

Flotação seletiva para o reprocessamento de rejeitos provenientes do processo de lixiviação da Kinross Paracatu**Selective flotation for the reprocessing of waste from the leaching process of Kinross Paracatu**

DOI:10.34115/basrv4n4-043

Recebimento dos originais: 04/07/2020

Aceitação para publicação: 21/08/2020

Marisa Bezerra de Mello Monte

Engenheira Química pela Universidade Federal do Rio de Janeiro e Doutora em Engenharia Metalúrgica e de Materiais pela COPPE/UFRJ
Instituição: Centro de Tecnologia Mineral – CETEM
E-mail: mmonte@cetem.gov.br

Samantha Grisol

Engenheira Ambiental pelo Centro Universitário de Volta Redonda e Doutora em Engenharia Metalúrgica e de Materiais pela Universidade Federal do Rio de Janeiro
Email: samanthagrisol@gmail.com

Thaís Ferreira Marks Brasil Duque

Engenheira Química pela Universidade Federal do Rio de Janeiro e Mestre em Engenharia Metalúrgica e de Materiais pela COPPE/UFRJ
Instituição: Centro de Tecnologia Mineral – CETEM
E-mail: thaismbrasilduque@gmail.com

Pedro Alves Fenelon

Engenheiro Metalurgista pela Universidade Federal de Minas Gerais, especialista em processamento mineral pela Universidade Federal de Ouro Preto
Instituição: Kinross Gold Corporation – Paracatu Gold Mine
E-mail: pedrofenelon@yahoo.com.br

Getulio Gomes de Oliveira Junior

Engenheiro de Minas pela Universidade Federal de Ouro Preto e Mestre em Engenharia Mineral pela Universidade Feral de Minas Gerais
Instituição: Kinross Gold Corporation – Paracatu Gold Mine
E-mail: getulio.junior@kinross.com

RESUMO

Neste trabalho apresenta-se um estudo preliminar de flotação para recuperar um rejeito proveniente do processo de lixiviação de ouro. Após processo de lixiviação (C.I.L.), este rejeito é direcionado a tanques de estocagem denominados tanques específicos, nos quais ficam armazenados sem destinação econômica. O recurso armazenado é cerca de 10M de toneladas, contendo teores de ouro e enxofre em torno de 1 g/t e 17%, respectivamente, com potencial de aumento de 15M de toneladas no LOM (*Life Of Mine* - vida útil da mina). Primeiramente, foi realizada uma flotação *bulk* de sulfetos e ouro, onde o efeito da concentração dos coletores foi avaliado, assim como o uso de coletores secundários para verificar a seletividade da pirita em relação à arsenopirita. A mistura dos coletores PAX e AERO 3471, em pH=4,0, mostrou-se

eficiente para uma amostra do tanque específico. O uso de 80 g/t da mistura (1:1) propiciou um aumento significativo da recuperação de sulfetos e de ouro, 97% e 91%, respectivamente. O teor de enxofre no rejeito final foi igual a 2,64%. Uma boa seletividade da pirita em relação à arsenopirita foi obtida ao empregar o sulfato de cobre e o xantato, como sistema de reagentes, mantendo-se o potencial eletroquímico da polpa em 130 mV, obtendo-se produtos contendo 85% de pirita e teores de As menores que 0,5%.

Palavras-Chave: reprocessamento, flotação, sulfetos.

ABSTRACT

In this work presents a preliminar flotation study in order to reclaim a tailing from gold leaching process (C.I.L.). The CIL tailing is directed to storage tanks called specific tanks, in which they are stored without economic destination. The stored resource is about 10M tonnes, containing 1g/t Au and 17% S, with a potential increase of 15M tonnes in LOM (life of mine). Firstly, a bulk sulphide flotation was carried out, where the effect of collector concentration was evaluated, as well as the use of secondary collectors to verify the selectivity of pyrite from arsenopyrite. The mixture of PAX and AERO 3471 collectors, at pH=4.0, proved to be efficient for a specific tank sample. The increase of these mixture concentration increases significantly the sulfide and gold recovery (97% and 91%), respectively. A final tailing of flotation revealed a sulfur content of 2.64%. A good selectivity of pyrite from arsenopyrite was obtained by using copper sulfate and xanthate, as a flotation reagent system with a pulp electrochemical potential of 130 mV, obtaining products with 85% of pyrite and 0,5% of arsenic.

