

FLOTAÇÃO DE MINÉRIO SULFETADO DE OURO COM DIFERENTES FAIXAS GRANULOMÉTRICAS*

Ana Carolina Fernandes Reis¹
Anderson Alves Cunha²
Douglas Geraldo Magalhães³

Resumo

O objetivo do trabalho foi investigar a recuperação metalúrgica da flotação de sulfeto de ouro utilizando diferentes tamanhos de partículas, a partir de ensaios de moagem e flotação em bancada, visando analisar o melhor desempenho e seletividade do processo. O minério em estudo apresenta um teor médio de ouro de 5,28 ppm e 0,59% de S. Nos testes verificou-se uma correlação diretamente proporcional entre a recuperação mássica e metalúrgica, ambas mostraram-se inversamente proporcional a seletividade no concentrado. A granulometria com 90% passante na malha de 0,053mm obteve o melhor resultado de recuperação tanto do ouro como de sulfetos, em contra partida, apresentou o menor grau de seletividade.

Palavras-chave: Ouro; Sulfeto; Tamanho de partícula; Flotação.

GOLD ORE FLOTATION WITH DIFFERENT PARTICLE SIZES

Abstract

The aim of this study was to investigate the metallurgical recovery of gold ore flotation using different particle sizes, from grinding and flotation testing bench to analyze the best performance and selectivity of the process. The ore has an average content of 5,28 ppm gold and 0,59% S. In tests there was a direct correlation between the mass and metallurgical recovery, both were inversely proportional to the selectivity. The granulometry of 90% passing in 0,053 mm obtained the best result of recovery of both gold and sulphides, in counterpart, had the lowest degree of selectivity.

Keywords: Gold; Sulphide; Particle size; Flotation.

¹ Bacharel em Engenharia Metalúrgica, Universidade do Estado de Minas Gerais, João Monlevade, Minas Gerais, Brasil.

² Bacharel em Engenharia Metalúrgica, Universidade do Estado de Minas Gerais, João Monlevade, Minas Gerais, Brasil.

³ Prof. MSc. em Engenharia Mineral, Universidade do Estado de Minas Gerais, João Monlevade, Minas Gerais, Brasil.

1 INTRODUÇÃO

O histórico de exploração de ouro no Brasil começa com o clico do ouro, entre 1700 e 1850. Desde então, a crescente industrialização e a demanda cada vez mais acentuada por esse metal acarretou na exaustão de reservas de alto teor de ouro. A partir disso, um grande número de pesquisas tem sido desenvolvidas no processo de flotação para recuperar cada vez mais o minério com baixa concentração.

Frequentemente um minério de ouro enquadra-se em mais de uma categoria, Lins e Monte [1] adotam como modelo de classificação o agrupamento em três tipos: *placers*, ouro livre e minérios complexos. O minério utilizado no trabalho enquadra-se na categoria de minérios complexos. Nesse caso o ouro nativo ocorre incluso ou finamente disseminado em minerais como os sulfetos, podendo ainda ser encontrado em solução sólida com os minerais sulfetados.

Diversos estudos sobre os efeitos da granulometria têm sido realizados para diferentes minérios, de forma a conhecer o comportamento do mesmo na flotação. Segundo Lins e Adamian [2], o tamanho máximo de um mineral recuperável por flotação depende principalmente da reduzida estabilidade de agregado partícula-bolha, devido ao peso da partícula, e da capacidade limitada da bolha de carregar partículas maiores para a superfície da polpa.

O objetivo geral do trabalho consiste em avaliar a recuperação e seletividade do processo de flotação com partículas finas (diferentes percentuais de passante na malha de 0,053mm).

1.1 Aspectos da Flotação

De acordo com Peres, *et al.*[3] é preciso três condições básicas para que ocorra a concentração de minerais: liberabilidade, diferenciabilidade e separabilidade dinâmica. A liberação dos grãos dos diferentes minerais é obtida por meio de operações de cominuição (britagem e moagem). A separabilidade está relacionada com os equipamentos utilizados e a diferenciabilidade é a base seletiva do método.

O processo de flotação desenvolve-se em três etapas, bem definidas, que ocorrem em sequência: colisão, adesão e transporte. Dentro dessas etapas existe uma série de fatores que influencia diretamente a eficiência do processo, dentre eles a granulometria [4].

