

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

MEISE PRICILA DE PAIVA

**APLICAÇÃO DE ALTERNATIVAS PARA AUMENTAR A RECUPERAÇÃO DE
PARTÍCULAS MINERAIS NAS FRAÇÕES GROSSAS E FINAS NA FLOTAÇÃO DE
MINÉRIOS DE COBRE**

PORTO ALEGRE

2017

MEISE PRICILA DE PAIVA

**APLICAÇÃO DE ALTERNATIVAS PARA AUMENTAR A RECUPERAÇÃO DE
PARTÍCULAS MINERAIS NAS FRAÇÕES GROSSAS E FINAS NA FLOTAÇÃO DE
MINÉRIOS DE COBRE**

**Tese submetida ao Programa de Pós
Graduação em Engenharia de Minas,
Metalúrgica e de Materiais da Universidade
Federal do Rio Grande do Sul, como
requisito parcial à obtenção do título de
Doutor em Engenharia, modalidade
acadêmica
Área de concentração: Tecnologia Mineral,
Ambiental e Metalurgia Extrativa**

Orientador: Prof. Dr. Jorge Rubio

Porto Alegre

2017

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Reitor: Rui Vicente Oppermann

Vice-Reitora: Jane Fraga Tutikian

ESCOLA DE ENGENHARIA

Diretor: Luiz Carlos Pinto da Silva Filho

Vice-Diretora: Carla Schwengber ten Caten

PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO

Coordenador: Carlos Pérez Bergmann

Vice-Coordenador: Afonso Reguly

Paiva, Meise Pricila de
Aplicação de alternativas para aumentar a
recuperação de partículas minerais nas frações grossas
e finas na flotação de minérios de cobre / Meise
Pricila de Paiva. -- 2017.
107 f.

Orientador: Jorge Rubio.

Tese (Doutorado) -- Universidade Federal do Rio
Grande do Sul, Escola de Engenharia, Programa de Pós-
Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de
Materiais, Porto Alegre, BR-RS, 2017.

1. Flotação. 2. Recuperação. 3. Partículas grossas.
4. Partículas finas. 5. Minérios de cobre. I. Rubio,
Jorge, orient. II. Título.

MEISE PRICILA DE PAIVA

**APLICAÇÃO DE ALTERNATIVAS PARA AUMENTAR A RECUPERAÇÃO DE
PARTÍCULAS MINERAIS NAS FRAÇÕES GROSSAS E FINAS NA FLOTAÇÃO DE
MINÉRIOS DE COBRE**

Esta Tese foi analisada e julgada adequada para a obtenção do título de Doutor em Tecnologia Mineral, Ambiental e Metalurgia Extrativa e aprovada em sua forma final pelo Orientador e pela Banca Examinadora designada pelo Programa de Pós Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da Universidade Federal do Rio Grande do Sul.

Prof. Dr. Jorge Rubio

Aprovado em: 07/08/2017

BANCA EXAMINADORA

DIOSNEL ANTONIO RODRIGUES LOPEZ (Prof. Dr.) - UNISC

IVO ANDRÉ HOMRICH SCHNEIDER (Prof. Dr.) – PPGE3M/UFRGS

RAUL OLIVEIRA NETO (Prof. Dr.) – UNIPAMPA

AGRADECIMENTOS

Às instituições MEC/CAPES/UFRGS/PPGE3M/LTM, pelas bolsas de doutorado e iniciação científica, pela verba destinada à pesquisa, suporte nas publicações e congressos, e pela infraestrutura de excelência.

Às empresas Metso Corporation e Yamana Gold Inc. pela parceria na execução de projetos que possibilitaram a aquisição de equipamentos e custeio de insumos necessários à realização do estudo.

Aos meus pais por sempre me incentivarem a buscar conhecimento e a estudar.

A toda a minha família, em especial, ao Guilherme, aos meus irmãos Mártin e Milânia, sobrinhos Fábio, Lorenzo e Júlia, cunhados Vanessa, Jonatan e Fran, sogros Sandra e Henrique, que me proporcionaram momentos felizes ao longo de nossa convivência.

Ao Prof. Jorge Rubio, pela minha formação e orientação na iniciação tecnológica, científica, graduação, mestrado e doutorado, durante todo o meu desenvolvimento acadêmico.

Ao Geólogo Dr. Reiner Neumann (CETEM/MCTI) pela colaboração com as análises de liberação mineral.

Aos amigos e colegas Érico Tabosa e Francisco Testa pelas discussões técnicas.

A todos os alunos do LTM, especialmente aos colegas e amigos Jaqueline Mohr, Douglas Alegre, Dines Audrey, Mateus Lottermann, Lauro Bundrich, Alberto Pompeo, Ana Flávia Rosa, Beatriz Firpo, Alex Rodrigues, que de alguma forma contribuíram para a realização desse trabalho.

RESUMO

A influência do tamanho de partícula tem sido foco de décadas de estudos na flotação de minérios. O desempenho diminuiu tanto para partículas minerais (sulfetos-oxi-minerais) finas-F (37-13 μm) e ultrafinas-UF (<13 μm) como para as grossas (>149 μm), devido a muitos fatores, principalmente de ordem física-hidrodinâmica. Existe consenso de que as baixas recuperações na flotação das partículas F-UF ocorrem pela reduzida eficiência da captura (colisão+adesão) pelas bolhas (800-2000 μm) e no caso das grossas por problemas de capacidade de transporte dessas bolhas em relação à massa e também ao baixo grau de liberação. A presente tese de doutorado visa realizar uma análise técnica da situação das tendências atuais, e estudar alternativas emergentes e em fase de validação para a recuperação de partículas finas e ultrafinas e grossas em sistemas minerais selecionados. Para tanto, foi analisada a eficiência da técnica de floto-elutriação (FE), comparativa à flotação convencional (FC), de partículas F-UF, intermediárias (+74-149 μm) e grossas de um minério sulfetado de cobre. Contrário ao esperado, a FE (equipamento HydroFloatTM) apresentou recuperações metalúrgicas similares à FC nos casos de granulometrias com amplas distribuições de tamanho (P80: 130, 240 e 280 μm). Entretanto, as recuperações nas frações classificadas (FCI) em +297 μm e -297+210 μm foram 25 % maiores na FE do que na FC, principal vantagem da FE. As partículas (portadoras de Cu) mais grossas (>297 μm) não foram recuperadas na FC. No caso das frações finas, o arraste hidráulico na FE permitiu uma boa recuperação, mas não nas frações intermediárias, principalmente devido ao baixo *holdup* de ar nessa célula (<3,2 \pm 0,9 % volume ar/líquido). Em função disso, foram realizados estudos de otimização da eficiência operacional via injeção de bolhas de ar complementar ao sistema existente na FE. Com o aumento do *holdup* de ar para 11,0 (\pm 0,2) %, os resultados, de acordo com a anterior hipótese, mostraram uma maior recuperação das frações de tamanho intermediário, especialmente nas frações com P80 igual a 130 μm . Finalmente, em função do elevado arraste mecânico da água de elutriação, os teores obtidos em todos os casos foram extremamente baixos comparados com a FC. Os resultados permitem concluir que a técnica de floto-elutriação precisa ser mais desenvolvida, apresenta muitas limitações e deve ser ajustada para cada minério. Por outro lado, no tratamento de partículas finas e ultrafinas, foram validadas técnicas de condicionamento em alta intensidade (CAI) e com injeção de micro e nanobolhas (200 nm - 100 μm), na recuperação de partículas F-UF de um minério sulfetado de cobre (Cu) e ouro (Au) entre as diversas técnicas e condições aplicadas. Os estudos foram realizados comparativamente a um ensaio padrão (STD) com duas amostras de

granulometrias distintas, uma mais grossa (P80~190 μm) e outra mais fina (P80~100 μm). Os melhores resultados obtidos foram aumentos de 10 % da recuperação metalúrgica de Cu e Au com o CAI e 6 % (Au) com as bolhas pequenas para a amostra mais grossa, e até 22 % de recuperação de metalúrgica de Cu e 8 % de Au com CAI para a amostra mais fina. Esses resultados mostram o potencial dessas técnicas na melhor flotação de frações F-UF, validam resultados anteriores e o embasamento teórico do aumento da probabilidade captura das partículas pelas bolhas. Os resultados da análise das técnicas selecionadas e a pesquisa do estado da arte permitiram concluir que diversas ações e alternativas devem ser consideradas, na redução das perdas minerais nas frações finas e grossas, juntamente com uma maior celeridade da transferência tecnológica da pesquisa ao setor produtivo, visando minimizar perdas, energia e custos operacionais.

ABSTRACT

The influence of particle size has been the focus of decades of studies on ore flotation. The performance decreases for both mineral particles (sulfides-oxi-minerals) fine-F (37-13 μm) and ultrafine-UF (<13 μm) and coarse (>149 μm), due to many factors, physics-hydrodynamics. There is a consensus that the low recoveries in the flotation of F-UF particles occur due to the reduced capture efficiency (collision + adhesion) by the bubbles (800-2000 μm) and in the case of the coarse ones due to problems of transport capacity of these bubbles in relation to the mass and also to the low degree of liberation. This PhD thesis aims to carry out a technical analysis of current trends and to study emerging and validation alternatives for the recovery of fine and ultrafine and coarse particles in selected mineral systems. For this purpose, the floto-elutriation (FE) technique, compared to the conventional flotation (CF), of F-UF particles, intermediate (+74-149 μm) and coarse sulphate copper ore was analyzed. Contrary to expected, the FE (HydroFloatTM equipment) presented metallurgical recoveries similar to CF in cases with large particle size distributions (P80: 130, 240 and 280 μm). However, the recoveries in the fractions classified (FCI) by +297 μm and -297 + 210 μm were 25 % higher in FE than in CF, the main advantage of FE. The coarser particles (>297 μm) were not recovered in the CF. In the case of fine fractions, the hydraulic drag in the FE allowed a good recovery, but not in the intermediate fractions, mainly due to the low holdup of air in this cell (<3.2 \pm 0.9 % air/liquid volume). As a result, studies were carried out to optimize the operational efficiency by injecting air bubbles complementary to the existing FE system. With the increase of the air holdup to 11.0 (\pm 0.2) %, the results, according to the previous hypothesis, showed a greater recovery of the fractions of intermediate size, especially in the fractions with P80 equal to 130 μm . Finally, due to the high mechanical drag of the elutriation water, the contents obtained in all cases were extremely low compared to the CF. The results allow to conclude that the floto-elutriation technique needs to be more developed, has many limitations and must be adjusted for each ore. On the other hand, in the treatment of fine and ultrafine particles, high intensity conditioning techniques (HIC) and with micro and nanobubble injection (200 nm - 100 μm) were validated in the recovery of F-UF particles from a sulfide copper (Cu) and gold (Au) ore among the various techniques and conditions applied. The studies were performed in comparison to a standard test (STD) with two samples; one with large particle size distribution, one coarser (P80 ~ 190 μm) and one finer (P80 ~ 100 μm). The best results were 10 % increases in the Cu and Au metallurgical recovery with the HIC and 6 % (Au) with the

small bubbles for the coarser sample, and up to 22 % of metallurgical recovery of Cu and 8 % of Au with HIC for the finer sample. These results show the potential of these techniques in the best flotation of F-UF fractions, validate previous results and the theoretical basis of the increase in the probability of capture of the particles by the bubbles. The results of the analysis of the selected techniques and the research of the state of the art allowed concluding that several actions and alternatives should be considered in the reduction of mineral losses in the fine and coarse fractions. More, this should be accompanied with a faster technological transference of the research to the productive sector, aiming to minimize losses, energy and operating costs.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 – Efeito do tamanho da partícula sobre a recuperação ou cinética de flotação.....	21
Figura 2 – Desenho esquemático do floto-elutriador HydroFloat™	26
Figura 3 - Adesão por homoagregação e flotação autotransportadora.	31
Figura 4 - Adesão por heteroagregação e flotação transportadora.	31
Figura 5 - Fenômeno de agregação de partículas durante estágio de condicionamento e mecanismos da flotação.....	32
Figura 6 - Fluxo provocado por impelidor (a) do tipo axial e (b) do tipo radial	33
Figura 7 - Interação gota/partícula, espalhamento do óleo e formação de lente.	39
Figura 8 - Adesão bolha/gota/partícula na flotação extensora.	39
Figura 9 - Fenômeno de agregação por forças de caráter hidrofóbico entre as partículas F-UF recobertas por um filme de óleo.	40
Figura 10 - Mecanismos da flotação assistida por nanobolhas.	42
Figura 11 - Representação esquemática das configurações de diversos circuitos de flotação, convencional e em multietapas.....	43
Figura 12 - (a) Condicionamento da polpa de minério. (b) Flotação em célula convencional.	47
Figura 13 - (a) Sistema utilizado nos ensaios de floto-elutriação composto por tanque de condicionamento da polpa, tanque reservatório de água de elutriação e HydroFloat™. (b) Floto-elutriação de minério de cobre.....	48
Figura 14 - Esquema ilustrativo do equipamento HydroFloat™ com sistema de injeção de bolhas. 1. Agitador mecânico; 2. Tanque de condicionamento da polpa; 3. Floto-elutriador (Hydrofloat); 4. Tanque de água de elutriação; 5. Bomba centrífuga; 6. Rotâmetro de água; 7. Rotâmetro de ar; 8. Tanque de solução para geração de bolhas intermediárias (BI); 9. Bomba peristáltica; 10. Tubo venturi; 11. Rotâmetro de ar; 12. Manômetro de verificação de perda de carga.....	49
Figura 15 - (a) Amostrador utilizado para medidas de <i>holdup</i> de ar; (b) Representação da vista superior do HydroFloat™ - Pontos de tomada das amostras.	50
Figura 16 - Fluxograma da usina de beneficiamento do minério de cobre.	52
Figura 17 - Flotação padrão (STD) de minério de cobre e ouro. Coleta do produto concentrado.....	55
Figura 18 - (a) Desenho esquemático do sistema utilizado no CAI e do (b) Impelidor tipo <i>Rushton</i> . (c) Foto do CAI do minério de cobre.	56
Figura 19 – (a) Emulsificador Turrax (marca MARCONI, modelo MA 102); (b) Aspecto visual do óleo diesel/água antes e após sua emulsificação.....	57
Figura 20 - Sistema montado para geração e injeção de micro e nanobolhas, composto por vaso saturador e célula de flotação mecânica convencional.....	58
Figura 21 - Configuração experimental para gerar bolhas e separar as MBs das NBs. (1) filtro de ar comprimido; (2) vaso saturador acoplado a uma válvula de agulha; (3) Coluna de vidro.	59

Figure 22 - Distribuição da exposição superficial (liberação) em função da classe de teores das espécies minerais de cobre (Calcopirita + Bornita) para as frações granulométricas (37-297 μm) da alimentação.	60
Figura 23 - Estudos de FC e FE de minério de cobre com as amostras de (a) P80 (130, 240 e 280 μm) e de (b) FCI (+297 e -297+210 μm). Efeito da granulometria da alimentação sobre a recuperação mássica. Condições: Q ar: 0,6 mL.min ⁻¹ (Jg: 0,2 cm.s ⁻¹); Q elutriação: 30 GPH (Jw: 0,63 cm.s ⁻¹); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: 28 g.t ⁻¹ ; [MIBC]: 20 g.t ⁻¹ ; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.	61
Figura 24 - Estudos de FC e FE de minério de cobre com as amostras de (a) P80 (130, 240 e 280 μm) e de (b) FCI (+297 e -297+210 μm). Efeito da granulometria sobre a recuperação metalúrgica. Condições: Q ar: 0,6 mL.min ⁻¹ (Jg: 0,2 cm.s ⁻¹); Q elutriação: 30 GPH (Jw: 0,63 cm.s ⁻¹); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: 28 g.t ⁻¹ ; [MIBC]: 20 g.t ⁻¹ ; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.	62
Figura 25 - Estudos de FC e FE de minério de cobre com as amostras de (a) P80 (130, 240 e 280 μm) e de (b) FCI (+297 e -297+210 μm). Efeito da granulometria sobre teor de cobre. Condições: Q ar: 0,6 mL.min ⁻¹ (Jg: 0,2 cm.s ⁻¹); Q elutriação: 30 GPH (Jw: 0,63 cm.s ⁻¹); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: 28 g.t ⁻¹ ; [MIBC]: 20 g.t ⁻¹ ; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.	62
Figura 26 - Estudos cinéticos de recuperação mássica na (a) FC e (b) FE de minério de cobre com as amostras de distintos P80 (130, 240 e 280 μm). Condições: Q ar: 0,6 mL.min ⁻¹ (Jg: 0,2 cm.s ⁻¹); Q elutriação: 30 GPH (Jw: 0,63 cm.s ⁻¹); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: 28 g.t ⁻¹ ; [MIBC]: 20 g.t ⁻¹ ; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.	63
Figura 27 - Estudos cinéticos de recuperação metalúrgica de cobre na (a) FC e (b) FE de minério de cobre com as amostras de distintos P80 (130, 240 e 280 μm). Condições: Q ar: 0,6 mL.min ⁻¹ (Jg: 0,2 cm.s ⁻¹); Q elutriação: 30 GPH (Jw: 0,63 cm.s ⁻¹); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: 28 g.t ⁻¹ ; [MIBC]: 20 g.t ⁻¹ ; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.	63
Figura 28 - Estudos cinéticos de recuperação mássica na (a) FC e (b) FE de minério de cobre com as amostras de FCI (+297 e -297+210 μm). Condições: Q ar: 0,6 mL.min ⁻¹ (Jg: 0,2 cm.s ⁻¹); Q elutriação: 30 GPH (Jw: 0,63 cm.s ⁻¹); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: 28 g.t ⁻¹ ; [MIBC]: 20 g.t ⁻¹ ; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.	64
Figura 29 - Estudos cinéticos de recuperação metalúrgica de cobre na (a) FC e (b) FE de minério de cobre com as amostras de FCI (+297 e -297+210 μm). Condições: Q ar: 0,6 mL.min ⁻¹ (Jg: 0,2 cm.s ⁻¹); Q elutriação: 30 GPH (Jw: 0,63 cm.s ⁻¹); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: 28 g.t ⁻¹ ; [MIBC]: 20 g.t ⁻¹ ; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.	64
Figura 30 - (a) Distribuição granulométrica da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito da FC de minério de cobre com a amostra de P80 = 130 μm . (b) Comparação com os resultados obtidos nos estudos de FE.	65
Figura 31 - (a) Distribuição de teores de cobre da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito da FC de minério de cobre com a amostra de P80 = 130 μm . (b) Comparação com os resultados obtidos nos estudos de FE.	65
Figura 32 - (a) Distribuição granulométrica da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito da FC de minério de cobre com a amostra de P80 = 240 μm . (b) Comparação com os resultados obtidos nos estudos de FE.	66

Figura 33 - (a) Distribuição de teores de cobre da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito da FC de minério de cobre com a amostra de P80 = 240 μm . (b) Comparação com os resultados obtidos nos estudos de FE.	66
Figura 34 - (a) Distribuição granulométrica da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito da FC de minério de cobre com a amostra de P80 = 280 μm . (b) Comparação com os resultados obtidos nos estudos de FE.	66
Figura 35 - (a) Distribuição de teores de cobre da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito da FC de minério de cobre com a amostra de P80 = 280 μm . (b) Comparação com os resultados obtidos nos estudos de FE.	67
Figura 36 - (a) Recuperação de cobre por faixa granulométrica dos ensaios de FC de minério de cobre com as amostras de distintos valores de P80. (b) Resultados obtidos nos estudos de FE.	67
Figura 37 - (a) Recuperação mássica por faixa granulométrica dos ensaios de FC de minério de cobre com as amostras de distintos valores de P80. (b) Resultados obtidos nos estudos de FE.	68
Figura 38 - (a) Distribuição granulométrica e (b) de teores de cobre da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito dos estudos de FE de minério de cobre com a amostra FCI: +297 μm	69
Figura 39 - (a) Distribuição granulométrica e (b) de teores de cobre da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito dos estudos de FE de minério de cobre com a amostra FCI: -297+210 μm	69
Figura 40 - (a) Recuperação mássica e (b) de cobre por faixa granulométrica dos ensaios de FE de minério de cobre com as amostras FCI (+297 e -297+210 μm).	69
Figura 41 - Floto-elutriação comparativa de partículas portadoras de Cu. Efeito da injeção de bolhas intermediárias (FE-BI), nas curvas %Recuperação vs %Teor: (a) P80: 130 μm , (b) P80: 240 μm e (c) P80: 280 μm	70
Figura 42 - Distribuições granulométricas das amostras de minério de cobre e ouro (Granulômetro a <i>laser</i> Cilas).	72
Figura 43 - Distribuição granulométrica das amostras de minério de cobre e ouro (classificação por peneiramento a úmido).	73
Figura 44 – Teores de cobre contido em função do tamanho de partícula, na amostra de minério (classificação via peneiramento a úmido).	73
Figura 45 – Teores de ouro contido em função do tamanho de partícula, na amostra de minério (classificação via peneiramento a úmido).	74
Figura 46 - Distribuição granulométrica da fração -74 μm da amostra de minério de cobre e ouro (cicloclassificação).	74
Figura 47 - Teores de cobre contido em função do tamanho de partícula, na fração -74 μm (cicloclassificação).	75
Figura 48 - Teores de ouro contido em função do tamanho de partícula, na fração -74 μm (cicloclassificação).	75
Figura 49 - Curvas Teor <i>versus</i> Recuperação de (a) cobre e (b) ouro para as diferentes técnicas avaliadas – AM1.	79

Figura 50 - Curvas Teor <i>versus</i> Recuperação de (a) cobre e (b) ouro para as diferentes técnicas avaliadas – AM 2.	81
Figura 51 - Número de publicações de estudos realizados com HydroFloat™ por ano.	83
Figura 52 - Número de publicações de estudos realizados com condicionamento em alta intensidade (CAI) por ano.	85
Figura 53 - Número de publicações de estudos realizados com nano e microbolhas (NBs/MBs) por ano.	86

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Principais estudos de floto-elutriação (FE).....	27
Tabela 2 - Principais estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI). .	35
Tabela 3 - Principais estudos de flotação em etapas (<i>multifeed flotation</i>).	43
Tabela 4 - Distribuição granulométrica das amostras de minério de cobre com diferentes P80.	46
Tabela 5 - Caracterização das amostras de minério sulfetado de cobre e ouro.	72
Tabela 6 - Resumo dos resultados dos estudos de flotação com AM1. Comparação entre ensaio padrão (STD) e diferentes técnicas avaliadas. Condições: % sólidos = 32 % m/m; pH ~ 8,5; [Amil xantato de potássio] = 18 g.t ⁻¹ ; [AERO MX-7020] = 10 g.t ⁻¹ ; [Flotanol D25+Flomin F650] = 30 g.t ⁻¹ ; Tempo condicionamento = 2 min; Velocidade agitação = 1000 rpm; Vazão de ar variável.....	78
Tabela 7 - Resumo dos resultados dos estudos de flotação com AM2. Comparação entre o ensaio padrão (STD) e as diferentes técnicas avaliadas. Condições: % sólidos = 32 % m/m; pH ~ 8,5; [Amil xantato de potássio] = 18 g.t ⁻¹ ; [AERO MX-7020] = 10 g.t ⁻¹ ; [Flotanol D25] = 18 g.t ⁻¹ ; [MIBC] = 18 g.t ⁻¹ ; Tempo condicionamento = 2 min; Velocidade agitação = 1000 rpm; Vazão de ar variável.....	80

LISTA DE SÍMBOLOS

F-UF – Finos e Ultrafinos

CAI – Condicionamento em alta intensidade

MBs – Microbolhas

NBs – Nanobolhas

FE – Floto-elutriação

FC – Flotação convencional em célula mecânica

BI – Bolhas intermediárias

STD – Ensaio de flotação padrão (*standard*)

EXT – Flotação extensora

FRC – Flotação com reciclo de concentrado

\emptyset – Diâmetro

BPL – *Bone Phosphate Lime*

Sb – Fluxo de área superficial de bolhas

P – Potência instantânea

I – Corrente instantânea

V – Tensão instantânea

CA – Corrente alternada senoidal

I_e – Valor eficaz da intensidade de corrente alternada senoidal

V_e – Valor eficaz da tensão senoidal

φ – Ângulo de fase ou defasagem entre a tensão e a corrente

$\cos\varphi$ – Fator de potência

S – Potência aparente ou teórica

η – Rendimento do motor

SUMÁRIO

1 INTRODUÇÃO.....	17
2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	21
2.1 A INFLUÊNCIA DO TAMANHO DE PARTÍCULAS NA FLOTAÇÃO	21
2.2 ALTERNATIVAS PARA O AUMENTO DA RECUPERAÇÃO DE PARTÍCULAS GROSSAS NA FLOTAÇÃO	22
2.2.1 Adição estagiada de coletor	23
2.2.2 Flotação <i>Flash</i> e <i>Unit</i>	24
2.2.3 Floto-elutriação.....	25
2.3 ALTERNATIVAS PARA O AUMENTO DA RECUPERAÇÃO DE PARTÍCULAS FINAS E ULTRAFINAS NA FLOTAÇÃO	29
2.3.1 Flotação com condicionamento em alta intensidade	29
2.3.2 Flotação extensora	37
2.3.3 Flotação com micro e nanobolhas	40
2.3.4 Flotação com reciclo de concentrados.....	42
3 EXPERIMENTAL	45
3.1 ESTUDOS DE RECUPERAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS GROSSAS POR FLOTO-ELUTRIAÇÃO	45
3.1.1 Amostra de minério sulfetado de cobre.....	45
3.1.2 Análise química	46
3.1.3 Determinação da distribuição granulométrica.....	46
3.1.4 Estudos de liberação mineral	46
3.1.5 Estudos de flotação convencional.....	47
3.1.6 Estudos de floto-elutriação	47
3.1.7 Estudos de floto-elutriação com injeção de bolhas intermediárias.....	49
3.1.8 Medidas de <i>holdup</i> no floto-elutriador	50
3.2 ESTUDOS DE RECUPERAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS FINAS POR TÉCNICAS NÃO CONVENCIONAIS DE FLOTAÇÃO	51
3.2.1 Amostra de minério sulfetado de ouro e cobre.....	51
3.2.2 Determinação da distribuição granulométrica por granulômetro a laser.....	53
3.2.3 Determinação da distribuição granulométrica por peneiramento a úmido.....	53
3.2.4 Determinação da distribuição granulométrica por cicloclassificação	53
3.2.5 Análises químicas	54
3.2.6 Estudos de flotação padrão	54

3.2.7 Estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade.....	55
3.2.8 Estudos de flotação extensora.....	57
3.2.9 Estudos de flotação com adição de microbolhas	57
3.2.10 Estudos de flotação com nanobolhas.....	58
3.2.11 Estudos de flotação de técnicas combinadas	59
4 RESULTADOS E DISCUSSÃO	60
4.1 ESTUDOS DE RECUPERAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS GROSSAS POR FLOTO-ELUTRIAÇÃO	60
4.1.1 Estudos de liberação mineral.....	60
4.1.2 Avaliação comparativa de flotação convencional e floto-elutriação – Efeito da granulometria da alimentação.....	60
4.1.3 Caracterização granulométrica e química da alimentação e dos produtos da flotação e floto-elutriação.....	64
4.1.4 Estudos comparativos de floto-elutriação – Efeito da injeção de bolhas intermediárias	69
4.2 ESTUDOS DE RECUPERAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS FINAS POR TÉCNICAS NÃO CONVENCIONAIS DE FLOTAÇÃO	71
4.2.1 Caracterização das amostras de alimentação.....	71
4.2.2 Avaliação comparativa de flotação convencional padrão e de técnicas de recuperação de partículas finas e ultrafinas – Efeito das técnicas de flotação sobre os parâmetros de separação	75
5 CONSIDERAÇÕES FINAIS	82
6 CONCLUSÕES	87
SUGESTÕES DE TRABALHOS FUTUROS	89
PUBLICAÇÕES ASSOCIADAS À TESE	90
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	91
APÊNDICE 1 - Procedimento de análise química de minério de cobre	103
APÊNDICE 2 - Procedimento dos ensaios de flotação convencional.....	104
APÊNDICE 3 - Procedimento dos ensaios de floto-elutriação	106

1 INTRODUÇÃO

Atualmente, a flotação é o processo mais importante na recuperação/concentração de minerais, porém, a baixa recuperação de partículas finas-F (37 a 13 μm), ultrafinas-UF (<13 μm) e grossas (>149 μm) constitui ainda um dos principais problemas que causam perdas metalúrgicas e problemas ambientais associados, e se caracteriza como principal desafio da área.

O intervalo de tamanho de partículas que apresentam melhor flotabilidade pode variar com o sistema mineral e também depende da escala de operação (laboratório, planta piloto ou industrial) e concentração de reagentes (BLAKE e RALSTON, 1985; GAUDIN et al., 1942; GONTIJO et al., 2007; KING, 1982; KLIMPEL, 1993; 1995; 1997; LI et al., 1993; LYNCH et al., 1981; MORRIS, 1953; RODRIGUES e RUBIO, 2003; ROSA, 1997; SHANNON e TRAHAR, 1986; SONG et al., 2001; TRAHAR, 1976; 1981).

A baixa recuperação das partículas grossas ocorre fundamentalmente devido a: i. Elevada massa; e aos baixos ii. Grau de liberação e disseminação entre espécies; iii. Grau de adsorção do coletor (baixa hidrofobicidade); iv. Estabilidade da espuma; v. Poder de levitação (*lifting power*) das bolhas nas células; e vi. Tempo de residência (ATA e JAMESON, 2013; DUNNE, 2012; FENG e ALDRICH, 1999; GONTIJO et al., 2007; KING, 1982; MAZON, 2006; MOUDGIL e GUPTA, 1989; OLIVEIRA e AQUINO, 2005; SCHUBERT e BISCHOFBERGER, 1979; TABOSA et al., 2013).

As alternativas para aumento da recuperação dessas frações na flotação primária são: i. Classificar a alimentação em grossos e finos e tratar as frações em circuitos separados (ANTHONY et al., 1975; KOHMUENCH et al., 2010; LANE e RICHMOND, 1993; SMALL et al., 1997; TRAHAR, 1976; 1981); ii. Aumentar o tempo de residência em unidade de flotação (DUNNE, 2012; FUERSTENAU et al., 2007); iii. Favorecer o arraste em células convencionais; iv. Operar com bias negativo em colunas de flotação (BARBERY, 1989; BRUM et al., 2012; BRUM, 2004; OTEYAKA e SOTO, 1995; SOTO, 1992; SOTO e BARBERY, 1991); v. Realizar adição estagiada de coletor ao longo do circuito (BAZIN e PROULX, 2001; REYES BAHENA et al., 2006); vi. Usar novas células, baseadas no conceito de flotação e elutriação conjunta (AWATEY et al., 2014; FOSU et al., 2015; JAMESON, 2010; KOHMUENCH et al., 2013; 2010; 2007).

A floto-elutriação, ao contrário de um separador de leito fluidizado tradicional, opera com a injeção contínua de ar comprimido para favorecer as condições de fluxo não turbulentas e um processo de flotação com a máxima seletividade. O floto-elutriador

HydroFloat™ atua, de acordo com os fornecedores, explorando o contato em contracorrente polpa/bolhas formando um leito fluidizado com elevado teor de sólidos onde ocorre a colisão e adesão de múltiplas bolhas, reduzindo a densidade aparente das partículas grossas. O transbordo do material elutriado aumenta a recuperação desses agregados formados (AWATEY et al., 2014; MANKOSA et al., 2016; KOHMUENCH et al., 2007; 2010; 2013; WINGATE e KOHMUENCH, 2016).

Como resultado, o equipamento permite uma melhor captura de frações mais grosseiras pelas bolhas, pode diminuir a probabilidade de desprendimento de bolha/partícula, aumentando assim a recuperação de partículas maiores que são difíceis de tratar. Nos últimos anos, essa tecnologia tem sido aplicada a minerais industriais, com várias unidades em grande escala instaladas para recuperar partículas de até 3 mm de diâmetro no setor de mineração industrial.

Os principais problemas na recuperação de partículas F-UF são: i. Baixa probabilidade de captura (colisão e adesão) das partículas pelas bolhas; ii. Pequeno tempo de residência para a captura; iii. Elevado arraste mecânico; iv. Recobrimento por lamas (problema de baixo teor e seletividade nos concentrados); v. Maior capacidade e menor seletividade na adsorção de reagentes; vi. Causam rigidez da espuma (JOHNSON, 2006; LIU et al., 2002; PEASE et al., 2005; RUBIO et al., 2004).

As alternativas já exploradas e as existentes para o aumento da recuperação das partículas F-UF são baseadas na diminuição da geração de F-UF, melhor captura de partículas por bolhas e agregação das partículas problema. As técnicas com maior potencial são o CAI-condicionamento em alta intensidade (RUBIO, 2013; TESTA e RUBIO, 2008), e a flotação com injeção de bolhas de diâmetro menor às produzidas pelas células convencionais (AZEVEDO et al. 2016a; AZEVEDO et al. 2016b; CALGAROTO et al., 2015; FAN et al., 2012; MATIOLO et al., 2004; MIETTINEN et al., 2010; SOBHY, 2013; SOBHY e TAO, 2013; YOON, 1993).

O objetivo do CAI é provocar a agregação entre partículas e posterior flotação através do condicionamento da polpa em regime de alta turbulência (BRUM et al., 1995; ENGEL et al., 1997; NEGERI et al., 2006; ROSA, 1997; ROSA et al., 1998; RUBIO, 2013; VALDERRAMA e RUBIO, 1998; VALDERRAMA et al., 2001). Nessas condições ocorre a adesão das partículas finas entre si ou na superfície das partículas maiores, por efeito hidrofóbico (RUBIO, 2013; TESTA e RUBIO, 2008).

Outra forma de melhorar a captura de partículas F-UF utiliza a injeção de bolhas mais finas (micro e nanobolhas), ampliando a distribuição de tamanho de bolhas e aumentando o

valor de S_b (fluxo de área superficial de bolhas). Os fenômenos envolvidos são a formação de camadas de micro (MBs) e nanobolhas (NBs) na superfície de partículas hidrofóbicas (aumento da hidrofobicidade); agregação de partícula F-UF pelas MBs/NBs aumentando a probabilidade e a cinética de flotação dos F-UF (AZEVEDO et al. 2016a; AZEVEDO et al. 2016b; CALGAROTO et al., 2015; FAN et al., 2012; MIETTINEN et al., 2010).

Entretanto, essas técnicas ainda não foram incorporadas, de forma massiva, em processos industriais, com exceção ao CAI e a flotação extensora, e por esses motivos, os estudos nessa área devem ser validados no setor de P&D.

Nessa tese foi analisada a eficiência de recuperação de frações minerais grossas com uma tecnologia recente, aplicada a sistemas minerais com baixo teor e grau de liberação, como são os sulfetos metálicos (minério sulfetado de cobre). O desempenho do equipamento HydroFloatTM (floto-elutriador) foi estudado em virtude de não existir trabalhos que avaliaram o comportamento do equipamento para esse tipo de minério por fração granulométrica.

Em relação ao processamento de frações finas a tese objetivou avançar com a aplicação do condicionamento em alta intensidade (CAI), injeção de micro e nanobolhas (MBs/NBs), entre outras, validando estudos anteriores e verificando a técnica da flotação com nanobolhas, algo recente.