Keywords: reprocessing, flotation, gold, sulfides.

1 INTRODUÇÃO

O processamento do minério da mina de Paracatu envolve as etapas de britagem, moagem (SAG e moinhos de bolas) e flotação *bulk* de ouro e sulfetos. O concentrado *bulk* de sulfetos e ouro é remoído e encaminhado para o circuito de hidrometalurgia. A extração de ouro deste concentrado alimenta um circuito CIL convencional, que por sua vez, gera um rejeito que é direcionado a tanques de estocagem aonde ficam armazenados sem destinação econômica. Atualmente, a mineradora possui nove tanques específicos de rejeito de cianetação, os quais poderiam ser reprocessados, contendo aproximadamente 8 milhões de toneladas com teores médios entre 0,55 e 1,00 g/t de ouro, 10 e 26 g/t de prata, 14 e 21% de enxofre e 1 - 4% de arsênio.

O reprocessamento do rejeito da hidrometalurgia para a recuperação do ouro residual provou ser um negócio lucrativo para várias empresas de mineração. Os avanços na tecnologia de processamento e teor de ouro residual contido no rejeito da cianetação (envelhecido ao longo dos anos) podem propiciar o desenvolvimento de uma rota para recuperar entre 50 e 60% do ouro contido (*headgrade* entre 0,4 - 0,5 g/t), os quais poderiam cobrir os custos do

reprocessamento. Um dos benefícios adicionais, em particular, seria a purificação do rejeito da hidrometalurgia reduzindo a responsabilidade ambiental (Muir *et al.*, 2005)

A pirita (FeS_2) aparece como o mais abundante dentre os sulfetos presentes nesses rejeitos seguida da arsenopirita. Durante o processo de cianetação, os sulfetos sofrem um processo de oxidação em condições que favorecem a formação de uma camada passivadora de óxido de ferro na sua superfície, o que dificulta sua recuperação por flotação. Conforme os estudos de caracterização química e mineralógica do rejeito, o ouro ocorre na forma de partículas muito finas ou associado aos sulfetos.

Uma técnica de flotação *bulk* permitirá recuperar o ouro livre e os sulfetos que compõem 32% da massa em média desses rejeitos. A flotação seletiva da pirita em relação à arsenopirita também será considerada na rota tecnológica objetivando a remoção de arsênio do concentrado pirítico e futura comercialização e uso deste concentrado na indústria de ácido sulfúrico.

Neste trabalho apresentam-se os resultados dos estudos de caracterização mineralógica e química de rejeito procedente do Tanque Específico 9B (TE9B), além de ensaios preliminares visando o desenvolvimento de uma rota tecnológica por flotação, para recuperar o ouro livre residual e os sulfetos. Parte dos experimentos foi dirigida para a obtenção de concentrados *bulk cleaner* de sulfetos, os quais poderiam alimentar um circuito flotação seletiva de pirita em relação à arsenopirita.

2 MATERIAL E MÉTODOS

2.1 REJEITO PROVENIENTE DO PROCESSO DE HIDROMETALÚRGICO DA KINROSS PARACATU

A amostra utilizada no estudo foi proveniente do Tanque Específico 9B (TE9B) fornecida pela Kinross Paracatu. A amostra foi homogeneizada e quarteada sucessivamente para a obtenção de sub-amostras de 1 kg, as quais foram usadas na caracterização e nos ensaios de flotação.

Uma alíquota de 100 g foi utilizada para a determinação química e mineralógica.