Em resumo, a colisão depende das condições hidrodinâmicas, tamanho das partículas e das bolhas. A adesão depende de requisitos termodinâmicos, cinéticos e interações interfaciais das três fases presentes (gás, líquido e sólido). Por último, o transporte, que depende da estabilidade do agregado bolha-partícula para realizar o carregamento do mineral até a superfície da célula.

Na maioria dos casos o ouro encontra-se ligado a alguns minerais, especialmente a sulfetos, como a arsenopirita, pirita, pirrotita e calcopirita. A maioria das operações de flotação que incluem a presença de ouro nativo e sulfetos visa à flotação dos dois componentes. Isso se dá devido ao comportamento semelhante entre reagentes e a superfície do sulfeto e do ouro livre, dificultando a separação seletiva desses dois materiais [1].

1.2 O Efeito do Tamanho das Partículas

A flotabilidade do minério depende, dentre outros fatores, do tamanho das partículas do mesmo. Essa variável é uma das mais importantes no processo, pois, a etapa de

cominuição além de ser muito onerosa, gera um produto com faixas granulométricas diferentes. Tamanhos diferentes de partículas ocasionam diferentes comportamentos durante a flotação.

O tamanho das partículas pode influenciar positivamente ou negativamente durante a flotação, dado às dimensões médias das partículas elas podem não ser carregadas pelas bolhas (no caso de partículas maiores que 5 mm) ou podem ser arrastadas pelo fluxo corrente (menores que 1 mm); sendo válido ressaltar que o tamanho máximo e mínimo deve ser determinado pelo grau de liberação da partícula [5].

O tamanho máximo de um mineral recuperável por flotação depende principalmente da estabilidade de agregado partícula-bolha, devido ao peso da partícula e da capacidade limitada da bolha de carregar partículas maiores para a superfície da polpa [2].

Russo, *et al.* [6] citam que a faixa de 100 a 10 μm é mais adequada para a flotação para a maioria dos minerais. Além disso, é citado que abaixo de 10 μm a recuperação decresce dependendo do mineral em questão e sabe-se que, abaixo de 1,0 μm , esse processo de beneficiamento é extremamente delicado.

Conforme Oliveira [7] o consumo rápido e desproporcional de coletor pelas partículas finas, devido à sua maior superfície específica, acarreta uma menor cobertura superficial das partículas maiores que seriam, por esta razão, menos flotáveis. Esse mesmo autor menciona sobre trabalhos experimentais que abordaram inicialmente esse aspecto, onde foram trabalhados os sistemas de quartzo-dodecilamina e pirita-xantato, comprovando que para flotar partículas mais grosseiras realmente seria necessária maior concentração de reagentes.

No trabalho de Torem, *et al.* [8], é mostrado através dos resultados que apesar do aumento da concentração do coletor melhorar a recuperação das partículas grosseiras, para as partículas mais finas (P80 = 68 μm) esse efeito não é significativo, evidenciando que as partículas mais finas não necessitam de uma quantidade excessiva de reagentes, conforme mostrado também em outros estudos.

2 MATERIAIS E MÉTODOS

Foram coletados 45 kg de minério antes de passar pela etapa de britagem secundária. No laboratório, todo o material foi britado no britador de mandíbulas, alcançando 97% passante em 1/8 polegada, 3,17mm. Em sequência toda a amostra foi homogeneizada, quarteada e separadas em alíquotas de 1,245kg.

Após preparação das amostras, foi traçada uma curva de moagem que representa a redução da granulometria em função do tempo. Com a curva obteve-se a equação que simula o tempo necessário para atingir a granulometria desejada. Os tempos utilizados para cada faixa granulométrica estão demonstrados na Tabela 1.

Tabela 1 – Tempos de moagem para cada percentual passante em 0,0053mm

Tempos de moagem	
% Passante < 0,053mm	Tempo (min)
P60	9,22
P70	16,34
P80	23,47
P90	35,59

Foram realizados testes de flotação em triplicata nas etapas *rougher* e *scavenger* com o produto da moagem nos quatro tempos determinados anteriormente. Todo o procedimento seguiu de acordo com o fluxograma da Figura 1.

