

Avaliação do efeito do pH na separação por flotação entre calcopirita e pirita em um minério sulfetado de cobre

Evaluation of the Effect of pH on the Flotation Separation of Chalcopyrite and Pyrite in a Copper Sulfide Ore

Thalia Lopes de Sousa

Bolsista PCI, Eng. De Minas, B.Sc.

Elves Matiolo

Supervisor, Eng. De Minas, D.Sc.

Resumo

O minério de cobre, que tem como principal mineral portador de Cu a calcopirita (CuFeS_2), é beneficiado através da flotação, um método eficaz para separar os sulfetos de cobre da ganga, especialmente em pH alcalino (entre 9 e 11). Este estudo avaliou o efeito do pH na flotação de um minério de cobre sulfetado de uma mina no Pará, utilizando um circuito em escala contínua com duas campanhas: a primeira em pH 10,5 e a segunda em pH 11,5. No pH 10,5, a recuperação de cobre foi de 79%, com teor variando de 8 a 17%, enquanto no pH 11,5, a recuperação foi de 81%, com teores entre 18 e 30%. Análises mineralógicas indicaram maior presença de pirita (50,2%) no pH 10,5 e maior concentração de calcopirita (71,4%) no pH 11,5. O aumento do pH favoreceu a depressão da pirita e a elevação do teor de cobre no concentrado final, evidenciando a importância do controle de pH para otimizar a recuperação e teor de cobre no processo de flotação.

Palavras-chave: cobre; calcopirita; flotação; pH; pirita.

Abstract

Copper ore, with chalcopyrite (CuFeS_2) as the main Cu-bearing mineral, is beneficiated through flotation, an effective method for separating copper sulfides from the gangue, especially in an alkaline pH range (between 9 and 11). This study evaluated the effect of pH on the flotation of a copper sulfide ore from a mine in Pará, using a continuous-scale circuit with two campaigns: the first at pH 10.5 and the second at pH 11.5. At pH 10.5, copper recovery reached 79%, with grades varying from 8% to 17%, while at pH 11.5, recovery was 81%, with grades between 18% and 30%. Mineralogical analyses indicated a higher pyrite presence (50.2%) at pH 10.5 and a higher concentration of chalcopyrite (71.4%) at pH 11.5. The increase in pH favored pyrite depression and improved copper grade in the final concentrate, highlighting the importance of pH control in optimizing copper recovery and grade in the flotation process.

Keywords: copper; chalcopyrite; flotation; pH; pyrite.

1. Introdução

O minério de cobre pode ser encontrado na condição de oxidado ou sulfetado. O minério oxidado possui baixo teor e está localizado nas camadas mais superficiais da crosta terrestre, já o minério sulfetado possui um teor mais elevado, e se encontra nas camadas mais profundas (ANDRADE *et al.*, 2001). Rao (2004) classificou os sulfetos de cobre em três tipos: apenas cobre, cobre e ferro e complexos. A calcopirita (CuFeS_2) e a bornita (Cu_5FeS_4) são sulfetos metálicos de cobre e ferro, e por este motivo tem uma elevada propensão à oxidação de sua superfície quando exposta em ambientes oxidantes como o ar atmosférico e/ou o meio aquoso. Segundo Bulatovic (2007) a calcopirita e a bornita são minerais minério de cobre que possuem alta cinética de flotação.

A flotação é o método mais utilizado para o beneficiamento de minérios sulfetados. Segundo Bulatovic (2007), a calcopirita é um mineral facilmente flotável, especialmente em pH alcalino, comumente entre 9 e 11, o que favorece a sua recuperação em detrimento da pirita (FeS_2), mineral de ganga que frequentemente acompanha os minérios de cobre. A flotação de sulfetos envolve a utilização de reagentes específicos, sendo os coletores, como os xantatos, os mais empregados. A adsorção do xantato na superfície da calcopirita promove sua hidrofobicidade, facilitando sua separação da ganga. Entretanto, a eficiência da flotação pode ser comprometida pela oxidação da superfície da calcopirita, o que reduz a eficácia dos coletores e aumenta o consumo de reagentes (Monte *et al.*, 2002). Para mitigar esses efeitos, depressores como o sulfato de zinco são frequentemente utilizados para suprimir a flotação de minerais de ganga, como a pirita (He *et al.*, 2006). Em geral a flotação de minérios sulfetados é feita em etapas, sendo a primeira delas a separação dos minerais sulfetados, coletivamente (também chamada de flotação “bulk”), da ganga. Após essa separação, é feita a flotação seletiva dos minerais de interesse, com a qual se separa os sulfetos (Rao, 2004). Esse processo permite a obtenção de concentrados de cobre com alto teor, contribuindo significativamente para a eficiência do beneficiamento mineral.

