

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

**FLOTAÇÃO COM RECICLO DE CONCENTRADOS (FRC) PARA RECUPERAÇÃO
DE FINOS DE MINÉRIOS: FUNDAMENTOS E APLICAÇÕES**

Érico Oliveira Tabosa
Engenheiro de Minas

Dissertação para obtenção do título de Mestre em Engenharia

Porto Alegre

2007

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

**FLOTAÇÃO COM RECICLO DE CONCENTRADOS (FRC) PARA RECUPERAÇÃO
DE FINOS DE MINÉRIOS: FUNDAMENTOS E APLICAÇÕES**

Érico Oliveira Tabosa

Engenheiro de Minas

Trabalho realizado no Laboratório de Tecnologia Mineral e Ambiental (LTM) do Departamento de Engenharia de Minas (DEMIN) e do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM), como parte dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Área de Concentração: Tecnologia Mineral e Metalurgia Extrativa

Porto Alegre

2007

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

Orientador: Prof. Jorge Rubio, DIC, PhD

Prof. do Departamento de Engenharia de Minas, UFRGS

Prof. do PPGEM, UFRGS

Banca Examinadora:

Dr. Jailton Joaquim da Rosa – Aquafлот

Prof. Dr. Rafael Teixeira Rodrigues – DEMIM – UFRGS

Prof. Dr. Ivo André H. Schneider – PPGEM/UFRGS

Coordenador do PPGEM

Prof. Dr. Carlos Pérez Bergmann

Aos meus pais,
Flávio José Florêncio Tabosa e Eliane Maria Oliveira Tabosa
e a minhas irmãs,
Marina e Lais Oliveira Tabosa

AGRADECIMENTOS

A todos que, direta ou indiretamente, apoiaram este trabalho, o meu reconhecimento;

A toda minha família, em especial a meus pais, Flávio e Eliane, pelo incentivo, apoio incondicional, paciência e carinho;

Ao Professor Jorge Rubio pela amizade, orientação, paciência e, principalmente, pela confiança e empenho que proporcionaram meu amadurecimento, pessoal e profissional, ao longo desses quase seis anos de LTM;

Aos Doutores Rafael Rodrigues e Jailton da Rosa, exemplos a serem seguidos;

Ao Conselho Nacional de Desenvolvimento Científico e Tecnológico (CNPq) pelo suporte financeiro;

À Solange e Ziza por toda ajuda e carinho;

A todos os servidores e professores da Universidade Federal do Rio Grande do Sul (UFRGS), unidade de ensino superior público, gratuito, autônomo e de qualidade, e do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais;

À Corporación Nacional del Cobre de Chile, CODELCO S.A. e ao Instituto IM2 (Innovación en Minería y Metalurgia) do Chile pelo fornecimento da amostra de minério sulfetado de cobre, apoio técnico e financiamento para a realização deste estudo;

À BUNGE Fertilizantes pelo fornecimento da amostra de minério de fosfato, apoio técnico e financiamento para a realização deste estudo;

A todos os colegas do Laboratório de Tecnologia Mineral e Ambiental (LTM), em especial às amigas que lá cultivei: Jorge, Solange, Ziza, Rafa, Jailton, Fábio Lena, Elves Matiolo, Fabiano Capponi, Maurício Sartori, Francisco Testa, Luciana Cadorin, Meise, Deise, Angéli, Alexandre Englert, Cristiane Oliveira, Elvis Carissimi e Rafael Zaneti;

Aos colegas Francisco Testa, Camila Centeno, Meise Paiva, Angéli Colling e Deise Calsing, pelo apoio e engajamento neste trabalho.

SUMÁRIO

RESUMO	I
ABSTRACT	III
LISTA DE FIGURAS	IV
1. INTRODUÇÃO	1
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	5
2.1. A flotação no contexto do tratamento de minérios	5
2.1.1. Circuitos de flotação	7
2.1.1.1. Máquinas de flotação	11
2.2. Princípios básicos da flotação	15
2.3. Influência do tamanho de partícula na eficiência do processo de flotação	22
2.4. A flotação de finos e ultrafinos de minérios	24
2.4.1. Geração de frações F-UF	24
2.4.2. Problemas na recuperação de F-UF	25
2.4.3. Alternativas para o aumento de recuperação de F-UF	27
2.4.3.1. Processos baseados na agregação química (físico-química) e física.....	28
2.4.4. Alternativas de maior potencial para o tratamento de F-UF	34
2.4.4.1. Flotação “extender” ou extensora	34
2.4.4.2. Condicionamento em alta intensidade (CAI) como etapa pré-flotação	36
2.4.4.3. Flotação em etapas ou estagiada – “multifeed flotation”	41
2.4.5. Alternativas de redução da geração (em planta) de F-UF.....	43
2.4.5.1. Classificação em finos e areias (grossos).....	43
2.4.5.2. Flotação rápida (“flash e rougher flash”) usando células enriquecedoras (“enriching”) em coluna	43
2.4.5.3. Flotação com adesão forçada bolha-partícula usando o conceito de reator-separador	45
2.4.6. Situação atual das alternativas de tratamento de F-UF	48
3. EXPERIMENTAL	49
3.1. Materiais.....	49
3.1.1. Minérios	49
3.1.1.1. Sulfeto de cobre.....	49
3.1.1.2. Minério de fosfato	51
3.1.2. Reagentes	54
3.2. Métodos.....	54
3.2.1. Estudos de flotação Standard (STD ou padrão)	54

3.2.1.1. Estudos com minério sulfetado de cobre.....	54
3.2.1.2. Estudos com minério de fosfato	55
3.2.2. Estudos de flotação com reciclo do concentrado (FRC).....	58
3.2.3. Estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI).....	59
3.2.4. Estudos de flotação com reciclo de concentrado e com condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI)	62
3.2.5. Procedimentos analíticos.....	62
3.2.5.1. Análise química de cobre	62
3.2.5.2. Cálculo de parâmetros de flotação	63
4. RESULTADOS E DISCUSSÃO	67
4.1. Estudos com minério sulfetado de cobre	67
4.1.1. Estudos de flotação Standard (STD ou padrão)	67
4.1.2. Estudos de flotação com reciclo do concentrado (FRC).....	68
4.1.3. Estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI).....	70
4.1.4. Estudos de flotação com reciclo do concentrado e com condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI)	72
4.2. Estudos com minério de fosfato	80
4.2.1. Estudos de flotação Standard (STD ou padrão)	80
4.2.2. Estudos de flotação com reciclo de concentrado (FRC).....	81
4.2.3. Estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI).....	83
4.2.4. Estudos de flotação com reciclo de concentrado e condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI)	85
5. CONSIDERAÇÕES FINAIS	89
6. CONCLUSÕES	91
7. ESTUDOS FUTUROS	93
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	94

RESUMO

Este trabalho teve por objetivo avaliar, em escala de laboratório, a flotação com recirculação parcial de frações concentradas (flotadas) à alimentação da flotação primária, aqui denominada de Flotação com Reciclo de Concentrado – FRC. Esta alternativa foi avaliada em termos cinéticos e pela recuperação, entre outras, de partículas minerais finas (“F” 40-13 μm) e ultrafinas (“UF” < 13 μm) de minérios modelos (sulfetos de cobre e minério de fosfato). Também, foi avaliado o efeito do condicionamento em alta intensidade (CAI), como etapa pré-flotação, na eficiência comparativa com a FRC e em conjunto com a FRC. Os resultados são discutidos em termos dos parâmetros físicos, químicos e físico-químicos da captura de partículas por bolhas de ar, do efeito do aumento “artificial” do teor de partículas de alta cinética de flotação através da flotação com reciclo de concentrado (FRC) e do efeito do regime hidrodinâmico turbulento de condicionamento, tipo CAI, pré-flotação na segunda etapa da FRC. Em particular, o estudo visou aperfeiçoar o processo convencional de flotação, com ênfase no tratamento de finos e ultrafinos de minérios, problemática antiga na área de tecnologia mineral. Os resultados mostraram que o reciclo de concentrados de flotação primária permitiu aumentar os parâmetros de separação, recuperação metalúrgica, teor e cinética de partículas portadoras de cobre. Os melhores resultados nos estudos de flotação de sulfetos de cobre foram obtidos com a flotação com reciclo do concentrado com condicionamento em alta intensidade. Nestes estudos foram obtidos ganhos de 17 % na recuperação metalúrgica de cobre e 3,6 % no teor de cobre, sendo que a cinética do processo também foi 2,4 vezes maior, quando comparado com os estudos de flotação padrão (Standard). Estes resultados também foram acompanhados por um aumento de 32,5 % na recuperação real e uma diminuição de 2,4 vezes no grau de arraste hidrodinâmico das partículas sulfetadas de cobre. Esses resultados são explicados pelos mecanismos propostos que ocorrem no condicionamento em alta intensidade (CAI), que têm relação com o fenômeno de agregação de partículas, sendo otimizados com o reciclo do concentrado, que aumenta “artificialmente” o teor, resultando assim em um aumento da probabilidade de colisões entre as partículas hidrofóbicas (“sementes” ou “carrier”). O reciclo de concentrados de flotação primária, à alimentação, também mostrou aumento nos parâmetros de separação (recuperação metalúrgica e teor) de partículas portadoras de fosfato, possibilitando um aumento de 7 % na recuperação metalúrgica de apatita e de 1 % no teor de P_2O_5 no concentrado de flotação. Foi observada também uma redução de aproximadamente 1 % no teor de impurezas (SiO_2 e Fe_2O_3) no concentrado. Já os estudos de flotação com reciclo do

concentrado e condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI) possibilitaram um ganho de 5 % na recuperação de apatita. Os resultados obtidos permitem estabelecer que as alternativas de flotação propostas neste estudo são de grande potencial na otimização da recuperação de finos de minérios.

ABSTRACT

The aim of this work was to study, at laboratory scale, the effect of the partial concentrate (rougher floated product) recirculation to rougher flotation feed, here named Concentrate Recirculation Flotation – CRF. Main parameters to evaluate this alternative were flotation rate and recovery of fine (“F” 40-13 μm) and ultrafine (“UF” < 13 μm) mineral particles (copper sulphides and phosphate ores). More, the comparative effect of high intensity conditioning (HIC), as a pre-flotation stage for the rougher flotation, was studied alone or combined with CRF. Results were evaluated through separation parameters, grade-recovery and flotation rates, especially in the fine and ultrafine fractions, a very old problem of processing by flotation. Results showed that the floated concentrate recirculation enhanced the metallurgical recovery, grade and rate flotation of copper sulphides. Herein, best results were obtained with concentrate recirculation flotation combined with high intensity conditioning (CRF-HIC), increased twice the kinetics rate values and enhanced 17 % the Cu recovery and 3.6 % the Cu grade, and higher flotation rates (2.4 times faster). These were accompanied by an enhancement equivalent to 32.5 % in the “true” flotation and by the low amount of entrained copper particles (2.4 times slower). These results were explained by particle aggregation occurring after HIC, enhanced by the higher number of recycled floatable particles. This “artificial” increase in valuable mineral grade resulted in higher collision probability between hydrophobic particles acting as “seeds” or “carriers”. Concentrate recirculation flotation also showed higher separation parameters (recovery and grade), but kinetic rates in the phosphate flotation; values were 7 % the apatite recovery and 1 % the P_2O_5 grade. More interesting, there was found a 1 % decrease in the content of impurities (SiO_2 and Fe_2O_3) of the concentrate grade. Concentrate recirculation flotation combined with high intensity conditioning (CRF-HIC) studies showed an increase in 5 % the apatite recovery. These results allow to foresee that these proposed flotation alternatives have high potential for the lost fine mineral particle recovery.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Circuitos de flotação. (1) circuito simples (etapa Rougher); (2) circuito com retratamento (Rougher-Scavenger); (3) circuito com etapa de limpeza (Rougher-Cleaner-Scavenger); (4) circuito fechado, com retratamento do rejeito Cleaner e do concentrado Scavenger; (5) circuito com remoagem.	9
Figura 2. Células de flotação por ar induzido - FAI.	11
Figura 3. Esquema básico de uma coluna de flotação.	13
Figura 4. Unidade de flotação <i>Nozzle</i>	14
Figura 5. Célula Jameson.	15
Figura 6. Geração de bolhas na flotação. (1) microbolhas; (2) bolhas de tamanho intermediário; e (3) bolhas geradas em células de flotação convencional (minérios).....	17
Figura 7. Fenômeno de “captura” (colisão + adesão) de partículas de diâmetro d_p por bolhas de diâmetro d_b dentro de um raio crítico r_c . Comparação entre bolhas (a) grandes e (b) pequenas.	18
Figura 8. Fenômeno de captura bolha-partícula. (a) aproximação bolha-partícula; (b) colisão bolha-partícula; (c) indução – tempo de adelgaçamento do filme líquido; (d) ruptura do filme líquido e formação de um ângulo de contato.	20
Figura 9. Influência do diâmetro de bolhas na probabilidade de captura de partículas (P_{cp}) finas e ultrafinas (F-UF) e grossas.	21
Figura 10. Efeito do diâmetro de partícula na recuperação e cinética de flotação.....	24
Figura 11. Relação entre as propriedades físicas e químicas das partículas finas e seu comportamento na flotação. T e R indica se o fenômeno afeta o teor e/ou a recuperação, respectivamente. As flechas indicam os vários fatores que contribuem para um particular fenômeno observado na flotação de partículas finas (adaptada de Subrahmanyam e Forssberg, 1990).	26
Figura 12. Técnicas de agregação seletiva para aumento da recuperação por flotação. (1) curva sem agregação dos F-UF (2) curva após agregação dos F-UF.	28
Figura 13. Fenômenos envolvidos no processo de flotação extensora ("extender flotation"): interação gota/partícula; espalhamento do óleo e formação de uma lente; adesão bolha/gota/partícula.	35
Figura 14. Fenômenos envolvidos no processo de flotação extensora ("extender flotation"): agregação entre os F-UF por forças de caráter hidrofóbico.	35
Figura 15. Fenômenos envolvidos no processo de flotação extensora ("extender flotation"): formação de bolhas oleosas e interação com partículas cobertas com óleo.	36
Figura 16. Adesão por homoagregação e flotação autotransportadora.	37
Figura 17. Adesão por heteroagregação e flotação transportadora.	38
Figura 18. Representação esquemática das configurações de diversos circuitos de flotação, convencional e em multietapas (adaptação de Fuerstenau et al., 2000).	42
Figura 19. Célula tipo coluna de três produtos - C3P.	44

Figura 20. Célula Microcel™.....	45
Figura 21. Célula Centrifloat.....	46
Figura 22. Coluna Contact Cell.....	46
Figura 23. Contator de Jordan.....	47
Figura 24. Célula de Flotação Pneumática.....	47
Figura 25. Desenho esquemático das etapas de cominuição e classificação da amostra de minério sulfetado de cobre.....	50
Figura 26. Distribuição mássica e de Cu na amostra de minério sulfeto de cobre utilizada nos estudos de flotação.....	51
Figura 27. Distribuição granulométrica dos Finos Naturais, amostra de minério de fosfato..	53
Figura 28. Teor de P ₂ O ₅ , CaO, Fe ₂ O ₃ e SiO ₂ por faixa granulométrica para a fração < 44 μm (amostra de minério de fosfato).....	53
Figura 29. (a) Desenho esquemático do sistema utilizado; e (b) fotos da célula de flotação e detalhe da formação da camada de espuma nos estudos de com minério sulfetado de cobre.....	55
Figura 30. Desenho esquemático do tanque de condicionamento utilizado nos estudos de flotação com minério de fosfato.....	56
Figura 31. Desenho esquemático da etapa de condicionamento utilizado nos estudos de flotação com minério de fosfato.....	56
Figura 32. Coluna “batch”: (1) dimensões da coluna (unidades em cm); (2) fluxograma do sistema montado para o estudo em coluna “batch”.....	57
Figura 33. Desenho esquemático do sistema utilizado nos estudos de flotação com reciclo de concentrado (FRC) com minério sulfetado de cobre.....	59
Figura 34. Desenho esquemático do sistema utilizado nos estudos de flotação com reciclo de concentrado (FRC) com minério de fosfato.....	59
Figura 35. Impelidor tipo “Turbina Rushton” de 6 aletas.....	60
Figura 36. Fotos dos estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI) com minério sulfetado de cobre. (a) Detalhe do impelidor tipo turbina Rushton de 6 aletas; e (b) detalhe do condicionamento com defletores (baffles).....	61
Figura 37. Desenho esquemático do sistema utilizado nos estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI) com minério de fosfato.....	61
Figura 38. Fotos dos estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI) com minério de fosfato: (a) Detalhe do tanque de condicionamento acoplado à máquina de flotação DENVER D-12; e (b) detalhe do condicionamento com defletores (baffles).....	62
Figura 39. Estudos de flotação STD de sulfetos de cobre: Recuperação metalúrgica de cobre em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t ⁻¹ ; [SF-506] = 8 g·t ⁻¹ ; [DF250] = 25 g·t ⁻¹ ; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm.....	67

- Figura 40.** Estudos de flotação STD de sulfetos de cobre: Curva teor/recuperação de cobre. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t⁻¹; [SF-506] = 8 g·t⁻¹; [DF250] = 25 g·t⁻¹; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm..... 68
- Figura 41.** Estudos comparativos de flotação STD e com reciclo de concentrado (FRC) de sulfeto de cobre: Resultados de recuperação metalúrgica de cobre em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t⁻¹; [SF-506] = 8 g·t⁻¹; [DF250] = 25 g·t⁻¹; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm..... 69
- Figura 42.** Estudos de flotação STD e com reciclo de concentrado (FRC) de sulfeto de cobre: Curva comparativas teor/recuperação de cobre. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t⁻¹; [SF-506] = 8 g·t⁻¹; [DF250] = 25 g·t⁻¹; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm. 70
- Figura 43.** Estudos comparativos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade (CAI) e FRC de sulfeto de cobre: Resultados de recuperação metalúrgica de cobre em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t⁻¹; [SF-506] = 8 g·t⁻¹; [DF250] = 25 g·t⁻¹; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm (CAI: 1400 rpm por 3 minutos)..... 71
- Figura 44.** Estudos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade (CAI) e FRC de sulfetos de cobre. Curvas comparativas teor/recuperação de cobre. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t⁻¹; [SF-506] = 8 g·t⁻¹; [DF250] = 25 g·t⁻¹; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm (CAI: 1400 rpm por 3 minutos)..... 72
- Figura 45.** Estudos comparativos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade e reciclo de concentrado (FRC-CAI), CAI e FRC de sulfeto de cobre: Resultados de recuperação metalúrgica de cobre em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t⁻¹; [SF-506] = 8 g·t⁻¹; [DF250] = 25 g·t⁻¹; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm (CAI e FRC-CAI: 1400 rpm por 3 minutos)..... 73
- Figura 46.** Estudos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade e reciclo de concentrado (FRC-CAI), CAI e FRC de sulfeto de cobre: Curvas comparativas de teor/recuperação de cobre. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t⁻¹; [SF-506] = 8 g·t⁻¹; [DF250] = 25 g·t⁻¹; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm (CAI e FRC-CAI: 1400 rpm por 3 minutos). 74
- Figura 47.** Estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI de sulfetos de cobre. Comparativo dos valores de recuperação e teores acumulados de cobre..... 75
- Figura 48.** Teor acumulado de cobre em função do tempo de flotação nos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI de sulfetos de cobre. 76
- Figura 49.** Diâmetro médio de partículas no concentrado em função do tempo de flotação nos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI de sulfetos de cobre..... 76
- Figura 50.** Estudos de flotação de sulfetos de cobre. Distribuição granulométrica média de partículas no produto concentrado dos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI. 77
- Figura 51.** Distribuição granulométrica, nas frações >53, 35, 25, 15 e <15 µm, dos produtos concentrados dos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI com minério sulfetado de cobre. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t⁻¹; [SF-506] = 8 g·t⁻¹; [DF250] = 25 g·t⁻¹; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm (CAI e FRC-CAI: 1400 rpm por 3 minutos)..... 78

- Figura 52.** Recuperação de cobre por faixa granulométrica, nas frações >53, 35, 25, 15 e <15 μm , dos produtos concentrados dos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI com minério sulfetado de cobre. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [SF-506] = 8 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [DF250] = 25 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm (CAI e FRC-CAI: 1400 rpm por 3 minutos). 79
- Figura 53.** Estudos de flotação STD de minério de fosfato: Resultados de recuperação de apatita em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [óleo de soja] = 80 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm. 80
- Figura 54.** Estudos de flotação STD de minério de fosfato: Curva teor de P_2O_5 /recuperação de apatita. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [óleo de soja] = 80 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm. 81
- Figura 55.** Estudos comparativos de flotação STD e com reciclo de concentrado (FRC) de minério de fosfato: Resultados de recuperação acumulada de apatita em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [óleo de soja] = 80 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm. 82
- Figura 56.** Estudos de flotação com reciclo de concentrado (FRC) de minério de fosfato. Curvas comparativas de teor de P_2O_5 /recuperação de apatita. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [óleo de soja] = 80 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm. 83
- Figura 57.** Estudos comparativos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade (CAI) e FRC de minério de fosfato: Resultados de recuperação acumulada de apatita em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [óleo de soja] = 80 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm (CAI: 750 rpm por 3 minutos). 84
- Figura 58.** Estudos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade (CAI) e FRC de minério de fosfato: Curvas comparativas de teor de P_2O_5 /recuperação de apatita. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [óleo de soja] = 80 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm (CAI: 750 rpm por 3 minutos). 85
- Figura 59.** Estudos comparativos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade e reciclo de concentrado (FRC-CAI), CAI e FRC de minério de fosfato: Resultados de recuperação acumulada de apatita em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [óleo de soja] = 80 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm (CAI e FRC-CAI: 750 rpm por 3 minutos). 86
- Figura 60.** Estudos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade e reciclo de concentrado (FRC-CAI), CAI e FRC de minério de fosfato: Curva comparativas de teor de P_2O_5 /recuperação de apatita. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [óleo de soja] = 80 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm (CAI e FRC-CAI: 750 rpm por 3 minutos). 87
- Figura 61.** Estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI de minério de fosfato. Comparativo dos valores de recuperação de apatita e teores acumulados de P_2O_5 87
- Figura 62.** Estudos de flotação de minério de fosfato. Distribuição granulométrica média de partículas no produto concentrado dos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI em comparação com a alimentação. 88

LISTA DE TABELAS

Tabela I. Aplicações dos processos de flotação (Rubio <i>et al.</i> 2002).....	5
Tabela II. Principais usinas de flotação em operação no Brasil (Araújo <i>et al.</i> , 2005).....	6
Tabela III. Propriedades físicas e físico-químicas de interesse.	27
Tabela IV. Distintas aplicações de óleos na floculação e flotação de minerais.....	30
Tabela V. Principais estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI)..	39
Tabela VI. Principais estudos de flotação em etapas (multifeed flotation).....	42
Tabela VII. Situação atual de alternativas de tratamento de F-UF.	48
Tabela VIII. Análise mineralógica da amostra de Finos Naturais (Bunge – abril de 2007)...	52
Tabela IX. Estudos de flotação Standard (STD) de sulfetos de cobre. Resultados metalúrgicos e cinéticos.	67
Tabela X. Estudos de flotação com reciclo do concentrado (FRC) de sulfetos de cobre. Resultados metalúrgicos e cinético.	69
Tabela XI. Estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI) de sulfetos de cobre. Resultados metalúrgicos e cinéticos.	71
Tabela XII. Estudos de flotação com reciclo do concentrado e com condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI) de sulfetos de cobre. Resultados metalúrgicos e cinéticos.	73
Tabela XIII. Estudos de flotação Standard (STD) de minério de fosfato. Resultados metalúrgicos e cinéticos.	80
Tabela XIV. Estudos de flotação com reciclo do concentrado (FRC) de minério de fosfato. Resultados metalúrgicos e cinéticos.....	82
Tabela XV. Estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI) de minério de fosfato. Resultados metalúrgicos e cinéticos.....	84
Tabela XVI. Estudos de flotação com reciclo do concentrado e condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI) de minério de fosfato. Resultados metalúrgicos e cinéticos.....	86

1. INTRODUÇÃO

O progressivo esgotamento dos depósitos minerais e o aumento da preocupação com a conservação dos recursos não renováveis têm forçado o setor mineral a recuperar minérios de baixos teores e finamente disseminados. A disseminação dos minerais requer uma moagem excessiva para a liberação dos minerais e, com isso, tornar possível a separação seletiva. Isto leva à geração e, conseqüentemente, à necessidade de processamento de partículas finas, além das frações geradas de forma natural.

O tratamento dessas partículas minerais finas ("F" 40-13 μ m) e ultrafinas ("UF" < 13 μ m) constitui um dos principais problemas da mineração atual. Estima-se que 30% da produção mundial de fosfatos, 17% da de cobre, 20% da de tungstênio, 50% da produção boliviana de estanho, 10% da produção americana de ferro, junto com milhões de toneladas de outros minerais são perdidas nestas frações (Subrahmanyam e Forssberg, 1990). Ainda, no Brasil, esses problemas existem no tratamento de finos de fosfatos, zinco, ferro, ouro, carvão e, no futuro, provavelmente na mineração de cobre (Rubio et al., 2003; Rubio et al., 2004).

Com o objetivo de mitigar e/ou evitar esses problemas, diversos autores têm estudado as dificuldades existentes em relação à flotação dessas frações finas e ultrafinas, que são decorrentes de suas características inerentes, ou seja, pequena massa, superfície específica elevada e alta energia superficial. Devido a essas características das partículas finas, observa-se na flotação, que é um dos métodos mais importantes para o processamento mineral, problemas como o alto consumo de reagentes, a não seletividade do coletor, a estabilização excessiva da espuma, mecanismos de arraste hidrodinâmico, recobrimento das partículas do mineral de valor por finos de ganga, etc., que afetam a recuperação e o teor do produto concentrado.

Vários estudos têm sido reportados (Trahar e Warren, 1976; Trahar, 1981; Fuerstenau et al., 1979 e 1988) focando os problemas causados pelas partículas finas durante a flotação, e vários processos alternativos têm sido sugeridos. Os principais deles podem ser agrupados em processos que empregam uma fase orgânica, processos de flotação em coluna, os processos baseados na agregação das partículas e processos baseados na otimização da captura pelas bolhas. Embora o potencial de muitas das técnicas estudadas e reportadas, são poucas as aplicações industriais da maioria delas. Assim, a situação atual é ainda de busca de técnicas que aumentem a recuperação dessas frações finas e ultrafinas via diminuição da geração de F-UF em planta industrial.

Dentre as técnicas baseadas na agregação das partículas destacam-se a floculação por cisalhamento (“shear flocculation”), a flotação transportadora e autotransportadora (“carrier flotation” e “autogenous carrier flotation”), o processo de condicionamento em alta intensidade (“high intensity conditioning”), flotação extensora (“extender flotation”) e floculação seletiva, que é o único aplicado na indústria atualmente. A hidrofobização e a agregação sob uma intensa agitação são os principais parâmetros envolvidos nestes processos, que se diferenciam posteriormente na forma de separação dos agregados formados.

Floculação por cisalhamento é uma técnica baseada na formação de agregados seletivos de partículas finas hidrofóbicas em um sistema de alta turbulência, tornando possível a concentração destas em conjunto com processos convencionais, tais como sedimentação ou flotação. Como resultado da agitação turbulenta e das colisões que ocorrem, a barreira energética resultante da repulsão entre partículas com cargas de mesmo sinal, é superada, produzindo a aproximação das partículas e a formação de agregados através do efeito hidrofóbico (interação hidrofóbica). A eficiência desse método depende de vários fatores, entre eles destacam-se a distribuição de tamanho de partículas, a carga superficial, a hidrofobicidade, o tempo de agitação e a hidrodinâmica do sistema. Entretanto, esta técnica não tem aplicação industrial, como tal, mas o efeito proposto de agregação de partículas finas deve ocorrer nessas condições hidrodinâmicas.

O processo “carrier flotation”, ou flotação transportadora é considerado como uma aplicação prática do efeito da floculação por cisalhamento, e utiliza partículas em um intervalo granulométrico apropriado à flotação, como transporte das partículas finas de interesse, que flutam agregadas às maiores (Greene e Duke, 1962; Chia e Somasundaram, 1983). As principais desvantagens desse processo são a dificuldade na separação do mineral do transportador (no caso de recuperar a espécie valiosa na forma de ultrafinos), o preparo e recuperação de partículas transportadoras e o alto consumo de reagentes. Esse processo, em nível industrial, na produção de caulim utilizando calcita como partículas “carrier” (12 a 20 % em peso), foi desativado.

Como alternativa aos problemas apresentados no processo de flotação transportadora, foi desenvolvido por Hu, na China em 1960, o processo de flotação transportadora autógena ou autotransportadora. Esse processo utiliza a mesma espécie mineral como partícula transportadora ao invés de usar uma espécie mineral de distinta composição (Hu et al., 1988).

O conceito de “shear flocculation” e de “autogeneous carrier flotation” tem sido estendido também para o estágio de condicionamento da polpa antes da flotação. Vários autores

(Bulatovic e Salter, 1989; Rubio e Brum, 1994; Valderrama e Rubio, 1998) postulam que a energia transferida na etapa de condicionamento, tem um efeito significativo sobre a recuperação, teor dos concentrados de flotação e cinética da flotação.

O condicionamento da polpa convencional por meio do fornecimento de agitação e tempo de contato suficiente, permite aos reagentes (ativadores, depressores, coletores, espumantes, etc.) reagirem com as partículas minerais presentes no minério. O processo de “high intensity conditioning”, ou condicionamento em alta intensidade (CAI), por outro lado, reconhece a necessidade de exceder essa transferência mínima de energia, para que ocorra a agregação hidrofóbica seletiva induzida das frações de tamanho finas. Somente o tempo de condicionamento não é suficiente para alcançar a agregação. O limite mínimo de transferência de energia depende da proporção de finos, das propriedades superficiais das partículas finas, dos reagentes utilizados e da hidrodinâmica do sistema.

Outra alternativa, ainda pouco estudada, é o processo de flotação em etapas ou estagiada (“multifeed flotation”) (Hu *et al.*, 1977; Firth *et al.*, 1978; Firth *et al.*, 1979, Rubio, 1988; Fuerstenau *et al.*, 1988; Fuerstenau *et al.*, 2000). A flotação em etapas ou flotação transportadora (autotransportadora) com recirculação parcial ou total de frações concentradas (flotadas) ou circuitos com alimentação em etapas (“multifeed” ou “multistage flotation circuits”) tem por objetivo reduzir a concentração de reagentes, obter concentrados mais limpos e, principalmente, aumentar a recuperação das frações F-UF.

Diversos autores, analisando o “design” de alguns circuitos de flotação de carvão, molibdenita e sulfetos de cobre e molibdênio, reportam circuitos de flotação estagiada e vários fatores que podem ser responsáveis pelo aumento da recuperação. A divisão da alimentação em circuitos de flotação estagiada, onde o concentrado de parte do circuito rougher seria misturado com alimentação nova (“fresca”) em um outro circuito rougher, reduz o consumo de reagentes e aumenta a recuperação de partículas finas. A cinética de flotação pode ser aumentada devido o aumento “artificial” do teor de partículas de maior cinética de flotação, onde as partículas hidrofóbicas (ou hidrofobizadas) podem agir como “sementes” (“carrier”) para as partículas finas (de baixa cinética de flotação) da alimentação nova. Também, uma melhor dispersão de reagentes pode ocorrer quando o concentrado e a alimentação nova misturam-se, resultando em uma melhor utilização de reagentes.

Resultados obtidos por Fuerstenau *et al.* (2000) mostram que para minerais hidrofóbicos como carvão e molibdenita, os circuitos “abertos” com a alimentação dividida em dois fluxos são obtidos melhores teores que nos circuitos convencionais, com menor dosagem de

reagentes (coletor e espumante). De acordo com esses autores, esses resultados se explicam em função das interações entre a alimentação “fresca” e partículas já flotadas (com alta cinética de flotação). Nestes circuitos também ocorre um aumento "artificial" do teor de partículas de alta cinética de flotação. Estas partículas têm a capacidade de "agregar" e transportar as partículas F-UF (principalmente as UF), que apresentam uma baixa velocidade de flotação.

Firth *et al.* (1978) sugerem uma flotação estagiada em carvões australianos, na qual a adição de reagentes é feita em dois estágios, sendo que em cada um se adiciona a metade da quantidade total de reagentes. De acordo com os autores, a melhor eficiência dessa flotação estagiada é explicada pelo fato dessa flotação prever uma maneira de “racionar” o coletor entre as frações finas e graúdas de uma forma mais equitativa, já que a fraca resposta à flotação de muitos carvões é causada principalmente pela ampla distribuição de tamanho na alimentação.

Rodrigues *et al.* (2005), investigando um circuito de flotação de cobre, com o objetivo de identificar perdas de cobre na fração mais fina, propuseram o reciclo do concentrado das últimas células da etapa rougher à alimentação da etapa scavenger-cleaner (com e sem adição estagiada de reagentes). Os resultados obtidos possibilitaram um aumento em 15% na recuperação de cobre (reciclo do concentrado rougher com adição estagiada de reagentes).

Este trabalho teve por objetivo avaliar, em escala de laboratório, o efeito da flotação com recirculação parcial de frações concentradas (flotadas) à alimentação da flotação primária, aqui denominada de Flotação com Reciclo de Concentrado – FRC, na recuperação, entre outras, de partículas minerais finas (“F” 40-13 μm) e ultrafinas (“UF” $<13\mu\text{m}$) de minérios modelos (sulfetos de cobre e minério de fosfato). Também, foi avaliado o efeito do condicionamento em alta intensidade, como etapa pré-flotação, na eficiência de agregação das partículas. Os resultados são discutidos em termos dos parâmetros físicos, químicos e físico-químicos da captura de partículas por bolhas de ar, do efeito do aumento “artificial” do teor de partículas de alta cinética de flotação através da flotação com reciclo de concentrado (FRC) e do efeito do regime hidrodinâmico turbulento de condicionamento, tipo CAI, pré-flotação (auxiliar) na segunda etapa da FRC. Em particular, o estudo visa otimizar o processo convencional de flotação, com ênfase no tratamento de finos e ultrafinos de minérios, problemática antiga na área de tecnologia mineral.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1. A flotação no contexto do tratamento de minérios

A flotação é um processo físico-químico de separação de partículas (ou agregados) de uma suspensão pela adesão a bolhas de ar. As unidades bolhas-partículas formadas apresentam uma densidade aparente menor que a do meio aquoso e ascendem (flotam) até a superfície de um reator (célula de flotação) ou interface líquido-ar, onde são removidas. Esse processo, conhecido a mais de cem anos, teve sua origem na indústria de processamento mineral e atualmente é o processo mais importante na recuperação e/ou concentração de minerais, além de apresentar aplicações nas mais diversas áreas (Rubio et al. 2002), conforme apresentado na Tabela I.

Tabela I. Aplicações dos processos de flotação (Rubio *et al.* 2002).

MINERAÇÃO E METALURGIA
<p>Tratamento de Minérios (Separação diferencial de partículas minerais):</p> <ul style="list-style-type: none"> • Minérios sulfetados: Cu, Pb, Zn, Mo, Fe, Ni; • Oxi-Minerais: Óxidos de Mn, Nb, Mn, Cr, Ti, Fe, Al, Si, Argilas etc; • Minerais semisolúveis (não metálicos, industriais): Fosfatos, CaF₂ (fluorita), CaWO₄ (chelita), Magnesita (MgSO₄), Barita (BaSO₄), Calcita (CaCO₃); • Metais nativos: Au, Ag, Hg; • Carvão “metalúrgico”; • Sais solúveis: KCl, NaCl; • Beneficiamento (adequação) de matérias primas (remoção de impurezas em feldspatos, caulim, argilas para cerâmicos, tintas e outros); • Outros: Iodo, Ácido Bórico.
<p>Meio Ambiente (separação sólido/líquido, sólido/líquido/líquido ou líquido/líquido):</p> <ul style="list-style-type: none"> • Efluentes de usinas de tratamento por flotação de minérios, espessadores ou de concentração gravimétrica de finos (ciclones, espirais, mesas concentradoras). • Tratamento de compostos orgânicos (plantas de extração por solvente), óleos, graxas e corantes (ágatas). • Tratamento de efluentes contendo metais pesados (Ag+1, Sn+2, As+3, Cr+3 / Cr+6, Au+2/Au+4, Be+2, Cd+2, Co+2, Ga+2, Ge+4, Hg+2, Pb+2, Mn+2, Ni+2, Cu+2, Zn+2, Sb+3, Se+2) e ânions (CN, CrO₄, S-2, AsO₄, SO₄, PO₄, MoO₄, F-1). • Reciclo de águas (filtros): Remoção de ânions e íons cálcio. • Tratamento de DAM – Drenagens Ácidas de Minas
PROCESSOS INDUSTRIAIS
<ul style="list-style-type: none"> • Separação de proteínas; • Impurezas na indústria do açúcar de cana; • Separação de óleos, graxas, tensoativos (surfactantes, detergentes), remoção de odor e resíduos sólidos de indústria alimentícia; • Reciclo de plásticos, pigmentos, corantes e fibras; • Separação tinta-papel, borracha, resinas, pigmentos dos “tonners” de impressoras; • Remoção de óleos emulsificados (emulsionados) na indústria química e petroquímica; • Espessamento (adensamento) de lodos ativados; • Reuso (reciclo) de águas de processo (PET, lavagem de veículos, aviões)
OUTROS
<ul style="list-style-type: none"> • Separação-remoção de microorganismos (algas, fungos, bactérias); • Separação de íons de metais em química analítica; • Tratamento de solos: remoção de pesticidas, óleos e elementos radioativos; • Tratamento de águas de processo no controle de corrosão, remoção de detergentes; • Tratamento de águas para uso industrial e doméstico; • Tratamento de esgotos domésticos (remoção de flocos biológicos.sólidos suspensos).

No tratamento de minérios, a flotação (“froth flotation”) é sem dúvida a técnica mais importante e versátil, e seu uso e aplicação vem sendo continuamente expandidos, com o objetivo de tratar grandes quantidades de minério e para abranger novas áreas.

Originalmente patenteado em 1906, o processo de flotação tem permitido o beneficiamento de minérios de baixos teores e finamente disseminados, antes classificados como economicamente inviáveis. Esse processo possibilita a separação seletiva de minerais complexos como chumbo-zinco, cobre-zinco, etc. Inicialmente desenvolvido para o processamento de sulfetos de cobre, chumbo e zinco, o campo da flotação no contexto do tratamento de minérios tem se expandido, e inclui atualmente o processamento de prata; níquel; sulfetos de ouro; óxidos, tais como hematita e cassiterita; minerais oxidados, como malaquita e cassiterita; e minerais não metálicos, como fluorita, fosfatos e carvão.

No cenário mineral brasileiro atual a flotação é responsável pelo beneficiamento de minérios de ferro, fosfato, grafita, magnesita, talco, sulfetos de cobre, sulfetos de chumbo-zinco, óxidos de zinco, níquel, ouro, nióbio, fluorita, carvão, feldspato, silvita e resíduo hidrometalúrgico contendo prata. Sendo que os minérios de ferro e fosfato dominam esse cenário (Tabela II), tanto com relação à tonelagem processada quanto em número de usinas em operação (Araújo et al., 2005).

Tabela II. Principais usinas de flotação em operação no Brasil (Araújo *et al.*, 2005).