As técnicas fusão-*Fire Assay*, *combustão-LECO*, espectrometria de emissão ótica com plasma indutivamente acoplado - ICP/OES e absorção atômica-AA foram utilizadas na determinação química do ouro, enxofre, ferro e arsênio respectivamente. A tabela a seguir apresenta os teores determinados para Au, S, Fe e As da amostra do TE9B.

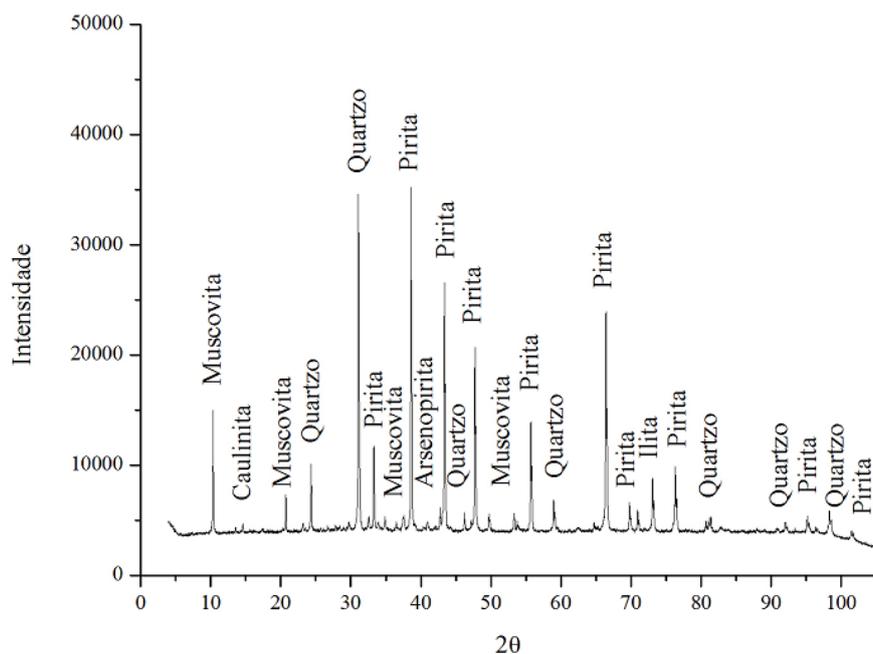
Tabela 1: Teores de ouro, enxofre, ferro e arsênio da Amostra do TE9B

Elementos	Teor
Au	3,38 ppm
S	32,3%
Fe	28,3%
As	1,1%

Para a identificação dos minerais presentes na amostra foi utilizada a técnica de Difractometria de Raios X – DRX. A análise granulométrica a úmido foi realizada com uma alíquota de 200 g para as seguintes faixas de tamanho: (+150) μm ; (-150 + 106) μm ; (-106 + 75) μm ; (-75 + 53) μm ; (-53 + 45) μm ; (-45 + 38) μm ; (-38 + 20) μm e (-20) μm .

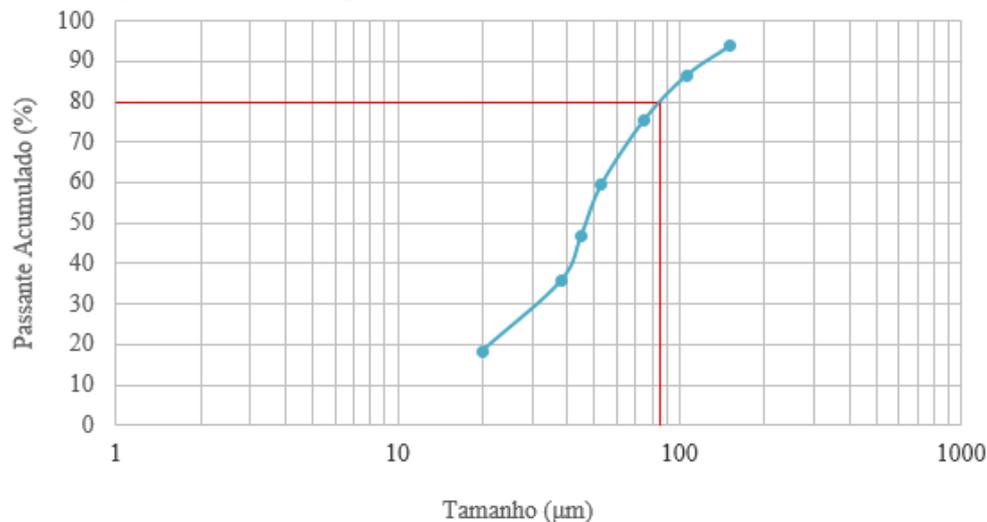
Os principais minerais presentes na amostra estão mostrados no difratograma da Figura 1. Os picos foram identificados como característicos da pirita, arsenopirita, quartzo, muscovita eilita, além dos picos relacionados aos minerais de ganga, de caulinita, siderita, ilmenita, clorita e gesso (*gypsum*).

