

# DESENVOLVIMENTO DE UMA ROTA DE PROCESSO DE DESSULFURIZAÇÃO DE REJEITOS DE UM MINÉRIO AURÍFERO SULFETADO

G. G. Oliveira Junior<sup>1</sup>, G. E. S. Valadão<sup>2</sup>, F. E. O. Rezende<sup>3</sup>, W. A. Phillips<sup>1</sup>, M. P. D. Gomes<sup>1</sup>, A. A. Jesus<sup>1</sup>.

<sup>1</sup> Kinross Paracatu, Estrada do Machado S/N. Morro do Ouro. Paracatu/MG. CEP 38600-000

E-mail: [getulio.junior@kinross.com](mailto:getulio.junior@kinross.com)

<sup>2</sup> Departamento de Engenharia de Minas da UFMG, Campus Pampulha. CEP 31270-901

E-mail: [gvaladao@demin.ufmg.br](mailto:gvaladao@demin.ufmg.br)

<sup>3</sup> Rezende Eng. Minas. Av. Sete de Setembro, 71 Sala 902 Centro. Salvador/BA. CEP 40060-901

E-mail: [rezende.frank@gmail.com](mailto:rezende.frank@gmail.com)

## RESUMO

Desde o início de sua operação em 1987 até o final da década de 90, a Kinross-Paracatu processou quase que exclusivamente minérios intemperizados ou oxidados chamados B1. Os minérios pouco ou não alterados, que se localizam abaixo dos minérios B1, contêm sulfetos e são denominados de B2. Estes são caracterizados por apresentarem teores de enxofre acima de 0,5%.

Os principais sulfetos presentes são arsenopirita e pirita, ocorrendo também traços de galena, esfalerita e calcopirita. Devido à presença de sulfetos, existe um potencial significativo de geração de ácido quando da disposição do rejeito final, desta forma se faz necessário gerar um rejeito com baixo teor de enxofre de modo que o mesmo não apresente um potencial significativo de geração ácida.

O objetivo do trabalho é desenvolver uma rota alternativa e segura de processo para a dessulfurização, ou seja, aumentar a recuperação de enxofre presente em um minério aurífero sulfetado, reduzindo assim seus impactos ao meio ambiente.

As recuperações de enxofre utilizando-se os coletores atuais, AP 3473 e AP 7249A, estão na faixa de 10%, fazendo com que seja necessária a adição de calcário para neutralizar a possível geração de ácido na barragem de rejeitos e conseqüentemente aumentando-se os custos de operação. Foram identificadas várias condições de reagentes que promovem a dessulfurização sem afetar a recuperação de ouro.

Dentre as opções avaliadas pelo presente trabalho, pode-se afirmar que a mais interessante sob vários pontos de vista, entre eles econômico-financeiro, operacionalidade e simplicidade foi o processo de flotação seletiva; pois neste caso, pode-se utilizar o atual circuito de flotação rougher da Kinross-Paracatu, assim como o circuito cleaner, sendo necessária a adição de células de flotação para a etapa de recleaner de sulfetos.