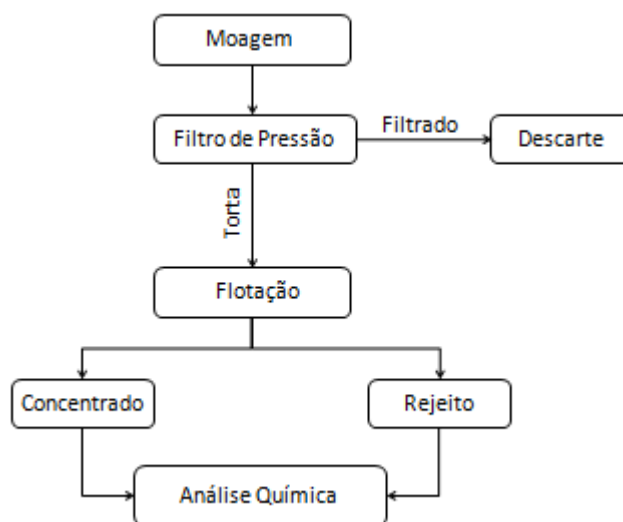


Figura 1 - Fluxograma esquemático do ensaio

Os testes de flotação foram realizados em uma célula CDC, com volume de cuba 3000ml, velocidade do impelidor de 1200rpm, pH natural (aproximadamente 8,4) e 40% de sólidos na alimentação. Os reagentes foram dosados conforme a Tabela 2.

Tabela 2 - Dosagens de reagentes por etapa

Etapa	Ativador (g/t)	Coletor (g/t)	Espumante (g/t)
	CuSO ₄	Dana Float 245	D250
<i>Rougher</i>	130	160	30
<i>Scavenger</i>	-	10	-

3 RESULTADOS E DISCUSSÃO

O minério em estudo apresentou um teor médio de ouro de 5,28 ppm e 0,59% de enxofre conforme Tabela 3.

Tabela 3 - Análise química global da amostra.

Amostra	Au (ppm)	%S	%C
1	5,3	0,42	0,83
2	5,1	0,38	0,83
3	5,45	0,98	0,82
Média	5,28	0,59	0,84

A curva granulométrica para os quatro tempos de moagem estudados é apresentada na Figura 2.

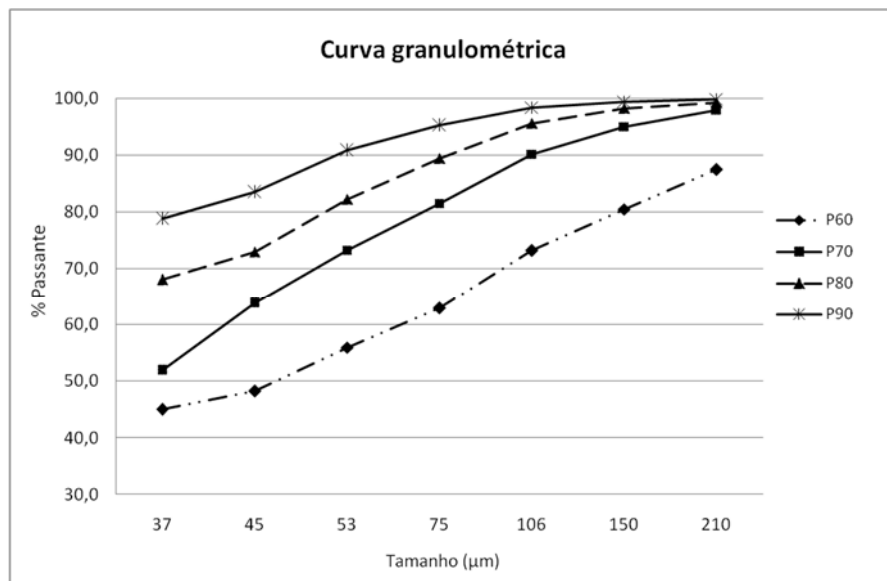


Figura 2 - Curva granulométrica

Pelos resultados apresentados verifica-se que o objetivo de atingir P70, P80 e P90 na abertura de 0,053mm foi alcançado, somente o P60 (9,22 min de moagem) saiu do intervalo, apresentando um passante de 55,97%. Pode-se associar essa variação à competência do material e ao baixo tempo de cominuição.

Diante do exposto, o P60 apresenta aproximadamente 30% da massa retida na malha de 106 μm, em contra partida as demais faixas atingem 90% passante na mesma malha. Apesar dessas faixas estarem mais bem enquadradas na especificação granulométrica para flotação, há uma geração excessiva de partículas abaixo de 37 μm. Isso é bastante claro no P90 onde praticamente 80% da massa é passante em 37 μm.

As Figuras 3 e 4 apresentam os teores de S e Au no concentrado e rejeito para cada faixa granulométrica estudada.

