

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

CURSO DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA METALÚRGICA E DE  
MINAS

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

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

AUTOR: GETÚLIO GOMES DE OLIVEIRA JUNIOR  
ORIENTADOR: GEORGE EDUARDO SALES VALADÃO

2011

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS  
CURSO DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA METALÚRGICA E DE  
MINAS

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

GETÚLIO GOMES DE OLIVEIRA JUNIOR

Dissertação de Mestrado apresentada ao  
Curso de Pós-Graduação em Engenharia  
Metalúrgica e de Minas da Universidade  
Federal de Minas Gerais

Área de concentração: Tecnologia Mineral  
Orientador: Prof. George Eduardo Sales  
Valadão

Belo Horizonte  
Escola de Engenharia da UFMG

2011

## DEDICATÓRIA

A Deus meu Senhor, por me dar forças em todos os momentos da minha vida.

A minha amada esposa Carolina e meu precioso filho Marcos,  
sem vocês não conseguiria prosseguir neste trabalho.

Aos meus queridos pais Getúlio e Elisabeth  
que fizeram o possível e o impossível para  
que eu pudesse ter uma boa educação;  
sou o que sou graças a vocês.

## **AGRADECIMENTOS**

O autor agradece a todos aqueles que direta ou indiretamente contribuíram para a existência deste trabalho, em especial a:

George Eduardo Sales Valadão pela paciência e compressão durante todo o projeto;

Antonio Eduardo Clark Peres pela amizade e incentivo nos momentos cruciais.

Frank Rezende e Wayne Phillips pelo apoio no planejamento dos testes e interpretação dos resultados, este trabalho também é de vocês.

Kinross-Paracatu pela permissão e incentivo a execução deste projeto.

Marcos Paulo Dias Gomes pelo apoio e constante incentivo.

Alair Agripino e toda a equipe dos laboratórios de processos e químico por suportarem bravamente toda a carga de testes que realizamos. Este trabalho só foi possível graças à qualidade dos testes que vocês realizaram.

## SUMÁRIO

<b>1</b>	<b>INTRODUÇÃO.....</b>	<b>10</b>
<b>2</b>	<b>OBJETIVO .....</b>	<b>14</b>
<b>3</b>	<b>REVISÃO BIBLIOGRÁFICA .....</b>	<b>15</b>
3.1	A empresa.....	15
3.2	Histórico.....	15
3.3	Geologia.....	19
3.4	Aspectos Concernentes a Flotação de Sulfetos e Ouro.....	23
3.4.1	Sobre os Principais Reagentes Utilizados na Flotação de Sulfetos.....	32
<b>4</b>	<b>SUMÁRIO DO DESENVOLVIMENTO EXPERIMENTAL NA KINROSS-PARACATU VISANDO A FLOTAÇÃO DE SULFETOS.....</b>	<b>41</b>
<b>5</b>	<b>MATERIAIS E MÉTODOS.....</b>	<b>46</b>
5.1	Minérios.....	46
5.2	Mineralogia.....	47
5.3	Reagentes .....	48
5.4	Testes de Flotação.....	49
<b>6</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÕES.....</b>	<b>51</b>
6.1	Testes de Flotação com os Coletores Atuais.....	51
6.2	Efeito do pH na Recuperação de Ouro e Enxofre .....	52
6.3	Flotação Rougher com coletores da Pietsch.....	54
6.4	Flotação Rougher e Cleaner com PAX / AP 7249A / MIBC / DF 250.....	54
6.5	Flotação Rougher e de Cleaner com Sulfato de Cobre.....	59
6.6	Flotação Seletiva de Ouro e Sulfetos .....	62
<b>7</b>	<b>CONCLUSÕES .....</b>	<b>66</b>
<b>8</b>	<b>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>68</b>

## LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1: Localização Geográfica da RPM .....	15
Figura 3.2: Fluxograma de Concentração da Planta 2 .....	17
Figura 3.3: Amostras de Rochas Sulfetadas do Tipo IDS Contendo Dobras Preenchidas por Quartzo e Arsenopirita .....	21
Figura 3.4: Ângulo de contato para gota de líquido em contato com superfície sólida imersa no ar (LEJA, 1982) .....	25
Figura 3.5: Principais coletores utilizados no processo de flotação de sulfetos .....	33
Figura 3.6: Efeito do tamanho da cadeia carbônica dos xantatos na porcentagem de pirita recuperada. Tempo de flotação 1000 segundos, concentração dos xantatos igual a $2,0 \times 10^{-4}$ mol L <sup>-1</sup> , pH= 8,00, T = 25°C, fluxo de gás 0,5 L min <sup>-1</sup> .....	35
Figura 3.7: Ângulo de contato de equilíbrio para o sistema pirita-xantato-ar; T = 25°C, pH = 8,00, C2XK, C4XK e C8XK (PENHA et al., 2001) .....	36
Figura 4.1: Evolução do Consumo de Coletores na Planta 1 .....	43
Figura 4.2: Histórico da Recuperação da Planta 1 .....	43
Figura 4.3: Evolução do Teor de Enxofre na Planta Atual e Planta SAG .....	44
Figura 5.1: Localização na Mina das amostras coletadas pela Geologia .....	46
Figura 5.2: Célula de flotação utilizada nos testes de laboratório .....	50
Figura 6.1: Efeito do pH nas recuperações de ouro e enxofre na etapa rougher .....	52
Figura 6.2: Efeito do pH no teor de enxofre no rejeito rougher .....	53
Figura 6.3: Resumo dos testes de pH com amostra da descarga do SAG .....	53
Figura 6.4: Comparação entre os testes com pH natural e ácido na etapa cleaner .....	59
Figura 6.5: Comparação entre os testes com e sem ativador .....	61
Figura 6.6: Fluxograma completo da flotação seletiva .....	62

## LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1: Variáveis presentes no processo de flotação .....	24
Tabela 4.1: Resultados de recuperação de ouro em laboratório usando diferentes reagentes coletores .....	41
Tabela 4.2: Resultados de recuperação de ouro e enxofre observada na Planta 1 usando diferentes reagentes coletores .....	41
Tabela 5.1: Teores das Amostras .....	47
Tabela 6.1: Resumo dos testes de flotação rougher com amostra coletada no circuito industrial .....	51
Tabela 6.2: Resumo dos testes de flotação rougher com reagentes da Pietsch com amostra do circuito industrial .....	54
Tabela 6.3: Resumo dos testes com PAX / AP 7249A / MIBC /AF 76E .....	55
Tabela 6.4: Condições dos Testes de Flotação em pH ácido .....	56
Tabela 6.5: Resumos dos testes com flotação em pH ácido na etapa cleaner.....	57
Tabela 6.6: Resumos dos testes com flotação em pH natural na etapa cleaner.....	58
Tabela 6.7: Condições do Teste .....	59
Tabela 6.8: Resultados dos testes com adição de $\text{CuSO}_4$ .....	60
Tabela 6.9: Resultados dos testes sem adição de $\text{CuSO}_4$ .....	60
Tabela 6.10: Condições dos Testes de Flotação Seletiva .....	63
Tabela 6.11: Teores de Enxofre nos Testes de Flotação Seletiva .....	64
Tabela 6.12: Teores de Enxofre nos Testes de Flotação Seletiva .....	65

## 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. 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%. Os principais sulfetos são arsenopirita e pirita, ocorrendo também traços de galena, esfalerita e calcopirita.

Devido a presença de sulfetos, existe um potencial significativo de geração de ácido, 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 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 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.



## **ABSTRACT**

Since the beginning of its operation in 1987 until the late 90's, Kinross-Paracatu processed almost exclusively weathered or oxidized ores. Ores which are located below the B1 ore, containing sulfides and are called B2. They are characterized by sulphur content above 0.5%. The main sulphides are Arsenopyrite and Pyrite, occurring also traces of Galena, Sphalerite and chalcopyrite.

Due the presence of sulphides, there is significant potential to generate acid, so it is necessary to generate a flotation tails with low sulphur content to reduce the potential of acid generation.

The objective is to develop an alternative and safety route and for desulfurization, i.e., increase the recovery of sulphur present in a sulphide gold ore, thereby reducing their environmental impacts.

The recoveries of sulphur using the current collectors, AP 3473 and AP 7249A, are in the range of 10%, being necessary to add lime to neutralize the acid generation in tailings dam and consequently increasing the costs operation.

Was identified several conditions that promote desulfurization reagents without affecting the recovery of gold. Among the options evaluated in this work, it's possible affirm that the most interesting on several viewpoints, including economic, financial, and operational simplicity was the process of selective flotation, and in this case, it's possible use the current circuit of rougher and cleaner flotation at Kinross-Paracatu, requiring the addition of flotation cells for the stage of recleaner of sulfides.

## 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 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. Estes minérios oxidados eram originalmente denominados minérios CTB1 (Cobertura, Transição e Oxidado) e atualmente são chamados simplesmente de B1.

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, associado aos sulfetos em *boudins* de quartzo. Os principais sulfetos são arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ ) e piritita ( $\text{FeS}_2$ ), numa proporção de aproximadamente 2:1, ocorrendo também traços de galena ( $\text{PbS}$ ), esfalerita ( $\text{ZnS}$ ) e calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ), entre outros.

Com a progressiva exaustão dos minérios superficiais B1 e a exposição de rochas pouco ou não alteradas tipo B2, iniciou-se a lavra dessas últimas em 1996 e, com maior intensidade, a partir do ano 2000. Nos últimos anos os minérios oxidados B1 têm sido tratados misturados 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 (também chamada de Planta Nova ou Planta SAG), inaugurada no final de 2008, trata somente minérios sulfetados mais duros. Os minérios B1 devem estar exauridos até 2015, quando então a Planta 1 deverá ser desativada ou mais provavelmente adaptada para tratar minérios B2.

O tratamento de minérios sulfetados por flotação é uma técnica muito difundida e conhecida. Mas cada minério apresenta particularidades que devem ser estudadas e o

processo mais adequado de concentração deve ser definido através de ensaios em laboratório, planta piloto e eventualmente em escala industrial, quando isso é possível. Devido a presença de sulfetos no minério B2, existe um potencial significativo de geração de ácido. 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 isto vier a ocorrer será necessário fazer correção desse potencial através da adição de minério calcário na alimentação da Planta SAG, 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 tem efeitos colaterais bem interessantes, como um considerável aumento na recuperação de ouro associado aos sulfetos, ouro esse normalmente acessível para ser lixiviável via cianetação, e a produção de um concentrado de sulfetos que pode ser usado para gerar ácido sulfúrico visando à fabricação de fertilizantes.

Os estudos para definição de uma rota de dessulfurização foram relativamente incipientes antes de 2008. Testes com diferentes reagentes em 2004 e 2005, em laboratório e na própria Planta 1, já indicavam boas recuperações de enxofre na flotação, tratando minérios tipo B2. Outros testes industriais feitos em 2006 na Planta 1 com minérios B2 visaram principalmente gerar dados para o dimensionamento da etapa de cominuição da Planta 2.

Somente no início de 2008, já com a Planta 2 sendo construída com as etapas de concentração similares às da Planta 1, passou-se a dar maior atenção ao processo de flotação de sulfetos visando uma adequada dessulfurização dos rejeitos a serem dispostos na barragem.

Várias alternativas de processo podem ser aplicadas, 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, verificou-se ser muito cara devido ao alto consumo e custo 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 o uso de concentradores centrífugos tratando toda a alimentação da flotação não é praticado em nenhum outro local e seria necessário usar equipamentos de maior tamanho existente no mercado, sendo 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.

Todas estas alternativas devem supostamente corrigir um problema que se acredita deva estar ocorrendo na etapa de moagem de bolas industrial. Este problema seria a alta carga circulante de ouro e sulfetos devido à maior densidade desses sólidos em relação aos minerais de ganga, acarretando a recirculação na etapa de classificação em hidrociclones. Essa alta carga circulante estaria danificando as superfícies das partículas de ouro (*slimes-coating*) e também causando sobre모agem de ouro e dos sulfetos, com efeitos deletérios na posterior flotação. Testes anteriores de flotação realizados com minérios moídos no laboratório (sem carga circulante) e minérios moídos na usina (com carga circulante) mostram uma grande defasagem de recuperações de ouro e enxofre, cerca de 20% para ouro e 30% para enxofre, em detrimento dos minérios moídos na usina. Não se acredita que a qualidade da água, tipo de bolas usado na moagem e outras diferenças entre laboratório e usina sejam suficientes para criar tal defasagem.

Adiantando-se parte da flotação para dentro do circuito de moagem de bolas com o uso de flotação flash acredita-se que esse problema deva ser minimizado.

Embora a alternativa B) não seja a mais atrativa do ponto de vista econômico, é considerada, preliminarmente, com base nos testes realizados em 2008, como a mais robusta em termos de processo. Afinal, usando-se procedimentos similares, somente em laboratório, se consegue estabilizar a recuperação de ouro e enxofre em altos níveis, usando quaisquer proporções de minério B2 comprovadamente alterado na mina por intemperismo. Aqui não há dúvida que o minério ficou alterado e que o processo proposto corrige esse problema. A parte mais grosseira, que apresenta dificuldades na flotação, é separada previamente pela concentração centrífuga, resultando numa recuperação global bem aceitável de sulfetos e baixos teores de enxofre no rejeito da flotação.

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

## **2. OBJETIVO**

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.

### 3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo serão abordados aspectos referentes a geologia e beneficiamento na Kinross-Paracatu, além dos aspectos fundamentais relacionados a flotação de minérios auríferos sulfetados.

#### 3.1 A Empresa

A RPM (atualmente denominada Kinross-Paracatu) está localizada no município de Paracatu, região Noroeste de Minas Gerais, distante cerca de 500 km de Belo Horizonte e 200 km de Brasília (figura 3.1). O controle acionário da Kinross-Paracatu pertence ao grupo Canadense Kinross Gold Corporation.

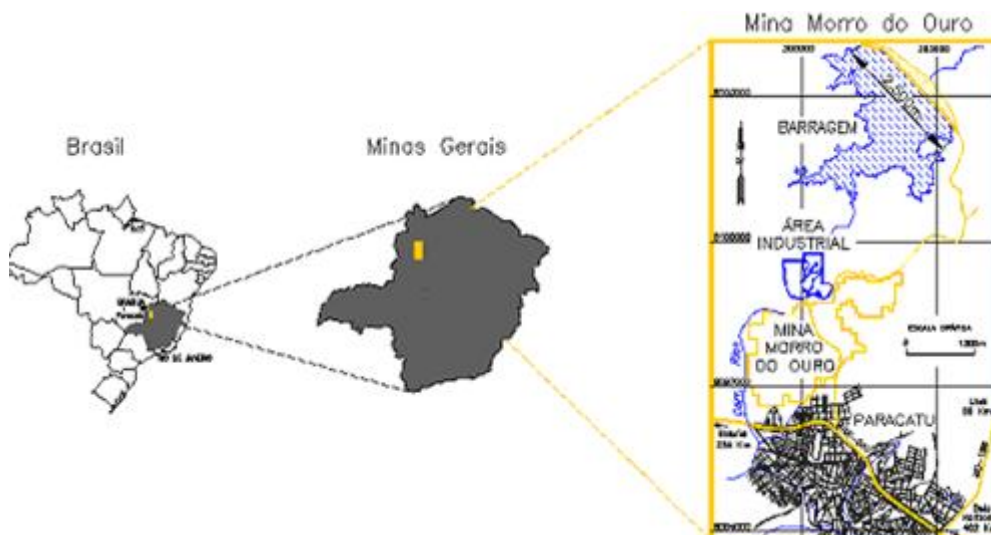


Figura 3.1: Localização geográfica da Kinross-Paracatu.