Figura 1: Difractograma de Raios-X da amostra do Tanque Específico 9B – Amostra de Cabeça.



A Figura 2 apresenta a curva de distribuição granulométrica da amostra em estudo. A amostra do Tanque Específico 9B apresentou uma granulometria com $P_{80} = 86,80 \mu\text{m}$ e as frações mais grossas, acima de 106 μm , representam 13,4% em massa da amostra.

Figura 2: Distribuição granulométrica da amostra do Tanque Específico 9B.



2.2 ENSAIOS DE FLOTAÇÃO

Os reagentes utilizados nos ensaios de flotação foram: soluções de hidróxido de cálcio (grau analítico) e solução de ácido sulfúrico (grau analítico) na concentração de 10% (v/v), ambos da Vetec, como reguladores de pH. Amil xantato de potássio (PAX) e o AERO 3473 da Cytec, como coletores. Metil-isobutil-Carbinol-(MIBC) como espumante e sulfato de cobre (grau analítico) da Vetec, como ativador de sulfeto.

Os ensaios de flotação foram realizados em célula de laboratório Denver, modelo D12, utilizando uma cuba nominal de 3 L e amostras de 1.000g. A figura 3 apresenta o fluxograma de flotação com as respectivas dosagens dos reagentes utilizados.

Na etapa *rougher bulk* de sulfetos, a polpa, com 33% de sólidos em peso e pH 4,0, foi condicionada à 1200 rpm durante 6 minutos. Em seguida ar foi injetado com uma vazão de 3 L/min e então a amostra foi flotada durante 10 minutos. O objetivo nesta etapa foi avaliar o aumento da concentração da mistura dos coletores (de 50g/t para 80g/t), utilizados na mesma proporção.