Portanto, a Tese teve como objetivo geral estabelecer um panorama atual de técnicas de potencial científico-tecnológico em relação à melhora da recuperação e minimização das perdas minerais em frações grossas e finas.

Os objetivos específicos foram realizar:

- i. Estudos de recuperação de partículas grossas por floto-elutriação (FE) com:
 - Adequação da granulometria de uma amostra de minério sulfetado de cobre; caracterização granulométrica e química da alimentação e dos produtos (concentrado e rejeito);
 - Determinação de ensaios padrões-comparativos de flotação convencional (FC) em célula mecânica e de floto-elutriação (FE) em HydroFloatTM (escala laboratorial);
 - Avaliação comparativa entre a FE e a FC, utilizando alimentações com diferentes granulometrias;
 - Estudos com injeção de bolhas intermediárias a floto-elutriação (FE-BI), aumentando o *holdup* de ar;

- Estudos de liberação mineral das amostras de minério sulfetado de cobre.

- ii. Estudos de recuperação de partículas finas e ultrafinas (F-UF) de minério de ouro e cobre por flotação não convencional:
 - Caracterização granulométrica e química de amostra de minério sulfetado de ouro e cobre;
 - Determinação de um ensaio de flotação padrão (STD) em célula mecânica;
 - Estudos de técnicas não convencionais para recuperação de partículas F-UF: condicionamento em alta intensidade (CAI), flotação extensora (EXT), injeção de micro e nanobolhas (MBs/NBs), visando à diminuição das perdas para o rejeito;
 - Avaliação das melhores alternativas em comparação ao ensaio padrão;
 - Estudo de técnicas não convencionais combinadas para a recuperação de partículas F-UF;
 - Sugestão de adequação do fluxograma existente para maior recuperação das frações F-UF.

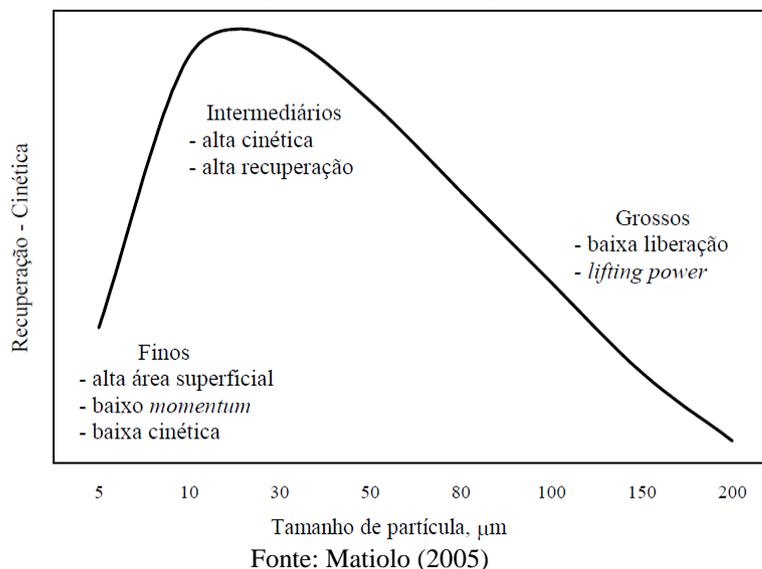
2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 A INFLUÊNCIA DO TAMANHO DE PARTÍCULAS NA FLOTAÇÃO

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 do reator (célula de flotação) ou interface líquido ar, onde são removidas. Atualmente é o processo mais importante na recuperação e/ou concentração, sendo aplicado a diversos sistemas minerais (RUBIO et al., 2003).

A Figura 1 mostra o efeito do tamanho de partícula sobre a recuperação (ou cinética) de flotação. O intervalo de tamanho de partículas que apresentam melhor flotabilidade pode variar com o sistema mineral e também depende da escala de operação (laboratório, planta piloto ou industrial) e concentração de reagentes (BLAKE e RALSTON, 1985; GAUDIN et al., 1942; GONTIJO et al., 2007; KING, 1982; KLIMPEL, 1993; 1995; 1997; LI et al., 1993; LYNCH et al., 1981; MORRIS, 1953; RODRIGUES e RUBIO, 2003; ROSA, 1997; SHANNON e TRAHAR, 1986; SONG et al., 2001; TRAHAR, 1976; 1981).

Figura 1 – Efeito do tamanho da partícula sobre a recuperação ou cinética de flotação.



A baixa recuperação dos grossos ocorre devido a vários fatores, entre os quais se destacam: i. Elevada massa, o que prejudica o carregamento pelas bolhas de ar; ii. Baixos grau de liberação; iii. Grau de adsorção do coletor (hidrofobicidade), devido à área e energia livre superficial, comparada com os finos; iv. Menor estabilidade da espuma; v. Curto tempo

de residência devido ao menor grau de dispersão na polpa e, portanto, menor tempo para captura; e vi. Baixo poder de levitação (*lifting power*) das bolhas nas células (ATA e JAMESON, 2013; DUNNE, 2012; FENG e ALDRICH, 1999; GONTIJO et al., 2007; KING, 1982; MAZON, 2006; MOUDGIL e GUPTA, 1989; OLIVEIRA e AQUINO, 2006; SCHUBERT e BISCHOFBERGER, 1979; TABOSA et al., 2013).

Os principais problemas na recuperação de partículas F-UF são: i. Baixa probabilidade de captura (colisão e adesão) das partículas pelas bolhas (800 μm – 2 mm); ii. Curto tempo de residência para a captura; iii. Arraste mecânico; iv. Recobrimento por lamas (baixo teor e seletividade); v. Maior capacidade e menor seletividade na adsorção de reagentes; vi. Rigidez da espuma (JOHNSON, 2006; LIU et al., 2002; PEASE et al., 2005; RUBIO et al., 2004).

A otimização simultânea da recuperação dessas partículas numa máquina de flotação convencional é praticamente impossível (SCHUBERT e BISCHOFBERGER, 1979).

2.2 ALTERNATIVAS PARA O AUMENTO DA RECUPERAÇÃO DE PARTÍCULAS GROSSAS NA FLOTAÇÃO

As alternativas para aumento da recuperação dessas frações na flotação primária são, entre outras:

1. Classificar a alimentação em grossos e finos e tratar as frações em circuitos separados (ANTHONY et al., 1975; KOHMEUNCH et al., 2010; LANE e RICHMOND, 1993; SMALL et al., 1997; TRAHAR, 1976; 1981);
2. Aumentar o tempo de residência em unidade de flotação (DUNNE, 2012; FUERSTENAU et al., 2007);
3. Favorecer o arraste em células convencionais e operar com bias negativo em colunas de flotação (BARBERY, 1989; BRUM et al., 2012; BRUM, 2004; OTEYAKA e SOTO, 1995; SOTO, 1992; SOTO e BARBERY, 1991);
4. Realizar adição estagiada de coletor ao longo do circuito (BAZIN e PROULX, 2001; REYES BAHENA et al., 2006);
5. Uso de novas células, baseadas no conceito de flotação e elutrição conjunta (AWATEY et al., 2014; FOSU et al., 2015; JAMESON, 2010; KOHMEUNCH et al., 2013; 2010; 2007).

2.2.1 Adição estagiada de coletor

O condicionamento *Split* (ANTHONY et al., 1975; KOHMUENCH et al., 2010; LANE e RICHMOND, 1993; SMALL et al., 1997; TRAHAR, 1976; 1981), no qual as partículas grossas e finas são separadas e condicionadas independentemente, poderia ser uma alternativa para a recuperação por flotação. Porém, esse condicionamento diferenciado requer o uso de tanques de condicionamento extra, e ainda não é reconhecida como uma prática padrão na indústria.

Já, a forma como os reagentes são distribuídos por um banco produzem um efeito semelhante ao do condicionamento dividido, sem que haja a necessidade de classificação granulométrica requerida.

Uma revisão de trabalhos realizada por Bazin e Proulx (2001), concluiu que a distribuição estável de reagentes em um banco de flotação é praticada em plantas para dar um impulso à flotação após as primeiras células. Uma distribuição típica de reagentes utiliza mais de 75 % do coletor no início do banco de flotação com o restante distribuído pelo banco. Os resultados dos ensaios exploratórios de laboratório e em larga escala mostraram que, usando 50 % ou menos do coletor na parte superior do banco, com adições maiores nas células seguintes proporciona maior recuperação de partículas grossas com um consumo de reagente equivalente ou menor. Essa adição inferior no topo do banco é suficiente para permitir a flotação de partículas finas. O coletor remanescente pode então adsorver sobre as partículas mais grosseiras que requerem maior cobertura superficial para serem recuperadas por flotação. Além disso, para mostrar uma melhoria na recuperação de partículas grossas, os ensaios com baixa adição de coletor na parte superior do banco de flotação proporcionam maior recuperação de partículas finas.

Aquino (1984) avaliou diversas condições de adição estagiada de reagentes em estudo de flotação em escala de laboratório e piloto para uma amostra de minério fósforo-uranífero de Itataia-CE. Somente com adição de reagentes nas etapas *Rougher 1*, *Rougher 2*, e *Scavenger* foi possível atingir teores e recuperações de P_2O_5 de >28 % e >73 %, respectivamente.

No estudo de Reyes Bahena et al. (2006), a adição de coletor (Butil Xantato de sódio) apresentou um efeito significativo na resposta de flotação da calcopirita no banco *scavenger*. Ao adicionar o coletor na alimentação do *scavenger*, a recuperação final da calcopirita aumentou 20 %, o que significou um aumento de 1,7 % do rejeito grosso da etapa *rougher*.

A adição estagiada de reagentes foi utilizada para melhorar o teor de cobre e a recuperação de frações de tamanho grosso ($>100 \mu\text{m}$) em células de flotação *rougher* industriais. Devido à baixa eficiência do circuito de moagem primária, as partículas grossas compunham predominante a alimentação da flotação *rougher*. A adição estagiada dos coletores isopropil xantato de sódio (Z11), ditiofosfato e mercaptobenzotiazol (Nascol-451) e xantato-flomin (C-4132) e espumantes como metil isobutil carbinol (MIBC) e Aerofroth 65 (A65) foram avaliadas. Três padrões diferentes de adições foram testados como: 75-25-0, 75-0-25 e 75-13-12 %. A recuperação de cobre melhorou cerca de 2 % com o padrão de adição de 75-13-12 no circuito *rougher*. A análise de recuperação de cobre por tamanho revelou o efeito significativo da adição estagiada de reagentes na melhoria da recuperação de partículas grosseiras (HASSANZADEH e KARAKAŞ, 2016).

2.2.2 Flotação *Flash* e *Unit*

A célula de flotação *flash* tem sido utilizada para aumentar a recuperação na concentração de minérios de metais básicos e preciosos, e produzir concentrados de flotação mais grossos. Ela é instalada no circuito de moagem e classificação, sendo normalmente alimentada com *underflow* dos hidrociclones e, em casos especiais com a descarga do moinho. O concentrado *flash* normalmente tem teor de concentrado final e é enviado para a etapa de desaguamento junto com os concentrados de outros setores da usina de concentração. Por ser mais grosso, quando adicionado ao concentrado final, melhora a filtração do concentrado, reduz os custos envolvidos nessa etapa e reduz a umidade final do concentrado (ANDRADE et al., 2002).

Em circuitos de moagem parte das partículas de minerais de alto valor comercial podem estar suficientemente liberadas no tamanho grosso. Entretanto, essas partículas permanecem na carga circulante do moinho até que tenham sido cominuídas ao tamanho no qual serão descarregadas pelo *overflow* dos hidrociclones. Além disso, partículas de minerais com alta massa específica podem ser direcionadas para o *underflow* dos ciclones mesmo nas frações finas. Esses fatores podem levar a uma moagem excessiva, dificultando a recuperação dessas partículas por flotação ao atingirem o tamanho fino. A flotação *flash* é utilizada para remover as partículas grossas flotáveis o mais rápido possível, prevenindo assim a sobre-moagem (MACKINNON et al., 2003; MATIOLO, 2005; NEWCOMBE et al., 2012).

Instalada como uma etapa anterior ao circuito de flotação convencional, produz uma alimentação estável ao fornecer um padrão (rejeito flotação *flash*) para o circuito quando o

teor de alimentação é altamente variável. Em muitas operações industriais a célula *flash* aumenta significativamente a recuperação, reduz a massa de alimentação à flotação, gera um concentrado de alto teor contendo as partículas mais hidrofóbicas e de maior cinética de flotação, reduz a formação de F-UF na remoagem, e apresenta outros benefícios tais como redução do número de células convencionais e custos de moagem (MATIOLO, 2005).

Em testes de bancada realizados por Andrade et al. (2002), os resultados indicaram ganhos superiores a 1 % na etapa *rougher* ao se evitar sobreemoagem dos sulfetos.

Estudos realizados com uma coluna de flotação modificada de três produtos com alimentação primária de um minério de ouro, cobre, chumbo e zinco permitiram produzir concentrados super limpos, com teores de cobre superiores a 40 % Cu, baixo conteúdo de material insolúveis (2 %) e recuperações de cobre acima de 32 %. Estes resultados sugerem o emprego da coluna modificada como unidade de flotação rápida ("*rougher-flash* flotation") (RUBIO, 1996; SANTANDER et al., 1994; SANTANDER, 1993; VALDERRAMA et al., 1995).

2.2.3 Floto-elutriação

A floto-elutriação, ao contrário de um separador de leito fluidizado tradicional, opera com a injeção contínua de ar comprimido para favorecer as condições de fluxo não turbulentas e um processo de flotação com a máxima seletividade. O floto-elutriador HydroFloat™ (Figura 2) atua, de acordo com os fornecedores, no contato em contracorrente polpa/bolhas formando um leito fluidizado com elevado teor de sólidos onde ocorre a colisão e adesão de múltiplas bolhas, reduzindo a densidade aparente das partículas grossas. O transbordo do elutriado aumenta a recuperação desses agregados formados (AWATEY et al., 2014; MANKOSA et al., 2016; KOHMUENCH et al., 2007; 2010; 2013; WINGATE e KOHMUENCH, 2016).

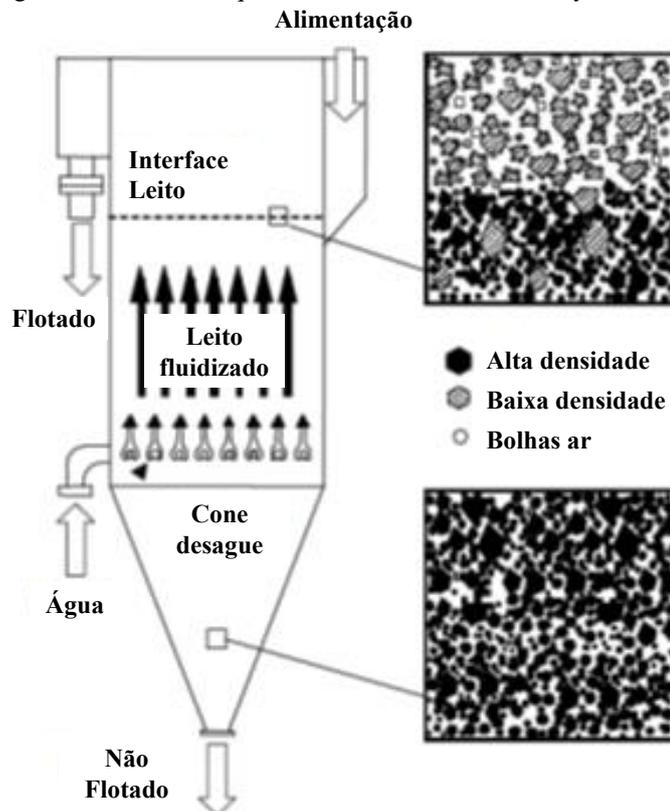
Como resultado, o equipamento permitiria uma melhor captura de frações mais grossas pelas bolhas, podendo também diminuir a probabilidade de desprendimento de bolha/partícula, aumentando assim a recuperação de partículas maiores que são difíceis de tratar. Nos últimos anos, essa tecnologia tem sido aplicada a minerais industriais, com várias unidades em grande escala instaladas para recuperar partículas de até 3 mm de diâmetro no setor de mineração industrial.

Entretanto, os sistemas minerais onde os melhores resultados foram obtidos são de alto teor de componentes de valor e liberação em granulometrias maiores que os dos sulfetos metálicos.

Muitos artigos recentes têm mostrado exemplos de aplicações, vantagens e tendências futuras das células de floto-elutriação e suas semelhanças com colunas de elutriação ou colunas com bias negativo.

A Tabela 1 resume alguns dos recentes estudos de flotação de partículas minerais grossas por floto-elutriação em diversas escalas de aplicação (bancada, piloto e industrial) e sistemas minerais (minerais industriais, carvões, sulfetos), e alguns comparativos com a flotação convencional em células mecânicas.

Figura 2 – Desenho esquemático do floto-elutriador HydroFloat™.



Fonte: Adaptada de Mankosa e Luttrell (2002)

Tabela 1 – Principais estudos de floto-elutriação (FE).

Autor (Ano)	Escala Processo	Sistema Mineral/Minério	Parâmetros Separação/Comentários Gerais
Mehrfert (2017)	Laboratório (FE e FC) (Ø – célula diâmetro = 140 mm)	Alimentação Calcopirita e Pirita (P80 - FC: 0,547 mm; FE: 0,675 mm - Sem finos: >150 µm)	Teor Alimentação Cu = 0,3 % Recuperação Cu (>212 µm) - FE: 41 % > FC
		Rejeito <i>Rougher</i> Calcopirita, Bornita e Pirita (P80 - FC: 0,447 mm; FE: 0,546 mm - Sem finos: >150 µm)	Teor Alimentação Cu = 0,04 % Recuperação Cu (>212 µm) - FE: 18 % > FC
		UF Ciclone Calcopirita e Pirita (P80 - FC: 0,383 mm; FE: 0,412 mm- Sem finos: >150 µm)	Teor Alimentação Cu = 0,23 % Recuperação Cu (>212 µm) - FE: 24 % > FC Para frações >600 µm a recuperação diminui.
Mankosa (2017)	Comparação entre FC com FE	Potássio (<i>Topsite</i> : 4 mm)	Recuperação de K ₂ O (FC Usina) = 60 % Recuperação de K ₂ O (FE) = 90 %
Wingate e Kohmuench (2016)	Dados de Kohmuench et al. (2007; 2010).		
Miller et al. (2016)	Laboratório (FE e FC) (Ø – célula diâmetro = 150 mm)	Minério sulfetado Ouro (+0,15 -1mm)	FE: Recuperação massa = 21,6 %; Recuperação S = 68,1 %; Teor S = 3,9 % FC: Recuperação massa = 4,6 %; Recuperação S = 42,9 %; Teor S = 8,1 %
Mankosa et al. (2016)	Simulação (Comparação circuito FC+FE adicionando estágios de classificação, com a FC)	Minério de cobre pórfiro (FE: P80 = 0,3 mm; FC: P80 = 0,2 mm)	Teor Alimentação Cu = 0,58 % FC+FE: Recuperação Cu = 87,5 %; Teor Cu = 11 % FC: Recuperação Cu = 88 %; Teor Cu = 11 % Redução da carga circulante da usina de 300 % (FC) para 190 % (FC+FE); Aumento de 20 a 25 % na capacidade da usina; Diminuição do conteúdo de finos (<10 µm) na etapa de FC.
Mankosa et al. (2016)	Laboratório (Ø = 150 mm)	Rejeito de Minério de cobre (+0,125 -0,6 mm)	Teor Alimentação Cu = 0,2 % Teor Alimentação Mo = 0,05 % Recuperação Cu = 60-65 % Recuperação Mo = 40-45 % Teor Cu = 0,5-1,8 % Teor Mo = 0,05-0,5 %
	Piloto (Ø = 300 mm)	Rejeito de Minério de cobre (+0,125 -0,4 mm)	Teor Concentrado Cu = 1 % Teor Concentrado Mo = 0,05 % Recuperação Massa = 3,3 % Recuperação Cu = 60 %
Awatey et al. (2015)	Laboratório (FE e FC)	Minério de cobre - Calcopirita FE: P80 = 0,5 mm e +0,15 mm FC1: -0,15 mm FC2: P80 = 0,15 mm	Teor Alimentação = 4 % Recuperação Cu: FE+FC1 = 82,4 % e FC2 = 97 % Consumo de energia: FE+FC1 (41 %) < FC2

Tabela 1 – Conclusão

Autor (Ano)	Escala Processo	Sistema Mineral/Minério	Parâmetros Separação/Comentários Gerais
Fosu et al. (2015)	Laboratório (FE e FC)	Compósitos sintéticos de quartzo (mineral de valor) na matriz e borato de chumbo (gangá) (+0,250 -0,6 mm)	Partículas de bloqueio complexo Recuperação Massa: FE = 87 %; FC = 38 % Partículas de bloqueio simples Recuperação Massa: FE = 85 %; FC = 78 %
Awatey et al. (2013; 2014)	Laboratório (FE e FC)	Esfalerita (+0,25 -1,18 mm) Partículas Quartzo (+0,25 -1,18 mm) Utilizados para formar o leito fluidizado	O ângulo de contato necessário para flotação de partículas grossas de esfalerita na FC foi superior que a FE, e aumentou com o aumento do tamanho de partícula. A recuperação de grossos de esfalerita aumentou com o aumento da altura do leito, a velocidade superficial de fluxo de gás e água. A recuperação foi maior na FE para partículas maiores que 0,45 mm.
Kohmuench et al. (2013)	Laboratório (Ø = 150 mm)	Minério de Cobre/Chumbo/Zinco (+0,2 -0,8 mm)	Recuperação massa = 13 – 26 %; Recuperação Cu = 70 %; Razão Enriquecimento Cu = 3 Recuperação Zn = 90 %; Razão Enriquecimento Zn = 5 Recuperação Pb = 90 %; Razão Enriquecimento Pb = 4,8
	Laboratório (FE e FC)	Minério de Cobre (+0,6 -1,2 mm e +0,125 -0,6 mm). O teor de alimentação não foi determinado.	FE (+0,125 -0,6 mm): Recuperação = 93,5 – 99 % Cu FE (+0,6 -1,2 mm): Recuperação = 70 – 78 % FC: Recuperação = 2,0 %
Kohmuench et al. (2013)	Laboratório	Ouro (-0,1 +0,5 mm)	Teor Alimentação = 3,6 g.t ⁻¹ Recuperação massa = 0,7 – 2,0 % Recuperação Au = 98 % Teor concentrado Au = 400 g.t ⁻¹
	Piloto (Ø = 400 mm)	Ouro (-0,1 +0,5 mm)	Recuperação Au = 96 - 99 % Teor concentrado Au = 175 - 500 g.t ⁻¹
Testa et al. (2011)	Piloto	Fosfato (+0,15 mm)	Teor concentrado = 30 % P ₂ O ₅ Recuperação Apatita = 90 %
Kohmuench et al. (2007; 2010)	Laboratório (Ø = 100 mm)	Fosfato (Grosso: +0,425 -0,71 mm; Ultragrosso: -0,71 +1,2 mm)	Grosso: Recuperação BPL = 98 %; Teor BPL = 66,2 %; Teor Insolúveis = 8,1 % Ultragrosso: Recuperação BPL = 96 %; Teor BPL = 66,9 %; Teor Insolúveis = 10 %
	Piloto (Ø = 300 mm)	Alimentação: Grosso e Ultragrosso	Grosso: Recuperação BPL = 90 – 98 %; Teor BPL = 60 %; Teor Insolúveis = 20 % Ultragrosso: Recuperação BPL = 88 – 98 %; Teor BPL = 64 - 69 %; Teor Insolúveis = 5 – 13 %
	Industrial (Grosso: Ø = 2,5 m) (Ultragrosso: Ø = 1,2 m)	Alimentação: Grosso e Ultragrosso	Grosso: FE - Recuperação BPL = 90 %; FC - Recuperação BPL = 80 %; Ultragrosso: FE - Recuperação BPL = 97 %; Recuperação BPL = 64 %.

2.3 ALTERNATIVAS PARA O AUMENTO DA RECUPERAÇÃO DE PARTÍCULAS FINAS E ULTRAFINAS NA FLOTAÇÃO

As alternativas existentes para o aumento da recuperação das partículas F-UF são baseadas na diminuição da geração destas, melhor captura de partículas por bolhas e agregação das partículas problema. Assim, várias técnicas foram desenvolvidas baseadas no aumento da distribuição do tamanho de bolhas e no aumento do tamanho das partículas, via agregação. As técnicas com maior potencial são o condicionamento em alta intensidade (CAI) (RUBIO, 2013; TESTA e RUBIO, 2008); e flotação com injeção de bolhas de diâmetro menor às produzidas pelas células convencionais (MATIOLO et al., 2004; YOON, 1993).

O objetivo do CAI é provocar a agregação entre partículas e posterior flotação através do condicionamento da polpa em regime de alta turbulência (RUBIO, 2013). Nessas condições ocorre a adesão das partículas finas entre si ou na superfície das partículas maiores, por efeito hidrofóbico (RUBIO, 2013; TESTA e RUBIO, 2008).

Outra forma de melhorar a captura de partículas F-UF utiliza a injeção de bolhas mais finas (micro e nanobolhas), ampliando a distribuição de tamanho de bolhas e aumentando o valor de S_b (fluxo de área superficial de bolhas). Os fenômenos envolvidos são a formação de camadas de micro (MBs) e nanobolhas (NBs) na superfície de partículas hidrofóbicas (aumento da hidrofobicidade); agregação de partícula F-UF pelas MBs/NBs, aumentando a probabilidade e a cinética de flotação dos F-UF (AZEVEDO et al. 2016a; AZEVEDO et al. 2016b; CALGAROTO et al., 2015; FAN et al., 2012; MIETTINEN et al., 2010).

Entretanto, essas técnicas ainda não foram incorporadas, de forma massiva, em processos industriais, com exceção ao CAI e a flotação extensora, e por esses motivos, os estudos nesta área devem ser validados no setor de P&D.

2.3.1 Flotação com condicionamento em alta intensidade

Os condicionadores na flotação são tanques agitados onde são adicionados os reagentes, e a intensidade de agitação está estreitamente associada com o tempo requerido para que as reações físicas e químicas ocorram (LASKOWSKI, 2007).

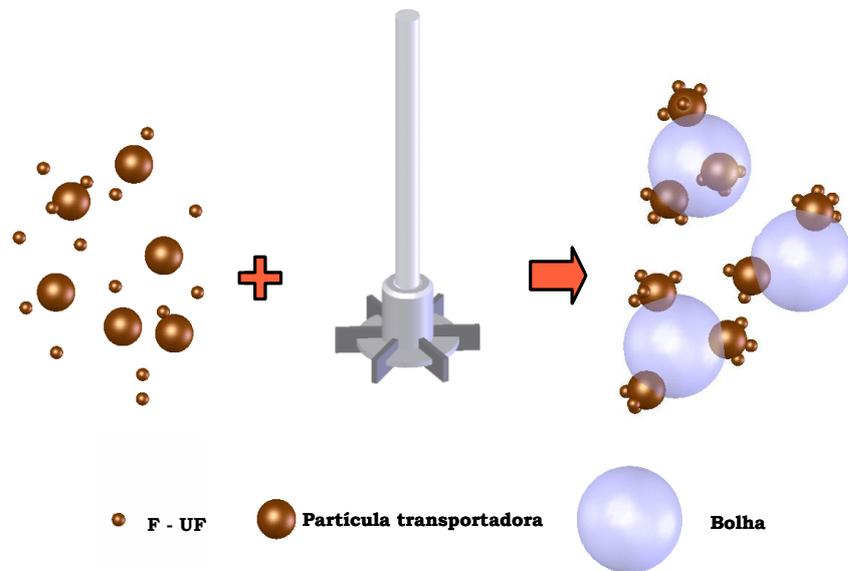
O condicionamento em alta intensidade (CAI), por outro lado, é baseado na necessidade de exceder a transferência mínima de energia, sob um adequado aumento de turbulência ou do tempo de agitação, para que ocorra a agregação seletiva induzida das partículas (frações) de tamanho fino. O limite mínimo de 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.) (TESTA, 2008).

De acordo com a literatura, ocorrem diversos fenômenos no CAI, entre os quais podem ser citados os seguintes:

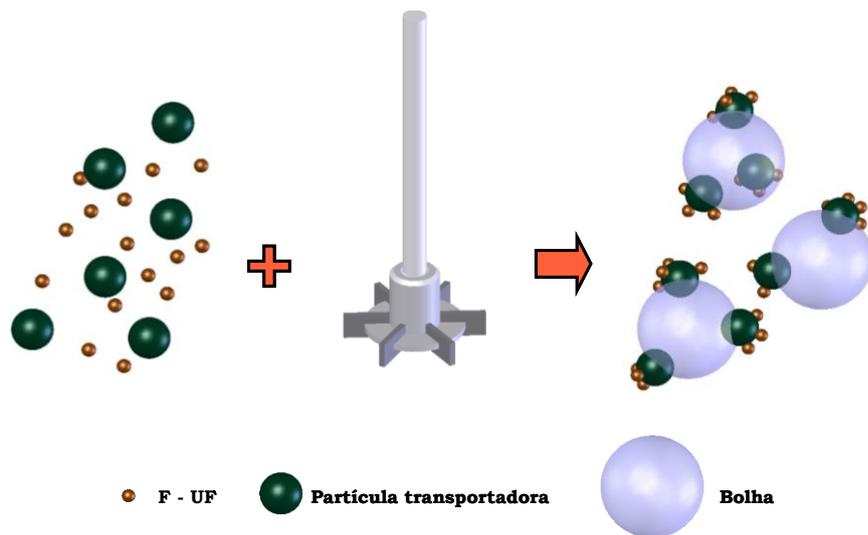
- A adesão "provocada" (forçada/induzida) das partículas F-UF entre si, por efeito hidrofóbico, ou na superfície das partículas maiores (médias e/ou grossas) alcançando tamanhos adequados para a flotação. Essa adesão é obtida através da agitação intensa que permite otimizar as colisões efetivas causando a "agregação" das partículas. Se as partículas agregadas são de composição mineralógica diferente, ocorre a heteroagregação e o processo de flotação é conhecido como flotação transportadora. Já, se ocorre o contrário, ou seja, as partículas sejam da mesma espécie, é verificada a homoagregação, e a flotação é chamada autotransportadora (Figura 3 e 4).
- 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 aumentando a hidrofobicidade;
- Ocorre uma diminuição do tamanho médio das bolhas pela incorporação de microbolhas à polpa, geradas pela cavitação provocada pela alta velocidade periférica presente nas pás do impelidor, resultando em uma floculação hidrofóbica causada por uma ponte de bolhas, e incrementando os valores de P_c e P_a (probabilidades de colisão e adesão) (SUN et al., 2006). A nucleação da bolha na superfície da partícula elimina a necessidade do estágio de colisão para uma coleção da partícula (ZHOU et al., 1994), fazendo com que aumente a recuperação.
- Aumento da difusão e adsorção (quantidade e cinética) dos reagentes (coletores), resultando em uma economia na dosagem (BRUM et al., 1997; VALDERRAMA e RUBIO, 1998).

Figura 3 - Adesão por homoagregação e flotação autotransportadora.



Fonte: Testa (2008)

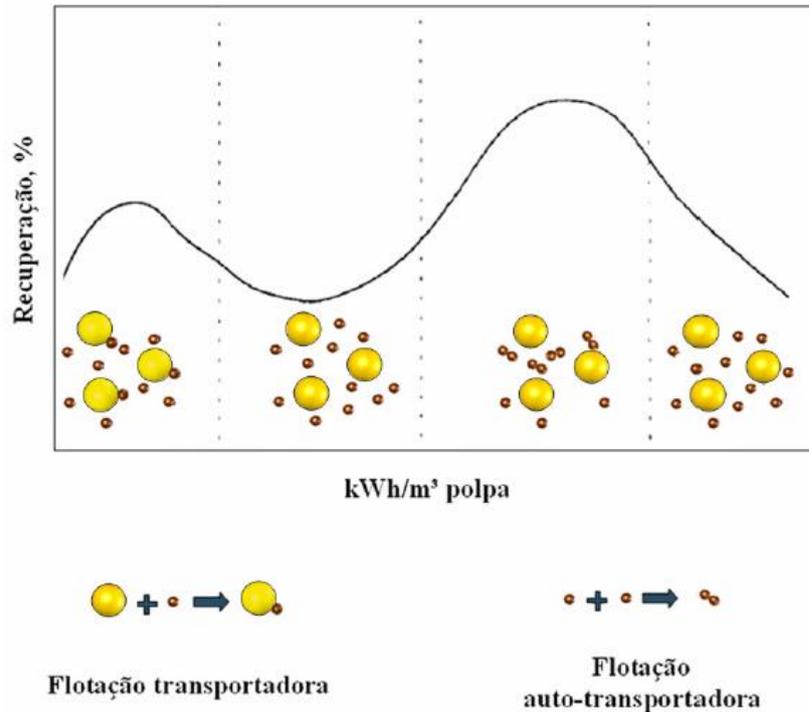
Figura 4 - Adesão por heteroagregação e flotação transportadora.



Fonte: Testa (2008)

Em estudos da adição de uma etapa de condicionamento turbulento com sulfeto de zinco e com minério de ouro foram observados o aumento de recuperação em dois pontos distintos, com diferentes energias transferidas à polpa (expresso em $\text{kWh}\cdot\text{m}^{-3}$ de polpa), conforme mostrado na Figura 5. Isso pode ser devido à formação de agregados hidrofóbicos entre partículas com diferentes granulometrias, entre finas e médias, e finas e finas (ROSA et al., 1998; VALDERRAMA e RUBIO, 1998).

Figura 5 - Fenômeno de agregação de partículas durante estágio de condicionamento e mecanismos da flotação.



Fonte: Valderrama e Rubio (1998)

Existem diversos fatores que influenciam a agregação sendo: o tamanho das partículas, sua carga superficial, sua hidrofobicidade, o tempo que as partículas em suspensão são agitadas, a velocidade de agitação e a proporção de minerais de valor na polpa (JARRETT e WARREN, 1977; KOH e WARREN, 1981). Outra variável importante é a geometria do sistema (impelidor e tanque) estudada por diversos autores (ENGEL et al., 1997; NEGERI et al., 2006; ROSA, 1997; VALDERRAMA et al., 2001).

Geometria do CAI

A geometria do sistema, tanque e impelidor, tem forte influência no rendimento do CAI sobre a flotação. O reator deve operar em um regime turbulento alcançado devido a uma alta rotação transmitida ao eixo pelo motor (TESTA, 2008).

Tanques e vasos cilíndricos verticais com fundo plano ou arredondado são, geralmente, os mais utilizados em sistemas mecânicos agitados. Outros tipos de recipientes também são utilizados para estes sistemas dependendo então de variáveis como espaço, processo, disponibilidade de tanques, etc., podendo ser do tipo cilíndrico horizontal, quadrados ou retangulares. Em geral, tanques de seção quadrada são mais adequados para sistemas agitados, pois produzem níveis de turbulência superiores aos tanques cilíndricos (TESTA, 2008).

Usualmente, a relação entre a altura do líquido e do diâmetro do tanque fica entre valores compreendidos de 0,5 a 1,5, sendo esta razão denominada de razão de enchimento (TESTA, 2008).