#### 3.2 Histórico

Em 1970 Paracatu passou a atrair a atenção das empresas de mineração, porém, sem resultados imediatos, visto que a maioria delas não se sentiu atraída pelo teor do minério, considerado como não-econômico.

Em 1980, o grupo inglês Rio Tinto Zinc (atualmente Grupo Rio Tinto), que atuava no Brasil com o nome de Riofinex do Brasil, associou-se à Billinton que detinha as áreas de pesquisa no Morro do Ouro e, em 1984, adquiriu o restante de sua participação. Apesar do baixo teor do minério (0,587g/t), o projeto foi identificado como lucrativo.

O custo de implantação foi de 65 milhões de dólares em valores da época, com a condição de que se arranjasse um sócio brasileiro para o empreendimento. Várias empresas e bancos foram convidados a participar do projeto, mas todos duvidavam que um plano escorado num teor de 0,6 g/t Au pudesse vir a ser bem sucedido. No final de 1985, a RTZ Mineração (atualmente Rio Tinto Brasil), que sucedera a Riofinex, acertou com a Autram Mineração e Participações, depois chamada de TVX Participações, a participação desta como sócia do empreendimento. Esta associação foi feita numa nova empresa, Rio Paracatu Mineração S/A, cujo capital passou a ser de 51% da RTZM e 49% da Autram. Posteriormente, o grupo australiano Normandy adquiriu participação acionária na TVX.

Parte do sucesso da RPM deve ser creditada ao preço do ouro praticado no mercado nos primeiros anos de operação da mina – US\$700,00/oz, comparado com os US\$325,00/oz adotados no estudo de viabilidade econômica de projeto. Com tal prêmio, o retorno do investimento ocorreu em apenas 17 meses.

A RPM entrou efetivamente em operação em outubro de 1987, tendo sido lavradas naquele ano 560.000 t com 0,684 g/t Au. No ano seguinte foram lavradas 6,1 Mt com 0,652 g/t Au. O teor médio do minério lavrado a cada ano vem caindo ao longo do tempo e tende a estabilizar-se em torno de 0,43 g/t nos próximos anos. Até 1997 a lavra centrou-se exclusivamente em minério oxidado; a partir de 1998 a lavra também passou a contemplar o minério sulfetado, sem qualquer detrimento do teor, porém exigindo uma série de investimentos no circuito de beneficiamento e metalurgia devido as características de dureza e de recuperação do metal contido. No ano de 2005, o grupo canadense Kinross Gold Corporation assumiu 100% do controle acionário da RPM passando esta a denominar-se Kinross-Paracatu. Em 2008 foi finalizado um investimento de 450 MUS\$ referente à construção de uma nova planta de beneficiamento – Planta 2 – para receber minério sulfetado de dureza mais alta que é



tratado segundo o fluxograma da figura 3.2. Abaixo o resumo referente ao histórico da empresa:

1980 - RTZ Mineração inicia pesquisas no Morro do Ouro

1985 - RPM é estabelecida como mineradora de ouro

1986 - RPM recebe sua licença de mineração

1987 - Início de produção da mina - 1º "Bullion" produzido em Dezembro (6Mtpa)

1992 - Início do Projeto Otimização (13Mtpa)

1996 - Fevereiro - Início de operação da frota própria na mina

1997 - Primeira Expansão (18Mtpa)

1999 - Segunda Expansão – instalação do 5º Moinho na Planta 1 (20Mtpa)

2002 - Estudos da Terceira Expansão

2005 - Kinross Gold Corporation assume o gerenciamento da RPM

2008 – Terceira Expansão (61Mtpa) – Construção e operação da Planta 2

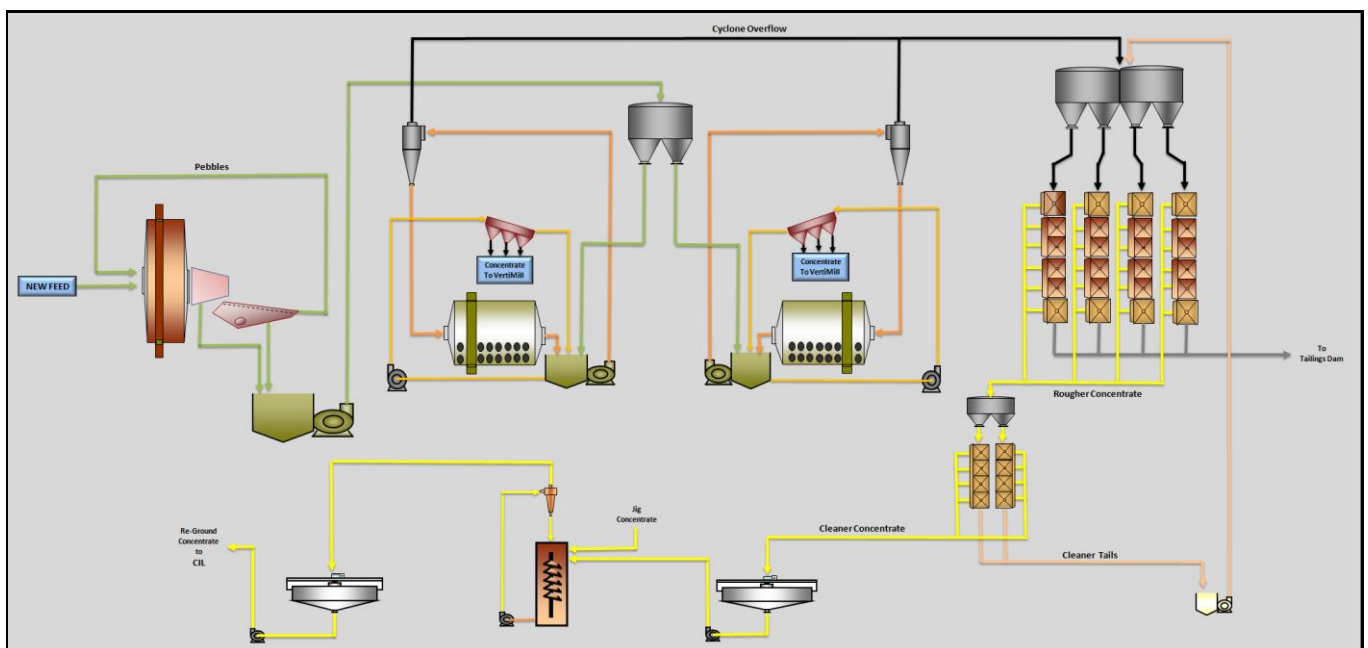


Figura 3.2: Fluxograma de Concentração da Planta 2

Atualmente, a nova planta SAG processa o minério sulfetado da Mina Morro do Ouro (Figura 3.2), projetada para uma tonelagem máxima de processamento do moinho SAG equivalente a uma taxa de 41 Mt/a. A unidade de britagem consiste de um britador de rolos que alimenta um transportador tipo “sacrifício” seguido por um transportador de longa distância até a pilha de estocagem coberta. Os transportadores de correias

conduzem o minério britado para a planta de moagem, que consiste de um moinho SAG seguido por dois moinhos de bolas em paralelo processando 5087 t/h, a um P80 de 75  $\mu\text{m}$ .

Um estágio de concentração gravítica usando jigues na carga circulante dos moinhos foi introduzido com base na eficiência obtida na Planta 1. O concentrado da jigagem, com teor de ouro de 25 g/t, junta-se ao concentrado finais do processo de beneficiamento (concentrado de flotação).

O circuito de flotação consiste de quatro baterias com seis células rougher. A polpa que alimenta essas células provém das calhas coletoras do overflow dos hidrociclones. Os coletores AP 3473, AP 7249A produzidos pelas Cytec<sup>®</sup>, e o espumante MIBC produzido pela Rhodia são adicionados diretamente nas células. O pH da polpa de flotação não é ajustado e opera naturalmente na faixa de 6 a 8. O concentrado segue para o circuito cleaner, que consiste de duas baterias com cinco células cleaner.

O concentrado da separação gravítica combinado ao concentrado da flotação é espessado antes da remoagem para remover a maior parte dos reagentes e para garantir uma densidade ótima de polpa. Os concentrados moídos são espessados novamente antes de serem bombeados para a planta de hidrometalurgia. Um concentrador centrífugo (modelo Knelson XD40<sup>®</sup>) opera na carga circulante do moinho de remoagem (modelo vertimill-Metso<sup>®</sup>), para recuperar ouro livre. O concentrado é transportado para o circuito de lixiviação intensiva (modelo Acacia-ConSep<sup>®</sup>).

A extração de ouro dos concentrados combinados e remoídos, isto é, dos concentrados gravíticos e de flotação, é executada em um circuito CIL convencional. A planta CIL é precedida por um tanque de pré-aeração que oxida e precipita metais básicos antes da cianetação para reduzir o consumo global de cianeto. O ouro é adsorvido pelo carvão em polpa na planta CIL. O carvão ativado é removido pelo peneiramento da polpa e o ouro é removido do carvão ativado por uma coluna de dessorção e por eletrorecuperação. A fusão do ouro Doré é executada usando-se fornos de indução.

O rejeito da hidrometalurgia é previamente tratado no circuito de DETOX para a destruição do cianeto presente na polpa. Esta polpa é descartada em tanques revestidos

chamados de tanques específicos, sendo que a fração sólida permanece neste tanque e a fração líquida é direcionada para a barragem de rejeitos do circuito de flotação. O rejeito da flotação da planta 2 é depositado na barragem de rejeitos, a uma taxa de 41 Mt/a.

### **3.3 Geologia**

No Morro do Ouro afloram filitos regionais de idade Proterozóica Superior associadas à Faixa de Dobramento Brasília. O filito mineralizado ocorre na base da Formação Paracatu, denominada Fácies Morro do Ouro é nitidamente mais deformado que os filitos que se encontram na região e comumente mostram a presença de boudins de quartzo que caracterizam o corpo mineralizado.

O fluido hidrotermal sulfetado em Au, As, Pb e Zn, gerado concomitante ao período deformacional Brasileiro, migrou através das porções mais arenosas do corpo mineral e acomodou-se de forma disseminada em todo o depósito de Morro do Ouro, gerando assim uma jazida de baixo teor que apresenta porções mais deformadas, mais sulfetadas e com teores mais elevados, crescente da borda para o centro do corpo mineral.

Em afloramentos expostos, as rochas apresentam a laminação que caracteriza os filitos, porém ondulada, com comuns feições de kink bands, slickensides e sigmóides, e dobras isoclinais - preenchidas ou não - além dos níveis de boudins de quartzo de tamanhos variados.

O minério de ouro lavrado pela RPM pode ser, de maneira simplificada, subdividido em sulfetado (chamado também de B2) e oxidado (denominado de B1). O Minério Oxidado engloba as definições C, T e B1 e compreendem o minério de coloração amarelada, de fácil operação (escarificação), proporcionando bons resultados de alimentação e recuperação (ouro livre). O manto oxidado B1 pode atingir pouco mais de 40 metros de espessura em algumas zonas do morro, principalmente na porção central. As faixas mineralizadas oxidadas mais espessas já foram totalmente lavradas (em alguns locais da mina a superfície da cava situa-se a 60 metros abaixo da superfície original). Atualmente, o minério oxidado remanescente está limitado às bordas do corpo mineralizado; seu teor médio é inferior ao teor médio do minério sulfetado.

O minério sulfetado é o principal minério atualmente aflorante em Morro do Ouro e apresenta uma maior dureza que tende a aumentar da borda para o centro do corpo mineral. Contudo, foi adotada uma classificação química baseada nos teores de arsênio. Essa estratégia tem facilitado a interpretação dos dados na busca de melhores integrações entre as análises e estudos geoestatísticos e a otimização dos recursos de processos para a recuperação de Au. Os teores de As e S e a textura das arsenopiritas, somados à presença e variação de tamanho dos boudins, influenciam em todas as etapas do processo, desde a lavra até a hidrometalurgia, passando pela cominuição, classificação, flotação e concentração gravítica. Com base nestes critérios são identificados os seguintes tipos de minério B2:

- B2 com teor em As < 2500 ppm. É a rocha que envelopa as faixas mais ricas da mineralização, sendo geralmente pouco deformada, onde os sulfetos (pirita e pirrotita > arsenopirita) normalmente apresentam textura fina. Este minério é amigável ao tratamento metalúrgico. É denominado de minério ‘não-calha’. O teor médio das amostras de testemunhos de sondagem referente a este minério é de 0,442 g/t Au.
- B2 com teor em As > 2500 ppm. Refere-se àquele minério que constitui os ore-shoots mais sulfetados, estruturalmente bem mais deformados que o minério ‘não-calha’, com muito maior incidência de boudins de quartzo e com maior teor em ouro. Devido à configuração dos corpos, em ore-shoots, este minério passou a ser informalmente denominado de tipo ‘calha’. Este minério representa cerca de 20% dos recursos totais de minério B-2. O teor médio é de 0,524 g/t Au.
- B2 com teor em As > 4000 ppm. Refere-se ao minério que preferencialmente ocorre na zona mais central dos ore-shoots, definidos pelas anomalias de As. Estes minérios são, via de regra, muito deformados e sulfetados. São denominados de ‘calha IDS - intensamente deformada e sulfetada’. O teor médio das amostras é de 0,542 g/t Au.

Assim, o minério recebe a classificação “não calha” para as porções onde o teor de arsênio atinge até 2.500 ppm. O tipo “Calha” tem entre 2.500 a 4.000 ppm de As e o tipo “IDS” (intensamente deformado e sulfetado) comporta o minério com teores acima de 4.000ppm de As. A figura 3.3 exemplifica um tipo de rocha sulfetada intensamente deformada (IDS)



Figura 3.3: Amostras de rochas sulfetadas do tipo IDS contendo dobras preenchidas por quartzo e arsenopirita.

No âmbito do minério oxidado B1, também são observadas populações geoquímicas que identificam estes diferentes tipos de minério. Porém, do ponto de vista metalúrgico, praticamente não tem sentido aí discriminá-las, pelo simples fato de que o intemperismo deu uma inestimável ajuda ao processo ao:

- a) destruir quase que totalmente os sulfetos (liberando o ouro e eliminando o enxofre);
- b) lixiviar grande parte da sílica, ‘amolecendo’ a rocha; e
- c) liberar a matéria carbonosa, o que favorece a recuperação do ouro no processo de flotação.

Resumidamente, pode-se dizer que a mineralização de Morro do Ouro é essencialmente marcada pela presença de arsenopirita, à qual se encontra intimamente associada praticamente a todo o ouro contido na rocha primária. No caso de Morro do Ouro, os dados apontam para uma regra definitiva: sem arsênio não tem ouro. Segundo um estudo da Cook University (2009 – relatório apresentado à Kinross Paracatu), isso vale para uma escala métrica ou superior, ou seja, na jazida, para uso da geologia e do

planejamento de lavra, porém, considerando uma escala centimétrica ou inferior, o ouro ocorre livre e também associado a pirita e arsenopirita, porém principalmente com a arsenopirita.

Partes desses estudos também foram efetuados na UNESP – Rio Claro (*An assessment of Au Distribution in a Suite of Samples from RPM – LATTI, 1999*), e em laboratórios do Grupo Rio Tinto situados na Austrália (LÄTTI, 1999) e na Inglaterra (REYNOLDS, 2000) e também na Cook University, na Austrália. A grande maioria dos grãos de ouro observados nestes estudos encontra-se intimamente associada à pirita e à arsenopirita, seja em fraturas, seja em meio a aglomerados de cristais, seja incluso em cristais individuais.