Mineral	Empresa	Usina/Mina	Tipo de célula de flotação	Alimentação, t·h ⁻¹
Fosfato	Bunge Fertilizantes	Cajati	mecânica e coluna	1000
		Araxá	coluna	1500
	Fosfertil	Tapira	coluna	1500
		Catalão	mecânica e coluna	1000
	Copebras	Catalão	mecânica	800
Minério de ferro	MBR	Pico	coluna	700
		Vargem Grande	coluna	500
	Samarco	Germano	mecânica e coluna	3200
	CSN	Casa de Pedra	coluna	800
	CVRD	Cauê	mecânica	1600
		Conceição	mecânica e coluna	1800
		Alegria	mecânica e coluna	800
		Timbopeba	mecânica	600
		Timbopeba-Capanema	mecânica e coluna	

Tabela II. (Continuação)

Mineral	Empresa	Usina/Mina	Tipo de célula de flotação	Alimentação, t·h ⁻¹
Zinco	CMM	Vazante	mecânica e coluna	80
		Morro Agudo	mecânica	120
Níquel	CMM	Fortaleza de Minas	mecânica	100
Cobre	Mineração Caraíba	Jaguarari	mecânica	200
	MSS	Canaã dos Carajás	mecânica e coluna	4000
Ouro	Anglo Gold	Queiroz-Raposos	mecânica	200
	Eldorado	Santa Bárbara	mecânica e coluna	200
	RPM	Paracatu	mecânica	1000
Nióbio	CBMM	Araxá	mecânica	200
	Mineração Catalão	Catalão	mecânica	50
Grafita	Companhia Nacional de Grafite	Itapecerica	mecânica	50
		Pedra Azul	coluna	50
		Salto da Divisa	coluna	50
Fluorita	Mineração Nossa Senhora do Carmo	Cerro Azul	mecânica	100
	Cia Nitro Química	Morro da Fumaça	mecânica	30
Carvão	Carbonífera Metropolitana S.A.	Criciúma	mecânica	150
	Rio Deserto	Siderópolis	mecânica	10
Magnesita	Magnesita S.A.	Brumado	mecânica	50
Talco	Magnesita S.A.	Brumado	coluna	5
Feldspato	Feldspar Mineração LTDA	Curitiba	coluna	50
Prata	Paraibuna Metais	Juiz de Fora	coluna	20
Potássio	CVRD	Taquari Vassouras	mecânica	250

2.1.1. Circuitos de flotação

O processo industrial de flotação ocorre de forma contínua em usinas de concentração estruturadas em circuitos, os quais geram fluxogramas com etapas de reciclo dos produtos flotado e não flotado, diluições diversas e, muitas vezes, usando distintas células. Células (mecânicas ou colunas) são dispostas em série, formando um “banco de células” (Figura 1). Isso aumenta o tempo de flotação, ampliando a probabilidade de colisão e adesão (“attachment”) entre bolha-partícula. O tempo de residência de uma partícula em um banco de células pode variar entre 5 a 35 minutos. A taxa de flotação das partículas depende da composição mineralógica do minério (alimentação), densidade da polpa, tamanho da partícula, grau de turbulência na célula, parâmetros físicos e físico-químicos, complexidade do fluxograma (tipo de células, remoagem, entre outros).

Esse arranjo de células em bancos permite a coleta de diferentes produtos de várias células: partículas liberadas que possuem uma cinética de flotação maior e flutam mais rapidamente que as partículas mistas (“middling”). Portanto, concentrados com teores mais elevados são coletados nas primeiras células de um banco (Rougher ou primária).

Freqüentemente o teor do concentrado obtido em um primeiro estágio de flotação (primeiro banco de células) não atinge a qualidade do concentrado final (teor), requerendo etapas de flotação em um ou mais estágios, denominados de estágio de limpeza (“cleaner”), e às vezes pode ser necessário mais de um estágio de limpeza (“recleaner”). A série de células que produzem o concentrado inicial é denominada flotação “rougher” ou flotação primária e o retratamento do rejeito da etapa “rougher” é denominado etapa “scavenger”.

A etapa de flotação “scavenger” de um circuito de flotação se dá com elevadas concentrações de reagentes e elevados tempos de flotação, com o objetivo de maximizar a recuperação de partículas minerais de interesse, podendo ser utilizada após as etapas “rougher”, “cleaner” ou “recleaner”. Por outro lado, a etapa de flotação “cleaner” apresenta condições mais amenas, menor densidade de polpa e concentrações de reagentes menores, uso de água de drenagem para reduzir o arraste de partículas para o concentrado (“entrainment”), assegurando assim que somente partículas de alto teor flitem. Para maximizar o teor do concentrado “cleaner”, o tempo de residência geralmente é menor; por exemplo, a etapa “rougher” e “scavenger” podem ter tempos de residência em torno de 10 minutos, enquanto a etapa “cleaner” apresenta um tempo menor, de aproximadamente 3 minutos.

O concentrado “scavenger” e/ou o rejeito “cleaner” ou “recleaner” possuem um baixo teor, devido a minerais de interesse ainda oclusos ou partículas mistas e também devido ao arraste físico. Esses produtos de baixo teor podem passar por um circuito de remoagem e posteriormente retornar à flotação. Na mineração de cobre, em alguns fluxogramas (Collaluasri, no Chile, e Sossego, no Brasil) o rejeito do circuito cleaner é novamente tratado em bancos de flotação scavenger, que visam a recuperação das frações portadoras de cobre, não flotadas ou rejeitadas na drenagem da espuma, especialmente as frações finas e ultrafinas (Rodrigues et al., 2005).

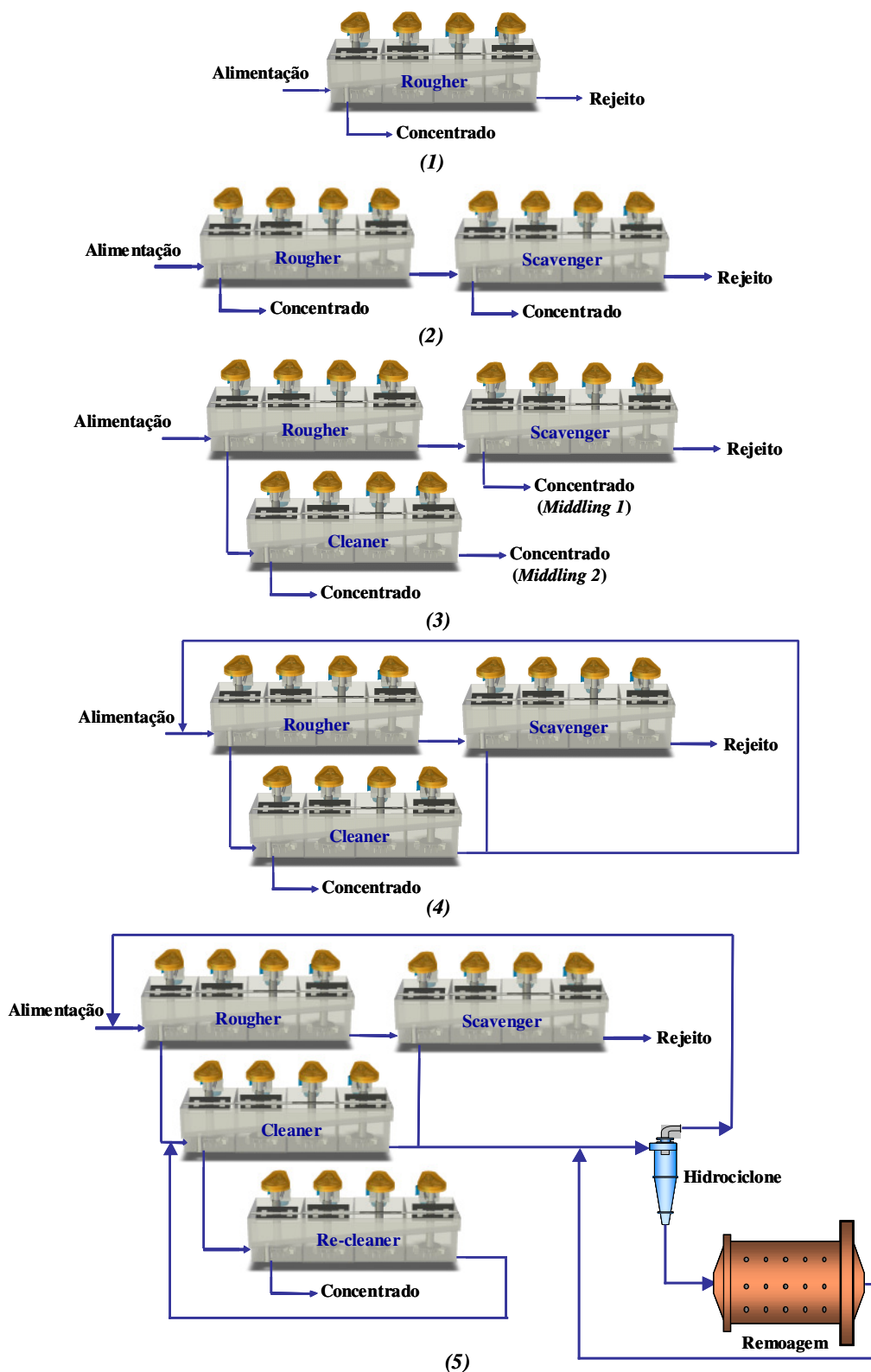


Figura 1. Circuitos de flotação. (1) circuito simples (etapa Rougher); (2) circuito com retratamento (Rougher-Scavenger); (3) circuito com etapa de limpeza (Rougher-Cleaner-Scavenger); (4) circuito fechado, com retratamento do rejeito Cleaner e do concentrado Scavenger; (5) circuito com remoagem.

Outros aspectos técnicos relativos ao comportamento de uma usina de concentração por flotação são:

- A recuperação (especialmente das frações grossas) pode ser aumentada com o acréscimo de reagentes (coletores e espumante) durante a etapa de flotação, nas últimas células de um banco, ou adicionando-se os reagentes após a etapa de remoagem;
- Os circuitos podem ser arranjados, de forma idêntica, em paralelo, possibilitando eventuais paradas para manutenção em algum dos outros circuitos;
- O número e o tamanho de células necessárias em uma usina são determinados por vários fatores, principalmente a taxa de alimentação e a presença de curto-circuitos e zonas mortas. Uma grande quantidade de pequenas células aumenta a flexibilidade da usina e a performance metalúrgica, enquanto que uma pequena quantidade de grandes células, com uma mesma capacidade, possui um custo capital menor, menor área por unidade de volume (“foot print”), menor consumo de energia e menor custo de operação. Com o aumento da tonelagem tratada, visto que o setor mineral tende a recuperar minérios de baixos teores, a tendência tem sido optar por células de grande volume (“tank cells”);
- Para a escolha do tamanho da célula de flotação deve-se considerar a taxa de alimentação de polpa, o número de bancos de células paralelos, número mínimo de células em cada banco, tempo e distribuição de tempos (tipo de mistura) de residência mínimo;
- Considerações econômicas favorecem a escolha de células de grande volume na etapa “rougher” e “scavenger”, em função de que essas são as etapas de maior vazão de tratamento. Dentre as maiores células disponíveis no mercado destacam-se a TankCell da Outokumpu (300 m³) e a Smartcell™ da Wemco (250 m³);
- A alimentação dos circuitos de flotação geralmente é constituída pelos produtos de uma etapa da moagem e classificação em hidrociclones (overflow). Entretanto, em situações onde as partículas minerais de interesse são liberadas na forma de grossos e são recirculadas no underflow do ciclone, elas podem ser recuperadas antes da moagem por células de flotação rápida (“flash flotation”), que são desenhadas para flotar partículas grossas a uma percentagem de sólidos relativamente elevada, já que os finos foram removidos no overflow do ciclone. Os concentrados obtidos nesta etapa “flash flotation” podem possuir teores elevados, as vezes similares aos concentrados finais.

2.1.1.1. Máquinas de flotação

Células mecânicas convencionais – Células FAI

O sistema FAI (Flotação por Ar Induzido) consiste de uma câmara de flotação com um sistema impeller-edutor (associado a um estator) de alta velocidade de rotação, que cisalha o ar formando bolhas com diâmetro entre 400 e 2000 μm (Figura 2). A relação volumétrica gás/água (hold up) pode ser incrementada pela injeção de um volume maior de ar. O regime hidrodinâmico turbulento, a alta cinética de flotação (resultando no curto tempo de retenção) e a elevada razão gás/líquido são as principais características do processo FAI.

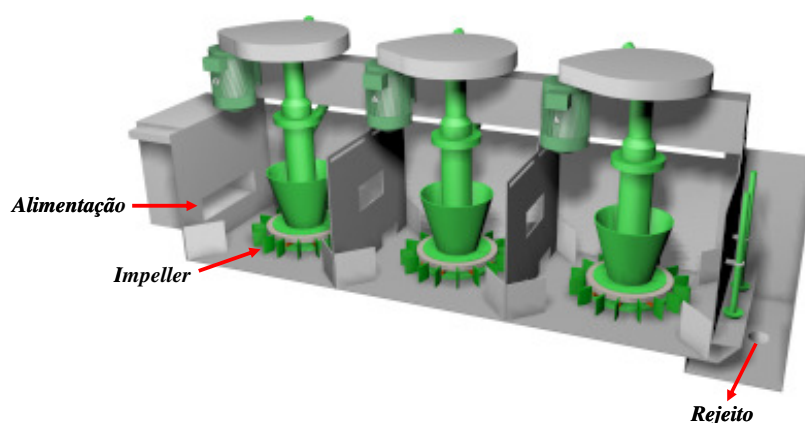


Figura 2. Células de flotação por ar induzido - FAI.

Colunas de flotação

Embora tenham sido desenvolvidas diferentes concepções para as colunas de flotação, o tipo comumente conhecido como “Coluna Canadense” apresenta as características básicas utilizadas em unidades industriais (Aquino et al., 2002). A alimentação da polpa, previamente condicionada, é feita aproximadamente a 2/3 da altura da coluna a partir de sua base. Na zona de coleção, as partículas provenientes da alimentação da polpa são contatadas em contracorrente com o fluxo de bolhas de ar produzido pelo aerador instalado na parte inferior da coluna. As partículas hidrofóbicas colidem e aderem às bolhas ascendentes, sendo transportadas até a zona de limpeza, constituída por uma camada de espuma que pode alcançar até 1 metro de espessura.

Por outro lado, as partículas hidrofílicas ou pouco hidrofóbicas e, portanto, não aderidas às bolhas, são removidas na base da coluna (Ityokumbul et al., 1995; Yianatos, 2002; Yianatos et al., 2005). Na parte superior da coluna é adicionada água de lavagem, com auxílio de dispersores (aspersores), visando permitir uma adequada distribuição de água no interior da

camada de espuma. A água de lavagem desempenha um papel de fundamental importância neste processo para eliminação de partículas arrastadas pelo fluxo ascendente e para a estabilização da espuma (Aquino et al., 2002; Yianatos, 2002).

A coluna de flotação difere da célula mecânica convencional nos seguintes aspectos básicos:

- Geometria (relação altura/diâmetro);
- Água de lavagem da fase espuma;
- Ausência de agitação mecânica;
- Captura de partículas por bolhas: contracorrente, no caso de colunas de flotação;
- Sistema de geração de bolhas;
- Controle dos níveis da espuma (interface) e dos distintos fluxos (bias);
- As colunas de flotação apresentam velocidades superficiais definidas em todos os pontos de entrada e saída (alimentação, concentrado e rejeito).

As colunas industriais têm um diâmetro efetivo de seção transversal variando entre 0,3 a 4,5 metros, podendo ser seções retangulares ou circulares. Colunas com diâmetro efetivo superior a 1,5 metros são normalmente divididas por meio de defletores (“baffles”) verticais, com o objetivo de minimizar os efeitos de turbulência interna. A altura total das colunas pode variar em função das características operacionais requeridas, notadamente pelos tempos de residência exigidos (Aquino et al., 2002). A maioria das colunas industriais tem uma altura variando entre 10-14 m (Yianatos, 2002).

A Figura 3 apresenta um desenho esquemático deste equipamento, considerando um contato em contra-corrente entre a polpa e o leito de bolhas ascendentes (Finch e Dobby, 1990; Yianatos, 2002; Bergh e Yianatos 2003).

A Figura 3 mostra duas zonas distintas nas colunas de flotação:

- Zona de coleção: também chamada de zona de recuperação, coleta ou zona de concentração, localizada entre a interface polpa/espuma e o sistema de aeração;
- Zona de limpeza: também conhecida como zona de espuma entre a interface polpa/espuma e o transbordo (Aquino *et al.*, 2002).

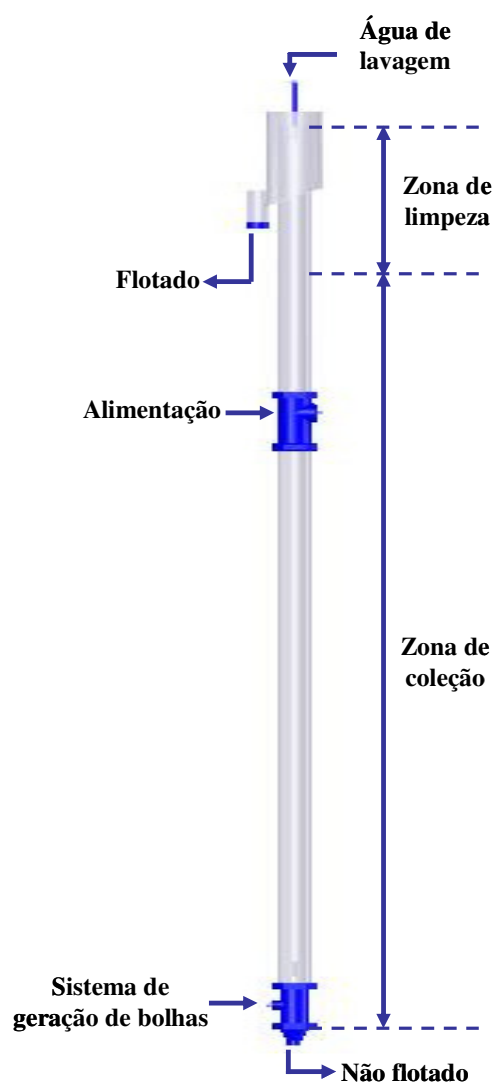


Figura 3. Esquema básico de uma coluna de flotação.

A última geração de células tipo colunas inclui melhorias no desenho original, dentre as quais se destacam as colunas com reatores/contatores externos (Tortorelli et al., 1997; Martins et al., 2004) (coluna com reator USBM) (Finch e Dobby, 1990; Foot et al., 1986), Cominco (Murdock, 1992), Microcel™ (Yoon et al., 1989), colunas com modificações internas (coluna empacotada (Yang, 1988; 1991), colunas com defletores (“baffles”) longitudinais para reduzir o grau de mistura, colunas com defletores horizontais para melhorar a eficiência de limpeza (Kawatra e Eisele, 1993) e coluna modificada de três produtos (C3P-LTM) utilizada para obtenção de altas razões de enriquecimento (teor concentrado/teor alimentação) (Rodriguez, 1991; Rubio e Rodriguez, 1992; Santander, 1993; Santander et al., 1994; Cabral, 1995; Valderrama et al., 1995; Rubio, 1996; Cabral e Rubio, 1996; Valderrama, 1997; Valderrama et al., 2000; Valderrama et al., 2002).

Nozzle flotation

Uma inovação no campo da flotação por ar induzido (FAI) foi o desenvolvimento de processos que utilizam bocais para injeção/aspiração de gás. Neste sistema parte da polpa é parcialmente recirculada por uma bomba centrífuga fazendo-a passar por uma constricção (edutor), onde o ar é misturado na água para formação das bolhas (efeito venturi). Este tipo de equipamento também é chamado de célula de flotação por ar induzido tipo edutor (Figura 4).

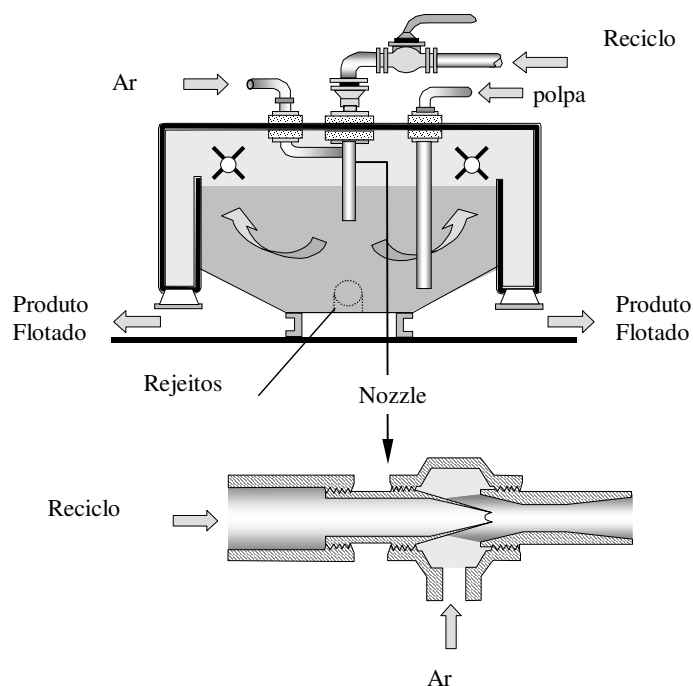


Figura 4. Unidade de flotação *Nozzle*.

O *hold up* é função da pressão no edutor (taxa de reciclo), tamanho do orifício de entrada do gás que pode ser controlada por uma válvula. O tamanho de bolha por sua vez é afetado pelo *hold up* e dissipação de energia através do edutor.

Célula Jameson ou a Jato

Neste equipamento, o bombeamento da polpa (já condicionada) é realizado em um tubo central, denominado “downcomer”, na forma de um jato (“jet”) que possui uma constricção de fluxo tipo venturi (Figura 5). Por causa da perda de carga no venturi, é provocado um vácuo (pressão negativa) que permite auto-aspirar o ar por uma entrada lateral. A captura das partículas ocorre no downcomer, otimizada pelo grande valor de S_b , fluxo de área superficial de bolhas, que existe em seu interior. Em função deste valor elevado de S_b e do tamanho de bolhas que são formadas (supostamente 100 % < 600 μm), a célula Jameson e outros

equipamentos similares apresentam, teoricamente, um grande potencial para recuperar partículas F-UF por flotação (Finch, 1995; Honaker, 1999 e 1996).

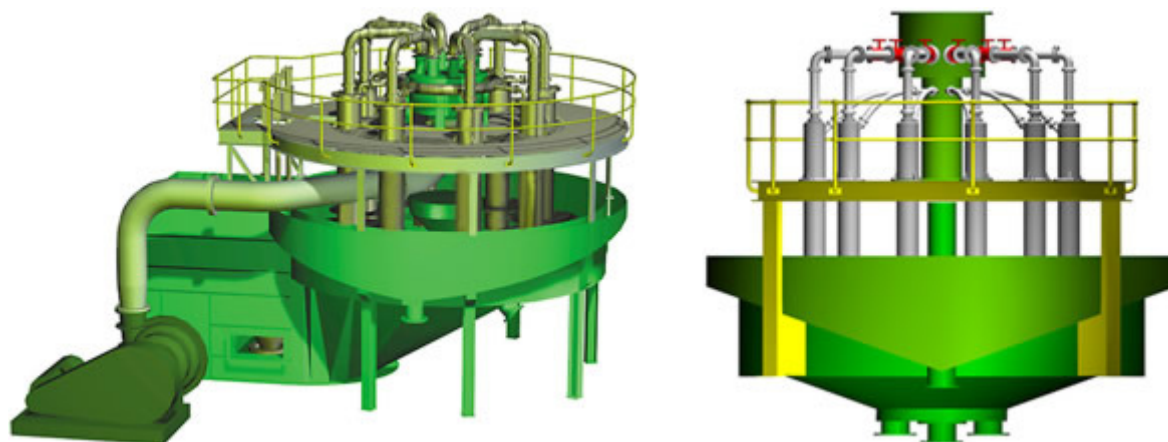


Figura 5. Célula Jameson.

2.2. Princípios básicos da flotação

A teoria da flotação é complexa, envolvendo três fases (sólido, líquido e gás) com muitos subprocessos e interações. O processo de flotação é compreendido por basicamente três mecanismos:

- i. Colisão e adesão (“attachment”) seletiva de partículas a bolhas de ar (flotação “real” – “true flotation”);
- ii. Resistência ao cisalhamento e transferência de partículas à zona de espuma;
- iii. Resistência da unidade bolha-partícula na espuma e transferência ao concentrado.

A adesão de partículas a bolhas de ar é o mecanismo mais importante e é responsável pela maior quantidade de partículas que são reportadas ao concentrado, mecanismo esse denominado flotação “real” (“true flotation”). Embora a flotação “real” seja o mecanismo dominante na recuperação seletiva de partículas minerais, a eficiência de separação entre o mineral de interesse (a ser flotado) e a ganga é também dependente do grau de resistência da unidade bolha-partícula ao cisalhamento dentro da célula (“entrainment”) e a resistência dessa unidade na espuma e posterior transferência ao concentrado (“entrapment”). Diferentemente da flotação “real”, que é seletiva (adesão bolha-partícula) às propriedades superficiais das partículas minerais, tanto as partículas de mineral de interesse quanto as de ganga, podem ser recuperadas por arraste hidrodinâmico, arraste por oclusão em agregados, ou arraste por “slime coating” ou recobrimento por ultrafinos ou “lamas”.

A diferença da capacidade das partículas se aderirem a uma interface é a principal premissa da flotação. Devido a este fato, os reagentes que controlam essa propriedade, como reagentes hidrofobizantes (coletores), modificadores de carga, desempenham um papel importante na otimização de vários microprocessos envolvidos. Portanto, a flotação de partículas em suspensão é um fenômeno cinético composto por diferentes etapas (microfenômenos). Um modelo probabilístico desse processo tem sido estudado por diversos autores (King, 1982; Ek, 1992; entre outros) e pode ser expresso pela seguinte equação (Ek, 1992):

$$P_f = P_c \cdot P_a \cdot P_p \cdot P_t \quad (\text{Eq. 1})$$

onde:

P_f = Probabilidade de flotação (real, não por arraste);

P_c = Probabilidade de colisão;

P_a = Probabilidade de adesão;

P_p = Probabilidade de permanência (resistência);

P_t = Probabilidade de transferência ao produto flotado.

P_c – Probabilidade de Colisão. De acordo com Yoon e Luttrell (1989) a probabilidade de colisão entre uma bolha de ar e uma partícula (P_c) é diretamente proporcional ao quadrado do diâmetro da partícula (d_p) e inversamente proporcional ao quadrado do diâmetro da bolha (d_b):

$$P_c \propto \frac{d_p^2}{d_b^2} \quad (\text{Eq. 2})$$

Assim, a probabilidade de colisão aumenta com o aumento do tamanho de partícula, e com a diminuição do tamanho de bolha.

Em qualquer sistema de flotação existe uma faixa de tamanho de partículas, portanto, deve-se dispor de uma determinada distribuição de tamanho de bolhas para que a “captura” de partículas por bolhas seja maximizada (Figura 6). Para uma ampla distribuição granulométrica de partículas de valor, teoricamente necessita-se de uma correspondente distribuição de tamanho de bolhas. Isto não ocorre nas condições atuais de flotação em usinas de tratamento de minérios e por isso, a recuperação das partículas minerais F e UF é normalmente baixa (Rubio *et al.* 2003).

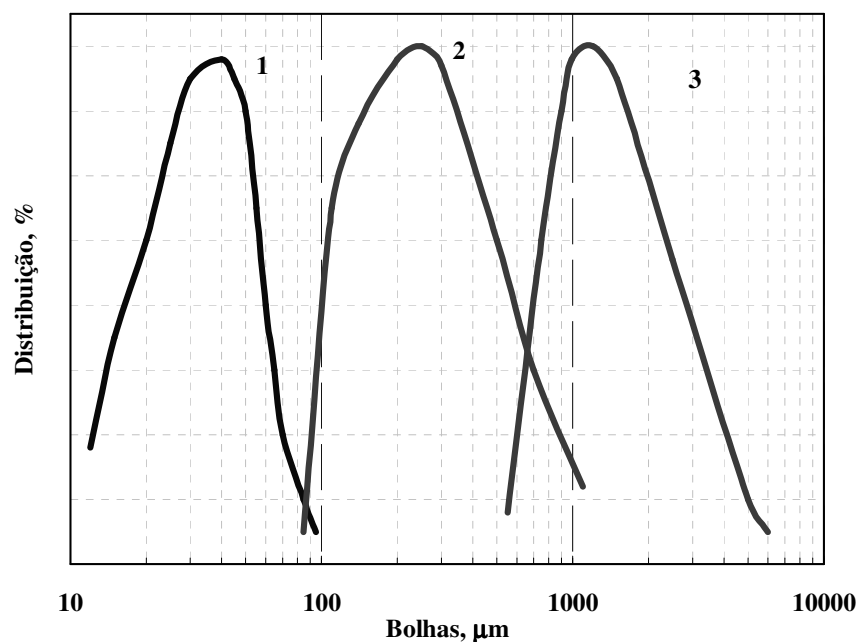


Figura 6. Geração de bolhas na flotação. (1) microbolhas; (2) bolhas de tamanho intermediário; e (3) bolhas geradas em células de flotação convencional (minérios).

Reay e Ratcliff (1973), utilizando bolhas de aproximadamente 100 μm de diâmetro, forneceram a primeira evidência experimental da capacidade de melhora da flotação de partículas finas pela diminuição do tamanho de bolha. A geração de bolhas pequenas ($< 100 \mu\text{m}$) é particularmente importante para flotação de partículas finas (5-30 μm) (Ahmed e Jameson, 1985). Anfruns (1976) estudou o modelo de uma única bolha (500-1000 μm) ascendendo através de uma polpa diluída de partículas com diâmetros variando entre 10 e 40 μm e observou que a eficiência de coleção é maior quando as partículas são maiores e as bolhas são menores.

Experimentalmente tem sido possível medir a probabilidade de colisão através da eficiência de colisão, E_c . Este parâmetro é igual à razão entre a massa das partículas disponíveis para a colisão, localizadas na parte superior das bolhas e dentro de uma coluna com um raio "crítico", R_c , (em relação ao centro da bolha), e a massa das partículas que realmente colidem.

Ahmed e Jameson (1983) reportam que a constante cinética de flotação (k) é inversamente proporcional ao diâmetro de bolha (d_b). Esses autores afirmam que a constante cinética é afetada pela eficiência de colisão de acordo com a equação:

$$E_c = \frac{d_p^m}{d_b^n} \quad (\text{Eq. 3})$$

onde m varia de 1 a 2 e n de 2,5 a 3,0.

Esta eficiência define a primeira etapa da capacidade de uma bolha para "capturar" (coletar) partículas dentro de R_c (Figura 7). Este fator depende da viscosidade do meio, da densidade, da velocidade de difusão, da velocidade de ascensão das bolhas, do diâmetro das partículas minerais e da força de cisalhamento.

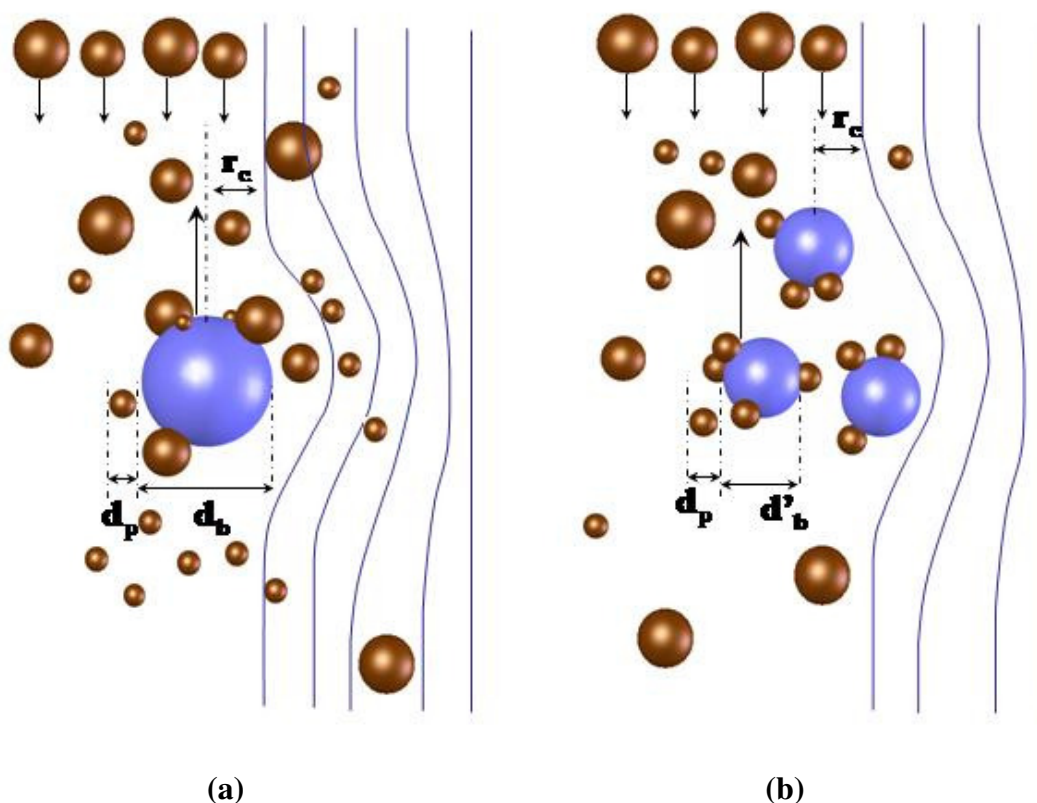


Figura 7. Fenômeno de “captura” (colisão + adesão) de partículas de diâmetro d_p por bolhas de diâmetro d_b dentro de um raio crítico r_c . Comparação entre bolhas (a) grandes e (b) pequenas.

A probabilidade de colisão é controlada basicamente pela hidrodinâmica do sistema. Não existe uma teoria quantitativa que inclui ao mesmo tempo a influência da proporção de sólidos, a distribuição ampla dos tamanhos das bolhas e das partículas. Yoon (2000) define este fator como sendo:

$$P_c = \left[\frac{3}{2} + \frac{4 \cdot Re^{0,72}}{15} \right] \cdot \left(\frac{R_1}{R_2} \right)^2 \quad (\text{Eq. 2})$$

onde:

Re é o número de Reynolds;

R_1 é o raio da partícula;

R_2 é o raio da bolha.

Esta probabilidade é, portanto, função do movimento relativo das partículas e das bolhas, e é controlada basicamente por:

- F_d , força de cisalhamento, gerada pelo movimento relativo entre o líquido (fluido) e as partículas;
- g , a força de atração gravitacional com maior importância nas partículas densas, de tamanhos intermediários ou grossos;
- A inércia e o momentum das partículas (grossas), movimentadas por correntes de convecção;
- A difusão ou movimento browniano (para as ultrafinas).

Generalidades:

- i. As colisões entre bolhas e partículas de tamanho grande dependem em grande parte dos efeitos inerciais e da ação da atração gravitacional;
- ii. Colisões entre partículas pequenas e bolhas de tamanho médio; elas são função do número de encontros entre as bolhas que sobem e as partículas que sedimentam;
- iii. No caso das partículas muito pequenas, elas são arrastadas pelas linhas de fluxo. As colisões ocorrem através desse movimento e pelo movimento browniano em sentido radial às linhas de fluxo.

Pa - probabilidade de adesão. A adesão bolha-partícula é a etapa (microprocesso) mais importante da flotação e depende de uma série de características do sistema de flotação, incluindo tamanho de bolha, tamanho de partícula, propriedades superficiais da fase dispersa, temperatura, propriedades físico-químicas da fase contínua e condições hidrodinâmicas. Para que ocorra a adesão é necessário o deslocamento do filme líquido da superfície mineral pela bolha de ar. Este fenômeno ocorre somente se a força de interação resultante entre a superfície e a bolha de ar é de caráter atrativo, condição que é determinada pela hidrofobicidade da superfície. No entanto, além desse critério puramente termodinâmico, existe uma condição de ordem cinética (fundamentalmente fatores hidrodinâmicos) para que ocorra a adesão, isto é, que o tempo de contato entre bolha e partícula seja maior que o tempo de indução, tempo necessário para o afinamento e deslocamento do filme hidratado das interfaces sólido/líquido e líquido/ar (Figura 8).

O processo de adesão inclui as seguintes etapas:

- Indução, tempo de permanência (na colisão) no ponto onde ocorre a adesão propriamente dita; t_i = tempo de indução, que é da ordem de milissegundos e que depende do ângulo de contato θ , das forças interfaciais (sobreposição de duplas camadas líquido/gás e líquido/sólido), parâmetros eletroquímicos (efeitos redox) e da energia de colisão (relação db/dp), basicamente corresponde ao tempo de estreitamento (“thinning”) inicial do “filme” ou película líquida ao redor de as partículas e bolhas;
- Ruptura do filme ou da película líquida, que ocorre no tempo t_r . Este tempo é da ordem de microssegundos e depende basicamente do ângulo de contato, ou hidrofobicidade (interface sólido/líquido);
- Deslocamento do filme até o ponto de equilíbrio (restauração do equilíbrio) que ocorre durante o tempo de expansão das linhas trifásicas. Este tempo, t_d , é da ordem de milissegundos e depende de θ , do tipo de tensoativo e da rugosidade, "roughness" das partículas.

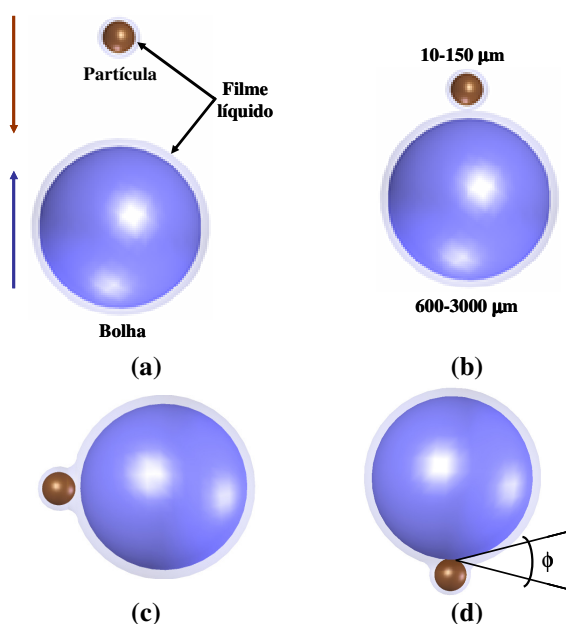


Figura 8. Fenômeno de captura bolha-partícula. (a) aproximação bolha-partícula; (b) colisão bolha-partícula; (c) indução – tempo de adelgaçamento do filme líquido; (d) ruptura do filme líquido e formação de um ângulo de contato.

Gu et al., (2003) quantificando a adesão de uma bolha em uma gota de betume, observaram que o tempo de indução (tempo mínimo necessário para adelgaçamento e ruptura do fino filme entre as duas fases em questão para formar um agregado estável) é consideravelmente reduzido quando o tamanho de bolhas é reduzido de 500 para 120 μm e a velocidade de

impacto bolha-gota de betume é aumentada. Em termos de aplicação industrial no processo de flotação, condições mais favoráveis a flotação seriam obtidas com uma ampla distribuição de tamanho de bolha caracterizada por um pequeno diâmetro médio e uma zona de mistura turbulenta (para promover mais velocidade, e conseqüentemente energia, de impacto bolha-gota).

