



Estudo de remoção de sulfetos por flotação de um minério de baixo teor de ouro

Thaís Ferreira Marks Brasil

Projeto Final de Curso

Orientadores

Prof.^a Lídia Yokoyama, D. Sc.

Marisa Bezerra de Mello Monte, D. Sc.

Julho de 2012

ESTUDO DE REMOÇÃO DE SULFETOS POR FLOTAÇÃO DE UM MINÉRIO DE BAIXO TEOR DE OURO

Thaís Ferreira Marks Brasil

Projeto de Final de Curso submetido ao Corpo Docente da Escola de Química, como parte dos requisitos necessários à obtenção de grau de Engenheira Química.

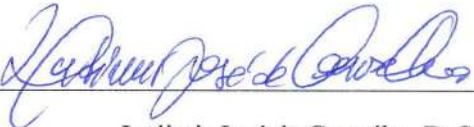
Aprovado por:



Claudinei de Souza Guimarães, D. Sc.



Estevão Freire, D. Sc.



Ladimir José de Carvalho, D. Sc.

Orientado por:



Lídia Yokoyama, D. Sc.



Marisa Bezerra de Mello Monte, D. Sc.

Rio de Janeiro, RJ – Brasil

Julho de 2012

Brasil, Thaís Ferreira Marks.

Estudo de remoção de sulfetos por flotação de um minério de baixo teor de ouro/ Thaís Ferreira Marks Brasil. Rio de Janeiro: UFRJ/EQ, 2012.

(Projeto Final) – Universidade Federal do Rio de Janeiro, Escola de Química, 2012.

Orientadores: Lídia Yokoyama e Marisa Bezerra de Mello Monte.

1. Flotação. 2. Minérios sulfetados de ouro. 3. Tamanho de partícula. 4. Projeto Final (Graduação – UFRJ/EQ). 5. Lídia Yokoyama, D. Sc. - Marisa Bezerra de Mello Monte, D. Sc.

Dedico este projeto à minha família,
ao meu noivo e à sua família, aos meus amigos
e à todos que contribuíram para a realização deste trabalho.

AGRADECIMENTOS

A Deus, por sempre iluminar meus caminhos, me proteger de todos os perigos e me dar força para superar as dificuldades e realizar todos os meus sonhos.

Aos meus pais, Sandra Maria Ferreira Brasil e Carlos Victor Marks Brasil, e aos meus irmãos, Nathália Ferreira Marks Brasil e Carlos Victor Marks Brasil Filho, por todo amor incondicional, atenção, dedicação, compreensão e incentivo para que eu sempre tivesse fé, acreditasse em mim e fosse persistente perante os obstáculos.

Ao meu noivo, Diego Duque, por todo amor, carinho, paciência, compreensão, apoio, companheirismo e principalmente por sempre acreditar em mim, estar ao meu lado em todos os momentos e me fazer uma mulher muito feliz.

Às minhas avós, Célia Pinheiro Ferreira e Elisabeth Marks Machado (*in memorium*), por todo amor, dedicação, incentivo, aconchego e mimos.

À Marisa Bezerra de Mello Monte e Claudio Luiz Schneider, meus orientadores no CETEM, pela oportunidade de fazer uma Iniciação Científica, por toda a ajuda, incentivo, confiança e por todo conhecimento transmitido.

Ao CNPq pela bolsa de Iniciação Científica. Ao CETEM que forneceu todas as condições para a execução deste projeto, como o espaço do laboratório, os equipamentos e os materiais. A todos do Laboratório de Química de Superfície do CETEM, pela ajuda no desenvolvimento dos experimentos apresentados nesse projeto.

À minha orientadora Lúcia Yokoyama, por todo apoio, sugestões e por ter acreditado em mim e neste projeto. À UFRJ por toda infra-estrutura e a todos os professores por todos os ensinamentos adquiridos.

A todos os meus amigos por toda amizade e carinho, em especial às minhas amigas da UFRJ, Ana Paula Alessandra Alves, Gabriela Bittencourt de Abreu, Marcela Rodrigues Siciliano e Natália Ney Lyrio, por tornarem os meus dias na UFRJ muito melhores, mesmo diante de algumas dificuldades e tristezas, sempre tiveram uma palavra de conforto e um sorriso para me alegrar e me fazer seguir em frente.

Resumo do Projeto de Final de Curso apresentado à Escola de Química como parte dos requisitos necessários à obtenção de grau de Engenheira Química.

ESTUDO DE REMOÇÃO DE SULFETOS POR FLOTAÇÃO DE UM MINÉRIO DE BAIXO TEOR DE OURO

Thaís Ferreira Marks Brasil

Julho de 2012.

Orientadores: Prof.^a Lídia Yokoyama, D.Sc.

Marisa Bezerra de Mello Monte, D. Sc.

A Kinross Brasil Mineração S/A, localizada na cidade de Paracatu/MG, possui uma jazida contendo o minério com mais baixo teor de ouro explotado comercialmente no mundo, com cerca de 1,5 ppm. Este minério de ouro é composto por diferentes minerais sulfetados que também são de interesse comercial, por isso a necessidade de se estabelecer um processo eficiente de dessulfurização. Amostras de concentrado *cleaner* de ouro foram utilizadas para a realização das diversas análises empregadas nesse trabalho. Através da análise granulométrica verificou-se que a amostra de concentrado cleaner apresenta $P_{80} = 38\mu\text{m}$. A análise por Difração de Raios-X foi realizada para várias faixas de tamanho, variando de +150 a +20 μm . A partir dos difratogramas obtidos observou-se que os minerais de interesse, calcopirita, galena e esfalerita, aparecem com maior intensidade a partir das frações -106 μm . O estudo de liberação por análise de imagem (MLA) foi realizado para as diferentes frações granulométricas de +150 a -38 μm . Para as faixas avaliadas constatou-se que, à medida que a faixa de tamanho diminui a liberação dos minerais de interesse aumenta, e na fração -38 μm foram observados os maiores valores de liberação correspondendo a 84,61% para calcopirita, 66,33% para galena e 88,61% para esfalerita. Os ensaios de flotação indicaram que o coletor Aero 3418 é eficiente para a recuperação em conjunto de chumbo e cobre, enquanto que o coletor Aero 3894, dentre todos os coletores testados, este é o coletor mais seletivo para cobre. Verificou-se também com esses ensaios que o uso dos coletores Aero 3894, 3418 A e Mx 980 na etapa rougher e a manutenção do pH em 12 na etapa *cleaner* contribuíram para uma baixa recuperação de pirita e arsenopirita.

SUMÁRIO

I – Introdução.....	1
<i>I.1 – Geologia do Minério da Kinross Paracatu</i>	<i>6</i>
II – Objetivos.....	8
III – Revisão da Literatura.....	9
<i>III.1 – Flotação</i>	<i>9</i>
III.1.1 – Conceitos Importantes de Flotação	11
A) Hidrofobicidade e Hidrofilicidade	11
B) Polaridade	12
C) Coleta.....	12
D) Modulação da Coleta – Depressores e Ativadores.....	12
E) Reguladores	13
III.1.2 – Variáveis do Processo de Flotação.....	13
A) Manipuladas	13
B) Controladas primárias	14
C) Controladas secundárias.....	14
D) Perturbações	16
III.1.3 – Tipos de Flotação	17
A) Flotação por ar dissolvido – FAD	17
B) Flotação por ar induzido – FAI.....	17
C) Eletro-Flotação.....	18
D) Flotação por aspersão (Nozzle).....	18
E) Flotação a vácuo.....	19
F) Flotação por cavitação	19
G) Flotação centrífuga.....	20
H) Flotação convencional em coluna	21
<i>III.2 – Flotação de ouro e sulfetos</i>	<i>21</i>
III.2.1 – Mecanismos Básicos de Flotação do Ouro e Sulfetos.....	22
III.2.2 – Interação Galvânica entre sulfetos	24
III.2.3 – Fatores Físicos e Químicos que afetam a Flotação do Ouro.....	28
IV – Materiais e Métodos.....	31
<i>IV.1 – Amostragem e Preparação</i>	<i>31</i>
<i>IV.2 – Análise Granulométrica</i>	<i>32</i>
<i>IV.3 – Difratometria de Raio-X (DRX).....</i>	<i>33</i>
<i>IV.4 – Preparação da amostra, aquisição e processamento de imagem de MEV/MLA</i>	<i>33</i>
<i>IV.5 – Ensaios de flotação</i>	<i>35</i>

V – Resultados e Discussão.....	41
<i>V.1 – Análise Granulométrica</i>	<i>41</i>
<i>V.2 – Análise por Difração de Raios-X.....</i>	<i>42</i>
<i>V.3 – Análises de Liberação Mineralógica (MEV/MLA)</i>	<i>45</i>
<i>V.4 – Composição mineralógica do concentrado cleaner de ouro.....</i>	<i>47</i>
<i>V.5 – Estudos de Liberação Mineral do concentrado cleaner de ouro.....</i>	<i>50</i>
<i>V.6 – Recuperações Teóricas e Teores do concentrado cleaner de ouro</i>	<i>54</i>
<i>V.7 – Estudos de Flotação Seletiva de Sulfetos</i>	<i>57</i>
VI – Conclusões.....	65
VII – Referências Bibliográficas.....	68

ANEXOS

FIGURAS

Figura I.1 – Fluxograma de Processo – Britagem e Pilha.....	2
Figura I.2 – Fluxograma de Processo – Moagem.....	3
Figura I.3 – Fluxograma de Processo – Flotação.....	4
Figura I.4 – Fluxograma Simplificado – Remoagem e Espessamento.	5
Figura I.5 – Boudins de quartzo.....	7
Figura III.1 – Diagrama esquemático comparando as forças de atração entre moléculas na superfície e no interior de um líquido.....	9
Figura III.2 – Superfícies hidrofílicas (a) apresentam ângulo de contato menor que 90° , enquanto superfícies hidrofóbicas (b) apresentam ângulo de contato maior que 90°	10
Figura III.3 – Unidade convencional FAD, com água reciclada no saturador.....	17
Figura III.4 – Unidade de flotação por aspersão contínua.....	19
Figura III.5 – Unidade de CAF.	20
Figura III.6 – Unidade de flotação centrífuga.....	20
Figura IV.1 – Fluxograma Simplificado do Circuito Industrial da Kinross e a Indicação do ponto de coleta das amostras.....	32
Figura IV.2 – Peneiramento a Úmido (peneiras aço inox da série Tyler).....	32
Figura IV.3 – Amostras embutidas das diferentes frações granulométricas (A) e vista transversal de uma amostra embutida (B).....	33
Figura IV.4 – Diagrama de aquisição de imagens usada pelo sistema MLA.....	35
Figura IV.5 – Célula de laboratório Denver e Imagens da Flotação.....	35
Figura IV.6 – Fluxograma Simplificado do Circuito Utilizado nos Estudos de Flotação.....	38
Figura IV.7 – Estruturas do xantato com radical etil e do xantato com radical isobutil, respectivamente.....	41
Figura V.1 – Distribuição granulométrica da amostra concentrado cleaner de ouro.....	42
Figura V.2 – Difratoograma de Raios-X da fração de $+150 \mu\text{m}$	43
Figura V.3 – Difratoograma de Raios-X da fração de $-150+106 \mu\text{m}$	43
Figura V.4 – Difratoograma de Raios-X da fração de $-106+75 \mu\text{m}$	44
Figura V.5 – Difratoograma de Raios-X da fração de $-75+53 \mu\text{m}$	44

Figura V.6 – Difratoograma de Raios-X da fração de -53+38 μm.	45
Figura V.7 – Difratoograma de Raios-X da fração de -38 μm.	45
Figura V.8 – Processamento de imagens: MLA Image Processing Tool (aumento de 10.000 x).	47
Figura V.9 – Composição mineralógica combinada em peso dos principais minerais de interesse e de ganga.	48
Figura V.10 – Distribuição de teores de partícula, condicional por tamanho de partícula para Calcopirita.	50
Figura V.11 – Distribuição de teores de partícula, condicional por tamanho de partícula para Galena.	51
Figura V.12 – Distribuição de teores de partícula, condicional por tamanho de partícula para Esfalerita.	52
Figura V.13 – Liberação das partículas, condicional do tamanho das partículas.	53
Figura V.14 – Recuperações teóricas e teores de esfalerita, calcopirita e galena combinando as diferentes frações.	55
Figura V.15 – Recuperações teóricas e teores de Calcopirita nas diferentes frações.	55
Figura V.16 – Recuperações teóricas e teores de Galena nas diferentes frações.	56
Figura V.17 – Recuperações teóricas e teores de Esfalerita nas diferentes frações.	56
Figura V.18 – Recuperação de Pb e Cu no Concentrado Cleaner Pb/Cu.	58
Figura V.19 – Recuperação de FeAsS e FeS₂ no Concentrado Cleaner Pb/Cu.	60
Figura V.20 – Relação entre a Recuperação de FeAsS e FeS₂ para os coletores Aero 3418 A, Mx 980, 5100 e 3894.	61
Figura V.21 – Recuperação de Zn, Cu e Pb no Concentrado Cleaner Pb/Cu.	62
Figura V.22 – Recuperação de Cu, Zn e Pb no Concentrado Cleaner da etapa do circuito da esfalerita.	63
Figura V.23 – Recuperação de Pb e Cu no Concentrado Cleaner Zn.	64
Figura V.24 – Recuperação de FeAsS e FeS₂ no Concentrado Cleaner Zn.	65

TABELAS

Tabela I.1 – Teores de ouro analisados para amostras representativas das três grandes unidades da Mina Morro do Ouro (LAN, P.; JACKMAN, R., 2008).....	7
Tabela I.2 – Mineralogia das amostras representativas de três grandes unidades da Mina Morro do Ouro (LAN, P.; JACKMAN, R., 2008).....	7
Tabela III.1 – Potenciais de repouso para minerais de sulfeto, em pH 4 (SUBRAHMANYAM e FORSSBERG, 1993).....	27
Tabela III.2 – Fatores físicos e químicos que afetam a flotação de ouro livre e do ouro associado aos sulfetos.	28
Tabela IV.1 – Condições empregadas nos ensaios de flotação da Calcopirita e Galena.	36
Tabela IV.2 – Condições empregadas nos ensaios de flotação da Esfalerita.....	37
Tabela IV.3 – Composição média dos coletores.	39
Tabela V.1 – Distribuição granulométrica do minério do concentrado cleaner de ouro.	41
Tabela V.2 – Composição mineralógica do concentrado cleaner em diferentes frações granulométricas.....	49

I – Introdução

A Flotação é um método de separação de misturas, de natureza físico-química, muito utilizado no beneficiamento de minérios. A técnica explora as diferenças de características superficiais entre partículas de interesse, no caso deste trabalho, minerais sulfetados (galena, calcopirita e esfalerita), e minerais de ganga, que são minerais sem valor comercial (como por exemplo, sílica) para tornar possível a separação das mesmas.

No processo de flotação, o minério contendo partículas hidrofílicas (partículas que têm afinidade pela água) e hidrofóbicas (partículas que não têm afinidade pela água) é misturado com água em um tanque agitado formando uma polpa. Em seguida, injeta-se ar para que se formem bolhas e assim, quando as partículas hidrofóbicas entrarem em contato com essas bolhas de ar irão se aderir às mesmas e serão arrastadas para a superfície, onde se acumulam sob a forma de espuma.

Em alguns casos as partículas a serem flotadas precisam ser tornadas hidrofóbicas, isso é possível através da adição de alguns produtos químicos apropriados, chamados coletores. Em outros casos, faz-se necessário usar ainda depressores ou ativadores para tornar o processo de flotação mais eficiente e aumentar a recuperação dos minerais de interesse.

A Kinross Brasil Mineração S/A possui uma jazida contendo o minério com mais baixo teor de ouro explorado comercialmente no mundo, com cerca de 1,5 ppm, localizada na cidade de Paracatu/MG. Esse minério será o objeto de estudo desse projeto.

A operação original, de 1987, foi concebida para tratar 6 Mt/a de minério oxidado por meio de flotação para produzir um concentrado adequado à cianetação.

Uma capacidade adicional de flotação foi comissionada em 1996, quando se iniciou o tratamento dos * minérios B2, quando decidiu-se construir uma nova seção de cianetação para manusear até 35 t/h de concentrado.

** minérios B2 – identificação do minério extraído da unidade B-2, que é grande portadora do ouro extraído da jazida como um todo.*

Os níveis de recuperação eram erráticos e minérios com teores mais altos de arsênio (acima de 2.500 ppm de As) eram considerados os principais responsáveis pelas perdas de ouro.

Em virtude desse problema foi introduzido um estágio de concentração gravítica usando *jigues na carga circulante dos moinhos e isto demonstrou ser muito eficiente para remover a arsenopirita grosseira e ouro livre da carga circulante. O concentrado total era produzido em uma vazão de 20 t/h, a uma taxa de tratamento de 14 Mt/a, para uma recuperação em massa de aproximadamente de 1,1%.

Atualmente, a nova planta SAG processa o minério sulfetado da Mina Morro do Ouro, projetada para uma tonelagem máxima de processamento do moinho SAG equivalente a uma taxa de 32 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 (Figura I.1).

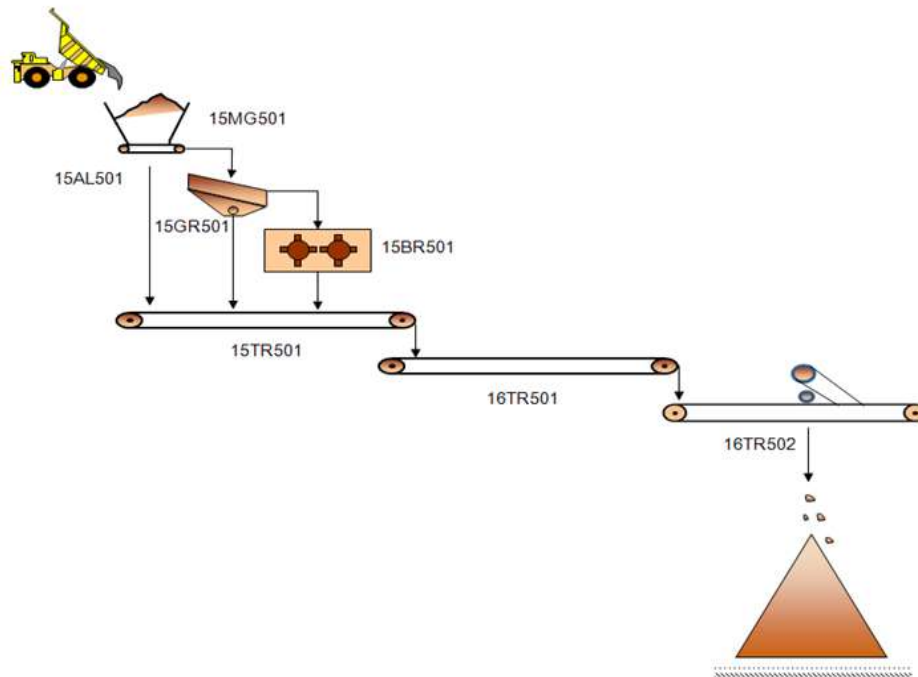


Figura I.1 – Fluxograma de Processo – Britagem e Pilha.

*Jigues – equipamentos utilizados para separar materiais de densidades diferentes mediante movimento

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 P_{80} de 75 μm (Figura I.2).

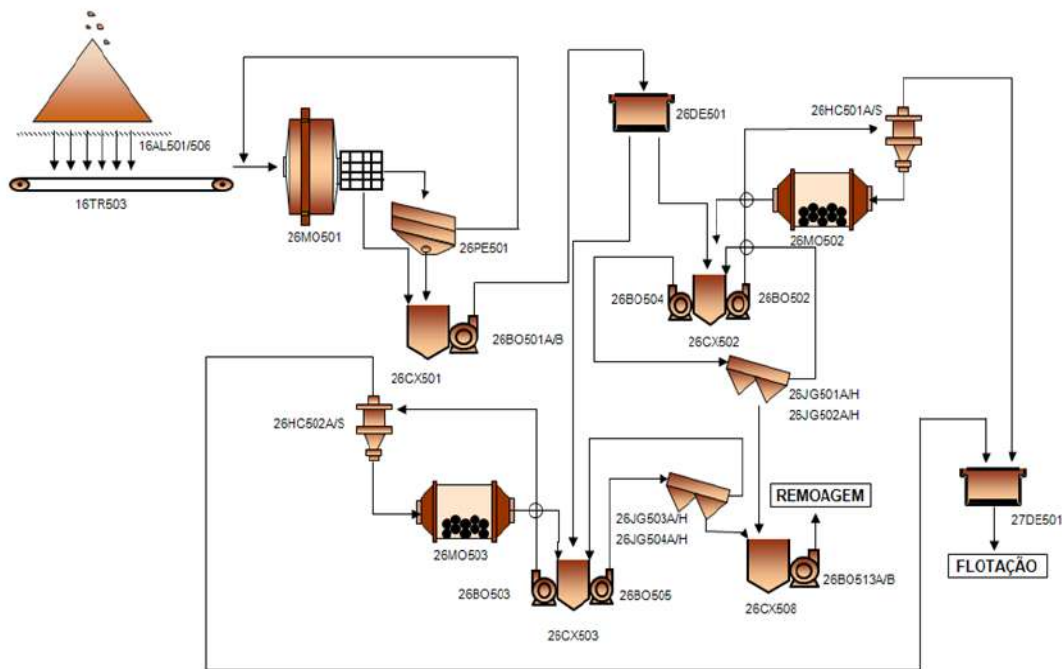


Figura I.2 – Fluxograma de Processo – Moagem.

Um estágio de concentração gravítica usando jigues na carga circulante dos moinhos foi introduzido para remover a arsenopirita grosseira associada ao ouro e finos da carga circulante. Os concentrados do jigue com teor de ouro de 25 g/t juntam-se aos concentrados finais do processo de beneficiamento.

O circuito de flotação consiste de quatro baterias com seis células *rougher*. A polpa que alimenta essas células provém das calhas coletoras do *underflow* dos hidrociclones. Os tiocoletores AP-7249 (5 g/t) e AP-3473 (45 g/t) da *Cytec*, e o espumante MIBC (30 g/t) são adicionados diretamente nas células. O pH da polpa de flotação é ajustado em 8, com uma solução de 10% de CaO. 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

* P_{80} – Porcentagem cumulativa passante igual a 80%.

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. Os rejeitos da flotação são depositados na barragem de rejeitos, a uma taxa de 41 Mt/ano (Figura I.3).

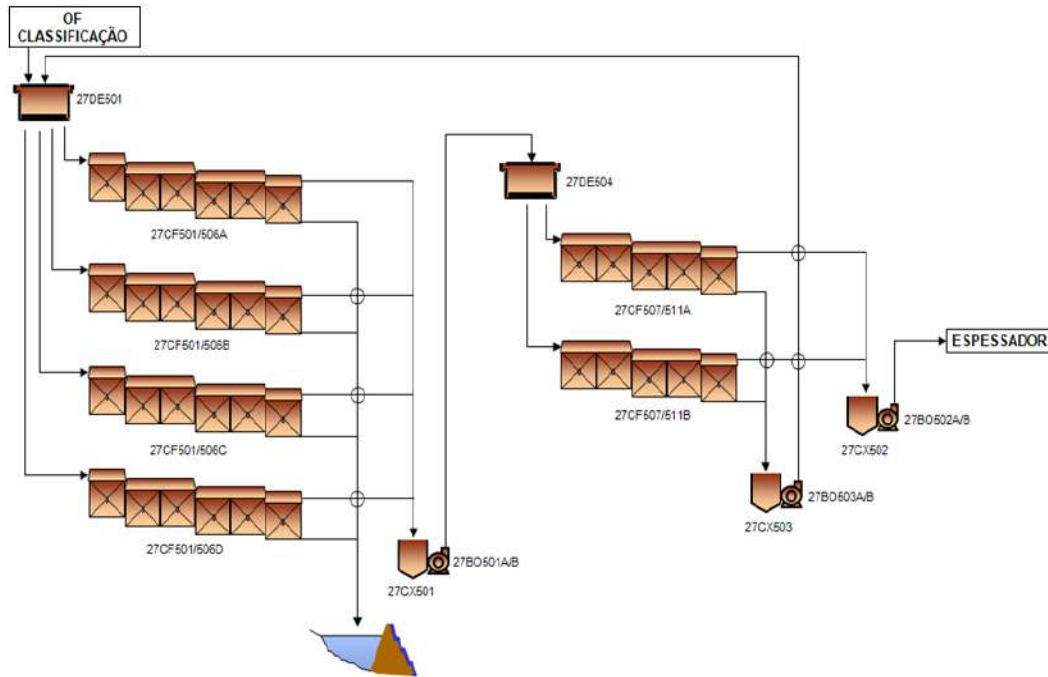


Figura I.3 – Fluxograma de Processo – Flotação.

Um concentrador centrífugo opera tanto no *underflow* do espessador, quanto na carga circulante do moinho de remoagem, para recuperar ouro livre. O concentrado é transportado para uma mesa de concentração gravítica, localizada na refinaria da usina.

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 (Figura I.4).

O carvão ativado é removido pelo peneiramento da polpa e o ouro é removido do carvão ativado por uma coluna de dessorção e por eletrorrecuperação. As células de

* CIL – circuito convencional de carbono em Lixiviação (CIL), no qual a polpa e o carbono são movidos

eletrorrecuperação estão localizadas no primeiro piso da refinaria. A fusão do ouro Doré é executada usando-se fornos de indução.