Quanto à partição do ouro, um desses estudos mineralógicos, com determinada amostra, determinou que 92% do ouro encontrava-se livre, ou seja, poderia ser recuperado por processos gravíticos/centrífugos e flotação, seguidos de cianetação e cerca de 8% do ouro seria refratário a processos de cianetação por se encontrar encapsulado em sulfetos ou em quartzo, com tamanho <10 µm.

Já outro estudo, com outra amostra, onde se fez uma flotação seqüencial de ouro, pirita e arsenopirita, determinou que cerca de 83,5% do ouro apresenta-se livre, 7,4% encontra-se associado a pirita e cerca de 5% está associado à arsenopirita, restando cerca de 4% não sendo recuperáveis naquele ensaio e provavelmente associado à ganga silicática.

Finalmente, testes otimizados de flotação realizados recentemente em Paracatu com um *blend* de seis amostras consideradas representativas dos minérios a serem lavrados no período 2010 a 2012, conseguiram flotar cerca de 90% do ouro em um concentrado coletivo de ouro e sulfetos, indicando que muito pouco ouro não seria recuperável na etapa de concentração e estaria intimamente associada à ganga silicática.

Testes de cianetação em laboratório e resultados de cianetação na usina industrial vêm demonstrando que a maior parte do ouro recuperado no processo de concentração é cianetável (>96%), o restante sendo perdido pelo fato de se encontrar encapsulado ou

devido ao efeito pós-lixiviação de minerais *preg-robbing* presentes no concentrado, geralmente grafite.

### **3.4 – Aspectos Concernentes à Flotação de Sulfetos e Ouro**

Há aproximadamente 100 anos, a primeira usina industrial de flotação (BHP, Austrália) produziu concentrado de zinco (CLARK et al., 2005). A partir de então, a flotação vem sendo cada vez mais utilizada para separação de partículas finas de minerais contendo ferro, cobre, molibdênio, níquel, chumbo, zinco, ouro, platina, fosfato ou potássio, de partículas associadas a ganga tais como sílica, silicatos (argilo-minerais), carbonatos, magnetita, ou sulfetos de ferro. Ainda são passíveis de concentração por flotação, carvão e outras espécies tais como fluorapatita, barita, pirita, talco, óxidos de ferro e calcário.

Pode-se definir o termo flotação como sendo aquele utilizado em tecnologia mineral para designar o processo de separação de um dos constituintes do minério dos restantes, fazendo com que aquele constituinte flutue acima da superfície da polpa que é formada por partículas minerais e água (TAGGART, 1921).

A flotação é largamente usada para a concentração de sulfetos metálicos contendo chumbo, zinco, molibdênio, pirita; assim como outros metais associados a uma matriz de sulfetos como o ouro, prata, cobalto, platina, etc.

Podem-se dividir as variáveis que influenciam nos processos de flotação em variáveis químicas, de equipamento e de operação conforme tabela 3.1. Vale ressaltar que o grau de influência de cada variável pode variar conforme as características do tipo de minério que ocorre na jazida.

Tabela 3.1 – Variáveis presentes no processo de flotação

Componentes Químicos	Equipamento	Operação	Minério
Coletores	Maquina de Flotação	Fluxo de Alimentação	Grau de Oxidação
Espumantes	Fluxo de Ar	Mineralogia	Alteração Superficial
Modificadores	Configuração de Processo	Tamanho das Partículas	Presença de Lamas
Ar, água	Controles de Operação	Temperatura	Material Carbonoso
Mineral			

O processo de flotação basicamente explora as diferenças superficiais das partículas de diferentes minerais baseadas no fato das mesmas poderem apresentar caráter polar (hidrofilicidade) ou apolar (hidrofobicidade). Para se obter a aderência desejada entre as partículas minerais e as bolhas de ar devem ocorrer dois processos específicos: a hidrofilicidade, onde um filme é formado sobre a partícula (neste caso são adicionados coletores que sejam seletivos ao minério desejado), e a tensão superficial da bolha permitindo a aderência partícula / bolha.

Uma espuma estável é obtida pela ação de um espumante que tem também a função de facilitar a cinética de interação partícula-bolha. Em uma máquina de flotação as espécies hidrofílicas seguem o fluxo de água e as hidrofóbicas aderem às bolhas de ar.

Pode-se dizer que o grau de hidrofobicidade de cada tipo mineral pode ser avaliado através do ângulo de contato entre uma partícula e uma gota de líquido (normalmente água). Este ângulo é formado a partir da deposição da gota sobre a superfície plana do mineral em questão (Figura 3.4). Testes de microflotação podem dar boas indicações sobre a hidrofobicidade das superfícies dos minerais.





Figura 3.4 - Ângulo de contato para gota de líquido em contato com superfície sólida imersa no ar: (a) partícula fracamente hidrofóbica -  $\theta < 90^\circ$ ; (b) partícula fortemente hidrofóbica -  $\theta > 90^\circ$  (LEJA, 1982).

Conforme o ângulo formado tem-se a identificação de um sólido hidrofóbico (bolha esférica), parcialmente hidrofóbico (a bolha espalha-se parcialmente por sobre a superfície sólida) e hidrofílico no caso da formação de uma fina camada de água sobre o mineral.

LEJA (1989) afirma que a adesão seletiva de uma partícula hidrofóbica a uma bolha de ar em uma célula de flotação constitui a ação mais importante do processo de flotação e seu objetivo primário". Três estágios são de importância crítica:

- o afinamento da camada líquida que separa a partícula e a bolha;
- a ruptura da camada sob afinamento até uma espessura designada como filme negro, seguida pelo estabelecimento de uma adesão partícula/bolha;
- remoção de água, afastando-se do filme negro, expandindo o buraco.

Segundo BALTAR (2008) o processo de flotação somente ocorre após as etapas de colisão, adesão e transporte. A colisão ocorre quando uma partícula e uma bolha se aproximam tanto que as interações físico-químicas entre as partes começam a operar. A probabilidade da colisão está associada a hidrodinâmica do sistema, tamanho da partícula, e diâmetro da bolha.

Para que ocorra a adesão da partícula mineral é necessário que existam condições favoráveis ao surgimento da interface gás-sólido, e a necessidade de que o tempo de indução seja menor, ou, no máximo igual, ao tempo de contato entre a partícula e a bolha. Em relação ao fenômeno de transporte da partícula hidrofóbica pela bolha, é necessário que não haja ruptura do agregado bolha-partícula. Uma vez estabelecida a

linha de contato entre as três fases (ar – sólido – líquido) este agregado somente pode ser desfeito por ação de forças externas (BALTAR, 2008).

A adsorção é um processo de concentração de uma espécie química entre duas fases diminuindo a energia livre superficial, liberando ou absorvendo uma quantidade definida de calor. A adsorção pode ser física ou química e o processo é governado por um grande número de interações na região interfacial envolvendo muitas variáveis tais como a solubilidade e a carga superficial do sólido, o pH, a temperatura da solução e a própria estrutura da espécie química que se adsorve (PENHA et al., 2001).

As partículas minerais são divididas em espécies minerais de interesse, e que neste caso deverão ser concentradas e espécies de pouco ou nenhum interesse econômico, denominadas minerais de ganga. No caso de minerais sulfetados contendo ouro, os principais minerais de ganga são o filito e o quartzo. O tamanho dos grãos e a forma como estão dispostos em uma partícula são parâmetros importantes no processo de flotação, pois estão relacionados ao grau de liberação de um dado material e a eficiência do processo de arraste das partículas. Da mesma maneira, a sua influencia se estende aos altos custos necessários para a sua fragmentação durante as etapas de moagem e remoagem. Entende-se por liberação a exposição dos grãos do mineral de interesse (GAY, 2004).

O tamanho das partículas é um fator que pode influenciar positivamente ou negativamente no processo de flotação; isto significa que 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); mas vale ressaltar que o tamanho máximo é mínimo deve ser determinado pelo grau de liberação da partícula (PERES, 2004). No caso das partículas não estarem totalmente liberadas (partículas mistas), se faz necessária a inclusão de mais etapas de flotação e/ou remoagem para a obtenção de um produto de acordo com as especificações de processo.

Tradicionalmente, apesar das lamas serem prejudiciais em todos os sistemas de flotação, geralmente, a flotação de sulfetos é processada sem deslamagem prévia devido aos altos custos de energia e a dos demais minerais após deslamagem. Existe uma tentativa de se quantificar o conceito de lamas. Partículas entre 100  $\mu\text{m}$  e 10  $\mu\text{m}$  são designadas como

"finos"; entre 10  $\mu\text{m}$  e 1  $\mu\text{m}$  "ultrafinos"; abaixo de 1  $\mu\text{m}$  "colóides"; a faixa dos ultrafinos e colóides constitui as lamas. Na prática, a deslamagem não é feita necessariamente em 10  $\mu\text{m}$ . O tamanho de corte é definido em função do consumo exagerado de reagentes e da perda de seletividade no processo. Um fenômeno comum é o recobrimento da superfície de um mineral por lamas de outro(s), conhecido como "*slimes coating*", que pode chegar a inibir completamente a seletividade na flotação. Na flotação, assim como em outros processos que envolvem a partição de fluxos de polpa, partículas menores que um certo tamanho crítico acompanham a partição da água (PERES, 2004).

A composição química da água é um fator importante para o resultado da flotação. A água natural contém, geralmente, uma certa quantidade de íons cloreto, sulfato, carbonato, sódio, potássio, cálcio, magnésio e hidrogênio, juntamente com moléculas de gases nela dissolvidos como o oxigênio e dióxido de carbono. A constante circulação da polpa na célula de flotação provoca a solubilização, em diferentes níveis, dos minerais presentes, fazendo com que diferentes íons e compostos passem à fase aquosa. Esses íons, segundo TAGGART (1929), podem agir na superfície dos minerais, alterando as condições de flotabilidade ou reagindo quimicamente com o coletor e modificadores utilizados, provocando variados efeitos. A utilização de uma água dura, por exemplo, pode provocar uma queda na seletividade do processo e um maior consumo de reagentes.

Originalmente patenteada em 1906, a flotação tem permitido a lavra de baixos teores ou minérios de formações complexas que por outros métodos de beneficiamento seriam não-econômicos. Tem sido muito praticado o reprocessamento por flotação de rejeitos de plantas em que a operação se processava exclusivamente por métodos gravíticos (WILLS, 2006).

As superfícies de ouro puras e limpas são naturalmente hidrofílicas e, portanto não flotáveis. Entretanto, menos de uma monocamada de contaminante carbonáceo, depositado a partir do ar ou da solução, já é suficiente para tornar a superfície hidrofóbica. O resultado prático é que o ouro pode ser considerado um dos melhores exemplos de hidrofobicidade natural entre os sistemas de extração mineral.

O ouro normalmente é encontrado como grãos finos, lâminas ou fios inclusos na matriz de quartzo ou rocha encaixante; as formas dendríticas (arborescentes) são raras; nos garimpos de aluvião são comuns os agregados compactos e arredondados, conhecidos como pepitas (BRAVO, 2002).

A expressão “minério de ouro livre” significa que o ouro nativo está livre de sulfetos (não associado à rede cristalina nem incluso neste). No entanto ele pode apresentar-se em grãos mistos com o quartzo, mesmo com sulfetos ou em fraturas de rochas, requerendo deste modo a cominuição do minério para a liberação ou exposição superficial das partículas de ouro. Normalmente as partículas de ouro livre de tamanhos maiores que 200  $\mu\text{m}$  podem ser recuperadas a custos mais baixos via métodos gravimétricos, a exemplo de mesas concentradoras, jigagem, concentradores centrífugos, etc. Isto ocorre devido à grande diferença entre a densidade do ouro (entre 19,3 e 15,0) e seus minerais de ganga (entre 5,0 e 2,7).

No caso das partículas dos sulfetos associadas a partículas de ouro, apesar das mesmas não serem tão hidrofílicas quanto aquelas dos oxi-minerais, via de regra requerem a adsorção de um coletor para serem coletadas pela fase ar.

Já por muitas décadas a flotação vem sendo o método de concentração predominante, sendo usado em praticamente todos os minerais sulfetados (MALHOTRA, 1986). No caso dos minerais auríferos ela é utilizada quando:

- o ouro apresenta-se livre e fino, sendo difícil sua recuperação via gravimetria, e
- o ouro encontra-se associado a sulfetos.

A exaustão de reservas de alto teor de ouro, tem feito com que reservas de baixo teor e/ou reservas onde o metal se encontra em associações mineralógicas complexas, tem motivado o desenvolvimento de novas rotas de processo.

Podem-se citar alguns dos processos tais como concentração gravítica, amalgamação, ustulação, flotação, bio-oxidação, oxidação sobre pressão, cloração e cianetação (HORTA, 1996). A opção por estes processos depende das características refratárias, da mineralogia e da forma pela qual o ouro ocorre no minério.

MONTE (1998) cita que a flotação coletiva de sulfetos é realizada, em larga escala, principalmente se for requerido um tratamento posterior. A obtenção de concentrado possibilita um circuito de cianetação de menor capacidade, com menor consumo de cianeto. Além disso, maximiza a recuperação do ouro e, em alguns casos, de outros metais valiosos como, por exemplo, o cobre.

KLIMPEL (1999) diz que o processo de lixiviação via cianetação pode ser inibido pela presença de algumas espécies como pirrotita, arsenopirita, stibinita, marcassita e calcocita. Isso ocorre porque esses minerais consomem cianeto presente na polpa.

Ressalta-se que o ouro livre é afetado pelas condições do meio e das variáveis físico-químicas, enquanto que o ouro incluso ou associado aos sulfetos é afetado principalmente pelas condições químicas da polpa (TEAGUE *et al.*, 1999). A flotação do ouro incluso ou associado aos sulfetos segue o mesmo comportamento da flotação da pirita refratária e da pirrotita. Neste caso, a recuperação é afetada principalmente pelas condições químicas da polpa, tais como, potencial de oxirredução, aeração da polpa, presença de ativadores, sinergismos entre coletores e interação galvânica. Dessa forma, os sulfetos portadores de ouro são recuperados pela adesão entre as partículas hidrofóbicas e as bolhas de ar, (flotação verdadeira), a não ser que certas condições hidrodinâmicas promovam um efeito de lavagem, desprendendo algumas dessas partículas das bolhas de ar, como, aumento do transporte físico de ganga e de água para a espuma (O'CONNOR *et al.*, 1994).

PERES, (2002) explica que o mecanismo de flotação de sulfetos contendo ouro associado pode ser explicado a partir da formação de pontos de “ancoragem” constituídos por um sal, em que o cátion pertence ao retículo cristalino do mineral, e o anion é proveniente do tio-composto empregado como coletor. A baixa solubilidade desse sal é imprescindível, sendo essencial que sua solubilidade seja inferior a do hidróxido respectivo.

Ainda segundo PERES (2002), a ação ativadora dos cátions cúprico fica explicada pela substituição parcial do cátion superficial do retículo cristalino por  $\text{Cu}^{2+}$ , capaz de formar tiolatos de baixíssima solubilidade. Esses pontos de ancoragem, pouco significativos em termos de percentagem de cobertura superficial, são suficientes para nuclear a adsorção

do produto de oxidação do tiolato. No caso do tiolato mais investigado, o xantato, o produto de oxidação, o dixantógeno, é um óleo extremamente hidrofóbico, que estabelece ligações de van der Waals, inicialmente com as cadeias hidrocarbônicas dos pontos de ancoragem, e posteriormente entre si, formando multicamadas de alta estabilidade. A reação anódica de oxidação do ânion tiolato é equilibrada eletroquimicamente pela reação de redução do oxigênio dissolvido.

