




Sinergismo de tiocoletores e óleo diesel na flotação de ZnS e PbS em minério willemítico de Vazante-MG

Fábio de São José ^{1*} 
Kennedy da Silva Ramos ² 
Carlos Alberto Pereira ³ 

Resumo

A concentração de minerais sulfetados por flotação lida com propriedades intrínsecas dos mesmos, especialmente a alta reatividade superficial que determina a forte oxidação da superfície mineral. Pesquisou-se a recuperação coletiva de sulfetos de Zn e Pb, presente em minério willemítico, para permitir a recuperação do zinco em duas rotas, uma a partir da willemita e outra da esfalerita, além de coprodutos como chumbo e prata. Explorou-se combinações de reagentes com foco no uso simultâneo de coletores e óleo diesel, figurando a chamada flotação extensora convencional. Como resultado destacou-se a recuperação de zinco de 95,33% e teor de 12,96% a partir da mistura de amil xantato (150 g/t), óleo diesel e MIBIC. Destacou-se também a importante participação do sulfeto de sódio como sulfetizante e amenizador da oxidação mineral, porém dosagens do sulfetizante com deslocamento do pH acima de 11 resultaram em queda na recuperação de zinco. Os potenciais eletroquímicos foram medidos e quando estes parâmetros se situaram abaixo de -25 mV, mais altos valores de recuperação de Zn (95,33%), Pb (54,14%) e Ag (79,00%) foram obtidos, devido aos menores níveis de oxidação da polpa com esta faixa de potencial eletroquímico.

Palavras-chave: Sinergismo de reagentes; Flotação de sulfetos; Minerais sulfetados; Recuperação metalúrgica.

Synergism of thio collectors and diesel oil in the flotation of ZnS and PbS in willemitic ore from Vazante-MG

Abstract

The concentration of sulfide minerals by flotation deals with the intrinsic peculiarities of these materials, especially its high surface reactivity that takes the strong oxidation. This research studied the lead and zinc sulfides recovery, present in willemitic ore, a zinc silicate ore resulting from metamorphism of hydrated hemimorphite and sphalerite, and allowing the existence of two and economically routes to obtain zinc (from sulfides and silicates forms) as well as lead and silver how coproducts. Were explored combinations of reagents (dispersants, activators, and collectors) in an attempt to raise the metallurgical recovery of zinc, lead, and silver by ore flotation. As a result, 95.33% of recovery containing 12.96% of zinc was reached involving the mixture of amyl xanthate (150 g/t), diesel oil, and methyl isobutyl carbinol, suggesting mechanisms of extensor conventional flotation and synergism of reagents. Sodium sulfide can be used as a pH modulator besides contributing to the “re-sulphidation” of sulfides. But the use of sodium sulfide above pH 11 makes this reagent a depressant for sulfides, resulting in a decrease of recovery. The electrochemical potential of the pulp became more negative, i.e., Eh above -25 mV, was linked to largest recoveries of Zn (95.33%), Pb (54.14%), and Ag (79.0%) obtained in the flotation tests, as responses to the lower levels of pulp oxidation.

Keywords: Synergism of reagents; Ore flotation; Sulfides minerals; Metallurgical recovery.

¹Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – CEFET-MG, Araxá, MG, Brasil.

²Universidade Federal do Ceará – UFC, Crateús, CE, Brasil.

³Programa de Pós-graduação em Engenharia Mineral, Universidade Federal de Ouro Preto – UFOP, Ouro Preto, MG, Brasil.

*Autor correspondente: fabiojosearaxa@cefetmg.br



1 Introdução

O processamento de sulfetos por flotação é conhecido pelos desafios de manutenção do processo em nível de projeto, cujas instabilidades de desempenho são devidas a mais altas reatividade dos coletores específicos junto à superfície mineral. Outro fator complexante surge quando tais sulfetos coexistem em baixas proporções em suas matrizes, exigindo maior controle e escolha adequada da rota para recuperá-los. O metal zinco é comumente encontrado na natureza na forma sulfetada, associado ao chumbo, cobre, prata e ferro [1]. E de acordo com Monteiro [2], o sulfeto de zinco e chumbo pode ocorrer associado a minerais silicatados de zinco também, permitindo o estabelecimento de duas rotas para produção de concentrado de zinco, apesar dos baixos teores dos metais de interesse na porção sulfetada. Surge assim, uma rota para os sulfetos e outra dedicada à recuperação dos silicatados, em paralelo. O zinco silicatado pode ser representado em maior proporção pela willemita (Zn_2SiO_4) que é resultante do metamorfismo da hemimorfita ($Zn_4Si_3O(OH)_2$), que ainda permanece presente com menor participação no minério. Já os sulfetos estão representados pela esfalerita (ZnS) e galena (PbS), com prata (Ag) associada a esse último.