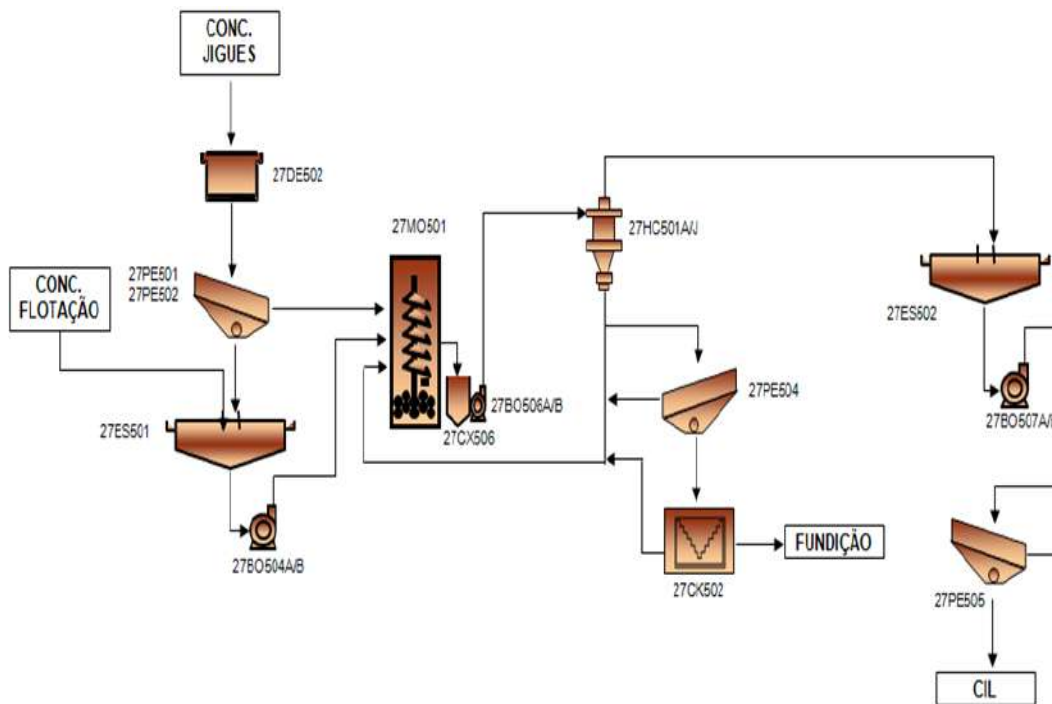


Figura I.4 – Fluxograma Simplificado – Remoagem e Espessamento.

Dentre as tendências e os desafios da Kinross Brasil Mineração S/A destacam-se:

- i) a recuperação de subprodutos e o reaproveitamento de resíduos gerados, como a recuperação de ilmenita-anatásio contidos no rejeito final da flotação;
- ii) a redução de volumes de resíduos produzidos e das áreas de disposição de rejeitos cianetados;
- iii) melhoria do circuito industrial pelo aumento da eficiência da etapa de concentração de ouro e sulfetos (sulfetos de cobre, ferro, zinco e chumbo).

Parte dos esforços está sendo dirigida para o estudo da dessulfurização dos rejeitos e produção de concentrados de sulfetos diferenciados, a partir do minério tipo B2. A flotação seletiva de um sulfeto em relação a outros existentes no minério de ouro

seria recomendável, produzindo novos produtos (tais como concentrados mistos de cobre e zinco), além de um concentrado pirítico (que poderia ser usado para a produção de ácido sulfúrico).

As partículas de ouro eventualmente liberadas também respondem à ação dos coletores utilizados na flotação de sulfetos. Esta foi provavelmente a razão do desinteresse, no passado, em desenvolver um tratamento diferenciado entre ouro e sulfetos. Estudos de flotação de partículas de ouro ou de ouro em relação a sulfetos, por conseguinte, são pouco frequentes.

1.1 – Geologia do Minério da Kinross Paracatu

O minério de ouro lavrado pela Kinross Brasil Mineração S/A é um ^{*}metapelito situado na base da Formação Paracatu, composta por ^{**}filitos carbonosos, com intercalações de até 8 m de quartzitos e ocorrência de ^{***}boudins ou veios de quartzo. A lapa do minério, unidade A, apresenta teores de ouro inferiores a 0,1 g/t, sem ocorrência de boudins de quartzo. A unidade B, grande portadora do ouro extraído da jazida, formada por filito sericítico e subdividida nas unidades B1 e B2. A base do minério lavrável, a unidade B1, é constituída de minério grafitoso. A unidade B2, rocha fresca, contém entre 3 e 5% de sulfetos disseminados ao longo da foliação da rocha e concentrados nos boudins de quartzo.

A unidade mais rica do depósito (C), a do topo, apresenta teores médios de ouro da ordem de 1 g/t. Os resultados da determinação quantitativa de ouro de amostras relativas às três grandes unidades da Mina, revelam teores de ouro muito baixos, característicos da jazida em foco. A Tabela I.1 apresenta os resultados de espectrometria por difração de raios-X para as amostras representativas da jazida. Conforme pode ser observado na Tabela I.2, a composição mineralógica comum a todas as amostras caracteriza-se pela associação quartzo, muscovita/illita.

** metapelito – Rocha metamórfica cujo protólito foi um pelito.*

Pelito - Rocha detrítica cujos componentes principais são da fração argilosa e do silte e que se originam pela litificação de lamias. Os principais pelitos são os folhelhos, bem estratificados, e os argilitos, com pouca ou nenhuma estratificação.

*** filitos carbonosos – rochas de granulação fina e foliação marcante (sendo a mineralogia composta, principalmente, por bandas de muscovita com intercalações de bandas quartzo-carbonáticas).*

**** boudins de quartzo – cada uma das partes alongadas e em forma de “salsicha”, produzidas pelo processo de boudinage de uma rocha competente. Os boudins podem ocorrer com tamanhos que variam de centímetros a dezenas de metros.*



Figura I.5 – Boudins de quartzo.

Pelo conhecimento geológico, foi possível dividir a mina em seis áreas específicas com características composicionais/mineralógicas e estruturais as quais representam, de uma maneira geral, todas as tipologias de minério presentes no Morro do Ouro.

Tabela I.1 – Teores de ouro analisados para amostras representativas das três grandes unidades da Mina Morro do Ouro (LAN, P.; JACKMAN, R., 2008).

Código da Amostra	Unidade	Au (g/t)
716807	A	0,33
700602	B	1,19
804723	C	0,47

Tabela I.2 – Mineralogia das amostras representativas de três grandes unidades da Mina Morro do Ouro (LAN, P.; JACKMAN, R., 2008).

Código da Amostra	Unidade	Minerais Identificados
716807	A	Quartzo, muscovita, clinocloro, pirita e scorodita
700602	B	Quartzo, muscovita, clinocloro, pirita e scorodita
804723	C	Hematita, muscovita, clinocloro, pirita e arsenopirita

Os minerais sulfetados, em geral, apresentam características e peculiaridades próprias, devido a isto, alguns processos de concentração como a flotação, são frequentemente utilizados para esta finalidade. Porém, processos tecnológicos tradicionalmente empregados para um dado minério, nem sempre poderão ser efetivos para um minério similar, visto que em um determinado depósito podem ocorrer variações e alterações na composição mineralógica devida à distribuição aleatória do mineral-minério no depósito, à granulometria do mineral de interesse e, a relação dos *minerais de ganga.

A partir dos conhecimentos mineralógicos, consegue-se até prever, com certa segurança, tanto a recuperação como os problemas e dificuldades que poderão ocorrer no desenvolvimento dos estudos de beneficiamento. Os resultados das investigações mineralógicas qualitativas e quantitativas como àquelas fornecidas pelas análises químicas devem ser suficientes para orientar o planejamento das sequências e/ou etapas do beneficiamento.

II – Objetivos

Objetivo geral: avaliar as possibilidades de ampliação dos processos da Kinross Paracatu visando à recuperação de valores contidos como subprodutos, ou seja, minérios sulfetados, como por exemplo, galena, esfalerita e calcopirita.

Objetivos específicos:

i) uma parte do estudo foi dedicada à caracterização mineralógica e liberação, efetuados por microscopia eletrônica de varredura com mineralogia automatizada de segunda geração (*MLA - Mineral Liberation Analyzer*), obtendo-se informações relevantes quanto às associações das diversas fases minerais bem como liberação, por faixa de tamanho de partícula;

ii) avaliação do desempenho de sistemas de reagentes para a flotação seletiva de sulfetos (cobre, zinco e chumbo) a partir de amostras de concentrado *cleaner* de ouro, provenientes do circuito industrial.

* *minerais de ganga – conjunto de minerais presentes nas jazidas de minério que devido a aspectos econômicos, tecnológicos e/ou composicionais não são utilizados, e por isso são incorporados ao rejeito.*

III – Revisão da Literatura

III.1 – Flotação

A flotação é uma técnica de separação de misturas que consiste na introdução de bolhas de ar a uma suspensão de partículas. Com isso, verifica-se que as partículas aderem às bolhas, formando uma espuma que pode ser removida da solução e separando seus componentes de maneira efetiva. O importante nesse processo é que ele representa exatamente o inverso daquele que deveria ocorrer espontaneamente: a sedimentação das partículas. A ocorrência do fenômeno se deve à tensão superficial do meio de dispersão e ao ângulo de contato formado entre as bolhas e as partículas (DESOUSA et al., 2003).

A tensão superficial é a responsável pela formação das bolhas e pode ser entendida como uma espécie de película que envolve os líquidos. A justificativa para esse fenômeno está no fato de que as moléculas situadas no interior de um líquido são, em média, sujeitas à força de atração igual em todas as direções, ao passo que as moléculas situadas, por exemplo, na superfície de separação líquido-ar, estão submetidas à força de atração não balanceada ou não equilibrada, o que resulta numa força preferencial em direção ao interior do líquido, indicada na Figura III.1. O maior número possível de moléculas se deslocará da superfície para o interior do líquido e a superfície tenderá a contrair-se.

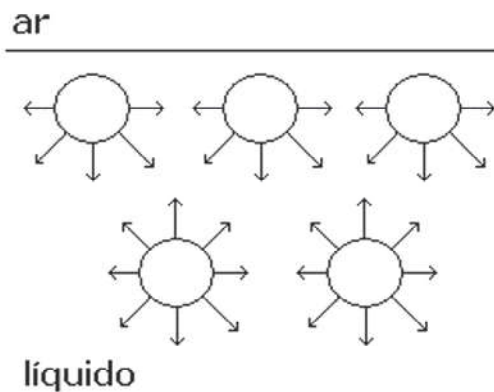


Figura III.1 – Diagrama esquemático comparando as forças de atração entre moléculas na superfície e no interior de um líquido.

Ao colocarmos um líquido em contato com uma superfície, temos que considerar duas possibilidades de interação: o líquido se espalha bem na superfície ou o líquido tende a se manter no formato de gota. Na realidade, o que observamos é reflexo da afinidade entre as superfícies: aquelas que se mantêm como gotas de maneira a diminuir o máximo possível o contato entre a água e a superfície são chamadas hidrofóbicas, enquanto aquelas em que observamos o espalhamento do líquido e têm afinidade à água são chamadas hidrofílicas. O ângulo formado entre as superfícies, indicado na Figura III.2, conhecido como ângulo de contato (θ), pode ser usado como uma medida da hidrofobicidade/hidroflicidade do sólido. Esse ângulo permite a quantificação dos vários graus de afinidade intermediários entre esses dois casos extremos.



Figura III.2 – Superfícies hidrofílicas (a) apresentam ângulo de contato menor que 90° , enquanto superfícies hidrofóbicas (b) apresentam ângulo de contato maior que 90° .

Esses parâmetros de superfície explicam porque no processo de flotação algumas partículas aderem às bolhas de ar preferencialmente em relação a outras, isso ocorre porque a superfície dessas partículas é hidrofóbica, fazendo com que a tensão superficial da água expulse a partícula do líquido e promova a adesão da partícula na superfície da bolha de ar. O que não ocorre com os outros componentes hidrofílicos com ângulos de contato pequenos presentes no sistema, que preferem permanecer no meio líquido em vez de aderir à superfície da bolha de ar (VENDITTI, 2004).

Para uma adesão satisfatória, são necessários ângulos de contato de pelo menos 50° a 75° , enquanto que, para uma boa adesão às bolhas, o ângulo de contato deve ser preferencialmente superior a 90° . E como esse ângulo pode rapidamente ser modificado por fatores, tais como substâncias gordurosas na superfície e materiais tenso-ativos, torna-se possível também controlar as condições para a flotação, tendo em vista que nem sempre a partícula desejada é hidrofílica.

Além da natureza físico-química da superfície, o tamanho da partícula também é fator limitante do processo, pois para ser arrastada, a partícula deverá ter dimensões próximas das coloidais. Colóides são sistemas dispersos constituídos de partículas com pelo menos uma dimensão entre 1 a 1000 nm ou 10 a 10000 μm , mas a base dessa classificação pelo tamanho da partícula admite a simetria esférica, o que nem sempre é o caso. Partículas que têm esse tamanho em uma dimensão (forma de disco) ou em duas dimensões (forma de agulha), mas que são muito maiores em outras dimensões, também se comportam como colóides. Essa flexibilidade permite que vários sistemas sejam classificados como coloidais e possibilita o emprego da flotação como técnica de separação de misturas em vários processos industriais.

III.1.1 – Conceitos Importantes de Flotação

A) Hidrofobicidade e Hidrofilicidade

A propriedade de determinadas espécies minerais capturarem bolhas de ar no seio da polpa é designada por hidrofobicidade, e exprime a tendência dessa espécie mineral ter maior afinidade pela fase gasosa que pela fase líquida, em virtude dessas partículas terem superfície não polar.

Este comportamento, entretanto, não é comum na indústria mineral, constituindo-se antes em exceção, pois praticamente todas as espécies minerais imersas em água tendem a molhar sua superfície, ou seja, tem maior afinidade pela fase líquida comportamento este designado por hidrofilicidade, essas partículas são ávidas por água e apresentam superfície polar.

A experiência mostra, entretanto que o comportamento hidrofílico das espécies minerais pode ser bastante alterado pela introdução de substâncias adequada no sistema. Tecnicamente qualquer substância mineral pode ser tornada hidrofóbica mediante a adição de substâncias a polpa. Além disso, é possível, estando presentes duas espécies minerais, induzir a hidrofobicidade em apenas uma delas, mantendo a outra hidrofílica, ou seja, é possível induzir uma hidrofobicidade seletiva. (DA LUZ et al., 2004).

B) Polaridade

Polaridade é a característica dos compostos químicos de apresentarem ou não um dipolo permanente. Existe afinidade entre substâncias ambas polares, ou ambas apolares, não havendo geralmente, afinidade entre uma polar e outra polar.

C) Coleta

A propriedade de um determinado reagente tornar seletivamente alguns minerais em hidrofóbicos é chamada coleta e ocorre em virtude da concentração desse reagente na superfície desses minerais, pois o reagente se deposita seletivamente na superfície mineral, recobrando-a, de modo a formar um filme sobre a superfície da partícula de interesse.

Para que isso ocorra é necessário que a molécula da substância migre do seio da solução para a superfície da partícula e aí se deposite. Assim, quando aparecerem às bolhas de ar, a superfície que a partícula mineral apresenta a elas não é mais a sua superfície própria, mas sim uma nova superfície, revestida dessa substância hidrofóbica, permitindo a sua adesão à bolha. (DA LUZ et al., 2004).

D) Modulação da Coleta – Depressores e Ativadores

Alguns coletores são enérgicos demais e tendem a recobrir indiferentemente partículas de todas as espécies minerais presentes, ou seja, não são seletivos. Pode-se, entretanto adicionar substância auxiliares, que façam com que a coleta se torne seletiva, isto é, que dentre as espécies minerais presentes na polpa, o coletor escolha uma delas sem modificar as demais. Assim, será possível flotar as partículas dessa espécie e deixar todas as demais no interior da polpa. Este reagente auxiliar é chamado depressor, porque deprime a ação do coletor nas partículas indesejadas.

Em outras situações ocorre o contrário, isto é, o coletor não adsorve em nenhuma das espécies presentes. Pode-se então adicionar a polpa uma terceira substância, que ative seletivamente a superfície da espécie mineral desejada, tornando-a atrativa para o coletor. Este reagente é chamado ativador.

Numa polpa mineral sempre estará presente um grande número de espécies moleculares e iônicas, oriundas das espécies minerais presentes ou de sua reação com a água e aquelas intencionalmente adicionadas. Podem-se adicionar os coletores e também outras substâncias que modificam a ação do coletor, chamada de modulação da coleta.

Razões para a adição, ainda, de outros reagentes são de economia industrial: diminuir o consumo de coletor, acertar as condições de acidez ou alcalinidade, de modo a diminuir a corrosão dos equipamentos, diminuir o consumo de água etc. (DA LUZ et al., 2004).

E) Reguladores

Os reguladores têm um papel tão importante que, quanto antes eles forem adicionados, melhor para o circuito. Por isso, ajusta-se o pH tão logo a água é adicionada. Os espumantes são adicionados por último na entrada da célula (DA LUZ et al., 2004).

III.1.2 – Variáveis do Processo de Flotação

As principais variáveis no processo de flotação podem ser subdivididas em: Manipuladas, controladas (primárias e secundárias) e perturbações (PERSECHINI et al., 2001).

A) Manipuladas

- Vazão de água de lavagem: A água de lavagem é colocada no topo da coluna de flotação e tem como objetivo a substituição da polpa hidrofílica na fração flotada. A utilização dessa água permite a retirada das partículas hidrofílicas que foram arrastadas, permitindo a coluna a possibilidade de aumentar a seletividade do processo sem perda de recuperação.
- Vazão de ar na alimentação: As colunas de flotação têm que operar com uma vazão de ar ótima, cujo valor depende do tipo de mineral, da recuperação em massa do flotado, da granulometria e tamanho das bolhas. (GUIMARÃES e PERES, 1995). O excesso de ar pode provocar perdas de recuperação devido ao

aumento do coeficiente de mistura e a escassez de ar pode provocar baixa recuperação devido à deficiência de contato entre as partículas e as bolhas.

- Vazão do afundado: A remoção do afundado deve ser feita de modo a garantir a estabilidade da interface polpa-espuma frente às oscilações da vazão de água de lavagem e, principalmente, de alimentação, uma vez que a vazão de alimentação depende da eficácia da etapa anterior do processo e nem sempre está sob controle da área de flotação (GUIMARÃES e PERES, 1995).
- Dosagem de reagentes: São valores pré-calculados de dosagem tanto de coletores quanto de depressores, na flotação em coluna, o material que alimenta é condicionado com reagentes específicos em uma etapa anterior, utilizando tanques agitados.

B) Controladas primárias

- Recuperação: um dos principais objetivos de controle, não é medido direto e dinamicamente, é obtido por análise química de laboratório.
- Porcentagem de sólido no concentrado: é medida através da análise de massa obtida, antes e após secagem em estufa.
- Teor do mineral de interesse no concentrado: um dos principais objetivos de controle, não é medido direto e dinamicamente, é obtido por análise química de laboratório. É estimado em geral por modelos estatísticos, para se ter uma base somente.

C) Controladas secundárias

- Nível e Altura da camada de espuma: A posição da interface polpa/espuma é que determina a separação entre as zonas de limpeza e de coleta. O nível de polpa determina a altura da zona de coleta e conseqüentemente influencia a recuperação do mineral útil, enquanto a altura da camada de espuma determina a área de limpeza e influencia a seletividade do processo. Se a interface é muito baixa, a zona de coleta fica reduzida e a recuperação pode diminuir, caso

contrário, a zona de limpeza fica menor, reduzindo o tempo de drenagem e o teor do concentrado pode deteriorar (DEL VILLAR. et al., 1994).

- Fluxo resultante de água descendente através da camada de espuma – *Bias*: Segundo FINCH e DOBBY (1990), o *Bias* corresponde a vazão residual de água descendente através da camada de espuma. Sob o ponto de vista de controle, a definição mais usada é a aproximação do *Bias* pela diferença entre a vazão do afundado (Q_t) e a vazão da polpa de alimentação (Q_f), que é mostrado na equação [1]. Essa equação não leva em consideração a presença de sólidos expressa em termos de velocidade superficial.

$$B = Q_t - Q_f \quad [1]$$

A utilização dessa equação para a aproximação do valor do *bias* é desvantajosa, em primeiro lugar porque B varia com a percentagem de sólidos na alimentação. Além disso, o valor estimado é sempre menor que o valor real, o que cria uma demanda desnecessária de água no processo, o que pode provocar perda de capacidade de carregamento na zona de coleta. (FINCH e DOBBY, 1990). Independentemente do método utilizado para medição, no caso de flotação direta, o *bias* precisa ser positivo para garantir melhor eficiência na lavagem do flotado, prevenindo assim o arraste hidráulico de partículas hidrofílicas para o concentrado, mas não pode ser muito grande, sob o risco de causar uma diluição desnecessária no concentrado, prejudicando o teor (MOYS e FINCH, 1988). Valores típicos de velocidade superficial de *bias* estão entre 0,02 e 0,1 cm/s (FINCH e DOBBY, 1990).

- Percentagem volumétrica de ar em uma determinada região da coluna – *Hold up*: É uma fração volumétrica de ar contida em uma determinada zona da coluna. Esse parâmetro pode ser determinado na seção de recuperação e depende da vazão de ar, tamanho das bolhas, densidade da polpa, do carregamento de sólidos nas bolhas e da velocidade descendente de polpa. Por meio da sua medida e com auxílio de modelos matemáticos, é possível estimar o diâmetro de bolha. O *hold up* do ar pode ser medido utilizando manômetros de água, transdutores ou transmissores de pressão.

D) Perturbações

- Variação em relação ao tamanho médio das partículas: Na interação partícula-bolha, o tamanho de partícula desempenha um papel crítico na probabilidade de colisão das partículas com as bolhas, a própria adesão destas as bolhas após a colisão, bem como as demais na fase aquosa. Partículas finas normalmente apresentam baixas taxas de recuperação, devido à diminuição das colisões partícula-bolha, e são propensas ao arraste. Em contraste, a taxa de recuperação de partículas grosseiras é afetada pelo rompimento do agregado partícula-bolha em zonas de turbulência, bem como a diminuição da flotabilidade do agregado partícula-bolha em relação à polpa. Além disso, o aumento do tamanho das partículas pode resultar em um longo tempo de indução, e uma deterioração proporcional da flotação.
- Variação em relação ao tamanho médio das bolhas: O tamanho médio das bolhas e sua distribuição são importantes na flotação devido a seu efeito na eficiência de coleta e de transporte das partículas. A utilização de bolhas pequenas, com elevada área superficial, permite a obtenção de índices mais elevados de cinética de coleta e transporte dos sólidos por volume de ar. Entretanto, as bolhas de tamanho muito reduzido apresentam uma velocidade de ascensão baixa podendo ser inferior à velocidade descendente da polpa, acarretando, por consequência, perdas de partículas hidrofóbicas coletadas no fluxo do material não flotado. Portanto existe um tamanho médio ideal de bolhas em função do tamanho médio das partículas, que poderá ser ajustado por meio das variáveis operacionais do sistema de aeração e da adição de agentes tenso-ativos (DA LUZ et al., 2004).
- Variação da percentagem de sólidos na polpa da alimentação: por razões econômicas, a polpa deve ter a maior concentração de sólidos possível, respeitando o limite em que passa a comprometer a seletividade do processo (aumento da presença de finos na polpa) e as condições operacionais, visto que a eficiência dos coletores aumenta em soluções concentradas, porém a contaminação do concentrado devido ao arraste de partículas hidrofílicas aprisionadas na espuma, naturalmente, também aumenta à medida que aumenta a concentração de sólidos na polpa, provando uma diminuição do teor.

- Variação de características mineralógicas na polpa da alimentação.

III.1.3 – Tipos de Flotação

A) Flotação por ar dissolvido – FAD

Na flotação por ar ou gás dissolvido, a mistura é acondicionada em uma câmara onde é saturada por ar ou gás sob pressão. A mistura ao entrar no equipamento sofre decompressão súbita, sendo a fase gasosa dissolvida liberada em pequenas bolhas.

As bolhas são formadas pela redução de pressão da água pré-saturada com ar a pressões mais altas que a atmosféricas. A água supersaturada é forçada através de válvulas de agulha ou orifícios especiais, e nuvens de bolhas, de 30-100 μm de diâmetro são produzidas rio abaixo da constrição.

Estes tipos de sistema têm sido usados principalmente no tratamento de efluentes industriais e na concentração de lodos.

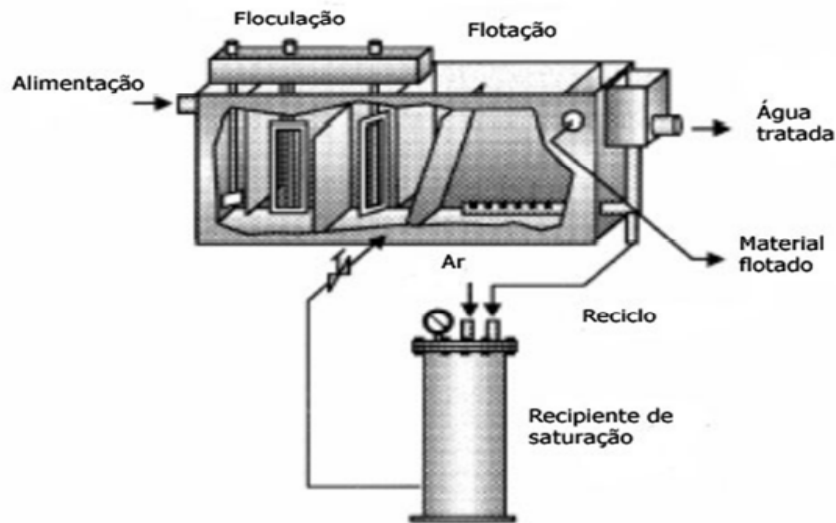


Figura III.3 – Unidade convencional FAD, com água reciclada no saturador.

B) Flotação por ar induzido – FAI

Em sistemas de flotação por ar induzido as bolhas são formadas mecanicamente pela combinação de um agitador mecânico de alta velocidade e um sistema injetor de ar. Esta tecnologia faz uso da força centrífuga desenvolvida no processo. O gás,

introduzido no topo, e o líquido se misturam completamente e, após passar por um dispersor fora do impulsor, forma múltiplas bolhas cujos tamanhos variam de 700-1500 µm de diâmetro. Este método é bastante conhecido no processo de flotação mineral e também é utilizado na indústria petroquímica, para separação de óleo-água. A aeração sozinha por um curto período não é efetiva na flotação de sólidos.

