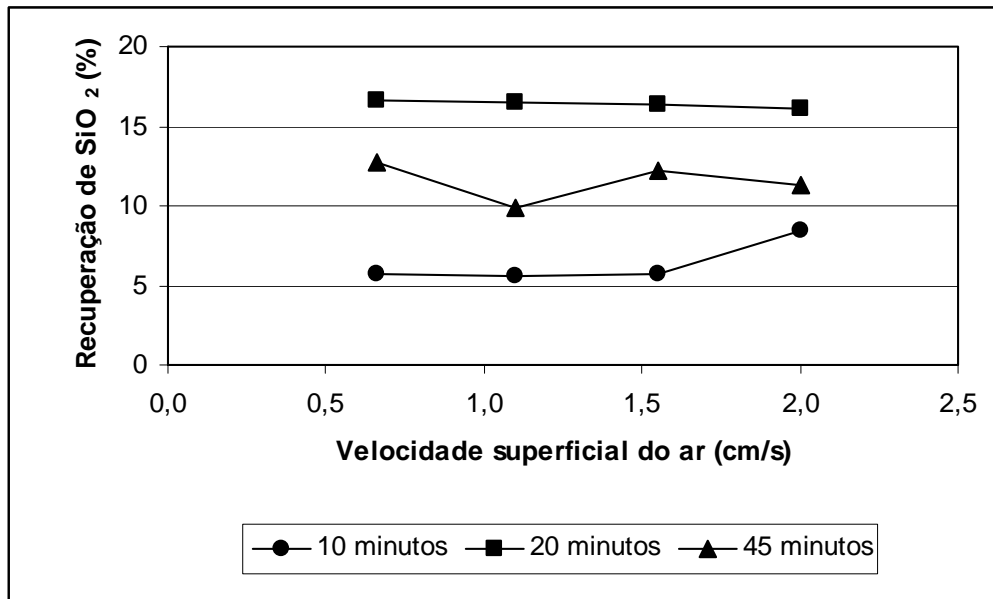
**Figura 46.** Variação dos valores de *hold up* em função da velocidade de água de *bias* e da granulometria. Ensaio com velocidade superficial do ar de 1,1 cm/s. Cp/p 15% e 300 g/t de *tall oil*.



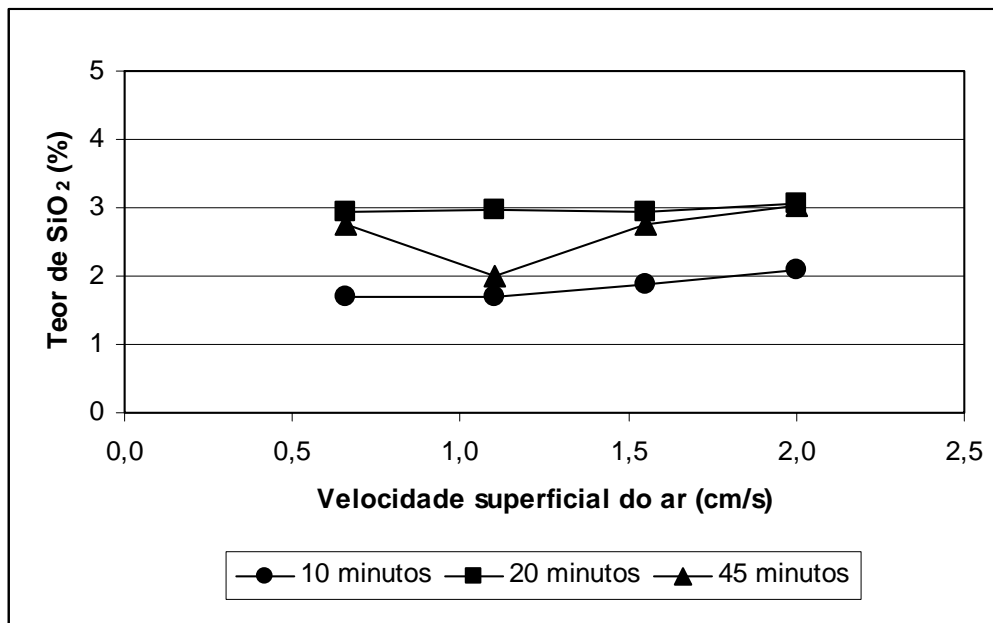
**Figura 47.** Variação dos valores de *hold up* em função da velocidade de água de *bias* e da concentração de *tall oil*. Ensaio com velocidade superficial do ar de 1,1 cm/s, Cp/p 15% e 20 minutos de moagem.

**ANEXO - B**

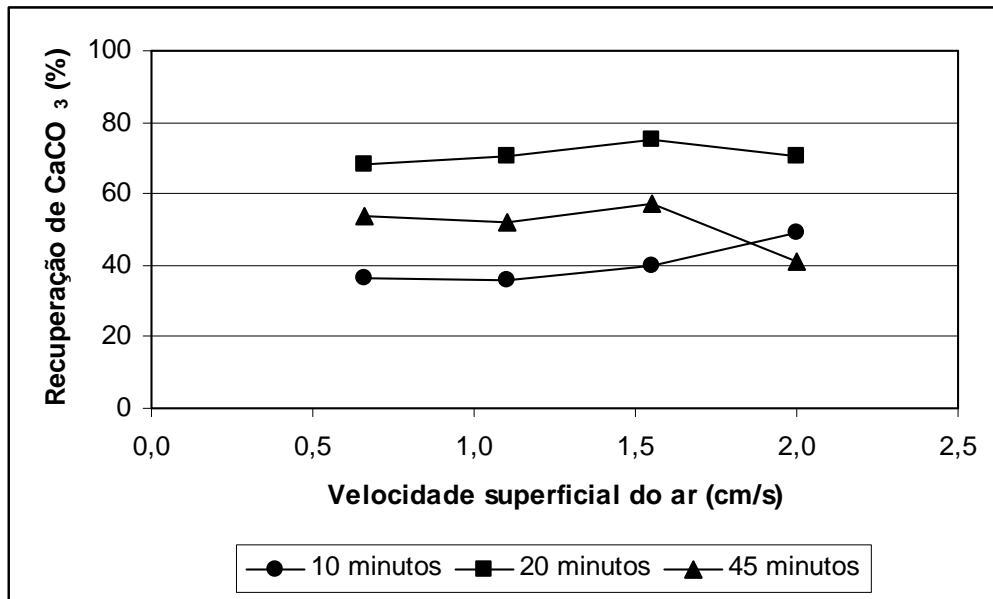
FIGURAS PARA SÍLICA E CARBONATO DE CÁLCIO



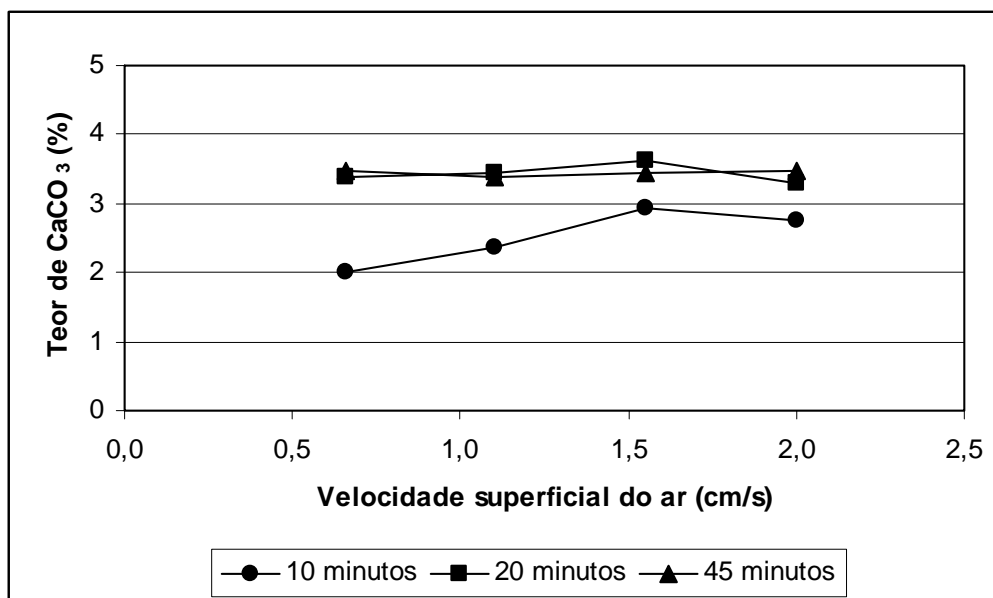
**Figura 48.** Variação da recuperação de sílica em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com  $C_{p/p}$  de 10% e 300 g/t de *tall oil*.