**PALAVRAS CHAVES:** Dessulfurização, Flotação de Sulfetos, Flotação de ouro, Reagentes de Flotação.

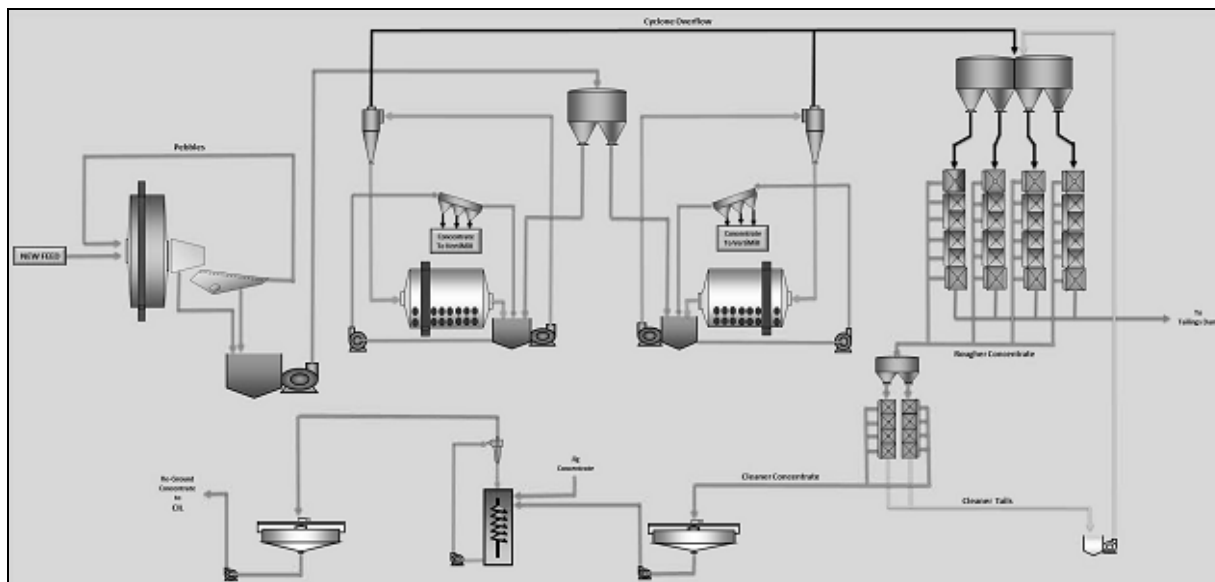
## 1- INTRODUÇÃO

Desde o início de sua operação em 1987 até o final da década de 90, a Kinross-Paracatu processou quase que exclusivamente minérios intemperizados ou oxidados (também chamados de B1) que compunham a porção superior do perfil litológico da mina Morro do Ouro.

Esses minérios não consolidados e de baixa dureza podem ser lavrados sem necessidade de desmonte por explosivos. Devido ao alto grau de intemperismo, este tipo de minério contém baixos teores de enxofre. Essas características viabilizaram a implantação de um projeto de alta capacidade de tratamento de minério mesmo com teores muito baixos de ouro.

Os minérios pouco ou não alterados, que se localizam abaixo dos minérios B1, contêm sulfetos e são denominados de B2. Eles são caracterizados por apresentarem teores de enxofre acima de 0,5%, são mais duros, compactos e somente podem ser lavrados após desmonte com explosivos. O ouro encontra-se, na maior parte, livre ou associado aos sulfetos em boudins de quartzo. Os principais sulfetos são arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ ) e pirita ( $\text{FeS}_2$ ), numa proporção de aproximadamente 2:1, ocorrendo também traços de galena ( $\text{PbS}$ ), esfalerita ( $\text{ZnS}$ ) e calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ), entre outros.

Nos últimos anos os minérios oxidados B1 (devem estar exauridos até 2015) têm sido tratados em mistura com minérios B2 de características um pouco alteradas e que apresentam menor dureza, na antiga usina de beneficiamento denominada de Planta 1. A Planta 2 (figura 1), também chamada de Planta Nova ou Planta SAG, inaugurada no final de 2008, trata somente minérios sulfetados mais duros.



**Figura 1 – Fluxograma da Planta 2**

Devido à presença de sulfetos no minério B2, existe um potencial significativo de geração de ácido quando da disposição do rejeito final. Desta forma se faz necessário gerar um rejeito com baixo teor de enxofre de modo que o mesmo não apresente um potencial significativo de geração ácida. Se a dessulfurização não for eficiente será necessário a adição de calcário na alimentação da Planta SAG para reduzir a possibilidade de geração de ácido, aumentando assim os custos de produção.

Além de ser desejável flotar os sulfetos de modo a gerar um rejeito adequado em termos ambientais, essa flotação de sulfetos pode causar um considerável aumento na recuperação de ouro associado aos sulfetos, ouro esse normalmente acessível à lixiviação via cianetação. O concentrado produzido contendo sulfetos pode ser utilizado na obtenção de ácido sulfúrico visando à fabricação de fertilizantes. Várias alternativas de processo podem ser consideradas, destacando-se as seguintes:

alternativa A: flotação com uso intensivo de ativadores para corrigir alteração no minério devido a intemperismo na mina ou degradação na moagem;

alternativa B: pré-concentração centrífuga e flotação sem ativadores, com a pré-concentração recuperando as partículas mais grosseiras e de cinética de flotação inadequada; e

alternativa C: pré-flotação (flotação unitária ou flash) na etapa de moagem e flotação sem ativadores, com a pré-flotação minimizando a degradação na moagem.