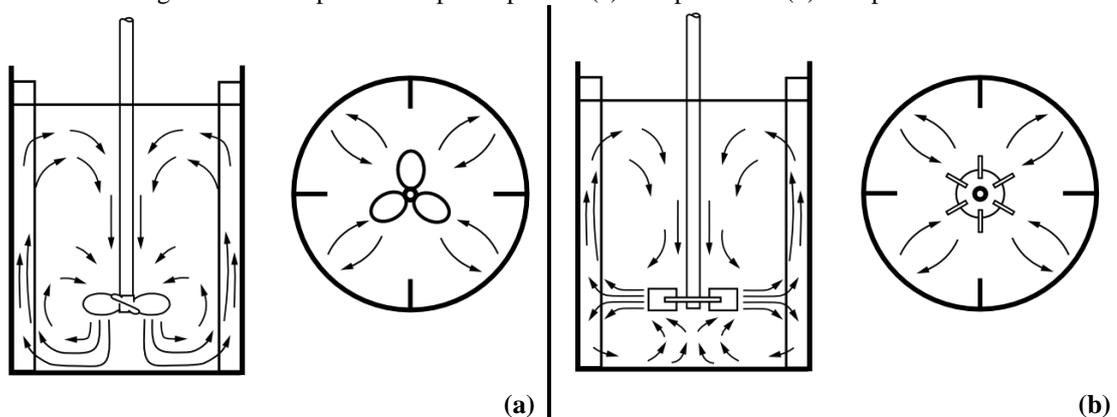
A adição de defletores também auxilia no desempenho, o uso adequado assegura boa agitação ao longo de todo vaso, enquanto o uso excessivo reduz o fluxo de massa e localiza a mistura, resultando em um rendimento baixo (OLDSHUE, 1983). É recomendado utilizar defletores com até 1/10 do diâmetro do tanque.

Rosa (1997) estudou o condicionamento turbulento na flotação de minério sulfetado de chumbo e zinco, onde aplicou o CAI com quatro, dois e sem defletores, obtendo um ganho na recuperação da flotação com o aumento do número de defletores utilizados.

Os impelidores utilizados para sistemas com sólidos e líquidos são divididos basicamente em duas classes, axial e radial, dependendo do tipo de fluxo que irá provocar na polpa, conforme mostrado na Figura 6.

Negeri et al. (2006) comparou o desempenho do CAI com impelidores axial e radial na flotação de um sistema Cu-Pb-Zn. Os experimentos mostraram um incremento nas recuperações de Cu e Pb com o impelidor radial, enquanto o Zn manteve a mesma recuperação para os dois sistemas. Valderrama et al. (2001) comparou os tipos de impelidores na flotação de um minério de Cu-Au, e obteve uma melhor recuperação metalúrgica quando utilizou os impelidores do tipo axial no CAI. Testa et al. (2009) também observou que o impelidor de fluxo radial apresentou um melhor rendimento que um de fluxo axial, provavelmente em função do maior número de colisões efetivas.

Figura 6 - Fluxo provocado por impelidor (a) do tipo axial e (b) do tipo radial



Fonte: Adaptada de Perry e Green (1997).

Cálculo da potência transmitida à polpa

A energia transferida à polpa na etapa de condicionamento pode ser expressa em termos de kWh·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 (VALDERRAMA e RUBIO, 1997; VALDERRAMA, 1997; ENGEL et al., 1997; ROSA et al., 1998; CHEN et al., 1999; MATIOLO, 2005; TABOSA, 2007; TESTA et al., 2009).

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,

$$P = I \cdot V \quad (1)$$

onde I é o valor instantâneo da corrente e V é o valor instantâneo da tensão. Se I é determinado em ampères (A) e V em volts (V), P fica definido em watts (W). 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.

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 cosseno do seu ângulo de defasamento. Isto é,

$$P = I_e \cdot V_e \cdot \cos\varphi \quad (2)$$

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 $\cos\varphi$ é denominado fator de potência. Se I_e está em ampères e V_e em volts, P estará em watts. Esse 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.

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

$$S = I_e \cdot V_e \quad (3)$$

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 Tabela 2 (adaptada de Testa, 2008) mostra os principais estudos de condicionamento em alta intensidade publicados.

Tabela 2 - Principais estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI).

Autor	País/Sistema mineral	Descrição
Rubio e Brum (1994)	Brasil/Chile / Cu/Mo	Influência do estágio do CAI na recuperação de sulfetos de cobre e molibdênio em escalas de laboratório e piloto. Ganhos >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 e os principais parâmetros envolvidos foram à turbulência e a concentração de coletor.
Davis e Hood (1994)	EUA / Fosfato	Estudo do CAI na flotação <i>rougher</i> de grossos de fosfato com 4 tipos de condicionadores e o tempo de condicionamento. A recuperação metalúrgica aumenta com o CAI e o quartzo, inicialmente ativado pelos reagentes perde a ativação com a ação da agitação.
Valderrama e Rubio (1998); Valderrama (1997)	Chile / Ouro	O efeito do CAI na pré-flotação de Au foi estudado em escala de laboratório, mantendo-se o grau de turbulência constante e variando a energia transferida à polpa. Com CAI aumentou em 24 % na recuperação de Au, 50 % no teor e 3 a 4 vezes maior a constante cinética. Partículas finas aderem-se melhor à superfície das grossas (Au e FeS ₂) a baixos valores de energia transmitida à polpa, 0,5 a 2 kWh.m ⁻³ , e a 4 kWh.m ⁻³ os finos agregam-se entre si, porém para >4 kWh.m ⁻³ a ação de forças cisalhantes diminui o efeito.
Engel et al., (1997)	Austrália / Ni	O <i>design</i> do impelidor e a reologia da polpa no CAI foram investigados com o objetivo de criar procedimentos para o “ <i>scale-up</i> ”. Para maiores taxas de cisalhamento e potência por unidade de volume, maiores cinéticas de flotação e melhores valores de teor e recuperação.
Rosa et al. (1998)	Brasil / Sulfeto de zinco	CAI como etapa pré-flotação de finos e ultrafinos de sulfeto de zinco, em escala de laboratório. Foram obtidos aumentos de 14 % nos %R de ZnS e pelo menos 2,8 maior a cinética de flotação, com um aumento de 31 % recuperação real (“ <i>true flotation</i> ”) e uma diminuição no grau de arraste de ganga.
Chen et al. (1999 a,b)	Austrália / Pentlandita (Ni)	O CAI melhora a flotação tanto de minério de Ni com finos quanto sem fração de finos. Ainda houve um aumento significativo na constante cinética de flotação de pentlandita para as frações intermediárias e grossas. A flotação da fração sem finos teve um aumento da constante cinética para todas as frações, exceto para a fração <7 µm. A limpeza da superfície das partículas de pentlandita seria o principal efeito.

Tabela 2 – Continuação

Autor	País/Sistema mineral	Descrição
Bulatovic e Wyslouzil (1999)	Canadá / Sulfeto de chumbo e zinco	CAI na etapa de flotação <i>rougher</i> 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 <i>cleaner</i> . Foram obtidos melhores resultados metalúrgicos e cinéticos.
Aldrich e Feng (2000)	África do Sul / Minérios sulfetados	Comparação entre condicionamento em vasos agitados, ultrassom e uso de “prato vibrador”. CAI 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 et al. (2006)	Canadá / Sulfeto de Zinco	CAI na flotação seletiva de cobre de um sistema mineral Cu/Pb/Zn, em escala de laboratório e industrial. Avaliação do efeito da intensidade do cisalhamento e duração do CAI 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 et al. (2006)	China / Cu/Pb/Zn/Fe	A agregação entre bolhas e partículas no CAI foi estudado e foi constatado que o CAI permite a formação de pequenas bolhas devido à cavitação hidrodinâmica, aumentando a probabilidade de colisão bolha-partícula. No CAI muitas bolhas pequenas são produzidas <i>in situ</i> , 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.
Sun et al. (2008)	China / Sulfeto de zinco	Avaliação do efeito do projeto do rotor, da entrada de energia mecânica e da velocidade de agitação no tamanho do agregado de esfalerita fina. A agregação de partículas melhorada utilizando o impulsor de alta energia e não está relacionada com uma maior entrada de energia no sistema. Já, com o impulsor de baixa energia, o tamanho do agregado diminui com o aumento da velocidade de agitação de 700 a 2500 rpm. Porém, a recuperação não diminui até a velocidade de agitação atingir 2500 rpm.
Testa et al. (2009)	Brasil / Minério de fosfato	Foi avaliado o efeito do CAI na flotação de finos de minério de fosfato, em escalas de laboratório e piloto. Os resultados obtidos mostram que com o CAI ocorre um acréscimo na recuperação de apatita, sem prejudicar o teor de P ₂ O ₅ do concentrado ou o arraste de impurezas. Os resultados em nível de bancada foram validados em escala piloto onde a %R de apatita aumentou, no mínimo, 2 %, com valores de energia transferida à polpa >0,23 kWh.m ⁻¹ de polpa, sem diminuir o teor de P ₂ O ₅ do concentrado ou aumentar as impurezas (sílica e óxidos de ferro).
Sun et al. (2009)	China / Sulfeto de zinco	Estudo constatou a agregação de partículas finas de esfalerita significativamente melhorada numa polpa saturada com CO ₂ por CAI. O tamanho agregado aumentou quando a velocidade de agitação aumentou de 700 rpm para 1500 rpm, além de amentar a cinética de flotação.
Tabosa e Rubio (2010)	Brasil / Sulfeto de cobre	Os melhores resultados foram obtidos com flotação de recirculação de concentrado combinada com condicionamento de alta intensidade (FRC-CAI). Os valores da cinética dobraram, a recuperação de Cu aumentou 17 % e o teor de Cu aumentou 3,6 %. Também houve uma melhora de 32 % dos valores de flotação "verdadeira", equivalentes a 2,4 vezes menores na quantidade de partículas de cobre arrastadas.
Carvalho et al. (2011)	Brasil / Minério de fosfato	Avaliação da aplicação do CAI para o minério fosfático fino em bancada, comparado ao circuito padrão utilizando apenas o condicionamento convencional (Standard). Foram avaliados os impelidores do tipo axial e radial, confirmando que o impelidor radial proporciona maiores ganhos de recuperação metalúrgica.

Tabela 2 – Conclusão

Autor	País/Sistema mineral	Descrição
Jose et al. (2011)	Canadá / Simulação com água	As taxas de dissipação de energia local que governam os fenômenos de cavitação em uma célula de CAI, com dois defletores e com vários impulsores diferentes foram estudadas usando dinâmica de fluidos computacional.
Feng et al. (2012)	China / Minério de níquel	O efeito do comprimento de cadeia de xantato (3 tipos) sobre o desempenho de flotação do minério de níquel foi estudado por diferentes métodos de condicionamento pré-flotação. Comparado com a adição de Calgon (dispersante), o CAI aumentou significativamente a recuperação de pentlandita. Em relação ao tamanho da cadeia hidrocarbonada de xantato, quanto mais longa a cadeia menor a recuperação de Ni ao empregar o CAI e melhor o desempenho da flotação ao utilizar Calgon.
Li et al. (2014)	China / Carvão	Os resultados mostraram que o CAI pode melhorar significativamente o efeito de flotação de carvão fino com alto teor de cinzas e difícil de flotar. Comparado com o efeito da adição de depressor, o CAI apresentou maior redução do conteúdo de cinzas, além da economia de reagentes de flotação.
Yu et al. (2017)	China / Carvão	Os resultados mostram que o condicionamento de alta intensidade melhora bastante a hidrofobicidade da superfície do carvão, produzindo uma superfície limpa e, conseqüentemente, aumenta a adesão entre o carvão e o coletor, o que resulta em um aumento significativo da recuperação da matéria combustível, independentemente do coletor. Além disso, foi verificado que a limpeza da superfície é um fator importante na redução do consumo de reagente.
Yu et al. (2017)	China / Carvão e caulinita	A interação entre partículas de carvão e caulina na presença de agitação foram investigadas na flotação. Os resultados mostram que, na presença de caulinita, a recuperação de carvão diminui de 0 rpm a 1200 rpm e, em seguida, aumenta de 1200 rpm a 2000 rpm, indicando que o recobrimento pela caulinita é maior quando a velocidade de agitação é baixa e diminui em alta velocidade. Além disso, a afinidade entre a caulinita fina e as partículas finas de carvão é mais pronunciada.
Xia et al. (2017)	China / Carvão	Este trabalho visou comparar o desempenho de flotação do carvão utilizando óleo pesado e querosene como coletor. O efeito da velocidade do impelidor durante o processo de condicionamento também foi discutido. A recuperação de carvão aumenta com o aumento da velocidade do impelidor, enquanto o teor de cinzas não é significativamente alterado.
Sun et al. (2017)	China / Carvão	O CAI melhorou a hidrofobicidade da superfície das partículas e o efeito foi mais significativo quando a velocidade de agitação de 2000 rpm. O desempenho da flotação foi ótimo com a velocidade CAI de 1500 rpm e diminuiu à medida que a velocidade de agitação aumentou para 2000 rpm, com a quebra dos agregados formados.

Fonte: Adaptada de Testa (2008)

2.3.2 Flotação extensora

A adição de óleos na flotação visa aumentar a hidrofobicidade e o tamanho das partículas através de processos de agregação, facilitando a captura desses agregados pelas bolhas de ar (CAPPONI, 2005). As técnicas com adição de óleos não polares são classificadas de acordo com a concentração de óleo adicionada (RUBIO, 2002).

A flotação extensora ou *extender* utiliza óleos não polares nas concentrações entre 20 e 100 g.t⁻¹, para provocar uma agregação hidrofóbica e com isso aumentar a recuperação. Os óleos (diesel, querosene entre outros) são utilizados em diversas plantas de flotação, em sistemas de sulfetos metálicos de Cu e Cu/Mo, minério de ferro, carvões (BOS e QUAST, 2000; CAPPONI, 2005; CAPPONI et al., 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; LASKOWSKI, 1992; MATIOLO et al., 2004; RUBIO, 1988; RUBIO et al., 2007). A flotação de carvão ilustra bem o benefício do efeito hidrofóbico pretendido com a adição de óleos. Os carvões, em geral, correspondem a partículas com uma determinada hidrofobicidade natural, devido a isso muitas dessas partículas flutam sem a utilização de coletor e somente com espumantes. A oxidação parcial das partículas reduz a hidrofobicidade e por isso é adicionado o óleo (CAPPONI et al., 2005; LASKOWSKI, 1992; RUBIO, 1988).

A emulsificação de coletores insolúveis (óleos) em água é muito importante dado ao fato de que a emulsificação e a estabilidade das gotas de óleo afetam consideravelmente os resultados de flotação. Aumentando a dispersão do óleo na água através da geração de gotículas de óleo, o número de colisões entre as partículas e as gotas é elevado, e como comprovado em estudos feitos com óleo emulsificado, ocorre um ganho significativo na recuperação (SIS e CHANDER, 2003).

Dmitreva et al. (1970) obteve um incremento de 5 % na recuperação de calcopirita com a adição de diesel emulsificado. Capponi (2005) fez um estudo detalhado com minério sulfetado de cobre e molibdênio que apresentou um ganho de 4,6 % na recuperação real de cobre e 6 % na recuperação metalúrgica de molibdênio utilizando 90 g.t⁻¹ de diesel emulsificado. Rubio et al. (2003, 2004, 2007) e Matiolo et al. (2004) avaliaram o efeito da adição de óleo diesel emulsificado (juntamente com os coletores convencionais) na flotação de finos (entre 40-12 µm) e ultrafinos (<12 µm) de sulfetos de cobre em escala de bancada. Os resultados foram avaliados em termos de teores e recuperação metalúrgica de Cu, constante cinética de flotação, grau de arraste hidrodinâmico e flotação real (“true flotation”). Para concentrações de óleo acima de 60 g.t⁻¹, as recuperações metalúrgicas de Cu variaram entre 85-90 % de Cu (84 % para as condições normais de operação, sem adição do óleo), teores de Cu nos concentrados de flotação entre 14-17 % (15 % sem óleo), e constantes cinéticas foram de 3,5-4,5 min⁻¹ (3 min⁻¹ sem óleo), com a diminuição do grau de arraste e aumento na flotação real. Paiva et al. (2011) realizaram estudos de flotação em escala de bancada com um minério de fosfato, empregando oleato de sódio como coletor (444 g.t⁻¹) e

óleo diesel (100 g.t^{-1}) como co-coletor “extender”, obtendo assim, os melhores resultados. Os teores (médios) dos concentrados foram 39 % de P_2O_5 , baixas concentrações de impurezas (2,0 % SiO_2 , 0,5 % Fe_2O_3 , 0,2 % MgO e 0,4 % Al_2O_3), recuperações de P_2O_5 (>96 %), alcançando taxas de BPL (*Bone Phosphate of Lime*) de até 87 % e razão $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ de 1,3, mostrando a elevada seletividade do processo de tratamento estudado.

Os mecanismos que ocorrem com a adição de óleo (CAPPONI, 2005; LASKOWSKY, 1992) mostram que a interação das gotas de óleo com as partículas já hidrofobizadas pelo coletor decorre devido às forças hidrofóbicas (Figura 7, 8 e 9). Após haver a adesão do óleo nas partículas, a gota se espalha pela superfície da partícula aumentando a sua hidrofobicidade. Esse fenômeno de espalhamento é o que lhe dá o nome de “extender” à técnica e tem o sentido de extensão de uma película superficial. Outro mecanismo provável é o aumento do tamanho das partículas flotáveis via interação hidrofóbica entre as próprias partículas (homoagregação) (CAPPONI, 2005).

Figura 7 - Interação gota/partícula, espalhamento do óleo e formação de lente.

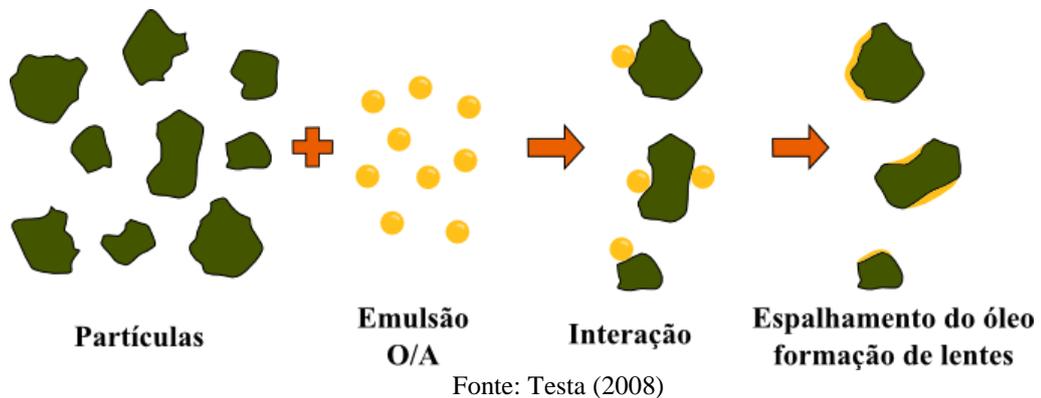


Figura 8 - Adesão bolha/gota/partícula na flotação extensora.

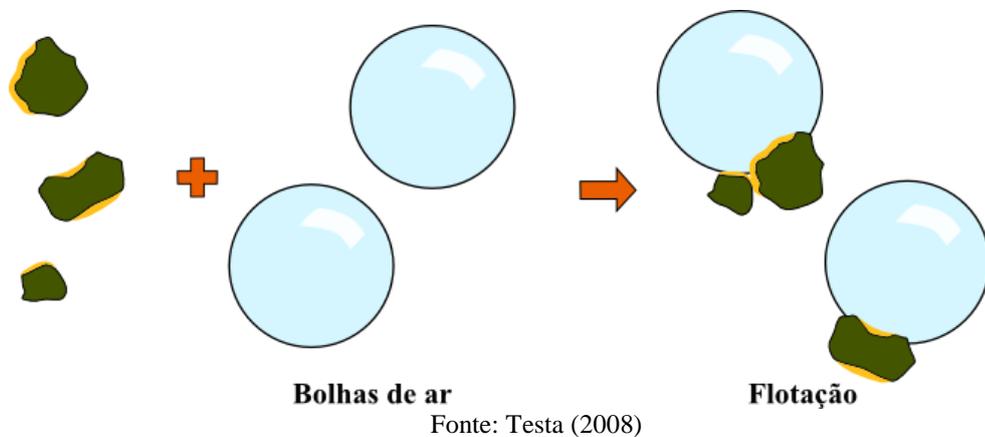
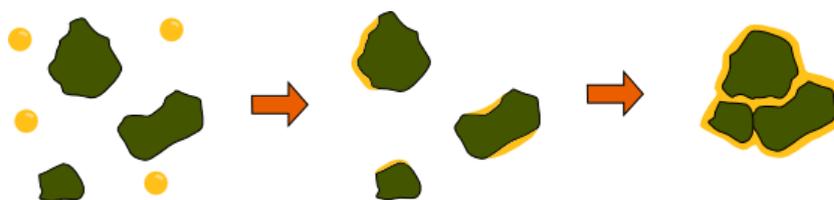


Figura 9 - Fenômeno de agregação por forças de caráter hidrofóbico entre as partículas F-UF recobertas por um filme de óleo.



Fonte: Testa (2008)

Como desvantagens da técnica são observadas o abatimento da camada de espuma e possíveis dificuldades na filtragem com a adição de óleo, além da preocupação com a contaminação das águas, caso o óleo não fique totalmente aderido nas partículas e seja levado ao concentrado (CAPPONI, 2005).

2.3.3 Flotação com micro e nanobolhas

O tamanho das bolhas, assim como o tamanho das partículas (incluído as gotículas) são umas das variáveis físicas de maior impacto no processo de flotação, afetando principalmente a eficiência de coleção partícula/bolha e o “holdup” de ar (razão volume de ar/volume de líquido) (RODRIGUES et al., 2004; RODRIGUES, 2004).

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. Para uma ampla distribuição granulométrica de partículas de valor, teoricamente é necessário uma correspondente distribuição de tamanho de bolhas. Isso não ocorre nas condições atuais de flotação em usinas de tratamento de minérios e por isso, a recuperação das partículas minerais F-UF é normalmente baixa (RUBIO et al., 2003).

A primeira evidência experimental da capacidade de melhora da flotação de partículas finas pela diminuição do tamanho de bolha foi observada no trabalho de Reay e Ratcliff (1973), utilizando bolhas de aproximadamente 100 μm de diâmetro. A geração de bolhas pequenas (<100 μm) é particularmente importante para flotação de partículas finas (5-30 μm) (AHMED e JAMESON, 1985).

Através da equação da constante cinética de flotação se tem discutido que a cinética de flotação aumenta cerca de 100 vezes quando o tamanho de bolhas é reduzido de 655 para 75 μm (AHMED e JAMESON, 1985). Essa é a razão pela qual a geração de bolhas pequenas permanece como um objetivo para qualquer flotação eficiente, especialmente no tratamento

de partículas F-UF. Essas constatações têm sido exploradas e comprovadas como na flotação por ar dissolvido, eletroflotação, flotação em coluna e utilizando geradores de bolhas de tamanho intermediário (entre 100-600 μm) (RODRIGUES, 2004).

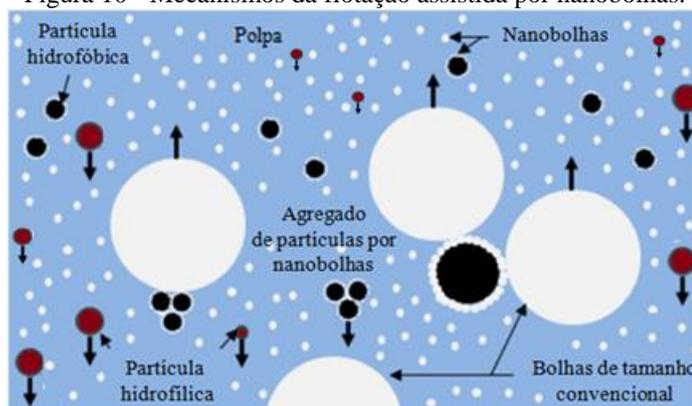
Ao quantificar a adesão de uma bolha em uma gota de betume, Gu et al. (2003) observaram que o tempo de indução (tempo mínimo necessário para adelgaçamento e ruptura do filme entre as duas fases para formação de um agregado estável) é consideravelmente reduzido ao diminuir o tamanho de bolhas de 500 para 120 μm e a velocidade de impacto bolha-gota de betume é, conseqüentemente, amplificada. Em termos de aplicação industrial no processo, condições mais favoráveis à flotação seriam obtidas com uma ampla distribuição de tamanho de bolhas, caracterizada por um pequeno diâmetro médio e uma zona de mistura turbulenta, promovendo uma maior velocidade de impacto bolha-gota.

Cilliers e Bradshaw (1996) concluíram que o sistema ideal na flotação seletiva de minérios para alcançar teores e recuperação deve possuir bolhas pequenas na polpa para aumentar a coleta.

A injeção de pequenas bolhas tal como as nanobolhas (NBs, com diâmetro médio de 150 - 200 nm) e as microbolhas (MBs, com diâmetro médio de 70 μm), associadas ou não a macrobolhas (MBs – diâmetro médio de 1 mm) melhoram a recuperação de partículas finas (Figura 10) (CALGAROTO et al., 2015; CAPPONI et al., 2006; ENGLERT et al., 2011; FAN et al., 2012; SOBHAY, 2013; SOBHAY e TAO, 2013).

A presença de NBs na flotação de minérios tem as seguintes vantagens, entre outras: i. O aumento do ângulo de contato, conferindo maior estabilidade ao agregado partícula-bolha e uma maior probabilidade de flotação; ii. A redução da concentração de coletor necessária à flotação iii. Maior cinética do processo e iv. Servir como núcleos de adesão de micro e macrobolhas (AZEVEDO et al., 2016a; AZEVEDO et al., 2016b; CALGAROTO et al., 2015; FAN et al., 2012; MIETTINEN et al., 2010). Já, a presença de MBs, por sua vez, favorece a probabilidade de colisão bolha-partícula. Entretanto, tanto as NBs como as MBs possuem baixas velocidades de ascensão e capacidade de carregamento, fatores que podem conduzir a resultados indesejáveis no processo quando essas bolhas são usadas de maneira isolada, como serem arrastadas pelo fluxo (bomba de recirculação e/ou rejeito) (FILIPPOV et al., 2000). Assim, uma mistura de bolhas de tamanhos variados, produzidos por métodos diferentes, pode contribuir para melhorar as condições de flotação.

Figura 10 - Mecanismos da flotação assistida por nanobolhas.



Fonte: Adaptada de Xiong (2014).

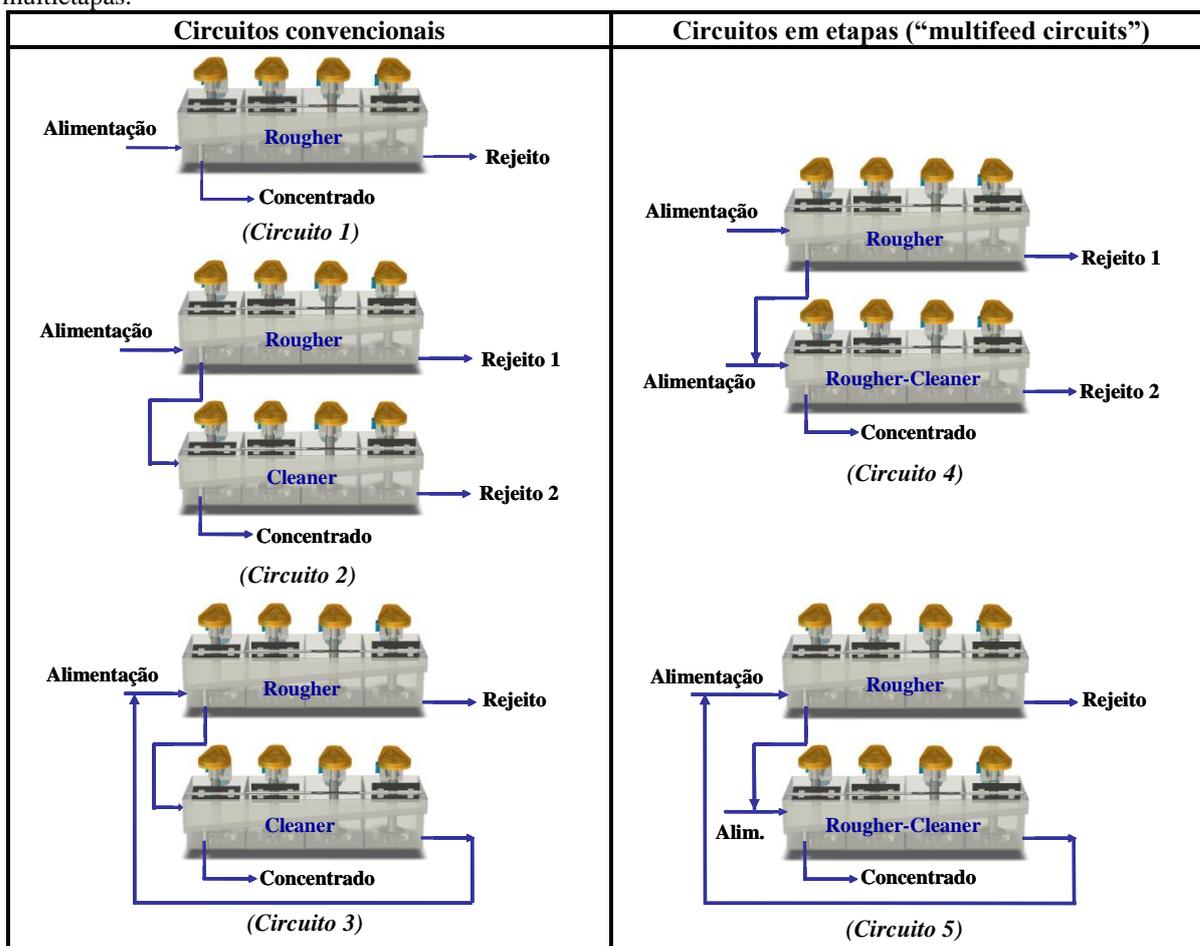
2.3.4 Flotação com reciclo de concentrados

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).

Diferentemente da flotação convencional, utiliza-se 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. Nesses 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. Essas 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). 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 (Figura 11) fornecem melhores teores que nos circuitos convencionais, com menor dosagem de reagentes (coletor e espumante). Esses resultados se explicam em função das interações entre a alimentação "fresca" e partículas já flotadas (com alta cinética de flotação). A Tabela 3 resume os principais estudos de flotação em etapas (*multifeed flotation*).

Figura 11 - Representação esquemática das configurações de diversos circuitos de flotação, convencional e em multietapas.



Fonte: Adaptada de Fuerstenau et al. (2000).

Tabela 3 - Principais estudos de flotação em etapas (*multifeed flotation*).

Autor	País / Sistema mineral	Descrição
Firth et al. (1978); Firth et al. (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), simulados em laboratório, foram 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 o desempenho metalúrgico, 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 foi rejeitada, resultando em produtos mais limpos, com baixos teores de cinzas e pirita, quando comparado à flotação convencional. A seletividade dessa flotação estagiada foi reportada à distribuição granulométrica da alimentação.

Tabela 3 – Continuação

Autor	País / Sistema mineral	Descrição
Fuerstenau (1988); Fuerstenau et al. (2000)	Estados Unidos / Carvão e Molibdenita	Apresentação de uma breve discussão do potencial de diferentes tipos de circuitos de flotação. 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 aos circuitos convencionais, além do menor consumo de reagentes. 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 espumante pela metade.
Hosten et al. (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 avaliadas. A flotação estagiada obteve melhores resultados metalúrgicos.
Proyecto Flotación de finos y ultrafinos-Codelco-Chuquicamata-IM2 (2002)	Brasil/Chile / Cobre	Flotação em multietapas, combinada com outros processos (CAI e injeção de bolhas intermediárias) foi proposta. A flotação em multietapas incluiu uma etapa de flotação convencional e uma segunda etapa com a alimentação composta por uma nova alimentação adicionada ao concentrado (ou uma fração) obtido na etapa anterior. Os resultados obtidos, em laboratório, mostraram que nesse circuito “aberto” com a alimentação dividida em dois fluxos foram obtidas as melhores recuperações e teores das partículas portadoras de cobre que nos circuitos convencionais. As recuperações (do Cu contido) por flotação (<i>rougher</i>) estagiada foram da ordem de 4 - 5 % maiores, bem como os 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 et al. (2005)	Brasil / Cobre	Investigando um circuito de flotação de cobre, com o objetivo de identificar perdas na fração mais fina, propuseram o reciclo do concentrado das últimas células da etapa <i>rougher</i> à alimentação da etapa <i>scavenger-cleaner</i> (com e sem adição estagiada de reagentes). Os resultados obtidos possibilitaram um aumento em 15 % na recuperação de cobre (reciclo do concentrado <i>rougher</i> com adição estagiada de reagentes).
Tabosa (2007); Tabosa et al. (2009); Tabosa e Rubio (2010)	Brasil / Cobre e Fosfato	A FRC foi avaliada na recuperação de partículas minerais finas e ultrafinas de minérios sulfetado de cobre e de fosfato. Os resultados mostraram que a técnica permitiu aumentar os parâmetros de separação (recuperação, teor c cinética) de partículas portadoras de cobre. Os melhores resultados foram obtidos com a FRC e com CAI. Nesses estudos foram obtidos ganhos de 17 % na recuperação metalúrgica 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. Também houve 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 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 FRC também possibilitou o aumento dos parâmetros de separação de partículas portadoras de fosfato, com aumento de 7 % na recuperação metalúrgica de apatita e de 1 % no teor de P ₂ O ₅ , além da redução de ~1 % no teor de impurezas (SiO ₂ e Fe ₂ O ₃).

Fonte: Adaptada de Tabosa (2007)

3 EXPERIMENTAL

3.1 ESTUDOS DE RECUPERAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS GROSSAS POR FLOTO-ELUTRIAÇÃO

3.1.1 Amostra de minério sulfetado de cobre

A amostra de minério de cobre (bruta), proveniente da mineração que está localizada na parte norte do estado da Bahia, distante aproximadamente 490 km de Salvador, foi composta por diversas alíquotas de diferentes frentes de lavra da mineração, totalizando aproximadamente 90 kg de minério. O minério corresponde a uma mistura de sulfetos de cobre como calcopirita e bornita, entre outros.

Essa amostra foi homogeneizada em uma lona plástica com 100 tombos e quarteada pelo método de fracionamento de pilha cônica. As alíquotas obtidas foram armazenadas em baldes de plástico. Esse material foi peneirado a seco em peneiras (marca Granutest, modelo Manupen) de dimensão de 50 x 50 x 10 cm com as malhas: 35 # (500 μm), 48 # (297 μm), 65 # (210 μm), 100 # (149 μm), 200 # (74 μm) e 400 # (37 μm).

O produto retido na malha 35 # foi moído a seco, em moinho de bolas (marca Servitech, modelo CT-248/B), com jarros de cerâmica e corpos moedores de aço para obtenção das frações granulométricas. Alíquotas de 1,0 kg de amostra foram moídas durante 1 h com uma carga de 5 kg de bolas grandes (3,6 cm), 3,9 kg de bolas médias (3,0 cm) e 1 kg de bolas pequenas (1,6 cm) em jarros de 5 L.