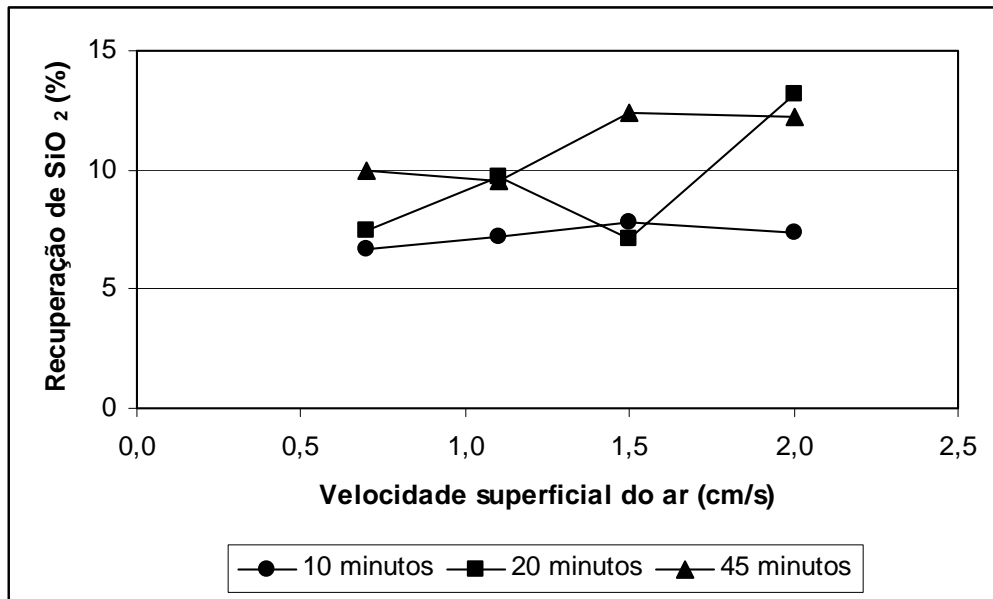
**Figura 49.** Variação do teor de sílica em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com  $C_{p/p}$  de 10% e 300 g/t de *tall oil*.



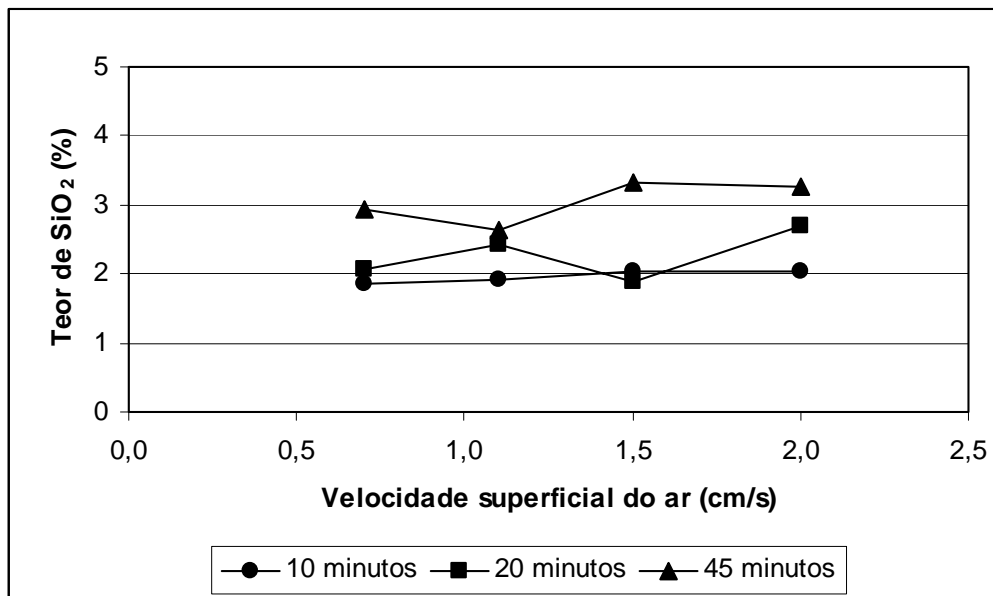
**Figura 50.** Variação da recuperação de carbonato de cálcio em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com Cp/p de 10% e 300 g/t de *tall oil*.



**Figura 51.** Variação do teor de carbonato de cálcio em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com Cp/p de 10% e 300 g/t de *tall oil*.

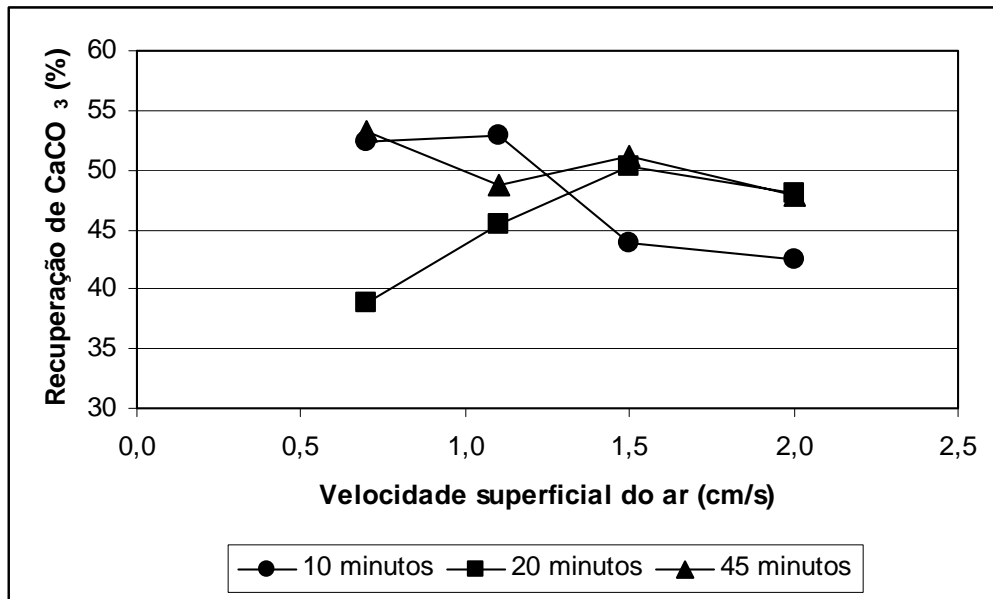


**Figura 52.** Variação da recuperação de sílica em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaios com Cp/p de 15% e 300 g/t de *tall oil*.

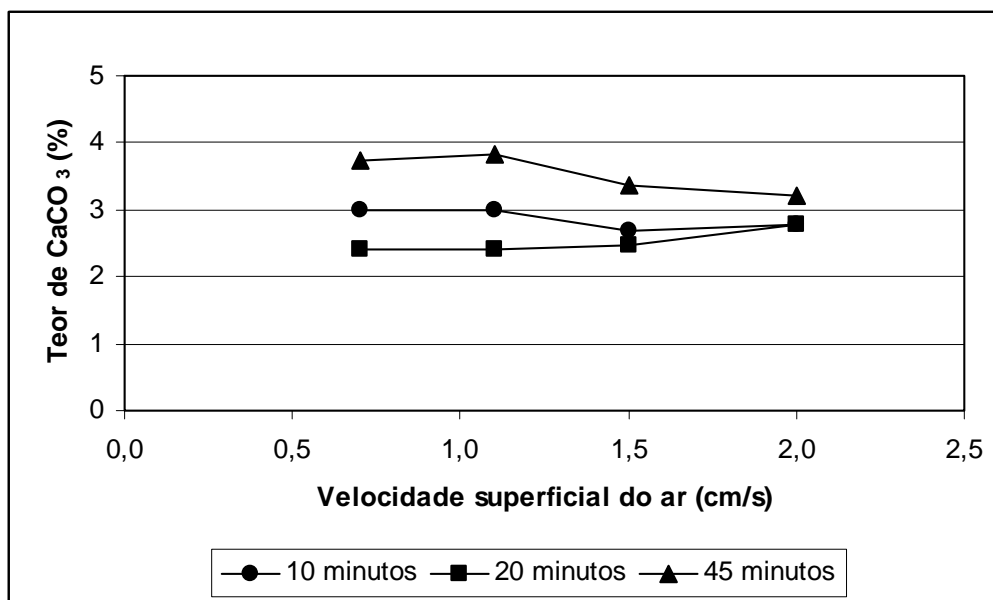


**Figura 53.** Variação do teor de sílica em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaios com Cp/p de 15% e 300 g/t de *tall oil*.