A alternativa A, de simples implantação e de baixo custo de capital, apresenta alto custo operacional representado pelo elevado consumo dos ativadores e, portanto, foi descartada.

A alternativa B, embora financeiramente viável, apresenta um alto custo de capital e é considerada de alto risco, pois a utilização de concentradores centrífugos no tratamento de toda a alimentação da flotação não é realizada em nenhum outro local e seria necessário usar os equipamentos de maior tamanho existente no mercado. A questão é que esses equipamentos só recentemente foram desenvolvidos e ainda não há dados de confiabilidade operacional dos mesmos.

A alternativa C pode ser considerada a mais viável em termos de custo.

Salienta-se que a implantação de um processo seguro, que gere rejeitos adequados para disposição final, é de suma importância para a Kinross-Paracatu, tendo em vista os requisitos de licenciamento da nova barragem de rejeitos.

## 2. MATERIAIS E MÉTODOS

### 2.1 Minérios

Foram 03 as amostras coletada na mina pela Geologia, assim como amostras do circuito industrial (descarga do moinho SAG e overflow da classificação primária), com foco especial para as amostras de overflow do circuito primário (Tabela 1).

Tabela 1: Teores das amostras.

Elemento	700 602B	716 807A	756 2920D
Au, g/t	1,19	0,33	0,24
S, %	1,44	1,25	0,86
As, %	0,31	0,23	0,24

### 2.2 Mineralogia

A composição mineralógica destas três amostras é bastante similar. As amostras são compostas de quartzo e mica com traços de sulfetos e fases de ferro-óxidos/hidróxidos.

Os resultados da análise por difratometria de raios-X indicaram que a pirita e arsenopirita são os principais sulfetos encontrados. Traços de esfalerita, galena e pirrotita também foram

identificados. Em geral os sulfetos identificados estavam associados ou presos a matriz de quartzo. Uma pequena quantidade de sulfetos estava liberada. Contudo, a maior parte de sulfetos liberados foi encontrado na amostra 756 2920D. A composição mineralógica de cada amostra é a seguinte:

- 700 602B: amostra composta basicamente por quartzo e mica, com traços de apatita e siderita, também traços de clorita, caolinita, hematita, pirita e arsenopirita.
- 716 807A: amostra composta predominantemente de quartzo e mica, com traços de apatita, clorita, caolinita, graemita, magnetita, pirita e arsenopirita
- 756 2920D: amostra composta de quartzo e mica com traços de apatita, talco, anfibólio, clorita, pirita e pirrotita.

Não foi identificado ouro livre ou associado nas análises de microscopia das três amostras.

Além das amostras de mina também foram coletadas amostras no circuito industrial, mais especificamente amostras de overflow dos ciclones, que correspondem à alimentação nova da flotação e que atualmente incorporam os problemas de sobreoagem e alteração de superfícies das partículas de ouro e sulfetos, que se acredita impactam negativamente a flotação.

### 2.3 Reagentes

Os reagentes utilizados na realização dos testes foram:

- AP 3473 e AP 7249A, coletores atualmente utilizados na planta 2;
- PAX (Amil Xantato de Potássio), coletor comumente utilizado na flotação de sulfetos;
- AP 404, mistura de ditiofosfato e mercaptobenzotiazol de sódio;
- NaMBT (Mercaptobenzotiazol de Sódio);
- MIBC (metil isobutil carbinol), espumante utilizado atualmente;
- Dowfroth 250 (DF 250), um espumante mais forte que o MIBC;

### 2.4 Testes de Flotação

Os testes de flotação foram realizados de acordo com o seguinte procedimento:

- alíquotas de 1,5kg de minério;
- moagem em 75 $\mu$ m;
- % sólidos: 35%;
- tempo de condicionamento de reagentes: 2min.;
- tempo total de flotação rougher: 9min.
- tempo total de flotação (rougher + cleaner): 17min., tempo semelhante ao circuito industrial.
- análises do concentrado final e dos rejeitos (ouro, enxofre e arsênio).

Testou-se uma mistura com as três amostras de minério e para os testes iniciais optou-se por utilizar os mesmos reagentes utilizados na planta 2, ou seja, AP 3473 e AP 7249A como coletores e MIBC com espumante.