Muitas vezes a recuperação desses sulfetos é afetada pela formação de produtos da oxidação em sua superfície. A oxidação da pirita leva à formação de  $\text{Fe}(\text{OH})_3$  e xantato férrico e da arsenopirita à formação de  $\text{FeOOH}$  e dixantógeno, sendo que a arsenopirita oxida-se mais rapidamente, logo considera-se esta como um mineral menos nobre. Tanto o xantato férrico quanto o dixantógeno são espécies hidrofóbicas (ALBUQUERQUE *et al.*, 2004).

De fato o desempenho do processo de flotação de sulfetos sofre variações significativas pela formação de diversos produtos de oxidação. ALBUQUERQUE *et al.* (2004) citam:

- enxofre elementar;
- tiosulfato;
- hidróxidos metálicos que são frequentemente detectados em polpas aeradas.

Existe ainda a interação entre os sulfetos e os componentes da polpa, tais como:

- qualidade da água;
- quantidade de oxigênio dissolvido;
- tipo de coletores;
- presença de ativadores e / ou depressores.

Nestas interações estão presentes mecanismos eletroquímicos que envolvem a oxidação da superfície mineral, já que tanto a pirita quanto a arsenopirita são muito susceptíveis ao processo de oxidação.

A flotabilidade de sulfetos depende muito do balanço hidrofílico / hidrofóbico que é induzido pelos produtos de oxidação formados nas superfícies minerais e pelo processo

de adsorção do coletor que não pode ser completamente interrompido pela presença da camada de produtos de oxidação (LI *et al.*, 1992). Dessa forma, para que o processo de flotação de sulfetos cujas superfícies encontram-se oxidadas seja suficiente, é necessária a utilização de altas concentrações de coletores (TEAGUE *et al.*, 1999).

Segundo MALHOTRA (1992), como coletores de sulfetos auríferos, podem-se mencionar os xantatos e ditiofosfatos para partículas onde a superfície não está oxidada, sendo que o mercaptobenzotiazol de sódio mais efetivo para superfícies oxidadas.

É possível promover a flotação separada de ouro e de sulfetos. Por exemplo, um estudo de flotação seletiva de sulfetos conduzido por LA BROOY (1994) promoveu a flotação seletiva de arsenopirita em relação à pirita, pois o ouro encontrava-se associado quase que exclusivamente à arsenopirita. Objetivou-se obter uma pequena massa de concentrado de arsenopirita e ouro para ser submetido posteriormente aos processos de oxidação e cianetação.

Existe um grande potencial de aplicação da flotação seletiva de ouro em relação aos sulfetos e isso vem sendo praticado a alguns anos na indústria mineira. DE KOK (1975) mostrou o potencial de aplicação da flotação seletiva de ouro na África do Sul, na limpeza de concentrado gravíticos obtidos no circuito de moagem, baseando-se em experiências industriais bem sucedidas. O uso de um ditiofosfato como coletor em uma polpa alcalina propiciou a flotação seletiva do ouro liberado em relação a pirita e a ganga quartzosa. Por outro lado, o ouro e a pirita apresentam flotabilidades similares quando na presença de xantatos e ditiofosfatos, as quais foram atribuídas a formação de dímeros entre moléculas desses coletores em ambas as superfícies, hidrofobizando-as. Esse esquema na verdade é desejável na situação atual da Kinross-Paracatu, onde se deseja co-flotar o ouro e os sulfetos de modo a promover uma dessulfurização dos rejeitos.

À medida que se diminui a descoberta de jazidas ricas em ouro a saída é tornar economicamente viável a lavra de minérios de baixo teores, como o caso do minério do Morro do Ouro em Paracatu, adotando maiores escalas de produção, caso a jazida suporte, ou viabilizar o tratamento de minérios mais complexos que gerem mais receita por tonelada. Na seleção do processo para essas novas minas de ouro devem-se usar,

como regra geral, métodos de tratamento que ofereçam uma máxima rentabilidade econômica, bem como o menor impacto ao meio ambiente.

A eficiência do método de flotação depende de uma interação ótima de todos os componentes do processo, principalmente dos reagentes coletores. Para satisfazer as exigências cada vez maiores dos processadores de minérios, novos reagentes têm sido desenvolvidos, visando a uma melhor seletividade de sulfetos e dos metais mais nobres (BREWIS, 1996).

### **3.4.1 – Principais Reagentes Utilizados na Flotação de Sulfetos**

Definem-se como coletores aqueles agentes surfactantes que apresentam em uma extremidade um grupo hidrofílico polar, e na outra um grupo hidrofóbico apolar. Segundo sua natureza iônica, eles são classificados como aniônicos ou catiônicos (CYTEC, 2002; LUZ *et al.*, 2004).

A palavra surfactante vem do inglês “surfactant”, e se refere a moléculas que apresentam um caráter duplo, do tipo R-Z, consistindo de um grupo não polar (R) e um grupo polar (Z). A porção apolar é, frequentemente, uma cadeia de hidrocarbonos, linear, ramificada ou cíclica e que não possui um dipolo permanente, representando, portanto, a parte hidrofóbica da molécula. A porção polar consiste de um agregado de dois ou mais átomos ligados de forma covalente, possuindo um dipolo permanente, podendo ser iônica (aniônica ou catiônica), não-iônica. Essa porção representa a parte hidrofílica da molécula (OLIVEIRA *et al.*, 2004),

Quando os surfatantes se adsorvem na interface sólido-líquido, alterando as propriedades da superfície mineral, passando-a de hidrofílica para hidrofóbica, estarão agindo como coletor. Por outro lado, se estiverem atuando na cinética da ligação bolha/mineral (interface sólido-gás) e na estabilização da interface suspensão aquosa/ar (interface líquido-gás), agirão como um espumante.

Existe muitas maneiras de se classificar/categorizar os coletores para sulfetos, exemplos: coletores solúveis, coletores insolúveis, tio-coletores, etc. A figura 3.5, mostra os principais coletores utilizados no processo de flotação de sulfetos.



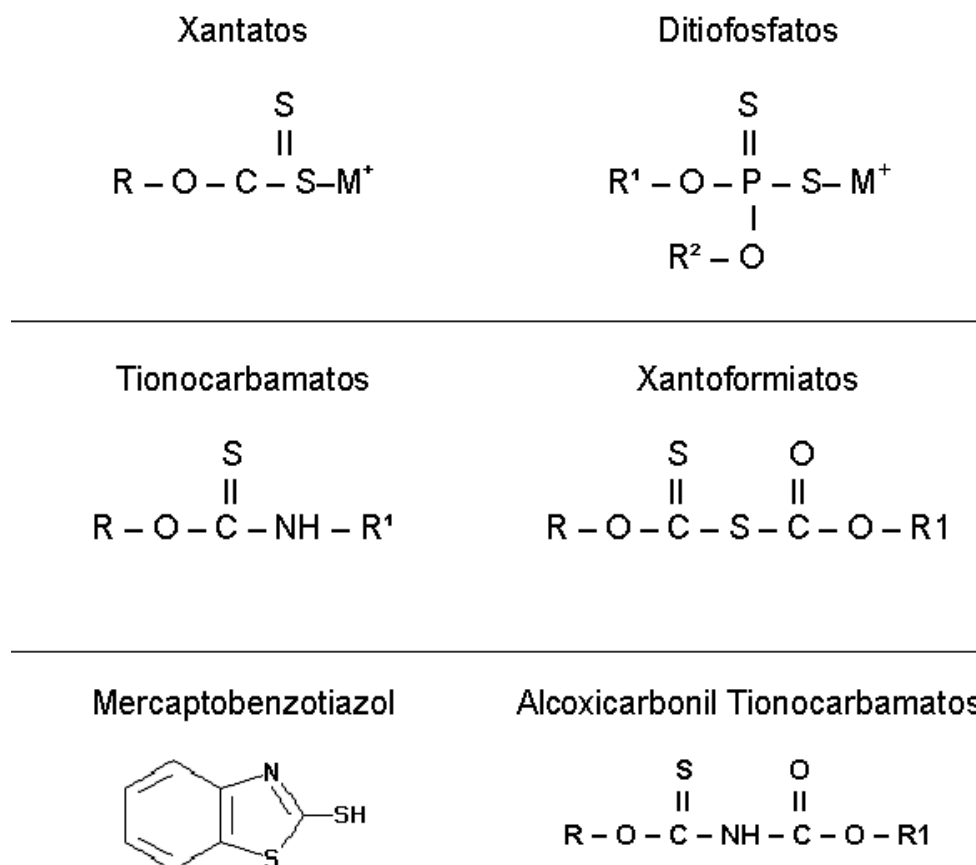


Figura 3.5 – Principais coletores utilizados no processo de flotação de sulfetos.

Os tio-compostos apresentam um grupo polar contendo pelo menos um átomo de enxofre não ligado ao oxigênio. São, normalmente, derivados de um composto de origem que contém oxigênio, através da substituição de um ou mais átomos de oxigênio por enxofre. Suas principais propriedades são:

- baixa ou nenhuma atividade na interface líquido/ar, caracterizando a ação coletora e a ausência de ação espumante;
- diminuição da solubilidade com o aumento da cadeia carbônica;
- alta atividade química em relação a ácidos, agentes oxidantes e íons metálicos;
- ausência de agregados coloidais (micelas) nas soluções.

Idealmente a melhor classificação leva em conta a funcionalidade do coletor, ou seja, sua estrutura química, grupo funcional e a fonte doadora de átomos. A seguir são citados os principais coletores.

- **Xantatos**

LEJA (1983) afirma que os xantatos são derivados do ácido carbônico,  $H_2CO_3$ , onde dois oxigênios são substituídos pelo enxofre e um hidrogênio por um grupo alquil (ou aril). Eles foram descobertos em 1822 por Zeise, e introduzidos na flotação em 1925. Apesar de numerosos estudos, os detalhes do comportamento sob vários aspectos ainda não foram completamente compreendidos. A oxidação anódica dos xantatos pode envolver diferentes sub-processos como a formação de xantato metálico na superfície e adsorção química do íon xantato na superfície do sulfeto, gerando a hidrofobicidade (MONTE *et al.*, 1997).

Apesar dos xantatos terem tido suas primeiras aplicações a quase um século atrás, pode-se dizer que ainda hoje são largamente utilizados especialmente onde a seletividade (especialmente para sulfetos de ferro) não é uma necessidade (CYTEC, 2002). Solúvel em água, normalmente é fornecido em estado sólido; está disponível conforme o tamanho da cadeia carbônica, variando de C2 a C5, a saber:

- Etil Xantato de Sódio (SEX)
- Isopropil Xantato de Sódio (SIPX)
- Isobutil Xantato de Sódio (SIBX)
- Amil Xantato de Sódio (PAX)

O poder de coleta aumenta com o aumento do tamanho da cadeia carbônica. Xantatos são relativamente instáveis em pH ácido, portanto não são recomendáveis para circuito de baixo pH. Na figura 3.6, exemplifica-se o efeito do tamanho da cadeia carbônica do xantato sobre a recuperação da pirita (PENHA *et al.*, 2001).

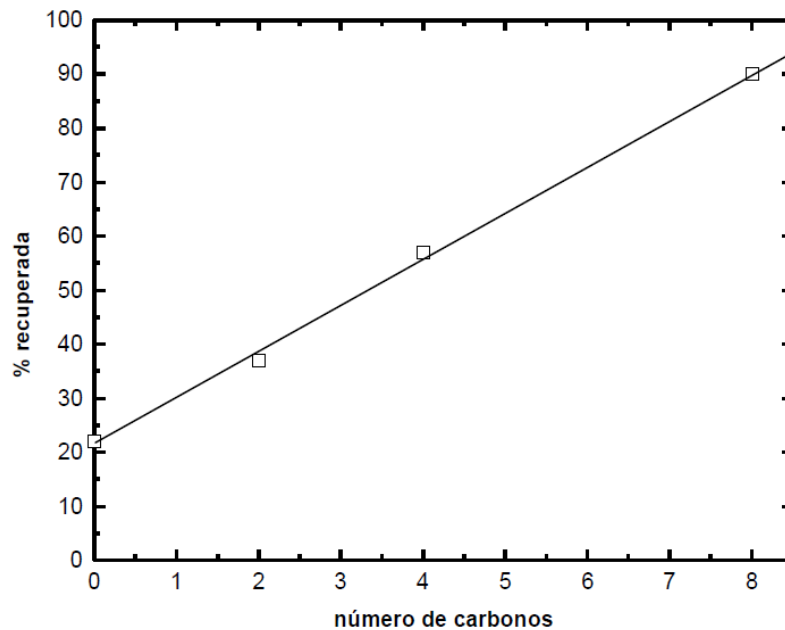


Figura 3.6 – Efeito do tamanho da cadeia carbônica dos xantatos na porcentagem de pirita recuperada. Tempo de flotação 1000 segundos, concentração dos xantatos igual a  $2,0 \times 10^{-4} \text{ mol L}^{-1}$ , pH= 8,00, T = 25°C, fluxo de gás  $0,5 \text{ L min}^{-1}$  (PENHA *et al.*, 2001).

A Figura 3.7 mostra a dependência do ângulo de contato de equilíbrio para os xantatos nas diferentes concentrações iniciais. Para o etil xantato de potássio ( $\text{C}_2\text{XK}$ ) o ângulo de contato máximo foi de  $35^\circ$  e para o isobutil xantato de potássio ( $\text{C}_4\text{XK}$ ) e o amil xantato de potássio ( $\text{C}_8\text{XK}$ ) foi de  $90^\circ$ . Os dados mostram que em concentrações baixas de xantato o ângulo de contato aumenta rapidamente passando de zero grau para pirita em água pura para  $20^\circ$  na concentração inicial de  $1,0 \times 10^{-4} \text{ mol L}^{-1}$  de  $\text{C}_2\text{XK}$ , e  $33^\circ$  para o  $\text{C}_4\text{XK}$  e o  $\text{C}_8\text{XK}$  nas concentrações iniciais de  $5,6 \times 10^{-6} \text{ mol L}^{-1}$  e  $1,0 \times 10^{-6} \text{ mol L}^{-1}$  respectivamente. Isto indica que pequenas quantidades de xantato adsorvido são suficientes para tornar a pirita parcialmente hidrofóbica, ou seja com ângulo de contato maior que zero grau (PENHA *et al.*, 2001).

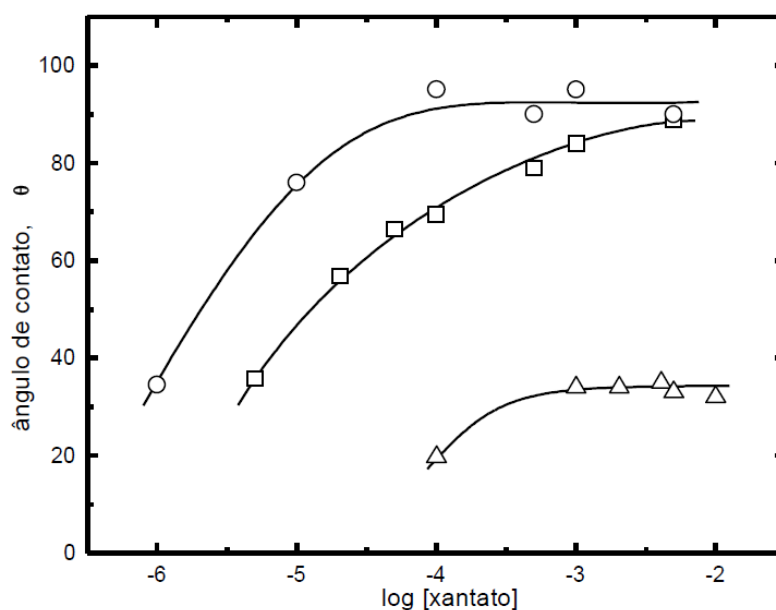


Figura 3.7 - Ângulo de contato de equilíbrio para o sistema pirita-xantato-ar;  $T = 25^{\circ}\text{C}$ ,  $\text{pH} = 8,00$ ,  $\text{C}_2\text{XK}$ ,  $\text{C}_4\text{XK}$  e  $\text{C}_8\text{XK}$  (PENHA *et al.*, 2001).