C) Eletro-Flotação

Princípio para a geração de micro-bolhas é a eletrólise de soluções aquosas com a produção de gás nos dois eletrodos. Tem aplicação na indústria na remoção de sistemas coloidais leves, tais como emulsificação de óleo em água, íons, pigmentos, tintas, e fibras também em água. Tem com vantagem a clarificação da água e a desvantagem é a baixa quantidade de gás que flui por unidade de tempo, a emissão de gás hidrogênio, o custo do eletrodo e a manutenção e o volume de resíduo produzido.

D) Flotação por aspersão (Nozzle)

Este processo utiliza um aspirador de gás para extrair o ar da água reciclada, que em seguida é descarregado em um recipiente de flotação, para desenvolver uma mistura de ar e água de duas fases. As bolhas formadas têm diâmetros que variam de 400-800 µm, as vantagens são as seguintes:

- Baixos custos iniciais e de consumo de energia, porque uma simples bomba de ar é a fonte da mistura e do ar;
- Menor gasto com manutenção e maior tempo de vida do equipamento, porque a unidade não tem partes que se movem em alta velocidade.

É mais utilizada na indústria petroquímica para separação de emulsões e tratamento de óleo carregado com metal pesado em água residual.

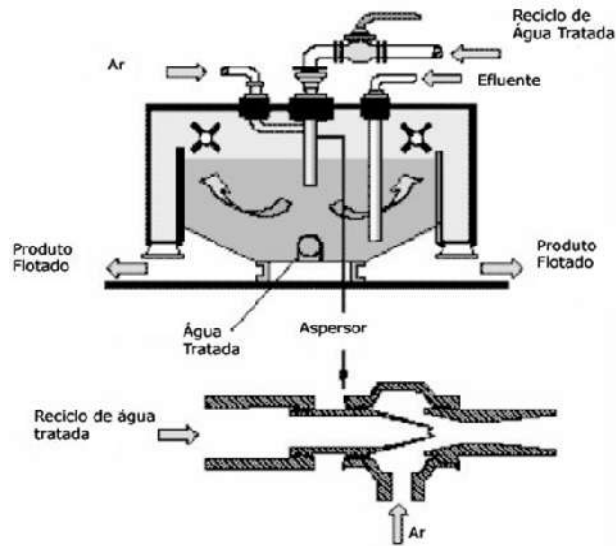


Figura III.4 – Unidade de flotação por aspersão contínua.

E) Flotação a vácuo

Consiste na saturação do efluente com ar tanto diretamente em um tanque de aeração, como permitindo que ar entre na sucção da bomba de efluente. Um vácuo parcial é aplicado, que provoca a liberação do ar dissolvido como bolhas minúsculas. As bolhas e as partículas sólidas ligadas sobem para a superfície para formar uma espuma, que é removida por um mecanismo de “raspagem”.

A unidade consiste de um tanque cilíndrico coberto no qual o vácuo parcial é mantido. O tanque é equipado com mecanismos de remoção de espuma e lodo. O material flutuante é retirado continuamente para a periferia do tanque, e descartado automaticamente e removido da unidade por uma bomba também sob vácuo parcial.

F) Flotação por cavitação

Utiliza em aerador (disco rotador), que extrai ar do ambiente para um veio e injeta micro-bolhas diretamente na água residual. O CAF é utilizado em indústrias alimentícias, especialmente na indústria de laticínios, tintas e em curtumes para remover sólidos suspensos, gorduras, óleos, graxa, demanda biológica de oxigênio e demanda química de oxigênio.

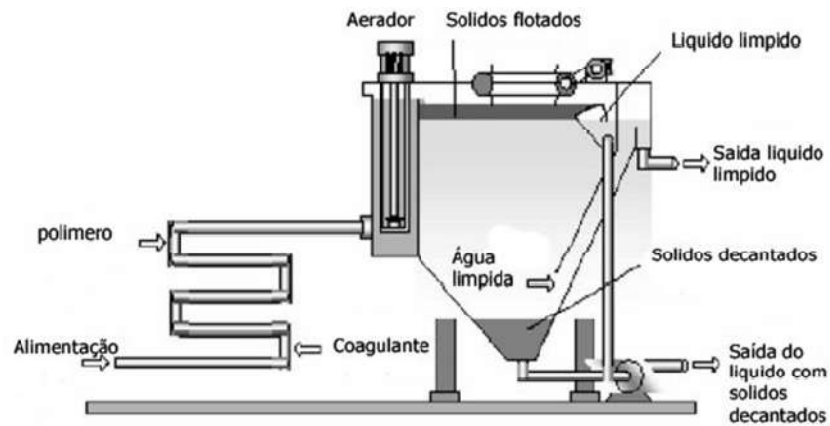


Figura III.5 – Unidade de CAF.

G) Flotação centrífuga

O separador e o contato pode ser um hidrociclone, ou um simples cilindro. Então um campo centrífugo é desenvolvido. A aeração ocorre tanto pela injeção de ar pelo fluxo de constrição, quanto pelos misturadores estáticos. O tamanho médio da bolha formada varia de 100-1000 μm . O pulverizado de ar hidrociclone, pode ser classificado como a unidade de flotação centrífuga. Consiste em um sistema de aeração onde o ar é pulverizado através de uma parede de um tubo poroso encamisado e é cortado em numerosas pequenas bolhas pelo rodaminho de alta velocidade na fase aquosa.

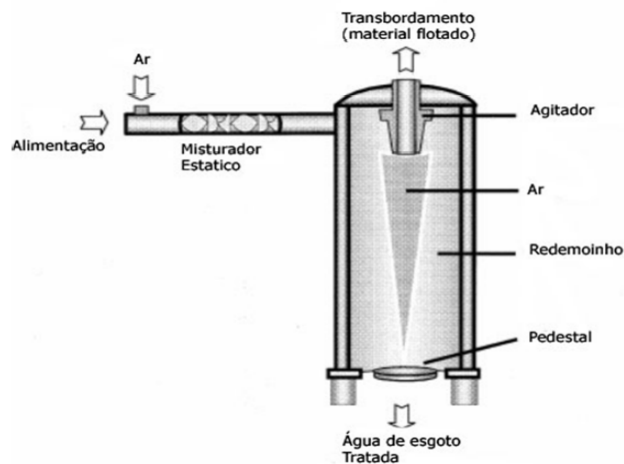


Figura III.6 – Unidade de flotação centrífuga.

H) Flotação convencional em coluna

A flotação convencional em coluna, sinteticamente, consiste das seguintes etapas: geração das bolhas de gás (normalmente ar) no interior do efluente; colisão entre as bolhas de gás e as partículas suspensas na água; adesão das bolhas de gás nas partículas; e ascensão dos agregados partículas/bolhas até a superfície, onde as partículas são removidas.

III.2 – Flotação de ouro e sulfetos

A flotação de ouro é geralmente empregada quando:

- i) o ouro ocorre incluso ou associado aos sulfetos;
- ii) a maior parte do ouro (partículas liberadas) distribui-se em tamanhos considerados finos para uma concentração gravítica eficiente;
- iii) é recomendável, do ponto de vista econômico, concentrar o ouro por flotação previamente à cianetação.

A flotação coletiva de sulfetos é realizada, quando o ouro ocorre incluso, havendo necessidade de um tratamento posterior, tal como oxidação sob pressão ou ustulação. O uso de xantatos e ditiofosfatos predomina na prática industrial e visa tanto à concentração dos sulfetos (ex.: pirita, arsenopirita e calcopirita), como das partículas de ouro liberadas que não foram recuperadas por métodos gravíticos. 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.

A recuperação do ouro proveniente de rejeitos de cianetação é um caso específico da flotação coletiva de sulfetos, pois apresenta algumas características especiais. Uma quantidade significativa de cianeto está presente nos rejeitos da lixiviação do ouro, o que acarreta um forte efeito depressor na subsequente flotação da pirita aurífera com tiocoletores. Faz-se uso, então, preferencialmente do mercaptobenzotiazol ($C_7H_5NS_2$) - MBT (ALLISON et al., 1982; O'CONNOR e DUNNE, 1994), às vezes combinado com ditiofosfato, em meio ácido (DE CUYPER e OUDENNE, 1985; MINGIONE, 1991),

devido à instabilidade do xantato nesta faixa de pH. Além disso, é necessário um longo período de condicionamento com sulfato de cobre em meio ácido (ALLISON et al., 1972; HODGKINSON et al., 1994; FINKELSTEIN, 1997).

A influência do valor de pH na flotação seletiva entre o ouro e a pirita, na presença de tiocoletores, foi estudada por MONTE et al. (1997, 2002). Os melhores valores de flotabilidade para ouro e pirita, na presença de MBT (~65 e 80%, respectivamente), foram obtidos em meio ácido, isto é, em pH = 4. Por outro lado, o aumento do valor de pH influencia negativamente tanto a flotabilidade do ouro como a da pirita. Dessa forma, a flotação conjunta de partículas de ouro e pirita conduzida na presença do coletor MBT somente seria eficiente em valores de pH < 6. Com o uso do coletor, amil xantato de potássio, a flotabilidade da pirita manteve-se praticamente inalterada (~99%) na faixa de pH entre 4 e 11. A partir deste último valor, a flotabilidade diminui acentuadamente, sendo que acima do pH = 12 praticamente não ocorre a flotação da pirita. No caso da pirita pré-oxidada com peróxido de hidrogênio (0,3% v/v), verificou-se a depressão da pirita acima do pH 10. Com o aumento do valor de pH, de 6 para 12, a depressão da pirita oxidada aumenta significativamente, enquanto que a recuperação elevada do ouro permanece praticamente inalterada.

Em um trabalho recente, investigou-se a ativação dos sulfetos na flotação conduzida com nitrogênio de uma amostra do rejeito da cianetação, proveniente da usina da Kinross Paracatu. Uma das principais dificuldades, além da depressão dos sulfetos pelo cianeto residual, refere-se à recuperação das partículas com $*P_{90} \sim 20 \mu\text{m}$. Os estudos de estabilidade mostraram que a força iônica e o valor de pH influenciam o estado de agregação dessas partículas. Os melhores resultados de flotação revelaram uma recuperação de sulfetos de 30%, com o uso de nitrogênio, como gás de flotação (BRASIL et al.; 2010).

III.2.1 – Mecanismos Básicos de Flotação do Ouro e Sulfetos

O processo de flotação depende da formação de um filme hidrofóbico sobre a superfície da partícula mineral. No caso dos minerais sulfetados esta superfície ocorre segundo sua interação com reagentes coletores sulfidrílicos, do tipo tiol, sendo os mais comuns os xantatos (MONTE, 1998).

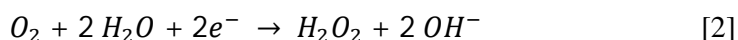
Diversos estudos têm comprovado que o mecanismo de interação entre o reagente sulfidrílico (tioI) e o mineral sulfeto pode ocorrer segundo uma série de reações químicas que levam à formação de uma superfície química complexa ligeiramente solúvel sobre a superfície mineral (RAO et al., 1992; TOLLEY et al., 1996). Estes mecanismos são:

i) adsorção por mecanismo de troca iônica entre o íon xantato e o íon sulfoxil ou outro produto oxidante presente na superfície do minério;

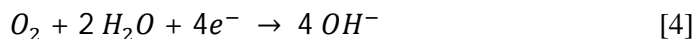
ii) interação eletroquímica ou transferência de cargas que consiste de uma reação oxidante e uma reação redutora.

O mecanismo eletroquímico confere hidrofobicidade à partícula mineral por meio da oxidação anódica do tiocoletor, gerando a formação de um ditiolato que é a espécie hidrófoba, e da redução catódica do oxigênio adsorvido na superfície da partícula (WOODS, R., 1976). Tendo o sulfeto como o condutor, dá-se a transferência de elétrons por meio do sólido e as reações eletroquímicas seriam:

Reação catódica:



Reação Global:



Reação anódica:

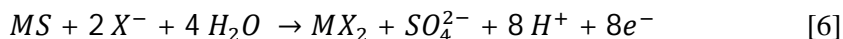


onde:

X^- íons do tio-coletor ou do xantato;

X_2 ditiolato.

O mecanismo eletroquímico que envolve o processo de transferência de elétrons é fornecido pela seguinte reação global:



onde:

MS superfície do mineral de sulfetado.

A reação anódica acontece quando a diferença de potencial é maior que o potencial de equilíbrio do processo e, o inverso acontece para as reações catódicas (WOODS, R., 1976). Os xantatos são adsorvidos nas superfícies minerais de pirita e arsenopirita como dixantógeno, o qual é um cátion não seletivo (ALLISON et al., 1972).

O estado de oxidação e redução do sistema de flotação, na polpa mineral, pode ser determinado pela transferência de carga entre a partícula mineral e a solução requerendo-se o uso de eletrodos de referência. A medição do potencial de polpa idealmente exige um eletrodo inerte, que seja eletricamente condutor para poder atuar na recepção e doação de elétrons, em relação às espécies componentes do par. No monitoramento destas propriedades de oxidação-redução costuma-se usar um eletrodo indicador de metal nobre (platina, ouro ou prata) e um eletrodo de referência estável, ECS (eletrodo de calomelano saturado, Hg/Hg₂Cl₂), ambos imersos na solução determinam o tipo de reação que acontece na polpa.

III.2.2 – Interação Galvânica entre sulfetos

Os minerais de sulfeto apresentam reações de superfície bem mais complexas quando comparados aos metais e óxidos. Sob o ponto de vista termodinâmico, os sulfetos são instáveis e, na presença de água e oxigênio, tendem a formar óxidos, hidróxidos e uma variedade de compostos de enxofre (polissulfetos). Como a maioria dos sulfetos são semicondutores, os processos de oxidação na superfície desses minerais ocorrem como uma reação de corrosão de caráter eletroquímico.

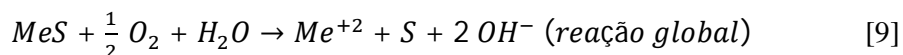
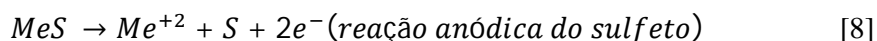
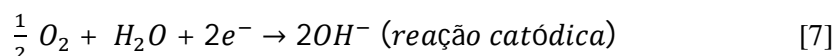
A interação entre minerais de sulfeto resultante de suas reatividades eletroquímicas, medidas pelo dos minerais em questão, é chamada galvânica. Tais

interações ocorrem sempre que dois os mais sulfetos (ou o mineral e o meio moedor) estão em contato num eletrólito aquoso, formando uma célula galvânica. Logo, na célula galvânica, o mineral com maior *potencial de repouso atua como catodo e é considerado um mineral nobre, enquanto que o mineral com menor potencial de repouso atua como anodo e é considerado um mineral ativo (RAO et al., 1992).

A presença de oxigênio dissolvido na solução tem importância fundamental para a interação galvânica, desde que o oxigênio atue como um aceptor de elétrons, reagindo para formar OH⁻.

Modelos de interações galvânicas podem ser estabelecidos dependendo do número de componentes galvânicos no sistema. Todavia, para um sistema múltiplo mineral-mineral ou mineral-meio moedor, as interações galvânicas tornam-se mais complexas que para o sistema de dois eletrodos.

Em se tratando de minerais de sulfetos ocorrem às seguintes reações:



Vale ser ressaltado que quanto maior é a diferença entre os potenciais de repouso dos sulfetos, maior é a taxa de oxidação (dissolução) dos minerais com menor potencial de repouso (RAO et al., 1992). A corrente galvânica que flui entre esses minerais está associadas às alterações em suas superfícies. Além disso, alguns aspectos devem ser levados em consideração: polpas concentradas são menos suscetíveis ao mecanismo galvânico e partículas aprisionadas, como por exemplo, partículas mistas, apresentam um mecanismo galvânico maior que partículas individuais.

Considerando as interações galvânicas mineral-mineral, existem razões para as mudanças nas flotabilidades que poderiam ser atribuídas à:

- i) Passivação da superfície (formação de camadas de oxi-hidróxidos, como resultado da redução catódica do oxigênio, levando à formação de oxi-hidróxidos metálicos);
- ii) Migração do íon metálico (a dissolução anódica do sulfeto-mineral libera íons metálicos que reagem com os íons OH^- produzidos pela redução catódica do oxigênio, levando à formação dos oxi-hidróxidos metálicos);
- iii) Efeito de ativação (os íons metálicos precipitam como hidróxidos metálicos em função do valor do pH da polpa, sob condições de flotação, como também podem se adsorver na superfície dos minerais);
- iv) Efeito da área (as áreas de superfície relativas dos minerais que se comportam como anodo e catodo podem afetar a flotabilidade desses minerais (SUBRAHMANYAM e FORSSBERG, 1993).

No caso de partículas mistas de sulfeto, certas áreas da superfície oxidam preferencialmente em relação a outras. Sendo assim, os compostos formados na superfície de sulfetos que sofreram oxidação são fracamente condutores ou não condutores e podem impedir a adsorção do coletor na superfície destas partículas. Com isso, o processo de recuperação por flotação se torna ineficaz. Por outro lado, a agitação das partículas da polpa auxilia o desprendimento das primeiras camadas formadas pela oxidação, propiciando a flotação das partículas de interesse.

Como as interações galvânicas são dependentes do potencial de repouso, é apresentada uma tabela com alguns sulfetos e seus respectivos valores de potencial, que variam com o tipo de eletrólito, solução, pH e força iônica (Tabela III.1).

A partir dos valores fornecidos na Tabela III.1 podem ser feitas algumas considerações. A pirita, que apresenta o maior valor de potencial de repouso, é um receptor de elétrons quando em contato com a calcopirita, pois este último possui menor valor de potencial de repouso. Então, a calcopirita perde elétrons, sofrendo oxidação em relação à pirita, que se reduz. Quando sistema é aerado o contato da pirita com a calcopirita, faz com a recuperação de pirita seja baixa. Isso ocorre porque os elétrons que são “arrancados” da calcopirita pela pirita e são transferidos ao oxigênio presente na água, formam íons OH^- , que competem com os coletores causando uma diminuição na

hidrofobicidade da pirita. O mesmo fenômeno ocorre quando se trata da interação pirita-esfalerita e pirita-galena, em virtude dos potenciais de repouso da esfalerita e da galena serem menores que o da pirita também.

Tabela III.1 – Potenciais de repouso para minerais de sulfeto, em pH 4
(SUBRAHMANYAM e FORSSBERG, 1993).

Mineral	Potencial de repouso (V vs. ENH)
Pirita	0,66
Marcassita	0,63
Calcopirita	0,56
Esfalerita	0,46
Covelita	0,45
Bornita	0,42
Galena	0,40
Argentita	0,28
Estibnita	0,12
Molibdenita	0,11

Uma forma de impedimento da interação galvânica é o aumento do pH ou a diminuição da atividade do oxigênio na água, restringindo o acceptor de elétrons do sistema.

A fim de se estudar os efeitos eletroquímicos das interações mineral-mineral sobre a flotação da calcopirita e da esfalerita, YELLOJI RAO e NATARAJAN (1989) realizaram medidas eletroquímicas e ensaios de flotação para combinações diferentes de interação entre calcopirita, esfalerita e galena. Entre os três minerais estudados, a calcopirita foi o mineral mais nobre, enquanto a esfalerita foi a mais ativa (menos catódica). Os autores observaram, ainda, que os valores de potencial de eletrodo foram maiores em soluções aeradas do que na ausência de oxigênio dissolvido na polpa, em relação a todos os minerais. Isto provavelmente é consequência do potencial misto decorrente da reação de redução do oxigênio, que é equivalente a 1,23V. O tempo despendido para o contato galvânico em atmosfera oxidante influenciou significativamente a resposta à flotação da calcopirita. O efeito da interação galvânica sobre a calcopirita decresce conforme a seguinte ordem: calcopirita-esfalerita-galena > calcopirita-esfalerita > calcopirita-galena.

III.2.3 – Fatores Físicos e Químicos que afetam a Flotação do Ouro

TEAGUE et al. (1999) apresentaram um modelo conceitual do comportamento do ouro livre e do ouro associado aos minérios sulfetados durante o processo de flotação. 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.

A Tabela III.2 ilustra os fatores físicos e químicos que influenciam a flotação do ouro livre e do ouro associado aos sulfetos. No processo de *cominuição, as partículas de ouro na faixa entre 50 e 60 µm tendem à forma laminada, enquanto as partículas de menor tamanho tornam-se predominantemente aciculares. As partículas de 50 µm apresentam superfícies irregulares devido à inclusão de íons férricos, na forma de óxidos hidratados, e de outros componentes, estabelecendo barreiras físicas entre a superfície da partícula de ouro livre e a bolha de ar, gerando certa instabilidade na adesão bolha de ar-partícula. Assim, pode-se promover uma competição, entre as partículas de ouro livre e as de sulfetos, pela adesão preferencial das partículas de sulfeto às bolhas de ar, reduzindo a recuperação do ouro livre (BULATOVIC, 1997; TEAGUE et al., 1999; FORREST et al., 2001).

Tabela III.2 – Fatores físicos e químicos que afetam a flotação de ouro livre e do ouro associado aos sulfetos.

FÍSICOS	QUÍMICOS
Temperatura	Adsorção dos reagentes
Estabilidade da espuma	Pré-aeração
Arraste mecânico	Sinergismo dos reagentes
Tamanho e forma da partícula	Interação galvânica
Carregamento das bolhas	

A temperatura da polpa tem efeito sobre a recuperação de partículas de ouro livre. O aumento da temperatura diminui a viscosidade da polpa, decresce a recuperação da água, aumenta o carregamento de partículas de sulfetos pelas bolhas de ar e, por conseguinte, reduz a recuperação de ouro livre.

O modelo discutido por TEAGUE et al. (1999) mostra uma relação inversa entre a flotação das partículas de ouro livre e do ouro associado aos sulfetos. Os resultados

*cominuição – é o processo em que materiais sólidos são reduzidos em tamanho, por britagem, moagem, dentre outras técnicas, proporcionando um aumento da sua área superficial. É uma operação importante no processamento de minérios.

mostraram que, quando a flotação de sulfetos aumenta (pirita e pirrotita), as partículas de ouro livre são recuperadas por arraste mecânico, pois as bolhas de ar estão prioritariamente carregadas por partículas de sulfeto, dificultando a adesão das bolhas de ar com as partículas de ouro (flotação verdadeira). No estudo de flotação isolada das partículas de ouro, observou-se uma relação direta entre o aumento da recuperação de água na espuma e do transporte de ganga para a espuma. O uso do sulfato de cobre depois da adição do tiocoleto reduziu a flotação dos sulfetos e, como resultado, a flotação de ouro aumentou. A adição de sulfato de cobre após a adsorção do xantato também aumenta o arraste mecânico das partículas de ouro livre, pois há uma grande recuperação de água e ganga na espuma nesta condição.

LINS (1987), ao estudar os efeitos físicos, químicos e cinéticos da flotação de ouro livre em misturas sintéticas de partículas de ouro e quartzo, determinou que o tamanho máximo da partícula de ouro livre a ser recuperada pelo processo de flotação corresponde a 160 μm .

Os estudos de flotação realizados por ALLAN e WOODCOCK (2001) demonstraram que partículas de ouro maiores que 15 μm atingem recuperação de 93%, enquanto partículas entre 2 e 3 μm alcançaram uma recuperação próxima de 70%.

A flotação das partículas de ouro livre pode também ser afetada pela viscosidade da polpa. Nas usinas de flotação de ouro, a polpa mineral que alimenta o circuito de flotação unitária (*rougher*) mantém-se na faixa entre 25 e 30% de sólidos, e, no circuito de limpeza (*cleaner*) a densidade de polpa recomendável seria na faixa entre 10 e 20% de sólidos, em peso (BROEKMAN et al., 1987).

Em geral, acredita-se que altas densidades de polpa levam à obtenção de um concentrado de baixo teor de sulfetos, com altas recuperações de ouro. Consequentemente polpas minerais com alta percentagem de sólidos são usadas no circuito de flotação unitária. Partículas minerais grossas, de elevada densidade, especialmente o ouro nativo, apresentam alta recuperação de ouro em polpas mais densas. Entretanto, partículas lamelares de ouro nativo tendem a apresentar melhor recuperação de ouro em polpas diluídas e tendem a ser recuperadas eficientemente no circuito de limpeza de flotação (ALLAN e WOODCOCK, 2001).

A aeração da polpa com oxigênio e/ou nitrogênio influencia no tipo de xantato formado sobre a superfície do minério sulfeto e do ouro livre, formando um composto metal-xantato ou dixantógeno complexo. O dixantógeno é um coletor que possui maior capacidade ativadora quando comparado aos coletores das espécies metal-xantato, apresentando menor seletividade e afetando as características da flotação.

A solubilidade do xantato ($C_2H_5OCSS^-$) diminui de etil xantato (C_2) para amil xantato (C_5). A força coletora do xantato aumenta com o tamanho da cadeia hidrocarbônica diminuindo sua seletividade e proporcionando um aumento da recuperação do mineral. LINS e ADAMIAN (1993) comprovaram que, em altos valores de pH (11,8), a adição de óxido de cálcio (CaO) na concentração de 2.000 g/t usando amil xantato de potássio não tem efeito significativo na recuperação. Entretanto, usando etil xantato a recuperação do ouro é afetada significativamente.

Os processos de flotação conduzidos com os coletores do tipo ditiofosfatos (DTP) geralmente têm baixa recuperação de pirita, em condições alcalinas. Todavia, nestas condições têm-se elevada seletividade na flotação do ouro, em virtude disso a recuperação do metal ainda é baixa. Os ditiofosfatos apresentam reações similares aos xantatos, são menos oxidáveis e formam o dímero neutro ditiofosfatógeno devido ao enlace enxofre-enxofre (MARSDEN e HOUSE, 1992; ALLAN e WOODCOCK, 2001).

O mercaptobenzotiazol (MBT) é amplamente usado na flotação de pirita/ouro sob condições ácidas. O MBT tem baixa tendência a formar ditiolatos, $(MBT)_2$, porém, a espécie metal-MBT torna hidrofóbica a superfície da partícula mineral, sendo insolúvel em água (MARSDEN e HOUSE, 1992; ALLAN e WOODCOCK, 2001).