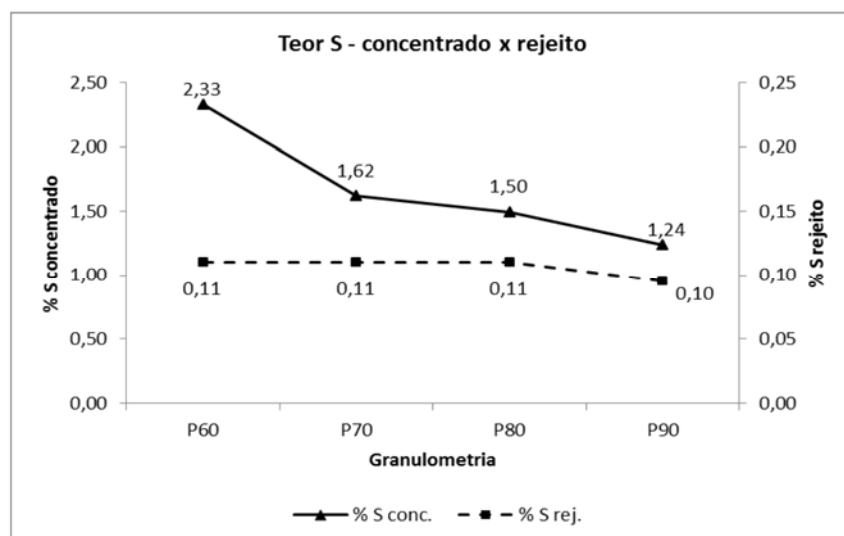


Figura 3 - Teor de enxofre no concentrado e no rejeito para cada faixa granulométrica

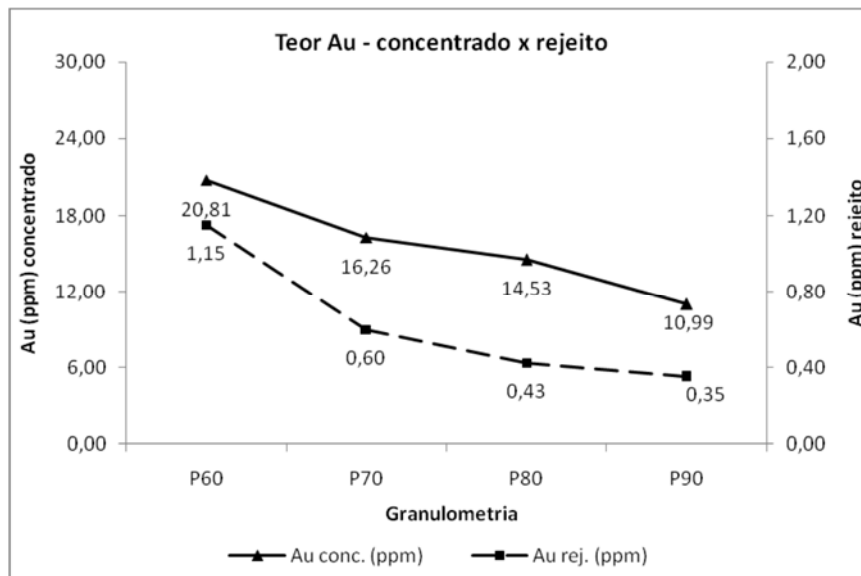


Figura 4 - Teor de ouro (ppm) no concentrado e no rejeito para cada faixa granulométrica.

Nota-se claramente que com a redução da granulometria, tanto o teor de Au quanto o teor S no concentrado diminuíram. Para o rejeito, o teor de Au também teve um decréscimo linear provavelmente ocasionado pela liberação das partículas de Au da matriz arsenopirítica, já os teores de S no rejeito se mantiveram constantes.

Analisando apenas o teor no rejeito e levando em consideração os parâmetros estabelecidos para os teste de flotação, em ambas análises a granulometria que proporcionou menor perda metálica foi P90 em 53 μm .

Nas figuras 5 e 6, verifica-se que as recuperações aumentam à medida que se afina a alimentação da flotação. Essa correlação provavelmente está ligada com as condições hidrodinâmicas do sistema e da não utilização de depressor na flotação que provocou um arraste de partículas mais finas, aumentando a quantidade de massa flotada. Como o teor de S no rejeito não sofreu alteração, pode-se concluir que houve grande arraste de partículas de ganga.