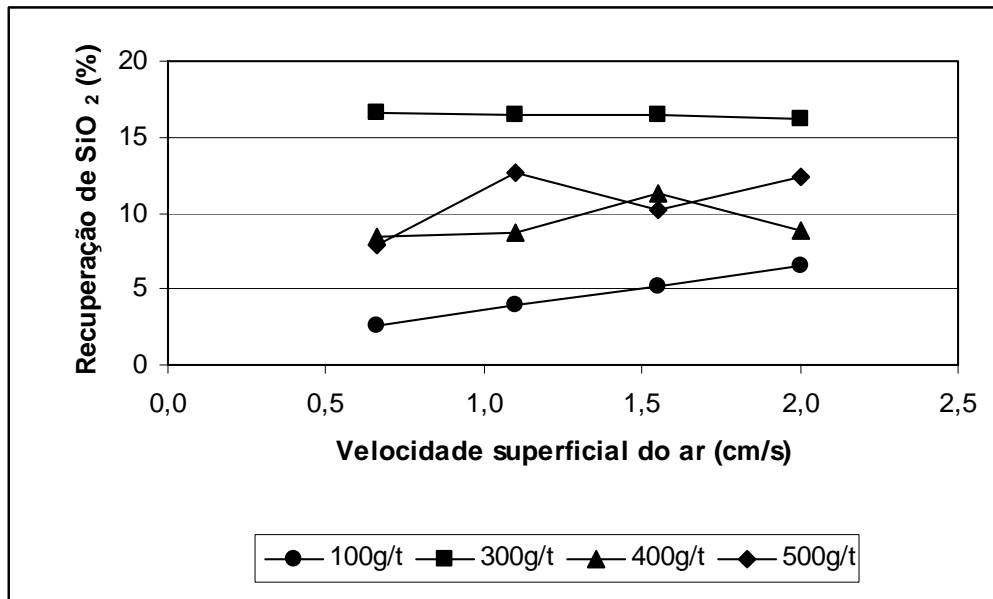




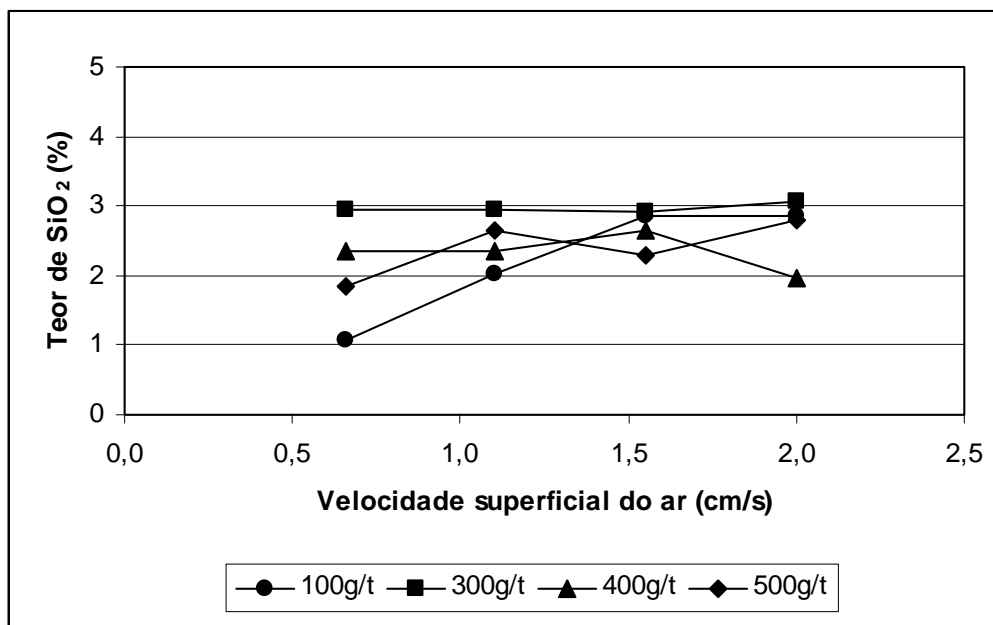
**Figura 54.** Variação da recuperação de carbonato de cálcio em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com Cp/p de 15% e 300 g/t de *tall oil*.



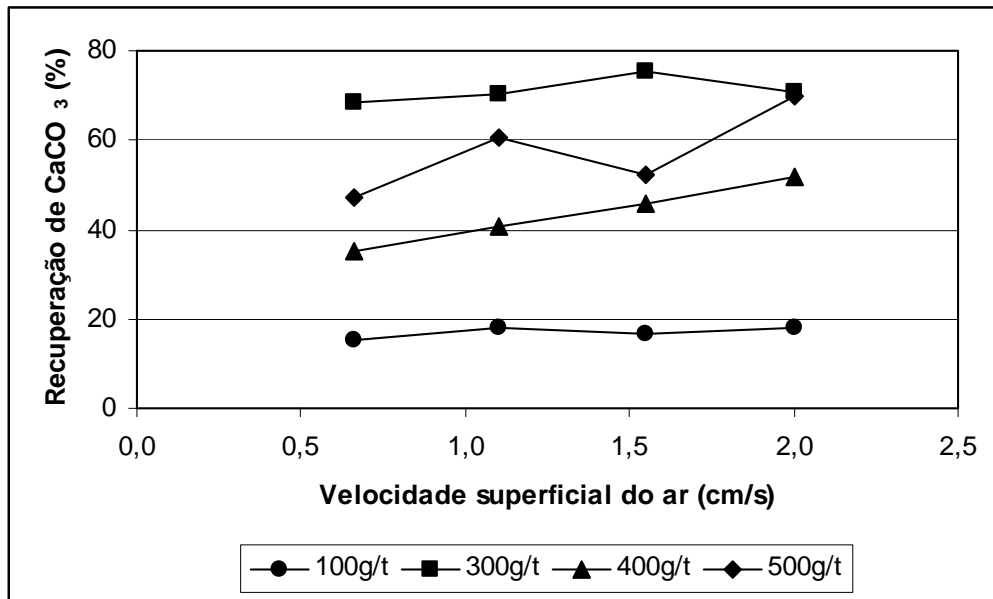
**Figura 55.** Variação do teor de carbonato de cálcio em função da velocidade superficial de ar e da granulometria do fluxo de alimentação. Ensaio com Cp/p de 15% e 300 g/t de *tall oil*.



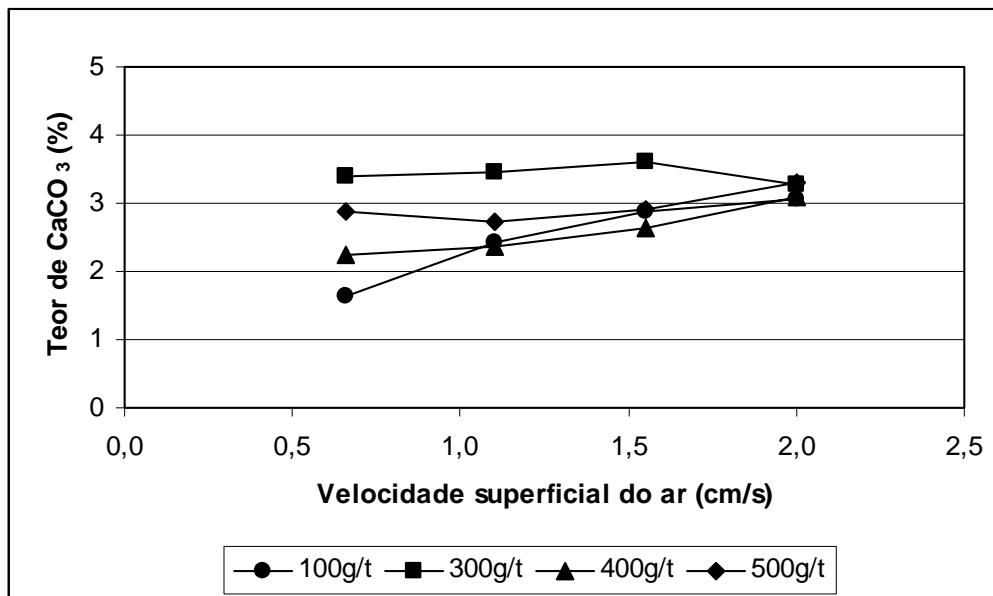
**Figura 56.** Variação na recuperação de sílica em função da velocidade superficial de ar e da concentração de *tall oil*. Ensaios com tempo de moagem de 20 minutos e Cp/p de 10%.



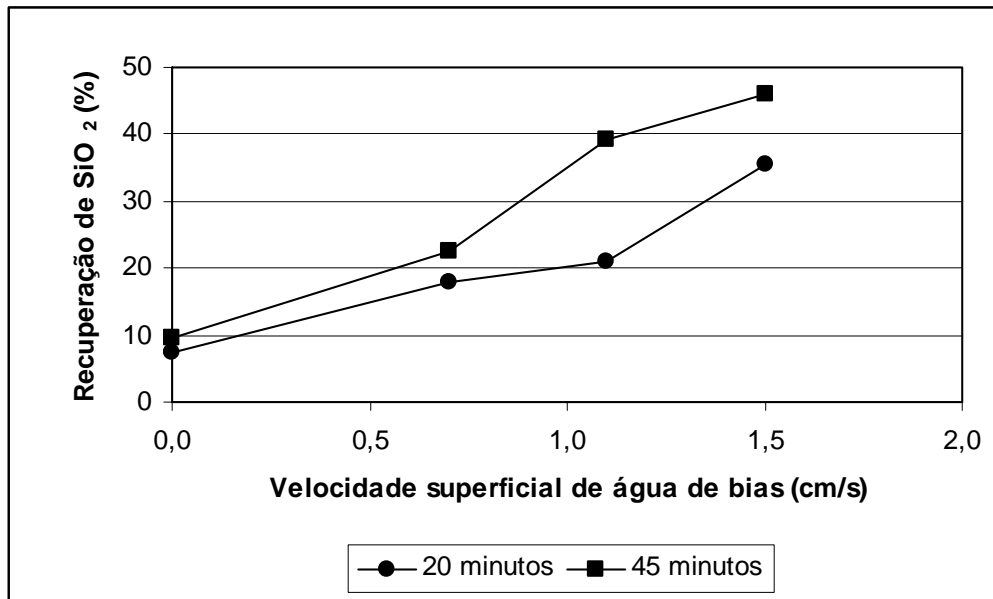
**Figura 57.** Variação no teor de sílica em função da velocidade superficial de ar e da concentração de *tall oil*. Ensaios com tempo de moagem de 20 minutos e Cp/p de 10%.