O material proveniente dessa moagem foi peneirado nas mesmas malhas, e os produtos retidos em cada uma foram acondicionados em baldes de plástico. As frações obtidas foram homogeneizadas com 100 tombos em uma lona plástica e quarteadas pelo método de fracionamento de pilha cônica. Deste modo, foram coletadas alíquotas para a caracterização granulométrica e análise química.

A composição das amostras com diferentes P80 (produto 80 % passante em determinada malha) foi realizada através de pesagem de alíquotas das frações granulométricas conforme apresentado na Tabela 4.

Para os estudos com partículas grossas foram utilizadas diretamente as frações classificadas (FCI), +297 μm e -297+210 μm .

Tabela 4 - Distribuição granulométrica das amostras de minério de cobre com diferentes P80.

Frações granulométricas (μm)	Percentual em massa para composição dos P80 (μm)		
	130	240	280
+297	2,5	10	15
-297+210	5,0	15	20
-210+149	10,0	20	25
-149+74	35,0	30	25
-74+37	22,5	15	10
-37	25,0	10	5

3.1.2 Análise química

Para análise química de cobre foi necessário a abertura (digestão) das amostras de minério de cobre utilizando água régia (ácido clorídrico + ácido nítrico) e aquecimento. As amostras digeridas foram analisadas, por cobre, em um medidor por absorção atômica de chama (marca Varian, modelo AA110). Todas as análises foram realizadas em duplicata. Detalhes das técnicas de abertura e determinação do teor de cobre são apresentados no Apêndice 1.

3.1.3 Determinação da distribuição granulométrica

As análises granulométricas das frações, da alimentação e dos produtos da flotação e floto-elutriação foram realizadas por peneiramento via úmida, em duplicata, com peneiras de laboratório de 20 cm de diâmetro e 5 cm de altura, com as seguintes malhas: 48 # (297 μm), 65 # (210 μm), 100 # (149 μm), 200 # (74 μm) e 400 # (37 μm), de forma manual e com o auxílio de água proveniente da rede de abastecimento público. O material retido em cada peneira foi seco em estufa a 60 °C por 24 h.

3.1.4 Estudos de liberação mineral

O método utilizado baseou-se na análise de imagem quantitativa. Um MLA (*Mineral Liberation Analyzer*) foi utilizado com imagens de elétrons retroespalhados para definir e classificar as partículas das frações granulométricas da alimentação. A sua composição foi, em seguida, medida por um detector de EDS (Espectroscopia de energia dispersiva de raios-X). A análise de caracterização foi realizada pelo CETEM (Centro de Tecnologia Mineral-MCT), no Rio de Janeiro, com um microscópio eletrônico de varredura equipado com o sistema MLA desenvolvido pela JKMRC (Ying Gu, 2003). A análise modal e medida de fases

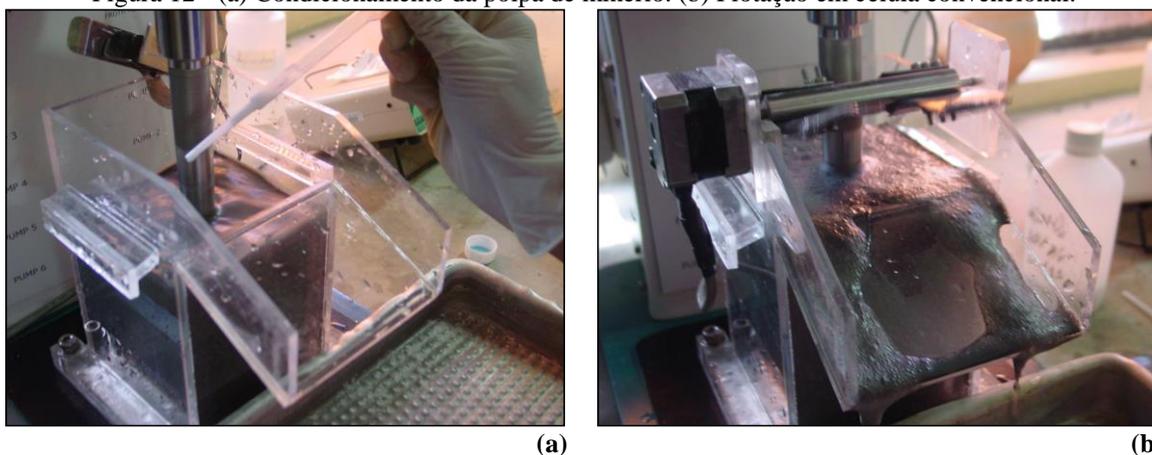
minerais associadas-classes de teor de seções transversais de partículas através de imagens geradas e as fases identificadas.

3.1.5 Estudos de flotação convencional

Os ensaios de flotação convencional (FC) do minério de cobre foram realizados em célula mecânica Edemet (capacidade de 1,5 L), com polpas de 30 % de sólidos em peso, pH 10,5, ajustado com solução de hidróxido de cálcio ($\text{Ca}(\text{OH})_2$). O condicionamento, durante dois (2) min, foi feito com 28 g.t^{-1} do coletor (das partículas portadoras de cobre) Aero Promoter - AP 3477 (Diisobutil ditiofosfato de sódio), e com 20 g.t^{-1} de MIBC (Metilisobutilcarbinol), sob agitação (750 rpm), na própria célula de flotação. Após esse condicionamento, o ar foi injetado na célula a uma vazão variável sendo controlado por um rotâmetro. Os ensaios tiveram uma duração de 9 min e os concentrados foram coletados nos intervalos de flotação de: 0-0,5, 0,5-1, 1-2, 2-3, 3-6 e 6-9 min. A coleta foi feita com auxílio de raspador automático, com velocidade de raspagem da espuma fixa (10 coletas por minuto), mantendo o volume na célula constante, com injeção de água. Na Figura 12 são mostradas algumas fotos dos ensaios de flotação do minério de cobre.

O procedimento adotado foi baseado no procedimento padrão de flotação em bancada, detalhado no Apêndice 2 e realizados em duplicata.

Figura 12 - (a) Condicionamento da polpa de minério. (b) Flotação em célula convencional.



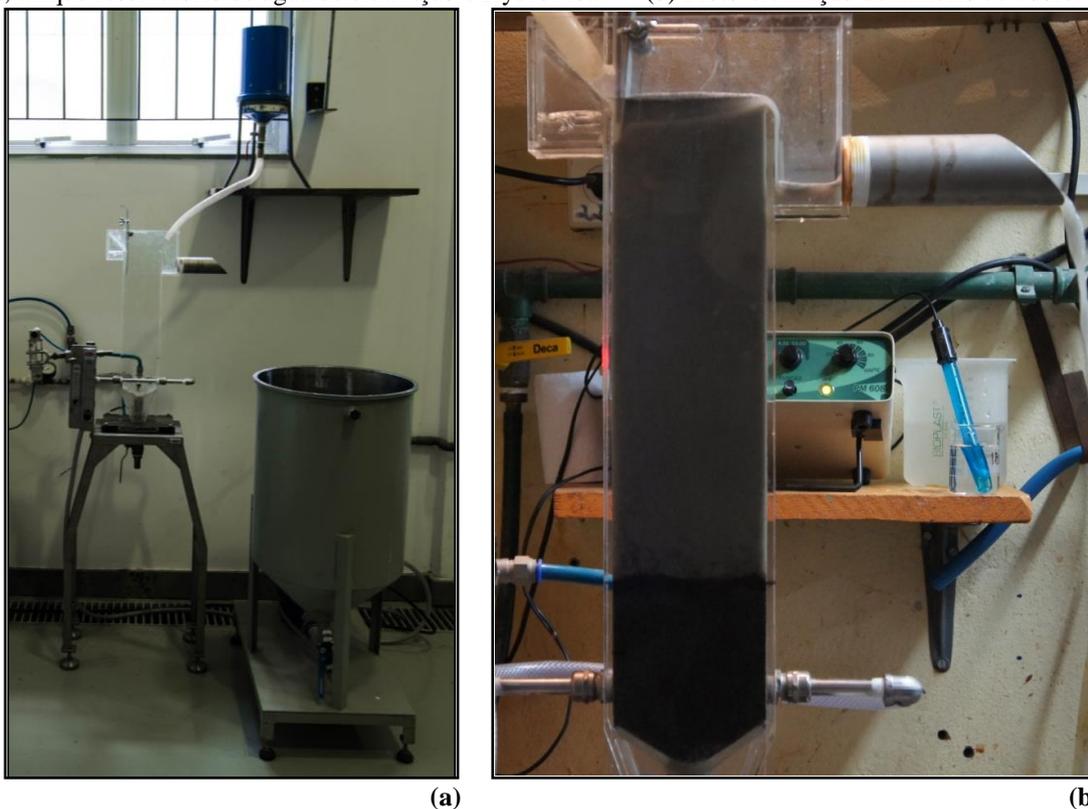
3.1.6 Estudos de floto-elutriação

Os ensaios de floto-elutriação (FE) de minério de cobre foram realizados em equipamento HydroFloatTM (seção 5x10 cm), com polpas de 50 % de sólidos em peso, pH

10,5, ajustado com solução de hidróxido de cálcio ($\text{Ca}(\text{OH})_2$). O condicionamento, durante dois (2) min, foi feito com 28 g.t^{-1} do coletor (das partículas portadoras de cobre) Aero Promoter - AP 3477 (Diisobutil ditiofosfato de sódio), e com 20 g.t^{-1} de MIBC (Metilisobutilcarbinol), sob agitação mecânica (2300 rpm) (marca IKA, modelo RW20 Digital) em tanque de fundo cônico e seção circular ($\varnothing = 15 \text{ cm}$). Após esse condicionamento, a polpa foi alimentada (transferida por gravidade) ao HydroFloatTM, preenchido com solução de espumante através de bomba peristáltica. A solução de espumante (Dowfroth 250) a concentração de 50 ppm foi previamente preparada no tanque reservatório da água de elutriação e bombeada a uma vazão controlada por rotâmetro. O início do ensaio se deu com o transbordo da espuma e injeção do ar na célula a uma vazão também controlada por rotâmetro. Os ensaios tiveram uma duração de 9 min., sendo os concentrados coletados nos intervalos de floto-elutriação de: 0- 0,5, 0,5-1, 1-2, 2-3, 3-6 e 6-9 min e o rejeito coletado ao final dos testes. Na Figura 13 são mostradas algumas fotos dos ensaios de floto-elutriação do minério de cobre.

Foi avaliado a granulometria (P80 e frações grossas) das amostras de minério de cobre alimentadas ao sistema. O procedimento adotado foi baseado no procedimento de floto-elutriação em bancada, detalhado no Apêndice 3 e realizados em duplicata.

Figura 13 - (a) Sistema utilizado nos ensaios de floto-elutriação composto por tanque de condicionamento da polpa, tanque reservatório de água de elutriação e HydroFloatTM. (b) Floto-elutriação de minério de cobre.



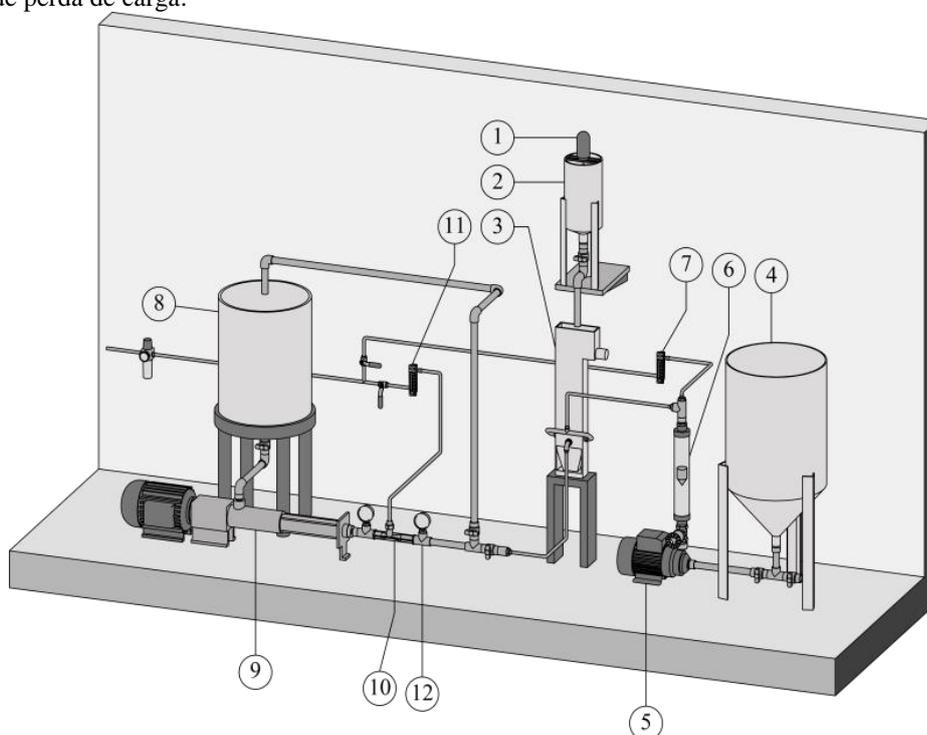
3.1.7 Estudos de floto-elutriação com injeção de bolhas intermediárias

Os estudos de floto-elutriação com injeção de bolhas intermediárias (FE-BI) foram realizados seguindo o procedimento de floto-elutriação em bancada, com a adição de um sistema de geração de bolhas intermediárias (BI).

Para a geração de BI foi utilizada uma solução de espumante (*Dowfroth 250*) a concentração de 40 ppm, preparada previamente em um tanque reservatório e bombeada por uma bomba helicoidal, através de um venturi ($\text{Ø} = 1 \text{ mm}$), gerando uma perda de carga de 4 kgf.cm^{-2} . Ao venturi foi injetado ar comprimido a uma vazão controlada por rotômetro (500 mL.min^{-1}). As injeções de BI foram realizadas por 10 s nos tempos de 2; 5 e 7,5 min do ensaio de floto-elutriação, com o fechamento da válvula de retorno do fluxo ao tanque de armazenamento, e a abertura da válvula de entrada do HydroFloat™ (Figura 14).

Foi avaliado a granulometria (P80) das amostras de minério de cobre alimentadas aos sistemas de floto-elutriação com e sem a injeção de BI de forma comparativa.

Figura 14 - Esquema ilustrativo do equipamento HydroFloat™ com sistema de injeção de bolhas. 1. Agitador mecânico; 2. Tanque de condicionamento da polpa; 3. Floto-elutriador (Hydrofloat); 4. Tanque de água de elutriação; 5. Bomba centrífuga; 6. Rotômetro de água; 7. Rotômetro de ar; 8. Tanque de solução para geração de bolhas intermediárias (BI); 9. Bomba peristáltica; 10. Tubo venturi; 11. Rotômetro de ar; 12. Manômetro de verificação de perda de carga.



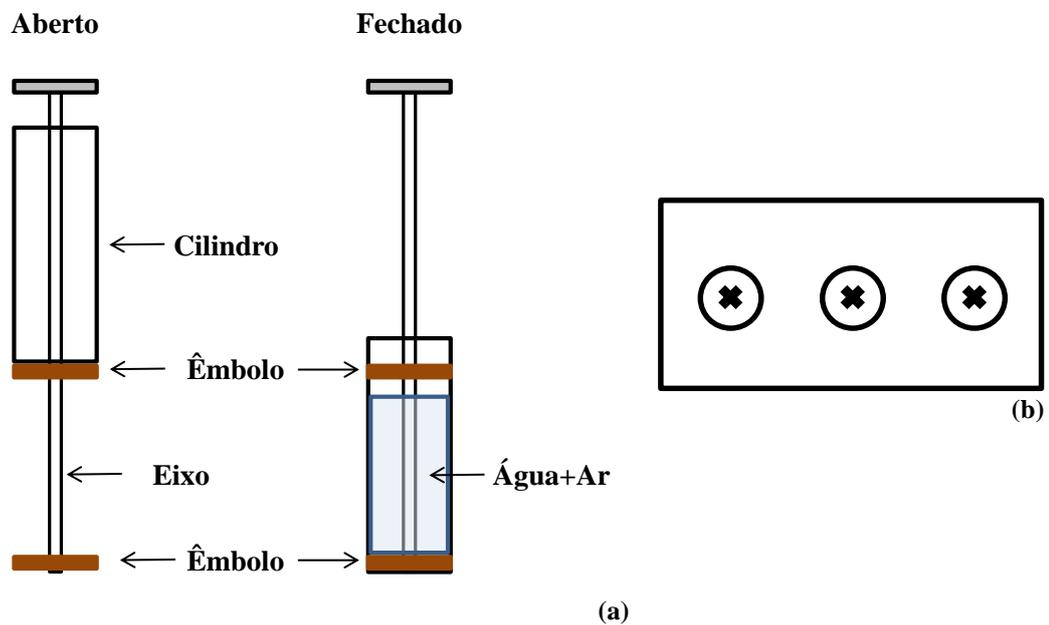
3.1.8 Medidas de *holdup* no floto-elutriador

Foram realizadas medidas de *holdup* de ar (volume de ar/volume de líquido) para um sistema bifásico com diferentes velocidades superficiais de ar e água para o sistema de geração e injeção de bolhas do HydroFloat™. As medidas corresponderam ao sistema de FE juntamente com o de injeção de bolhas intermediárias (FE-BI), e somente para o sistema de injeção de BI.

A técnica para as medidas de *holdup* utilizou um amostrador que consistiu de um cilindro de acrílico com capacidade de 58 mL e com dois êmbolos distantes entre si 120 mm, fixados por meio de um eixo central. Através de uma haste foi possível mover os dois êmbolos dentro do cilindro, aprisionando, deste modo, um volume de polpa (água+ar) aerada (Figura 15).

A polpa aprisionada entre os êmbolos foi pesada, e o volume de ar na polpa foi calculado por meio da diferença entre o volume do cilindro e o volume da polpa coletada.

Figura 15 - (a) Amostrador utilizado para medidas de *holdup* de ar; (b) Representação da vista superior do HydroFloat™ - Pontos de tomada das amostras.



3.2 ESTUDOS DE RECUPERAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS FINAS POR TÉCNICAS NÃO CONVENCIONAIS DE FLOTAÇÃO

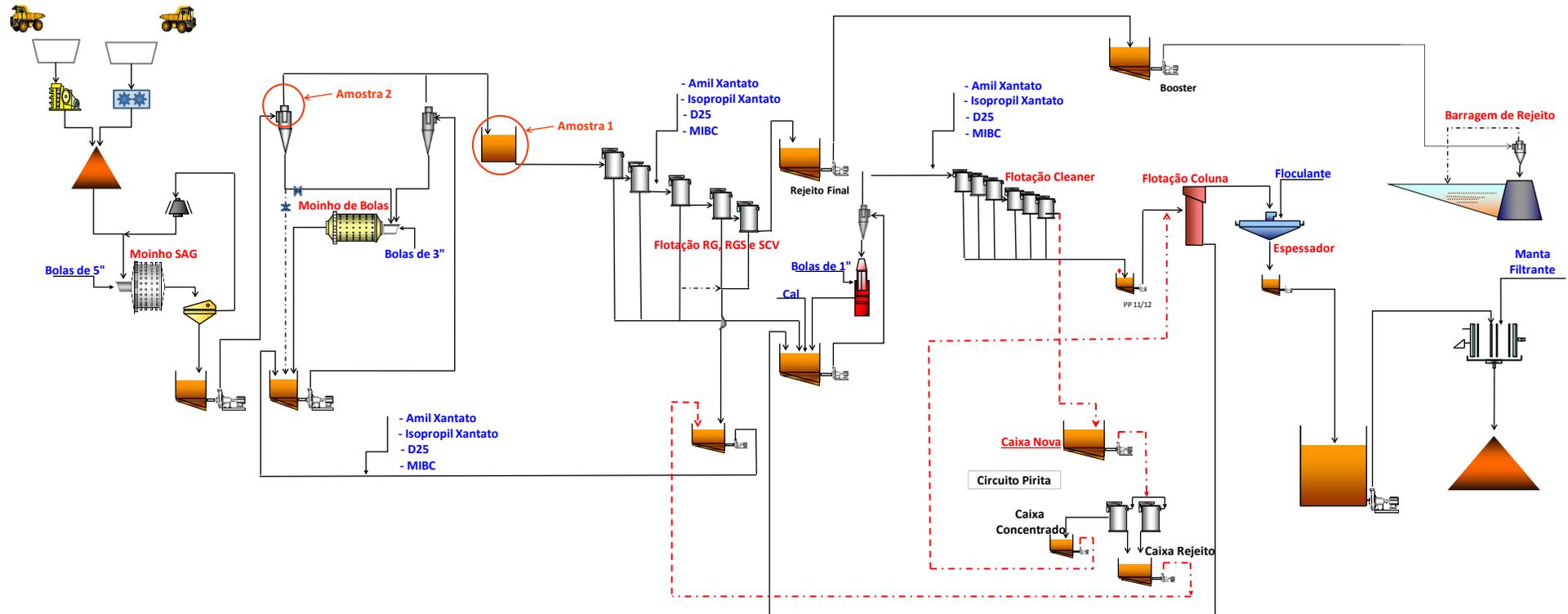
3.2.1 Amostra de minério sulfetado de ouro e cobre

Foram utilizadas duas amostras de minério sulfetado de ouro e cobre provenientes do denominado “Corpo Sul” da mineração que está localizada na parte norte do estado de Goiás, distante aproximadamente 320 km de Goiânia. As principais fases minerais que compõe o minério são quartzo, albita, mica, sendo a pirita e calcopirita, os sulfetos mais abundantes. Calcosina e covelita ocorrem em partículas mistas principalmente associadas à calcopirita, enquanto o ouro está predominantemente associado à prata.

A amostra 1 (AM1), composta pela mistura dos fluxos do *overflow* da ciclonagem do moinho SAG e do moinho de bolas, que alimenta o circuito *rougher* da usina de beneficiamento (Figura 16), foi recebida seca e disposta em sacos plásticos separados. As alíquotas foram reunidas e homogeneizadas em uma lona plástica com 100 tombos e quarteada pelo método de fracionamento de pilha cônica. Alíquotas seguiram para a caracterização granulométrica e análise química, e o restante foi armazenado em baldes de plástico.

Já, a amostra 2 (AM2), proveniente do *overflow* da ciclonagem do moinho SAG (Figura 16), foi recebida em forma de polpa acondicionada em tonel metálico. A água sobrenadante foi sifonada e a amostra foi distribuída em bandejas e seca em estufa a 50 °C. Em seguida, foi desagregada, homogeneizada em uma lona plástica e quarteada pelo método de fracionamento de pilha longitudinal. Alíquotas seguiram para a caracterização granulométrica e análise química, e o restante foi armazenado em baldes de plástico.

Figura 16 - Fluxograma da usina de beneficiamento do minério de cobre.



3.2.2 Determinação da distribuição granulométrica por granulômetro a laser

As amostras de minério sulfetado de ouro e cobre foram caracterizadas quanto à distribuição de tamanho de partícula pela técnica de difração de *laser* (marca Cilas, modelo 1064). O ângulo de difração de *laser* (*Light Amplification by Stimulate Emission of Radiation*) é inversamente proporcional ao tamanho da partícula e o analisador de tamanho de partículas 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 em todas as análises foi determinada pelo volume das mesmas.

3.2.3 Determinação da distribuição granulométrica por peneiramento a úmido

As análises granulométricas da alimentação a flotação foram realizadas por peneiramento via úmida, em duplicata, com peneiras de laboratório de 20 cm de diâmetro e 5 cm de altura, com as seguintes malhas: 48 # (297 μm), 65 # (210 μm), 100 # (149 μm), e 200 # (74 μm), de forma manual e com o auxílio de água proveniente da rede de abastecimento público. O material retido em cada peneira foi seco em estufa a 50 °C por 24 h.

3.2.4 Determinação da distribuição granulométrica por cicloclassificação

A fração inferior a 74 μm foi classificada em um classificador (*Cyclosizer* – marca Engendrar, modelo CL502). A amostra sólida suspensa em água foi inserida em um recipiente, e posteriormente introduzida no primeiro hidrociclone através da abertura de alimentação, sob pressão de água a uma vazão de 600 L.h⁻¹. A fração grossa, resultante do processo de classificação em cada hidrociclone, foi armazenada em câmeras de amostra, situadas logo acima do *apex* dos hidrociclones. A fração fina foi descarregada pelo vórtice do hidrociclone, que alimenta o seguinte e, assim, sucessivamente. Após o tempo de elutriação de 20 min., as amostras de cada um dos hidrociclones (*underflow*) foram coletadas e secas em estufa para um posterior balanço de massa. Para a determinação dos fatores de correção do cálculo do diâmetro médio de cada ciclo-classificador, foram utilizados os gráficos do manual do fabricante, tendo como parâmetros o tempo de ensaio, a vazão de água, a densidade do minério e a temperatura.

3.2.5 Análises químicas

As análises químicas das amostras seguiram os procedimentos internos adotados e foram realizadas pela empresa de origem do minério. O ouro foi analisado pelo método de Fusão e Copelação (*Fire Assay*), no qual a amostra é fundida com um fluxo apropriado de reagentes, de acordo com a sua composição química ou mineralógica, para decompor a matriz e transformá-la em uma fase de silicatos, enquanto os metais nobres são solubilizados em um metal formando uma liga, sendo chumbo o mais usado. A temperatura de fusão geralmente está na faixa de 1000 a 1200 °C. O cobre foi analisado por absorção atômica de chama, após abertura (digestão) das amostras.

3.2.6 Estudos de flotação padrão

Os ensaios de flotação padrão (STD) foram realizados em célula mecânica, marca Darma-Denver, modelo D12 (capacidade de 3 L), com polpas de 32 % de sólidos em peso, pH 8,5, ajustado com solução de hidróxido de cálcio (Ca(OH)_2).

Para a amostra AM1, o condicionamento, durante dois (2) min, foi feito com 18 g.t^{-1} do coletor (das partículas portadoras de cobre) amil xantato de potássio, 10 g.t^{-1} do promotor AERO MX-7020, e com 30 g.t^{-1} da mistura dos espumantes (Flotanol D25+Flomin F650), sob agitação (1000 rpm), na própria célula de flotação.

Por outro lado, a amostra AM2 necessitou adequação da concentração de reagentes para 36 g.t^{-1} do coletor amil xantato de potássio, e 20 g.t^{-1} do promotor AERO MX-7020, e com 60 g.t^{-1} da mistura dos espumantes (Flotanol D25+Flomin F650). Após esse condicionamento, o ar foi injetado na célula a uma vazão variável sendo controlado por um rotâmetro. Os ensaios tiveram duração de 9 min. A coleta foi feita com auxílio de raspador automático, com velocidade de raspagem da espuma fixa (10 coletas por min), mantendo o volume na célula constante, com injeção de água (Figura 17).

Figura 17 - Flotação padrão (STD) de minério de cobre e ouro. Coleta do produto concentrado.



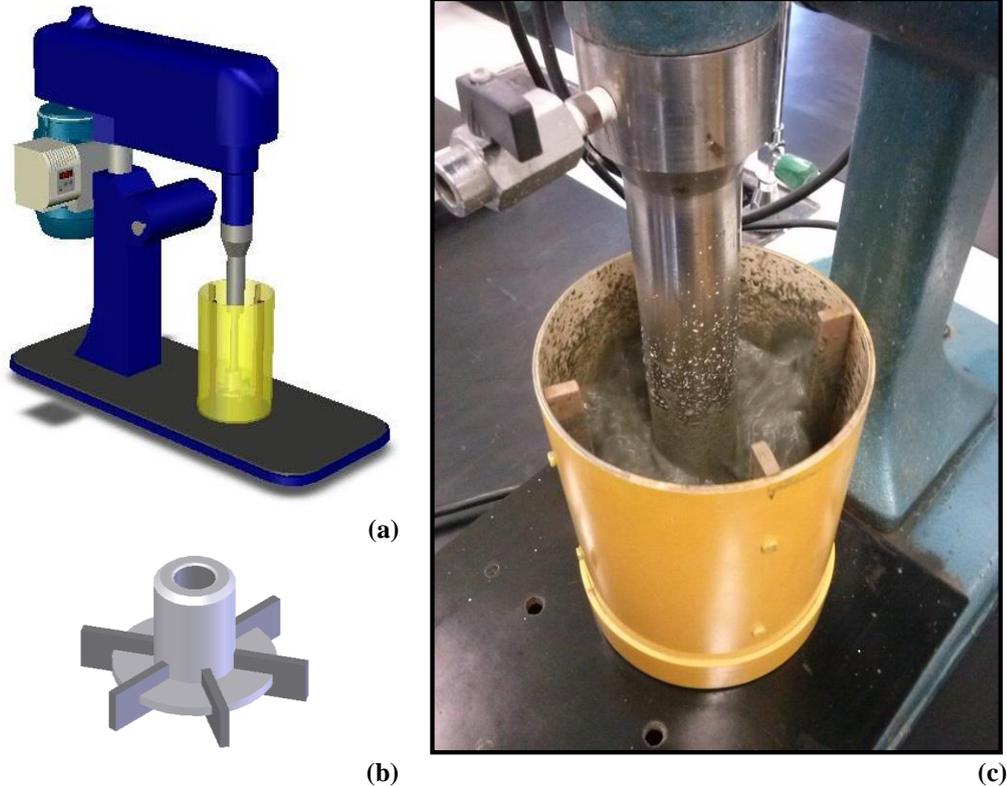
3.2.7 Estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade

Os estudos de flotação com condicionamento em alta intensidade (CAI) seguiram o procedimento de flotação STD, no qual, além da etapa de condicionamento convencional, foi adicionada uma etapa de condicionamento em regime de alta turbulência.

O CAI foi realizado em um tanque de seção circular com 10 cm de diâmetro (Figura 18(a)), fundo chato e quatro defletores (*baffles*) e a agitação em uma máquina de flotação (marca Denver, modelo D12). Nessa célula foi retirado o estator e mantido apenas o rotor (Figura 18(b)), com velocidade de 1500 rpm, controlado por um inversor de frequência, sem adição de ar e com 50 % p/p de sólidos. Após o CAI, a polpa foi transferida a célula de flotação e diluída a 32 % de sólidos em peso.

Nesse estudo foi utilizado o impelidor tipo *Rushton* de seis aletas. Esse tipo de impelidor possui um disco central com pás verticais montadas nas suas extremidades (90 °) e gera um fluxo predominantemente radial que pode ser utilizado em sistemas que requerem elevados níveis de turbulência e cisalhamento.

Figura 18 - (a) Desenho esquemático do sistema utilizado no CAI e do (b) Impelidor tipo *Rushton*. (c) Foto do CAI do minério de cobre.



A energia transferida à polpa na etapa de condicionamento foi expressa em termos de kWh.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 (Valderrama, 1997). A potência empregada nesse motor é função da velocidade de rotação, do diâmetro e forma dos impelidores, das propriedades da polpa e da geometria do tanque de condicionamento (número de defletores, etc.).

A potência fornecida ao sistema foi medida com o auxílio de um amperímetro digital e calculadas conforme expressão a seguir:

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

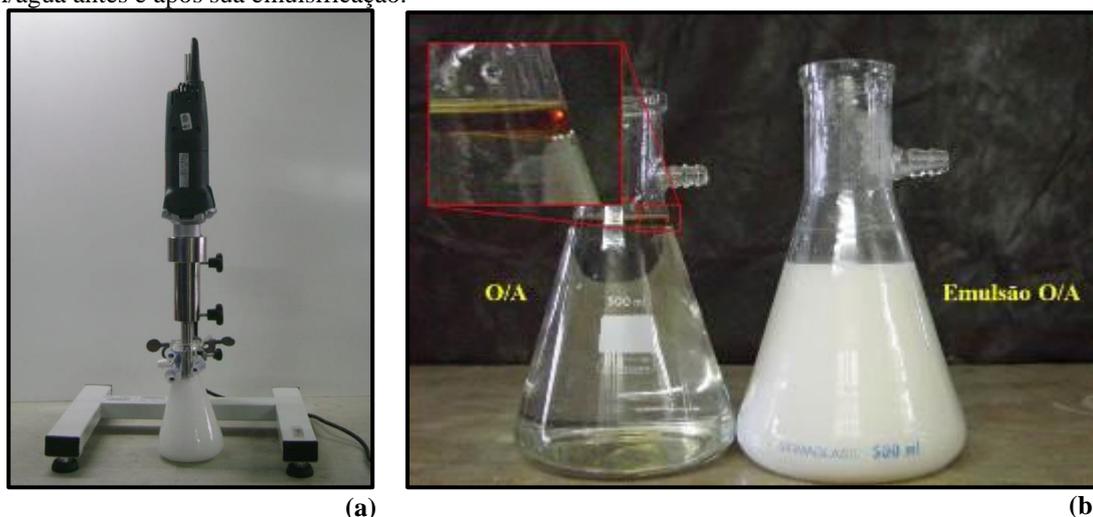
Onde: P : potência (W); V : tensão medida no sistema (V); I : corrente medida no sistema (A); η : rendimento do motor (0,71); φ : fator de potência ($\cos \varphi = 0,7$).

3.2.8 Estudos de flotação extensora

Os estudos de flotação extensora (EXT) foram realizados com a adição de óleo emulsificado (emulsão óleo diesel/água) na etapa de condicionamento imediatamente após a adição do coletor. A Figura 19(b) apresenta o aspecto visual do óleo diesel/água antes e após a sua emulsificação.

As emulsões de óleo diesel/água foram preparadas na concentração de 6000 g.t^{-1} com o auxílio de um emulsificador tipo “Turrax” (marca MARCONI, modelo MA 102) (Figura 19(a)) durante 10 min. a 25.000 rpm. Este equipamento de alta velocidade possui elevada eficiência de emulsificação, sendo capaz de gerar emulsões estáveis com gotículas de tamanho médio inferior a $5 \mu\text{m}$ e 100 % menores que $12 \mu\text{m}$. Foram avaliadas as seguintes concentrações de suspensão óleo diesel/água: 15, 30, 60, 90 e 120 g.t^{-1} .

Figura 19 – (a) Emulsificador Turrax (marca MARCONI, modelo MA 102); (b) Aspecto visual do óleo diesel/água antes e após sua emulsificação.



3.2.9 Estudos de flotação com adição de microbolhas

Os testes com injeção de micro e nanobolhas (MBs/NBs) foram realizados seguindo o procedimento do ensaio STD, adicionando as microbolhas através da injeção direta de água saturada na base da célula com o volume injetado controlado por uma válvula e lido em uma graduação existente no saturador (Figura 20).

A pressão para operação do equipamento foi ajustada em 4 kgf/cm^2 e após a estabilização do sistema na pressão de trabalho foi aguardado o tempo de 30 min., para garantia da total saturação da água com ar.

A variável estudada foi o volume total de água saturada injetada durante o ensaio (350, 550 e 700 mL), fracionado nos tempos de: 0; 3; 5; e 7,5 min. de flotação.

Figura 20 - Sistema montado para geração e injeção de micro e nanobolhas, composto por vaso saturador e célula de flotação mecânica convencional.