Os ativadores são sais solúveis de metais base onde o íon metal adsorve-se sobre a superfície mineral mudando suas propriedades de superfície. Desta forma, a faixa de operação do pH é ampliada, a taxa de flotação aumenta e a seletividade melhora. Os xantatos em mistura com reagentes ativadores são geralmente usados para aumentar a recuperação do ouro, o qual pode ser ativado pela presença de íons enxofre e deprimido pelos íons férricos (O'CONNOR e DUNNE, 1994).

No processamento de minérios sulfetados de cobre contendo ouro frequentemente a flotação é conduzida usando-se a mistura de xantatos com ditiofosfatos.

BULATOVIC (1997) determinou que em minérios contendo cobre, ouro e pirita, a recuperação do ouro é diretamente proporcional à da pirita .

O efeito sinérgico criado pela mistura de coletores nas proporções adequadas de seus componentes pode melhorar o desempenho do processo de flotação de minérios sulfetados ou reforçar a ação do coletor principal. O efeito sinérgico positivo entre coletores pode ser observado pelo aumento da cinética de flotação, ou como um aumento da seletividade em relação ao efeito isolado de cada coletor, ou ainda pela diminuição no consumo de reagentes. O sinergismo depende da concentração dos reagentes, de suas estruturas, composição iônica da solução e tipo de sólidos no sistema (MONTE et al., 1995).

O aumento na quantidade de ar na célula de flotação implica em um maior número de bolhas por unidade de tempo, conseqüentemente a taxa de recuperação do mineral pode aumentar. A desvantagem do aumento da taxa de flotação pelo monitoramento do ar é o aumento simultâneo do aprisionamento de partículas da ganga mineral, constatado pelo baixo teor de concentrado obtido (BROEKMAN et al., 1987).

IV – Materiais e Métodos

IV.1 – Amostragem e Preparação

Uma amostra de concentrado *cleaner* de ouro (cerca de 150 kg) foi coletada no circuito de flotação da Kinross Paracatu e armazenada em atmosfera de nitrogênio. O fluxograma simplificado da Figura IV.1 mostra o ponto do circuito onde essas amostras foram coletadas. As amostras recebidas foram homogeneizadas e quarteadas para obtenção de subamostras de aproximadamente 1 kg, as quais foram usadas nos estudos de caracterização, análise de liberação e estudos de flotação.

Na caracterização das amostras por MLA, alíquotas de 700 g foram classificadas a úmido para obtenção das diversas frações granulométricas e assim, determinar os teores por faixa de tamanho.

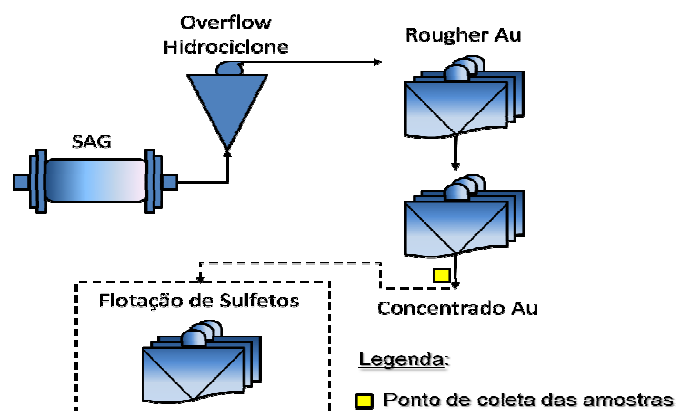


Figura IV.1 – Fluxograma Simplificado do Circuito Industrial da Kinross e a Indicação do ponto de coleta das amostras.

IV.2 – Análise Granulométrica

Os ensaios de peneiramento a úmido foram realizados com amostras de 700g, com preparação de uma polpa com porcentagem de sólidos na faixa de 30 a 40%. Utilizou-se um peneirador vibratório (Figura IV.2), equipado com seis peneiras de aberturas de 150; 106; 75; 53; 38 e 20 μ m. A classificação foi conduzida com agitação de 1200 rpm, para um tempo de 20 minutos. Posteriormente foram removidas todas as frações retidas nas peneiras e, em bandejas, as mesmas foram secas em estufa, a temperatura de ± 150 °C e a seguir, pesadas.



Figura IV.2 – Peneiramento a Úmido (peneiras aço inox da série Tyler).

IV.3 – Difractometria de Raio-X (DRX)

Os difratogramas de raios-X foram obtidos para as diferentes frações pelo método do pó. O equipamento Bruker-AXS D5005, equipado com espelho de Goebel para feixe paralelo de raios X, foi utilizado para as análises, com emprego de radiação Co K α (35 kV/40 mA); velocidade do goniômetro de 0,02° 2 θ por passo, com tempo de contagem de 1,0 segundo por passo, coletados de 5 a 80° 2 θ . A interpretação qualitativa dos espectros foi efetuada por comparação com padrões contidos no banco de dados PDF02 (ICDD, 1996) em software Bruker DiffracPlus.

IV.4 – Preparação da amostra, aquisição e processamento de imagem de MEV/MLA

Alíquotas de aproximadamente 5,0 g foram obtidas das diferentes frações, após homogeneização, e levadas para a confecção dos embutidos. Os embutidos foram preparados mediante a adição de aproximadamente 12,0 g de resina epóxi para cada amostra de 5,0 g em uma forma com diâmetro de 30,0 mm, permanecendo ali por 3 dias (tempo de secagem). Após a secagem, foi realizado o polimento da superfície dos embutidos, utilizando-se o equipamento Struers Tegra, com o auxílio de lixas de 75, 15, 9 e 6 μ m. O acabamento final foi obtido com suspensões de diamante de 3 e 1 μ m, para a obtenção de superfícies com plano de seccionamento randômico. Os embutidos polidos foram então recobertos com carbono, para geração de imagens ao microscópio eletrônico de varredura acoplado ao sistema de energia dispersiva de raios-X (MEV/EDS). A Figura IV.3 apresenta a fotografia das amostras embutidas (A) e de uma vista transversal de uma amostra embutida (B).

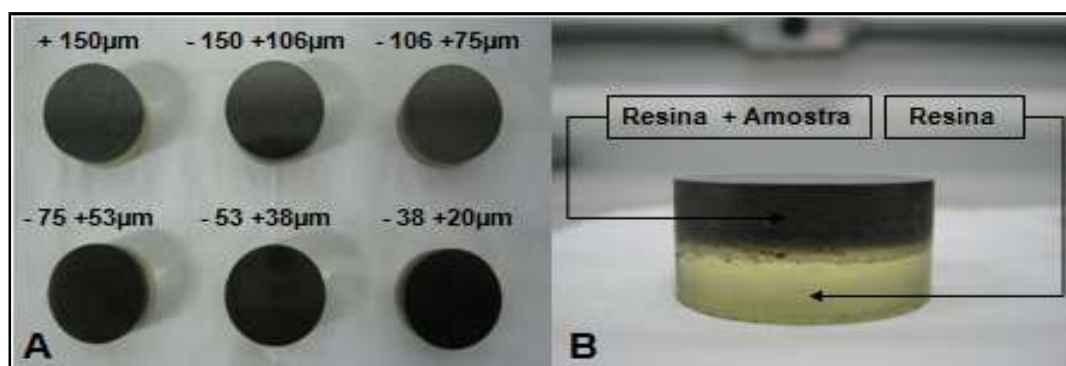


Figura IV.3 – Amostras embutidas das diferentes frações granulométricas (A) e vista transversal de uma amostra embutida (B).

Os diferentes estudos realizados com respeito à composição química, textura, tamanho de grão, associação mineralógica e espectro de liberação das amostras em estudo foram realizados no microscópio eletrônico de varredura (MEV) da marca FEI Quanta 400. Os estudos mencionados foram realizados mediante o sistema MLA, o software utilizado para este fim foi o MLA Suite 2008.

O sistema MLA utiliza técnicas de microscopia eletrônica de varredura, elétrons retro-espalhados junto com a análise por dispersão de energia (EDS), assim como os controles de brilho e contraste do MEV. Quando usados corretamente, os elementos localizados na tabela periódica terão um número definido de brilho.

Outras vantagens do sistema MLA é a capacidade de quantificar os minerais dentro das amostras. Durante análise, o software leva em conta o tamanho das partículas.

As partículas dentro da amostra, geralmente entre 10.000 e 20.000 partículas dependendo do tamanho inicial de malha, são analisadas e registradas pelo software. Ao mesmo tempo, um padrão de EDS é recolhido e guardado para uma futura análise quantitativa elementar. Após a coleta dos dados, os minerais são micro-sondados usando MEV. O diagrama da Figura IV.4 apresenta um resumo de como são geradas as imagens no sistema MLA.

O microscópio eletrônico de varredura (MEV) é um equipamento capaz de produzir imagens de alta ampliação (até 300.000 x) e resolução. As imagens fornecidas pelo MEV possuem um caráter virtual, pois o que é visualizado no monitor do aparelho é a transcodificação da energia emitida pelos elétrons, ao contrário da radiação de luz a qual estamos habitualmente acostumados. Nesse ensaio, as imagens obtidas pelo MEV têm alta resolução e aumento igual a 10.000 x.

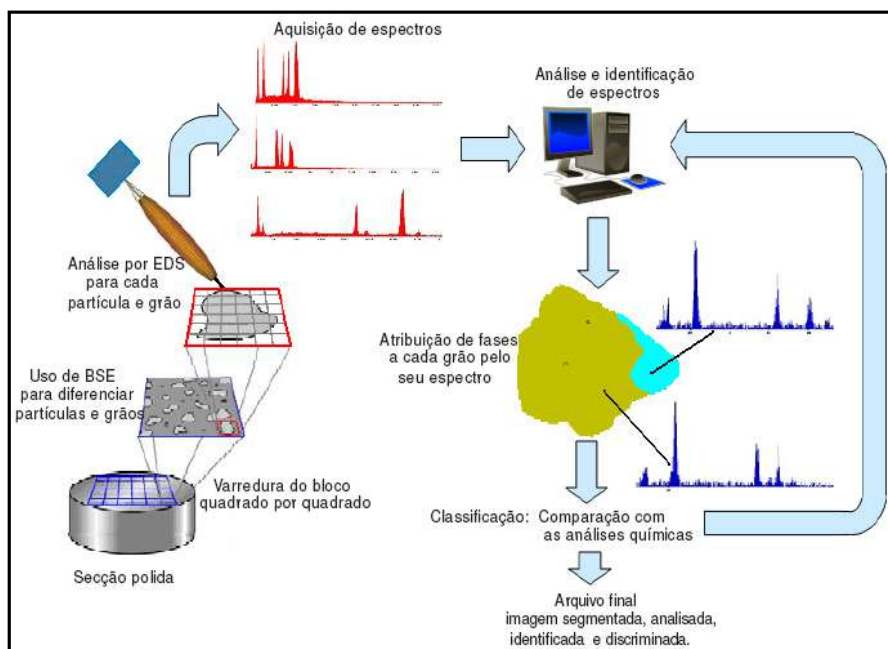


Figura IV.4 – Diagrama de aquisição de imagens usada pelo sistema MLA.

IV.5 – Ensaios de flotação

Os ensaios de flotação foram realizados em célula de laboratório Denver, sub-aerada, modelo D12, rotação 1500 rpm, com cerca de 1 kg de polpa e concentração de sólidos entre 30 e 40% (Figura IV.5).

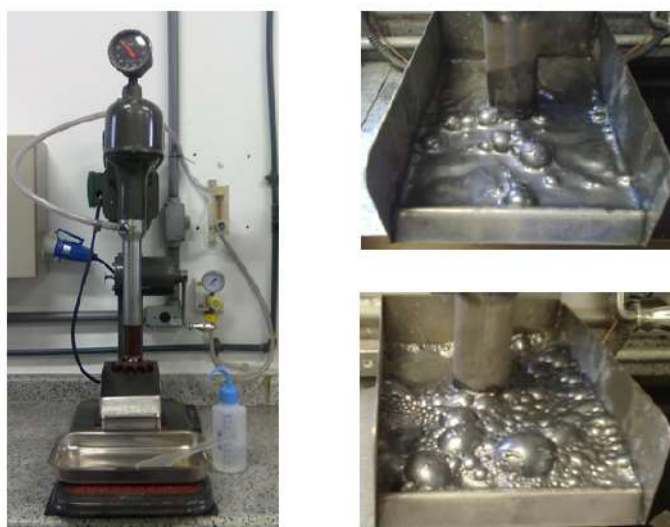


Figura IV.5 – Célula de laboratório Denver e Imagens da Flotação.

As Tabelas IV.1 e IV.2 apresentam as condições usadas nos ensaios de flotação. Os coletores avaliados foram: Aero Mx 980, Aero 5100 *Promoter*, Aero 3418A *Promoter* e Aero 3894 *Promoter* para o circuito da flotação da galena e calcopirita e Aero 801 *Promoter*, Aero 825 *Promoter* e Aero 856 *Promoter* para o circuito da esfalerita, todos da *Cytec*. Como espumante, foi usado o Flotanol da *Clariant*. Na etapa de flotação da esfalerita sulfato de cobre foi usado como ativador. O pH foi controlado nas duas etapas com soluções de hidróxido de sódio (10%).

Tabela IV.1 – Condições empregadas nos ensaios de flotação da Calcopirita e Galena.

Circuito Galena e Calcopirita	
Etapa rougher	
Porcentagem de sólidos	30 - 40 %
pH	9,8
Densidade da polpa	1,29 a 1,33 g/cm ³
Concentração dos coletores	20 g/t
Concentração de espumante	10 g/t
Velocidade do rotor	1500 rpm
Tempo de condicionamento	1,0 min
Tempo de flotação	5,0 min
Etapa cleaner	
Porcentagem de sólidos	20-30%
pH	12
Velocidade do rotor	1500 rpm
Tempo de flotação	3,0 min

Tabela IV.2 – Condições empregadas nos ensaios de flotação da Esfalerita.

Circuito Esfalerita	
Etapa rougher	
Porcentagem de sólidos	30 - 40 %
pH	10,5
Densidade da polpa	1,29 a 1,33 g/cm ³
Concentração de ativador	200 g/t
Tempo de condicionamento	2 min
Concentração dos coletores	20 g/t
Tempo de condicionamento	1 min
Concentração de espumante	10g/t
Velocidade do rotor	1500 rpm
Tempo de flotação	5,0 min
Etapa cleaner	
Porcentagem de sólidos	20-30%
pH	12
Velocidade do rotor	1500 rpm
Tempo de flotação	3 min

Durante os experimentos, procedeu-se, inicialmente, à homogeneização da polpa e o ajuste do valor de pH requerido. Após a adição dos coletores (tempo de condicionamento = 1 min) e do espumante, era introduzido ar na célula e o tempo de flotação total foi de 5 min para a etapa *rougher*. Na etapa *cleaner* não foi adicionado nenhum coletor, e o tempo de flotação total foi de 3 min.

Os ensaios de flotação foram realizados conforme o fluxograma apresentado na Figura IV.6. O processo de flotação selecionado foi composto por dois circuitos em série, objetivando-se primeiramente a recuperação de galena e calcopirita e, em seguida, a esfalerita. Todos os ensaios foram realizados em triplicata, a fim de obter uma maior acurácia dos resultados.

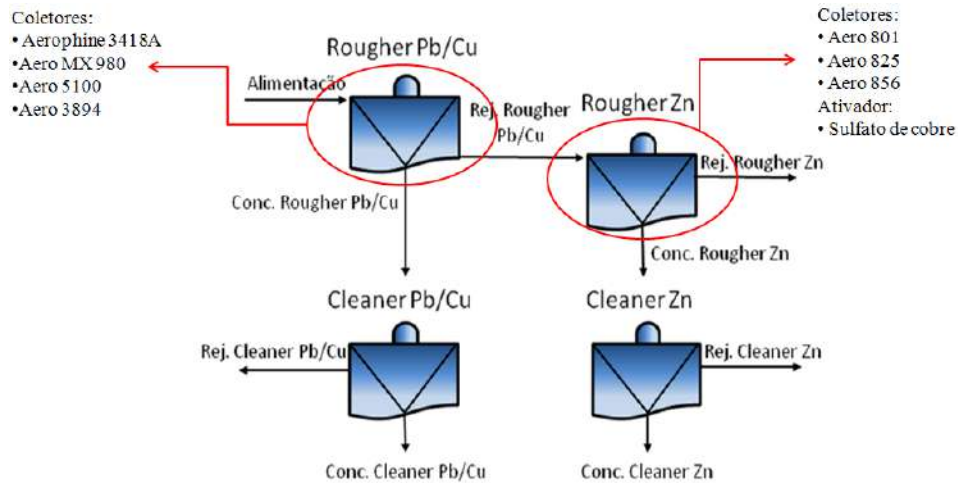


Figura IV.6 – Fluxograma Simplificado do Circuito Utilizado nos Estudos de Flotação.

No circuito da galena/calcopirita a etapa *rougher* da flotação foi conduzida em pH 9,8 (pH recomendado para propiciar a flotação de cobre) e nas seguintes condições: tempo de condicionamento dos coletores de 1,0 min; concentração de coletor de 20 g/t; tempo de flotação de 5 min e; Flotanol (10 g/t) como espumante.

Já no circuito da esfalerita, a etapa *rougher* foi conduzida em pH 10,5 (pH recomendado para propiciar a flotação de zinco); um primeiro condicionamento (2,0 min) com o ativador CuSO_4 , na concentração de 200 g/t; um segundo condicionamento com os coletores (1,0 min) na concentração de 20 g/t e a seguir, um tempo de flotação de 5 min usando Flotanol como espumante.

Os concentrados das etapas *rougher* foram utilizados na alimentação das etapas *cleaner* correspondentes. As etapas *cleaner*, em ambos os circuitos avaliados, foram conduzidas em pH 12, para minimizar a flotação da pirita e da arsenopirita.

Todos os produtos obtidos (rejeito *rougher* e *cleaner* bem como os concentrados *cleaner* dos dois circuitos estudados) foram filtrados, secos a 60°C, pesados para o cálculo da recuperação mássica. Alíquotas desses produtos foram enviadas para a análise química dos elementos Au, As, Pb, Zn, Cu, Fe e S nos laboratórios da Kinross Paracatu. A análise química do Au foi realizada por Fusão Fire Assay e leitura de Au por espectrofotometria de absorção atômica; a do S por Calcinação e detecção por

infravermelho utilizando aparelho LECO; a do As, Fe, Cu, Zn, Pb por digestão com água régia e leitura por espectrofotometria de absorção atômica. Os dados analíticos foram utilizados para o cálculo do balanço metalúrgico.

A Tabela IV.3 apresenta a composição média dos coletores avaliados. Através desses dados é possível constatar a relevância do uso desses coletores nesses ensaios de flotação.

Tabela IV.3 – Composição média dos coletores.

Tiocolatores Selecionados		
Nome comercial	Composição	% (p/p)
Aero MX 980	Mistura alcoóis, éteres e aldeídos	30-50
	Tiocarbamato modificado	25-49
	Composto orgânico heterocíclico	0-1,4
	Éster do ácido carbâmico	0,5-3,5
	Tionocarbamato modificado	5-21
Aero 5100 Promoter	Butanol	2,5-10,5
	Tionocarbamato	60-100
	Isobutanol	5-7,5
Aero 3418A Promoter	Butanol	5-7,5
	Diisobutil-ditiolfosfinato de sódio	50-52
Aero 3894 Promoter	Sulfito triisobutilfosfina	1
	Isopropiletil tionocarbamato	88-94
Aero 801 Promoter	Isopropanol	02-5
	Óleo Mineral	5-10
Aero 825 Promoter	Ácido sulfônico, petróleo, sais de sódio	40
	Ácido sulfônico, petróleo, sais de sódio	60-100
Aero 856 Promoter	Dodecilbenzeno sulfonato de sódio	10-30
	Petróleo mineral	10-20
	Petróleo destilado	3-7
	Petróleo	15-40
	Surfactante aniônico	15-40

A partir dos mecanismos de oxidação catalítica e formação de metal–tiol é possível entender que um único coletor não servirá para recuperar a lista completa de sulfetos minerais em um minério polissulfetado, por isso é provável que uma mistura bem elaborada de coletores obtenha mais sucesso, como aumento de desempenho, em

termos de recuperação, grau ou seletividade. Além disso, a mistura de coletores pode ser utilizada para aumentar a recuperação de algum sulfeto ou para deprimir o mesmo (LOTTER e BRADSHAW, 2010).

O uso de coletores mistos na flotação não é um conceito novo. Um trabalho relatado por GLEMBOTSKII mostrou que o melhor desempenho dos coletores mistos consiste no efeito de sinergia gerado entre os coletores diferentes. O mesmo também alegou que quanto maior a diferença na estrutura e composição, maior será o efeito de sinergia, e quanto mais baixa a quantidade de coletor aplicada mais pronunciado será esse efeito também. Em alguns casos extremos, o efeito de sinergia em si pode ser considerado um novo reagente (GLEMBOTSKII, 1958).

Para a flotação de sulfetos deve-se considerar o comprimento e a estrutura da cadeia, bem como a presença de grupos funcionais nos coletores. Normalmente uma parte do coletor é composto por butil ou isobutil para a cadeia de alquila. Ultimamente tem sido consistentemente demonstrado que etílico é um excelente complemento a essa seleção (LOTTER e AUIPAIS, 1996;. DENG et al., 2010).

A causa das cadeias de hidrocarbonetos alifáticas dos coletores tiol tenderem a se alinhar verticalmente na superfície mineral do sulfeto é mostrado na Figura IV.7, os dois radicais xantato podem coletivamente equivaler a uma cadeia alquila maior como um C6 (que seria um recobreria a superfície de forma mais poderosa). As duas cadeias de alquila são de carga similar e se repelem, mas devido aos seus comprimentos de cadeia serem relativamente curtos (C4 e C2), estes tendem a absorver a superfície de sulfeto mais rápido do que uma cadeia maior, como amilo (C5). Isso é chamado de “impedimento estérico” em química orgânica. Há, naturalmente, muitas outras seleções que podem ser configuradas para efeitos específicos. KIM et al. (2000) mostrou que o potencial redox da reação era dependente do comprimento da cadeia de carbono. Em particular, xantatos de cadeias maiores são mais fáceis de oxidar a dixantógeno que os de cadeia mais curtas.

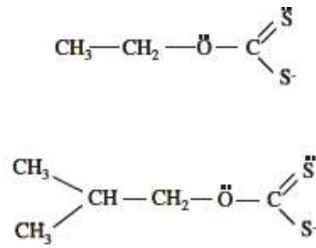


Figura IV.7 – Estruturas do xantato com radical etil e do xantato com radical isobutil, respectivamente.

V – Resultados e Discussão

V.1 – Análise Granulométrica

Na Tabela V.1 e na Figura V.1 são apresentados os resultados da distribuição granulométrica da amostra em estudo. O concentrado *cleaner* apresenta uma granulometria com $*P_{80} = +38\mu\text{m}$ e as frações mais grossas, entre $-150+53 \mu\text{m}$, representam 13,41 % em massa da amostra.

Tabela V.1 – Distribuição granulométrica do minério do concentrado *cleaner* de ouro.

Fração (μm)	Retido (%)	Retido Acumulado (%)	Passante Acumulado (%)
+150	0,94	0,94	100
-150 + 106	2,25	3,19	96,81
-106 + 75	4,07	7,26	92,74
-75 + 53	6,15	13,41	86,59
-53 + 38	7,5	20,91	79,09
-38 + 20	41,93	62,84	37,16
-20	37,16	100	
Total	100		

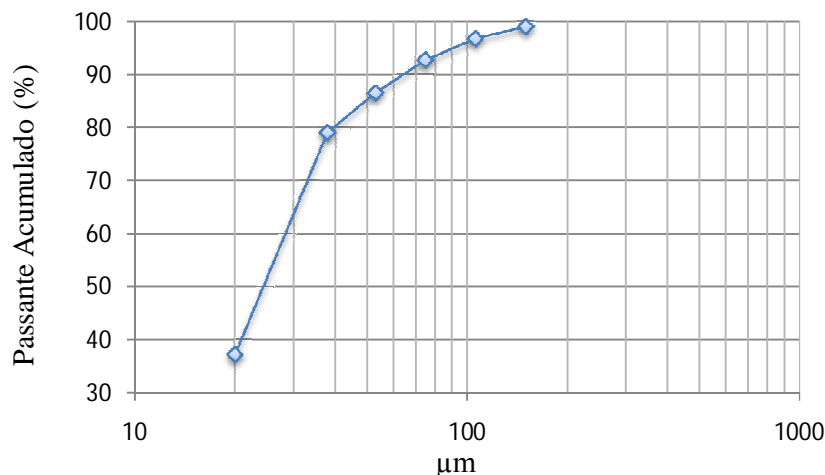


Figura V.1 – Distribuição granulométrica da amostra concentrado *cleaner* de ouro.

Como o P_{80} é igual a $+38\mu\text{m}$, conclui-se que a amostra possui grande quantidade de finos o que dificulta consideravelmente o processo de flotação, pois quanto menor o tamanho da partícula maior será a dificuldade de colisão partícula-bolha. Além disso, partículas pequenas possuem elevada área superficial, o que implica num maior consumo de reagentes e numa maior rigidez da espuma.

V.2 – Análise por Difração de Raios-X

Nesta parte do estudo são apresentados os minerais que constituem a amostra de concentrado *cleaner* para as diversas faixas de tamanho selecionadas. Da Figura V.2 a Figura V.7 são mostrados os difratogramas obtidos para as seguintes faixas granulométricas: $+150$, $-150+106$, $-106+75$, $-75+53$, $-53+38$ e $-38 \mu\text{m}$, respectivamente.

Os difratogramas apresentam os picos característicos de muscovita, hematita, quartzo, clorita, montmorillonita, albita, pirita, caulinita, silimanita, calcita, galena, calcopirita, arsenopirita, esfalerita e ilmenita, para todas as frações analisadas. Os picos característicos que representam os minerais de interesse no presente estudo aparecem com maior intensidade a partir das frações $-106+75 \mu\text{m}$.