A "captura" (colisão + adesão) portanto aumenta com a diminuição do tamanho de bolhas e com o aumento do tamanho de partículas, depende de S_b , o fluxo da área superficial de bolhas disponível ("lifting power"), de parâmetros hidrodinâmicos, peso no campo gravitacional, pressão hidrostática e capilaridade, tensão, compressão e forças de cisalhamento, fatores termodinâmicos associados à interação hidrofóbica entre bolhas e partículas e de fatores cinéticos como a energia mínima de colisão para destruir a camada líquida de água que antecede a adesão (Rodrigues, 2004). Como resultado desta análise, para a flotação de partículas ultrafinas são necessárias bolhas pequenas (30-100 μm) e para partículas médias e grossas, bolhas maiores (600-2000 μm) (Figura 9).

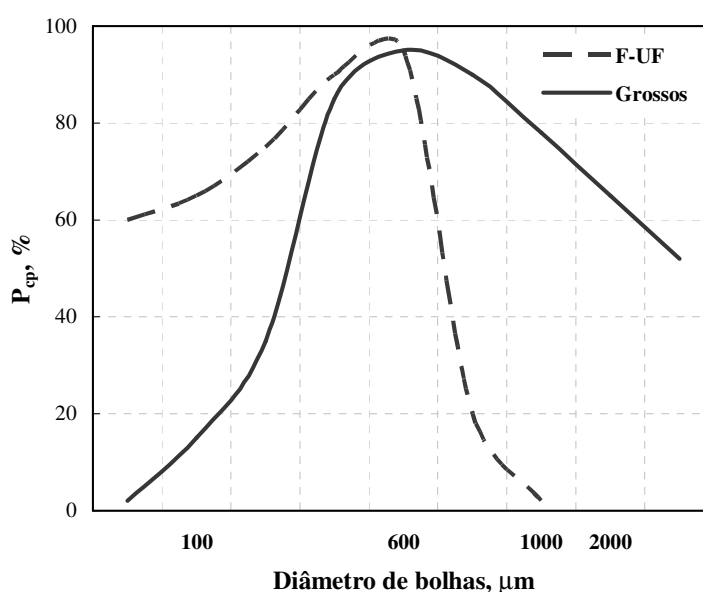


Figura 9. Influência do diâmetro de bolhas na probabilidade de captura de partículas (P_{cp}) finas e ultrafinas (F-UF) e grossas.

Pp - probabilidade de permanência (resistência). Esse fator inclui os subprocessos que seguem à captura, ou seja, os de ascensão das unidades bolha-partícula e sua recuperação como produto flotado. Dois são os principais fatores nesta etapa: um fator relacionado com a resistência ao cisalhamento na ascensão entre as próprias partículas, e outro, com o fenômeno

de ruptura via colapso das unidades bolha-partícula. Esse fator depende portanto dos seguintes parâmetros:

- Termodinâmicos: hidrofobicidade, medida via ângulo de contato, na interface sólido/líquido;
- Hidrodinâmicos: turbulência, fricção, velocidade de ascensão das bolhas, densidade das partículas e aceleração das unidades bolhas-partículas;
- Físicos: teor do material a ser flotado, diâmetro das partículas que flutam, diâmetro das bolhas, viscosidade e densidade da polpa.

Pt - probabilidade de transferência ao produto flotado. A probabilidade de remoção das unidades bolha-partícula está relacionada com a capacidade de transferência dessas unidades ao produto flotado via coleta mecânica e (principalmente nas colunas de flotação) com a probabilidade de drenagem da espuma. A drenagem da espuma depende da estrutura da espuma (tipo de espumante), concentração de sólidos (razão água/sólidos), diâmetro das partículas de ganga e largura dos canais de drenagem. Este fator é controlado por parâmetros termodinâmicos (hidrofobicidade - ângulo de contato, θ), pelos diâmetros das partículas e bolhas e por parâmetros físicos, como a viscosidade-rigidez (proporção de sólidos) da espuma e a ação mecânica do raspador de espuma.

Esta análise mostra que com relação aos F-UF, a probabilidade de permanência e transferência não são fatores problemáticos porque quanto menor é o tamanho das partículas, maior é a aderência às bolhas. Portanto, os problemas de recuperação destas frações F-UF são relativos à captura na zona de coleta.

2.3. Influência do tamanho de partícula na eficiência do processo de flotação

A concentração de minérios por flotação apresenta boa eficiência em uma dada faixa de tamanho de partícula, que depende do sistema mineral. Essa faixa de tamanho depende também da escala de operação, concentração de reagentes, hidrodinâmica do sistema, tamanho e distribuição de tamanho e tempo de residência. Os principais problemas e características observadas na flotação de partículas finas e ultrafinas (F-UF) são (Pease et al., 2005):

- Partículas F-UF possuem uma alta área superficial por unidade de massa, o que acarreta um maior consumo de reagentes;

- Essas partículas possuem baixo *momentum*, o que facilita o arraste hidrodinâmico pelas linhas de fluxo de água, e leva a uma menor energia de colisão com as bolhas de ar;
- Essas frações são mais passíveis ao fenômeno de *slime coating* (recobrimento por lamas), devido a sua alta área superficial fazendo-as assim mais reativas;
- As partículas F-UF reagem muito mais do que as grossas com íons em solução presentes na água de processo, em função da maior reatividade superficial (maior energia livre superficial);
- A alta área superficial pode levar à formação de espumas mais resistentes (estáveis) tornando mais difícil a etapa de filtração;
- A cinética de flotação para as frações F-UF é menor do que das partículas de tamanho médio. Essas frações podem flotar com bolhas grandes, porém o uso de bolhas pequenas aumenta a sua cinética de flotação (adesão efetiva), pelo maior tempo de residência das bolhas menores.

Tanto as partículas grossas quanto as partículas muito finas apresentam uma baixa eficiência de flotação, enquanto que partículas de tamanhos intermediários apresentam uma ótima eficiência de flotação. Esse fenômeno é devido a problemas de captura de partículas (finas) por bolhas e da menor capacidade de carregamento (“lifting-power”) pelas bolhas das maiores (grossas).

Esse efeito do tamanho de partículas tem sido investigado experimentalmente através dos parâmetros de cinética de flotação (k) e medidas de eficiência de coleta (E_c). Os estudos experimentais relativos ao efeito do tamanho de partícula na cinética de flotação têm apresentado resultados contraditórios, porém indicam uma diminuição na cinética de flotação quando ocorre o decréscimo do tamanho de partícula.

As curvas de eficiência de flotação, em função do tamanho de partículas, apresentam um máximo para certo intervalo e ineficiência nos dois extremos (Figura 10). No intervalo de partículas grossas a ineficiência é explicada pela capacidade de transporte das bolhas e a fração F-UF perdida é função de uma série de microfenômenos que diminuem a captura de partículas por bolhas.

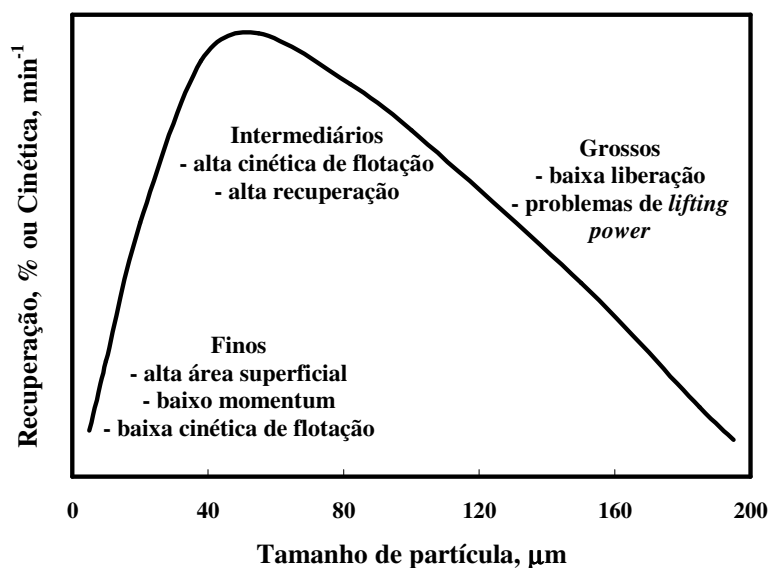


Figura 10. Efeito do diâmetro de partícula na recuperação e cinética de flotação.

2.4. A flotação de finos e ultrafinos de minérios

2.4.1. Geração de frações F-UF

As partículas minerais finas estão presentes na maioria dos minérios devido a intempéries e à decomposição de componentes rochosos. Subseqüentemente ocorre a geração de finos secundários nos processos de transporte e cominuição. A geração de finos primários é mais comum para minérios não metálicos e minerais oxidados, bem como alguns minérios maciços sulfetados com alteração na gênese. A natureza dos finos depende das características físicas do próprio minério.

A geração de finos secundários é normalmente mais associada ao requerimento de moagem e à performance da classificação, do que às características físicas do minério (último estágio do processo de fragmentação). Nesse estágio as partículas são reduzidas, pela combinação de impacto, compressão, abrasão e atrito, a um tamanho adequado à liberação do material. Cada minério tem uma granulometria ideal para ser moído, dependendo de muitos fatores incluindo a distribuição do mineral de valor na ganga e o processo de separação que vai ser utilizado. A submoagem do minério resulta num produto grosso com liberação parcial do mineral de valor, inviabilizando o processo de concentração. A sobremoagem também não é desejada, pois ela reduz o tamanho das partículas, desnecessariamente, o que acarretará maior consumo de energia e perdas no processo de concentração. A produção de finos secundários é mais comum no processamento de minérios maciços ou semi-maciços sulfetados onde uma

moagem muito fina é requerida para alcançar a liberação do mineral de valor. Finos secundários também podem ser gerados em usinas de beneficiamento quando a classificação no circuito de moagem não é eficiente. Normalmente, os minerais pesados acumulam-se na carga circulante do circuito de moagem, submetendo-se a uma moagem maior do que aquela requerida para sua liberação.

Quando um minério é submetido a um processo de cominuição para liberação dos minerais de valor, o produto final é caracterizado por uma determinada distribuição granulométrica, que pode ser representada pela equação de Gaudin/Schuhman:

$$Y = 100 \cdot \left(\frac{X}{X_m} \right)^\alpha \quad (\text{Eq. 4})$$

Onde Y é a percentagem acumulada de material menor que o tamanho X, X_m é o tamanho máximo teórico da distribuição e α é o módulo da distribuição. Quanto menor o valor de α maior a proporção de finos no material analisado.

2.4.2. Problemas na recuperação de F-UF

O problema de recuperação de frações finas e ultrafinas tem sido analisado exaustivamente por diversos autores. Collins e Read, 1971; Trahar e Warren, 1976; Trahar, 1981; Sivamohan, 1990; Song et al., 2001; Liu et al., 2002; Rubio et al., 2003; Rubio et al., 2004; Pease et al., 2005; Johnson, 2005 têm descrito, em detalhe, as dificuldades existentes em relação à flotação. Os principais problemas que se observam na flotação de F-UF, são: baixa probabilidade de colisão e adesão entre partículas e bolhas, dificuldade para superar a barreira energética entre elas, arraste mecânico (“entrainment” e “entrapment”), recobrimento por ultrafinos (“slime coating”), elevada adsorção de reagentes, rigidez da espuma e uma baixa seletividade na adsorção de reagentes. Todos estes fatores contribuem para uma diminuição da cinética de flotação, uma menor recuperação e um maior consumo de reagentes. As partículas grossas, por sua vez, apresentam baixa recuperação por flotação devido sua elevada massa, o que prejudica o carregamento pelas bolhas de ar ou pelo baixo grau de liberação (baixa hidrofobicidade). A Figura 11 ilustra os efeitos adversos à presença de partículas finas nos circuitos de flotação.

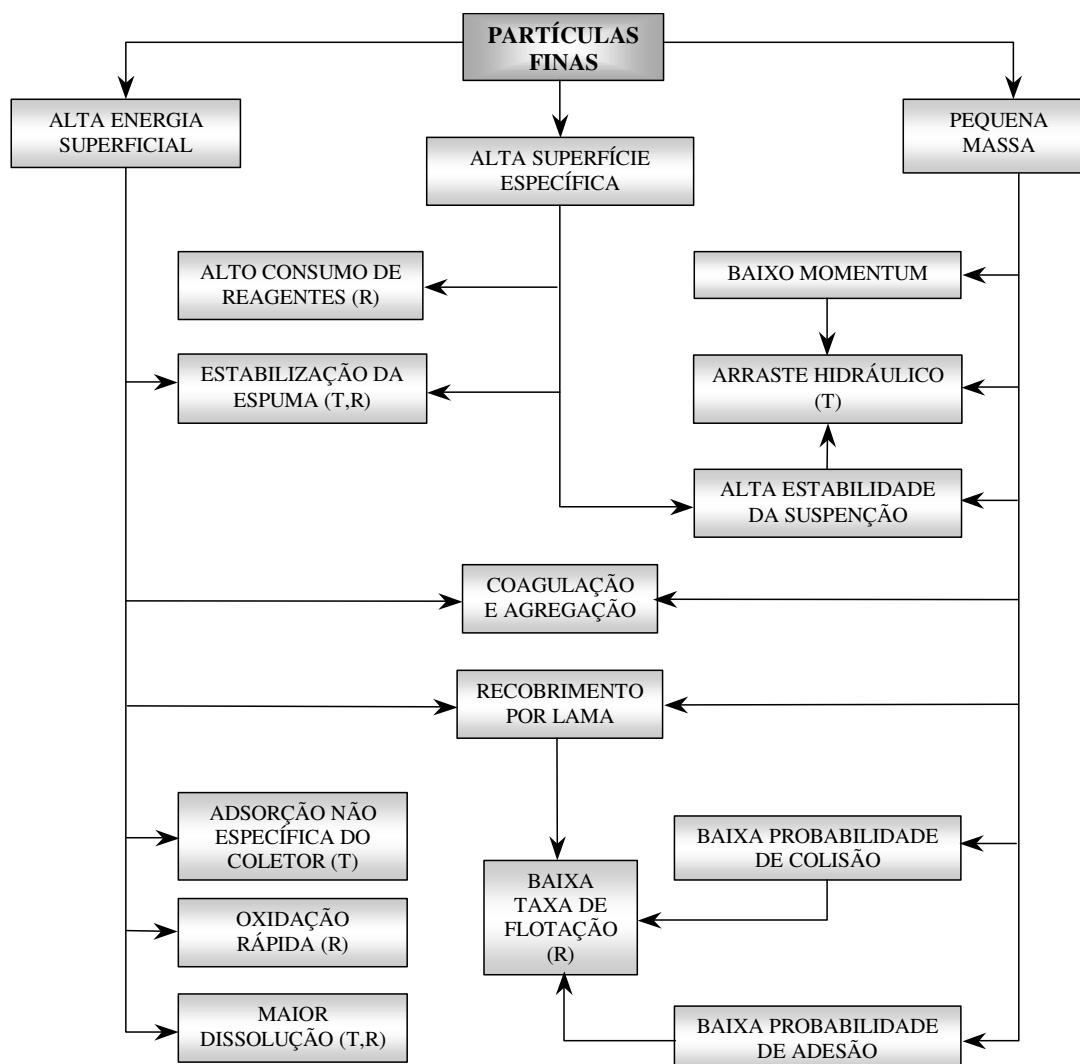


Figura 11. Relação entre as propriedades físicas e químicas das partículas finas e seu comportamento na flotação. T e R indica se o fenômeno afeta o teor e/ou a recuperação, respectivamente. As flechas indicam os vários fatores que contribuem para um particular fenômeno observado na flotação de partículas finas (adaptada de Subrahmanyam e Forssberg, 1990).

Devido à pequena massa, as partículas finas apresentam: baixo momento de inércia (quantidade de movimento); heterocoagulação; arraste hidrodinâmico ao concentrado; baixa probabilidade de colisão e dificuldade em superar a barreira energética entre partícula e bolha e entre as próprias partículas.

Outro problema relacionado com as partículas finas é a sua alta energia superficial. Essa energia é devida principalmente a imperfeições durante a cristalização, aumento das fendas e deslocamento de bordas na superfície da partícula, assim como a presença de outros sítios superficiais de alta energia. Como resultado dessa alta energia superficial, as partículas finas apresentam problemas de adsorção não específica de reagentes, alta hidratação, rápida reação superficial, aumento da solubilidade e um indesejável recobrimento das partículas de valor

por partículas ultrafinas de ganga ou vice-versa (“slime coating”). Todos esses fatores contribuem para uma diminuição da cinética de flotação, uma menor recuperação e um maior consumo de reagentes.

Normalmente as partículas finas (minerais metálicos) com tamanho menor que 10 micrômetros têm baixa eficiência de colisão com bolhas de ar e são susceptíveis ao mecanismo de arraste hidrodinâmico. Este não distingue entre partículas hidrofílicas e partículas hidrofóbicas e está estreitamente relacionado com a recuperação de água. Alguns trabalhos (Trahar, 1981; Warren, 1985; Subrahmanyam e Forssberg, 1990) observaram uma relação linear entre a recuperação de água e de mineral, introduzindo os conceitos de grau de arraste hidrodinâmico e recuperação real, recuperação obtida somente através do mecanismo bolha-partícula. A Tabela III apresenta as propriedades físicas e físico-químicas de interesse em estudos de flotação de partículas finas e ultrafinas.

Tabela III. Propriedades físicas e físico-químicas de interesse.

Físicas	Físico-Químicas
Tamanho e distribuição de tamanhos	Carga e potencial superficial
Forma e textura	Hidrofobicidade – Hidrofilicidade
Porosidade	Reatividade superficial
Mineralogia	Solubilidade (interação sólido/líquido)
Área Superficial	Grau de dispersão
Movimento Browniano	Estabilidade (agregação e sedimentação)

2.4.3. Alternativas para o aumento de recuperação de F-UF

As alternativas para o aumento de recuperação de F-UF são diversas e apresentam um grau diferenciado de eficiência. Essas são baseadas em novos conceitos de diminuição da geração (em planta) de finos e ultrafinos, de otimização da “captura” de partículas por bolhas e de aumento do tamanho das partículas-problema.

As técnicas com maior potencial são as que empregam condicionamento em alta intensidade (CAI) seguida de flotação (transportadora e autotransportadora), tratamento fracionado por tamanho de partículas, flotação “rougher flash” ou “unit”, flotação com maior “hold-up” de ar ou fluxo de área superficial de bolhas (S_b), flotação com óleos: “extender” ou extensora otimizada (óleo emulsificado), células de contato, uso de bolhas (com ou sem modificação de carga) de menor tamanho em células convencionais e novos desenhos de plantas de tratamento de rejeitos (PTR).

A seguir são apresentadas algumas alternativas já propostas para melhorar o aumento da recuperação de frações F-UF de valor, que ainda se encontram em estudo, outras em fase de desenvolvimento tecnológico e outras pouco estudadas ou pouco difundidas.

2.4.3.1. Processos baseados na agregação química (físico-química) e física

O objetivo dessa alternativa é resolver o problema dos F-UF por agregação, ou seja, aumentando o tamanho das partículas e reduzindo o número de partículas unitárias (Figura 12).

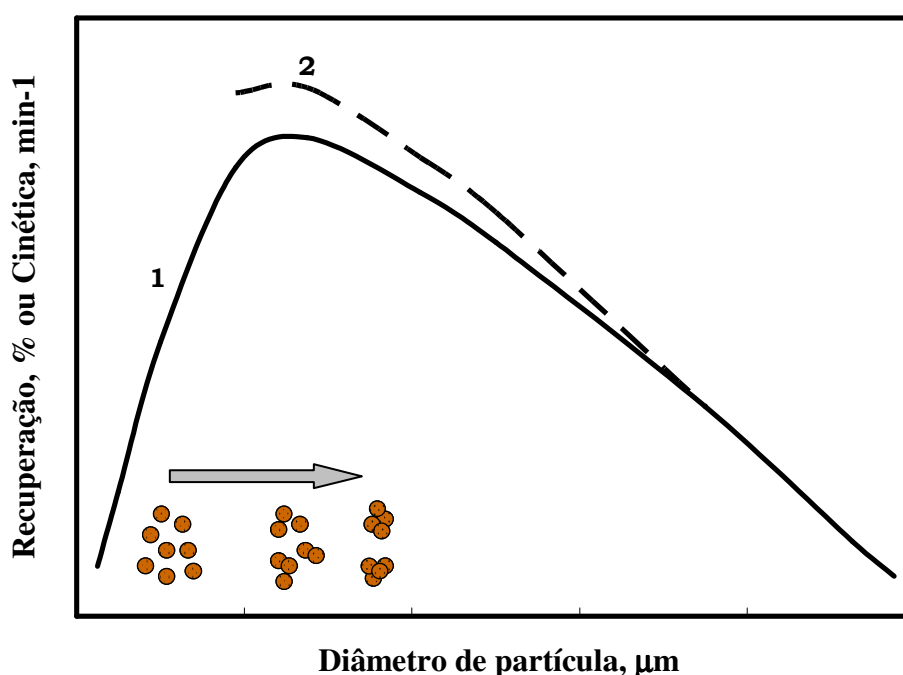


Figura 12. Técnicas de agregação seletiva para aumento da recuperação por flotação. (1) curva sem agregação dos F-UF (2) curva após agregação dos F-UF.

Agregação é o termo geral que se usa para descrever a formação de um conjunto de partículas unitárias. Essa pode ser realizada através do uso de reagentes (químicos ou físico-químicos) ou por forças de interação (eletrostáticas ou hidrofóbicas) entre partículas de igual ou diferente composição mineralógica.

A agregação por adsorção de macromoléculas, iônicas ou não, na interface sólido (partícula)/solução, é conhecida como floculação. Ou seja, a formação de agregados de partículas na forma de flocos ocorre por interação entre esses polímeros solúveis em água.

Quando a agregação ocorre com óleos, o processo é denominado de aglomeração e, pelo fato desses aglomerados adquirem uma forma esférica (maior relação volume - superfície), também é conhecido como aglomeração esférica. Esse processo consta de duas etapas: (i)

interação óleo (gotas)/partículas: considerando que o óleo é insolúvel em água, a interação deste líquido com as partículas ocorre através das gotas de óleo dispersas em água (i.e. emulsionado) e a superfície das partículas minerais. Se estas são hidrofóbicas, o óleo se espalha na forma de um filme líquido, recobrando as partículas e tornando-as mais hidrofóbicas. A interação, portanto, é de caráter hidrofóbico; (ii) efeito capilar: se a concentração de óleo é grande, as gotas ocupam toda a área interna disponível entre as partículas. Nesta etapa, o efeito capilar é máximo e define as formas esféricas do aglomerado, sendo as partículas mantidas juntas por pontes de óleo.

Floculação seletiva. É uma alternativa conhecida desde a década de 1960 e tem tido um êxito relativo em função de diversos problemas, entre os quais a falta de “seletividade”, principalmente devido à presença de partículas mistas. A aplicação industrial mais conhecida, e uma das poucas, é a floculação seletiva de minerais de ferro, não como uma operação de tratamento, mas como operação unitária auxiliar na flotação reversa da ganga (quartzo).

Existe um grande volume de publicações (Behl et al., 1992, 1993; Mathur et al., 1995, 1996, 2000; Ravishankar, et al., 1995; Rubio, et al., 1987) sobre este processo em contraste com o número de aplicações industriais que são muito similares e que se reduzem à floculação seletiva de minerais de ferro com amidos como reagente floculante e a floculação seletiva de silvinita (“potash”), usado no Canadá pela empresa Cominco. A Silvinita é floculada com uma poliacrilamida não-iônica e, após separação por sedimentação, o material silicoso de ganga é flotado com um coletor catiônico.

A floculação seletiva é baseada na adsorção-agregação específica de um componente mineral com um floculante polimérico, deixando em suspensão os componentes restantes. Em geral, esse processo sofre vários problemas de seletividade e, dessa forma, não se conhecem muitas aplicações industriais. O problema de seletividade deve-se às dificuldades de encontrar polímeros floculantes realmente “seletivos” e de controle de alguns parâmetros físicos e hidrodinâmicos desfavoráveis em escala industrial (moagem-contaminação cruzada, co-floculação, limpeza dos flocos).

Processos que empregam uma fase orgânica. A flotação com a adição de óleos é muito utilizada na área de beneficiamento de carvão e ilustra muito bem o benefício do efeito hidrofóbico pretendido. Os carvões, em geral, correspondem a partículas com um certo grau de hidrofobicidade natural e por isso, muitas dessas flotam facilmente sem coletor e somente com espumantes. Devido a fenômenos de oxidação parcial, a hidrofobicidade (e também a de

sulfetos metálicos) diminui drasticamente e é por isso que se utiliza óleo na flotação. Como os óleos (querosene, óleo Diesel, entre outros) são insolúveis em água, sua dispersão nesse meio é função do ponto e forma de adição e da agitação. A alimentação na forma de emulsão apresenta vantagens porque a difusão das “gotas” do óleo até a superfície das partículas é mais rápida e uniforme.

Os antecedentes dessa técnica (Dmitreva et al., 1970; Gorodetskii et al., 1973; Hoover e Malhotra, 1976; Smit e Bhasin, 1985; House e Veal, 1989; Bos e Quast, 2000) e suas aplicações são encontrados no beneficiamento de carvões, na flotação de sulfetos metálicos, principalmente de cobre e molibdênio, e na flotação direta de minérios fosfáticos. A Tabela IV mostra os processos e algumas características do uso de óleos na floculação e flotação de minerais.

Tabela IV. Distintas aplicações de óleos na floculação e flotação de minerais.

Processo	Observações / Mecanismos	Exemplos / referências
“Hidrofobizador” ou auxiliar de coleta	Neste caso os óleos são adicionados em baixas concentrações, $< 5 \text{ g.t}^{-1}$, diretamente nos moinhos ou nos tanques de condicionamento, na forma não emulsificada ou com adição de emulsificantes. Muitas vezes utiliza-se óleos usados	i.Divisões Codelco-Chile: circuitos Rougher e flotação seletiva de molibdênio; ii. CVRD: flotação (reversa de minério de ferro) da ganga silicosa com aminas.
Floculação/flotação hidrofóbica ou agregação hidrofóbica	“Auxiliar de agregação” em conjunto com os coletores. O processo de separação dos agregados pode ser por sedimentação ou flotação.	Laskowski, 1992
Como simples coletor	Como coletor na flotação de sólidos hidrofóbicos (carvão, talco, grafite). As concentrações usadas são elevadas e podem chegar a $1000\text{-}2000 \text{ g.t}^{-1}$.	Todas as plantas de flotação de carvão
Bolhas hidrofóbicas, sem carga	O óleo atua como modificador superficial das bolhas para diminuir sua carga e aumentar a hidrofobicidade.	Liu <i>et al.</i> , 2002.

Como os óleos (querosene, óleo Diesel, entre outros) são insolúveis em água, sua dispersão nesse meio é função do ponto e forma de adição e da agitação. A adição de óleo pode ser feita, portanto, de forma emulsificada (flotação extensora convencional), apresentando vantagens por a difusão das “gotas” de óleo até a superfície das partículas ser mais rápida e uniforme.

Floculação por cisalhamento - Shear Flocculation. A floculação por cisalhamento (shear flocculation) é uma técnica que tem por objetivo a formação de agregados seletivos de partículas finas hidrofóbicas em um sistema de alta turbulência, tornando possível a concentração dessas em conjunto com processos convencionais, tais como sedimentação ou

flotação (Rosa, 1997). Warren (1975) criou o termo “shear flocculation” para distinguir o efeito de outros como: coagulação por eletrólitos ou floculação por polímeros.

As características da floculação por cisalhamento podem ser demonstradas pelos estudos de Fuerstenau et al., (1988, 1991). Nesses estudos, partículas finas de hematita foram mantidas em suspensão a pH 3, onde apresentam uma carga superficial positiva. Nessas condições, uma velocidade de 1600 rpm, por 60 minutos, não foi suficiente para obtenção de agregados destas partículas. Porém, após a adição de dodecil sulfato de sódio (10^{-4} M), com a hematita hidrofobizada e com carga superficial negativa, foi observada a formação de agregados, no intervalo de agitação de 800-1600 rpm, sendo que para velocidade abaixo de 800 rpm, não foi observada uma formação significativa de agregados.

Warren (1982), em estudo semelhante para finos de scheelita em soluções de oleato de sódio, para partículas carregadas antes e depois da adsorção de oleato concluiu que:

- As partículas devem ser hidrofóbicas para a agregação ocorrer em uma velocidade e tempo de agitação determinados;
- Uma energia de colisão mínima é necessária para iniciar o processo de agregação, uma vez que as partículas estão carregadas e necessitam vencer uma barreira de energia de repulsão, para que ocorra o efeito hidrofóbico;
- Os agregados formados são mais resistentes do que aqueles obtidos nos processos de coagulação ou floculação, sendo que os últimos tendem a quebrar quando submetidos a altas agitações (cisalhamento).

A necessidade de que partículas, que se deseja agregar estejam hidrofobizadas, sugere que a interação entre as mesmas é, principalmente, de natureza hidrofóbica. O conceito de hidrofobicidade está ligado à molhabilidade de uma superfície pela água e a sua polaridade. Partículas mais hidrofóbicas são mais apolares e menos ávidas pela água (polar) e possuem mais afinidade por reagentes como óleos e pelo ar (apolares).

Quando partículas hidrofobizadas pela adsorção de surfatantes de cadeia hidrocarbônica longa colidem e se aderem, parte da interface entre as cadeias de hidrocarbonetos e da película aquosa será substituída por uma área de contato entre as cadeias de hidrocarbonetos, reduzindo a energia superficial do sistema em unidades de energia superficial específica, entre as camadas de hidrocarbonetos e a água, por unidade de área de contato por partícula. A energia de associação hidrofóbica assim liberada assegura a ligação das partículas.

Lu e Dai (1988) sugerem que há duas razões para a interação hidrofóbica entre partículas hidrofobizadas pela adsorção de reagentes. A primeira é o efeito da repelência da água que força as partículas hidrofóbicas a se agregarem que é causada pela perturbação da estrutura da água nas vizinhanças das partículas hidrofóbicas (efeito entrópico). A outra razão é a associação hidrofóbica das cadeias orgânicas dos surfatantes adsorvidos entre as partículas.

Entretanto, apesar dos avanços técnicos em termos de mecanismos e resultados, em escala de bancada, não existe qualquer aplicação industrial desse método de floculação sob cisalhamento.

Flotação transportadora e autotransportadora. O processo “carrier flotation”, ou flotação transportadora ou ultraflotação, foi patenteado na China em 1959 e entrou em operação industrial em 1961 na Geórgia. Esse processo, considerado como a primeira aplicação prática do efeito da floculação por cisalhamento, utilizou partículas em um intervalo granulométrico apropriado à flotação, como transporte de partículas finas que flutam agregadas às maiores (Greene e Duke, 1962; Chia e Somasundaram, 1983).

A aplicação industrial citada anteriormente, consiste na purificação de caulim (100% abaixo de 3 micrometros), através da flotação da espécie contaminante (anatásio abaixo de 1 micrômetro). Esses finos de anatásio foram flotados com auxílio de partículas transportadoras de calcita (abaixo de 44 micrometros). Sendo que os agregados calcita/anatásio eram formados a partir da hidrofobização destas espécies e da aplicação de intensa agitação. Greene e Duke (1962), que ainda estudaram outros minerais como sílica, fluorita e ciânita, concluíram que o mecanismo de agregação calcita/anatásio, deve-se à preferencial adsorção e forte ligação do oleato em calcita e anatásio e não em caulinita.

Rubio e Hoberg (1993) desenvolveram um processo especial de flotação transportadora que utiliza partículas plásticas poliméricas como transportador. Esse processo é baseado na adesão seletiva de partículas minerais hidrofóbicas na superfície de partículas de polipropileno (com diâmetros da ordem de 3,7 mm) hidrofobizadas previamente com um tratamento com ácido oleico. As partículas minerais aderidas são posteriormente separadas do sistema por flotação (flutuação), aproveitando a baixa densidade das partículas transportadoras plásticas ($0,68 \text{ g/cm}^3$). Após, as partículas minerais são extraídas das partículas de polipropileno por um tratamento com agitação usando uma solução alcalina de NaOH (pH 12). Os principais parâmetros que definem esse processo são a hidrofobicidade e granulometria das partículas, a hidrodinâmica do sistema e a relação de massas entre as partículas minerais e as

transportadoras. Separações eficientes foram alcançadas para os diferentes sistemas estudados (minerais de bornita, calcopirita, hematita, ouro, calcita, fosfatos e fluorita).

As principais desvantagens do processo de flotação transportadora são a dificuldade na separação do mineral do transportador (no caso de recuperação da espécie valiosa na forma de ultrafinos), o preparo e recuperação das partículas transportadoras e o alto consumo de reagentes.

Como alternativa a estes problemas, o processo de flotação transportadora autógena ou autotransportadora, desenvolvido por Hu na China em 1960, utiliza a mesma espécie mineral como partícula transportadora ao invés de usar uma espécie mineral de distinta composição. Uma das principais vantagens desse processo reside no fato de não ser necessário separar o agregado flotado, uma vez que esse é formado por partículas de uma mesma espécie. Outra vantagem, considerando que a partícula transportadora é obtida por recirculação de concentrado, seria a melhor dispersão e economia dos reagentes envolvidos no sistema. Nesses estudos, a recuperação de partículas finas de volframita (menores que 5 micrometros) foi intensificada pela formação de agregados dessas partículas com partículas maiores (25 a 35 micrometros), com auxílio de reagentes surfatantes e intensa agitação (Hu et al., 1988).

Uma das técnicas desenvolvidas para o preparo do “carrier” (transportador) consiste no condicionamento prévio desse com reagentes, com melhor dispersão de reagentes na polpa, adsorção seletiva e preferencial orientada para minerais de valor. Como consequência, o consumo de reagente é reduzido.

Fuerstenau et al. (1988, 1991) concluíram, em estudo de flotação autotransportadora de hematita, que a adição ao sistema de partículas grossas deste mineral, em uma proporção de 40% em peso, hidrofobizadas em um pré-condicionamento com dodecil sulfato de sódio, aumenta tanto a recuperação como a seletividade do processo de flotação autotransportadora de finos deste mineral.

Subrahmanyam e Forssberg (1989), em estudos de flotação autotransportadora de galena, utilizaram partículas grossas (20 a 38 micrometros) para intensificar a recuperação da fração menor que 5 micrometros. Porém, quando usaram partículas grossas no intervalo de 53 a 38 micrometros, a turbidez da solução (utilizada para avaliar a remoção de finos em suspensão) aumentou e diminuiu com o tempo, ou seja, em prolongados períodos de agitação ocorre a formação e a ruptura dos agregados. Tais flutuações na turbidez da solução são explicadas pela variação na proporção de finos para grossos.

Os processos como a floculação seletiva com polímeros, a flotação por cisalhamento (shear flocculation), a flotação transportadora e autotransportadora são todos exemplos do mesmo efeito de agregação das partículas. A hidrofobização e a agregação sob uma intensa agitação são os principais parâmetros envolvidos nestes processos (exceto para a floculação seletiva), que se diferenciam posteriormente na forma de separação dos agregados formados.

2.4.4. Alternativas de maior potencial para o tratamento de F-UF

A análise das alternativas já consolidadas (reconhecidas), de outras que emergem e de algumas em fase de implementação, permite determinar aquelas que apresentam um maior potencial ao tratamento de F-UF.

2.4.4.1. Flotação “extender” ou extensora

Com relação à flotação “extensora”, existem diferenças entre a realizada com óleos não emulsificados e os coletores tradicionais adicionados no mesmo instante (convencional), e a realizada com a adição de óleo emulsificado após a adição dos coletores. Como os óleos (querosene, óleo Diesel, entre outros) são insolúveis em água, sua dispersão nesse meio é função do ponto e forma de adição e da agitação. A alimentação, na forma de emulsão (flotação extensora não convencional), apresenta vantagens porque a difusão das “gotas” do óleo até a superfície das partículas é mais rápida e uniforme.

Flotação Extensora não convencional. Nessa flotação as concentrações de óleo são menores, mas a grande diferença está na etapa de emulsificação, produzindo milhares de gotas coloidais (1-5 μm). Essa flotação tem o objetivo de aumentar tanto a hidrofobicidade como realizar a agregação das partículas F e UF. Assim, o uso otimizado de óleos proporciona uma melhora da adesão bolha/partícula (captura) e aumento do tamanho das partículas finas e ultrafinas (homoagregação). O aumento da hidrofobicidade ocorre via interação entre as gotas hidrofóbicas com as partículas que já possuem coletor, e incluem as etapas de colisão e adesão. Os antecedentes dessa técnica (Capponi et al., 2005; Capponi, 2005; Dmtrieva et al., 1970; Duong et al., 2000; Gorodetskii et al., 1973; Hoover et al., 1976; House et al., 1989; Laskowski e Dai, 1993; Matiolo et al., 2004; Rubio et al., 2007) e suas aplicações são encontrados no beneficiamento de carvões, na flotação de sulfetos metálicos, principalmente a molibdenita, e na flotação direta de minérios.

Com relação aos microfenômenos (Figuras 13, 14 e 15) que agem no sistema, é importante destacar que a característica mais marcante no uso de óleos é a não existência de adsorção e

sim uma “interação” entre gotas e partículas. Como as gotas são hidrofóbicas (portanto insolúveis em água), a interação ocorre por forças hidrofóbicas com as partículas que já possuem coletor e inclui as etapas de colisão e adesão. Imediatamente após ocorrer a adesão, o óleo (i.e. a gota) se “espalha” sobre a superfície da partícula, aumentando consideravelmente a hidrofobicidade. Esse fenômeno de espalhamento é o que dá o nome de “extender” à técnica e tem o sentido de extensão de uma película superficial.



Figura 13. Fenômenos envolvidos no processo de flotação extensora ("extender flotation"): interação gota/partícula; espalhamento do óleo e formação de uma lente; adesão bolha/gota/partícula.

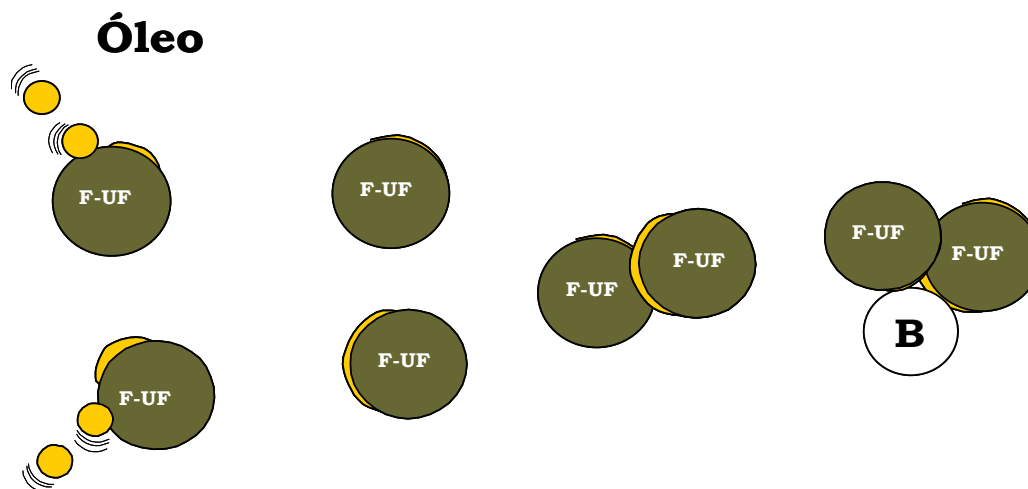


Figura 14. Fenômenos envolvidos no processo de flotação extensora ("extender flotation"): agregação entre os F-UF por forças de caráter hidrofóbico.