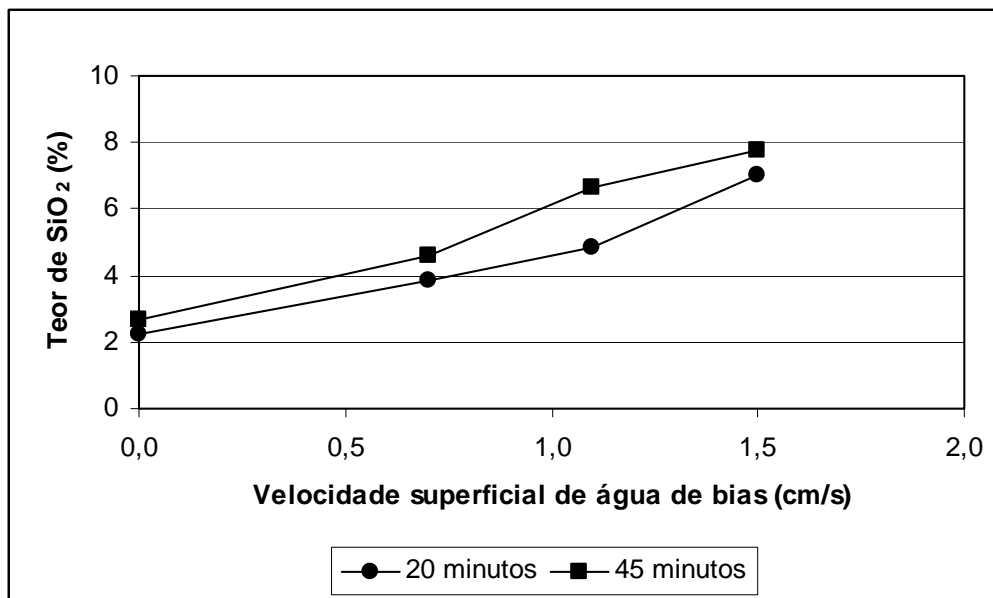
**Figura 58.** Variação na recuperação de Carbonato de cálcio em função da velocidade superficial de ar e da concentração de *tall oil*. Ensaios com tempo de moagem de 20 minutos e Cp/p de 10%.



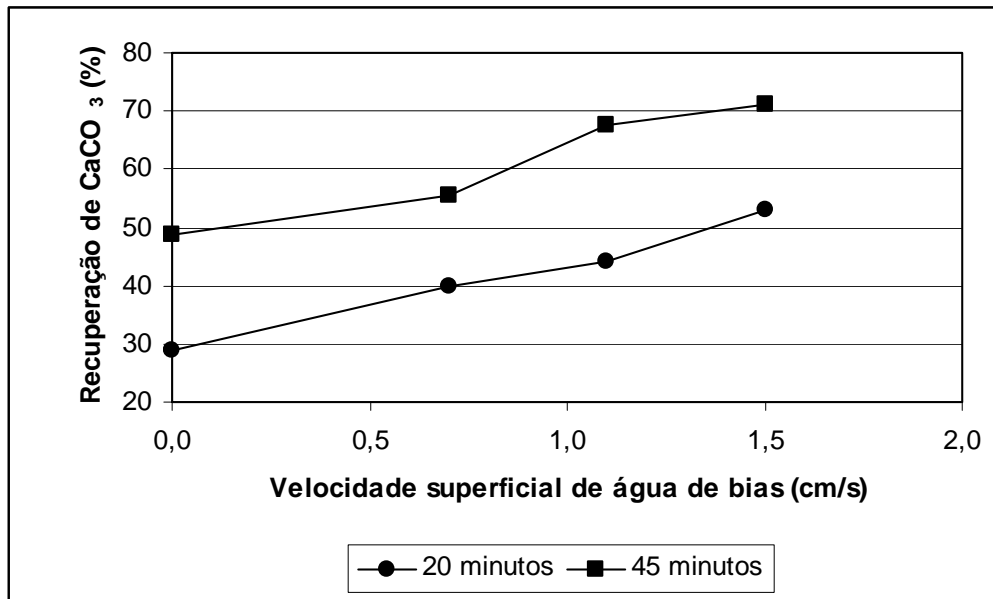
**Figura 59.** Variação no teor de carbonato de cálcio em função da velocidade superficial de ar e da concentração de *tall oil*. Ensaios com tempo de moagem de 20 minutos e Cp/p de 10%.



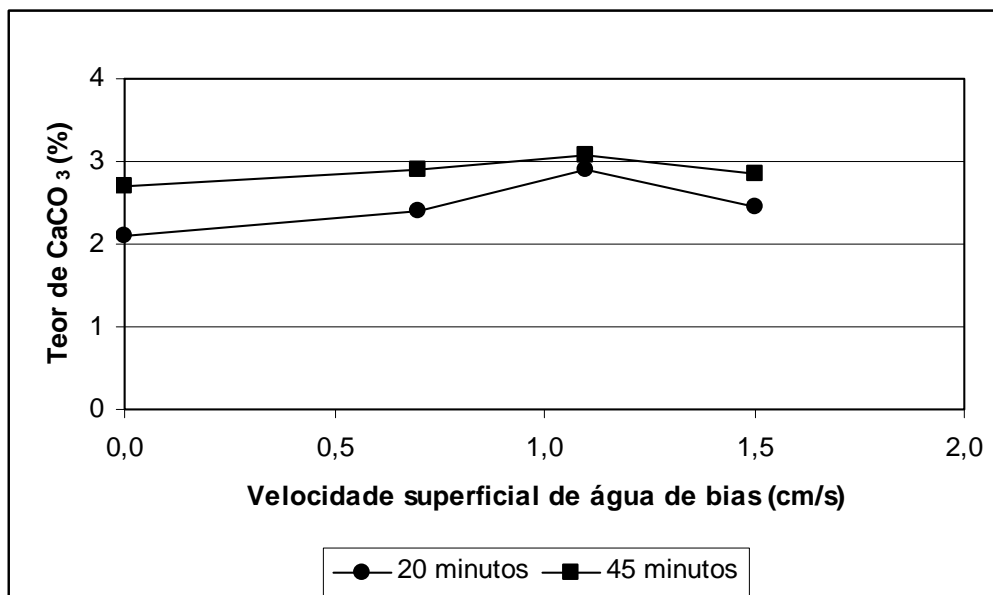
**Figura 60.** Variação na recuperação de sílica em função da velocidade superficial da água de *bias* e da granulometria no fluxo de alimentação. Ensaio com velocidade superficial do ar de 1,1 cm/s, 300 g/t de *tall oil* e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.



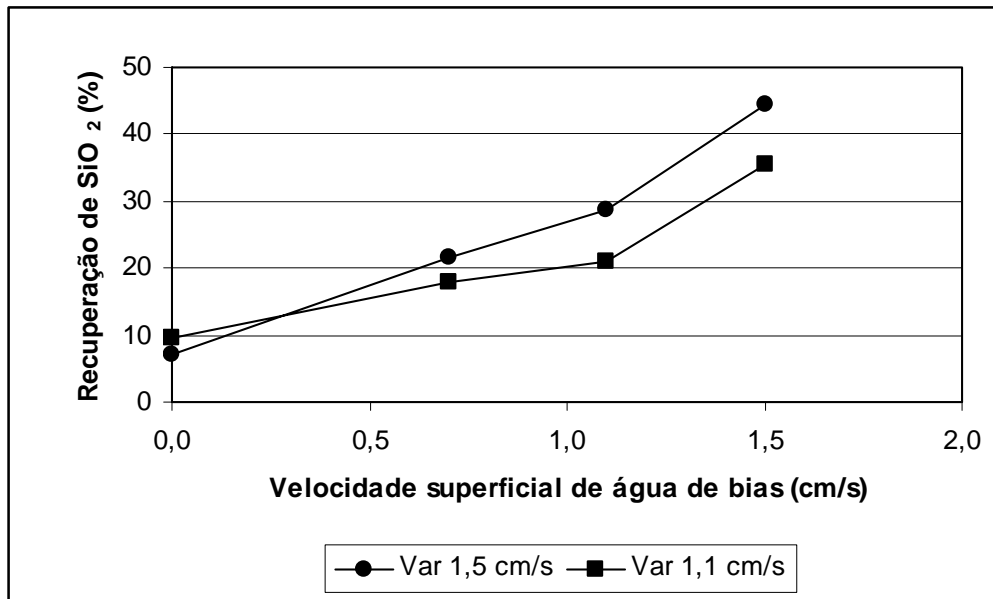
**Figura 61.** Variação no teor de sílica em função da velocidade superficial da água de *bias* e da granulometria no fluxo de alimentação. Ensaio com velocidade superficial do ar de 1,1 cm/s, 300 g/t de *tall oil* e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.