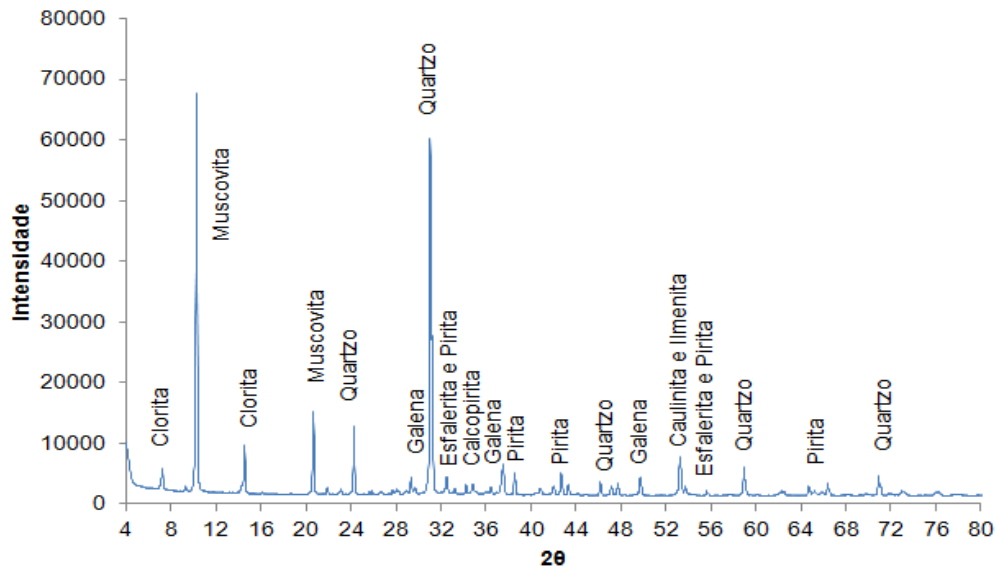


Figura V.2 – Difratoograma de Raios-X da fração de +150 μm .

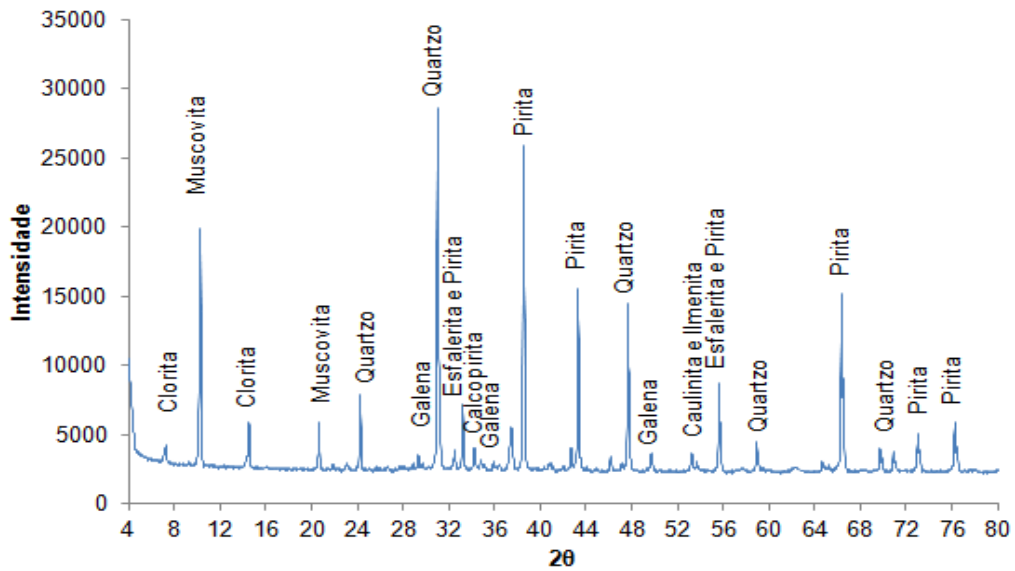


Figura V.3 – Difratoograma de Raios-X da fração de -150+106 μm .

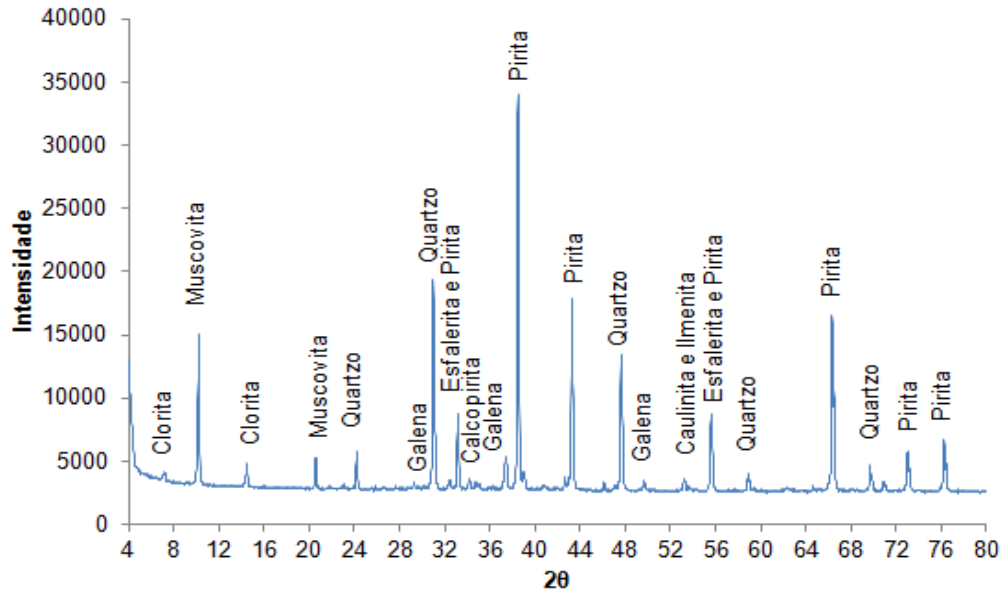


Figura V.4 – Difratoograma de Raios-X da fração de -106+75 μm.

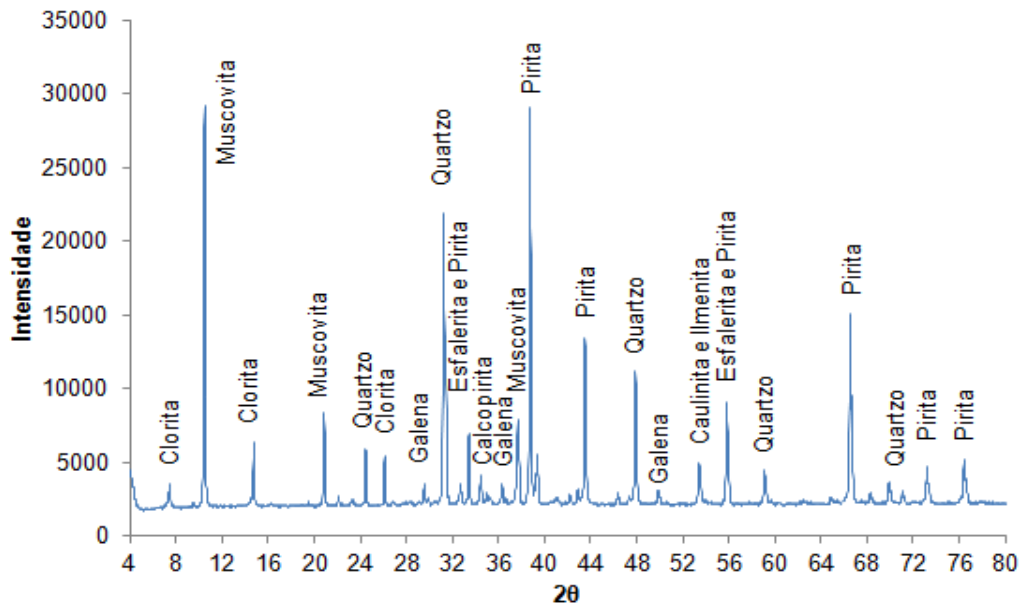


Figura V.5 – Difratoograma de Raios-X da fração de -75+53 μm.

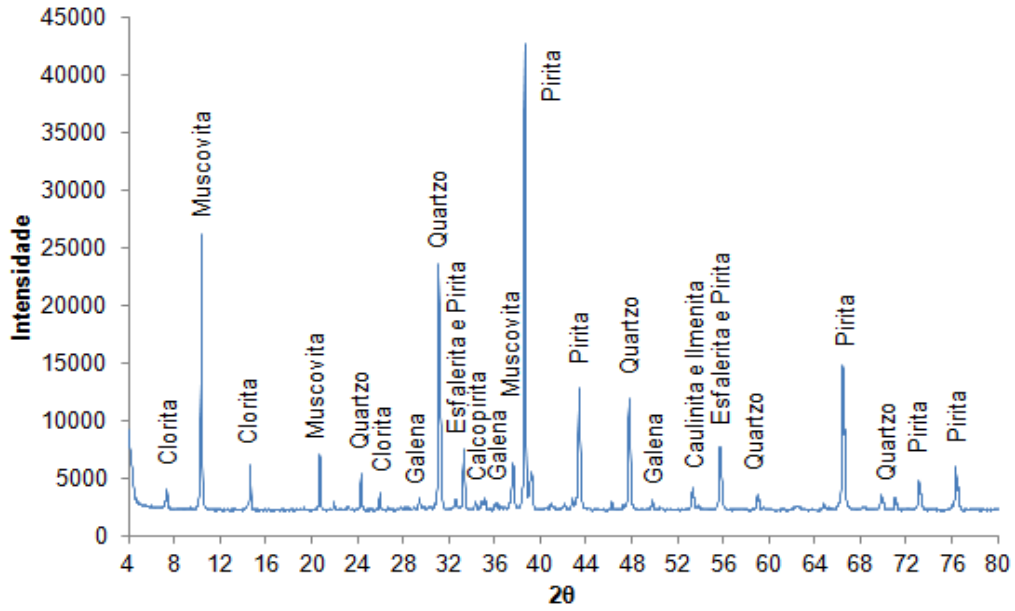


Figura V.6 – Difratoograma de Raios-X da fração de -53+38 μm.

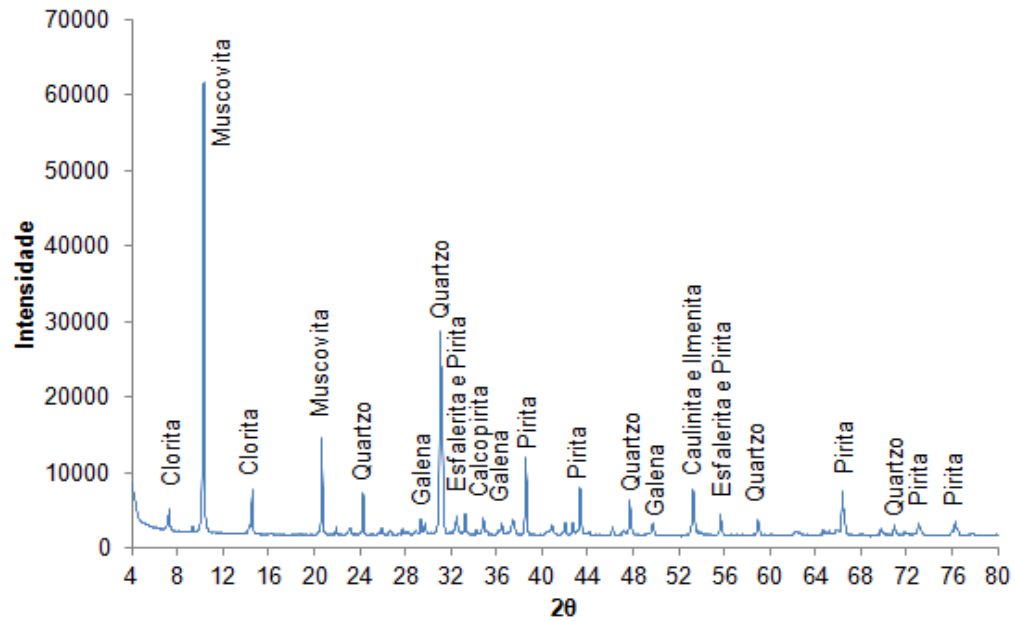


Figura V.7 – Difratoograma de Raios-X da fração de -38 μm.

V.3 – Análises de Liberação Mineralógica (MEV/MLA)

O estudo de liberação das partículas minerais constituintes do minério é uma ferramenta fundamental para o escalonamento de plantas de processamento e ainda para

a otimização do processo. Avanços recentes possibilitaram o desenvolvimento de um analisador de liberação mineral, no qual sinais estáveis de elétrons retro-espalhados (BSE), que provém do microscópio eletrônico de varredura (MEV), são usados para gerar imagens de qualidade, e as imagens morfológicas foram obtidas para as diversas frações da amostra em estudo.

A geração e análise das imagens são fundamentais para a avaliação da liberação mineral por faixa granulométrica. Um baixo ruído de imagem é pré-requisito para a identificação e quantificação mineral. Para adquirir imagens de alta qualidade BSE, o sistema MLA conta com *hardware e software* desenvolvidos para conferir estabilidade durante um longo período de tempo de medição. As principais funções de análise de imagem usadas no MLA incluem desaglomeração e segmentação. Inevitavelmente, na preparação da seção e introdução da amostra, as diversas partículas podem se aglomerar, levando assim, a resultados tendenciosos de liberação, se não for analisado pelo sistema adequadamente.

A função de desaglomeração leva em consideração parâmetros relativos à forma das partículas para avaliar a aglomeração das mesmas e, assim, se há necessidade de uso das técnicas disponíveis para diferenciar a imagem das partículas obtida a partir de uma amostra seccionada. Uma destas opções é a função de segmentação de imagem do MLA, que descreve as regiões de nível de cinza, mais ou menos homogêneas, em imagens das partículas distribuídas na seção embutida da amostra, o valor de nível de cinza BSE de cada região está diretamente relacionado a um único mineral com número atômico médio. Porém, alguns minerais têm, naturalmente, número médio atômico próximo, sendo assim, uma segunda opção é imposta para resolver estas questões, o mapeamento por meio do sistema de energia dispersiva de raios-X (EDS).

A Figura V.8 apresenta uma distribuição representativa das partículas observadas na fração de -75+53 μm adquirida no MEV, utilizando BSE e EDS para identificar todos os componentes destas partículas. Após o processamento e segmentação no sistema MLA obtém-se a identificação dos minerais presentes na amostra.

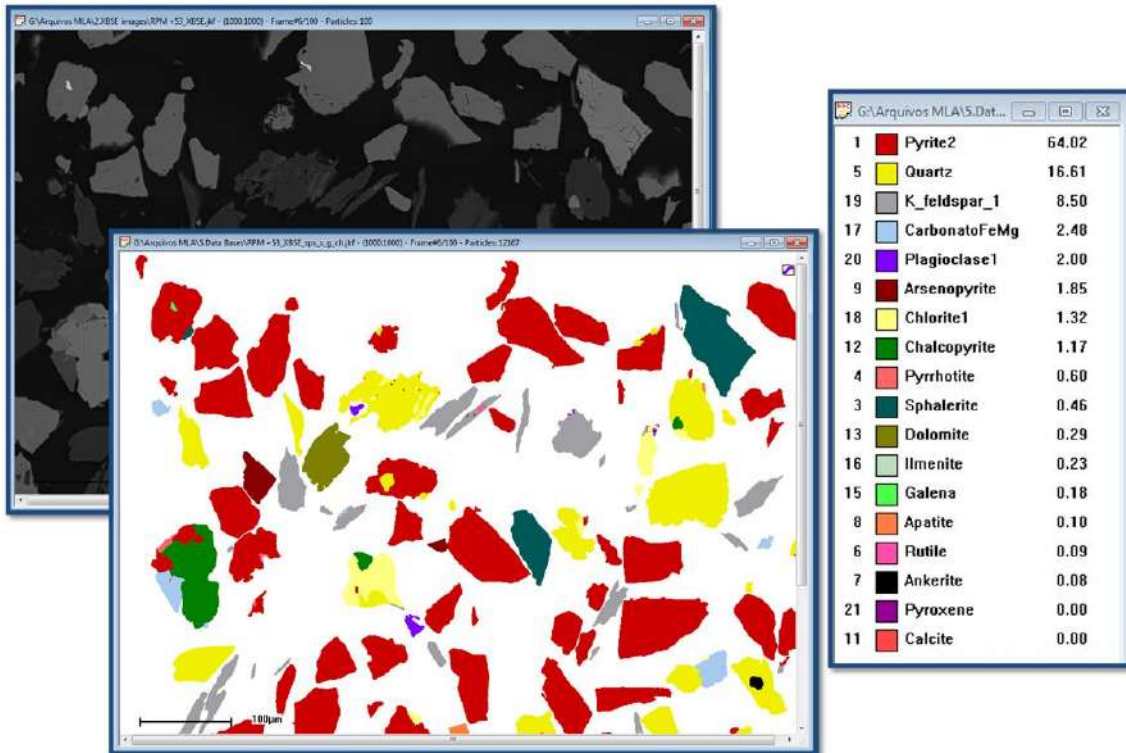


Figura V.8 – Processamento de imagens: MLA Image Processing Tool (aumento de 10.000 x).

V.4 – Composição mineralógica do concentrado cleaner de ouro

A estimativa da composição mineralógica estabelecida a partir da conjugação dos resultados das separações mineralógicas, análises químicas, das análises por difração de raios-X e MEV/EDS, é apresentada na Tabela V.2, em função da granulometria da amostra. A amostra é constituída predominantemente por pirita (55%) e quartzo (17%) e secundariamente por plagioclase (10%), feldspato (8%), carbonatos de Fe e Mg (3%); uma fase constituída por arsenopirita (1%) além de, calcopirita (1%), galena (0,4%), esfalerita (0,3%), pirrotita (0,5%) e 3,8% de outros minerais, sendo 0,8% titanita, 0,12% rutilo, 0,23% ankerita, 0,34% ilmenita e 1,36% clorita.

A proporção de pirita, principal mineral de sulfeto, tende a aumentar em função da diminuição das faixas de tamanho de 55% (+150 μm) para 70% (-53+38 μm). Os sulfetos, calcopirita e arsenopirita, mostrados em menor proporção na amostra, concentram-se nas faixas de tamanho entre -106+75 μm e -75+53 μm . A esfalerita

apresenta um teor médio igual a 0,37% distribuído uniformemente ao longo das frações granulométricas.

A Figura V.9 apresenta uma síntese dos principais minerais de interesse e de ganga em porcentagem peso que fazem parte da composição mineralógica combinada das diferentes frações. Dentre os * minerais de ganga, quando as porcentagens dos quatro principais (pirita, quartzo, feldspato e plagioclase) são somadas, observa-se que estes representam aproximadamente 90% em peso do total dos minerais constituintes do concentrado. Já os minerais de interesse como a esfalerita, calcopirita e galena representam apenas 1,85% em peso.

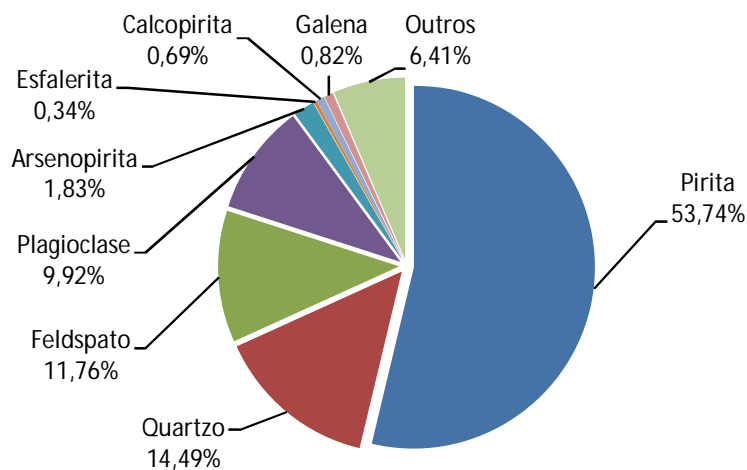


Figura V.9 – Composição mineralógica combinada em peso dos principais minerais de interesse e de ganga.

Conforme mostrado na Tabela V.2, a pirita apresenta os maiores valores em peso e área nas frações intermediárias de +75 a +38 μm , tendo valores maiores que 70% em peso e 60% em área. A arsenopirita apresenta comportamento semelhante ao da pirita, apesar de apresentar valores menos expressivos em torno de 1,9 a 3,2% em peso e de 1,4 a 2,4% em área. Os valores de calcopirita, entre as frações de + 150 e -150+106 μm , oscilam entre a faixa de 1,04% e 1,25% e de 1,04 a 1,20% em área. Os valores de calcopirita decrescem com a diminuição das faixas de tamanho atingindo um mínimo de 0,55% em peso e 0,53% em área na fração de -38 μm . Para a galena, as frações granulométricas menores, de -53+38 μm e -38+20 μm , apresentam os maiores valores, correspondendo a 0,72 e 0,98% em peso e 0,43 e 0,52% em área, respectivamente.

Tabela V.2 – Composição mineralógica do concentrado *cleaner* em diferentes frações granulométricas.

Mineral	Frações Granulométricas					
	+150 μm		-150 +106 μm		-106 +75 μm	
	Peso (%)	Área (%)	Peso (%)	Área (%)	Peso (%)	Área (%)
Pirita	54,73	45,20	61,16	50,84	72,23	64,01
Titanita	0,80	0,94	0,01	0,01	0,00	0,00
Esfalerita	0,33	0,34	0,42	0,44	0,39	0,43
Pirrotita	0,50	0,45	0,50	0,46	0,63	0,61
Quartzo	17,39	27,10	17,14	26,88	10,23	17,11
Rutilo	0,12	0,11	0,09	0,09	0,16	0,16
Ankerita	0,23	0,31	0,20	0,28	0,17	0,25
Arsenopirita	1,43	0,99	0,53	0,37	1,94	1,43
Calcopirita	1,04	1,02	1,25	1,23	0,90	0,94
Galena	0,40	0,22	0,27	0,15	0,48	0,28
Ilmenita	0,34	0,29	0,32	0,28	0,19	0,17
Carbonato FeMg	3,00	3,81	3,35	4,28	2,30	3,13
Clorita	1,36	1,88	1,44	2,00	0,88	1,30
Feldspato	8,24	13,25	6,07	9,82	4,68	8,06
Plagioclase	9,69	3,55	7,03	2,59	4,62	1,82
Outros	0,39	0,53	0,21	0,29	0,22	0,30
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Mineral	Frações Granulométricas					
	-75 +53 μm		-53 +38 μm		-38 +20 μm	
	Peso (%)	Área (%)	Peso (%)	Área (%)	Peso (%)	Área (%)
Pirita	71,87	64,02	70,30	62,84	46,00	36,86
Titanita	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Esfalerita	0,41	0,46	0,38	0,42	0,31	0,31
Pirrotita	0,61	0,60	0,51	0,49	0,91	0,79
Quartzo	9,88	16,61	10,29	17,35	16,10	24,34
Rutilo	0,09	0,09	0,07	0,08	0,31	0,29
Ankerita	0,06	0,08	0,05	0,07	0,03	0,04
Arsenopirita	2,50	1,85	3,20	2,38	1,56	1,04
Calcopirita	1,11	1,17	0,83	0,88	0,55	0,53
Galena	0,31	0,18	0,72	0,43	0,98	0,52
Ilmenita	0,25	0,23	0,27	0,25	0,68	0,57
Carbonato FeMg	1,81	2,48	1,65	2,27	2,95	3,64
Clorita	0,89	1,32	0,76	1,13	1,84	2,46
Feldspato	4,90	8,50	4,99	8,68	15,01	23,40
Plagioclase	5,05	2,00	5,68	2,25	12,04	4,28
Outros	0,26	0,39	0,30	0,46	0,72	0,93
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

V.5 – Estudos de Liberação Mineral do concentrado cleaner de ouro

Como em qualquer operação de processamento mineral, a eficiência da separação por flotação pode ser determinada por diferentes características, muitas ligadas à alimentação. A liberação é um fator essencial que afeta fortemente a recuperação e o teor do produto, havendo uma liberação inadequada, a eficiência de separação será limitada. Esta depende da textura do minério, tais como tamanho da partícula, distribuição do tamanho dos grãos dos minerais valiosos, da relação mútua e a ligação entre os minerais interesse e os de ganga (AL WAKEEL et al., 2009).

A análise de liberação foi realizada por contagem de partículas e suas respectivas composições em massa dos minerais de interesse calcopirita, galena e esfalerita, com respeito as classes de teor que variam de 0% (minerais de ganga), de 0 a 100% (minerais de interesse frente aos demais minerais) e, finalmente, as partículas de 100% (minerais de interesse 100% liberados) nas diferentes frações.

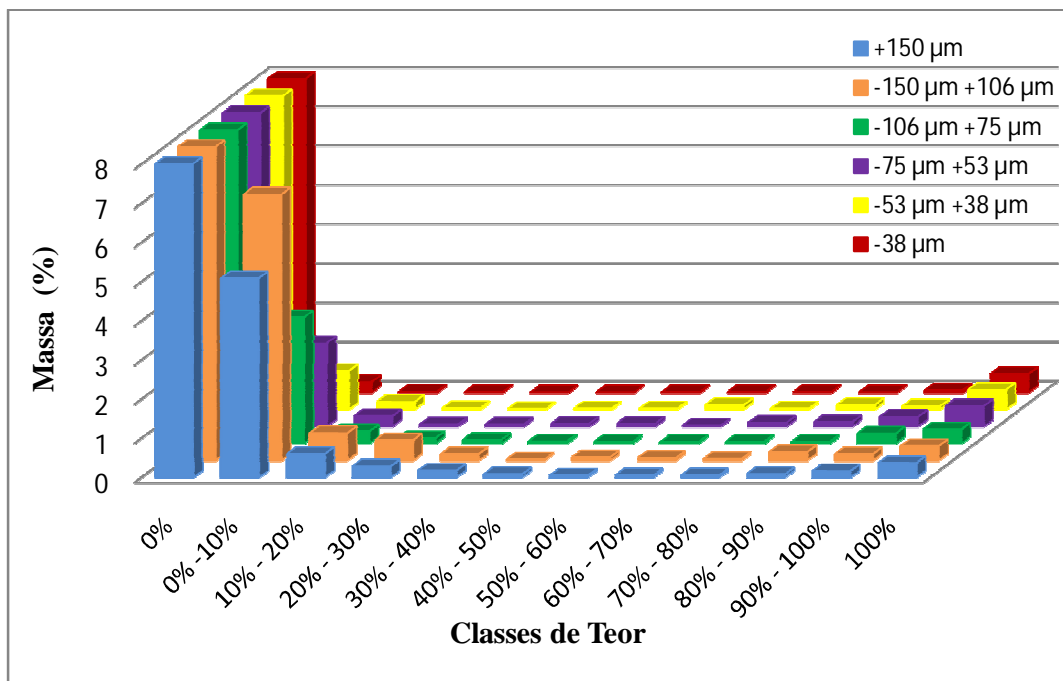


Figura V.10 – Distribuição de teores de partícula, condicional por tamanho de partícula para Calcopirita.