E se tratando de flotação, grande parte da responsabilidade para uma aceitável eficiência no processo fica por conta do sistema de reagentes escolhido. Assim como afirmou Bulatovic [3], que no desenvolvimento de um processo de tratamento mineral, muita energia, tempo e atenção são gastos na escolha dos melhores reagentes para a concentração mineral. Nas instalações industriais, o controle do emprego dos reagentes é a parte fundamental da flotação. Assim, baseando-se em combinações de reagentes adequados a cada processo de flotação é possível elevar a produtividade, assegurando custos em patamares aceitáveis, viabilizando os processamentos atuais e garantindo a manutenção competitiva de produtos no mercado.

Como uma sugestão de combinação de reagentes tem-se o emprego de óleos orgânicos ou inorgânicos, baseando-se na técnica da flotação extensora convencional, em que os óleos não se encontram em emulsão com a solução de coletor e podem ser vantajosos para a flotação de partículas minerais consideradas grossas. Neste caso, depois de adicionado junto ao óleo, o coletor, voltado com sua parte polar para a solução, interage com a partícula mineral estabelecendo um maior ângulo de contato [4].

Outro ponto importante de averiguação é a mistura de tiocoletores, como afirma Woods [5] ao salientar que a técnica pode favorecer um equilíbrio entre as formas de adsorção na superfície mineral. A princípio, ocorreria a adsorção química de espécies iônicas provenientes de um dos coletores, na superfície mineral, acompanhada da adsorção física de ditiolato originários de outro tiocoletor. Formar-se-iam, como resultado, multicamadas de produtos superficiais mais efetivamente aderidos ao mineral.

Por tanto, esse trabalho se apoiou na mistura de reagentes tiocoletores e no uso de óleo diesel para explorar a recuperação

coletiva de sulfetos de zinco e chumbo, em baixa proporção no minério de zinco silicatado (willemita) de Vazante, Minas Gerais, fazendo interpretações dos melhores resultados alcançados com base no sinergismo criado nos sistemas propostos.

2 Metodologia

2.1 Preparação e caracterização de amostras

O minério, amostrado por empresa parceira em Vazante-MG e que detinha um tamanho médio de partículas caracterizado por um d_{85} igual a 9731 μm , foi fragmentado em britador de rolos ($gap = 5,4$ mm) e moinho de bolas de aço (200 mm de diâmetro; 35% de enchimento; 70 rpm) e peneirado até se obter um novo d_{85} de 148 μm (equivalente a 100#, série Tyler®).

A análise mineralógica de uma amostra representativa do minério foi realizada por difratometria de raios X (DRX) em difratômetro PANalytical Empyrean®, utilizando radiação $CuK\alpha$ e cristal monocromador de grafita. Também por difratometria, seguida de refinamento semiquantitativo Rietveld, a mineralogia de amostras de esfalerita e galena (obtidas de mineralogista colecionador) foi feita para estimar a pureza das mesmas.

Análise química do minério foi feita por espectrometria de absorção atômica utilizando Perkin Elmer-EUA, modelo Analyst 300 – para determinar os teores de Zn, Pb, Ag e MgO.

2.2 Estudos eletrocinéticos do dispersante

O Zeta Meter 4.0 foi o equipamento usado nas determinações de potencial zeta (ζ) dos minerais esfalerita e galena. Nessa etapa, cerca de 5 mg de mineral foram condicionados em 1 litro de água destilada e contendo o dispersante, importante reagente de preparo para ação do coletor. Após homogeneização, a suspensão foi dividida em 6 recipientes de igual volume e ajustou-se o pH de cada recipiente em 2, 4, 6, 8, 10, e 12. Após 30 minutos de repouso (para manutenção da suspensão apenas das partículas mais próximas da dimensão coloidal) foram tomadas frações das suspensões para preenchimento da célula do Zeta Meter.