Por serem os xantatos os tio-compostos mais empregados industrialmente como coletores, e pelo fato dos demais tio-compostos apresentarem comportamento similar ao dos xantatos, os estudos para melhor compreensão da interação tio-composto/sulfeto mineral eram, na maioria das vezes, concentrados na investigação dos mecanismos de ação desses reagentes.

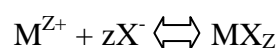
BALTAR (2008) menciona que as características da ação dos xantatos na flotação são decorrentes do fato de ser um coletor de cadeia curta e que se adsorve quimicamente (adsorção específica) e estas características são:

- praticamente não apresentam ação espumante (o que facilita o controle de processo);
- apresentam elevada solubilidade em água;
- não formam micelas durante o processo de flotação;
- é um coletor utilizado praticamente só para a flotação de sulfetos;
- a adsorção é de natureza predominantemente química. Isso implica na necessidade de um tempo de condicionamento que considere a cinética de formação do composto superficial.

A adsorção pode ocorrer através de três tipos de interações:

- interações eletroquímicas;
- interações eletroquímicas;
- interações físicas.

A interação química resulta na formação de um composto químico na superfície mineral, a partir do cátion metálico da superfície ( $M^{Z+}$ ) e do ânion coletor ( $X^-$ ). Este composto (sal) pode ser formado a partir de uma troca iônica, por exemplo, de íons sulfóxidos da superfície pelo íon xantato (APLAN *et al.*, 1998) de acordo com a reação.

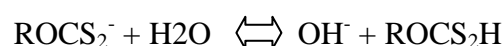


BALTAR (2008) ainda cita que o mecanismo eletroquímico responsável pela adsorção do xantato resulta do fato de que a superfície do mineral da classe dos sulfetos, em meio aquoso, comporta-se como um semicondutor. Isso significa que os elétrons podem movimentar-se na superfície, onde se desenvolve um potencial de repouso que é caracterizado para cada espécie de sulfeto. Este processo de hidrofobização passa pela reação nos sítios anódicos que transfere elétrons do coletor para a superfície mineral (WOODS, 1988).

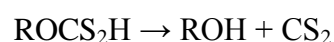
Por último tem-se a interação física entre o xantato e a superfície do sulfeto que ocorre através das interações de van der Waals e eletrostáticas. A primeira acontece na adsorção de moléculas neutras do ácido xântico e na co-adsorção do dixantógeno formado na fase aquosa.

Em resumo, ocorrem as seguintes reações de decomposição, envolvendo o íon xantato:

- Hidrólise do íon xantato, produzindo o ácido xântico:



- Decomposição do ácido xântico:



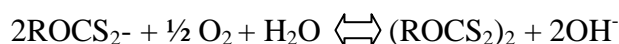
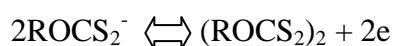
Essa reação é considerada irreversível devido à sua elevada velocidade. As reações acima mostram a dissociação do íon xantato em meio ácido. Elas explicam porque o íon xantato não é eficiente em meio ácido.

➤ Decomposição hidrolítica:



Ocorre em meio altamente alcalino. O tritio-carbonato pode se decompor, posteriormente, em  $\text{CS}_2$  e  $\text{S}_2^-$ .

➤ Oxidação a dixantógeno:



Trata-se, portanto de uma reação de oxi-redução, que depende do potencial do meio e não do pH. O oxigênio, agente oxidante, consome os elétrons gerados pela oxidação do íon xantato. Essa é uma reação desejável na flotação, o dixantógeno forma uma cobertura apolar sobre a superfície mineral, facilitando sua coleta. A oxidação é importante para que os xantatos, e a maioria dos tio-compostos, possam agir como coletores na flotação de sulfetos. A oxidação de xantato a dixantógeno é facilmente observada em soluções concentradas de xantato, pois o dixantógeno insolúvel formado aparece como uma emulsão de gotículas de óleo dispersas que turvam a solução (OLIVEIRA *et al.*, 2004).

A força de coleta de um tio-composto aumenta à medida que se aumenta o tamanho da cadeia hidrocarbônica do radical, às custas de um decréscimo na seletividade. Por outro lado, tem-se que os sulfetos são fracamente hidrofílicos, devido principalmente à sua incapacidade de formar ligações de hidrogênio. Assim sendo, suas superfícies são menos fortemente hidratadas que as da maioria dos minerais oxidados. Nesse caso, a superfície das partículas sulfetadas deve estar, pelo menos, parcialmente, coberta por algum coletor, para que a interação com as bolhas de ar seja possível.

- **Ditiofosfatos**

Os ditiofosfatos são reagentes conhecidos como promotores, sendo mais seletivos em relação à pirita que os coletores de cadeia mais curta, os xantatos (THOMPSON, 2003). São coletores formados por um éster secundário ou ácido ditiofosfórico, sendo líquidos de pouca solubilidade. Por terem um poder de coleta menor que os xantatos, são utilizados para flotação seletiva (CYTEC, 2002). Vários ditiofosfatos foram desenvolvidos especificamente para a flotação de ouro, uma vez que este está presente tanto na forma liberada como associado a outros sulfetos, tais como a calcopirita, pirita e arsenopirita.

- **Mercaptobenzotiazol**

O mercaptobenzotiazol de sódio (NaMBT) é outro coletor muito utilizado em flotação de pirita/ouro sob condições ácidas. A espécie metal-NaMBT torna hidrofóbica a superfície da partícula mineral e é insolúvel em água (MARSDEN *et al.*, 1992).

- **Espumantes**

Atuam principalmente no sentido de reduzir a tensão superficial na interface líquido-gás, de evitar a coalescência e de interagir com a cadeia hidrocarbônica do coletor. A redução da tensão superficial com a concentração tem um limite; quando se completa a monocamada do surfactante na interface líquido-gás, alcança-se a concentração micelar crítica (CMC), a partir da qual a tensão superficial permanece inalterada (BALTAR, 2008). Os surfactantes empregados como espumantes são geralmente pertencentes à classe dos alcoóis ou dos éteres (PERES, 2004).

Um dos espumantes mais utilizados para a flotação de sulfetos é o metil isobutil carbinol, mais conhecido como MIBC; produz uma espuma frágil com textura fina (KLIMPEL E HANSEN, 1998) assim como uma composição definida facilitando assim o controle do processo. É um espumante mais seletivo sendo comumente utilizado em flotação de partículas abaixo de 75  $\mu\text{m}$  (GUPTA *et al.*, 2007).

BALTAR (2008) cita as seguintes características que um espumante deve ter:

- não adsorver-se na superfície mineral, ou seja, não apresentar a atividade de coletor;
- proporcionar bolhas suficientemente estáveis para completar o transporte das partículas hidrofóbicas;
- produzir espumas que permitam a drenagem da água retida entre as bolhas;
- a espuma produzida deve sofrer colapso na descarga do flotado;
- ser tanto quanto possível, insensível a variação de pH e a presença de sais dissolvidos na polpa;
- ser ativo em pequenas concentrações;
- atender ao requisito da disponibilidade;
- ter baixo custo.

- **Modificadores**

Os modificadores são substâncias inorgânicas ou orgânicas, empregados em quantidades que usualmente variam entre 20 a 5000g/t. Ao contrário das funções bem definidas dos coletores e dos espumantes, as ações dos modificadores são distintas:

- modulação do pH. É efetuada a adição de ácidos e de bases;
- controle do estado de agregação da polpa através da adição de dispersantes e agregantes (coagulantes e floculantes). Os dispersantes, em geral, exercem também o papel de depressores de ganga. As ações de dispersão e agregação estão intimamente relacionadas com a modulação do pH;
- ativação, através da adição de reagentes capazes de tornar mais eficaz e/ou seletiva a ação dos coletores, cobre e zinco;
- depressão, através da adição de reagentes capazes de inibir a ação do coletor e hidrofilar a superfície dos minerais que se destinam ao afundado (SILVA, 2004).



#### **4. SUMÁRIO DO DESENVOLVIMENTO EXPERIMENTAL NA KINROSS-PARACATU VISANDO A FLOTAÇÃO DE SULFETOS**

Como os minérios denominados B1 eram oxidados, praticamente isentos de enxofre e sulfetos, o foco da operação industrial se resumia à recuperação de ouro livre. A preocupação com a recuperação de sulfetos e geração de rejeitos que não causem impacto ambiental é mais recente, devido à próxima exaustão das reservas de minérios B1 e a necessidade de tratar minérios sulfetados B2.

O tratamento de minérios B2 em mistura com minérios B1 na planta 1 é relativamente recente. Até o ano de 2004 a Kinross-Paracatu utilizava como coletor primário de ouro o mercaptobenzotiazol de sódio (NaMBT). Esse reagente também flotava sulfetos. Uma pesquisa com novos coletores desenvolvida internamente pela empresa em 2004 levou a substituição do NaMBT pelos coletores Aero Promoters AP 3473 e AP 7249A da Cytec. Estes reagentes são basicamente uma mistura de ditiofosfatos e tionocarbamatos. A mudança de coletores indicava um aumento significativo na recuperação de ouro, conforme se pode observar na tabela 4.1, que apresenta os resultados de recuperação em laboratório tratando amostras consideradas “problemáticas” de vários blocos de minério. O ganho médio indicado era da ordem de 9%.

Tabela 4.1 – Resultados de recuperação de ouro em laboratório usando diferentes reagentes coletores

Minério	Recuperação de Ouro na Planta 1; %	
	Flotação com NaMBT	Flotação com Cytec
764 1413	71,48	87,76
764 1513	66,17	85,07
732 1207	74,83	82,22
732 1307	77,16	81,60
7321107	74,26	85,05
748 1110	71,04	81,79
748 1210	74,20	84,07
748 1209	79,89	81,17
748 1310	77,38	81,68
740 809	73,15	84,23
740 909	70,14	83,17
740 1109	71,22	77,72
740 1009	71,72	77,78
<b>Média</b>	<b>73,279</b>	<b>82,563</b>

A mudança foi feita na usina e a tabela 4.2 resume as mudanças observadas.

Tabela 4.2 – Resultados de recuperação de ouro e enxofre observada na Planta 1 usando diferentes reagentes coletores

Período	Teor de Au no Rejeito Final (g/t)	Teor de S no Rejeito Final, %	Recuperação de Au, %	Recuperação de S, %	Recuperação Mássica, %	Teor de S no Conc Final, %
NaMBT	0,087	0,380	79,942	54,23%	1,925	14,660
Cytec	0,082	0,511	80,926	36,64%	1,378	11,477
Diferença	-4,93%	34,63%	0,98%	-32,43%	-28,42%	-21,71%

O aumento de recuperação de ouro na concentração foi mais modesto, cerca de 1%. Note-se a sensível queda na recuperação de enxofre, de 54,2% para cerca de 37% usando os coletores novos. Verifica-se que a mudança de coletores permitiu a redução gradativa na dosagem (Figura 4.1), de cerca de 70 g/t para os atuais 40 g/t.

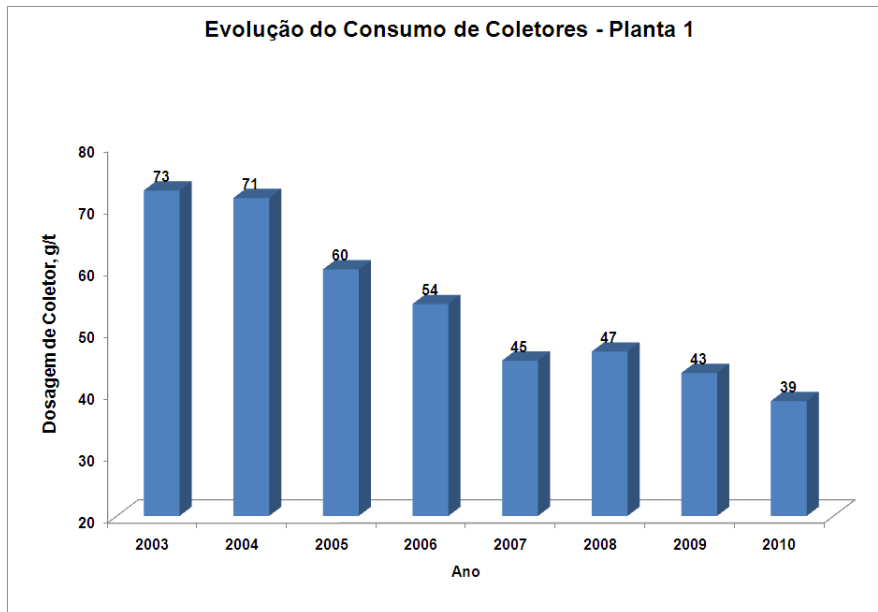


Figura 4.1 – Evolução do Consumo de Coletores na Planta 1.

Com dosagens menores desses coletores AP 3473 e AP 7249A, a recuperação de ouro é mantida em cerca de 81% (Figura 4.2), porém a recuperação de enxofre caiu dos cerca de 40% para menos de 10%. Deve-se entender que o foco da operação industrial é recuperar o ouro previsto nos orçamentos Kinross-Paracatu, com o menor custo possível. A prática de uso mínimo desses reagentes vem se mantendo nos últimos anos, inclusive na Planta 2, a partir de 2008.

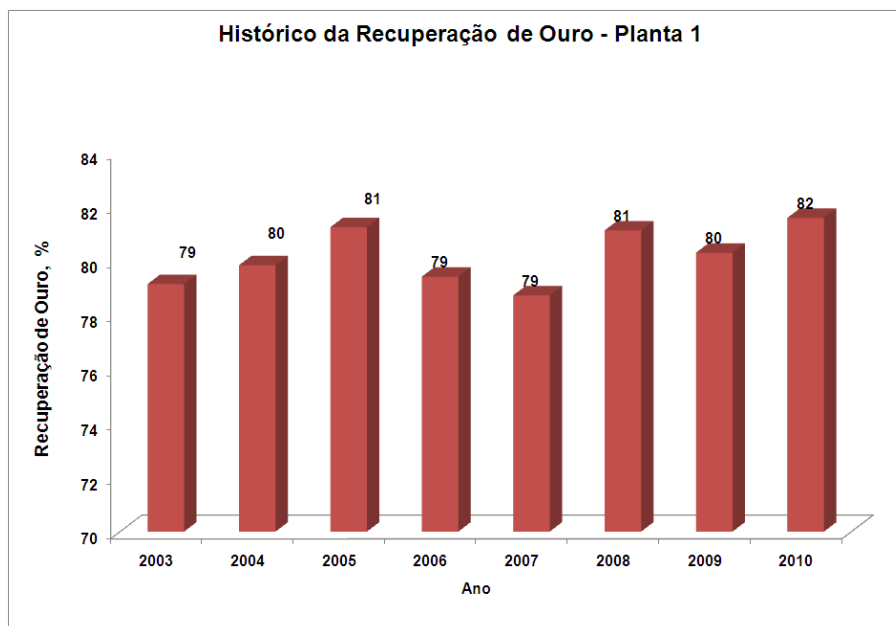


Figura 4.2 – Histórico da Recuperação da Planta 1.