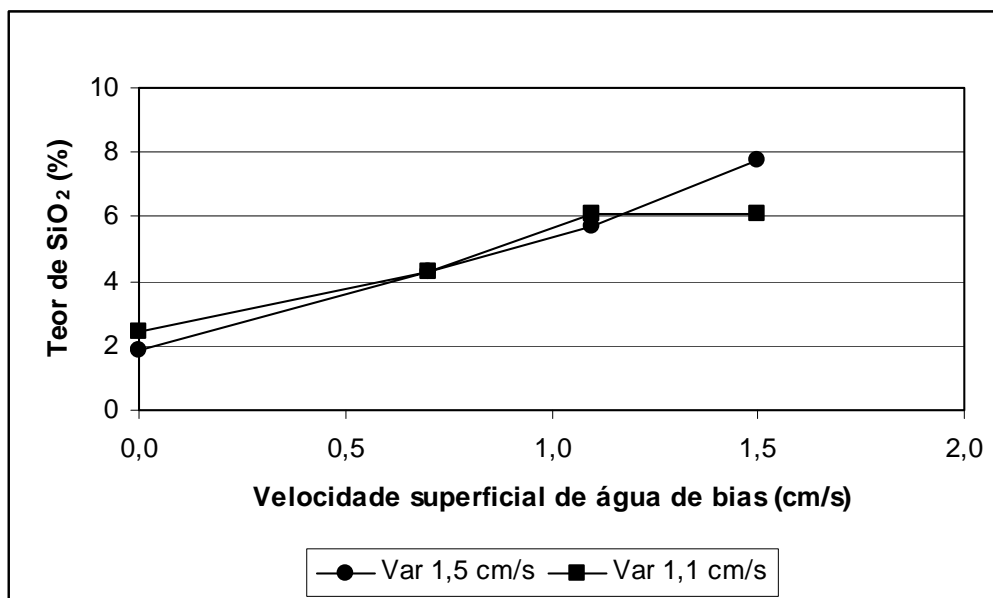
**Figura 62.** Variação na recuperação de carbonato de cálcio em função da velocidade superficial da água de *bias* e da granulometria no fluxo de alimentação. Ensaio com velocidade superficial do ar de 1,1 cm/s, 300 g/t de *tall oil* e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.



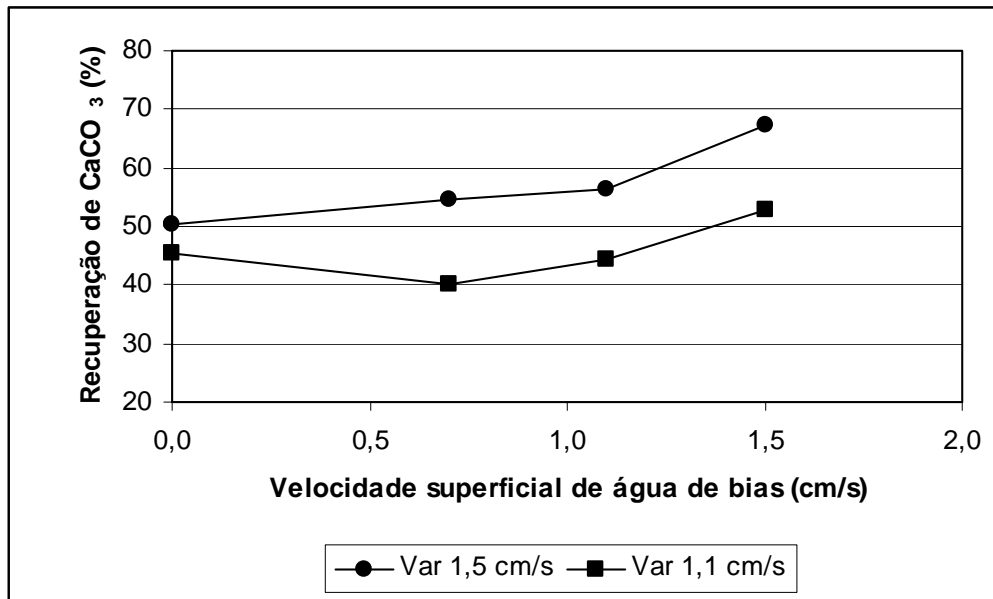
**Figura 63.** Variação no teor de carbonato de cálcio em função da velocidade superficial da água de *bias* e da granulometria no fluxo de alimentação. Ensaio com velocidade superficial do ar de 1,1 cm/s, 300 g/t de *tall oil* e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.



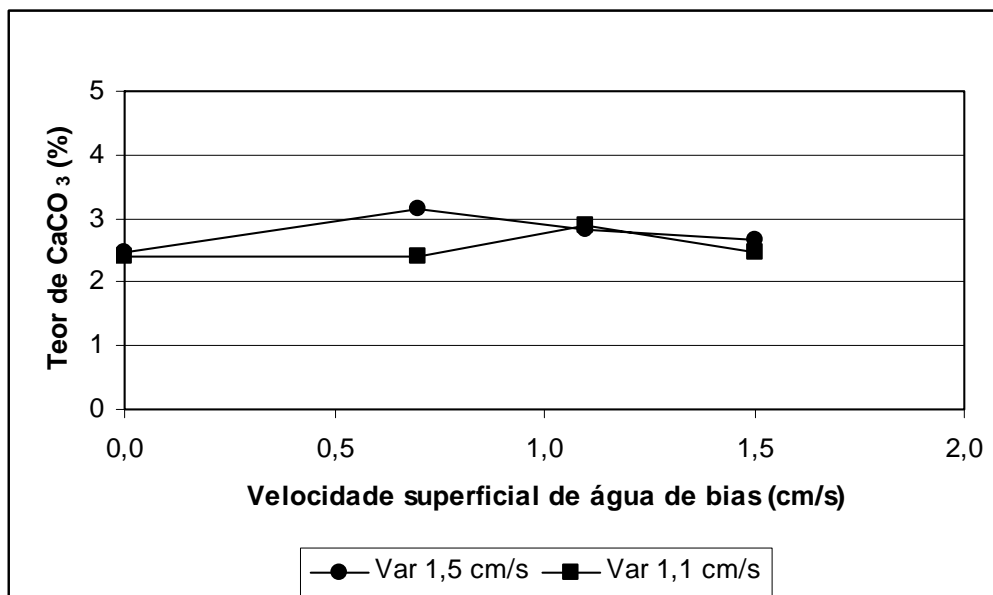
**Figura 64.** Variação na recuperação de sílica em função da velocidade superficial da água de *bias* e da velocidade superficial do ar. Ensaio com granulometria de polpa 20 minutos, concentração de *tall oil* de 300 g/t e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.



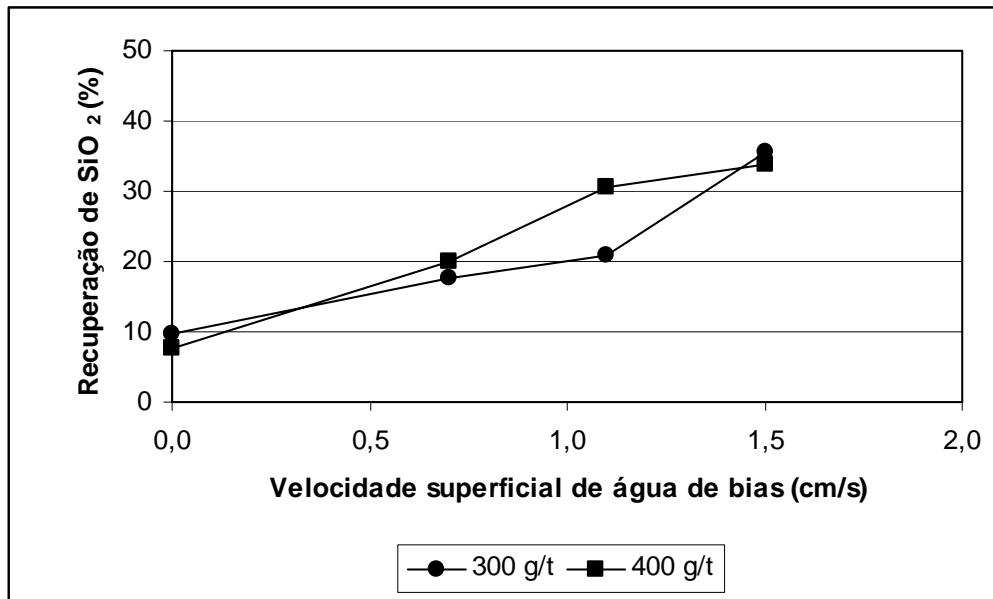
**Figura 65.** Variação no teor de sílica em função da velocidade superficial da água de *bias* e da velocidade superficial do ar. Ensaio com granulometria de polpa 20 minutos, concentração de *tall oil* de 300 g/t e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.