2.3 Testes de flotação

Uma célula de flotação de marca CDC® (modelo GFB-1000 EEPN), equipada com dispositivo impelidor (ajuste de rotação em 1500 rpm) e controle de admissão de ar pressurizado, cuba de 3 litros com dispositivo mecânico de raspagem de espuma e medidor de pH e Eh DM22/Digimed® foram os equipamentos utilizados nos testes de flotação.

Para cada teste de flotação 1000 g do minério willemítico foram moídos a úmido em moinho e bolas de aço, deslamados e encaminhados à célula de flotação imediatamente para se evitar a oxidação dos sulfetos. A Tabela 1 sumariza as etapas dos testes de flotação.

Análises químicas dos produtos de flotação também foram feitas por espectrometria de absorção atômica utilizando Perkin Elmer-EUA, modelo Analyst 300.

2.4 Reagentes para flotação

A Tabela 2 lista os reagentes usados nos testes de flotação, informando a função do reagente e a dosagem/concentração empregada. Todos reagentes eram de pureza analítica e fornecidos pela empresa parceira dos estudos.

Soluções (1% p/v) dos reagentes amil xantado de potássio, amino ditiofosfato de potássio, dialquil ditiofosfato de potássio, sulfato de cobre e sulfeto de sódio foram preparadas em cada dia de testes. O dispersante silicato de sódio ($\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O} = 3,27$) foi fornecido já preparado na concentração de 300 g/L. Água de torneira ($\text{pH}_{\text{médio}} = 7,6$) foi usada em todos os testes de flotação com o pH ajustado para 9 ou 11 (referência industrial) usando de Na_2S (1% p/v).

Óleo diesel comercial foi usado com o objetivo de se aplicar a flotação extensora convencional e amil xantato e o espumante metil isobutil carbinol foram escolhidos para formação da mistura simples com óleo diesel, devido à boa performance desses reagentes em nível industrial.

Tabela 1. Etapas dos testes de flotação

Etapa	Características
Pré-condicionamento	Ajuste do %sólidos para $\approx 30\%$ e 1500 rpm por 2 minutos.
Dispersão	Adição de dispersante e condicionamento por 5 minutos.
Adesão/coleta	Adição do coletor e espumante e condicionamento por 2 minutos.
Flotação	Abertura do ar e flotação por 2 minutos.
Finalização	Recolhimento, filtragem e secagem ($< 100^\circ\text{C}$) de produtos.

Tabela 2. Reagentes utilizados nos ensaios de flotação

Função	Reagente	Dosagem
Dispersante	silicato de sódio (SS) [$\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O} = 3,27$]	400 g/t
Ativador de ZnS	Sulfato de cobre	puro 50 g/t
Coletores	amil xantado de potássio (AXP)	puro 150 g/t
	amino ditiofosfato de potássio (ADP)	puro
	dialquil ditiofosfato de potássio (DDP)	puro
	AXP e DDP	(2:1)
	DDP e AXP	(2:1)
	AXP e ADP	(2:1)
	ADP e AXP	(2:1)
Espumante	metil isobutil carbinol (MIBC)	50 g/t
Modulador de pH	sulfeto de sódio (Na_2S)	1% p/v
Mistura coletora		
Componente	Dosagem de coletor (mandatário)	Proporção (%)
AXP/diesel/MIBC	150 g/t	100;15;30

3 Resultados e discussão

3.1 Análise química da amostra global

Os resultados da análise química (Tabela 3) usando espectroscopia de absorção atômica da amostra global (tomada como alimentação da flotação) foram obtidos a partir da média de resultados em duplicatas (variação máxima de 5%).

3.2 Difratometria de raios X da amostra global

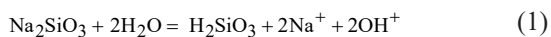
A difratometria do minério de zinco confirmou a presença de willemita, dolomita, esfalerita e galena na amostra global, além de talco e quartzo. Esta análise é consistente com estudos geológicos realizados por Monteiro [2] que confirmou a presença de silicato de zinco da mina de Vazante e a ocorrência de bolsões constituídos por willemita (50% a 70%), o principal silicato de zinco presente, além de dolomita, quartzo, esfalerita e galena, também identificados.