Ressalta-se que a tendência futura é de aumento do teor de enxofre na Planta 2 (Figura 4.3):

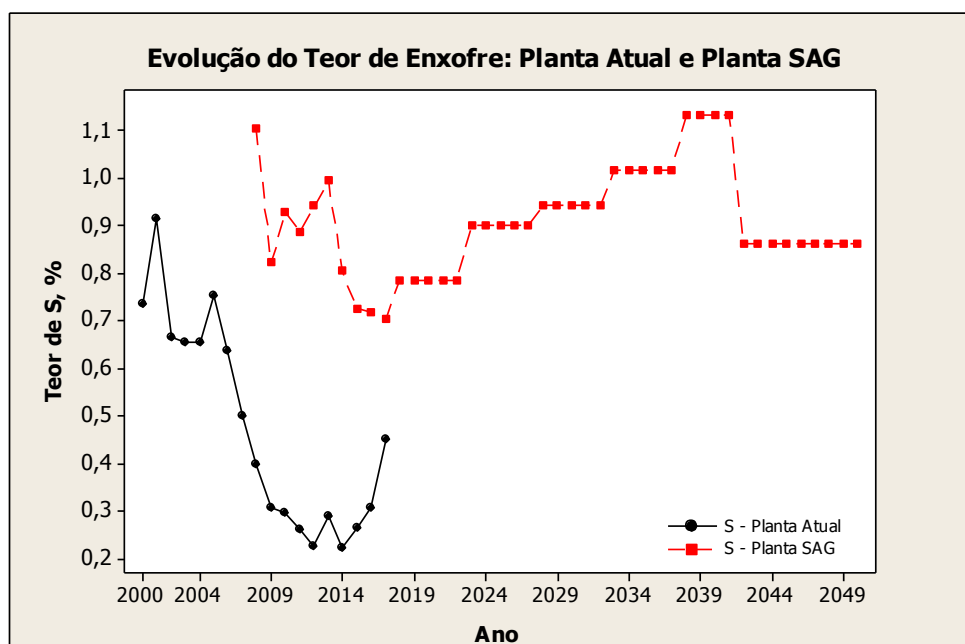


Figura 4.3 – Evolução do Teor de Enxofre na Planta Atual e Planta SAG.

Em 2008 testaram-se três amostras de minérios B2, sendo que duas apresentavam algum grau de alteração e uma terceira amostra era de rocha fresca. Uma das amostras alteradas também apresentava significativa presença de grafita.

A rocha fresca apresentou bom desempenho na flotação usando-se simplesmente xantato em dosagem estagiada. Já as duas amostras de B2 alteradas apresentaram recuperações baixas de enxofre (entre 17 e 19%) usando-se altas dosagens de xantato como coletor primário e AP 3473 como coletor secundário. Altas recuperações de enxofre só foram conseguidas com o uso de altas dosagens de ativadores,  $\text{Na}_2\text{S}$  e  $\text{CuSO}_4$ , condição que viabiliza tecnicamente a flotação mas a inviabiliza do ponto de vista de alto custo operacional.

Uma rota alternativa que se mostrou técnica e economicamente viável foi utilizar pré-concentração centrífuga antes da flotação sem ativadores. Usa-se um concentrador Knelson para retirar do minério moído a fração mais grosseira e mais difícil de flotar. Testando-se amostras de minério alimentado à Planta 1 em 2008 com teores superiores a 0,4% S, verificou-se que, ao se produzir concentrados centrífugos contendo cerca de

5% da massa inicial, recuperam-se cerca de 70% do ouro e cerca de 50% do enxofre antes da flotação, que passa a operar de maneira mais aliviada, resultando em rejeitos contendo menos de 0,20% de enxofre.

Em 2009 testaram-se várias dezenas de combinações de reagentes tanto na RPM como em laboratórios de fornecedores de reagentes, sendo que algumas combinações se destacaram por promover altos graus de dessulfurização do rejeito

Entre essas combinações ótimas optou-se por testar em escala industrial uma de uso muito tradicional em plantas de flotação de ouro, como coletor primário o reagente mais comum utilizado na flotação de sulfetos, o xantato amílico de potássio (PAX) e como coletor secundário o Aerofloat AP 404, uma mescla de ditiofosfatos e mercaptanas da Cytec que é adequado para flotar sulfetos parcialmente oxidados. Testes de flotação flash, com minério grosso e em alta porcentagem de sólidos, foram feitos com sucesso usando esses mesmos reagentes em dosagens um pouco maiores.

Em resumo, considera-se existir duas alternativas de reagentes com maiores chances de serem adotadas definitivamente na usina para promover a dessulfurização de rejeitos, uma sendo o NaMBT como coletor primário, já que o mesmo promoveu na Planta 1, entre Janeiro e Maio de 2005, uma recuperação média de 64% do enxofre, sem preocupação na época com otimização da dosagem, sem uso de dosagem estagiada e sem uso de pré-flotação na etapa de moagem (flotação flash).

## 5. MATERIAIS E MÉTODOS

### 5.1 Minérios

Foram 03 as amostras coletada na mina pela Geologia, assim como amostras do circuito industrial, com foco especial para as amostras de overflow do circuito primário. Na figura 5.1 está indicado os pontos na mina onde foram coletadas as amostras pela Geologia.

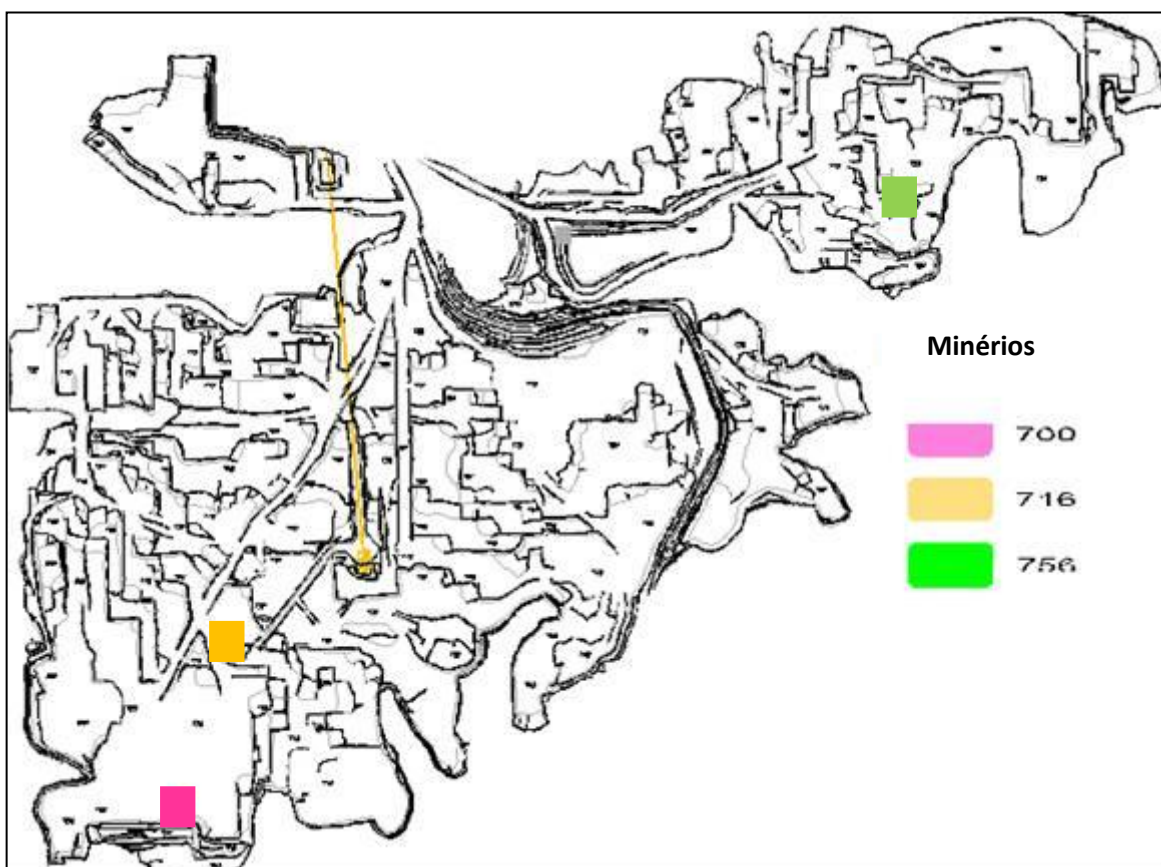


Figura 5.1: Localização na mina das amostras coletadas pela Geologia

As três amostras foram coletadas pelo método de canaleta, sendo a mesma aberta através de um escarificador Caterpillar modelo D11. As amostras foram selecionadas pela equipe de geologia e planejamento de lavra com base nos planos de lavra dos próximos anos a fim de serem as mais representativas possíveis dos minérios futuros. Todas as amostras correspondem ao tipo B2, ou seja, minério sulfetado com teor de enxofre acima de 0,8%. Foram realizadas análises químicas para a identificação dos teores de cada amostra (Tabela 5.1).

Tabela 5.1: Teores das amostras.

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

As três sub-amostras foram encaminhadas para o laboratório de processo da Kinross-Paracatu, para o seguinte tratamento:

- fragmentação das amostras em britador de mandíbulas a ½ polegada (1,27mm);
- quarteamento das amostras em alíquotas de 1,5kg;
- envio das amostras para o laboratório de análises químicas da Kinross-Paracatu para determinação dos teores de ouro, enxofre e arsênio;
- envio das amostras para o laboratório externo para completa caracterização química e mineralógica;
- determinação do tempo de moagem para o P80 de 75µm;

## 5.2 Mineralogia

A mineralogia destas três amostras são bastantes similares, sendo compostas de quartzo e mica com traços de sulfetos e fases de ferro-óxidos/hidróxidos.

A pirita e arsenopirita foram 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.

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

Os resultados da análise por difratometria por raio-X indicou que:

- **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 2920 D:** amostra composta de quartzo e mica com traços de apatita, talco, anfibólio, clorita, pirita e pirrotita.

Alem 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 sobre모agem e alteração de superfícies das partículas de ouro e sulfetos, que se acredita impactam negativamente a flotação.

Os objetivos da coleta destas amostras foram:

**Amostras da mina:** Realizar testes de flotação com amostras do tipo B2 fresco e alterado

**Amostras da alimentação nova da flotação rougher:** avaliar o efeito da alta carga circulante na recuperação de ouro e sulfetos. Nesses testes foram utilizadas dosagens otimizadas nos testes de amostras de minério da mina, moídos em laboratório.

### 5.3 Reagentes

Todos os testes foram feitos em pH natural e quando necessário em pH ácido. Foi monitorado o pH das etapas de flotação. Os reagentes utilizados na realização dos testes foram:

- AP 3473 e AP 7249A, coletores atualmente utilizados na planta 2, demonstrando assim a baixa recuperação com os reagentes atuais;



- PAX (Amil Xantato de Potássio), coletor clássico comumente utilizado na flotação de sulfetos;
- AP 404, mistura de ditiofosfato e mercaptobenzotiazol de sódio;
- NaMBT (Mercapto de Benzotiazol de Sódio);
- MIBC (metil isobutil carbinol), espumante utilizado atualmente;
- Dowfroth 250 (DF 250), espumante do tipo poli-propilenoglicol, um espumante mais forte que o MIBC;

#### **5.4 Testes de Flotação**

Os testes de flotação foram realizados conforme o seguinte procedimento:

- alíquotas de 1,5kg de minério;
- moagem em 75 $\mu$ m;
- o minério moído alimenta a célula de flotação (figura 5.2);
- % sólidos: 35%;
- tempo de condicionamento de reagentes: 2 min.;
- tempo total de flotação rougher: 9 min.
- tempo total de flotação (rougher + cleaner): 17 min., tempo semelhante ao circuito industrial.
- análises do concentrado final e dos rejeitos (ouro, enxofre e arsênio).



Figura 5.2: Célula de flotação utilizada nos testes de laboratório.

No início foram testadas as três amostras de minério, somente em etapa rougher, sem cleaner, para definir as dosagens globais necessárias de coletores.

Após definida a dosagem global da etapa rougher, foram realizados testes em duplicada incluindo as etapas rougher e três limpezas, fazendo-se novas dosagens de coletor e espumante se necessário durante a realização dos ensaios.

Nos testes com amostras de minério coletadas na Planta 2, foi adotado o mesmo procedimento definido anteriormente para as seis amostras de minério moídas em laboratório, flotação direta.

## 6. RESULTADOS E DISCUSSÃO

### 6.1 Testes de Flotação com os Coletores Atuais.

Os reagentes usados nos testes anteriores foram os mesmos atualmente usados na planta 2, ou seja, os AP 3473 e AP 7249A da Cytec. Foram realizados inicialmente alguns testes com os coletores atuais, apenas para definição da condição atual de recuperação de enxofre. Os testes apresentados na tabela 6.1 foram feitos em triplicatas. Os resultados considerados na tabela foram às médias.

Tabela 6.1 – Resumo dos testes de flotação rougher com amostra coletada no circuito industrial

Reagente	Dosagem, g/t	Espumante	Dosagem, g/t	Recuperação na Flotação, %			
				Au	S	As	Massa
AP 3473 A 7249 <sup>a</sup>	40 4	MIBC	32	74,0	8,1	4,7	9,0
AP 3473 A 7249 <sup>a</sup>	40 4	Pietsch Buthyl	32	74,8	9,6	5,2	10,2
AP 3473 A 7249 <sup>a</sup>	40 4	Pietsch MFS 3/1	32	77,4	9,2	5,0	10,1
AP 3473 A 7249 <sup>a</sup>	40 4	Pietsch Hel FS3	32	66,4	8,0	5,2	8,4

O espumante padrão da usina, MIBC, deu resultados semelhantes aos dos outros espumantes.

Considerando-se os resultados, a recuperação média de ouro ficou em cerca de 75% na etapa rougher, significando que na usina, caso a etapa de limpeza recupere cerca de 95% do ouro, ficaria com uma recuperação da ordem de  $75\% \times 95\% = 71\%$ . A recuperação rougher de enxofre é muito baixa, menos de 10%, confirmando os resultados históricos da Planta 2.

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

Testou-se um blend com as três amostras de minério de 50% de B2 alterado e 50% de B2 fresco; 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; as dosagens foram respectivamente:

- AP 3473: 80g/t
- AP 7249A: 10g/t
- MIBC: 35g/t

A Figura 6.1 resume os resultados obtidos.

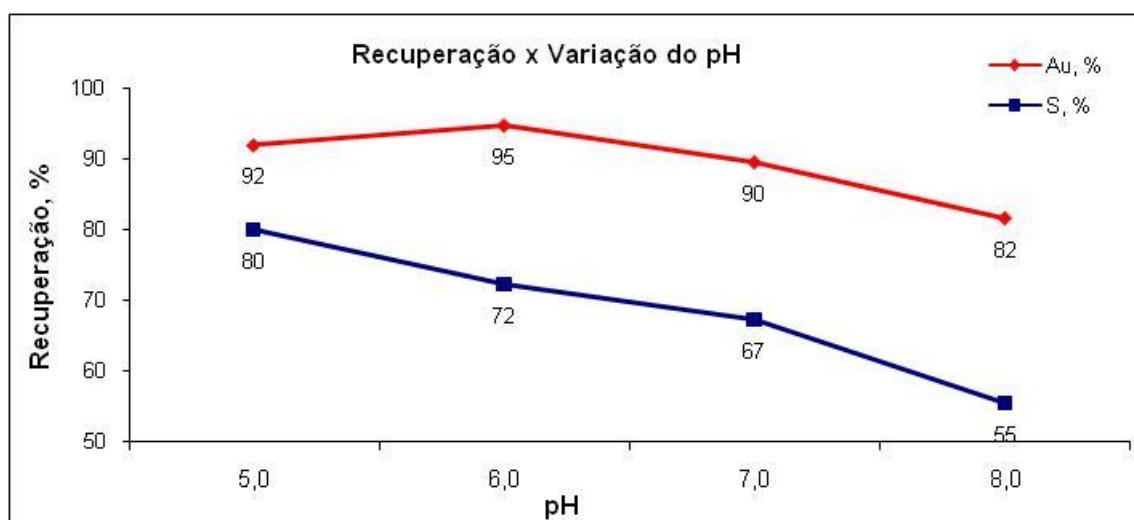


Figura 6.1 – Efeito do pH nas recuperações de ouro e enxofre na etapa rougher

A recuperação atingiu um máximo de 95% em pH 6,0 e depois caiu para cerca de 92% em pH 5,0. Essa queda pode ser devida a um erro experimental, porém mais provavelmente se deve a uma competição entre ouro e sulfetos pela flotação em pH 5,0.

