

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas –
Mestrado Profissional

Istelamares Alvarenga de Barros

**CARACTERIZAÇÃO QUÍMICA E MINERALÓGICA DE AMOSTRAS DOS CORPOS
MINERAIS MAJORITÁRIOS DE UMA MINA SUBTERRÂNEA DE MINÉRIO DE OURO
E SUA INFLUÊNCIA NA RECUPERAÇÃO DO METAL PRECIOSO.**

Belo Horizonte
2022

Istelamares Alvarenga de Barros

**CARACTERIZAÇÃO QUÍMICA E MINERALÓGICA DE AMOSTRAS DOS CORPOS
MINERAIS MAJORITÁRIOS DE UMA MINA SUBTERRÂNEA DE MINÉRIO DE OURO
E SUA INFLUÊNCIA NA RECUPERAÇÃO DO METAL PRECIOSO.**

Dissertação apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas – Mestrado Profissional da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, como requisito parcial para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas.

Área de concentração: Tecnologia mineral

Orientador: Prof. Paulo Roberto Gomes
Brandão

Belo Horizonte
2022

B277c Barros, Istelamares Alvarenga de.
Caracterização química e mineralógica de amostras dos corpos minerais majoritários de uma mina subterrânea de minério de ouro e sua influência na recuperação do metal precioso [recurso eletrônico] / Istelamares Alvarenga de Barros. – 2022.
1 recurso online (252 f.: il., color.): pdf.

Orientador: Paulo Roberto Gomes Brandão.

Dissertação (mestrado) - Universidade Federal de Minas Gerais, Escola de Engenharia.

Bibliografia: f. 243-252.
Exigências do sistema: Adobe Acrobat Reader.

1. Engenharia de minas - Teses. 2. Tecnologia mineral - Teses. 3. Geologia - Teses. 4. Microquímica - Teses. 5. Beneficiamento de Minério - Teses. I. Brandão, Paulo Roberto Gomes. II. Universidade Federal de Minas Gerais. Escola de Engenharia. III. Título.

CDU: 622(043)



UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
ESCOLA DE ENGENHARIA
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica,
Materiais e de Minas da UFMG - Mestrado Profissional

UFMG

**"CARACTERIZAÇÃO QUÍMICA E MINERALÓGICA DE
AMOSTRAS DOS CORPOS MINERAIS MAJORITÁRIOS
DE UMA MINA SUBTERRÂNEA DE MINÉRIO DE OURO
E SUA INFLUÊNCIA NA RECUPERAÇÃO DO METAL
PRECIOSO."**

ISTELAMARES ALVARENGA DE BARROS

Dissertação de mestrado submetida à Comissão Examinadora designada pelo Colegiado do Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da UFMG – Mestrado Profissional da Universidade Federal de Minas Gerais como requisito parcial para obtenção do grau de Mestre em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas.

Aprovada em 06 de abril de 2022.

Por:

Prof. PAULO ROBERTO GOMES BRANDAO (UFMG)
Orientador

Prof. DANIEL MAJUSTE (UFMG)

Prof. ITAMAR DANIEL DELBEM (UFMG)

Dedico este trabalho àqueles que me apoiaram durante essa jornada e à Deus, por ter sido o meu verdadeiro guia, dando-me luz sabedoria.

AGRADECIMENTOS

Agradeço primordialmente a Deus que se fez presente em todos os momentos ao meu lado, me amparando e conduzindo por caminhos planos. Não seria possível chegar tão longe sem as suas bênçãos.

Aos meus pais Geraldo e Rosa por serem sempre o meu porto seguro, por acreditarem no meu potencial e pelo apoio incondicional. Aos meus irmãos Éder, Regilaine e Samuel por compartilharem os meus ideais, incentivando-me a prosseguir sem medo, independente de quais fossem os obstáculos.

Ao professor Paulo Roberto Gomes Brandão pela orientação e por ter compartilhado o seu conhecimento, tempo e experiência, que foram essenciais para o resultado final deste trabalho.

À Jaguar Mining Inc. pela oportunidade de abordar este tema e disponibilidade de infraestrutura para os ensaios deste trabalho.

À minha equipe da Coordenação de Processos, especialmente ao Alberto Vilela pelas longas discussões e pesquisas sobre o tema; a Filipe Monteiro e à Poliana Maira por todo apoio e empenho neste trabalho.

A equipe de geometurgia, Tiago Pedro, Jussara Toffoli e Aloma Tente pela parceria, empenho, dedicação e contribuição com a visão da geologia para que conseguíssemos caracterizar os corpos da mina de Pilar.

Ao Centro de Microscopia da UFMG pelas análises de MEV/MLA, especialmente ao Itamar Daniel pela orientação e discussões dos resultados, compartilhando o seu conhecimento de forma clara.

Aos membros da banca examinadora, Itamar Daniel e Daniel Majuste que aceitaram participar e colaborar com esta dissertação.

A Rafael Guimarães pela parceria e enorme aprendizado que me proporcionou sobre o tema de flotação de minerais de ouro.

Enfim, agradeço a todos que, direta ou indiretamente, corroboraram na preparação deste trabalho.

RESUMO

O processamento de minérios de ouro tem se tornado cada vez mais desafiador em virtude da exaustão dos depósitos de maiores teores e elevação da complexidade da recuperação do metal. Neste contexto, a caracterização é uma etapa fundamental dentro da abordagem da geometalurgia, pois fornece os subsídios mineralógicos necessários à correta definição de rotas de processo e possibilita a otimização do rendimento global de uma planta. O objetivo deste trabalho foi caracterizar os três corpos de minério majoritários (BF, BF2 e LPA) da mina de Pilar, da Jaguar Mining Inc., empresa brasileira de capital estrangeiro, que produz ouro no Quadrilátero Ferrífero. A metodologia envolveu a integração de informações fornecidas pelas análises químicas, caracterização mineral por MEV-EDS/MLA (Mineral Liberation Analyser) e difratometria de raios X, e ensaios laboratoriais de concentração metalúrgica (gravimetria, flotação e lixiviação), a fim de determinar as associações mineralógicas e compreender o comportamento de cada um destes corpos no processo hidrometalúrgico. Os resultados de caracterização apontaram que há diferença de composição de fases minerais nestes corpos, sendo o quartzo um dos minerais de maior expressão e comum a todos; os outros minerais diferem quanto à concentração nos corpos: para BF os principais são clorita, muscovita e ankerita; para BF2, siderita e estilpnomelano; e para LPA, siderita e arsenopirita. A concentração de sulfetos não excede a 16,00 %, e os majoritários são arsenopirita e pirrotita. Os grãos de ouro identificados foram na maioria ouro nativo, inclusos na arsenopirita e com diâmetro médio inferior a 0,010 mm. Os ensaios metalúrgicos de bancada indicaram que nenhum dos corpos é considerado refratário. Apresentam mais de 70,00 % de ouro gravítico e recuperação por cianetação direta seguida de adsorção acima de 91,00 % na granulometria 80,00 % passante em 0,075 mm. Na etapa de flotação, as recuperações e teores de rejeitos foram bastante diferentes entre as condições aplicadas e corpos, sendo o corpo BF com o pior desempenho. A combinação de reagentes a base de ditiofosfatos e xantatos promoveu melhor desempenho na recuperação de ouro na flotação, mas a inclusão da etapa de flotação para o rejeito da gravimetria, seguida de cianetação/adsorção do concentrado de flotação, resultou em redução da recuperação global de ouro em até 8,88 % em relação à recuperação por cianetação direta. O circuito com melhores resultados de recuperação metalúrgica para todos os corpos foi gravimetria e cianetação do rejeito gravítico. Os resultados indicaram que o conhecimento das particularidades mineralógicas de cada corpo, associado a condições específicas de processo para gravimetria, flotação e lixiviação, pode elevar a eficiência de extração do ouro e minimizar perdas.

Palavras-Chave: Caracterização. Minério de ouro. Beneficiamento metalúrgico. Microscopia eletrônica de varredura. Microanálise química. Geometalurgia.

ABSTRACT

Gold ore processing has become increasingly challenging due to the exhaustion of higher grade deposits and increasing complexity of metal recovery. In this context, characterization is a fundamental step within the geometallurgy approach, as it provides the mineralogical knowledge necessary for the correct definition of process routes and allows the optimization of the overall yield of a metallurgical plant. The objective of this research was to characterize the three major ore bodies (BF, BF2 and LPA) of the Pilar mine of Jaguar Mining Inc., a Brazilian company with foreign capital, which produces gold in the Iron Quadrangle. The methodology involved the integration of information provided by chemical analyses, mineral characterization by SEM-EDS/MLA (Mineral Liberation Analyser) and X-ray diffractometry, and laboratory tests of metallurgical concentration (gravimetry, flotation and leaching), in order to determine the mineralogical associations and to understand the behavior of each one of these bodies in the hydrometallurgical process. The characterization results showed that there is a difference in the composition of mineral phases in these bodies, with quartz being one of the most abundant mineral and common to all; the other minerals differ in terms of concentration in the bodies, the main ones for BF being chlorite, muscovite and ankerite; for BF2, siderite and stilpnomelane; and for LPA, siderite and arsenopyrite. The concentration of sulfides does not exceed 16.00 %, and the majority are arsenopyrite and pyrrhotite. The gold grains identified were mostly native gold, included in arsenopyrite and with an average diameter of less than 0.010 mm. The metallurgical tests indicated that none ore body was considered refractory. The yield was more than 70.00 % of gravity gold and recovery by direct cyanidation followed by adsorption above 91.00 % in the granulometry of 80.00 % of particles below 0.075 mm. In the flotation stage, the recoveries and tailings contents were quite different between the applied conditions and bodies, with the BF body having the worst performance. The combination of reagents based on dithiophosphates and xanthates has promoted better performance in the gold recovery in flotation, but the inclusion of the flotation step for the gravity tailings, followed by cyanidation/adsorption of the flotation concentrate, resulted in a reduction in the global recovery of gold by up to 8.88% compared to direct cyanidation recovery. The circuit with the best metallurgical recovery results for all ore bodies was gravity and cyanidation of the gravitational tailings. The results indicated that the knowledge of the mineralogical characteristics of each ore body, associated with specific process conditions for gravity, flotation and leaching, can increase the gold extraction efficiency and minimize losses.

Keywords: Characterization. Gold ore. Metallurgical processing. Scanning electron microscopy. Chemical microanalysis. Geometallurgy.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1 - Histórico de recuperação global da planta metalúrgica.	27
Figura 3.1 - Demanda abrangente (1ª coluna) e origem (2ª coluna) de ouro 2011-2021 (GoldHub, 2022).	31
Figura 3.2 - Produção beneficiada de ouro em kg por estados em 2019. (Adaptado de ANM, 2020).	33
Figura 3.3 - Variação histórica do preço do ouro de 2000 a 2022. (GoldHub, 2022).	33
Figura 3.4 - Escala de refratariedade dos minérios de ouro (ADAMS, 2016).	35
Figura 3.6 - Diagrama Eh-pH para o sistema CN-H ₂ O a 25° C.	41
Figura 3.5 - Especificação de cianeto e cianeto de hidrogênio em solução aquosa em função do pH.	41
Figura 3.7 - Curva de dissolução de ouro com NaOH e de Ca(OH) ₂ em alta alcalinidade. Fonte: Habashi, 1967.	45
Figura 3.8 - Exemplo de curvas de cianetação de ouro.	47
Figura 3.9 - Diagrama Eh-pH para o sistema Ag-CN-H ₂ O a 25°C.	48
Figura 3.10 - Diagrama de distribuição de espécies de cobre em meio cianetado em função do pH. Fonte: Marsden e House (2006).	50
Figura 3.11 - Representação de: a) dupla camada elétrica; b) potencial da superfície e c) adsorção do coletor.	53
Figura 3.12 - Estrutura de um coletor de flotação. Fonte: Bulatovick, 2007.	58
Figura 3.13 - Estrutura geral de um espumante à base álcool mostrando: a) as polaridades e orientação nas interfaces água-ar; e b) exemplo das estruturas dos espumantes metil isobutil carbinol (MIBC) e Dowfroth 250. Fonte: FINCH et al, 2008.	63
Figura 3.14 - Relação de ativadores e depressores de ouro livre.	69
Figura 3.15 - Diagrama Eh-pH para o sistema FeS ₂ -H ₂ O a 25°C.	70
Figura 3.16 - Esquema de formação de raios X.	76
Figura 3.17 - Desenho esquemático da Lei de Bragg.	77
Figura 3.18 - Exemplo de difratograma de raios X.	78
Figura 3.19 - Exemplo de imagem gerada pela microscopia de eletrônica de varredura.	80
Figura 3.20 - Desenho esquemático dos componentes do microscópio eletrônico de varredura (ONOE et al, 2017).	80
Figura 3.21 - Localização da mina de Pilar. Fonte: Jaguar Mining, 2020.	83
Figura 3.22 - Esquema dos principais corpos de minério da mina de Pilar. (Jaguar Mining,	

2020).	84
Figura 4.1 – Fluxogramas de caracterização do minério aurífero feitos pelos laboratórios Testwork e Jaguar Mining.	86
Figura 4.2 - Britador de mandíbulas e de rolos utilizado na fragmentação das amostras (A autora, 2021).	87
Figura 4.3 - Processo de homogeneização e quarteamento das amostras após a britagem (A autora, 2021).	87
Figura 4.4 - Espectrômetro de emissão óptica com plasma (ICP-OES) (Agilent, 2021)	90
Figura 4.5 - Analisador Leco SC-14DR e o laboratorista realizando a análise de determinação de enxofre. (A autora, 2021).	90
Figura 4.6 - Pulverizador e as painéis utilizados no processo de fragmentação (A autora, 2021).	92
Figura 4.7 - Moinho de barras utilizado nos ensaios e de rolos utilizados nos testes de moagem em laboratório (A autora, 2021).	93
Figura 4.8 - Fluxograma do ensaio de GRG das amostras dos corpos BF, BF2 e LPA.	96
Figura 4.9 - Concentrador Falcon L40.	98
Figura 4.10 - Aparelhagem utilizada na concentração gravítica em laboratório. (A autora, 2021).	98
Figura 4.11 - Esquema dos testes de flotação realizados pelo laboratório Testwork.	99
Figura 4.12 - Célula de flotação Engendrar e a laboratorista executando o ensaio de flotação em bancada. (A autora).	100
Figura 4.13 - Amostras do rejeito da gravimetria em polpa acondicionados nas cubas de flotação (A autora, 2021).	101
Figura 4.14 - Sistema de agitação para ensaios de lixiviação e testes de adsorção sendo executados em agitadores de garrafas (A autora, 2021).	105
Figura 5.1 - Comparação entre a concentração de elementos químicos nas amostras de BF, BF2 e LPA.	109
Figura 5.2 - Distribuição granulométrica das amostras obtida pela determinação do diâmetro equivalente na análise por MLA do corpo BF.	112
Figura 5.3 - Análise por MEV/MLA da amostra do corpo BF: a) fração acima de 0,038 mm; b) fração inferior a 0,038 mm.	113
Figura 5.4 - Comparação entre a análise modal por DRX e MLA.	114
Figura 5.5 - Composição mineralógica em concentração mássica do corpo BF.	115
Figura 5.6 - Contribuição mássica e distribuição dos sulfetos na amostra do corpo BF.	116

Figura 5.7- Curva de liberação por superfície livre dos sulfetos do corpo BF nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.....	117
Figura 5.8 - Curva de liberação por composição dos sulfetos do corpo BF nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.....	117
Figura 5.9 - Distribuição granulométrica dos grãos dos sulfetos principais do corpo BF.	119
Figura 5.10 - Curva de liberação por superfície dos minerais majoritários do corpo BF2 nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.	120
Figura 5.11 - Curva de liberação por composição dos minerais majoritários do corpo BF nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.	120
Figura 5.12 - Associação mineral em massa dos minerais majoritários do corpo BF.	121
Figura 5.13 - Caracterização dos grãos de ouro da fração acima de 0,038 mm da amostra do corpo BF.	122
Figura 5.14 - Distribuição granulométrica dos grãos de ouro nativo na amostra do corpo BF2 determinada pelo cálculo de diâmetro equivalente.	123
Figura 5.15 - Curvas de moagem para granulometria P80 a 0,106; 0,075 e 0,053 mm do corpo BF.....	124
Figura 5.16 - Curvas de recuperação de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo BF.	126
Figura 5.17 - Curvas de teor de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo BF.....	126
Figura 5.18 - Curvas de recuperação de ouro por CIL em função da granulometria - Corpo BF.	128
<i>Figura 5.19 - Curvas de teor de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo BF.....</i>	<i>128</i>
Figura 5.20 - Comparação entre as recuperações obtidas nos processos de cianetação direta e carbon-in-leach (CIL).	129
Figura 5.21 - Dados da concentração gravítica do minério BF2 em diferentes granulometrias para o corpo BF.	131
Figura 5.22 - Curvas recuperação por cianetação direta em função da granulometria no rejeito da concentração gravítica - Corpo BF.....	132
Figura 5.23 - Curvas recuperação por CIL em função da granulometria no rejeito da concentração gravítica - Corpo BF.....	132
Figura 5.24 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 1 (50 g/t de MBT, 20 g/t de DTP e 40 g/t de CuSO ₄) para o corpo BF.	133

Figura 5.25 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 2 (80 g/t de SIBX e 42 g/t de INT-102) para o corpo BF.....	135
Figura 5.26 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 3 (80 g/t de SIBX, 42 g/t de INT-102 e 40 g/t de CuSO ₄) para o corpo BF.....	136
Figura 5.27 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 4 (80 g/t de PAX, 42 g/t de INT-102 e 40 g/t de CuSO ₄) para o corpo BF.....	137
Figura 5.28 - Corpo BF: Distribuição da recuperação mássica nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.....	139
Figura 5.29 - Corpo BF: Distribuição da recuperação mássica nos ensaios de flotação sem adição de sulfato de cobre durante a moagem.....	139
Figura 5.30 - Avaliação do efeito do sulfato de cobre na recuperação mássica nos ensaios de flotação do corpo BF.....	140
Figura 5.31 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores na recuperação mássica nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger e c) recuperação global nos ensaios de flotação do corpo BF.....	141
Figura 5.32 - Corpo BF: Distribuição da recuperação de ouro nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.....	142
Figura 5.33 - Corpo BF: Distribuição da recuperação de ouro nos ensaios de flotação sem adição de sulfato de cobre durante a moagem.....	142
Figura 5.34 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores no teor de concentrado nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger nos ensaios de flotação do corpo BF.....	144
Figura 5.35 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores na recuperação mássica nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger e c) recuperação global nos ensaios de flotação do corpo BF.....	145
Figura 5.36 - Avaliação do efeito do sulfato de cobre na recuperação metalúrgica de ouro nos ensaios de flotação do corpo BF.....	146
Figura 5.37 - Curvas de recuperação para os testes de cianetação do concentrado de flotação do corpo BF pelo laboratório Testwork.....	148
Figura 5.38 - Curvas de recuperação para os testes de cianetação do concentrado de flotação do corpo BF pelo laboratório Jaguar Mining.....	149
Figura 5.39 - Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria para o corpo BF - Laboratório Testwork.....	152
Figura 5.40 - Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria para o corpo BF - Laboratório Jaguar Mining.....	153

Figura 5.41 - Distribuição granulométrica das amostras obtida pela determinação do diâmetro equivalente na análise por MLA do corpo BF2.....	155
Figura 5.42 -Análise por MEV/MLA da amostra do corpo BF2: a) fração acima de 0,038 mm; b) fração inferior a 0,038 mm.	156
Figura 5.43 - Comparação entre a análise modal por DRX e MLA.....	157
Figura 5.44 -Composição mineralógica em concentração mássica do corpo BF2.....	158
Figura 5.45 - Contribuição mássica e distribuição dos sulfetos na amostra do corpo BF2.	159
Figura 5.46 - Curva de liberação por superfície livre dos sulfetos do corpo BF2 nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.	161
Figura 5.47 - Curva de liberação por composição dos sulfetos do corpo BF2 nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.....	161
Figura 5.48 - Distribuição granulométrica dos grãos dos sulfetos principais do corpo BF2.	162
Figura 5.49 - Curva de liberação por superfície livre dos minerais majoritários do corpo BF2 nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.....	163
Figura 5.50 - Curva de liberação por superfície por composição dos minerais majoritários do corpo BF2 nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.	163
Figura 5.51 - Associação mineral em massa dos minerais majoritários do corpo BF2.	164
Figura 5.52 - Caracterização dos grãos de ouro da fração acima de 0,038 mm da amostra do corpo BF2.	166
Figura 5.53 - Caracterização dos grãos de ouro da fração abaixo de 0,038 mm da amostra do corpo BF2.	166
Figura 5.54 - Distribuição granulométrica dos grãos de ouro nativo na amostra do corpo BF2 determinada pelo cálculo de diâmetro equivalente.	167
Figura 5.55 - Curvas de moagem para granulometria P80 a 0,106; 0,075 e 0,053 mm do corpo BF2.....	168
Figura 5.56 - Curvas de recuperação de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo BF2.	170
Figura 5.57 - Curvas de teor de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo BF2.....	170
Figura 5.58 - Curvas de recuperação de ouro por CIL em função da granulometria - Corpo BF2.	172
Figura 5.59 - Curvas de teores de ouro por CIL em função da granulometria - Corpo BF2.	172
Figura 5.60 - Comparação entre as recuperações obtidas nos processos de cianetação direta e carbon-in-leach (CIL) para o corpo BF2.	173

Figura 5.61 - Dados da concentração gravítica do minério BF2 em diferentes granulometrias.	174
Figura 5.62 - Curvas de recuperação de ouro por cianetação direta do rejeito da concentração gravítica em função da granulometria - Corpo BF2.....	176
Figura 5.63 - Curvas de recuperação de ouro por CIL do rejeito da concentração gravítica em função da granulometria - Corpo BF2.....	176
Figura 5.64 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 1 (50 g/t de MBT, 20 g/t de DTP e 40 g/t de CuSO ₄) para o corpo BF2.....	177
Figura 5.65 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 2 (80 g/t de SIBX e 42 g/t de INT-102) para o corpo BF2.....	179
Figura 5.66 -Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 3 (80 g/t de SIBX, 42 g/t de INT-102 e 40 g/t de CuSO ₄) para o corpo BF2.	180
Figura 5.67 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 2 (80 g/t de PAX, 42 g/t de INT-102 e 40 g/t de CuSO ₄) para o corpo BF2.	181
Figura 5.68 - Corpo BF2: Distribuição da recuperação mássica nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.	183
Figura 5.69 - Corpo BF2: Distribuição da recuperação mássica nos ensaios de flotação sem adição de sulfato de cobre durante a moagem.	183
Figura 5.70 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores na recuperação mássica nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger e c) recuperação global nos ensaios de flotação do corpo BF2.	184
Figura 5.71 - Avaliação do efeito do sulfato de cobre da moagem para a recuperação mássica nos ensaios de flotação do corpo BF2.	185
Figura 5.72 - Corpo BF2: Distribuição da recuperação de ouro nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.	186
Figura 5.73 - Corpo BF2: Distribuição da recuperação de ouro nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.	186
Figura 5.74 - Avaliação do efeito do sulfato de cobre na moagem para a recuperação metalúrgica de ouro nos ensaios de flotação do corpo BF.....	188
Figura 5.75 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores no teor de concentrado nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger nos ensaios de flotação do corpo BF2...	188
Figura 5.76 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores na recuperação mássica nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger e c) recuperação global nos ensaios de flotação do corpo BF2.	189

Figura 5.77 - Curvas de recuperação para os testes de cianetação do concentrado de flotação do corpo BF2 pelo laboratório Testwork.....	191
Figura 5.78 - Curva de teor de ouro no rejeito (g/t) e recuperação (%) por cianetação do concentrado de flotação.....	193
Figura 5.79- Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria para o corpo BF2 - Laboratório Testwork.....	195
Figura 5.80 - Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria para o corpo BF2 - Laboratório Jaguar Mining.....	196
Figura 5.81 - Distribuição granulométrica das amostras obtida pela determinação do diâmetro equivalente na análise por MLA do corpo LPA.....	198
Figura 5.82 -Análise por MEV/MLA da amostra do corpo LPA: a) fração acima de 0,038 mm; b) fração inferior a 0,038 mm.	199
Figura 5.83 - Comparação entre a análise modal por DRX e MLA.....	200
Figura 5.84 - Composição mineralógica em concentração mássica do corpo LPA.	201
Figura 5.85 - Contribuição mássica e distribuição dos sulfetos na amostra do corpo LPA.	202
Figura 5.86 - Curva de liberação por superfície livre dos sulfetos do corpo LPA nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.	203
Figura 5.87 - Curva de liberação por composição dos sulfetos do corpo LPA nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.....	203
Figura 5.88 - Distribuição granulométrica dos grãos dos sulfetos principais do corpo LPA.	205
Figura 5.89 - Curva de liberação por superfície livre dos minerais majoritários do corpo LPA nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.	206
Figura 5.90 - Curva de liberação por superfície livre dos minerais majoritários do corpo LPA nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.....	206
Figura 5.91 - Associação mineral em massa dos minerais majoritários do corpo LPA.....	207
Figura 5.92 - Caracterização dos grãos de ouro da fração acima de 0,038 mm da amostra do corpo LPA.....	208
Figura 5.93 - Distribuição granulométrica dos grãos de ouro nativo na amostra do corpo LPA determinada pelo cálculo de diâmetro equivalente.	209
Figura 5.94 - Curvas de moagem para granulometria P80 a 0,106; 0,075 e 0,053 mm do corpo LPA.....	210
Figura 5.95 - Curvas de recuperação de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo LPA.....	212
Figura 5.96 - Curvas de teor de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo	

LPA.....	212
Figura 5.97 - Comparação entre as recuperações obtidas nos processos de cianetação direta e carbon-in-leach (CIL) para o corpo LPA.....	214
Figura 5.98 - Curvas de recuperação de ouro por CIL em função da granulometria - Corpo LPA.	215
Figura 5.99 - Curvas de teores de ouro por CIL em função da granulometria - Corpo LPA.....	215
Figura 5.100 - Dados da concentração gravítica do minério BF2 em diferentes granulometrias para o corpo LPA.....	216
Figura 5.101 - Curvas de recuperação de ouro por cianetação direta do rejeito da concentração gravítica em função da granulometria - Corpo LPA.....	217
Figura 5.102 - Curvas de recuperação de ouro por CIL do rejeito da concentração gravítica em função da granulometria - Corpo LPA.....	217
Figura 5.103 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 1 (50 g/t de MBT, 20 g/t de DTP e 40 g/t de CuSO ₄) para o corpo LPA.	222
Figura 5.104 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 2 (80 g/t de SIBX e 42 g/t de INT-102) para o corpo LPA.	223
Figura 5.105 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 3 (80 g/t de SIBX, 42 g/t de INT-102 e 40 g/t de CuSO ₄) para o corpo LPA.....	224
Figura 5.106 -Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 4 (80 g/t de PAX, 42 g/t de INT-102 e 40 g/t de CuSO ₄) para o corpo LPA.....	225
Figura 5.107 - Corpo LPA: Distribuição da recuperação mássica nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.	227
Figura 5.108 - Corpo LPA: Distribuição da recuperação mássica nos ensaios de flotação sem adição de sulfato de cobre durante a moagem.	227
Figura 5.109 - Avaliação do efeito do sulfato de cobre da moagem para a recuperação mássica nos ensaios de flotação do corpo LPA.....	228
Figura 5.110 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores na recuperação mássica nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger e c) recuperação global nos ensaios de flotação do corpo LPA.....	229
Figura 5.111 - Corpo LPA: Distribuição da recuperação de ouro nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.	230
Figura 5.112 - Corpo LPA: Distribuição da recuperação de ouro nos ensaios de flotação sem adição de sulfato de cobre durante a moagem.	230
Figura 5.113 -Avaliação do efeito do sulfato de cobre da moagem para a recuperação de ouro	

nos ensaios de flotação do corpo LPA.	231
Figura 5.114 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores no teor de concentrado nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger nos ensaios de flotação do corpo LPA. .	232
Figura 5.115 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores na recuperação de ouro nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger e c) recuperação global nos ensaios de flotação do corpo LPA.	233
Figura 5.116 - Curvas de recuperação para os testes de cianetação do concentrado de flotação do corpo LPA pelo laboratório Jaguar Mining	236
Figura 5.117 - Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria para o corpo LPA - Laboratório Testwork.	238
Figura 5.118 - Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria para o corpo LPA - Laboratório Jaguar Mining.	238

LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1 - Produção e reserva mundial de ouro. (Adaptado de USGS, 2020).	32
Tabela 3.2 - Classificação dos espumantes conforme comportamento em solução.....	64
Tabela 3.3 - Reagentes depressores na flotação de minerais de ouro.....	66
Tabela 4.1 - Composição do fluxo fundente.....	88
Tabela 4.2 - Especificação dos parâmetros do moinho padrão Bond.....	94
Tabela 4.3 - Parâmetros do teste de gravimetria em concentrador Falcon e Knelson MD-3.	98
Tabela 4.4 - Condições dos testes de flotação para os minérios dos corpos BF e BF2 – Testwork.....	99
Tabela 4.5 - Condições dos testes de flotação para o minério do corpo LPA – Testwork.	100
Tabela 4.6 - Relação de dosagem específica de reagentes para cada teste de flotação na segunda etapa de exploração de condições – Laboratório Jaguar.....	101
Tabela 4.7 - Variáveis e níveis experimentais dos ensaios de lixiviação e CIL das amostras de minério após a moagem e para o rejeito da concentração gravítica – Laboratório Testwork...	103
Tabela 4.8 - Variáveis e níveis experimentais dos ensaios de lixiviação e adsorção das amostras de concentrado de flotação – Laboratório Testwork.	103
Tabela 4.9 - Variáveis e níveis experimentais dos ensaios de lixiviação e adsorção das amostras de minério – Laboratório Jaguar Mining.	105
Tabela 4.10 - Variáveis e níveis experimentais dos ensaios de lixiviação e adsorção dos concentrados de flotação.....	106
Tabela 5.1 - Resultado de análise multielementar dos corpos minerais.....	108
Tabela 5.2 - Resultados da densidade relativa.	110
Tabela 5.3 - Resultados do Work Index para os corpos minerais da mina de Pilar.	111
Tabela 5.4 - Composição modal do corpo BF2 determinada por MEV/MLA e DRX.	114
Tabela 5.5 - Dados de liberação da superfície livre dos grãos de ouro nativo na amostra de BF acima de 0,038 mm.	123
Tabela 5.6 – Distribuição granulométrica da amostra após 5 minutos de moagem.....	124
Tabela 5.7 - Distribuição granulométrica da amostra após 15 minutos de moagem.....	125
Tabela 5.8 - Distribuição granulométrica da amostra após 30 minutos de moagem.....	125
Tabela 5.9 - Resultados dos ensaios de cianetação direta por 24 horas do corpo BF - Testwork	126
Tabela 5.10 - Resultados dos ensaios de cianetação por 8 horas e adsorção por 16 horas do corpo BF – Jaguar Mining.....	128
Tabela 5.11 - Resultados dos ensaios de CIL por 24 horas do corpo BF.....	129

Tabela 5.12 - Resultados do ensaio de GRG para amostra do corpo BF.....	130
Tabela 5.13 - Resultados dos testes de cianetação do rejeito gravítico para o corpo BF - Testwork.....	131
Tabela 5.14 - Resultados de flotação da primeira etapa de exploração do corpo BF.....	134
Tabela 5.15 - Resultados dos testes de lixiviação do concentrado de flotação do corpo BF – Laboratório Testwork.....	147
Tabela 5.16 - Resultados dos testes de lixiviação do concentrado de flotação - Jaguar.....	149
Tabela 5.17 - Dados de recuperação global calculados por recuperações de cianetação direta, CIL, gravimetria e cianetação do rejeito da gravimetria para o corpo BF – Laboratório Testwork.	151
Tabela 5.18 - Dados de recuperação global obtidos pelo circuito gravimetria + flotação + cianetação do concentrado de flotação do corpo BF - Laboratório Testwork.....	151
Tabela 5.19 - Dados de recuperação global obtidos pelo circuito gravimetria + flotação + cianetação do concentrado de flotação do corpo BF - Laboratório Jaguar Mining.....	152
Tabela 5.20 - Composição modal do corpo BF2 determinada por MEV/MLA e DRX.....	157
Tabela 5.21 - Dados de liberação da superfície livre dos grãos de ouro nativo na amostra de BF2 acima de 0,038 mm.....	167
Tabela 5.22 - Distribuição granulométrica da amostra após 5 minutos de moagem.....	169
Tabela 5.23 - Distribuição granulométrica da amostra após 15 minutos de moagem.....	169
Tabela 5.24 - Distribuição granulométrica da amostra após 30 minutos de moagem.....	169
Tabela 5.25 - Resultados dos ensaios de cianetação direta por 24 horas do corpo BF2.....	171
Tabela 5.26 - Resultados dos ensaios de cianetação direta por 8 horas de cianetação e 16 horas de adsorção do corpo BF2 - Laboratório Jaguar Mining.....	172
Tabela 5.27 - Resultados dos ensaios de CIL por 24 horas do corpo BF2.....	173
Tabela 5.28 - Resultados do ensaio de GRG para amostra do corpo BF2.....	174
Tabela 5.29 - Resultados dos testes de cianetação do rejeito gravítico para o corpo BF2 - Testwork.....	175
Tabela 5.30 - Resultados de flotação da primeira etapa de exploração do corpo BF2.....	178
Tabela 5.31 - Resultados dos testes de lixiviação do concentrado de flotação do corpo BF 2– Laboratório Testwork.....	190
Tabela 5.32 - Resultados dos testes de lixiviação do concentrado de flotação do corpo BF2 - ensaios do laboratório Jaguar Mining.....	192
Tabela 5.33 - Dados de recuperação global calculados por recuperações de cianetação direta, CIL, gravimetria e cianetação do rejeito da gravimetria para o corpo BF2 – Laboratório	

Testwork.....	194
Tabela 5.34 - Dados de recuperação global obtidos pelo circuito gravimetria + flotação + cianetação do concentrado de flotação do corpo BF2 - Laboratório Testwork.	195
Tabela 5.35 - Dados de recuperação global obtidos pelo circuito gravimetria + flotação + cianetação do concentrado de flotação do corpo BF2 - Laboratório Jaguar Mining.	195
Tabela 5.36 - Composição modal do corpo LPA determinada por MEV/MLA e DRX.	200
Tabela 5.37 - Dados de liberação da superfície livre dos grãos de ouro.	209
Tabela 5.38 - Distribuição granulométrica da amostra após 5 minutos de moagem.....	211
Tabela 5.39 - Distribuição granulométrica da amostra após 15 minutos de moagem.....	211
Tabela 5.40 - Distribuição granulométrica da amostra após 30 minutos de moagem.....	211
Tabela 5.41 - Resultados dos ensaios de cianetação direta por 24 horas do corpo LPA – Testwork.	212
Tabela 5.42 - Resultados dos ensaios de lixiviação direta por 8 horas e 16 horas de adsorção do corpo LPA - Laboratório Jaguar Mining.	213
Tabela 5.43 - Resultados dos ensaios de CIL por 24 horas do corpo LPA.....	214
Tabela 5.44 - Resultados do ensaio de GRG para amostra do corpo LPA.....	216
Tabela 5.45 - Resultados dos testes de cianetação do rejeito gravítico para o corpo LPA - Testwork.	217
Tabela 5.46 - Resultados de flotação da primeira etapa de exploração do corpo LPA.....	219
Tabela 5.47 - Resultados dos testes de lixiviação do concentrado de flotação do corpo LPA – Laboratório Testwork.	235
Tabela 5.48 - Resultados dos testes de lixiviação do concentrado de flotação do corpo LPA - ensaios do laboratório Jaguar Mining.	235
Tabela 5.49 - Dados de recuperação global calculados por recuperações de cianetação direta, CIL, gravimetria e cianetação do rejeito da gravimetria para o corpo LPA – Laboratório Testwork.	237
Tabela 5.50 - Dados de recuperação global obtidos pelo circuito gravimetria + flotação + cianetação do concentrado de flotação do corpo LPA - Laboratório Testwork.	237
Tabela 5.51 - Dados de recuperação global obtidos pelo circuito gravimetria + flotação + cianetação do concentrado de flotação do corpo LPA - Laboratório Jaguar Mining.	239

LISTA DE ABREVIATURAS E SÍMBOLOS

AMB	Anuário Mineral Brasileiro
ANM	Agência Nacional de Mineração
BIF	Formação ferrífera bandada
CCC	Concentração crítica de coagulação
CH ₃ CH ₂ OCS ₂ Me	Etil xantato
CIL	Carbon-in-leach
CIP	Carbon-in-pulp
DBD	Dry bulk density
DNPM	Departamento Nacional de Produção Mineral
DRX	Difratometria de raios X
DTP	Ditiofosfato de sódio
EDS	Espectrometria por dispersão de energia de raios X
Eh	Potencial eletroquímico
GRG	Gravity Recoverable Gold
ICDD	International Center for Diffraction Data
ICP-OES	Espectrometria de emissão óptica com plasma indutivamente acoplado
ISBD	In situ bulk density
kWh	Quilowatt-hora
mA	miliAmpère
MBT	Mercaptobenzotiazol de sódio
MEV	Microscopia eletrônica de varredura
MLA	Mineral Liberation Analyser
MME	Ministério de Minas e Energia
MnO ₂	Dióxido de manganês
mV	milivolt
Oz	Onça-troy
P80	80% passante
PAX	Amil xantato de potássio
pH	Potencial hidrogeniônico
ppm	partes por milhão
rpm	Rotações por minuto
SG	Specific Gravity
SIBX	Isobutil xantato de sódio
USGS	United States Geological Survey
WI	Work Index
θ	Ângulo de incidência
λ	Comprimento de onda
μm	Micrômetro

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	25
2	OBJETIVOS	29
2.1	Objetivo geral	29
2.2	Objetivos específicos	29
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	30
3.1	Ouro	30
3.2	Panorama de produção e econômico do ouro	31
3.3	Caracterização dos minérios de ouro	34
3.3.1	Tipos de minérios de ouro	35
3.3.2	Formas e portadores de ouro	38
3.4	Concentração gravítica de minerais de ouro	39
3.5	Cianetação do ouro	40
3.5.1	Mecanismo químico do processo de cianetação	41
3.5.2	Variáveis que interferem na cianetação	43
3.5.2.1	Concentração de oxigênio.....	43
3.5.2.2	pH	44
3.5.2.3	Temperatura	46
3.5.2.4	Densidade da polpa	46
3.5.2.5	Tamanho das partículas.....	46
3.5.2.6	Tempo de residência.....	46
3.5.2.7	Agitação.....	48
3.5.3	Comportamento dos minerais na cianetação do ouro	48
3.5.3.1	Minerais de prata	48
3.5.3.2	Minerais de cobre.....	49
3.5.3.3	Minerais de ferro	50
3.5.3.4	Minerais de arsênio e de antimônio.....	51
3.5.3.5	Minerais de zinco	51
3.5.3.6	Minerais teluretos.....	52
3.6	Flotação	52
3.6.1	Parâmetros que afetam a flotação	54
3.6.1.1	Grau de liberação.....	54
3.6.1.2	Densidade da polpa	54
3.6.1.3	Tamanho da partícula	55

3.6.1.4	Temperatura	56
3.6.1.5	Qualidade da água.....	56
3.6.2	Classificação dos reagentes de flotação	57
3.6.2.1	Coletores.....	57
3.6.2.2	Espumantes	62
3.6.2.3	Modificadores de pH	65
3.6.2.4	Ativadores	65
3.6.2.5	Depressores.....	66
3.6.3	Comportamento dos minerais associados a ouro na flotação	66
3.6.3.1	Flotação de teluretos de ouro.....	66
3.6.3.2	Flotação de ouro nativo e electrum	67
3.6.3.3	Flotação de pirita contendo ouro	70
3.6.3.4	Flotação de minerais de estibinita contendo ouro.....	71
3.6.3.5	Flotação de minerais de ouro contendo materiais carbonáceos e argilosos	72
3.6.3.6	Flotação de ouro associados a arsenopirita	73
3.6.3.7	Flotação de ouro associados a pirrotita.....	74
3.7	Técnicas empregadas na caracterização de minérios	75
3.7.1	Difratometria de raios X.....	76
3.7.2	Microscopia eletrônica de varredura (MEV) e espectrometria por dispersão de energia de raios X (EDX)	79
3.7.3	Mineral Liberation Analyser (MLA)	81
3.8	Descritivo dos corpos minerais da mina de Pilar	83
4	METODOLOGIA	86
4.1	Seleção e coleta das amostras	86
4.2	Preparação das amostras.....	87
4.3	Análise de ouro por Fire Assay.....	88
4.4	Análise multielementar	90
4.5	Caracterização mineralógica.....	91
4.6	Ensaios metalúrgicos de bancada.....	92
4.6.1	Curva de moagem.....	92
4.6.2	Determinação do Work Index	93
4.6.3	Determinação de densidade relativa do sólido	95
4.6.4	Concentração gravítica	96
4.6.5	Ensaios de flotação.....	99

4.6.6	Ensaio de lixiviação	102
5	RESULTADOS E DISCUSSÕES	107
5.1	Análise multielementar	107
5.2	Densidade relativa	110
5.3	Determinação do Work Index (WI)	111
5.4	Corpo BF.....	112
5.4.1	Caracterização mineralógica-microestrutural	112
5.4.2	Caracterização dos grãos de ouro	122
5.4.3	Curva de moagem.....	124
5.4.4	Cianetação direta	126
5.4.5	CIL	128
5.4.6	Concentração gravítica	130
5.4.7	Ensaio de flotação.....	132
5.4.8	Ensaio de lixiviação do concentrado de flotação	147
5.4.9	Recuperação global	151
5.5	Corpo BF2.....	155
5.5.1	Caracterização mineralógica-microestrutural	155
5.5.2	Caracterização dos grãos de ouro	165
5.5.3	Curva de moagem.....	168
5.5.4	Cianetação direta	170
5.5.5	CIL	172
5.5.6	Concentração gravítica	174
5.5.7	Ensaio de flotação.....	177
5.5.8	Ensaio de lixiviação do concentrado de flotação	190
5.5.9	Recuperação global	194
5.6	Corpo LPA	198
5.6.1	Caracterização mineralógica-microestrutural	198
5.6.2	Caracterização do ouro	208
5.6.3	Curva de moagem.....	210
5.6.4	Cianetação direta	212
5.6.5	CIL	214
5.6.6	Concentração gravítica	216
5.6.7	Ensaio de flotação.....	218
5.6.8	Ensaio de lixiviação do concentrado de flotação	234

5.6.9	Recuperação global	237
6	CONCLUSÕES.....	240
7	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	242
	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	243

1 INTRODUÇÃO

O processamento de metais preciosos, como o ouro, tem sido cada vez mais desafiador. Apesar de ser um bem mineral com alto valor comercial e economicamente viável a baixos teores em comparação a outros metais, um empreendimento de obtenção de ouro necessita passar por otimização, redução de custos e perdas no processo, de forma a garantir sua viabilidade econômica. Isso se deve à redução dos teores nos depósitos, a exploração e exploração de depósitos com mineralogias variáveis e complexas, e o preço do ouro, definido pelo mercado financeiro mundial (NERY *et al.*, 2015).

A mineralogia do ouro em cada depósito é única, devido às variações do modo mineralógico de ocorrência, tamanho e distribuição dos grãos de ouro, tipo de mineral associado e ganga. As características de um depósito mineral determinam o método de mineração, os requisitos do processo de extração e o desempenho de todos os processos químicos envolvidos na extração de ouro. Portanto, MARSDEN e HOUSE (2006) citam que é importante considerar que estes fatores juntamente com os fatores econômicos, geopolíticos e de engenharia, afetam a tecnologia a ser utilizada em um processamento mineral estratégico. Conseqüentemente, um bom entendimento da mineralogia de um minério é fundamental para obter ótima eficiência em um design, operação e processo de extração de ouro.

Em um empreendimento minerário, as características de um minério podem mudar substancialmente à medida que a lavra transcorre. Os corpos minerais são fenômenos que ocorrem naturalmente com pouca consistência e similaridade entre minérios de localização e tipos diferentes. Mesmo dentro de um único corpo mineral, o tipo de rocha, o teor, as composições química e mineralógica, a presença dos metais valiosos e deletérios, frequentemente mudam, e podem comprometer significativamente a recuperação metalúrgica durante o beneficiamento. A fim de minimizar este efeito, torna-se imprescindível o conhecimento geometalúrgico do minério a ser beneficiado, frente aos processos de concentração e recuperação, conforme também orienta NERY (2006).

A caracterização, quando aplicada ao beneficiamento de determinada matéria-prima mineral, se volta à avaliação de parâmetros básicos do corpo mineral e de seus constituintes, relacionada às alternativas tecnológicas de processamento destes bens minerais. A utilização de sistemas automatizados de caracterização mineral por análise de

imagens na indústria já está consolidada devido à grande quantidade de informações fornecidas em espaço de tempo relativamente curto, à multiplicidade de aplicações e à grande robustez estatística devido ao alto número de partículas analisadas (NERY *et al.*, 2015). A união desta técnica com rotas tradicionais de caracterização contribui para o entendimento e previsibilidade do comportamento de determinado material frente aos processos tradicionais de beneficiamento, além de constituir uma das ferramentas de controle de qualidade de processo, conforme ADAMS (2016). Como consequência, são relevantes para a estimativa, ainda que preliminar, das recuperações potenciais e possíveis perdas, possibilitando a proposição de alternativas para mitigação das perdas.

Diversos exemplos da importância da caracterização mineral para a eficiência do beneficiamento metalúrgico são encontrados na literatura. DOMINY *et al.* (2019) apresentaram um estudo de caso de uma mina subterrânea de ouro localizada na África do Sul, cuja a planta de beneficiamento com capacidade de 15 t/h foi iniciada em 2012 baseada nos testes de bancada realizados em 2010. Estes testes consistiam apenas em ensaios de gravimetria em 3 estágios (Gravity Recoverable Gold – GRG) e flotação de uma amostra coletada de uma zona de alto teor. Não havia protocolos elaborados de amostragem e não foram realizados ensaios de caracterização mineralógica ou geoquímica. A planta metalúrgica foi dimensionada para processar um minério de teor de ouro próximo de 20,70 g/t e 80-85 % de recuperação metalúrgica. Os resultados da planta industrial indicavam teor de 9,10 g/t e recuperação gravítica de apenas 49,00 %. Para solucionar o problema em 2014 foi definido um programa de caracterização que visava avaliar a variabilidade de teores na mina, gerar amostras representativas, novos ensaios de concentração gravítica e análise por microscopia óptica e automatizada. Os dados obtidos nesta nova caracterização apontaram a necessidade de otimização do circuito de gravimetria e inclusão do circuito de flotação, elevando a recuperação global de ouro para 90-94 %.

MAGALHÃES *et al.* (2019) publicaram os resultados da aplicação de estudos de geometurgia a mina Córrego do Sítio, da Anglogold Ashanti. Os corpos minerais foram divididos em domínios, litotipos e mineralogias; amostras de furo e canais das áreas mineralizadas foram analisadas por fluorescência e difração de raio X, MLA, microscopia óptica, além dos ensaios de concentração gravítica, flotação, Work Index (WI) e determinação de composição química. Os dados obtidos foram lançados no banco de dados da geologia e permitiu mapear as características de cada corpo, gerar previsibilidade

para a planta metalúrgica e promover melhorias para elevação a recuperação, principalmente na flotação.

VIEIRA e COSTA (2016) apresentaram os resultados do estudo geometalúrgico para uma mina de zinco em Minas Gerais. Inicialmente foram feitos testes metalúrgicos em amostras de furo de sonda para caracterizar o comportamento de cada litotipo; consistiam em moagem, peneiramento a úmido, análise de teor, flotação e caracterização via MLA. Os dados foram inseridos em um modelo geológico e tratados por krigagem fornecendo previsibilidade para as áreas de planejamento de mina e beneficiamento, minimizando os resultados inesperados durante o processamento mineral.

Os corpos de minério de ouro da mina subterrânea abordada nesta pesquisa apresentam um acervo mineral grande e características difíceis de serem totalmente padronizadas. Segundo os geólogos da empresa, a cada rebaixamento de 15 metros aproximadamente, já se observa uma variação estrutural dos corpos, à medida que os interníveis inferiores são desenvolvidos na mina. Com essa variação de comportamento estrutural, há uma possibilidade de grandes variações geometalúrgicas também ocorrerem.

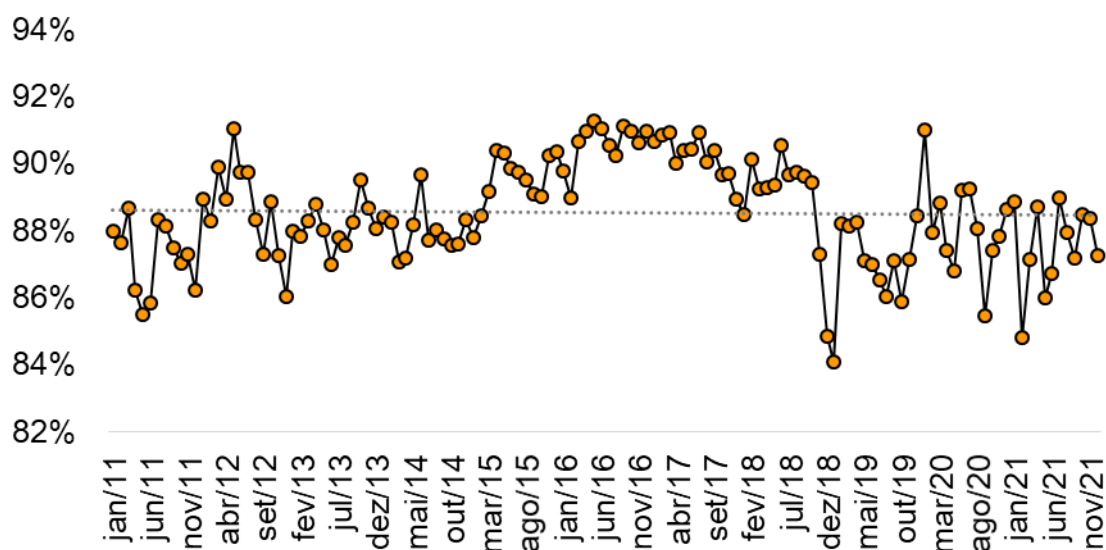


Figura 1.1 - Histórico de recuperação global da planta metalúrgica.

Dentre os corpos mapeados, três são os principais contribuidores para a lavra atual e para

a produção em longo prazo. Porém, não existe um estudo de caracterização dos mesmos que permita um conhecimento profundo de suas características e forneça informações importantes para melhor desempenho do processo, tais como: as principais associações do ouro, grau de liberação, forma de ocorrência do ouro, principais interferentes (metais e/ou minerais) que podem impactar negativamente na recuperação metalúrgica. A lacuna deste conhecimento já apresenta reflexos no processamento, uma vez que se nota, nos últimos anos, quedas na recuperação metalúrgica à medida que a lavra se aprofunda (Fig.1.1).

Neste contexto, esta pesquisa é fundamental, pois pela caracterização proposta é possível obter uma previsibilidade de recuperação em cada uma das etapas de beneficiamento, avaliar se as rotas atualmente aplicadas são adequadas para melhor desempenho, definir condições ideais para cada tipo de minério, além de fornecer embasamento teórico para definição de estratégias a curto e médio prazo para as equipes de geologia, planejamento e metalurgia.

2 OBJETIVOS

2.1 Objetivo geral

Caracterizar os corpos minerais de uma mina subterrânea de minério de ouro da Jaguar Mining, que está em operação há 10 anos, pela integração de informações fornecidas pelas análises químicas, técnicas instrumentais de caracterização mineral e ensaios laboratoriais de concentração metalúrgica, a fim de determinar as associações mineralógicas e compreender o comportamento de cada um destes corpos no processo hidrometalúrgico.

2.2 Objetivos específicos

- Analisar amostras de três corpos minerais para determinar as composições químicas, identificar as fases minerais majoritárias pela difratometria de raios X, determinar as principais associações e o grau de liberação das fases portadoras de ouro por MEV/EDS no MLA.
- Realizar ensaios de bancada para determinação das recuperações gravíticas, de flotação e lixiviação das amostras.
- Comparar diferentes condições de processo para obtenção de melhores desempenhos no beneficiamento metalúrgico.
- Avaliar se as rotas de beneficiamento atualmente aplicadas são adequadas para melhor recuperação.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1 Ouro

O ouro (do latim *aurum*) é um elemento químico representado pelo símbolo Au, número atômico 79, massa molar 196,97 g/mol, e pertencente aos metais de transição do grupo 11, período 6, bloco d, da tabela periódica. Na natureza, ocorre como um mineral metálico de cor amarela brilhante, com densidade de 19,3 g/cm³, de baixa dureza, elevada condutividade elétrica e térmica, ponto de fusão em 1063 °C, sendo considerado o mais maleável e dúctil dentre todos os metais (SHRIVER e ATKINS, 2008).

O ouro cristaliza no sistema isométrico, na classe hexoctahedral e não apresenta clivagem. Ocorre em massas irregulares e em grupos de cristais arborescentes, alongados, dendríticos, filiformes, na forma de placóides, escamas, lâmina ou fios. É um dos poucos metais encontrados na natureza em estado nativo (MUSEU HEINZ EBERT, 2021).

O ouro frequentemente está associado à prata em quantidades variadas. Segundo NERY (2006) e ADAMS (2005), pode-se encontrar o ouro como pepitas ou associado a certos minerais tais como quartzo, pirita, galena, arsenopirita, estibinita, pirrotita e calcopirita; mais frequentemente em rochas metamórficas e depósitos aluvionares. Pode ocorrer também como constituinte menor em diversos minérios, sendo extraído como subproduto no processamento de obtenção de níquel, cobre, zinco, chumbo e prata.

O ouro é importante em diversos segmentos, tanto industrial como de artes; ele também possui um status particular entre todas as mercadorias comercializadas, valorizando-se através dos tempos. Na indústria, pode ser empregado na fabricação de jóias, componentes eletrônicos, circuitos semicondutores, implante médicos e odontológicos, decorações, como catalisador na indústria e pesquisas laboratoriais, medicamentos, dentre outros. Porém como mostra a Figura 3.1 a seguir, nos últimos 10 anos a produção de ouro é majoritariamente direcionada para joalherias e investimentos.

Segundo MME Perfil do Ouro (2009), o ouro foi considerado em épocas passadas como um metal essencialmente monetário e a maior parte do ouro produzido foi transferida para os tesouros nacionais ou bancos centrais. Todavia, a partir de 1950, as aquisições para usos industriais e investimentos privados têm excedido as aquisições monetárias. Cerca de

35.000 t que correspondem a mais de um terço de todo ouro extraído no mundo, é, em termos governamentais, o capital imobilizado pelos acordos firmados entre os maiores países industrializados. Alguns governos, nos últimos anos, vêm reduzindo as normas tradicionais nas transações monetárias internacionais, porém o ouro representa grande parte das reservas internacionais.

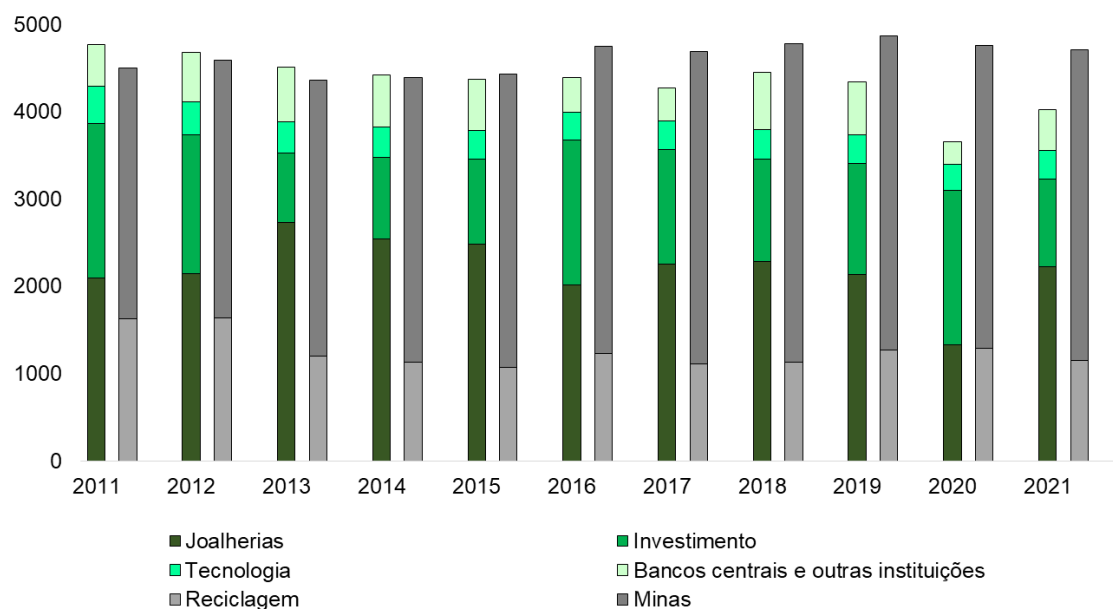


Figura 3.1 - Demanda abrangente (1ª coluna) e origem (2ª coluna) de ouro 2011-2021 (GoldHub, 2022).