Alguns testes foram realizados utilizando-se o PAX em conjunto com o AP404, neste caso o objetivo seria recuperar os sulfetos (utilizando-se PAX) e ouro (AP 404). Considerando a maior coleta de sulfetos optou-se por repetir os testes com DF 250, por ser um espumante mais forte que o MIBC.

Foram realizados também alguns testes para se avaliar o impacto da dosagem de sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ) como ativador das partículas de sulfetos e seus resultados comparados sem a adição de  $\text{CuSO}_4$ . O objetivo assim como nos testes anteriores foi de comparar os dois cenários. Pode-se notar que as recuperações foram menores em relação ao teste com o uso de ativador.

Todos os testes foram feitos em valor pH natural e quando necessário em valor de pH ácido.

### 3. RESULTADOS E DISCUSSÕES

#### 3.1 Efeito do pH na Recuperação de Ouro e Enxofre

A Figura 1 resume os resultados obtidos na etapa rougher utilizando AP 3473 e AP 7249 como coletores e MIBC como espumante.

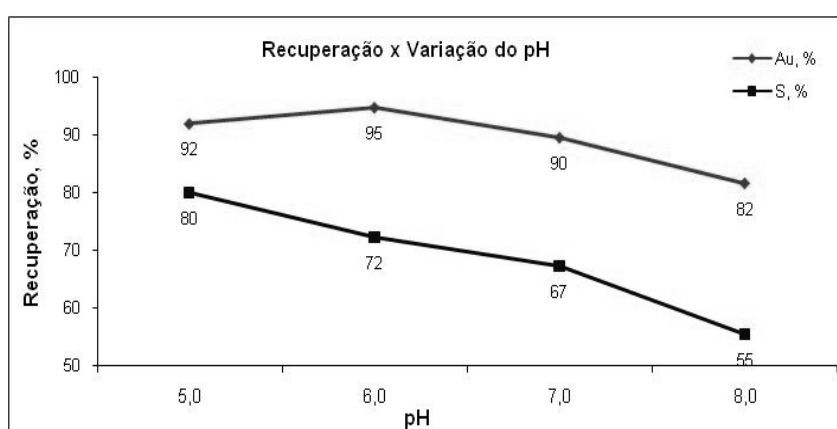


Figura 1 – Efeito do pH nas recuperações de ouro e enxofre na etapa rougher

A recuperação atingiu um máximo de 95% em pH 6,0. A queda de recuperação de ouro em pH 5,0 pode ser devido a uma competição entre ouro e sulfetos no processo de flotação. A maior flotabilidade dos sulfetos nesse pH estaria dificultando ou impedindo a adesão de partículas de ouro de menor hidrofobicidade às bolhas de ar.

#### 3.2 Flotação Rougher e Cleaner com PAX e AP 404

Os resultados dos testes utilizando PAX e AP 404 como coletores, e DF 250 como espumante, estão apresentados na Tabela 2 em comparação com os outros reagentes AP 3473 e AP 7249 como coletores e MIBC como espumante.

Tabela 2 – Resumo dos testes com PAX e AP 404.

Reagente	Dosagem, g/t	Espumante	Dosagem, g/t	Recuperação na Flotação, %			
				Au	S	As	Massa
AP 3473 AP 7249A	40 4	MIBC	32	74,0	8,1	4,7	9,0
PAX AP 404	40 4	DF 250	32	89,1	66,0	67,4	16,4

Verifica-se que a combinação de reagentes PAX e AP 404 com DF 250 promove maiores recuperações de As e S, indicando maior ativação de arsenopirita e pirita.

De posse desses resultados vislumbrou-se um processo de flotação que combinasse os valores de pH que apresentam maior flotabilidade em suas etapas, no caso, pH 7,0 ou natural na etapa rougher e pH 4,0 nas etapas de limpeza. Esse esquema minimiza o consumo de ácido sulfúrico para correção de pH e gera um rejeito final com pH acima de 7,0 sem uso de modulador de pH (Figura 2).