2. Objetivos

O objetivo geral deste trabalho foi avaliar o efeito do pH no desempenho na flotação de um minério de cobre sulfetado de uma mina localizada no Pará, utilizando circuito de flotação em células mecânicas em escala contínua (Mini planta piloto – MPP).

3. Material e Métodos

Foi recebido no CETEM cerca de 350 kg de amostra, dividida em 14 (quatorze) bombonas de 50 L na forma de testemunhos de furos de sonda. O conteúdo das bombonas era composto por dois tipos de material: testemunhos de sondagem não britado e britado (< 3,36 mm). As amostras passaram pelas etapas de britagem até a obtenção de um produto 100% passante em 3,36 mm, e posteriormente, para a etapa de moagem em moinho cilíndrico com carga de bolas para gerar um produto com P_{80} em 106 μm .

O produto moído alimentou os estudos de flotação de sulfetos realizados em células mecânicas (CM) em escala contínua na Mini Planta Piloto (MPP). O circuito empregado nesta flotação envolveu as etapas *rougher*, três etapas de limpeza do concentrado (*cleaner*) e duas etapas *scavenger*. Foram realizadas duas campanhas com este circuito. Na primeira campanha, o circuito foi testado em pH 10,5 e na segunda campanha o pH avaliado foi em 11,5. As amostras geradas foram analisadas quanto sua composição e parâmetros físicos (densidade e distribuição granulométrica), mineralogia (DRX) e composição química (FRX).

4. Resultados e Discussão

A densidade da amostra cabeça determinada por picnometria de hélio foi de 2,88 g/cm³. Na Tabela é apresentado o resultado dos principais elementos contidos nesta amostra. Os resultados da média dos balanços de massa obtidos nos ensaios de flotação e da amostra cabeça analisada ficaram próximos, com exceção do teor de S que apresentou valor de 3,8% na amostra cabeça calculada a partir da média dos balanços, quando comparado ao valor de 4,9% obtido na amostra cabeça analisada.

Tabela 1. Teores analisados e calculados dos principais elementos contidos na amostra cabeça.

Amostra	Cu (%)	S (%)	Fe (%)	Al (%)	SiO ₂ (%)	Si (%)	K (%)
Cabeça analisada	0,89	4,9	17,9	4,5	59,1	27,7	2,3
Cabeça calculada	0,86	3,8	17,6	4,6	60,2	28,2	2,4

A amostra cabeça britada em 3,36 mm apresentou P₈₀ de 2,1 mm e 26% passante em 106 µm. Os resultados do produto da moagem realizada no CETEM apresentaram um P₈₀ entre 109 – 116 µm e 48% em 38 µm.

Ao todo foram realizados 23 balanços com o circuito RG/ 3CL/ 2SCV, nos quais os 10 (dez) primeiros foram realizados em pH 10,5 enquanto os 13 (treze) restantes foram feitos em pH 11,5.

A Figura 1 apresenta a curva de teor *versus* recuperação de Cu no concentrado *cleaner 3*. Na primeira campanha realizada em pH 10,5, a média da recuperação de Cu foi de 79% para teores na faixa de 8 a 17%. Na segunda campanha realizada em pH 11,5, a média da recuperação de Cu foi de 76%, alcançando valor máximo de 81%) para teores na faixa de 18 a 30%. A Figura 2 relaciona o teor *versus* recuperação de Cu e Si também para os 23 testes no concentrado *cleaner 3*. O teor máximo de Cu foi de 30%, enquanto o teor de Si variou de 1,3% a 7% para uma recuperação média de 0,6%.