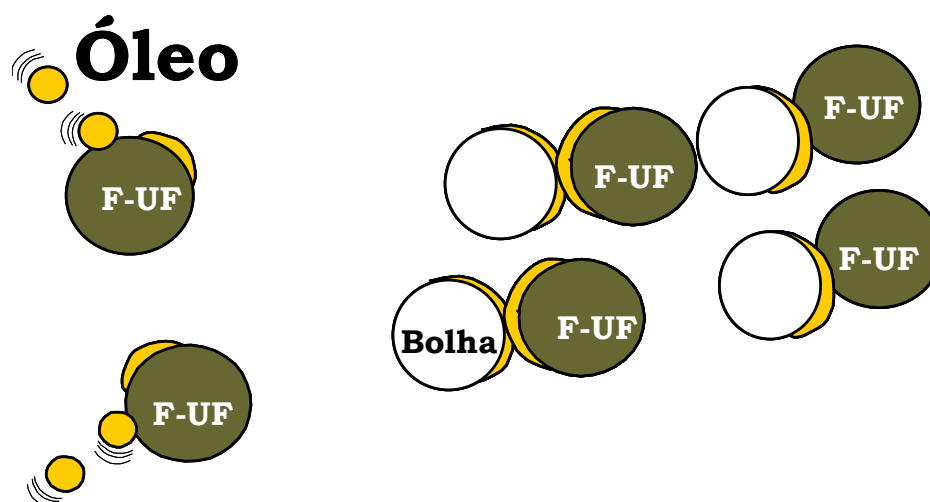


Figura 15. Fenômenos envolvidos no processo de flotação extensora ("extender flotation"): formação de bolhas oleosas e interação com partículas cobertas com óleo.

Uma alternativa similar à flotação extensora tem sido denominada de floculação hidrofóbica, onde as partículas são hidrofobizadas com reagentes coletores e uma adição extra de óleo é feita com o objetivo de aumentar a hidrofobicidade dos agregados. Estes se formam num sistema hidrodinâmico de alta intensidade e os agregados são separados por flotação, sedimentação ou separação magnética (Song e Lu, 2000).

Embora o potencial dessa alternativa, são poucos os sistemas industriais conhecidos e que usam esta alternativa.

2.4.4.2. Condicionamento em alta intensidade (CAI) como etapa pré-flotação

O condicionamento normal da polpa, em sistemas agitados e por suficiente tempo de contato, permite aos reagentes (coletores, ativadores, espumantes, etc.) reagirem com as partículas minerais presentes no minério. O condicionamento em alta intensidade (CAI), por outro lado, é baseado na necessidade de exceder essa transferência mínima de energia, sob um adequado aumento de turbulência ou do tempo de agitação, para que ocorra a agregação seletiva induzida das partículas (frações) de tamanho fino. O limite mínimo de transferência de energia depende das propriedades superficiais das partículas finas, dos reagentes utilizados e da hidrodinâmica do sistema (velocidade de agitação, número de defletores, geometria das hélices impulsoras, etc.).

A energia transferida à polpa na etapa de condicionamento pode ser expressa em termos de $\text{kWh}\cdot\text{m}^{-3}$ de polpa, que representa o consumo de energia de um motor que emprega determinada potência, durante um dado tempo, para agitar um determinado volume de polpa.

De acordo com a literatura dos últimos 30 anos, desde que se reconhece seu efeito, no CAI ocorrem diversos fenômenos, entre os quais podem ser citados os seguintes:

- A adesão "provocada" (forçada / induzida) das partículas finas entre si ou na superfície das partículas maiores (médias). Essa adesão é obtida através da agitação intensa que permite otimizar as colisões efetivas causando a "agregação" das frações F-UF na superfície das maiores. Se as partículas maiores são de composição mineralógica diferente, o processo de flotação é conhecido como flotação transportadora ou autotransportadora, caso as partículas sejam da mesma espécie (Figura 16 e 17). Em condições de alto cisalhamento, as próprias partículas finas e ultrafinas se agregam entre si, pelo processo de "homoagregação", por efeito hidrofóbico. Desta forma, essas partículas conseguem alcançar tamanhos adequados para a flotação ("autotransportadora").

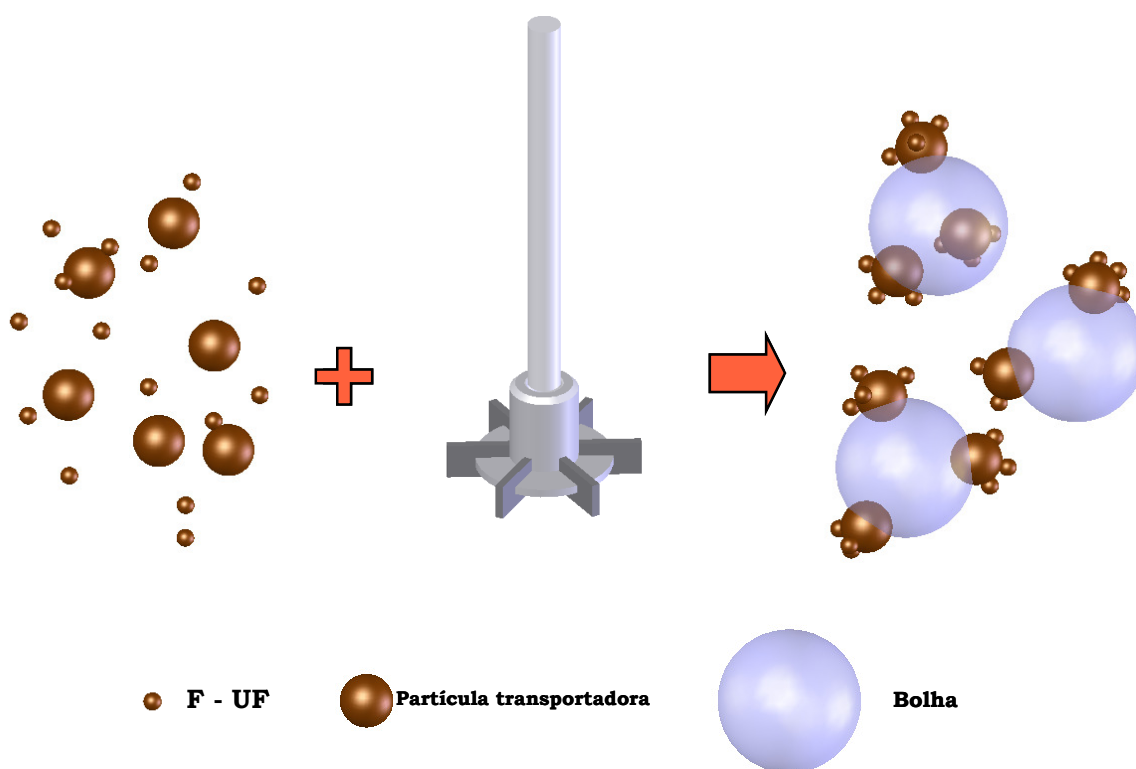


Figura 16. Adesão por homoagregação e flotação autotransportadora.

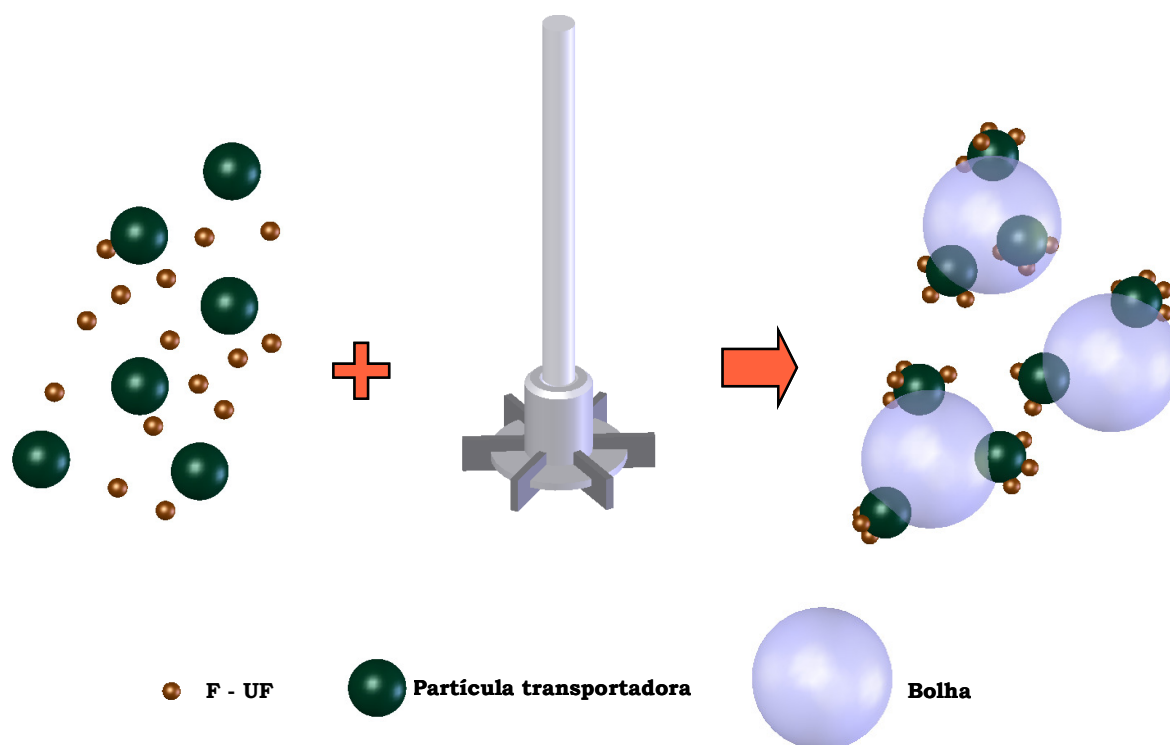


Figura 17. Adesão por heteroagregação e flotação transportadora.

- Em condições de alto cisalhamento, as partículas mistas e as finas não-liberadas sofrem atrito, “limpando” a superfície dos UF de ganga (“slime coating”) e reativando as superfícies por “liberação” e maior hidrofobicidade;
- Em alguns trabalhos de CAI, postula-se que ocorre uma diminuição do tamanho médio das bolhas aumentando (incrementando) os valores de P_c e P_a (probabilidades de colisão e adesão). Em outros, é dito que a adsorção (quantidade e cinética) de coletores é incrementada;
- Alguns autores mencionam que o efeito principal do CAI é uma melhor distribuição (mistura) de reagentes na polpa.

A maioria dos trabalhos, teóricos ou práticos, demonstra que através do condicionamento em alta intensidade (CAI) é possível aumentar tanto o teor dos concentrados como a recuperação das partículas F-UF. Isso se explica porque o CAI provoca a agregação hidrofóbica seletiva e a posterior flotação (transportadora e/ou autotransportadora) dos agregados. O êxito deste processo é função, entre outros, da eficiência desta agregação por adesão das frações F-UF na superfície de partículas maiores e com maior flotabilidade, ou entre si.

Outros mecanismos que podem ocorrer, além da agregação, no CAI têm relação com:

- Aumento da difusão e adsorção dos reagentes (coletores);

- Limpeza superficial e “liberação” das partículas, pelo maior cisalhamento;
- Formação de microbolhas.

Diversos trabalhos têm reportado bons resultados metalúrgicos na flotação de minérios com condicionamento prévio em alta intensidade (agitação). A maioria dos resultados obtidos tem sido positivos, na maioria dos sistemas estudados, e esta maior eficiência da flotação (aumento da recuperação) com CAI é função principalmente do(a):

- Energia transferida (grau de turbulência);
- Design (forma) do tanque CAI;
- Número de defletores;
- Geometria dos impelidores;
- Teor da alimentação;
- Taxa partículas F-UF/intermediárias.

A Tabela V resume os principais estudos em escala de laboratório, piloto e industrial do condicionamento em alta intensidade como etapa pré-flotação.

Tabela V. Principais estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI).

Autor	País/Sistema mineral	Descrição
Rubio e Brum (1994)	Brasil/Chile / Cu/Mo	Estudo da influência do estágio de condicionamento na recuperação de sulfetos de cobre e molibdênio em escalas de laboratório e piloto. Os resultados mostraram ganho de mais de 2% na recuperação de finos de ambos os sulfetos. As energias transferidas à polpa foram da ordem de 0,1 a 4 kWh·m ⁻³ , permitindo a agregação de partículas mais finas e/ou adesão de finos a partículas grossas. Os principais parâmetros envolvidos nesse processo com condicionamento em alta intensidade pré-flotação foram a turbulência do condicionamento e a concentração de coletor.
Valderrama <i>et al.</i> , (1994); Valderrama e Rubio (1998); Valderrama <i>et al.</i> , (1997)	Chile / Ouro	O efeito do condicionamento em alta intensidade (CAI) como etapa pré-flotação de ouro foi estudado em escala de laboratório, mantendo-se o grau de turbulência constante e variando a energia transferida à polpa. Os melhores resultados mostraram um aumento em 24% na recuperação de ouro, 50% no teor do concentrado e constante cinética de flotação maiores (pelo menos 3 a 4 vezes mais). Partículas finas aderem-se melhor à superfície de partículas grossas (ouro ou pirita) a baixos valores de energia transmitida à polpa, 0,5 a 2 kWh·m ⁻³ , e entre 2 e 3 kWh·m ⁻³ elas se separam das partículas grossas devido a ação de forças cisalhantes atuando na superfície de contato. Em torno de 3 a 4 kWh·m ⁻³ os finos agregam-se entre si e acima de 4 kWh·m ⁻³ a ação de forças cisalhantes ocorre novamente (nenhum agregado é formado).
Engel <i>et al.</i> , (1997)	Austrália / Ni	Estudo de aspectos hidrodinâmico e químico do condicionamento em alta intensidade (CAI) como etapa pré-flotação, em escala de laboratório. O design do impelidor (<i>impeller</i>) e a reologia da polpa foram investigados com o objetivo de criar procedimentos para o “scale-up”. Para os maiores valores de taxa de cisalhamento e potência por unidade de volume foram alcançadas cinéticas de flotação maiores e melhores valores de teor e recuperação.

Tabela V. (Continuação)

Autor	País/Sistema mineral	Descrição
Pascoe e Doherty (1997)	Reino Unido / Hematita	Separação de ultrafinos de hematita (< 10 µm) de quartzo utilizando oleato de sódio por “shear flocculation” e flotação. Os principais fatores que afetaram o tamanho dos agregados de hematita foram a concentração de oleato, pH, taxa de cisalhamento e tempo de agitação. Os agregados de hematita produzidos foram mais resistentes quando produzidos a taxas de cisalhamento entre 300 e 2200 s ⁻¹ . A resistência foi atribuída a forças atrativas devido a associações de cadeias hidrocarbonosa e interações hidrofóbicas. Com essa agregação foram alcançadas recuperações de 94% e concentrados com teor de 46% de Fe de uma mistura hematita/quartzo contendo 15% de Fe.
Rosa <i>et al.</i> (1998)	Brasil / Sulfeto de zinco	Foi avaliado o efeito do CAI como etapa pré-flotação de finos e ultrafinos de sulfeto de zinco, em escala de laboratório. Os resultados mostraram um aumento de 14% na recuperação de ZnS e cinética de flotação maior (pelo menos 2,8 vezes mais). Esses resultados foram acompanhados de um aumento de 31% recuperação real (“true flotation”) e uma diminuição no grau de arraste de ganga.
Chen <i>et al.</i> , (1999a,b)	Austrália / Pentlandita (Ni)	Estudo do mecanismo do condicionamento em alta intensidade, em termos do tamanho de partícula. Os resultados mostraram que o CAI melhora a flotação tanto de minério de Ni com finos quanto sem fração de finos. A melhora na flotação foi refletida em um aumento significativo no valor de constante cinética de flotação de pentlandita para as frações intermediária e grossa. A flotação da fração sem finos teve um aumento da constante cinética para todas as frações, exceto para a fração menor que 7 µm. A limpeza da superfície das partículas de pentlandita foi o principal efeito citado.
Bulatovic e Wyslouzil (1999)	Canadá / Sulfeto de chumbo e zinco	Instalação de condicionadores de polpa na etapa de flotação rougher de sulfeto de Zn, em 1986. Cada tanque de condicionamento (120 m ³) foi equipado com um motor de 170 HP e um mecanismo de condicionamento em alta intensidade. Em 1995, condicionadores de alta intensidade foram adicionados à alimentação da etapa cleaner.
Aldrich e Feng (2000)	África do Sul / Minérios sulfetado	Comparação entre vasos agitados, condicionamento com ultrassom e agitação com o uso de “prato vibrador”. Pré-condicionamento em vasos agitados foi especialmente benéfico para a flotação de partículas finas de sulfetos, enquanto que a agitação por ultrassom mostrou ser mais efetiva para a remoção de camadas oxidadas das partículas. Já o “prato vibrador”, atuou na formação de bolhas, resultando em maiores taxas de colisão bolha-partícula.
Negeri e Cotnoir (2006)	Canadá / Sulfeto de Zinco	Comparação do efeito de condicionamento em alta intensidade na flotação seletiva de cobre de um sistema mineral Cu/Pb/Zn, em escala de laboratório e industrial, e avaliação do efeito da intensidade do cisalhamento e duração do condicionamento na recuperação de esfalerita. Análise superficial mineral indicou que o tratamento com alto cisalhamento da polpa resulta em uma maior limpeza e maior ativação da superfície da esfalerita, resultando em melhores recuperações.
Sun <i>et al.</i> , (2006)	China / Cu/Pb/Zn/Fe	O comportamento da agregação entre bolhas e partículas induzido pelo condicionamento em alta intensidade foi estudado. Foi constatado que o CAI cria um ambiente vantajoso para a formação de pequenas bolhas devido à cavitação hidrodinâmica, aumentando a probabilidade de colisão bolha-partícula. Foi indicado também, que no CAI muitas bolhas pequenas são produzidas, in situ, na superfície de partículas finas e que a maioria das partículas são agregadas sob ação de interação entre essas bolhas produzidas na superfície das partículas.

2.4.4.3. Flotação em Etapas ou Estagiada – “Multifeed Flotation”

A flotação em etapas (multistages flotation) ou circuitos com alimentação em etapas (multifeed ou multistage flotation circuits) tem por objetivo reduzir a concentração de reagentes, obter concentrados mais limpos e aumentar a recuperação das frações F-UF. Entretanto, todos os estudos têm sido realizados em escala de laboratório (estudos batch e não contínuos). A flotação em etapas ou estagiada (multifeed flotation) difere da flotação convencional por utilizar uma alimentação composta de partículas de alta cinética de flotação, provenientes do concentrado de uma etapa de flotação convencional (etapa 1), e uma alimentação nova. Nestes circuitos (etapa 2), ocorre portanto um aumento "artificial" do teor de partículas de alta cinética de flotação, aumentando a probabilidade de colisão entre as bolhas e as partículas. Estas partículas têm a capacidade de "agregar" (atuando como “sementes” - carrier) e transportar as partículas finas e ultrafinas via flotação autógena ou autotransportadora (“autogenous carrier flotation”), aumentando assim tanto a recuperação como o teor (Fuerstenau et al., 1988). De acordo com os autores, outros resultados observados são a menor concentração de reagentes e a obtenção de concentrados mais limpos, com uma maior cinética de separação.

Resultados obtidos por Fuerstenau et al. (2000) mostram que para minerais hidrofóbicos como carvão e molibdenita os circuitos “abertos” com a alimentação dividida em dois fluxos (ver Figura 18) se obtém melhores teores que nos circuitos convencionais, com menor dosagem de reagentes (coletor e espumante). Estes resultados se explicam em função das interações entre a alimentação “fresca” e partículas já flotadas (com alta cinética de flotação). A Tabela VI resume os principais estudos de flotação em etapas (multifeed flotation).

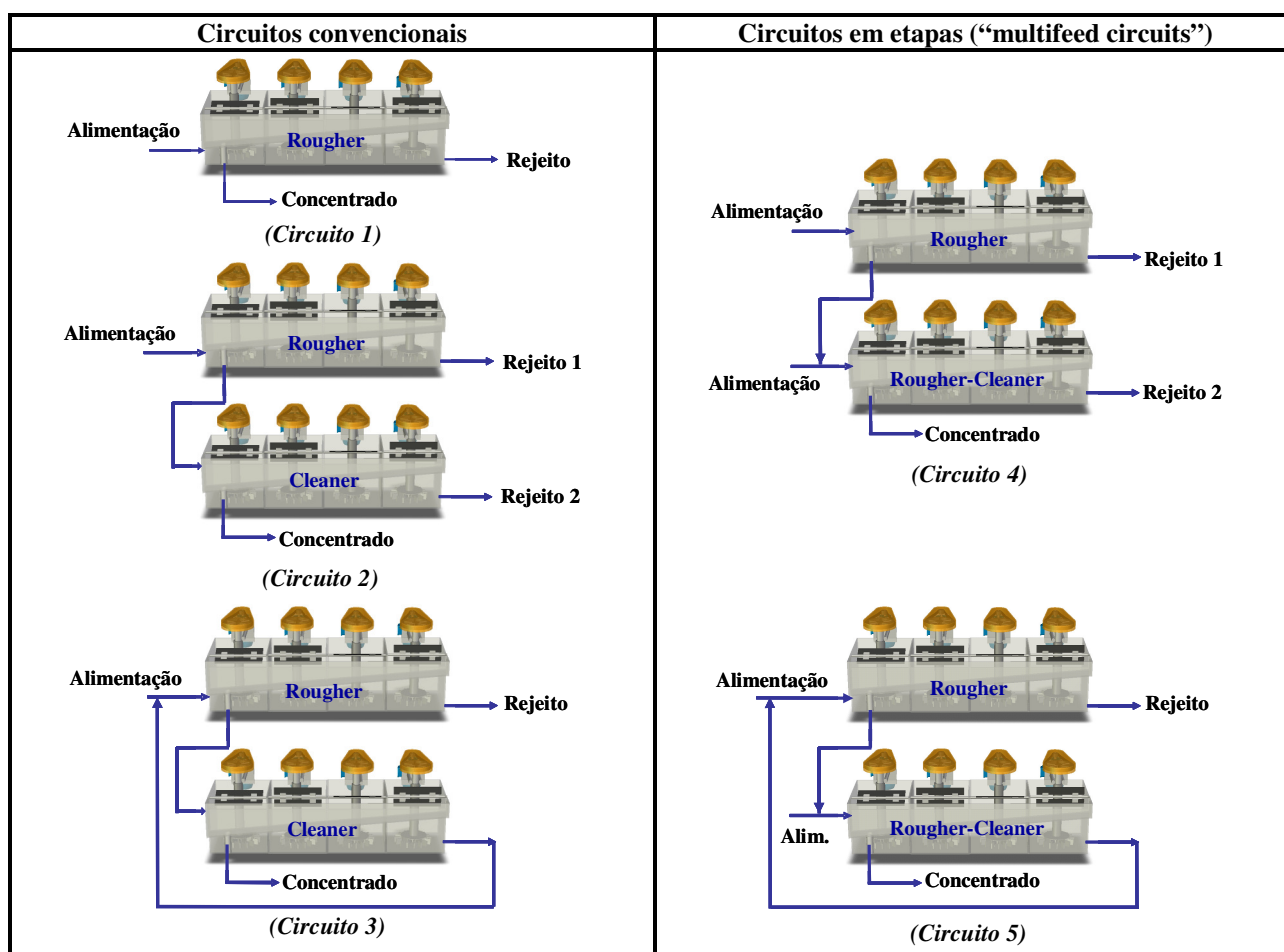


Figura 18. Representação esquemática das configurações de diversos circuitos de flotação, convencional e em multietapas (adaptação de Fuerstenau et al., 2000).

Tabela VI. Principais estudos de flotação em etapas (multifeed flotation).

Autor	País / Sistema mineral	Descrição
Firth <i>et al.</i> (1978); Firth <i>et al.</i> (1979)	Austrália / Carvão	Investigação da distribuição de tamanho de partícula de carvões australianos de baixa flotabilidade e estudo da flotação estagiada. Esses circuitos (flotação estagiada – “staged flotation”), simulados em laboratório, são compostos de dois estágios de adição de reagentes, reflotação do rejeito classificado e divisão da alimentação à flotação. A reflotação do rejeito classificado não apenas melhorou a performance metalúrgica, mas também foi a menos afetada pelas variações na concentração de sólidos em polpa e classificação granulométrica imperfeita.
Tsai (1988)	Estados Unidos / Carvão	Estudo de flotação estagiada de finos de carvão, na qual a fração de baixa flotabilidade é rejeitada, resultando em produtos mais limpos, com baixos teores de cinza e pirita, quando comparado à flotação convencional. A seletividade dessa flotação estagiada é reportada à distribuição granulométrica da alimentação.
Fuerstenau (1988); Fuerstenau <i>et al.</i> (2000)	Estados Unidos / Carvão e Molibdenita	Uma breve discussão do potencial de diferentes tipos de circuitos de flotação é apresentada. Os “circuitos em multietapas” (<i>multifeed circuits</i>) diferem-se dos circuitos convencionais por utilizar uma alimentação composta de partículas de alta cinética de flotação, provenientes do concentrado de uma etapa de flotação convencional (etapa 1), e uma alimentação nova. Esses circuitos, simulados em laboratório, resultaram em um aumento na recuperação e teor mineral (através do efeito da flotação autotransportadora) e redução no consumo de reagentes. Os estudos mostraram que para o carvão os circuitos em multietapas apresentaram uma recuperação bem maior quando comparada com os circuitos convencionais e que o consumo de reagentes foi menor. Os resultados de estudos de flotação de molibdenita mostraram um ganho de 20% no teor de MoS ₂ , mantendo a recuperação e reduzindo a concentração de coletor e espuma pela metade.

Tabela VI. (Continuação)

Autor	País / Sistema mineral	Descrição
Hosten <i>et al.</i> (1996)	Turquia / Carvão betuminoso	Estudos comparativos de flotação estagiada (com divisão da alimentação) de finos de carvões betuminosos (< 0,6 mm) e flotação convencional, em escala de laboratório. A adição de coletor (querosene) e espumante foram as principais variáveis. A flotação estagiada obteve melhores resultados metalúrgicos.
Proyecto Flotación de finos y ultrafinos-Codelco-Chuquicama ta-IM2 (2002)	Brasil/Chile / Cobre	Flotação em multietapas, combinada com outros processos (CAI e injeção de bolhas intermediárias) foi proposta. A flotação em multietapas inclui uma etapa de flotação convencional e uma segunda etapa com a alimentação composta por uma nova alimentação (2) mais o concentrado (ou uma fração deste) obtido na etapa anterior. Os resultados obtidos, em nível de laboratório, mostram que neste circuito “aberto” com a alimentação dividida em dois fluxos se obtém melhores recuperações e teores das partículas portadoras de cobre que nos circuitos convencionais. As recuperações (do Cu contido) por flotação (primária-rougher) estagiada foram da ordem de 4 - 5 % maiores e maiores teores nos concentrados (14% Cu comparado com 12 % Cu no Standard). Ainda, a cinética de separação (constantes cinéticas nominais, min ⁻¹) foi de 30 % superior (modelo de Klimpel) quando comparada a flotação convencional.
Rodrigues <i>et al.</i> (2005)	Brasil / Cobre	Rodrigues <i>et al.</i> (2005) investigando um circuito de flotação de cobre, com o objetivo de identificar perdas de na fração mais fina, propuseram o reciclo do concentrado das últimas células da etapa rougher à alimentação da etapa scavenger-cleaner (com e sem adição estagiada de reagentes). Os resultados obtidos possibilitaram um aumento em 15% na recuperação de cobre (reciclo do concentrado rougher com adição estagiada de reagentes).

Todos esses estudos serviram de base, para o presente estudo, sobre o reciclo de concentrados na flotação e sua influencia na eficiência do processo de flotação.

2.4.5. Alternativas de redução da geração (em planta) de F-UF

2.4.5.1. Classificação em finos e areias (grossos)

Esta alternativa permite o tratamento diferenciado das frações F-UF dos grossos e entre outras vantagens permite diminuir a geração de partículas finas (menores que 75 µm) e ultrafinas (menores que 10 µm) na remoagem, diminuindo o possível fenômeno de “slime coating” e permitindo a aplicação de técnicas de agregação e de equipamentos para o aumento da recuperação dos ultrafinos. Os grossos são tratados de forma convencional com opções para a remoagem e liberação de concentrados primários (Rougher).

2.4.5.2. Flotação rápida (“flash e rougher flash”) usando células enriquecedoras (“enriching”) em coluna

Estas alternativas visam reduzir a massa de alimentação à flotação, visando a geração de um concentrado de alto teor e melhorando o rendimento metalúrgico devido à redução da formação de F-UF na remoagem do concentrado primário (rougher).

Além da flotação “flash” normal, que opera integrada ao circuito de moagem-classificação com flotação de grossos, é proposta a flotação, chamada de “rougher-flash”, em células com alta taxa de enriquecimento para obter concentrados com teores finais.

Dessa forma, se diminui a massa que constitui a alimentação e também se possibilita diminuir a geração de partículas finas e ultrafinas na remoagem, conduzindo ao concentrado final as partículas mais hidrofóbicas e de maior cinética de flotação.

A incorporação de unidades de flotação rápidas apresenta outros benefícios tais como redução do número de células convencionais e custos de moagem. Em um circuito convencional de minerais sulfetados de cobre ou ouro, normalmente 100% da massa do concentrado da primeira etapa de flotação (“rougher”) deve ser submetida a remoagem.

Diversas colunas “não-convencionais” têm surgido recentemente, em escala piloto, com “design” variados e projetados para melhorar a recuperação do teor dos concentrados (Finch, 1995; Meloy et al., 1997; Morizot et al., 1997; Rubinstein, 1997; Rubio, 1996; Valderrama et al., 2000; Eisele et al., 1999). Estas são, dentre outras: coluna de três produtos - C3P (Figura 19), colunas preenchidas (“baffled” ou empacotadas), colunas com agitação interna e colunas com “baffles” horizontais e verticais, com dupla injeção de ar.

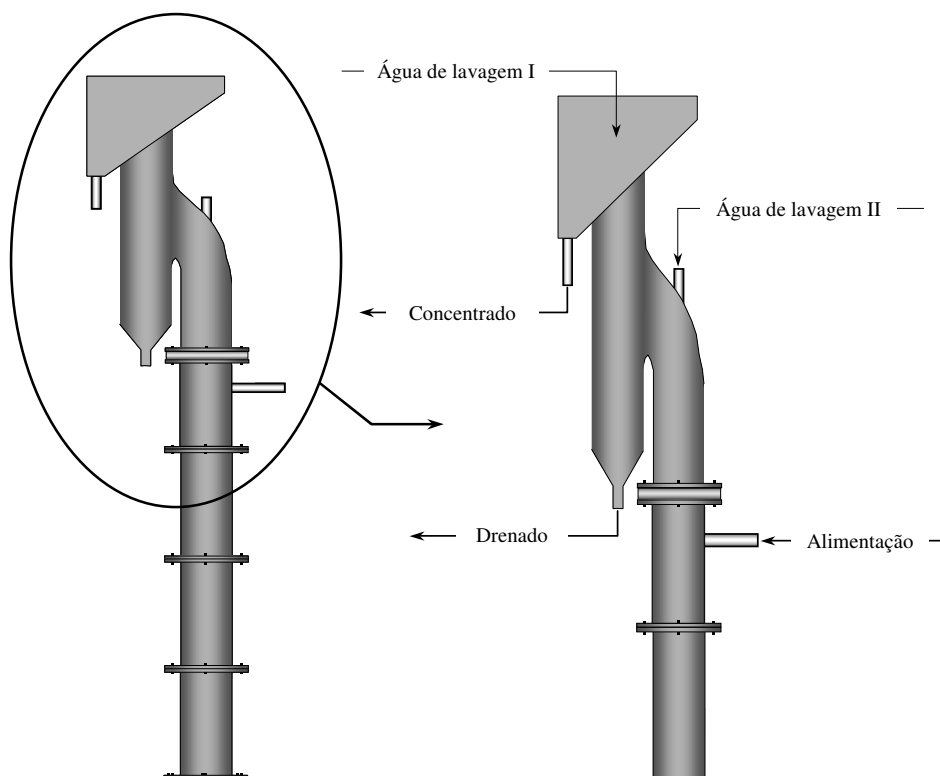


Figura 19. Célula tipo coluna de três produtos - C3P.

2.4.5.3. Flotação com adesão forçada bolha-partícula usando o conceito de reator-separador

O objetivo neste tipo de flotação é separar a etapa de captura de partículas por bolhas da etapa de separação propriamente dita (transferência até a espuma). Diferentes autores (Amelunxen, 1993; Anastassakis, 2000; Babinet et al., 2000; Brzezina e Sablik, 1997; Firth, 1999; Jordan e Spears, 1990; Mescheriakov et al., 2000; Ofori et al., 2000; Steinmüller et al., 1997; Yoon, 1993) afirmam que a adesão de partículas em bolhas pode ser melhorada em sistemas externos de contato via bombeamento de polpa em constrições tipo misturador estático, venturís, ciclones (“cegos”) ou placas de orifício.

Entre os equipamentos de flotação que têm sido desenhados segundo este conceito pode-se citar a Microcel™ (Figura 20), a célula Centrifloat (Figura 21), a “Contact Cell” (Figura 22), a célula de Jordan (Figura 23) e as células Ekhoﬀ ou Imhoﬀ. O “downcomer” da célula Jameson também pode ser considerado como um contator externo.

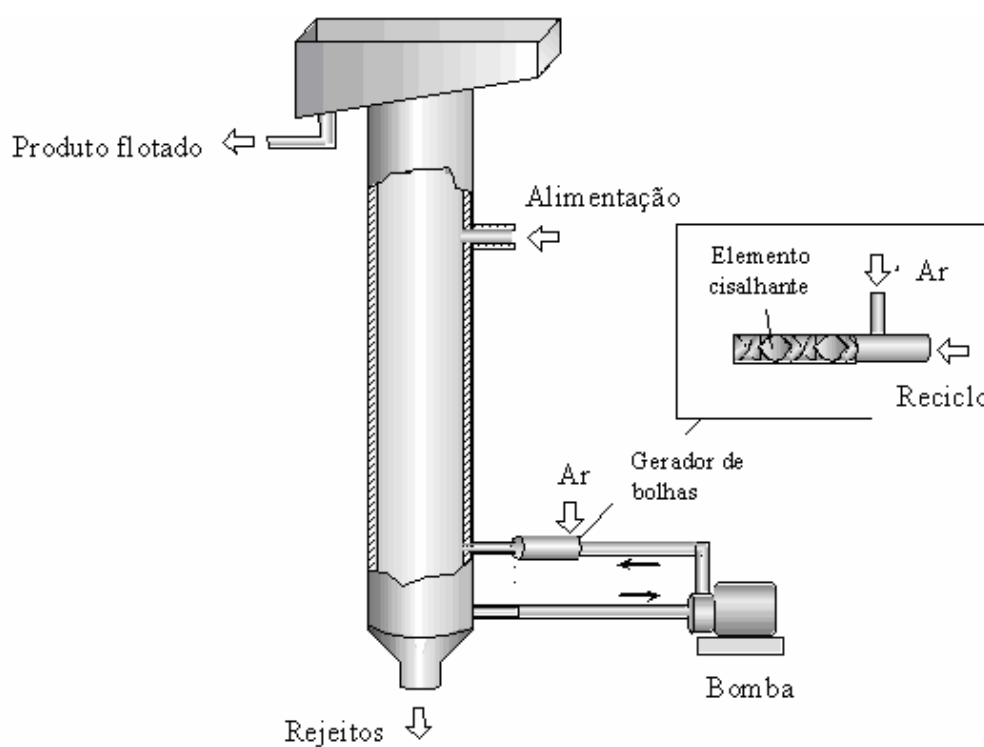


Figura 20. Célula Microcel™.

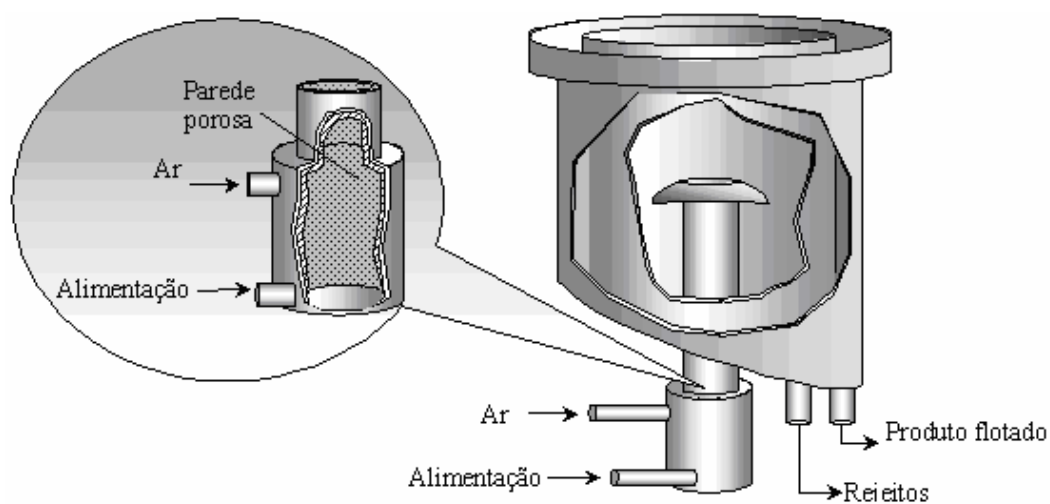


Figura 21. Célula Centrifloat.

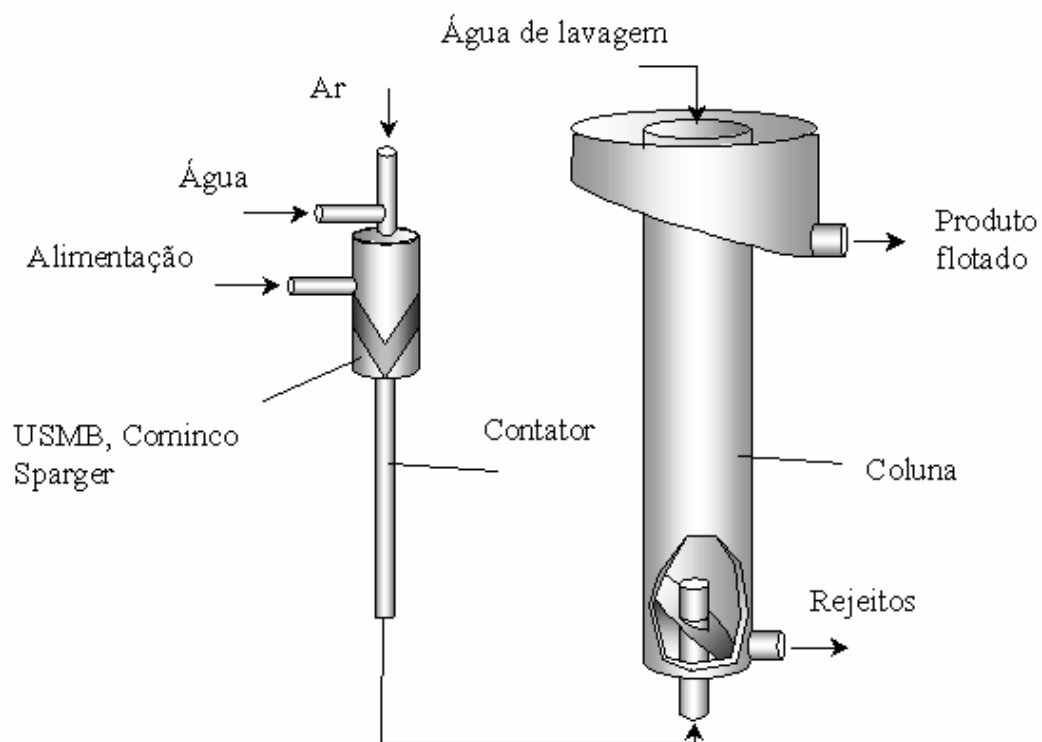


Figura 22. Coluna Contact Cell.