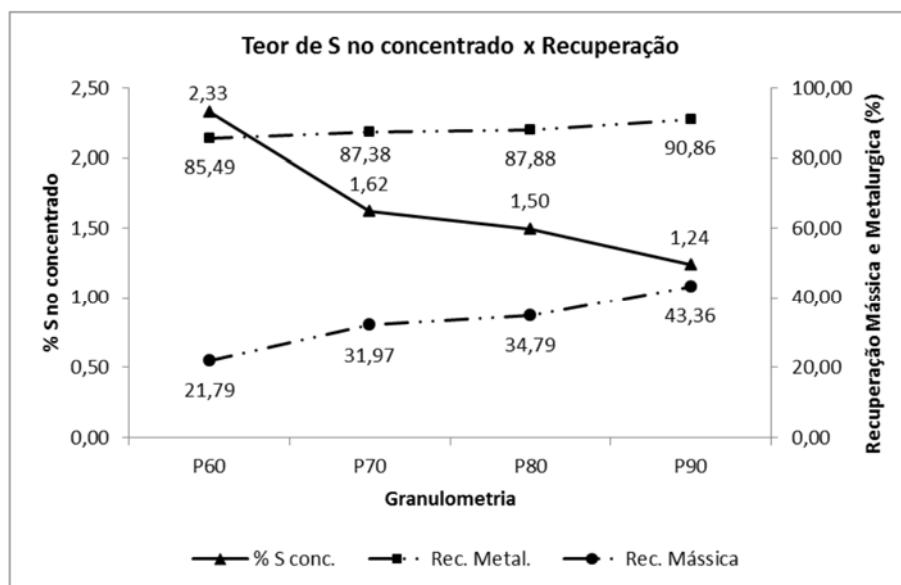


Figura 5 - Teor de enxofre (%) no concentrado e recuperação mássica e metalúrgica do S para cada faixa granulométrica.

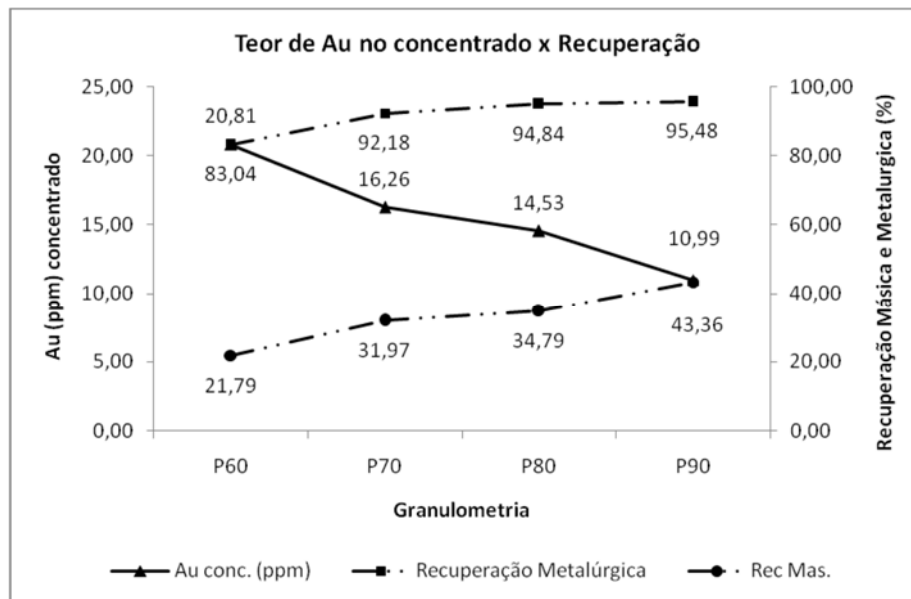


Figura 6 - Teor de ouro (ppm) no concentrado e recuperação mássica e metalúrgica do Au para cada faixa granulométrica.

A queda da flotabilidade à medida que se aumenta a granulometria pode ser explicada pelo fato de que a estabilidade do agregado bolha-partícula depende do peso da partícula e da limitada capacidade da bolha de carrear partículas grandes para a zona de coleta, conforme mencionado no trabalho de Lins e Adamian [2]. Devido a isso a recuperação do P60 foi a menor.

Em ensaios de flotação direta de um minério sulfetado de ouro, Torem, *et al.* [8] alcançaram maior recuperação do enxofre (70%) a uma granulometria de alimentação com P80 = 68 μm , na presença do coletor amil xantato de potássio (30 g/t) e do espumante MIBC (20 g/t), em pH=6,3. Já no trabalho em estudo, as melhores recuperações de S foram alcançadas com P90 em 53 μm , conforme Figura 5, porém com dosagem mais elevada de coletor. Ambos os estudos atingiram as melhores recuperações com a menor granulometria.