3.2 Panorama de produção e econômico do ouro

Segundo dados do USGS Mineral Commodity Summaries (2020), as reservas auríferas internacionais oficialmente comprovadas perfaziam cerca de 50 mil toneladas de ouro metálico in situ em 2019. Esses depósitos estão localizados em diversos países através dos cinco continentes, conforme mostra a Tabela 3.1. A China foi a maior produtora mundial de ouro em 2019 com produção aproximada de 420 t (12,72 % da produção total), seguida pela Austrália (330 t, 10,00 %) e Rússia (310 t, 9,39 %). As maiores reservas estão na Austrália (20,00 % do total) e Rússia (10,60 %).

O potencial aurífero em território brasileiro é significativo, mas aquém de países como a

China, Austrália e Rússia. As jazidas e os depósitos de menor relevância apresentam-se nas mais diversas tipologias, porém no Brasil as reservas lavráveis de ouro estão concentradas nos estados de Minas Gerais, Goiás, Pará, Bahia e Mato Grosso, e, como em muitos países do mundo, representam dezenas de anos de produção, nos níveis atuais (MME, 2009).

Tabela 3.1- Produção e reserva mundial de ouro. (Adaptado de USGS, 2020).

	Produção da mina		Reservas
	2018	2019	
China	401	420	2.000
Austrália	315	330	10.000
Rússia	311	310	5.300
Estados Unidos	226	200	3.000
Canadá	183	180	1.900
Indonésia	135	160	2.600
Peru	143	130	2.100
Gana	127	130	1.000
México	117	110	1.400
África do Sul	117	90	3.200
Uzbequistão	104	100	1.800
Cazaquistão	100	100	1.000
Brasil	85	85	2.400
Argentina	72	72	1.600
Papua Nova Guiné	67	70	1.000
Outros países	797	800	10.000
Mundial (valor arredondado)	3.300	3.287	50.300

Segundo o DNPM (2009), é difícil estimar o cálculo das reservas de ouro no Brasil porque significativa parte dos depósitos conhecidos não tem suas reservas apropriadamente avaliadas. As reservas que possuem um melhor nível de detalhamento e maior confiabilidade nos resultados das cubagens são aquelas que estão em fase de produção ou em posse de empresas de mineração.

Com base no Anuário Mineral Brasileiro (AMB), ano 2020, publicado pela Agência Nacional de Mineral (ANM), embora no Brasil o ouro apresente ampla distribuição geográfica, cerca de 90,00 % da produção aurífera interna é proveniente de apenas cinco estados: Minas

Gerais (42,94 %), Mato Grosso (18,43 %), Pará (12,89 %), Bahia (9,23 %) e Goiás (6,38 %) (Figura 3.2).

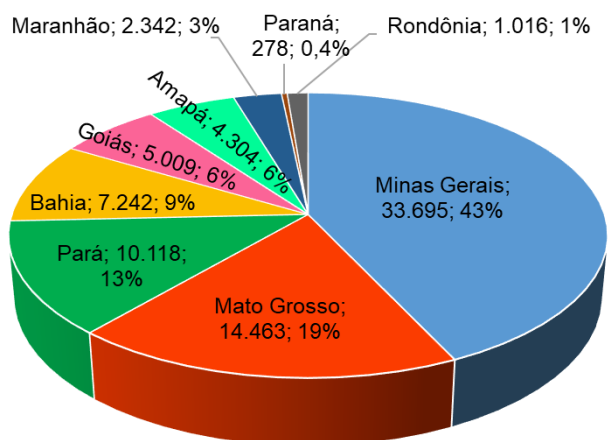


Figura 3.2 - Produção beneficiada de ouro em kg por estados em 2019. (Adaptado de ANM, 2020).

Ao contrário de outros metais, para os quais os preços são ditados por fatores de oferta e demanda impulsionados por commodities, o preço do ouro é influenciado por fatores econômicos globais, tais como: a taxa de juros norte-americana (quanto maior a taxa, menos atrativo é o investimento), o preço do dólar (quanto mais baixo, mais valorizado fica o ouro), e a demanda direta que está ligada ao crescimento de países compradores de joias (como Emirados Árabes, China e Índia).



Figura 3.3 - Variação histórica do preço do ouro de 2000 a 2022. (GoldHub, 2022).

A cotação do ouro é feita em dólar em relação à onça-troy (oz), correspondente a 31,10348 gramas. A Figura 3.3 apresenta a variação da cotação do ouro nos últimos 20 anos. Observa-se que no final da década de 2000 houve uma grande valorização do preço do ouro, atraindo investimentos em pesquisas minerais e instalação de novos projetos, segundo NERY (2006). De 2014 a 2019 houve uma estagnação da cotação em aproximadamente US\$1300/oz; e diversos projetos que previam elevação na cotação do ouro estagnaram ou foram revistos a fim de tornar o negócio rentável. Porém em 2020, diante da perspectiva de incerteza para a economia mundial, crise sanitária e o declínio nas taxas de juros, tensões entre EUA e China, o ouro tornou um ativo mais atraente e seguro para os investidores. Logo, a cotação do ouro bateu recorde desde 1970, alcançando o valor de USD 2067,15/oz. Neste novo cenário, vários projetos anteriormente estagnados tem sido viabilizados e retoma-se o investimento em pesquisa mineral.

3.3 Caracterização dos minérios de ouro

A investigação mineralógica é um aspecto crítico e integral de qualquer estudo de pré-viabilidade, bem como uma das medidas de controle de qualidade na etapa de otimização do processo. Conforme ADAMS (2005), as informações mineralógicas devem ser consideradas em conjunto com os resultados do programa de testes metalúrgicos para garantir a seleção adequada e avaliação dos métodos de processamento.

A investigação mineralógica tem dois objetivos específicos. A primeira é determinar as razões pelas quais as eficiências de um projeto não estão sendo alcançadas e a segunda é fornecer uma visão para a otimização contínua do processo, identificando oportunidades e os meios para aumentar a recuperação (ADAMS, 2016). Análises de comportamento e associações do ouro auxiliam também na previsibilidade e definição de metas para o teor de rejeitos, que é o valor absoluto medida de desempenho metalúrgico.

Conforme MARSEN e HOUSE (2006), em depósitos minerais de ouro, as suas características e as assembleias mineralógicas determinam o método de extração, o processo requerido de extração e em particular o desempenho de todos os processos químicos envolvidos na extração do ouro. Consequentemente, um bom conhecimento da mineralogia do minério é necessário para projetar e operar os processos de extração para máxima eficiência.

A mineralogia do ouro em cada depósito é única devido às seguintes variáveis:

- Modo mineralógico de ocorrência do ouro;
- Distribuição do tamanho dos grãos de ouro;
- Tipo e distribuição de tamanho dos grãos dos minerais de ganga e hospedeiros do ouro;
- Associações minerais;
- Variações dos minerais com o tempo no depósito.

3.3.1 Tipos de minérios de ouro

Há diversas formas de classificação dos minérios de ouro, conforme citam MARSEN e HOUSE (2006), ADAMS (2016), NERY (2006). Comumente podem ser classificados em duas categorias principais:

- **Free-milling:** São definidos como aquele em que mais de 95 % do ouro pode ser recuperado por lixiviação convencional com baixo consumo de cianeto quando fragmentados a P80 de 75 micrometros.
- **Minérios refratários:** são definidos como aqueles que rendem baixas recuperações de ouro ou resultam em recuperações de ouro aceitáveis apenas com consumos de reagente significativamente maiores ou processos de pré-tratamento mais complexos. O ouro ocorre como inclusões dentro do mineral hospedeiro ou como solução sólida.

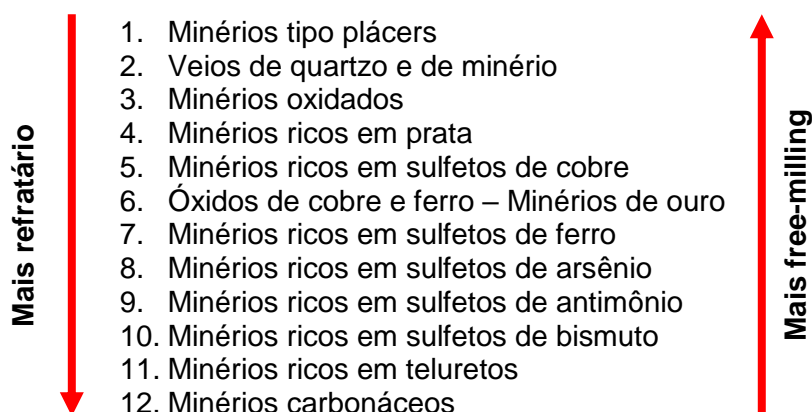


Figura 3.4 - Escala de refratariedade dos minérios de ouro (ADAMS, 2016).

Com base nas características mineralógicas e técnicas de processamento mineral necessárias, os minérios de ouro podem ser classificados em 12 tipos, representados na Figura 3.4. De um modo geral, os primeiros seis tipos são mais de moagem livre e os outros seis tipos de minério são mais refratários e, de cima para baixo, a refratariedade aumenta.

- **Minério tipo pláceres:** são aqueles que apresentam grãos de ouro (0,050-0,100 mm) comumente livres por ação do intemperismo, explorado de depósitos aluviais. A concentração do ouro pode ser feita principalmente por métodos densitários.
- **Veios de quartzo e minério:** o ouro ocorre principalmente como ouro nativo em veios de quartzo, alguns teluretos e ocasionalmente como aurostibita e maldonita. Comumente ocorre na forma de partículas de ouro liberadas, mas pode estar presente algum ouro disseminado.
- **Minérios oxidados:** são minérios que passaram pelo processo de intemperismo. O ouro geralmente ocorre tanto liberado quanto associado com os produtos de oxidação da pirita e de outros sulfetos, como hematita, magnetita, etc. Geralmente o grau de liberação do ouro aumenta com a oxidação, porém em alguns casos pode haver formação de camadas passivas de óxidos secundários e hidróxidos sobre os grãos de ouro, tornando-os insolúveis durante a cianetação.
- **Minérios ricos em prata:** são minérios com concentrações de prata acima de 10 g/t e/ou o ouro está presente como electrum. A reatividade da prata neste caso influencia o comportamento do ouro durante o processo de flotação, lixiviação e a recuperação.
- **Minérios ricos em sulfetos de ferro:** são minérios que apresentam ouro não liberado na matriz de sulfetos de ferro ou em que os sulfetos de ferro afetam as condições de processo, tais como pirita, marcassita, pirrotita, etc.

A pirita (FeS_2) é um mineral comumente associado a ouro, apresentando clivagem cúbica, densidade de 4,800 a 5,00 kg/m^3 e relativamente dura, com valores entre 6 a 6,5 na escala de Mohs. É um mineral bastante estável em soluções aquosas e não reativa nas condições moderadas típicas de cianetação devido ao seu elevado potencial de redução; conseqüentemente não eleva o consumo de reagentes durante a lixiviação. Grãos de ouro grosseiros na pirita são prontamente acessíveis para as soluções cianetadas; porém a liberação de ouro incluso na forma de finas partículas na pirita requer uma moagem ultrafina ou um processo forte de oxidação, como oxidação sob

pressão.

A marcassita (FeS_2) é o polimorfo ortorrômbico com a mesma composição da pirita. Este mineral é formado em temperaturas inferiores ao de formação da pirita e geralmente ocorre em rochas secundárias. No processo de cianetação de ouro, a marcassita apresenta comportamento cianicida e expressivo consumidor de oxigênio.

A pirrotita refere-se aos minerais de ferro com fórmula química Fe_{1-x}S , onde o valor de x pode variar entre 0,0 a 0,2. Pode apresentar sistema cristalino hexagonal (Fe_9S_{10}) e monoclinico (Fe_7S_8); a pirrotita monoclinica tem alta suscetibilidade magnética, o que permite ser recuperada e equipamentos de separação magnética. De modo geral a pirrotita é estável sob condições mais redutoras que a pirita, portanto tem uma tendência de oxidar mais prontamente.

- **Minérios ricos em sulfetos de cobre:** são minérios que apresentam ouro não liberado na matriz de sulfetos de cobre ou em que os sulfetos de cobre afetam as condições de processo. Geralmente o ouro não está associado unicamente aos minerais de cobre, mas sim a alguma pirita presente. O mineral de cobre mais abundante na natureza é a calcopirita (CuFeS_2); outros minerais importantes são a calcocita (Cu_2S) e covelita (CuS).
- **Minérios ricos sulfetos de arsênio:** são os minérios que apresentam o ouro associado a sulfetos de arsênio (arsenopirita, orpimento e realgar), inclusos na matriz destes sulfetos e que podem interferir na seleção e condições de processo.

A arsenopirita (FeAsS_2) é um dos sulfetos hospedeiros de ouro mais comuns, com associações semelhantes às assembleias de ouro-pirita, porém menos dura e mais frágil que a pirita. Assim no processo de moagem, ocorre a cominuição preferencial da arsenopirita resultando em um produto mais fino que a pirita. Este comportamento pode explicar a recuperação de flotação mais elevada da pirita em relação a arsenopirita.

Orpimento (As_2S_2) contém 61 % de arsênio e é um mineral com menor contribuição em depósitos de minerais de ouro. É prontamente solúvel em soluções alcalinas e durante a cianetação do ouro pode dissolver, elevando o consumo de cianeto e introduzindo espécies arsênicas deletérias à recuperação do ouro.

Realgar (As_2S_2) é um sulfeto de arsênio associado ao orpimento que se altera com o

intemperismo. É menos solúvel que o orpimento em soluções alcalinas e tem menor interferência na cianetação.

- **Minérios ricos em sulfetos de antimônio:** são os minérios que apresentam o ouro associado a minerais de antimônio (estibinita e auroestibinita), inclusos na matriz destes sulfetos e que podem interferir na seleção e condições de processo.

A estibinita (Sb_2S_3) é a principal fonte de antimônio, ocorre em veios de quartzo com assembleias de sulfetos de chumbo e zinco. Quando presente em elevada concentração nos minérios de ouro pode elevar o consumo de cianeto.

A auroestibinita ($AuSb_3$) apresenta baixa solubilidade em soluções cianetadas, o que pode ocasionar problemas nos processos de recuperação de ouro.

- **Minérios ricos em sulfetos de bismutos:** nestes minérios o ouro ocorre principalmente como ouro nativo, com quantidades moderadas de maldonita; o ouro submicroscópico também pode estar presente.
- **Minérios ricos em teluretos:** são minerais com associações entre teluretos e ouro nativo, interferem nas condições de recuperação do ouro e são os únicos minerais além do ouro metálico e da liga ouro-prata que possuem importância econômica. Os teluretos mais comuns são a silvanita ($(Au, Ag)_2Te_4$), calaverita ($AuTe_2$), petzita (Ag_3AuTe_2). A maioria dos teluretos de ouro dissolvem lentamente em soluções cianetadas e geralmente requerem um estágio de oxidação para tornar viável a extração do ouro.
- **Minérios carbonáceos:** são minerais que apresentam componentes carbonáceos (grafita, xisto carbonoso, etc.) que adsorvem o ouro durante a cianetação, reduzindo a extração do ouro. Neste caso, são necessários processos de pré-tratamento oxidativo previamente à cianetação.

3.3.2 Formas e portadores de ouro

Mineralogicamente, o ouro pode ser classificado em três formas com base em seu comportamento. A forma refere-se ao local exato e ao estado químico do ouro:

- **Microscópico:** conhecido como ouro visível, compreende todos os minerais de ouro visíveis ao microscópio ótico e eletrônicos de varredura, como ligas de ouro, teluretos de ouro e sulfetos de ouro. É a principal forma de ouro em minérios de ouro não

refratários.

- **Submicroscópico:** refere-se ao ouro que é invisível sob microscópios ópticos e que pode ser identificado em microscópios eletrônicos de varredura. É a principal forma de ouro em minérios de ouro refratários. Os minerais transportadores desta forma de ouro geralmente são arsenopirita, marcassita, pirita, calcopirita, realgar, óxidos de ferros e minerais argilosos.
- **Ouro de superfície:** é ouro que foi adsorvido em outros minerais (como material carbonáceo, óxidos de ferro, minerais argilosos, pirita e arsenopirita) durante a mineralização e oxidação subsequente.

3.4 Concentração gravítica de minerais de ouro

A separação por gravidade, uma das técnicas de separação mais antigas, tem se tornado cada vez mais popular nas fábricas modernas, com novos equipamentos aumentando a gama de separações possíveis. A concentração gravítica depende das diferenças de densidade dos minerais para fornecer uma separação eficiente. A facilidade e a eficiência da separação dependem de vários fatores, incluindo densidade relativa, tamanho e forma das partículas, grau de liberação - todos os quais afetam a seleção do tipo de equipamento (ADAMS, 2005).

No caso do ouro, os métodos de concentração gravítica podem ser úteis na resolução de uma série de problemas. Isso pode incluir o que é denominado ouro irregular ou grosso, que torna o balanço de massa e metalúrgico do ouro extremamente difícil. Ao utilizar a concentração gravítica previamente à lixiviação, a recuperação antecipada de ouro no processo pode ter benefícios financeiros e evitar perdas potenciais. A remoção de ouro recuperável por gravimetria também pode melhorar a cinética de lixiviação na prática da planta. A gama de equipamentos disponíveis para concentração gravítica inclui concentradores Knelson, Falcon, mesas vibratórias, jingles, dentre outros.

3.5 Cianetação do ouro

No contexto de extração de ouro, o processo de lixiviação consiste na dissolução de um metal ou mineral em um líquido. O ouro é classificado como um metal nobre devido à sua inércia à maioria das reações químicas, porém na presença de um agente complexante adequado como cianeto em solução alcalina, ocorre a dissolução do ouro. A cianetação é a técnica mais comumente usada para extrair ouro do minério desde o século XIX. Apesar de algumas preocupações sobre sua toxicidade, o cianeto é universalmente usado devido ao seu custo relativamente baixo, grande eficácia na dissolução do ouro e controles que permitem sua aplicação com poucos riscos à saúde e ao meio ambiente (MARSDEN E HOUSE, 2006; KONDOS, DESCHÊNES e MORRISON, 1995).

O ouro dissolvido é geralmente recuperado pelo processo Carbon-in-Leach (CIL) ou Carbon-in-Pulp (CIP). Dependendo da resposta à lixiviação de cianeto, os minérios de ouro podem ser classificados como: “free-milling”, quando obtém recuperações acima de 90 %, ou “refratário”, quando recuperações abaixo de 80 % são obtidas por cianetação (MARSDEN, HOUSE, 2006).

Um teste de cianetação direta indica a amenidade do minério para a extração de ouro por cianetação. Estes resultados são comparados com a exposição do grão de ouro determinada durante a análise mineralógica. Os resultados devem ser semelhantes, a menos que a amostra contenha uma quantidade significativa de ouro submicroscópico ou em solução sólida ou se o ouro for hospedado por fases que lixiviam muito lentamente ou não totalmente (como aurostibita e Au-teluretos) (COETZEE *et al*, 2011).

A cianetação pode ser usada para determinar o seguinte:

- Para quantificar o ouro que pode ser extraído via cianetação direta (ou seja, ouro livre e exposto);
- Para quantificar o ouro que é pré-explorado, mas que deveria ser recuperável via processamento CIL;
- Para quantificar o ouro liberado por pré-tratamento oxidativo suave (inclusive em carbonatos, pirrotita, magnetita, etc.).
- Calcular consumos de reagentes, bem como a cinética de extração de ouro, bem como

a extração final de ouro.

3.5.1 Mecanismo químico do processo de cianetação

Sais de cianeto, como cianeto de sódio, potássio e cálcio, dissolvem e ionizam em água para formar o seu respectivo cátion metálico e íons de cianeto livre:



Os íons cianeto se hidrolisam na água para formar íons cianeto de hidrogênio (HCN) e hidroxila (OH⁻):



O cianeto de hidrogênio é um ácido fraco que dissocia incompletamente em água, conforme a Eq.3.3.



Através da Figura 3.5, verifica-se que a extensão dessa reação de dissociação é em função do pH:

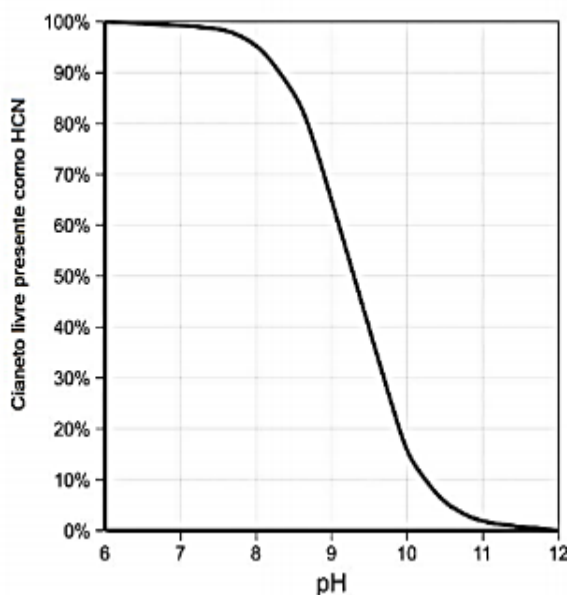


Figura 3.6 - Especificação de cianeto e cianeto de hidrogênio em solução aquosa em função do pH.

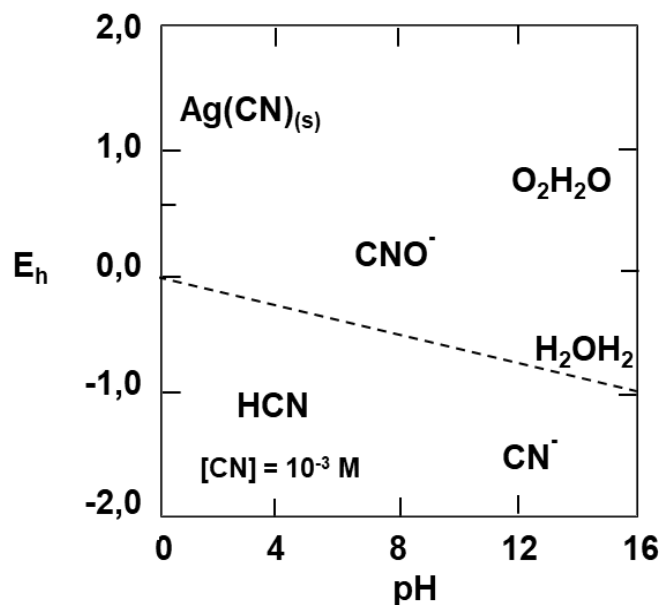
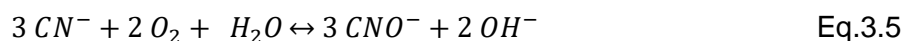
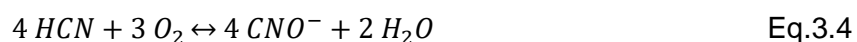


Figura 3.5 - Diagrama Eh-pH para o sistema CN-H₂O a 25° C.

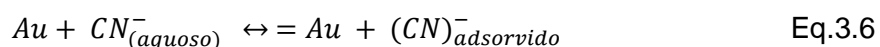
- pH aproximadamente 9,3: metade do cianeto total está na forma de cianeto de hidrogênio e a outra metade como cianeto livre.
- Em pH 10,2, mais de 90 % do cianeto total está presente na forma de cianeto livre; daí este ser o pH muito utilizado na cianetação do ouro;
- Em pH 8,4, mais de 90 % do cianeto total está presente na forma de cianeto de hidrogênio.

Reações indesejáveis podem ocorrer durante a lixiviação porque o cianeto de hidrogênio, e o cianeto livre podem ser oxidados com oxigênio para formar cianato (CNO^-) que não dissolve o ouro e, portanto, reduz a concentração de cianeto livre (Figura 3.6) (MARSDEN e HOUSE, 2006).

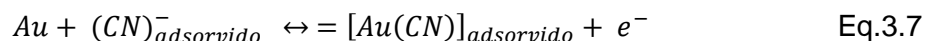


Segundo KONDOS, DESCHÊNES e MORRISON (1995) e MARSDEN e HOUSE (2006), o mecanismo de dissolução do ouro pode ser descrito pelas reações anódicas divididas nas seguintes etapas:

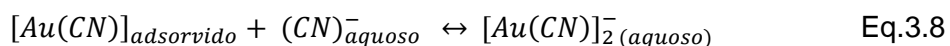
(a) Adsorção do cianeto na superfície do ouro:



(b) Extração eletroquímica de elétron, que consiste na oxidação e dissolução do ouro metálico para formar o complexo cianeto de ouro (I):



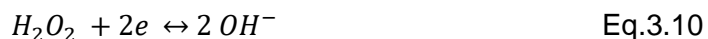
(c) Combinação do complexo intermediário de aurocianeto (I) com outro íon cianeto livre:



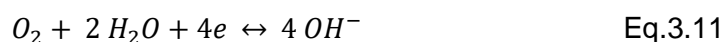
Paralelamente em meio aerado e solução alcalina ocorrem as reações catódicas de redução do oxigênio:



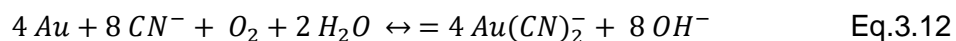
O peróxido de hidrogênio formado é extremamente oxidante que pode participar de outras reações de oxidação:



Por fim, o oxigênio pode ser reduzido diretamente por íons hidroxilas, ao invés da do peróxido de hidrogênio:



Consolidando todas as reações anódicas e catódicas, obtém-se a equação proposta por Elsner. Em resumo, a dissolução do ouro é uma reação eletroquímica na qual o oxigênio absorve elétrons em uma parte da superfície metálica (zona catódica), enquanto o metal os entrega em outra (a zona anódica).



3.5.2 Variáveis que interferem na cianetação

3.5.2.1 Concentração de oxigênio

Conforme a equação de Elsner, a reação de dissolução do ouro é controlada pela concentração de oxigênio na polpa. A concentração de cianeto determina a taxa de dissolução anódica do ouro enquanto a taxa de redução do oxigênio depende da concentração de oxigênio dissolvido (MARSDEN e HOUSE, 2006; BODNARAS *et al*, 1993).

Diversos autores evidenciaram os benefícios obtidos com a elevação da concentração de oxigênio no processo de cianetação, que incluem redução do tempo de cianetação, elevação da recuperação e redução do consumo de cianeto de sódio; porém deve-se avaliar a concentração adequada para cada circuito e tipo de minérios. MARSDEN e HOUSE (2006) citam que concentrações de oxigênio acima de 20 mg/L podem causar a passivação do ouro devido à formação de camada de óxido na superfície das partículas; o mesmo comportamento pode ocorrer em sistemas com concentrações de oxigênio abaixo de 7 mg/L e com agitação deficiente da polpa.

Em sistemas industriais o oxigênio dissolvido pode ser fornecido à polpa por sistemas de injeção de ar, oxigênio puro ou ar enriquecido. O controle de concentração de oxigênio dissolvido na polpa é difícil pois o oxigênio possui baixa solubilidade em água sob condições atmosféricas; a solubilidade do oxigênio é diretamente dependente das seguintes variáveis:

- Temperatura: a elevação da temperatura reduz a solubilidade do oxigênio. A 25° C e à nível do mar a concentração de oxigênio em água é de 8,2 mg/L.
- Pressão: a elevação da pressão favorece a dissolução do oxigênio.
- Salinidade: a presença de sais dissolvidos reduz a possibilidade de dissolução do oxigênio.

Além dessas variáveis, a presença de alguns minerais como pirrotita, arsenopirita e calcocita e outros sulfetos, podem resultar na redução do oxigênio dissolvido na polpa. O uso de oxigênio durante o pré-tratamento dissolve alguns dos os minerais de sulfureto e oxida o íon de sulfeto em sulfato e ferro em íon férrico, que forma um composto de hidróxido férrico insolúvel. Este pré-tratamento é benéfico na maioria das operações por causa da redução de cianeto consumo durante a cianetação e aumento do ouro taxa de dissolução.

3.5.2.2 pH

A cianetação de ouro geralmente é feita em valores de pH acima de 9,4 para prevenir o excesso de hidrólise do cianeto e a decomposição do cianeto pelo dióxido de carbono atmosférico. A redução do pH resulta na redução do reagente moderador de pH (hidróxido de sódio ou de cálcio), porém conforme a Figura 3.5 a proporção de gás cianídrico (HCN) eleva no sistema. O gás cianídrico é bastante volátil, tóxico e apresenta baixa velocidade da reação de solubilização do ouro em comparação com a cinética da cianetação com o cianeto livre (CN⁻) (HABASHI, 1967; MARSDEN e HOUSE, 2006).

O efeito do pH acima de 9,5 na dissolução do ouro depende da presença das espécies minerais na polpa e também do tipo de alcalinizante. Quanto à caracterização mineral, são destacados os seguintes aspectos:

- A dissolução de sulfetos diminui a alcalinidade da polpa devido à formação de íons sulfato; assim o pH deve ser mantido mais elevado para neutralizar os compostos ácidos resultantes da decomposição desses minerais.

- Para elevar a extração do ouro de minerais teluretos, o pH deve ser mantido mais elevado, pois estes minerais decompõem facilmente em alcalinidade elevada.
- Para algumas espécies minerais, a elevação do pH ocasiona a redução drástica da cinética de cianetação.

Em relação ao tipo de alcalinizante, tanto o hidróxido de sódio quanto o hidróxido de cálcio retardam a dissolução do ouro em soluções de cianeto. HABASHI (1967) apresentou uma investigação sobre o efeito do hidróxido de sódio e de hidróxido de cálcio na cinética de dissolução do ouro em uma solução com 0,10 % de cianeto de sódio.

Os resultados apontaram que em pH próximo de 11, a taxa de dissolução de ouro diminuiu acentuadamente e a 12,2 era praticamente nula quando o hidróxido de cálcio foi utilizado (Figura 3.7). Quando foi utilizado hidróxido de sódio a taxa de dissolução de ouro começou a reduzir em pH 12,5, porém em velocidade melhor que na solução contendo hidróxido de cálcio. No estudo de HABASHI (1967) não foram identificadas as causas deste efeito acentuado com o hidróxido de cálcio, porém MARSDEN e HOUSE (2006) citam que a causa pode ser a baixa solubilidade dos sais formados pelas reações de dissolução de algumas espécies químicas, que precipitam no sistema e à maior susceptibilidade de formar escamas. Já o hidróxido de sódio tem a propriedade de dissolver uma variedade de minerais em meio bastante alcalino e de manter as partículas dispersas. Em resumo, o pH e o alcalinizante ótimo para a lixiviação depende das características de cada minério e do sistema de lixiviação.

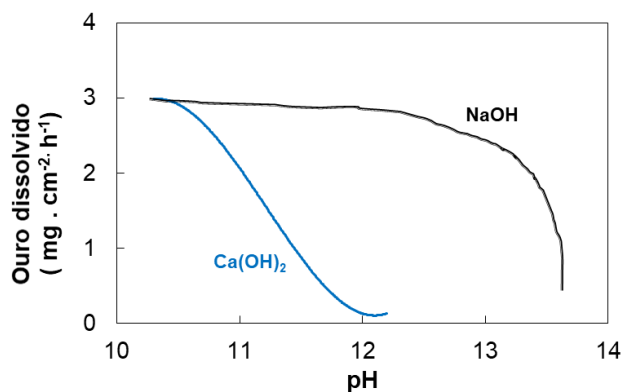


Figura 3.7 - Curva de dissolução de ouro com NaOH e de Ca(OH)₂ em alta alcalinidade. Fonte: Habashi, 1967.

3.5.2.3 Temperatura

A temperatura tem um efeito importante na cianetação do ouro, pois ao elevar a velocidade de difusão dos íons conseqüentemente eleva a velocidade de dissolução do ouro. A cinética de solubilização do ouro até um máximo de 85° C, a partir dessa temperatura a taxa de cianetação do ouro reduz devido ao decréscimo da solubilidade de oxigênio, aumento da reatividade dos minerais de ganga e decomposição de cianeto. A elevação de temperatura geralmente é aplicada na cianetação de concentrados gravíticos que apresentam elevado teor de ouro (HABASHI, 1967; MARSDEN e HOUSE, 2006).

3.5.2.4 Densidade da polpa

A cianetação do ouro é feita geralmente em polpas com 35 a 50 % de sólidos, dependendo da densidade específica do grão, tamanho da partícula e presença de minerais que afetam a viscosidade da polpa.

3.5.2.5 Tamanho das partículas

A velocidade de dissolução do ouro é diretamente proporcional à área exposta da partícula de ouro e é afetada pela eficiência de cominuição (HABASHI, 1967). Geralmente a taxa de dissolução do ouro eleva com a redução do tamanho da partícula devido à maior área superficial, conseqüentemente maior exposição do ouro. Porém em minérios contendo cianicidas a redução da granulometria pode reduzir a taxa de dissolução do ouro em virtude da competição das reações das espécies consumidoras de cianeto. Neste caso, MARSDEN e HOUSE (2006) indica que deve ser feita uma pré-oxidação dessas espécies.

Geralmente o tamanho ótimo das partículas para cianetação está entre 80 % <0,150 mm e 80 % <0,045 mm. Estudos de viabilidade devem ser realizados para determinar a melhor granulometria para cada minério.

3.5.2.6 Tempo de residência

O tempo de residência de cianetação depende das características do material a ser lixiviado e deve ser determinado por ensaios de laboratório e escala piloto. Uma curva típica de

lixiviação (Figura 3.8) é altamente não linear, caracterizada por uma taxa de dissolução elevada do ouro nas primeiras horas iniciais (geralmente 2 a 4 horas), e por redução acentuada da taxa de reação nas horas seguintes à medida que altas extrações são alcançadas (MARSDEN e HOUSE, 2006; BRITTAN, 2008).

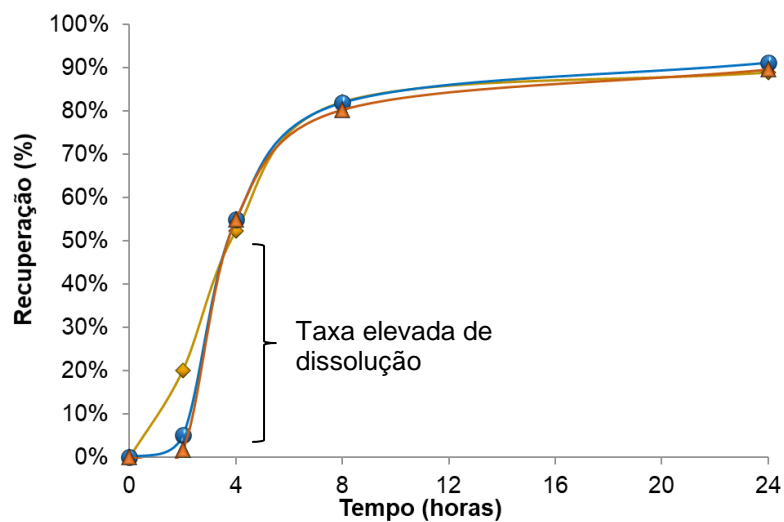


Figura 3.8 - Exemplo de curvas de cianetação de ouro.

Segundo BRITTAN e PLENGE (2015), a cinética rápida nos momentos iniciais pode ser em função das reações químicas do cianeto e do oxigênio na superfície das partículas expostas de ouro, ou em função do controle da difusão através da camada limite da partícula de ouro se a polpa não é agitada vigorosamente. A redução da cinética após as 2 horas é um reflexo da difusão lenta de reagentes de cianeto, oxigênio e/ou do complexo ouro-cianeto através dos poros em partículas de minério. Os reagentes são difundidos para as superfícies de partículas residuais de ouro parcialmente ocupadas, e o produto do complexo ouro-cianeto é difundido das superfícies através dos interstícios para a solução lixiviante.

Ainda de acordo com os autores acima citados, para fins de projeto de planta geralmente é essa longa cauda na curva de lixiviação que dita o tempo de residência da cianetação (e determinação de capacidade dos tanques necessários para atingir a extração máxima de ouro) em consonância com os parâmetros de vazão de polpa pelo circuito e eficiência dos equipamentos de mistura.

3.5.2.7 Agitação

A dissolução do ouro é controlada pela transferência de massa sob condições normais e a velocidade da reação depende da espessura da camada de difusão e características da agitação. A elevação da agitação promove a redução da espessura da camada de difusão, melhora a homogeneização da polpa e resulta no aumento da cinética até um ponto ótimo a partir do qual o grau de agitação não tem efeito significativo. Por exemplo, em sistemas com rotores modernos de alta eficiência, o aumento do grau de agitação não surte efeitos na cinética de dissolução do ouro (MARSDEN e HOUSE, 2006; HABASHI, 1967).

3.5.3 Comportamento dos minerais na cianetação do ouro

3.5.3.1 Minerais de prata

A prata ocorre geralmente associada com o ouro em quantidades economicamente significativamente e tem um comportamento semelhante ao ouro em soluções cianetadas.

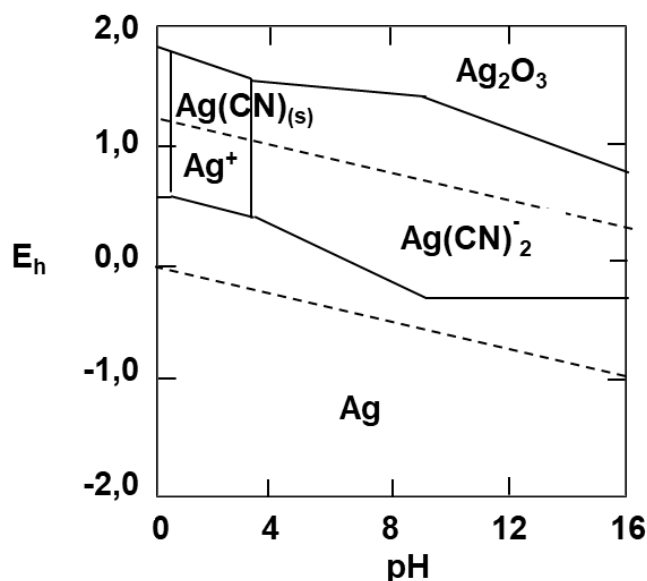
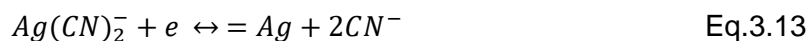


Figura 3.9 - Diagrama Eh-pH para o sistema Ag-CN-H₂O a 25°C.

Pelo diagrama Eh-pH para Ag-CN-H₂O (Figura 3.9) verifica-se que em baixos valores de

pH e baixas concentrações de cianeto livre há a predominância do cianeto de prata que é um sal insolúvel. Em concentrações elevadas de cianeto são formados complexos de $\text{Ag}(\text{CN})^{2-}_3$ e $\text{Ag}(\text{CN})^{3-}_4$ que não impactam na cianetação de ouro.

Em condições favoráveis à dissolução do ouro, a dissolução da prata é muito mais lenta que a do ouro. Logo, em cianetações de minerais contendo quantidade expressiva de prata deve-se utilizar concentrações mais elevadas para elevar a recuperação da prata e reduzir o efeito de retardamento da dissolução do ouro causada pela competição do cianeto (MARSDEN e HOUSE, 2006).

3.5.3.2 Minerais de cobre

Os minerais de cobre têm solubilidades diferentes em soluções alcalinas cianetadas; por exemplo, a 23 °C os minerais azurita ($\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$), malaquita ($\text{Cu}_2(\text{CO}_3)(\text{OH})_2$), calcocita e cobre metálico apresentam solubilidade acima de 90 %; óxido de cobre 85,5 % e bornita (Cu_5FeS_4) 70 %; o mineral menos solúvel é a calcopirita com 5,6 % de solubilidade (HEDLEY E TABACHINICK, 1958 *apud* CIMINELLI e GOMES, 2007).

A dissolução destes minerais pode afetar drasticamente a lixiviação do ouro. Conforme MARSDEN e HOUSE (2006) e REES (2000) os íons de cobre solubilizados formam diferentes complexos com o cianeto, tais como CuCN , $\text{Cu}(\text{CN})_2$, $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ e $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ em valores de pH apropriados (Figura 3.10).

Este tipo de complexação é indesejável pois ocasiona a elevação do consumo de cianeto e de oxigênio dissolvido, retarda a velocidade de dissolução do ouro, conseqüentemente reduz a recuperação e pode contaminar os produtos subsequentes como o concentrado obtido pelo processo de eletrólise. A calcopirita, embora apresente menor solubilidade, tem característica peculiar de remover o ouro já solubilizado na solução com baixas concentrações de cianeto através de redução de sua área superficial; este efeito é reversível e é denominado preg-borrowing. Para minimizar o efeito do cobre na cianetação de ouro e maximizar a cinética de dissolução do ouro, concentrações adequadas de cianeto livre devem ser controladas.

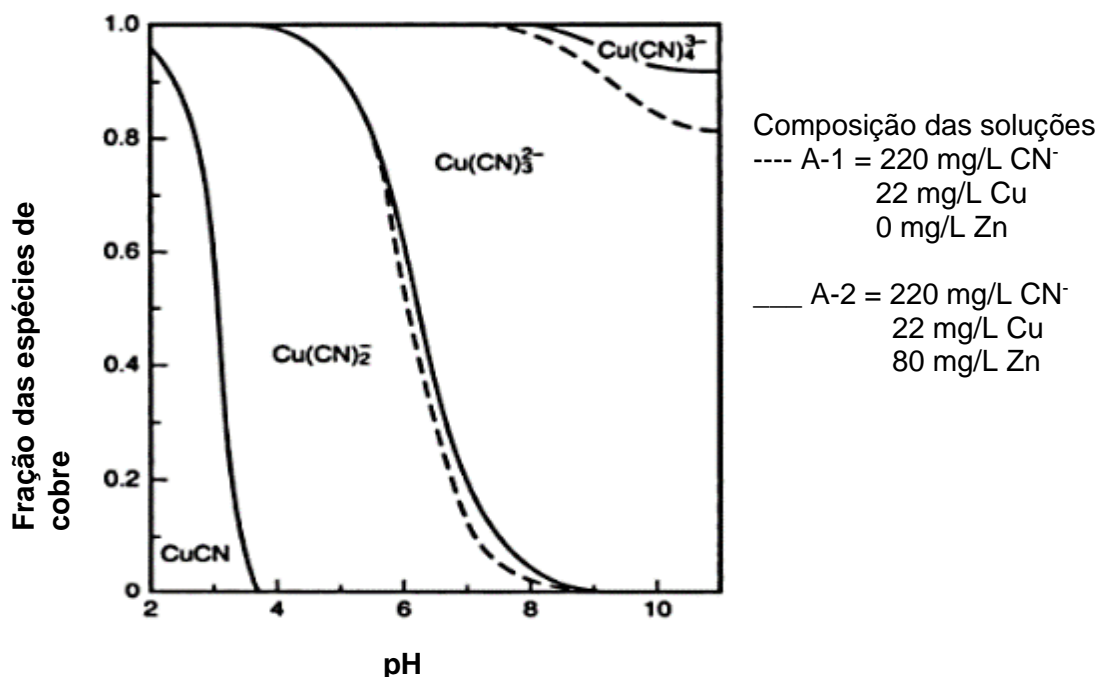


Figura 3.10 - Diagrama de distribuição de espécies de cobre em meio cianetado em função do pH. Fonte: Marsden e House (2006).

3.5.3.3 Minerais de ferro

Os minerais de ferro apresentam diferentes solubilidades em soluções alcalinas. Hematita (Fe_2O_3), magnetita (Fe_3O_4), goethita (FeOOH), siderita (FeCO_3) e silicatos de ferro são insolúveis em soluções cianetadas e não interferem significativamente na dissolução do ouro. Alguns carbonatos de ferro se decompõem em soluções de baixa alcalinidade (pH inferior a 10), mas não são reativos na lixiviação do ouro em valores elevados de pH.

Os óxidos minerais dissolvem em soluções alcalinas formando complexos estáveis de ferro (II), $\text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}$. Estes complexos na presença de oxidantes fortes tais como peróxido de hidrogênio ou ozônio oxidam rapidamente a complexos muito estáveis de ferro (III), $\text{Fe}(\text{CN})_6^{3-}$ que dependendo do pH e das concentrações de cianeto livre são muito predominantes na solução.

Os sulfetos de ferro são bastante reativos em soluções cianetadas e se decompõem em complexos de ferrocianeto e diversas espécies sulfurosas. Os produtos dessa decomposição afetam negativamente a velocidade de dissolução do ouro, elevam o consumo de cianeto e de alcalinizante. A ordem de decomposição destes minerais são:

pirrotita>>>marcassita>arsenopirita>pirita (CIMINELLI e GOMES, 2007; MARSDEN e HOUSE, 2006).

Os efeitos adversos destes minerais podem ser reduzidos com a adição adequada de nitrato de chumbo ($\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$) e com a passivação dos sulfetos de ferro através de pré-condicionamento alcalino e aerado da polpa. O condicionamento de baixa alcalinidade propicia a dissolução parcial dos sulfetos e a formação de uma camada insolúvel de hidróxido de ferro (III) na superfície dos minerais, minimizando os efeitos cianicidas durante a lixiviação (CIMINELLI e GOMES, 2007).

3.5.3.4 Minerais de arsênio e de antimônio

Em presença de cianeto, os sulfetos de arsênio e antimônio não formam complexos estáveis com cianeto, mas decompõem-se formando arsenite (AsO_2^-), arsenato (AsO_3^-), estibinite (SbO_2^-) e estibinato (SbO_3^-) respectivamente, em proporções que dependem da composição da solução e são diretamente proporcionais à elevação do pH.

Os efeitos dos produtos formados dessa decomposição são severamente negativos na dissolução do ouro e prata, pois formam camadas passivadoras de óxidos de arsênio e antimônio na superfície do ouro. Para minimizar estes efeitos, a cianetação deve ser conduzida em baixo pH (aproximadamente 10) e adição de nitrato de chumbo entre 250 a 500 g/t (MARSDEN E HOUSE, 2006; CIMINELLI e GOMES, 2007; ADAMS,2005).

3.5.3.5 Minerais de zinco

A interferência do zinco na cianetação do ouro ainda é pouco compreendida. Para MARSDEN E HOUSE (2006), os minerais de zinco não interferem significativamente na cianetação do ouro pois geralmente não estão associados a ouro. O zinco metálico dissolve prontamente em soluções alcalinas cianetadas formando hidróxidos de zinco ou complexo de cianeto e zinco (II). Já HEDLEY e TABACHNICK (1968) estudaram o efeito do zinco na cianetação de ouro, e segundo REES (2000), chegaram a informações conflitantes, porque para alguns estudos demonstraram que $\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}$ dissolve o ouro com a mesma eficiência do cianeto de sódio em solução alcalinas e oxigenadas; em outros estudos o zinco teve efeito deletério na cianetação do ouro, pois consumiu cianeto livre deixando o meio deficiente em cianeto livre para dissolução do ouro.

3.5.3.6 Minerais teluretos

Minerais teluretos de ouro (Au_xTe_y) dissolvem lentamente em soluções cianetadas e não formam complexos estáveis com cianeto. Em alguns casos os óxidos e hidróxidos de telúrio podem formar na superfície do mineral, mas não afetam a dissolução do ouro. A velocidade da lixiviação pode ser aumentada através de moagem ultrafina e cianetação a pH maior que 12, elevada concentração de oxigênio e adição de nitrato de chumbo (DYER *et al*, 2017).

3.6 Flotação

Certos minérios de ouro, principalmente aqueles que contêm sulfetos, arsenetos ou teluretos, são mais bem tratados produzindo um concentrado de flotação. Esse é quase sempre o caso no tratamento de minérios de ouro refratários, onde a natureza refratária do minério é devido às espécies minerais de sulfeto. Também é o caso onde é desejável reduzir a massa do material que precisa ser tratado para recuperar o ouro, ou onde a flotação é um diferencial para produzir um concentrado separado de um metal valioso (por exemplo, cobre), que coexiste com o ouro e que, de outra forma, impediria a recuperação do ouro. Um concentrado de ouro é então produzido para processamento posterior (ADAMS, 2016).

Flotação é um método de concentração mineral que é governada pelas propriedades interfaciais do sistema sólido-líquido-gás e mudanças nessas propriedades pela adição de vários reagentes ao sistema. É caracterizada pela combinação dos fenômenos químicos, físico-químicos e físicos que governam o sistema de flotação trifásico, sendo o resultado da tendência de certas espécies tensoativas de se concentrarem na interface líquido-gás e a tendência de algumas outras espécies ou partículas de se associarem ou adsorverem essas espécies tensoativas. A flotação não se preocupa em alterar a natureza química da fase sólida (partículas minerais), mas em alterar ou modificar suas superfícies (BULATOVICK, 2007).

Uma das teorias utilizada para explicar o fenômeno da flotação é da dupla camada elétrica. As propriedades elétricas de uma superfície mineral são determinadas pelos potenciais eletroquímico e eletrocínético. Na fase de água, os íons da superfície do mineral interagem com a água ou outros constituintes presentes na água. Durante este processo, alguns dos

íons são transferidos para a solução, o que causa mudanças no equilíbrio elétrico na superfície do mineral, tornando a superfície do mineral eletricamente carregada. Acredita-se que alguns dos íons transferidos para a solução sejam concentrados pela ação da carga da superfície do mineral próximo à superfície onde ocorre a separação espacial da superfície (Figura 3.11). A teoria da camada dupla elétrica desempenha um papel muito importante na adsorção de reagentes na superfície do mineral (BULATOVICK, 2007).

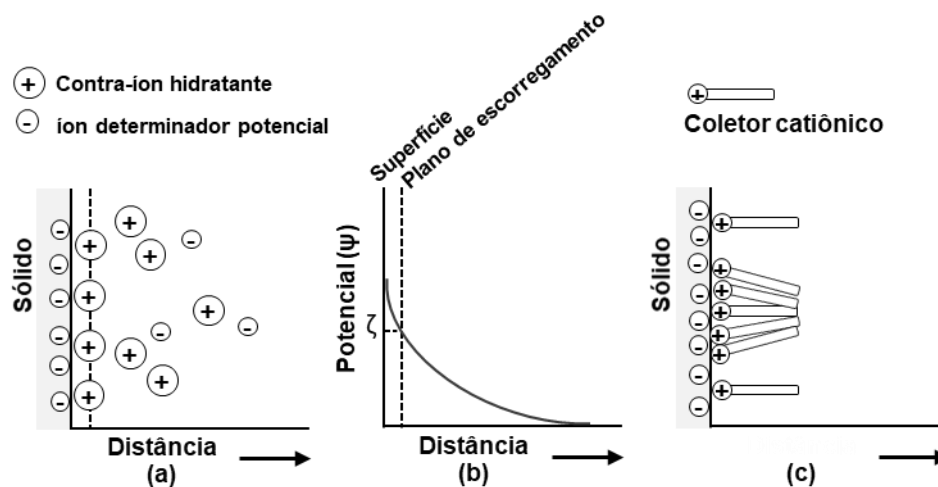


Figura 3.11 - Representação de: a) dupla camada elétrica; b) potencial da superfície e c) adsorção do coletor.

As cargas na dupla camada elétrica podem ocorrer quando os íons das duas camadas se separam durante o movimento das partículas no líquido. Quando os íons da camada difusa se afastam da superfície, a eletroneutralidade da superfície do mineral é perturbada e as diferenças de potencial surgem entre as partículas em movimento e o líquido. Na ciência da flotação mineral, isso é chamado de potencial eletrocinético ou potencial zeta. A medição do potencial zeta é usada para determinar a ação dos coletores na superfície do mineral. A relação estabelecida entre a flotabilidade e as mudanças no potencial eletrocinético forma a base para determinar a fixação do reagente na superfície do mineral. De acordo KLASSEN e MOKROUSOV (1963) *apud* BULATOVICK (2007) “Se a carga na magnitude do potencial eletrocinético não for acompanhada pela carga de seu sinal, então a ação do reagente diz respeito apenas à porção externa difusa da dupla camada elétrica. No entanto, se o sinal do potencial também mudar, o íon dos reagentes é o íon determinante do potencial e pode penetrar na camada interna da dupla camada elétrica.”

Finalmente, as estruturas cristalinas de diferentes minerais são diferentes, assim como a

estrutura eletrônica de um átomo na estrutura, o que significa que diferentes tipos de ligação ocorrem na dupla camada elétrica, tais como ligação iônica, covalente, metálica de pontes de hidrogênio e interações de van der Waals (BULATOVICK, 2007).

Segundo ADAMS (2016), embora a flotação seja um dos processos mais antigos e mais bem estabelecidos da indústria de mineração, ainda é prudente que um programa de teste englobe testes em lote até campanhas contínuas de planta-piloto. Esses testes são feitos para examinar as diferentes dosagens e combinações de reagentes, e estágios de flotação. Testes nos vários tipos de minério que podem ser encontrados durante exploração também são feitos nesta escala simulando o fluxograma de flotação da planta real para garantir que quaisquer fluxos de recirculação sejam aceitáveis e para dar um maior nível de conforto ao controle de processo.

3.6.1 Parâmetros que afetam a flotação

3.6.1.1 Grau de liberação

Durante a cominuição, a maioria das partículas produzidas são compostos que compreendem componentes minerais e ganga. Para as partículas minerais totalmente liberadas, a exposição do mineral na superfície da partícula é de 100 % e a constante da taxa de flotação de tais partículas é geralmente maior em comparação com as partículas de ganga compostas e totalmente liberadas do mesmo tamanho. As partículas de ganga totalmente liberadas não devem flutuar. Essas partículas são consideradas arrastamento de ganga se aparecerem no concentrado (ZHANG, 2012).

De acordo MARSDEN e HOUSE (2006), o principal requisito para a flotação efetiva do ouro é que ele seja liberado ou em partículas que são flotáveis; neste último caso a área superficial da partícula deve ser predominante ouro, sulfeto ou um mineral com boas características hidrofóbicas. Por exemplo, quando o ouro está associado a óxidos ou silicatos a flotabilidade geralmente é baixa devido à maior hidrofiliabilidade e reduzida área superficial do ouro.

3.6.1.2 Densidade da polpa

A flotação de minerais que contém ouro livre geralmente é feita com polpas com percentuais

de sólidos acima de 35 %, o que favorece o contato e a colisão da partícula de ouro com a bolha em polpas com concentração relativamente baixa de ouro. Polpas mais densas também favorece a flotação de partículas grosseiras de ouro, ajudando a manter as partículas grande na fase espuma através da redução da separação por gravidade das partículas no sistema (MARSDEN e HOUSE, 2006).

Neste contexto, TAGGART (1945) *apud* LINS e ADAMIAN (1993) destacou que um aumento no percentual de sólidos auxilia na levitação das partículas na célula de flotação e que para um dado mineral, quanto mais espessa a polpa, maior é o tamanho máximo da partícula flotável em uma máquina de flotação.

De acordo com GAUDIN (1939) *apud* LINS e ADAMIAN (1993) uma polpa mais diluída deve ser mais adequada para partículas lamelares. Uma baixa porcentagem de sólidos em uma polpa significa uma distância maior entre as partículas individuais. Resultará desse maior espaçamento das partículas que uma bolha chegará à superfície menos carregada do que em uma polpa espessa e será, portanto, menos estável. Sendo assim, será necessária a adição de um agente com poder estabilizador de espuma para compensar a falta de estabilidade (TAGGART, 2013).

Por outro lado, TAGGART (2013) também afirma que a flotação com polpas mais diluídas até certo ponto gera concentrados com maiores teores, o que pode aumentar a recuperação do metal de interesse. Porém o decréscimo acentuado do percentual de sólidos resulta em perdas de recuperação.