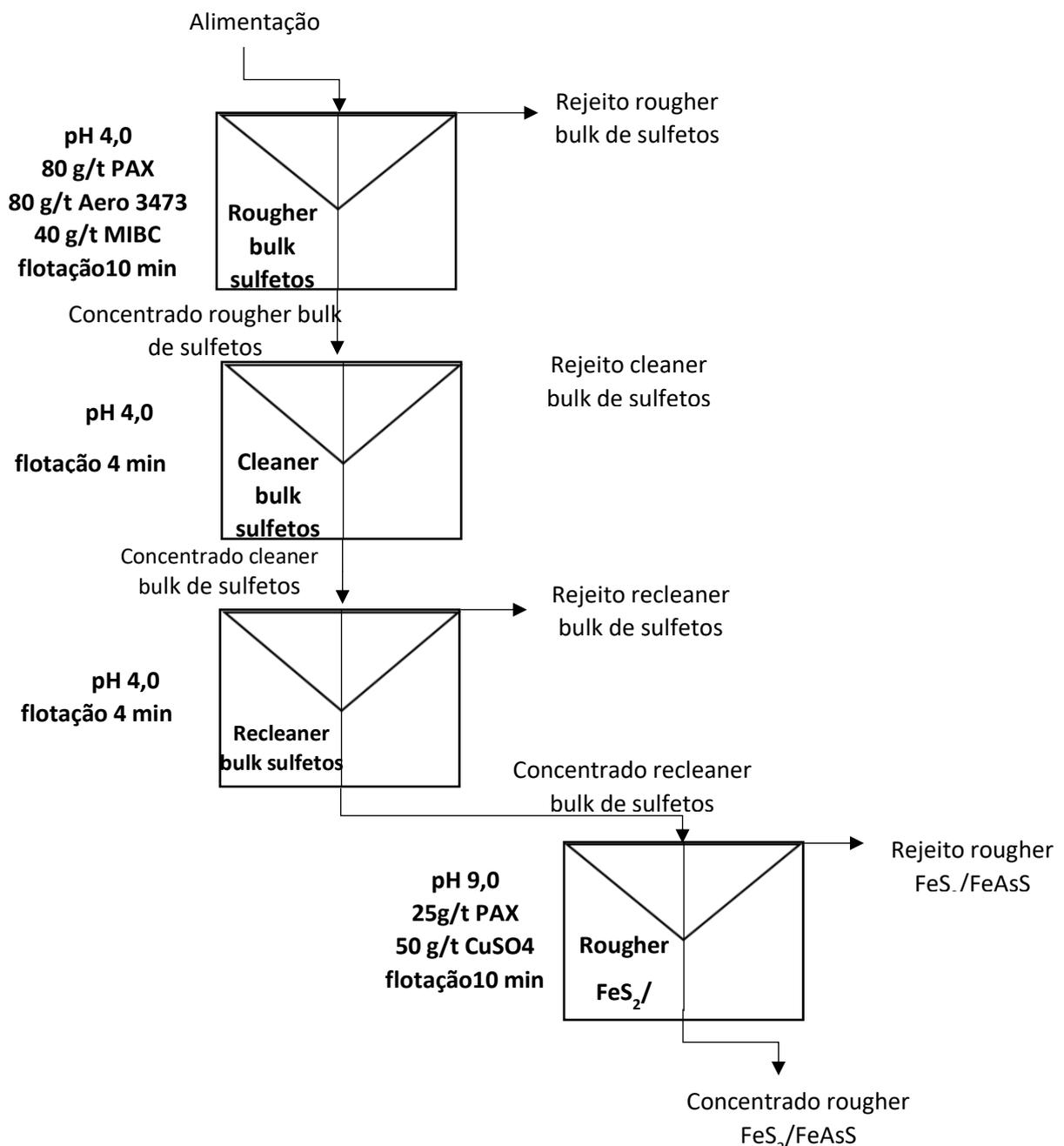
As etapas *cleaner* e *re-cleaner Bulk* de sulfetos foram conduzidas mantendo-se o percentual de sólidos da polpa, o valor do pH da polpa, rotação e vazão de ar idênticos aos requeridos no ensaio *rougher* correspondente, sem a adição de coletores e espumante. O tempo de flotação foi de 4 min.

O concentrado *re-cleaner* de sulfetos alimentou a etapa de flotação seletiva da pirita em relação à arsenopirita. Nesta etapa manteve-se o percentual de sólidos da polpa com 33% e o pH foi aumentado para 9,0. O condicionamento a 1200 rpm foi durante 8 minutos, utilizando-

se baixas concentrações do coletor PAX (25g/t). Após o condicionamento, ar foi injetado com uma vazão de 3 L/min e a flotação do concentrado foi durante 10 min.

Ao final dos testes, os produtos obtidos (concentrado e rejeito) foram filtrados e secos em estufa a uma temperatura máxima de 100°C por aproximadamente 10 horas. Após a secagem, foram enviados ao laboratório de análises química para determinação do teor Au, S, Fe e As. Os teores da pirita e da arsenopirita foram calculados a partir dos teores de As e Fe analisados.

Figura 2. Fluxograma de flotação utilizado.