Avaliando os teores e as recuperações de ouro, os resultados do presente trabalho estão de acordo com Lins e Adamian [2] que em seus estudos de flotação de ouro determinaram que o tamanho máximo de partícula de ouro recuperada eficientemente foi de 71 μm , chegando a 80% de recuperação. Conforme Figura 6, o P90 atingiu a máxima recuperação de ouro, 95,48%, com aproximadamente 95% passante na malha de 75 μm . Em contra partida o P60 obteve 37% de massa retida em 75 μm com recuperação metalúrgica de 83,04%.

Com os resultados acima, nota-se que as recuperações metalúrgica e mássica foram inversamente proporcionais aos teores dos elementos no concentrado. Um ponto negativo desse comportamento é a excessiva quantidade de ganga alimentada nas etapas subsequentes, sobrecarregando a planta.

Por outro lado, se o interesse principal for a recuperação metalúrgica e o limite superior de massa que pode ser tratada na próxima etapa for correspondente a recuperação mássica do P90 de 43,36% essa opção se torna estratégica.

4 CONCLUSÃO

O melhor resultado para recuperação de sulfetos foi de 90,86%, obtida com a granulometria de 90% passante em 0,053mm. Já a menor recuperação foi do P60

com 85,49% de S. A melhor recuperação de ouro foi de 95,48%, obtida no P90. A menor recuperação foi para o P60 com 83,04%.

As recuperações mássicas e metalúrgicas aumentaram com a diminuição da granulometria, conseqüentemente, os teores de Au e S diminuíram no concentrado, demonstrando a baixa seletividade da flotação nas condições pré-estabelecidas. Com relação aos teores no rejeito, o enxofre apresentou valores estáveis e o ouro decresceu do P60 ao P90.

Com os dados apresentados pode-se concluir que as recuperações metalúrgicas alcançaram resultados crescentes à medida que diminui a granulometria devido ao aumento da recuperação mássica. Entretanto, a seletividade do mesmo foi prejudicada, devido ao comportamento decrescente do teor do elemento de interesse no concentrado.

A prioridade de escolha entre recuperação metalúrgica ou alto teor do elemento no concentrado é baseado nas especificações das etapas subsequentes (capacidade de tratamento e teor mínimo/máximo exigido). Para tomar uma decisão assertiva o engenheiro de processo deve conhecer a capacidade da planta, volume de produção e retorno financeiro.

Agradecimentos

Agradecemos a todos aqueles que contribuíram direta ou indiretamente para a realização deste trabalho;

A Faculdade de Engenharia da Universidade do Estado de Minas Gerais (UEMG) pela disponibilização dos laboratórios

REFERÊNCIAS

- 1 Lins, F, A, F.; Monte, M, B, M. Flotação de ouro. In: Chaves, A, P. (Org.). Teoria e Prática do tratamento de minérios. São Paulo: Signus Editora, 2006. p. 123-155.
- 2 Lins, F, F., Adamian, R., Influência de algumas variáveis físicas na flotação de partículas de ouro. Rio de Janeiro: CETEM, 1991. 28 p.
- 3 Peres, A, E, C.; Salum, M, J, G.; Valadão, G, E, S.; Araujo, A, C. Métodos de Concentração. In: Valadão, G, E, S.; Araujo, A, C. (Org.). Introdução ao Tratamento de Minérios. Belo Horizonte: UFMG, 2007. Cap. 6, p. 105-139.
- 4 Baltar, C, A, M.; Flotação no Tratamento de Minérios. 2. Ed. Recife: UFPE, 2010. 238 p.
- 5 Peres, A, E, C. Flotação. Apostila do Curso de Flotação – Pós Graduação UFMG, 2004.
- 6 Russo, M, L, C.; Uliana, A.; Gois, L.; Pereira, C, A. A influência da granulometria na flotação de rejeito de minério de zinco. Ouro Preto, 2008.
- 7 Oliveira, J, F. Flotação. In: Fernandes, F, R, C.; Matos, G, M, M.; Castilhos, Z, C.; Luz, A, B. (Editores). Tendências Tecnológicas Brasil 2015 - Geociências e Tecnologia Mineral. Rio de Janeiro: CETEM, 2007. Cap. 3, p. 133 – 156.
- 8 Torem, M, L.; Monte, M, B, M.; Dutra, A, J, B.; Tondo, L, A. Estudo do beneficiamento de um minério sulfetado de ouro de baixo teor. CETEM: Rio de Janeiro, 2004.