3.6.1.3 Tamanho da partícula

De acordo com DUNNE *apud* ADAMS (2016) o tamanho da partícula é um fator importante na flotação de ouro e que existem limites de tamanho favoráveis à flotação. ALLAN e WOODCOCK (2001) citam que a faixa ideal para a flotação está entre 0,007 e 0,150 mm, enquanto CHRYSSOULIS (2004) *apud* ADAMS (2016) mostrou por medições reais que o desempenho de flotação em muitas plantas de ouro diminui rapidamente para tamanho de partículas inferiores a 0,010 mm. A cinética de flotação geralmente é mais rápida para partículas finas que para partículas grosseiras. Em flotação com partículas inferiores a 0,020 mm a recuperação do ouro reduz devido à flotação concomitante dos minerais de ganga.

Conforme citado no tópico anterior, em casos de partículas mais grossas, a flotação deve ser feita com densidade da polpa acima de 35 % para evitar a sedimentação do ouro devido à sua elevada densidade específica, pois quanto mais diluída a polpa estiver mais favorecida será a separação por gravidade das partículas no meio aquoso. Não se recomenda a flotação de partículas acima de 0,200 mm; outros processos de concentração e separação de ouro devem ser aplicados nestes casos, tais como concentração gravítica, amalação, etc. (MARS DEN e HOUSE, 2006).

Outro impacto da presença de partículas finas na flotação é a formação de “slime coat”. É comum gerar durante a moagem uma grande quantidade de finos de minerais de ganga, denominadas “slimes”, seja pela moagem excessiva ou pela própria característica argilosa dos minerais. Essas partículas são altamente prejudiciais à flotação, pois podem revestir a superfície das partículas de ouro, formando uma “armadura” hidrofílica, evitando que os minerais que contém ouro entre em contato direto com coletores e/ou bolhas de ar, diminuindo a recuperação de flotação, além de elevar o consumo de reagentes e a viscosidade da polpa. Os métodos de mitigação do “slime coat” incluem utilização de dispersantes na polpa, pré-condicionamento da polpa com agitação intensa e deslamagem (YU *at al*, 2017).

3.6.1.4 Temperatura

De acordo com MARS DEN e HOUSE (2006) alguns estudos mostram que temperaturas abaixo de 25 °C podem ter um impacto negativo na cinética de flotação devido aos efeitos da mudança na viscosidade da temperatura nas polpas minerais. A elevação da temperatura de 15 até 30 °C reduz a recuperação do ouro livre, mas eleva a recuperação de sulfetos como pirita e pirrotita. Já temperaturas acima de 50 °C também podem ser negativas na flotação, presumivelmente devido à dessorção de espécies coletoras da superfície do mineral ou algum outro fenômeno relacionado à superfície.

3.6.1.5 Qualidade da água

A qualidade da água desempenha um papel importante na determinação do desempenho do processo de flotação. Neste contexto há uma variedade de pesquisas que tratam do impacto da reutilização da água e da água qualidade na flotação.

A reutilização de água tende a acumular diversas espécies químicas que podem alterar o equilíbrio da flotação, seja positivamente pela presença de substâncias ativadores da flotação ou negativamente pela presença de agentes depressores (MUZINDA e SCREITHOFER, 2018).

3.6.2 Classificação dos reagentes de flotação

Alguns minerais podem ser beneficiados baseado em sua hidrofobicidade natural, mas outros necessitam de adição de reagentes na polpa para controlar a hidrofobicidade e comportamento dos minerais na flotação e para atingir um resultado de separação satisfatório. De acordo com BULATOVICK (2007) e WANG (2016) os reagentes são a parte mais importante do processo de flotação. No desenvolvimento de um processo de beneficiamento, gasta-se bastante tempo, energia e atenção para selecionar os reagentes que fornecerão os resultados de separação e concentração mais eficazes. Em plantas industriais, a parte mais importante da estratégia de flotação consiste no controle de adições de reagentes.

A classificação dos reagentes é baseada na função de um reagente particular. Com base nisso, os reagentes são divididos em coletores, espumantes, reguladores e depressores.

3.6.2.1 Coletores

Os coletores consistem em um grupo grande de compostos químicos orgânicos, que diferem entre si quanto à composição química e função. O objetivo básico do coletor é formar seletivamente uma camada hidrofóbica em uma determinada superfície mineral na polpa de flotação e, assim, fornecer condições para fixação das partículas hidrofóbicas às bolhas de ar e recuperação de tais partículas no produto de espuma (MARSDEN e HOUSE, 2006; BULATOVICK, 2007).

A estrutura molecular de um reagente coletor é dividida em um grupo apolar e um grupo polar, e sua estrutura e composição determinam a atividade do coletor em relação aos dipolos da água. A porção apolar da molécula coletora é um radical hidrocarboneto, que não reage com a água e, portanto, é repelente à água. Em contraste com a parte apolar da molécula, a parte polar pode reagir com a água e é orientada para a superfície do mineral, tornando-a hidrofóbica (WANG, 2016; BULATOVICK, 2007).

De acordo com BULTOVICK (2007), quando um coletor se dissocia em cátion e ânion, aquele que é a causa direta da ação repelente de água pode ser chamado de íon repelente ativo e o outro de íon não ativo (não repelente). A estrutura de íons repelentes sempre inclui um radical hidrocarboneto, cuja presença garante que o mineral se torne repelente de água (Figura 3.12). Esses radicais não podem existir no estado livre e não se ligam diretamente à superfície do mineral. Portanto, o radical repelente inclui outro grupo de átomos ligados ao radical de carbono, que forma uma conexão entre o radical e a superfície do mineral. Este grupo de conectores é denominado grupo “solidófilo”.

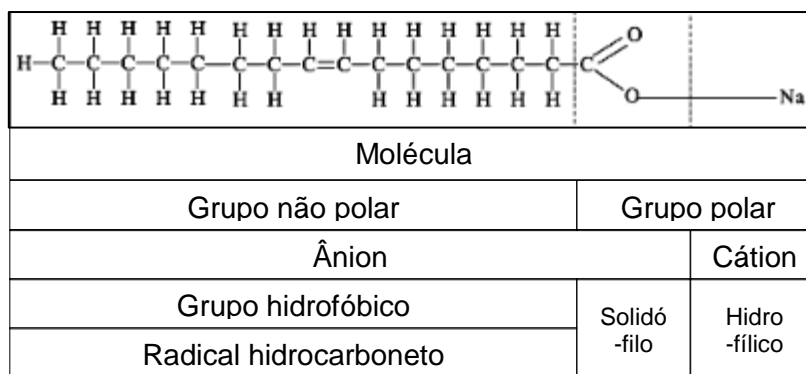


Figura 3.12 - Estrutura de um coletor de flotação. Fonte: Bulatovick, 2007.

O efeito repelente de água do coletor está diretamente relacionado ao comprimento e estrutura do radical hidrocarboneto, enquanto o efeito do grupo que tem afinidade ao sólido depende (a) da natureza da reação com a superfície do mineral, (b) da força de fixação do coletor e (c) seletividade, todas dependentes da composição e estrutura do grupo solidofílico.

Como o objetivo dos coletores é tornar os minerais repelentes à água, esses reagentes são geralmente classificados de acordo com sua capacidade de se dissociar em íons em solução aquosa e levando em consideração que tipo de íons (ânion ou cátion) dá o efeito de hidrofobicidade. Deste modo são classificados em:

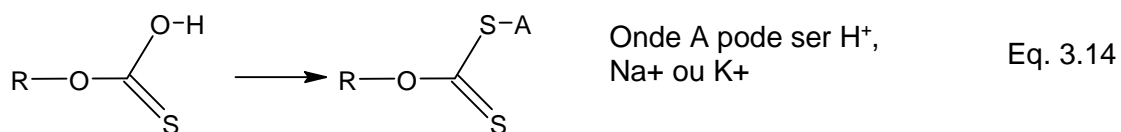
- Coletores ionizantes, que se dissociam em água, podendo ser aniônico, quando o ânion torna o mineral hidrofóbico, e catiônico, quando o cátion torna a superfície do mineral hidrofóbica.
- Coletores não iônicos, que são compostos não polares, principalmente compostos de

hidrocarbonetos, insolúveis em água.

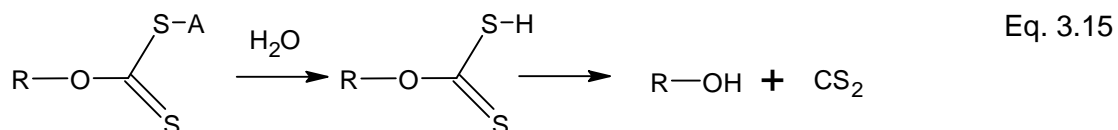
Os coletores utilizados na concentração de ouro geralmente são coletores de sulfetos, que de acordo com as características da estrutura, podem ser subdivididos em:

Xantatos

Os xantatos são os coletores mais importantes para a flotação de minerais de sulfeto, bem como para óxidos (ou seja, óxido de cobre, chumbo e minerais de zinco). Zeise fez xantatos pela primeira vez em 1882, e eles foram usados pela primeira vez em flotação em 1924. Os xantatos são um produto do ácido carbônico no qual dois átomos de oxigênio são substituídos por enxofre e um grupo alquila substitui um átomo de hidrogênio.

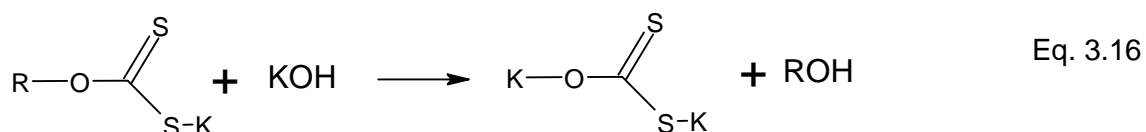


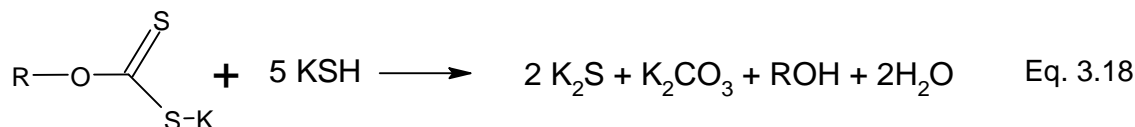
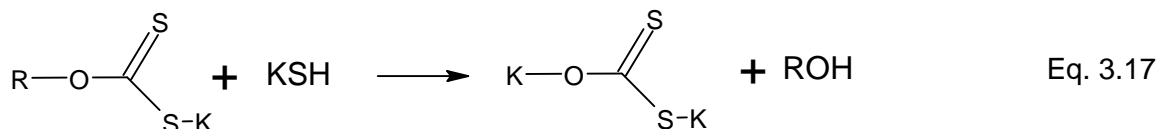
Na presença de umidade, o xantato hidrolisa e forma ácidos xânticos instáveis, que se decompõem posteriormente em dissulfeto de carbono e o álcool correspondente:



Em solução, a decomposição dos xantatos aumenta com a redução do pH. A dissociação de xantatos em um meio ácido também depende do comprimento do radical de carbono, onde xantatos com cadeias de carbono mais longas se dissociam mais lentamente do que xantatos com radical de hidrocarboneto mais curto.

Em um meio alcalino, os xantatos são relativamente estáveis. Em solução alcalina alta, os xantatos se dissociam para formar diferentes compostos de acordo com as seguintes reações:

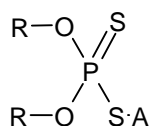




À medida que o comprimento da cadeia de hidrocarbonetos dos xantatos aumenta o poder de coletar e a recuperação mineral aumentam, enquanto a seletividade diminui porque os minerais de menor hidrofobicidade inicial também podem adsorver o coletor, nas condições de processo aplicadas (MARSDEN e HOUSE, 2006).

Ditiofosfatos

Os ditiofosfatos são usados pela primeira vez como coletores de sulfeto em 1925. A expressão geral de ditiofosfatos é dado da seguinte forma, onde R é um radical de hidrocarboneto aromático ou alifático e A corresponde a um hidrogênio ou um metal alcalino:

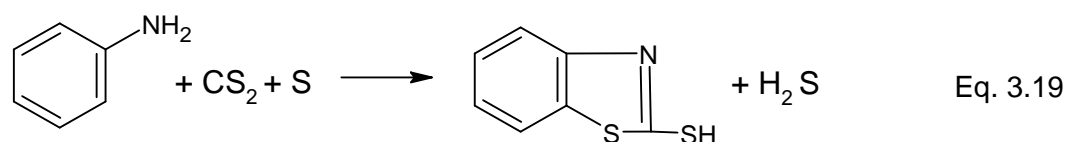


Os tipos de ditiofosfatos são muitos e é comum serem chamados de Aerofloat em alguns relatórios. Na forma ácida os ditiofosfatos são insolúveis em água, mas solúveis em solvente orgânico. Em geral, os compostos de fósforo usados como reagentes de flotação representam um pequeno número de compostos de fósforo orgânicos conhecidos. Os compostos orgânicos de fósforo podem ser classificados em dois grupos principais: (a) compostos em que o átomo de fósforo está diretamente conectado a uma cadeia de hidrocarboneto e (b) aqueles em que uma conexão é feita através de outro átomo (ou seja, oxigênio). Os alquil e aril ditiofosfatos pertencem à segunda classe, paralelamente ao ácido alquil sulfúrico e ao ácido xântico, mas ao contrário dos ácidos graxos ou das aminas no que diz respeito à ligação dos hidrocarbonetos ao átomo chave. Os ditiofosfatos são mais estáveis sob condições ácidas que os xantatos e, portanto, são utilizados quando pH inferior a 8 é desejável. Apresentam boa seletividade para recuperação de sulfetos não-ferrosos,

consequentemente baixa capacidade de flotação de pirita em condições alcalinas (MARSDEN e HOUSE, 2006).

Mercaptobenzotiazol

O sal mercaptobenzotiazol de sódio é preparado a partir de fenilamina e dissulfeto de carbono (CS_2) e enxofre, e é frequentemente chamado de New Capnex ou MBT.



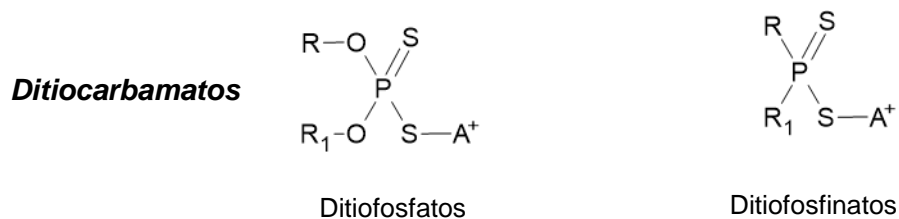
O mercaptobenzotiazol é um sólido cristalino fino amarelado, insolúvel em água, mas facilmente solúvel em soluções alcalinas. Como um reagente de flotação, este coletor foi o primeiro usado para flotação de carbonatos de chumbo e posteriormente para flotação de minerais de cobre oxidados.

Quanto ao poder de coleta, o mercaptobenzotiazol de sódio apresenta forte capacidade de coleta para galena, óxidos de chumbo, piritas que contêm ouro. Pode ser utilizado na flotação de minérios de cobre e níquel, e executa uma seletividade muito boa na separação de polimetálico Pb-Cu-Zn. É amplamente utilizado na flotação de ouro livre em condições ácidas (MARSDEN e HOUSE, 2006; WANG, 2016, BULATOVICK, 2007).

Quando a dosagem de mercapto-benzotiazol é muito grande, o teor de concentrado tende a diminuir. Por isso, o mercaptobenzotiazol é geralmente usado com xantato ou ditiofosfato.

Ditiofosfinatos

Os ditiofosfinatos são coletores para flotação de minério de sulfeto desenvolvidos recentemente em comparação aos mercaptos, xantatos e ditiofosfatos. A diferença entre ditiofosfatos e ditiofosfinatos é que os grupos de hidrocarbonetos são ligados diretamente ao átomo de fósforo, no caso dos ditiofosfinatos, conforme mostrado abaixo:



Os ácidos alquil ditiocarbamáticos também são chamados de ácido amidossulfônico. A expressão geral de ácidos alquil ditiocarbamáticos é a seguinte:



Deve-se ressaltar que R1 pode ser o mesmo com R2. E R2 pode ser átomo H. Os ácidos alquil ditiocarbamáticos podem ser considerados como derivados dos ácidos aminocarboxílicos, nos quais os dois átomos de oxigênio nos ácidos aminocarboxílicos são substituídos por dois átomos de enxofre.

Comparado com os xantatos, os ácidos ditiocarbamáticos têm maior capacidade de coleta e seletividades, principalmente para sulfetos oxidados de cobre e minerais de chumbo; têm boa capacidade de coleta de minerais de sulfeto contendo metais preciosos e para aquelas partículas de intercrescimento de grãos grossos (WANG, 2016).

3.6.2.2 Espumantes

Espumantes são compostos tensoativos anfipáticos contendo um grupo polar (OH, COOH, CO, OSO₂ e SO₂OH) e um radical hidrocarboneto, capaz de adsorver na interface água-ar. As moléculas de espuma são dispostas na interface ar-água de modo que os grupos hidrofílicos ou polares sejam orientados na fase de água e a cadeia de hidrocarboneto hidrofóbica ou apolar na fase de ar (Figura 3.13). Na verdade, o espumante cria condições para a formação de espuma. A espuma de flotação é um sistema trifásico. O espumante concentra-se na interface de bolhas de água e ar, formando um envelope ao redor das bolhas, que as impede de colidir ou se tocar. Os espumantes também reduzem a tensão superficial da água. As forças criadas em torno da bolha de ar na presença de um espumante evitam que as bolhas entrem em colapso (KHOSHDAST e SAM, 2011; BULATOVICK, 2007; FINCH *et al*, 2008).

Do ponto de vista prático, ainda existem dificuldades na seleção de um espumante eficiente para muitas plantas em operação. Isso ocorre porque a composição iônica da polpa e a presença de vários minerais de argila ultrafinos têm um efeito dramático nas propriedades

de espumação e na estabilidade da espuma nas polpas de flotação.

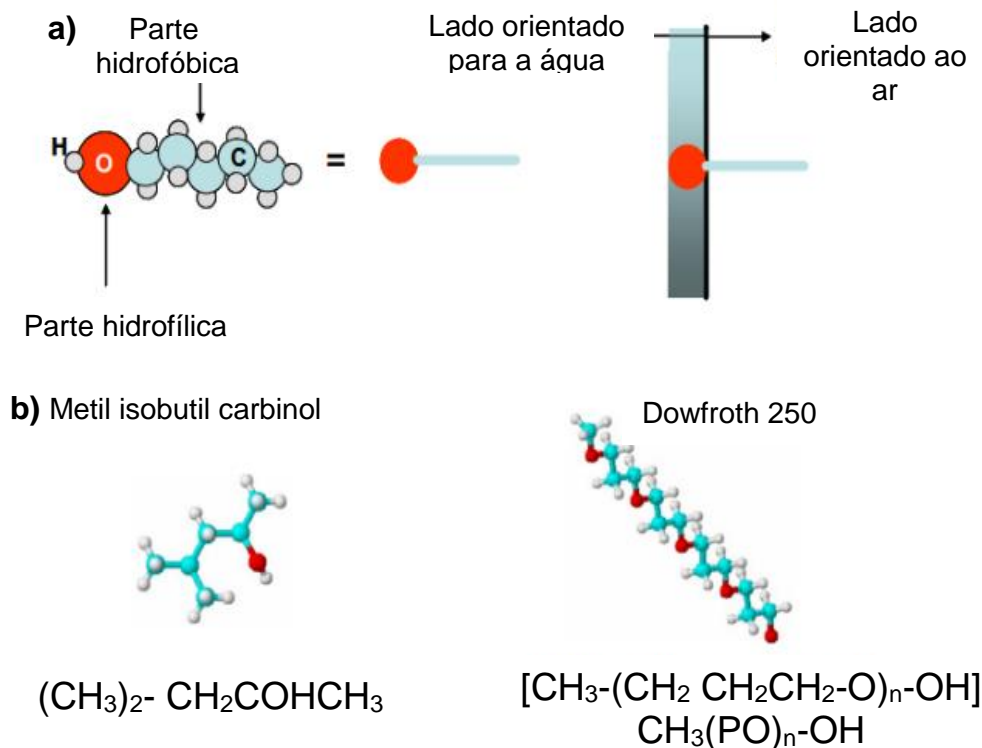


Figura 3.13 - Estrutura geral de um espumante à base álcool mostrando: a) as polaridades e orientação nas interfaces água-ar; e b) exemplo das estruturas dos espumantes metil isobutil carbinol (MIBC) e Dowfroth 250. Fonte: FINCH et al, 2008.

De acordo com BULATOVICK (2007) e FINCH *et al* (2008), a potência da espuma, que é medida pelo volume de espuma em uma célula de flotação sob certas condições operacionais, é influenciada pelo tipo de coletor e espumante usado. Por exemplo, o poder da espuma normalmente aumenta com o número de átomos de carbono no radical de hidrocarboneto até 6 ou 7, e então cai drasticamente quando a cadeia de hidrocarboneto tem mais de 8 átomos de carbono. Um xantato com menos de 6 carbonos no grupo alquil não produz espuma sozinho, enquanto o xantato de octilo produzirá espuma por si só, mas diminuirá a espuma se misturado com álcool. A mistura de um xantato de cadeia mais longa (amila) com um álcool de cadeia curta aumenta o volume da espuma. O poder da espuma aumenta fortemente quando o amil xantato é combinado com um álcool contendo 7–8 átomos de carbono no radical hidrocarboneto. Os xantatos com um comprimento de cadeia mais curto (etil) diminuem o poder de espuma para álcoois com 5 ou menos átomos de

carbono.

Os espumantes têm também papel fundamental para evitar a coalescência das bolhas e promover a estabilização da espuma. A concentração de espuma na polpa determina a extensão da coalescência da bolha. A adição contínua de espumante tem um efeito de diminuição no tamanho da bolha atingindo um valor limite em uma concentração agora referida como a concentração crítica de coalescência (CCC), que é a concentração mínima de espuma que efetivamente evita que bolhas de ar se juntem durante a flotação em uma câmara de flotação (FUESTERNAU *et al*, 2007)

A Tabela 3.2 apresenta os tipos gerais de espumantes utilizados na flotação e classificados conforme seu comportamento em solução. Os espumantes do grupo ácido funcionam bem apenas em pH ácido; em um meio alcalino, suas propriedades de formação de espuma são reduzidas. Exemplos típicos desses reagentes são fenóis e os sulfatos de alquila. Esses espumantes são obtidos como subproduto durante a gaseificação do alcatrão de carvão e destilação do petróleo bruto, e por isso seu uso tem sido reduzido devido aos impactos ambientais. Os espumantes alcalinos são poucos aplicados por reduzirem as propriedades de espumação. Os espumantes neutros são os mais utilizados amplamente para a flotação de minerais, pois apresentam boa funcionalidade tanto em meio alcalino como ácido (KHOSHDAST e SAM, 2011).

Tabela 3.2 - Classificação dos espumantes conforme comportamento em solução.

Ácido	Neutro	Alcalino
Fenóis	Álcoois alifáticos	Base piridina
Sulfatos de	Álcoois cíclicos	
Alquila	Parafinas alcóxis	
	Éter de polipropileno glicol	
	Éter poliglicol	
	Éter poliglicol glicerol	

Os espumantes mais utilizados na flotação de minerais contendo ouro são os álcoois alifáticos e ésteres de poliglicóis. Os espumantes álcoois alifáticos são constituídos por misturas de álcoois de 6 a 8 átomos de carbono. São geralmente considerados como espumantes "fracos" com baixa atividade de superfície (ou seja, não reduzem muito a tensão superficial). Sua ação de espumação aumenta com o aumento do comprimento da

cadeia, com ocorrência máxima cerca de seis a sete átomos de carbono. Espumantes de álcool produzem espumas que são relativamente rasas e "secas" (ou seja, carregam menos água) e têm baixa persistência. O metil isobutil carbinol é o espumante mais conhecido deste grupo, devido à sua versatilidade no sentido de apresentar bom desempenho em relação a outros produtos químicos e ao custo baixo (BULATOVICK, 2007; WANG, 2016)

Os espumantes éteres de poliglicol são produzidos sinteticamente, pela condensação de butanol ou de óxido etileno, ou como produto da reação entre butanol e soda cáustica. O peso molecular e o comprimento da cadeia de carbonos dos espumantes de éter poliglicol determinam seu desempenho e poder. Um espumante de peso molecular mais alto deu espuma mais persistente e menos seletivo do que um espumante de peso molecular mais baixo. Os éteres de poliglicol produzidos a partir do butanol e do óxido de etileno são mais seletivos e têm melhor poder de transporte do que espumantes semelhantes produzidos a partir do butanol e da soda cáustica (WANG, 2016).

3.6.2.3 Modificadores de pH

São os reagentes ácidos (ácido sulfúrico, clorídrico) e bases (hidróxido de cálcio, hidróxido de sódio, silicatos alcalinos, fosfatos alcalinos) utilizados para modulação do pH. Como a adsorção de coletores na superfície do mineral, na maioria dos casos, está relacionada ao pH, esses reagentes modificadores de fato controlam a adsorção do coletor na superfície do mineral. Por exemplo, a pirita não flutua em um ambiente de pH altamente alcalino, mas reage com o xantato e flutua prontamente em uma faixa de pH quase neutra ou ácida (BULATOVICK, 2007).

Ao escolher um modificador, deve-se levar em conta o fato de que o ânion do ácido ou o cátion da base poderá em alguns casos se adsorver especificamente e alterar as características das interfaces envolvidas (TRINDADE e BARBOSA FILHO, 2002).

3.6.2.4 Ativadores

Os reagentes ativadores são aqueles que realçam o desempenho de flotação de um mineral específico. Geralmente são compostos inorgânicos que reagem ou são adsorvidos pelo coletor. O sulfato de cobre ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) é amplamente utilizado como um ativador para esfalerita (ZnS), pirita (FeS_2), pirrotita (FeS), estibinita (Sb_2S_3), arsenopirita (FeAsS) e

outros sulfetos durante o processamento de minérios de metais básicos.

3.6.2.5 Depressores

Os reagentes depressores são aqueles que reduz seletivamente a recuperação de um mineral de ganga específico na flotação. A seguir está a Tabela 3.3 com a lista dos principais depressores de sulfeto.

Tabela 3.3 - Reagentes depressores na flotação de minerais de ouro.

Reagente	Adição (g/t)	Sulfetos	Metais preciosos
Compostos de cianeto	0,50-250	Depressor de zinco, antimônio, níquel, sulfetos de ferro e sulfetos de cobre, quando em excesso	Deprime o ouro devido ao efeito de solubilidade
Ferri e ferrocianetos	50-1000	Depressor de sulfetos de ferro	
Sulfitos, bissulfitos dióxido de enxofre	250-2000	Depressor de zinco e sulfetos de ferro	
Cromatos e dicromatos	100-25000	Depressor de galena. Em excesso deprime sulfeto de cobre e ferro.	
Permanganatos	10-1000	Depressor de pirrotita e arsenopirita	
Ácido tânico	10-100	Em excesso deprime todos os sulfetos	Em excesso deprime sulfetos de ouro e prata
Amido	50-500	Em excesso deprime os sulfetos, principalmente de chumbo e prata	Em excesso deprime o ouro

3.6.3 Comportamento dos minerais associados a ouro na flotação

3.6.3.1 Flotação de teluretos de ouro

Há uma escassez de estudos sobre flotação de minerais teluretos, mas as informações disponíveis mostram que teluretos de ouro não são naturalmente hidrofóbicos como o ouro nativo, mas apresentam bom grau de flotabilidade semelhante a alguns sulfetos; e são facilmente flotados apenas com espumante a um valor de pH de cerca de 7 a 9, mas é preferido uma polpa ligeiramente ácida. A recuperação e a taxa de flotação de minerais

teluretos são melhoradas pela adição de um coletor, como um xantato ou mercaptobenzotiazol (MBT), e pela adição de uma pequena quantidade de sulfato de cobre (ADAMS, 2016; FUESTERNAU *et al*, 2007; BULATOVICK, 2007; MARSDEN e HOUSE, 2006). A presença de sais solúveis de metais pesados pode comprometer a recuperação do ouro, pois aumentam a hidrofobicidade da superfície do mineral (ZHANG *et al*, 2010).

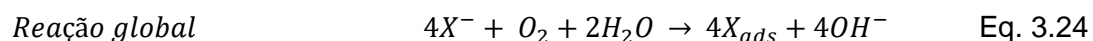
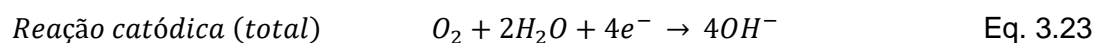
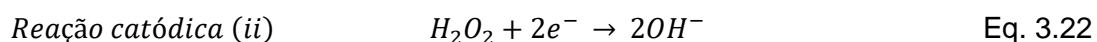
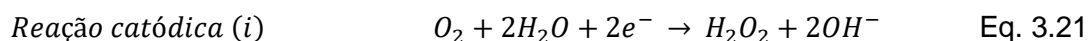
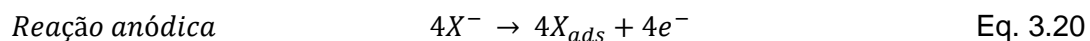
3.6.3.2 Flotação de ouro nativo e electrum

De acordo com ALLAN e WOODCOCK (2001) há bastante controversa sobre a flotabilidade do ouro nativo, pois o ouro limpo eletroquimicamente é hidrofílico, mas há evidência de ouro nativo com hidrofobicidade natural em alguns depósitos. Essa característica pode ser explicada sob os seguintes aspectos:

- Variação na composição: o ouro nativo e o electrum pode ter composições variáveis em uma mesma partícula, por exemplo diferentes teores de prata e presenças de outras ligas metálicas. Essa variabilidade pode resultar em menor ou maior flotabilidade.
- Alterações e deformações na superfície do ouro durante o processo de cominuição, modificando o ângulo de contato das partículas do ouro e possibilitando a característica de hidrofobicidade.
- Contaminação da superfície com matéria orgânica: A presença de matéria orgânica de processos biológicos na superfície do ouro aluvião pode torná-lo flotável.
- Contaminação com óleos e graxas durante o processo durante a lavra e cominuição. Invariavelmente a flotação de ouro nativo e electrum necessita da utilização de reagentes coletores para aprimorar a recuperação do ouro. Os xantatos são os mais utilizados, embora existam uma série de coletores e misturas formuladas que apresentam superioridade na capacidade coletora (ADAMS, 2016). O ditiofosfato também é utilizado e em pH elevado é bastante seletivo a ouro liberado em relação à pirita. De acordo com ALLAN e WOODCOCK (2001) *apud* FUESTERNAU (2007), além da possibilidade de flotação natural há três teorias da flotação do ouro nativo e electrum:
- Fisissorção: Fisissorção do coletor é uma explicação simples de flotação em que os íons xantato, por exemplo, se difundem de uma solução aquosa para a superfície do ouro e se tornam fisissorvidos através de seu grupo polar (hidrofílico) com o grupo não polar (hidrofóbico) apresentando-se à solução. Este mecanismo não requer oxigênio, no entanto, que é conhecido por ser necessário para a flotação de ouro e, portanto, a

fisissorção não é uma explicação adequada.

- Oxidação do coletor: outra hipótese é que o coletor sofre oxidação e precipitação na superfície do ouro, formando um revestimento hidrofóbico na superfície do ouro de uma forma não especificada.
- Reações anódicas e catódicas: foi demonstrado que as reações anódicas e catódicas simultâneas mais a quimissorção do coletor ocorrem por estudos eletroquímicos. Neste esquema, o xantato se difunde para a superfície do ouro e sofre uma reação anódica (Equação 3.20) na qual um elétron é liberado no ouro e um íon xantato é descarregado e é quimicamente absorvido em um átomo de ouro. Simultaneamente, o elétron liberado reage com a água para formar íons hidroxila (OH^-) (Equação 3.21). A reação geral é mostrada na Equação 3.24. Acredita-se que esta seja a explicação preferida do papel do xantato e do oxigênio na flotação do ouro.



O tamanho da partícula do ouro livre alinhado à forma da partícula, densidade da partícula ou relação Au: Ag: Cu, características da espuma, o coletor usado, densidade da polpa, desenho da célula de flotação, interfere na flotação. Acredita-se que partículas de ouro inferiores a 0,007 mm e superiores a 0,150 mm não são flotáveis.

As perdas de ouro livre em tamanhos de partículas flotáveis (0,007 a 0,150 mm) normalmente representam menos de 10 % do ouro nos rejeitos de flotação. Os reagentes modificadores de superfície desempenham um papel importante para a flotação deste ouro. Segundo (CHRYSSOULIS, 2001), mostrou através de uma análise comparativa entre os grãos de ouro nativo e electrum recuperados no concentrado e os presentes no rejeito de flotação de 10 plantas metalúrgicas que as mudanças na composição da superfície podem comprometer a flotabilidade do ouro de várias maneiras. O estudo indica que a sorção excessiva de íons de hidroxila, cálcio, arsenato, carbonato e espécies de fosfato é a causa

mais comum de rejeição de ouro, principalmente no circuito cleaner (Figura 3.14). Os revestimentos de hidróxido de ferro dificultam a flotação do ouro, mas dificilmente são a principal causa da rejeição do ouro livre (ADAMS, 2016).

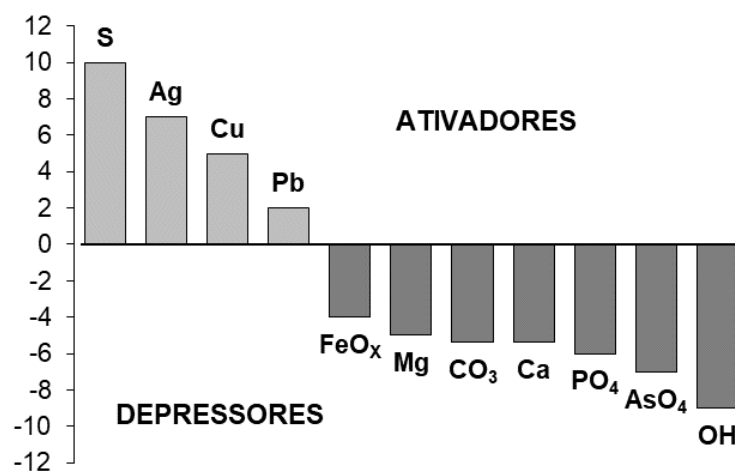


Figura 3.14 - Relação de ativadores e depressores de ouro livre.

Já o enxofre, prata, cobre e chumbo atuam como ativadores da flotação do ouro. O cobre deve auxiliar na flotação a partir da flotabilidade superior do auricuprida (Cu_3Au) e do tetraauricuprida (AuCu) em relação ao ouro nativo. Partículas binárias minerais de rocha e sulfeto podem ser significativos portadores de ouro e podem ser mais prontamente passíveis de recuperação do que o ouro associado à pirita, dado o tamanho mais grosso das inclusões de ouro (CHRYSSOULIS, 2001; ADAMS, 2016).

O formato da partícula também afeta a recuperação do ouro na medida em que partículas achatadas apresentam uma área de superfície maior à ação do coletor e bolhas de ar e se assentam mais lentamente em um fluido do que partículas cúbicas de igual massa. O ouro nativo ocorre como massas irregulares nos minérios e estes tendem a se tornar achatados durante a moagem e, portanto, são mais propensos a flutuar. Os circuitos normais de moagem produzem partículas de ouro em flocos, qualquer que seja a forma inicial do ouro, devido à natureza maleável do ouro (ALLAN e WOODCOCK; 2001).

3.6.3.3 Flotação de pirita contendo ouro

A pirita (Fe_2S) é um mineral quimicamente ativo, tende a oxidar facilmente na presença de ar e em soluções aquosas oxida por mecanismos eletroquímicos. Tamanho de liberação, comportamento eletroquímico dos minerais que constituem o minério, o traço e o conteúdo do elemento menor do mineral, textura, pH, tipos de coletores e depressores, variáveis de aplicação pertencentes aos circuitos de flotação determinam a recuperação da pirita na flotação.

Alguns estudos revelaram que a oxidação superficial da pirita leva à exposição da superfície rica em enxofre, e ocorre liberação preferencial de íons Fe^{2+} . A oxidação adicional do enxofre resulta na formação de sulfatos e os íons Fe^{2+} oxidam precipitando na forma de hidróxidos férricos. A pirita é naturalmente flotável em pHs ácidos devido à formação da superfície hidrofóbica por exposição do enxofre e por deficiência de metais. Entre pH 3 e 4 o coletor mercaptobenzotiazol pode ser utilizado. À medida que o pH se torna neutro ou alcalino, a flotabilidade diminui drasticamente devido à formação dos hidróxidos metálicos (Figura 3.15) (ALTUN *et al.*, 2010; MENDIRATTA, 2000; MOSLEMI e GHARABAGHI, 2016).

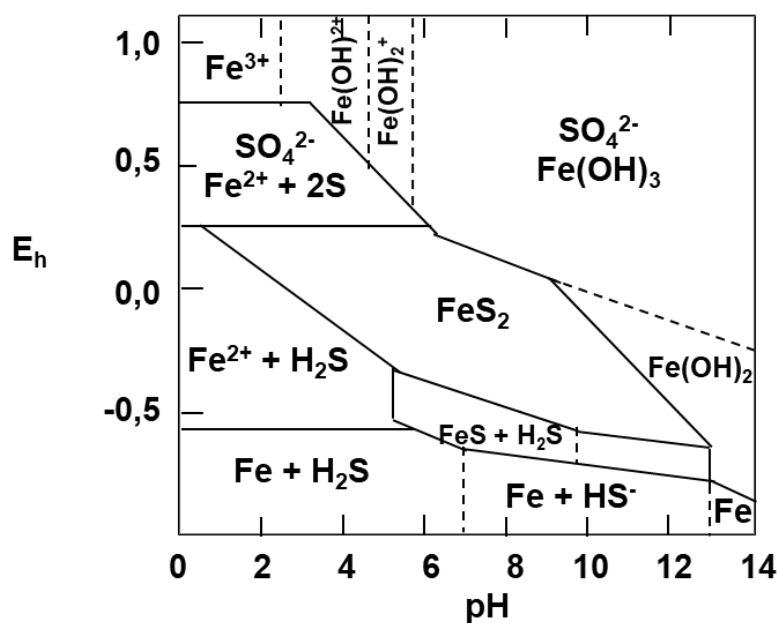


Figura 3.15 - Diagrama Eh-pH para o sistema $\text{FeS}_2\text{-H}_2\text{O}$ a 25°C .

Ainda de acordo com os mesmos autores, o xantato é o agente coletor mais comumente empregado na flotação da pirita, sendo que seu mecanismo de atuação pode ser explicado em duas versões:

1. Consiste na oxidação do xantato a dixantógenos hidrofóbicos que são adsorvidos na superfície da pirita, invertendo sua carga superficial positiva em polpas de pH ácido, e tornando-a mais negativa em pH neutro e entre pH 9 a 11.
2. Os íons xantatos são adsorvidos na superfície oxidada da pirita formando xantatos de ferro. Os xantatos são oxidados a dixantógenos, sendo estes últimos adsorvidos na superfície da pirita através dos xantatos férricos presentes na superfície.

Geralmente em circuitos de processamento de ouro, o objetivo não é deprimir a pirita na flotação, mas ativá-la com sulfato de cobre em pH 7 a 9. Em casos que a depressão da pirita seja necessária, podem ser utilizados o hidróxido de cálcio (Ca(OH)_2), cianeto de sódio (NaCN) e sulfeto de sódio (Na_2S) (MARSDEN e HOUSE, 2006).

3.6.3.4 Flotação de minerais de estibinita contendo ouro

A estibinita (Sb_2S_3) é um sulfeto naturalmente hidrofóbico e sua estrutura consiste em átomos de Sb ligados com átomos de S para formar uma estrutura de cadeia incomum, onde os átomos de Sb e S estão ligados em folhas hexagonais infinitas, que são mantidas juntas por forças de Van der Waals. A quebra dessas ligações produz um plano de clivagem que dá origem às propriedades hidrofóbicas desse mineral. Este fator, juntamente com sítios hidrofílicos no final das cadeias de antimônio-enxofre, que podem formar grupos de superfície da estrutura $\text{Sb}_x\text{O}_y\text{H}_z^{n-}$, resulta em um comportamento anisotrópico considerável e um ângulo de contato mais baixo do que outros minerais naturalmente hidrofóbicos (MARSDEN e HOUSE, 2006; FUESTERNAU et al, 2007; SALAZAR e PARADA, 2021).

Embora seja um mineral hidrofóbico, é comum a utilização de reagentes coletores alquil xantatos, de preferência os de cadeia longa (4 ou mais átomos de carbono) a fim de melhorar a taxa de flotação da estibinita. Esses coletores permitem uma melhor recuperação da estibinita em comparação com aqueles cujas cadeias de hidrocarbonetos são mais curtas, mesmo quando a dosagem é aumentada neste último.

BHATTI *et al.* (2014, 2008) citaram em seus estudos que dosagem excessiva do coletor de

xantato pode afetar a recuperação da estibinita, possivelmente devido à redução da seletividade causada pela formação de multicamadas do coletor na superfície das partículas. Outros autores estudaram o efeito de outros coletores e de acordo com DAVIS *et al.* (1986), um ditiofosfato pode ser utilizado como um coletor secundário para estibinita (em conjunto com um xantato como coletor primário), atuando também como promotor da flotação de ouro devido à sua característica de espumante por ser à base de álcool.

Os reagentes ativadores comumente utilizados são os sais de chumbo (nitrato e acetato de chumbo) e sulfato de cobre. A ativação da estibinita ocorre pela adsorção de íons metálicos na rede cristalina deste mineral, que é seguida pela formação de moléculas mais estáveis de sulfeto de metal na interface sólido-líquido. Isso facilita a interação entre o coletor e o sulfeto de metal, permitindo a formação de uma camada de complexo. Complexos deste tipo podem se prender mais facilmente a bolhas e facilitar a recuperação de estibinita no concentrado de flotação (LAGER e FORSSBERG, 1989; SALAZAR e PARADA, 2021).

Quanto à influência do pH da polpa na flotação de estibinita, LAGER e FORSSBERG (1989) e SALAZAR e PARADA (2021) citam que a estibinita flota facilmente em pH 4 ou 5 com dosagem de coletor de cadeia longa e sem ativação prévia. Essa facilidade de flotação em pH ácido está relacionado a situações em que a estibinita é o único mineral alvo e o uso de depressor é desnecessário ou apenas necessário para minerais de ganga, como argila e silicatos. A redução do pH é benéfica também para a flotação de ouro associado a arsenopirita. Quando há presença de certos minerais de ganga que podem dificultar a manutenção do pH dentro de uma faixa ácida, recomenda-se pH mais alto, próximo ao neutro e com ativação com sal metálico para obter uma boa recuperação. Já em pH acima de 8, mesmo com ativador, a flotabilidade da estibinita se deteriora e é inaceitável em pH 10.

3.6.3.5 Flotação de minerais de ouro contendo materiais carbonáceos e argilosos

Os métodos mais utilizados para flotação destes minerais são pré-flotação do material carbonáceo, flotação em 2 estágios e o método utilizando nitrogênio atmosférico. No primeiro método, apenas a ganga carbonosa e carbono são recuperados por flotação previamente ao processo de recuperação hidrometalúrgica do ouro, por exemplo

cianetação. A separação destes contaminantes ocorre naturalmente com a utilização de um espumante somente ou combinado com óleos de hidrocarbonetos leves, tais como óleo combustível e querosene. Quando o minério contém argila, são usados reguladores para dispersão de argila. Alguns dos reagentes reguladores mais eficazes incluem silicatos de sódio e amido oxidado (MARSDEN e HOUSE, 2006; FUESTERNAU *et al.*, 2007; BULATOVICK, 2010).

No método de flotação em duas etapas, a primeira fase é a de flotação do material carbonoso conforme descrição acima e a segunda consiste na flotação dos sulfetos contendo ouro usando a combinação de reagentes ativadores e coletores. Segundo BULATOVICK (2010) estudos utilizando o sulfato de cobre tratado com amina primária e os sais de amônio e sulfeto de sódio ($\text{Na}_2\text{S} \cdot 9\text{H}_2\text{O}$) apresentaram resultados significantes na recuperação de ouro.

O terceiro processo consiste na utilização de nitrogênio na moagem e flotação para retardar a oxidação de sulfetos reativos, porém a eficácia do método depende da quantidade de ganga carbonácea e tipo de argila presente no minério. Por exemplo, os minérios com alto teor de carbono ou com alto teor de argila (ou ambos) não são adequados para a flotação em atmosfera de nitrogênio (BULATOVICK e WYSLOUZIL, 2000).

3.6.3.6 Flotação de ouro associados a arsenopirita

Semelhante à pirita, a arsenopirita apresenta boa flotação através da utilização de xantato como coletor. A adsorção do coletor na arsenopirita ocorre devido à oxidação dos íons xantato em dixantogênio em meio aquoso, tornando a superfície das partículas minerais hidrofóbicas e atuando como um catalisador para a reação de oxidação produzindo íons hidroxilas como produtos de reação (ADAMS, 2005; MARSDEN e HOUSE, 2006; BULATOVICK, 2010).

Por consequência, a flotação de arsenopirita é afetada das variáveis a seguir descritas, além do estado da superfície do mineral e potencial redox da polpa:

- pH: alguns estudos apontam a formação de dixantogênio é favorecida em valores de pH mais ácidos e forma espécies químicas mais estáveis, resultando em elevação a recuperação da arsenopirita (MARSDEN e HOUSE, 2006; VALDIESO *et al.*, 2006).

- Cadeia alquílica do coletor: quanto maior a cadeia alquílica do coletor, menor é a dosagem de reagente requerida para favorecer a formação de dixantogênio e conseqüentemente a flotabilidade da arsenopirita. Por exemplo, WOODS (1998) cita que menores dosagens de amil xantato ($C_6H_{12}OS_2Me$) promovem flotação semelhantes a dosagens elevados de etil xantato ($CH_3CH_2OCS_2Me$).
- Reagente ativador: os íons de cobre ativam a flotação da arsenopirita devido à formação de arsenossulfeto de cobre ($CuAsS$) em pH baixo e arseniato de cobre ($Cu_3(AsO_4)_2$) ou arsenito ($Cu_3(AsO_3)_2$) em pH elevado. A arsenopirita oxidada requer uma dosagem maior de xantato em comparação com arsenopirita não submetida à oxidação, logo quando é feita a ativação da arsenopirita com sulfato de cobre há forte tendência de redução da quantidade de xantato necessário para a sua flotação (VALDIVIESO *et al.*, 2006; MONTE *et al.*, 2002)
- Condições inibidoras da flotação de arsenopirita: a depressão da arsenopirita é realizada em pH alto e na presença de oxidantes, como peróxido de hidrogênio (H_2O_2), permanganato de potássio ($KMnO_4$), dióxido de manganês (MnO_2), ácido hipocloroso ($HClO$) e sais de amônio-magnésio. O mecanismo de é devido à formação de produtos de oxidação na superfície da arsenopirita, tais como hidróxido férrico ($Fe(OH)_3$) e espécies de arseniato, que retardam ou impedem a transferência de elétrons através da interface mineral-solução. Em alguns casos, o efeito adverso dos produtos de oxidação já formados não pode ser eliminado devido à natureza irreversível dessas reações. A fim de criar condições de flotação ideais, a formação de produtos de oxidação indesejados pode ser mitigada pelo uso de um gás não oxidante, como o nitrogênio. Há também relatos de que os íons de estrôncio e bário promovem a depressão da arsenopirita e inibem a ativação por íons de cobre (WANG *et al.*, 1992; LI e ZHANG, 1989; MONTE *et al.*, 2002).

3.6.3.7 Flotação de ouro associados a pirrotita

A pirrotita ($Fe_{1-x}S$), é um dos mais abundantes minerais de sulfeto na indústria de processamento. É um sulfeto com deficiência de ferro que ocorre tanto na fase monoclinica ou forma hexagonal. A fase monoclinica é mais rica em enxofre, é ferromagnética e apresenta melhores características de flotação; enquanto a hexagonal é mais pobre em

enxofre, não tem propriedades magnéticas e apresenta melhor flotabilidade quando oxidada. Em geral, as propriedades ferromagnéticas da pirrotita aumenta com o aumento do teor de enxofre.

De acordo com MANOUCHEHRI (2014), a hidrofobicidade natural da pirrotita é esperada pela formação de um estado de superfície intermediário Fe(OH)S_2 em solução ácida para um curto tempo de condicionamento a um baixo potencial de oxidação de 0-200 mV. No entanto, a oxidação extensa do minério, prolongando o tempo de condicionamento, resulta em uma flotação pobre da pirrotita. Isso é possivelmente devido à oxidação da superfície e formação de enxofre elementar na superfície do mineral para promover a hidrofobicidade.

A pirrotita é estável em potenciais mais baixos que o da pirita e pirrotita, o que permite a sua fácil oxidação e conseqüentemente torna a sua flotação mais difícil e mais lenta que a de outros sulfetos de ferro. Os problemas com os produtos de oxidação formados na superfície na pirrotita são semelhantes aos mencionados para a arsenopirita e ocasionam a redução e recuperação mesmo com a ativação por sulfato de cobre (ADAMS, 2005; MARSDEN E HOUSE, 2006).

3.7 Técnicas empregadas na caracterização de minérios

As técnicas de caracterização mineral são uma importante ferramenta para aprimorar as rotas de processamento de minérios, permitindo uma melhor identificação das fases minerais e sua distribuição em um corpo de minério. A técnica de caracterização deve ser selecionada conforme o minério e as propriedades físico-químicas de interesse, bem como o escopo, objetivos, disponibilidade de tempo e recursos financeiros (SAMPAIO *et al*, 2018). A caracterização do ouro, particularmente a detecção e quantificação de ouro submicroscópico e ouro de superfície, requer o uso de sofisticadas técnicas analíticas. Para abordar as questões de localização do ouro de forma eficaz e eficiente, uma série de técnicas avançadas e convencionais têm sido usadas em estudos de comportamento de ouro. As análises instrumentais mais utilizadas na caracterização são: difratometria de raios X, microscopia eletrônica de varredura e microanálise EDS. Essas análises são tratadas a seguir.

3.7.1 Difratometria de raios X

A difratometria de raios X é uma técnica de caracterização da estrutura atômica e molecular de materiais cristalinos, que são aqueles que apresentam arranjos internos ordenados de seus átomos constituintes. Apresenta ampla aplicação nas áreas de ciências de materiais, engenharias de minas, metalúrgica e química, além de geociências, e outros.

Os raios X são radiações eletromagnéticas de alta frequência e comprimento de onda da ordem de angstroms que ocupam a região entre a radiação gama e os raios ultravioleta no espectro eletromagnético. Os raios X são produzidos por meio da colisão de feixes de elétrons com metais; essa produção ocorre em tubos de raios catódicos, constituído por um cilindro a vácuo contendo um anodo fixo ou giratório, um catodo e janelas de berílio para saída da radiação produzida. Ao ser aquecido pela passagem de corrente elétrica, o catodo libera elétrons em alta velocidade, que são fortemente atraídos pelo anodo e acabam se colidindo com o anodo. Os elétrons do anodo recebem a energia dos elétrons em movimento, resultado na produção das ondas eletromagnéticas de raios X (Figura 3.16) (CULLITY, 1956; TAUHATA *et al.*, 1999).

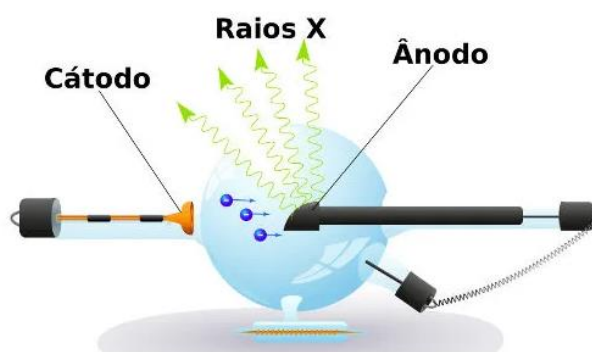


Figura 3.16 - Esquema de formação de raios X.

Este feixe de raios X pode ser filtrado antes de atingir o cristal, sofre reflexão após atingir a superfície do material e atinge um detector. A fração do feixe que não é refletida na superfície, penetra no material e é refletida pela segunda camada de átomos do material, sendo também direcionada para o detector. Esse processo se repete para os planos seguintes de átomos do cristal até que a intensidade do feixe seja suficientemente grande para ser transmitida. Dependendo do ângulo de incidência do feixe original, os raios refletidos pelos diferentes planos cristalinos podem interferir entre si, de maneira construtiva

ou destrutiva no detector. (FILHO e LOPES, 2013; SÓLYOM, 2002; CULLITY, 1956).

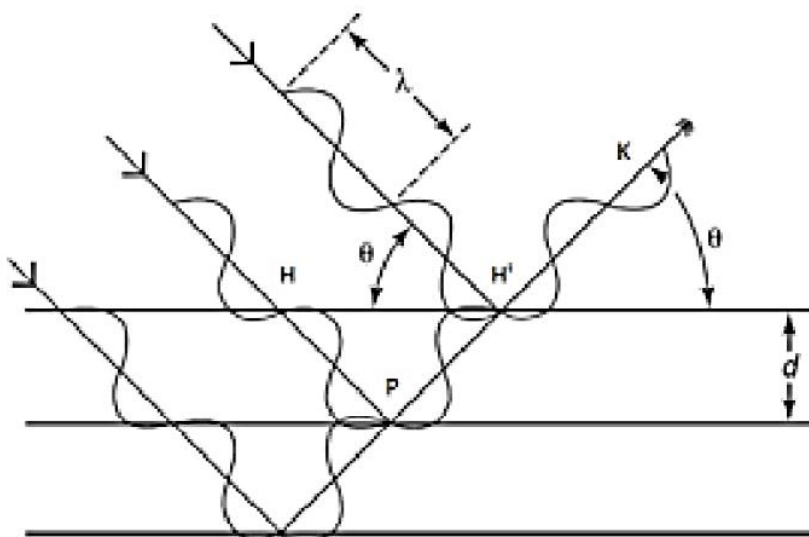


Figura 3.17 - Desenho esquemático da Lei de Bragg.

William Bragg explicou este fenômeno através do modelo, conforme Figura 3.17. Observa-se que diferentes raios de comprimento de onda λ incidem sobre a superfície de uma amostra, formando um ângulo de incidência θ com o plano da superfície, sendo uma parte do feixe refletida pelo primeiro plano cristalino, e as demais partes pelos planos subsequentes. A condição para que seja detectado um máximo de reflexão para o feixe que deixa a amostra é que os raios possuam a mesma medida de elongação no momento em que partem da amostra, isto é, saiam em fase. Logo, isto ocorrerá, se a diferença de caminho entre os raios for um número inteiro de comprimentos de onda. Pela Figura 3.17, a distância HPH' deve ser igual a $n\lambda$, em que n é um número inteiro (FILHO e LOPES, 2013; GOBBO, 2003; VAN VLACK, 1970). Daí, tem-se a lei de Bragg:

$$n\lambda = 2 d \sin \theta \quad (\text{Eq. 4.1})$$

Onde, θ corresponde ao ângulo medido entre o feixe incidente e determinados planos do cristal, "d" é a distância entre os planos de átomos e "n" a ordem da difração. A difração de raios X ocorre nas direções de espalhamento que satisfazem a lei de Bragg.

Um dos métodos mais utilizados na DRX é o do pó que foi inventado independentemente

em 1916 por Debye e Scherrer na Alemanha e em 1917 por Hull, nos Estados Unidos. Este método fornece informações estruturais, tais como, parâmetros de rede, grau de simetria, determinação de fase, dentre outras características importantes da estrutura cristalina do material que está sendo investigado (HAMMOND, 2003). Consiste em examinar a amostra na forma de um pó muito fino sob o feixe de raios X monocromático; cada partícula é um cristal que estará orientado aleatoriamente em relação ao feixe incidente. O anodo utilizado nessa análise, geralmente é Cu (cobre), Cr (cromo), Fe (ferro), Co (cobalto) e Mo (molibdênio), mas deve ser um material com o menor coeficiente de absorção de massa e resolução versus intensidade dos picos obtidos, para a faixa de ângulo θ (ou 2θ) de interesse. A escolha do tipo de tubo a ser empregado na DRX depende da amostra a ser analisada e está relacionada também à aplicação a ser efetuada (JENKINS e SNYDER, 1996; CARIOCA, 2014).