3.3 Determinação de potencial zeta do dispersante

O ponto isoelétrico (PIE) da galena (Figura 1) situou-se em pH próximo a 4,4. Este resultado foi comparado com os resultados de Healy e Moignard [6] que determinaram um PIE da galena próximo a 4,0. A comparação dos dados eletrocinéticos (curva 1 e curva 2), obtidos nos estudos, sugere uma adsorção de natureza química dos íons do silicato de sódio na galena.

A ação dispersante do silicato de sódio ocorre principalmente devido a solubilização e dissociação do ácido silícico em água, pois há as reações com esse solvente, mas, seguidamente, ocorre a adsorção das espécies iônicas na superfície do sólido, elevação da carga negativa líquida da dupla camada elétrica (DCE) e, portanto aumento da dispersão mineral. Leja [7] reforçou, através de pesquisas, que íons do silicato de sódio adsorvem nos minerais e geram, por meio de múltiplas reações, camadas de hidratos que possuem a capacidade de reversão da DCE.

De acordo com Park e Jeon [8], o silicato de sódio se dissocia e influencia o pH do sistema segundo as reações 1, 2 e 3.



Um sistema com pH alcalino favorece as reações 1 e 2, as quais produzem HSiO_3^- e SiO_3^{2-} e são as principais espécies dispersantes oriundas a partir do silicato de sódio [8].

A Figura 2 mostra os resultados das determinações de potencial zeta da esfalerita. Na ausência do silicato de sódio, o mineral apresentou um PIE igual a 5,4. Quando o silicato

de sódio foi adicionado o potencial zeta da esfalerita foi deslocado para valores unicamente negativos a partir do pH 2.

A esfalerita se oxida facilmente por espécies metálicas em solução, com tendência à formação de camadas de hidróxidos em sua superfície. Esse fenômeno contribui para as discrepâncias nos valores de PIE encontrados para esse mineral. Por exemplo, Fuerstenau et al. [9], verificaram um PIE de 6,2, enquanto Healy e Moignard [6] e Laskowski et al. [10] já o encontraram próximo a 3,3.

Em geral, deve ser considerado que a ação dispersante do silicato de sódio para os minerais particulados de esfalerita e galena foi satisfatória. Foram notadas mudanças nas condições eletroforéticas dos sistemas com o estabelecimento de potenciais mais negativos.

3.4 Resultados dos testes de flotação

As Figuras 3, 4 e 5 mostram as melhores recuperações de zinco, chumbo e prata, respectivamente. As variáveis exploradas foram combinações de reagentes com ação coletora para minerais sulfetados. Os valores apresentados fazem referência às médias dos respectivos resultados nos quais o desvio padrão foi abaixo de 10%.

Recuperação de zinco igual a 95,33% com 12,96% de teor foi obtida usando xantato, óleo diesel e MIBC (proporções 1,0;0,15;0,30) sendo a dosagem de coletor mandante e igual a 150 g/t e pH 9. Por comparação, usando somente xantato e testes nas mesma condição, uma recuperação metalúrgica média de apenas 22,54% foi alcançada com ligeiro aumento de teor de zinco para 16,5%.

A melhor adesão bolha-partícula, a “extensão” da cadeia hidrocarbônica do coletor e a aglomeração de partículas finas podem ser os benefícios produzidos pela adição do óleo combustível na flotação dos sulfetados. Portanto, a mistura com diesel auxiliou o xantato e permitiu melhor recuperação da esfalerita.

Rubio et al. [11] destacaram que o sinergismo do óleo com a superfície mineral ocorre por espalhamento e cria,

Tabela 3. Resultado de análise química da amostra global

	(%)			
	Pb	Zn	Ag	MgO
Amostra global	0,51	12,84	0,031	11,74

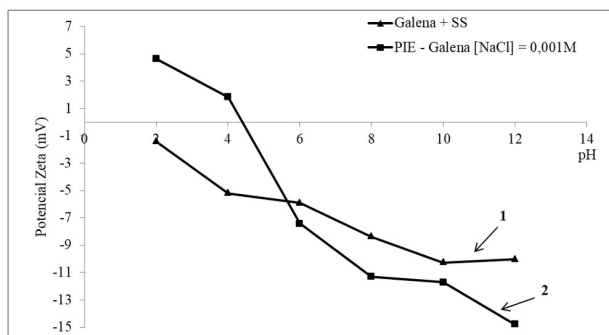


Figura 1. Curva de potencial zeta da galena na presença de silicato de sódio - SS (400 mg/L) e curva para determinação do PIE da galena, NaCl (10^{-3} M) como eletrólito indiferente.