A recuperação de ouro assim como a de enxofre cai gradativamente conforme o pH vai ficando mais alcalino.

Avaliando-se o teor de enxofre no rejeito rougher (rejeito final do circuito de flotação), verifica-se que os melhores resultados são obtidos em pH ácido. (Figura 6.2)

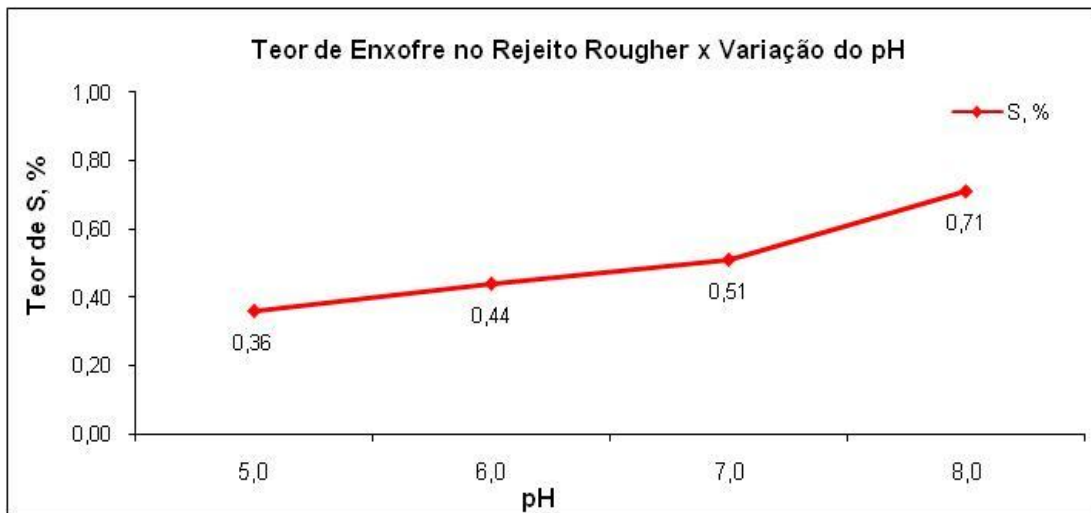


Figura 6.2 – Efeito do pH no teor de enxofre no rejeito rougher

De posse dos resultados obtidos repetiram-se os testes com amostras coletadas na planta 2, na descarga do SAG, neste ponto ainda não foram adicionados reagentes, assim como não ocorreu a oxidação das partículas dentro do circuito de moagem.

A figura 6.3 resume os resultados dos ensaios em termos de recuperação de ouro, de enxofre. Outras amostras coletadas em diferentes períodos e apresentaram comportamento similar, ou um aumento abrupto de recuperação de enxofre em valores de pH abaixo de 5,0. Acredita-se que o aumento na recuperação de ouro que acompanha o aumento na recuperação de enxofre é devido ao metal contido nos sulfetos flotados.

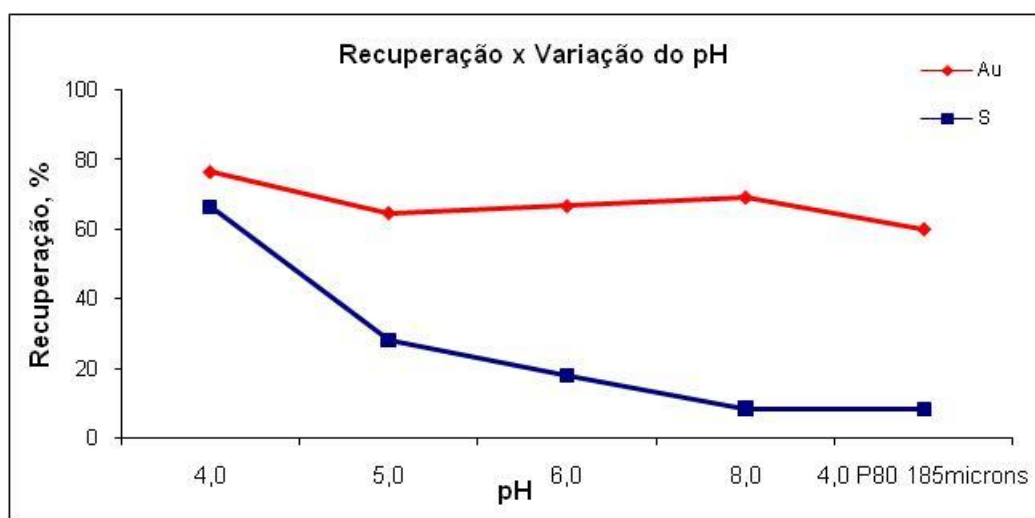


Figura 6.3 – Resumo dos testes de pH com amostra da descarga do SAG

### 6.3 Flotação Rougher com coletores da Pietsch

Os testes apresentados na Tabela 6.2 foram feitos também em triplicatas e os resultados considerados na tabela foram as médias dos valores obtidos. A dosagem de MIBC foi de 32g/t. Estes reagentes são misturas de ditiofosfatos, tionocarbamatos.

Tabela 6.2 – Resumo dos testes de flotação rougher com reagentes da Pietsch com amostra do circuito industrial.

Reagente	Dosagem g/t	Recuperação na Flotação, %			
		Au	S	As	Massa
Padrão	44	74,0	8,1	4,7	9,0
Au 01/04	44	84,9	29,3	29	11,9
Au 01/04M	44	65,3	44,1	11,5	11,2
Au 01/04ST	44	89,9	61,3	16,8	11,4

O melhor resultado foi com o coletor Au 01/04ST, com 90% de recuperação de ouro, 61,3% de recuperação de enxofre e somente 16,8% de recuperação de arsênio. Esse coletor parece ser muito seletivo para pirita, já que a maior parte da arsenopirita permaneceu deprimida durante a flotação. Com uma recuperação de 95% nas limpezas a recuperação global de ouro usando esse reagente ficaria em torno de 85%.

Estes resultados motivaram a aquisição de uma quantidade de coletor para um teste industrial, infelizmente durante o teste verificou-se que o produto apresentou uma sedimentação do princípio ativo, fazendo com que o teste fosse abortado.

### 6.4 Flotação Rougher e Cleaner com PAX / AP 7249A / MIBC / DF 250

Realizou-se alguns testes utilizando-se o PAX em conjunto com o AP404, neste caso o objetivo é 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. Os resultados dos testes estão resumidos na Tabela 6.3.

Tabela 6.3 – Resumo dos testes com PAX / AP 7249A / MIBC.

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

Diferentemente dos testes com reagentes da Pietsch, essa combinação de reagentes apresenta maior ativação da arsenopirita do que da pirita, já que a recuperação de As é maior do que de S.

As recuperações rougher com pH 7,0 foram 89% para Au, 66% para S e 67% para As. A recuperação de ouro foi a mesma conseguida pelo melhor reagente da Pietsch, com exceção de que com essa última combinação ocorreu uma flotação similar da pirita e da arsenopirita.

De posse desses resultados de testes visualizou-se um processo de flotação que combina 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, gera um rejeito final com pH acima de 7,0 sem uso de corretor de pH e permite obter concentrados de sulfetos com altos teores de S, necessário para a etapa de calcinação para produção de ácido e SSP (super fosfato simples).

Com a produção de um concentrado com alto teor de S a massa de concentrado a ser lixiviado com cianeto cai em níveis atuais da planta, menos de 2%, ou seja, não haveria necessidade de modificar a planta hidrometalúrgica. Para confirmar esse procedimento um novo teste foi realizado e se acha apresentado na Tabela 6.4.

Tabela 6.4: Condições dos testes de flotação em pH ácido

Etapa	Flotação, min.	pH	PAX, g/t	AP 404, g/t	DF 250, g/t	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , g/t
Rougher 1	3	7	20	30	20	
Rougher 2	2	7	10		5	
Rougher 3	2	7	10		5	
Rougher 4	2	7	10		5	
Cleaner 1	3	4		10		600
Cleaner 2	3	4				
Cleaner 3	2	4				
<b>Total</b>	<b>17</b>		<b>50</b>	<b>30</b>	<b>35</b>	<b>variável</b>

O tempo de flotação é o mesmo estimado no circuito industrial e a dosagem de ácido é variável em função do tipo de minério e da quantidade de carbonatos presentes na rocha. Abaixo na Tabela 6.5 os resultados com esta rota de processo.



Tabela 6.5 – Resumos dos testes com flotação em pH ácido na etapa cleaner

Teste	Dosagem H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , g/t	Recuperação na Flotação, %			
		Au	S	As	Massa
T – 01	188	88,9	71,2	28,8	4,25
T – 02	211	79,0	60,4	76,2	1,54
T – 03	743	77,5	75,0	42,1	2,78
T – 04	298	64,8	9,1	2,7	0,47
T – 05	447	91,3	32,9	7,3	1,29
T – 06	403	80,9	27,5	2,9	0,91
T – 07	722	72,9	48,7	39,9	2,07
T – 08	595	94,7	45,5	40,0	1,26
T – 09	500	87,3	53,3	61,3	1,49
T – 10	464	79,6	57,7	78,2	1,89
T – 11	463	71,0	57,2	78,7	1,90
T – 12	551	85,2	65,8	69,1	2,0
T – 13	555	73,8	62,7	79,6	21,4
<b>Média</b>	<b>472</b>	<b>80,53</b>	<b>51,13</b>	<b>46,67</b>	<b>1,92</b>

Verifica-se uma recuperação média de ouro de 80%, e as recuperações de enxofre e arsênio bastante semelhantes.

Realizou-se então com os mesmos minérios testes de flotação seguindo o procedimento acima mencionado, exceto que a flotação no circuito cleaner foi em pH natural (Tabela 6.6).

Tabela 6.6 – Resumos dos testes com flotação em pH natural na etapa cleaner

Teste	Dosagem H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , g/t	Recuperação na Flotação, %			
		Au	S	As	Massa
T – 01	-	85,9	73,2	45,1	5,05
T – 02	-	75,4	34,2	19,6	1,04
T – 03	-	84,0	17,4	1,6	0,81
T – 04	-	75,1	26,9	1,6	0,64
T – 05	-	86,1	11,3	2,4	0,97
T – 06	-	62,7	36,5	2,5	0,93
T – 07	-	92,6	38,9	10,4	1,39
T – 08	-	87,6	68,1	81,5	4,28
T – 09	-	86,8	76,9	84,6	4,32
T – 10	-	66,7	34,4	44,1	0,84
T – 11	-	82,7	38,2	5,8	1,55
T – 12	-	92,5	43,0	10,9	1,20
T – 13	-	96,8	79,4	51,3	2,07
<b>Média</b>	<b>-</b>	<b>82,68</b>	<b>44,9</b>	<b>26,75</b>	<b>1,93</b>

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. Ocorre que o arsênio oxida-se mais rapidamente que o enxofre, sendo então necessária a dosagem de ácido para a 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.

Na Figura 6.4, tem-se a comparação entre os dois testes

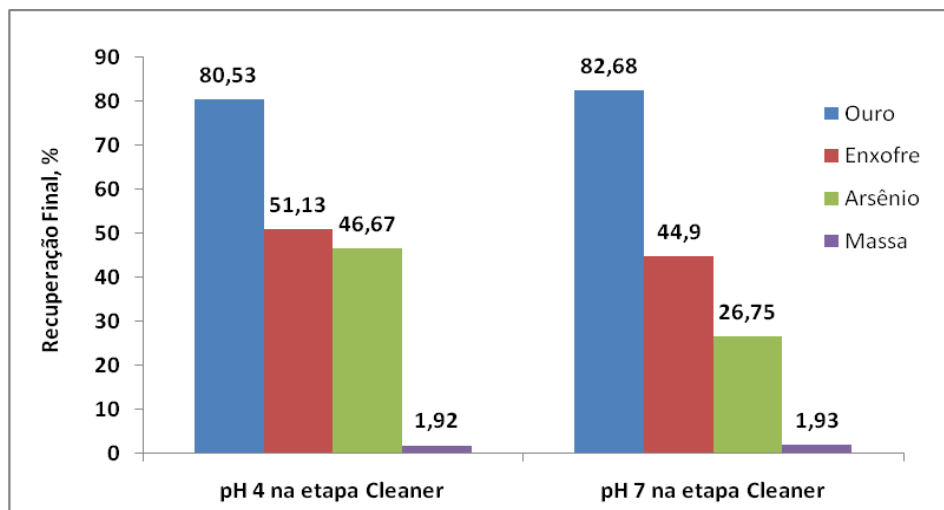


Figura 6.4 – Comparação entre os testes com pH natural e ácido na etapa cleaner.

A rota de processo em meio ácido mostrou-se efetiva, mas devido aos riscos inerentes ao manuseio do H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, assim como os custos para a sua aquisição, fez com que fossem avaliadas a utilização de outras rotas, como mostrado a seguir.

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

Foram realizados também alguns testes para se avaliar o impacto da dosagem de sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>) como ativador das partículas de sulfetos (Tabela 6.7) e seus resultados comparados sem a adição de CuSO<sub>4</sub> (Tabela 6.8). O tempo de condicionamento foi de 3 minutos e os coletores utilizados foram PAX e AP404. As amostras foram coletadas no overflow do circuito de classificação primário da planta industrial (Planta 2).

Tabela 6.7 – Condição de teste

Etapa	Tempo, min	CuSO <sub>4</sub>	AP 404, g/t	PAX, g/t	MIBC, g/t
Condicionamento	3	100	-	-	
Rougher 1	6	-	30	-	35
Rougher 2	6	-	-	30	
Cleaner	5	-	-	-	
<b>Total</b>	<b>17</b>	<b>100</b>	<b>30</b>	<b>30</b>	<b>35</b>

Tabela 6.8 – Resultados dos testes com adição de CuSO<sub>4</sub>

Teste	Recuperação na Flotação, %			
	Au	S	As	Massa
T – 01	75,3	52,4	88,8	4,28
T – 02	89,3	65,2	74,3	2,19
T – 03	69,1	43,5	67,6	1,14
<b>Média</b>	<b>77,90</b>	<b>53,7</b>	<b>76,9</b>	<b>2,54</b>

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 puxada 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 conseqüentemente menor eficiência de lixiviação do ouro presente na polpa.

Foram também realizados testes sem a adição de sulfato de cobre (Tabela 6.9). O objetivo assim como nos testes anteriores foi de comparar os dois cenários. As amostras foram as mesmas utilizadas nos testes com CuSO<sub>4</sub>.

Tabela 6.9 – Resultados dos testes sem adição de CuSO<sub>4</sub>

Teste	Recuperação na Flotação, %			
	Au	S	As	Massa
T – 01	63,3	44,7	5,5	3,59
T – 02	66,0	3,2	0,8	1,03
T – 03	49,4	1,5	0,5	0,55
T – 04	60,4	1,5	0,4	0,57
<b>Média</b>	<b>59,8</b>	<b>12,73</b>	<b>1,8</b>	<b>1,44</b>

Pode-se notar que as recuperações foram menores em relação ao teste com o uso de ativador. Na Figura 6.5, tem-se a comparação entre as duas condições de testes.