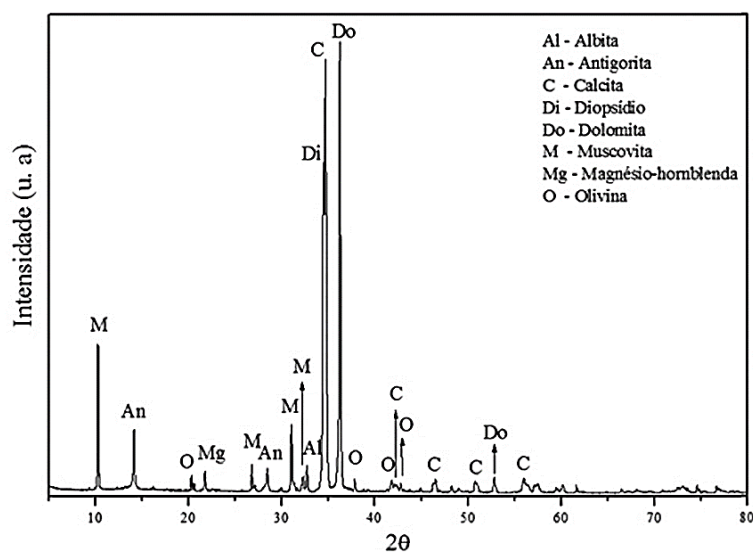


Figura 3.18 - Exemplo de difratograma de raios X

Cada elemento apresenta um espectro de emissão característico e único, pois há diferença entre os planos de difração e suas respectivas distâncias interplanares e densidades de átomos (elétrons) ao longo de cada plano cristalino. Assim, ao se realizar a análise por DRX, são obtidos difratogramas (Figura 3.18) para cada material, cuja interpretação baseia-se na comparação com os difratogramas padrões produzidos por estruturas conhecidas e previamente analisadas. Um banco de dados com milhares de compostos minerais e

compostos inorgânicos artificiais é mantido continuamente atualizado pelo ICDD (International Center for Diffraction Data), contendo informações cristalográficas básicas e propriedades físicas de compostos cristalinos (CARIOCA, 2014; TAUHATA *et al.*, 1999).

Hugo M. Rietveld desenvolveu um método de refinamento de estrutura para materiais cristalinos na forma de pó, conhecido como método de Rietveld. Este método baseia-se no ajuste dos parâmetros de forma que o difratograma calculado seja o mais próximo do experimental, considerando a sobreposição de todos os picos de todas as fases presentes e a contribuição dos ruídos de fundo. Assim os parâmetros denominados globais e específicos de cada fase constituinte e alguns parâmetros instrumentais que afetam fisicamente os difratogramas podem ser considerados, calculados e compensados (YOUNG, 2002; GOBBO, 2003).

3.7.2 Microscopia eletrônica de varredura (MEV) e espectrometria por dispersão de energia de raios X (EDX)

A microscopia eletrônica de varredura (em inglês, scanning electron microscopy- SEM) é um método amplamente utilizado para observação e análise das características microestruturais do minério, fornecendo informações em imagens de alta resolução sobre identificação, quantificação e associações de espécies minerais, composição química, morfologia, caracterização de porosidade inter e intragranular, espectros de liberação, composicionais e cristalográficas, em diferentes materiais. A caracterização das microestruturas dos minerais presentes em um minério é fundamental para prever seu comportamento nas diversas etapas do seu processamento industrial (MALIZKA, [S.I.]; DEDAVID *et al.*, 2007; REIMER, 1998).

A técnica de microscopia eletrônica de varredura (MEV) consiste na utilização de um feixe de elétrons de alta energia que são disparados continuamente sobre a superfície de uma amostra a ser observada, realizando uma varredura de análise por linhas sucessivas em uma malha retangular. A imagem do MEV (Figura 3.19) é gerada pela interação entre a superfície da amostra e o feixe de elétrons incidente que transmite o sinal do detector a uma tela catódica cuja varredura está sincronizada ao feixe de elétrons (Figura 3.20). Os sinais gerados a partir da amostra são recolhidos por um detector de elétrons, convertido para fótons e em sinais elétricos que são usados para modular a intensidade o brilho da

imagem na tela visualização (DEDAVID *et al*, 2007).

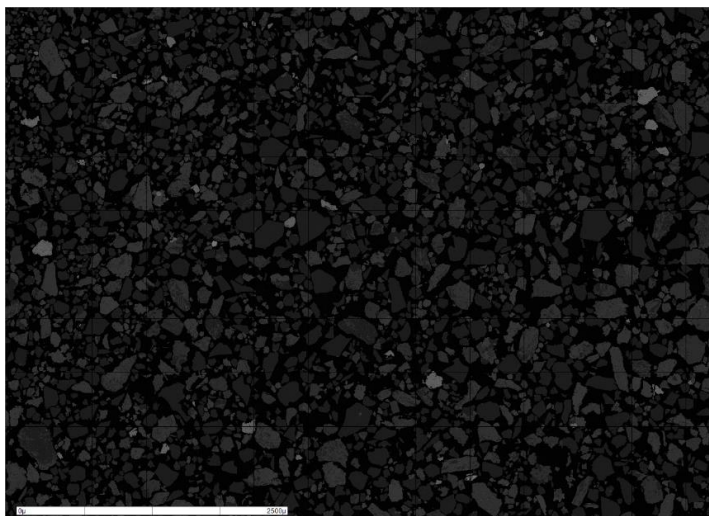


Figura 3.19 - Exemplo de imagem gerada pela microscopia de eletrônica de varredura.

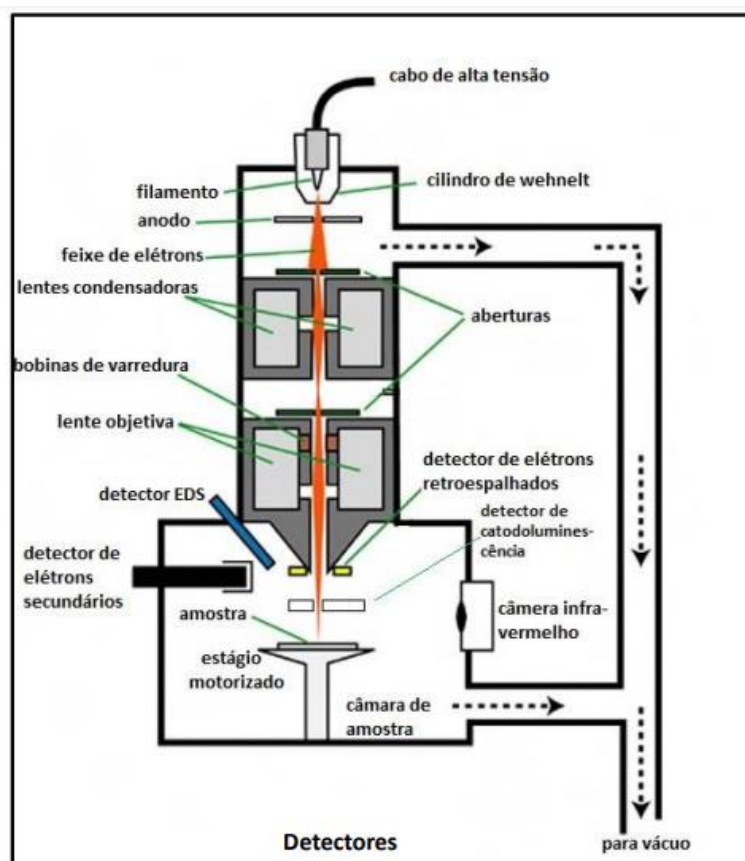


Figura 3.20 - Desenho esquemático dos componentes do microscópio eletrônico de varredura (ONOE *et al*, 2017).

O potencial do MEV pode ser ainda mais desenvolvido com a adaptação de analisadores de raios-X, para que as frequências de radiação liberadas no espectro do raio X sejam analisadas, permitindo a realização de análise química na superfície da amostra e fornecendo informações qualitativas e quantitativas da composição. Enquanto o MEV proporciona imagens nítidas (ainda que virtuais, pois o que se vê no monitor do computador é a transcodificação da energia emitida pelas partículas, ao invés da radiação emitida pela luz, ao qual estamos habitualmente acostumados), o EDX permite imediata identificação dos minerais e elementos. Quase todos os equipamentos MEV atuais são equipados com detectores por dispersão de energia de raios X (EDX), pois além de maior confiabilidade da análise, são mais fáceis de operar e permitem a determinação da composição mineral em amostras de tamanhos muito reduzidos (< 0,005 mm) (LMIC, 2020).

Os elétrons mais externos dos átomos de todos os elementos químicos, exceto o hidrogênio, são excitados e mudam de níveis energéticos quando um feixe de elétrons incide sobre eles. Ao retornarem para sua posição inicial, liberam a energia adquirida a qual é emitida em comprimento de onda no espectro de raios X, com frequências específicas. Assim, método EDX baseia-se na análise de fótons liberados pelos átomos da amostra quando o feixe de elétrons do equipamento incide sobre a sua superfície. Os espectros de energia versus intensidade relativa dos picos são interpretados com base em um banco de dados que contém, para cada elemento, as energias e a intensidade das raias que as produziu, e assim são determinadas as porcentagens dos elementos presentes na amostra (MALISKA, A.M; DEDAVID *et al*, 2007; NERY, 2016; GU, 2003).

3.7.3 Mineral Liberation Analyser (MLA)

O Mineral Liberation Analyser (MLA) consiste em um sistema de software e hardware add-on para um microscópio eletrônico de varredura (MEV), que automatiza a operação do microscópio e a aquisição de dados para mineralogia automatizada nas pesquisas minerais. Foi desenvolvido pelo Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre e apresentado pela primeira vez em 1997 (CARMO, 2015).

Na época, representou um método eficiente de combinar a análise de imagens de elétrons retrodispersos (BSE) e de raios X (EDX) na identificação do mineral para a caracterização

quantitativa de liberação mineral. Hoje, a técnica de análise MLA, além de fornecer o grau de liberação dos minerais, também é usada como meio para se obter várias outras características do material, como composição química, mineralogia modal, porosidade, tamanhos e formas do grão, associações minerais e mapas texturais digitais (SYLVESTER, 2012; FANDRICH *et al.*, 2007; GU e NAPIER-MUNN, 1997).

De acordo com SYLVESTER (2012), entre as vantagens do MLA para as investigações mineralógicas, pode-se citar: a substituição de análises manuais tediosas por análises sistemáticas e automatizadas por computador, reduzindo o potencial de viés do operador e erro humano; o aumento da produtividade e do número de grãos minerais examinados, proporcionando uma análise estatisticamente mais representativa de uma amostra; e a capacidade de distinguir minerais de granulação fina. Já as desvantagens são: dificuldade de distinguir minerais com composições muito semelhantes, a incapacidade de distinguir polimorfos e a falta de materiais de referência padrão amplamente disponíveis para demonstrar exatidão e precisão de resultados.

O software MLA fornece vários métodos de medição, mas os mais comumente usados são chamados de XBSE, GXMAP, SPL. *Extend BSE liberation analysis* (XBSE) é um modo versátil para montagens de partículas, onde todos os limites de grãos minerais são discriminados simplesmente por imagens BSE, e uma única análise de raios X para cada grão é usada para verificar a identificação do mineral. *Grain-based X-ray mapping* (GXMAP) é geralmente o modo mais adequado para seções delgadas petrográficas, onde é provável que os limites de grão entre dois ou mais minerais importantes, como albita e quartzo, têm brilho BSE muito semelhante e não podem ser distinguidos sem o uso de análise detalhada de raios-X em um padrão de grade, um processo conhecido como “Mapeamento de raios X”. Já o método *Sparse phase liberation analysis* (SPL) busca as imagens de BSE contendo as partículas contendo a fase de interesse, usando a faixa de escala de tom de cinza da fase de interesse, em seguida executa uma análise do tipo XBSE sobre a partícula. Em ambos os casos, o SEM coleta imagens BSE e dados de raios-X para uma série de quadros, passando pela montagem de partículas ou seção fina (SYLVESTER, 2012; FANDRICH *et al.*, 2007).

3.8 Descritivo dos corpos minerais da mina de Pilar

A mina da Pilar encontra-se localizada na cidade de Santa Bárbara, parte oriental do Quadrilátero Ferrífero, região prolífera que contém numerosos depósitos de ouro e ferro (Figura 3.21). De acordo com o estudo de viabilidade realizado pela Technomine Services em 2008, o hospedeiro dominante para a mineralização de ouro nessa região foi uma espessa sequência composta por rochas vulcanoclásticas e formações ferríferas bandadas e cherts, firmemente dobradas e intensamente cisalhadas, denominado Supergrupo Rio das Velhas.

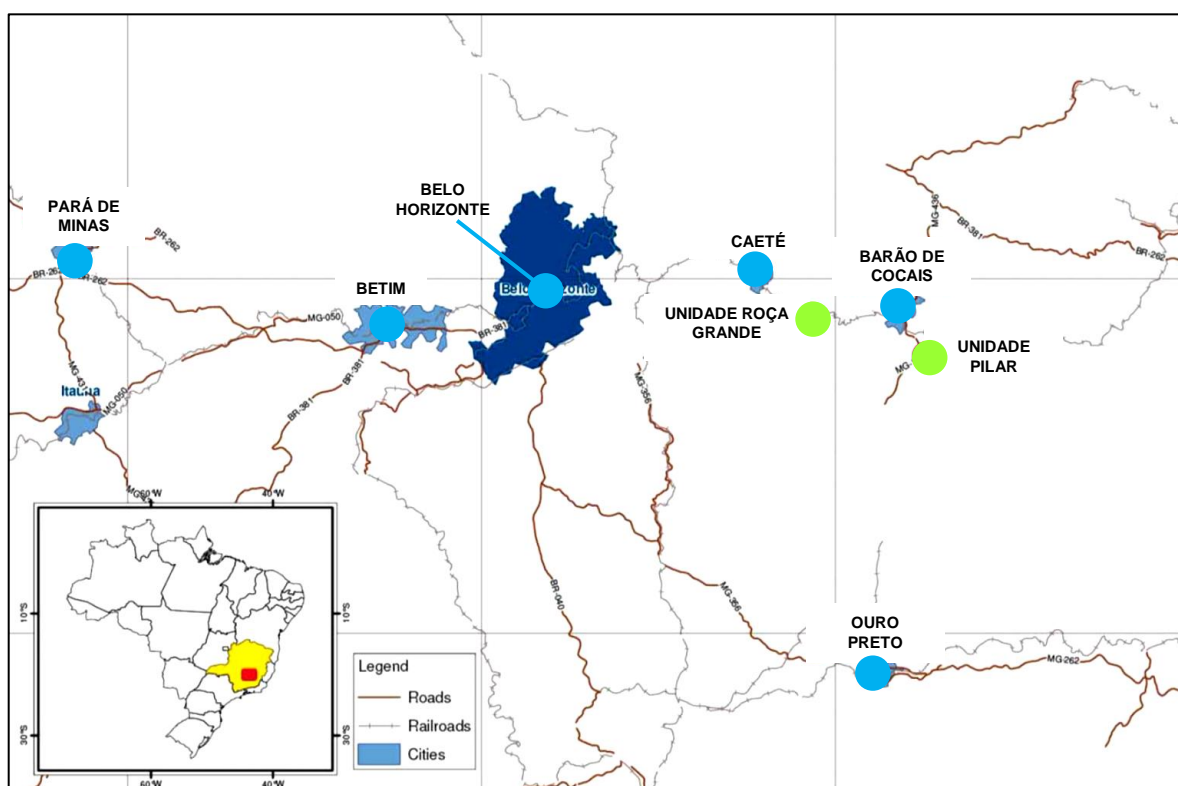


Figura 3.21 - Localização da mina de Pilar. Fonte: Jaguar Mining, 2020.

A jazida Pilar é hospedada pelas unidades basais do Grupo Nova Lima. As rochas da região da mina são formadas por basaltos toleíticos e derrames de komatiitos das Unidades Ouro Fino e Morro Vermelho, juntamente com seus equivalentes intrusivos. A oeste, essas unidades basais estão em contato de falha com quartzo-mica xisto, quartzo-clorita xisto, sericita-clorita xisto e rochas sedimentares químicas e clásticas da Unidade de Santa

Quitéria. As rochas sedimentares químicas incluem chert e BIF. Ao Leste, as unidades estão em contato de falha com migmatitos e gnaisses graníticos do Complexo Santa Bárbara que formam a sequência do embasamento.

A mineralização na Mina Pilar é hospedada por várias unidades de rocha hospedeira, incluindo as BIFs, juntamente com xistos máficos e clorita talco xisto. A mineralização de ouro está associada a sulfetos, arsenopirita e pirrotita, ou “livre” nos veios de quartzo ou no contato quartzo / sericita xisto. No entanto, a presença de quartzo não é um pré-requisito para maiores valores de ouro. Os minerais sulfetos ocorrem principalmente como disseminações na rocha hospedeira.

A Figura.3.22 e os tópicos a seguir apresentam a descrição dos principais corpos presentes na mina de Pilar:

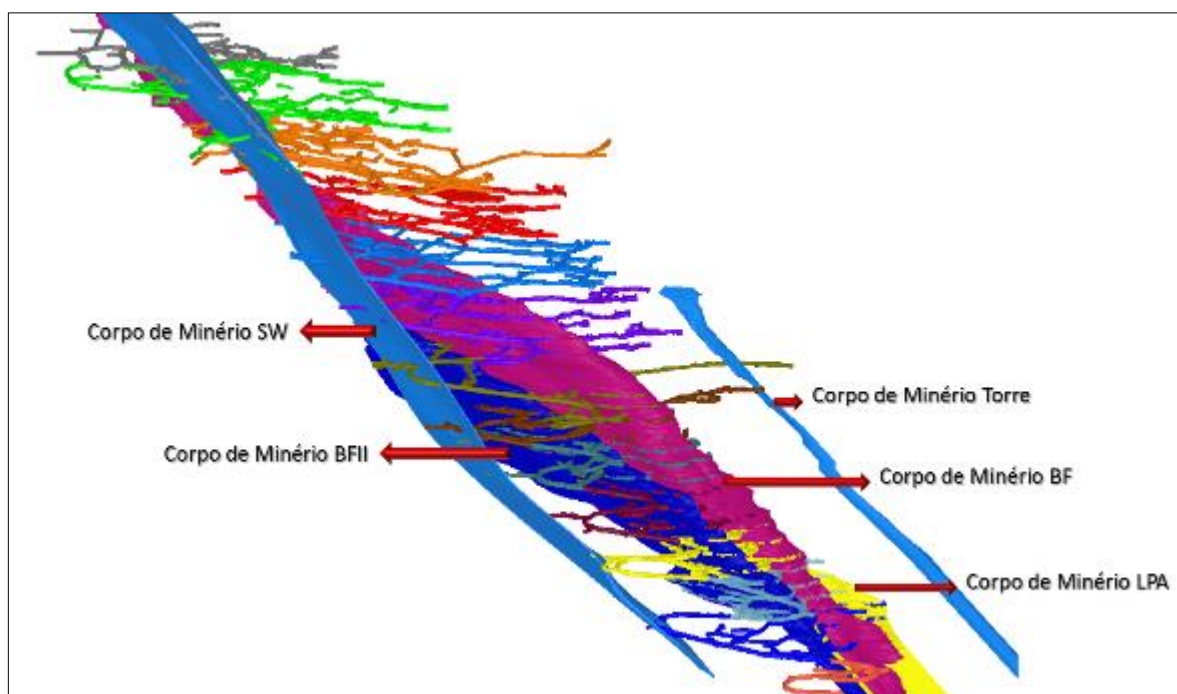


Figura 3.22 - Esquema dos principais corpos de minério da mina de Pilar. (Jaguar Mining, 2020).

- **Corpo de Minério BF:** Formação Ferrífera Carbonática, com veios de quartzo e arsenopirita disseminada. Formação Ferrífera Silicática e em contato com o xisto carbonoso, cuja mineralização de ouro se encontra na arsenopirita disseminada no contato desses dois litotipos.

- **Corpo de Minério BFII:** Formação Ferrífera Carbonática, pode ocorrer também Formação Ferrífera Clorítica, com veios de quartzo, arsenopirita disseminada, e pirrotita. As rochas encaixantes são xistos carbonosos, xistos máficos com talco e talco xistos.
- **Corpo de Minério LPA:** Formação Ferrífera Carbonática, com arsenopirita, pirita e pirrotita, disseminadas em grande quantidade na formação ferrífera e no quartzo. A rocha encaixante é a própria formação ferrífera sem a presença de arsenopirita.
- **Corpo de Minério Torre:** Quartzo-clorita xisto, com os silicatos clorita e quartzo, arsenopirita disseminada na clorita e nos veios de quartzo. A rocha encaixante na hanging wall é o talco xisto.
- **Corpo de Minério SW:** Predominantemente Formação Ferrífera, ocorrendo também a composição carbonática e a clorítica.

4 METODOLOGIA

A metodologia desse trabalho envolveu a caracterização mineralógica e metalúrgica, conforme mostra a Figura 4.1. A primeira etapa de ensaios foi realizada no laboratório Testwork Desenvolvimento de Processos Ltda., situado na cidade de Nova Lima, Minas Gerais. A segunda etapa foi realizada no laboratório de processos da Jaguar Mining Inc.

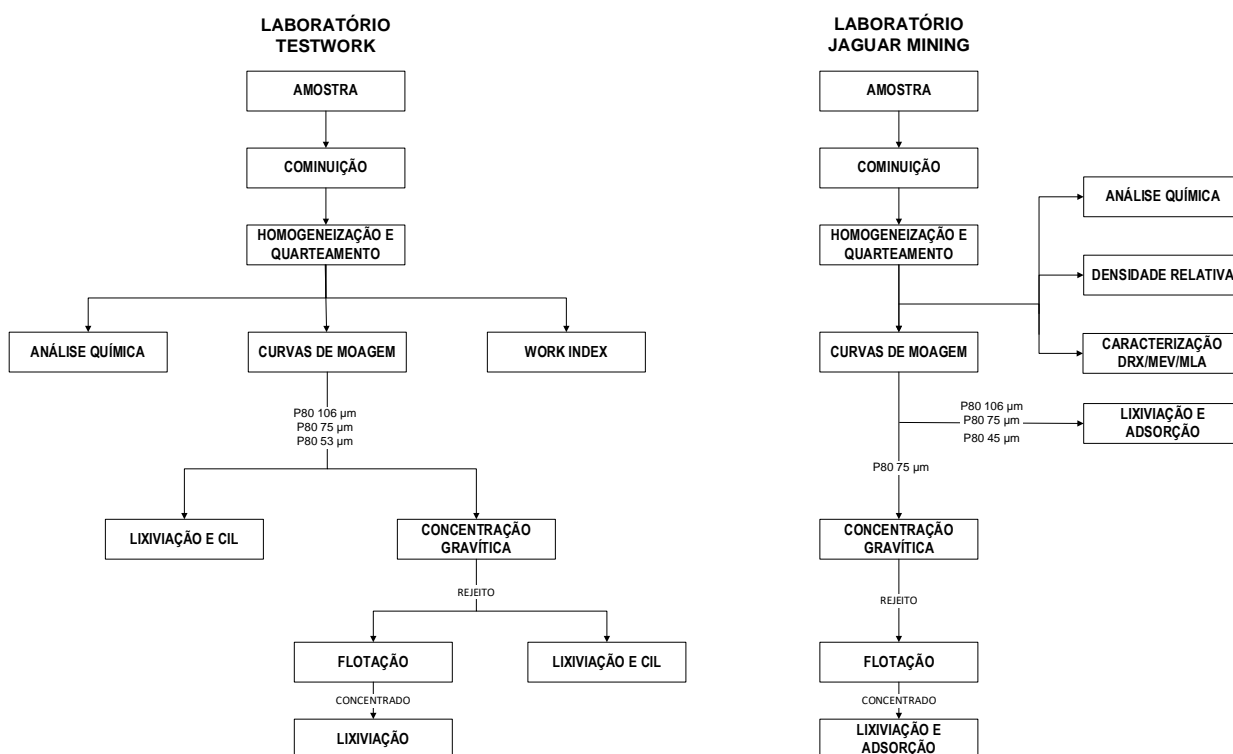


Figura 4.1 – Fluxogramas de caracterização do minério aurífero feitos pelos laboratórios Testwork e Jaguar Mining.

4.1 Seleção e coleta das amostras

O estudo foi realizado com amostras dos três corpos minerais principais da mina de Pilar, denominados BF, BF2 e LPA. As amostras foram obtidas por campanhas de amostragem efetuadas pela equipe de geologia. Foram coletados aproximadamente 120 quilogramas de amostras, correspondendo a uma extensão de 15 metros ao longo do strike do corpo de minério.

4.2 Preparação das amostras

As amostras dos corpos minerais coletadas na mina não apresentam granulometria homogênea para continuidade dos demais ensaios. Portanto, para garantir a homogeneidade da amostra, todo o material foi previamente britado abaixo de 6 mm através do britador de mandíbulas e de rolos (Figura 4.2).



Figura 4.2 - Britador de mandíbulas e de rolos utilizado na fragmentação das amostras (A autora, 2021).



Figura 4.3 - Processo de homogeneização e quarteramento das amostras após a britagem (A autora, 2021).

A homogeneização da amostra tem por objetivo obter uma distribuição mais uniforme dos constituintes, permitindo assim o quarteamento em frações de menor massa. Assim, após a britagem as amostras foram homogeneizadas e separadas em frações de 10 kg. Em seguida, cada um destes 10 kg foi homogeneizado em bancada pelo método de pilha cônica e separado em frações de 1 kg (Figura 4.3).

A operação de quarteamento foi realizada com o objetivo de reduzir a massa a ser manuseada e preparar as alíquotas para análise granulométrica, química, mineralógica, peso específico e demais ensaios. Essa operação será realizada a seco por divisão de incrementos.

4.3 Análise de ouro por Fire Assay

A análise de teor de ouro foi realizada pelo método Fire Assay, que consiste na separação de um metal nobre das impurezas através do processo de fusão a 1000-1200 °C.

Três alíquotas de 30 g de cada amostra foram pulverizadas em pulverizador de panelas, modelo Brastorno BT2000, por 180 segundos ou por tempo suficiente para atingir granulometria 85 % inferior a 0,075 mm. Em seguida foram adicionados e homogeneizados à cada alíquota 180 g do fluxo fundente (composição descrita na Tabela 4.1) e 0,075 g de nitrato de prata. O material homogeneizado foi transferido para cadinhos e introduzido em um forno a gás a 1150 °C para fusão das amostras. Depois de cerca de 50 minutos, transferiu-se a amostra fundida para um escorificador; os metais preciosos e chumbo separaram-se da escória para formar um "botão" no fundo do escorificador. Esse botão contém os minerais preciosos e é separado da escória uma vez que a amostra tenha esfriado.

Tabela 4.1 - Composição do fluxo fundente.

Reagente	Fórmula	%
Carbonato de sódio	Na ₂ CO ₃	44,9%
Litargírio	PbO	28,9%
Bórax	Na ₂ B ₄ O ₇	10,0%
Sílica	SiO ₂	14,0%
Fubá		2,0%
Nitrato de prata	AgNO ₃	0,0%
Parafina líquida		0,3%

Estes botões metálicos foram transferidos para copelas pré-aquecidas e levadas ao forno de copelação a 960 °C por 60 minutos. Os metais preciosos são então extraídos por um processo chamado copelação. Durante a copelação, o chumbo é oxidado e é absorvido na copela, deixando um grânulo de metal precioso chamado prill, pérola ou bullion.

Estes bullions foram transferidos para tubos de ensaios, adicionou-se 2 mL de ácido nítrico (1:1) em cada tubo e aqueceu-os em chapa elétrica a 100 °C por 5 minutos. Em seguida foram adicionados 3 mL de ácido clorídrico concentrado e deixou-se reagir por mais 10 minutos. O objetivo deste processo é promover a dissolução da prata e ouro por água-régia (mistura de ácido nítrico e ácido clorídrico). Após resfriamento, transferiu-se os conteúdos dos tubos de ensaios para balões volumétricos de 50 mL e avolumou-se com ácido clorídrico 10 %.

A concentração de ouro foi determinada por leitura da absorbância da solução em espectrômetro de absorção atômica, modelo AA50, equipado com uma lâmpada de ouro 4 mA, ajuste de fenda em 0,5 e comprimento de onda em 242,8 nm. A calibração do aparelho é feita com soluções-padrões com concentração de ouro de 0,00 - 0,5 – 1.0 – 5,00 – 10,00 e 20,00 mg/L. A concentração de ouro é dada pela Equação 4.1:

$$\text{Concentração de ouro } \left(\frac{g}{t}\right) = \frac{C_A \times V_A \times F_c}{M} \quad \text{Eq. 4.1}$$

Onde:

C_A é a concentração em mg/L dada pelo equipamento (mg/L);

V_A é o volume do balão volumétrico inicial (mL);

F_c é o fator de diluição da solução, caso seja necessário;

M é a massa da amostra inicial (g).

O controle de qualidade da análise é feito através de amostras brancas, padrões Rocklab concentrações de 1,79 g/t (Si81) e de 5,05 /t (SL105), e uma amostra duplicata a cada 20 amostras.

4.4 Análise multielementar

A análise multielementar foi realizada por espectrometria de emissão óptica com plasma indutivamente acoplado (ICP-OES). É uma técnica de análise química instrumental que usa uma fonte de excitação de plasma de argônio a alta temperatura (7.000 - 10.000 K) para produzir, em uma amostra introduzida sob forma de neblina no centro do plasma, átomos excitados que emitem radiação em comprimentos de onda em uma larga faixa, característicos dos elementos presentes (Figura 4.4).

A amostra foi previamente pulverizada e em seguida 0,25 g desta amostra passa por digestão ácida a quente para solubilização dos metais. A concentração de metais é determinada por leitura da solução contendo os metais solubilizados no ICP-OES.



Figura 4.4 - Espectrômetro de emissão óptica com plasma (ICP-OES) (Agilent, 2021)

A análise de enxofre foi realizada no analisador Leco SC-14DR, conforme a Fig. 4.5. Ambas as análises foram realizadas no laboratório interno da Jaguar Mining Inc. e no laboratório ALS Brasil Ltda. para confirmação dos resultados.



Figura 4.5 - Analisador Leco SC-14DR e o laboratorista realizando a análise de determinação de enxofre. (A autora, 2021).

4.5 Caracterização mineralógica

As análises de MLA e DRX foram feitas pelo Centro de Microscopia da UFMG. As amostras de cada corpo que foram enviadas para a caracterização mineralógica foram cominuídas até obter 80% passante em 0,075 mm (200 mesh); em seguida foram classificados na peneira de malha 0,038 mm (0,038 mm) e enviadas para a análise das frações + 0,038 e - 0,038 mm (+400 e -400 mesh).

Aproximadamente 10 gramas de cada alíquota separada para DRX foi pulverizada em um almofariz (gral) de ágata com pistilo e suas fases minerais majoritárias foram determinadas utilizando um difratômetro de raios-X para amostras em pó Panalytical, equipado com sistema X'Pert-APD, controlador PW 3710/31, gerador PW 1830/40, goniômetro PW 3020/00 e tubo de anodo de cobre. Em seguida, foi feita a quantificação das fases minerais pelo método baseado na abordagem de Rietveld, combinando os resultados de DRX com os resultados da análise química.

Para as análises no MLA, aproximadamente 2 gramas de cada fração foi embutido em resina epóxi (proporção 1:5) em moldes de 30 mm de diâmetro. Após o tempo de cura (12 horas), as seções foram polidas em uma politriz semiautomática Struers (modelo Tegramin 25), utilizando lixas de carbetto de silício e suspensões de diamante. Por fim, as seções polidas receberam a deposição de uma camada fina de carbono sobre suas superfícies utilizando uma evaporadora Jeol IB29510 VET.

As seções polidas foram analisadas pelo sistema Mineral Liberation Analyzer (MLA) em dados coletados em um microscópio eletrônico de varredura FEI Quanta 650F equipado com dois detectores de EDX Bruker XFlash 6130. Essa análise é baseada na comparação dos dados coletados com aqueles contidos em um banco de dados (denominado lista mineral) que foi montado a priori. Esse procedimento envolveu a aquisição de espectros EDX das frações, a partir dos resultados das análises mineralógicas por difração de raios X.

Cada seção polida foi analisada duas vezes pelo MLA. A primeira análise consistiu na leitura (tipo GXMAP) de uma parte da superfície das seções polidas (contendo pelo menos cinco mil partículas) e forneceu informações tais como a composição mineralógica, distribuição elementar e liberação mineral das fases de interesse. A segunda análise consistiu na leitura

(tipo SPL) de toda a superfície de cada seção polida e forneceu informações sobre as fases portadoras de Au.

Os resultados forneceram as seguintes informações:

- Composição química;
- Composição mineralógica quantitativa (análise modal);
- Associação mineral dos sulfetos e outras fases de interesse;
- Distribuição dos tamanhos dos grãos de sulfeto e outros minerais;
- Liberação mineral de sulfetos e outros minerais;
- Identificação e caracterização das formas de ocorrência do ouro;
- Associação mineral das fases portadoras de ouro;
- Liberação mineral das fases portadoras de ouro;
- Distribuição dos tamanhos dos grãos das fases portadoras de ouro.

4.6 Ensaios metalúrgicos de bancada

4.6.1 Curva de moagem

Após o quartejamento, algumas alíquotas da amostra inicial foram utilizadas para determinação da curva de moagem do minério. Os ensaios foram realizados em um moinho de barras (Figura 4.6) e as curvas determinaram o tempo necessário para obter produtos de P80 iguais a 0,106; 0,075 e 0,053 mm.



Figura 4.6 - Pulverizador e as panelas utilizadas no processo de fragmentação (A autora, 2021).

No laboratório da Jaguar Mining, para obter amostras para cianetação com granulometria P80 0,053 mm, foi utilizado o pulverizador de painelas (Figura 4.7) devido à melhor assertividade da curva granulométrica. Após essa determinação, foi fragmentada a massa necessária para realização dos demais ensaios em cada granulometria. Todos os ensaios foram realizados em meio úmido, com uma polpa com 70 % de sólidos. Os ensaios para determinar o WI foram conduzidos em um moinho padrão, usado para essa finalidade, no laboratório SGS.



Figura 4.7 - Moinho de barras utilizado nos ensaios e de rolos utilizados nos testes de moagem em laboratório (A autora, 2021).

4.6.2 Determinação do Work Index

Os ensaios para determinação do Work Index ou Índice de Trabalho (WI) foram realizados no laboratório SGS Geosol e consiste em um teste de moabilidade a seco, em circuito fechado com 250% de carga circulante, conduzido em um moinho de bolas padrão Bond (Tabela 4.2), conforme ABNT NBR 11376 e à terceira lei de cominuição de Bond, cuja expressão matemática está descrita na (Equação 4.2). A lei de Bond estabelece que a energia necessária para fragmentar uma massa unitária de um minério homogêneo é inversamente proporcional à raiz quadrada do diâmetro das partículas (BARRAT e SHERMAN, 2002).

Tabela 4.2 - Especificação dos parâmetros do moinho padrão Bond.

<i>Parâmetros do moinho</i>	
Diâmetro	305 mm (12 polegadas)
Comprimento	305 mm (12 polegadas)
Rotação	70 rpm
<i>Parâmetros do corpo moedor</i>	
Tipo	Bolas de aço
Massa	20,125 kg
Massa específica	7,83 g/cm ³
<i>Distribuição das bolas</i>	
Número de Bolas	Diâmetro (mm)
43	36,5
67	30,2
10	25,4
71	19,1
94	15,9

$$W = 10 WI \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad \text{Eq. 4.2}$$

Onde:

W = energia em kWh para moer uma tonelada curta do minério;

WI = índice de trabalho (Work Index);

P = abertura da peneira, em micrômetros (μm), através da qual passam 80 % da massa do produto;

F = abertura da peneira, em micrômetros (μm), através da qual passam 80 % da massa da alimentação.

O índice de trabalho (WI) corresponde à resistência do minério à moagem, fornecendo o valor de energia total necessária para reduzir o minério, desde um tamanho teoricamente infinito até 80 % passante em 0,106 mm. O valor de WI é expresso em kWh por tonelada curta (907 kg) e com ele é possível calcular a energia em kWh/t necessária para moer o minério a uma determinada granulometria.

4.6.3 Determinação de densidade relativa do sólido

A densidade de sólidos é determinada pelo método do picnômetro, que consiste num balão de vidro com fundo chato, equipado com uma rolha também de vidro, através da qual passa um canal capilar.

Para determinação da densidade relativa do sólido, três alíquotas de cada amostra foram retiradas e pulverizadas. Pesou-se um picnômetro vazio, transferiu-se a amostra pulverizada para o picnômetro e pesou-o novamente. Adicionou-se água até a metade do picnômetro com a amostra, agitou bem e aqueceu-o em chapa elétrica até fervura. Após o completo resfriamento, completou-se o volume com água, sem deixar nenhuma bolha de ar, secou-o e pesou-o. Descartou-se todo o conteúdo do picnômetro e encheu-o novamente com água, completando o volume sem deixar bolha de ar e pesou-o. O valor de densidade relativa o método do picnômetro. Um picnômetro consiste, basicamente, num balão de vidro com fundo chato, equipado com uma rolha também de vidro, através da qual passa um canal capilar.

Para determinação da densidade relativa do sólido, três alíquotas de cada amostra foram retiradas e pulverizadas. Pesou-se um picnômetro vazio, transferiu-se a amostra pulverizada para o picnômetro e pesou-o novamente. Adicionou-se água até a metade do picnômetro com a amostra, agitou bem e aqueceu-o em chapa elétrica até fervura. Após o completo resfriamento, completou-se o volume com água, sem deixar nenhuma bolha de ar, secou-o e pesou-o. Descartou-se todo o conteúdo do picnômetro e encheu-o novamente com água, completando o volume sem deixar bolha de ar e pesou-o. O valor de densidade relativa foi calculado conforme Equação 4.3:

$$Densidade\ relativa = \frac{a-b}{(a+c)-(b+d)} \quad Eq.4.3$$

Onde:

a= massa do picnômetro somente com a amostra sólida

b= massa do picnômetro vazio

c= massa do picnômetro somente com água

d= massa do picnômetro com sólido e água.

4.6.4 Concentração gravítica

Ensaio de GRG (Gravity Recoverable Gold)

O teste de GRG desenvolvido pelo professor Andre Laplant fornece informações sobre o potencial máximo de recuperação gravítica do ouro de um minério. Consiste em etapas sequenciais de moagem e concentração gravítica, realizada em três estágios progressivos de redução das partículas, analisando o teor de ouro nos concentrados e rejeitos.

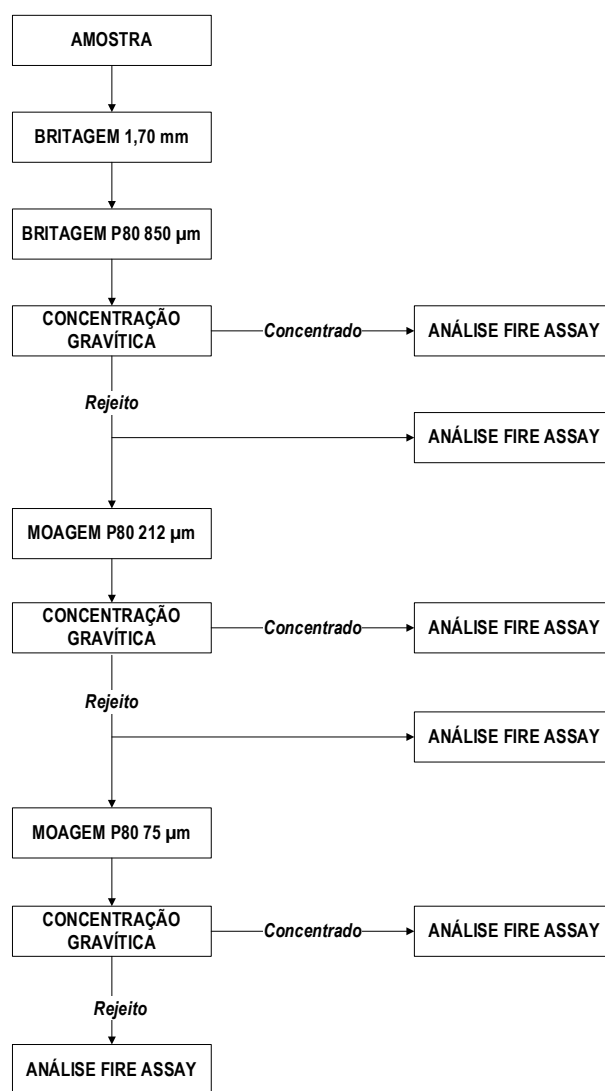


Figura 4.8 - Fluxograma do ensaio de GRG das amostras dos corpos BF, BF2 e LPA.

As granulometrias testadas no ensaio padrão são: primeiro estágio 100 % passante em 0,850 mm; segundo estágio, 45 a 55 % passante em 0,075 mm; e terceiro estágio 75 a 80 % passante em 0,075 mm (LAPLANTE, 2000; LAPLANTE e GRAY, 2005).

Os ensaios de GRG das amostras do corpo BF, BF2 e LPA foram feitas no laboratório de Engenharia de Minas da UFMG, conforme Figura 4.8. A preparação das amostras foi realizada em circuito reverso fechado de britagem para granulometria de 0,850 mm e de moagem em moinho de Bond de barras para as granulometrias 0,212 mm e 0,075 mm. O moinho utilizado apresenta dimensões equivalentes a 305 por 610 mm e é revestido com ondas simples, apresentando sistema de acionamento que garanta 46 rpm. A carga de barras são 6 barras de 31,8 por 533 mm e 2 barras de 44,5 por 533 mm. O peso total da carga de barras é de 33,38 kg. O oversize da peneira de controle 1,700 mm foi cominuído até 100 % passante. As concentrações gravíticas foram feitas em um Knelson, modelo KC-MD3, e nas frações de concentrado e rejeito gerados foi determinado o teor de ouro pelo método Fire Assay.

Ensaio de concentração gravítica

Os ensaios de concentração gravítica foram realizados no laboratório da Testwork em um concentrador Knelson MD-3 e no laboratório Jaguar Mining em um concentrador Falcon L-40 (Figura 4.9) para determinação de recuperação. O equipamento é uma centrífuga que gira em alta velocidade, composta internamente por uma cesta perfurada, em forma de tronco de cone, com inclinação de 30°. A alimentação é feita com a amostra sob forma de polpa (20 a 30 % de sólidos) por um duto localizado na parte central da base do cesto. As partículas, ao atingirem a base do cone, são impulsionadas para as paredes laterais pela ação da força centrífuga gerada pela rotação de cone. Forma-se um leito de volume constante nos anéis, os quais retêm as partículas mais pesadas, à medida que as partículas mais leves são expulsas do leitor e arrastadas por cima dos anéis para a área de descarga de rejeitos no topo do cone. Os concentrados obtidos foram secados, pesados e submetidos à análise de ouro contido por Fire Assay.

A Figura 4.10 e a Tabela 4.3 a seguir apresentam, respectivamente, a aparelhagem utilizada para os testes de gravimetria e os parâmetros do equipamento.

Tabela 4.3 - Parâmetros do teste de gravimetria em concentrador Falcon e Knelson MD-3.

Parâmetro	Falcon L-40	Knelson MD-3
% Sólidos	35	35
Vazão de água de fluidização (mL/s)	150	83,33
Rotação do rotor (Hz)	60	60
Número de concentrados	1	1

Nos testes realizados pela Testwork, alíquotas do rejeito da concentração gravítica foram separados para ensaios de cianetação direta e *carbon-in-leaching* (CIL).



Figura 4.9 - Concentrador Falcon L40.



Figura 4.10 - Aparelhagem utilizada na concentração gravítica em laboratório. (A autora, 2021).

4.6.5 Ensaios de flotação

Fase exploratória 1 – Laboratório Testwork

Os primeiros ensaios de flotação foram conduzidos pelo laboratório Testwork e tiveram como objetivo avaliar desempenho da recuperação de ouro e correlacioná-la com a recuperação de enxofre em função do tempo de residência e da granulometria. Os testes foram realizados com o rejeito da concentração gravítica, conforme Figura 4.11 e nas condições das Tabelas 4.4 e 4.5. Cada ensaio foi feito com 1000 g do rejeito gravítico amostrado em polpa. A maioria dos testes foram realizados com tempo de residência de 20 minutos com amostragens das espumas a cada 4 minutos para ser possível levantar as curvas de flotação.

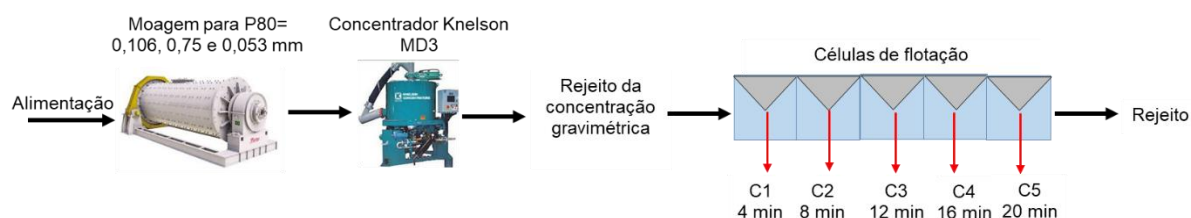


Figura 4.11 - Esquema dos testes de flotação realizados pelo laboratório Testwork.

Tabela 4.4 - Condições dos testes de flotação para os minérios dos corpos BF e BF2 – Testwork.

Condição	Unidade	1	2	3	4
Tempo de flotação	minutos	20	20	20	20
Sulfato de cobre	g/t	40	-	50	50
Mercaptobenzotiazol de sódio (MBT)	g/t	50	-	-	-
Ditiofosfato de sódio	g/t	20	-	-	-
Espumante Flotanol M-28	g/t	4,5	-	-	-
Isobutil xantato de sódio (SIBX)	g/t	-	80	80	-
Amil xantato de potássio (PAX)	g/t	-	-	-	80
Espumante INT 102	g/t	-	42	42	42

Tabela 4.5 - Condições dos testes de flotação para o minério do corpo LPA – Testwork.

Condição	Unidade	1	2	3	4
Tempo de flotação	minutos	8	20	20	20
Sulfato de cobre	g/t	60	-	50	50
Mercaptobenzotiazol de sódio (MBT)	g/t	65	-	-	-
Ditiofosfato de sódio	g/t	40	-	-	-
Espumante Flotanol M-28	g/t	5	-	-	-
Isobutil xantato de sódio (SIBX)	g/t	-	80	80	-
Amil xantato de potássio (PAX)	g/t	-	-	-	80
Espumante INT 102	g/t	-	42	42	42

Fase exploratória 2 – Laboratório Jaguar Mining

A segunda fase de ensaios de flotação teve como objetivo refinar os resultados obtidos pela Testwork e aprimorar a avaliação em relação à efetividade de diferentes dosagens e tipos de reagentes, em comparação ao padrão atualmente aplicado na planta de beneficiamento metalúrgico, além de entender o efeito da adição de 60 g/t de sulfato de cobre durante a moagem na flotação.

Os ensaios de flotação foram realizados com amostras do rejeito da concentração gravíticas, amostrado em polpa, em uma célula modelo Engendrar CFB 1000N (Figura. 4.12). Para cada corpo mineral foram feitos 8 testes em triplicatas na polpa com 35 % de sólidos nas condições descritas na Tabela 4.6, considerando e analisando separadamente as recuperações das etapas Rougher e Scavenger.



Figura 4.12 - Célula de flotação Engendrar e a laboratorista executando o ensaio de flotação em bancada. (A autora).



Figura 4.13 - Amostras do rejeito da gravimetria em polpa acondicionados nas cubas de flotação (A autora, 2021).

Tabela 4.6 - Relação de dosagem específica de reagentes para cada teste de flotação na segunda etapa de exploração de condições – Laboratório Jaguar.

Etapa	Reagentes	1	2	3	4	5	6	7	8
Etapa Rougher	Mercapto	50	42,5	35	50	-	-	-	-
	Ditiofosfato INT-214	20	17	14		16	57,5	20	20
	Aerophine 3208 (AEP)	-	-	-	20	-	-	-	-
	Ditiofosfato INT-577	-	-	-	-	38,4	-	-	-
	Isobutil xantato de sódio (SIBX)	-	-	-	-	-	-	50	50
	Sulfato de cobre	40	40	40	40	40	40	40	-
	Espumante INT-102	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	-
Etapa Scavenger	Mercaptobenzotiazol de sódio (MBT)	15	12,8	10,5	15	-	-	-	-
	Ditiofosfato INT-214	15	12,8	10,5		11,3	22,5	20	15
	Aerophine 3208 (AEP)	-	-	-	15	-	-	-	-
	Ditiofosfato INT-577	-	-	-	-	10,4	-	-	-
	Isobutil xantato de sódio (SIBX)	-	-	-	-	-	-	50	15
	Sulfato de cobre	20	20	20	20	40	40	40	-
	Espumante INT-102	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	-

Abaixo segue uma breve descrição dos reagentes de flotação utilizados nos ensaios de bancada:

- Mercaptobenzotiazol de sódio (MBT): reagente coletor da classe dos mercaptos.
- Amil xantato de potássio (PAX): reagente coletor, sendo o mais forte e menos seletivo da classe dos xantatos. Frequentemente utilizado como coletor na etapa scavenger e na flotação de sulfetos contendo cobre, níquel, zinco e ouro.
- Isobutil xantato de sódio (SIBX): coletor da classe dos xantatos, relativamente forte e utilizado na flotação de minérios de cobre, chumbo, níquel e zinco.

- Aerophine 3208: coletor da classe dos diaquil ditiofosfinatos, fabricado pela Cytec Industries Inc. Foi desenvolvido originalmente para minerais de cobre e de zinco, e estendida a sua aplicação na flotação de minérios poli metálicos, complexos, contendo sulfetos maciços e de metais preciosos, especialmente prata.
- INT-214: coletor da classe dos ditiofosfatos, sendo ativo principal o di-isobutil-ditiofosfato de sódio. Comercializado pela empresa Interfusão.
- INT-577: coletor da classe dos ditiofosfatos, sendo os ativos principais o orto-di-isobutil-ditiofosfato de sódio e o etil-tianocarbamato. Comercializado pela empresa Interfusão.
- INT-102: espumante a base de álcoois, comercializado pela empresa Interfusão.

4.6.6 Ensaios de lixiviação

O objetivo dos ensaios de lixiviação foi determinar a recuperação por:

- **Lixiviação direta da amostra in natura após a moagem:** solubilização e recuperação do ouro antes do processo de gravimetria. Este ensaio determina também a recuperação máxima a ser obtida para o minério, uma vez que minimiza as perdas que seriam causadas durante a gravimetria e flotação.
- **Lixiviação do rejeito da gravimetria:** determinação da recuperação máxima a ser obtida com o circuito gravimetria mais lixiviação, eliminando as possíveis perdas de ouro durante a flotação.
- **Lixiviação do concentrado de flotação:** determinação da recuperação conforme a disponibilidade do circuito atual da planta metalúrgica que processa o minério a mina de Pilar que é constituído por gravimetria, flotação e lixiviação. Após as análises e cálculos de recuperação da flotação, foram definidas as duas melhores condições para repetição das etapas moagem, gravimetria e flotação de forma a obter massa de concentrado de flotação suficiente para estes testes de lixiviação.

Fase exploratória 1 – Laboratório Testwork

A Tabela 4.7 apresenta os parâmetros dos ensaios de cianetação direta e CIL das amostras iniciais e do rejeito da concentração gravítica realizados pela Testwork.

Tabela 4.7 - Variáveis e níveis experimentais dos ensaios de lixiviação e CIL das amostras de minério após a moagem e para o rejeito da concentração gravítica – Laboratório Testwork

Variável	Lixiviação	CIL
Massa de amostra (g)	2000	2000
Granulometrias – P80 (mm)	0,106 – 0,075 – 0,053	0,106 – 0,075 – 0,053
Percentual de sólidos (%)	50	50
pH da polpa	11,0	11,0
Concentração inicial de cianeto livre (mg/L)	1000	1000
Tempo de residência de cianetação (h)	24	-
Tempo de residência de adsorção (h)	-	24
Oxigênio dissolvido por aeração natural mg/L)	< 8	< 8
Massa de carvão ativado (g)	-	50

A Tabela 4.8 apresenta os parâmetros dos ensaios de cianetação direta e CIL das amostras de concentrado de flotação realizados pela Testwork. Na condição 2 dos ensaios de cianetação do concentrado de flotação, a etapa de pré-condicionamento com oxigênio foi realizada em reator, semelhante a garrafa giratória, sem pressão, onde o oxigênio foi injetado no reator por uma válvula enquanto uma outra válvula estava aberta até que todo o ar fosse expulso e substituído pelo oxigênio. As válvulas eram, então, fechadas e o minério ficava em contato com o oxigênio, girando, por 12 horas. Após essa etapa as válvulas do reator eram novamente abertas e era adicionada a cal e cianeto para o início da lixiviação. Após 6 horas era adicionado o carvão ativado (G210) para contato com a polpa por 24 horas.

Tabela 4.8 - Variáveis e níveis experimentais dos ensaios de lixiviação e adsorção das amostras de concentrado de flotação – Laboratório Testwork.

Parâmetro	Etapa	1	2	3
	Percentual de sólidos (%)	35	35	35
	Concentração de oxigênio dissolvido (mg/L)	4	10	10
Tempo de residência (h)	Pré-lime brando	15	12	-
	Pré-lime alcalino	8	-	-
	Lixiviação	8	6	-
	Adsorção	24	24	24
pH	Alcalinizante	Cal	Cal	Cal
	Pré-lime brando	-	-	-
	Pré-lime alcalino	-	-	-
	Lixiviação	11,0	11,0	-
	Adsorção	11,0	11,0	12,0
Concentração inicial de cianeto livre (mg/L)	Pré-lime brando	-	-	-
	Pré-lime alcalino	-	-	-
	Lixiviação	1500	1500	-
	Adsorção	-	-	1500
	Concentração de carvão (g/L)	18	18	18

Em todos os testes de cianetação da Testwork, foi adicionada uma quantidade de cianeto de sódio no início da lixiviação ou do CIL suficiente para uma concentração de cianeto livre de aproximadamente 1500 mg/L e não foi feita correção ao longo do ensaio, apenas analisada a concentração de cianeto livre residual no sistema. Em tempos pré-determinados foram analisados os parâmetros pH, concentração de cianeto e o ouro solúvel na solução. No final do ensaio foram analisados os teores de ouro no rejeito sólido, solução e carvão para balanço metalúrgico.

Fase exploratória 2 – Laboratório Jaguar Mining

No laboratório da Jaguar Mining, os ensaios de lixiviação foram realizados em tanques agitados e com injeção de ar comprimido, e os ensaios de adsorção em garrafas agitadas em rolo mecânico (Figura 4.14). A Tabela 4.9 apresenta os parâmetros dos ensaios de cianetação e adsorção das amostras iniciais.



Figura 4.14 - Sistema de agitação para ensaios de lixiviação e testes de adsorção sendo executados em agitadores de garrafas (A autora, 2021).

Tabela 4.9 - Variáveis e níveis experimentais dos ensaios de lixiviação e adsorção das amostras de minério – Laboratório Jaguar Mining.

Variável	Lixiviação+CIP
Massa de amostra (g)	1000
Granulometrias – P80 (mm)	0,106; 0,075 e 0,045
Percentual de sólidos (%)	35
pH da polpa	10,5
Concentração inicial de cianeto livre (mg/L)	1000
Tempo de residência de cianetação (h)	8
Tempo de residência de adsorção (h)	16
Massa de carvão ativado (g)	50
Oxigênio dissolvido por aeração natural (mg/L)	< 8

A Tabela 4.10 apresenta os parâmetros dos ensaios de cianetação e adsorção das amostras de concentrado de flotação.

Tabela 4.10 - Variáveis e níveis experimentais dos ensaios de lixiviação e adsorção dos concentrados de flotação.