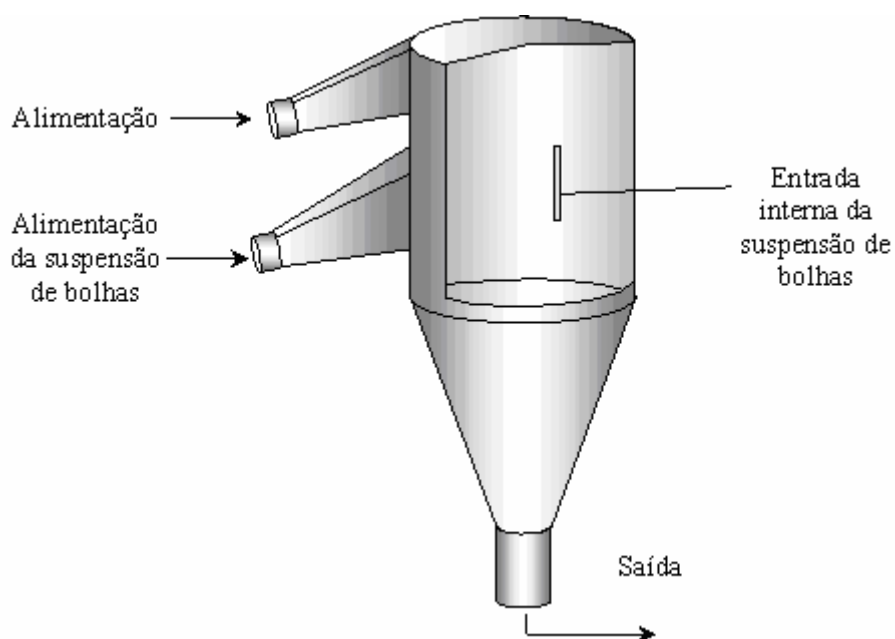


Figura 23. Contator de Jordan.

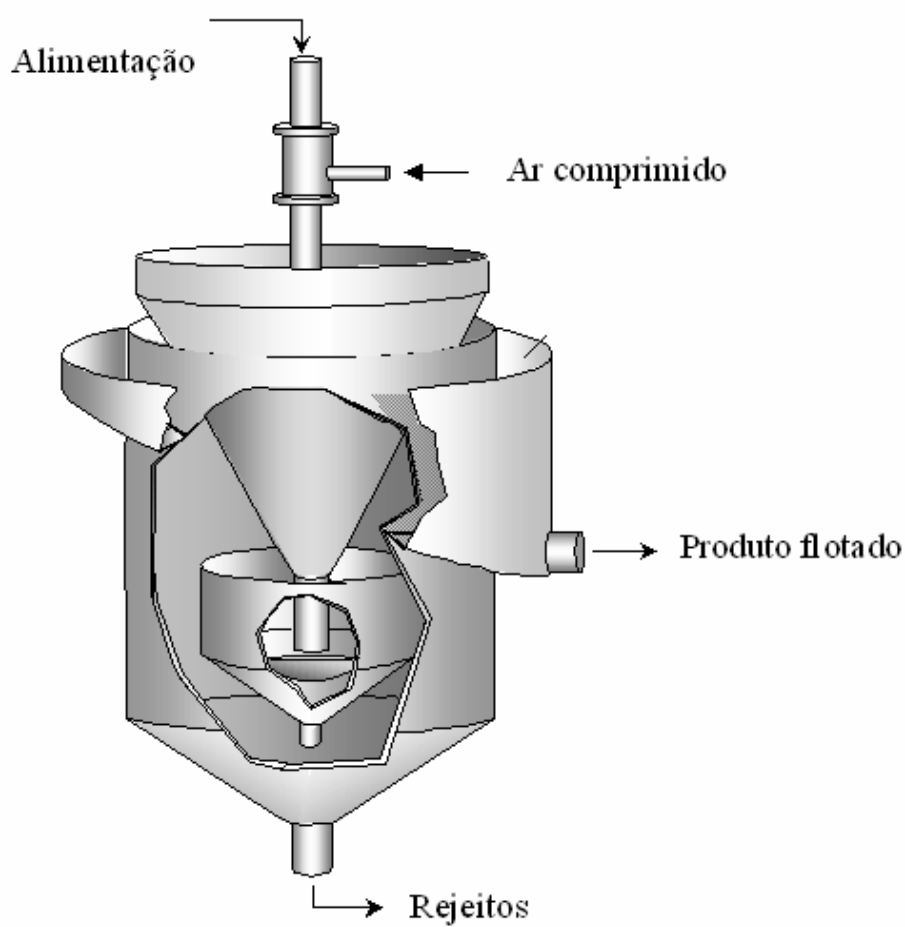


Figura 24. Célula de Flotação Pneumática.

2.4.6. Situação atual das alternativas de tratamento de F-UF

As alternativas tecnológicas descritas anteriormente apresentam potenciais variados, algumas se encontram em fase de adaptação, outras sendo implementadas, introduzindo inovações (flotação extensora e CAI) e outras, com dificuldades de aplicação (pouca confiabilidade operacional), algumas com problemas de escalonamento e outras em fase de pesquisa.

A situação atual destas técnicas e tecnologias, em termos de escala, é mostrada na Tabela VII.

Tabela VII. Situação atual de alternativas de tratamento de F-UF.

Processo	Laboratório	Piloto	Industrial
Floculação seletiva			
Aglomeração esférica (com óleos)			
Floculação com alto cisalhamento		?	
Agregação hidrofóbica		?	
Flotação transportadora e autotransportadora		?	
Flotação “extender”			
Condicionamento em alta intensidade			
Circuito “multifeed”		?	
Flotação em coluna não-convencional			
Flotação com bolhas pequenas e médias		?	
Flotação com adesão partícula-bolha forçada			

Obs.: “?” significa que não está clara a continuidade destes processos na escala assinalada.

3. EXPERIMENTAL

Os estudos de flotação foram realizados no Laboratório de Tecnologia Mineral e Ambiental (LTM-DEMIN-UFRGS) utilizando finos e ultrafinos de minérios modelos:

Sulfeto de cobre: amostra de minério sulfetado de cobre correspondente à alimentação da flotação “rougher” da usina de concentração de Chuquicamata (Divisão Codelco Norte, Chile);

Minério de Fosfato: amostra de polpa da usina de concentração da Bunge (Unidade de Araxá) do material “Finos Naturais” – FN – proveniente do “underflow” da ciclonagem que alimenta a flotação desse material na usina.

Os estudos incluem a caracterização dos minérios e flotação em escala de laboratório para avaliação dos parâmetros de separação: recuperação, teor do mineral de valor e constante cinética nominal do processo.

3.1. Materiais

3.1.1. Minérios

3.1.1.1. Sulfeto de cobre

Foi utilizada uma amostra representativa de minério sulfetado de cobre, aproximadamente 3,5 % Calcopirita (CuFeS_2), 100% passante em 1,7 mm, fornecida pela empresa Codelco (Corporación Nacional del Cobre-Chile), proveniente da Mina de Chuquicamata no Chile (Divisão Codelco Norte). O preparo da amostra recebida incluiu etapas de moagem, remoagem e classificação a seco, nova homogeneização e preparo final das amostras para os estudos de flotação.

Moagem: o material foi moído a seco em um moinho de bolas ECO-H58A de 16 cm de diâmetro e 37 cm de comprimento com bolas de aço carbono. O tempo de moagem foi de 10 minutos, massa de alimentação de 1,5kg de material e carga de bolas de 9,8 kg. A distribuição dos corpos moedores, em número, foi a seguinte:

- 32% de bolas de 62 mm de diâmetro;
- 48% de bolas de 50 mm de diâmetro;
- 15% de bolas de 45 mm de diâmetro;
- 5% de bolas de 15 mm de diâmetro.

Classificação e remoagem: o produto da moagem foi classificado a seco em peneiras quadradas (50 x 50 cm) em um peneirador vibratório marca “Produtest” nas malhas de 297; 210; 149; 74 e 37 μm sendo realizado em duas etapas. Primeiramente o minério foi classificado nas malhas de 297, 210 e 37 μm com tempo de peneiramento de 10 minutos.

Nessa etapa foram geradas as frações $> 297 \mu\text{m}$, $- 297 + 210$ e parte da fração $< 37 \mu\text{m}$. O retido na malha de 37 μm passou por uma etapa de remoagem com tempo de residência no moinho de 20 minutos com massa de alimentação de 1,5 kg e carga de bolhas de 15,7 kg. A distribuição de corpos moedores, em número, foi a seguinte:

- 52% de bolas de 62 mm de diâmetro;
- 30% de bolas de 50 mm de diâmetro;
- 9% de bolas de 45 mm de diâmetro;
- 9% de bolas de 15 mm de diâmetro.

O produto da remoagem foi então classificado novamente nas malhas de 149, 74 e 37 μm com tempo de peneiramento de 30 minutos. A Figura 25 mostra o desenho esquemático das etapas de cominuição e classificação da amostra.

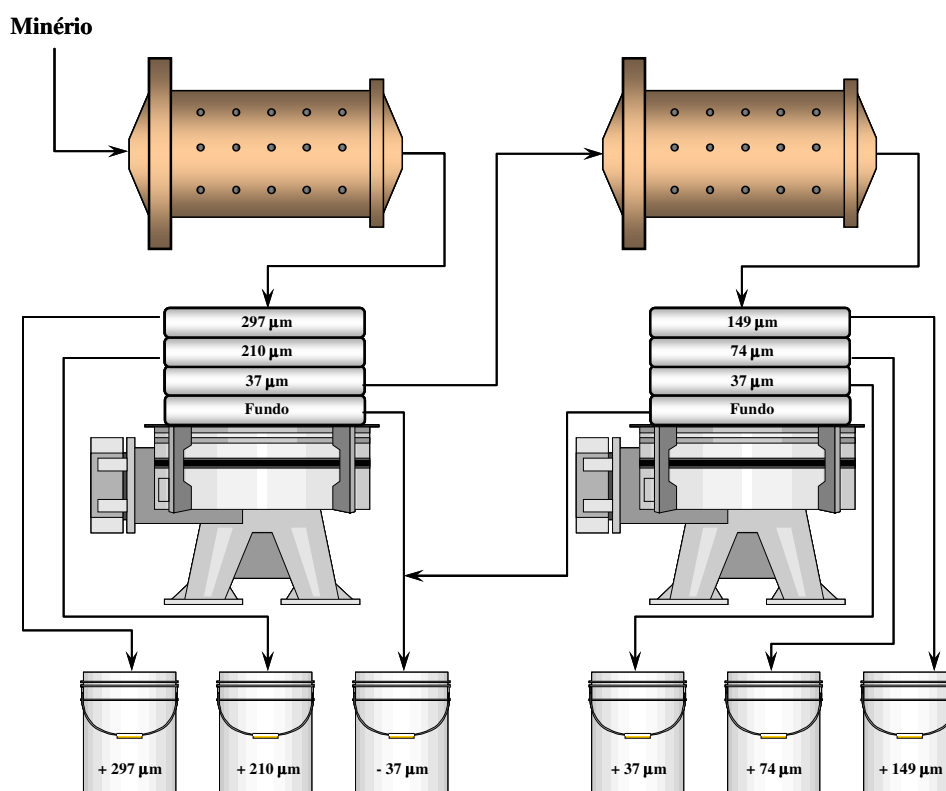


Figura 25. Desenho esquemático das etapas de cominuição e classificação da amostra de minério sulfetado de cobre.

Após as etapas de homogeneização, moagem, remoagem e classificação, cada fração granulométrica foi homogeneizada e então formadas alíquotas de 1,35 kg de minério com distribuição granulométrica semelhante à apresentada pela alimentação da flotação “rougher” da usina de Chuquicamata.

Para fins de caracterização, a amostra foi micropeneirada utilizando um micropeneirador marca Advantech L3P Sonic Sifter nas malhas de 35, 25 e 15 μm e determinadas a distribuição mássica e os teores de Cu nessas frações. A Figura 26 mostra a distribuição granulométrica e de Cu por fração granulométrica nas frações classificadas por peneiras convencionais e micropeneiras.

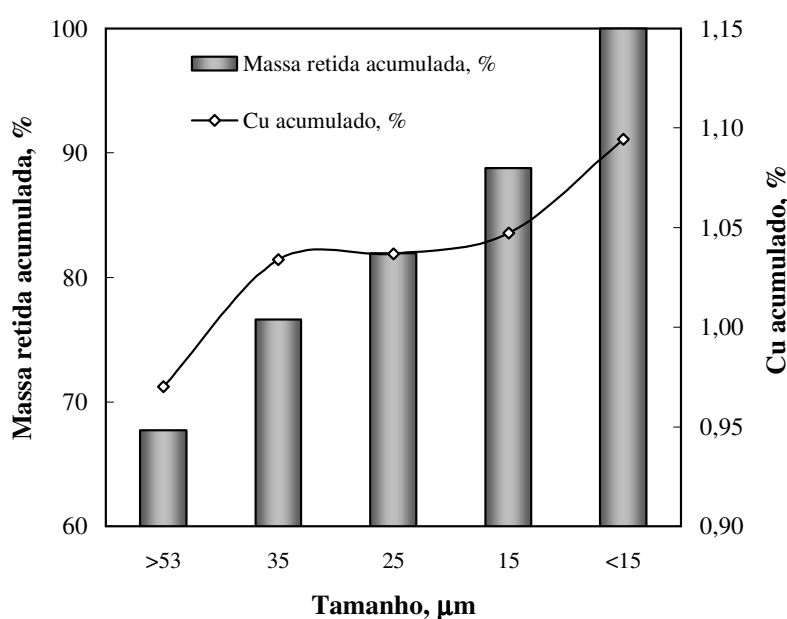


Figura 26. Distribuição mássica e de Cu na amostra de minério sulfeto de cobre utilizada nos estudos de flotação.

Os resultados mostram que em torno de 24 % da massa e ao redor de 40 % do Cu contido está nas frações F-UF (< 35 μm), sendo que o maior teor de Cu está entre as frações 53-35 μm (1,52 %). Na fração > 53 μm o teor é de 0,97 % de Cu. A amostra global possui um teor de Cu de aproximadamente 1,1 %.

3.1.1.2. Minério de Fosfato

Foi utilizada uma amostra de polpa da usina de concentração da Bunge (Unidade Araxá) do material “Finos Naturais” (FN), proveniente do “underflow” da ciclonagem que alimenta a flotação desse material na usina. A amostra foi previamente preparada, para a etapa de caracterização do minério. Foram realizadas etapas de secagem, homogeneização e

quarteamento, para uma amostragem significativa. Na etapa de caracterização, foram avaliadas a distribuição granulométrica, densidade real dos sólidos seco e análise mineralógica do minério de fosfato.

Foi recebida uma amostra em polpa do material denominado “Finos Naturais - FN”. No preparo e caracterização da amostra, as atividades realizadas incluíram:

- i. Desaguamento e secagem da amostra;
- ii. Desagregação, homogeneização e quarteamento;
- iii. Amostragem de material para caracterização; e
- iv. Armazenamento do restante da amostra para os estudos de flotação.

A amostra de polpa dos Finos Naturais (FN) foi desaguada, para retirada do excesso de água, seca em estufa a 70° C. Depois de seca, a amostra foi desagregada, homogeneizada e quarteada. Foram retiradas alíquotas para análise granulométrica, química e mineralógica da amostra.

Distribuição de tamanho de partículas: a distribuição de tamanho de partículas foi determinada com o analisador de tamanho de partículas Cilas modelo 1064, baseado na difração da luz laser (Light Amplification by Stimulate Emission of Radiation). Segundo este princípio o ângulo de difração da luz laser é inversamente proporcional ao tamanho da partícula. O analisador de tamanho de partículas Cilas 1064 permite a análise de amostras em poucos segundos fornecendo a distribuição dos tamanhos por número, área e volume, bem como o diâmetro médio. A distribuição de tamanho de partículas adotado foi do tipo volume.

Os Finos Naturais (FN) de minério de fosfato (diâmetro médio de partícula de 30 μm e densidade de 3,2 g/cm^3), têm como principais impurezas Fe_2O_3 , SiO_2 , entre outras, que apresentam uma percentagem menor. A Tabela VIII apresenta uma análise mineralógica da amostra de Finos Naturais após a etapa homogeneização e quarteamento.

Tabela VIII. Análise mineralógica da amostra de Finos Naturais (Bunge – abril de 2007).

Amostra	Teor, %								
	P_2O_5	Fe_2O_3	SiO_2	CaO	Al_2O_3	MgO	BaSO_4	TiO_2	Nb_2O_3
1	12,94	30,07	15,92	11,95	4,89	1,21	0,66	5,78	0,52
2	12,86	29,89	16,05	12,09	4,93	1,24	0,78	5,78	0,52
3	13,58	30,73	15,92	12,14	4,84	1,31	0,66	5,84	0,55
4	12,83	30,40	16,03	12,08	4,73	1,30	0,70	5,80	0,52
Média	13,0	30,3	16,0	12,1	4,9	1,3	0,7	5,8	0,53
Desvio Padrão	0,35	0,37	0,07	0,08	0,09	0,05	0,06	0,03	0,02

A distribuição granulométrica apresentada na Figura 27 mostra que 100% do material está abaixo de 90 μm , d_{50} é de 25,2 μm e o diâmetro médio é de 30 μm , o que caracteriza uma amostra mineral do tipo fina e ultrafina.

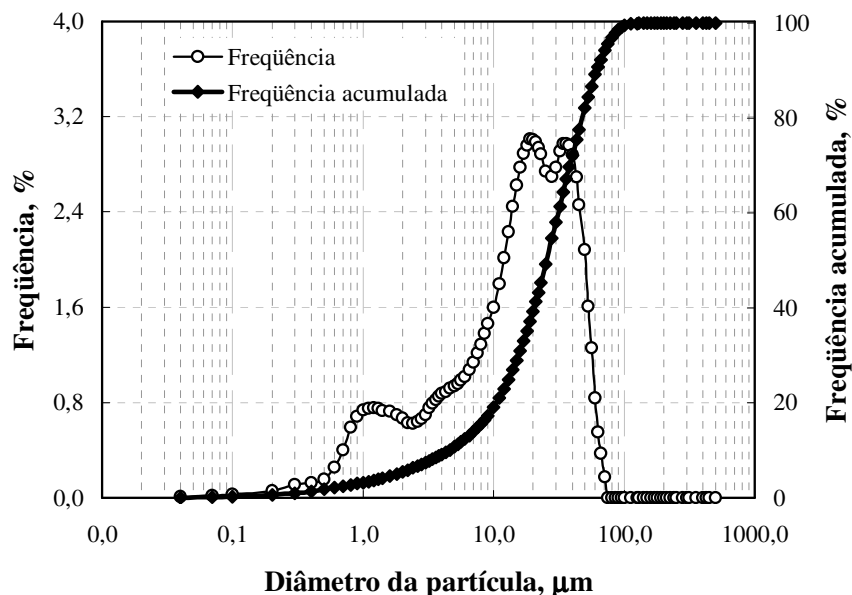


Figura 27. Distribuição granulométrica dos Finos Naturais, amostra de minério de fosfato.

A Figura 28 apresenta a distribuição de teores de P_2O_5 , CaO , Fe_2O_3 e SiO_2 nas frações finas e ultrafinas ($< 44 \mu\text{m}$).

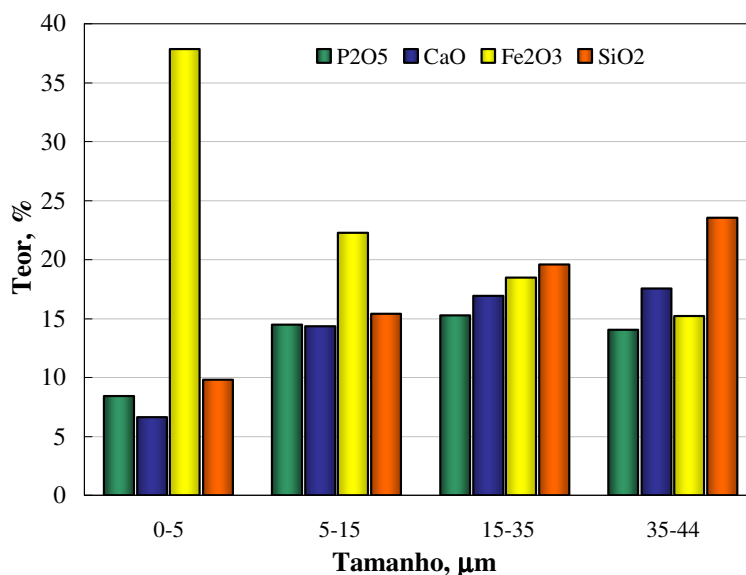


Figura 28. Teor de P_2O_5 , CaO , Fe_2O_3 e SiO_2 por faixa granulométrica para a fração $< 44 \mu\text{m}$ (amostra de minério de fosfato).

A caracterização “granuloquímica” revela que os teores de Fe_2O_3 acumulam-se nas frações mais finas, os minerais de fosfato são distribuídos em teores similares para a faixa de 5-44 μm enquanto que os maiores teores de SiO_2 concentram-se nas frações mais grosseiras.

3.1.2. Reagentes

Nos estudos de flotação de minério sulfetado de cobre foram empregados os seguintes reagentes: SF 113 (Isopropil xantato de sódio) na concentração de 30 g.t^{-1} e SF 506 (Promoter) na concentração de 8 g.t^{-1} , produzidos pela CYTEC Chile Ltda, como coletores dos minerais portadores de cobre; o espumante utilizado (25 g.t^{-1}) foi o DF250 (um propileno glicol); e leite de cal (CaOH) para regular pH em 10,5.

Nos estudos de flotação de minério de fosfato foram empregados os seguintes reagentes: ácido graxo de soja na concentração de 80 g.t^{-1} (coletor) e fubá de milho na concentração de 1400 g.t^{-1} (depressor do Fe_2O_3), fornecidos pela Bunge Fertilizantes; e NaOH como regulador de pH (pH 12).

3.2. Métodos

3.2.1. Estudos de flotação Standard (STD ou padrão)

3.2.1.1. Estudos com minério sulfetado de cobre

Os ensaios foram realizados em uma máquina de flotação “Denver D-12” de laboratório e em uma célula de flotação quadrada em acrílico com capacidade de 3 litros, dotada de um raspador manual de espuma. A polpa contendo 38 % de sólidos em peso e com pH em 10,5 regulado com leite de cal, monitorado com um medidor de pH marca “Analion™” modelo PM 608, foi condicionada com os coletores SF 113 (30 g.t^{-1}) e SF 506 (8 g.t^{-1}) e com DF250 (25 g.t^{-1}) (adicionados nesta ordem) durante 1 minuto para difusão dos reagentes a 1000 rpm na própria célula de flotação. Após o tempo de condicionamento, o ar foi injetado na célula a uma vazão variável sendo controlada por um rotâmetro. Os ensaios tiveram duração de 9 minutos e foram coletados os concentrados nos minutos 1, 2, 3, 5, e 9 de flotação, com raspagem da camada de espuma a cada cinco segundos, mantendo-se o volume dentro da célula constante com injeção de água (pH 10,5).

As amostras (concentrados e rejeito) foram pesadas em balança semi-analítica marca “Sartorius”, filtradas em um filtro a vácuo de laboratório marca “Denver”, secas em estufa por 24 horas a 100° C, desagregadas, homogeneizadas e pesadas.

A análise de cobre foi feita por espectrometria de absorção atômica em um equipamento modelo “SpectrAA 110” da Varian®. A Figura 29 mostra o desenho esquemático do sistema montado para os estudos de flotação.



Figura 29. (a) Desenho esquemático do sistema utilizado; e (b) fotos da célula de flotação e detalhe da formação da camada de espuma nos estudos de com minério sulfetado de cobre.

3.2.1.2. Estudos com minério de fosfato

Os estudos foram realizados em uma coluna de flotação “batch”, com capacidade de 4,5 litros. A polpa (contendo 45% de sólidos em peso e com pH em 12) foi condicionada por 10 minutos com o fubá de milho ($1400 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$) e por mais 10 minutos com o óleo de soja ($80 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$), em um tanque cilíndrico (detalhes na Figura 30) acoplado a uma máquina de flotação “DENVER D12”, da qual foi retirado o estator e o rotor foi substituído por uma hélice do tipo “Rushton”, a uma velocidade de 300 rpm (Figura 31). Ao final do tempo de condicionamento a polpa foi diluída até atingir uma concentração de 12% de sólidos em peso passando a alimentar a coluna, com a válvula de ar aberta (em regime de borbulhamento) e a bomba de reciclo de polpa ligada.

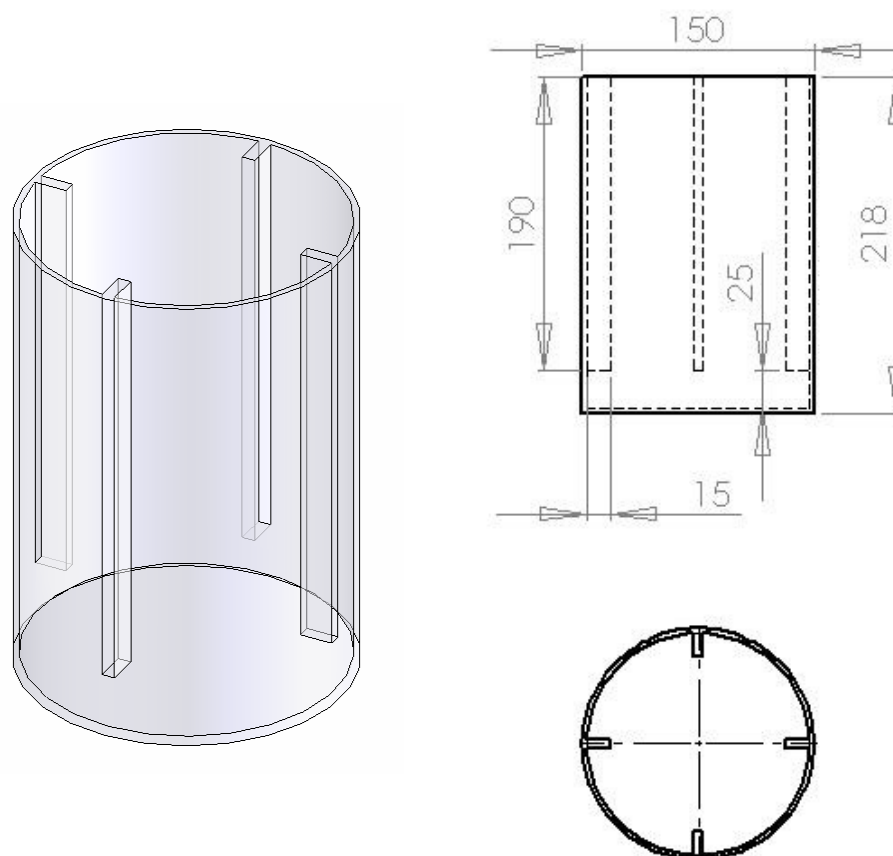


Figura 30. Desenho esquemático do tanque de condicionamento utilizado nos estudos de flotação com minério de fosfato.

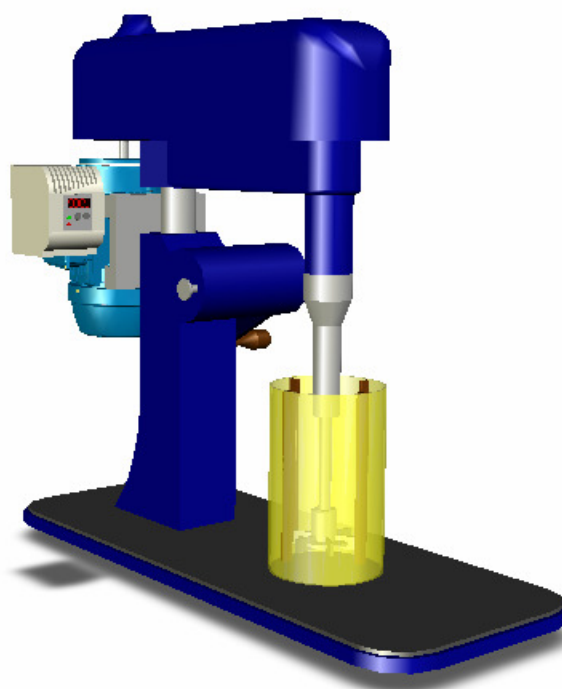


Figura 31. Desenho esquemático da etapa de condicionamento utilizado nos estudos de flotação com minério de fosfato.

O início do ensaio (tempo zero) correspondeu ao momento de transbordo do concentrado, que se deu devido à formação da camada (fase) de espuma e pelo aumento de volume na coluna causado pela adição da água de lavagem. O ensaio finalizou quando não há mais espuma mineralizada. As amostras de rejeito e concentrado foram acidificadas, floculadas, filtradas, secas em estufa, homogeneizadas, quarteadas, embaladas e enviadas para análise de teor dos produtos. Essas análises foram realizadas na empresa Bunge Fertilizantes em Araxá, e o método estabelecido foi o de difração por Raio-X. A Figura 32 apresenta os aspectos básicos da coluna “batch” e o fluxograma dos ensaios e o procedimento dos ensaios é resumido a seguir.

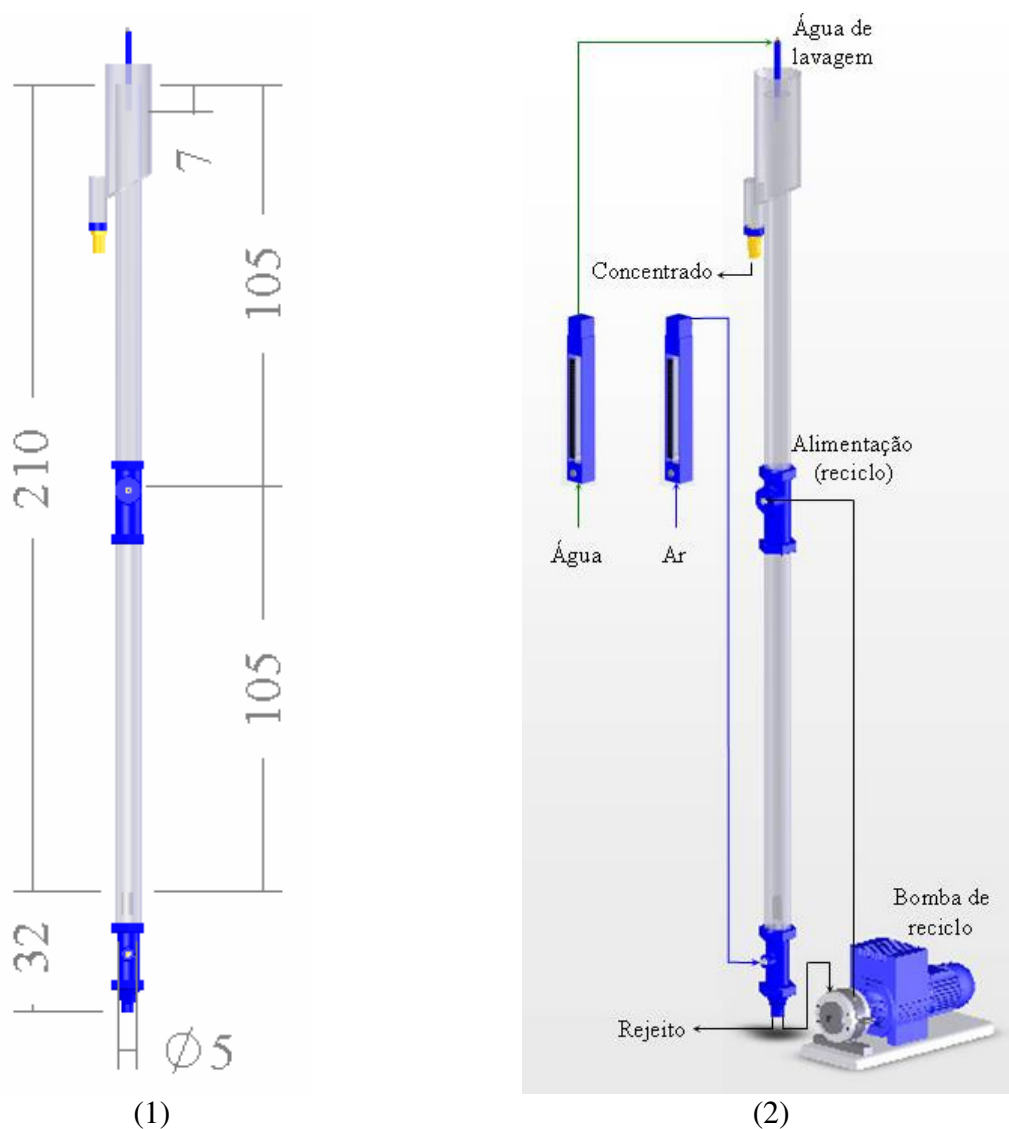


Figura 32. Coluna “batch”: (1) dimensões da coluna (unidades em cm); (2) fluxograma do sistema montado para o estudo em coluna “batch”.

Procedimento pré-flotação (condicionamento), ensaio padrão (STD):

1. Preparo de água a pH 12 (ajuste de pH com NaOH a 10%);
2. Preparo de polpa a 45% de sólidos, 742,7 mL (591,5 mL de água + 483,9 g de minério);
3. Condicionamento por 5 min, para homogeneizar;
4. Condicionamento por 10 min com fubá de milho e mais 10 min com o óleo de soja;
5. Diluição da polpa para 12% de sólidos (água a pH 12);

Procedimento detalhado para os ensaios de flotação:

1. Ajuste da vazão de ar;
2. Regulagem da água de lavagem;
3. Ajuste da bomba de reciclo ($0,7 \text{ L}\cdot\text{min}^{-1}$);
4. Alimentação da coluna com a amostra (polpa a 12% de sólidos);
5. Abertura da válvula da água de lavagem, dando início ao ensaio com o transbordo da camada de espuma mineralizada;
6. Finalização do ensaio ao final do transbordo da camada de espuma, esgotando a polpa da coluna (coleta do rejeito).

Preparo de amostras para análise:

1. Acidificação e floculação das amostras;
2. Filtragem e secagem das amostras a 60°C ;
3. Quarteamento das amostras e envio para análise de teor (aproximadamente 15g).

3.2.2. Estudos de flotação com reciclo do concentrado (FRC)

Foi realizado um estudo nas condições padrão (STD), sendo que o concentrado obtido no primeiro minuto de flotação (partículas de alta flotabilidade) foi coletado e feito o descarte do rejeito. O volume desse concentrado foi medido em proveta graduada para descontar do volume total de polpa na segunda etapa. A segunda etapa incluiu um novo ensaio com a alimentação composta por uma nova amostra, mais o concentrado do primeiro minuto obtido no STD (Etapa 1), realizado previamente. As Figuras 33 e 34 apresentam um desenho esquemático do procedimento adotado para o estudo de flotação com reciclo de concentrado (FRC) para minério sulfetado de cobre e fosfato, respectivamente.

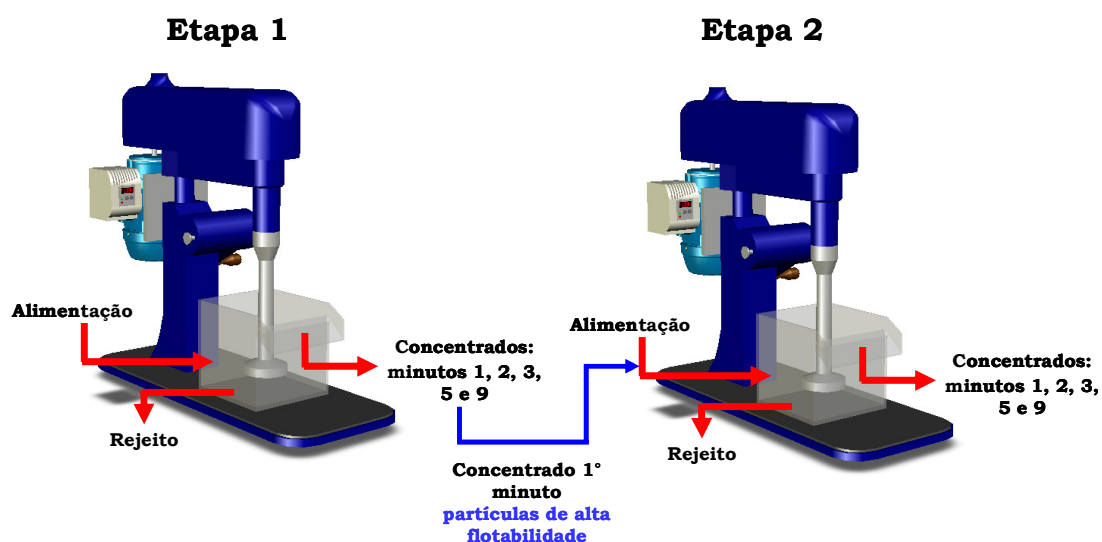


Figura 33. Desenho esquemático do sistema utilizado nos estudos de flotação com reciclo de concentrado (FRC) com minério sulfetado de cobre.

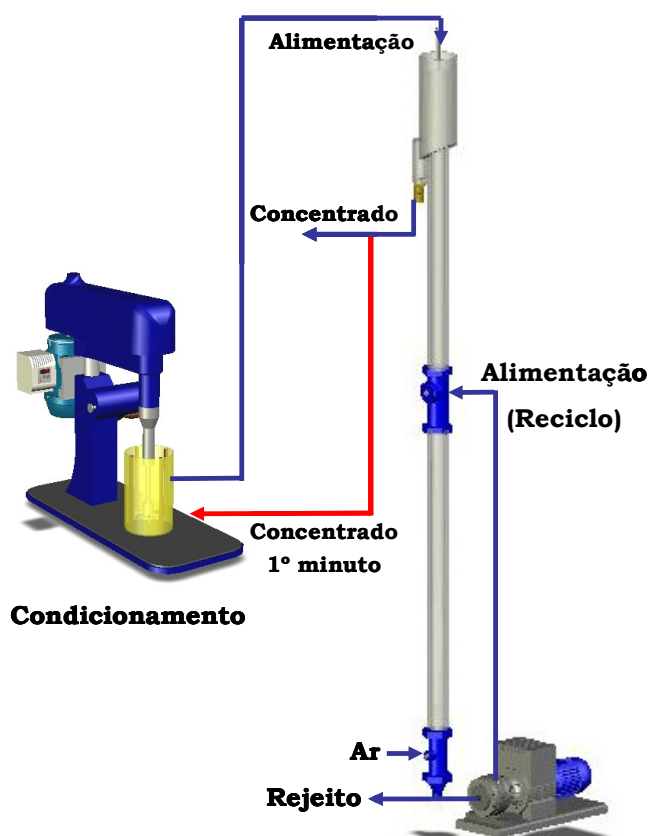


Figura 34. Desenho esquemático do sistema utilizado nos estudos de flotação com reciclo de concentrado (FRC) com minério de fosfato.