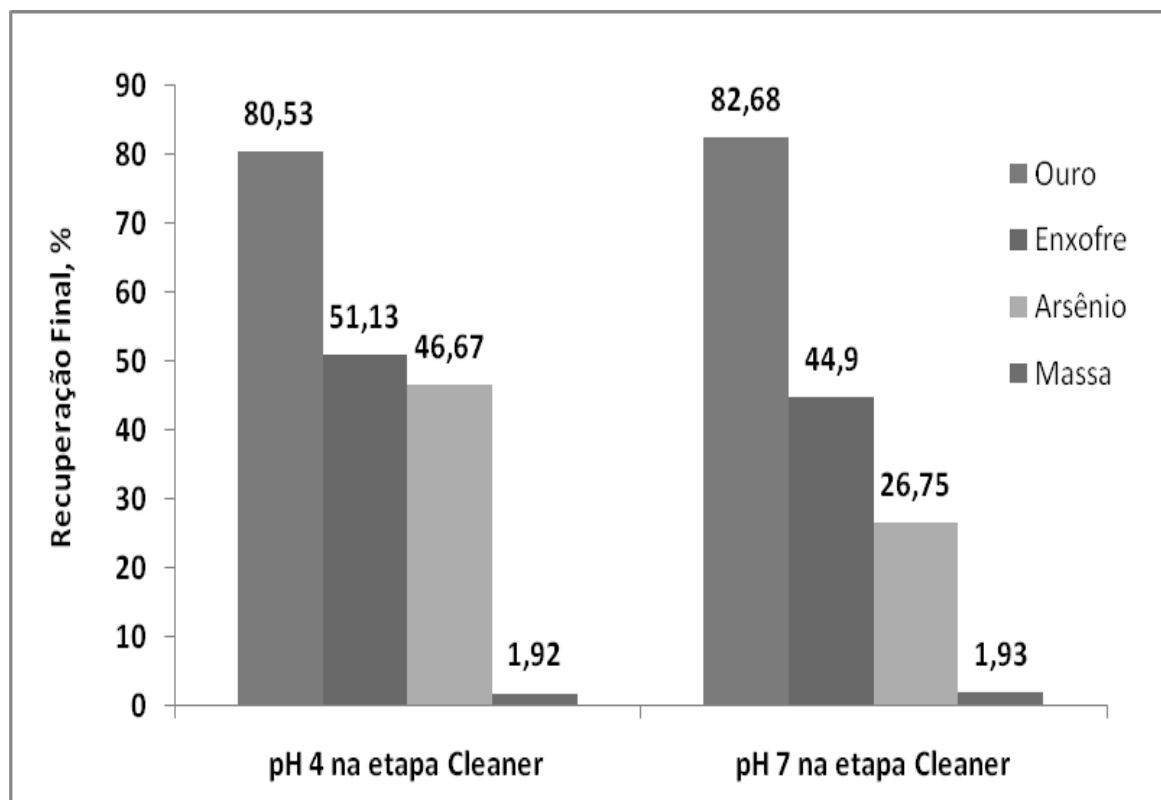


Figura 2 – Comparação entre os testes com o valor de pH natural e ácido na etapa cleaner.

Para o caso de uma flotação em pH natural, pode-se verificar que, diferentemente dos testes em meio ácido onde existe uma forte correlação entre a recuperação de enxofre e arsênio, neste caso existe um descolamento e a recuperação de arsênio é bastante inferior quando comparada com a recuperação de enxofre. Sabe-se que a arsenopirita oxida-se mais facilmente e a utilização de ácido para corrigir o pH até 5.0 pode ter feito uma limpeza da sua superfície; sem a dosagem de ácido a superfície continua oxidada e o coletor tem mais dificuldade de se adsorver junto a superfície da arsenopirita.

A rota de processo em meio ácido mostrou-se efetiva, mas, devido aos riscos inerentes ao manuseio do ácido sulfúrico, assim como os custos para a sua aquisição, fez com que fossem avaliadas a utilização de outras rotas, como mostrado a seguir.

### 3.3 Flotação Rougher e de Cleaner com Sulfato de Cobre

A Figura 3 mostra os resultados comparativos entre os testes realizados na presença e na ausência de ativador ( $\text{CuSO}_4$ ).