Parâmetro	Etapa	1	2
	Percentual de sólidos (%)	35	35
Tempo de residência (h)	Pré-lime brando	-	36
	Pré-lime alcalino	-	11
	Lixiviação	24	11
	Adsorção	24	24
pH	Alcalinizante	Cal	Cal
	Pré-lime brando	-	8,5
	Pré-lime alcalino	-	10,5
	Lixiviação	10,5	10,5
	Adsorção	10,5	10,5
Concentração de cianeto livre (mg/L)	Pré-lime brando	-	-
	Pré-lime alcalino	-	-
	Lixiviação	500	500
	Adsorção	300	300
Oxigênio dissolvido (mg/L) - obtido por injeção de ar comprimido	Pré-lime brando	8	8
	Pré-lime alcalino	8	8
	Lixiviação	8	8
	Adsorção	4	4
	Concentração de carvão (g/L)	50	50

Em tempos pré-determinados foram analisados os parâmetros pH, concentração de cianeto e o ouro solúvel na solução. No final do ensaio foram analisados os teores de ouro no rejeito sólido, solução e carvão para balanço metalúrgico.

O carvão ativado utilizado nos ensaios de adsorção é o granular, com dimensões 6 x 12 mesh (partículas entre 3,35 e 1,75 mm) de fabricação da PicaGold®.

5 RESULTADOS E DISCUSSÕES

5.1 Análise multielementar

A caracterização multielementar dos minérios pode fornecer informações importantes sobre o depósito mineral e auxiliar na análise do comportamento dos minérios nas etapas de hidrometalurgia.

As médias de resultados da análise de ouro por Fire Assay para cada corpo constam na Tabela 5.1, sendo a duplicata 1 os teores analisados nos ensaios do laboratório Testwork e a duplicata 2 os teores analisados na Jaguar Mining. Observou-se uma grande variação entre os teores analisados e recalculados através dos ensaios para uma mesma amostra; este comportamento é em função dos erros associados à amostragem e quarteamento das amostras, heterogeneidade da amostra inicial que foi fragmentada em 6 mm e da variância aleatória (efeito pepita) que é muito presente nos minerais de ouro.

As análises para quantificação dos elementos químicos foram feitas por espectrometria de emissão óptica com plasma indutivamente acoplado e fluorescência de raios X de 51 elementos, conforme descrito na Tabela 5.1. Os elementos classificados pela geoquímica como maiores, que são aqueles com abundância média nos materiais e com concentração acima de 1 %, presentes em todos os corpos foram o ferro (Fe), silício (Si), enxofre (S), magnésio (Mg) e cálcio (Ca). Para a amostra do corpo BF foi verificada a concentração expressiva também de potássio (K) e alumínio (Al).

Já a relação dos elementos menores, aqueles com concentração entre 0,1 a 1,0 %, foi verificada uma variabilidade significativa entre os corpos. No corpo BF estes elementos foram basicamente sódio (Na) e titânio (Ti); no corpo BF2 foram o sódio, potássio e alumínio; e no corpo LPA somente o alumínio. Em todos os corpos, o arsênio caracterizou-se como elemento menor. Já os demais elementos são considerados traços por possuírem concentração na ordem de uma parte por milhão (ppm).

Avaliando os resultados de forma geral e a Figura 5.1, verificou-se que o corpo BF apresenta composição anômala em comparação aos corpos BF2 e LPA devido à maior concentração de metais de transição (Cd, Co, Cr, Hf, Mo, Nb, Ni, Re, Sc, Ta, Ti, Zn, Zr, V e W) e de transição interna (Ce, La, Th e U).

Tabela 5.1 - Resultado de análise multielementar dos corpos minerais.

Parâmetro	Unidade	BF 2	BF	LPA	Parâmetro	Unidade	BF 2	BF	LPA
Ag	ppm	1,44	1,31	0,37	S	%	1,39	1,54	1,89
Al	%	0,5	4,9	0,54	Sb	ppm	6,13	12,45	12,25
As	ppm	7310	>10000	>10000	Sc	ppm	1,1	18,7	1,4
Au – Dup.1	ppm	4,16	8,26	3,00	Se	ppm	2	4	3
Au – Dup.2	ppm	5,48	2,92	6,38	Sn	ppm	0,8	18,5	0,6
Ba	ppm	130	610	30	Sr	ppm	30,2	86,4	29,8
Be	ppm	0,29	2,19	0,3	Ta	ppm	<0,05	0,5	0,07
Bi	ppm	0,4	0,99	0,22	Te	ppm	0,77	0,93	0,28
Ca	%	1,05	2,28	1,07	Th	ppm	0,36	4,75	0,55
Cd	ppm	0,36	7,28	0,37	Ti	%	0,018	0,306	0,025
Ce	ppm	3,62	37	5,2	Tl	ppm	0,2	0,58	0,05
Co	ppm	4,3	61,2	5,2	U	ppm	0,1	1,3	0,2
Cr	ppm	15	347	21	V	ppm	12	192	15
Cs	ppm	10,6	1,03	1,36	W	ppm	0,2	11,2	0,5
Cu	ppm	55,3	113	28,8	Y	ppm	3,1	6,4	3,6
Fe	%	23,8	11,8	27	Zn	ppm	123	3010	130
Ga	ppm	3,09	29,4	2,68	Zr	ppm	6,1	79,2	8,6
Ge	ppm	0,2	0,14	0,23	Al ₂ O ₃	%	0,93	9,07	0,97
Hf	ppm	0,2	2,2	0,2	BaO	%	<0.01	0,06	<0.01
In	ppm	0,113	1,96	0,122	CaO	%	1,48	3,06	1,45
K	%	0,16	1,37	0,03	Cr ₂ O ₃	%	<0.01	0,05	<0.01
La	ppm	1,9	17,8	2,7	Fe ₂ O ₃	%	34,56	16,58	37,7
Li	ppm	2,8	22,8	2,5	K ₂ O	%	0,19	1,56	0,03
Mg	%	1,3	1,92	1,72	MgO	%	2,25	3,17	2,86
Mn	ppm	1100	964	1300	MnO	%	0,14	0,12	0,16
Mo	ppm	0,63	4,92	0,71	Na ₂ O	%	0,16	0,2	0,02
Na	%	0,12	0,15	0,02	P ₂ O ₅	%	0,08	0,12	0,08
Nb	ppm	0,5	6	0,7	SO ₃	%	4,11	3,92	5,01
Ni	ppm	21,7	412	22,1	SiO ₂	%	44,71	54,72	36,01
P	ppm	320	530	350	SrO	%	<0.01	0,01	<0.01
Pb	ppm	16,8	104,5	6,6	TiO ₂	%	0,02	0,49	0,04
Rb	ppm	11,5	38,6	2,1	Total	%	103,9	103,15	104,45
Re	ppm	0,002	0,011	0,002	LOI 1000	%	14,26	8,01	17,68

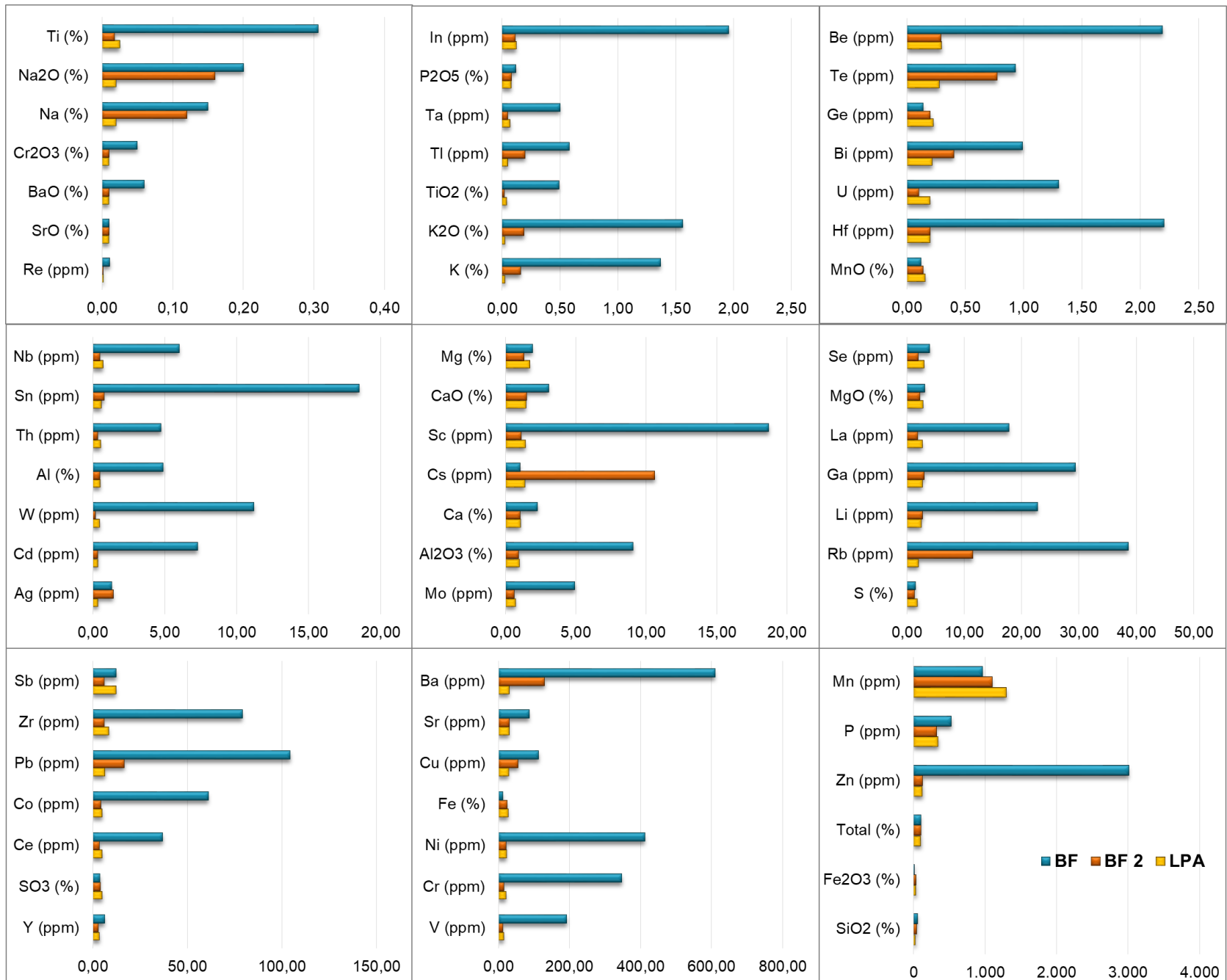


Figura 5.1 - Comparação entre a concentração de elementos químicos nas amostras de BF, BF2 e LPA.

5.2 Densidade relativa

A densidade relativa, (em inglês Specific Gravity - SG) é comumente usada para descrever a densidade, mas é uma medida de razão entre a densidade de uma amostra com a densidade de uma substância considerada padrão, que normalmente é a água. Portanto a densidade relativa é um número adimensional e considera apenas o volume do conjunto de grãos que compõe a amostra, sem considerar o espaço vazio existente entre os grãos ou o teor de água natural da amostra (SAMPAIO e SILVA, 2007).

A densidade relativa de um minério ou mineral é uma propriedade que auxilia na caracterização dos mesmos e no processamento mineral é importantíssima para os métodos de concentração gravítica, além de ser utilizada para determinação da densidade da polpa. Os resultados da densidade relativa dos corpos minerais BF, BF2 e LPA estão dispostos na Tabela 5.2.

Tabela 5.2 - Resultados da densidade relativa.

Amostra	Densidade relativa			Média
	Duplicata 1	Duplicata 2	Duplicata 3	
BF	2,83	2,86	2,87	2,85
BF2	2,89	2,88	2,87	2,88
LPA	3,25	3,24	3,28	3,26

Verificou-se que o corpo LPA apresentou maior densidade, possivelmente em função da maior concentração de siderita (densidade 3,70-3,90), arsenopirita (densidade 5,90-6,20) e pirrotita (densidade 3,5-4,50) em relação aos demais corpos.

5.3 Determinação do Work Index (WI)

A determinação do Work Index é importante pois possibilita a determinação da energia necessária para fragmentação de um minério através da moagem, que é uma das operações unitárias de maior consumo energético. Prever este consumo energético pela análise do índice de Bond é fundamental para avaliar a eficiência do circuito industrial e identificar possibilidades de redução de consumo de energia. Os resultados do Work Index para os corpos BF, BF2 e LPA constam na Tabela 5.3.

Tabela 5.3 - Resultados do Work Index para os corpos minerais da mina de Pilar.

Corpo	Moabilidade média (g/rpm)	Work Index (KWh/st)	Work Index (KWh/t)
BF	3,78	7,0	7,7
BF2	2,67	9,7	10,7
LPA	5,08	5,5	6,0

Este índice está ligado parcialmente à composição mineral; por exemplo, quartzo, minerais de ferro, sílicatos dentre outros, contribuem para valores de WI acima de 12 Kwh/t, logo os minérios ricos nestes minerais necessitarão de um tempo maior de moagem para atingir o grau de liberação necessário. Outros minerais presentes no mesmo minério contribuem para valores de WI mais baixos, como por exemplo a pirrotita, pirita e arsenopirita, e apresentam menor resistência à cominuição, ou seja, fragmentam-se mais rapidamente que outros minerais. No caso de minérios que contém ouro, essas considerações e determinação de grau de liberação devem ser feitas para avaliar se a granulometria de moagem de projeto pode estar ocasionando impactos nos processos de concentração e recuperação. Por exemplo, a sobre moagem de sulfetos afeta negativamente a recuperação de flotação, embora seja positivo para o circuito de cianetação.

5.4 Corpo BF

5.4.1 Caracterização mineralógica-microestrutural

Pela caracterização modal das amostras por MEV/MLA associados às análises químicas e de difração de raios X foi possível determinar a composição mineralógica da amostra do corpo BF. Uma alíquota da amostra do corpo BF foi moída até 0,075 mm e classificada na malha de 0,038 mm, sendo caracterizadas as frações acima e abaixo de 0,038 mm. As curvas granulométricas dessas amostras pela determinação do diâmetro equivalente obtido pelo MLA encontram-se na Figura 5.2.

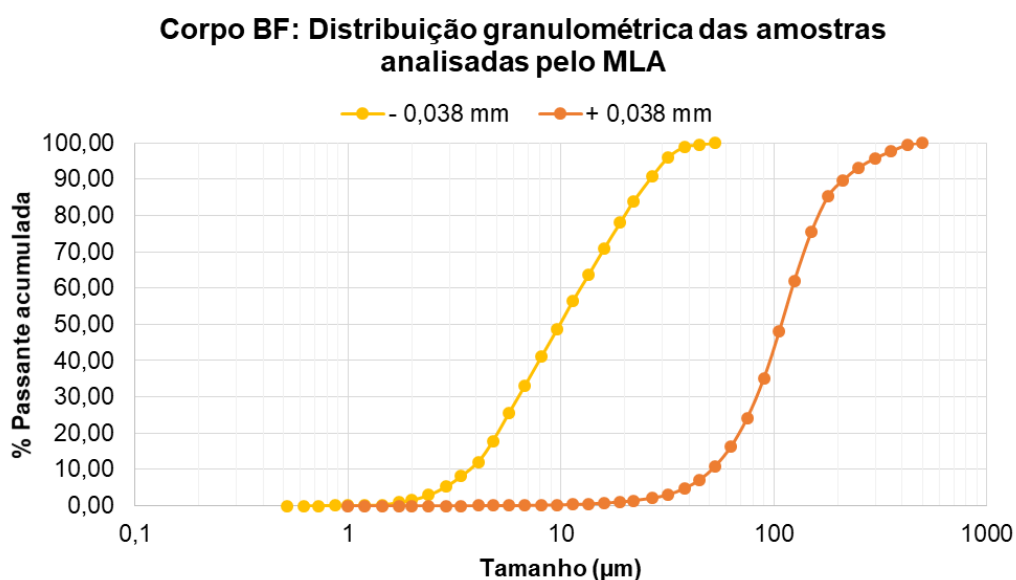


Figura 5.2 - Distribuição granulométrica das amostras obtida pela determinação do diâmetro equivalente na análise por MLA do corpo BF.

Os resultados da análise modal por DRX e MEV/MLA encontram-se na Tabela 5.4. As análises de DRX, conforme abordagem de Rietveld, foram semiquantitativas pois a análise química não foi feita nas frações abaixo e acima de 0,038 mm, mas somente na amostra global. Embora o limite de detecção do DRX seja muito maior que o MLA, o que impede a quantificação de alguns minerais de baixa concentração, observa-se pela Figura 5.4 que os resultados entre ambos os métodos são muito próximos, sendo o grau de correlação entre

eles de 99,98 %.

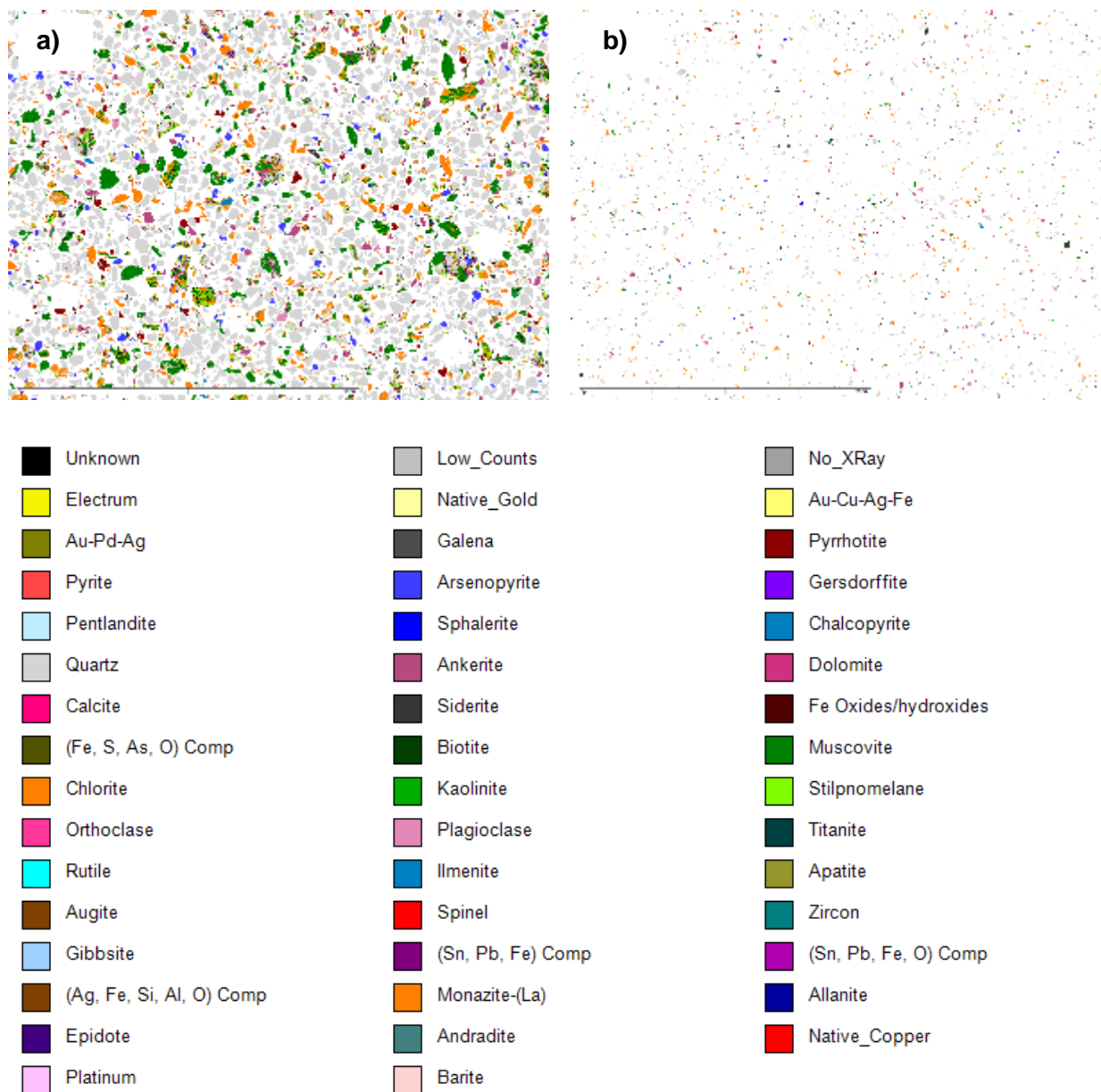


Figura 5.3 - Análise por MEV/MLA da amostra do corpo BF: a) fração acima de 0,038 mm; b) fração inferior a 0,038 mm.

Tabela 5.4 - Composição modal do corpo BF2 determinada por MEV/MLA e DRX.

Elemento	MLA		DRX	
	+0,038 mm	- 0,038 mm	+0,038 mm	- 0,038 mm
Pirrotita	2,73	2,50	2,70	2,50
Arsenopirita	5,09	2,20	5,10	2,40
Esfalerita	0,14	0,90	-	1,00
Quartzo	57,66	31,05	58,00	31,30
Ankerita	3,79	11,90	3,80	12,30
Calcita	0,46	0,28	0,60	-
Siderita	0,63	3,91	1,20	3,90
Óxidos/hidróxidos de ferro	0,13	0,00	-	-
Muscovita	11,02	19,32	11,00	19,32
Clorita	12,20	21,20	-	-
Estilpnomelano	2,34	1,93	2,00	2,10
Chamosita	-	-	12,20	21,20
Ilmenita	0,67	1,13	0,80	1,13
Augita	0,72	0,00	0,82	-
Biotita	0,79	0,18	0,85	-
Ortoclásio	0,14	1,08	-	1,08
Plagioclásio	0,76	1,62	0,76	1,62
Outros	0,72	0,80	0,17	0,15

Corpo BF: Comparação entre análise modal por DRX e MLA

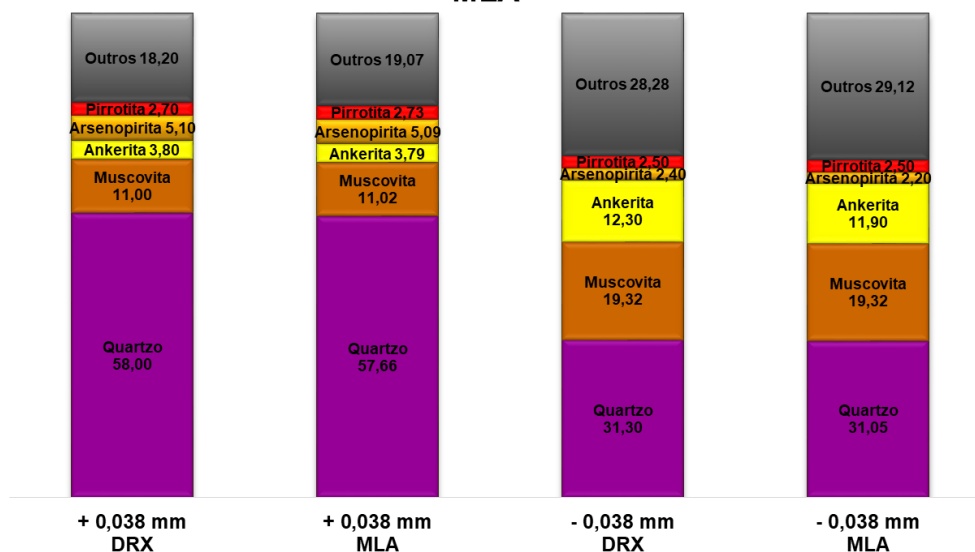


Figura 5.4 - Comparação entre a análise modal por DRX e MLA.

Com base na distribuição granulométrica realizada antes da caracterização, os dados obtidos no MEV/MLA foram consolidados, e calculados a caracterização global da amostra e os percentuais equivalentes das frações acima e abaixo de 0,038 mm em relação à amostra global (Figura 5.5). Observa-se que os minerais predominantes para este corpo são majoritariamente da classe dos silicatos, sendo o quartzo (43,37 %), clorita (17,03 %) e muscovita (15,48 %), e da classe dos carbonatos sendo a ankerita (8,14 %) o mineral de concentração mais expressiva; logo serão estes minerais que determinarão os parâmetros de beneficiamento do minério, principalmente nas etapas de cominuição. Os outros 15,98 % se compõem principalmente por siderita, estilpnomelano, pirrotita, arsenopirita, ilmenita, plagioclásio, ortoclásio e outros minerais em ínfimas concentrações.

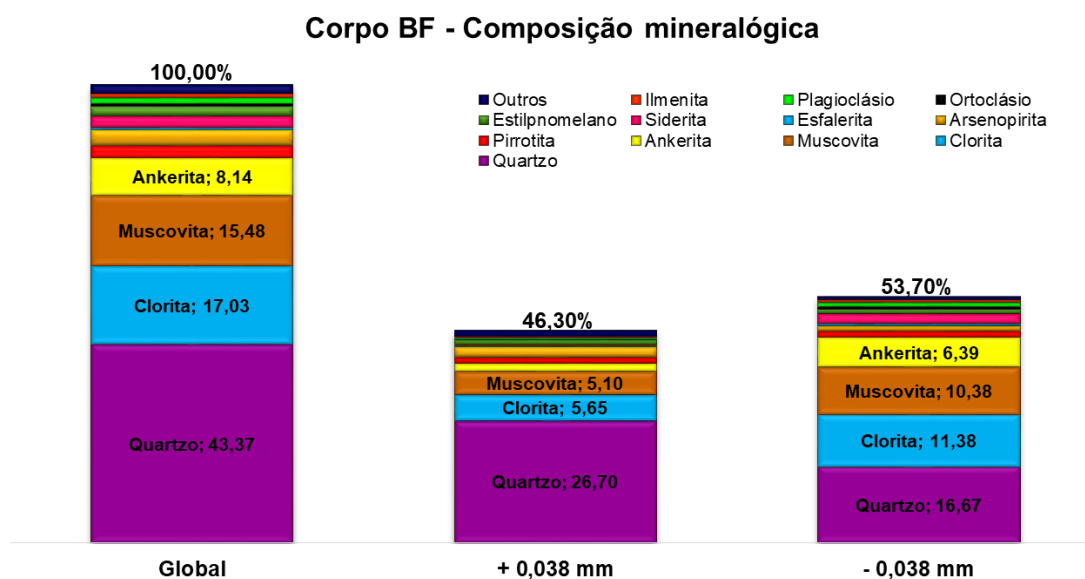


Figura 5.5 - Composição mineralógica em concentração mássica do corpo BF.

A caracterização foi feita em frações acima e abaixo de 0,038 mm para avaliar o comportamento de cominuição na moagem dos minerais e entender os possíveis impactos nas etapas de flotação e de lixiviação. No processo de flotação, partículas minerais inferiores a 0,038 mm podem afetar negativamente por serem consideradas lamas, apresentam dificuldade em se tornarem hidrofóbicas e podem promover o efeito slime coat e aumento do consumo de reagentes. Na etapa de lixiviação, a redução do tamanho das partículas é benéfica para melhor exposição do ouro à cianetação, até um certo ponto em que não ocasiona a elevação do consumo de reagentes.

Observa-se que em relação à amostra global, os minerais com maior geração de finos foram a clorita, muscovita, ankerita e siderita que são minerais de dureza baixa. Há uma quantidade expressiva de quartzo abaixo de 0,038 mm, mas que corresponde a apenas 38,44 % da amostra global; este comportamento é esperado pois seu Work Index médio é de 12,77 kWh/t, logo há necessidade de maior consumo energético ou de tempo para atingir granulometrias menores. Minérios com baixos valores de Work Index (WI) tendem a gerar maior quantidade de frações de finos.

Geralmente o ouro é encontrado na natureza associado a sulfetos, sendo os estudos de metalurgia do ouro focado nesta classe de minerais. Verifica-se pela Figura 5.6 que apenas 6,83 % da massa do corpo BF referem-se a sulfetos, sendo que a arsenopirita e a pirrotita são os minerais de maior contribuição, seguidos da esfalerita e do gersdorffita. Quanto à geração de finos, a arsenopirita e pirrotita apresentam 33,44 % e 51,51 % respectivamente de finos em relação à amostra global.

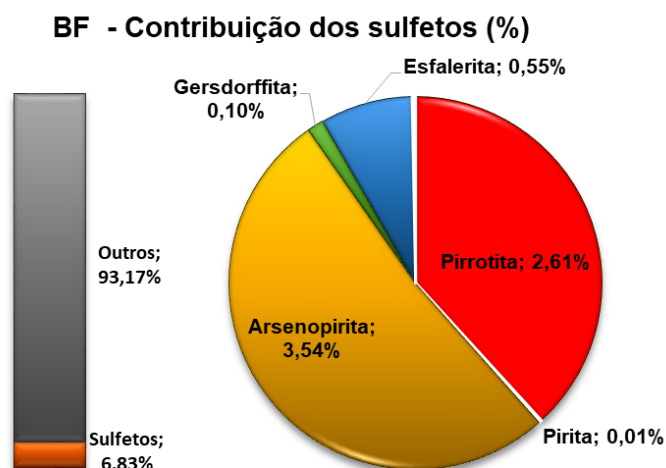


Figura 5.6 - Contribuição mássica e distribuição dos sulfetos na amostra do corpo BF.

No método do MLA, a liberação dos grãos minerais pode ser caracterizada pela superfície livre e pela composição. A liberação por superfície livre considera a exposição do grão mineral de interesse na superfície externa da partícula, ou seja, a área percentual da superfície externa da partícula que é ocupada pelo mineral de interesse. Já a liberação por composição a área do mineral de interesse exposto ao longo de toda a partícula e indica o percentual em massa da fase de interesse em uma determinada classe de liberação (FIGUEROA, 2013).

Corpo BF: Grau de liberação por superfície livre dos sulfetos

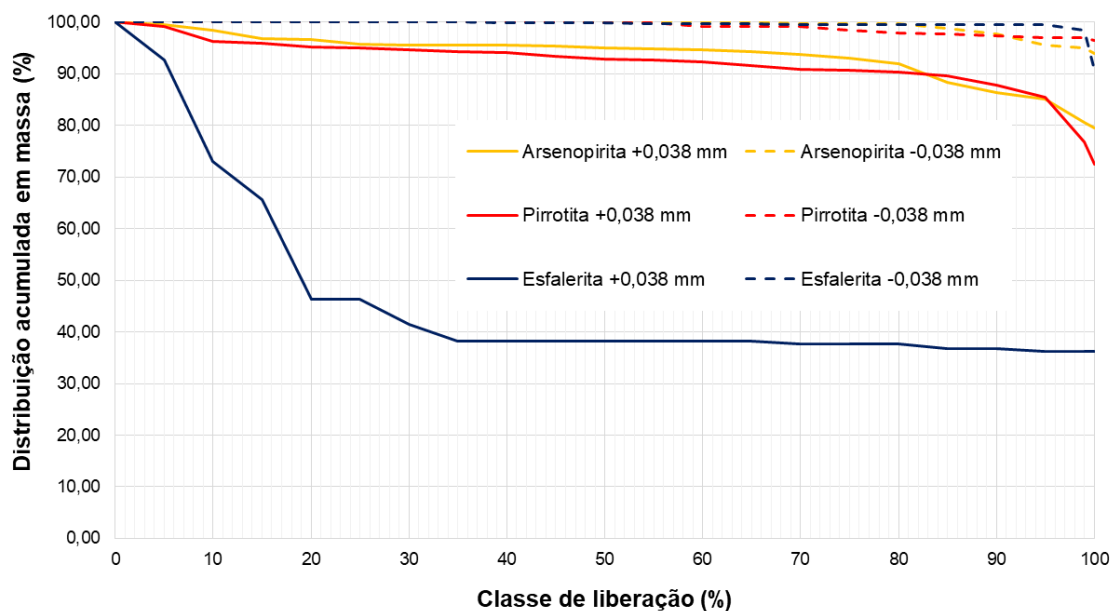


Figura 5.7- Curva de liberação por superfície livre dos sulfetos do corpo BF nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.

Corpo BF: Grau de liberação por composição dos sulfetos

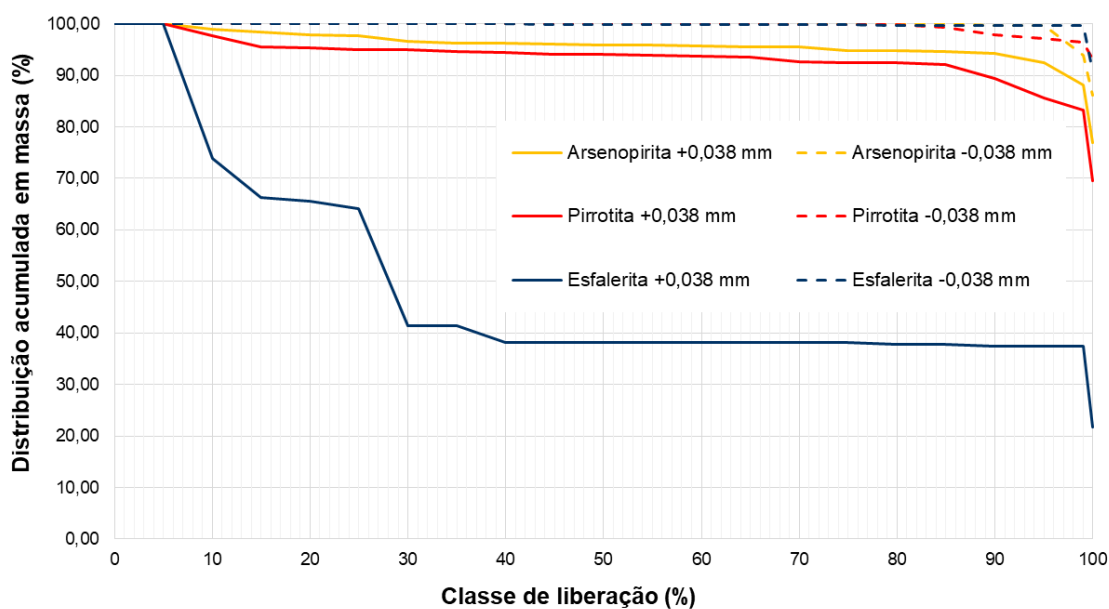


Figura 5.8 - Curva de liberação por composição dos sulfetos do corpo BF nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.

Neste estudo foram consideradas partículas totalmente liberadas aquelas com classe de liberação entre 95 %-100 % em massa e em área superficial. Verifica-se pela Figuras 5.7 e 5.8, que apresentam os graus de liberação por superfície e composição respectivamente dos sulfetos, que a moagem para obtenção de um produto 80 % do passante em 0,075 mm foi suficiente para deixar as partículas dos sulfetos principais (pirrotita, arsenopirita e pirita) com elevada classe de liberação tanto em área quanto em composição nas duas frações granulométricas analisadas:

- A arsenopirita apresentou maior grau de liberação na fração abaixo de 0,038 mm, com 93,96 % da massa (composição) e 95,10 % da superfície como partículas livres. Na fração mais grosseira, o percentual de partículas livres foi de 88,04 % em massa e 80,69 % da superfície; foram valores menores em relação à fração de finos, mas com mais de 75,00 % de partículas com classe de liberação de 100 %.
- Da mesma forma que outros minerais o maior grau de liberação para a pirrotita foi na fração abaixo de 0,038 mm, com 96,46 % da massa totalmente liberada e 96,93 % da superfície. Na fração mais grosseira, o percentual de partículas livres foi de 83,33 % em massa e 76,74 % da superfície; foram valores menores em relação à fração de finos, mas com mais de 69,00 % de partículas com classe de liberação de 100 %.
- Todos os grãos detectados da pirita estavam como partículas livre, não associados a outros minerais.

Embora a quantidade de grãos de sulfetos de cobre, chumbo e zinco identificados foi insignificante em relação ao total de grãos analisados, observa-se pelas curvas de liberação que na fração abaixo de 0,038 mm os grãos estão totalmente livres, porém na fração acima de 0,038 mm os grãos encontram-se não liberados tanto em composição quanto em massa (classe de liberação inferior a 40,00 %).

O grau de liberação por composição é uma informação importante para métodos de concentração gravítica e magnética, enquanto o grau de liberação por superfície tem grande relevância para os processos de flotação e lixiviação. Tendo em vista que no beneficiamento de minerais contendo ouro, a flotação consiste na recuperação de sulfetos, o corpo BF terá excelente recuperação de arsenopirita, pirita e pirrotita para um minério com granulometria de P80 0,075 mm, porém para a recuperação de galena, calcopirita e esfalerita é necessário garantir que 100 % destes sulfetos estejam em tamanhos de

partículas abaixo de 0,038 mm para levar o grau de liberação dos mesmos.

Em relação à previsibilidade da flotação dos sulfetos contendo ouro, outro parâmetro importante a ser observado é o tamanho das partículas, pois conforme CHRYSSOULIS (2004), a flotabilidade de partículas abaixo de 0,010 mm reduz drasticamente, não atingindo recuperação de 80,00 %. Observa-se pela Figura 5.9 que aproximadamente 50,00 % da pirrotita, arsenopirita e esfalerita da fração abaixo de 0,038 mm na amostra do corpo BF possuem tamanhos dos grãos abaixo de 0,010 mm; assim mesmo que o grau de liberação seja elevado a flotação destes sulfetos pode ser comprometida devido à granulometria.

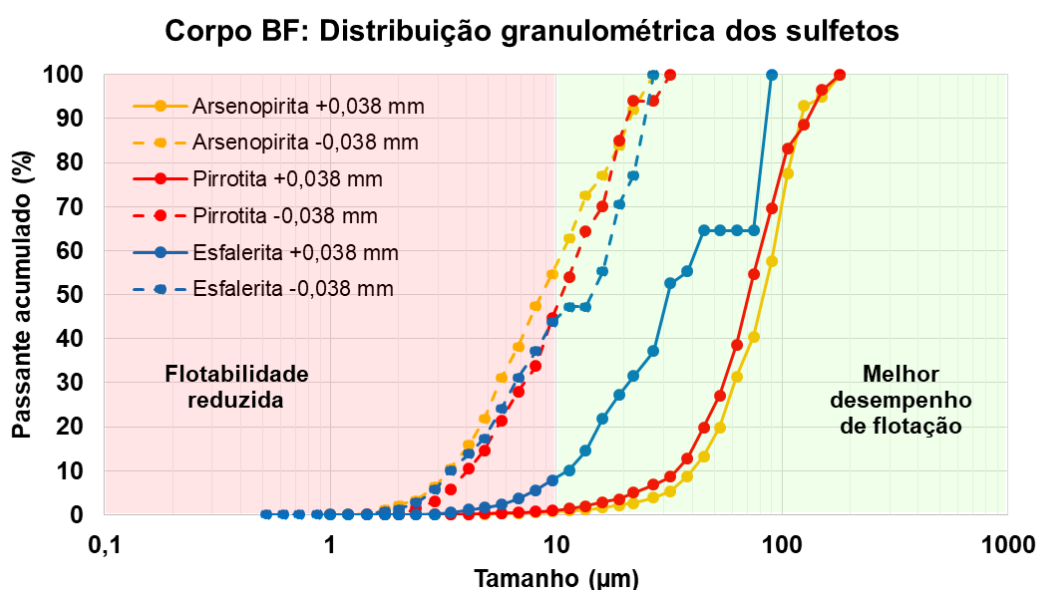


Figura 5.9 - Distribuição granulométrica dos grãos dos sulfetos principais do corpo BF.

Em relação à liberação dos grãos dos outros minerais, verifica-se pelas Figuras 5.10 e 5.11, que na fração abaixo de 0,038 mm todos os minerais, exceto o estilpnomelano, apresenta mais 90 % das partículas com os grãos livres, confirmando que o processo de fragmentação foi eficiente para expor os grãos destes minerais. Porém o grau de liberação para a fração acima de 0,038 mm é muito baixo em relação aos sulfetos, tanto a superficial quanto à por composição, principalmente para siderita, ankerita, estilpnomelano, clorita e muscovita; o quartzo apresentou melhor liberação nessa granulometria, com valores próximos aos das frações finas. Devido às suas propriedades físico-químicas e a caracterização de sua tenacidade como elástica, o estilpnomelano do grupo das micas, apresentou baixíssimo

grau de liberação tanto para a fração abaixo de 0,038 mm quanto acima.

Corpo BF: Grau de liberação por superfície livre dos minerais majoritários

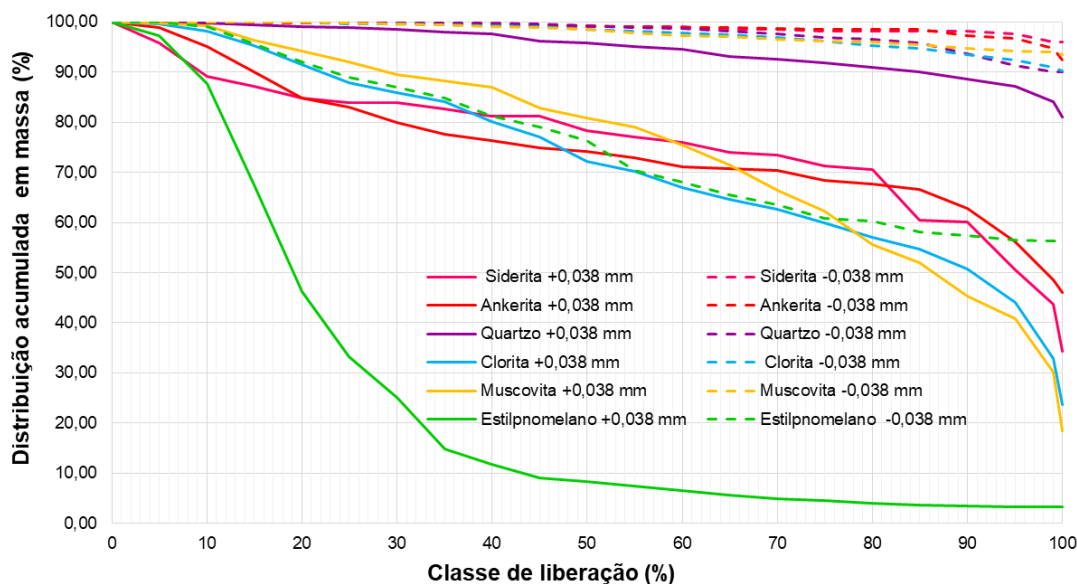


Figura 5.10 - Curva de liberação por superfície dos minerais majoritários do corpo BF2 nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.

Corpo BF: Grau de liberação por composição dos minerais majoritários

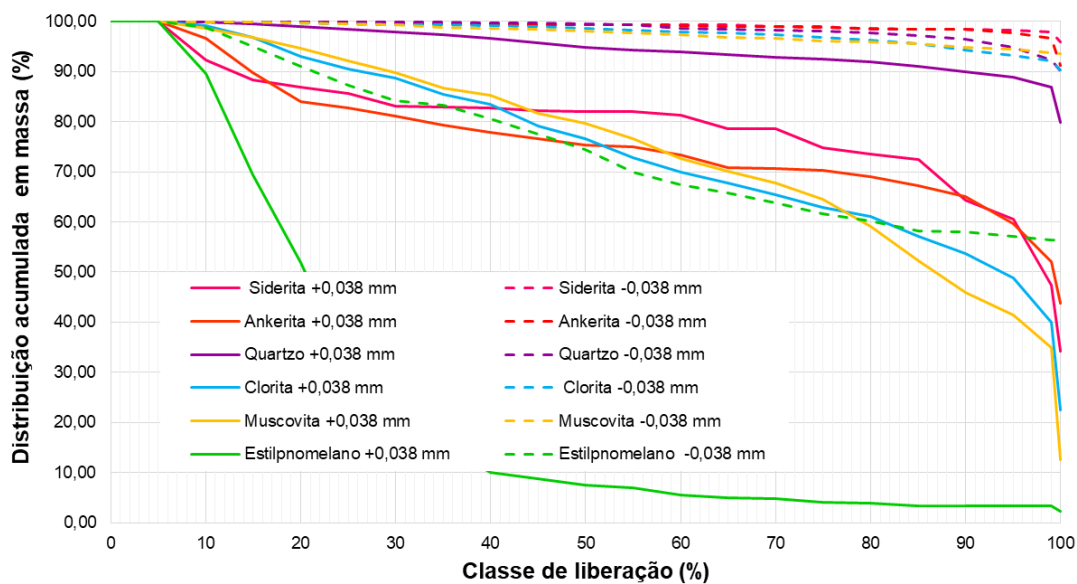


Figura 5.11 - Curva de liberação por composição dos minerais majoritários do corpo BF nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.

Em termos de previsibilidade do comportamento destes minerais, caso haja grãos invisíveis ao método MEV/MLA associado ou incluso nestes minerais acima de 0,038 mm, a eficiência de separação gravítica pode ser positiva, mas em relação ao processo de cianetação é necessário elevar o tempo de cominuição destas partículas para expor mais estes grãos, e conseqüentemente o ouro, e para garantir que a solução lixiviante consiga acessar, seja por permeabilidade ou porosidade, os grãos de ouro e dissolvê-los.

A Figura 5.12 apresenta a associação simples e geral dos minerais majoritários do corpo BF. Como os minerais apresentaram elevado grau de liberação na fração abaixo de 0,038 mm, os percentuais relacionados à caracterização como superfície livre são acima de 97,00 %. O comportamento altera-se para as frações acima de 0,038 mm e a associação a outros tipos de minerais é bastante diversificada. O quartzo está associado em maior percentual à clorita, estipnomelano e à muscovita; a ankerita está mais associada ao quartzo, muscovita e clorita; a muscovita tem maior associação à clorita, estipnomelano, biotita e quartzo, respectivamente; e a clorita está associada ao quartzo, muscovita e estipnomelano. Já a arsenopirita e pirrotita tem maior associação com o quartzo.

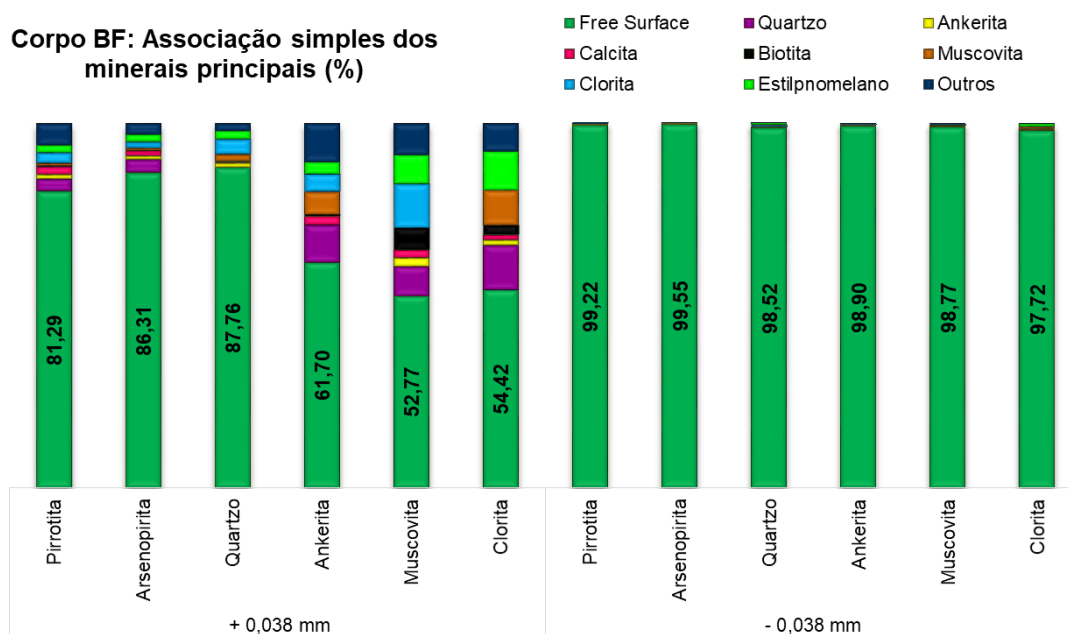


Figura 5.12 - Associação mineral em massa dos minerais majoritários do corpo BF.

5.4.2 Caracterização dos grãos de ouro

A análise MLA do tipo SPL forneceu as informações sobre as fases portadoras de ouro da amostra do corpo BF. Como a concentração de ouro nas amostras de ROM é em escala de partes por milhão (ppm), a quantidade de grãos de ouro identificados pelo MLA foi apenas de 4 grãos de ouro nativo somente na amostra acima de 0,038 mm, sendo 3 deles com menos de 5 % de liberação por composição e 1 grão com liberação entre 30 a 35 %. O ouro nativo não exposto estava associado majoritariamente à arsenopirita (98,53%) e em menor concentração à pirrotita (0,21 %) e à clorita (0,23 %). Já o grão de ouro nativo com 33,91 % de liberação total estava associado à arsenopirita (Figura 5.13).

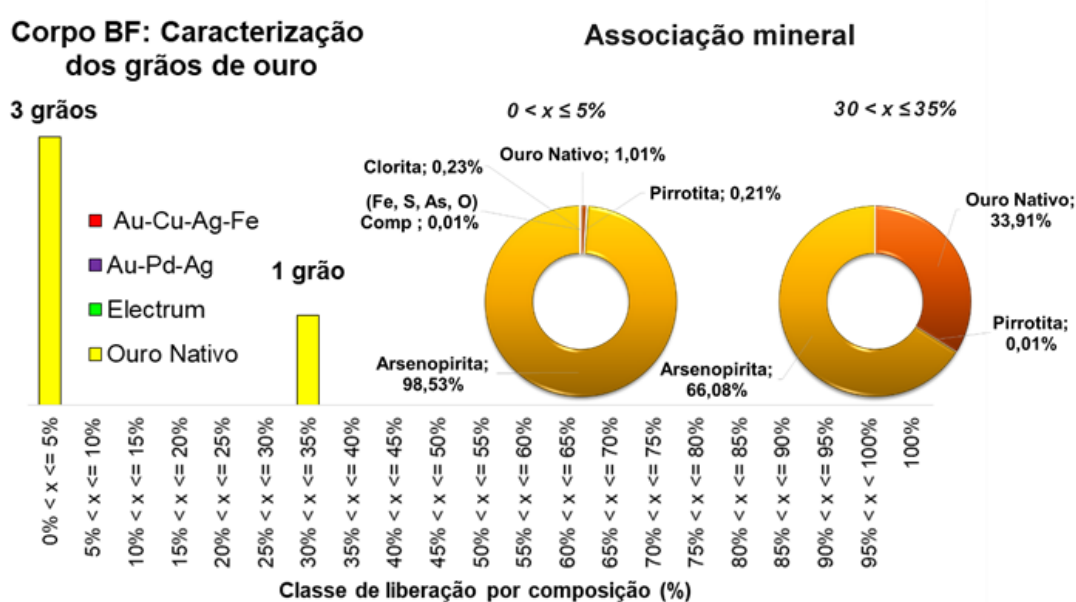


Figura 5.13 - Caracterização dos grãos de ouro da fração acima de 0,038 mm da amostra do corpo BF.

A Fig.5.14 apresenta a distribuição granulométrica definida pelos diâmetros do círculo equivalente estes grãos; estes grãos são muito finos, com tamanhos inferiores a 0,020 mm, o que pode ter impossibilitado a quantificação de maior quantidade de grãos que estavam com tamanho próximo ao limite de detecção do MLA, principalmente na amostra inferior a 0,038 mm.

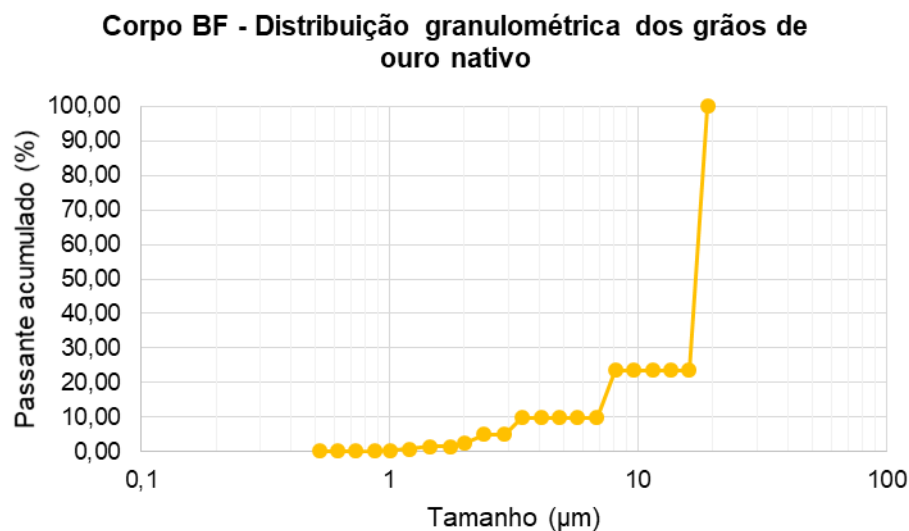


Figura 5.14 - Distribuição granulométrica dos grãos de ouro nativo na amostra do corpo BF2 determinada pelo cálculo de diâmetro equivalente.

Tabela 5.5 - Dados de liberação da superfície livre dos grãos de ouro nativo na amostra de BF acima de 0,038 mm.

Superfície livre dos grãos de Au nativo nas partículas	Grau de exposição		
	0 %	0 < x <= 5 %	5 < x <= 10 %
Número de partículas	2,00	1,00	1,00
Valor médio dos diâmetros de círculo equivalente (µm)	1,48	2,08	4,80
Densidade média	6,05	6,20	7,91
Distribuição dos grãos de Au (% m/m)	2,63	16,80	80,57
Análise modal (%)			
Ouro nativo	0,18	3,38	33,91
Galena	0,00	0,00	0,00
Pirrotita	0,28	0,03	0,01
Pirita	0,00	0,00	0,00
Arsenopirita	99,23	96,54	66,08
(Fe, S, As, O) Compostos	0,00	0,05	0,00
Clorita	0,31	0,00	0,00

De acordo com a Tabela 5.5 que apresenta o grau de liberação e associação à superfície dos grãos de ouro nativo, todos os grãos mapeados encontram-se associados majoritariamente à arsenopirita e associação com outros minerais é insignificante, exceto

para os grãos totalmente inclusos que apresentam 0,28 % de associação com a pirrotita e 0,31% com a clorita.

5.4.3 Curva de moagem

Para os ensaios da primeira etapa de gravimetria, cianetação e flotação realizados pela Testwork, em que o objetivo era avaliar o desempenho dos processos com a alteração da granulometria foram feitas curvas de moagem para obter o tempo de moagem necessário para obtenção do material com granulometrias de 80 % passante em 0,106; 0,075 e 0,053 mm. A Fig.5.15 e as Tabelas 5.6, 5.7 e 5.8 apresentam os resultados obtidos de distribuição granulométrica.

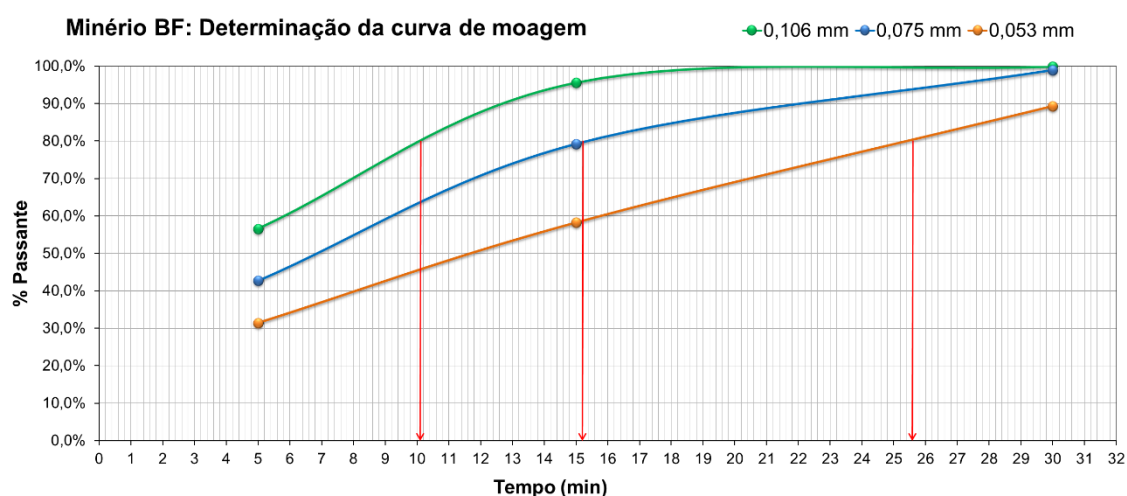


Figura 5.15 - Curvas de moagem para granulometria P80 a 0,106; 0,075 e 0,053 mm do corpo BF.

Tabela 5.6 – Distribuição granulométrica da amostra após 5 minutos de moagem.