Observa-se na Figura V.10, para a calcopirita, de um total de aproximadamente 24,52% em massa de partículas nas classes de liberação 0 a 100% e nas diferentes

frações (-38 a +150 μm), somente a classe de liberação de 0 a 10% é responsável por 18,44% em massa destas partículas, enquanto que nas frações de +75 a +150 μm encontram-se 19,5% em massa destas partículas, tendo na fração de 106 μm o maior percentual em massa destas partículas (8,72%).

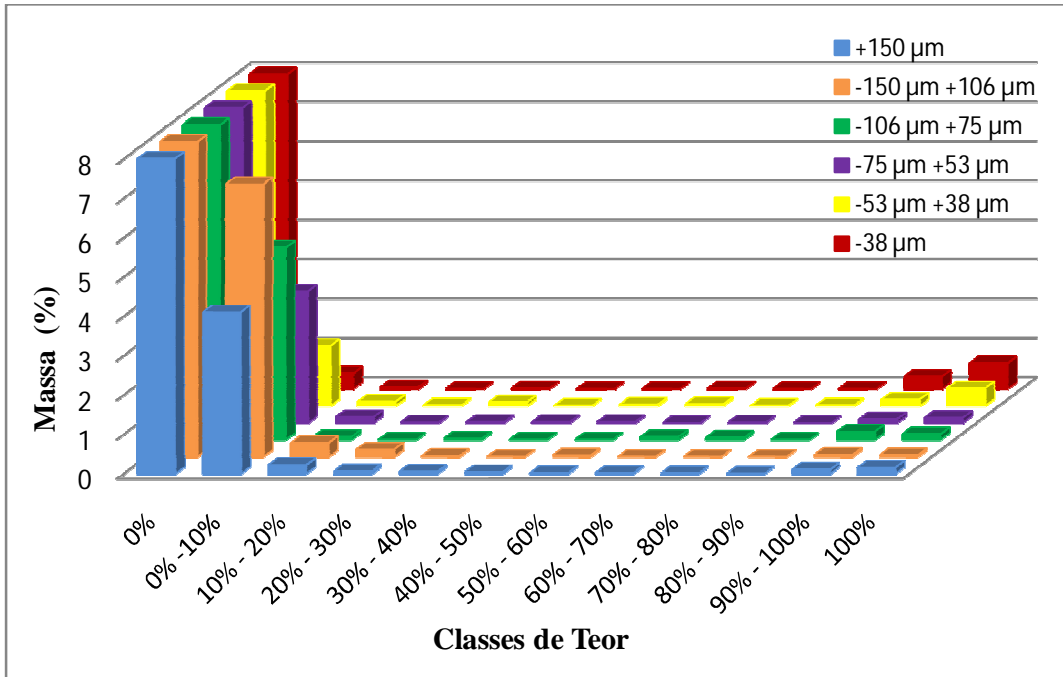


Figura V.11 – Distribuição de teores de partícula, condicional por tamanho de partícula para Galena.

Resultados semelhantes são encontrados para a galena (Figura V.11), correspondendo a um total de aproximadamente 23,85% em massa de partículas disseminadas nas classes de liberação 0 a 100% e nas diferentes frações (-38 a +150 μm), onde 21,15% em massa destas partículas estavam contidas na classe de 0 a 10%, enquanto que nas frações de +75 a +150 μm encontram-se 17,47% em massa destas partículas, obtendo na fração de 106 μm o maior percentual em massa destas partículas correspondendo a 7,55%.

Os menores valores percentuais dentre os três minerais de interesse foram encontrados para a esfalerita (Figura V.12), de um total de aproximadamente 9,82% em massa de partículas nas diferentes classes de liberação 0 a 100% e frações (-38 a +150 μm), a classe de liberação de 0 a 10% contém 8,34% em massa dessas partículas. Nas

frações de +75 a +150 μm encontram-se a aproximadamente 7,37% em massa destas partículas, tendo também na fração de 106 μm o maior percentual em massa destas partículas (3,4%).

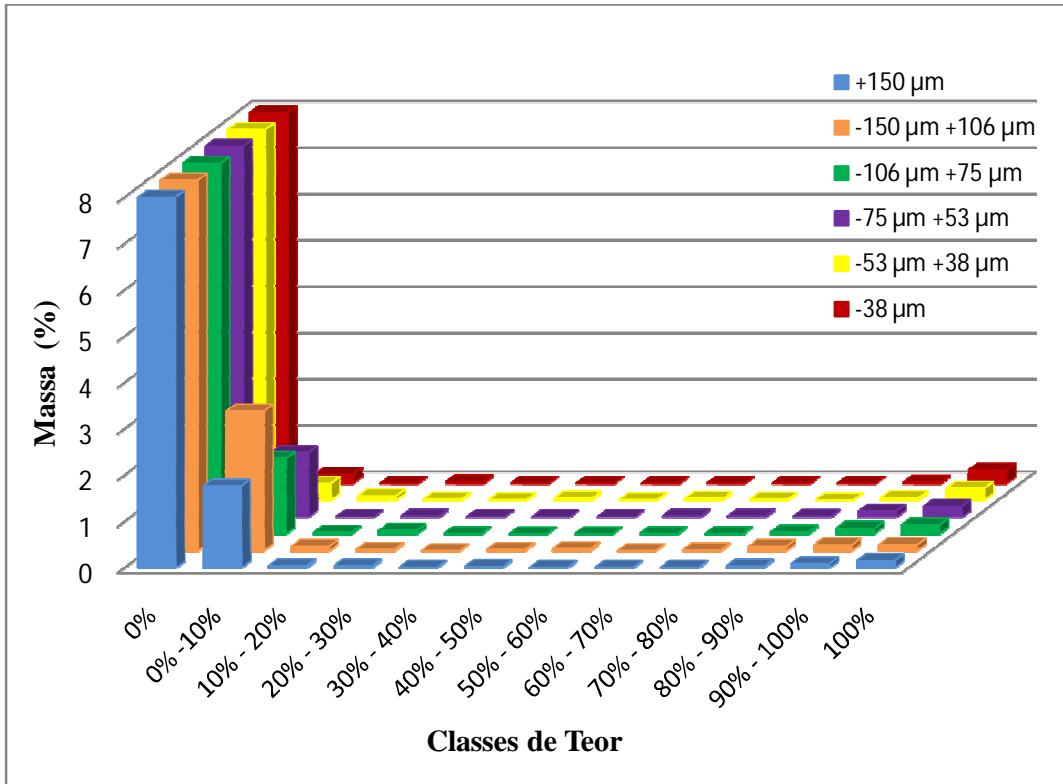


Figura V.12 – Distribuição de teores de partícula, condicional por tamanho de partícula para Esfalerita.

Nas Figuras V.10, V.11 e V.12 o eixo das ordenadas foi arbitrariamente cortado em 8% para melhor visualização das partículas compostas e de calcopirita, galena e esfalerita, respectivamente. A classe de liberação 0%, ou seja, os minerais de ganga, corresponde aos percentuais em massa mais expressivos frente a todos os minerais de interesse. A liberação da ganga atinge valores acima de 90% para a calcopirita, para galena acima de 92% e para esfalerita acima de 96%, em todas as frações. Por outro lado, para os minerais de interesse 100% liberados, atinge valores abaixo de 0,52% para calcopirita, 0,65% para galena e 0,28% para esfalerita, em todas as frações.

Diante dos resultados obtidos das distribuições dos teores em massa das partículas nas diferentes frações apresentados nas Figuras V.10, V.11 e V.12, foi calculada a liberação dos minerais de interesse através da seguinte equação:

$$Liberação = \frac{Fração\ Liberada_{100} \times Percentual\ da\ Classe\ de\ Teor_{100}}{\sum_{n=0}^{100} Fração\ Liberada_n \times Percentual\ médio\ da\ Classe\ de\ Teor_n} \quad [10]$$

Na Figura V.13 pode ser observado um comportamento semelhante para os três minerais, ou seja, na fração -38 µm foram observados os maiores valores de liberação correspondendo a 84,61% para calcopirita, 66,33% para galena e 88,61% para esfalerita. À medida que as frações aumentam, há uma redução na porcentagem de liberação para todos minerais. É possível verificar também que para partículas maiores que 150 µm há uma tendência de aumento da porcentagem de liberação para todos os minerais de interesse.

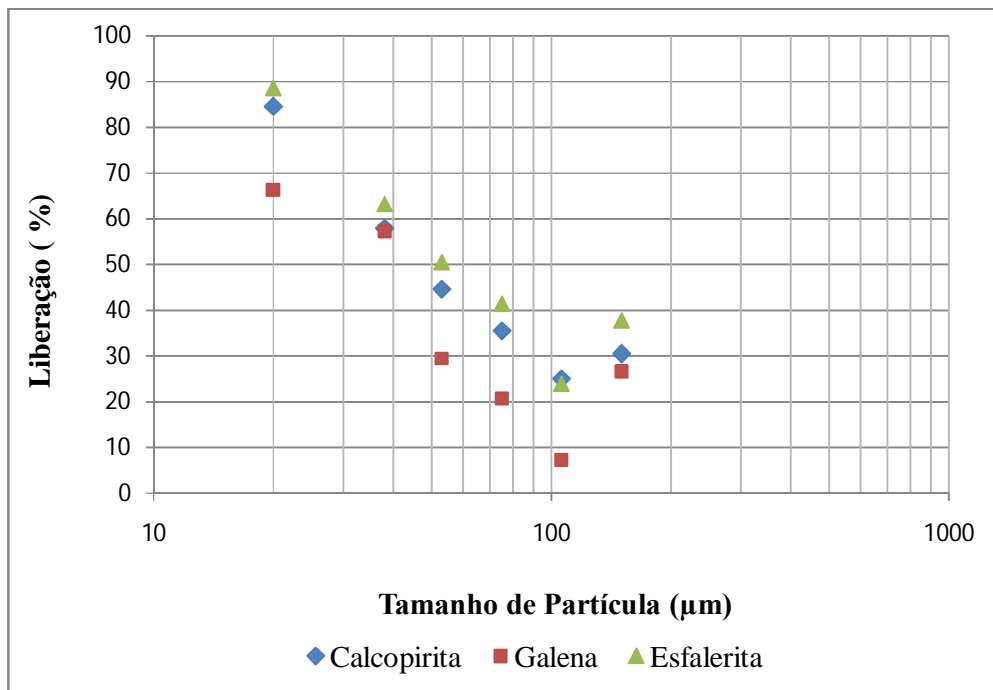


Figura V.13 – Liberação das partículas, condicional do tamanho das partículas.

Segundo OLUBAMBI et al. (2009), a eficiência de praticamente todo processamento mineral e das operações hidrometalúrgicas é uma função do tamanho da partícula tratada, isto devido ao custo relativamente alto associado a redução do

tamanho e as dificuldades associadas à separação dos minerais, uma maior ou menor liberação torna-se cada vez mais importante. Como pode ser observado acima, os maiores percentuais de liberação encontram-se próximos ao P_{80} da alimentação que foi de 38 μm , demonstrando que a liberação aumenta a medida que o tamanho das partículas diminuem, estando estas com suas superfícies mais ávidas aos coletores. Porém, dados de associação mineralógica demonstraram que nas classes de teores que apresentam os menores valores em massa dos minerais de interesse calcopirita, galena e esfalerita, encontramos como o principal mineral de ganga a pirita, correspondendo a 55% para a calcopirita, 79% para galena e 68% para esfalerita.

V.6 – Recuperações Teóricas e Teores do concentrado cleaner de ouro

A Figura V.14 apresenta uma síntese dos resultados obtidos das recuperações teóricas e teores dos minerais de interesse como a esfalerita, calcopirita e galena no concentrado *cleaner* de ouro, combinando as diferentes frações.

O estudo foi realizado para as diferentes frações granulométricas de +150 a -53+38 μm , para as faixas avaliadas é constatado que à medida que a recuperação aumenta, os teores de esfalerita, calcopirita e galena apresentam uma diminuição gradual, porém, pouco acentuada. Os resultados apresentados de associação mineralógica demonstram que grande parte dos minerais de sulfeto está liberada, portanto, pode-se esperar recuperações elevadas acompanhadas de elevados teores.

Para uma recuperação de 100% foram observados teores menos expressivos, 36,6% para a esfalerita, 36,7% para a calcopirita e 35,6% para a galena. Para recuperações de 95% de esfalerita, calcopirita e galena, pode-se obter teores de 95,5%, 89,1% e 95,0%, respectivamente.

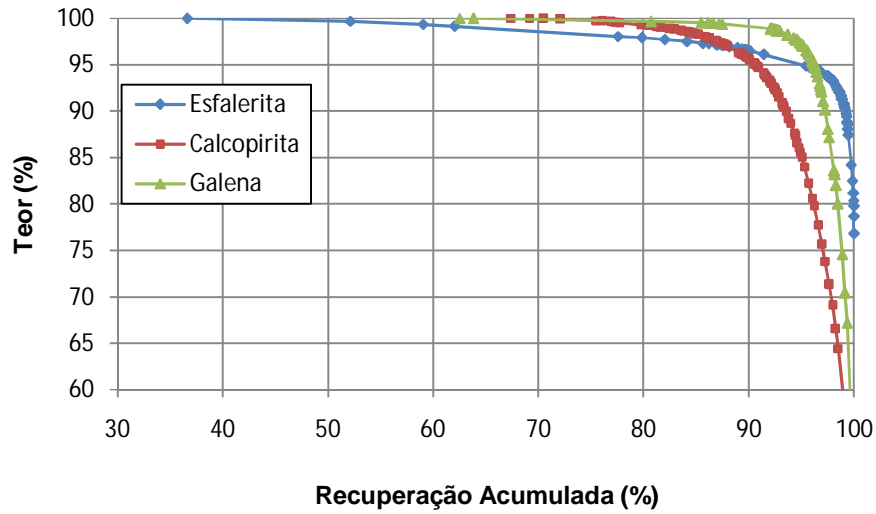


Figura V.14 – Recuperações teóricas e teores de esfalerita, calcopirita e galena combinando as diferentes frações.

As Figuras V.15, V.16 e V.17 mostram os resultados obtidos das recuperações teóricas (esperadas) e teores das diferentes frações granulométricas dos minerais esfalerita, calcopirita e galena no concentrado *cleaner* de ouro, respectivamente.

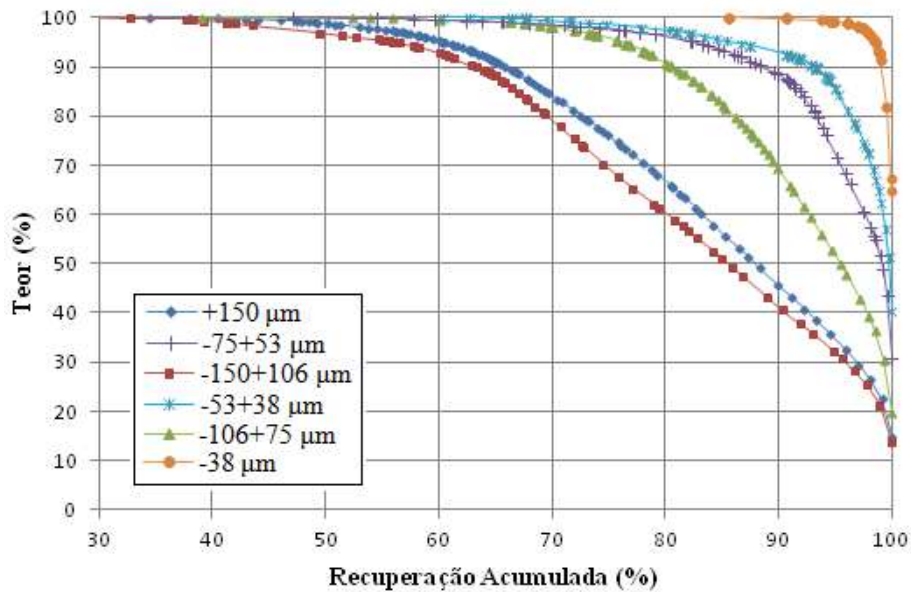


Figura V.15 – Recuperações teóricas e teores de Calcopirita nas diferentes frações.

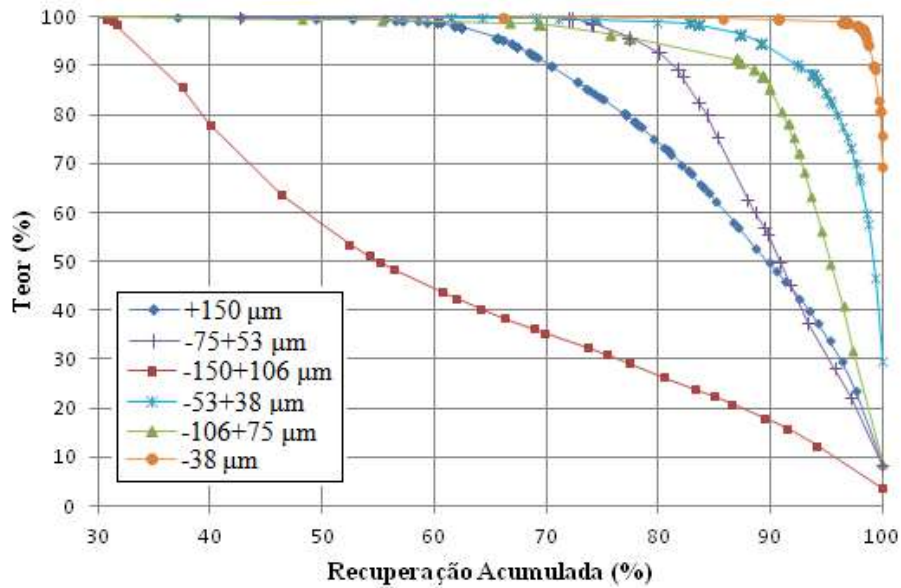


Figura V.16 – Recuperações teóricas e teores de Galena nas diferentes frações.

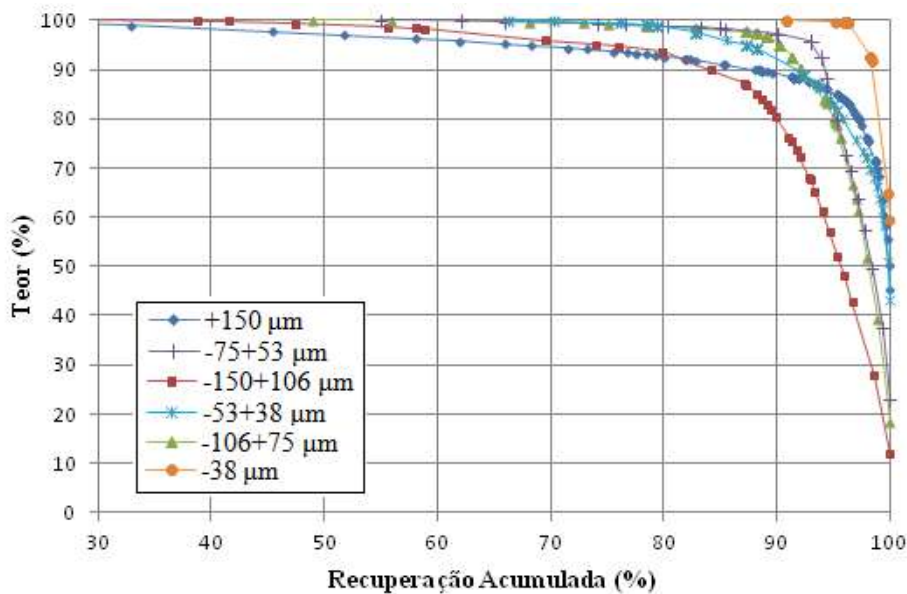


Figura V.17 – Recuperações teóricas e teores de Esfalerita nas diferentes frações.

De maneira geral, todos os minerais de interesse (esfalerita, calcopirita e galena), apresentaram as melhores relações entre teor e recuperação na fração mais fina (+38 µm). A esfalerita apresenta como máxima relação um teor de 99,4% e uma recuperação

de 96,3%, a calcopirita um teor de 97,8% e uma recuperação de 97,4%, e a galena um teor de 98,1% e uma recuperação de 97,8%.

As frações maiores (+150 a +106 μm) apresentaram as menores relações entre teor e recuperação, sendo a fração de -150+106 μm a que apresentou os piores resultados. A esfalerita apresenta como máxima relação um teor de 87,3% e uma recuperação de 87,1%, a calcopirita um teor de 73,7% e uma recuperação de 72,8%. Já para galena, nesta mesma fração, pode ser observado que na medida em que a recuperação aumenta, o teor do mineral sofre uma diminuição drástica, impossibilitando uma boa recuperação com alto teor.

Embora o efeito do tamanho das partículas sobre o desempenho da flotação tenha sido amplamente estudado, muitos fatores físico-químicos importantes relacionados com o tamanho de partícula foram identificados, e o efeito combinado desses fatores é muito difícil de prever. Na interação partícula-bolha, o tamanho de partícula desempenha um papel crítico na probabilidade de colisão das partículas com as bolhas, a própria adesão destas as bolhas após a colisão, bem como as demais na fase aquosa.

Partículas finas normalmente apresentam baixas taxas de recuperação, devido à diminuição das colisões partícula-bolha, e são propensas ao arraste. Além disso, partículas muito pequenas tendem a ter grandes áreas específicas, que podem levar à adsorção excessiva de reagentes, e outros efeitos associados com partículas quimicamente ativas. Esses fatores podem ter um impacto considerável sobre os teores e as recuperações, dependendo dos efeitos preponderantes na operação. Em contraste, a taxa de recuperação de partículas grosseiras é afetada pelo rompimento do agregado partícula-bolha em zonas de turbulência, bem como a diminuição da flotabilidade do agregado partícula-bolha em relação à polpa. Além disso, o aumento do tamanho das partículas pode resultar em um longo tempo de indução, e uma deterioração proporcional da flotação.

V.7 – Estudos de Flotação Seletiva de Sulfetos

Neste estudo, o processo de flotação selecionado foi composto por dois circuitos em série, objetivando-se primeiramente a recuperação de galena (PbS) e calcopirita (CuFeS_2) e, em seguida, a esfalerita (ZnS). Os coletores avaliados foram: Aero Mx 980,

Aero 5100 *Promoter*, Aerophine 3418A *Promoter* e Aero 3894 *Promoter* para o circuito da flotação da galena e calcopirita e Aero 801 *Promoter*, Aero 825 *Promoter* e Aero 856 *Promoter* para o circuito da esfalerita, todos da *Cytec*. No circuito de flotação da esfalerita, o sulfato de cobre foi usado como ativador e adicionado previamente ao coletor. Como espumante, foi usado o Flotanol da *Clariant*, nos dois circuitos de flotação.

Todos os ensaios foram realizados em triplicata e nos Anexos constam as tabelas com os resultados dos teores (g/t) e das recuperações (%) de Zinco, Cobre e Chumbo obtidos em todos os ensaios.

A Figura V.18 apresenta os valores de recuperação de Pb em função da recuperação de Cu nos concentrados Pb/Cu obtidos para os coletores testados no primeiro circuito de flotação. A análise revelou que o coletor Aero 3894 (tionocarbamato) apresentou em 78% dos ensaios realizados a mais baixa recuperação de Pb (recuperações < 30%). Para 88,9% dos ensaios realizados, este mesmo coletor apresentou uma recuperação de Cu acima de 87%.

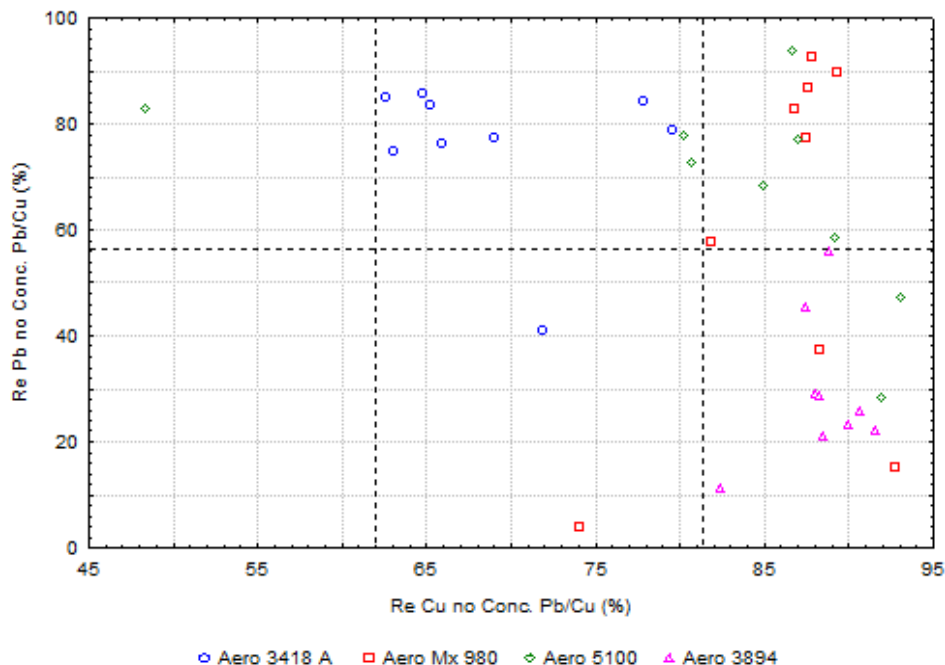


Figura V.18 – Recuperação de Pb e Cu no Concentrado Cleaner Pb/Cu.