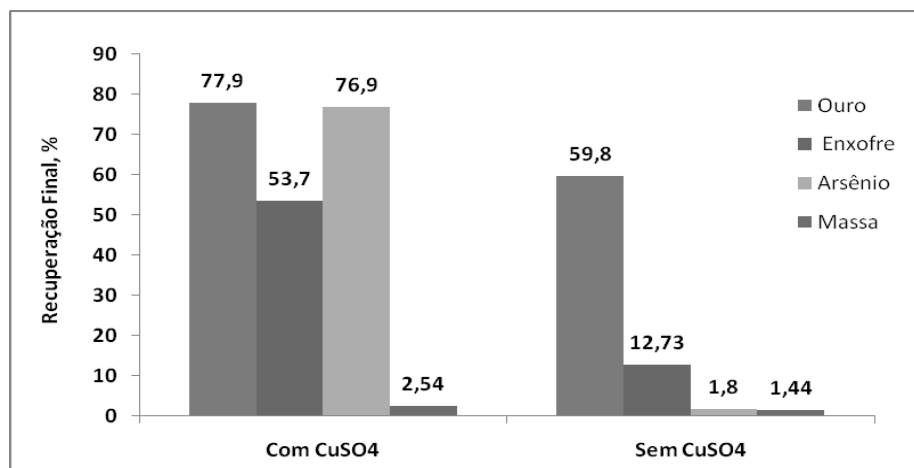


Figura 3: Comparação entre os testes com e sem ativador.

A recuperação de enxofre foi de 54%, menor que a recuperação de arsênio, isto demonstra a maior efetividade de ativação das partículas de arsenopirita. Nota-se que quanto maior a recuperação mássica da flotação, maior é a recuperação dos sulfetos. O impacto negativo desta ação é no circuito de lixiviação, resultando em redução do tempo de lixiviação e consequentemente menor eficiência de lixiviação do ouro presente na polpa.

O uso do ativador aumentou a recuperação de ouro de aproximadamente 60% para a 78%, com relação ao enxofre e arsênio o ganho foi mais expressivo ainda. Ocorre que foram utilizadas amostras de overflow do circuito primário que são provenientes de uma alta carga circulante (em torno de 500 – 600%) onde há provavelmente uma oxidação superficial expressiva e resultando em menores recuperações sem o uso de ativadores. Como a arsenopirita oxida-se mais rapidamente, pode-se afirmar com base nos resultados acima que o uso de um ativador torna-se necessário caso se deseje flotar estas partículas minerais.

Os testes indicaram a necessidade de adição de um ativador para ao caso de partículas que foram oxidadas, mas devido aos riscos ambientais com o uso de sulfato de cobre, em especial sobre a fauna aquática, optou-se por continuar os testes sem a utilização deste reagente.

### 3.4 Flotação Seletiva de Ouro e Sulfetos

Para minimizar o efeito da competitividade entre a coleta do ouro e a coleta dos sulfetos pelo reagente, foi proposto um fluxograma de flotação seletiva no qual diferentes reagentes são adicionados em diferentes estágios para assim recuperar primeiramente o ouro e logo em seguida os sulfetos. O processo consiste na adição primeiramente de coletores para as partículas de ouro, neste caso o AP 3473 e o AP 7249A, após o tempo específico de flotação, adiciona-se PAX para a flotação dos sulfetos presentes no minério. O concentrado de cada etapa (ouro e sulfetos) vai para uma etapa cleaner independente. O concentrado de cada circuito cleaner é o concentrado final. Na Figura 4 pode-se visualizar o circuito completo e na Tabela 3 a média dos testes realizados com esta rota.

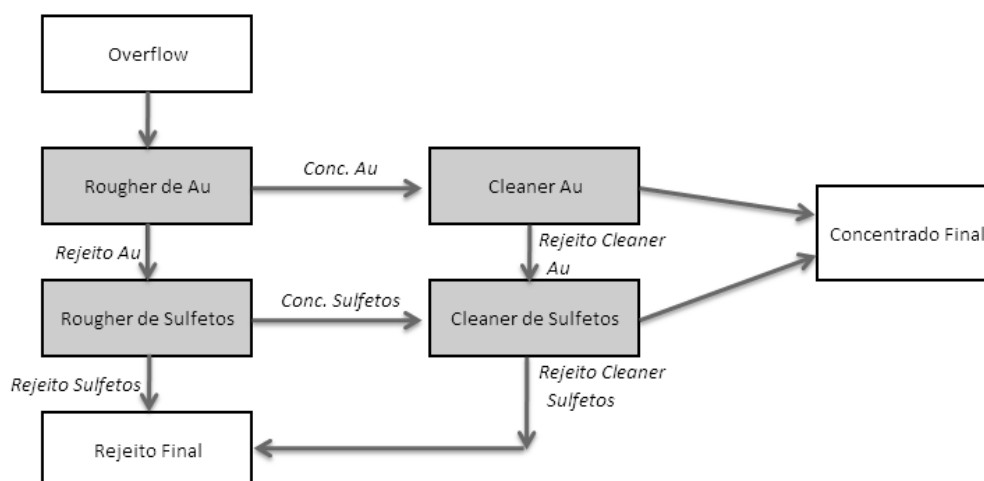


Figura 4 – Fluxograma completo da flotação seletiva.