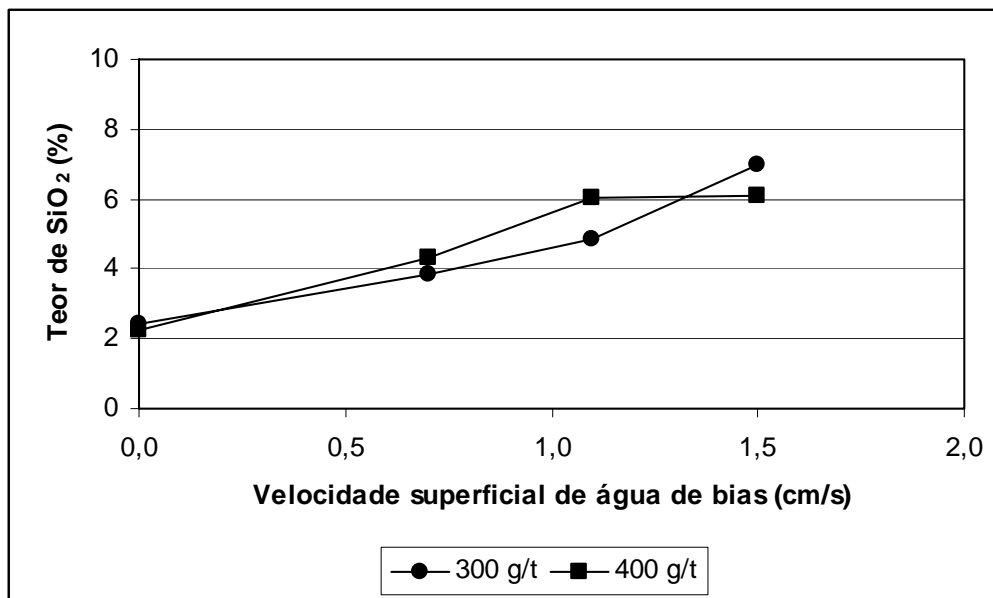
**Figura 66.** Variação na recuperação de carbonato de cálcio em função da velocidade superficial da água de *bias* e da velocidade superficial do ar. Ensaio com granulometria de polpa 20 minutos, concentração de *tall oil* de 300 g/t e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.



**Figura 67.** Variação no teor de carbonato de cálcio em função da velocidade superficial da água de *bias* e da velocidade superficial do ar. Ensaio com granulometria de polpa 20 minutos, concentração de *tall oil* de 300 g/t e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.

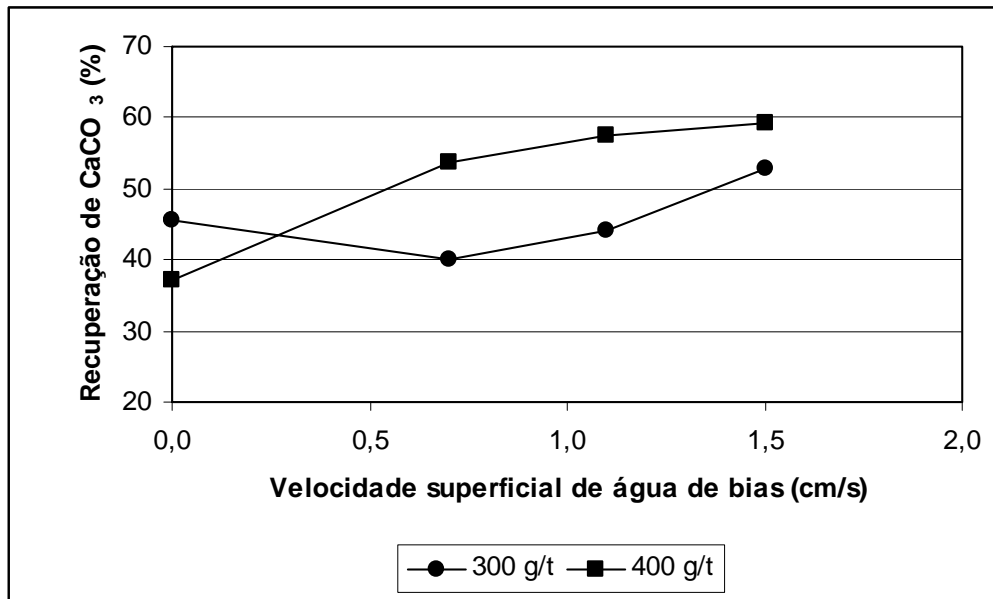


**Figura 68.** Variação na recuperação de sílica em função da velocidade superficial da água de *bias* e da concentração de *tall oil*. Ensaio com granulometria de polpa 20 minutos, velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.

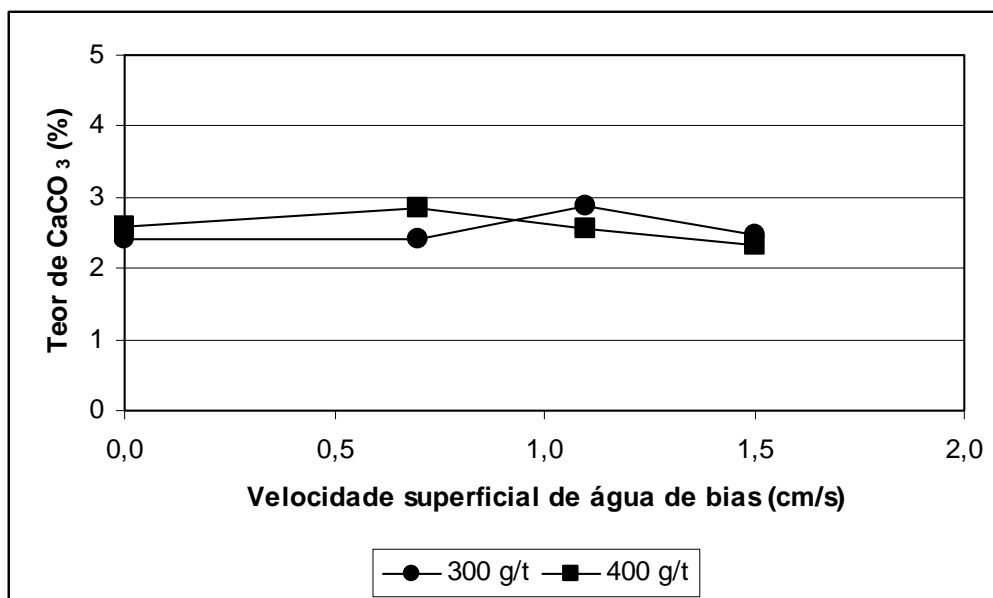


**Figura 69.** Variação no teor de sílica em função da velocidade superficial da água de *bias* e da concentração de *tall oil*. Ensaio com granulometria de polpa 20 minutos, velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.





**Figura 70.** Variação na recuperação de carbonato de cálcio em função da velocidade superficial da água de *bias* e da concentração de *tall oil*. Ensaios com granulometria de polpa 20 minutos, velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.



**Figura 71.** Variação no teor de carbonato de cálcio em função da velocidade superficial da água de *bias* e da concentração de *tall oil*. Ensaios com granulometria de polpa 20 minutos, velocidade superficial de ar de 1,1 cm/s e polpa de alimentação com Cp/p de 15%.