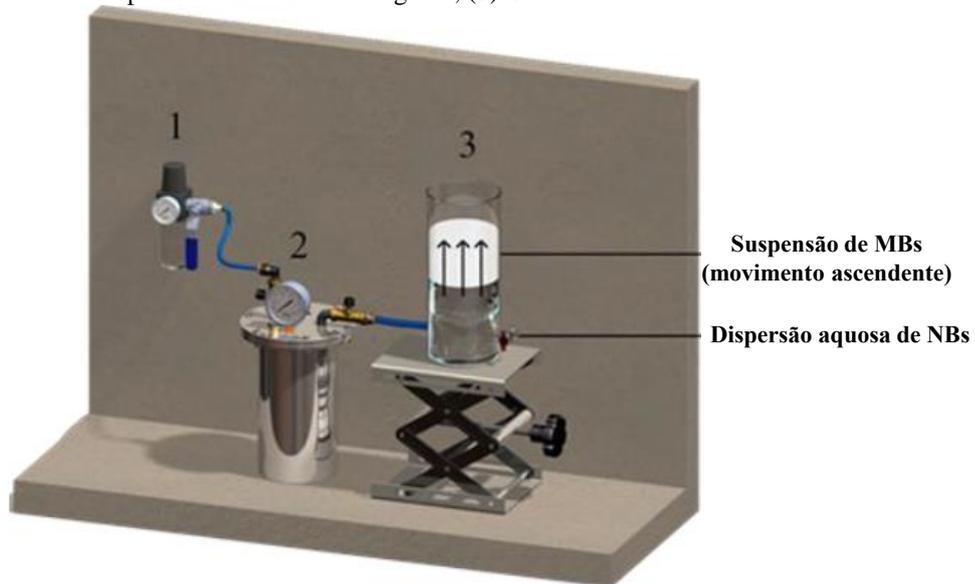


3.2.10 Estudos de flotação com nanobolhas

Os ensaios com nanobolhas (NBs) foram realizados seguindo o procedimento do ensaio STD, porém, foi utilizada água saturada na etapa do condicionamento da polpa. Para tanto, água saturada foi injetada na base da célula com o volume controlado por uma válvula com placa de orifício e lido em uma graduação existente no saturador. Após a injeção, decorrido o tempo necessário para separar as microbolhas da suspensão de NBs, foi iniciado o condicionamento da polpa pela adição da amostra, dando seguimento similar ao ensaio STD (Figura 21).

A pressão para operação do equipamento foi ajustada em 5 kgf/cm^2 e após a estabilização do sistema na pressão de trabalho foi aguardado um tempo de 30 min, para garantia da total saturação da água com ar.

Figura 21 - Configuração experimental para gerar bolhas e separar as MBs das NBs. (1) filtro de ar comprimido; (2) vaso saturador acoplado a uma válvula de agulha; (3) Coluna de vidro.



Fonte: Azevedo et al. (2016)

3.2.11 Estudos de flotação de técnicas combinadas

Após a avaliação individual das técnicas de recuperação, foram testadas técnicas combinadas, nas melhores condições.

4 RESULTADOS E DISCUSSÃO

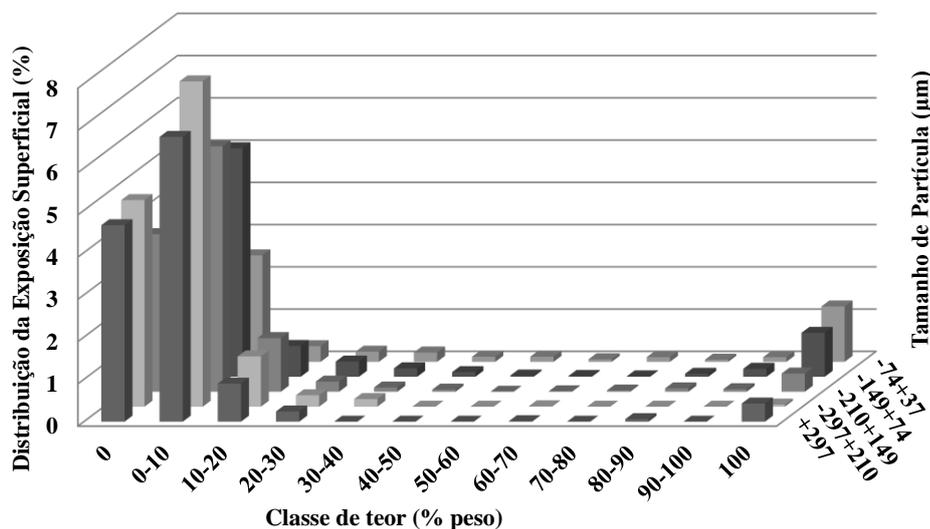
4.1 ESTUDOS DE RECUPERAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS GROSSAS POR FLOTO-ELUTRIAÇÃO

4.1.1 Estudos de liberação mineral

A Figura 22 mostra a distribuição de teores de calcopirita e bornita, principais espécies de minerais de valor, das partículas em cada faixa de tamanho alimentada. Nesse gráfico, o eixo horizontal mostra as classes de teor de calcopirita e bornita, o eixo vertical a porcentagem, ponderada pela área das seções, em cada classe de teor, e o eixo da profundidade os diversos tamanhos analisados.

Pode-se observar que as partículas estão concentradas ou em teores de calcopirita e bornita muito baixos (0 e 0-10 %), ou seja, são compostas por minerais de ganga, ou em teores muito altos (100 %). Isso demonstra a boa liberação da calcopirita e bornita nos tamanhos estudados, sendo adequada aos estudos de flotação e floto-elutriação.

Figure 22 - Distribuição da exposição superficial (liberação) em função da classe de teores das espécies minerais de cobre (Calcopirita + Bornita) para as frações granulométricas (37-297 μm) da alimentação.



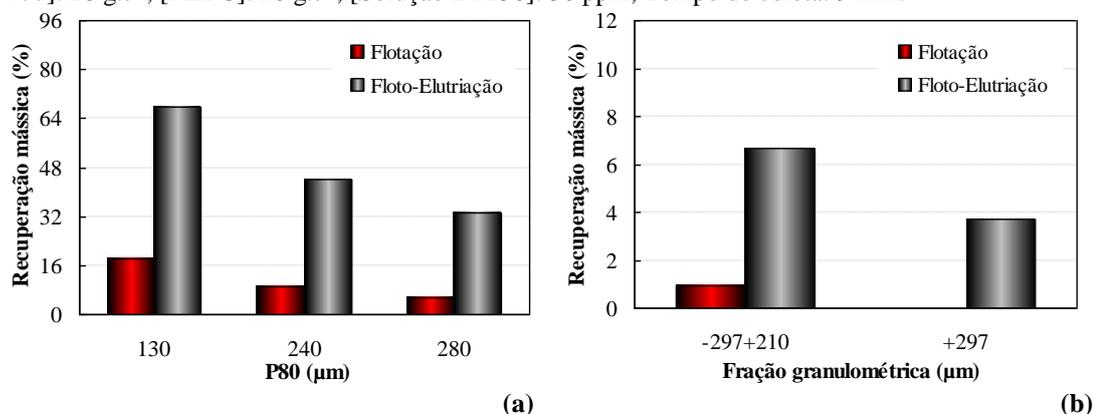
4.1.2 Avaliação comparativa de flotação convencional e floto-elutriação – Efeito da granulometria da alimentação

Foram realizados ensaios comparativos de flotação convencional (FC) e floto-elutriação (FE) com as amostras de minério de cobre com distintos P80 (130, 240, e 280 μm)

e com frações classificadas-FCI (+297 e -297+210 μm). Esses ensaios visaram à avaliação do efeito da granulometria da alimentação sobre os parâmetros de separação, mantendo os demais parâmetros operacionais fixos.

Os estudos de FE apresentaram um ganho de recuperação mássica, em relação à FC, para todas as amostras (granulometrias) avaliadas. Não houve flotação convencional, de acordo com o esperado, da amostra FCI mais grossa (+297 μm) (Figura 23).

Figura 23 - Estudos de FC e FE de minério de cobre com as amostras de (a) P80 (130, 240 e 280 μm) e de (b) FCI (+297 e -297+210 μm). Efeito da granulometria da alimentação sobre a recuperação mássica. Condições: Q ar: $0,6 \text{ mL}\cdot\text{min}^{-1}$ (Jg: $0,2 \text{ cm}\cdot\text{s}^{-1}$); Q elutriação: 30 GPH (Jw: $0,63 \text{ cm}\cdot\text{s}^{-1}$); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: $28 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [MIBC]: $20 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.



Os resultados de recuperação metalúrgica de cobre na FC e FE foram próximos (50-75 % Cu) para os distintos P80, provando a baixa eficiência da FE com alimentações compostas (Figura 24(a)). Entretanto, com as FCI foi observado um ganho da recuperação metalúrgica importante (~25 %) na FE em relação à flotação das frações grosseiras em célula mecânica convencional. Esses resultados provavelmente sejam explicados por uma melhor taxa ar/sólidos para as amostras classificadas e constituem a maior vantagem da FE (Figura 24(b)).

Por outro lado, e devido ao elevado grau de arraste na FE, causado pela água de elutriação e as bolhas muito grandes ($>1 \text{ mm}$), os teores de cobre obtidos nos concentrados dos ensaios de FC foram sempre muito superiores aos da FE. Ainda, na FC ocorreu um acréscimo do teor com o aumento do P80 avaliado. Já, na FE, os teores permaneceram baixos (~1,2-2,5 %) (Figura 25).

Figura 24 - Estudos de FC e FE de minério de cobre com as amostras de (a) P80 (130, 240 e 280 μm) e de (b) FCI (+297 e -297+210 μm). Efeito da granulometria sobre a recuperação metalúrgica. Condições: Q ar: $0,6 \text{ mL}\cdot\text{min}^{-1}$ ($J_g: 0,2 \text{ cm}\cdot\text{s}^{-1}$); Q elutriação: 30 GPH ($J_w: 0,63 \text{ cm}\cdot\text{s}^{-1}$); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: $28 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [MIBC]: $20 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.

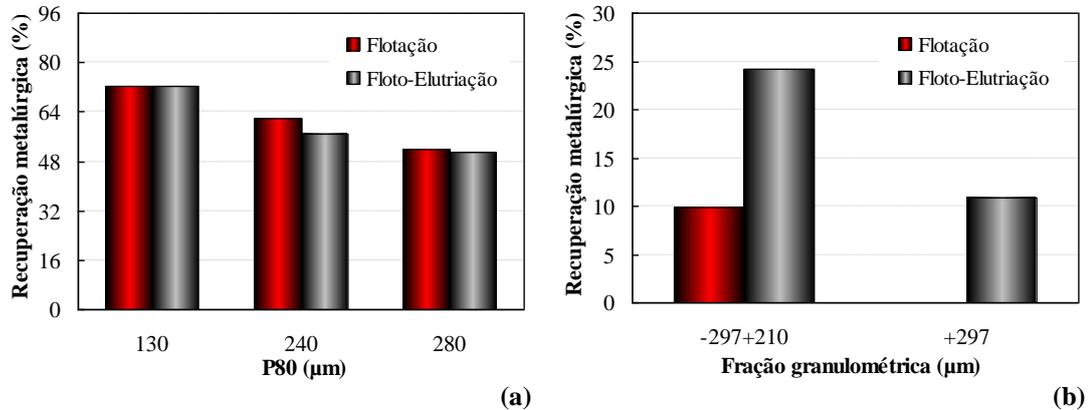
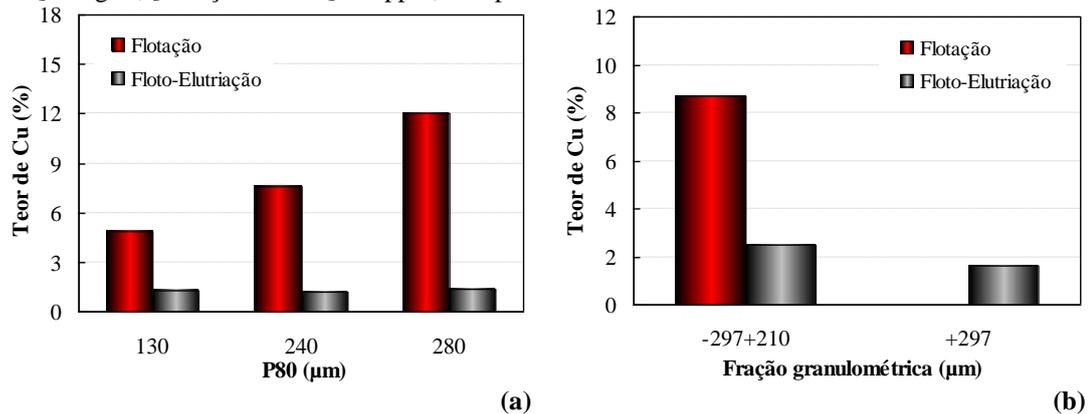


Figura 25 - Estudos de FC e FE de minério de cobre com as amostras de (a) P80 (130, 240 e 280 μm) e de (b) FCI (+297 e -297+210 μm). Efeito da granulometria sobre teor de cobre. Condições: Q ar: $0,6 \text{ mL}\cdot\text{min}^{-1}$ ($J_g: 0,2 \text{ cm}\cdot\text{s}^{-1}$); Q elutriação: 30 GPH ($J_w: 0,63 \text{ cm}\cdot\text{s}^{-1}$); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: $28 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [MIBC]: $20 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.



Os estudos cinéticos mostraram que na FC, a recuperação mássica foi estabilizada próximo aos 3 min. de ensaio, atingindo sua máxima recuperação, se tornando praticamente constante após esse período. Já, nos testes de FE, foi observado que com esse mesmo tempo, o valor atingido foi de pelo menos 3 vezes o obtido na FC. Porém, a FE apresentou um comportamento crescente nos minutos finais dos ensaios, em comparação à FC, devido ao seu efeito elutriador, de arraste hidráulico de partículas mais finas e/ou menos densas (Figura 26). Os resultados de recuperação metalúrgica de cobre entre as técnicas avaliadas são semelhantes, como apresentado na Figura 27, apesar da grande diferença observada nos valores de recuperação mássica. Esses resultados mostram o caráter não seletivo desse tipo de “flotador-elutriador”, nesse intervalo de tamanho.

Figura 26 - Estudos cinéticos de recuperação mássica na (a) FC e (b) FE de minério de cobre com as amostras de distintos P80 (130, 240 e 280 μm). Condições: Q ar: $0,6 \text{ mL}\cdot\text{min}^{-1}$ (Jg: $0,2 \text{ cm}\cdot\text{s}^{-1}$); Q elutriação: 30 GPH (Jw: $0,63 \text{ cm}\cdot\text{s}^{-1}$); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: $28 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [MIBC]: $20 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.

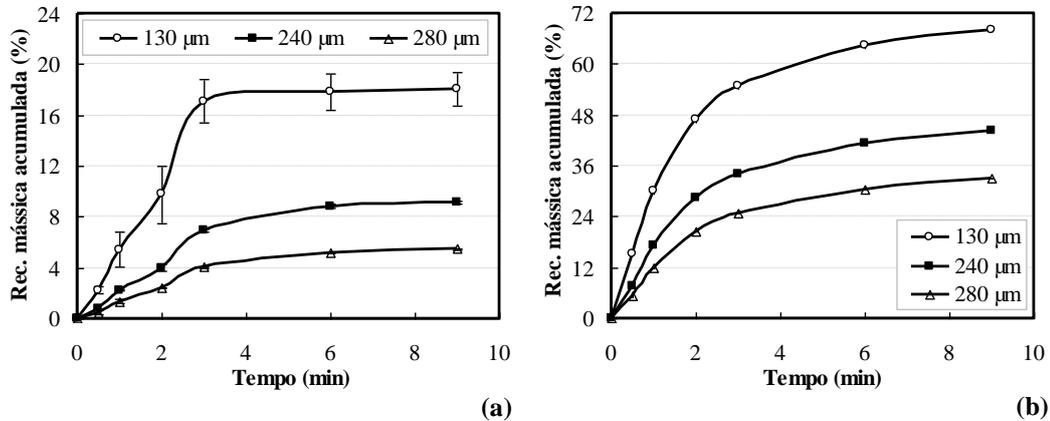
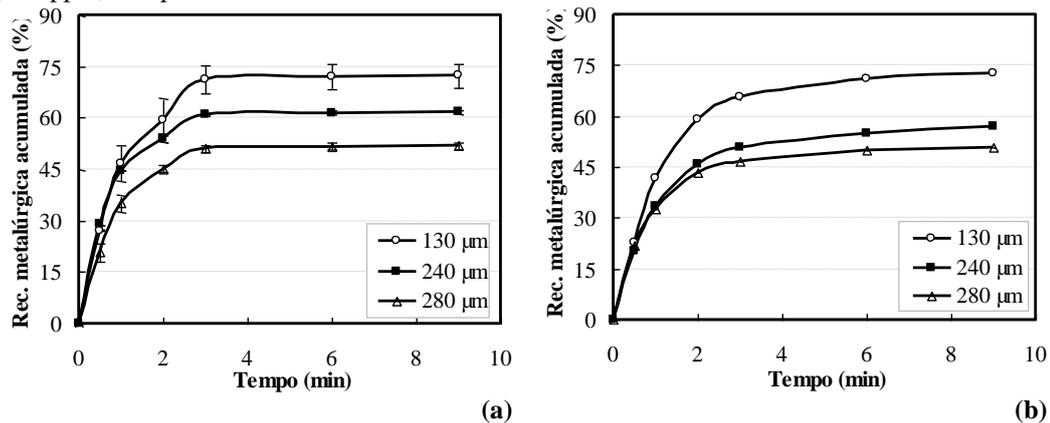


Figura 27 - Estudos cinéticos de recuperação metalúrgica de cobre na (a) FC e (b) FE de minério de cobre com as amostras de distintos P80 (130, 240 e 280 μm). Condições: Q ar: $0,6 \text{ mL}\cdot\text{min}^{-1}$ (Jg: $0,2 \text{ cm}\cdot\text{s}^{-1}$); Q elutriação: 30 GPH (Jw: $0,63 \text{ cm}\cdot\text{s}^{-1}$); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: $28 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [MIBC]: $20 \text{ g}\cdot\text{t}^{-1}$; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.



Como mencionado anteriormente, não houve flotação (FC) da amostra de FCl: +297 μm de minério de cobre e a fração -297+210 μm apresentou baixa recuperação (<1 %), além de não atingir a estabilização da recuperação. Já, nos estudos de FE, a FCl: +297 μm alcançou uma recuperação mássica máxima de ~4 %, mostrando que a velocidade superficial da água de elutriação empregada nos testes não foi suficiente para arraste dessas partículas mais grossas (Figura 28).

Os resultados de recuperação metalúrgica da FE foram superiores aos obtidos na FC, atingindo um máximo de ~10 % e ~25 %, para as amostras FCl: +297 μm e -297+210 μm , respectivamente (Figura 29), o que prova a melhor performance desse tipo de separador. Os resultados da FC, de acordo com o esperado (baixa *lifting power*), mostraram recuperações metálicas bem menores.

Figura 28 - Estudos cinéticos de recuperação mássica na (a) FC e (b) FE de minério de cobre com as amostras de FCl (+297 e -297+210 μm). Condições: Q ar: 0,6 mL.min⁻¹ (Jg: 0,2 cm.s⁻¹); Q elutriação: 30 GPH (Jw: 0,63 cm.s⁻¹); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: 28 g.t⁻¹; [MIBC]: 20 g.t⁻¹; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.

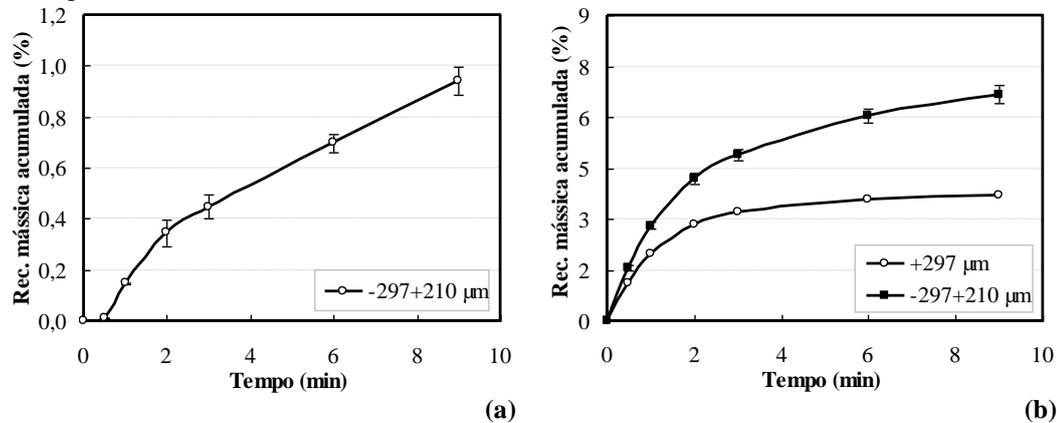
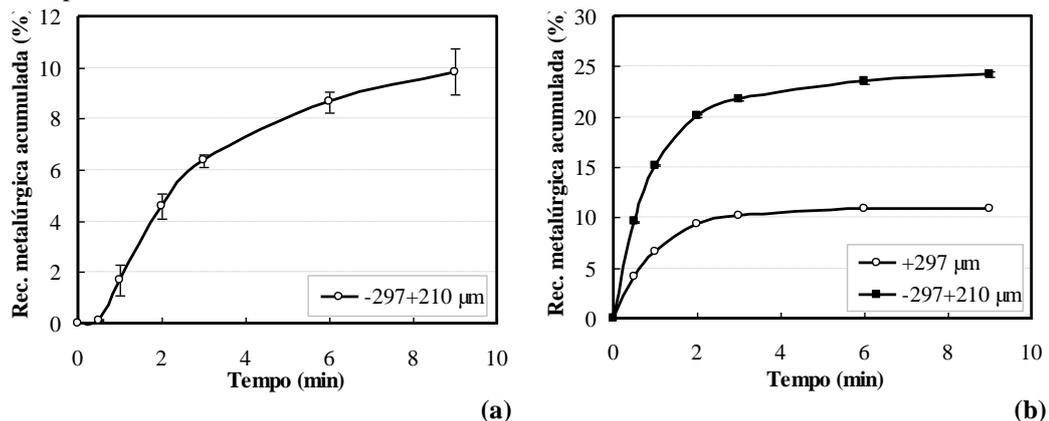


Figura 29 - Estudos cinéticos de recuperação metalúrgica de cobre na (a) FC e (b) FE de minério de cobre com as amostras de FCl (+297 e -297+210 μm). Condições: Q ar: 0,6 mL.min⁻¹ (Jg: 0,2 cm.s⁻¹); Q elutriação: 30 GPH (Jw: 0,63 cm.s⁻¹); % sólidos polpa: 50 % p/p; pH: 10,5; [AP 3477]: 28 g.t⁻¹; [MIBC]: 20 g.t⁻¹; [Solução DF250]: 50 ppm; Tempo de coleta: 9 min.



4.1.3 Caracterização granulométrica e química da alimentação e dos produtos da flotação e floto-elutriação

As Figuras 30(a), 32(a) e 34(a) apresentam os resultados de distribuição granulométrica da alimentação e dos produtos da FC de minério de cobre com amostras de diferentes P80. De forma comparativa, as Figuras 30(b), 32(b) e 34(b) mostram os resultados obtidos nos estudos de FE com as mesmas amostras.

Em ambos os estudos, com a amostra de P80 = 130 μm foi observado um maior conteúdo de partículas finas nos produtos concentrados, com a diferença que o concentrado da FC apresentou maior conteúdo de partículas da fração -37 μm (~78 %), e maior para a FE nas frações +37-74 μm (~25 %) e +74-149 μm (~23 %) (Figura 30).

Os demais estudos com as amostras de $P80 = 240$ e $280 \mu\text{m}$ apresentaram comportamento semelhante (Figuras 32 e 34).

Isso pode ser explicado pela maior flotação das partículas intermediárias e arraste das finas na FC, e confirmado pela distribuição de teores apresentada nas Figuras 31, 33 e 35. Já, nos estudos de FE foram obtidos baixos teores ($<1,6\%$) de cobre em todas as frações para as alimentações de $P80 = 130$ e $240 \mu\text{m}$. Porém, com o $P80 = 280 \mu\text{m}$ foi possível obter teores de até $\sim 4\%$ de Cu na fração $+149-210 \mu\text{m}$.

Figura 30 - (a) Distribuição granulométrica da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito da FC de minério de cobre com a amostra de $P80 = 130 \mu\text{m}$. (b) Comparação com os resultados obtidos nos estudos de FE.

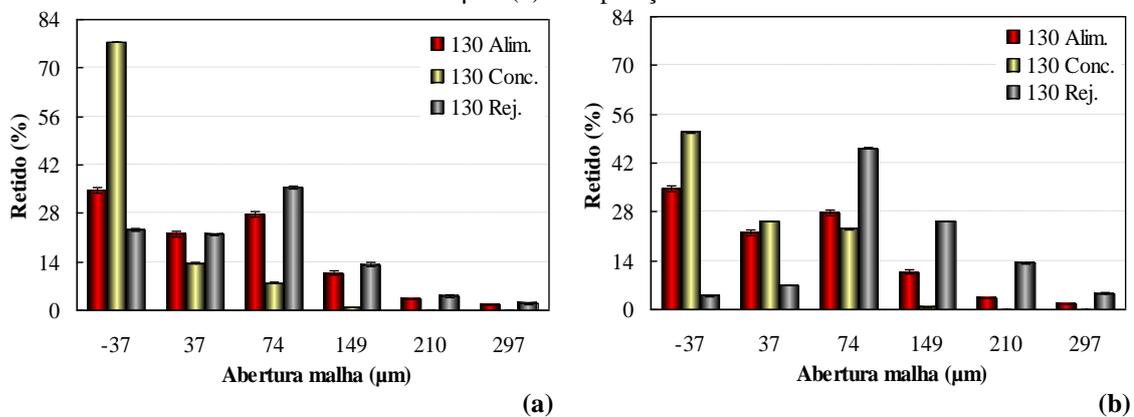


Figura 31 - (a) Distribuição de teores de cobre da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito da FC de minério de cobre com a amostra de $P80 = 130 \mu\text{m}$. (b) Comparação com os resultados obtidos nos estudos de FE.

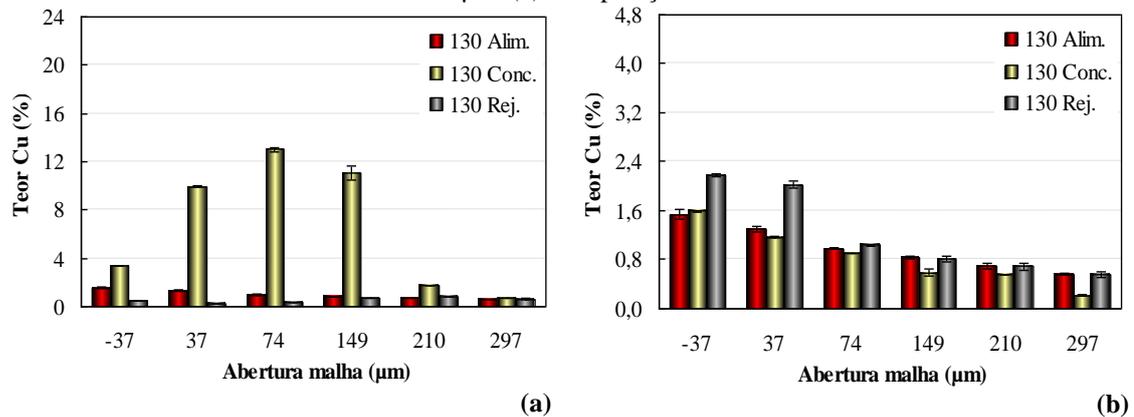


Figura 32 - (a) Distribuição granulométrica da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito da FC de minério de cobre com a amostra de P80 = 240 μm . (b) Comparação com os resultados obtidos nos estudos de FE.

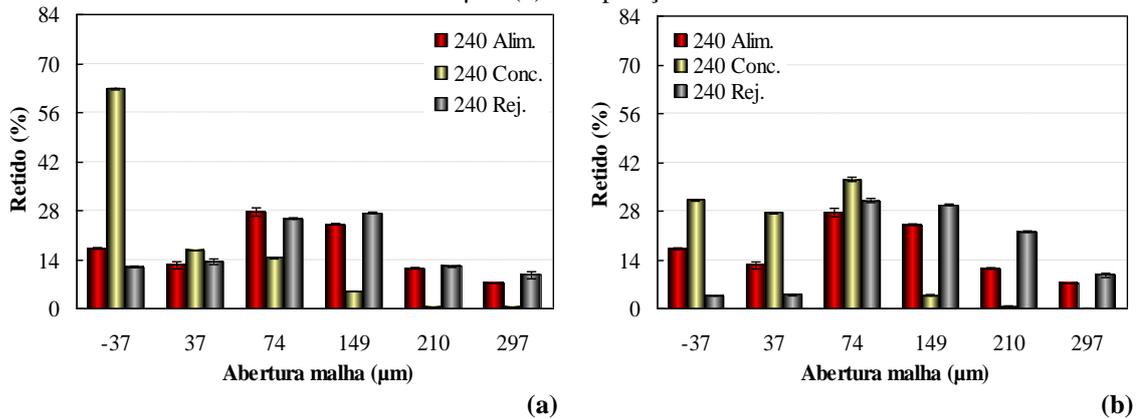


Figura 33 - (a) Distribuição de teores de cobre da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito da FC de minério de cobre com a amostra de P80 = 240 μm . (b) Comparação com os resultados obtidos nos estudos de FE.

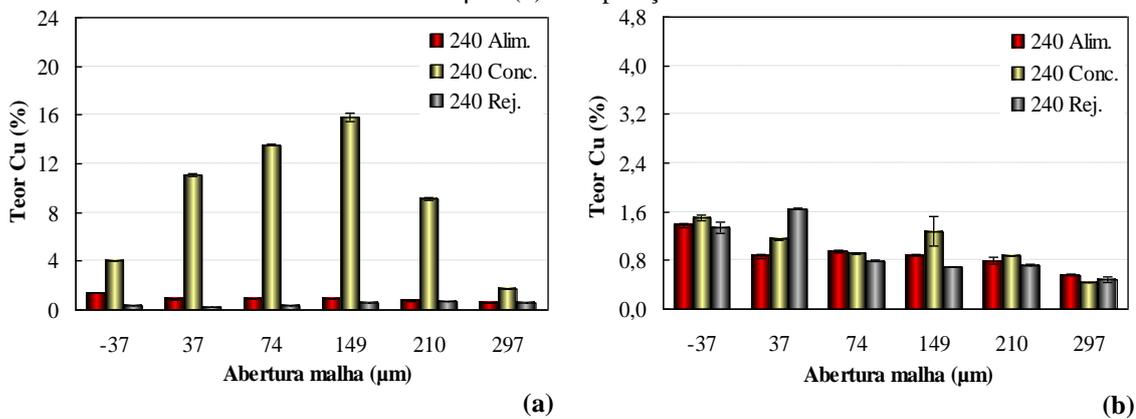


Figura 34 - (a) Distribuição granulométrica da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito da FC de minério de cobre com a amostra de P80 = 280 μm . (b) Comparação com os resultados obtidos nos estudos de FE.

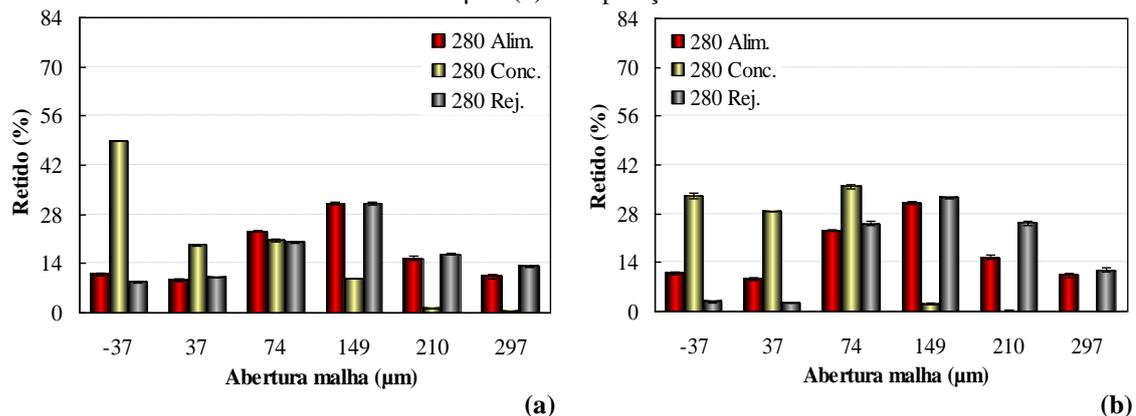
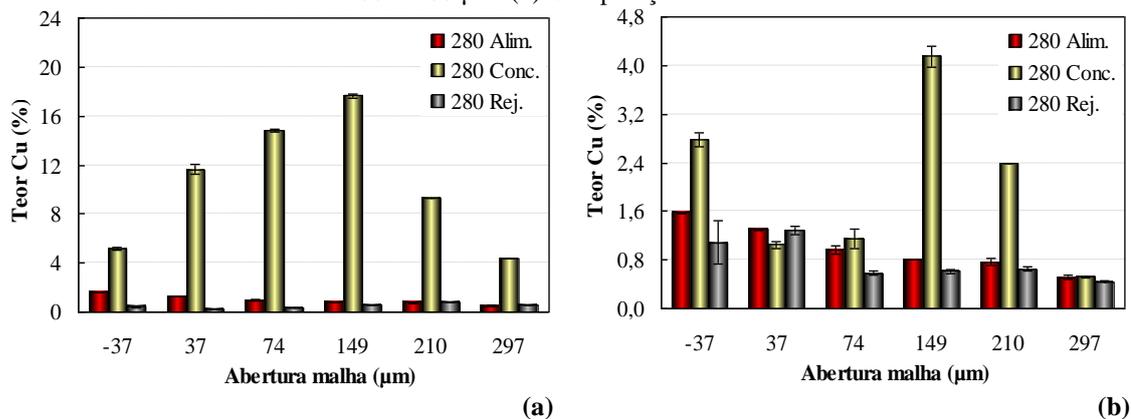


Figura 35 - (a) Distribuição de teores de cobre da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito da FC de minério de cobre com a amostra de P80 = 280 μm . (b) Comparação com os resultados obtidos nos estudos de FE.

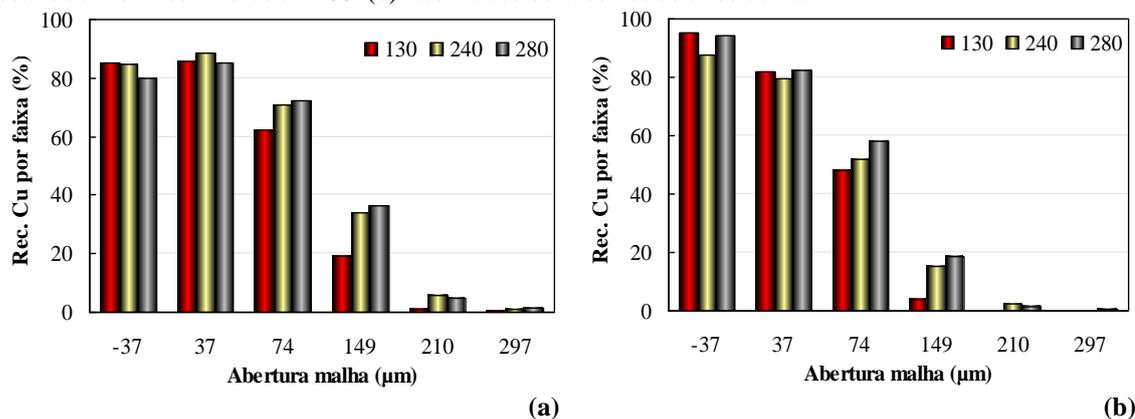


Na Figura 36(a) observa-se a recuperação de cobre por faixa granulométrica para cada P80 avaliado nos testes de FC, e de forma comparativa, a Figura 36(b) mostra os resultados dos estudos de FE, em termos dos baixos teores obtidos.