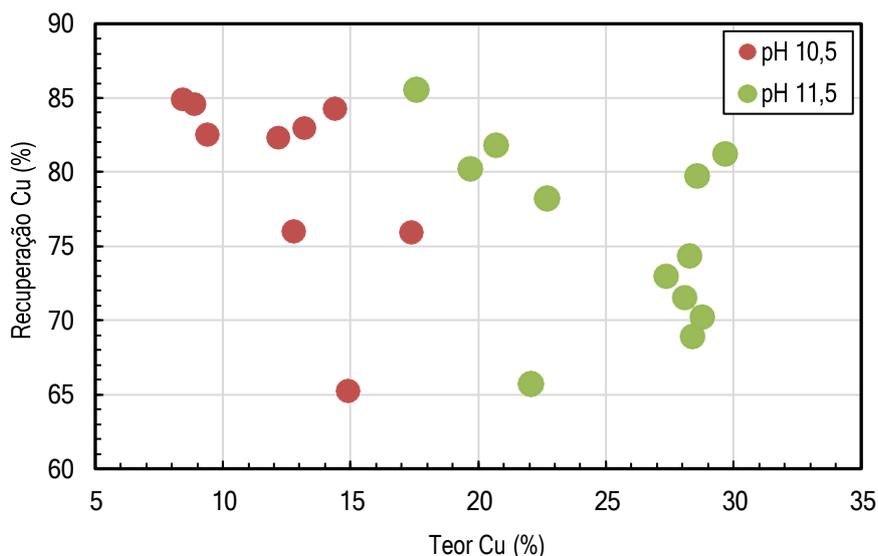


Figura 1. Teor versus recuperação de Cu no concentrado *cleaner 3* em pH 10,5 11,5. Configuração RG/ 3CL/2SCV.

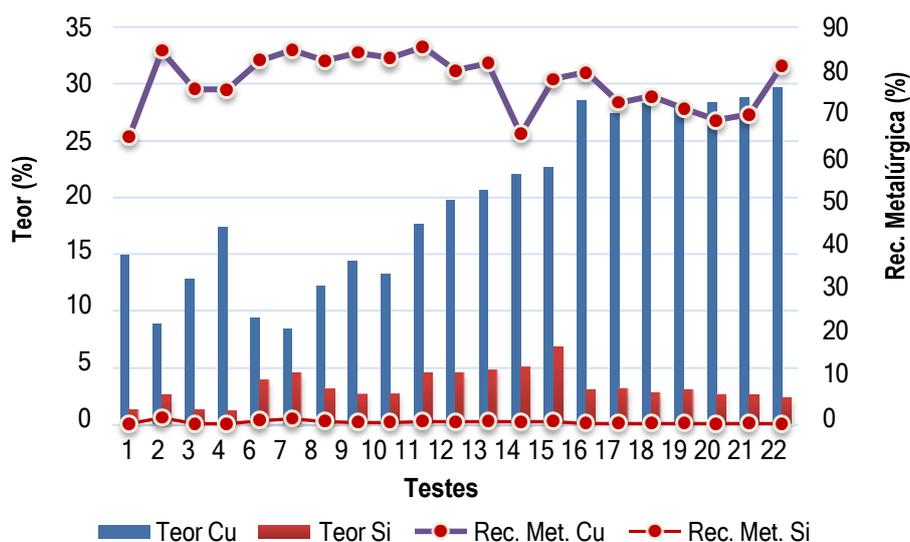


Figura 2. Gráfico de teor e recuperação metalúrgica de Cu e Si por teste no concentrado *cleaner 3*. Configuração RG/ 3CL/ 2SCV em pH 10,5 (T1 ao T10) e 11,5 (T11 ao T22).

A Figura 3 ilustra o comparativo dos teores de Cu nas etapas de concentrações para o melhor resultado de processo alcançado aplicando o pH de 10,5 (teste 10) e 11,5 (teste 22). Os teores de Cu nas etapas *rougher* e *cleaner 1* se mostraram muito semelhantes para ambos os valores de pH testados, onde com pH de 10,5 a taxa de enriquecimento na etapa *rougher* foi de 4,3 vezes, e para 11,5 foi de 5 vezes, atingindo teor de aproximadamente 5% de Cu para ambos. Na etapa seguinte (CL 1) o teor de Cu aumentou para 11%, resultando em um enriquecimento de 2,8% quando utilizado pH 10,5, já com pH 11,5 o teor de Cu foi de 12,4% correspondendo ao enriquecimento de 3,1 vezes. A partir da etapa *cleaner 2* nota-se a diferença causada pelo

pH, onde, quando utilizado o menor valor (10,5) o teor de Cu no concentrado decai cerca de 0,1 vezes, já no maior valor de pH (11,5) o teor de Cu corresponde a 22,1%, um grau de enriquecimento de cerca de 1,8 vezes. Embora o grau de enriquecimento na última etapa *cleaner* tenha sido a mesma para ambos os valores de pH testados (1,3 vezes), o teor de Cu no pH 11,5 foi bem mais elevado em comparação ao pH 10,5, atingindo o teor de 29,7% de Cu para 13,2%. Ao final do processo, quando utilizado o pH 10,5 o grau de enriquecimento total foi de 14,5 vezes, enquanto no pH 11,5 foi de 37,2 vezes. O grau de enriquecimento dos concentrado *scavenger* 1 + 2 para os valores de pH de 10,5 e 11,5 foram de 2,0 e 2,6 vezes, respectivamente, com relação ao teor de Cu obtido nos rejeitos das três etapas *cleaner*.