SHERIDAN et al. (2002) estudaram o desempenho do N-alkyl-O-alkyl tionocarbamato na flotação de um minério de cobre. Os melhores resultados mostraram recuperações de 97% de cobre e de 25% de ferro (pirita). A cadeia hidrocarbônica do tionocarbamato utilizado foi de quatro átomos de carbono. Com o aumento da cadeia hidrocarbônica do coletor ocorria a supressão da espuma nos estágios iniciais de flotação.

Os resultados dos ensaios, realizados com o coletor Aero 3418, demonstraram uma recuperação bem mais uniforme para ambos os elementos, chumbo (Pb) e cobre (Cu). Em 88,9% dos resultados, a recuperação de chumbo manteve-se acima de 74% e a recuperação de cobre permaneceu entre 62 e 80% para todos os ensaios realizados.

Para o coletor Aero Mx 980, observou-se uma grande variação no percentual de recuperação de chumbo, apenas em 55,5% dos ensaios obteve-se uma recuperação satisfatória entre 76 e 92%. Já para o cobre, 77,8% dos ensaios apresentaram recuperações acima de 87%.

De maneira inversa, o coletor Aero 5100 apresentou em 66,7% dos ensaios uma recuperação de chumbo acima de 69%. Porém, foi observada uma grande variação na recuperação do cobre, foram obtidos percentuais de recuperação de 48% até 93%, não apresentando nenhum conjunto de dados com resultados semelhantes.

Na Figura V.19 são apresentados os resultados de recuperação de arsenopirita (FeAsS) e pirita (FeS₂), para um valor de pH = 12. Ao utilizar os coletores Aero 3894, 3418 A e Mx 980 na etapa *rougher* do circuito Pb/Cu, observa-se uma recuperação abaixo de 12% para FeAsS e abaixo de 25% para FeS₂. Os efeitos de algumas variáveis na recuperação da calcopirita e pirita foram determinados e as melhores condições de sistemas de reagentes foram identificadas (SHERIDAN et al., 2002). As condições otimizadas da flotação de cobre também conferiram uma alta recuperação de ferro, com o uso do tionocarbamato (Mx 980 e Aero 5100) em pH = 9,4. A flotação conduzida em pH 12, na etapa *cleaner* de flotação, proporcionou uma menor recuperação da pirita.

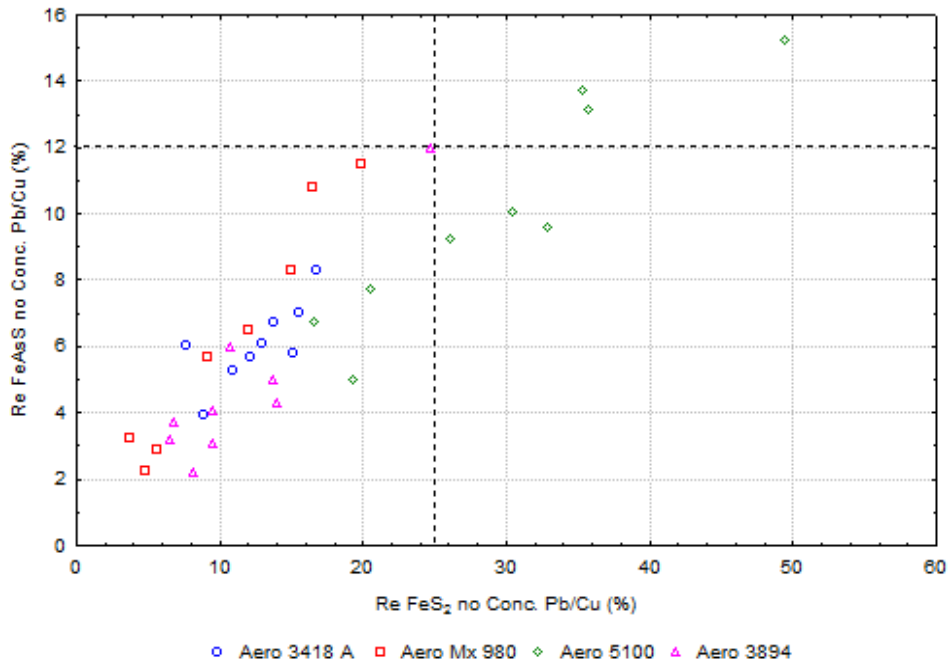


Figura V.19 – Recuperação de FeAsS e FeS₂ no Concentrado Cleaner Pb/Cu.

Isoladamente, o coletor Aero 3894 obteve uma recuperação abaixo de 6% para FeAsS e de 12% para FeS₂ em 88,9% dos ensaios realizados. Já o coletor Aero 3418 A apresentou em todos os ensaios uma recuperação abaixo de 9% para FeAsS e entre 7 e 17% para FeS₂. Os resultados de recuperação de FeAsS para o Aero Mx 980 e Aero 5100 variaram de 2 a 12% e de 5 a 15%, respectivamente. Já para FeS₂, esta variação foi de 2 a 20% para o Aero Mx 980 e, de 16 a 49% para o Aero 5100.

Como pode ser observado na Figura V.20, para todos os coletores utilizados nos ensaios, ocorrem correlações lineares significativas entre os resultados de recuperação de FeAsS e FeS₂. Para os coletores Aero 3418 A e Aero Mx 980, os resultados de “r” (correlação linear) apresentaram praticamente os mesmos valores, 0,7330 e 0,7337, respectivamente. Para o coletor Aero 3894 foi observado $r = 0,9180$, e quando utilizado o coletor Aero 5100, esta correlação linear apresentou o valor mais significativo, $r = 0,9315$.

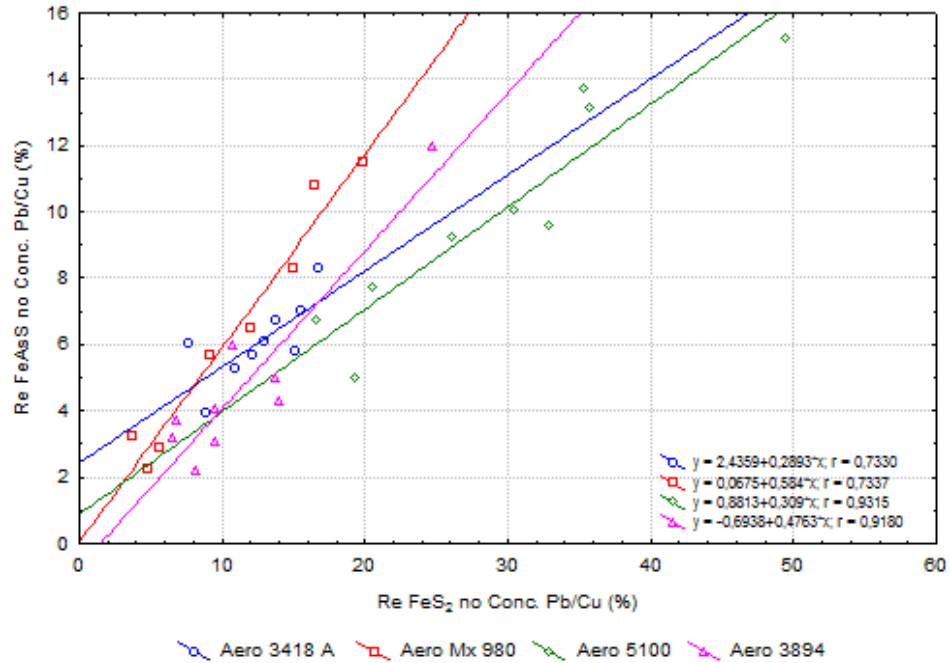


Figura V.20 – Relação entre a Recuperação de FeAsS e FeS₂ para os coletores Aero 3418 A, Mx 980, 5100 e 3894.

A Figura V.21 apresenta a relação entre a recuperação de esfalerita, calcopirita e galena nos concentrados *cleaner* obtidos na sequência de coletores estudados neste primeiro circuito. Conforme pode ser observado, obteve-se recuperações significativas de zinco (Zn) quando a flotação foi conduzida com os coletores Aero 3418 A, Mx 980, 5100 e 3894. As menores recuperações de Zn no concentrado foram obtidas quando foi utilizado o coletor Aero 3894, entre 9 e 15%. Este mesmo coletor apresentou ainda as menores recuperações de FeAsS e FeS₂, como foi relatado anteriormente. Nos ensaios realizados com os demais coletores (Aero 3418 A, Mx 980 e 5100), em 92% destes obteve-se uma faixa de recuperação entre 18 e 42% de Zn.

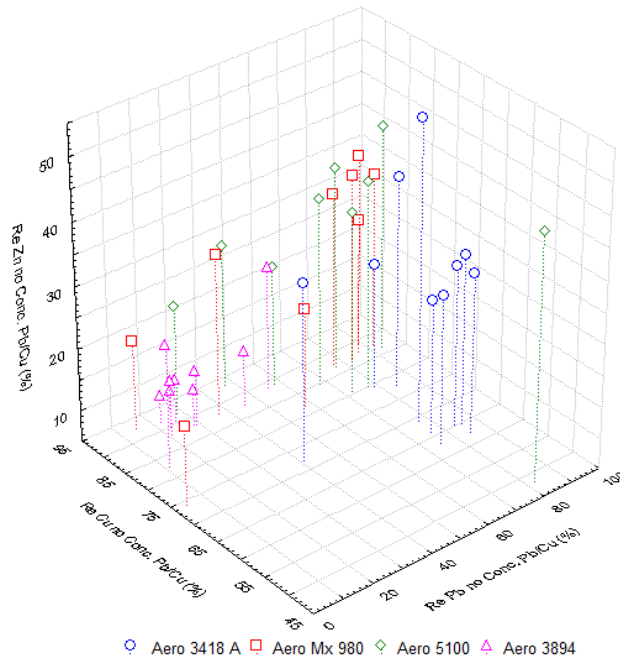


Figura V.21 – Recuperação de Zn, Cu e Pb no Concentrado *Cleaner* Pb/Cu.

Na Figura V.22, são apresentados os resultados de recuperação de Zn, Pb e Cu obtidos nos concentrados *cleaner* para o segundo circuito de flotação, tendo como alimentação o rejeito *rougher* do primeiro circuito. O coletor Aero 825 apresentou em um dos ensaios a menor recuperação para o Zn (14,9%), levando em consideração todos os ensaios realizados com os três tipos de coletores. Porém, suas recuperações nos demais ensaios mantiveram-se na faixa de 42 a 67%. Foram obtidas recuperações de Cu de 4,0 a 7,5% em 66,7% dos ensaios realizados, já para o Pb, foram observados dois conjuntos de resultados onde 50% dos ensaios concentravam-se em uma faixa de recuperação de 3 a 9,8%, e o outro na faixa de 18 a 71%.

As melhores recuperações de Zn foram observadas com o coletor Aero 856. Em todos os ensaios as recuperações mantiveram-se entre 52 a 76,8%, e em 58% dos ensaios foram obtidas recuperações acima de 65%. Já as recuperações de Cu apresentaram uma ampla variação de 1,6 a 9,5%, com um dos ensaios apresentando um *“outlier”* de 74%, que pode ter ocorrido em virtude da composição mineralógica da amostra em questão. Para o Pb observou-se recuperações de 36,5 a 76,8%, em 66,7% dos ensaios.

“outlier” - Em estatística, outlier ou valor atípico, é uma observação que apresenta um grande afastamento das demais da série (que esta "fora" dela) ou que é inconsistente. A existência de outliers

As curvas de recuperação teóricas obtidas a partir do estudo de liberação revelaram que a esfalerita apresenta como máxima relação um teor de 87,3% para uma recuperação de 87,1%, acima do qual o teor do concentrado sofreria uma diminuição, impossibilitando uma boa recuperação com alto teor. Os estudos de liberação revelaram ainda que 15% das partículas de esfalerita estão predominantemente associadas à pirita.

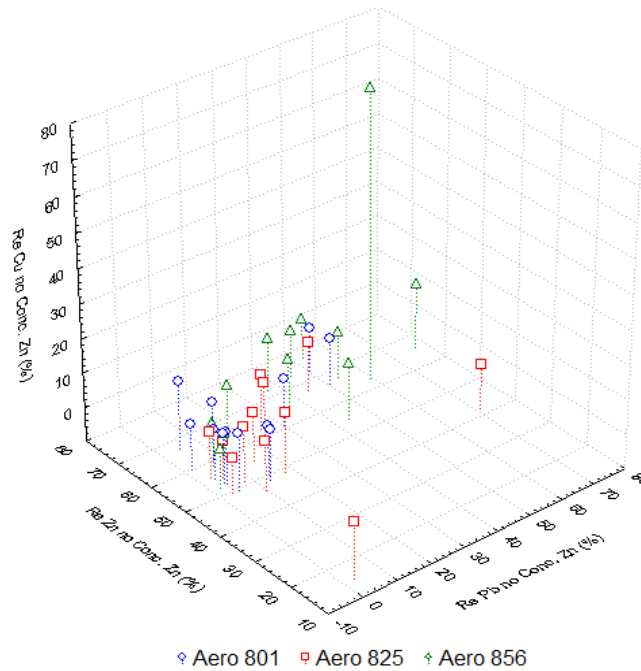


Figura V.22 – Recuperação de Cu, Zn e Pb no Concentrado *Cleaner* da etapa do circuito da esfalerita.

A Figura V.23 apresenta os resultados da recuperação de Pb em função da recuperação de cobre para os concentrados de esfalerita obtidos para todos os sistemas de reagentes analisados. De uma maneira geral, a maioria dos ensaios (67%) com os coletores Aero 801 e Aero 825 comportaram-se de maneira similar, apresentando recuperações abaixo de 23% para Pb e de 12,4% para Cu. Os demais ensaios apresentaram recuperações acima de 30% tanto para o Pb quanto para o Cu.

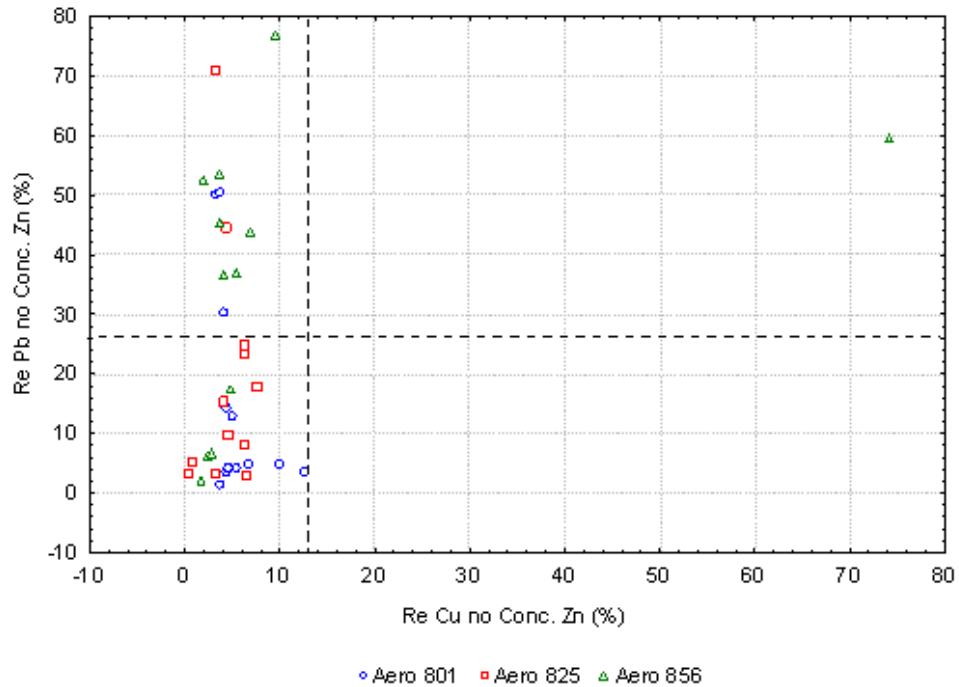


Figura V.23 – Recuperação de Pb e Cu no Concentrado *Cleaner* Zn.

Na Figura V.24 são apresentados os resultados de recuperação de FeAsS e FeS₂ nos concentrados *cleaner* obtidos no segundo circuito de flotação. Como pode ser observado, todos os ensaios realizados com os coletores Aero 801, 825 e 856 na etapa *rougher* apresentaram uma ampla variação na recuperação de FeAsS e FeS₂. Para o coletor 825 observa-se dois grupos distintos de resultados, um destes grupos apresentou recuperações menores que 30% para FeAsS e menores que 10,5% para FeS₂. Já o outro grupo, apresentou recuperações entre 54 e 71% para FeAsS e entre 14 e 40% para FeS₂.

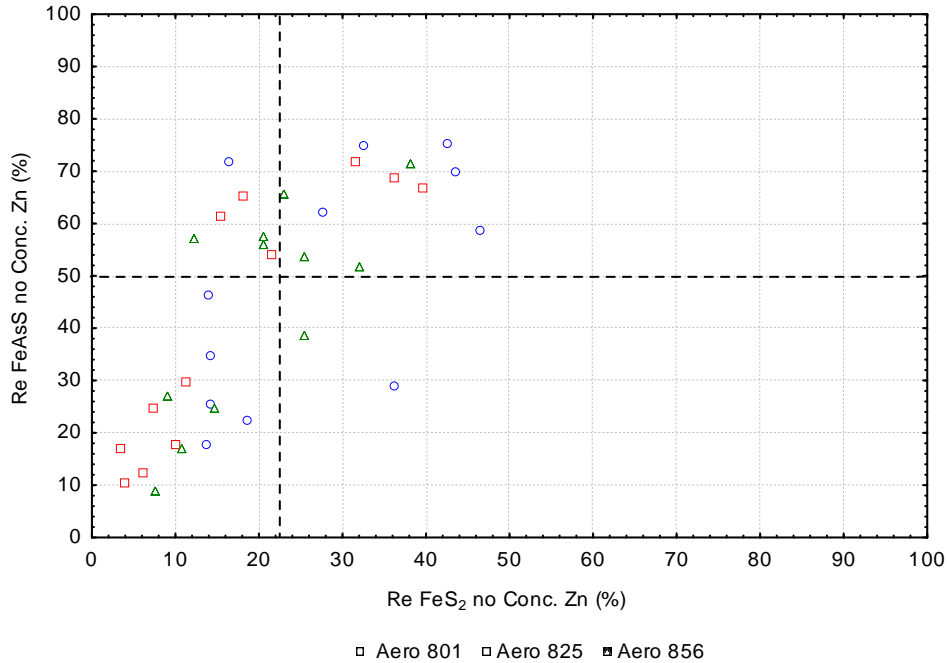


Figura V.24 – Recuperação de FeAsS e FeS₂ no Concentrado *Cleaner Zn*.

VI – Conclusões

A estimativa da composição mineralógica, estabelecida a partir da conjugação dos resultados das separações mineralógicas, análises químicas, dos difratogramas de raios X e MEV/EDS revelaram que a amostra é constituída predominantemente por pirita (55%) e quartzo (17%) e secundariamente por plagioclase (10%), feldspato (8%), carbonatos de Fe e Mg (3%); uma fase constituída por arsenopirita (1%) além de calcopirita (1%), galena (0,4%), esfalerita (0,3%), pirrotita (0,5%) e 3,8% outros sendo 0,8% titanita, 0,12% rutilo, 0,23% ankerita, 0,34% ilmenita e 1,36% clorita.

A proporção de pirita, principal mineral de sulfeto, tende a aumentar em função da diminuição das faixas de tamanho de 55% (+150 μm) para 70% (-53+38 μm). Os sulfetos calcopirita e arsenopirita, mostrados em menor proporção na amostra, concentram-se nas faixas de tamanho entre -106+75 μm e -75+53 μm . A esfalerita apresenta um teor médio igual a 0,37%, distribuído uniformemente ao longo das frações granulométricas. Dentre os minerais de ganga, quando somadas as percentagens dos quatros principais (pirita, quartzo, feldspato e plagioclase), pode-se observar que estes

representam aproximadamente 90% em peso do total dos minerais constituintes do concentrado. Já os minerais de interesse como a esfalerita, calcopirita e galena representam apenas 1,85% em peso.

O estudo de liberação por análise de imagem (MLA) foi realizado para as diferentes frações granulométricas de +150 a -38 μ m. Para as faixas avaliadas constatou-se que, à medida que a faixa de tamanho diminui a liberação dos minerais de interesse aumenta, e na fração -38 μ m foram observados os maiores valores de liberação correspondendo a 84,61% para calcopirita, 66,33% para galena e 88,61% para esfalerita.

Este estudo revelou ainda que a liberação de minerais de ganga atingiu, em todas as frações, valores acima de 90% para a calcopirita, para galena acima de 92% e para esfalerita acima de 96%. Por outro lado, para os minerais de interesse, ou seja, 100% liberados, a liberação atingiu valores abaixo de 0,52% para calcopirita, 0,65% para galena e 0,28% para esfalerita, em todas as frações.

Nas curvas teóricas para uma recuperação de 100% observou-se que os teores foram menos expressivos para todos os minerais de interesse, 36,6% para a esfalerita, 36,7% para a calcopirita e 35,6% para a galena. No entanto, para recuperações de 95% podemos obter teores de 95,5%, 89,1% e 95,0% para esfalerita, calcopirita e galena, respectivamente.

Diante dos resultados apresentados, sugere-se que o coletor Aero 3894 foi o que apresentou uma maior recuperação para cobre, e ao mesmo tempo apresentou as menores recuperações de galena, esfalerita, arsenopirita e pirita, ou seja, dentre todos os coletores testados, este é o coletor mais seletivo para cobre.

Os resultados dos ensaios de flotação, realizados com o coletor Aero 3418, demonstraram uma recuperação bem mais uniforme para ambos os elementos, chumbo e cobre. Em 88,9% dos resultados, a recuperação de Pb manteve-se acima de 74% e a recuperação de Cu permaneceu entre 62 e 80% para todos os ensaios realizados, sendo assim, este coletor é eficiente para a recuperação em conjunto de chumbo e cobre. Esse resultado pode ter ocorrido em virtude da composição desse coletor (Diisobutil-ditiolfosfinato de sódio; Sulfito triisobutilfosfina), pois para a flotação de sulfetos deve-se considerar o comprimento e a estrutura da cadeia, bem como a presença de grupos

funcionais nos coletores, como por exemplo, a presença de um radical butil ou isobutil, que permite melhorar a seleção desses minerais sulfados.

Com relação às recuperações de pirita e arsenopirita nos concentrados *cleaner* do primeiro circuito (galena/calcopirita), a adição dos coletores Aero 3894, 3418 A e Mx 980 na etapa *rougher* e a manutenção do pH em 12 na etapa *cleaner* contribuíram para uma recuperação abaixo de 12% de FeAsS e de 25% de FeS₂. Isoladamente, o coletor Aero 3894 obteve uma recuperação abaixo de 6% para FeAsS e de 12% para FeS₂ para 88,9% dos ensaios realizados. Portanto, com o coletor Aero 3894 conseguiu-se que grande parte da pirita e arsenopirita presentes na amostra fossem deprimidas, como era desejado.

O coletor Aero 5100, utilizado no primeiro circuito de flotação, apresentou os maiores valores de recuperação de pirita e arsenopirita nos concentrados *cleaner* desta etapa, por isso o uso deste coletor não foi adequado, de acordo com a finalidade deste ensaio.

No segundo circuito de flotação (esfalerita), as melhores recuperações de Zn foram observadas com o coletor Aero 856. Em todos os ensaios as recuperações mantiveram-se entre 52 a 76,8%, e em 58% dos ensaios foram obtidas recuperações acima de 65%. Por outro lado, as recuperações de pirita e arsenopirita nos concentrados foi significativa, evidenciando a necessidade de se utilizar um depressor para esses sulfetos.

VII – Referências Bibliográficas

ALLAN, G.C.; WOODCOCK, J.T. **A review of the flotation of native gold and electrum.** *Minerals Engineering*, v. 14, n. 9, p. 931-962, 2001.

ALLISON, S.A.; GOOLD, L.A.; NICOL, M. J.; GRANVILLE, A. **A Determination of the Product of Reaction between Various Sulfide Minerals and Aqueous Xanthate Solution and a Correlation of the Products with Electrode Rest Potentials.** *Metallurgical Transactions B*, v. 3, p. 2613-2618, 1972.

AL-WAKEEL, M. I., LIN, C. L., MILLER, J.D. **Significant of liberation characteristics in the fatty acid flotation.** *Minerals Engineering*, v. 22, p. 244-253, 2009.

BRASIL, T.F.M.; MONTE, M.B.M. **Ativação de Minerais de Sulfeto na Flotação Conduzida com Nitrogênio.** Rio de Janeiro: CETEM/CNPq. Publicação na XVIII Jornada de Iniciação Científica – CETEM/CNPq, 2010.

BROEKMAN, B.R.; CARTER, L.A.E.; DUNNE, R.C. **Flotation [of gold and pyrite].** In *The extractive metallurgy of gold in South Africa*, Ed. G.G. Stanley, Johannesburg, v. 1, p. 614, p. 235-276, 1987.

BULATOVIC, S.M. **Flotation behavior of gold during processing of porphyry copper-gold ores and refractory gold bearing sulphides.** *Minerals Engineering*, v. 10, n. 9, p. 895-908, 1997.

CYTEC INDUSTRIES, INC. **Mining Chemicals Handbook.** 4ª edição. Printing, CT, USA: Horton Printing Company, 507 p., 2010.

DA LUZ, A.B.; AQUINO, J.A.; OLIVEIRA, M.L.M.; FERNANDES, M.D. **Flotação em Coluna.** In: *Tratamento de Minérios, 4ª Edição revisada.* Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004.

DE CUYPER, J.; OUDENNE, P.D. **Experience in the treatment of sulphide ores containing precious metals.** In: *Flotation of Sulphide Minerals*, Elsevier, New York, N.Y., p. 239-253, 1985.

DEL VILLAR, R.; PÉREZ, R.; GOMEZ, P.O.; FINCH, J.A. **Use of a neural network algorithm for level sensing in flotation columns.** *III Latin American Congress on Froth Flotation*, p. 85-89, 1994.

DENG, T.; YU, S.; LOTTER, N.O.; DIFEO, A. **Laboratory testwork of mixed xanthates for the raglan ore.** In: *Proceedings of Canadian Mineral Processors*, Ottawa, Paper N. 16, p. 253-268, 2010.