Mesh Tyler	Tamanho (mm)	Massa retida (g)	Retida Simples (%)	Retida Acumulada (%)	Passante Acumulada (%)
65	0,212	15,34	6,6%	6,6%	93,4%
100	0,150	39,43	16,9%	23,5%	76,5%
150	0,106	46,49	19,9%	43,4%	56,6%
200	0,075	32,32	13,9%	57,3%	42,7%
270	0,053	26,42	11,3%	68,6%	31,4%
325	0,045	7,37	3,2%	71,8%	28,2%
<325	<0,045	65,80	28,2%	100,0%	0,0%

Tabela 5.7 - Distribuição granulométrica da amostra após 15 minutos de moagem.

Mesh Tyler	Tamanho (mm)	Massa retida (g)	Retida Simples (%)	Retida Acumulada (%)	Passante Acumulada (%)
65	0,212	0,03	0,0%	0,0%	100,0%
100	0,150	0,77	0,3%	0,3%	99,7%
150	0,106	10,68	4,1%	4,4%	95,6%
200	0,075	42,37	16,3%	20,8%	79,2%
270	0,053	54,58	21,0%	41,8%	58,2%
325	0,045	19,52	7,5%	49,3%	50,7%
<325	<0,045	131,38	50,7%	100,0%	0,0%

Tabela 5.8 - Distribuição granulométrica da amostra após 30 minutos de moagem.

Mesh Tyler	Tamanho (mm)	Massa retida (g)	Retida Simples (%)	Retida Acumulada (%)	Passante Acumulada (%)
65	0,212	0,00	0,0%	0,0%	100,0%
100	0,150	0,00	0,0%	0,0%	100,0%
150	0,106	0,30	0,1%	0,1%	99,9%
200	0,075	2,14	0,9%	1,1%	98,9%
270	0,053	21,98	9,6%	10,7%	89,3%
325	0,045	39,70	17,4%	28,1%	71,9%
<325	<0,045	164,42	71,9%	100,0%	0,0%

5.4.4 Cianetação direta

Fase 1 – Laboratório Testwork

Os ensaios de cianetação direta foram feitos em três granulometrias diferentes (0,053, 0,075 e 0,106 mm) para avaliar a interferência do tamanho das partículas na solubilização do ouro. Observou-se através das Figuras 5.16 e 5.17 e da Tabela 5.9 que o corpo BF não é refratário à cianetação, apresentando recuperações acima de 88,00 % em lixiviação por 24 horas. O comportamento e a cinética da lixiviação foram bastante semelhantes para ambas granulometrias, alcançando resultados finais próximos de recuperação e de concentração de ouro no rejeito.

Tabela 5.9 - Resultados dos ensaios de cianetação direta por 24 horas do corpo BF - Testwork

Granulometria (mm)	Teor inicial (g/t)	Teor de rejeito (g/t)	Recuperação (%)	Consumo de NaCN (kg/t)	Consumo de cal (kg/t)
0,106	10,41	1,16	88,85%	1,50	1,50
0,075	10,07	0,90	91,11%	1,87	1,50
0,053	10,31	1,08	89,53%	2,11	1,50

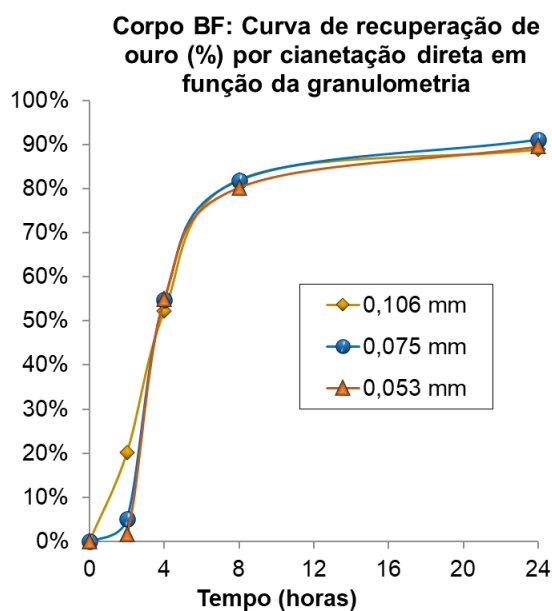


Figura 5.16 - Curvas de recuperação de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo BF.

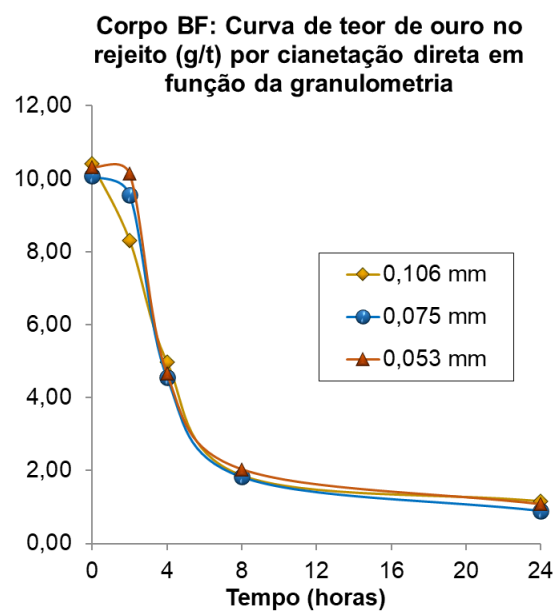


Figura 5.17 - Curvas de teor de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo BF.

Na granulometria a 0,106 mm a solubilização do ouro foi mais rápida nas duas horas iniciais que nos demais ensaios devido a maior exposição das partículas ao agente lixiviante; porém a partir de 4 horas de solubilização a cinética é iguala aos demais testes. Os resultados de cianetação em granulometria de 0,075 mm foi levemente melhor que os demais, considerando os resultados de teores de alimentação e rejeito, além do consumo de reagentes.

Analisando as curvas de recuperação e de teores de ouro no rejeito, percebe-se que a partir das 8 horas de cianetação a inclinação da curva é muito pequena, indicando uma estabilização da dissolução do ouro. Com base nestes dados, em circuito de lixiviação, poderia ser aplicado apenas 8 horas de cianetação seguidas de um circuito de adsorção que promoveria uma recuperação global similar ou superior e poderia reduzir o consumo de cianeto de sódio drasticamente.

A redução da granulometria não impacta significativamente na elevação de recuperação, mas eleva consideravelmente o consumo de cianeto de sódio de 12,87 % a 40,67 %, comparando os resultados de 0,053 mm aos de 0,075 mm e 0,106 mm, respectivamente. Isso ocorre devido a maior exposição de partículas de minerais de ganga que também são cianicidas e competem com o ouro quanto ao consumo de cianeto.

Fase 2 – Laboratório Jaguar Mining

Embora os resultados dos ensaios da Testwork forneçam informações importantes sobre o comportamento do minério na cianetação, os teores recalculados de alimentação foram muito superiores à média normal de teores do corpo BF, o que leva a inferir que devido a quantidade de ouro livre presente na amostra ou os erros associados a amostra podem ter interferido no teor e conseqüentemente nos resultados e recuperação. Assim, os testes foram repetidos no laboratório da Jaguar Mining.

Os resultados (Tabela 5.10) indicaram que na granulometria maior há redução de recuperação, pois as partículas do ouro podem não estar exposta e acessível ao agente lixiviante; porém a redução da granulometria de 0,075 para 0,045 mm não promove elevação de recuperação, apenas eleva o consumo de cianeto de sódio. Pela caracterização mineralógica verifica-se que os minerais que estão associado ao ouro já estão liberados, mas o tamanho dos grãos de ouro é tão pequeno que pode estar refratário

à cianetação na solução sólida de arsenopirita.

Tabela 5.10 - Resultados dos ensaios de cianetação por 8 horas e adsorção por 16 horas do corpo BF – Jaguar Mining

Granulometria P80 (mm)	Teor inicial (g/t)	Teor rejeito cianetação (g/t)	Teor de rejeito CIP (g/t)	Recuperação da cianetação (%)	Recuperação global (%)
0,106	2,97	0,70	0,59	76,40	80,10
0,075	3,18	0,77	0,53	75,82	83,35
0,045	3,09	0,94	0,50	69,62	83,84

5.4.5 CIL

Os ensaios de CIL (*Carbon-in-leaching*) foram realizados nas mesmas condições da cianetação direta, porém com a adição de carvão no início, sendo realizado concomitantemente a solubilização e a adsorção do ouro. Observa-se que as curvas de recuperação e de rejeito (Figuras 5.18 e 5.19) são menos estáveis que nos testes anteriores, ocorrendo momentos que há indícios de precipitação do ouro, como por exemplo no tempo de 8 horas de residência para a granulometria 0,106 mm.

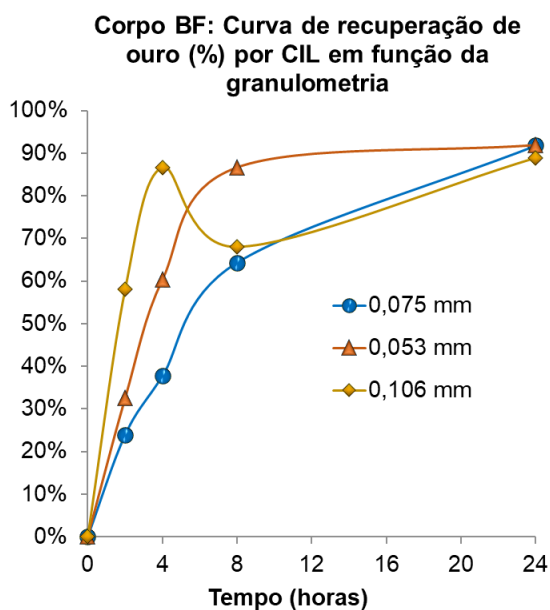


Figura 5.18 - Curvas de recuperação de ouro por CIL em função da granulometria - Corpo BF.

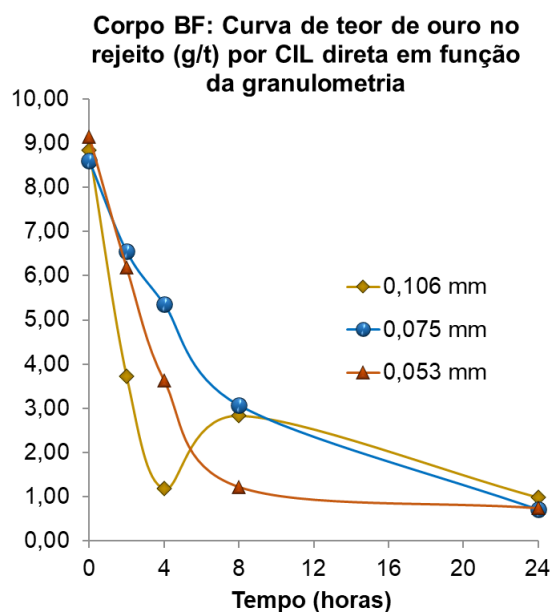


Figura 5.19 - Curvas de teor de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo BF.

Os graus de inclinação das curvas são também diferentes e não compreendidos quando a cinética de solubilização do ouro na granulometria de 0,106 mm é melhor que a de 0,053 mm e de 0,075 mm. Estes desvios podem ser consequência da geração de finos de carvão que acabam contaminando o sólido e dificultando a análise do ouro.

Embora haja as variações citadas no parágrafo anterior, verifica-se que a recuperação global e o teor de rejeito final são semelhantes (Tabela 5.11), independente da granulometria, não justificando um gasto energético maior para cominuir o minério de forma a obter um material mais fino que proporcionará a mesma recuperação metalúrgica. Neste caso, pode-se considerar o ensaio com granulometria de 0,075 mm com o melhor desempenho.

Tabela 5.11 - Resultados dos ensaios de CIL por 24 horas do corpo BF.

Granulometria (mm)	Teor inicial (g/t)	Teor de rejeito (g/t)	Recuperação (%)	Consumo de NaCN (kg/t)	Consumo de cal (kg/t)
0,106	8,85	0,98	88,92%	1,54	1,50
0,075	8,60	0,71	91,75%	1,86	1,50
0,053	9,15	0,74	91,91%	2,13	1,50

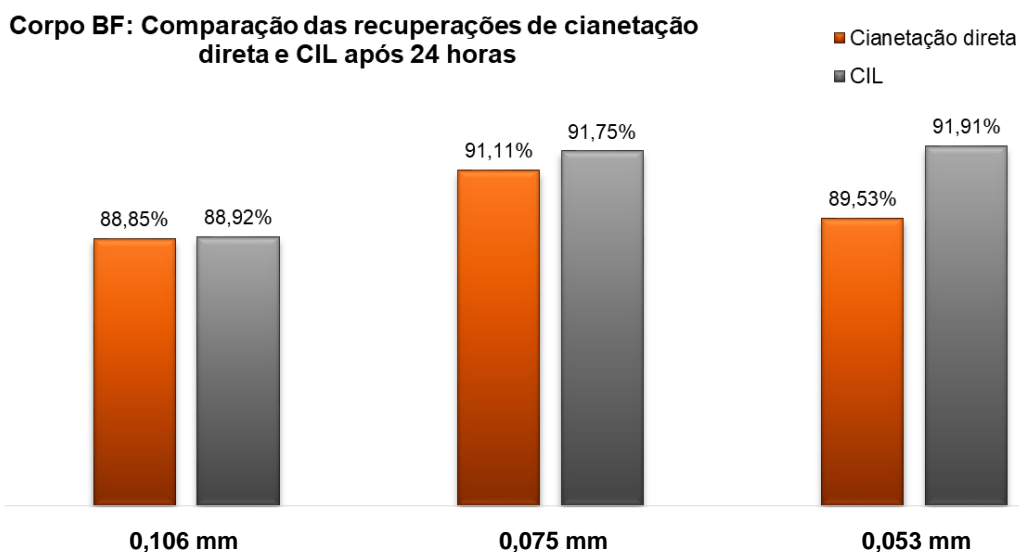


Figura 5.20 - Comparação entre as recuperações obtidas nos processos de cianetação direta e carbon-in-leach (CIL).

Em comparação aos ensaios de cianetação direta, os ensaios de carbon-in-leaching resultaram em melhores condições para a dissolução do ouro, obtendo melhores recuperações e menores teores de ouro nos rejeitos, conforme mostra a Figura 5.20, principalmente para as granulometrias mais finas.

5.4.6 Concentração gravítica

Os ensaios de concentração gravítica tiveram como objetivo avaliar a proporção de ouro passível de recuperação por este processo e se a granulometria interfere na concentração. Os resultados do ensaio GRG (Gravity Recoverable Gold) para o minério do corpo BF encontram-se na Tabela 5.12 e apontaram uma recuperação acumulada de 74,61 % de ouro pelo processo gravítico, sendo agregado em média 23,00 a 24,00 % de recuperação a cada moagem.

Tabela 5.12 - Resultados do ensaio de GRG para amostra do corpo BF.

Etapa granulométrica	Amostra	Teor Au (g/t)	Recuperação mássica (%)	Recuperação gravítica (%)	Recuperação gravítica acumulada (%)
	Inicial	4,37	100,00		
0,850 mm	Concentrado 1	91,57	1,12	23,49%	23,49%
	Rejeito 1	3,19	98,88		
0,212 mm	Concentrado 2	97,1	1,12	24,91%	48,40%
	Rejeito 2	2,22	97,76		
0,075 mm	Concentrado 3	84,77	1,35	26,21%	74,61%
	Rejeito final	1,15	96,41		

Nos ensaios realizados em uma granulometria específica, verifica-se a presença de ouro gravítico acima de 66,00 %, em consonância com o ensaio de GRG, sendo que o melhor resultado de 68,10 % foi obtido a uma granulometria de 0,106 mm. Conforme pode ser observado na Figura 5.21, a redução da granulometria ocasionou a redução da recuperação gravítica. Este comportamento também foi verificado por outros pesquisadores e autores, como SEN (2010) que levantou a hipótese de que partículas finas de ouro podem ser expulsas para fora do leito de concentração pela ganga grossa e partículas de minerais e metais pesados nos anéis de concentração dos equipamentos de separação gravítica.

Corpo BF: Comparação das recuperações gravíticas em diferentes granulometrias

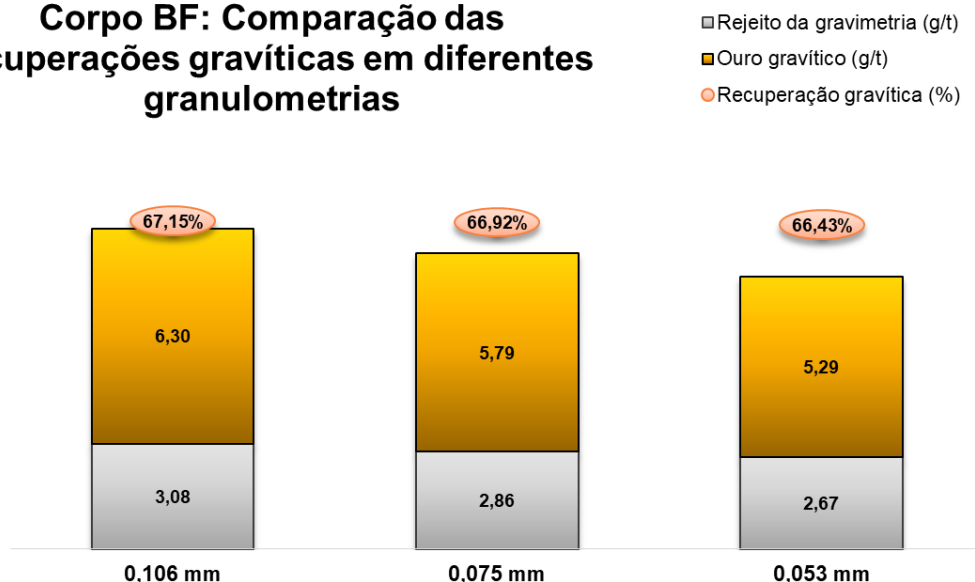


Figura 5.21 - Dados da concentração gravítica do minério BF2 em diferentes granulometrias para o corpo BF.

Os rejeitos das concentrações gravíticas foram cianetados por 24 horas e também através do processo *carbon-in-pulp* e os resultados são apresentados na Tabela 5.13 e Figuras 5.22 e 5.23. De forma geral observa-se que os ensaios de cianetação direta apresentaram melhores recuperações que o de CIL. As curvas de cianetação do rejeito da concentração gravítica são similares às curvas de cianetação das amostras in natura, sendo que a taxa máxima de dissolução do ouro ocorre nas 4 horas iniciais e após 8 horas se estabiliza. Em relação à granulometria não há tendência explícita da redução do tamanho das partículas aumentar a recuperação metalúrgica, mas eleva o consumo de cianeto de sódio em até 40,85 % na cianetação direta e 25,29 % no processo CIL.

Tabela 5.13 - Resultados dos testes de cianetação do rejeito gravítico para o corpo BF -Testwork.

Granulometria (mm)	Processo	Teor inicial (g/t)	Teor de rejeito (g/t)	Recuperação (%)	Consumo de NaCN (kg/t)
0,106	Lixiviação direta	3,08	0,88	71,43	1,42
0,075	Lixiviação direta	2,88	0,65	77,43	1,87
0,053	Lixiviação direta	2,67	0,67	74,90	2,00
0,106	CIL	3,08	1,06	65,58	1,74
0,075	CIL	2,88	1,13	60,76	1,75
0,053	CIL	2,67	0,88	67,04	2,18

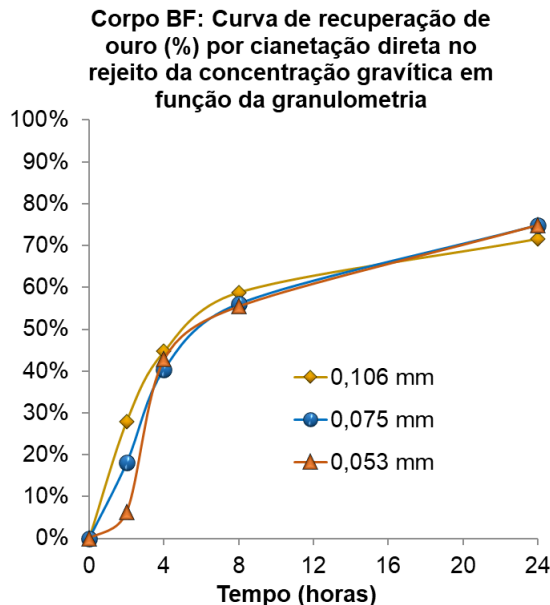


Figura 5.22 - Curvas recuperação por cianetação direta em função da granulometria no rejeito da concentração gravítica - Corpo BF.

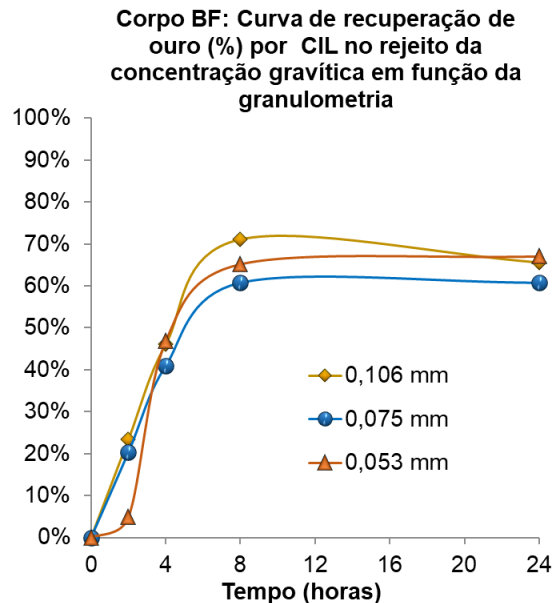


Figura 5.23 - Curvas recuperação por CIL em função da granulometria no rejeito da concentração gravítica - Corpo BF.

5.4.7 Ensaios de flotação

Fase 1 – Laboratório Testwork

Os primeiros ensaios de flotação do corpo BF teve como objetivo avaliar desempenho da recuperação de ouro e correlacioná-la com a recuperação de enxofre em função do tempo de residência e da granulometria. Foram avaliados também a interferência de reagentes comuns, tais como mercaptobenzotiazol de sódio (MBT), ditiofosfato de sódio (DTP), isobutil xantato de sódio (SIBX) e amil xantato de potássio (PAX). Os resultados encontram-se na Tabela 5.14.

O teste de flotação na condição 1, consistiu na dosagem total de 70 g/t de coletores (sendo 50g/t de mercaptobenzotiazol de sódio e 20 g/t de ditiofosfato de sódio), 40 g/t de sulfato de cobre como ativador e 4,5 g/t de espumante. Observa-se pela Figura 5.24 que a cinética de flotação é muito rápida nos 4 minutos iniciais, recuperando cerca de 47,00 % do ouro; a partir daí continua-se o incremento de recuperação, porém em uma taxa mais lenta.

A recuperação de enxofre não acompanha a recuperação de ouro em patamares elevados e sua cinética é bem mais lenta; em 20 minutos a recuperação de ouro foi de aproximadamente 70,00 % enquanto a de enxofre não ultrapassou 30,00 %. Isso indica que o ouro não está associado estritamente a sulfetos, mas a outros minerais que são ou se tornaram hidrofílicos com a adsorção de coletores nas superfícies de suas partículas. Observa-se que as recuperações mássicas, de ouro e enxofre decrescem à medida que se aumenta a granulometria. Para a dosagem de reagentes conforme a condição 1, o teste de melhor desempenho foi a 0,053 mm, alcançando recuperação de ouro de 73,45 %.

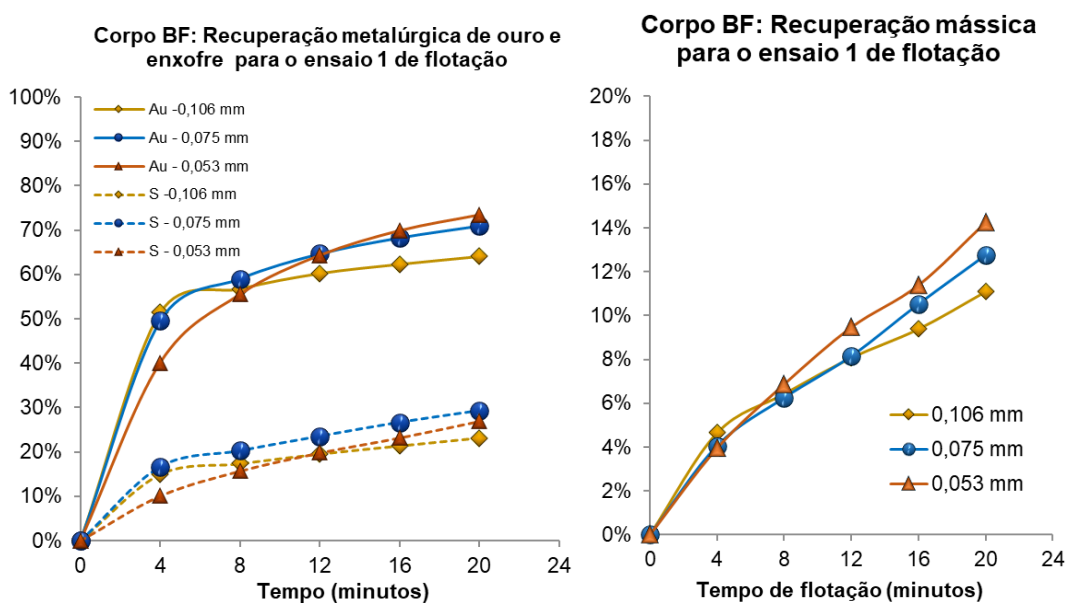


Figura 5.24 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 1 (50 g/t de MBT, 20 g/t de DTP e 40 g/t de CuSO_4) para o corpo BF.

Tabela 5.14 - Resultados de flotação da primeira etapa de exploração do corpo BF.

Teste	P ₈₀	Dosagem de reagentes (g/t)							Tempo (min)	Alimentação Recalculada (g/t)	Recuperação Concentração Gravimétrica (%)	Recuperação mássica (%)	Alimentação da Flotação Au (g/t)	Concentrado Flotação Au (g/t)	Rejeito Au (g/t)	Recuperação Flotação Rougher Au (%)	Recuperação Global (CG + Flot) Au (%)	Recuperação Flotação Rougher S (%)
		CuSO4	MBT	DTP	Espumante	SIBIX	PAX	INT 102										
1.1	0,106 mm	40	50	20	4,5	-	-	-	20			11,86%	3,72	20,77	1,42	66,32%	86,87%	24,63%
1.2		40	50	20	4,5	-	-	-	20			10,29%	4,08	24,54	1,73	61,94%	84,32%	21,54%
2.1		-	-	-	-	80	-	42	20	9,17	63,47%	14,16%	3,12	18,19	0,54	82,64%	93,95%	46,49%
3.1		50	-	-	-	80	-	42	20			15,34%	2,97	16,44	0,54	84,77%	94,85%	82,31%
4.1		50	-	-	-	-	80	42	20			17,76%	3,26	15,86	0,55	86,27%	95,07%	81,96%
1.1	0,075 mm	40	50	20	4,5	-	-	-	20			11,70%	3,45	19,07	1,38	64,76%	86,17%	20,96%
1.2		40	50	20	4,5	-	-	-	20			13,90%	3,59	19,93	0,95	77,20%	90,83%	37,74%
2.1		-	-	-	-	80	-	42	20	8,49	62,84%	11,84%	2,69	19,01	0,50	83,75%	94,56%	40,20%
3.1		50	-	-	-	80	-	42	20			13,00%	3,27	21,34	0,57	84,95%	94,29%	51,34%
4.1		50	-	-	-	-	80	42	20			15,01%	3,12	18,07	0,49	86,81%	95,13%	60,53%
1.1	0,053 mm	40	50	20	4,5	-	-	-	20			15,30%	3,55	16,77	1,17	72,22%	89,24%	27,11%
1.2		40	50	20	4,5	-	-	-	20			13,29%	3,21	18,02	0,94	74,71%	90,81%	26,83%
2.1		-	-	-	-	80	-	42	20	8,80	63,83%	15,65%	3,21	17,87	0,50	87,00%	95,27%	48,52%
3.1		50	-	-	-	80	-	42	20			16,40%	3,29	17,56	0,49	87,55%	95,40%	60,29%
4.1		50	-	-	-	-	80	42	20			18,38%	2,93	14,01	0,43	88,00%	95,89%	68,84%

Os ensaios na condição 2 consistiram na adição de apenas 80 g/t de SIBX e 42 g/t do espumante INT-102 (Figura 5.25). As mesmas considerações feitas para a condição 1 são válidas para estes ensaios, porém o isobutil xantato de sódio proporcionou elevação da recuperação metalúrgica de ouro de 12,83 a 18,59 % e de 10,93 a 23,38 % de enxofre em relação aos coletores MBT e DTP, devido ao seu melhor poder de coleta, sem grandes alterações de recuperação mássica. Seu maior efeito foi principalmente para partículas mais grossas, a P80 0,106 mm. Outra observação importante é que a cinética de flotação com o SIBX é mais rápida que os coletores a base de mercapto e ditiofosfato, pois em 8 minutos foram recuperados 72,58 % a 80,26 % do ouro, tendo a curva estabilizado a partir deste momento. Para a dosagem de reagentes conforme a condição 1, o teste de melhor desempenho foi a 0,053 mm, alcançando recuperação de ouro de 87,00 %.

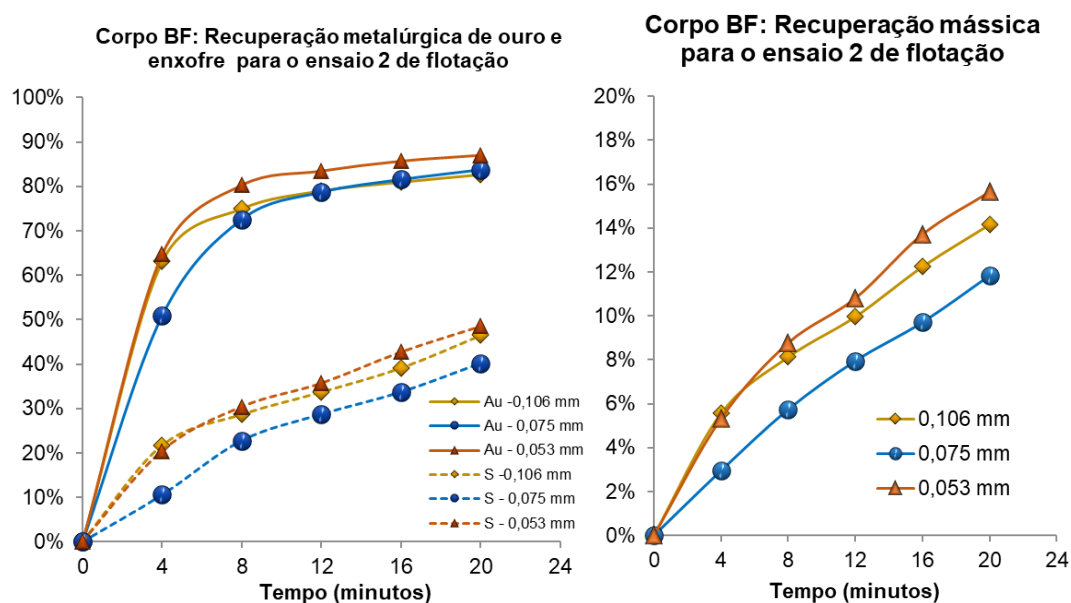


Figura 5.25 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 2 (80 g/t de SIBX e 42 g/t de INT-102) para o corpo BF.

Os ensaios da condição 3 foram com a mesma dosagem e tipo de coletor e espumante da condição 2, porém com a adição de 50 g/t de sulfato de cobre (Figura 5.26). A adição do ativador possibilitou o incremento de 0,54 % a 2,13 % na recuperação de ouro em relação à condição sem ativador, sem alterar significativamente a recuperação mássica. Foi notório o efeito do sulfato de cobre na recuperação de enxofre em relação aos demais ensaios,

principalmente na granulometria de 0,106 mm, proporcionando uma elevação de 11,15 % a 35,82 % na recuperação de enxofre. A adição de íons de cobre promove o aumento da taxa de adsorção dos coletores nas superfícies dos sulfetos e conseqüente recuperação metalúrgica, principalmente da esfalerita, pirita, pirrotita e arsenopirita; daí a elevação da recuperação de enxofre. Ao contrário das demais condições, não há grande diferença de recuperação de ouro entre as granulometrias de 0,106 e 0,075 mm, mas a melhor granulometria em termos de recuperação metalúrgica continua sendo a de 0,053 mm.

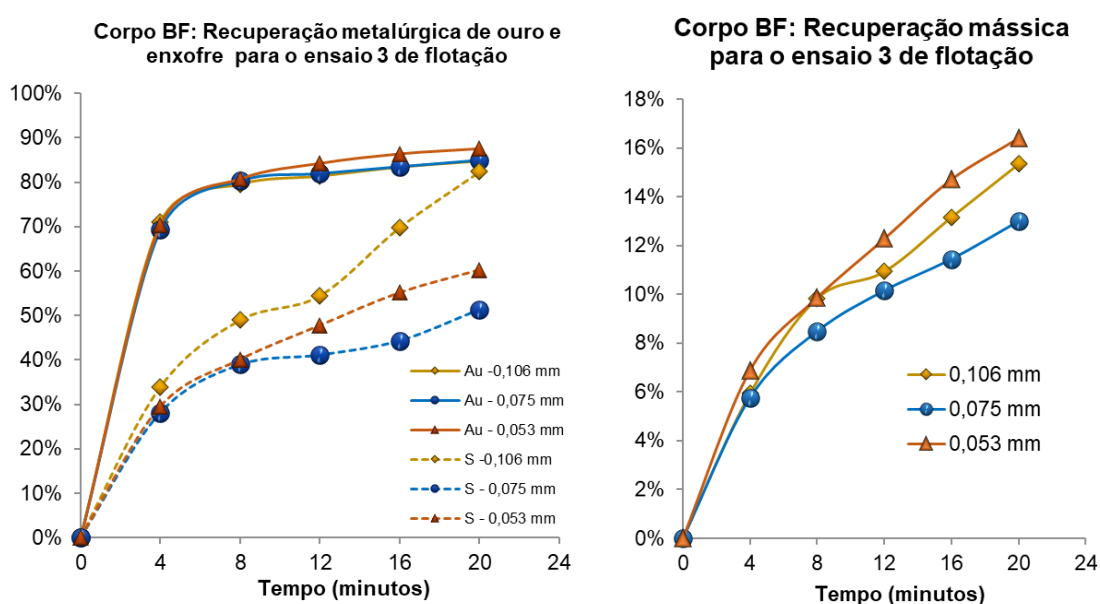


Figura 5.26 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 3 (80 g/t de SIBX, 42 g/t de INT-102 e 40 g/t de CuSO_4) para o corpo BF.

Os ensaios da condição 4 foram similares à condição 3, porém substituindo o isobutil xantato de sódio pelo amil xantato de potássio na mesma dosagem (Figura 5.27). A alteração possibilitou o ganho de 0,46 % a 1,86 % na recuperação de ouro com elevação de 2,00 a 2,43 % na recuperação mássica. Neste caso, pode-se afirmar que o aumento da recuperação foi em função de recuperação mássica e não de seletividade do reagente. As características dessa flotação foram semelhantes às da condição 3 quanto ao comportamento do ouro e do enxofre. A dosagem de amil xantato de potássio teve maior efeito na recuperação de enxofre nas granulometrias mais finas, possibilitando o incremento de 9,19 % e 8,56 % em relação à condição com SIBX para as granulometrias de 0,075 e 0,053 mm, respectivamente. Para a dosagem de reagentes conforme a condição 4, o teste

de melhor desempenho foi a 0,053 mm.

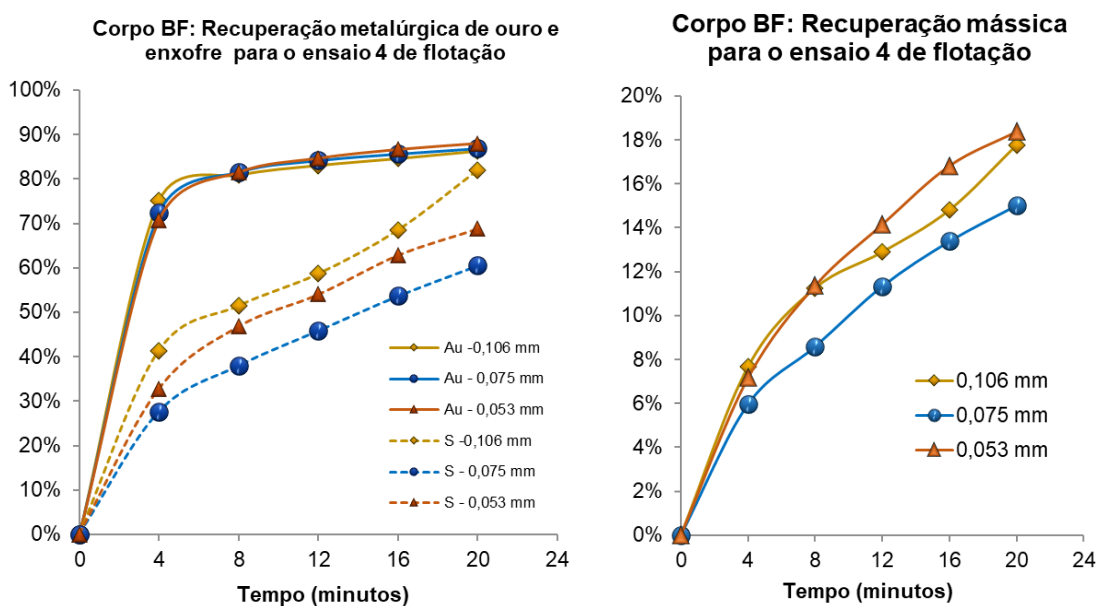


Figura 5.27 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 4 (80 g/t de PAX, 42 g/t de INT-102 e 40 g/t de CuSO_4) para o corpo BF.

Baseando-se na análise geral dos testes exploratórios de flotação para o corpo BF, conclui-se que:

- O ouro não está associado intimamente a sulfetos, pois a recuperação máxima de ouro é obtida com recuperações de enxofre abaixo de 70,00 %. Isso significa que não é necessário recuperar todo o enxofre para que se tenha bons resultados de recuperação metalúrgica de ouro.
- Consistentemente para as amostras analisadas, a elevação do tamanho das partículas resultou em menor recuperação de ouro. A melhor granulometria em termos de recuperação de ouro e independente da dosagem e tipo de reagentes foi de 0,053 mm.
- No caso de 0,106 mm, as recuperações, em algumas condições a recuperação mássica é mais elevada que nas demais granulometrias, mas não possibilita o melhor desempenho de recuperação de ouro. Logo, recuperação mássica não é diretamente correlacionada a recuperação de ouro.
- A melhor combinação de reagentes para a recuperação de ouro e de enxofre, independente da granulometria, foi 80 g/t de amil xantato de potássio, 50 g/t de sulfato

de cobre e 42 g/t do espumante INT-102. Porém essa condição é a que promoveu maiores recuperações mássicas e redução dos teores de concentrado; logo seria necessário definir condições que possibilitasse melhor seletividade ao ouro.

- A utilização de coletores a base de xantatos elevou consideravelmente a recuperação de enxofre, o que está consonância com as considerações de YOVANOVIC (2004) de que os xantatos possuem alta capacidade de adsorção nos minerais sulfetados.

Fase 2 – Laboratório Jaguar Mining

A segunda fase de ensaios de flotação teve como objetivo aprimorar a avaliação em relação à efetividade de diferentes dosagens e tipos de reagentes, em comparação ao padrão atualmente aplicado na planta de beneficiamento metalúrgico, e entender o efeito da adição do sulfato de cobre durante a moagem na flotação.

As figuras 5.28 e 5.29 apresentam a distribuição de recuperação mássica obtida nas 8 condições ensaiadas com e sem sulfato de cobre na moagem, respectivamente. Nestes ensaios a soma da massa recuperada nas fases rougher e scavenger é considerada a recuperação mássica global, uma vez que nos testes de bancada não há uma nova concentração ou etapa cleaner dos concentrados obtidos em cada etapa. Daí observa-se de modo geral que a recuperação de massa foi elevada, valores acima 10,00 % independente da condição, em relação aos valores obtidos industrialmente (inferior a 9,00 %) em que os concentrados das scavengers retornam para etapa de concentração rougher. Durante a execução dos ensaios foi constatado pouquíssima formação de bolhas mineralizadas principalmente na etapa rougher, sendo a flotação realizada praticamente por arraste de polpa; isso justifica a recuperação da scavenger ser consistentemente maior que o do rougher.

É notório que o comportamento da recuperação mássica é variável em função de coletores diferentes, dosagens e adição ou não de sulfato de cobre. Para entender essa relação, foi feita análise estatística no software Minitab e os resultados representados em gráficos de intervalos para avaliar e comparar as médias e um intervalo de confiança de 95,00 %.

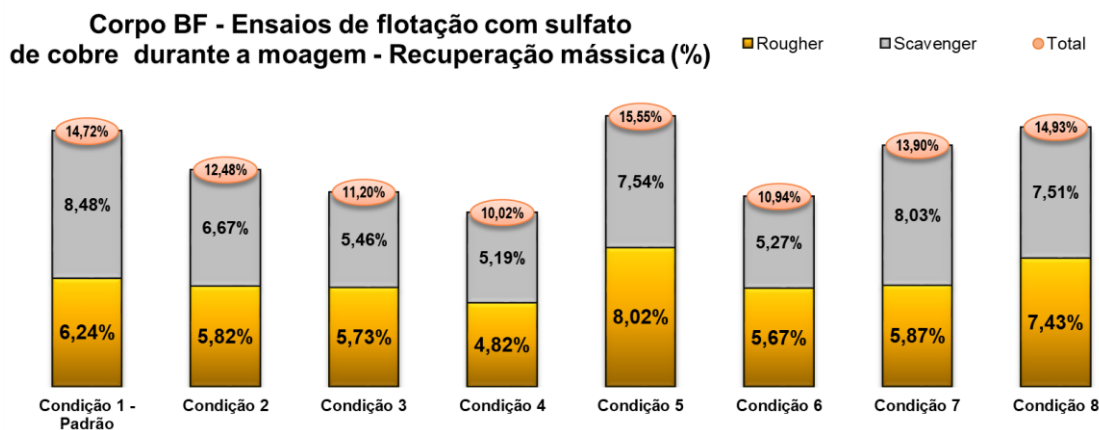


Figura 5.28 - Corpo BF: Distribuição da recuperação mássica nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.

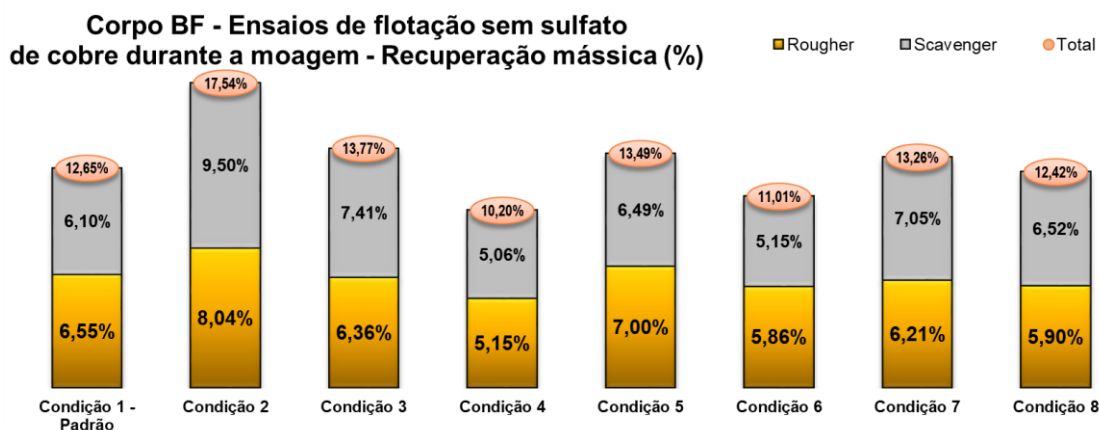


Figura 5.29 - Corpo BF: Distribuição da recuperação mássica nos ensaios de flotação sem adição de sulfato de cobre durante a moagem.

Na Figura 5.30 foi avaliado o efeito somente do sulfato de cobre, independente dos tipos e dosagens de coletores. As médias de recuperação mássica e a dispersão dos resultados sem e com sulfato de cobre são bastante semelhantes. Assim pode ser afirmado que o reagente ativador não teve influência significativa sobre a recuperação de massa.

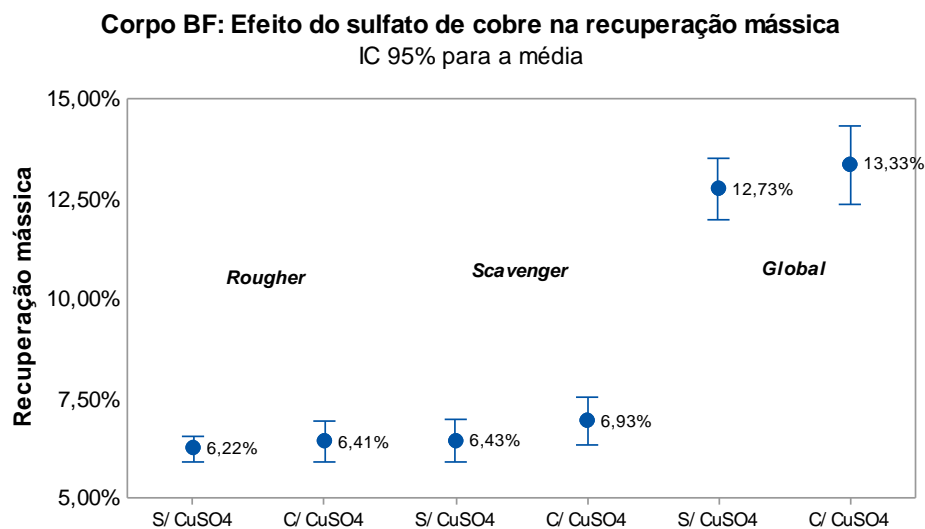
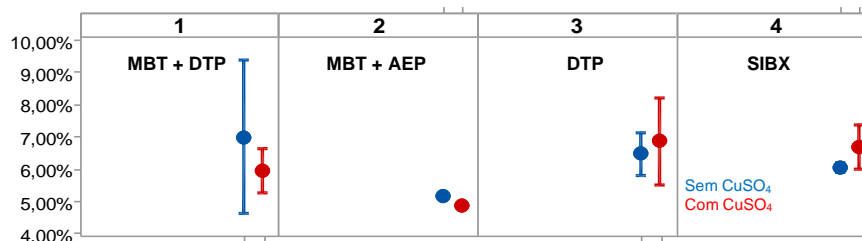


Figura 5.30 - Avaliação do efeito do sulfato de cobre na recuperação mássica nos ensaios de flotação do corpo BF.

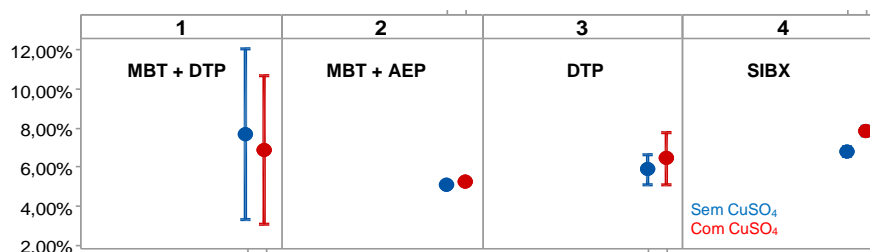
Na Figura 5.31 foi averiguado o efeito por tipo de combinação de reagentes coletores na recuperação mássica por etapa com e sem adição de sulfato de cobre na moagem. Na etapa rougher as dispersões de resultados são menores, exceto para as recuperações obtidas com a adição de mercapto e ditiofosfato juntos sem utilização de sulfato de cobre na moagem. As recuperações de massa para as combinações MBT+DTP; DTP e SIBX ficaram em média entre 5,00 a 6,00 %. O menor resultado de foi obtido com a combinação de mercapto e ditiofosfinato, com médias em torno de 5,00 %.

Na etapa Scavenger (Figura 5.31b) as combinações de MBT+DTP e SIBX são as mais poderosas em termo de coleta de massa, o que não representa necessariamente que são seletivas, sendo que a primeira combinação de coletores é o que apresentou maior variância de resultados novamente. É confirmado que a aplicação ou não de sulfato de cobre não interfere significativamente em recuperação de massa. A Figura 5.31c apresenta as mesmas tendências apresentadas nas figuras anteriores e a recuperação global é fortemente influenciada pela recuperação mássica obtida na scavenger. Como na flotação de minérios de ouro busca-se a coleta de menor massa possível de concentrado, avaliando somente sob este aspecto os reagentes mais indicados para o corpo BF são o mercapto e o ditiofosfinato dosados em conjunto.

A) Influência da combinação de reagentes na recuperação mássica na etapa Rougher - IC 95%



B) Influência da combinação de reagentes na recuperação mássica da etapa Scavenger - IC 95%



C) Influência da combinação de reagentes na recuperação mássica global - IC 95%

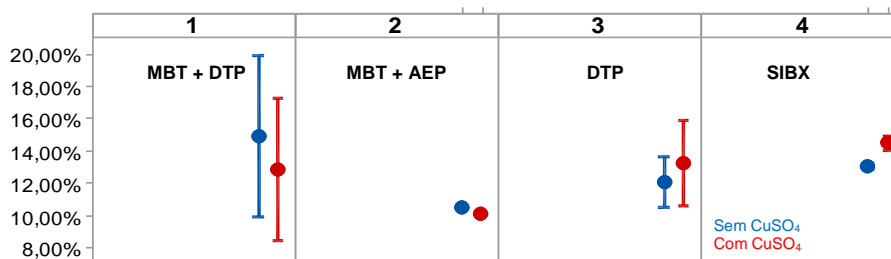


Figura 5.31 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores na recuperação mássica nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger e c) recuperação global nos ensaios de flotação do corpo BF.

Avaliando a recuperação metalúrgica de ouro, a amostra do corpo BF utilizada neste trabalho teve um péssimo desempenho na flotação, mesmo com recuperação de massa elevada. Verifica-se pelas Figuras 5.32 e 5.33 que a não utilização de sulfato de cobre na etapa de moagem ocasionou recuperações mais baixas que com a adição do ativador. O melhor resultado em ambas as condições foi com os coletores a base de ditiofosfato INT-214 e INT-577 (condição 5) atingindo recuperação de 90,85 % e 78,77 % com e sem adição de sulfato de cobre na moagem, respectivamente. A utilização da condição atual de

coletores da planta metalúrgica não teve bom desempenho e observa-se pelos resultados das condições de 1 a 3 que a redução da dosagem dos coletores MBT e DTP, mantida em uma proporção de 65 % MBT e 35 % DTP, resulta em redução de recuperação de ouro.

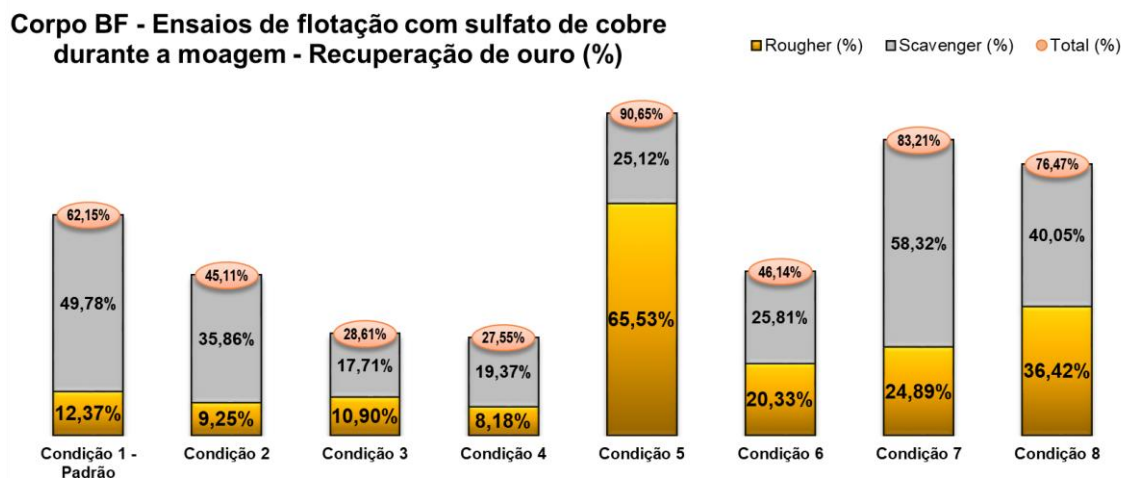


Figura 5.32 - Corpo BF: Distribuição da recuperação de ouro nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.

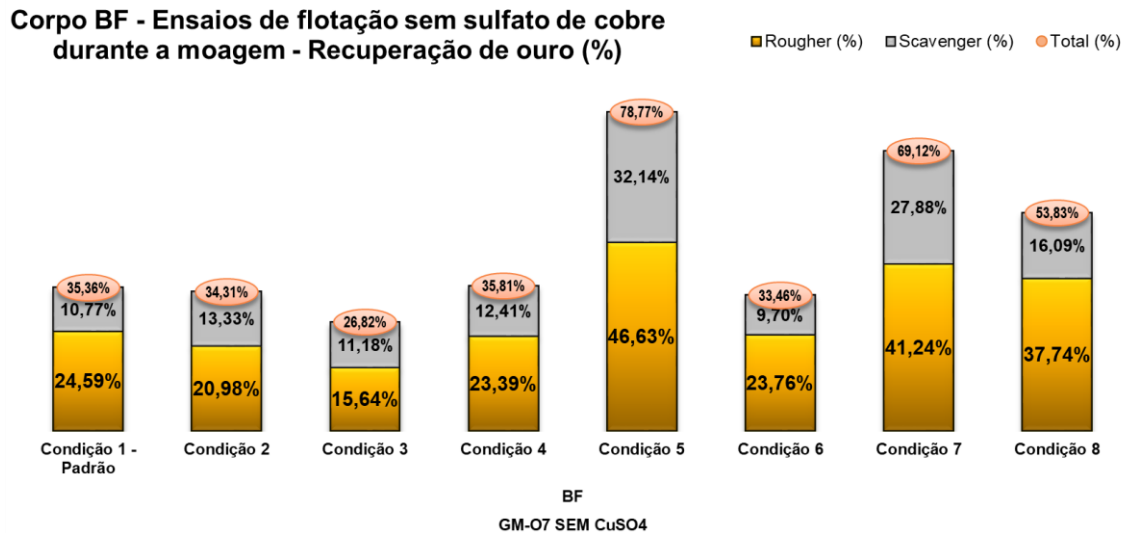


Figura 5.33 - Corpo BF: Distribuição da recuperação de ouro nos ensaios de flotação sem adição de sulfato de cobre durante a moagem.

Comparando a condição 1 e 4, cuja diferença está na substituição do ditiofosfato por um ditiofosfinato verifica-se que não tem diferença de efeito quando não é utilizado sulfato de cobre na moagem e em caso contrário provoca a redução da recuperação. O baixo

desempenho do reagente Aerophine 3208 pode ser explicado com base em suas características, pois de acordo com WANG (2016) e TERCERO *et al.* (2019) coletores a base de ditiofosfinatos exibem maior seletividade e taxa de flotação para sulfetos de cobre, zinco e chumbo, e do ouro quando associado a estes tipos de sulfetos. Com base na caracterização mineral do corpo BF não era esperado um bom desempenho para este reagente coletor, pois sulfetos majoritários são a arsenopirita e a pirrotita; a esfalerita – sulfeto de zinco – corresponde a apenas 0,55 % em massa total da amostra do corpo BF e não está associada a ouro. Através destes dados explica-se o motivo de ter sido a condição com menor recuperação em massa.

A dosagem de reagentes na condição 6 é bastante similar à condição 5, sendo ambas com coletores apenas a base de ditiofosfatos, porém na condição 5 foram combinados os reagentes INT-214 e INT-577, enquanto na condição 6 foi somente o INT-214. Não é possível explicar com clareza essa diferença de resultados, pois o distribuidor não fornece informações detalhada da composição dos reagentes. Há apenas a informação que o INT-214 contém di-isobutil-ditiofosfato de sódio e o INT-577 orto-di-isobuti-ditiofosfato de sódio e etil-tianocarbamato. Existe uma variedade de reagentes coletores a base de ditiofosfatos, também conhecidos como Aerofloat e WANG (2016) apresenta a comparação das características dos tipos mais utilizados no beneficiamento mineral; dependendo da composição podem apresentar maior ou menor poder de coleta e seletividade específica para sulfetos de ferro, cobre, chumbo, metais como ouro e prata, etc. Já os coletores a base de tianocarbamato não são recomendáveis para a flotação de sulfeto de ferro, mas apresenta boa seletividade para minérios polimetálicos.