Tanto a FC quanto a FE apresentaram recuperações superiores a 80 % de cobre para as frações muito finas (<37 μm), porém maiores recuperações de cobre em frações médias (>37-149 μm) foram obtidas na FC. Novamente, o arraste de partículas muito finas pode explicar os resultados obtidos na FE.

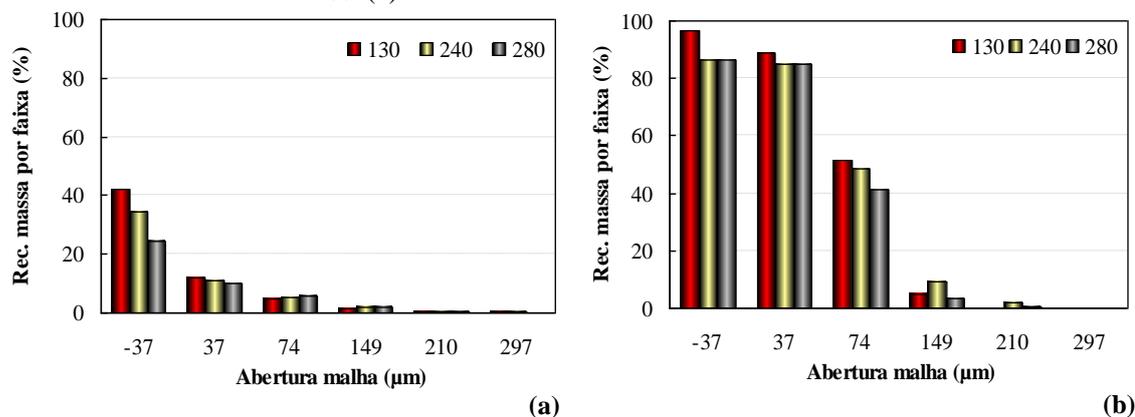
A recuperação de frações de tamanho intermediário por floto-elutriação parece requerer uma retenção de ar mais elevada, porque a flotação dessas partículas é comandada por mecanismos de captura por bolhas (colisão + adesão). Assim, é necessário o aumento dos valores de dispersão do ar (Sb, Jg ou retenção de ar); um adequado tempo de residência; e uma energia de colisão mínima para o deslocamento e ruptura da película de água. A eficácia desse último aparentemente é bastante baixa num fluxo ascendente sem turbulência (sistema quiescente).

Figura 36 - (a) Recuperação de cobre por faixa granulométrica dos ensaios de FC de minério de cobre com as amostras de distintos valores de P80. (b) Resultados obtidos nos estudos de FE.



A Figura 37 mostra a recuperação mássica por faixa granulométrica para cada P80 avaliado nos estudos de (a) FC e de (b) FE de amostras de minério de cobre. A FE apresentou melhor desempenho na recuperação das frações intermediárias e finas, atingindo até 9 vezes o valor obtido na FC (5,6 %) na fração +74-149 μm . As faixas mais grossas apresentaram baixo desempenho de recuperação em ambos os estudos. De novo, os resultados mostram as elevadas recuperações mássicas, resultante do maior arraste hidráulico na FE.

Figura 37 - (a) Recuperação mássica por faixa granulométrica dos ensaios de FC de minério de cobre com as amostras de distintos valores de P80. (b) Resultados obtidos nos estudos de FE.



As Figuras 38, 39 e 40 apresentam os resultados de caracterização da alimentação e dos produtos obtidos nos estudos de FE das amostras de FCI (+297 μm e -297+74 μm) de minério de cobre. Não foi possível realizar a caracterização das amostras submetidas à FC devido à baixa recuperação mássica (conteúdo insuficiente para realização das análises).

Os concentrados da FE mostraram elevados percentuais retidos nas frações mais finas (-37 μm) contidas na amostra, sugerindo o seu arraste e/ou flotação. Ainda, o concentrado da amostra FCI: -297+210 μm apresentou um maior conteúdo de partículas intermediárias (-210+149 μm). Já, os maiores teores foram obtidos nas frações >149 μm .

Os resultados de recuperação mássica por faixa mostraram maiores recuperações das frações mais finas (<149 μm) em ambas as amostras, e ~24 % de recuperação da fração mais grossa (>297 μm) na amostra FCI: -297+74 μm . A recuperação de cobre segue o mesmo comportamento, atingindo valores mínimos nas frações >210 μm .

Figura 38 - (a) Distribuição granulométrica e (b) de teores de cobre da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito dos estudos de FE de minério de cobre com a amostra FCI: +297 μm .

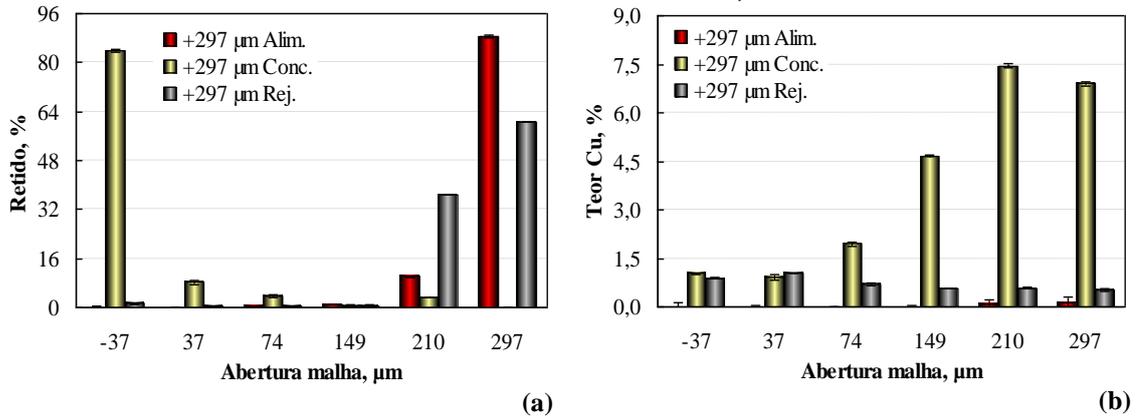


Figura 39 - (a) Distribuição granulométrica e (b) de teores de cobre da alimentação e dos produtos concentrado e rejeito dos estudos de FE de minério de cobre com a amostra FCI: -297+210 μm .

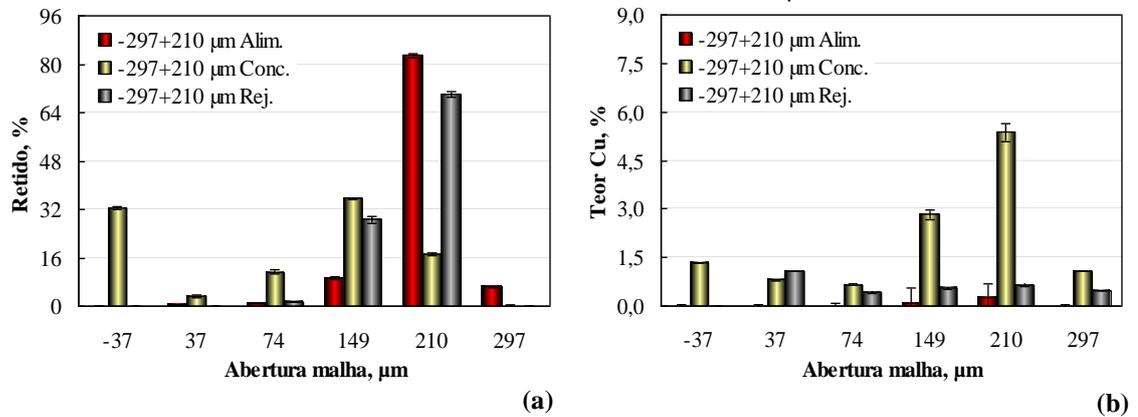
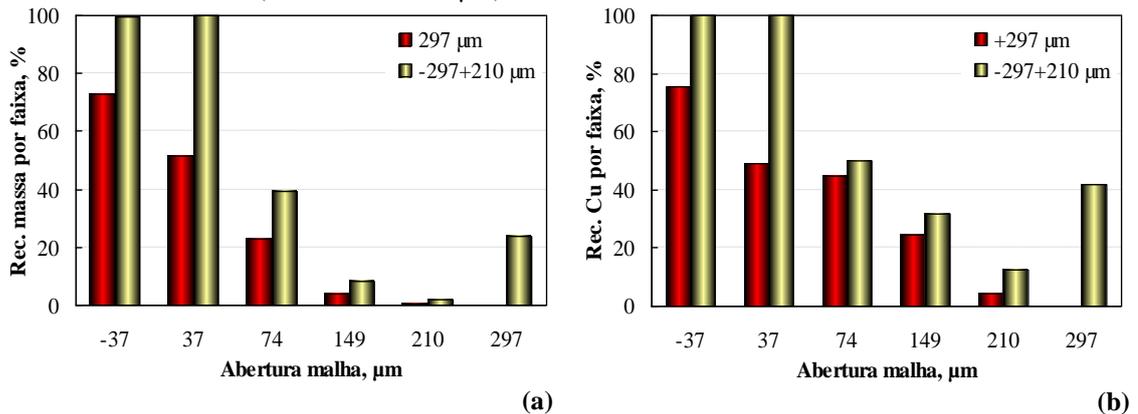


Figura 40 - (a) Recuperação mássica e (b) de cobre por faixa granulométrica dos ensaios de FE de minério de cobre com as amostras FCI (+297 e -297+210 μm).

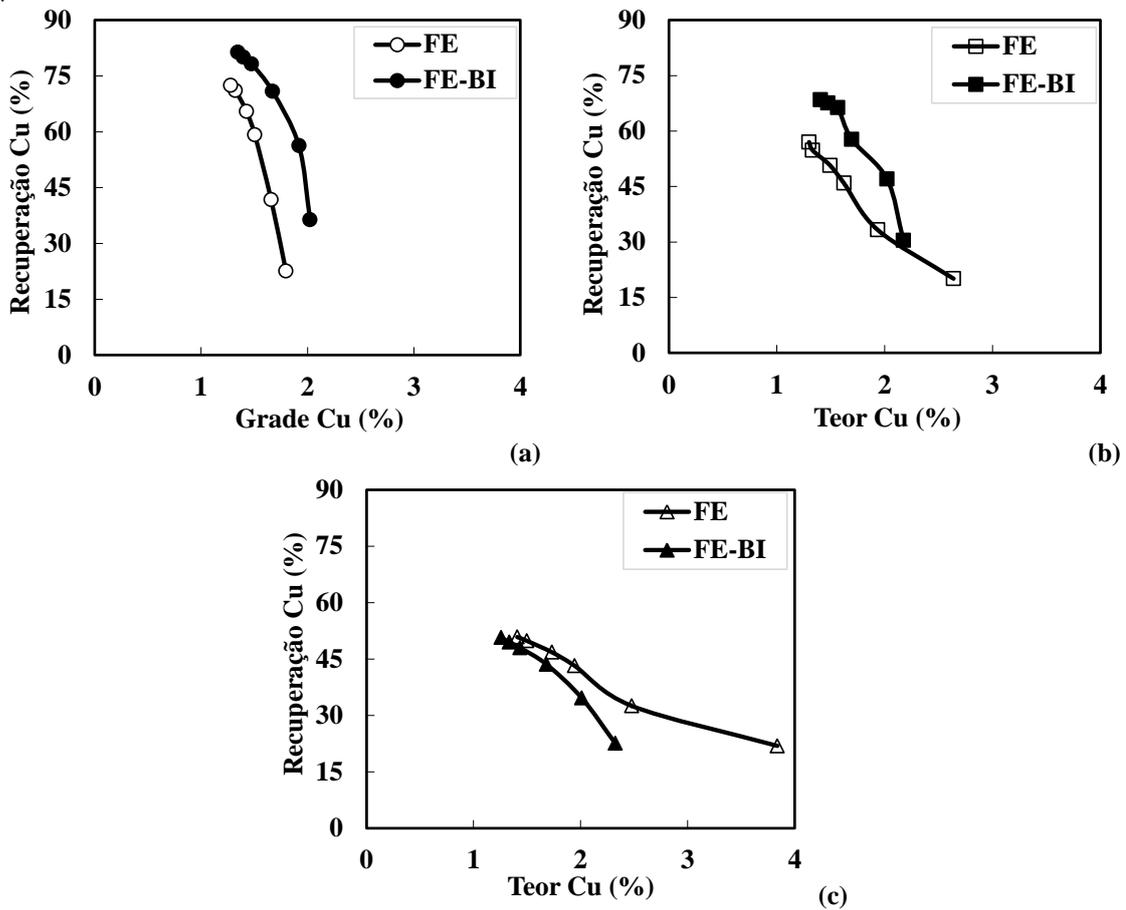


4.1.4 Estudos comparativos de floto-elutriação – Efeito da injeção de bolhas intermediárias

A Figura 41 mostra o efeito da injeção de bolhas médias (100-600 μm) visando aumentar o baixo valor do *holdup* de ar inicial na FE de 3,2 ($\pm 0,9$) % para 11,0 ($\pm 0,2$) %, sem

causar turbulência e ruptura do leito de partículas. Os resultados, de acordo com o esperado, mostram uma maior recuperação das frações de tamanho intermediário, especialmente nas frações com P80 igual a 130 μm .

Figura 41 - Floto-elutriação comparativa de partículas portadoras de Cu. Efeito da injeção de bolhas intermediárias (FE-BI), nas curvas %Recuperação vs %Teor: (a) P80: 130 μm , (b) P80: 240 μm e (c) P80: 280 μm .



O HydroFloatTM pode recuperar partículas grossas (>0,2 mm), particularmente em minérios de alto teor onde a liberação não é um problema significativo. O seu desempenho depende principalmente de aspectos do sistema mineral/minério, como altos teores de alimentação, densidade de partículas e grau de liberação *versus* distribuição de tamanho de partícula.

As taxas de recuperação serão maiores para partículas com alta liberação nos tamanhos grossos. Essa fração exibirá alta aceleração em um leito expandido e assim facilitará a captura sem atingir sua velocidade terminal.

O desempenho aumenta à medida que a polpa atinge as condições limite ótimas para um leito denso expandido e uma alimentação composta por uma estreita distribuição de partículas grossas, o que requer um sistema quiescente para minimizar o desprendimento. Sob

essas condições ideais, o tamanho máximo de partícula flotável pode aumentar para vários milímetros (Schulze, 1984; Soto, 1988).

Se o processo de liberação mineral for complexo, como para os sulfetos metálicos, a distribuição do tamanho das partículas será mais ampla. A presença de partículas liberadas e medianas (partículas semi-liberadas) parece dificultar a fluidização do leito e a capacidade de captura de bolhas, diminuindo a eficiência do processo e a recuperação das frações mais grossas. Assim, a separação dessas partículas é determinada por fenômenos físico-químicos interfaciais e arraste das partículas finas. Nesse caso, as condições ótimas de quiescência para adesão das bolhas às partículas grossas são provavelmente perdidas e funcionaria apenas com uma alimentação deslamada. No HydroFloatTM, as probabilidades de colisão e adesão são baixas quando comparadas com a flotação convencional devido à baixa energia de colisão (necessária para o adelgaçamento do filme) e a necessidade de altas concentrações de bolhas (Sb ou retenção de ar).

4.2 ESTUDOS DE RECUPERAÇÃO DE PARTÍCULAS MINERAIS FINAS POR TÉCNICAS NÃO CONVENCIONAIS DE FLOTAÇÃO

Foram realizados estudos comparativos de flotação padrão (STD) e técnicas de recuperação de partículas F-UF (CAI; EXT; MBs/NBs; NBs) com ambas as amostras de alimentação (AM1 e AM2) de minério sulfetado de cobre e ouro que foram previamente caracterizadas quanto à densidade, umidade, granulometria e teores de Cu e Au. Os resultados dos parâmetros de separação (recuperação e teor) foram avaliados em função da granulometria da alimentação e da técnica aplicada.

4.2.1 Caracterização das amostras de alimentação

Os resultados de caracterização para as análises de densidade, umidade e teores de cobre e ouro mostraram grande semelhança para as amostras AM1 e AM2, com maior conteúdo de Cu para a amostra AM1 (Tabela 5).

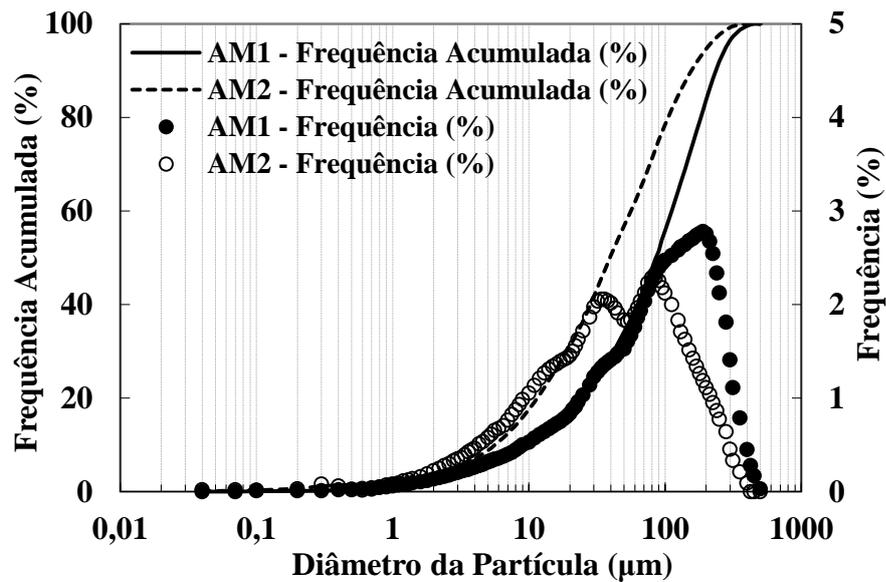
A amostra AM1, recebida já seca, apresentou menor umidade que a AM2, recebida em forma de polpa e seca no laboratório. Ambas as umidades foram consideradas desprezíveis.

Tabela 5 - Caracterização das amostras de minério sulfetado de cobre e ouro.

Caracterização	AM1	AM2
Densidade Relativa	2,81	2,81
Umidade (Base seca)	0,04 %	0,6 %
Teor Cobre	0,59 %	0,39 %
Teor Ouro	0,28 g.t ⁻¹	0,32 g.t ⁻¹

Os resultados das análises granulométricas com Cilas mostram que a amostra AM2 apresentou ~100 % das partículas <300 µm, sendo mais fina que a amostra AM1, que têm 100 % das partículas <400 µm. Além disso, a maior frequência de partículas foi observada nos tamanhos entre 100-200 µm e 30-100 µm, com diâmetro médio (d_{50}) de ~100 µm e 40 µm, para as amostras AM1 e AM2, respectivamente (Figura 42). A diferença de distribuição granulométrica e teores observada foi causada pela amostragem de diferentes fluxos da usina de beneficiamento e datas das coletas.

Figura 42 - Distribuições granulométricas das amostras de minério de cobre e ouro (Granulômetro a laser Cilas).



Já, a distribuição granulométrica por peneiramento via úmida mostrou que para a amostra AM1, mais de 50 %, e para a AM2, mais de 60 % das partículas são menores que 74 µm (Figura 43). Ambas demonstraram comportamento de teores crescentes com a diminuição do tamanho de partícula, sendo o Cu e o Au mais concentrados na fração <74 µm (Figura 44 e 45).

Figura 43 - Distribuição granulométrica das amostras de minério de cobre e ouro (classificação por peneiramento a úmido).

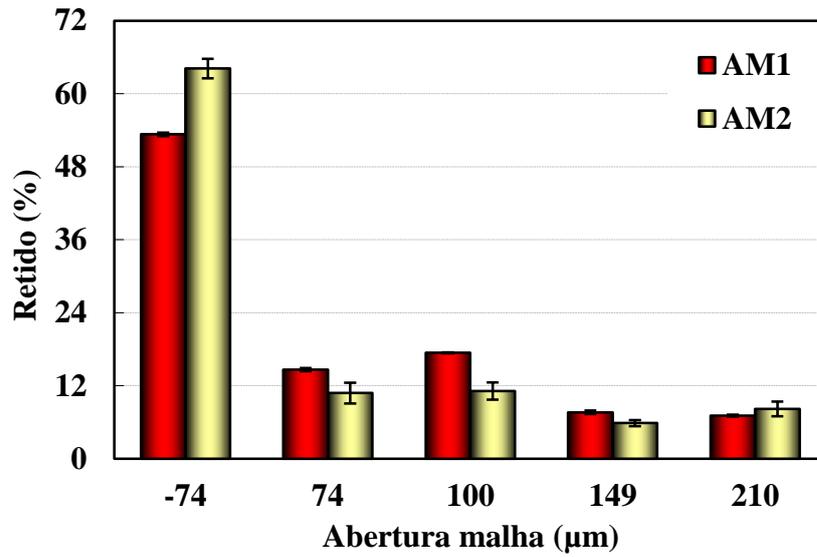


Figura 44 – Teores de cobre contido em função do tamanho de partícula, na amostra de minério (classificação via peneiramento a úmido).

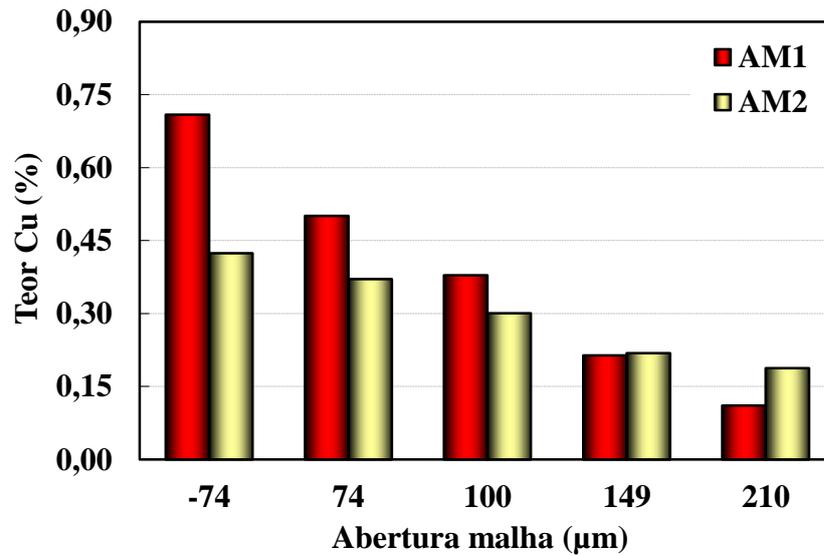
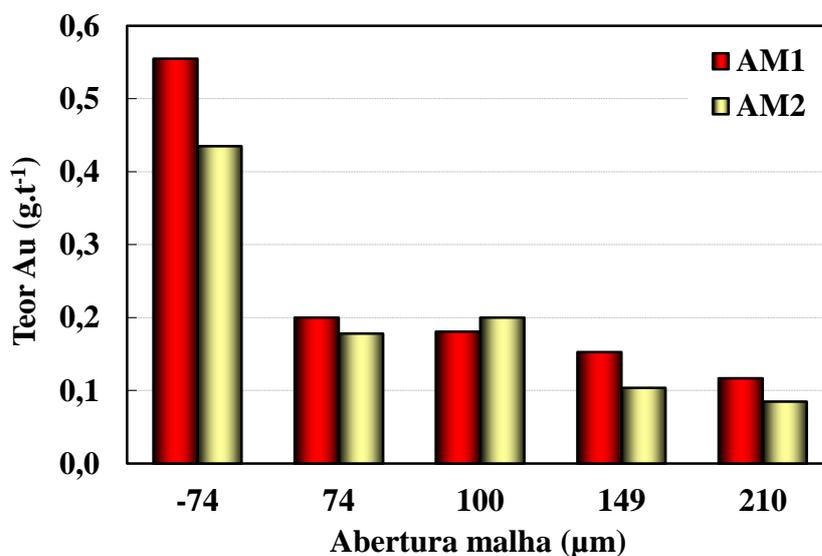


Figura 45 – Teores de ouro contido em função do tamanho de partícula, na amostra de minério (classificação via peneiramento a úmido).



A caracterização por cicloclassificação da fração -74 μm de ambas as amostras apresentou comportamento não uniforme e maior conteúdo de partículas ultrafinas (-10 μm) e da fração +39 μm (Figura 46). Os maiores teores de cobre foram observados para as partículas maiores que 39 μm (Figura 47). Por outro lado, o ouro (Figura 48) apresentou pouca variação (0,3-0,5 g.t⁻¹) entre as faixas avaliadas, com exceção da fração +39 μm para a amostra AM1 (>0,9 g.t⁻¹).

Figura 46 - Distribuição granulométrica da fração -74 μm da amostra de minério de cobre e ouro (cicloclassificação).

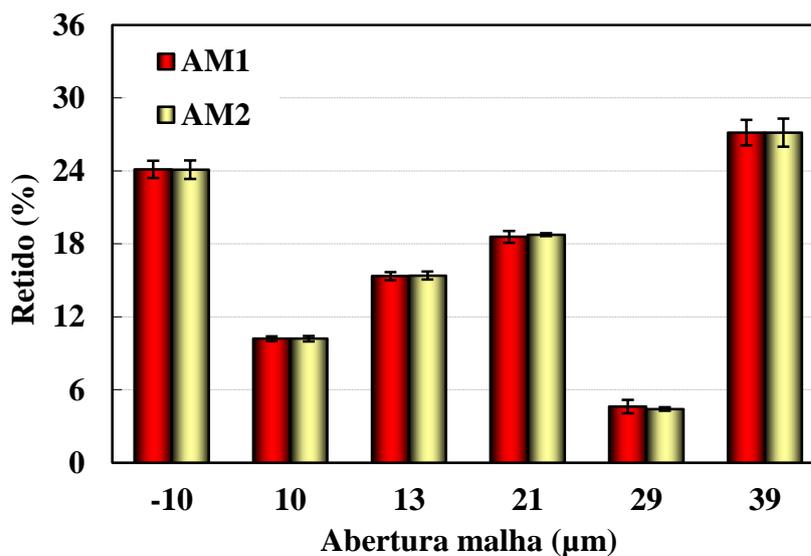


Figura 47 - Teores de cobre contido em função do tamanho de partícula, na fração -74 μ m (cicloclassificação).

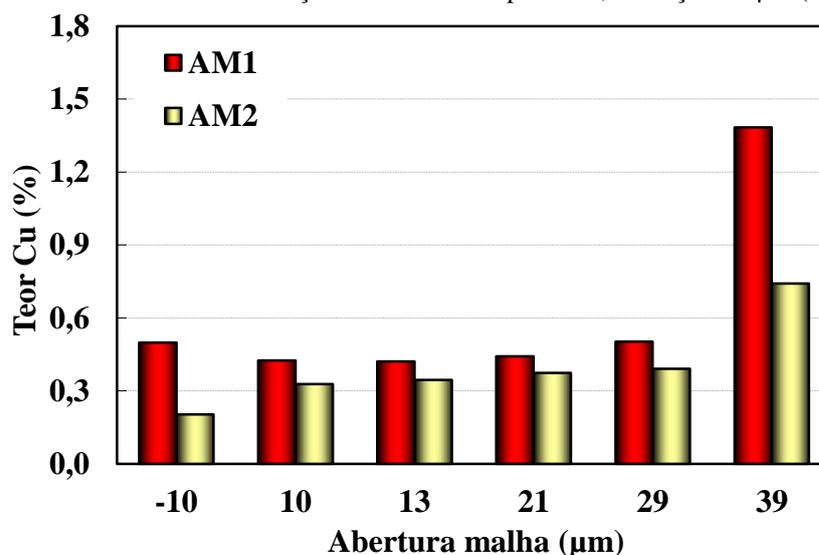
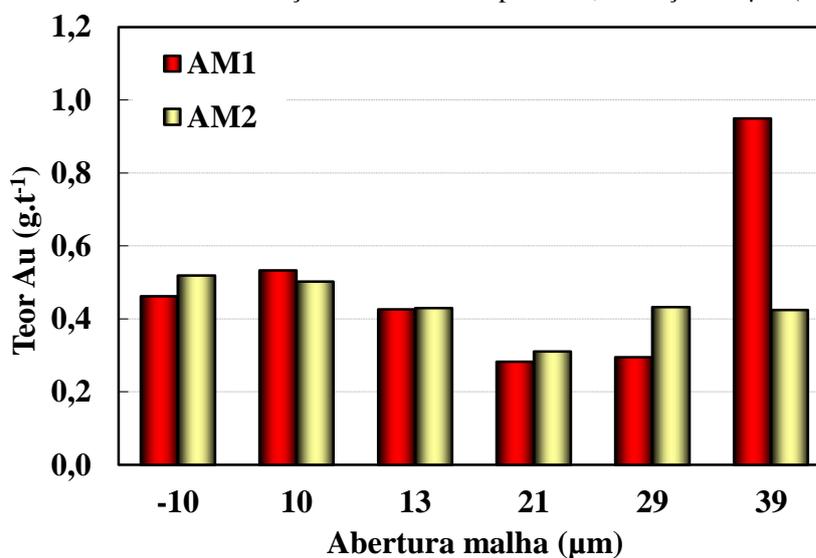


Figura 48 - Teores de ouro contido em função do tamanho de partícula, na fração -74 μ m (cicloclassificação).



4.2.2 Avaliação comparativa de flotação convencional padrão e de técnicas de recuperação de partículas finas e ultrafinas – Efeito das técnicas de flotação sobre os parâmetros de separação

A Tabela 6 bem como as curvas de teor *versus* recuperação (Figura 49) resumem os resultados obtidos nos estudos de flotação não convencional para recuperação de finos e ultrafinos de minério de cobre e ouro com a amostra AM1 para as diferentes técnicas avaliadas.

No condicionamento em alta intensidade (CAI) e na injeção de micro e nanobolhas (MBs/NBs) foram obtidas as melhores recuperações metalúrgicas de Cu (+10,5 %) e de Au

(+9,5 %) e os maiores teores de Cu (~13 %) e de Au (~7 g.t⁻¹), em comparação ao ensaio padrão (STD). Esses resultados mostram o potencial dessas técnicas na melhor flotação de frações F-UF, validam anteriores resultados e o embasamento teórico do aumento da probabilidade de captura das partículas pelas bolhas devido à agregação de partículas e aumento do *holdup* de ar do sistema, diminuindo as perdas para o rejeito (Rubio, 2013).

As nanobolhas coexistem com as microbolhas nas condições utilizadas para a sua geração, através da despressurização de água saturada, como as utilizadas para a flotação por ar dissolvido (Calgaroto et al., 2014).

O melhor resultado com o CAI em termos de recuperação de Au (~60 %) foi obtido com o emprego de 1 kWh.m⁻³ de energia transferida à polpa, na qual as partículas finas se aderem melhor a superfície das grossas (Valderrama e Rubio, 1998; Valderrama, 1997). Com o acréscimo de energia houve diminuição do teor de Au, e conseqüentemente, da sua recuperação metalúrgica.

A injeção de MBs/NBs apresentou seletividade na coleta das partículas finas portadoras de Cu e Au, conforme os teores obtidos nos concentrados (13 % e 7,3 %, respectivamente) e a maior razão de enriquecimento obtida para o Cu (23,6). O aumento do volume de bolhas injetado pode ocasionar o acréscimo do arraste de partículas de ganga, penalizando a qualidade dos produtos.

Entretanto, a combinação das técnicas de CAI com MBs/NBs não superou os ganhos obtidos separadamente, em termos de recuperação metalúrgica, principalmente para o Au, provavelmente em função do baixo teor das espécies de valor presentes na alimentação (efeito diluição).

O emprego de óleo diesel emulsificado pode causar o abatimento da espuma de flotação, e a correspondente diminuição da recuperação mássica obtida ao final de todos os ensaios, sendo uma desvantagem observada com essa técnica, conforme já mencionado no trabalho de Capponi (2005).

A utilização de NBs isoladas apresentou resultados semelhantes aos obtidos nos ensaios STD. Não foi possível comprovar o efeito de segundo coletor das nanobolhas na hidrofobização das partículas minerais. Isso pode ser devido a grande concentração de sólidos em polpa comum em sistemas minerais e ao aprisionamento de ar em partículas de ganga porosas, com rugosidades e de alta energia livre superficial (Miettinen et al., 2010).

À amostra AM2 foram aplicadas apenas as técnicas com melhor desempenho observado na primeira fase do trabalho, ou seja, CAI e MBs/NBs. Os resultados são apresentados na Tabela 7 e Figura 50.

A amostra AM2 apresentou maiores perdas metalúrgicas de Cu e Au nos estudos STD, em comparação a AM1, principalmente em função do menor conteúdo de partículas de valor e maior conteúdo de F-UF presentes na alimentação.

Assim como na primeira fase, foram obtidos maiores ganhos de recuperação mássica (+4 %), de recuperação metalúrgica de Cu (+22 %) e de Au (+8 %), conseqüentemente, menores perdas, utilizando o CAI, o que evidencia os efeitos de maiores recuperações para uma amostra com granulometria mais fina, através da agregação de partículas finas às grossas, e/ou finas entre si, para ambos os elementos de valor.

A injeção de MBs/NBs resultou em menores recuperações mássicas, em relação ao CAI, porém com maiores teores e recuperações dos metais, mostrando a maior seletividade da técnica, principalmente para o Cu, atingindo o teor de 7,3 %.

Tabela 6 - Resumo dos resultados dos estudos de flotação com AM1. Comparação entre ensaio padrão (STD) e diferentes técnicas avaliadas. Condições: % sólidos = 32 % m/m; pH ~ 8,5; [Amil xantato de potássio] = 18 g.t⁻¹; [AERO MX-7020] = 10 g.t⁻¹; [Flotanol D25+Flomin F650] = 30 g.t⁻¹; Tempo condicionamento = 2 min; Velocidade agitação = 1000 rpm; Vazão de ar variável.