3 RESULTADOS E DISCUSSÃO

O efeito do aumento da concentração de tiocoletores na flotação coletiva de sulfetos e ouro é apresentado na Tabela 2. A mistura dos coletores PAX e AERO 3471 na concentração de 50 g/t, em pH=4,0, promoveu uma recuperação global de 87% do enxofre e 82% do ouro contido na amostra TE9B.

O aumento da concentração dessa mistura, utilizando-se a mesma proporção, promoveu um aumento significativo na recuperação dos sulfetos e do ouro, que passaram para 97% e 92% respectivamente. O rejeito *rougher* de sulfetos, considerado rejeito final, apresentou um teor de S igual a 2,64%.

Nos estudos de flotação preliminares (não apresentados neste trabalho) foi observado um efeito significativo no aumento da recuperação do metal e dos sulfetos, quando se utilizou a mistura de xantato e ditiofosfato. De fato, o uso dessa mistura ou de misturas de tiocoletores predomina na prática industrial e visa tanto à concentração de sulfetos (pirita e arsenopirita) como as partículas de ouro que não foram recuperadas durante o processo CIL (Mu *et al.*, 2016).

Neste sistema de coletores, o aumento da recuperação dos sulfetos e do ouro pode estar atribuído a um efeito sinérgico. Um dos coletores adsorve por quimissorção, fornecendo sítios sobre a superfície do mineral, para a subsequente adsorção do segundo coletor que é oxidado, formando o dímero (dixantógeno), que é composto de moléculas neutras mais hidrofóbicas, aumentando assim, a hidrofobicidade das partículas (Bradshaw, 1997, Makanza *et al.*, 2007, Mitrofanov *et al.*, 1985, Valdiviezo e Oliveira, 1993).

Tabela 2. Efeito do aumento da concentração de tiocoletores na flotação coletiva de sulfetos e ouro.
pH 4,0 - PAX 50g/t / AERO 3471 50g/t - tempo de flotação = 10 min

	Recuperação Mássica (%)	Teores (%)		Recuperação (%)	
		Au (ppm)	S (%)	Au (%)	S (%)
Rejeito <i>Rougher bulk</i> sulfetos	38,88	0,76	10,00	13,59	12,62
Concentrado <i>Rougher bulk</i> sulfetos	61,13	2,91	44,02	81,76	87,38

pH 4,0 - PAX 80g/t / AERO 3471 80g/t - tempo de flotação = 10 min

	Recuperação Mássica (%)	Teores (%)		Recuperação (%)	
		Au (ppm)	S (%)	Au (%)	S (%)
Rejeito <i>Rougher bulk</i> sulfetos	34,92	0,70	2,64	8,73	2,80
Concentrado <i>Rougher bulk</i> sulfetos	65,08	3,93	49,4	91,27	97,20

Na Tabela 3 estão apresentadas as recuperações em massa e metalúrgica da pirita e arsenopirita para todos os circuitos de flotação *bulk* de sulfetos e seletiva da pirita em relação à arsenopirita. O concentrado *bulk* apresenta uma recuperação de pirita e de arsenopirita de 89,86

e 85,87%, respectivamente. Os maiores teores de pirita foram encontrados no concentrado *rougher* do circuito de flotação seletiva, (69,89%) e o teor de arsenopirita calculado foi de apenas 2,39%.

O rejeito da etapa *rougher* do circuito de flotação seletiva ficou mais enriquecido de arsenopirita, apresentando um teor de 10,65%. Este resultado indica certa seletividade do sistema de reagentes usado para a pirita. A adição de sulfato de cobre antes do coletor, para uma concentração menor que 50 g/t, ativa em uma primeira fase a superfície da pirita, embora ambas as superfícies se apresentam parcialmente oxidadas. A adição de xantato em uma faixa de concentração mais alta (entre 100 e 400 g/t) promove uma maior ativação dos sulfetos (flotação *bulk*), no entanto, para uma faixa de concentração menor, entre 20 e 50 g/t, a adição do xantato proporciona a ativação do sulfeto que apresenta menor grau de oxidação (Monte *et al.*, 2002).