3.2.3. Estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI)

Os estudos de flotação com CAI seguiram o procedimento dos estudos STD, onde a etapa de condicionamento da polpa com os reagentes foi substituída por uma etapa de

condicionamento em alta turbulência. A agitação foi realizada na máquina de flotação “DENVER D12”, da qual foi retirado o estator e o rotor foi substituído por uma hélice do tipo “Rushton” (detalhes na Figura 35). Esse tipo de impelidor possui um disco central com pás verticais montadas nas suas extremidades e gera um fluxo predominantemente radial que pode ser utilizado em sistemas que requerem elevados níveis de turbulência e cisalhamento.

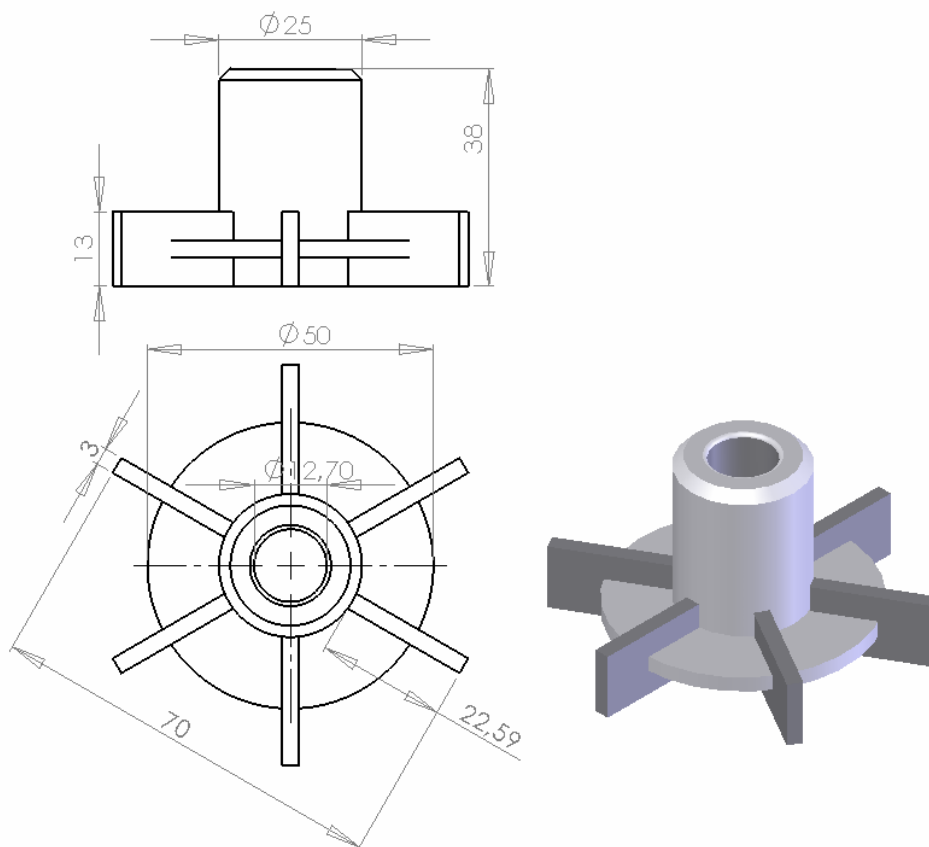


Figura 35. Impelidor tipo “Turbina Rushton” de 6 aletas.

Conforme estudos anteriores com o mesmo sistema mineral (Proyecto Flotación de finos y ultrafinos-Codelco-Chuquicamata-IM2, 2002; Matiolo, 2005), para os estudos com minério sulfetado de cobre, essa agitação foi obtida com a introdução de quatro defletores (“baffles”) na célula de flotação, com velocidade de rotação de 1400 rpm, por 3 min ($2 \text{ kWh}\cdot\text{m}^{-3}$), sem adição de ar e com uma concentração de sólidos de 50 % p/p. Após o CAI, os defletores foram removidos da célula e a polpa foi diluída até 38 % de sólidos em peso. A Figura 36 mostra detalhes do sistema montado para os estudos de flotação e etapa de condicionamento em alta intensidade.



Figura 36. Fotos dos estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI) com minério sulfetado de cobre. (a) Detalhe do impelidor tipo turbina Rushton de 6 aletas; e (b) detalhe do condicionamento com defletores (baffles).

Para os estudos com minério de fosfato, após a etapa de condicionamento da polpa com os reagentes, foi adicionada uma etapa de condicionamento em alta intensidade, obtida com uma velocidade de agitação de 750 rpm, por 3 minutos ($2 \text{ kWh}\cdot\text{m}^{-3}$), de acordo com estudos anteriormente realizados (Projeto flotação não convencional de minérios de fosfato – Relatório final LTM-BUNGE, 2005). As Figuras 37 e 38 apresentam um desenho esquemático do procedimento adotado para os ensaios de flotação com CAI com minério de fosfato e detalhes da etapa de condicionamento.

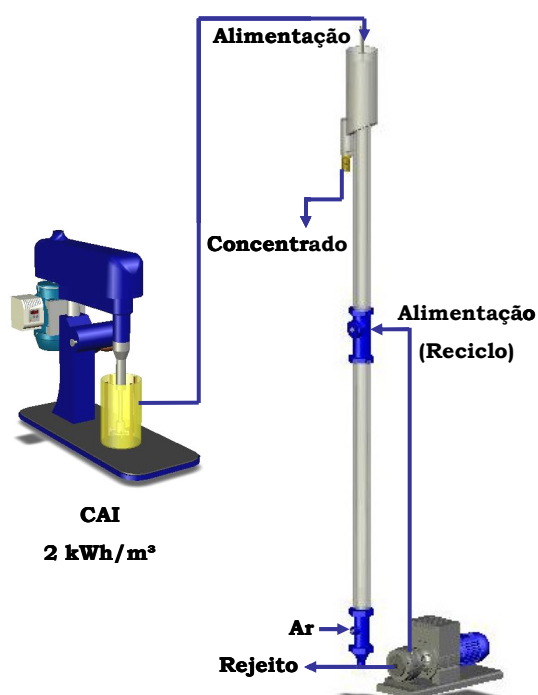


Figura 37. Desenho esquemático do sistema utilizado nos estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI) com minério de fosfato.

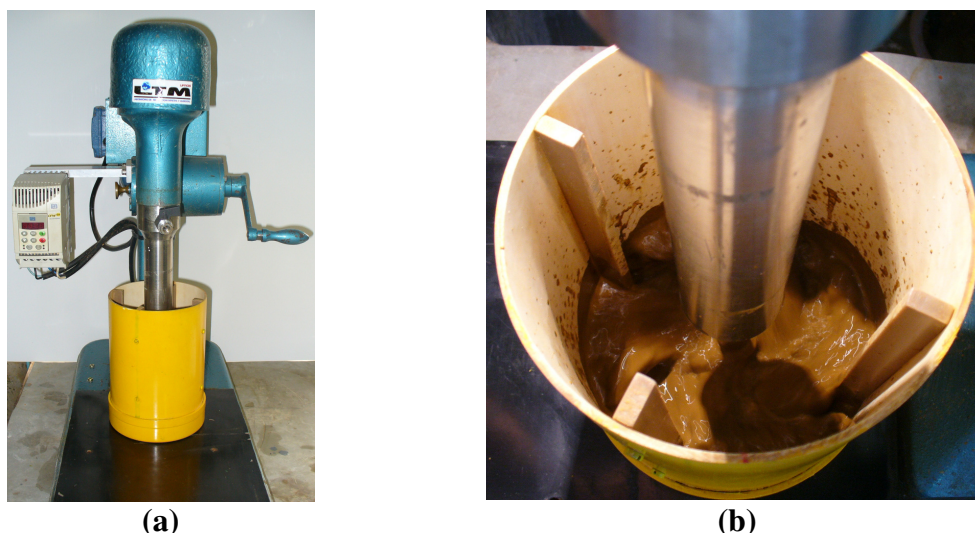


Figura 38. Fotos dos estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI) com minério de fosfato: (a) Detalhe do tanque de condicionamento acoplado à máquina de flotação DENVER D-12; e (b) detalhe do condicionamento com defletores (baffles).

A variável estudada, tempo de condicionamento, foi quantificada em termos de energia transferida à polpa. Essa energia foi medida com um Watímetro pela metodologia descrita por Valderrama (1997).

3.2.4. Estudos de flotação com reciclo de concentrado e com condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI)

Os estudos de flotação com reciclo do concentrado e com condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI) seguiram o procedimento detalhado anteriormente nos estudos de flotação com CAI, sendo que o concentrado obtido no primeiro minuto de flotação (partículas de alta cinética de flotação) foi coletado, separado e feito o descarte do rejeito. O volume desse concentrado foi medido em proveta graduada para ser descontado do volume total de polpa na segunda etapa. A segunda etapa incluiu um novo ensaio CAI (Etapa 2) com a alimentação composta por uma nova amostra, mais o concentrado do primeiro minuto obtido no CAI (Etapa 1), realizado previamente.

3.2.5. Procedimentos analíticos

3.2.5.1. Análise química de cobre

Os concentrados e rejeitos dos estudos de flotação de minério sulfetado de cobre foram secos em estufa a uma temperatura máxima de 100° C por 24 horas e homogeneizados. As amostras foram posteriormente enviadas ao laboratório para digestão ácida. Todas as digestões foram realizadas em duplicata.

A digestão ácida seguiu o seguinte procedimento:

- Pesagem, em balança analítica com precisão, de 0,1 g de amostra, se for concentrado, e 1 g se for rejeito;
- Acréscimo de 20 mL da mistura ácida (proporção de 2:1:1 de ácido nítrico, ácido perclórico e ácido sulfúrico, respectivamente) e aquecimento a 180°C, em banho-maria, até redução parcial do volume e deixar esfriar;
- Acréscimo de 10 mL de ácido nítrico a 50% e 10 mL de água deionizada e aquecimento novamente, reduzindo o volume total de líquido, deixando esfriar;
- Filtragem da amostra e coleta do líquido passante no filtro;
- Acréscimo de 1 mL de sulfato de sódio a 10% ao líquido passante no filtro;
- Ajuste do volume, em balão volumétrico de 250 mL, com água deionizada;
- Armazenamento em frascos limpos de 250 mL.

A determinação da concentração de íons cobre nas amostras foram realizadas por espectrometria de absorção atômica, equipamento modelo “SpectrAA 110” da Varian[®]. A confiabilidade dos resultados está apoiada nos valores de desvio padrão calculados nos estudos de flotação.

3.2.5.2. Cálculo de parâmetros de flotação

Determinação da constante cinética de flotação

Existem várias equações utilizadas para modelar a cinética de flotação “batch” (em escala de laboratório). Algumas delas são as equações propostas por Klimpel (Eq.5) e Zuñiga (Eq. 6), utilizadas neste trabalho para o cálculo dos parâmetros cinéticos dos estudos de flotação, pelo fato de possuir uma melhor correlação com os resultados experimentais.

$$R = R_{\infty} \left\{ 1 - \frac{1}{k \cdot t} (1 - e^{-kt}) \right\} \quad (\text{Eq. 5})$$

$$R = R_{\infty} (1 - e^{-kt}) \quad (\text{Eq. 6})$$

onde:

R representa a recuperação acumulada da espécie flotável no instante de tempo t;

k é a constante cinética de flotação da espécie flotável (min^{-1});

R_{∞} é a recuperação máxima alcançada a um tempo infinito de flotação.

Os parâmetros R_{∞} e k das equações acima são característicos de cada espécie flotável (Cu e fosfato neste trabalho) e dependem do tipo de flotação (“rougher”, “cleaner”, “scavenger”

etc.), e das condições operacionais (pH da polpa, tipo e concentração dos reagentes, velocidade da agitação, geometria da célula de flotação, entre outros (Rosa, 1997).

Neste estudo foram mantidas todas as condições operacionais de flotação constantes, com o objetivo de avaliar comparativamente o efeito da flotação com reciclo de concentrado (FRC) e da flotação com reciclo de concentrado com condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI). Essa avaliação foi realizada em termos de parâmetros R_{∞} e k em comparação com o ensaio padrão (STD). Utilizando as equações de cinética e os dados experimentais de recuperação de mineral de valor em função do tempo, foram determinadas as constantes cinéticas de flotação para os estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI através de rotinas computacionais no programa Microsoft® Office Excel 2003®.

Determinação do grau de arraste e flotação real

A adesão de partículas a bolhas de ar é o mecanismo mais importante e é a responsável pela maior quantidade de partículas que são reportadas ao concentrado, mecanismo esse denominado flotação real (“true flotation”). Embora a flotação real seja o mecanismo dominante na recuperação seletiva de partículas minerais, a eficiência de separação entre o mineral de interesse a ser flotado e a ganga é também dependente do grau de resistência da unidade bolha-partícula ao cisalhamento dentro da célula e a resistência dessa unidade na espuma e posterior transferência ao concentrado. Diferente da flotação “real”, que é quimicamente seletiva às propriedades superficiais das partículas minerais, ambos, mineral de interesse e ganga, podem ser recuperados similarmente por arraste hidrodinâmico, arraste por oclusão em agregados, ou arraste por “slime coating” ou recobrimento por ultrafinos ou “lamas”. Isso ocorre principalmente com as frações mais finas e não faz distinção entre as partículas hidrofóbicas e hidrofílicas (Warren, 1985).

Neste estudo foi adotada a metodologia proposta por Warren (1985) para a determinação da flotação real e grau de arraste nos estudos de flotação de sulfetos de cobre. O método de Warren é baseado na linearidade entre a recuperação acumulada de água e a recuperação de uma espécie mineral.

As retas de recuperação acumulada de água e recuperação acumulada de Cu foram traçadas sem considerar os dois primeiros pontos, que correspondem ao primeiro minuto de flotação, garantindo assim uma melhor linearidade. A intersecção dessa reta ao eixo das ordenadas, obtido quando a recuperação de água é igual a zero, representa a recuperação real de cada

espécie mineral. O grau de arraste, por sua vez, é dado pela inclinação da reta, que representa a razão entre a recuperação por arraste hidrodinâmico e a recuperação de água.

Cálculo da potência transmitida à polpa nos estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI)

Em sistemas elétricos, a potência instantânea desenvolvida por um dispositivo de dois terminais é o produto da diferença de potencial entre os terminais e a corrente que passa através do dispositivo. Isto é,

$$P = I \cdot V$$

onde I é o valor instantâneo da corrente e V é o valor instantâneo da tensão. Se I é determinado em ampères e V em volts, P fica definido em watts. Num sistema de corrente contínua em que I e V se mantenham constantes durante um dado período, a potência transmitida é também constante e igual ao produto $I \cdot V$.

Potência Ativa

No caso particular da corrente alternada (CA) senoidal, a média de potência elétrica desenvolvida por um dispositivo de dois terminais pode ser determinada pela resolução do integral anterior, de onde resulta o produto dos valores quadrados médios ou eficazes da diferença de potencial entre os terminais e da corrente que passa através do dispositivo com o co-seno do seu ângulo de defazamento. Isto é,

$$P = I_e \times V_e \times \cos \phi$$

onde I_e é o valor eficaz da intensidade de corrente alternada senoidal, V_e é o valor eficaz da tensão senoidal e Φ é o ângulo de fase ou defasagem entre a tensão e a corrente. O termo $\cos \Phi$ é denominado fator de potência. Se I_e está em ampères e V_e em volts, P estará em watts. Este valor também é denominado potência ativa.

A energia transferida em um determinado intervalo de tempo corresponde à integral temporal da potência ativa. É esta a integração realizada pelos contadores de energia utilizados na faturação de consumos energéticos de instalações.

Potência Aparente

Se não se inclui o termo $\cos \Phi$ que haveria que contemplar, devido ao fato de que a corrente e a voltagem estejam defasados entre si, obtemos o valor do que se denomina potência aparente ou teórica S que se expressa em volt ampères (VA):

$$S = I_e \times V_e$$

É com base no valor dessa potência (ou das correntes respectivas) que se realiza o dimensionamento das cablagens e sistemas de proteção das instalações elétricas. Na contratação de fornecimento de energia elétrica é normalmente especificada a taxa de potência que depende da potência aparente máxima a ser disponibilizada pelo fornecedor.

A potência fornecida ao sistema foi medida com o auxílio de um amperímetro digital na entrada do variador de frequências, que controla o motor, e calculada conforme expressão a seguir:

$$P = V * I * \cos \varphi * \eta$$

Onde:

- P - potência , W;
- V - tensão medida no sistema, V;
- I - corrente medida no sistema, A;
- φ - fator de potência ($\cos \varphi = 0,8$);
- η - rendimento do motor (0,93).

A energia transmitida à polpa foi calculada como:

$$P_{transmitida} = P_{com\ sistema\ mineral} - P_{com\ motor\ livre}$$

4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

4.1. Estudos com minério sulfetado de cobre

4.1.1. Estudos de flotação Standard (STD ou padrão)

Estes estudos tiveram por objetivo determinar os distintos parâmetros de flotação com o minério bruto (alimentação Standard). A Tabela IX mostra os resultados de recuperação metalúrgica de Cu, recuperação real (“true flotation”), teor de cobre no concentrado, rejeito e alimentação calculada, grau de arraste hidráulico e constante cinética de flotação (k) (modelo Klimpel) para os estudos de flotação STD.

Tabela IX. Estudos de flotação Standard (STD) de sulfetos de cobre. Resultados metalúrgicos e cinéticos.

Ensaio	R massa %	R metalúrgica Cu %	Teor Cu alimentação, %	Teor Cu concentrado, %	Teor Cu rejeito, %	R real, %	Grau de arraste de Cu	K (Klimpel) min ⁻¹
STD-1	5,8	60,0	1,1	11,4	0,49	26	1,70	1,2
STD-2	5,7	61,0	1,0	10,9	0,42	33	1,65	1,2
STD-Médio	5,8	60,5	1,1	11,2	0,45	30	1,7	1,2

A Figura 39 mostra a recuperação metalúrgica de cobre em função do tempo para o ensaio STD e na Figura 40 é apresentada a curva teor/recuperação para os ensaios STD.

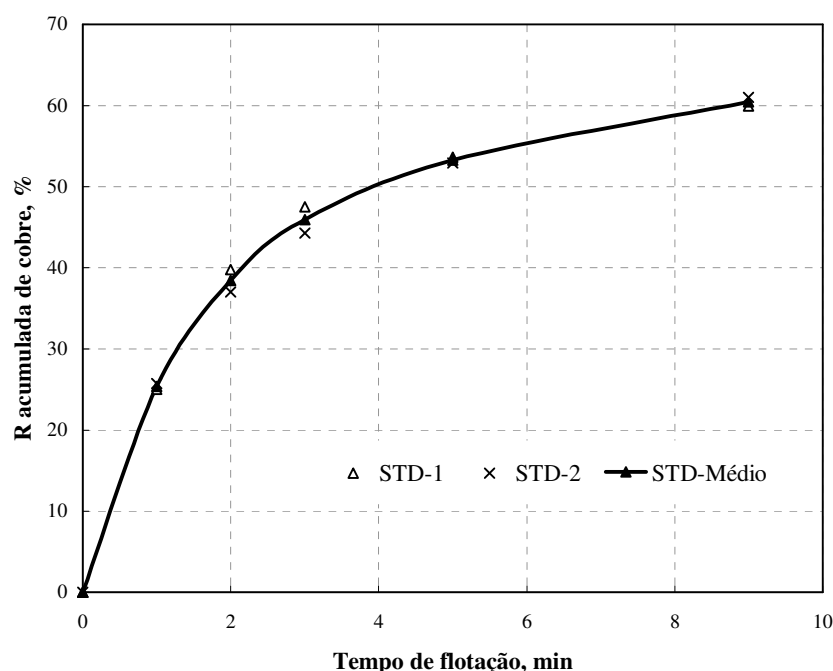


Figura 39. Estudos de flotação STD de sulfetos de cobre: Recuperação metalúrgica de cobre em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t⁻¹; [SF-506] = 8 g·t⁻¹; [DF250] = 25 g·t⁻¹; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm.

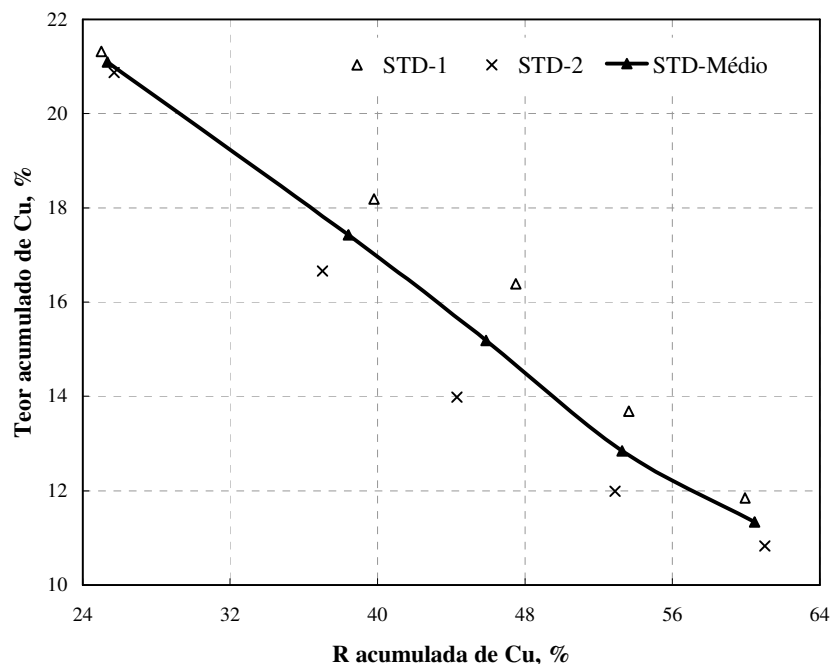


Figura 40. Estudos de flotação STD de sulfetos de cobre: Curva teor/recuperação de cobre. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t⁻¹; [SF-506] = 8 g·t⁻¹; [DF250] = 25 g·t⁻¹; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm.

A recuperação mássica foi de 6 % e a recuperação metalúrgica de Cu variou entre 60 e 61. O teor de Cu nos concentrados foi de 11 %, a recuperação real entre 26,2 e 33,2%, o grau de arraste foi de 1,7 e a constante cinética de flotação foi de 1,2 min⁻¹. Os resultados apresentam um baixo desvio padrão em termos de recuperação metalúrgica e teores de Cu, validando assim a metodologia empregada. Para efeito de comparação com as outras técnicas estudadas, foram utilizados os valores médios dos parâmetros analisados nesses estudos de flotação padrão (STD).

4.1.2. Estudos de flotação com reciclo do concentrado (FRC)

A Tabela X mostra os resultados de recuperação mássica, metalúrgica de Cu, teor de Cu, recuperação real, grau de arraste e constante cinética de flotação para os estudos de flotação com reciclo do concentrado (FRC), em comparação com o STD. Com o reciclo parcial do concentrado (1º minuto) foram obtidos incrementos na recuperação metalúrgica de Cu, recuperação real e de constante cinética de flotação, acompanhado por uma diminuição no grau de arraste e sem diminuição significativa no teor de Cu nos concentrados finais.

A Figura 41 mostra a recuperação metalúrgica de Cu em função do tempo de flotação para os estudos de FRC em comparação com o STD e a Figura 42 mostra as respectivas curvas teor/recuperação de cobre.

Tabela X. Estudos de flotação com reciclo do concentrado (FRC) de sulfetos de cobre. Resultados metalúrgicos e cinético.

Ensaio	R massa %	R metalúrgica Cu %	Teor Cu alimentação %	Teor Cu concentrado %	Teor Cu rejeito %	R real %	Grau de arraste de Cu	K (Klimpel) min^{-1}
STD	5,8	60,5	1,1	11,2	0,45	30	1,7	1,2
FRC	9,6	67,0	1,3	9,1	0,48	38	1,2	1,5

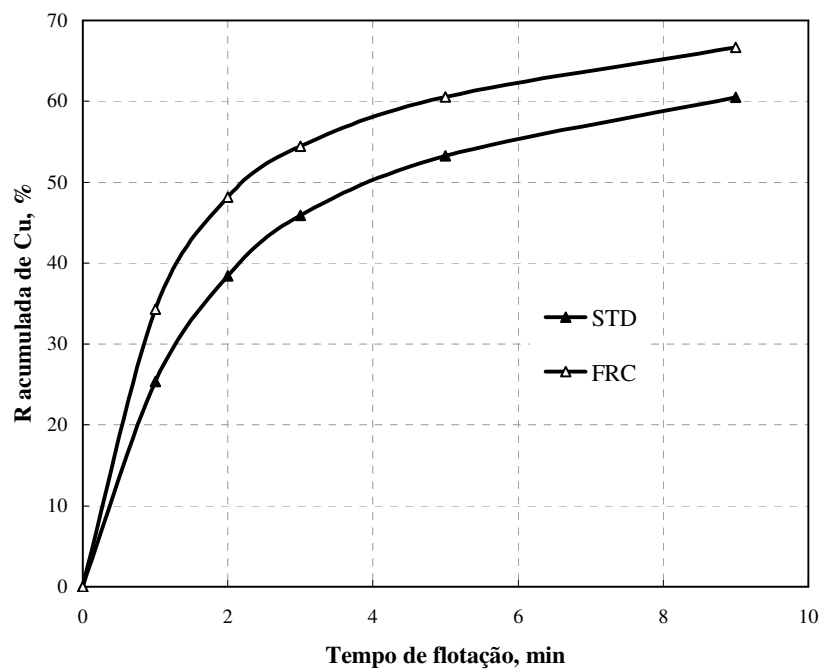


Figura 41. Estudos comparativos de flotação STD e com reciclo de concentrado (FRC) de sulfeto de cobre: Resultados de recuperação metalúrgica de cobre em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = $30 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [SF -506] = $8 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [DF250] = $25 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm.

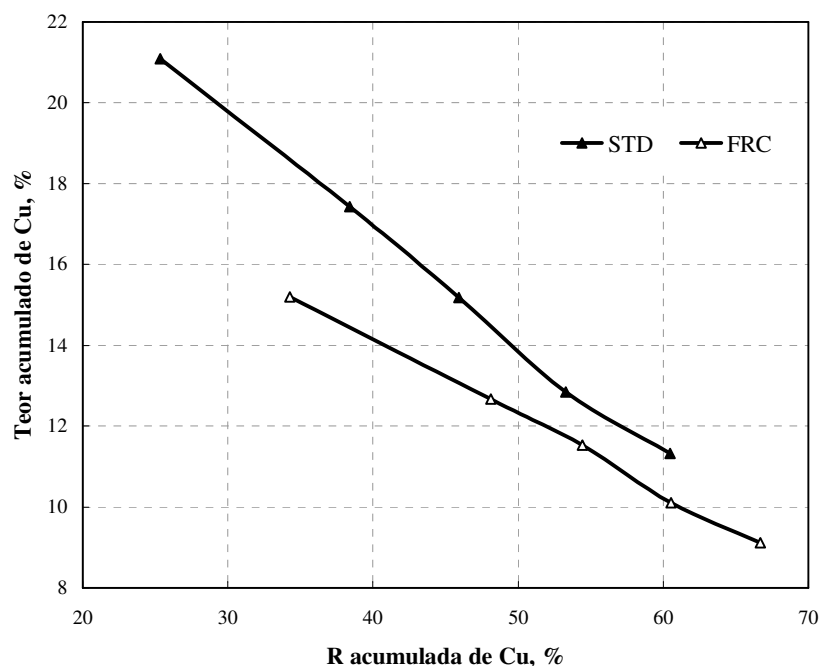


Figura 42. Estudos de flotação STD e com reciclo de concentrado (FRC) de sulfeto de cobre: Curva comparativas teor/recuperação de cobre. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t⁻¹; [SF-506] = 8 g·t⁻¹; [DF250] = 25 g·t⁻¹; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm.

A recuperação metalúrgica de Cu aumentou de aproximadamente 60% no STD, para 67% e a recuperação real (via adesão bolha partícula) aumentou de 30 % para 38%.

4.1.3. Estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI)

A Tabela XI mostra os resultados de recuperação mássica, metalúrgica de Cu, teor de Cu, recuperação real, grau de arraste e constante cinética de flotação para os estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI), em comparação com o STD e com a flotação com reciclo do concentrado (FRC). Com o condicionamento em alta intensidade foi obtido um incremento nas recuperações reais e metalúrgicas de Cu e na constante cinética de flotação, acompanhado por uma diminuição no grau de arraste e aumento de 0,8 % no teor de Cu nos concentrados finais. A Figura 43 mostra a recuperação metalúrgica de Cu em função do tempo de flotação para os estudos CAI em comparação com os estudos STD e FRC e a Figura 44 mostra as respectivas curvas teor/recuperação de cobre.

Tabela XI. Estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI) de sulfetos de cobre. Resultados metalúrgicos e cinéticos.

Ensaio	R massa %	R metalúrgica Cu %	Teor Cu alimentação %	Teor Cu concentrado %	Teor Cu rejeito %	R real %	Grau de arraste de Cu	K (Klimpel) min^{-1}
STD	5,8	60,5	1,1	11,2	0,45	30,0	1,7	1,2
FRC	9,6	67,0	1,3	9,1	0,48	38,0	1,2	1,5
CAI	6,4	69,0	1,1	12,0	0,37	51,1	0,9	2,0

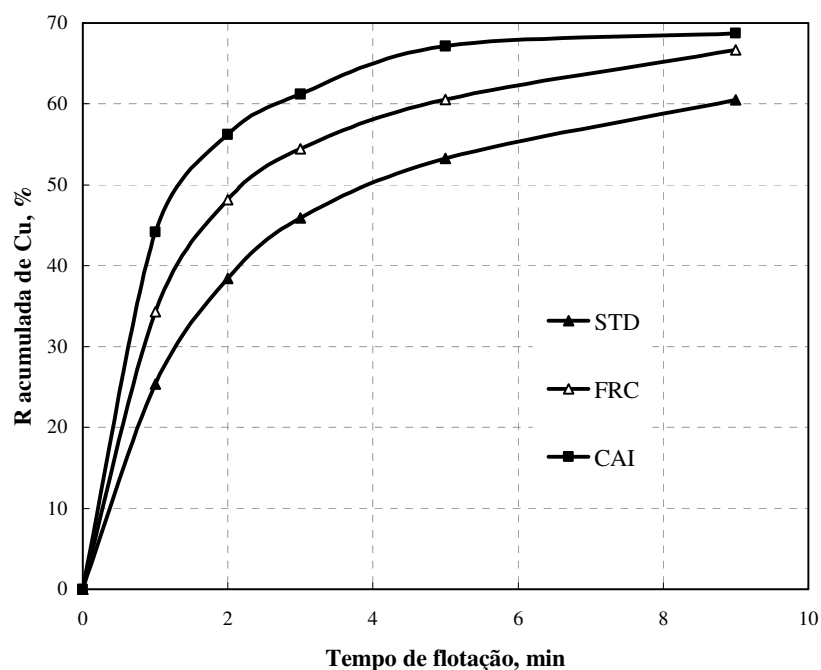


Figura 43. Estudos comparativos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade (CAI) e FRC de sulfeto de cobre: Resultados de recuperação metalúrgica de cobre em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [SF-506] = 8 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [DF250] = 25 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm (CAI: 1400 rpm por 3 minutos).

A recuperação metalúrgica de cobre teve um acréscimo de 8,5 % e o teor de cobre no concentrado aumentou 0,8 %, com uma constante cinética de flotação (modelo de Klimpel) quase duas vezes maior, nos estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade com minério sulfetado de cobre, em comparação com os estudos de flotação padrão (STD).

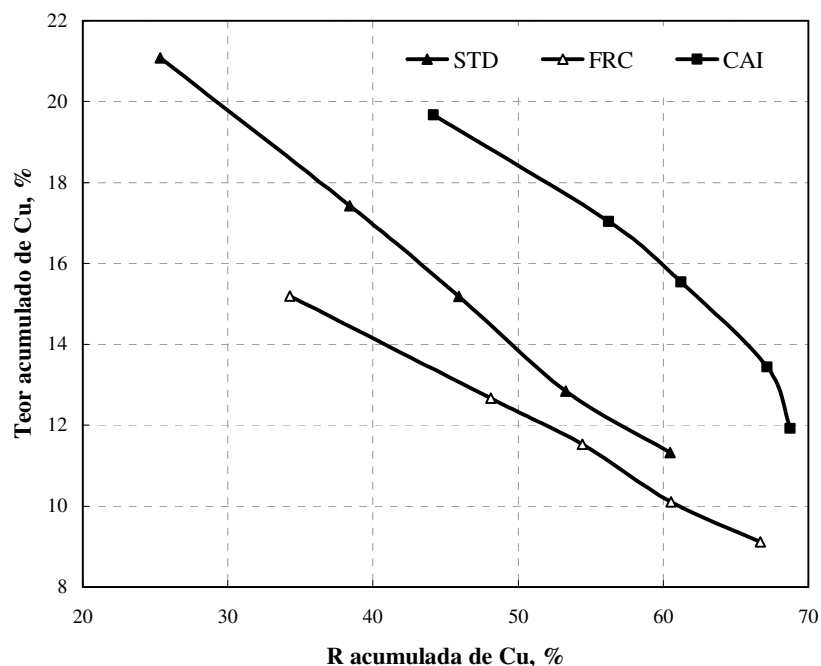


Figura 44. Estudos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade (CAI) e FRC de sulfetos de cobre. Curvas comparativas teor/recuperação de cobre. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = $30 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [SF-506] = $8 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [DF250] = $25 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm (CAI: 1400 rpm por 3 minutos).

Os resultados apresentados na Figura 44 mostram que com a flotação com condicionamento em alta intensidade é possível aumentar tanto o teor dos concentrados quanto a recuperação de cobre.

4.1.4. Estudos de flotação com reciclo do concentrado e com condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI)

A Tabela XII mostra os resultados de recuperação mássica, metalúrgica de Cu, teor de Cu, recuperação real, grau de arraste e constante cinética de flotação para os estudos de flotação com reciclo do concentrado e com condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI), em comparação com os estudos STD, FRC e CAI. Na flotação com o reciclo do concentrado e com o condicionamento em alta intensidade foi obtido um incremento na recuperação metalúrgica de Cu, na recuperação real e na constante cinética de flotação, acompanhado por uma diminuição no grau de arraste e aumento de 3,8 % no teor de Cu nos concentrados finais. A Figura 45 mostra a recuperação metalúrgica de Cu em função do tempo de flotação para os estudos CAI em comparação com os estudos STD e FRC e a Figura 46 mostra as respectivas curvas teor/recuperação de cobre.

Tabela XII. Estudos de flotação com reciclo do concentrado e com condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI) de sulfetos de cobre. Resultados metalúrgicos e cinéticos.

Ensaio	R massa %	R metalúrgica Cu %	Teor Cu alimentação calculado %	Teor Cu concentrado %	Teor Cu rejeito %	R real %	Grau de arraste de Cu	K (Klimpel) min^{-1}
STD	5,8	60,5	1,1	11,2	0,45	30,0	1,7	1,2
FRC	9,6	67,0	1,3	9,1	0,48	38,0	1,2	1,5
CAI	6,4	69,0	1,1	12,0	0,37	51,1	0,9	2,0
FRC-CAI	8,6	78,0	1,6	15,0	0,40	62,5	0,7	2,9

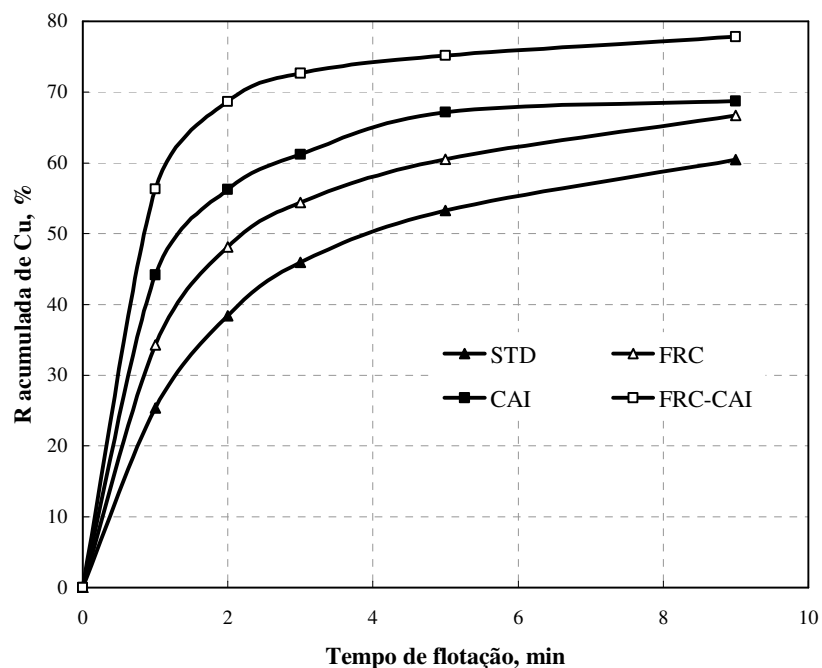


Figura 45. Estudos comparativos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade e reciclo de concentrado (FRC-CAI), CAI e FRC de sulfeto de cobre: Resultados de recuperação metalúrgica de cobre em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [SF-506] = 8 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [DF250] = 25 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm (CAI e FRC-CAI: 1400 rpm por 3 minutos).

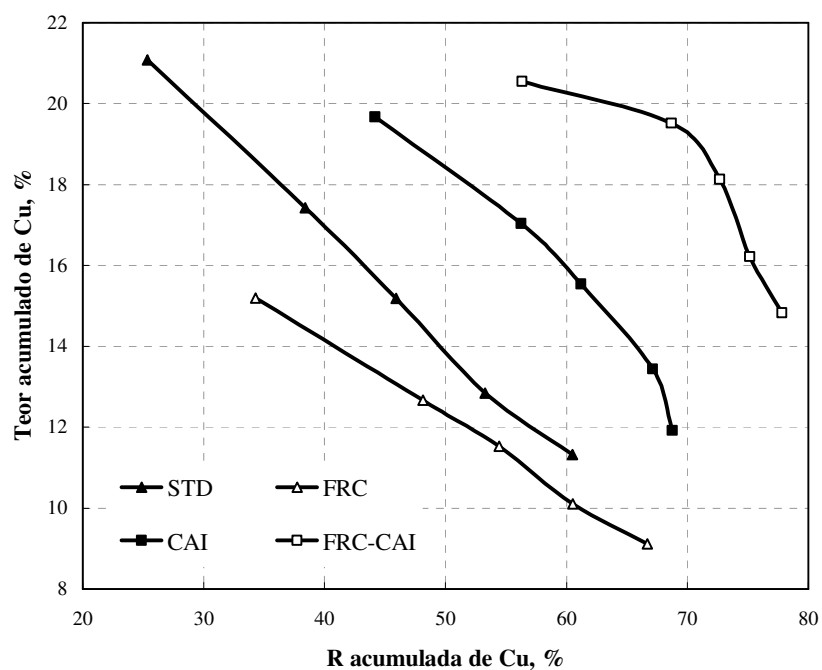


Figura 46. Estudos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade e reciclo de concentrado (FRC-CAI), CAI e FRC de sulfeto de cobre: Curvas comparativas de teor/recuperação de cobre. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 g·t⁻¹; [SF-506] = 8 g·t⁻¹; [DF250] = 25 g·t⁻¹; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm (CAI e FRC-CAI: 1400 rpm por 3 minutos).