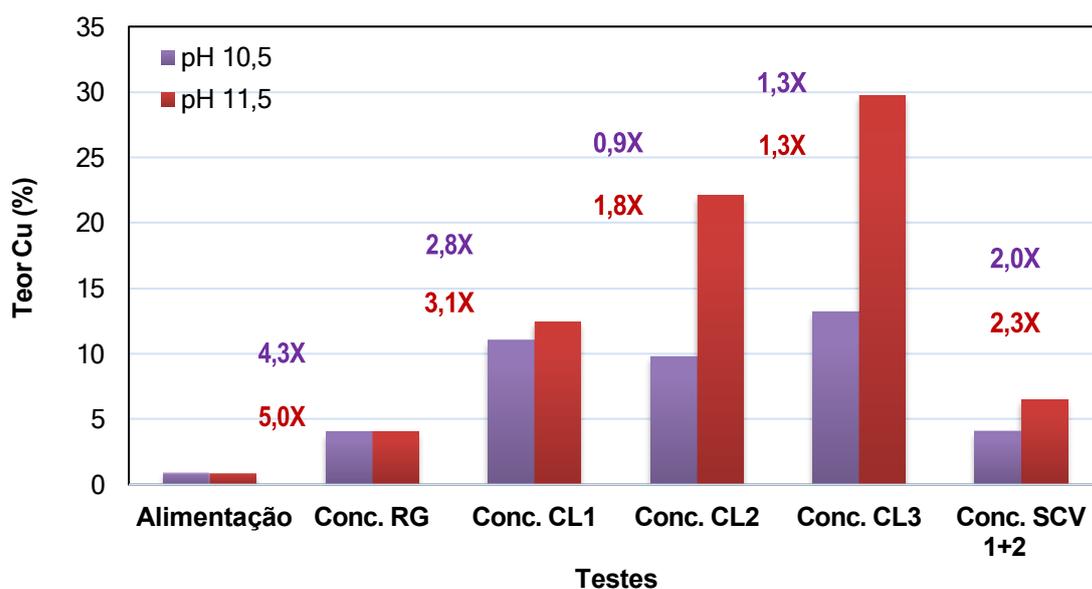


Figura 3. Comparativo do teor de Cu nas etapas de concentrações em pH 10,5 e 11,5. Configuração RG/3CL/2SCV.

As figuras abaixo apresentam os resultados da análise mineralógica dos concentrados finais do teste 4, em pH 10,5 (Figura 4) e do teste 12, em pH 11,5 (Figura 5). Em pH 10,5 mais da metade da amostra é composta por pirita, enquanto apenas 48% é calcopirita. O teor de Cu foi de 17,4%. Já no pH 11,5 é possível observar que, embora o teor de Cu nesta amostra tenha sido próximo ao alcançado no teste 4, cerca de 19,4%, a análise mineralógica mostrou que este concentrado é composto majoritariamente por calcopirita (71,4%), enquanto apenas 23,5% da amostra é formada por pirita.