Técnica	STD	EXT ^{*1}					CAI ^{*2}			MB ^{*3}			CAI+MB ^{*4}	NB ^{*5}
		[OD]: 15 g.t ⁻¹	[OD]: 30 g.t ⁻¹	[OD]: 60 g.t ⁻¹	[OD]: 90 g.t ⁻¹	[OD]: 120 g.t ⁻¹	1 kWh.m ⁻³	2 kWh.m ⁻³	4 kWh.m ⁻³	700 mL	550 mL	350 mL	2 kWh.m ⁻³ + 550 mL	-
Rec. mássica (%)	3,0	2,3	2,1	1,9	1,4	0,9	4,2	4,0	4,1	2,7	3,5	2,2	3,5	3,2
Rec. metal. Cu (%)	69,1	54,6	49,1	42,6	19,8	16,2	79,6	75,9	77,8	65,2	72,9	56,1	73,0	68,6
Rec. metal. Au (%)	50,2	44,3	40,2	35,9	23,3	20,4	59,7	52,2	50,1	45,9	55,6	44,2	45,3	52,3
Teor Cu (%)	11,7	12,2	11,8	11,6	7,3	9,8	9,9	9,9	10	12,5	10,8	13,0	11,1	11,4
Teor Au (g.t ⁻¹)	6,6	7,1	6,7	6,7	5,9	8,3	5,6	4,8	4,7	6,6	6,3	7,3	3,7	4,7
Perdas Cu (%)	30,9	45,4	50,9	57,4	80,2	83,8	20,4	24,1	22,2	34,8	27,1	43,9	27,0	31,4
Perdas Au (%)	49,8	55,7	59,8	64,1	76,7	79,6	40,3	47,6	49,9	54,1	44,4	55,8	54,7	47,7
Razão de Enriquecimento Cu	21,2	22,2	21,4	21,0	13,3	17,8	18,0	18,1	18,2	22,6	19,5	23,6	20,1	20,6
Razão de Enriquecimento Au	22,0	23,5	22,4	22,4	19,7	27,7	18,8	16,1	15,6	21,9	21,0	24,4	12,2	15,6

OBS: Alimentação - Teor Au: 0,3 g.t⁻¹; Teor Cu: 0,6 %

*1: Emulsão de óleo diesel (OD) adicionada após a adição dos coletores.

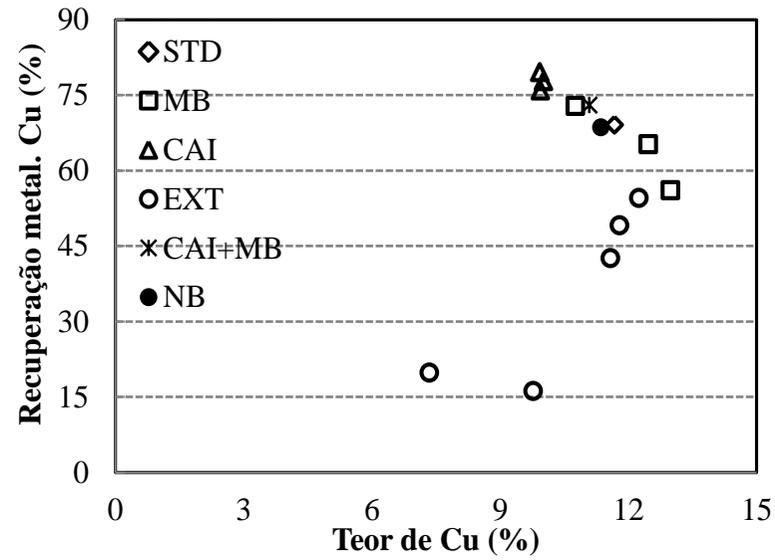
*2: Condicionamento em alta intensidade (CAI) realizado com velocidade de agitação de 1500 rpm, com os seguintes tempos: 3, 6 e 12 min, após o condicionamento dos reagentes.

*3: Injeção de microbolhas (MBs/NBs) realizada através da injeção de diferentes volumes de água saturada durante a flotação.

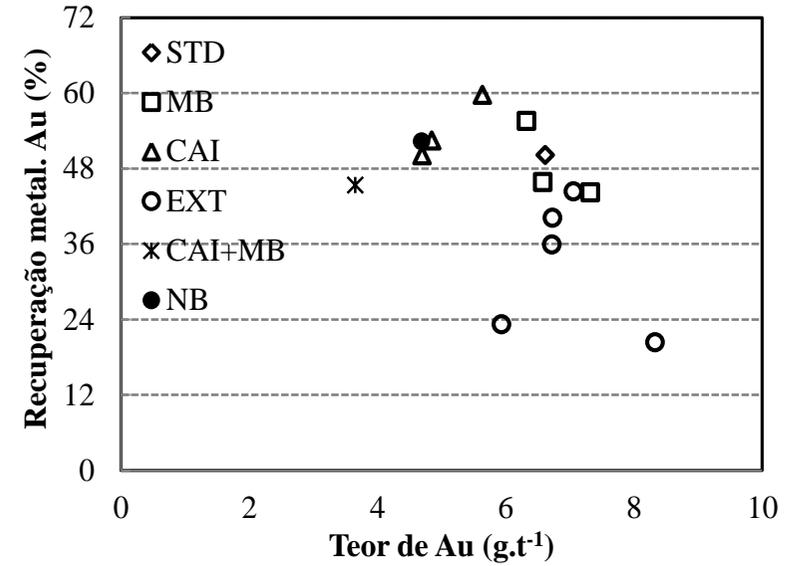
*4: Condicionamento em alta intensidade (CAI) realizado com velocidade de agitação de 1500 rpm, durante 6 min, após o condicionamento dos reagentes; e a injeção de microbolhas (MBs/NBs) realizada através da injeção de 550 mL de água saturada durante a flotação.

*5: Flotação com nanobolhas (NBs) realizada pela injeção de água saturada (5 atm – 30 min.) na célula de flotação. Após um período de 3 min. para dissipação das MBs/NBs da água, foi iniciado o condicionamento da polpa com a adição da amostra.

Figura 49 - Curvas Teor versus Recuperação de (a) cobre e (b) ouro para as diferentes técnicas avaliadas – AM1.



(a)



(b)

Tabela 7 - Resumo dos resultados dos estudos de flotação com AM2. Comparação entre o ensaio padrão (STD) e as diferentes técnicas avaliadas. Condições: % sólidos = 32 % m/m; pH ~ 8,5; [Amil xantato de potássio] = 18 g.t⁻¹; [AERO MX-7020] = 10 g.t⁻¹; [Flotanol D25] = 18 g.t⁻¹; [MIBC] = 18 g.t⁻¹; Tempo condicionamento = 2 min; Velocidade agitação = 1000 rpm; Vazão de ar variável.

Técnica	STD	CAI ^{*1}			MB ^{*2}			CAI+MB ^{*3}
		1 kWh.m ⁻³	2 kWh.m ⁻³	4 kWh.m ⁻³	700 mL	550 mL	350 mL	1 kWh.m ⁻³ + 550 mL
Rec. mássica (%)	3,3 (±0,8)	5,0 (±1,0)	5,9 (±0,7)	7,1 (±0,2)	4,1 (±0,4)	4,0 (±0,1)	3,3 (±0,6)	4,1 (±0,3)
Rec. metal. Cu (%)	52,6 (±4,5)	65,5 (±4,7)	70,9 (±0,8)	74,7 (±0,2)	59,5 (±4,1)	56,5 (±0,8)	61,0 (±2,7)	64,2 (±1,6)
Rec. metal. Au (%)	40,4 (±3,8)	43,2 (±5,1)	46,2 (±2,2)	48,0 (±0,1)	42,1 (±3,8)	44,4 (±0,8)	45,2 (±4,4)	38,9 (±1,6)
Teor Cu (%)	6,0	4,4	4,8	4,1	5,8	5,2	7,3	5,2
Teor Au (g.t ⁻¹)	4,6	2,9	2,3	1,9	3,1	4,2	4,3	3,2
Perdas Cu (%)	47,4	34,5	29,1	25,3	40,5	43,5	39,0	35,8
Perdas Au (%)	59,6	56,8	53,8	52,0	57,9	55,6	54,8	61,1
Razão de Enriquecimento Cu	15,5	11,3	12,2	10,5	14,8	13,4	18,8	13,4
Razão de Enriquecimento Au	14,3	9,0	7,2	5,9	9,7	12,9	13,3	9,8

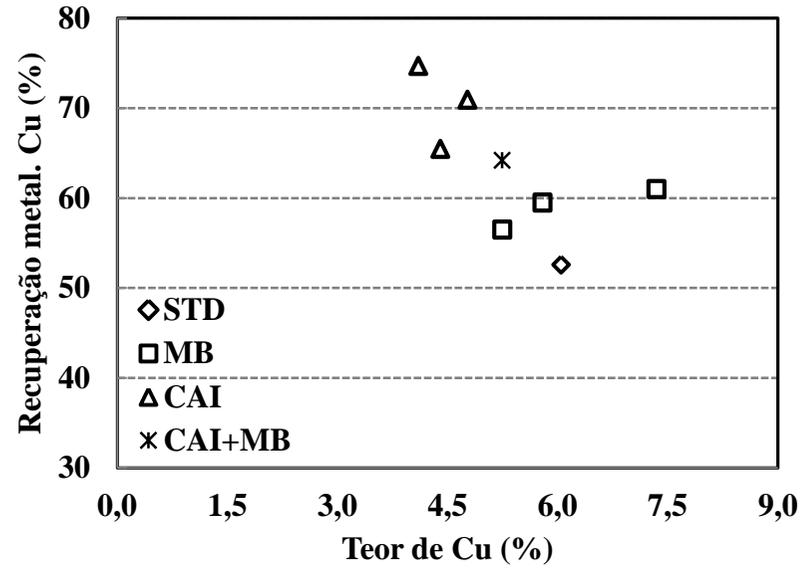
OBS: Alimentação - Teor Au: 0,32 g.t⁻¹; Teor Cu: 0,39 %

*1: Condicionamento em alta intensidade (CAI) realizado com velocidade de agitação de 1500 rpm, com os seguintes tempos: 3, 6 e 12 min, após o condicionamento dos reagentes.

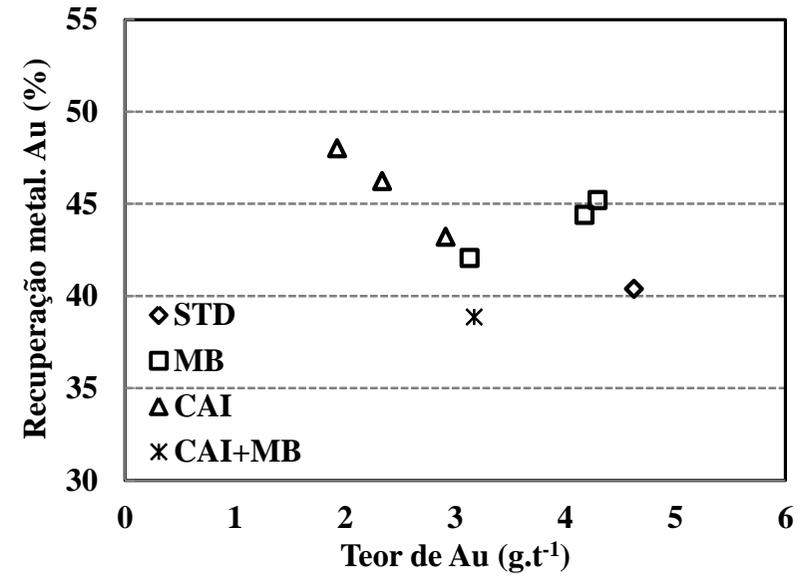
*2: Injeção de microbolhas (MBs/NBs) realizada através da injeção de diferentes volumes de água saturada durante a flotação.

*3: Condicionamento em alta intensidade (CAI) realizado com velocidade de agitação de 1500 rpm, durante 3 min, após o condicionamento dos reagentes; e a injeção de microbolhas (MBs/NBs) realizada através da injeção de 550 mL de água saturada durante a flotação.

Figura 50 - Curvas Teor versus Recuperação de (a) cobre e (b) ouro para as diferentes técnicas avaliadas – AM 2.



(a)



(b)

5 CONSIDERAÇÕES FINAIS

Ao longo da história da flotação na área mineral, diversos desenvolvimentos tecnológicos e melhorias de processos foram implementados buscando, principalmente, o aumento da recuperação de minérios de interesse e maior sustentabilidade do processo (eficiência energética, menor consumo de reagentes e de água de processo). Também, os avanços têm visado à diminuição das perdas das frações mais finas e mais grossas, que apresentam um rendimento muito baixo no processo.

A maior recuperação das partículas grossas na flotação, portanto, representa além de aspectos econômicos, uma maior redução de custos, particularmente, em função da menor necessidade de cominuição (britagem e moagem), operação unitária que apresenta maior consumo de energia em uma usina de beneficiamento.

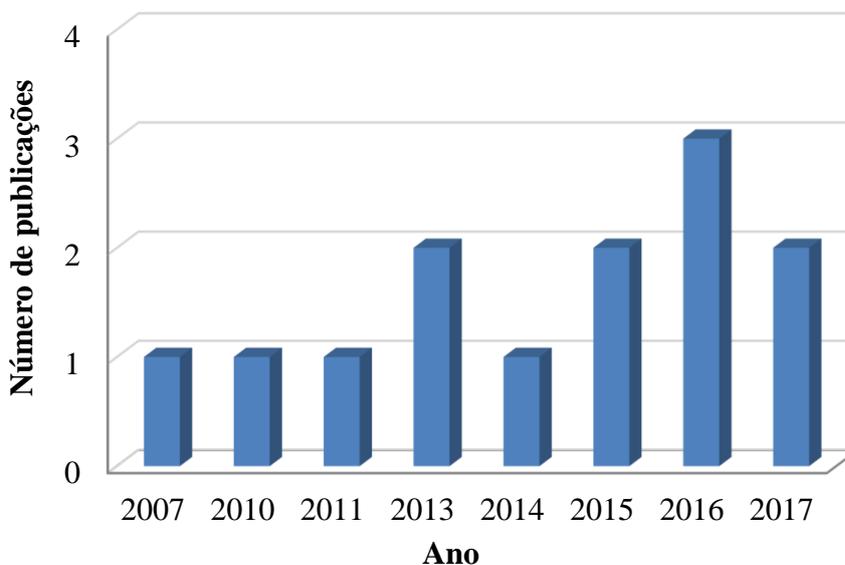
Estudos vêm sendo realizados com a aplicação de um floto-elutriador (FE), também chamado de flotador de leito fluidizado ou HydroFloatTM, para a recuperação dessas partículas grossas, principalmente, de minerais industriais de potássio, de fosfato, ouro e carvão, e mais recentemente, de minerais sulfetados (Figura 51). Essa figura mostra um número crescente de estudos e projetos (desenvolvimento da técnica) de FE na última década. Espera-se que, em curto prazo, a FE deva ser amplamente empregada para materiais grossos e seja incorporada às existentes, como a *Flash flotation*, *Unit flotation*, porém em granulometrias maiores, em circuitos de flotação *scavenger* e no tratamento de materiais de baixo teor (rejeitos).

A aplicação mais recente, ainda em fase de instalação, é a incorporação do HydroFloatTM a um circuito de beneficiamento industrial de minério de ouro (Cadia), da Newcrest - Austrália (informação pessoal de Érico Tabosa). Sua função será recuperar o ouro grosso perdido pelo rejeito *scavenger* do *rougher*.

Outro estudo em andamento se trata de sua aplicação a BHP Olympic Dam (Cu), com o objetivo de engrossar alimentação à flotação de 75 μm a ~300 μm (informação pessoal de Érico Tabosa).

Outras vantagens desta tecnologia são as de uma menor geração de partículas finas (menor cominuição), uma maior compacticidade das usinas de tratamento de minérios (menor carga circulante), maior recuperação metalúrgica e redução de custos de investimento e operacionais.

Figura 51 - Número de publicações de estudos realizados com HydroFloat™ por ano.



Os mecanismos envolvidos na separação (densidade-fluidização, e captura de partículas por bolhas-flotação) já foram discutidos e foi validado que favorecem exclusivamente à recuperação das partículas grossas e densas. Ainda, os melhores resultados foram obtidos em condições ideais com leito denso, expandido, operando em sedimentação impedida, baixa turbulência, e com uma alimentação composta por uma estreita distribuição de partículas grossas.

Entretanto, nesta tese foi possível estabelecer que entre outros fatores, o bom desempenho do FE é função principalmente das características das partículas minerais da alimentação, entre outras: i. O teor da alimentação (minerais industriais de elevado teor, por exemplo); ii. A densidade (minérios de ouro, com fácil liberação); iii. A liberação das partículas minerais; iv. O tamanho, e principalmente, a distribuição de tamanho de partículas de valor a separar.

Foi demonstrado que o FE funcionou como um elutriador não seletivo, arrastando as partículas F-UF, e as intermediárias, embora liberadas, não foram coletadas, pois não existe uma energia mínima nem um tempo de residência nas etapas de colisão e adesão bolhas-partículas. Ainda, na presença dessas partículas, não foi possível formar um leito fluidizado ideal necessário para a flotação das partículas grossas.

Ainda, em casos de minérios que demandam elevado grau de moagem para atingir a liberação necessária para a sua concentração, e que, após esta etapa, apresentam uma ampla faixa de distribuição de tamanhos e de teores, além de baixos teores de alimentação (como foi o caso do presente trabalho), não é possível a utilização desse equipamento. Sendo necessária

uma prévia classificação ao processo de concentração que deverá dividir o fluxo de partículas grossas para a floto-elutriação e de finos para a flotação.

Acredita-se que os resultados obtidos nesta tese contribuem claramente ao entendimento dos mecanismos envolvidos e de uma provável otimização e desenvolvimento desta tecnologia.

O baixo *holdup* apresentado pelo equipamento estudado resultou em uma baixa recuperação das partículas intermediárias, que apresentam elevada probabilidade de flotação, sendo necessária a sua adequação, com a injeção de bolhas extras, e mantendo o fluxo quiescente. Por outro lado, a elevação da velocidade superficial do ar no HydroFloat™ deve aumentar sua turbulência, prejudicando as condições ideais que devem ser avaliadas para cada sistema mineral (problemas de densidade específica).

De outra forma, a recuperação de partículas F-UF tem sido exaustivamente estudada com inúmeras técnicas aplicadas a diversos sistemas minerais, durante mais de 40 anos e ainda são poucas as que atingiram a escala industrial. Ou seja, a quantidade de estudos, trabalhos, projetos e artigos em centros de pesquisa e universidades é enorme comparado com os validados e implementados. Ainda, o tempo que leva a transferência de conhecimento ao setor produtivo pode ser de muitos anos e, em muitos casos, dependem de relações interpessoais. Além disso, existe, por parte das empresas, uma falta de divulgação das transferências de sucesso, mesmo sem patenteamento, atrasando o conhecimento e a aplicação das técnicas, e/ou tecnologias.

Por exemplo, reportam-se visando resumir o panorama atual, dados de publicações de estudos do processo de condicionamento em alta intensidade (CAI), realizados nos últimos 24 anos (Figura 52), e de flotação com injeção de micro e nanobolhas (MBs/NBs) às células de flotação (Figura 53). As figuras mostram que, embora os resultados tenham sido satisfatórios, poucas dessas pesquisas foram continuadas em aplicações piloto e/ou industriais, e essas poucas não têm sido comunicadas. A mesma situação ocorre com os processos de floculação seletiva e flotação extensora.

No Brasil é conhecida a implantação de um condicionador de alta intensidade no circuito de flotação de minério de fosfato, da Mina da VALE, em Araxá-MG (informação pessoal de Francisco Testa).

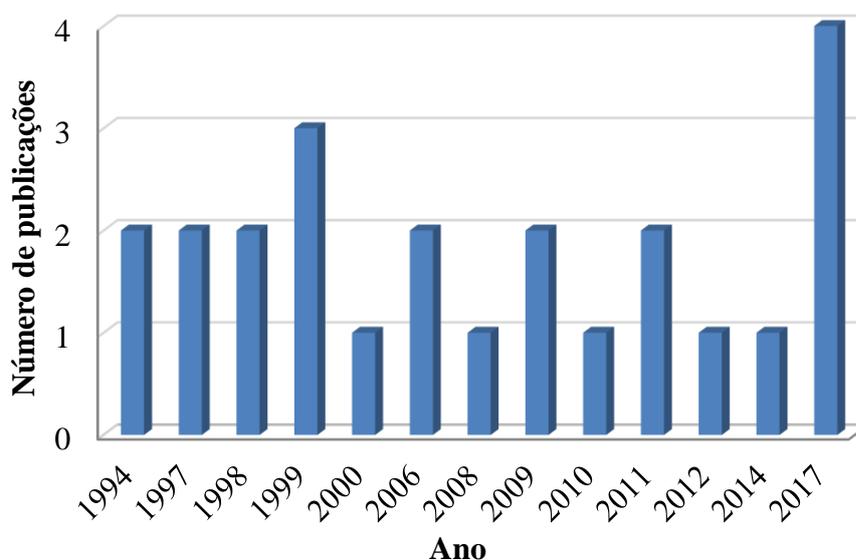
O condicionamento em alta intensidade promove a agregação das partículas F-UF entre elas, e com as grossas, em função da maior energia fornecida à polpa e o aumento das colisões na etapa de condicionamento. Desta forma, os agregados saem do intervalo de tamanho de finos e ultrafinos. Neste trabalho de tese, isto apresenta ganhos consideráveis,

principalmente, por se tratar de minerais de minério com alto valor agregado (ouro e cobre). Porém, o estudo não avançou por problemas financeiros da empresa que forneceu as amostras, além da mudança no corpo técnico.

É importante salientar que a perda de finos para o fluxo do rejeito também irá dificultar as operações de separação sólido-líquido posteriores, além de aumentar o volume de material que deve ser disposto, gerando maior impacto ambiental.

Outros estudos realizados com o emprego do CAI são a recuperação de finos que foram depositados como rejeitos e que apresentam teores próximos aos existentes em depósitos de minérios ainda não explorados, apresentando também grande potencial de aplicação (ROSA, 1997; VALDERRAMA, 1997).

Figura 52 - Número de publicações de estudos realizados com condicionamento em alta intensidade (CAI) por ano.

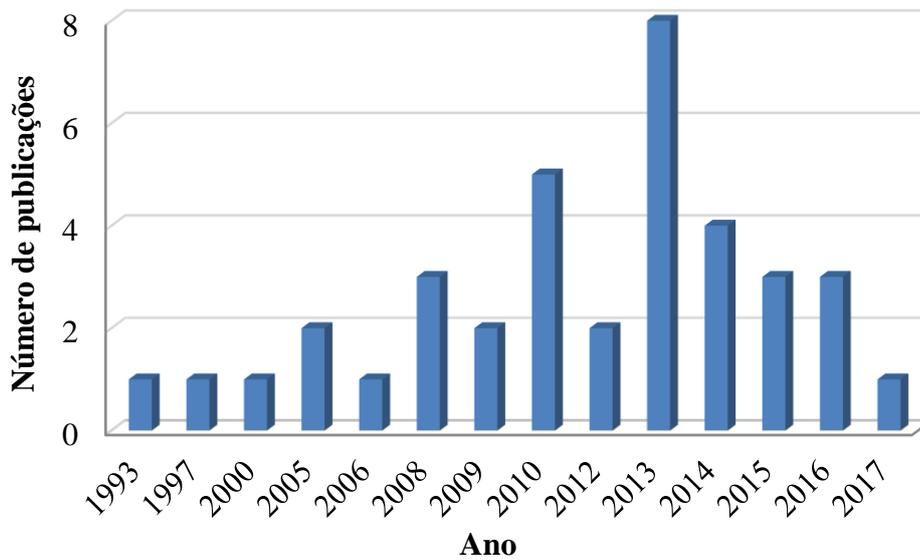


Nas últimas décadas, houve um avanço significativo da nanotecnologia e o desenvolvimento de técnicas de análise de partículas/bolhas mais avançadas, o que permitiu uma melhor compreensão das propriedades das micro e nanobolhas. Nos últimos anos, os estudos envolvendo a aplicação das NBs (e/ou MBs) no processo de flotação avançaram de forma crescente, especialmente no processo de flotação de minérios e efluentes da mineração, como explicitado na Figura 53, com o número de publicações na área por ano. Entretanto, a contribuição das NBs ainda é desconhecida da maioria dos engenheiros, pesquisadores e profissionais da área de flotação.

Informações pessoais (Érico Tabosa) reportam que algumas das principais empresas fornecedoras de células de flotação devem lançar, dentro de pouco, unidades com injeção de MBs e NBs.

Nesse sentido, a presente tese contribuiu com uma aplicação de NBs/MBs a um minério de cobre e ouro, obtendo resultados positivos que estimulam a utilização destas bolhas no desenvolvimento de técnicas e tecnologias na área com outros sistemas minerais.

Figura 53 - Número de publicações de estudos realizados com nano e microbolhas (NBs/MBs) por ano.



6 CONCLUSÕES

Os resultados gerais dos estudos realizados permitiram estabelecer as seguintes conclusões:

- Foi desenvolvido um procedimento de ensaio padrão de floto-elutriação (FE), em escala laboratorial, que permitiu a avaliação comparativa dos resultados com o ensaio padrão de flotação convencional (FC).
- As recuperações mássicas na FE em relação à FC foram sempre maiores, para todas as granulometrias avaliadas, devido ao transporte de massa via adesão bolhas/partículas ser assistido pela ação de elutriação do maior fluxo ascendente de água e pelo tamanho maior das bolhas. Houve um maior grau de arraste de partículas, que é independente das espécies mineralógicas (não seletivo) e depende da distribuição de tamanhos e densidade das partículas minerais. A FE opera com uma menor taxa superficial de bolhas, com bolhas maiores e, portanto com uma menor eficiência de captura de partículas.
- A FE foi mais eficiente na recuperação de frações grossas em alimentações classificadas e no arraste hidráulico das partículas finas e ultrafinas. Entretanto, a eficiência diminui em distribuições mais amplas (amostras P80), devido a variações da força de empuxo (arraste menor) causadas por aumentos da densidade e viscosidade da polpa e uma menor velocidade de ascensão das bolhas.
- A FC sempre se mostrou mais seletiva do que a FE, com concentrados com maiores teores de cobre e menores recuperações mássicas. A recuperação metalúrgica (% Cu) das frações intermediárias (-149+74 μm), presentes nas amostras de distintos P80, foi sempre muito maior que na FE. Nesse caso, as partículas têm uma elevada probabilidade de captura pelas bolhas (flotação real).
- As partículas de tamanho médio (-149+74 μm), embora liberadas, foram coletadas, no FE apenas aumentando o *holdup* de ar (de 3 a 12 %) com a injeção de bolhas de tamanho intermediário (100-600 μm).
- As amostras de minério sulfetado de cobre apresentaram boa liberação da calcopirita e bornita nos tamanhos estudados, sendo adequada aos estudos de flotação e floto-elutriação.
- O estudo provou que o floto-elutriador (HydroFloatTM), se comporta como um equipamento-separador não seletivo e de baixa eficiência para o minério sulfetado de cobre (0,6-1 % de Cu) com ampla distribuição de tamanhos de partículas. A performance

melhora se introduzida uma etapa de deslamagem (classificação) das alimentações para um eventual circuito de grossos.

- Conclui-se que o HydroFloat™ não é um equipamento tecnológico que seja aplicado a qualquer sistema mineral, como pretendido pelos fabricantes.
- Os estudos de recuperação de finos e ultrafinos permitiram estabelecer que, para ambas as amostras, os melhores resultados em relação ao ensaio STD foram obtidos com o condicionamento em alta intensidade (CAI) e a injeção de micro e nanobolhas (MBs/NBs).
- As menores perdas mássicas e metalúrgicas de Cu (-22 %) e Au (-8 %) foram obtidas com CAI, comprovando o efeito de agregação das partículas F-UF às mais grossas, ou entre si, e aumentando a recuperação por flotação.
- O emprego de agente extensor e a injeção de NBs isoladas não apresentaram ganhos de recuperação de F-UF.
- Em função disso, com base nos altos valores atribuídos aos elementos (Cu e Au) concentrados, e com o custo de tratamento e disposição de rejeitos, sugere-se um estudo em escala piloto de aplicação do CAI, com injeção de MBs/NBs anterior à etapa de flotação *rougher* da planta de beneficiamento, visando a sua aplicação industrial com a máxima recuperação e mínima perda para os rejeitos.

SUGESTÕES DE TRABALHOS FUTUROS

Pesquisas na floto-elutriação:

1. Avaliar o efeito da recuperação de água, ou do grau de arraste em função do tamanho de partículas e das condições operacionais: as velocidades superficiais de água de elutriação (J_w) e de ar (J_g);
2. Avaliar os efeitos da densidade específica-tamanho e massa do mineral de valor a separar, correlacionando com o grau de liberação mineral;
3. Caracterizar, em sistemas modelos, parâmetros operacionais como *holdup* de ar, fluxo de área superficial de bolhas (S_b), velocidade superficial da alimentação (J_a), J_w , J_g , cinética de recuperação (K , min^{-1}), efeito do tamanho e distribuição de tamanho de bolhas;
4. Avaliar o efeito da injeção de micro e nanobolhas em distintas etapas do processo (antes e/ou depois do condicionamento dos reagentes, e/ou durante a floto-elutriação);
5. Avaliar o efeito do teor da alimentação nos parâmetros de separação-teor e recuperação, taxa de enriquecimento;
6. Nos melhores resultados projetar, montar e estudar um FE com novos *design* (injeção de bolhas e recirculação de concentrados).

Pesquisas na recuperação de F-UF:

1. Avaliar a flotação com reciclo de concentrado (FRC) comparativa a flotação STD, com adição de partículas de alta flotabilidade (taxas variáveis) em conjunto com o CAI e com a injeção de MBs/NBs;
2. Avaliar o efeito da injeção de MBs/NBs em distintas etapas do processo (antes e/ou depois do condicionamento dos reagentes, e/ou durante a flotação);
3. Avaliar o efeito de atrição-limpeza superficial de minérios complexos e com uma alta concentração de partículas mistas com o CAI. Avaliar o *design* de CAI, neste tipo de estudo;
4. Determinar o grau de turbulência promovido no CAI, através da medida do gradiente de velocidade aplicado aos sistemas adotados, bem como correlacionar com a energia transferida à polpa;
5. Avaliar o emprego de biodiesel (biodegradável), e sua ação espumante, em estudos de flotação extensora, visando minimizar os impactos ambientais associados ao uso de óleo diesel por esta técnica;
6. Dar continuidade ao estudo com a(s) técnica(s) mais promissora(s) em escala piloto.

PUBLICAÇÕES ASSOCIADAS À TESE

Factors affecting the floto-elutriation process efficiency of a copper sulfide mineral. Paiva, M.; Rubio, J. Minerals Engineering, 86 (2016) 59–65.

Alternativas para a flotação de partículas minerais finas e grossas. Paiva, M.; Rubio, J. XXVI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa - Poços de Caldas-MG, 18 a 22 de Outubro 2015. Anais XXVI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa: v. 2, p. 322-331.

Featuring the nanobubbles scenarios in mining and mineral flotation. Azevedo, A.; Etchepare, R.; Paiva, M.; Rosa, A.F.; Rubio, J. 24th World Mining Congress – Rio de Janeiro, Brasil. 18-21 October, 2016. Proceedings 24th World Mining Congress Innovation in mining: p. 172-183.

Aplicação de nano, micro e macrobolhas na flotação de minério fosfático. Rosa, A.F.; Paiva, M.; Rubio, J. XXVII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa Belém-PA, 22 a 26 de Outubro 2017. Artigo completo submetido.

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**, v. 14, n. 3, p. 195-215, 1985.
- ALDRICH, C.; FENG, D. The effect of mothers on bubble size distributions in flotation pulp phases and surface froths. **Minerals Engineering**, v. 13, n. 10-11, p.1049-1057, 2000.
- ANDRADE, D.G.; RESENDE, F.E.O.; SILVA, P.A.M. Instalação da célula flash na Mineração Caraíba. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 19., 2002, Recife. **Anais...** v. 1, p. 254-258.
- ANTHONY, R.M.; KELSALL, D.F.; TRAHAR, W.J. The effect of particle size on the activation and flotation of sphalerite. In: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1975. **Proceedings...** n. 254, p. 47-58.
- AQUINO, J. A. Flotação do minério fósforo-uranífero de Itataia. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 10., 1984, Belo Horizonte. **Anais...** p. 347-369.
- ATA, S.; JAMESON, G.J. Recovery of coarse particles in the froth phase – A case study. **Minerals Engineering**, v. 45, p. 121-127, 2013.
- AWATEY, B.; THANASEKARAN, H.; KOHMUENCH, J.N.; SKINNER, W.; ZANIN, M. Optimization of operating parameters for coarse sphalerite flotation in the HydroFloat fluidised-bed separator. **Minerals Engineering**, v. 50-51, p. 99-105, 2013.
- AWATEY, B.; THANASEKARAN, H.; KOHMUENCH, J.N.; SKINNER, W.; ZANIN, M. Critical contact angle for coarse sphalerite flotation in a fluidised-bed separator vs. a mechanically agitated cell. **Minerals Engineering**, v. 60, p. 51-59, 2014.
- AWATEY, B.; SKINNER, W.; ZANIN, M. Incorporating fluidised-bed flotation into a conventional flotation flowsheet: A focus on energy implications of coarse particle recovery. **Powder Technology**, v. 275, p. 85-93, 2015.
- AZEVEDO, A.; ETCHEPARE, R.; CALGAROTO, S.; RUBIO, J. Aqueous dispersions of nanobubbles: Generation, properties and features. **Minerals Engineering**, v. 94, p. 29-37, 2016a.
- AZEVEDO, A.; ETCHEPARE, R.; PAIVA, M.; ROSA, A.F.; RUBIO, J. Featuring the nanobubbles scenario in mining and mineral flotation. In: World Mining Congress, 24., 2016b, Rio de Janeiro. **Proceedings...** Innovation in mining: p. 172-183.

- BAHRI, Z.; SHAF AEI, S. Z.; KARAMOOZIAN, M. Investigation of effective parameters on the gas holdup in column flotation of a coal tailing sample. **International Journal of Coal Preparation and Utilization**, v. 33, n. 2, p. 47-58, 2013.
- BAHENA, J.L.R.; FRANZIDIS, J.P.; MANGLAPIG E.V.; VALDIVIESO, A.L.; ESCAMILLA, M.C.O. Assessment of reagent and regrinding in a flotation circuit. In: Congreso Internacional de Metalurgia Extractiva, 16, 2006, México. **Anais...** p. 195-205.
- BARBERY, G. **Method for Separation of Coarse Particles**, U.S. Patent No. 4,822,493. 1989.
- BAZIN, C.; PROULX, M. Distribution of reagentes down a flotation bank to improve the recovery of coarse particles. **International Journal of Mineral Processing**, v. 61, n. 1, p. 1-12, 2001.
- BLAKE, P.; RALSTON, J. Particle size, surface coverage and flotation response. **Colloids and Surfaces**, v. 16, p. 41–53, 1985.
- BOS, J.L.; QUAST, K.B. Effects of oils and lubricants on the flotation of copper sulphide minerals. **Minerals Engineering**, v. 13, n. 14-15, p. 1623-1627, 2000.
- BRUM, I.A.S. **Concentração de partículas minerais grossas de fluorita em coluna de flotação**. 2004. 120 f. Tese (Doutorado em engenharia) - PPGE3M, UFRGS, Porto Alegre, 2004.
- BRUM, I.A.S.; VALDERRAMA, L.; RUBIO, R. Condicionamento turbulento para a recuperação de finos de minérios por flotação. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, 16., 1995, Rio de Janeiro. **Anais...** v. 1, p. 367-381.
- BRUM, I.A.S.; VILLEGAS, H.; BANGUERO, W.; GUERRERO, J.; SAMPAIO, C.; BARRAZAS, J. Flotation of brazilian and colombian coals using a negative bias. In: International Mineral Processing Congress, 26., 2012, Nova Deli. **Proceedings...**v. 1, p. 691-697.
- 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. **Mineral Engineering**, v. 12, n. 2, p.129-145, 1999.
- CALGAROTO, S.; AZEVEDO, A.; RUBIO, J. Flotation of quartz particles assisted by nanobubbles. **International Journal of Mineral Processing**, v. 137, p. 64-70, 2015.
- CAPPONI, F. **Avanços na recuperação de finos de minérios pelo processo de flotação “extensora”, o caso da mina de Chuquicamata**. 2005. 93 f. Dissertação (Mestrado em engenharia) - PPGE3M, UFRGS, Porto Alegre, 2005.