Embora a amostra do corpo BF apresentou 6,83 % de sulfetos e os reagentes empregados nos ensaios foram para sulfetos minerais, houve uma dificuldade de flotabilidade do ouro. Pode haver diversas variáveis que influenciaram este comportamento, mas baseando-se nas análises multielementar e mineral este corpo apresentou caracterização incomum com destaque para concentração de elementos de transição e expressiva presença de muscovita, clorita e ankerita. O melhor desempenho da condição 5 de flotação pode estar relacionado ao coletor etil-tianocarbamato presente no INT-577, uma vez que as adições de outros reagentes específicos para sulfetos não obtiveram resultados satisfatórios. É factível que a presença de outros minerais de ganga pode influenciar significativamente no comportamento da flotação.

Em consonância dos testes da fase exploratória 1, o segundo melhor resultado de recuperação metalúrgica de ouro foi utilizando o xantato, neste caso SIBX. A diferença entre os ensaios da condição 7 e 8 foi a redução de 100 g/t de SIBX no ensaio 7 para 75 g/t no ensaio 8 e não utilização de 80 g/t do ativador sulfato de cobre na etapa de flotação do ensaio 8. A análise dos resultados aponta que embora a alteração dos reagentes não altera a recuperação mássica, a recuperação de ouro é fortemente influenciada pela redução do coletor e retirada do ativador na etapa de flotação, ocasionando uma redução de 6,74 % e 15,29 % nas situações com e sem sulfato de cobre na moagem, respectivamente.

Foi feita análise estatística no software Minitab para correlacionar e validar as discussões acima sobre a interferência dos reagentes coletores na recuperação (Figura 5.35) e no teor de ouro (Figura 5.34) por etapa e os resultados representados em gráficos com intervalo de confiança de 95,00 %.

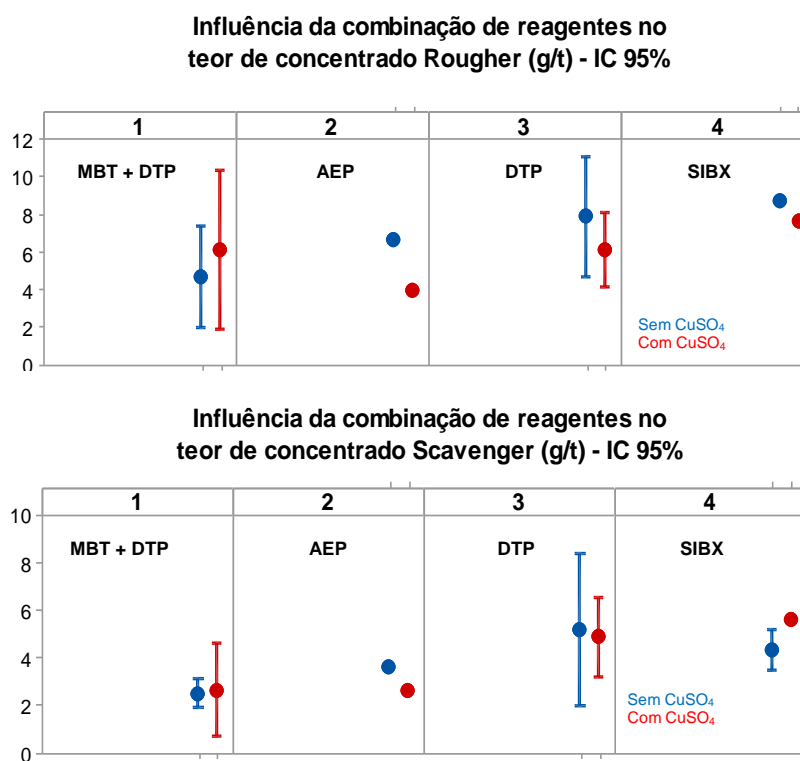


Figura 5.34 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores no teor de concentrado nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger nos ensaios de flotação do corpo BF.

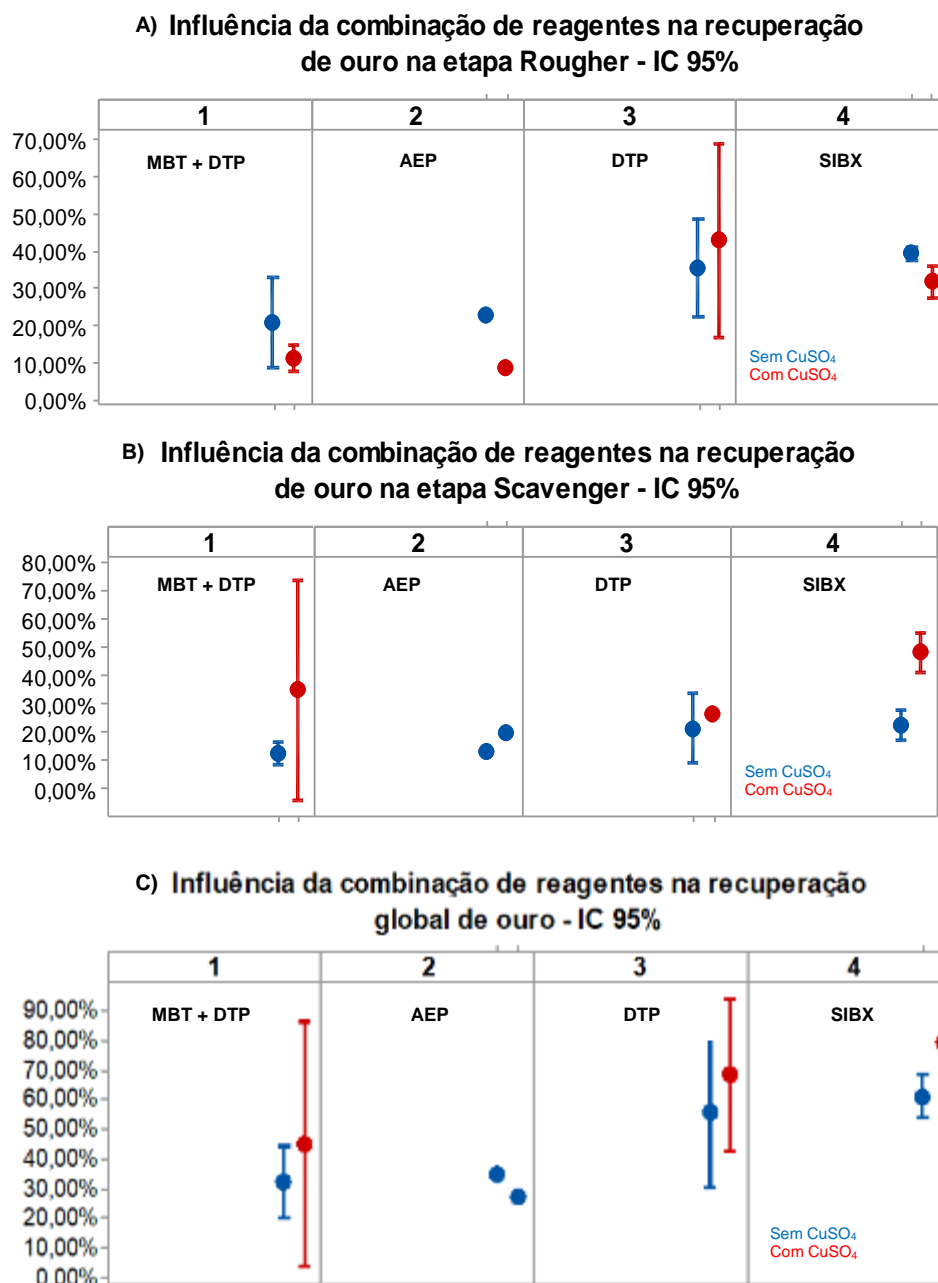


Figura 5.35 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores na recuperação mássica nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger e c) recuperação global nos ensaios de flotação do corpo BF.

Nas Figuras 5.34 e 5.35a e confirma-se que os coletores de melhor desempenho na etapa rougher e mais seletivos em relação ao teor de ouro no concentrado são os ditiofosfatos, seguidos do xantato; a moagem com sulfato de cobre teve impacto positivo no rougher

somente com os coletores de ditiofosfatos. Já na etapa scavenger (Figura 5.35b), a aplicação de sulfato de cobre na moagem teve maior efeito, principalmente para os coletores xantato e a combinação de MBT+DTP que tiveram melhor desempenho de recuperação de ouro, embora para estes últimos coletores a dispersão de resultados foi elevada. Em termos de teor de concentrado, o coletor ditiofosfato foi mais seletivo (Figura 5.34). Da mesma forma que a massa, a recuperação global de ouro é fortemente influenciada pela etapa scavenger (Figura 5.35c).

Em relação interferência do sulfato de cobre aplicado na moagem para a recuperação de ouro, constata-se pela análise estatística que para o corpo BF seu maior efeito é na etapa scavenger, afetando positivamente em aproximadamente 16,54 % na recuperação scavenger e 12,73 % na global (Figura 5.36). Logo a sua aplicação é recomendável.

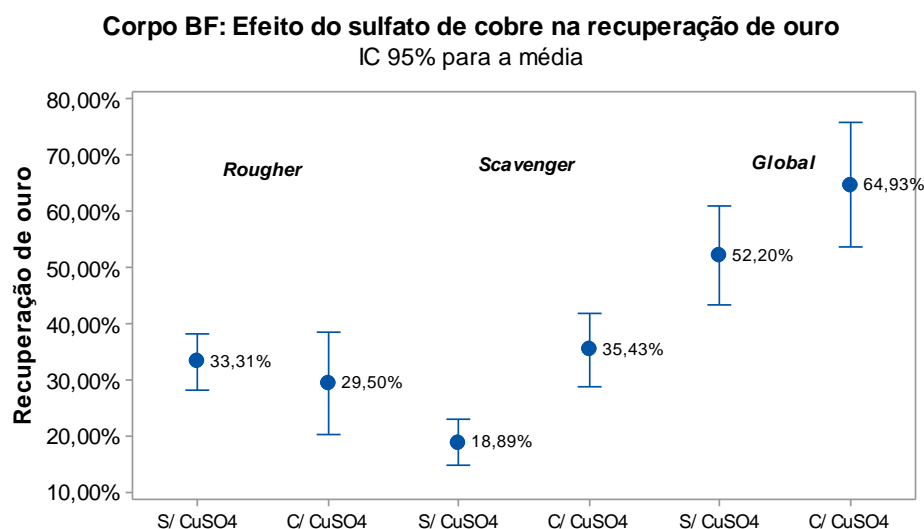


Figura 5.36 - Avaliação do efeito do sulfato de cobre na recuperação metalúrgica de ouro nos ensaios de flotação do corpo BF.

Baseando-se na análise geral dos resultados dessa fase de testes exploratórios para o corpo BF, conclui-se que a melhor condição de flotação é moagem com 60 g/t e flotação com 80 g/t de sulfato de cobre; 27,25 g/t de INT-214; 48,82 g/t de INT-577 e 3,0 g/t de espumante. Essa foi a condição utilizada para gerar massa de concentrado suficiente para os testes de lixiviação de concentrado de flotação.

5.4.8 Ensaios de lixiviação do concentrado de flotação

Fase 1 – Laboratório Testwork

Para análise do comportamento da lixiviação do concentrado de flotação, o laboratório Testwork fez um teste de moagem a 0,075 mm, concentração gravítica e flotação na condição 4 da fase exploratória 1, gerando concentrado suficiente para 3 testes de cianetação. Os resultados obtidos nessa fase encontram-se na Tabela 5.15 e Figura 5.37. Avaliando a Tabela 5.15 observa-se que de modo geral que houve erros associados à amostragem, pois os teores de ouro nos rejeitos após a adsorção foram mais elevados que após a cianetação, o que indica uma contaminação das amostras ou influência de possível presença de finos de carvão nos sólidos analisados. Assim não é possível emitir conclusões após a etapa de adsorção e as análises da curva de cianetação se baseou apenas na etapa de lixiviação.

Tabela 5.15 - Resultados dos testes de lixiviação do concentrado de flotação do corpo BF – Laboratório Testwork.

Condição	Teor inicial (g/t)	Teor rejeito cianetação (g/t)	Teor de rejeito CIP (g/t)	Recuperação da cianetação (%)	Recuperação global (%)
1.1	30,20	4,44	7,79	85,31	74,22
1.2	29,26	3,58	7,64	87,76	73,89
<i>Média</i>	<i>29,73</i>	<i>4,01</i>	<i>7,72</i>	<i>86,54</i>	<i>74,06</i>
2.1	30,18	4,92	6,53	83,71	78,38
2.2	30,03	5,67	6,10	81,12	79,71
<i>Média</i>	<i>30,11</i>	<i>5,30</i>	<i>6,32</i>	<i>82,42</i>	<i>79,05</i>
3.1	32,47	4,48	8,51	86,20	73,79
3.2	29,56	4,38	8,64	85,18	70,77
<i>Média</i>	<i>31,02</i>	<i>4,43</i>	<i>8,58</i>	<i>85,69</i>	<i>72,28</i>

A primeira condição (1) consistiu em aplicar o pré-condicionamento e aeração da polpa em baixa alcalinidade por 15 horas em tanques agitados, em seguida pré-condicionamento a pH 10,5 por 8 horas, cianetação de 8 horas com adição inicial de 3000 mg/L de NaCN e sem correção da concentração de cianeto livre, e 24 horas de adsorção em carvão ativado. A concentração de oxigênio dissolvido oscilou entre 4,00 a 5,00 mg/L durante o ensaio. Observa-se pela Figura 5.37 que a cinética de dissolução do ouro é bastante rápida nos momentos iniciais de cianetação, sendo que em 2 horas de cianetação houve dissociação

de 77,26 % do ouro; a partir daí a extração é mais lenta, atingindo 86,54 % com 8 horas.

A segunda condição (2) consistiu em aplicar um pré-condicionamento em um reator semelhante à garrafa giratória, sem pressão, com injeção de oxigênio por válvulas de forma a substituir todo o ar e deixando o minério em contato com este oxigênio por 12 horas, promovendo a elevação da concentração de oxigênio dissolvido para 10,00 a 11,00 mg/L. Em seguida a cianetação por 6 horas, com adição inicial de 3000 mg/L de NaCN e sem correção da concentração de cianeto livre, e 24 horas de adsorção em carvão ativado. Observa-se que a maior oxidação dos minerais na etapa de pré-condicionamento e maior disponibilidade de oxigênio dissolvido para a reação de cianetação teve impacto direto na elevação da recuperação do ouro nas 4 horas iniciais, atingindo 88,48 % de extração.

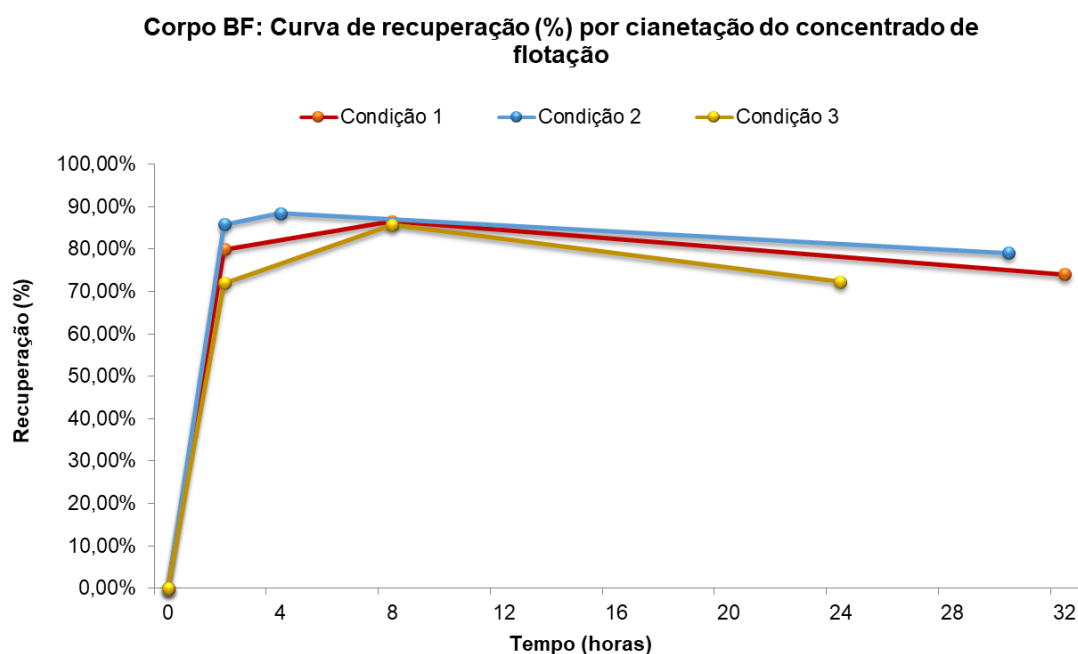


Figura 5.37 - Curvas de recuperação para os testes de cianetação do concentrado de flotação do corpo BF pelo laboratório Testwork.

A terceira condição (3) consistiu em etapa CIL a pH 12,00, por 24 horas, com adição inicial de 3000 mg/L de cianeto de sódio e sem correção da concentração de cianeto livre e concentração de oxigênio dissolvido na polpa mantido entre 4,00 a 5,00 mg/L; não foi feito nenhum tipo de pré-condicionamento. Observa-se pela Figura 5.37 que esta condição foi o

teste com a cinética mais lenta nas primeiras horas de cianetação e com 8 horas atingiu 85,69 % de recuperação. A aplicação do pH mais elevado proporciona redução da formação de ferrocianeto, mas como já discutido anteriormente a redução da cinética de dissolução do ouro em pH acima de 11 já era prevista.

Fase 2 – Laboratório Jaguar Mining

Para análise do comportamento da lixiviação do concentrado de flotação, o laboratório da Jaguar fez um teste de moagem a 0,075 mm, concentração gravítica e flotação na condição 5 da fase exploratória 2, gerando concentrado suficiente para 2 testes de cianetação. Os resultados obtidos nessa fase encontram-se na Tabela 5.16 e Figura 5.38.

Tabela 5.16 - Resultados dos testes de lixiviação do concentrado de flotação - Jaguar.

Condição	Teor inicial (g/t)	Teor rejeito cianetação (g/t)	Teor de rejeito CIP (g/t)	Recuperação da cianetação (%)	Recuperação global (%)
1.1	6,92	2,82	1,25	59,26	81,94
1.2	6,65	2,36	1,38	64,50	79,24
Média	6,78	2,59	1,32	61,88	80,59
2.1	7,19	2,73	1,59	62,01	77,88
2.2	6,49	2,01	1,55	69,01	76,10
Média	6,84	2,37	1,57	65,51	76,99

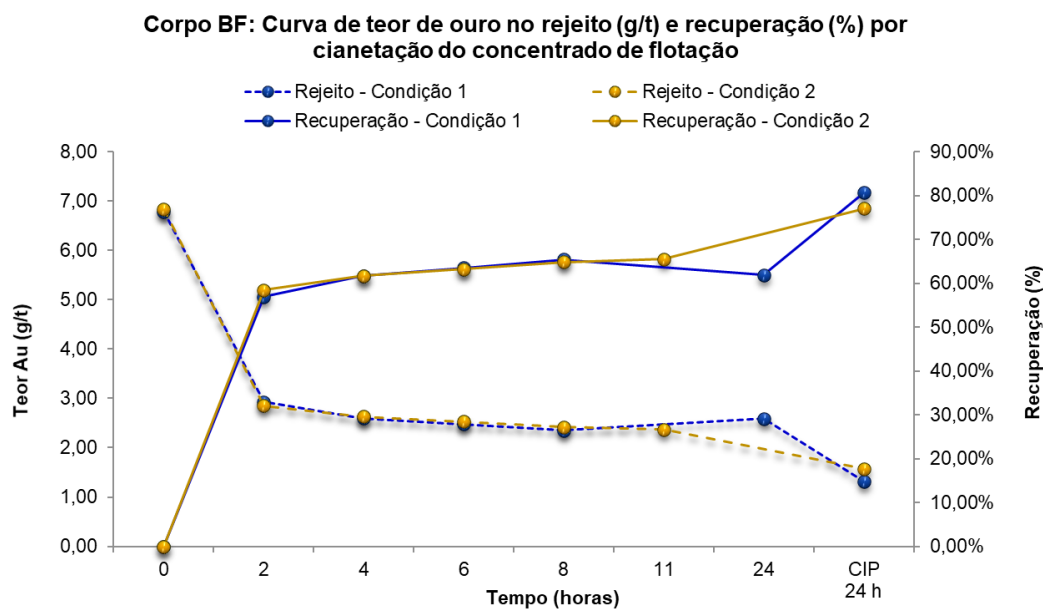


Figura 5.38 - Curvas de recuperação para os testes de cianetação do concentrado de flotação do corpo BF pelo laboratório Jaguar Mining.

A condição 1 consistiu na definição da curva de cianetação por 24 horas e adsorção por 24 horas, sem pré-condicionamento da polpa a 35 % de sólidos, pH 10,5, concentração de oxigênio dissolvido de 8,00 a 10,00 mg/L e de cianeto livre de 500 mg/L. A condição 2 representa a configuração atual da planta metalúrgica, que consiste na aplicação de 36 horas de pré-condicionamento em baixa alcalinidade (pH 7,5 a 8,5), 11 horas de pré-condicionamento em pH 10,5, 11 horas de cianetação a uma concentração de 500 mg/L de cianeto livre e 24 horas de adsorção.

Conforme pode-se observar na Figura 5.38 ambas as curvas de recuperação e de teor de ouro no rejeito são semelhantes nas 8 horas iniciais do ensaio: cinética rápida nas 2 horas iniciais com mais de 60 % de extração do ouro, redução da velocidade de dissolução do ouro depois das 2 horas não justificando a extensão do tempo de cianetação para 11 ou 24 horas. No caso da condição 1, a elevação do tempo de residência de 8 para 24 horas de cianetação provocou a precipitação do ouro. A dissolução do ouro só prossegue após a aplicação da etapa de adsorção. Este comportamento foi explicado por REES (2000) através do princípio de Le Chatelier que afirma que se um equilíbrio dinâmico é perturbado pela mudança das condições, a posição do equilíbrio muda para neutralizar a mudança e restabelecer o equilíbrio. Se uma reação química está em equilíbrio e experimenta uma mudança na pressão, temperatura ou concentração de produtos ou reagentes, o equilíbrio se desloca na direção oposta para compensar a mudança. Neste contexto, em um certo momento da cianetação o sistema entra em equilíbrio devido à concentração de ouro e outros íons já dissolvidos na solução e a cinética de dissolução do ouro se estabiliza. Ao adicionar o carvão ativado, ocorre uma perturbação do equilíbrio sólido/líquido, reduz-se por adsorção a concentração de ouro e de outras espécies que competem na reação de cianetação, e este desequilíbrio resulta em maior força motriz para maior dissolução do ouro. A condição 1 teve melhor desempenho garantindo um aumento de 3,60 % na recuperação e menor teor de rejeito.

A recuperação global da lixiviação inferior a 82,00 % é condizente com os testes de cianetação direta da amostra antes dos processos de concentração gravítica e de flotação, confirmando os indícios de que o ouro do corpo BF pode estar na forma de solução sólida na arsenopirita ou outros minerais que o MLA não conseguiu identificar e, portanto, apresenta menor recuperação.

5.4.9 Recuperação global

Com base nos resultados de recuperações dos processos de gravimetria, flotação e cianetação do concentrado de flotação foi possível calcular a recuperação global e compará-la às recuperações obtidas por diferentes circuitos propostos pelos ensaios. Os resultados consolidados dos ensaios feitos pelo laboratório Testwork (Tabelas 5.17 e 5.18, e Figura 5.39) apontaram que a melhor condição para maximizar a recuperação global de ouro foi o processo com moagem gerando um produto P80 0,075 mm, seguida de concentração gravítica e cianetação do rejeito de gravimetria, obtendo recuperação de 92,73%. Semelhantemente, os ensaios feitos no laboratório da Jaguar Mining (Tabela 5.19 e Figura 5.40), apontaram que a melhor recuperação na cianetação direta do minério fragmentado em uma granulometria 80 % passante em 0,075 e 0,045 mm.

Tabela 5.17 - Dados de recuperação global calculados por recuperações de cianetação direta, CIL, gravimetria e cianetação do rejeito da gravimetria para o corpo BF – Laboratório Testwork.

Granulometria (mm)	0,106	0,075	0,053
1 Recuperação – Cianetação direta (%)	88,85	91,11	89,53
2 Recuperação – CIL direto (%)	88,92	91,75	91,91
3 Recuperação da gravimetria (%)	68,10	67,79	67,18
4 Recuperação do rejeito de gravimetria – Cianetação direta (%)	71,43	77,43	74,90
5 Recuperação do rejeito de gravimetria – CIL (%)	65,58	60,76	67,04
6 Recuperação global (3+4) (%)	90,89	92,73	91,76
7 Recuperação global (3+5) (%)	89,02	87,36	89,18

Tabela 5.18 - Dados de recuperação global obtidos pelo circuito gravimetria + flotação + cianetação do concentrado de flotação do corpo BF - Laboratório Testwork.

Condição de cianetação	1	2	3
1 Recuperação da gravimetria (%)		58,74	
2 Recuperação da flotação (%)		86,10	
3 Recuperação de cianetação do concentrado de flotação (%)	74,06	79,05	72,28
4 Recuperação global (3+4) (%)	85,05	86,82	84,42

Corpo BF: Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria

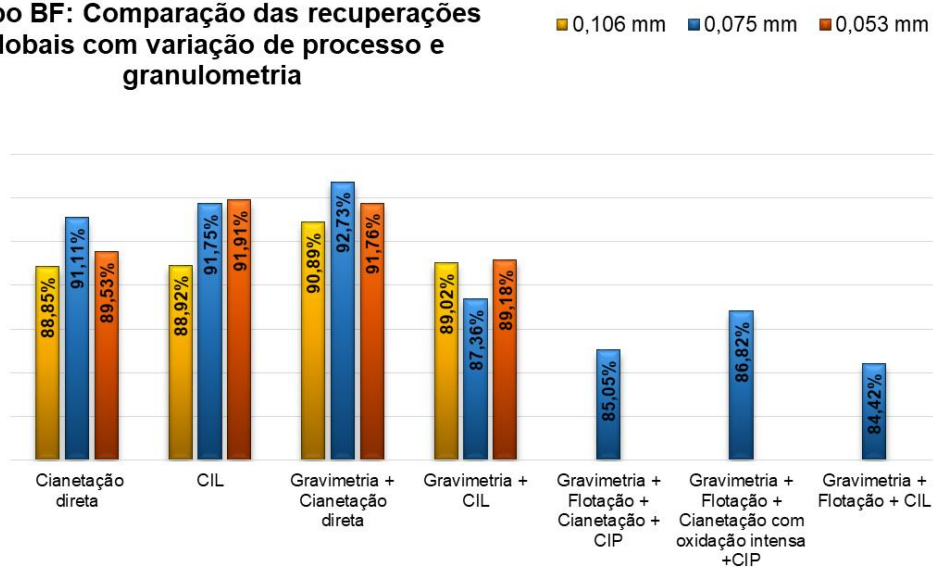


Figura 5.39 - Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria para o corpo BF - Laboratório Testwork.

Tabela 5.19 - Dados de recuperação global obtidos pelo circuito gravimetria + flotação + cianetação do concentrado de flotação do corpo BF - Laboratório Jaguar Mining.

Granulometria (mm)	0,106	0,075	0,045
1 Recuperação - Cianetação direta (%)	80,10	83,35	83,84
2 Recuperação da gravimetria (%)		60,48	
3 Recuperação da flotação (%)		68,29	
4 Recuperação da cianetação do concentrado de flotação - Cond. 1 (%)		80,59	
5 Recuperação da cianetação do concentrado de flotação - Cond. 2 (%)		76,99	
6 Recuperação global (2+3+4) (%)		82,23	
7 Recuperação global (2+3+5) (%)		82,67	

Corpo BF : Comparação das recuperações globais com variação de processo - Laboratório Jaguar

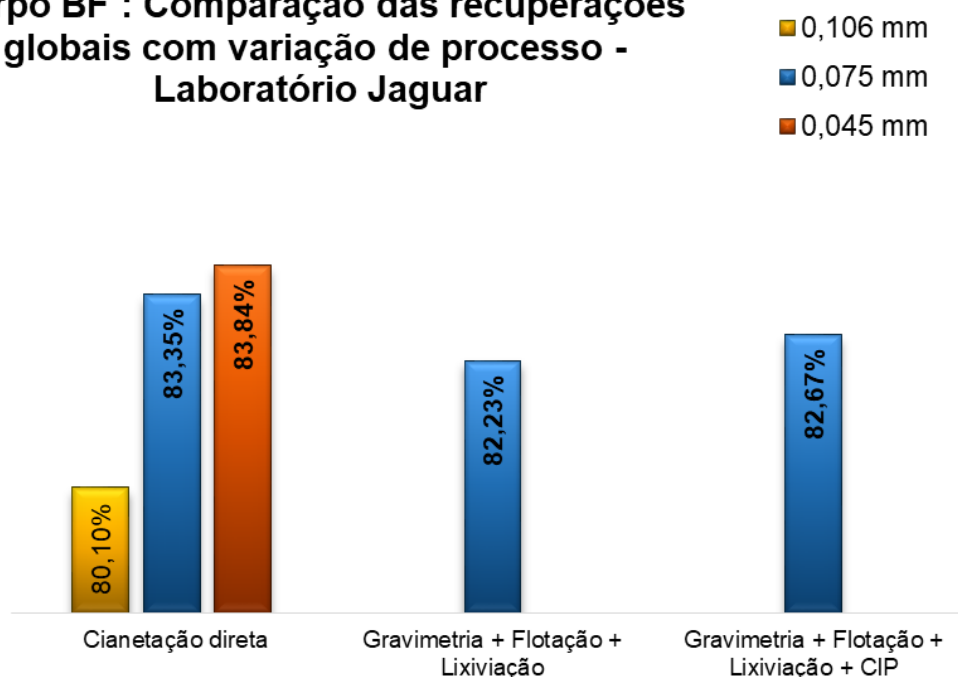


Figura 5.40 - Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria para o corpo BF - Laboratório Jaguar Mining.

Avaliando os resultados consolidados entre Testwork e Jaguar Mining, e conforme já discutido nos tópicos anteriores, verifica-se que:

- De modo geral, quando foi aplicado o processo de flotação houve uma redução de recuperação, sendo mais acentuada nos testes do laboratório Testwork, variando de 0,68 % a 8,88 % em relação ao melhor resultado de recuperação; essa redução está relacionada à perda de ouro no rejeito de flotação que não apresentou boa flotabilidade seja por características mineralógicas ou pelas condições de processo aplicadas, mas que poderia ser cianetável e conseqüentemente recuperado.
- A grande variabilidade de teor entre as amostras tratadas pelo laboratório da Jaguar Mining e Testwork influenciaram também os resultados de recuperação obtidos pelos dois laboratórios.
- A moagem gerando um produto 80 % passante em 0,106 mm teve o pior desempenho de recuperação em todos os circuitos de cianetação testados, exceto para o de gravimetria + CIL, devido a não liberação adequada do ouro ou dos minerais que contém

o elemento de interesse, dificultando o acesso da solução lixiviante ao ouro.

- A moagem gerando um produto 80 % passante em 0,053 mm apresentou resultados e recuperação semelhantes à granulometria de 0,075 mm para CIL e gravimetria seguida de cianetação direta, e mais elevada no circuito de gravimetria seguido de CIL. Porém o consumo do agente lixiviante cianeto de sódio foi consideravelmente mais elevado, devido à maior exposição de minerais cianicidas. Possivelmente uma análise técnico-financeira inviabilizaria a aplicação industrial desta condição de processo devido aos custos envolvidos de energia para fragmentação do minério e de reagentes.
- A predominância de bons resultados com a granulometria 80 % passante em 0,075 mm indica que esta é granulometria ideal para o processamento do minério do corpo BF e que a condição de fragmentação da planta metalúrgica atual está adequada.
- Observam-se recuperações abaixo de 80,00 % para cianetação do concentrado e flotação, indicando que o ouro possa estar retido na estrutura cristalina da arsenopirita, conforme a análise de caracterização dos grãos de ouro, ou a presença da ganga tem efeito depressor da dissolução do ouro. Para a aplicação de um processo com flotação, a oxidação intensiva do concentrado é fundamental para obtenção de melhor recuperação.
- O minério do corpo BF não é refratário, mas há particularidades mineralógicas que não foram identificadas detalhadamente pela caracterização, que requerem condições específicas para reduzir perdas de ouro para o rejeito no beneficiamento e consequentemente maximizar a recuperação global de ouro.

5.5 Corpo BF2

5.5.1 Caracterização mineralógica-microestrutural

Pela caracterização modal das amostras por MEV/MLA associados às análises químicas e de difração de raios X, foi possível determinar a composição mineralógica da amostra do corpo BF2. Uma alíquota da amostra do corpo BF foi moída até 0,075 mm e classificada na malha de 0,038 mm, sendo caracterizadas as frações acima e abaixo de 0,038 mm. As curvas granulométricas dessas amostras pela determinação do diâmetro equivalente obtido pelo MLA encontram-se na Figura 5.41.

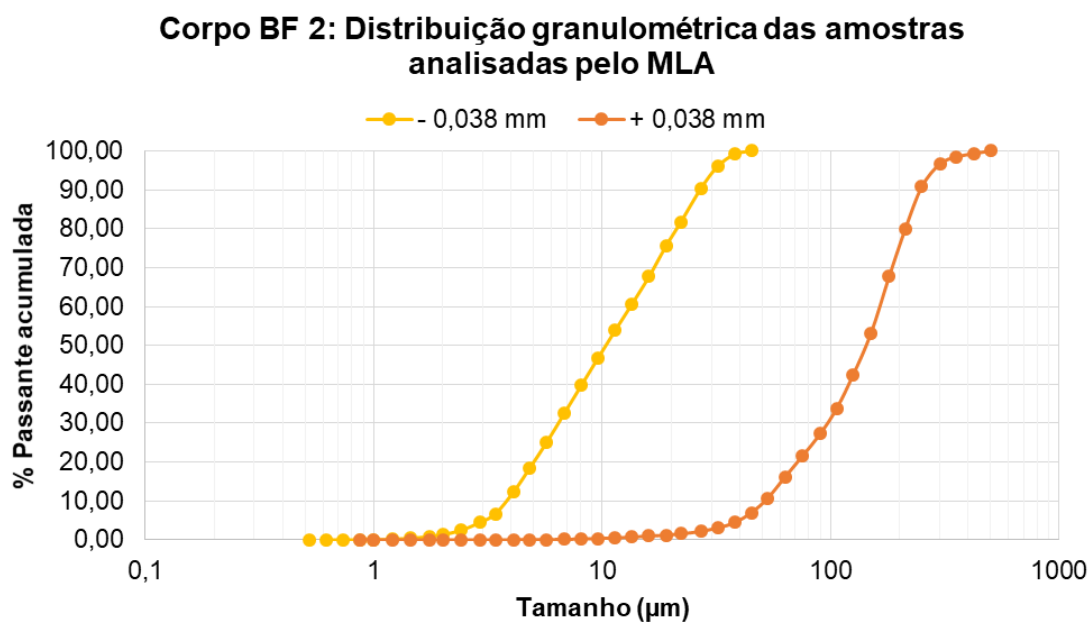


Figura 5.41 - Distribuição granulométrica das amostras obtida pela determinação do diâmetro equivalente na análise por MLA do corpo BF2.

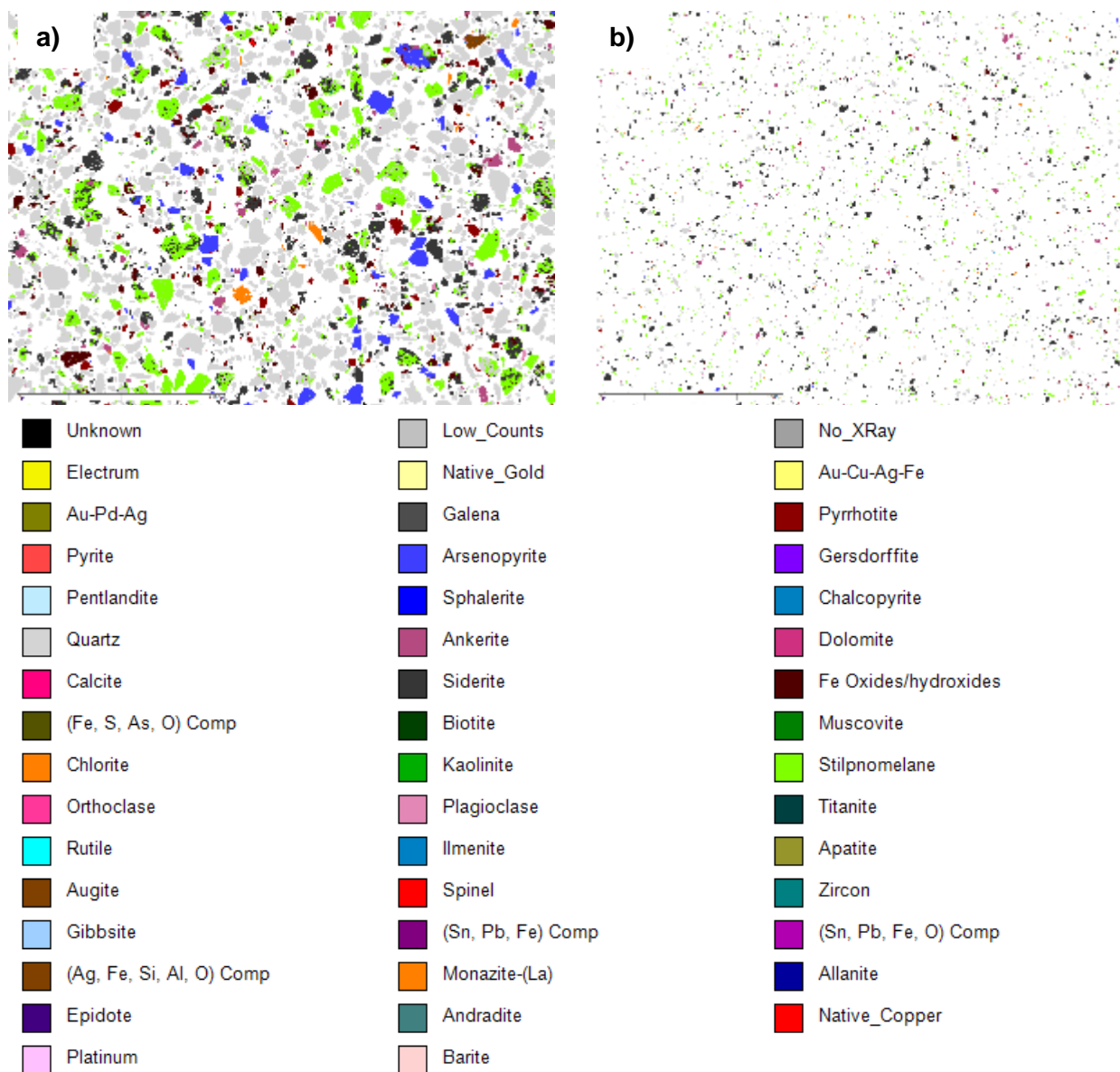


Figura 5.42 -Análise por MEV/MLA da amostra do corpo BF2: a) fração acima de 0,038 mm; b) fração inferior a 0,038 mm.

Os resultados da análise modal por DRX e MLA encontram-se na Tabela 5.20. As análises de DRX, conforme abordagem de Rietveld, foram semiquantitativas pois a análise química não foi feita nas frações abaixo e acima de 0,038 mm, mas somente na amostra global. Embora o limite de detecção do DRX seja muito maior que o MLA, o que impede a quantificação de minerais minoritários, observa-se pela Figura 5.43 que os resultados entre ambos os métodos são coerentes entre si e se complementam.

Tabela 5.20 - Composição modal (%) do corpo BF2 determinada por MEV/MLA e DRX.

Elemento	MLA		DRX	
	> 0,038 mm	< 0,038 mm	> 0,038 mm	< 0,038 mm
Pirrotita	4,34	3,00	4,34	3,00
Arsenopirita	9,58	1,21	8,60	1,30
Esfalerita	0,01	0,00	-	-
Calcopirita	0,00	0,02	-	-
Quartzo	44,86	18,45	50,60	23,50
Ankerita	2,30	5,28	2,20	7,30
Calcita	0,17	0,11	0,50	0,00
Siderita	17,60	50,11	15,60	45,10
Óxidos/hidróxidos de ferro	4,88	1,11	-	-
(Fe, S, As, O) Compostos	0,00	0,02	-	-
Biotita	0,00	0,02	-	-
Muscovita	0,01	0,04	-	-
Clorita	0,44	0,71	-	-
Estilpnomelano	15,35	19,52	12,70	17,20
Magnetita	-	-	4,80	1,20
Chamosita	-	-	0,48	1,20
Outros	0,45	0,40	0,18	0,20

Corpo BF 2: Comparação entre análise modal por DRX e MLA

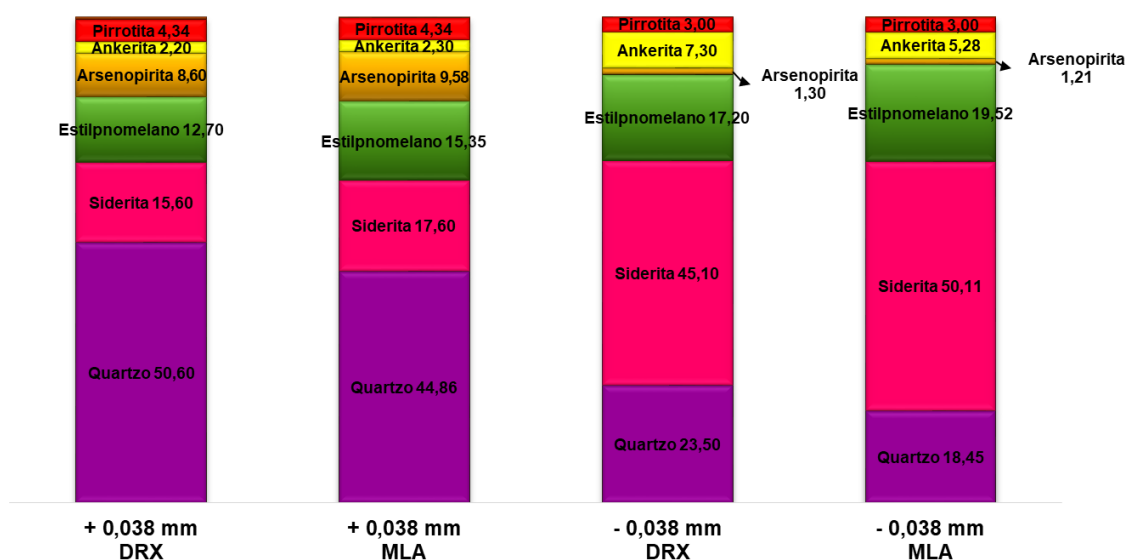


Figura 5.43 - Comparação entre a análise modal por DRX e MLA.

Com base na distribuição granulométrica realizada antes da caracterização, os dados

obtidos no MLA foram consolidados, e calculados a caracterização global da amostra e os percentuais equivalentes das frações acima e abaixo de 0,038 mm em relação à amostra global (Figura 5.44). Observa-se que a distribuição em massa dos minerais majoritários é diferente do corpo BF; os minerais predominantes para este corpo são a siderita (34,30 %), o quartzo (31,30 %), e o estilpnomelano (17,49 %), sendo o primeiro da classe dos carbonatos e os dois últimos silicatos. Os outros 16,91 % se compõem principalmente por arsenopirita, pirrotita, ankerita, estilpnomelano, e outros minerais em concentrações menores.

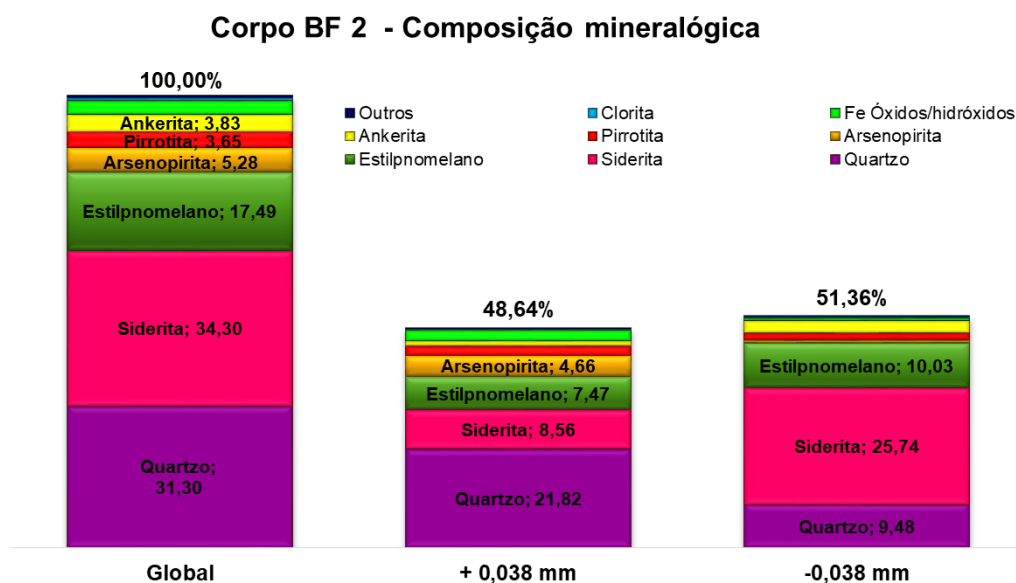


Figura 5.44 - Composição mineralógica em concentração mássica do corpo BF2.

Através da caracterização também das frações acima e abaixo de 0,038 mm, observa-se que em relação à amostra global, no tempo de moagem necessário para P80 0,075 mm, 51,36 % da massa ficou abaixo de 0,038 mm; os minerais com maior geração de finos foram a siderita, estilpnomelano e ankerita. Da mesma forma que ocorreu para o corpo BF, há uma quantidade expressiva de quartzo abaixo de 0,038 mm, mas que corresponde a apenas 30,28 % da amostra global.

Quanto à caracterização dos sulfetos, verifica-se pela Figura 5.45 que a contribuição dos mesmos também é baixa, cerca de 8,95 % da massa do corpo BF2, sendo que a arsenopirita (5,28 %) e a pirrotita (3,65 %) são os sulfetos majoritários. A arsenopirita e

pirrotita apresentam 11,77 % e 42,17 % respectivamente de geração de finos em relação à amostra global.

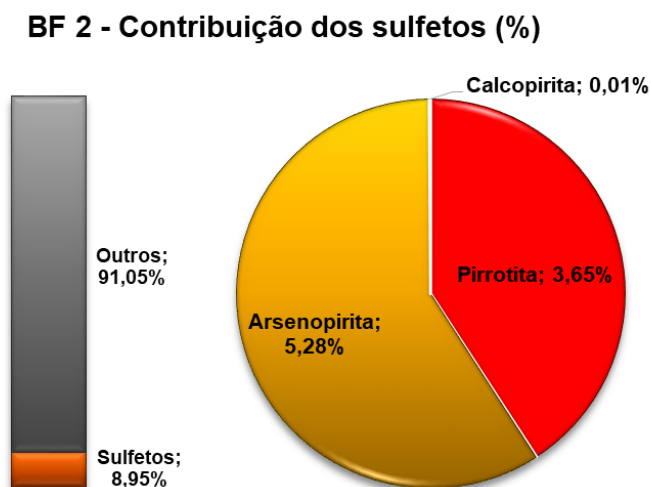


Figura 5.45 - Contribuição mássica e distribuição dos sulfetos na amostra do corpo BF2.

No método do MLA, a liberação dos grãos minerais pode ser caracterizada pela superfície livre e pela composição. A liberação por superfície livre considera a exposição do grão mineral de interesse na superfície externa da partícula, ou seja, a área percentual da superfície externa da partícula que é ocupada pelo mineral de interesse. Já a liberação por composição a área do mineral de interesse exposto ao longo de toda a partícula e indica o percentual em massa da fase de interesse em uma determinada classe de liberação (FIGUEROA, 2013).

Neste estudo foram consideradas partículas totalmente liberadas aquelas com classe de liberação entre 95 %-100 % em massa e em área superficial. Verifica-se pelas Figuras 5.46 e 5.47, que apresentam os graus de liberação por superfície e composição respectivamente dos sulfetos, que a moagem para obtenção de um produto 80 % do passante em 0,075 mm foi suficiente para deixar as partículas dos sulfetos principais (pirrotita, arsenopirita e pirita) expostas tanto em área quanto em composição nas duas frações granulométricas analisadas:

- A arsenopirita apresentou maior grau de liberação na fração abaixo de 0,038 mm, com 94,58 % da massa totalmente liberada e 91,39 % da superfície. Na fração mais

grosseira, o percentual de partículas livres foi de 80,28 % em massa e 67,76 % da superfície; foram valores menores em relação à fração de finos, mas com mais de 30,00 % de partículas com classe de liberação de 100 %.

- A pirrotita apresentou melhor percentual de partículas livres que a arsenopirita, o que pode ser visto pelas curvas da pirrotita acima das curvas da arsenopirita. Da mesma forma que outros minerais o maior grau de liberação foi na fração abaixo de 0,038 mm, com 97,16 % da massa totalmente liberada e 95,13 % da superfície. Na fração mais grosseira, o percentual de partículas livres foi de 85,43 % em massa e 73,18 % da superfície; foram valores menores em relação à fração de finos, mas com mais de 60,00 % de partículas com classe de liberação de 100 %.
- Todos os grãos detectados da pirita estavam não associados a outros minerais, logo, com classe de liberação de 100,00 %.

Embora a quantidade de grãos de sulfetos de cobre, chumbo e zinco identificados foi insignificante em relação ao total de grãos analisados, observa-se pelas curvas de liberação que na fração abaixo de 0,038 mm os grãos estão totalmente livres, porém na fração acima de 0,038 mm os grãos encontram-se não liberados tanto em composição quanto em massa (classe de liberação inferior a 40,00 %).

Em comparação ao corpo BF, é perceptível que há maior percentual de pirrotita e arsenopirita parcialmente liberados. O grau de liberação por composição é uma informação importante para métodos de concentração gravítica e magnética, enquanto o grau de liberação por superfície tem grande relevância para os processos de flotação e lixiviação. Tendo em vista que no beneficiamento de minerais contendo ouro, a flotação consiste na recuperação de sulfetos, o corpo BF2 terá excelente recuperação de arsenopirita, pirita e pirrotita para um minério com granulometria de P80 0,075 mm, porém para a recuperação de galena, calcopirita e esfalerita é necessário garantir que 100 % destes sulfetos estejam em tamanhos de partículas abaixo de 0,038 mm para levar o grau de liberação dos mesmos.

Corpo BF 2: Grau de liberação por superfície livre dos sulfetos

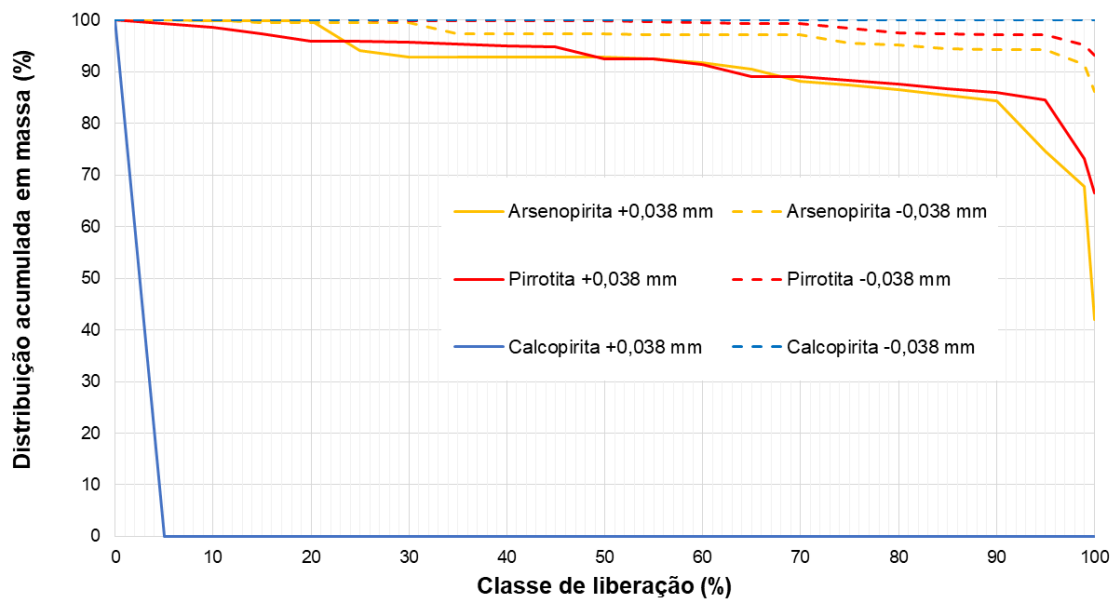


Figura 5.46 - Curva de liberação por superfície livre dos sulfetos do corpo BF2 nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.

Corpo BF 2: Grau de liberação por composição dos sulfetos

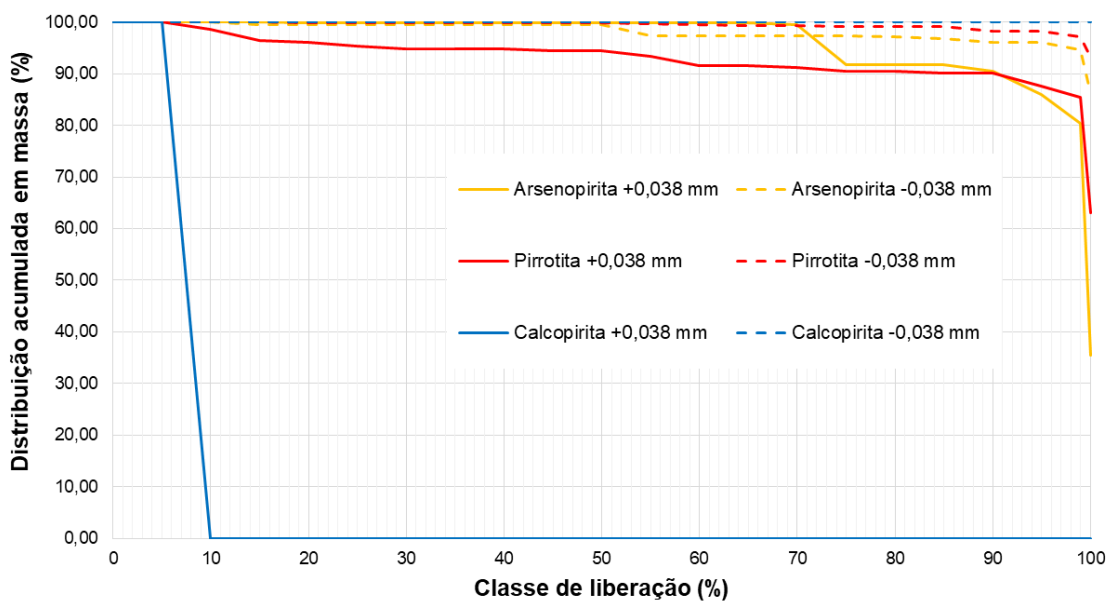


Figura 5.47 - Curva de liberação por composição dos sulfetos do corpo BF2 nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.

Em relação à previsibilidade da flotação dos sulfetos contendo ouro, outro parâmetro importante a ser observado é o tamanho das partículas, pois conforme CHRYSSOULIS (2004), a flotabilidade de partículas abaixo de 0,010 mm reduz drasticamente, não atingindo recuperação de 80,00 %. Observa-se pela Figura 5.48 que na fração abaixo de 0,038 mm na amostra do corpo BF2 caracterizada pelo MEV/MLA, 60,00 % da pirrotita e 50,00 % a arsenopirita aproximadamente possuem tamanhos dos grãos abaixo de 0,010 mm; assim mesmo que o grau de liberação seja elevado a flotação destes sulfetos pode ser comprometida devido à granulometria.