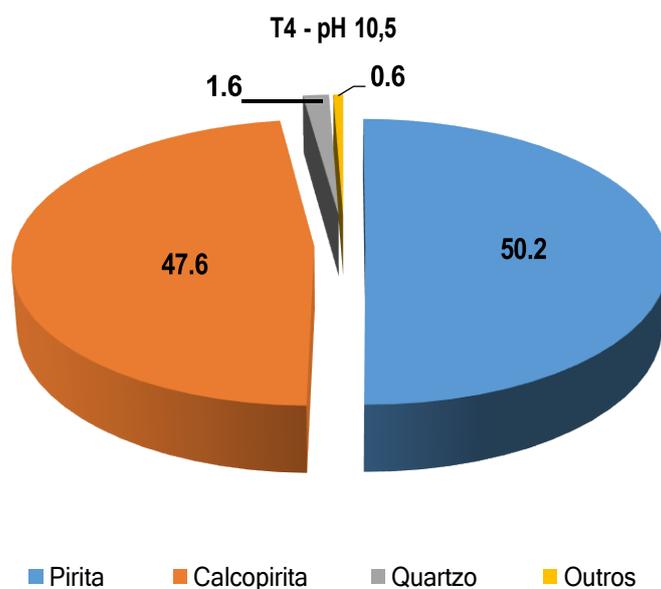


Figura 4. Caracterização mineralógica do teste 4 de flotação realizado em pH 10,5. Configuração RG/3CL/2SCV. Outros: muscovita e clorita.

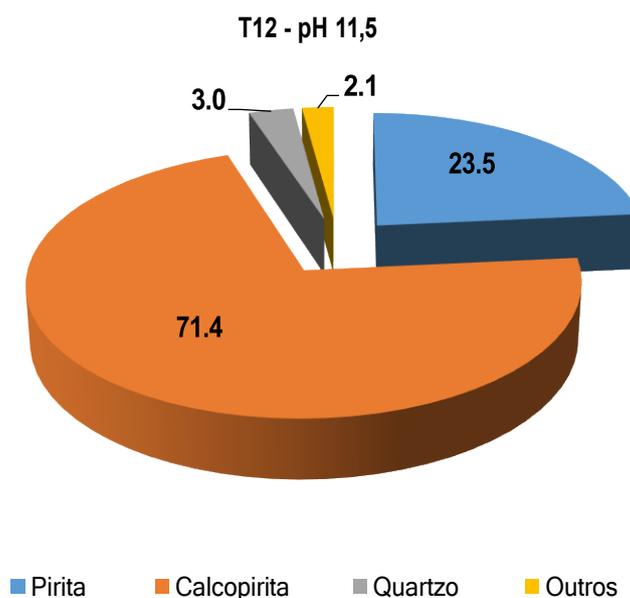


Figura 5. Caracterização mineralógica do teste 12 de flotação realizado em pH 11,5. Configuração RG/3CL/2SCV. Outros: muscovita, molibdenita e clorita.

5. Conclusão

Nos testes realizados em pH 10,5, observou-se uma recuperação significativa de cobre (76%), mas com alto teor de pirita no concentrado, o que impacta negativamente na pureza do concentrado de calcopirita devido à baixa seletividade. Em contraste, ao elevar o pH para 11,5, a presença de íons Ca^{2+} no meio contribuiu para a depressão da pirita, permitindo uma concentração mais elevada de cobre (teor de 30%) e uma recuperação superior de 81%. Esse resultado indica que o pH mais alto favorece a depressão da pirita, o que aumenta a

seletividade para a calcopirita, melhorando a eficiência e qualidade do concentrado final. Assim, o controle do pH, especialmente em um nível alcalino mais elevado, se mostra fundamental para otimizar a recuperação de cobre e minimizar a diluição causada por minerais indesejados no processo de flotação.

6. Agradecimentos

A autora agradece ao orientador pela oportunidade e conhecimentos repassados, à equipe envolvida na realização deste projeto, ao CETEM/MCTI pelo suporte para execução deste estudo e ao CNPq pela bolsa concedida.

7. Referências Bibliográficas

ANDRADE, M. L. A.; CUNHA, L. M. S. de.; GANDRA, G. T. O cobre brasileiro em ascensão no cenário mundial. Banco Nacional de Desenvolvimento Social. BNDES Setorial, Rio de Janeiro, nº 13, p. 65-94, mar. 2001.

BULATOVIC, S. M. Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice - Flotation of sulfide ores, v.2. Amsterdam: Elsevier Science & Technology Books. p.446. 2007.

HE, S., SKINNER, W., FORNASIERO, D., Effect of oxidation potential and zinc sulphate on the separation of chalcopyrite from pyrite. International Journal of Mineral Processing. v. 80, p. 169-176. 2006.

MONTE, M. B. M., DUTRA, A. J. B., ALBUQUERQUE Jr., C. R. F., TONDO, L. A., LINS, F. F., The influence of the oxidation state of pyrite and arsenopyrite on the flotation of an auriferous sulphide ore. Minerals Engineering, Vol. 15, Issue 12, p. 1113-1120. 2002.

RAO, S. R. Surface Chemistry of Froth Flotation. New York: Plenum Press. 744 p.2004.