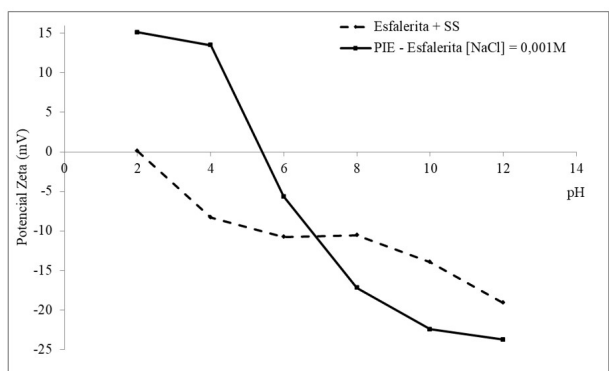


Figura 2. Curva de potencial zeta da esfalerita junto ao silicato de sódio - SS (400 mg/L) e curva para determinação do PIE da esfalerita, NaCl (10^{-3} M) como eletrólito indiferente.

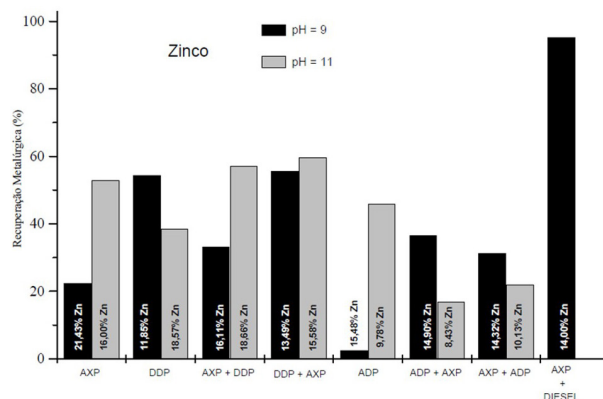


Figura 3. Comparação da performance de coletores sulfidrílicos, suas misturas e diesel na recuperação de zinco. Dosagem final de coletor = 150 g/t. AXP: amil xantato de potássio; DDP: dialquil ditiofosfato de potássio; ADP: amino ditiofosfato de potássio.

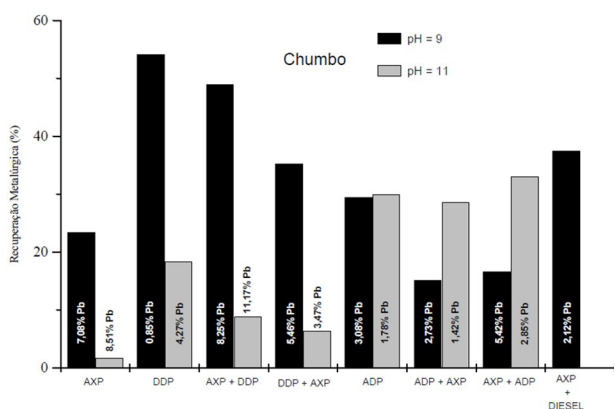


Figura 4. Comparação da performance de coletores sulfidrílicos, suas misturas e diesel na recuperação de chumbo. Dosagem final de coletor = 150 g/t. AXP: amil xantato de potássio; DDP: dialquil ditiófosfato de potássio; ADP: amino ditiófosfato de potássio.

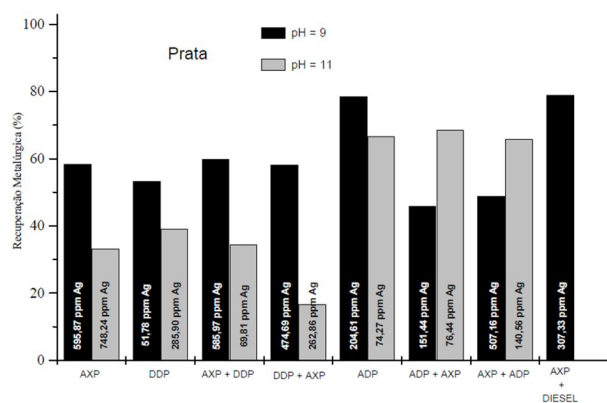


Figura 5. Comparação da performance de coletores sulfidrílicos, suas misturas e diesel na recuperação de prata. Dosagem final de coletor = 150 g/t. AXP: amil xantato de potássio; DDP: dialquil ditiófosfato de potássio; ADP: amino ditiófosfato de potássio.

dessa forma, lentes de óleo sobre a mesma, caracterizando o principal mecanismo que garante maior hidrofobicidade do mineral. Obviamente essa é uma consideração macro, com necessário aprofundamento nessa pesquisa.