- CAPPONI, F.; MATIOLO, E.; RUBIO, J. Flotação extensora de finos de cobre e molibdênio. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 21., 2005, Natal. **Anais...** v. 1, p. 235-242.
- CARVALHO, F.H.; REZENDE, S.E.; MARTINS, J.S.; PAULA, P.T. Avaliação da Implantação de uma Etapa de Condicionamento em Alta Intensidade (CAI) na Usina de Beneficiamento do Complexo de Mineração de Tapira. 14º Prêmio de Excelência, Categoria Processo. **Revista Minérios e Minerales**, 2012.
- CHEN, G.; GRANO, S.; SOBIERAJ, S.; RALSTON, J. The effect of high intensity conditioning on the flotation of a nickel ore. Part 1: Size-by-size analysis. **Minerals Engineering**, v. 12, n. 10, p. 1185-1200, 1999a.
- CHEN, G.; GRANO, S.; SOBIERAJ, S.; RALSTON, J. The effect of high intensity conditioning on the flotation of a nickel ore. Part 2: Mechanisms. **Minerals Engineering**, v. 12, n. 11, p. 1359-1373, 1999b.
- CILLIERS, J.J.; BRADSHAW, D.J. The flotation of fine pyrite using colloidal gas aphrons. **Minerals Engineering**, v. 9, n. 2, p. 235-241, 1996.
- DAVIS, E.G.; HOOD, G.D. Conditioning parameter effects on the recovery of coarse phosphate. **Minerals and Metallurgical Processing**, v. 11, p. 50-54, 1994.
- DMTRIEVA, G.M.; SOLNYSHKIN, V.I.; SHMIDT, E.V. The influence of certain non polar reactive on the flotation of chalcopyrite. In: SOLNYSHKIN, V.I. **Flotation Agents And Effects**. Jerusalem: Israel Program for Scientific Translations, 1970. p. 25-32.
- DUNNE, R.C. The journey of the coarse particle through the pulp and froth in flotation. In: International Mineral Processing Congress, 26., 2012, Nova Deli. **Proceedings...**v. 1, p. 1259-1268.
- DUONG, C.; CHOUNG, J.; XU, Z.; SZYMANSKI, J. A novel process for recovering clean coal and water from coal tailings. **Minerals Engineering**, v. 13, n. 2, p. 173-181, 2000.
- 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**, v. 10, n. 1, p. 55-68, 1997.
- ENGLERT, A.H.; RODRIGUES, R.T.; RUBIO, J. Flotação de partículas ultrafinas: estado da arte e contribuição técnica sobre o ponto de mínimo na eficiência de captura bolha-partícula. **HOLOS**, v. 5, p. 66-73, 2011.
- FAN, M.; ZHAO, Y.; TAO, D. Fundamental studies of nanobubble generation and applications in flotation. **Separation Technologies for Minerals, Coal, and Earth Resources**, p. 457-469, 2012.

- FENG, D.; ALDRICH, C. Effect of particle size on flotation performance of complex sulphide ores. **Minerals Engineering**, v. 12, n. 7, p. 721-731, 1999.
- FENG, B.; FENG, Q.; LU, Y.; LV, P. The effect of conditioning methods and chain length of xanthate on the flotation of a nickel ore. **Minerals Engineering**, v. 39, p. 48-50, 2012.
- FILLIPOV, L.O.; JOUSSEMENT, R.; HOUOT, R. Bubble spargers in column flotation: Adaptation to precipitate flotation. **Minerals Engineering**, v. 13, n. 1, p. 37-51, 2000.
- FIRTH, B.A.; SWANSON, A.R.; NICOL, S.K. The influence of feed size distribution on the stage flotation of poorly floating coals. In: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1978. **Proceedings...** n. 267, p. 49-53.
- FIRTH, B.A.; SWANSON, A.R.; STEWART, K.W. Flotation circuits of poorly floating coals. **International Journal of Mineral Processing**, v. 5, p. 321-334, 1979.
- FOSU, S.; AWATEY, B.; SKINNER, W.; ZANIN, M. Flotation of coarse composite particles in mechanical cell vs. the fluidized-bed separator (The HydroFloat™). **Minerals Engineering**, v. 77, n. 6, p. 137-149, 2015.
- FUERSTENAU, D.W.; LI, C.; HANSON, J.S. Shear-flocculation and carrier flotation of fine hematite. In: Symposium on the Production and Processing of fine particles, 1988, Ottawa. **Proceedings...** v. 17, p. 32-335.
- FUERSTENAU, D.W. Flotation science and engineering: advances and challenges. In: International Mineral Processing Congress, 16., 1988, Estocolmo. **Proceedings...** Part A, p. 63-80.
- FUERSTENAU, D.W.; WILLIAMS, M.C.; HU, W. Application of multifeed circuits for coal and molybdenite flotation. In: International Mineral Processing Congress, 21., 2000, Roma. **Proceedings...** Part B9, p. 10-16.
- FUERSTENAU, M.C.; JAMESON, G.J.; YOON, R.H. Flotation cells, modeling and simulation. In: **Froth Flotation: A Century of Innovation**. 1 ed. Littleton,,: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. SME, 2007. Part 4, p. 635-778.
- GAUDIN, A.M.; SCHUHMANN, R.; SCHLECHTEN, A.W. The effect of size on the behavior of galena particles-Flotation Kinetics II. **J. Phys. Chem.**, v. 64, p. 902-910, 1942.
- GONTIJO, C.F.; FORNASIERO, D.; RALSTON, J. The limits of fine and coarse particle flotation. **The Canadian Journal of Chemical Engineering**, v. 85, n. 5, p. 739-747, 2007.
- 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: International Mineral Processing Congress, 10, 1973, Londres. **Proceedings...** p. 689-705.

- GU, G.; SANDERS, R.S.; NANDAKUMAR, K.; ZHENGHE, XU.; MASLIYAH, J.H. A novel experimental technique to study single bubble-bitumen attachment in flotation. **International Journal of Mineral Processing**, v. 74, p. 15-29, 2004.
- GU, Y. Automated scanning electron microscope based mineral liberation analysis, an introduction to JKMRC/FEI mineral liberation analyzer. **Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering**, v. 2, n. 1, p. 33-41. 2003.
- HASSANZADEH, A.; KARAKAŞ, F. Recovery improvement of coarse particles by stage addition of reagents in industrial copper flotation circuit. **Journal of Dispersion Science And Technology**, p. 309-316, 2016.
- HOOVER, R.M; MALHOTRA, D. Emulsion flotation of molybdenite. In: FUERSTENAU, M.C. **Flotation – A.M. Gaudin Memorial**. Nova Iork: AIME, 1976. p. 485-505.
- HOSTEN, Ç.; MURATOGLU, R.A. A preliminary study on split feed flotation of Turkish bituminous coal fines. **Fuel**, v. 75, n. 6, p. 651-653, 1996.
- HOUSE, C.I.; VEAL, C.J. Selective recovery of chalcopyrite by spherical agglomeration. **Minerals Engineering**, v. 2, p. 1171-1184, 1989.
- JAMESON, G.J. New directions in flotation machine design. **Minerals Engineering**, v. 23, p. 835-841, 2010.
- JARRETT, R.G; WARREN, L.J. Shear-Flocculation in mixtures of scheelite and granite. In: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1977. **Proceedings...** n. 262, p. 57-65.
- JOHNSON, N.W. Liberated 0-10 µm particles from sulphides ores, their production and separation-Recent developments and future needs. **Minerals Engineering**, v. 19, p. 666-674, 2006.
- JOSE, J.K.; MMBAGA, J.P.; HAYES, R.E.; XU, Z. Modelling of cavitation in a high-intensity agitation cell. **The Canadian Journal Of Chemical Engineering**, v. 89, p. 1154-1164, 2011.
- KING, R.P. **Principles of Flotation** (Vol. 3). Johannesburg: South African Institute of Mining and Metallurgy, 1982.
- KLIMPEL, R.R. The interaction of grind size, collector dosage, and frother type in industrial chalcopyrite rougher flotation. In: SME Research Forum Technology for the Future, 1993, Reno. **Proceedings...** 77 p.
- KLIMPEL, R.R. Technology trends in froth flotation chemistry. **Minerals Engineering**, v. 47, n. 10, p. 933-942, 1995.
- KLIMPEL, R.R. Flotation kinetic studies: going from the laboratory to the plant. Conference of the Canadian Mineral Processors, 29, Ottawa, 1997. **Proceedings...** p. 352-365.

- KOH, P.T.L.; WARREN, L.J. Flotation of a ultrafine scheelite ore and the effect of shear-flocculation. In: International Mineral Processing Congress, 13., 1979, Varsóvia. **Proceedings...** p. 263-321.
- KOHMUENCH, J.N.; MANKOSA, M.J.; KENNEDY, D.G.; YASALONIS, J.L.; TAYLOR, G.B.; LUTTRELL, G.H. Implementation of the HydroFloat Technology at the South Fort Meade Mine, **Minerals and Metallurgical Processing**, v. 24, n. 4, p. 264-270, 2007.
- KOHMUENCH, J.N.; MANKOSA, M.J.; YAN, E.S.; WYSLOUZIL, H.; CHRISTODOULOU, L. Advances in Coarse Particle Flotation Industrial Minerals. In: International Mineral Processing Congress, 25., 2010, Brisbane. **Proceedings...** p. 2065-2076.
- KOHMUENCH, J.; THANASEKARAN, H.; SEAMAN, B. Advances in Coarse Particle Flotation—Copper and Gold. In: MetPlant Conference, 2013, Perth. **Proceedings...**p. 378-386.
- LANE, G.S.; RICHMOND, G.D. Improving fine particle flotation selectivity at Hellyer. In: International Mineral Processing Congress, 18., 1993, Sidney. **Proceedings...** p. 897-904.
- LASKOWSKI, J.S. Oil assisted fine particle processing. In: LASKOWSKI, J. S.; RALSTON, J. **Colloid Chemistry in Mineral Processing**. Amsterdam: Elsevier, 1992. Cap. 12, p. 361-394.
- LASKOWSKI, J.S.; DAI, Q. Collector-extender flotation in the processing of coarse fractions of potash ores. In: International Mineral Processing Congress, 18., 1993, Sidney. **Proceedings...** p. 1045-1051.
- LASKOWSKI, J.S. Conditioning in flotation processes In: Balkan Mineral Processing Congress, 12., Delfos, 2007. **Proceedings...** p. 21-31.
- LI, R.; HOBERG, H.; SCHNEIDER, F.U. Investigations on the influence of particle size in flotation. In: International Mineral Processing Congress, 18., 1993, Sidney. **Proceedings...** v. 3, p. 689-697.
- LI, J.; MA, L.; ZHAI, Y.; LI, W.; YUE, J. The Flotation Process with High Intensity Conditioning and Cleaning for Fine Coal. **Advanced Materials Research**, v. 1010-1012, p. 1636-1639, 2014.
- LIU, J.; MAK, T.; ZHOU, Z.; XU, Z. Fundamental study of reactive oily-bubble flotation. **Minerals Engineering**, v. 15, p. 667-676, 2002.
- LYNCH, A.J.; JOHNSON, N.W.; MANLAPIG, E.V.; THORNE, C.G. **Mineral and coal flotation circuits: their simulation and control**. Amsterdam: Elsevier, 1981.
- MACKINNON, S.; YAN, D.; DUNNE, R. The interaction of flash flotation with closed circuit grinding. **Minerals Engineering**, v. 16, p. 1149-1160, 2003.

- MANKOSA, M.J.; KOHMUENCH, J.N.; CHRISTODOULOU, L.; LUTTRELL, Recovery of values from a porphyry copper tailings stream. In: International Mineral Processing Congress, 28., 2016, Québec. **Proceedings...** 10 p.
- MANKOSA, M.J.; KOHMUENCH, J.N.; LUTTRELL, G.H.; HERBST, J.A.; NOBLE, A. Split-feed circuit design for primary sulfide recovery. In: International Mineral Processing Congress, 28., 2016, Québec. **Proceedings...**
- MANKOSA, M.J.; LUTTRELL, G.H. **Air-assisted density separator device and method.** U.S. Patent No. 6425485, 2002.
- MANKOSA, M. A New Paradigm in Sulphide Processing. **Engineering and Mining Journal**, 2017.
- MATIOLO, E. **Recuperação otimizada de finos de minérios de cobre e molibdênio por flotação não convencional.** 2005. 99 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia) PPGE3M, UFRGS, Porto Alegre, 2005.
- MATIOLO, E.; CAPPONI, F.; RUBIO, J. Técnicas para recuperar minério de cobre. **Brasil Mineral**, v. 229; p. 144-150, 2004.
- MAZON, R. **Efeito do tempo de residência sobre a recuperação metálica da flotação colunas reversa de minério de ferro.** 2006. 112 f. Dissertação (Mestrado em engenharia) PPGEM, UFOP, Ouro Preto, 2006.
- MEHRFERT, P.J. Investigating the potential of hydrofloat coarse particle flotation techniques on copper sulphide ores. In: Canadian Mineral Processors Conference, 49., 2017, Ottawa. **Meetings...**
- MILLER, J.D.; LIN, C.L.; WANG, Y.; MANKOSA, M.J.; KOHMUENCH, J.N.; LUTTRELL, G.H. The significance of exposed grain surface area in coarse particle flotation of low-grade gold ore with the HydroFloat technology. In: International Mineral Processing Congress, 28., 2016, Québec. **Proceedings...**
- MIETTINEN, T.; RALSTON, J.; FORNASIERO, D. The limits of fine particle flotation. **Minerals Engineering**, v. 23, n. 5, p. 420-437, 2010.
- MORRIS, T.M. Measurement and evaluation of rate of flotation as a function of particle size. **Minerals Engineering**, p. 1122-1124, 1953.
- MOUDGIL, B. M., GUPTA, D., 1989. Flotation of coarse phosphate particles. In: Chander, S.; Klimpel, R.R. *Advances in Col and Mineral Processing Using Flotation*, p. 164-168.
- NEGERI, T.; BOISCLAIR, M.; COTNOIR, D. Flotation pulp conditioning intensity determination and scale-up considerations. In: International Mineral Processing Congress, 22., 2006, Istanbul. **Proceedings...**

NEWCORBE, B.; BRADSHAW, D.; WIGHTMAN, E. Flash flotation. . . and the light of the coarse particle. **Minerals Engineering**, v. 34, p. 1-10, 2012.

OLDSHUE, J.Y. **Fluid mixing technology**. Nova York: McGraw-Hill, 1983.

OLDSHUE, J.Y. The role of mixing in beneficiation of minerals fines. In: SOMASUNDARAN, P.; ARBITER, N. **Beneficiation of mineral fines: Problems and research needs**. Nova Iork: AIME, 1978. Cap. 16, p. 201-223.

OLIVEIRA, M. L.; AQUINO, J. A. Aspectos relevantes das colunas de flotação. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 21., 2005, Natal. **Anais...** p. 44-52.

OTAYAKA, B.; SOTO, H. Modelling of negative bias column for coarse particles flotation. **Minerals Engineering**, v. 8, n. ½, p. 91-100, 1995.

PAIVA, M.P.; POMPEO, A.; RODRIGUES, R. T.; RUBIO, J. Caracterização e flotação de minério de fosfato do Chile. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 24., 2011, Salvador. **Anais...** v. 2, p. 69-77.

PEASE, J.D.; CURRY, D.C.; YOUNG, M.F. Designing flotation circuits for high fines recovery. **Minerals Engineering**, v. 19, p. 831-840, 2005.

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**, v. 51, p. 178-185, 1973.

RODRIGUES, R. T. **Inovação na geração e caracterização de bolhas para o processo de flotação**. 2004. 114 f. Tese (Doutorado em engenharia) PPGE3M, UFRGS, Porto Alegre, 2004.

RODRIGUES, R.T.; TABOSA, E.O.; VARELA, J.J.; RUBIO, J. Nova técnica para avaliação da distribuição de tamanho de bolhas na flotação. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 20., 2004, Florianópolis. **Anais...** v. 2, p. 79-86.

RODRIGUES, R. T.; RUBIO, J. New basis for measuring the size distribution of bubbles. **Minerals Engineering**, v. 16, n. 8, p. 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. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 21., 2005, Natal. **Anais...** v. 1, p. 235-242.

ROSA, J. J. **O condicionamento à alta intensidade e a recuperação de finos de minérios por flotação**. 1997. 83 f. Dissertação (Mestrado em engenharia) PPGE3M, UFRGS, Porto Alegre, 1997.

- ROSA, J.J.; RODRIGUES R.T.; RUBIO, J. Condicionamento em alta intensidade para aumentar a recuperação de finos de minérios por flotação. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 17., e Seminário de Química de Colóides Aplicada à Tecnologia Mineral, 1., 1998, Águas de São Pedro. **Anais...** v. 2, p. 521-542.
- RUBIO, J. Modified column flotation of mineral particles. **International Journal of Mineral Processing**, v. 48, p. 183-196, 1996.
- RUBIO, J. Proyecto flotación de finos y ultrafinos – Codelco – Chuquicamata – IM2. Flotación de finos y ultrafinos: Programa de técnicas de laboratório. Informe Final, 2002.
- RUBIO, J. O processo de condicionamento em alta intensidade (CAI) na flotação de minérios. In: CHAVES, A.P. **A Flotação no Brasil**. 3ed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. v. 4, p. 428-449.
- RUBIO, J.; CAPPONI, F.; RODRIGUES, R.T.; MATIOLO, E. Enhanced flotation of sulfide fines using the emulsified oil extender technique. **International Journal of Mineral Processing**, v. 84, p. 41-50, 2007.
- RUBIO, J.; CAPPONI, F.; MATIOLO, E.; ROSA, J. Avanços na flotação de finos de minérios sulfetados de cobre e molibdênio. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 20., 2004, Florianópolis. **Anais...** v. 2, p. 69-77.
- RUBIO, J.; CAPPONI, F.; MATIOLO, E.; NUNES, D.; GUERRERO, C.P.; BERKOWITZ, G. Advances in flotation of mineral fines. In International Mineral Processing Congress, 22., 2003, Cape-Town. **Proceedings...** p. 1014-1020.
- RUBIO, J.; BRUM, I. The conditioning effect on the flotation of copper/moly mineral particles. In: Southern Hemisphere Meeting on Mineral Technology, 1994, Concepción. **Proceedings...** v. 2, p. 295-308.
- RUBIO, J. Unconventional flocculation and flotation techniques. In: International Workshop on Flotation and flocculation: From Fundamentals to Applications, Hawaii, 2002. **Proceedings...** p. 17-32.
- RUBIO, J. **Carvão mineral – Caracterização e beneficiamento**. First edition. Porto Alegre: Nova linha Artes Gráficas, 1988.
- RUBIO, J.; CAPPONI, F.; RODRIGUES, R.; MATIOLO, E. Optimizing the flotation of sulfides fines using emulsified oil extender technique. In: Balkan Mineral Processing Congress, 12., Delfos, 2007. **Proceedings...** p. 245-250.
- SANTANDER, M.E. **Aplicação de uma coluna de flotação modificada no tratamento de sulfetos metálicos**. 1993. 162 f. Dissertação (Mestrado em engenharia) PPGE3M, UFRGS, Porto Alegre, 1993.

- SANTANDER, M.E.; BEAS, E.; RUBIO, J. Flotación em columna modificada de sulfuros de cobre. In: Southern Hemisphere Meeting on Mineral Technology, 4., 1994, Concepción. **Porceedings...** v. 4, p. 165-178.
- SCHUBERT, H.; BISCHOFBERGER, C. On the optimization of hydrodynamics in flotation processes. In: International Mineral Processing Congress, 13., 1979, Varsóvia. **Proceedings...** Part B, v. 2b, p. 1261–1287.
- SCHULZE, H.J. **Physico-chemical elementary processes in flotation**. Amsterdam: Elsevier, 1984.
- SHANNON, L.K.; TRAHAR, W.J. The role of collector in sulphide ore flotation. In: SOMASUNDARAN, P. **Advances in Mineral Processing**. Littleton: SME, 1986. p. 408-425.
- SIS, H.; CHANDER, S. Reagents used in the flotation of phosphate ores: a critical review. **Minerals Engineering**, v. 16, p. 577-585, 2003.
- SMALL, G.L.; GRANO, S.R.; RALSTON, J.; JOHNSON, N.W. Methods to increase fine mineral recovery in the Mount Isa Mines lead/zinc concentrator. **Minerals Engineering**, v. 10, n. 1, p. 1-15, 1997.
- SOBHY, A. **Cavitation nanobubble enhanced flotation process for more efficient coal recovery**. 2013. 169 f. Tese (Doutorado em engenharia) College of Engineering, University of Kentucky, Kentucky, 2013.
- SOBHY A, TAO D. Nanobubble column flotation of fine coal particles and associated fundamentals. **International Journal of Mineral processing**, v. 124, p. 109-116, 2013.
- SONG, S.; LOPEZ-VALDIVIESO, A.; REYES-BAHENA, J.L.; LARA-VALENZUELA, C. Flocculation of galena and sphalerite fines. **Minerals Engineering**, v. 14, n. 1, p. 87-98, 2001.
- SOTO, H., **Development of novel flotation-elutriation method for coarse phosphate beneficiation**. Final Report. Bartow: FIPR, 1992. 77 p.
- SOTO, H.; BARBERY, G. Flotation of Coarse Particles in a Counter-Current Column Cell. **Minerals and Metallurgical Processing**, v. 8, n. 1, p. 16-21, 1991.
- SUN, W.; HU, Y.H.; DAI, J.P.; LIU, R.Q. Observation of fine particle aggregating behavior induced by high intensity conditioning using high speed CCD. **Transactions of Nonferrous Metals Society of China**, v. 16, n. 1, p. 198-202, 2006.
- SUN, W.; DENG, M.J.; HU, Y.H. Fine particle aggregating and flotation behavior induced by high intensity conditioning of a CO₂ saturation slurry. **Mining Science and Technology**, v. 19, p. 483-488, 2009.

- SUN, W.; XIE, Z.J.; HU, Y.H.; DENG, M.J.; L YI, HE, G.Y. Effect of high intensity conditioning on aggregate size of fine sphalerite. **Transactions of Nonferrous Metals Society of China**, v. 18, n. 2, p. 438-443, 2008.
- SUN, Y.; XIE, G.; PENG, Y.; CHEN, Y.; MA, G. How Does High Intensity Conditioning (HIC) Affect Flotation Performance? **International Journal of Coal Preparation and Utilization**, 2017.
- TABOSA, E.O. **Flotação com reciclo de concentrados (FRC) para recuperação de finos de minérios: Fundamentos e Aplicações**. 2007. 117 f. Dissertação (Mestrado em engenharia) PPGE3M, UFRGS, Porto Alegre, 2007.
- TABOSA, E.; RUBIO, J. Flotation of copper sulphides assisted by high intensity conditioning (HIC) and concentrate recirculation. **Minerals Engineering**, v. 23, p. 1198-1206, 2010.
- TABOSA, E.; CENTENO, C.; TESTA, F.; RUBIO, J. Flotação com reciclo de concentrado (FRC) na recuperação de minério de cobre: Fundamentos e Aplicações. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 23., 2009, Gramado. **Anais...** p. 309-315.
- TABOSA, E.; RUNGE, K.; DUFFY, K. Strategies for increasing coarse particle flotation in conventional flotation cells. In: International Flotation Conference (Flotation '13), 6., 2013, Cape Town. **Proceedings...** 15 p.
- TESTA, F.G.; NASCIMENTO, A.L.; DUARTE, F.E.; YAN, E. Estudo piloto de flotação de grossos utilizando Hydrofloat com minério fosfático de Cajati-SP. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 24., 2011, Salvador. **Anais...** p. 152-158.
- TESTA, F.; RUBIO, J. O condicionamento em alta intensidade como alternativa real para o aumento da recuperação de partículas finas. **Brasil Mineral**, v. 278, p. 96-103, 2008.
- TESTA, F.G. **Avanços na flotação de finos de minério com condicionamento em alta intensidade**. 2008. 82 f. Dissertação (Mestrado em engenharia) PPGE3M, UFRGS, Porto Alegre, 2008.
- TESTA, F.G.; FONSECA, R.; RUBIO, J. O condicionamento em alta intensidade (CAI) na flotação de fosfatos. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 23., 2009, Gramado. **Anais...** v. 1, p. 331-338.
- TRAHAR, W. J. A rational interpretation of role particle size in flotation. **International Journal of Mineral Processing**, v. 2, p. 289-327, 1981.
- TRAHAR, W.J. The selective flotation of galena from sphalerite with special reference to the effect of particle size. **International Journal of Mineral Processing**, v. 3, p. 151-166, 1976.
- TSA, S.C. Staged flotation of fine coal and the effects of mineral size and distribution. **Industrial & Engineering Chemistry Research**, v. 27, n. 9, p. 1669-1674, 1988.

VALDERRAMA, L.; CABRAL, S.; SANTANDER, M.; RUBIO, J. Flotação de minérios em coluna de três produtos, C3P. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, 16., 1995, Salvador. **Anais...** v. 1, p. 421-436.

VALDERRAMA, L. C. **Estudos de flotação não convencional para o tratamento de rejeitos de ouro.** 1997. 124 f. Tese (Doutorado em engenharia) PPGE3M, UFRGS, Porto Alegre, 1997.

VALDERRAMA, L.; RUBIO J. High intensity conditioniog and thc carrier flotation of gold fine particlcs. **International Journal of Mineral Processing**, v. 52, p. 273-285, 1998.

VALDERRAMA, L.; GUZMÁN, D.; ZAZZALI, B. Efecto de la hélice em la recuperación de partículas finas de cobre y oro em relaves. In: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 18., 2001, Rio de Janeiro. **Anais...** p. 204-208.

WINGATE, E.; KOHMUENCH, J. An optimized approach to phosphate recovery. In: ZHANG, P.; MILLER, J.; WINGATE, E.; LEAL FILHO, L. **Beneficiation of phosphates.** Englewood: SME, 2016. Part 2, p. 43-54.

XIA, W.; ZHOU, C.; PENG, Y. Improving flotation performance of intruded coal using heavy oil as a collector. **Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects**, 2017.

XIONG, Y. **Bubble size effects in coal flotation and phosphate reverse flotation using a pico-nano bubble generator.** 2014. 233 f. Tese (Doutorado em engenharia) West Virginia University, Morgantown, 2014.

YOON, R.H. Microbubble flotation. **Minerals Engineering**, v. 6, n. 6, p. 619-630, 1993.

YU, Y.; CHENG, G.; MA, L.; HUANG, G.; WU, L.; XU, H. Effect of agitation on the interaction of coal and kaolinite in flotation. **Powder Technology**, v. 313, p. 122-128, 2017.

YU, Y.; MA, L.; WU, L.; YE, G.; SUN, X. The role of surface cleaning in high intensity conditioning. **Powder Technology**, v. 319, p. 26-33, 2017.

ZHOU, Z. A.; XU, Z.; FINCH, J. A. On the role of cavitation in particle collection during flotation - A critical review. **Minerals Engineering**, v. 7, n. 9, p. 1073-1084, 1994.

APÊNDICE 1 - Procedimento de análise química de minério de cobre

Materiais:

1. Estufa;
2. Béqueres;
3. Balança analítica;
4. Espátula;
5. Frasco lavador com água deionizada;
6. Pipetas graduadas de 10 mL e 20 mL;
7. Micropipeta (1000 μL);
8. Vidros de relógio;
9. Chapa aquecedora;
10. Funis;
11. Papéis de filtro;
12. Balões volumétricos de 100 mL;
13. Frascos para armazenamento.

Reagentes:

1. Água régia: $\text{HNO}_3 + \text{HCl}$ (1:2)
2. Solução padrão de cobre (1000 mg.L^{-1}): Solução de Titrisol (Merck) preparada com água destilada/deionizada para 1 L.
3. Solução padrões de cobre (1, 2, 5 e 10 mg.L^{-1}): Pipetar com micropipeta o volume correspondente da solução padrão de 1000 mg.L^{-1} de cobre e transferir a um balão volumétrico de 100 mL, completar com água destilada/deionizada.

Procedimentos:

1. Secar as amostras em estufa, a 50°C , durante no mínimo 2 h.
2. Pesar em um béquer, em balança analítica, com precisão, 0,5 g de amostra, ou de acordo com o teor de cobre contido.
3. Adicionar, com auxílio de frasco lavador, um pouco de água.
4. Acrescentar 10 mL de HNO_3 e 20 mL de HCl e cobrir o béquer com vidro de relógio
5. Aquecer em chapa aquecedora a 180°C , reduzindo o volume até que fique uma pasta no fundo do béquer (volume final $\sim 2 \text{ mL}$), retirar o sistema de aquecimento e deixar esfriar.
6. Filtrar com auxílio de funil, papel de filtro, e frasco lavador, transferindo quantitativamente a amostra contida no béquer.
7. Completar o volume, em balão de 100 mL, com água deionizada.
8. Armazenar em frascos limpos de 100 mL.
9. Caso seja necessário, fazer mais uma diluição para ajustar a concentração da amostra à curva de calibração adotada no equipamento.

Condições de leitura no AA:

1. Chama: Ar – Acetileno
2. Comprimento de onda: 324,7 nm
3. Tempo aquecimento da lâmpada: 15 min.
4. Limite de detecção: 0,10 - 10 mg.L^{-1}

APÊNDICE 2 - Procedimento dos ensaios de flotação convencional

Pré Flotação

- 1) Definir parâmetros como:
 - Volume da célula a ser usada
 - Porcentagem de sólidos em peso
 - Concentração dos reagentes
 - pH
- 2) Depois do minério homogeneizado, quarterar em alíquotas com a massa já definida e embalar separadamente.

Flotação

- 1) Preparar um balde de água com pH ajustado (suficiente para o número de ensaios que forem feitos);
- 2) Pesar 7 bandejas limpas e secas e identificar como: C1, C2, C3, C4, C5, C6 e Rejeito e anotar na planilha de trabalho;
- 3) Encher 2 pissetas com água (uma com pH natural outra com pH ajustado) e anotar as massas na planilha de trabalho;
- 4) Anotar também o valor da célula de flotação vazia;
- 5) Separar 3 provetas com 2 % cada uma, da água a ser usada para o ensaio;
- 6) Colocar para agitar na célula de flotação aproximadamente 60 % da água (1000 rpm);
- 7) Despejar o minério e esperar 20 s;
- 8) Despejar o restante da água;
- 9) Colocar os reagentes nos volumes já definidos e esperar o tempo de condicionamento (diferente para cada reagente e cada minério);
- 10) Nesse tempo, verificar se o pH está correto (caso não esteja, ajustar novamente);
- 11) Abrir a válvula de ar e começar a raspagem, seguindo a seguinte seqüência:

Tempo (min)	Ar (L/min)	Bandeja	Adição de água	Observação
0 – 0,5	2,5	C1		Iniciar o ensaio abrindo a válvula de ar e ligando o raspador.
0,5 -1	2,5	C2		
1 - 2	3,5	C3		
2 - 3	4,5	C4	X	
3 - 4	6	C4		
4 - 5	7	C5		
5 - 6	4,5	C5	X	
6 - 7	6	C6		
7 – 7,5	7	C6		
7,5 - 8	6	C6	X	
8 - 9	7	C6		Encerrar a flotação fechando a válvula do ar, desligando a máquina e o raspador.

- 12) Lavar a calha com a pisseta de água natural 10 s antes de cada troca de bandeja, pesar e anotar na planilha de trabalho de trabalho;
- 13) Lavar as paredes da célula e o estator com a pisseta de água de pH ajustado sempre que houver acúmulo de minério;
- 14) Após o término de ensaio erguer a máquina de flotação e limpar bem o estator e o rotor com a pisseta de água com pH ajustado;
- 15) Pesar as bandejas, as pissetas, e a célula de flotação com o não flotado anotando na planilha de trabalho;
- 16) Colocar os flotados diretamente na estufa e secar por 24 h;
- 17) Filtrar o não flotado no filtro à vácuo e colocá-lo na estufa por 24 h;
- 18) Retirar da estufa e esperar ficar à temperatura ambiente;
- 19) Pesar e anotar na planilha de trabalho
- 20) Análises químicas

APÊNDICE 3 - Procedimento dos ensaios de floto-elutriação

1. Pesar 7 baldes limpos e secos, identificar (6 para os concentrados e 1 para o rejeito), anotar os valores na folha de trabalho e colocá-los na posição para a coleta dos produtos;
2. Encher 7 pissetas com água a pH natural (6 para o concentrado – 1 pisseta para cada balde de concentrado, e outra p/ o rejeito). Pesar as pissetas e anotar os valores na folha de trabalho;
3. Preparar solução de espumante (geração das bolhas de ar) na concentração desejada (variável a ser estudada) em tanque de armazenamento para bombeamento ao HF;
4. Pesar massa de água (variável para cada tipo de minério/amostra), adicionar ao tanque de condicionamento da polpa e ligar a agitação (2300 rpm) para manter os sólidos em suspensão;
5. Adicionar massa de minério (variável para cada tipo de minério/amostra); e ajustar o pH da polpa a 10,5 com hidróxido de cálcio ($\text{Ca}(\text{OH})_2$) para minério de cobre;
6. Adicionar os reagentes de flotação (coletor + espumante) e em seguida disparar o cronômetro. Condicionar a polpa por 2 min. e verificar o pH neste tempo;
7. Ao final do condicionamento transferir a polpa ao HydroFloatTM por gravidade;
8. Preencher o HydroFloatTM com solução de espumante acionando a bomba de água. Ajustar a vazão de trabalho no rotâmetro de água (variável a ser estudada). Durante o teste, a vazão de água deve ser verificada constantemente;
9. Abrir a válvula do ar com o rotâmetro ajustado a vazão de trabalho (variável a ser estudada) com o transbordo da polpa/espuma. Verificar a pressão da linha no controlador de pressão (21 psi). Acionar o cronômetro para controle do tempo de coleta de concentrado;
10. Utilizar as pissetas do concentrado correspondente a cada balde para limpeza da calha. Anotar os intervalos de troca dos baldes.
11. Finalizar o ensaio com o término da polpa de alimentação. Verificar o tempo total de bombeamento (anotar);
12. Ao final do ensaio, medir a altura do leito de partículas, desligar a bomba de água, e medir novamente a altura do leito final (anotar as alturas e os tempos de tomada de medidas);
13. Retirar todo material afundado, juntamente com toda a água retida, abrindo a válvula de descarga. Lavar a calha (com a pisseta de água do concentrado) e o interior (com pisseta do rejeito);

14. Pesar os baldes dos concentrados e do rejeito e as pissetas utilizadas (anotar);
15. Filtrar os produtos coletados em cada balde identificando o filtro com o número do ensaio;
16. Secar as amostras em estufa a 100 °C por 24h;
17. Pesar as amostras secas (anotar);
18. Desagregar e homogeneizar as amostras armazenando-as em local adequado e devidamente identificado.