**ANEXO - C****TABELAS DOS ENSAIOS EM COLUNA**

**Tabela 9.** Recuperações e teores para os ensaios em coluna de flotação FLUORITA.

Ensaio	Mconc.	Mrej.	Malim.	Tconc.	Trej.	Talim.	Recup. Conc	Recup. Rej.
FC01-A	69,30	167,80	237,10	93,94	61,26	70,81	38,77	61,23
FC01-B	58,40	164,70	223,10	89,66	55,50	64,44	36,42	63,58
FC01-C	50,90	172,30	223,20	86,85	61,31	67,13	29,50	70,50
FC01-D	53,40	174,20	227,60	85,26	64,43	69,32	28,86	71,14
FC02-A	82,00	98,00	180,00	80,83	50,22	64,16	57,39	42,61
FC02-B	84,07	99,30	183,37	76,50	46,27	60,13	58,33	41,67
FC02-C	74,29	97,00	171,29	87,95	49,29	66,06	57,74	42,26
FC02-D	85,40	85,40	170,80	87,63	46,13	66,88	65,51	34,49
FC03-A	151,70	158,20	309,90	88,16	47,48	67,39	64,04	35,96
FC03-B	148,10	152,00	300,10	87,29	44,89	65,81	65,45	34,55
FC03-C	150,30	155,00	305,30	85,34	48,07	66,42	63,26	36,74
FC03-D	142,30	170,80	313,10	86,74	51,63	67,59	58,33	41,67
FC04-A	184,00	94,90	278,90	85,02	40,01	69,70	80,47	19,53
FC04-B	187,40	96,90	284,30	84,65	39,68	69,32	80,49	19,51
FC04-C	184,60	95,60	280,20	85,06	41,13	70,07	79,97	20,03
FC04-D	168,90	93,30	262,20	84,32	39,37	68,33	79,50	20,50
FC05-A	106,30	94,70	201,00	88,52	48,00	69,43	67,43	32,57
FC05-B	113,30	94,50	207,80	88,00	48,15	69,88	68,66	31,34
FC05-C	115,00	93,40	208,40	88,51	41,01	67,22	72,66	27,34
FC05-D	101,10	88,90	190,00	86,78	43,04	66,31	69,63	30,37
FC06-A	110,80	126,40	237,20	89,00	46,84	66,53	62,48	37,52
FC06-B	112,10	118,80	230,90	88,66	45,79	66,60	64,63	35,37
FC06-C	124,80	110,20	235,00	87,12	44,01	66,90	69,15	30,85
FC06-D	126,30	109,90	236,20	87,20	47,45	68,70	67,87	32,13
FC07-A	121,70	110,70	232,40	89,32	44,34	67,89	68,89	31,11
FC07-B	147,40	107,00	254,40	87,45	41,67	68,20	74,30	25,70
FC07-C	121,40	90,80	212,20	87,73	40,16	67,37	74,49	25,51
FC07-D	125,70	87,40	213,10	85,59	40,44	67,07	75,27	24,73
FC08-A	174,40	130,00	304,40	86,42	44,67	68,59	72,19	27,81
FC08-B	191,40	114,50	305,90	85,38	41,25	68,86	77,58	22,42
FC08-C	191,00	109,60	300,60	84,67	38,90	67,98	79,14	20,86
FC08-D	190,40	118,90	309,30	83,17	39,11	66,23	77,30	22,70
FC09-A	166,20	180,00	346,20	89,91	49,20	68,74	62,79	37,21
FC09-B	183,60	171,50	355,10	89,65	42,43	66,84	69,34	30,66
FC09-C	169,10	176,60	345,70	87,27	48,07	67,24	63,48	36,52
FC09-D	200,90	183,90	384,80	85,97	48,97	68,29	65,73	34,27
FC10-A	133,60	106,40	240,00	85,01	46,87	68,10	69,49	30,51
FC10-B	133,40	108,30	241,70	85,49	45,79	67,70	69,69	30,31
FC10-C	120,40	103,60	224,00	84,80	45,18	66,48	68,57	31,43
FC10-D	107,80	109,80	217,60	84,77	46,18	65,30	64,31	35,69
FC11-A	108,80	151,30	260,10	85,04	46,32	62,52	56,90	43,10
FC11-B	143,30	130,90	274,20	84,06	44,82	65,33	67,25	32,75
FC11-C	153,90	126,30	280,20	83,64	42,28	65,00	70,68	29,32
FC11-D	134,50	122,80	257,30	83,69	43,24	64,38	67,95	32,05
FC12-A	156,20	169,50	325,70	86,42	48,93	66,91	61,94	38,06
FC12-B	166,70	184,60	351,30	87,29	52,37	68,94	60,08	39,92
FC12-C	178,60	167,50	346,10	84,84	44,47	65,30	67,04	32,96
FC12-D	171,30	172,40	343,70	85,10	51,16	68,08	62,30	37,70
FC20-A	169,10	176,60	345,70	87,27	48,07	67,24	63,48	36,52
FC20-B	225,90	155,40	381,30	81,20	47,51	67,47	71,30	28,70
FC20-C	188,60	114,50	303,10	78,12	47,43	66,53	73,07	26,93
FC20-D	259,30	99,00	358,30	74,07	47,11	66,62	80,46	19,54

**Tabela 9.** Continuação

Ensaio	Mconc.	Mrej.	Malim.	Tconc.	Trej.	Talim.	Recup. Conc	Recup. Rej.
FC21-A	183,60	171,50	355,10	89,65	42,43	66,84	69,34	30,66
FC21-B	182,00	157,90	339,90	83,02	47,15	66,36	66,99	33,01
FC21-C	202,90	176,30	379,20	80,32	51,27	66,81	64,32	35,68
FC21-D	222,00	123,90	345,90	77,58	45,83	66,21	75,20	24,80
FC22-A	166,20	185,80	352,00	86,80	53,79	69,38	59,07	40,93
FC22-B	202,90	141,00	343,90	83,73	46,37	68,41	72,21	27,79
FC22-C	212,90	117,40	330,30	79,84	47,34	68,29	75,36	24,64
FC22-D	188,10	91,90	280,00	78,52	42,08	66,56	79,25	20,75
FC23-A	166,70	184,60	351,30	87,29	52,37	68,94	60,08	39,92
FC23-B	188,30	123,10	311,40	81,11	46,77	67,54	72,62	27,38
FC23-C	249,80	106,50	356,30	77,39	49,33	69,00	78,63	21,37
FC23-D	238,90	86,70	325,60	73,11	43,76	65,29	82,15	17,85
FC30-A	85,30	109,90	195,20	89,16	46,62	65,21	59,75	40,25
FC30-B	100,80	104,20	205,00	85,03	48,64	66,53	62,84	37,16
FC30-C	103,00	108,20	211,20	85,06	48,34	66,25	62,62	37,38
FC30-D	77,80	97,30	175,10	85,68	43,92	62,47	60,94	39,06

**Tabela 10.** Recuperações e teores para os ensaios em coluna de flotação SÍLICA.

Ensaio	Mconc.	Mrej.	Malim.	Tconc.	Trej.	Talim.	Recup. Conc	Recup. Rej.
FC01-A	69,30	167,80	237,10	1,07	16,53	12,01	2,60	97,40
FC01-B	58,40	164,70	223,10	2,01	17,35	13,33	3,95	96,05
FC01-C	50,90	172,30	223,20	2,86	15,30	12,46	5,23	94,77
FC01-D	53,40	174,20	227,60	2,87	12,68	10,38	6,49	93,51
FC02-A	82,00	98,00	180,00	1,70	23,41	13,52	5,73	94,27
FC02-B	84,07	99,30	183,37	1,70	24,27	13,92	5,60	94,40
FC02-C	74,29	97,00	171,29	1,87	23,42	14,07	5,76	94,24
FC02-D	85,40	85,40	170,80	2,10	22,74	12,42	8,45	91,55
FC03-A	151,70	158,20	309,90	1,85	24,96	13,65	6,64	93,36
FC03-B	148,10	152,00	300,10	1,91	23,87	13,03	7,23	92,77
FC03-C	150,30	155,00	305,30	2,03	23,15	12,75	7,84	92,16
FC03-D	142,30	170,80	313,10	2,05	21,42	12,62	7,38	92,62
FC04-A	184,00	94,90	278,90	2,95	28,64	11,69	16,65	83,35
FC04-B	187,40	96,90	284,30	2,96	29,01	11,84	16,48	83,52
FC04-C	184,60	95,60	280,20	2,93	28,81	11,76	16,41	83,59
FC04-D	168,90	93,30	262,20	3,06	28,75	12,20	16,16	83,84
FC05-A	106,30	94,70	201,00	2,01	25,00	12,84	8,28	91,72
FC05-B	113,30	94,50	207,80	1,98	24,65	12,29	8,78	91,22
FC05-C	115,00	93,40	208,40	2,05	25,83	12,71	8,90	91,10
FC05-D	101,10	88,90	190,00	2,15	24,71	12,71	9,00	91,00
FC06-A	110,80	126,40	237,20	2,35	22,52	13,10	8,38	91,62
FC06-B	112,10	118,80	230,90	2,35	23,30	13,13	8,69	91,31
FC06-C	124,80	110,20	235,00	2,65	23,50	12,43	11,32	88,68
FC06-D	126,30	109,90	236,20	1,97	23,20	11,85	8,89	91,11
FC07-A	121,70	110,70	232,40	1,85	23,68	12,25	7,91	92,09
FC07-B	147,40	107,00	254,40	2,64	25,02	12,05	12,69	87,31
FC07-C	121,40	90,80	212,20	2,28	26,92	12,82	10,17	89,83
FC07-D	125,70	87,40	213,10	2,81	28,48	13,34	12,43	87,57
FC08-A	174,40	130,00	304,40	2,38	25,91	12,43	10,97	89,03
FC08-B	191,40	114,50	305,90	2,99	27,34	12,10	15,46	84,54
FC08-C	191,00	109,60	300,60	2,89	28,36	12,18	15,08	84,92
FC08-D	190,40	118,90	309,30	3,11	27,75	12,58	15,22	84,78
FC09-A	166,20	180,00	346,20	2,07	23,77	13,35	7,44	92,56
FC09-B	183,60	171,50	355,10	2,43	24,30	12,99	9,67	90,33
FC09-C	169,10	176,60	345,70	1,88	23,51	12,93	7,11	92,89
FC09-D	200,90	183,90	384,80	2,69	19,30	10,63	13,21	86,79
FC10-A	133,60	106,40	240,00	2,77	23,78	12,08	12,76	87,24
FC10-B	133,40	108,30	241,70	2,00	22,66	11,26	9,81	90,19
FC10-C	120,40	103,60	224,00	2,75	22,90	12,07	12,25	87,75
FC10-D	107,80	109,80	217,60	3,02	23,21	13,21	11,33	88,67
FC11-A	108,80	151,30	260,10	2,71	22,61	14,29	7,94	92,06
FC11-B	143,30	130,90	274,20	2,89	24,75	13,33	11,33	88,67
FC11-C	153,90	126,30	280,20	3,16	25,73	13,33	13,02	86,98
FC11-D	134,50	122,80	257,30	3,05	25,13	13,59	11,73	88,27
FC12-A	156,20	169,50	325,70	2,94	24,40	14,11	9,99	90,01
FC12-B	166,70	184,60	351,30	2,64	22,49	13,07	9,58	90,42
FC12-C	178,60	167,50	346,10	3,32	25,09	13,86	12,36	87,64
FC12-D	171,30	172,40	343,70	3,27	23,27	13,30	12,25	87,75
FC20-A	169,10	176,60	345,70	1,88	23,51	12,93	7,11	92,89
FC20-B	225,90	155,40	381,30	4,30	22,73	11,81	21,57	78,43
FC20-C	188,60	114,50	303,10	5,72	23,44	12,41	28,67	71,33
FC20-D	259,30	99,00	358,30	7,77	25,33	12,62	44,55	55,45