Tabela 3. Teor e recuperação metalúrgica da pirita e arsenopirita para os circuitos de flotação *bulk* de sulfetos e flotação seletiva da pirita e arsenopirita.

	Recuperação Mássica (%)	Teor (%)		Recuperação (%)	
		FeAsS	FeS ₂	FeAsS	FeS ₂
Rejeito <i>Rougher</i> sulfetos	34,92	1,09	14,02	14,13	10,14
Concentrado <i>Rougher</i> sulfetos	65,08	3,54	66,66	85,87	89,86
Rejeito <i>Cleaner</i> sulfetos	5,22	4,35	48,14	8,44	5,20
Concentrado <i>Cleaner</i> sulfetos	59,87	3,47	68,27	77,42	84,66
Rejeito <i>Recleaner</i> sulfetos	9,36	5,22	62,97	18,18	12,21
Concentrado <i>Recleaner</i> sulfetos	50,51	3,15	69,25	59,24	72,45
Rejeito <i>Rougher</i> Pi/AsPi	3,62	10,65	61,97	14,35	4,64
Concentrado <i>Rougher</i> Pi/AsPi	44,82	2,39	69,99	39,93	65,02

4 CONCLUSÕES

Os resultados obtidos demonstram que o sistema de flotação *bulk* de sulfetos seguido da flotação seletiva da pirita em relação à arsenopirita é promissor para uma futura escolha de rota para o reprocessamento de rejeitos provenientes do processo de lixiviação da Kinross Paracatu.

A flotação *bulk* (ouro e sulfetos) da amostra, usando uma mistura de tiocoletores (160 g/t) e tempo de flotação igual a 10 min, apresentou recuperações de ouro e de enxofre de 84 e 97%, respectivamente e um rejeito final com teores de 2,64% de enxofre e 0,65% de arsênio.

Na etapa do circuito de flotação seletiva da pirita com relação à arsenopirita obteve-se um concentrado com teores de 69,99% de pirita e de 2,39% de arsenopirita, e um rejeito com 61,97% de pirita e 10,65% de arsenopirita.

AGRADECIMENTOS

Os autores do trabalho expressam os agradecimentos aos Setores de Caracterização e Análise Química do Centro de Tecnologia Mineral pelo apoio dado para o desenvolvimento desse estudo.

REFERÊNCIAS

Bradshaw DJ, O'Connor CT. The flotation of pyrite using mixtures of dithiocarbamates and other thiol collectors. *Minerals Engineering*, 7 (5–6), 681-690, 1994.

Makanza AT, Vermaak MKG, Davidtz JC. The flotation of auriferous pyrite with a mixture of collectors. *International Journal of Mineral Processing*, (86); 85-93, 2008.

Mitrofanov SI, Kuz'kin AS, Filimonov VN. Theoretical and practical aspects of using combinations of collectors and frothing agents for sulphide flotation. *Proceedings of 15th Congress International Metallurgical; Saint Etienne, France. Vol.2, p. 65-73, 1985.*

Monte MBM, Dutra AJB, Albuquerque Jr. CRF, Tondo LA, Lins FF. The influence of the oxidation state of pyrite and arsenopyrite on the flotation of an auriferous sulphide ore. *Mineral Engineering*, (15); 1113-1120, 2002.

Mu Y, Peng Y, Lauten RA. The depression of pyrite in selective flotation by different reagent systems – A Literature review, 96 (97); 143-156, 2016.

Muir A, Mitchell J, Flatman SR, Sabbagha C. A practical guide to re-treatment of gold processing residues. *Minerals Engineering*, (18); 811-824, 2005.

Valdiviezo E, Oliveira JF. Synergism in aqueous solutions of surfactant mixtures and its effect on the hydrophobicity of mineral surfaces. *Minerals Engineering*, (6); 655-661, 1993.