Outro ponto interessante em discussão é a possibilidade de se elevar a recuperação de zinco por meio do uso da mistura de amino-dialquil ditiófosfato de potássio e xantato. Com tal mistura, os grupos amino podem agir sobre os minerais silicatados portadores de zinco, em maior proporção no minério, completando a recuperação.

Para análise de chumbo, o melhor resultado obtido foi com a combinação dos coletores amil xantato e dialquil xantato de potássio, nas dosagens de 100 g/t e 50 g/t, respectivamente, adicionados simultaneamente na polpa com pH ajustado em 9. Tais resultados estão representados na Figura 4. Apesar da recuperação de chumbo igual a apenas 49,01%, foi justamente com esse teste que se obteve o maior teor de chumbo, de 8,25%.

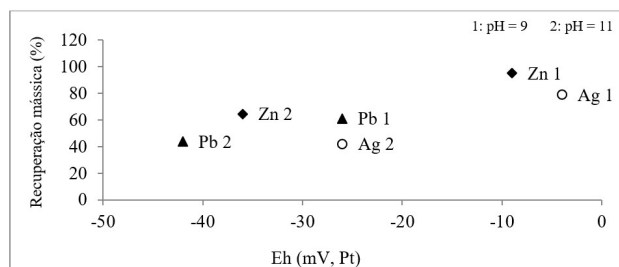


Figura 6. Correlação entre recuperação metalúrgica e potencial eletroquímico do Zn, Pb e Ag.

A mistura de coletores se mostrou ser mais eficiente do que os reagentes adicionados separadamente, quando, por exemplo, a recuperação de chumbo foi de apenas 23,40% e teor chumbo de 7,08% ao utilizar apenas amil xantato. Usando somente dialquil ditiófosfato, a recuperação situou-se em 54,14% com teor de 0,85%, um dos piores resultados de teor, como mostra a Figura 6.

Para Woods [5] a junção dos coletores testados pode favorecer um equilíbrio entre os modos de adsorção de espécies químicas no mineral. Principia pela distribuição de íons provenientes de um dos coletores que se adsorve por reação química no mineral, seguida da fisissorção de ditiolato proveniente do outro coletor. Dessa forma, multicamadas de produtos superficiais mais aderidos ao mineral seriam os produtos do mecanismo final.

Woods [5] ainda ilustrou o caso da adição de xantato e ditiocarbamato, que condicionados juntos ao mineral levaria a quimissorção do ditiolato proveniente do ditiocarbamato, somando-se um acréscimo por fisissorção de dixantógeno garantindo dessa maneira um maior recobrimento e hidrofobização de minerais.

Bradshaw e O'Connor [12] em citação de Rao [13] propuseram que o sinergismo devido à mistura de coletores é resultado da criação de camadas múltiplas de tiolatos e ditiolatos de metais na superfície mineral. Proposição confirmada em análises via microcalorimetria que apontaram que a entalpia de reação da mistura de coletores com o mineral é superior que a soma das entalpias dos coletores individualizados.

Verificando os resultados para Pb notou-se que o amil xantato foi fundamental para a obtenção do maior teor deste elemento no concentrado coletivo, pois a inversão da ordem de proporção entre xantato e ditiófosfato (ou seja, 2:1) resultou em decréscimo de teor de 8,25% para 1,54% de chumbo. De acordo com Hu et al. [14] o xantato de chumbo se forma preferencialmente nos sistemas compostos por xantato-galena-oxigênio.

A Figura 5 apresenta os resultados da análise de Ag, sendo a melhor recuperação igual a 59,59% e teor de 585,97 ppm também com a mistura dos coletores amil xantato de potássio e dialquil ditiófosfato de potássio (2:1). Sabe-se que considerável parte da ocorrência de prata no minério estudado vem da associação com a galena, ademais na forma livre. Assim, é coerente que a mesma combinação

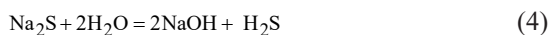
de coletores que levou a melhor recuperação de Pb seja também para a Ag. Contudo, tomando como critério somente a recuperação de Ag, a mistura amil xantato de potássio (500 g/t), óleo diesel e MIBC, resultou em 79,01%, porém com menor teor do elemento (307,33 ppm).