Os resultados mostram, comparativamente com o ensaio STD, um aumento na recuperação em todas as técnicas avaliadas, sendo a maior recuperação metalúrgica de cobre obtida nos estudos de flotação com reciclo de concentrado com condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI). A recuperação aumentou de 60,5 % (STD) para 78 % nessa técnica (Figura 47), o que comprova os mecanismos propostos neste estudo.

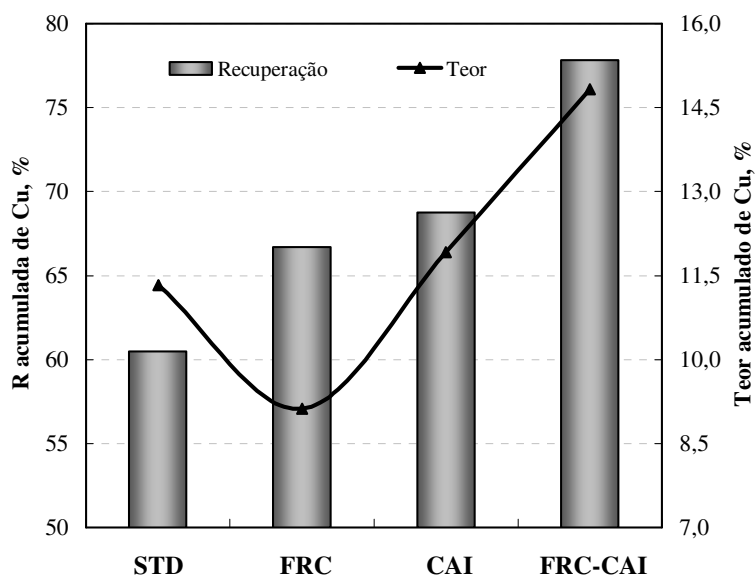


Figura 47. Estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI de sulfetos de cobre. Comparativo dos valores de recuperação e teores acumulados de cobre.

A Figura 47 mostra também que o teor de cobre diminui com a flotação com reciclo de concentrado (FRC), devido à maior recuperação metalúrgica. Porém, os resultados mostram que com o condicionamento em alta intensidade essa redução no teor não ocorreu devido à agregação e flotação autotransportadora, altamente seletiva, neste sistema. Nos estudos de flotação com FRC e CAI, ocorre um aumento “artificial” no teor de partículas de alta cinética de flotação, que agem como “sementes” (“carrier”) carregadoras (transportadoras) das partículas finas, de baixa cinética de flotação, resultando assim em um aumento da probabilidade (eficiência) de colisões entre as partículas hidrofóbicas (“sementes” ou “carrier”);

Uma análise comparativa dos teores de cobre em função do tempo de flotação (Figura 48) mostra um comportamento semelhante entre os estudos de flotação padrão (STD) e flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI), sendo que a flotação com reciclo de concentrado afeta de forma distinta cada um dos estudos (STD e CAI). No caso da flotação com reciclo de concentrado (FRC) ocorre uma redução no teor de cobre, já na flotação com reciclo de concentrado com o condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI) o teor de cobre aumenta. Na flotação com reciclo de concentrado, ocorre um aumento na recuperação metalúrgica e quando essa flotação é realizada com o auxílio do condicionamento em alta intensidade, além desse aumento na recuperação metalúrgica, como a agregação das “sementes” (“carrier”), que é facilitada pelo sistema turbulento, o teor também é

incrementado. Esse comportamento distinto pode comprovar a eficiência da flotação com reciclo de concentrado e condicionamento em alta intensidade, como flotação autotransportadora, um processo mais específico (seletivo).

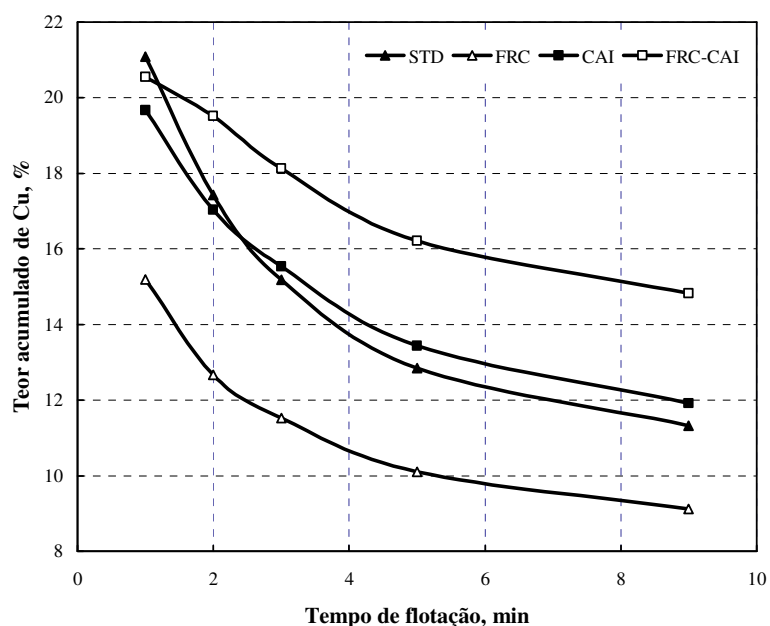


Figura 48. Teor acumulado de cobre em função do tempo de flotação nos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI de sulfetos de cobre.

A Figura 49 mostra o diâmetro médio de partículas no concentrado, após seco, em função do tempo de flotação nos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI de sulfetos de cobre.

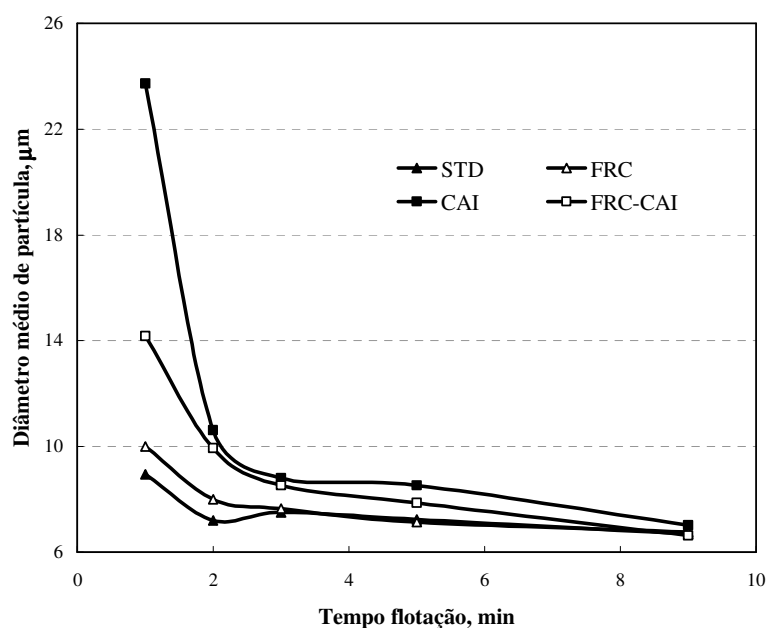


Figura 49. Diâmetro médio de partículas no concentrado em função do tempo de flotação nos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI de sulfetos de cobre.

Comparando-se o diâmetro médio das partículas no concentrado, em função do tempo de flotação nos estudos STD, FRC, CAI e FRC-CAI (Figura 49), pode-se verificar um aumento no tamanho médio de partículas nos primeiros minutos de flotação do estudo de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI). Esse aumento no tamanho médio de partículas poderia comprovar o efeito de agregação entre partículas grossas e finas do CAI e, também, quando ocorre o reciclo do concentrado (FRC-CAI) o diâmetro médio das partículas é reduzido, provando o aumento da recuperação da fração mais fina.

A Figura 50 apresenta a distribuição granulométrica média de partículas no produto concentrado, após seco, dos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI de sulfetos de cobre.

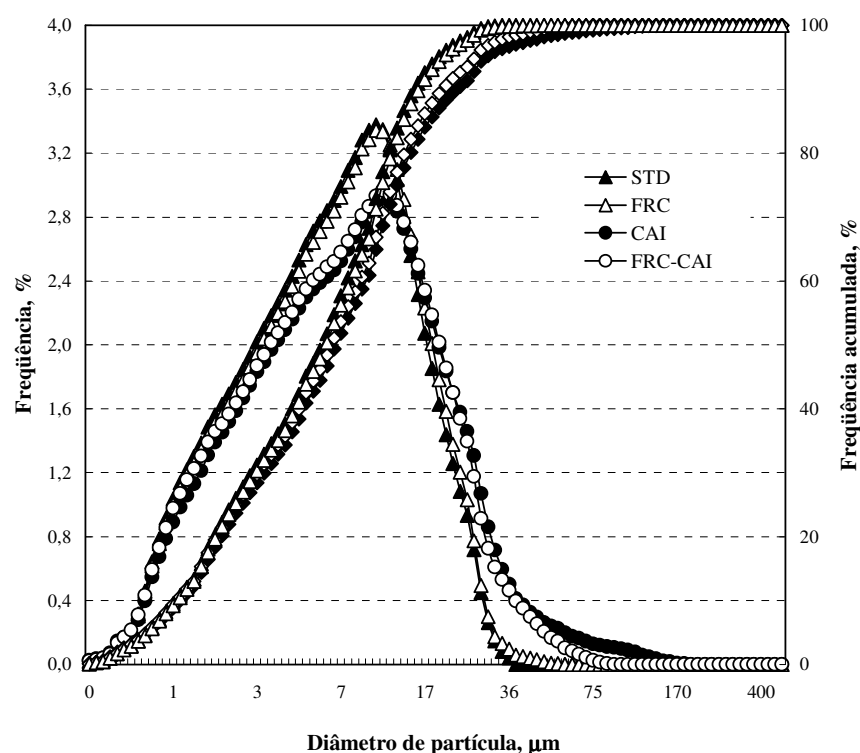


Figura 50. Estudos de flotação de sulfetos de cobre. Distribuição granulométrica média de partículas no produto concentrado dos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI.

A distribuição granulométrica média de partículas no produto concentrado dos estudos STD, FRC, CAI e FRC-CAI mostra que os estudos com CAI ampliaram a faixa granulométrica recuperada (Figura 50), podendo ser um indicativo de que as partículas mais grossas agiriam, na flotação, como partículas transportadoras das mais finas.

A Figura 51 apresenta uma distribuição granulométrica comparativa dos concentrados dos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI com minério sulfetado de cobre.

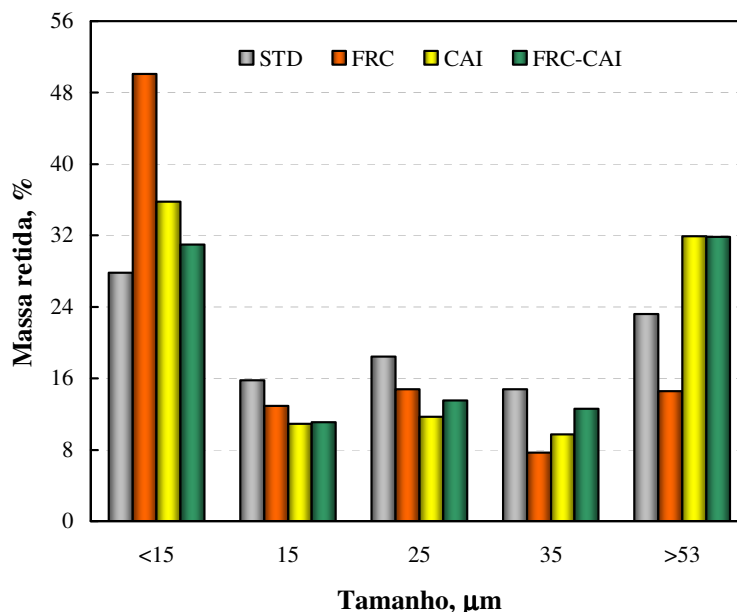


Figura 51. Distribuição granulométrica, nas frações >53, 35, 25, 15 e <15 μm , dos produtos concentrados dos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI com minério sulfetado de cobre. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [SF-506] = 8 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [DF250] = 25 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm (CAI e FRC-CAI: 1400 rpm por 3 minutos).

Esses resultados (Figura 51) mostram que, com o CAI e FRC-CAI, além de ser possível aumentar o teor dos concentrados e a recuperação de cobre, há também um acréscimo na recuperação de partículas mais finas (< 15 μm) e partículas médias (> 53 μm). Nos estudos de flotação FRC, há um acréscimo na recuperação de partículas mais finas (<15 μm), comprovando a eficiência dessa técnica na recuperação de partículas F-UF.

A Figura 52 apresenta a recuperação de cobre por faixa granulométrica comparativa dos concentrados dos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI com minério sulfetado de cobre.

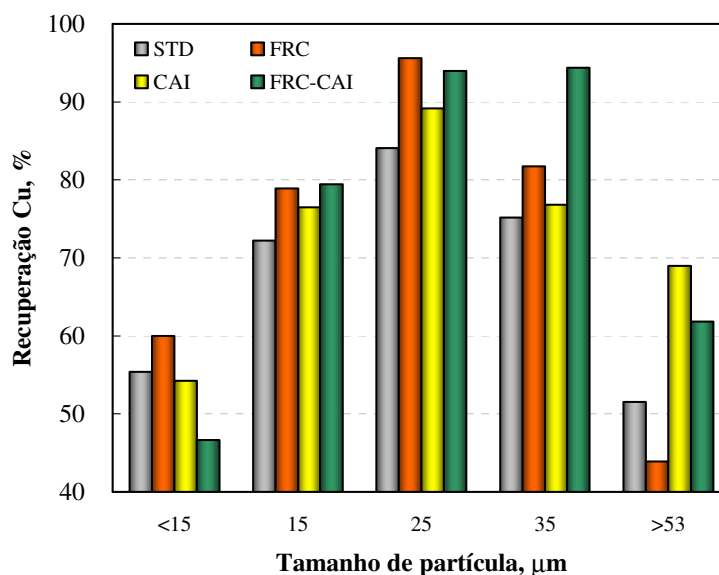


Figura 52. Recuperação de cobre por faixa granulométrica, nas frações >53, 35, 25, 15 e <15 μm , dos produtos concentrados dos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI com minério sulfetado de cobre. Condições dos ensaios: reagentes: [SF-113] = 30 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [SF-506] = 8 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; [DF250] = 25 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 10,5; 38 % sólidos p/p; agitador 1000 rpm (CAI e FRC-CAI: 1400 rpm por 3 minutos).

Nos estudos de flotação com reciclo de concentrado (FRC) ocorre um ganho na recuperação de cobre contido na fração intermediária (15-35 μm) e na fração mais fina (< 15 μm), que, devido ao aumento “artificial” no teor de partículas de alta cinética de flotação, pode comprovar o efeito da flotação transportadora das partículas intermediárias e finas.

Esses resultados mostram também que nos estudos de flotação com CAI ocorre um aumento na recuperação de cobre na fração mais grossa (> 53 μm) e quando acompanhado do reciclo de concentrado (FRC-CAI) esse acréscimo é acentuado também na fração intermediária (15-35 μm). Esse aumento na recuperação da fração mais grossa pelo CAI pode ser explicado pelos mecanismos propostos que ocorrem nesse tipo de condicionamento turbulento e poderia comprovar o efeito de agregação entre partículas grossas e intermediárias e finas e, quando ocorre o reciclo de concentrado (FRC-CAI), a recuperação de partículas intermediárias também é acentuada.

4.2. Estudos com minério de fosfato

4.2.1. Estudos de flotação Standard (STD ou padrão)

Estes estudos tiveram por objetivo determinar os parâmetros de flotação. A Tabela XIII mostra os resultados de recuperação mássica, recuperação de apatita, teor de P_2O_5 e impurezas (SiO_2 e Fe_2O_3) no concentrado e rejeito e a constante cinética de flotação (k) (Modelo Zuñiga) para os estudos de flotação STD.

Tabela XIII. Estudos de flotação Standard (STD) de minério de fosfato. Resultados metalúrgicos e cinéticos.

Parâmetro	Ensaio			
	STD-1	STD-2	STD-Médio	
Recuperação mássica %	26,0	31,4	29	
Recuperação de apatita, %	71,0	73,5	72,2	
Teor no concentrado, %	P_2O_5	30,0	29,6	30
	SiO_2	2,1	2,0	2,1
	Fe_2O_3	12,2	12,7	12,4
Teor no rejeito, %	P_2O_5	6,9	6,8	6,8
	SiO_2	21,1	20,8	21,0
	Fe_2O_3	34,7	35,5	35,1
K (Zuñiga), min^{-1}	0,65	0,65	0,65	

A Figura 53 mostra a recuperação de apatita em função do tempo para os estudos STD e a Figura 54 mostra a curva teor de P_2O_5 /recuperação de apatita para os estudos STD de flotação de minério de fosfato.

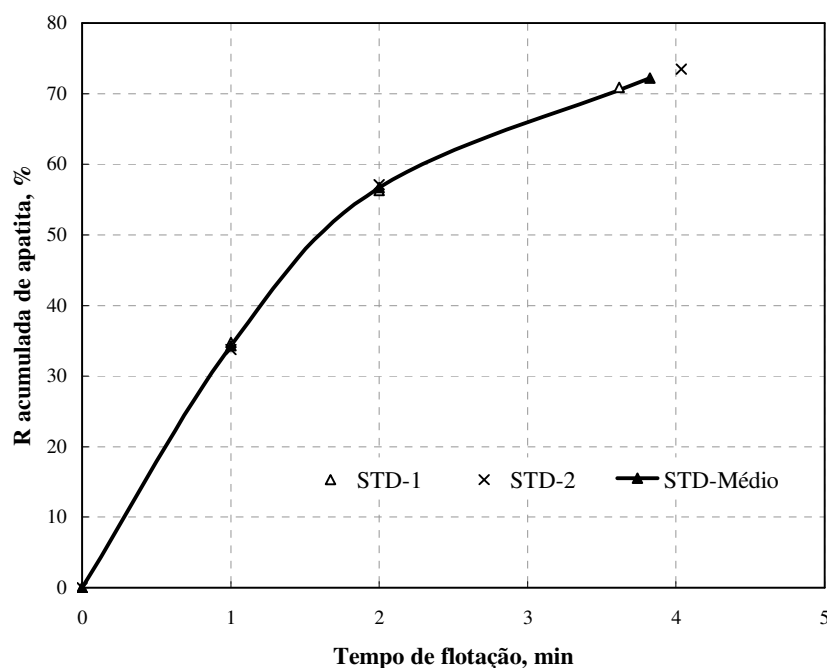


Figura 53. Estudos de flotação STD de minério de fosfato: Resultados de recuperação de apatita em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 g-t-1; [óleo de soja] = 80 g-t-1; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm.

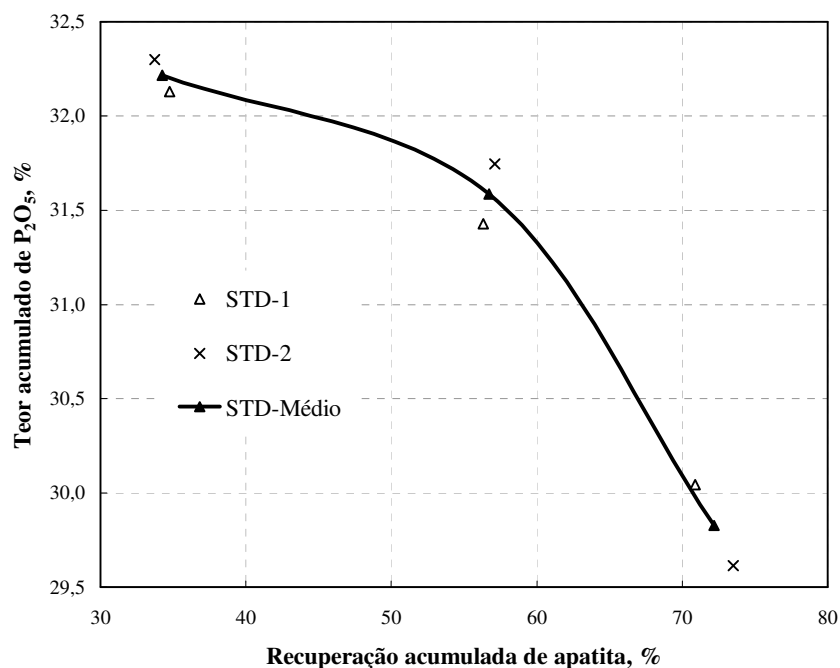


Figura 54. Estudos de flotação STD de minério de fosfato: Curva teor de P_2O_5 /recuperação de apatita. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = $1400 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [óleo de soja] = $80 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm.

A recuperação mássica foi de 29 % e a recuperação de apatita variou entre 71 e 73,5 (média de 72,2 %). Os teores de P_2O_5 , SiO_2 e Fe_2O_3 nos concentrados foram de 30, 2,1 e 12,4 e nos rejeitos foram de 6,8, 21 e 35,1; respectivamente. A constante cinética de flotação foi de $0,65 \text{ min}^{-1}$, onde os resultados seguiram o modelo de Zuñiga. Os resultados apresentam um baixo desvio padrão em termos de recuperação de apatita e teores de P_2O_5 e impurezas, validando assim a metodologia empregada. Para efeito de comparação com as outras técnicas estudadas, foram utilizados os valores médios dos parâmetros analisados nesses estudos de flotação padrão (STD).

4.2.2. Estudos de flotação com reciclo de concentrado (FRC)

A Tabela XIV mostra os resultados de recuperação mássica, recuperação de apatita, teor de P_2O_5 e impurezas (SiO_2 e Fe_2O_3) no concentrado e rejeito e a constante cinética de flotação (k), melhor ajuste com o Modelo de Zuñiga, para os estudos de flotação com reciclo do concentrado (FRC), em comparação com os estudos STD. Com o reciclo parcial do concentrado (1º minuto) foi obtido um incremento na recuperação de apatita, acompanhado por uma diminuição no teor de SiO_2 e Fe_2O_3 no concentrado. A Figura 55 mostra a recuperação de apatita em função do tempo de flotação para os estudos FRC em comparação com o STD e a Figura 56 mostra as curvas teor de P_2O_5 /recuperação de apatita.

Tabela XIV. Estudos de flotação com reciclo do concentrado (FRC) de minério de fosfato. Resultados metalúrgicos e cinéticos.

Parâmetro	Ensaio	
	STD	FRC
Recuperação mássica %	29	33,2
Recuperação de apatita, %	72,2	79,0
Teor no concentrado, %	P ₂ O ₅	30
	SiO ₂	2,1
	Fe ₂ O ₃	12,4
Teor no rejeito, %	P ₂ O ₅	6,8
	SiO ₂	21,0
	Fe ₂ O ₃	35,1
K (Zuñiga), min ⁻¹	0,65	0,65

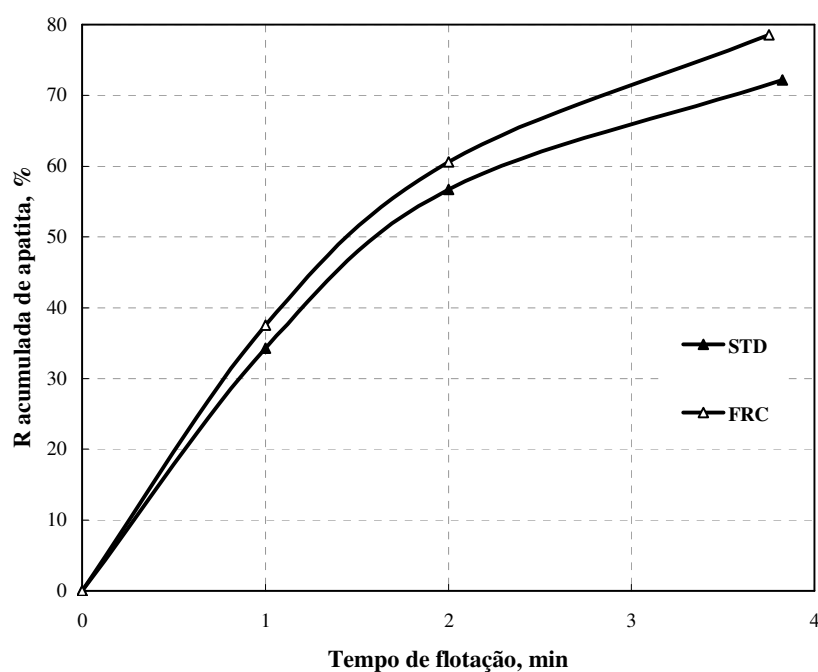


Figura 55. Estudos comparativos de flotação STD e com reciclo de concentrado (FRC) de minério de fosfato: Resultados de recuperação acumulada de apatita em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 g·t⁻¹; [óleo de soja] = 80 g·t⁻¹; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm.

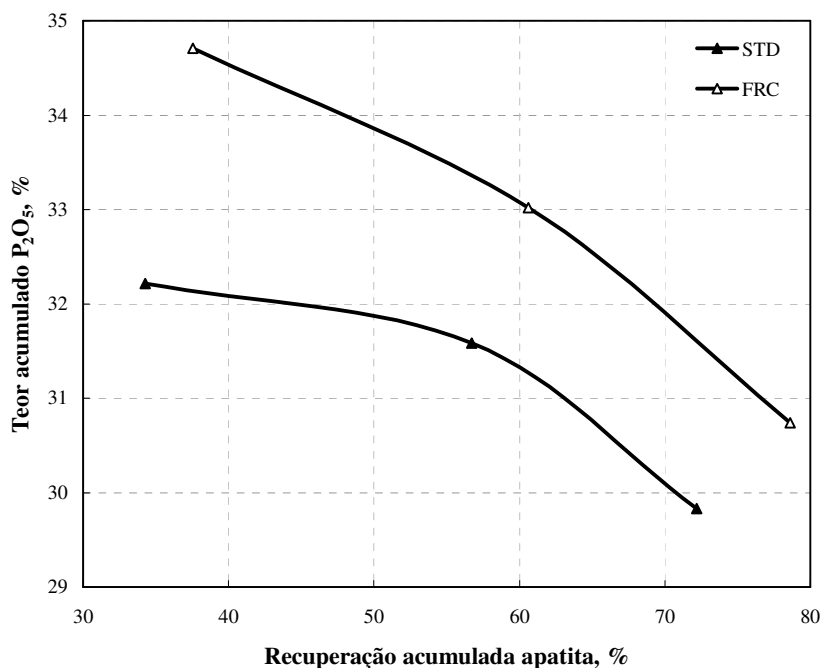


Figura 56. Estudos de flotação com reciclo de concentrado (FRC) de minério de fosfato. Curvas comparativas de teor de P₂O₅/recuperação de apatita. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 g·t⁻¹; [óleo de soja] = 80 g·t⁻¹; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm.

A recuperação de apatita aumentou de 72 % aproximadamente, no STD, para 79 %, e o teor de P₂O₅ aumentou em 1 %, mas com uma redução, provavelmente via arraste (incluindo os mistos), nos teores de SiO₂ (2,1 % no STD para 1,2 %) e Fe₂O₃ (12,4 % no STD para 11%) no concentrado.

4.2.3. Estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI)

A Tabela XV mostra os resultados de recuperação mássica, recuperação de apatita, teor de P₂O₅ e impurezas (SiO₂ e Fe₂O₃) no concentrado e rejeito e constante cinética de flotação (k) (Modelo Zuñiga) para os estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI), em comparação com o STD e com a flotação com reciclo do concentrado (FRC). Com o condicionamento em alta intensidade foi obtido um incremento no teor de P₂O₅ no concentrado. A Figura 57 mostra a recuperação acumulada de apatita em função do tempo de flotação para os estudos CAI em comparação com os estudos STD e FRC e a Figura 58 mostra as respectivas curvas de teor de P₂O₅/recuperação de apatita.

Tabela XV. Estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI) de minério de fosfato. Resultados metalúrgicos e cinéticos.

Parâmetro		Ensaio		
		STD	FRC	CAI
Recuperação mássica %		29,0	33,2	23,0
Recuperação de apatita, %		72,2	79,0	68,3
Teor no concentrado, %	P ₂ O ₅	30,0	31,0	32,0
	SiO ₂	2,1	1,2	2,0
	Fe ₂ O ₃	12,4	11,0	11,2
Teor no rejeito, %	P ₂ O ₅	6,8	7,1	7,3
	SiO ₂	21,0	20,0	20,0
	Fe ₂ O ₃	35,1	35,0	34,0
K (Zuñiga), min ⁻¹		0,65	0,65	0,50

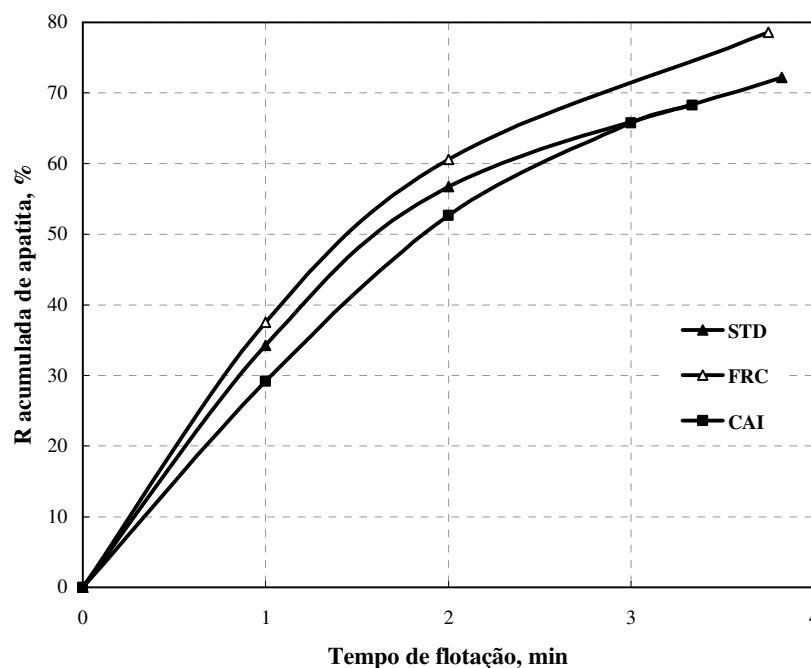


Figura 57. Estudos comparativos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade (CAI) e FRC de minério de fosfato: Resultados de recuperação acumulada de apatita em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 g·t⁻¹; [óleo de soja] = 80 g·t⁻¹; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm (CAI: 750 rpm por 3 minutos).

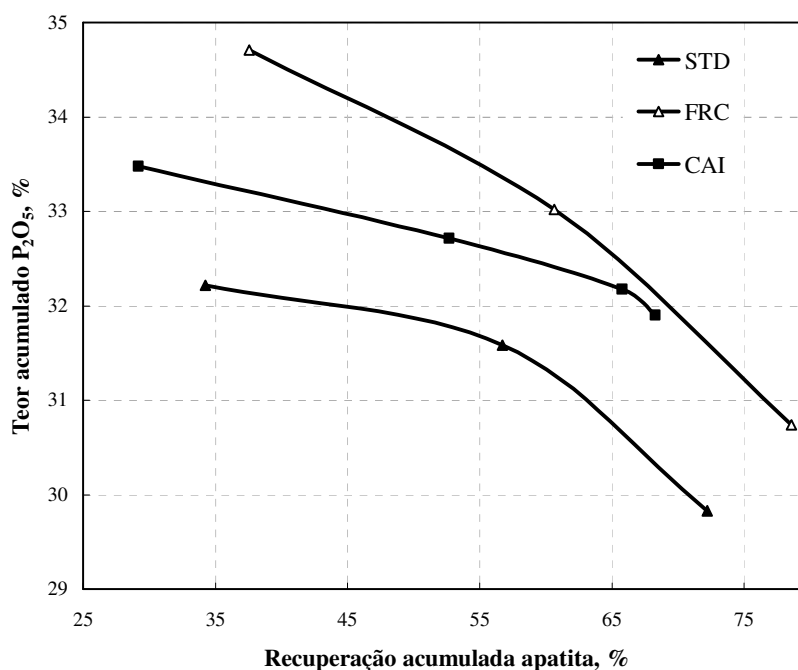


Figura 58. Estudos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade (CAI) e FRC de minério de fosfato: Curvas comparativas de teor de P₂O₅/recuperação de apatita. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 g·t⁻¹; [óleo de soja] = 80 g·t⁻¹; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm (CAI: 750 rpm por 3 minutos).

4.2.4. Estudos de flotação com reciclo de concentrado e condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI)

A Tabela XVI mostra os resultados de recuperação mássica, recuperação de apatita, teor de P₂O₅ e impurezas (SiO₂ e Fe₂O₃) no concentrado e rejeito e constante cinética de flotação (k) (Modelo Zuñiga) para os estudos de flotação com reciclo do concentrado e com condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI), em comparação com os estudos STD, FRC e CAI. Na flotação com o reciclo do concentrado com o condicionamento em alta intensidade foi obtido um incremento na recuperação de apatita, quando comparado com os estudos CAI e STD. A Figura 59 mostra a recuperação de apatita em função do tempo de flotação para os estudos CAI em comparação com os estudos STD, FRC e CAI e a Figura 60 mostra as respectivas curvas de teor de P₂O₅/recuperação de apatita.

Tabela XVI. Estudos de flotação com reciclo do concentrado e condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI) de minério de fosfato. Resultados metalúrgicos e cinéticos.

Parâmetro	Ensaio			
	STD	FRC	CAI	FRC-CAI
Recuperação mássica %	29,0	33,2	23,0	36,0
Recuperação de apatita, %	72,2	79,0	68,3	77,5
Teor no concentrado, %	P ₂ O ₅	30,0	31,0	32,0
	SiO ₂	2,1	1,2	2,0
	Fe ₂ O ₃	12,4	11,0	11,2
Teor no rejeito, %	P ₂ O ₅	6,8	7,1	7,3
	SiO ₂	21,0	20,0	20,0
	Fe ₂ O ₃	35,1	35,0	34,0
K (Zuñiga), min ⁻¹	0,65	0,65	0,50	0,50

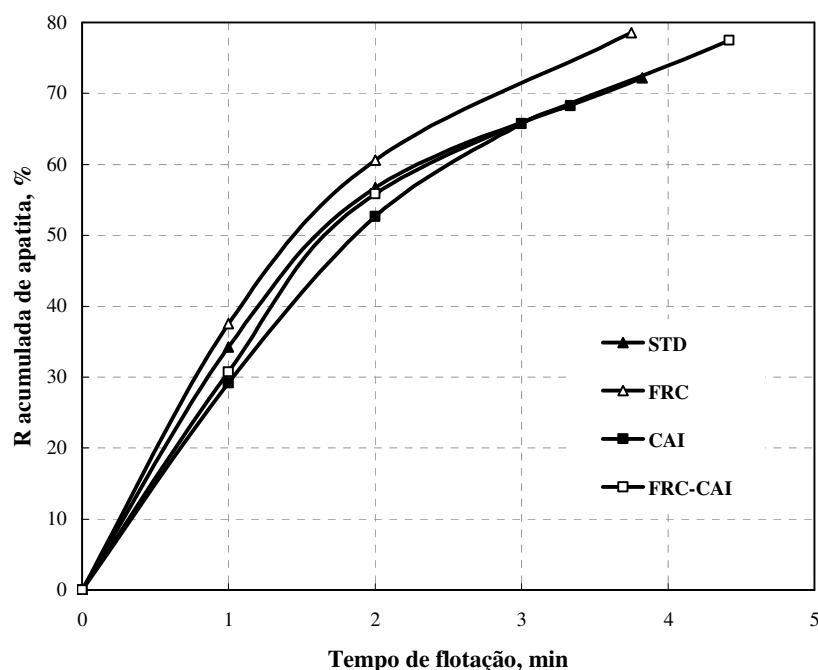


Figura 59. Estudos comparativos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade e reciclo de concentrado (FRC-CAI), CAI e FRC de minério de fosfato: Resultados de recuperação acumulada de apatita em função do tempo de flotação. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = 1400 g·t⁻¹; [óleo de soja] = 80 g·t⁻¹; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm (CAI e FRC-CAI: 750 rpm por 3 minutos).

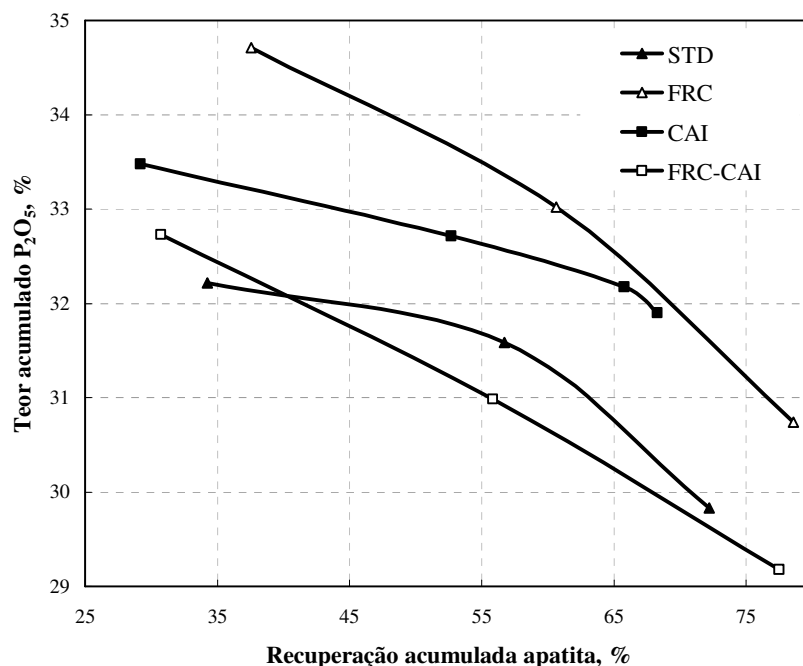


Figura 60. Estudos de flotação STD, com condicionamento em alta intensidade e reciclo de concentrado (FRC-CAI), CAI e FRC de minério de fosfato: Curva comparativas de teor de P_2O_5 /recuperação de apatita. Condições dos ensaios: reagentes: [fubá de milho] = $1400 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [óleo de soja] = $80 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; pH = 12; 12 % sólidos p/p; agitador 300 rpm (CAI e FRC-CAI: 750 rpm por 3 minutos).

Os resultados de flotação com reciclo de concentrado (FRC) mostram que a recuperação de apatita foi de 6% mais elevada e que houve um aumento de quase 1 % no teor de P_2O_5 quando comparado aos estudos de flotação padrão – STD (Figura 61). Também, o teor de SiO_2 é reduzido em praticamente 1 % e o de Fe_2O_3 em 1,6 %, gerando um concentrado mais limpo, revelando que o processo é muito mais seletivo.