**Tabela 10.** Continuação

Ensaio	Mconc.	Mrej.	Malim.	Tconc.	Trej.	Talim.	Recup. Conc	Recup. Rej.
FC21-A	183,60	171,50	355,10	2,43	24,30	12,99	9,67	90,33
FC21-B	182,00	157,90	339,90	3,86	20,56	11,62	17,79	82,21
FC21-C	202,90	176,30	379,20	4,86	21,15	12,43	20,91	79,09
FC21-D	222,00	123,90	345,90	7,01	22,77	12,66	35,55	64,45
FC22-A	166,20	185,80	352,00	2,24	24,22	13,84	7,64	92,36
FC22-B	202,90	141,00	343,90	4,29	24,50	12,58	20,13	79,87
FC22-C	212,90	117,40	330,30	6,06	24,85	12,74	30,66	69,34
FC22-D	188,10	91,90	280,00	6,07	24,44	12,10	33,70	66,30
FC23-A	166,70	184,60	351,30	2,64	22,49	13,07	9,58	90,42
FC23-B	188,30	123,10	311,40	4,60	24,27	12,38	22,48	77,52
FC23-C	249,80	106,50	356,30	6,62	24,19	11,87	39,09	60,91
FC23-D	238,90	86,70	325,60	7,79	25,26	12,44	45,94	54,06
FC30-A	85,30	109,90	195,20	1,85	22,91	13,71	5,90	94,10
FC30-B	100,80	104,20	205,00	3,09	21,94	12,67	11,99	88,01
FC30-C	103,00	108,20	211,20	2,70	22,34	12,76	10,32	89,68
FC30-D	77,80	97,30	175,10	2,40	22,84	13,76	7,75	92,25

**Tabela 11.** Recuperações e teores para os ensaios em coluna de flotação CARBONATO.

Ensaio	Mconc.	Mrej.	Malim.	Tconc.	Trej.	Talim.	Recup. Conc	Recup. Rej.
FC01-A	69,30	167,80	237,10	1,64	3,82	3,18	15,06	84,94
FC01-B	58,40	164,70	223,10	2,42	3,91	3,52	18,00	82,00
FC01-C	50,90	172,30	223,20	2,89	4,31	3,99	16,53	83,47
FC01-D	53,40	174,20	227,60	3,06	4,22	3,95	18,19	81,81
FC02-A	82,00	98,00	180,00	2,02	2,98	2,54	36,19	63,81
FC02-B	84,07	99,30	183,37	2,37	3,58	3,03	35,92	64,08
FC02-C	74,29	97,00	171,29	2,93	3,42	3,21	39,62	60,38
FC02-D	85,40	85,40	170,80	2,75	2,87	2,81	48,93	51,07
FC03-A	151,70	158,20	309,90	3,00	2,61	2,80	52,43	47,57
FC03-B	148,10	152,00	300,10	2,98	2,59	2,78	52,85	47,15
FC03-C	150,30	155,00	305,30	2,69	3,33	3,01	43,92	56,08
FC03-D	142,30	170,80	313,10	2,78	3,14	2,98	42,45	57,55
FC04-A	184,00	94,90	278,90	3,39	3,05	3,27	68,30	31,70
FC04-B	187,40	96,90	284,30	3,44	2,79	3,22	70,45	29,55
FC04-C	184,60	95,60	280,20	3,62	2,30	3,17	75,24	24,76
FC04-D	168,90	93,30	262,20	3,28	2,48	3,00	70,54	29,46
FC05-A	106,30	94,70	201,00	2,83	3,10	2,96	50,61	49,39
FC05-B	113,30	94,50	207,80	2,90	3,14	3,01	52,55	47,45
FC05-C	115,00	93,40	208,40	2,67	3,20	2,91	50,67	49,33
FC05-D	101,10	88,90	190,00	2,94	2,82	2,88	54,25	45,75
FC06-A	110,80	126,40	237,20	2,23	3,61	2,97	35,13	64,87
FC06-B	112,10	118,80	230,90	2,37	3,23	2,81	40,91	59,09
FC06-C	124,80	110,20	235,00	2,64	3,57	3,08	45,58	54,42
FC06-D	126,30	109,90	236,20	3,10	3,30	3,19	51,91	48,09
FC07-A	121,70	110,70	232,40	2,88	3,57	3,21	47,00	53,00
FC07-B	147,40	107,00	254,40	2,74	2,47	2,63	60,45	39,55
FC07-C	121,40	90,80	212,20	2,92	3,55	3,19	52,37	47,63
FC07-D	125,70	87,40	213,10	3,30	2,06	2,79	69,73	30,27
FC08-A	174,40	130,00	304,40	3,33	3,68	3,48	54,83	45,17
FC08-B	191,40	114,50	305,90	2,85	3,38	3,05	58,50	41,50
FC08-C	191,00	109,60	300,60	3,50	3,56	3,52	63,14	36,86
FC08-D	190,40	118,90	309,30	4,28	3,41	3,95	66,78	33,22
FC09-A	166,20	180,00	346,20	2,41	3,50	2,98	38,87	61,13
FC09-B	183,60	171,50	355,10	2,40	3,08	2,73	45,48	54,52
FC09-C	169,10	176,60	345,70	2,47	2,34	2,40	50,27	49,73
FC09-D	200,90	183,90	384,80	2,77	3,28	3,01	47,99	52,01
FC10-A	133,60	106,40	240,00	3,47	3,75	3,59	53,74	46,26
FC10-B	133,40	108,30	241,70	3,39	3,83	3,59	52,16	47,84
FC10-C	120,40	103,60	224,00	3,45	3,02	3,25	57,04	42,96
FC10-D	107,80	109,80	217,60	3,47	4,91	4,20	40,96	59,04
FC11-A	108,80	151,30	260,10	3,73	2,81	3,19	48,84	51,16
FC11-B	143,30	130,90	274,20	3,84	3,94	3,89	51,62	48,38
FC11-C	153,90	126,30	280,20	3,37	3,22	3,30	56,05	43,95
FC11-D	134,50	122,80	257,30	3,20	3,43	3,31	50,54	49,46
FC12-A	156,20	169,50	325,70	3,01	2,44	2,71	53,20	46,80
FC12-B	166,70	184,60	351,30	2,70	2,56	2,63	48,78	51,22
FC12-C	178,60	167,50	346,10	3,14	3,20	3,17	51,13	48,87
FC12-D	171,30	172,40	343,70	2,61	2,83	2,72	47,82	52,18
FC20-A	169,10	176,60	345,70	2,47	2,34	2,40	50,27	49,73
FC20-B	225,90	155,40	381,30	3,16	3,84	3,44	54,47	45,53
FC20-C	188,60	114,50	303,10	2,83	3,61	3,12	56,36	43,64
FC20-D	259,30	99,00	358,30	2,66	3,38	2,86	67,33	32,67

**Tabela 11.** Continuação.

Ensaio	Mconc.	Mrej.	Malim.	Tconc.	Trej.	Talim.	Recup. Conc	Recup. Rej.
FC21-A	183,60	171,50	355,10	2,40	3,08	2,73	45,48	54,52
FC21-B	182,00	157,90	339,90	2,41	4,17	3,23	39,98	60,02
FC21-C	202,90	176,30	379,20	2,89	4,20	3,50	44,19	55,81
FC21-D	222,00	123,90	345,90	2,46	3,92	2,98	52,93	47,07
FC22-A	166,20	185,80	352,00	2,59	3,92	3,29	37,15	62,85
FC22-B	202,90	141,00	343,90	2,84	3,53	3,12	53,65	46,35
FC22-C	212,90	117,40	330,30	2,56	3,44	2,87	57,44	42,56
FC22-D	188,10	91,90	280,00	2,33	3,29	2,65	59,18	40,82
FC23-A	166,70	184,60	351,30	2,70	2,56	2,63	48,78	51,22
FC23-B	188,30	123,10	311,40	2,90	3,57	3,16	55,41	44,59
FC23-C	249,80	106,50	356,30	3,07	3,46	3,19	67,54	32,46
FC23-D	238,90	86,70	325,60	2,86	3,22	2,96	70,99	29,01
FC30-A	85,30	109,90	195,20	2,30	3,35	2,89	34,76	65,24
FC30-B	100,80	104,20	205,00	2,84	3,06	2,95	47,31	52,69
FC30-C	103,00	108,20	211,20	2,82	3,09	2,96	46,49	53,51
FC30-D	77,80	97,30	175,10	3,42	3,54	3,49	43,58	56,42