Tabela 3 – Teores de enxofre nos testes de flotação seletiva

Teores de Enxofre (%)						Recuperação Enxofre (%)
Teste	Alimentação	Rejeito Rougher	Rejeito Cleaner	Rejeito Final	Concentrado Final	
Média	1,14	0,28	0,98	0,37	19,56	67,5

Os resultados acima indicam uma recuperação média de 68% de enxofre aproximadamente. Considerando um teor médio do minério para os próximos anos de 1%, é possível afirmar que o teor de enxofre a ser depositado na barragem de rejeito estará na faixa de 0,32%, valor este inferior aos valores médios de 0,8% encontrados atualmente.

Para confirmar estes valores, foram realizados alguns testes com amostras do circuito industrial (overflow do circuito primário) no período em que a planta estava sendo alimentada com minérios alterados, ou seja, minérios que apresentam baixa recuperação de sulfetos. Os resultados estão na Tabela 4, e indicam uma redução na recuperação quando comparados com os resultados da Tabela 3.

Tabela 4: Teores de enxofre nos testes de flotação seletiva de amostras provenientes do overflow circuito primário

Teores de Enxofre, %						
Teste	Teor de Alimentação	Rejeito Rougher	Rejeito Cleaner	Rejeito Final	Concentrado Final	Recuperação Enxofre, %
Média	1,17	0,56	1,03	0,63	11,26	46,1

A recuperação média foi de 46% e caso o teor alimentado seja de 1%, o teor médio no rejeito final será de 0,54%, ou seja, ainda inferior ao valor atual, mas superior ao encontrado em minérios sulfetados não alterados.



#### 4. CONCLUSÕES

As recuperações de enxofre utilizando-se os coletores atuais, AP 3473 e AP 7249A, estão na faixa de 10%, fazendo com que seja necessária a adição de calcário para neutralizar a possível geração de ácido na barragem de rejeitos e conseqüentemente aumentando-se os custos de operação.

Os testes com variação de pH indicaram melhores recuperações de ouro e enxofre em ambientes mais ácidos, sendo os resultados decrescentes conforme o aumento da alcalinidade. O aumento da recuperação de ouro neste caso está relacionado à maior recuperação os sulfetos presentes no minério.

A flotação em valor de pH natural seguida da flotação cleaner em valor de pH 5,0 é mais efetiva para a recuperação de enxofre e arsênio que a flotação em pH natural para ambas as etapas.

O uso de ativadores, neste caso  $\text{CuSO}_4$ , para as partículas oxidadas também promove a dessulfurização, aumentando a recuperação de enxofre dos atuais 10% para 54%. A recuperação de arsênio foi superior as outras rotas testadas, atingindo o valor de 77%.

Considerando-se o teor médio de enxofre de 1% nos minérios que irão alimentar a Planta 2 nos próximos anos, verifica-se que o uso de flotação seletiva de ouro e sulfetos em estágios separados produzirá um rejeito médio de 0,32%. Caso a planta seja alimentada com minérios alterados, que correspondem a aproximadamente 15% da reserva da mina Morro do Ouro, o teor final de enxofre no rejeito será de 0,54%.

Foram identificadas várias condições de reagentes que promovem a dessulfurização sem afetar a recuperação de ouro. Dentre as opções avaliadas pelo presente trabalho, pode-se afirmar que a mais interessante sobre vários pontos de vista, entre eles econômico-financeiro, operacionalidade e simplicidade foi o processo de flotação seletiva; pois neste caso, pode-se utilizar o atual circuito de flotação rougher da Kinross-Paracatu, assim como o circuito cleaner, sendo necessária a adição de células de flotação para a etapa de recleaner de sulfetos.