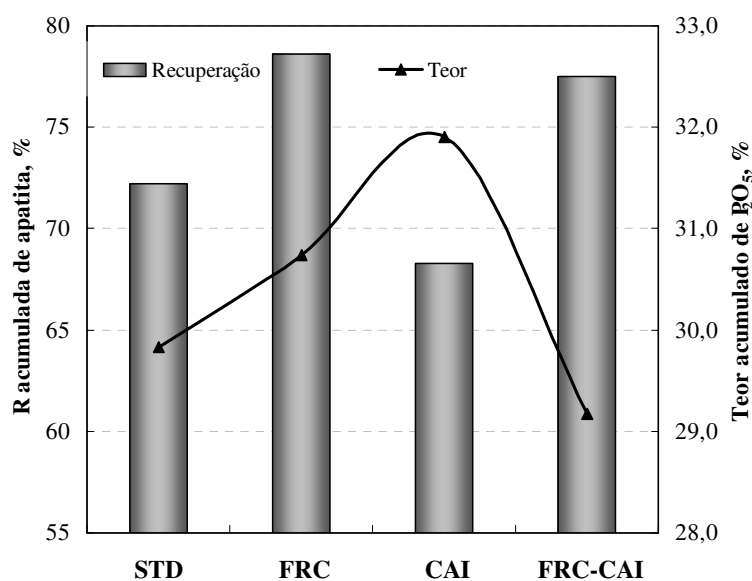


Figura 61. Estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI de minério de fosfato. Comparativo dos valores de recuperação de apatita e teores acumulados de P_2O_5 .

A Figura 62 apresenta a distribuição granulométrica média de partículas no produto concentrado dos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI de minério de fosfato em comparação com a alimentação.

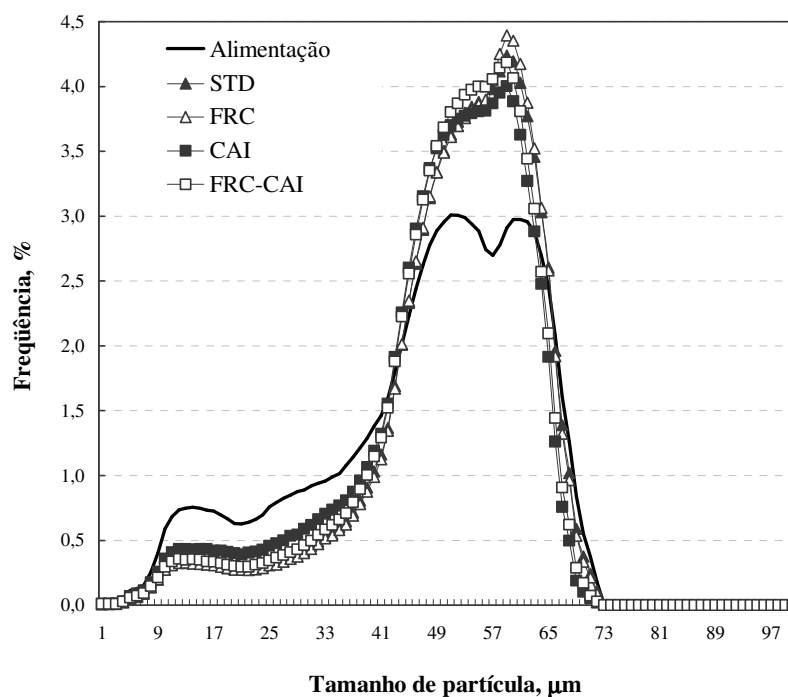


Figura 62. Estudos de flotação de minério de fosfato. Distribuição granulométrica média de partículas no produto concentrado dos estudos de flotação STD, FRC, CAI e FRC-CAI em comparação com a alimentação.

A distribuição granulométrica média de partículas no produto concentrado dos estudos STD, FRC, CAI e FRC-CAI mostra que nos estudos com CAI houve uma maior recuperação da fração mais fina.

5. CONSIDERAÇÕES FINAIS

Os resultados obtidos nos estudos de flotação com reciclo de concentrado mostraram o caráter seletivo desta técnica alternativa de recuperação de finos de minérios. Porém, foi observado que a FRC é afetada diferentemente para cada tipo de sistema mineral, sendo dependente do teor de partículas de valor, do condicionamento pré-flotação, concentração de sólidos e tamanho e distribuição de tamanho de partículas.

Os estudos de flotação de minério sulfetado de cobre mostraram que, com o baixo teor de partículas de valor na alimentação (aproximadamente 1 % de cobre), o aumento “artificial” do teor com o reciclo de concentrado, assistido pelo condicionamento em alta intensidade, promove um acréscimo de até 17 % na recuperação metalúrgica e de 3,6 % no teor de cobre, sendo que a cinética do processo também foi 2,4 vezes maior e por um aumento de 32,5% na recuperação real. Porém, para um sistema mineral menos “diluído”, como é o caso dos estudos de flotação de minério de fosfato (teor de 13 % de P_2O_5 na alimentação), o efeito da flotação com reciclo de concentrado não é tão acentuado, tendo um ganho de 6 % na recuperação de apatita e quase 1 % no teor de P_2O_5 . Esse comportamento diferenciado entre sistemas “diluídos” (baixo teor) e “menos diluídos” (teor mais elevado) pode ser explicado pelo aumento da “frequência” de colisões entre as partículas hidrofóbicas e as “sementes” (ou “carrier”), que aumenta significativamente em sistemas “diluídos” com o reciclo de concentrados à alimentação.

Esses resultados permitem diversas opções para os distintos tipos de minérios, em teores diferenciados. Essas opções são as de incluir ou não o CAI, otimizar o reciclo de partículas flotadas via variação de taxa. Ainda, o reciclo de concentrados de flotação primária pode ser feito em circuitos de flotação scavenger do cleaner-recleaner, para diminuir as perdas nas frações finas e ultrafinas, como por exemplo na usina de flotação de Sossego – CVRD (Rodrigues, et al. 2005).

Além do teor e concentração de partículas de valor, outro fator importante a ser considerado é o tamanho e a distribuição de tamanho de partículas de cada sistema mineral, em especial das partículas “transportadoras”. Nos estudos de flotação de minério sulfetado de cobre a amostra apresenta uma distribuição granulométrica mais ampla (d_{50} de 74 μm com 37% do cobre contido na fração $<35 \mu\text{m}$) do que nos estudos de flotação com minério de fosfato (d_{50} de 25,2 μm e distribuição uniforme de P_2O_5).

Os resultados obtidos aumentam o leque de opções para o tratamento das frações finas de minérios e abre uma nova linha de pesquisa, que deve ser estudada em nível piloto, junto aos estudos de bancada. A ênfase nesses estudos deve incluir a seletividade observada, especificamente na obtenção de concentrados mais limpos, com menores teores de impureza, um tema da maior importância e relevância na qualidade dos concentrados de flotação.

6. CONCLUSÕES

Os resultados obtidos neste estudo permitem estabelecer as seguintes conclusões:

1. O reciclo de concentrados de flotação primária, à alimentação, mostrou ser uma alternativa de grande potencial, para o aumento dos parâmetros de separação, recuperação metalúrgica, teor e cinética de partículas portadoras de cobre;
2. O uso do condicionamento em alta intensidade como etapa pré-flotação nos estudos de flotação de sulfetos de cobre possibilitou um aumento na recuperação metalúrgica de cobre, na flotação real, na cinética de flotação e no teor de cobre no concentrado de flotação. Esses ganhos são explicados pelo resultado da agregação hidrofóbica entre as partículas finas e as partículas com alta velocidade de flotação, seguida por um fenômeno de flotação autotransportadora, devido o aumento de energia fornecida à polpa;
3. Os melhores resultados nos estudos de flotação de sulfetos de cobre foram obtidos com a flotação com reciclo do concentrado com condicionamento em alta intensidade. Nestes estudos foram obtidos ganhos de 17 % na recuperação metalúrgica de cobre e 3,6 % no teor de cobre, sendo que a cinética do processo também foi 2,4 vezes maior, quando comparado com os estudos de flotação padrão (Standard). Estes resultados também foram acompanhados por um aumento de 32,5 % na recuperação real e uma diminuição de 2,4 vezes no grau de arraste hidrodinâmico das partículas sulfetadas de cobre. Esses resultados são explicados pelos mecanismos propostos que ocorrem no condicionamento em alta intensidade (CAI), que têm relação com o fenômeno de agregação de partículas, sendo otimizados com o reciclo do concentrado, que aumenta “artificialmente” o teor, resultando assim em um aumento da probabilidade de colisões entre as partículas hidrofóbicas (“sementes” ou “carrier”);
4. Nos estudos de flotação de sulfetos de cobre, foi verificado também que o teor de cobre no concentrado é afetado de forma distinta pelo reciclo de concentrado. Quando o reciclo ocorre na flotação padrão (STD) há uma pequena redução no teor de cobre, já na flotação com reciclo de concentrado com condicionamento em alta intensidade o teor de cobre aumenta. Tal fato comprova a eficiência (incluída a seletividade) da flotação com reciclo de concentrado como forma de otimizar o condicionamento com alta intensidade, aumentando a “frequência” de colisões entre as partículas hidrofóbicas e as “sementes” (ou “carrier”).

5. O reciclo de concentrados de flotação primária, à alimentação, também mostrou ser uma alternativa de grande potencial, para o aumento dos parâmetros de separação (recuperação metalúrgica e teor) de partículas portadoras de fosfato.
6. A flotação com reciclo de concentrado (FRC) possibilitou um aumento de 7 % na recuperação metalúrgica de apatita e de 1 % no teor de P_2O_5 no concentrado de flotação. Foi observado também uma redução de aproximadamente 1 % no teor de impurezas (SiO_2 e Fe_2O_3) no concentrado;
7. O uso do condicionamento em alta intensidade como etapa pré-flotação nos estudos de flotação de minério de fosfato possibilitou um aumento de 2 % no teor de P_2O_5 e redução de 1 % no teor de Fe_2O_3 no concentrado de flotação. Já os estudos de flotação com reciclo do concentrado e condicionamento em alta intensidade (FRC-CAI) possibilitaram um ganho de 5 % na recuperação de apatita. Esses ganhos também são explicados pelo resultado da agregação hidrofóbica entre as partículas finas e as partículas com alta velocidade de flotação, seguida por um fenômeno de flotação autotransportadora, devido o aumento de energia fornecida à polpa.

7. ESTUDOS FUTUROS

1. Análise do comportamento granulométrico e químico (“granuloquímico”) dos produtos flotados (concentrados);
2. Validação de estudos FRC (com e sem CAI) na flotação de minérios de baixo e de alto teor;
3. Estudos de validação em escala piloto;
4. Comprovação experimental do fenômeno de agregação de partículas associado ao reciclo de concentrado (partículas de alta cinética de flotação e de alta hidrofobicidade).

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- AHMED, N.; JAMESON, G. J. The effect of bubble size on the rate of flotation of fine particles. **International Journal of Mineral Processing**. 14(3), pp. 195-215, 1985.
- ALDRICH, C.; FENG, D. The effect of frothers on bubble size distributions in flotation pulp phases and surface froths. **Minerals Engineering**. 13 (10-11), pp. 1049-1057, 2000.
- AMELUNXEN, R.L. The contact cell - A future generation of flotation machines. **Engineering and Mining Journal**, pp. 36-37, Abril, 1993.
- ANASTASSAKIS, G.N. Hydrodynamics of conventional flotation cells with external air blow and its effect on metallurgical results. **In: Proceedings of the XXI International Mineral Processing Congress**. Roma, Itália, Agosto, 2000, p. B8a (64)-B8a(70), 2000.
- ANFRUNS, J. P. The flotation of small particles. PhD Thesis. Imperial College of Science and Technology, Londres, 1976.
- AQUINO, J. A.; OLIVEIRA, M. L. M.; FERNANDES, M. D. Flotação em coluna. **Tratamento de Minérios**, Ed. Adão Benvindo da Luz. 3ª Edição. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 850 p, 2002.
- ARAUJO, A. C.; VIANA, P.R.M.; PERES, A.E.C. Flotation Machines in Brazil - Columns versus Mechanical Cells. In: Centenary of Flotation Symposium, 2005, Brisbane. **Proceedings of the Centenary of Flotation Symposium**. Carlton, VIC., Australia : The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, v. Único. p. 187-192, 2005.
- BABINET, V.S.; ILIE, P.; FILIP, G.M.; KRAUSZ, S. The use of an ejector-aerated baffled column for finely disseminated sulfide ore flotation. **In: Proceedings of the XXI International Mineral Processing Congress**. Roma, Itália, Agosto 2000, p. B8a16-B8a23, 2000.
- BEHL, S.; MOUDGIL, B.M. Enhanced selectivity of polymer adsorption in selective flocculation. **Minerals and Metallurgical Processing**, May, pp. 92-94, 1992.
- BEHL, S.; MOUDGIL, B.M.; PRAKASH, T.S. Control of active sites in selective flocculation: Part I. A mathematical model. **Journal of Colloid and Interface Science**, 161, pp. 414-421, 1993.
- BEHL, S.; MOUDGIL, B.M.; PRAKASH, T.S. Effect of particle size on flocculation. **Journal of Colloid and Interface Science**, 158, pp. 511-512, 1993.
- BEHL, S.; MOUDGIL, B.M.; PRAKASH, T.S. Selective flocculation in coarse particles, **Colloids and Surfaces**, 74, pp. 311-312, 1993.
- BERGH, L. G.; YIANATOS, J. B. Flotation column automation: state of the art. **Control Engineering Practice**, Volume 11, Issue 1, Pages 67-72, 2003.
- BOS, J. L.; QUAST, K. B. Effects of oils and lubricants on the flotation of copper sulphide minerals. **Minerals Engineering**, Vol. 13, Nº 14-15, pp. 1623-1627, 2000.
- BRZEZINA, R.; SABLİK, J. Investigations of two stage aeration coal slurries in column flotation. **In: Proceedings of the XX IMPC - Aachen, Alemanha, Setembro**, p. 305-317, 1997.
- BULATOVIC, S. M.; WYSLOUZIL, D. M. Development and application of new technology for the treatment of complex massive sulphide ores. Case study – Faro lead/zinc concentrator – Yukon – **Minerals Engineering**, Vol. 12, Nº 2, pp. 129-145, 1999

- BULATOVIC, S. M.; SALTER, R. S. High intensity conditioning: a new approach to improve flotation of mineral slimes. Conference of Metallurgists, Halifax, Canadá, Processing of Complex Ore, pp. 182-197, 1989.
- CABRAL, S. A.; RUBIO, J. Flotacao coletiva de sulfetos de Zn e Pb em coluna C3P. **In: III Congresso Italo-brasileiro de Mineração**. Anais publicados na revista Egatea, 1996, V. 11/96. p. 522, 1996.
- CABRAL, S. A. Desenvolvimento de um processo de beneficiamento de um minério de chumbo e zinco da CBC. Dissertação de Mestrado. **Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da UFRGS**. Porto Alegre – RS, Brasil. 133 p., 1995.
- CAPPONI, F., MATIOLO, E., RODRIGUES, R.T., RUBIO, J. Flotação Extensora de Finos de Minérios de Cobre e Molibdênio. **XXI ENTMME – Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa**, Natal – RN, Brasil, pp. 235-242, 2005.
- CAPPONI, F. Avanços na recuperação de finos de minérios pelo processo de flotação “extensora”, o caso da mina de Chuquicamata. Dissertação de Mestrado. **Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da UFRGS**. Porto Alegre – RS, Brasil. 93 p., 2005.
- CHEN, G.; GRANO, S.; SOBIERAJ, S.; RALSTON, J. The effect of high intensity conditioning on the flotation of nickel ore, Part 1. size-by-size analysis. **Minerals Engineering**. Vol. 12, N°10, pp. 1185-1200, 1999 (a).
- CHEN, G.; GRANO, S.; SOBIERAJ, S.; RALSTON, J. The effect of high intensity conditioning on the flotation of nickel ore, Part 2. mechanisms. **Minerals Engineering** Vol. 12, N° 11, pp. 1359-1373, 1999 (b).
- CHIA, Y. H.; SOMASUNDARAM, P. A theoretical approach of flocculation in carrier flotation for beneficiation of clay. **Colloids and Surfaces**. Vol. 8, pp. 187-202, 1983.
- COLLINS, D. N.; READ, A. D. The treatment of slimes. **Mineral Science and Engineering**, Randburg – África do Sul. Vol, 3, pp. 19-31, 1971.
- DA ROSA, J.J.; DE SOUZA, M.L.D.; RODRIGUES, R.T.; RUBIO, J. Waste waters treatment by non-conventional flotation. **Global Symposium on Recycling, Waste Treatment and Clean Technology-REWAS'99**, TMS-Inasmet. (L.Gaballah, J. Hager, R. Solozabal, Eds.). San Sebastián - Espanha, Setembro de 1999, Proceedings, pp.2123-2132, 1999.
- DMTRIEVA, G. M., SOLNYSHKIN, V. I., SHMIDT, EL. V. The influence of certain non polar reactive on the flotation of chalcopyrite. **In: Flotation agents and effects**, ed G.M. Solnyshkin, Israel Program for Scientific Translations, pp. 25-32, 1970.
- DUONG, C.; CHOUNG, J.; XU, Z.; SZYMANSKI, J. A novel process for recovering clean coal and water from coal tailings. **Minerals Engineering**, 13 (2), pp. 173-181, 2000.
- EISELE, T.C.; RIPKE, S.J.; KAWATRA, S.K. Stabilization of flotation column performance by horizontal baffles. Em: Parekh, B.K., Miller, J.D. (Eds). **Advances in Flotation Technology**. SME, pp.391-397, 1999.
- EK, C. Flotation kinetics. **In: Innovations in flotation technology**. P. Mavros and K. A. Matis (Eds), pp. 183-210, 1992.

- ENGEL, M. D.; MIDDLEBROOK, P. D.; JAMESON, G. J. Advances in the study of high intensity conditioning as a means of improving mineral flotation performance. **Minerals Engineering**. Vol. 10, pp. 55-68, 1997.
- FILIPOV, L. O.; JOUSSEMENT, R.; HOUOT, R. Bubble spargers in column flotation : adaptation to precipitate flotation. **Mineral Engineering**, 13(1), pp. 37-51, 2000.
- FINCH, J. A.; DOBBY, G. S. **Column flotation**. Firth ed. Pergamon Press, Oxford. 1990.
- FINCH, J. Column flotation: A selected review-Part IV: Novel flotation devices. **Minerals Engineering**, 8, pp. 587-602, 1995.
- FIRTH, B. A.; SWANSON, A. R.; NICOL, S. K. The influence of feed size distribution on the stage flotation of poorly floating coals. **The Australasian Institute of Mining and Metallurgy**, N° 267, pp. 49-53, 1978.
- FIRTH, B. A.; SWANSON, A. R.; STEWART, K. W. Flotation circuits of poorly floating coal. **International Journal of Mineral Processing**, Vol. 5, pp. 321-334, 1979.
- FIRTH, B.A. Australian coal flotation practice. Em: Parekh, B.K. e Miller, J.D. (Eds). **Advances in Flotation Technology**. SME, p.289-307, 1999.
- FOOT, D. G. ; JR MCKAY, J. D.; SHIRTS, M. B. Column flotation of chromite and fluorite ores. **Canadian Metallurgical Quarterly**, Vol 25(1), pp 15-21, 1986.
- FUERSTENAU, D. W.; CHANDER, S.; ABOUZEID, A. M. The recovery of fine particles by physical separation methods. In: Beneficiation of Mineral Fines: Problems and Research Needs, 1978, Sterling Forest, New York, **Workshop Report**, Ann Arbor, AIME, pp. 3-59, 1979.
- FUERSTENAU, D. W. Flotation science and engineering: advances and challenges. **In: Proceedings XVI International Mineral Processing Congress**. K. S. E. Fossberg (ed.), Part A, 63-80, 1988;
- FUERSTENAU, D. W.; LI, C.; HANSON, J. S. Enhancement of fine hematite flotation by shear flocculation and carrier flotation. **In Proceedings of XVII International Mineral Processing Congress**, Dresden, Alemanha, Vol. 2, pp. 169-180, 1991
- FUERSTENAU, D. W.; WILLIAMS, M. C.; HU, W. Application of multifeed circuits for coal and molybdenite flotation. In: Proceedings of XXI International Mineral Processing Congress. pp. B9(10)-B9(16), 2000;
- GORODETSKII, M. I., LASCHENCO, N. N., PLAKSA, N.Y., MEKLER, L. I., GOL'MAN, A. M. Increase in flotation recovery of porphyry copper ores at the Balkhash concentrator. **In: Proceedings of X International Mineral Processing Congress**, pp. 689-705, 1973.
- GREENE, E. W.; DUKE, J. B. Selective froth flotation of ultrafine minerals of slimes. **Mining Engineer**, Litleton, Vol. 14, pp. 51-55, 1962.
- GU, G.; SANDERS, R. S.; NANDAKUMAR, K.; XU, Z.; MASLIYAH, J. H. A novel experimental technique to study single bubble-bitumen attachment in flotation. **International Journal of Mineral Processing**. Vol. 74 (1-4), pp. 15-29, 2004.
- HOSTEN, Ç; MURATOGLU, R. A. A preliminary study on split feed flotation of Turkish bituminous coal fines. **Fuel**, Vol. 75, n° 6, pp. 651-653(3), 1996.
- HONAKER, R.Q.; MOHANTY, M.K. A comparative evaluation of the leading advanced flotation technology. **Minerals Engineering**, 12, p.1-13, 1999.

- HONAKER, R.Q.; MOHANTY, M.K. Enhanced column flotation performance for fine coal cleaning. **Minerals Engineering**, 9, p. 931-945, 1996
- HOOVER, R.M.; MALHOTRA, D. Emulsion flotation of molybdenite. **In: Flotation – A. M. Gaudin Memorial**, M.C. Fuerstenau, Ed., AIME, Vol. 1, New York, N.Y., pp. 485-505, 1976.
- HOOVER, R. M. ; MALHORTA, D. Emulsion flotation of molybdenite. **Flotation A. M. Gaudin Memorial Volume**, V. 1, pp. 485-505, 1976.
- HOUSE, C. I.; VEAL, C. J. Selective recovery of chalcopyrite by spherical agglomeration. **Minerals Engineering**, 2, pp. 1171-1184, 1989.
- HU, W.; HUANG, K. Ramification roughing, differential cleaning in consistent pulp with aeration new technology on flotation of wolframite slime. **Journal of Nonferrous Metals (China)**, Dec., 16-20, 1977.
- HU, W. B.; WANG, D. Z.; QU, G. Z. Autogenous carrier flotation. **In: International Mineral Processing Congress**, 16, 1988, Stockholm, Proceedings. Amsterdam: Elsevier Science Publish Co., 10A, pp. 329-335, 1988.
- ITYOKUMBUL, M. T. ; SALAMA, A. I. A.; AL TAWHEEL, A. M. Estimation of bubble size in flotation columns. **Minerals Engineering**. Vol 8, nº 1-2, pp. 77-89, 1995.
- JOHNSON, N. W. A Review of the Entrainment Mechanism and its Modelling in Industrial Flotation Processes. In: Centenary of Flotation Symposium, 2005, Brisbane. **Proceedings of the Centenary of Flotation Symposium**. Carlton, VIC., Australia : The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, v. Único. 2005
- JORDAN, C. E.; SPEARS, D. R. Evaluation of turbulent flow model for fine-bubble and fine-particle flotation. **Mineral and Metallurgical Processing**, pp. 65-73, May, 1990.
- KAWATRA, S. K.; EISELE, T. C. The use of horizontal baffles to improve the effectiveness of column flotation of coal. **XVIII International Mineral Processing Congress**, Sydney – Australia, pp. 771-777, 1993.
- KING, R.P. Flotation of fine particles, **In: Principles of Flotation**, Ed. King, R. P., South Africa Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, pp. 215-226, 1982.
- LASKOWSKI, J.S., DAI, Q. Collector-extender flotation in the processing of coarse fractions of potash ores. **In Proceedings of XVIII International Mineral Processing Congress**, pp. 1045-1051, 1993.
- LIU, J.; MAK, T.; ZHOU, Z.; XU, Z. Fundamental study of reactive oily-bubble flotation. **Minerals Engineering**. Vol 15, pp. 667-676, 2002.
- LU, S.; DAI, Z. Separation of ultrafine mineral particles by hydrofobic aggregation methods. **In Proceedings of Symposium on the Production and Processing of fine Particles**. Ottawa, Canadá. Canadian Institute of Mining and Metallurgical, Vol. 17, pp. 309-316, 1988
- MARTINS, M. A. S.; LISBOA, K. S.; SILVA, E.; MONREDOM, T. Uma nova geração de sistemas de aeração em colunas de flotação e sua aplicação e sua aplicação na mina de Timbopeba da CVRD. **Em: XX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa**, Florianópolis, Brasil. Vol 2, pp. 149-156, 2004.
- MATHUR, S.; MOUDGIL, B.M. Separation of apatite from high MgO phosphates by selective flocculation. **Proceedings of the XIX International Mineral Processing Congress**. San Francisco, CA, pp. 43-46, 1995.

- MATHUR, S.; MOUDGIL, B.M.; PRADIP. Apatite-dolomite separation by selective flocculation using polyacrylic acid. **Minerals and Metallurgical Processing**, 13 (1), pp. 1-3, 1996.
- MATHUR, S.; SINGH, P.; MOUDGIL, B.M. Advances in selective flocculation technology for solid-solid separations. **International Journal of Mineral Processing**, 58, pp. 201-222, 2000.
- MATIOLO, E.; CAPPONI, F.; RUBIO, J. Técnicas para recuperar minério de cobre. *Revista Brasil Mineral*, Nº 229, pp. 144-150, 2004.
- MATIOLO, E. Recuperação otimizada de finos de minérios de cobre e molibdênio por flotação não convencional. Dissertação de Mestrado. **Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da UFRGS**. Porto Alegre – RS, Brasil. 81 p., 2005.
- MELOY, T.P.; WHALEY, D.A.; WILLIAMS, M.C. Packed-columns-flotation cells- an escalator model. **In: Proceedings of the XX IMPC - Aachen**, September, pp. 205-212, 1997.
- MESCHERIAKOV, N. F.; SABIROV, R. H.; RETS, N. I. Deep mechanical flotation machines with axial impellers and flotation columns with jet aerators. **In: Proceedings of the XXI International Mineral Processing Congress**. Roma, Itália, Agosto 2000, p. B8a 131-B8a137, 2000.
- MORIZOT, G.; DURANCE, M.V. Development in the use of column flotation: Results of the European Research project ImpexFlotCol. **In: Proceedings of the XX IMPC - Aachen**, September, pp. 195-204, 1997.
- MURDOCK, D. J. Consideraciones en el diseño y aplicaciones de celdas columnas de gran tamaño. **Informe Técnico Expo Minería**. Santiago, Chile, 1992.
- NEGERI, T.; BOISCLAIR, M; COTNOIR, D. Flotation pulp conditioning intensity determination and scale-up considerations. **In: XXII IMPC - International Mineral Processing Congress**. Istanbul, Turkey, 3-8 september, 2006.
- OFORI, P.K.; FIRTH, B.A.; MUNRO, M. Turboflotation. **Em: Conference abstracts: Flotation 2000**. Adelaide, Australia, Março, 2000, p. 50-52, 2000.
- PASCOE, R. D.; DOHERTY, E. Shear flocculation and flotation of hematite using sodium oleate. **International Journal of Mineral Processing**. 51, pp. 269-282, 1997.
- PEASE, J. D.; YOUNG, M. F.; CURRY, D.; JOHNSON, N. W. Improving Fines Recovery by Grinding Finer. In: Centenary of Flotation Symposium, 2005, Brisbane. **Proceedings of the Centenary of Flotation Symposium**. Carlton, VIC., Australia : The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, v. Único, 2005.
- Projeto **Flotação não convencional de minérios de fosfato** – Relatório final LTM-BUNGE, 2005.
- Proyecto Flotación de finos y ultrafinos-Codelco-Chuquicamata-IM2. **Flotación de finos y ultrafinos: Programa de técnicas de laboratorio**. Informe final. Technical report, 2002.
- RAVISHANKAR, S.A.; PRADIP; KHOSLA, N.K. Selective flocculation of iron oxide from its synthetic mixtures with clays: a comparison of polyacrylic acid and starch polymers. **International Journal of Mineral Processing**, 43, pp. 235-247, 1995.

- REAY, D.; RATCLIFF, G. A. Removal of fine particles from water by dispersed air flotation: effect of bubble size and particle size on collection efficiency. **Can. Journal Chemical Engineering**. 51, pp. 178-185, 1973.
- RODRIGUES, R. T.; RUBIO, J. New basis for measuring the size distribution of bubbles. **Minerals Engineering**. Nº 16, pp. 757-765, 2003.
- RODRIGUES, W. J.; NANKRAN, M. A.; FONSECA, R.; RABELO, L. Otimização da recuperação de finos no scavenger-cleaner na usina do Sossego. **XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa**, Vol. 1, Sessão-Flotação, pp. 235-242, 2005.
- RODRIGUES, R. T. Inovação na geração e caracterização de bolhas para o processo de flotação. Tese de Doutorado – Escola de Engenharia, **Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da UFRGS**. Porto Alegre – RS, Brasil. 114 p., 2004.
- RODRIGUEZ, D. A. Caracterização do sistema de flotação em coluna de finos de fluorita de Santa Catarina. Dissertação de Mestrado – Escola de Engenharia, **Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da UFRGS**, 177 p, 1991.
- ROSA, J. J. O condicionamento à alta intensidade e a recuperação de finos de minérios por flotação. Dissertação de Mestrado. **Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da UFRGS**. Porto Alegre – RS, Brasil. 83 p., 1997.
- ROSA, J. J.; RODRIGUES, R. T.; RUBIO, J. Condicionamento em alta intensidade para aumentar a recuperação de finos de minérios por flotação. **Anais XVII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa e I Simpósio de Química de Colóides Aplicada à Tecnologia Mineral**. Águas de São Pedro – SP, Brasil. Vol. 2, pp. 521-542, 1998.
- RUBINSTEIN, J. Column flotation: Theory and practice. **In: Proceedings of the XX IMPC - Aachen**, September, pp. 184-194, 1997.
- RUBIO, J.; BRUM, I. The conditioning effect on the flotation of copper/moly mineral particles. **Proceeding Southern Hemisphere Meeting on Mineral Technology**. Concepción – Chile. Vol. 2, pp. 295-308, 1994.
- RUBIO, J.; HOBERG, H. The process of separation of fine mineral particles by flotation with hydrophobic polymeric carrier. **International Journal of Mineral Processing**, Vol. 37, pp. 109-122, 1993.
- RUBIO, J.; RODRIGUEZ, D. Processo de Flotação de finos de fluorite em coluna modificada. **Proceedings of the II Meeting of the Souther Hemisphere on Mineral Technology, Flotação: Fundamentos, Prática e Meio Ambiente**. Belo Horizonte, Brasil, pp. 369-388, 1992.
- RUBIO, J.; SOUZA, M. L.; SMITH, R. W. Overview of flotation as a wastewater treatment technique. **Minerals Engineering**. 15, pp. 139-155, 2002.
- RUBIO, J.; CAPPONI, F.; MATIOLO, E.; NUNES, D.; GUERRERO, C. P.; BERKOWITZ, G. Advances in flotation of mineral fines. **In Proceedings XXII International Mineral Processing Congress**, Cape-Town, África do Sul, pp. 1014-1020, 2003.
- RUBIO, J.; CAPPONI, F.; MATIOLO, E.; ROSA, J. Avanços na flotação de finos de minérios sulfetados de cobre e molibdênio. **Anais XX Encontro Nacional de**

- Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa**, Florianópolis – SC, Brasil. Vol. 2, pp. 69-77, 2004.
- RUBIO, J.; CAPPONI, F.; RODRIGUES, R.; MATIOLO, E. Optimizing the flotation of sulfide fines using emulsified oil extender technique. **In: XII Balkan Mineral Processing Congress**, Delphi - Grécia. XII Balkan Mineral Processing Congress 2007, p. 245-250, 2007.
- RUBIO, J. **Carvão Mineral – Caracterização e Beneficiamento**. Vol. 1, Ed. Nova Linha Artes Gráficas, 1988.
- RUBIO, J. Modified column flotation of mineral particles. **International Journal of Mineral Processing**, 48, pp. 183-196, 1996.
- RUBIO, J. Unconventional flocculation and flotation techniques. In : Ralston, J.; Miller, J. And Rubio, J. (Eds.), **Flotation and Flocculation: From Fundamentals to Applications, Proceedings from Strategic Conference and Workshop**. Hawaii, pp. 17-32, 2002.
- RUBIO, J.; MARABINI, A. M. Factors affecting the selective flocculation of hydroxyapatite from a quartz/calcite system. **International Journal of Mineral Processing**, 20, pp. 59-71, 1987.
- SANTANDER, M. E. Aplicação de uma coluna de flotação modificada no tratamento de sulfetos metálicos. Dissertação de Mestrado. **Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da UFRGS**. Porto Alegre – RS, Brasil. 162 p., 1993.
- SANTANDER, M. E.; BEAS, E.; RUBIO, J. Flotación en columna modificada de sulfuros de cobre. **Anais do IV Southern Hemisphere Meeting on Mineral Technology**, Concepción – Chile, S. Castro e J. Alvarez, (Eds), Vol. 4, pp. 165-178, 1994
- SIVAMOCHAN, R. The problem of recovering very fine particles in mineral processing – a review. **International Journal of Mineral Processing**, Amsterdam, v. 28, pp. 247-288, 1990.
- SMITT, F.J., BHASIN, A.K. Relationship of petroleum hydrocarbon characteristics and molybdenite flotation. **International Journal of Mineral Processing**. Vol 15, pp. 19-40, 1985.
- SOLARI, J. A. Avanços recentes no tratamento de efluentes por flotação por ar dissolvido. **Engenharia Sanitária**, Vol. 20, Nº 3, pp. 332-335, 1981.
- SONG, S.; LU, S. Theory and application of hydrophobic flocculation technology. **Proceedings XXI International Mineral Processing Congress**. Roma, Itália, pp. C5 (31-32), 2000.
- SONG, S.; LOPEZ-VALDIVIESO, A.; REYES-BAHENA, J. L. Floc flotation of galena and sphalerite fines. **Minerals Engineering**. Vol 14, Nº 1, pp. 87-98, 2001.
- STEINMÜLLER, A.; TERBLANCHE, N.; ENGELBRECHT, J.; MOYS, M.H. Hydrodynamics of a concurrent-downwards free jet flotation column. **In: Proceedings of the XX IMPC - Aachen**, September, p. 175-184, 1997.
- SUBRAHMANYAM, T. V.; FOSSBERG, E. S. Carrier flotation of galena. In: Conference – Mineral Technology, Hogskolan i Lulea, Sweden, **Proceedings...** pp. 61-73, 1989.

- SUBRAHMANYAM, T. V.; FOSSBERG, E. F. S. Fine particle processing: shear flocculation and carrier flotation – a review. **International Journal of Mineral Processing**, Amsterdam, Vol. 30, pp. 265-286, 1990.
- SUN, W.; HU, Y.; DAI J.; LIU R. Observation of fine particle aggregating behavior induced by high intensity conditioning using high speed CCD. **Transactions of Nonferrous Metals Society of China**. Vol 16, pp. 198-202, 2006.
- TORTORELLI, J. P. ; CRAVEN, J. W.; TOGURI, J. M.; DOBBY, G. S.; AGAR, G. E. The effect of external gas/slurry contact on the flotation of fine particles. **Minerals Engineering**. Vol. 10, n° 10, pp. 1127-1138, 1997.
- TRAHAR, W. J.; WARREN, L. J. The floatability of very fine particles – a review. **International Journal of Mineral Processing**. Amsterdam, Vol. 3, pp. 103-131, 1976.
- TRAHAR, W. J. A rational interpretation of role of particle size in flotation. **International Journal of Mineral Processing**. Amsterdam, Vol. 2, pp. 289-327, 1981.
- TSAI, S. C. Staged Flotation of Fine Coal and the Effects of Mineral Size and Distribution. **Industrial & Engineering Chemistry Research**, Vol 27, N° 9, pp. 1669-1674, 1988.
- VALDERRAMA, L.; RUBIO, J. High intensity conditioning and the carrier flotation of gold fine particles. **International Journal of Mineral Processing**. Vol. 52, pp. 273-285, 1998.
- VALDERRAMA, L.; PAVEZ, O.; PEREZ, C.; RUBIO, J. Shear conditioning to enhance flotation of gold fine particles. In: Southern Hemisphere Meeting on Mineral Technology, 4., 1994, Concepción – Chile. **Proceeding...** v. 4, pp. 249-260, 1994.
- VALDERRAMA, L.; PAVEZ, O.; PEREZ, C.; RUBIO, J. High intensity conditioning to improve flotation of gold fine particles. **Proceedings International Mineral Processing Congress**, San Francisco – EUA. Vol. 4, pp. 27-30, 1995.
- VALDERRAMA, L. C. Estudos de flotação não convencional para o tratamento de rejeitos de ouro. Tese de Doutorado. **Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da UFRGS**. Porto Alegre – RS, Brasil. 124 p., 1997.
- VALDERRAMA, L.; DA ROSA, J.J.; SANTANDER, M.; RUBIO, J. Treatment of Gold Tailings with the 3PC-Column Flotation. In: **Proceedings of the XXI International Mineral Processing Congress**, Roma, Itália, 23-27 de julho de 2000, volume B, p. B9-30- B9-36, 2000.
- VALDERRAMA, L.; RUBIO, J.; PÉREZ, S. Comparación entre la columna de flotación modificada y la columna recta usando relaves de oro. **Anais XIX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa**. Recife, Brasil, Vol 1, pp. 216-220, 2002.
- WARREN, L. J. Shear flocculation. In: Colloid Chemistry in Mineral Processing. **Journal Colloid Interface Science**, New York, Vol. 50, pp. 307-318, 1975.
- WARREN, L. J. Flocculation of stirred suspensions of cassiterite and tourmaline. **Colloids and Surface**. Vol. 5, pp. 301-319, 1982.
- WARREN, L. J. Determination of the contributions of true flotation and entrainment in batch flotation tests. **International Journal of Mineral Processing**. Amsterdam, Vol. 14, pp. 33-44, 1985.
- YANG, D. C. A new packed column flotation system. In: **Column flotation '88. Annual SME Meeting**. K. V. Sastry Ed. Phoenix – Arizona, pp. 257-265, 1988.

- YANG, D. C. Technical advantages of packed flotation columns. **In: Column flotation '91. Annual SME Meeting.** G. E. Agar Ed., pp. 631-641, 1991.
- YIANATOS, J. B.; BERGH, L. G.; DÍAZ, F.; RODRIGUEZ, J. Mixing characteristics of industrial flotation equipment. **Chemical Engineering Science.** 60, pp. 2273-2282, 2005.
- YIANATOS, J. Current status of column flotation. **In Proceedings of Flotation and Flocculation: from Fundamentals to Applications, Strategic Conference and Workshop,** Kona-Hawaii, pp. 213-220, 2002.
- YOON, R. H.; LUTTRELL, G. H.; ADEL, G. T.; MANKOSA, M. J. Recent advances in fine coal flotation. **In: S. Chader (Ed), Proceedings Engineering Foundation Conference on Advances in Coal and Mineral Processing Using Flotation.** SME, Inc. Littleton, Co, pp. 211-218, 1989.
- YOON, R. H.; LUTTRELL, G. H. The effect of bubble size on fine particle flotation. **Frothing in flotation.** Ed. Janusz S. Laskowski, pp. 101-122, 1989.
- YOON, R.H. Microbubble flotation. **Minerals Engineering,** 6, p.619-630, 1993.