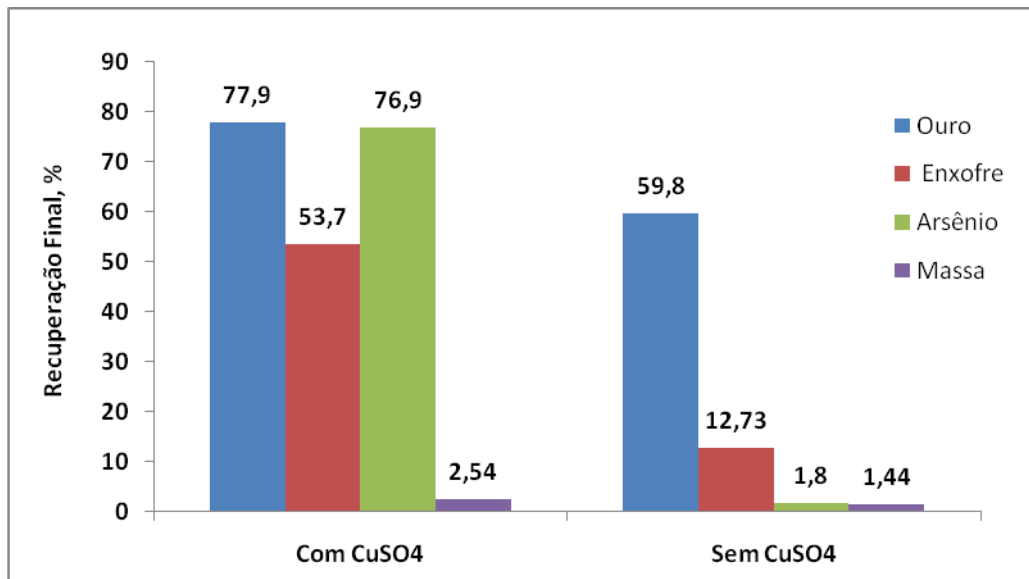


Figura 6.5: Comparação entre os testes com e sem ativador.

O uso do ativador aumentou a recuperação de ouro de 60% para a 78%, com relação ao enxofre e arsênio o ganho foi mais expressivo ainda. Ocorre que foram utilizados amostras de overflow do circuito primário; estas amostras são resultados de uma alta carga circulante (em torno de 500 – 600%) fazendo com que a oxidação seja bastante expressiva e resulte 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 que passaram por um ambiente oxidante como a carga circulante dos moinhos.

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

Testes anteriores realizados com amostras da mina Morro do Ouro mostraram a existência de certa competitividade entre as partículas de ouro e sulfetos pelo reagente, fazendo com que fosse necessária a adição de quantidades cada vez maiores de coletores resultado em maiores recuperações mássicas e conseqüentemente, perda de recuperação no circuito de hidrometalurgia. Para minimizar este fato, foi proposta a realização de um teste onde primeiramente foi adicionado um coletor específico para a coleta de ouro e logo em seguida um reagente para a recuperação das partículas de sulfetos.

## 6.6 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 nas quais 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, adicionou-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. Abaixo na figura 6.6 pode-se visualizar o circuito completo.

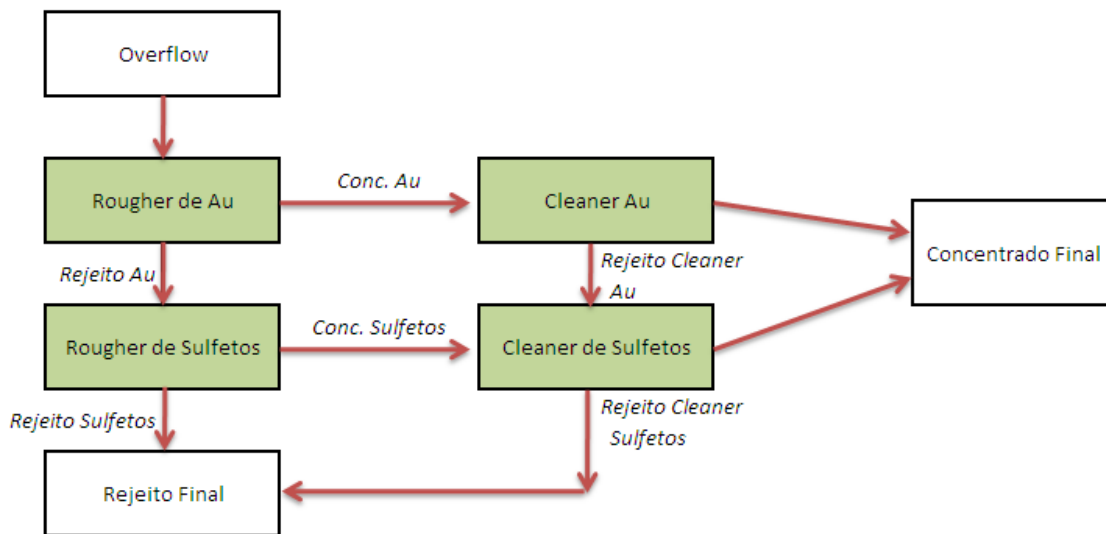


Figura 6.6 – Fluxograma completo da flotação seletiva.

Na tabela abaixo (Tabela 6.10) as condições dos testes de flotação seletiva.

Tabela 6.10 – Condições dos testes de flotação seletiva.

<b>Etapa</b>	<b>Tempo, min</b>	<b>AP 3473, g/t</b>	<b>PAX, g/t</b>	<b>MIBC, g/t</b>
Condicionamento	2	30	-	-
Rougher Au	2	-	-	30
Rougher Sulfetos	8	-	45	20
Cleaner Au	3	5	-	-
Cleaner Sulfetos	4	-	5	5
<b>Total</b>	<b>17</b>	<b>35</b>	<b>50</b>	<b>55</b>

Na tabela abaixo (Tabela 6.11) estão os resultados dos teores de enxofre em cada etapa do processo de flotação, a saber:

- Teor de alimentação: teor de enxofre no overflow
- Rejeito Rougher: teor de enxofre no rejeito da etapa rougher
- Rejeito Cleaner: teor de enxofre no rejeito da etapa cleaner de sulfetos
- Rejeito Final: teor de enxofre composto pelo rejeito rougher + rejeito cleaner
- Concentrado final: teor de enxofre composto pelo concentrado cleaner da etapa ouro + concentrado cleaner da etapa sulfetos.

Tabela 6.11 – Teores de enxofre nos testes de flotação seletiva

Teores de Enxofre, %					
Teste	Teor de Alimentação	Rejeito Rougher	Rejeito Cleaner	Rejeito Final	Concentrado Final
Teste 01	1,20	0,24	1,10	0,34	33,50
Teste 02	1,55	0,29	0,70	0,38	24,00
Teste 03	0,99	0,26	1,07	0,35	18,00
Teste 04	0,78	0,19	1,06	0,29	16,00
Teste 05	1,35	0,33	1,84	0,49	21,00
Teste 06	0,98	0,25	0,80	0,31	17,00
Teste 07	1,09	0,44	0,65	0,47	15,00
Teste 08	1,16	0,26	0,61	0,31	12,00
<b>Média</b>	<b>1,14</b>	<b>0,28</b>	<b>0,98</b>	<b>0,37</b>	<b>19,56</b>

Os resultados acima indicam uma recuperação média de 68% de enxofre. 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 alimentado com minérios alterados, ou seja, minérios que apresentam baixa recuperação de sulfetos. Os resultados estão na tabela abaixo (Tabela 6.12) e indicam uma redução na recuperação quando comparados com os resultados da Tabela 6.11



Tabela 6.12: Teores de enxofre nos testes de flotação seletiva

Teores de Enxofre, %					
Teste	Teor de Alimentação	Rejeito Rougher	Rejeito Cleaner	Rejeito Final	Concentrado Final
Teste 01	1,33	0,50	1,13	0,59	20,00
Teste 02	0,81	0,39	1,03	0,50	4,50
Teste 03	1,32	0,54	0,91	0,60	11,00
Teste 04	1,42	0,68	1,35	0,79	7,50
Teste 05	1,07	0,77	0,90	0,79	7,60
Teste 06	1,41	0,43	1,35	0,53	23,00
Teste 07	0,85	0,67	0,22	0,61	6,50
Teste 08	1,15	0,53	1,31	0,64	10,00
<b>Média</b>	<b>1,17</b>	<b>0,56</b>	<b>1,03</b>	<b>0,63</b>	<b>11,26</b>

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.

## 7. 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 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 a maior recuperação os sulfetos presentes no minério.

A adição de um coletor fabricado pela Pietsch, Au 01/04ST em um processo simples de flotação Rougher e Cleaner, aumentou a recuperação de enxofre para 60%. O produto se mostra seletivo para o arsênio que teve uma recuperação média de 17%. Infelizmente durante o teste industrial parte do principio ativo ficou sedimentado no fundo do tanque, fazendo que o teste fosse abortado e o produto fosse reavaliado pelo fornecedor.

A flotação em pH natural seguida da flotação cleaner em 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 77% de recuperação.

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 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.

## 8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALBUQUERQUE Jr., C. R. F., DUTRA, A. J. B., *Um Estudo Eletroquímico da Oxidação e da Adsorção de Xantato nas Superfícies de Pirita e Arsenopirita*, XX ENTMME, Florianópolis, pag. 135 – 140, 2004

APLAN, F. F., CHANDER, S., *Collectors for Sulphide Minerals Flotation*, In: Reagents in Mineral Flotation. Somasuradan, P., (editor), New York, pag. 335 – 369, 1998.

BALTAR, C. A. M., *Flotação no Tratamento de Minérios*, Cap. 4: Coletor, pag. 77-113. 2008

BRAVO, S. V. C., *Estudo do Beneficiamento de um Minério Sulfetado de Ouro de Baixo Teor*. Dissertação de Mestrado. Departamento de Metalurgia, PUC-Rio, 2002.

BREWIS, T. *Suministradores de reactivos para Flotacion*, SME, p22-25, 1996.

CLARK, M.E., BRAKE, I., HULS, B.J., SMITH, B.E., YU, M. *Creating value through application of flotation science and technology*. Minerals Engineering, v.19, p.758-765, 2005.

CYTEC. *Cytec Mining Chemicals Handbook*. Revised Edition, Cytec Industries Inc, 2002.

DAY, A., *Cytec Mining Chemicals Handbook*, Flotation of Sulphides Ores, pag. 104-159. Revised Edition, 2002.

DE KOK, S.K., *Gold Concetration by Flotation*. “Journal of the South African Institute Mining and Metallurgy, n. Special, p139-141, 1975.

GAY, S.L. *A Liberation model for comminution based on probability theory. Minerals, Engineering*, v.14, p.525-534, 2004.

GUPTA, A. K., BANERJEE, P. K., MISHRA, A., *Effect of Alcohol and Polyglycol Ether Frothers on Foam Stability, Bubble Size and Coal Flotation. International Journal of Mineral Processing*, 82, pag 126 – 137. 2007.

HORTA, M. R., *O Estado da Arte em Tratamento de Minérios de Ouro. Dissertação de Mestrado. Escola Politécnica da USP, São Paulo, Brasil, 1996.*

KLIMPEL, R. R., HANSEN, R.D., *Reagents in Mineral Technology. Somasundaran, P., Moudgil, B. M., (editors). New York, pag 385 – 409. 1988.*

LATTI, D. *An assessment of Au Distribution in a Suite of Samples from RPM. Rio Tinto Research and Technical Development. Melbourne, Australia, (Relatório Interno), 1999.*

LATTI, D. *Particles in Four Ore Samples from the Morro do Ouro Mine, Brazil. Rio Tinto Technical Services Development. Bristol, Inglaterra. (Relatório Interno), 1999.*

LA BROOY, S.R., LINGE, H.G, WALKER, G.S., *Review of Gold Extraction from Ores*”, *Mineral Engineering*, v7, n.10, p.1213-1241, 1994.

LEJA, J. *Fundamentals of Sulfide Flotation (A commentary). In Design and Installation of Concentration and Dewatering Circuits, SME. cap1, p 3-13*

LEJA, J. *Surface Chemistry of Froth Flotation, New York, Plenum Press, p.61-131, 1982*

LEJA, J. *Interactions Among Surfactants. Mineral Processing and Extractive Review, vol. 5, pag 1-24, 1989.*

LI, G. M., ZHANG, H. E., *Depression of Arsenopyrite in Alkaline Medium*, International Journal of Mineral Processing, vol. 34, pag. 253 – 257, 1992.

LUZ, A.B, SAMPAIO, J.A., MONTE, M.B.M. *Beneficiamento do Ouro*, Centro de Tecnologia Mineral, Rio de Janeiro. Cap 10, p 19, 2007.

LUZ, A. B., SAMPAIO, J. A., ALMEIDA, S. L. M. *Tratamento de Minérios*, Centro de Tecnologia Mineral, 2004.

MALHOTRA, D. Plant Practice In Sulfide Flotation. In: Malhotra, D. *Chemical Reagents in the Mineral Processing Industry*. SME, 1992

MARSDEN, J., HOUSE, I., *The Chemistry of Gold Extraction*. Ed ellis Horwood Limited, New York, pag 595, 1992.

MONTE, M. B. M., LINS, F. F., *Selective Flotation of Gold from Pyrite under Oxidizing Conditions*, In: International Journal of Mineral Processing, 1997.

O'CONOOR, C. T., DUNNE, R. C., *The Flotation of Gold Bearing Ores – A Review*. Minerals Engineering, vol 7, n° 7, pag 839 – 849, 1994.

OLIVEIRA, M. L. M., Luz, J. A. M., Rocha, S, D.,. *Flotação*. Apostila do Curso de Flotação – Departamento de Engenharia de Minas, UFOP, 2004

PENHA, F. G., SPIER, V. C., DEBACHER, N. A., *Adsorção de Xantato sobre a Pirita*, Revista Quimica Nova, Vol. 24, No. 5, 612-615, 2001

PERES, A.E.C. *Flotação*. Apostila do Curso de Flotação – Pós Graduação UFMG, 2004.

PERES, A.E.C.; CHAVES, A.P.; LINS, F.F.; TOREN, M.L.; Beneficiamento de Minérios de Ouro, In: *Extração de Ouro: Princípios, Tecnologia e Meio Ambiente* (Trindade, R.B.E e Barbosa Filho, O., Editores), cap.2, 2002.

REYNOLDS, I.M.A. *Mineralogical Characterization of Gold and Electrum*. (Relatório Interno RPM), 2000.

SILVA, R. R. R., *Sistemas de Reagentes Surfactantes na Flotação Catiônica Reversa de Minérios de Ferro*. Dissertação de Mestrado. Escola de engenharia da UFMG, Minas Gerais, Brasil, 1996.

TAGGART, A. F. (1921) *A Manual of Flotation Process*. In: AIME Technical Publications. New York, 181p, 1929.

TEAGUE, A. J., VAN DEVENTER, J. S. J., *Minerals Engineering*, vol. 12, pag. 1001 – 1019, 1999.

THOMPSON, P., *The Selection of Flotation Reagents via Batch Flotation Test*. Proceedings: Mineral Processing Plant Design, Practice and Control, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, v.1, p.136-144, 2003.

WILLS, B.A., *Will's Mineral Processing Technology*. Burlington, USA. p 267-344, 2006.

WOODS, R., *Flotation of Sulfide Minerals*, In: Reagents in Mineral Flotation. Somasuradan, P., (editor), New York, pag. 39 – 78. 1998.