3.5 Potencial eletroquímico de flotação

Os potenciais eletroquímicos (Eh) correspondentes ao início da flotação foram registrados e correlacionados às recuperações metálicas de Zn, Pb, e Ag usando os coletores sugeridos, como mostrado na Figura 6. A modulação de pH para 11 com adições de Na₂S resultou na redução do Eh em todos os testes, devido ao provável efeito do excesso de HS⁻ na polpa.

A dissociação do Na₂S, em função do pH, ocorre em três estágios, representados pelas Equações 4 a 7 [15]:

Primeiro estágio:



Segundo estágio:



Terceiro estágio:



Galéry [16] confirmou que há uma predominância de íons HS⁻ na faixa de pH entre 7,5 a 12,0. Em pH 11,0, ou menor, a proporção de íons S²⁻ é baixa em comparação à quantidade de HS⁻.

De acordo com a Figura 6, pode ser notado que no pH 9 (pontos, Pb1, Zn1 e Ag1) os valores de Eh corresponderam aos melhores resultados de recuperação de Zn, Pb e Ag (i.e., 95,33%, 54,14% e 79,00%, respectivamente) e teores de 12,96% Zn, 0,85% Pb e 307,33 ppm de Ag para cada recuperação.

As respostas de Eh, seja para os pH 9 ou 11, encontraram-se no campo de potenciais eletroquímicos negativos (Eh < 0) e configurou condição favorável para a flotação dos sulfetos. Portanto, o controle de pH garante o controle dos níveis de oxidação dos minerais a níveis que não prejudicam a interação coletor-mineral.

Íons que se adsorvem fortemente na superfície dos minerais irão determinar os valores de potencial eletroquímico na dupla camada elétrica, além de outras propriedades dos mesmos, como por exemplo a hidrofobicidade mineral bem

como a permissão da adsorção de diversas espécies iônicas ou moleculares provenientes da fase líquida.

Em resumo, a elevação de pH alcançada pelo consumo de íons H⁺ pelo Na₂S adicionado no sistema pode simultaneamente reduzir o potencial eletroquímico devido à concentração de íons HS⁻ residuais, após reações com o sulfeto de sódio. Além do mais, baixos valores de pH leva a estabilidade do enxofre elementar, o qual por sua vez age como agente hidrofobizante, assessorando o coletor.

4 Conclusões

Nos testes de flotação com adição de óleo diesel junto ao coletor amil xantato de potássio (150 g/t) e MIBC (nas proporções de 1,0;0,15;0,30) foram observados os melhores resultados. Recuperação metalúrgica de 95,33% e teor de zinco de 12,96% foram alcançados, o que sugeriu a ação de mecanismos da flotação extensora convencional, pois não se caracterizou o reagente preparado como emulsão, mas ficou evidente que a presença do óleo diesel promoveu melhoria na hidrofobização dos minerais.

Para chumbo a recuperação metalúrgica de 49,01% e teor do metal de 8,25% foram garantidos a partir do uso da junção de amil xantato e dialquil ditiofosfato, nas dosagens de 100 g/t e 50 g/t, respectivamente, e adicionados simultaneamente à polpa de flotação quando esta estava com pH pré-ajustado para 9.

A troca das dosagens, ou seja, 100 g/t de dialquil ditiofosfato e 50 g/t de amil xantato levou a elevação da recuperação (61,24%), mas resultou em queda no teor de chumbo, o que evidenciou a melhor seletividade do xantato para o portador sulfetado de chumbo (1,54%).

O xantato tem a habilidade de agir na superfície mineral como íon metálico ligado ao radical hidrofobizante do xantato ou como dixantógeno, fruto da oxidação prévia do xantato, a depender das condições eletroquímicas dos sistemas.

Para prata, os melhores resultados foram 59,97% de recuperação e 585,97 ppm como teor, também a partir do uso de amil xantato e dialquil ditiofosfato de potássio como coletores adicionados simultaneamente.