DESOUZA, S.R.; OLIVEIRA, K.F.; SOUZA, C.S.; KILIKIAN, B.V.; LALUCE, C. **Yeast flotation viewed as the result of the interplay of supernatant composition and cell-wall hydrophobicity.** *Colloid and Surfaces B: Biointerfaces*, v. 29, n. 4, p. 309-319, 2003.

FINCH, J.A.; DOBBY, G.S. **Column flotation.** Pergamon, 1ª edição, 1990.

FINKELSTEIN, N.P. **The activation of sulphide minerals for flotation: a review.** *International Journal of Mineral Processing*, v. 52, p. 81-120, 1997.

FORREST, K.; YAN, D.; DUNNE, R. **Optimisation of gold recovery by selective gold flotation for copper-gold-pyrite ores.** *Minerals Engineering*, v. 14, n. 2, p. 227-241, 2001.

GLEMBOTSKII, A.A. **The combined action of collectors during flotation.** *Tsvetnye Metally*, v. 4, p. 6-14 (in Russian), 1958.

GUIMARÃES, R.C; PERES, A. E. C. **Máquinas de flotação.** Relatório técnico BT/PMI/046. Escola Politécnica - DEM - USP, 1995.

HODGKINSON, G.; SANDENBEBERGH, R.F.; HUNTER, C.J.; DE WET, J.R. **Pyrite flotation from gold leach residues.** *Minerals Engineering*, v. 7, p. 691-695, 1994.

KIM, D.S.; KUH, S.E.; MOON, K.S. **Characteristics of xanthates related to hydrocarbon chain length.** *Geosystem Engineering*, v. 3, n. 1, p. 30-34, 2000.

LAN, P.; JACKMAN, R. *An Investigation into The recovery of gold in separate pyrite and arsenopyrite concentrates from the Paracatu deposit*. Project 11242-003 – Report n. 1, 2008.

LINS, F.F. **Aspectos químicos, físicos e cinéticos da flotação de partículas de ouro**. Rio de Janeiro: COPPE/UFRJ, 1987. (Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Materiais)

LINS, F.F.; ADAMIAN, R. **The influence of some physical variables on gold flotation**. *Minerals Engineering*, v. 6, n. 3, p. 267-277, 1993.

LOTTER, N.O.; AUIPAIS, J. **Trial of X-333 Xanthate Mixture at Amplats**. SouthAfrica, Personal Communication, 1996.

LOTTER, N.O.; BRADSHAW, D.J. **The formulation and use of mixed collectors in sulphide flotation**. *Minerals Engineering* v. 23, n. 11-13, p. 945-951, 2010.

MARSDEN, J.; HOUSE, I. **The Chemistry of Gold Extraction**. Ed. SME, New York: Ellis Horwood Limited, 597p., 1992.

MINGIONE, P. **Use of Aerophine 3418A promoter for sulphide minerals flotation**. SME-AIME Annual Meeting, Denver, CO. SME, Littleton, CO, v. 91, p. 54, 1991.

MONTE, M.B.M.; MIDDEA, A.; LINS, F.F. **Sinergismo em soluções aquosas de misturas de surfactantes e seu efeito na flotabilidade de minerais**. Rio de Janeiro: CETEM/CNPq. Relatório de Projeto, RT n. 30, 1995.

MONTE, M.B.M.; LINS, F.F.; OLIVEIRA, J.O. **Selective flotation of gold from pyrite under oxidizing conditions**. *International Journal of Mineral Processing*, v. 51, p. 255-267, 1997.

MONTE, M.B.M. **Propriedades de superfície do ouro e da pirita e sua separação por flotação**. Rio de Janeiro: COPPE/UFRJ, 1998. (Dissertação de Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Materiais)

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

MOYS, M.H.; FINCH, J.A. **Developments in control of flotation columns** **international journal of mineral processing.** *International Journal of Mineral Processing*, v. 23, n. 3 e 4, p. 265-278, 1988.

O'CONNOR, C.T.; DUNNE, R.C. **The flotation of gold bearing ores - A review.** *Minerals Engineering*, v. 7, n. 7, p. 839-849, 1994.

OLUBAMBI, P.A.; POTGIETER, J.H.; NDLOVU, S.; BORODE, J.O. **Electrochemical studies on interplay of mineralogical variation and particle size on bioleaching low grade complex sulphide ores.** In *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, v. 19, p. 1312-1325, 2009.

PERSECHINI, M.A.; JOTA, F.G.; DE OLIVEIRA, M.L.M.; PERES, A.E.C. **Instrumentação de uma coluna de flotação piloto para desenvolvimento de técnicas de controle avançado.** *Série Tecnologia Mineral*, v. 80, 42 p.. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2001.

RAO, S.R.; LABONTÉ, G.; FINCH, J.A. **Electrochemistry in the Plant.** In MAVROS, P.; MATIS, K.A. (EDS), *Innovation in Flotation Technology*, Dordrecht, Klumer Publishers, 1992.

SHERIDAN, M.S.; NAGARAJ, D.R.; FORNASIERO, D.; RALSTON, J. **The use of a factorial experimental design to study collector properties of N-allyl-O-alkyl thionocarbamate collector in the flotation of a copper ore.** *Minerals Engineering*, v. 15, p. 333-340, 2002.

SUBRAHMANYAM, T.V.; FORSSBERG, K.S.E. **Mineral Solution-Interface chemistry.** *Minerals Engineering*, v. 6, n. 5, p. 439-454, 1993.

TEAGUE, A.J.; VAN DEVENTER, J.S.J.; SWAMINATHAN, C. **A Conceptual Model for Gold Flotation.** *Minerals Engineering*, v. 12, n. 9, p. 1001-1019, 1999.

TOLLEY, W.; KOTLYAR, D.; VAN WAGONER, R. **Fundamental Electrochemical Studies of Sulfide Mineral Flotation.** *Minerals Engineering*, v. 9, n. 6, p. 603-637, 1996.

VENDITTI, R.A. **A simple flotation deinking experiment for the recycling of paper.** *Journal of Chemical Education*, v. 81, n. 5, p. 693, 2004.

WOODS, R. **Electrochemistry of Sulfide Flotation.** In: *Flotation*. A. M. Gaudin Memorial, Society of AIME, 1976.

YELLOJI RAO, M.K.; NATARAJAN, K.A. **Electrochemical effects of mineral – mineral interactions on the flotation of chalcopyrite and sphalerite.** *International Journal of Mineral Processing*, v. 27, p. 279-293, 1989.

Coletor	Ensaio	Produto	Teor (g/t)			Recuperação (%)		
			Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb
Aero Mx 980/Aero 801	1A	Rejeito Rougher	114,2	124	426,5	3,3	2,4	1,7
		Rejeito Cleaner Zn	179,2	183,4	448,6	4,4	3	1,5
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	256,2	284,2	1466	2,7	2,1	2,2
		Conc. Cleaner Zn	348,2	3433,9	1253,6	10	66,8	5
		Conc. Cleaner Pb/Cu	9955,2	4737,3	80291,8	79,6	25,7	89,5
		Alimentação	992,8	1465	7117,1	100	100	100
	1B	Rejeito Rougher	493,4	128,7	498	13,6	2,4	2,6
		Rejeito Cleaner Zn	271,2	180,4	581,9	7,5	3,3	3,1
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	589,1	932,7	2073	9,5	10	6,5
		Conc. Cleaner Zn	400,9	4357,3	1514,4	6,8	49,1	5
		Conc. Cleaner Pb/Cu	4997,6	4219,8	34225	62,6	35,2	82,8
		Alimentação	990,93	1489,1	5129,6	100	100	100
	1C	Rejeito Rougher	412,5	166	541,1	9,4	2,6	1,3
		Rejeito Cleaner Zn	352,6	161,8	468,9	7,2	2,3	1,1
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	430,6	756,5	1064,2	5,6	6,8	1,5
		Conc. Cleaner Zn	471,6	3022,1	1214,6	12,5	55,2	3,5
		Conc. Cleaner Pb/Cu	3701,5	2720	48085	65,2	33,1	92,6
		Alimentação	994,62	1441	9104,7	100	100	100

Coletor	Ensaio	Produto	Teor (g/t)			Recuperação (%)		
			Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb
Aero Mx 980/Aero 825	2A	Rejeito Rougher	416,5	121,1	419,6	12,9	2,3	10,1
		Rejeito Cleaner Zn	240,6	134,6	625,4	8	2,7	16,1
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	279,3	541,4	1305	3,7	4,4	13,3
		Conc. Cleaner Zn	437,7	6717,3	2066,4	6,4	59,8	23,3
		Conc. Cleaner Pb/Cu	5079,3	3714,2	3545,2	69	30,8	37,2
		Alimentação	946,55	1549,6	1224,3	100	100	100
	2B	Rejeito Rougher	277,4	127,8	478,6	12,2	2,9	3,9
		Rejeito Cleaner Zn	255,3	139,4	517,2	5	1,4	1,9
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	352,4	642	965	4,1	3,9	2,1
		Conc. Cleaner Zn	36,8	4790,3	1344,5	0,8	54,4	5,4
		Conc. Cleaner Pb/Cu	3450	3178,1	20769,6	77,9	37,3	86,7
		Alimentação	834,99	1604,5	4513,4	100	100	100
	2C	Rejeito Rougher	382,5	114,1	416,4	11,8	2,5	4
		Rejeito Cleaner Zn	402,7	157,5	594,1	10,3	2,9	4,8
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	405,4	898,3	1132,2	6,8	10,7	6
		Conc. Cleaner Zn	520,8	5870	2073,7	6,4	50,9	8
		Conc. Cleaner Pb/Cu	3996	2870,8	15079,1	64,8	33,1	77,2
		Alimentação	985,22	1386,5	3120,8	100	100	100

Coletor	Ensaio	Produto	Teor (g/t)			Recuperação (%)		
			Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb
Aero Mx 980/Aero 856	3A	Rejeito Rougher	233,2	104	464,2	15,3	3,8	11,8
		Rejeito Cleaner Zn	234,3	158	568,7	3,4	1,3	3,2
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	299,4	964,6	1551,5	4,8	8,6	9,6
		Conc. Cleaner Zn	284	7092,1	2762,7	4,7	65,2	17,6
		Conc. Cleaner Pb/Cu	9363,3	4912,6	19465,9	71,9	21,1	57,8
		Alimentação	832,5	1489,6	2150,9	100	100	100
	3B	Rejeito Rougher	283,7	99,7	470,5	13,7	3,3	7
		Rejeito Cleaner Zn	517,5	340,7	670,7	8,6	4	3,5
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	518	1369,2	2870,8	5	9,2	8,6
		Conc. Cleaner Zn	555,7	5492,5	14407,4	9,6	65,8	76,9
		Conc. Cleaner Pb/Cu	14806,2	5940,3	3037,9	63,1	17,6	4
		Alimentação	1041	1495,1	3358,8	100	100	100
	3C	Rejeito Rougher	392,9	111,6	524,7	23,6	4,9	16,3
		Rejeito Cleaner Zn	431,4	135,6	624,3	4,9	1,1	3,7
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	162,8	967,1	2056,7	1,7	7,5	11,3
		Conc. Cleaner Zn	558,7	13440,5	15310,2	3,8	67	53,7
		Conc. Cleaner Pb/Cu	12096,9	4810	5328,3	66	19,3	15,1
		Alimentação	1060,7	1438,8	2047,5	100	100	100

Coletor	Ensaio	Produto	Teor (g/t)			Recuperação (%)		
			Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb
Aero 5100/Aero 801	4A	Rejeito Rougher	75,3	75,9	268,6	2,4	1,3	0,7
		Rejeito Cleaner Zn	90,1	108,2	426,7	1,6	1	0,6
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	96,8	653,8	768,2	1,3	4,4	0,8
		Conc. Cleaner Zn	194,4	3567,2	1971,6	5,5	52,2	4,4
		Conc. Cleaner Pb/Cu	2875,9	2537,4	38020,3	89,3	41,1	93,5
		Alimentação	821,6	1574,5	10367	100	100	100
	4B	Rejeito Rougher	132,4	93,5	463,4	2,9	1,1	2,6
		Rejeito Cleaner Zn	169,2	163	470,6	2,6	1,4	1,8
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	165,5	1385,4	1306	2,7	12,1	5,3
		Conc. Cleaner Zn	150,5	2636,2	1525,8	5,1	48,1	13,1
		Conc. Cleaner Pb/Cu	3481	2760,3	12104,8	86,8	37,4	77,1
		Alimentação	893,5	1645,7	3497,1	100	100	100
	4C	Rejeito Rougher	3828	71,6	318,9	87,8	1,3	2,5
		Rejeito Cleaner Zn	219,8	873,4	458	2,3	7	1,6
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	186,9	500,2	1168,1	1,8	3,7	3,9
		Conc. Cleaner Zn	258,1	3788,4	2430,5	4,4	49,9	14,3
		Conc. Cleaner Pb/Cu	216,9	2831,8	12848,6	3,8	38,1	77,6
		Alimentação	1295	1670,4	3726,2	100	100	100

Coletor	Ensaio	Produto	Teor (g/t)			Recuperação (%)		
			Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb
Aero 5100/Aero 825	5A	Rejeito Rougher	96,8	87,6	345,6	3	1,4	2,3
		Rejeito Cleaner Zn	158	111,6	502,5	2,4	0,8	1,6
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	138,1	1015,6	1130,8	1,9	7	3,3
		Conc. Cleaner Zn	186,8	3853,3	1927,8	4,4	46,3	9,9
		Conc. Cleaner Pb/Cu	2342,2	2333,8	10185,4	88,3	44,5	82,9
		Alimentação	825,1	1631,8	3824,1	100	100	100
	5B	Rejeito Rougher	150,8	135,4	327,2	2,3	1,9	3,6
		Rejeito Cleaner Zn	133,7	1456,7	871	0,9	9,1	4,4
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	218,4	794	1094,2	1,6	5,4	6
		Conc. Cleaner Zn	376	2700,7	1234,2	7,5	48,5	17,9
		Conc. Cleaner Pb/Cu	6627,5	2971,6	7103,5	87,6	35,2	68,1
		Alimentação	1586,5	1768,4	2187,4	100	100	100
	5C	Rejeito Rougher	3480,3	78,2	260	87,5	1,5	3,6
		Rejeito Cleaner Zn	139,2	256,8	481,1	1,3	1,8	2,5
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	196	1073,8	1149,1	1,8	7,4	5,9
		Conc. Cleaner Zn	200,4	3707,6	1385,1	4	55,4	15,4
		Conc. Cleaner Pb/Cu	277,6	2400,1	6874,1	5,3	34	72,6
		Alimentação	1204,8	1625,1	2180,4	100	100	100

Coletor	Ensaio	Produto	Teor (g/t)			Recuperação (%)		
			Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb
Aero 5100/Aero 856	6A	Rejeito Rougher	143,6	94,7	423,6	7,7	2,7	4
		Rejeito Cleaner Zn	191,4	898,7	1307,9	1,6	3,9	1,9
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	173,9	1769,8	1578,7	2	10,9	3,3
		Conc. Cleaner Zn	263,4	3990	9515,8	6,8	54,6	43,9
		Conc. Cleaner Pb/Cu	4894,2	3170,9	15826,8	81,9	28	47
		Alimentação	862,1	1635,8	4860,5	100	100	100
	6B	Rejeito Rougher	167,2	86,1	408,1	4,8	3,3	5,5
		Rejeito Cleaner Zn	189,6	130,3	569,9	0,6	0,5	0,8
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	266,5	1701	2724	1,2	10,6	6
		Conc. Cleaner Zn	11393,6	7205,6	19268,6	74,1	63,1	59,5
		Conc. Cleaner Pb/Cu	3846,2	3323,4	11802	19,4	22,5	28,2
		Alimentação	2095,9	1556,5	4414,2	100	100	100
	6C	Rejeito Rougher	3401,3	86	319,2	92,7	2,8	2,1
		Rejeito Cleaner Zn	151,2	129,6	490,4	0,9	0,9	0,7
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	257,9	988,6	1788,7	1,5	6,6	2,5
		Conc. Cleaner Zn	388	5261,5	14227,1	4,1	65,5	36,5
		Conc. Cleaner Pb/Cu	136	3104,8	36182	0,9	24,2	58,2
		Alimentação	1796	1510	7323,6	100	100	100

Coletor	Ensaio	Produto	Teor (g/t)			Recuperação (%)		
			Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb
Aero 3418 A/Aero 801	7A	Rejeito Rougher	88	91,5	334,2	7,7	3,6	8,2
		Rejeito Cleaner Zn	73,5	264,8	385,3	0,5	0,8	0,8
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	109,4	1676,7	2733	1,5	10,4	10,6
		Conc. Cleaner Zn	137,3	5005	217,8	3,6	60	1,6
		Conc. Cleaner Pb/Cu	8205,6	5246,9	26395	86,7	25,1	78,8
		Alimentação	689,4	1520,2	2440,3	100	100	100
	7B	Rejeito Rougher	65,4	84,8	307,4	4,2	3	4,6
		Rejeito Cleaner Zn	101,6	163,3	333,2	0,8	0,7	0,6
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	212,7	1105,6	1479,7	3,7	10,7	6,1
		Conc. Cleaner Zn	310,9	7141,4	1127,2	4,3	55	3,7
		Conc. Cleaner Pb/Cu	6706,6	4293,4	27906,5	87	30,7	85
		Alimentação	862,9	1566,9	3673,8	100	100	100
	7C	Rejeito Rougher	154	81,8	343,2	11	3,6	5,9
		Rejeito Cleaner Zn	130,5	119,2	380,9	1,5	0,8	1
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	167	1193	1391,6	2,7	11,8	5,3
		Conc. Cleaner Zn	295,8	5476,8	1116,7	4,6	52,8	4,2
		Conc. Cleaner Pb/Cu	6907,4	4264,9	29792,1	80,2	30,9	83,5
		Alimentação	793,4	1273,7	3287,9	100	100	100

Coletor	Ensaio	Produto	Teor (g/t)			Recuperação (%)		
			Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb
Aero 3418 A/Aero 825	8A	Rejeito Rougher	184	91,1	400,7	48,3	7	8,1
		Rejeito Cleaner Zn	179,6	164,4	474,5	9,5	2,6	1,9
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	259,9	808,3	1359,4	24,5	22,3	9,8
		Conc. Cleaner Zn	450,5	3565,1	2756,3	6,5	14,9	3
		Conc. Cleaner Pb/Cu	261,6	4264,9	23530,2	11,2	53,2	77,1
		Alimentação	214,1	732,3	2789,2	100	100	100
	8B	Rejeito Rougher	7634,1	75,9	314,7	85	3,1	5,6
		Rejeito Cleaner Zn	133,6	107,9	374,5	0,2	0,6	0,9
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	144,1	965,5	1578,8	0,3	8,1	5,9
		Conc. Cleaner Zn	209,3	8496,3	1262,4	0,3	49,5	3,2
		Conc. Cleaner Pb/Cu	5265,9	3951,1	19463,1	14,2	38,7	84,3
		Alimentação	5204,8	1427,9	3231	100	100	100
	8C	Rejeito Rougher	136,8	86,2	362,4	9,6	3,3	5,8
		Rejeito Cleaner Zn	146,5	131,2	358,4	1,4	0,7	0,8
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	327,8	910,4	1328,2	5,1	7,7	4,7
		Conc. Cleaner Zn	313,4	9886,5	1366,5	3,2	55,9	3,2
		Conc. Cleaner Pb/Cu	5626,9	4136,8	26101,5	80,7	32,4	85,5
		Alimentação	836,5	1531,4	3663,3	100	100	100

Coletor	Ensaio	Produto	Teor (g/t)			Recuperação (%)		
			Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb
Aero 3418 A/Aero 856	9A	Rejeito Rougher	61,7	84,4	460,3	3,1	4,1	5
		Rejeito Cleaner Zn	73,1	185,7	1486,6	0,5	1,2	2,1
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	141,2	871,4	20863,7	1,6	9,3	49,8
		Conc. Cleaner Zn	289,7	9314,5	1744,8	1,7	51,9	2,2
		Conc. Cleaner Pb/Cu	10130,6	3784,5	20683,7	93,1	33,5	40,9
		Alimentação	1198,3	1245,1	5566,3	100	100	100
	9B	Rejeito Rougher	91	108,9	460,6	3,9	4,5	8,8
		Rejeito Cleaner Zn	73	169,5	486,5	0,4	0,9	1,2
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	121,8	936,1	1687,7	1,4	10,8	8,9
		Conc. Cleaner Zn	191	4672,4	1166,1	2,3	54,8	6,3
		Conc. Cleaner Pb/Cu	9864,4	3199,8	17947,4	92	29	74,8
		Alimentação	1225	1259,5	2740,9	100	100	100
	9C	Rejeito Rougher	106,4	104	472	4,9	4,1	7,8
		Rejeito Cleaner Zn	99,2	156,1	566,2	0,6	0,8	1,2
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	187,6	904,2	1708,8	2,5	10,3	8,2
		Conc. Cleaner Zn	325,2	7798,9	2098,4	2,9	58,4	6,6
		Conc. Cleaner Pb/Cu	11209,8	3904	26680	89,2	26,5	76,2
		Alimentação	1222	1434,1	3402,5	100	100	100

Coletor	Ensaio	Produto	Teor (g/t)			Recuperação (%)		
			Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb
Aero 3894/Aero 801	10A	Rejeito Rougher	149,6	93,7	403,2	4,4	2,3	4,4
		Rejeito Cleaner Zn	182,3	220,8	534,8	1,6	1,6	1,7
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	75	891	1478,1	1,1	10,5	7,8
		Conc. Cleaner Zn	164,9	2933,1	3278,9	4,1	60,7	30,3
		Conc. Cleaner Pb/Cu	5056,8	1712,5	8619,7	88,8	24,9	55,9
		Alimentação	1054,7	1275,1	2859,1	100	100	100
	10B	Rejeito Rougher	61,4	106,4	432,9	2,2	3,6	6,9
		Rejeito Cleaner Zn	66,2	334,2	749	0,7	3,1	3,3
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	149,6	771,6	2476,6	2,4	11,5	17,5
		Conc. Cleaner Zn	222,5	5260,6	7715,5	3,2	72,3	50,2
		Conc. Cleaner Pb/Cu	30322,1	3296,8	16287,3	91,6	9,4	22,1
		Alimentação	1271,9	1341,7	2834,5	100	100	100
	10C	Rejeito Rougher	87	50,7	464,3	4,7	2,7	10,4
		Rejeito Cleaner Zn	84	196,5	673,5	0,7	1,6	2,3
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	142,7	934,3	2334	2,4	15,4	15,9
		Conc. Cleaner Zn	226,1	4066,8	7484,5	3,7	66,4	50,5
		Conc. Cleaner Pb/Cu	17114,3	2704,3	9908,5	88,5	13,9	21
		Alimentação	991,5	998,3	2416,8	100	100	100

Coletor	Ensaio	Produto	Teor (g/t)			Recuperação (%)		
			Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb
Aero 3894/Aero 825	11A	Rejeito Rougher	31,8	83,9	462,1	1,8	4	9,6
		Rejeito Cleaner Zn	70,5	168,5	563	0,7	1,5	2,1
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	134,3	990,3	2650,1	2,5	15,4	17,8
		Conc. Cleaner Zn	492,9	9109,8	13963,9	4,3	67,3	44,6
		Conc. Cleaner Pb/Cu	17398,1	2668,8	13571,3	90,7	11,8	25,8
		Alimentação	1004,2	1188,2	2749,1	100	100	100
	11B	Rejeito Rougher	188,9	455,4	100,9	9,6	12,1	5,4
		Rejeito Cleaner Zn	158,3	730,3	317,8	1,2	3	2,6
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	247,5	2497	674,2	3,4	18,1	9,9
		Conc. Cleaner Zn	815,8	19910,2	16584,1	3,3	42	71
		Conc. Cleaner Pb/Cu	37424	21643	4725,1	82,4	24,9	11
		Alimentação	1269,2	2433,8	1199,1	100	100	100
	11C	Rejeito Rougher	109,9	91,7	490,1	4,7	4,4	10,3
		Rejeito Cleaner Zn	134	150,8	477,3	1,1	1,4	1,9
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	16,6	968,5	2171,6	0,3	17,9	17,7
		Conc. Cleaner Zn	1104,2	9778,2	8848,4	6,3	62,3	24,9
		Conc. Cleaner Pb/Cu	11308,5	1638	11948,7	87,5	14,1	45,2
		Alimentação	1227,2	1107,3	2511,2	100	100	100

Coletor	Ensaio	Produto	Teor (g/t)			Recuperação (%)		
			Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb
Aero 3894/Aero 856	12A	Rejeito Rougher	142	78,7	356	5,4	2,7	5,2
		Rejeito Cleaner Zn	131,2	521,6	1006,7	0,5	1,9	1,6
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	216,8	853,2	4538,4	2,2	7,7	17,6
		Conc. Cleaner Zn	108,5	4712,2	7475,9	2	76,8	52,5
		Conc. Cleaner Pb/Cu	14402,1	1938,1	9499	90	10,9	23
		Alimentação	1312,6	1458,4	3383,4	100	100	100
	12B	Rejeito Rougher	111,2	92,8	373,3	4,1	2,9	5,2
		Rejeito Cleaner Zn	109	105	487,1	1,2	0,9	1,9
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	214,2	763,7	3575,3	3	9	18,8
		Conc. Cleaner Zn	273,3	6370,7	8870,1	3,7	73,1	45,2
		Conc. Cleaner Pb/Cu	9875,1	1857,9	8650,7	88	14	28,9
		Alimentação	1187,8	1406,5	3168,5	100	100	100
	12C	Rejeito Rougher	71,1	86,1	339,3	2,5	2,5	4,2
		Rejeito Cleaner Zn	69,2	93,2	349	0,6	0,7	1,1
		Rejeito Cleaner Pb/Cu	219,4	1095,7	5481,6	3,2	13,8	29,1
		Conc. Cleaner Zn	251,3	3918,8	4770,9	5,4	72,2	37,1
		Conc. Cleaner Pb/Cu	14020,8	2019,2	12557,2	88,3	10,8	28,5
		Alimentação	1166,5	1367,7	3238,7	100	100	100