O potencial eletroquímico (Eh) da polpa com os valores menos negativos entre os registrados, i.e., Eh > -25 mV, coincidiram com os melhores resultados de recuperação metalúrgica de 95,33% para Zn, 54,14% para Pb e 79% para Ag. Fato este possivelmente ligado aos menores níveis de oxidação da polpa nesta faixa de potencial, o que levou a melhor interação mineral e coletor.

Referências

- 1 Rodrigues DS, Silva EMS, Silva AC, Barros JJC, Silva LA. Flotação de minério willemítico usando *Bacillus subtilis* como depressor. *Tecnologica em Metalurgia, Materiais e Mineração*. 2024;21:e3046. <http://doi.org/10.4322/2176-1523.20243046>.
- 2 Monteiro LVS. Modelamento metalogenético dos depósitos de zinco de Vazante, Fagundes e Ambrósia, associados ao Grupo Vazante, Minas Gerais [tese]. São Paulo: Universidade de São Paulo; 2002. <http://doi.org/10.11606/T.44.2002.tde-08062013-111126>.
- 3 Bulatovic SM. Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice. 1st ed. Amsterdam: Elsevier Science & Technology Books; 2007. <http://doi.org/10.1016/B978-0-444-53029-5.X5009-6>.
- 4 Capponi F. Avanços na recuperação de finos de minérios pelo processo de flotação extensora, o caso da Mina de Chuquicamata [dissertação]. Porto Alegre: Universidade Federal do Rio Grande do Sul; 2005.
- 5 Woods R. Chemisorption of thiols on metals and metal sulfides. In: Bockris JO, Conway BE, White RE, editors. *Modern aspects of electrochemistry*. Vol. 29. Boston: Springer; 1996. http://doi.org/10.1007/978-1-4613-0327-5_5.
- 6 Healy TW, Moignard MS. A review of electrokinetic studies of metal sulphides. In: Fuerstenau MC, editor. *Flotation: A.M. Gaudin memorial volume*. New York: American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers; 1976.
- 7 Leja J. Surface chemistry of froth flotation. New York: Plenum Press; 1982.
- 8 Park C, Jeon H. The effect of sodium silicate as ph modifier and depressant in the froth flotation of molybdenite ores. *Materials Transactions*. 2010;51(7):1367-1369. <http://doi.org/10.2320/matertrans.M2009397>.
- 9 Fuerstenau MC, Clifford KL, Kuhn MC. The role of zinc-xanthate precipitation in sphalerite flotation. *International Journal of Mineral Processing*. 1974;1(4):307-318. [http://doi.org/10.1016/0301-7516\(74\)90002-7](http://doi.org/10.1016/0301-7516(74)90002-7).
- 10 Laskowski JS, Liu Q, Zhan Y. Sphalerite activation: flotation and electrokinetic studies. *Minerals Engineering*. 1997;10(8):787-802. [http://doi.org/10.1016/S0892-6875\(97\)00057-5](http://doi.org/10.1016/S0892-6875(97)00057-5).
- 11 Rubio J, Capponi F, Rodrigues RT, Matiolo E. Enhanced flotation of sulfide fines using the emulsified oil extender technique. *International Journal of Mineral Processing*. 2007;84(1-4):41-50. <http://doi.org/10.1016/j.minpro.2007.04.002>.
- 12 Bradshaw DJ, O'Connor CT. The synergism of mixtures of thiol collectors in the flotation of low grade pyrite ores. In: *Proceedings of the 20th International Mineral Processing Congress*; 1997 Sept 21-26; Aachen, Germany. Clausthal-Zellerfeld: GDMB; 1997. p. 343-354.
- 13 Rao SR. Surface chemistry of froth flotation: fundamentals. 2nd ed. Vol. 2. Montreal: Kluwer Academic/Plenum Publishers; 2004.
- 14 Hu Y, Sun W, Wang D. *Electrochemistry of flotation of sulphide minerals*. Beijing: Springer; 2009. <http://doi.org/10.1007/978-3-540-92179-0>
- 15 Crozier RD. Sulphide collector mineral bonding and the mechanism of flotation. *Minerals Engineering*. 1991;4(7-11):839-858. [http://doi.org/10.1016/0892-6875\(91\)90069-8](http://doi.org/10.1016/0892-6875(91)90069-8).
- 16 Galéry R. Influência do estado de dispersão na flotabilidade do sistema willemita/dolomita [tese]. Belo Horizonte: UFMG; 1985.

Recebido em: 24 Jun. 2024

Aceito em: 28 Jul. 2024