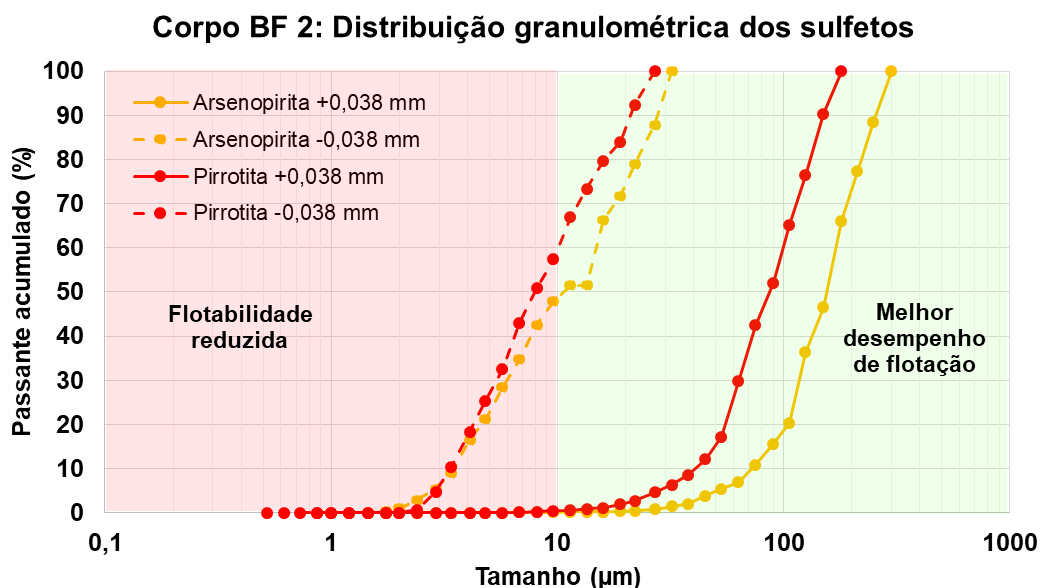


Figura 5.48 - Distribuição granulométrica dos grãos dos sulfetos principais do corpo BF2.

Em relação à liberação dos grãos dos outros minerais, não sulfídricos, verifica-se pelas Figuras 5.49 e 5.50, que o grau de liberação na fração acima de 0,038 mm é muito baixo em relação aos sulfetos, tanto a superficial quanto à por composição, principalmente para siderita, ankerita, estilpnomelano e óxidos/hidróxidos de ferro; o quartzo e a clorita apresentaram melhor liberação nessa granulometria, com valores próximos aos das frações finas. Confirmou-se também para estes minerais que quanto menor o tamanho das partículas, maior o grau de liberação: de modo geral para essa fração granulométrica os minerais apresentaram mais de 90% de suas superfícies e massas na classe de liberação entre 90-100%.

Corpo BF 2: Grau de liberação por superfície livre dos minerais majoritários

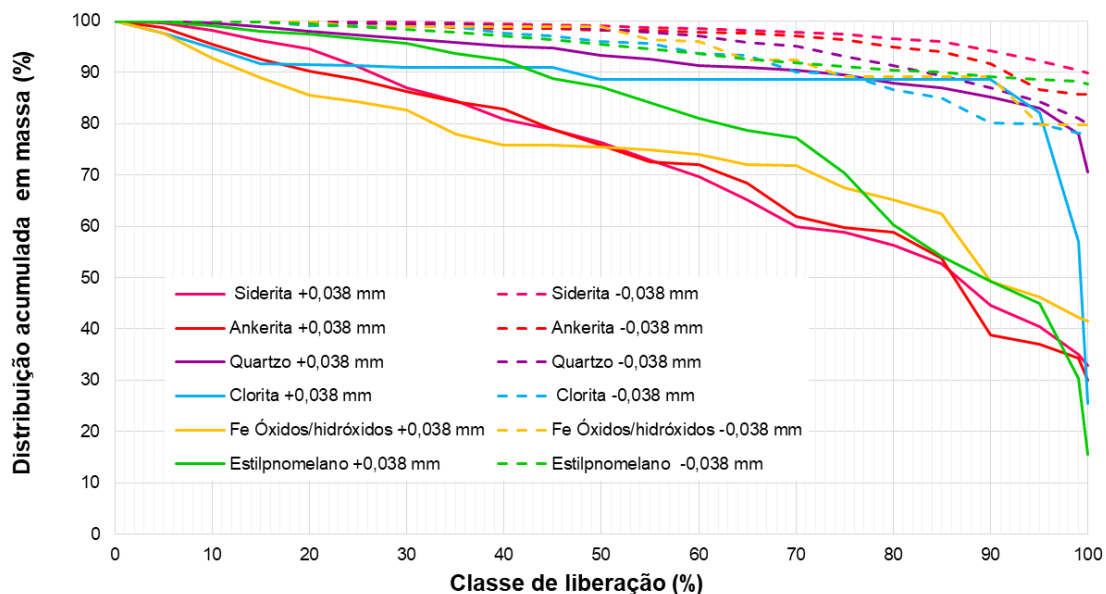


Figura 5.49 - Curva de liberação por superfície livre dos minerais majoritários do corpo BF2 nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.

Corpo BF 2: Grau de liberação por composição dos minerais majoritários

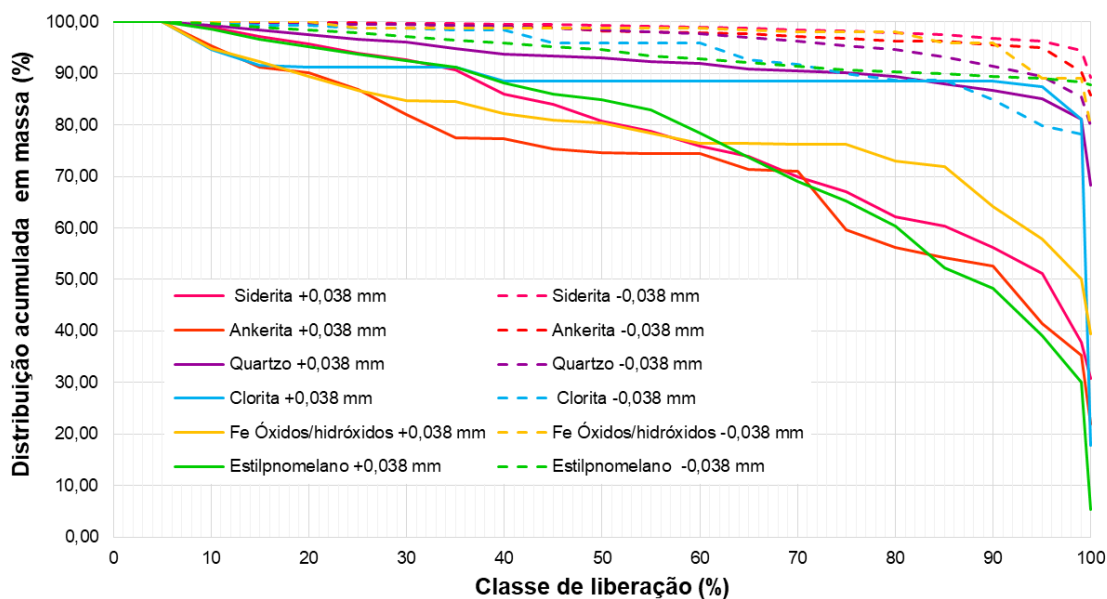


Figura 5.50 - Curva de liberação por superfície por composição dos minerais majoritários do corpo BF2 nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.

Em termos de previsibilidade do comportamento destes minerais, caso haja grãos invisíveis ao método MEV/MLA associado ou incluso nestes minerais acima de 0,038 mm, a eficiência de separação gravítica pode ser positiva, mas em relação ao processo de cianetação é necessário elevar o tempo de cominuição destas partículas para expor mais estes grãos, e conseqüentemente o ouro, e para garantir que a solução lixiviante consiga acessar, seja por permeabilidade ou porosidade, os grãos de ouro e dissolvê-los.

A Figura 5.51 apresenta a associação simples e geral dos minerais majoritários do corpo BF2. Como os minerais apresentaram elevado grau de liberação na fração abaixo de 0,038 mm, os percentuais relacionados à caracterização como superfície livre são acima de 94,00 %. Já nas frações acima de 0,038 mm, os percentuais de superfície livre reduzem consideravelmente e eleva-se a associação dos minerais. A associação dos minerais de interesse a outros tipos de minerais é bastante diversificada nessa fração. O quartzo está associado em maior percentual à clorita, estilpnomelano e à óxidos/hidróxidos de ferro; a siderita está mais associada ao quartzo, estilpnomelano e clorita; os óxidos/hidróxidos de ferro estão associados principalmente ao estilpnomelano, quartzo e siderita.

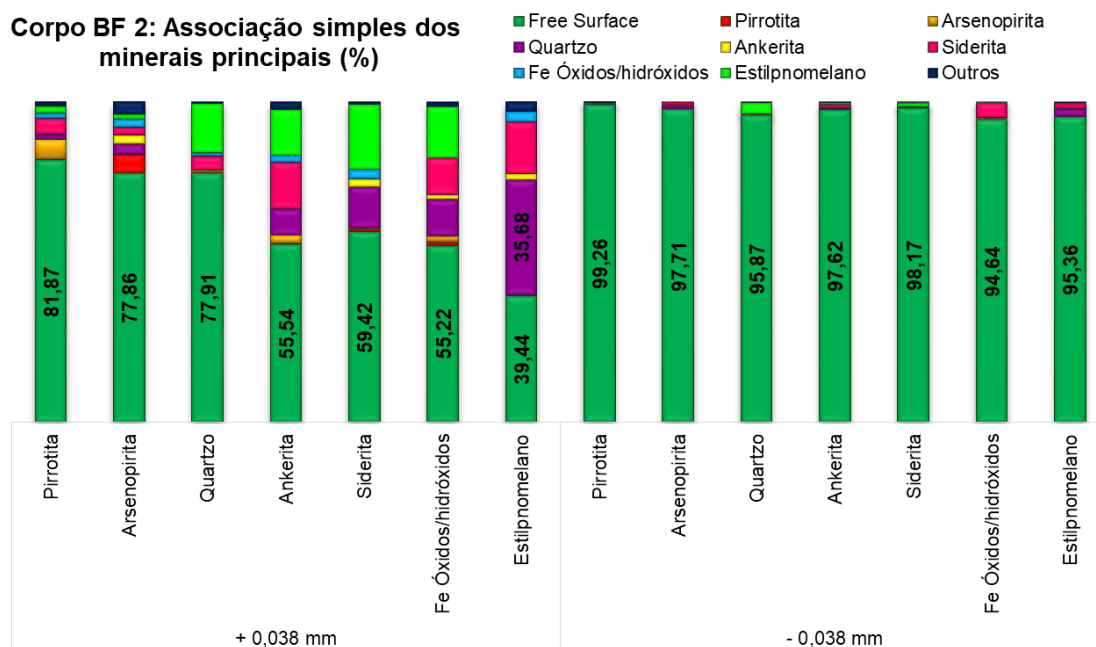


Figura 5.51 - Associação mineral em massa dos minerais majoritários do corpo BF2.

5.5.2 Caracterização dos grãos de ouro

A análise MLA do tipo SPL forneceu as informações sobre as fases portadoras de ouro da amostra do corpo BF2. Como a concentração de ouro nas amostras de ROM é em escala de partes por milhão (ppm), a quantidade de grãos de ouro identificados pelo MLA foi apenas de 11 grãos na totalidade. Conforme Figura 5.52, na fração acima de 0,038 mm foram identificados 9 grãos de ouro nativo com menos de 5% de sua composição liberada e 1 grão de ouro com composição Au-Cu-Ag-Fe totalmente liberado. O ouro nativo estava associado majoritariamente à arsenopirita (92,17 %) e em menor concentração à pirrotita (4,01 %), quartzo (1,84 %) e outros minerais de concentração insignificante que somados deu 1,81 % de associação em massa. Na fração inferior a 0,038 mm foi encontrado apenas 1 grão de ouro totalmente liberado (Figura 5.53).

A análise do grau de liberação da superfície dos grãos de ouro nativo para a fração acima de 0,038 mm (Tabela 5.21) aponta o mesmo percentual de associação obtido pela análise de composição em relação aos minerais arsenopirita, pirrotita e quartzo, e o restante associado principalmente a siderita, calcita, apatita e esfalerita. É interessante salientar que geralmente infere-se que o ouro está relacionado somente a sulfetos e os métodos de recuperação também são focados para estes minerais, mas embora o número de grãos de ouro quantificado é baixo, percebe-se que o ouro pode estar associado a matrizes de carbonatos, silicatos, fosfatos, óxidos dentre outros grupos minerais. Como o objetivo é recuperar o máximo de ouro, deve-se aprofundar neste tipo de caracterização do ouro para definir quais as melhores condições que proporcionam a recuperação seletiva destes minerais com presença de ouro, sem impactar os processos convencionais direcionados para recuperação e sulfetos.

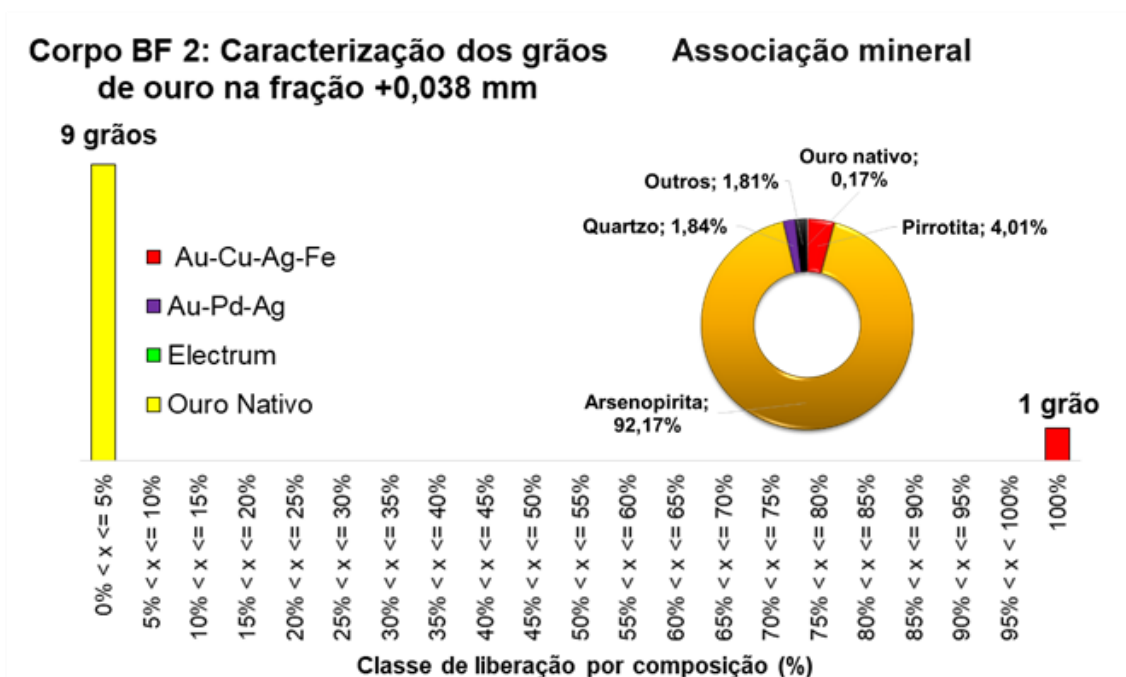


Figura 5.52 - Caracterização dos grãos de ouro da fração acima de 0,038 mm da amostra do corpo BF2.

Corpo BF 2: Caracterização dos grãos de ouro na fração - 0,038 mm

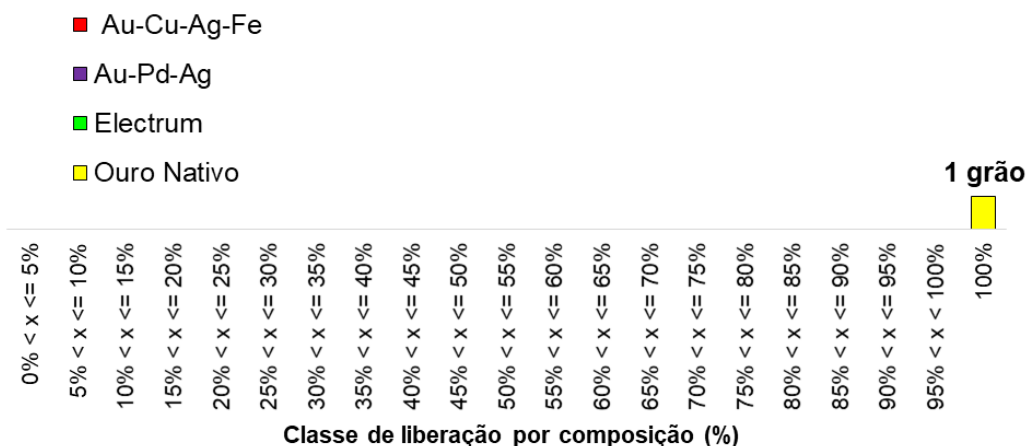


Figura 5.53 - Caracterização dos grãos de ouro da fração abaixo de 0,038 mm da amostra do corpo BF2.

Tabela 5.21 - Dados de liberação da superfície livre dos grãos de ouro nativo na amostra de BF2 acima de 0,038 mm.

Superfície livre do grão de Au nativo nas partículas	
Número de partículas	9
Valor médio dos diâmetros de círculo equivalente (μm)	2,50
Distribuição dos grãos de Au (% m/m)	100,00
Análise modal (%)	
Ouro nativo	0,00
Pirrotita	0,17
Arsenopirita	4,01
Esfalerita	92,17
Calcopirita	0,10
Quartzo	0,01
Ankerita	1,84
Calcita	0,01
Siderita	0,60
Fe Óxidos/hidróxidos	0,70
(Fe, S, As, O) Compostos	0,05
Estilpnomelano	0,02
Apatita	0,04

Corpo BF2: Distribuição granulométrica dos grãos de ouro nativo na fração +0,038 mm

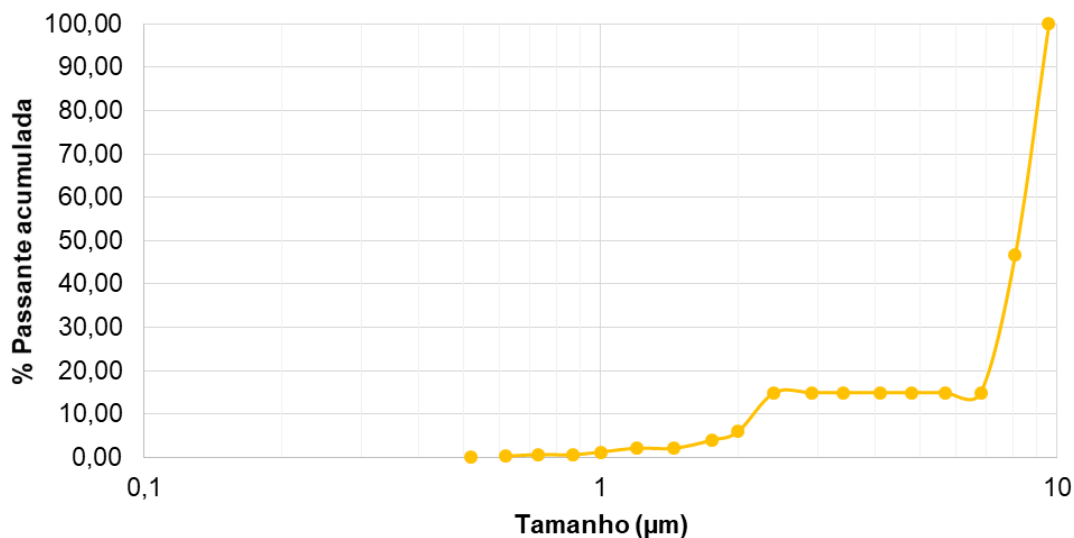


Figura 5.54 - Distribuição granulométrica dos grãos de ouro nativo na amostra do corpo BF2 determinada pelo cálculo de diâmetro equivalente.

Pela distribuição granulométrica definida pela determinação dos diâmetros do círculo equivalente (Figura 5.54) observa-se que os grãos de ouro são bastante finos,

apresentando tamanho inferior a 0,010 mm na amostra retida em 0,038 mm e inferior a 0,013 mm na amostra abaixo de 0,038 mm. O grão de Au-Cu-Ag-Fe apresentou granulometria inferior a 0,002 mm. A baixa quantidade de grãos quantificados pode estar relacionada ao tamanho dos grãos de ouro que além de estarem em concentração na faixa de traços, podem estar em escalas de nanômetros e, portanto, abaixo do limite de detecção do MLA.

Associando as informações da caracterização das fases mineralógicas e de ouro pode-se inferir que há grande possibilidade de recuperação do ouro associado à arsenopirita e pirrotita na etapa de flotação, pois este mineral apresenta mais de 77,00 % de liberação por composição. Em relação ao ouro incluso no quartzo, a cominuição ultrafina é necessária para conseguir expor os grãos de ouro à cianetação, uma vez que o quartzo não é um mineral poroso.

5.5.3 Curva de moagem

Para os ensaios da primeira etapa de gravimetria, cianetação e flotação realizados pelo laboratório Testwork, em que o objetivo era avaliar o desempenho dos processos com a alteração da granulometria foram feitas curvas de moagem para obter o tempo de moagem necessário para obtenção do material com granulometrias de 80 % passante em 0,106; 0,075 e 0,053 mm. A Figura 5.55 e as Tabelas 5.22, 5.23 e 5.24 apresentam os resultados obtidos de distribuição granulométrica.

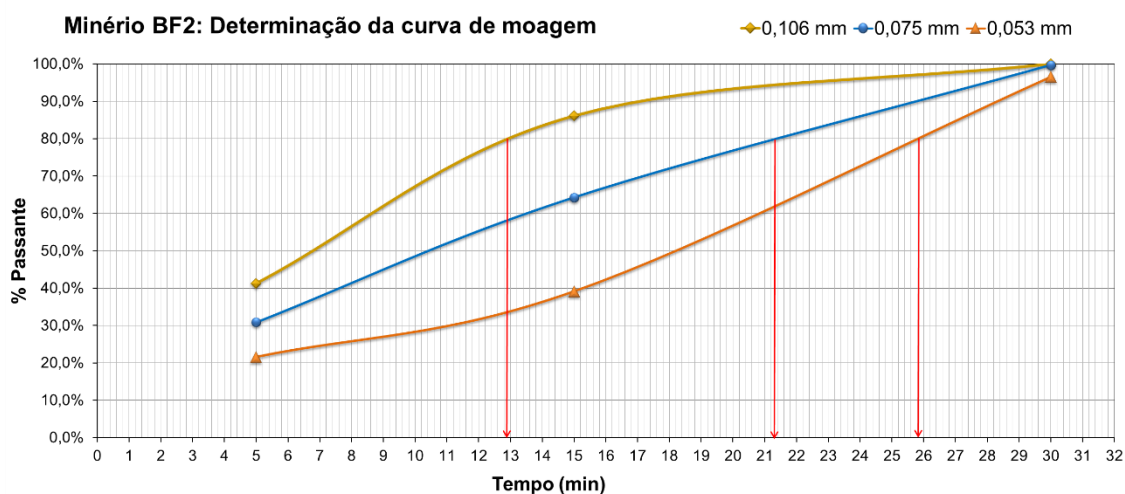


Figura 5.55 - Curvas de moagem para granulometria P80 a 0,106; 0,075 e 0,053 mm do corpo BF2.

Tabela 5.22 - Distribuição granulométrica da amostra após 5 minutos de moagem.

Mesh Tyler	Tamanho (mm)	Massa retida (g)	Retida Simples (%)	Retida Acumulada (%)	Passante Acumulada (%)
65	0,212	64,41	24,3%	24,3%	75,7%
100	0,150	55,53	20,9%	45,2%	54,8%
150	0,106	35,82	13,5%	58,7%	41,3%
200	0,075	27,57	10,4%	69,1%	30,9%
270	0,053	24,51	9,2%	78,4%	21,6%
325	0,045	5,14	1,9%	80,3%	19,7%
<325	<0,045	52,17	19,7%	100,0%	0,0%

Tabela 5.23 - Distribuição granulométrica da amostra após 15 minutos de moagem.

Mesh Tyler	Tamanho (mm)	Massa retida (g)	Retida Simples (%)	Retida Acumulada (%)	Passante Acumulada (%)
65	0,212	0,20	0,1%	0,1%	99,9%
100	0,150	3,44	1,8%	1,9%	98,1%
150	0,106	23,62	12,0%	13,9%	86,1%
200	0,075	42,72	21,8%	35,7%	64,3%
270	0,053	49,27	25,1%	60,8%	39,2%
325	0,045	6,64	3,4%	64,2%	35,8%
<325	<0,045	70,14	35,8%	100,0%	0,0%

Tabela 5.24 - Distribuição granulométrica da amostra após 30 minutos de moagem.

Mesh Tyler	Tamanho (mm)	Massa retida (g)	Retida Simples (%)	Retida Acumulada (%)	Passante Acumulada (%)
65	0,212	0,00	0,0%	0,0%	100,0%
100	0,150	0,00	0,0%	0,0%	100,0%
150	0,106	0,00	0,0%	0,0%	100,0%
200	0,075	0,61	0,3%	0,3%	99,7%
270	0,053	6,82	3,2%	3,5%	96,5%
325	0,045	13,75	6,4%	9,9%	90,1%
<325	<0,045	193,50	90,1%	100,0%	0,0%

5.5.4 Cianetação direta

Fase 1 – Laboratório Testwork

Os ensaios de cianetação direta foram feitos em três granulometrias diferentes (0,053, 0,075 e 0,106 mm) para avaliar a interferência do tamanho das partículas na solubilização do ouro. Observou-se através das Figuras 5.56 e 5.57 e da tabela 5.25 que o corpo BF2 também não é refratário à cianetação, apresentando recuperações acima de 86,50 % em lixiviação por 24 horas. O desempenho do minério do corpo BF2 na cianetação direta foi bastante semelhante ao corpo BF, sendo válidas as mesmas observações. O comportamento e a cinética da lixiviação foram bastante semelhantes para ambas granulometrias, alcançando resultados finais próximos de recuperação e de concentração de ouro no rejeito. Na granulometria a 0,106 mm a solubilização do ouro foi mais rápida nas duas horas iniciais que nos demais ensaios devido a maior exposição das partículas ao agente lixiviante; porém a partir de 4 horas de solubilização a cinética é inferior aos demais testes. Os resultados de cianetação em granulometria de 0,075 mm foi levemente melhor que os demais, considerando os resultados de teores de alimentação e rejeito, além do consumo de reagentes.

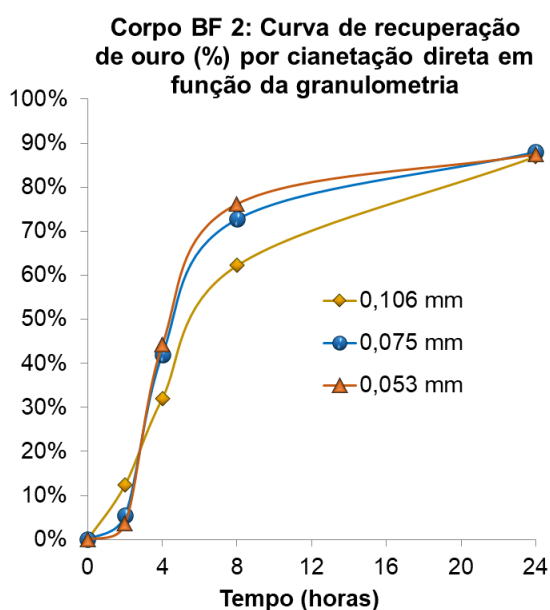


Figura 5.56 - Curvas de recuperação de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo BF2.

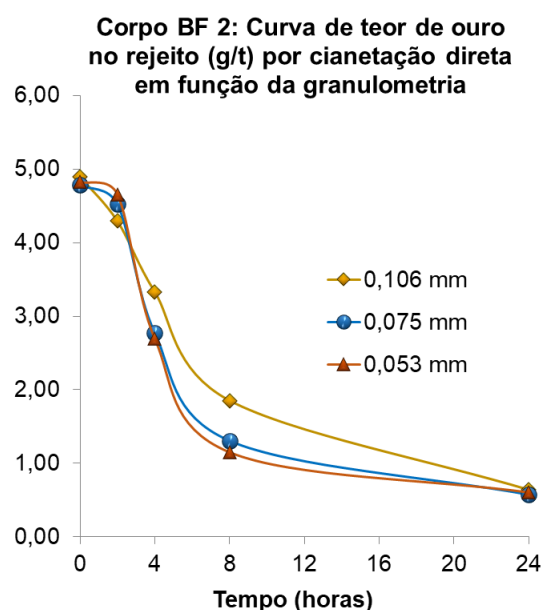


Figura 5.57 - Curvas de teor de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo BF2.

Tabela 5.25 - Resultados dos ensaios de cianetação direta por 24 horas do corpo BF2.

Granulometria (mm)	Teor inicial (g/t)	Teor de rejeito (g/t)	Recuperação (%)	Consumo de NaCN (kg/t)	Consumo de cal (kg/t)
0,106	4,90	0,64	86,93	1,61	1,50
0,075	4,78	0,58	87,98	1,76	1,50
0,053	4,83	0,61	87,47	1,88	1,50

Analisando as curvas de recuperação e de teores de ouro no rejeito, percebe-se que às 8 horas de cianetação, a dissolução do ouro ainda não se estabilizou em nenhuma das granulometrias testadas, indicando que esta amostra precisa de um tempo maior de cianetação, que poderia ser de aproximadamente 16 horas. O ganho de recuperação com o aumento do tempo de residência de 8 para 24 horas foi de 24,76 % para 0,106 mm, 15,28 % para 0,075 mm e 11,29 % para 0,053 mm, valores superiores ao que ocorreu nos testes com o corpo BF cujos incrementos de recuperação de ouro com a elevação do tempo de residência não ultrapassou 10,00 %. Este comportamento afirma que a cinética de cianetação direta deste corpo BF2 foi mais lenta que o corpo BF, embora o teor de ouro seja mais baixo.

A redução da granulometria não impacta significativamente na elevação de recuperação, mas eleva consideravelmente o consumo de cianeto de sódio de 9,31 % a 16,77 %, comparando os resultados de 0,053 mm aos de 0,075 mm e 0,106 mm, respectivamente. Isso ocorre devido a maior exposição de partículas de minerais de ganga que também são cianicidas e competem com o ouro quanto ao consumo de cianeto.

Fase 2 – Laboratório Jaguar Mining

Para o corpo BF2, os resultados dos ensaios realizados no laboratório interno apresentaram maiores teores de alimentação e variação entre eles (Tabela 5.26) que os ensaios realizados pela Testwork, sendo que em apenas 8 horas já alcançaram acima de 87,71 % de extração do ouro. Estes resultados comprovam que a redução do tempo de cianetação pode ter feito muito benéfico à recuperação global do ouro. As recuperações em todas as granulometrias foram melhores que o da fase 1 e a redução da granulometria para 0,045 mm teve um efeito bastante positivo (4,29 %) na recuperação em relação a 0,106 mm, mas muito semelhante ao de 0,075 mm.

Tabela 5.26 - Resultados dos ensaios de cianetação direta por 8 horas de cianetação e 16 horas de adsorção do corpo BF2 - Laboratório Jaguar Mining

Granulometria P80 (mm)	Teor inicial (g/t)	Teor rejeito cianetação (g/t)	Teor de rejeito CIP (g/t)	Recuperação da cianetação (%)	Recuperação global (%)
0,106	5,21	0,64	0,58	87,71	88,86
0,075	7,57	0,81	0,53	89,68	93,25
0,045	6,28	0,52	0,43	91,72	93,15

5.5.5 CIL

Os ensaios de CIL (*Carbon-in-leaching*) foram realizados nas mesmas condições da cianetação direta, porém com a adição de carvão no início, sendo realizado concomitantemente a dissolução e a adsorção do ouro. Ao contrário do ocorrido nos testes de cianetação direta para o corpo BF, observa-se que as curvas de recuperação e de rejeito (Figuras 5.58 e 5.59) para BF2 são mais estáveis que nos testes anteriores, havendo apenas um desvio para 0,106 mm entre 2 e 4 horas que apresentam resultados semelhantes.

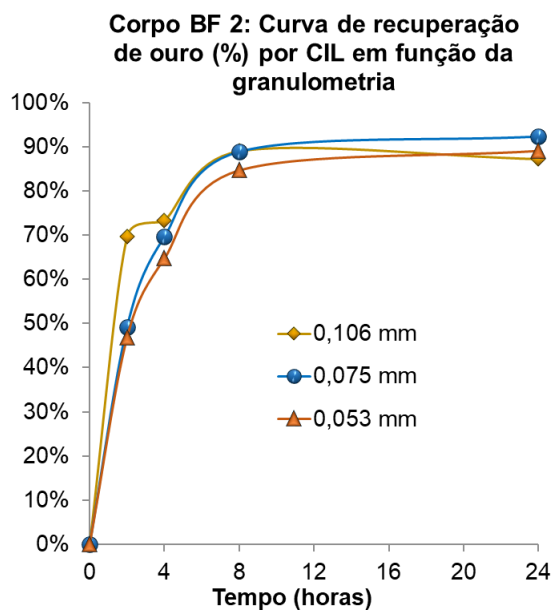


Figura 5.58 - Curvas de recuperação de ouro por CIL em função da granulometria - Corpo BF2.

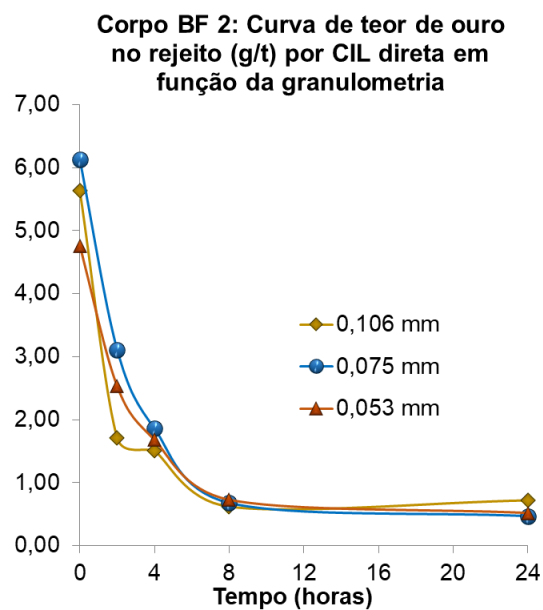


Figura 5.59 - Curvas de teores de ouro por CIL em função da granulometria - Corpo BF2.

Tabela 5.27 - Resultados dos ensaios de CIL por 24 horas do corpo BF2.

Granulometria (mm)	Teor inicial (g/t)	Teor de rejeito (g/t)	Recuperação (%)	Consumo de NaCN (kg/t)	Consumo de cal (kg/t)
0,106	5,63	0,72	87,21	1,64	1,50
0,075	6,12	0,47	92,32	1,69	1,50
0,053	4,76	0,52	89,07	1,84	1,50

Os teores recalculados de alimentação variaram bastante entre as granulometrias, possivelmente em função de contaminação de finos de carvão durante a amostragem e análise de ouro por Fire Assay, o que impacta diretamente a recuperação global de ouro (Tabela 5.27). Apesar disso, os resultados de rejeito e recuperação CIL foram significativamente melhores em relação à lixiviação direta, conforme mostra a Figura 5.60. Observa-se na Figura 5.58 que a recuperação com apenas 8 horas de 88,00 %, diferentemente do ocorrido na cianetação direta em que foi necessário maior tempo para dissolução do ouro.

Corpo BF 2: Comparação das recuperações de cianetação direta e CIL após 24 horas

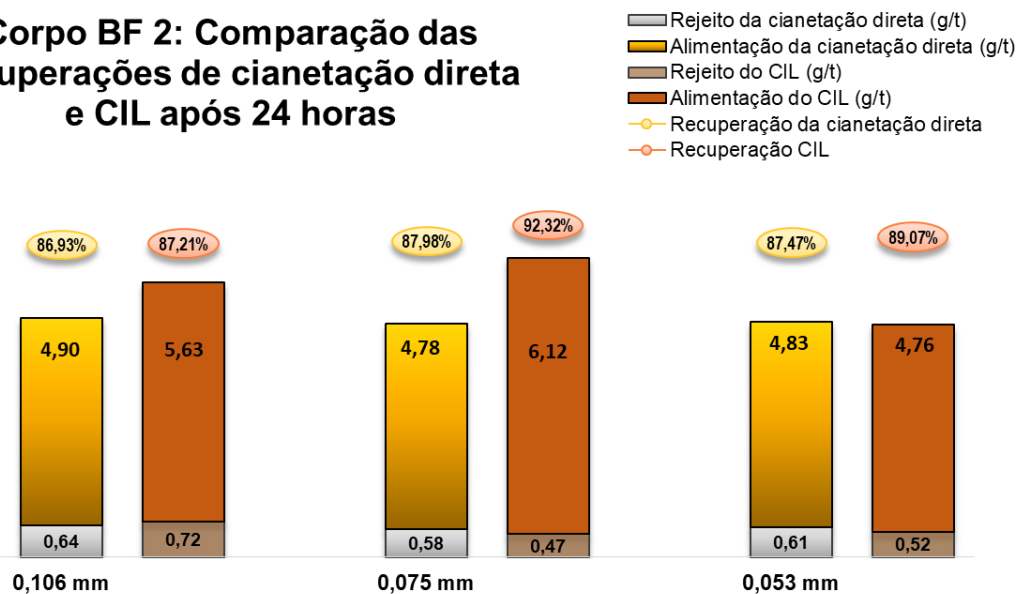


Figura 5.60 - Comparação entre as recuperações obtidas nos processos de cianetação direta e carbon-in-leach (CIL) para o corpo BF2.

5.5.6 Concentração gravítica

Os ensaios de concentração gravítica tiveram como objetivo avaliar a proporção de ouro passível de recuperação por este processo e se a granulometria interfere na concentração. Os resultados do ensaio GRG (Gravity Recoverable Gold) para o minério do corpo BF2 encontram-se na Tabela 5.28 e apontaram a presença expressiva de ouro gravítico, com uma recuperação acumulada de 70,03 %. As maiores concentrações ocorreram na granulometria de 0,850 mm e 0,075 mm, respectivamente.

Tabela 5.28 - Resultados do ensaio de GRG para amostra do corpo BF2.

Etapa granulométrica	Amostra	Teor Au (g/t)	Recuperação mássica (%)	Recuperação gravítica (%)	Recuperação gravítica acumulada (%)
0,850 mm	Inicial	6,95	100,00		
	Concentrado 1	232,13	0,98	32,73%	32,73%
	Rejeito 1	3,09	99,02		
0,212 mm	Concentrado 2	77,77	1,19	13,31%	46,04%
	Rejeito 2	2,02	97,83		
0,075 mm	Concentrado 3	120,8	1,38	23,98%	70,03%
	Rejeito final	2,16	96,46		

Corpo BF 2: Comparação das recuperações gravíticas em diferentes granulometrias

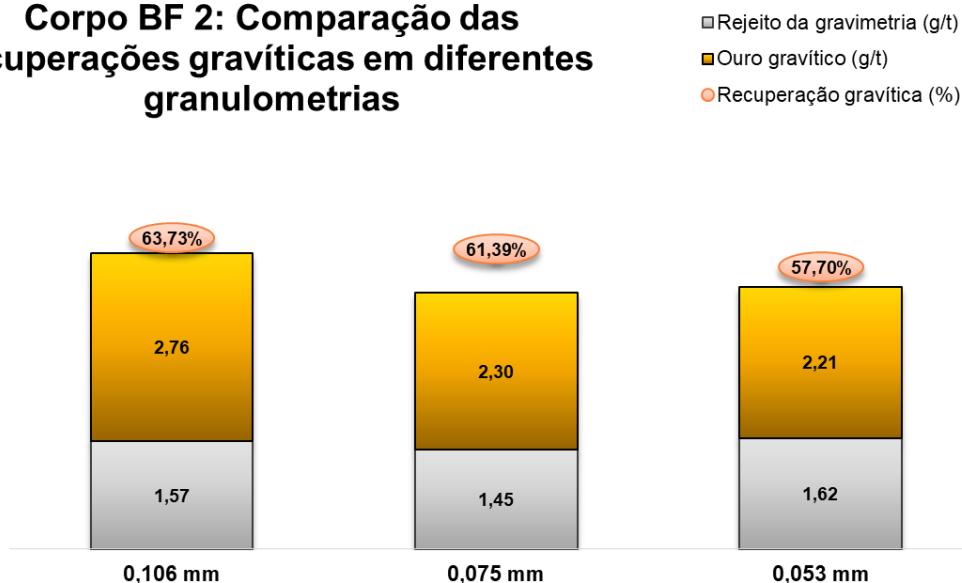


Figura 5.61 - Dados da concentração gravítica do minério BF2 em diferentes granulometrias.

Nos testes de concentração em apenas uma granulometria específica, o melhor resultado de 63,66% foi obtido a uma granulometria de 0,106 mm. Da mesma forma que os outros corpos, a redução da granulometria reduziu a eficiência da concentração gravítica (Figura 5.61).

Os rejeitos das concentrações gravíticas foram cianetados por 24 horas e também através do processo *carbon-in-pulp* e os resultados são apresentados na Tabela 5.29 e Figuras 5.62 e 5.63. Observa-se que de forma geral a aplicação de apenas CIL não foi o processo adequado para maximizar a recuperação de ouro, indicando que para este minério é necessária a etapa de lixiviação do ouro sem carvão por no máximo 8 horas, quando a curva de dissolução do ouro estabiliza, e em seguida aplicar a etapa de adsorção em carvão ativado. Para os testes com maior tamanho de partícula, 0,106 e 0,075 mm, a diferença entre as recuperações de cianetação direta e CIL foram as maiores, 40,77 % e 17,59 %, respectivamente.

Tabela 5.29 - Resultados dos testes de cianetação do rejeito gravítico para o corpo BF2 -Testwork.

Granulometria (mm)	Processo	Teor inicial (g/t)	Teor de rejeito (g/t)	Recuperação (%)	Consumo de NaCN (kg/t)
0,106	Lixiviação direta	1,57	0,22	85,99	1,90
0,075	Lixiviação direta	1,45	0,37	74,83	1,74
0,053	Lixiviação direta	1,62	0,46	71,60	1,80
0,106	CIL	1,57	0,86	45,22	1,43
0,075	CIL	1,45	0,62	57,24	1,79
0,053	CIL	1,62	0,50	69,14	1,80

As curvas de cianetação do rejeito da concentração gravítica são similares às curvas de cianetação das amostras in natura, sendo que a taxa máxima de dissolução do ouro ocorre nas 4 horas iniciais e após 8 horas se estabiliza. Em relação à granulometria há tendência de redução do tamanho das partículas aumentar a recuperação metalúrgica, mas destaca-se o comportamento anômalo das amostras a 0,106 mm no ensaio de lixiviação que apresenta recuperações bem elevadas em relação aos outros ensaios com o material em granulometria menor.

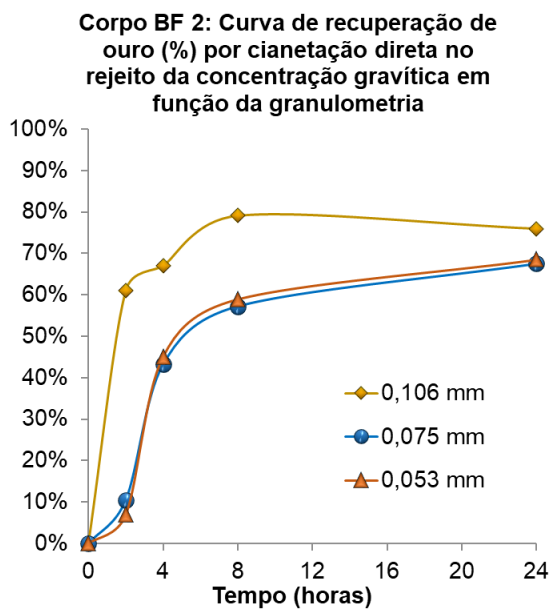


Figura 5.62 - Curvas de recuperação de ouro por cianetação direta do rejeito da concentração gravítica em função da granulometria - Corpo BF2.

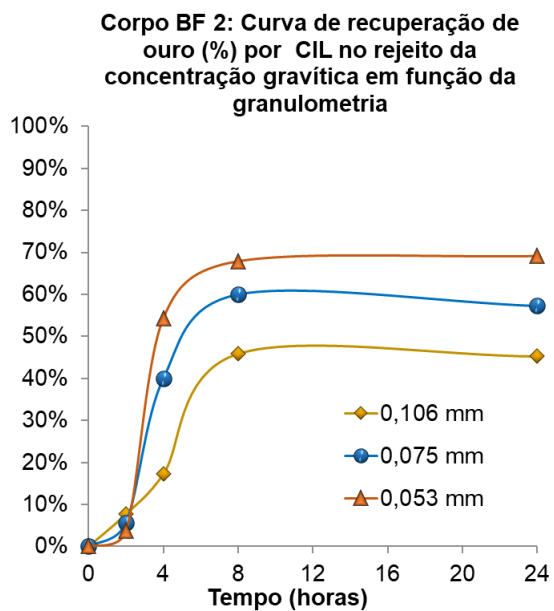


Figura 5.63 - Curvas de recuperação de ouro por CIL do rejeito da concentração gravítica em função da granulometria - Corpo BF2.

5.5.7 Ensaios de flotação

Fase 1 – Laboratório Testwork

Em continuidade à caracterização do corpo BF2, os primeiros ensaios de flotação do corpo tiveram como objetivo avaliar desempenho da recuperação de ouro e correlacioná-la com a recuperação de enxofre em função do tempo de residência e da granulometria. Foi avaliada também a interferência de reagentes comuns, tais como mercaptobenzotiazol de sódio (MBT), ditiofosfato de sódio (DTP), isobutil xantato de sódio (SIBX) e amil xantato de potássio (PAX). Os resultados encontram-se na Tabela 5.30.

O teste de flotação na condição 1, consistiu na dosagem total de 70 g/t de coletores (sendo 50 g/t de mercaptobenzotiazol de sódio e 20 g/t de ditiofosfato de sódio), 40 g/t de sulfato de cobre como ativador e 4,5 g/t de espumante. Da mesma forma que ocorreu com o corpo BF, observa-se pela Figura 5.64 que a cinética de flotação é muito rápida nos 4 minutos iniciais, recuperando cerca de 47,00 % do ouro; a partir daí continua-se o incremento de recuperação metalúrgica em uma taxa mais lenta, em oposição à recuperação de massa que mantém a elevação acentuadamente.

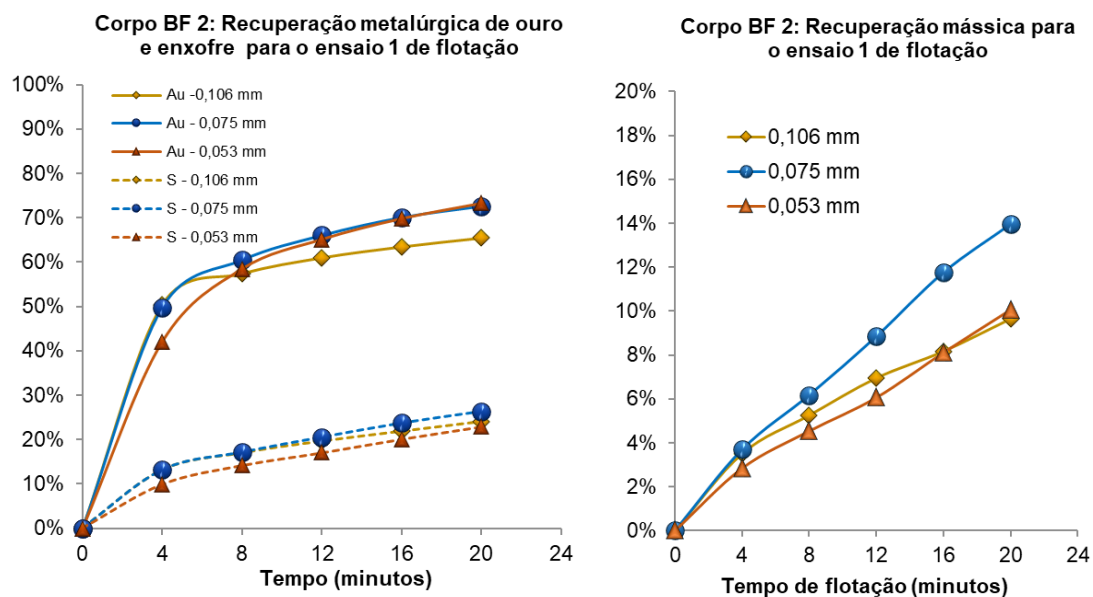


Figura 5.64 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 1 (50 g/t de MBT, 20 g/t de DTP e 40 g/t de CuSO₄) para o corpo BF2.

Tabela 5.30 - Resultados de flotação da primeira etapa de exploração do corpo BF2.

Teste	P ₈₀	Dosagem de reagentes (g/t)							Tempo (min)	Alimentação Recalculada (g/t)	Recuperação Concentração Gravimétrica (%)	Recuperação mássica (%)	Alimentação da Flotação Au (g/t)	Concentrado Flotação Au (g/t)	Rejeito Au (g/t)	Recuperação Flotação Rougher Au (%)	Recuperação Global (CG + Flot) Au (%)	Recuperação Flotação Rougher S (%)
		CuSO4	MBT	DTP	Espumante	SIBIX	PAX	INT 102										
1.1		40	50	20	4,5	-	-	-	20			9,76%	2,32	14,96	0,96	62,88%	82,35%	20,60%
1.2		40	50	20	4,5	-	-	-	20			9,07%	1,52	11,44	0,53	68,30%	88,20%	27,59%
2.1	0,106 mm	-	-	-	-	80	-	42	20	4,165	61,52%	16,60%	1,40	6,96	0,21	82,68%	93,89%	44,33%
3.1		50	-	-	-	80	-	42	20			17,33%	1,29	6,47	0,21	86,59%	95,50%	81,15%
4.1		50	-	-	-	-	80	42	20			14,07%	1,66	10,30	0,25	87,09%	94,92%	75,66%
1.1		40	50	20	4,5	-	-	-	20			14,52%	1,74	8,61	0,58	71,77%	90,19%	25,13%
1.2	0,075 mm	40	50	20	4,5	-	-	-	20			13,41%	1,96	10,74	0,61	73,33%	89,99%	27,57%
2.1		-	-	-	-	80	-	42	20	5,152	63,40%	13,12%	1,73	11,47	0,26	86,94%	95,48%	37,98%
3.1		50	-	-	-	80	-	42	20			15,22%	2,31	13,74	0,26	90,63%	96,12%	57,49%
4.1		50	-	-	-	-	80	42	20			16,98%	1,86	9,84	0,23	89,74%	96,28%	61,42%
1.1	0,053 mm	40	50	20	4,5	-	-	-	20			10,88%	1,58	10,18	0,53	70,11%	89,12%	22,39%
1.2		40	50	20	4,5	-	-	-	20			9,25%	1,70	13,96	0,45	76,18%	90,94%	23,48%
2.1		-	-	-	-	80	-	42	20	4,394	62,85%	14,24%	1,58	9,56	0,26	86,16%	94,96%	40,15%
3.1		50	-	-	-	80	-	42	20			15,30%	1,94	11,41	0,23	89,96%	95,86%	58,52%
4.1		50	-	-	-	-	80	42	20			15,31%	1,51	8,66	0,22	87,92%	95,73%	63,67%

A recuperação de enxofre também não excede a 30,00 % com a elevação de recuperação mássica e do tempo de flotação. Portanto, a recuperação de ouro não está associada diretamente à recuperação mássica e à recuperação do enxofre.

As amostras com granulometrias de P80 de 0,053 e 0,075 mm apresentaram recuperações metalúrgicas semelhantes (72,60% e 73,27%, respectivamente), destacando-se a recuperação mássica para 0,075 mm que foi aproximadamente 4,00% superior a 0,053 mm. A elevação do tamanho das partículas para 0,106 mm ocasionou a redução média da recuperação de ouro de 7,26 %. Para a dosagem de reagentes conforme a condição 1, o teste de melhor desempenho foi a 0,053 mm.

Os ensaios na condição 2 consistiram na adição de apenas 80 g/t de SIBX e 42 g/t do espumante INT-102. O comportamento da flotação é semelhante à condição 1, porém o isobutil xantato de sódio proporcionou elevação da recuperação metalúrgica de ouro de 12,89 a 17,25 % e de 11,61 a 20,33 % de enxofre em relação aos coletores MBT e DTP, devido ao seu melhor poder de coleta. Conforme mostra a Figura 5.65, a cinética de flotação do corpo BF2 com o SIBX é melhor e mais rápida que os coletores a base de mercapto e ditiofosfato, pois em 8 minutos foram recuperados 68,00 % a 78,00 % do ouro, tendo a curva estabilizado a partir deste momento.

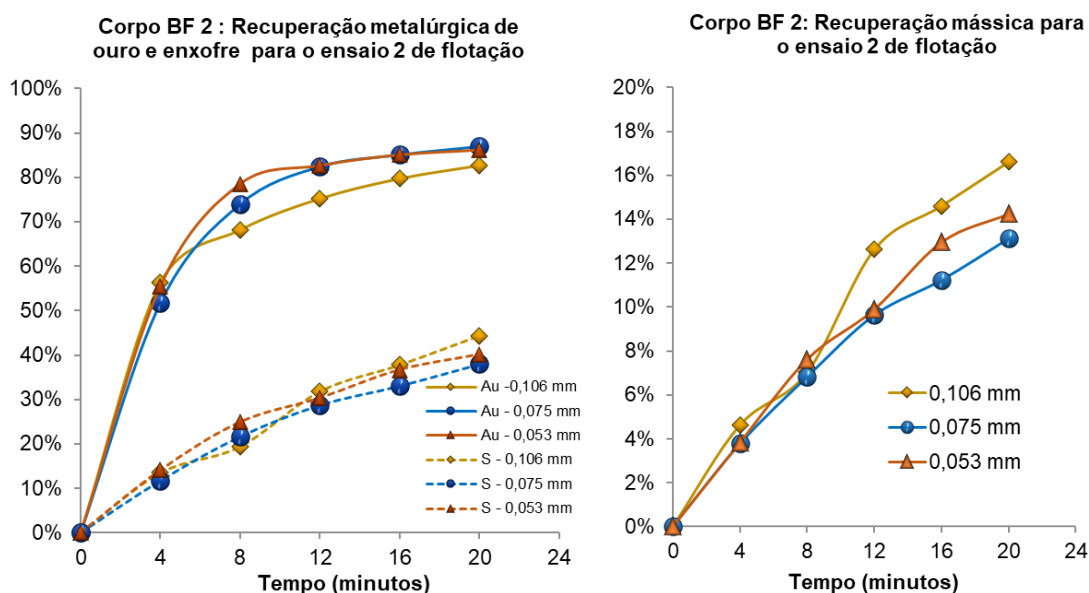


Figura 5.65 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 2 (80 g/t de SIBX e 42 g/t de INT-102) para o corpo BF2.

A recuperação de enxofre aumenta também significativamente com a adição do SIBX (elevação de 11,61 a 20,33 % em relação à condição 1), atingindo patamares próximos de 40,00 % em 20 minutos de flotação, praticamente 68,00 % acima do alcançado na condição 1.

Para o corpo BF2, a alteração do coletor influenciou a elevação mássica de 4,17 a 6,95 %, exceto para a granulometria de 0,075 mm cuja recuperação mássica praticamente não variou. Nesta condição a granulometria teve baixa influência na recuperação de ouro; porém verifica-se que partículas maiores tiveram menor desempenho quanto à recuperação de ouro, embora tenham sido mais favorecidas quanto à recuperação mássica. Para a dosagem de reagentes conforme a condição 2, o teste de melhor desempenho foi a 0,075 mm.

Os ensaios da condição 3 foram com a mesma dosagem e tipo de coletor e espumante da condição 2, porém com a adição de 50 g/t de sulfato de cobre e as curvas de recuperação são mostradas na Figura 5.66. A adição do ativador possibilitou o incremento de 3,69 % a 3,90 % na recuperação de ouro em relação à condição sem ativador, alterando a recuperação mássica no máximo de 2,10 %. Assim, em partes pode-se afirmar que o ganho de recuperação de ouro foi em função de maior recuperação de massa.

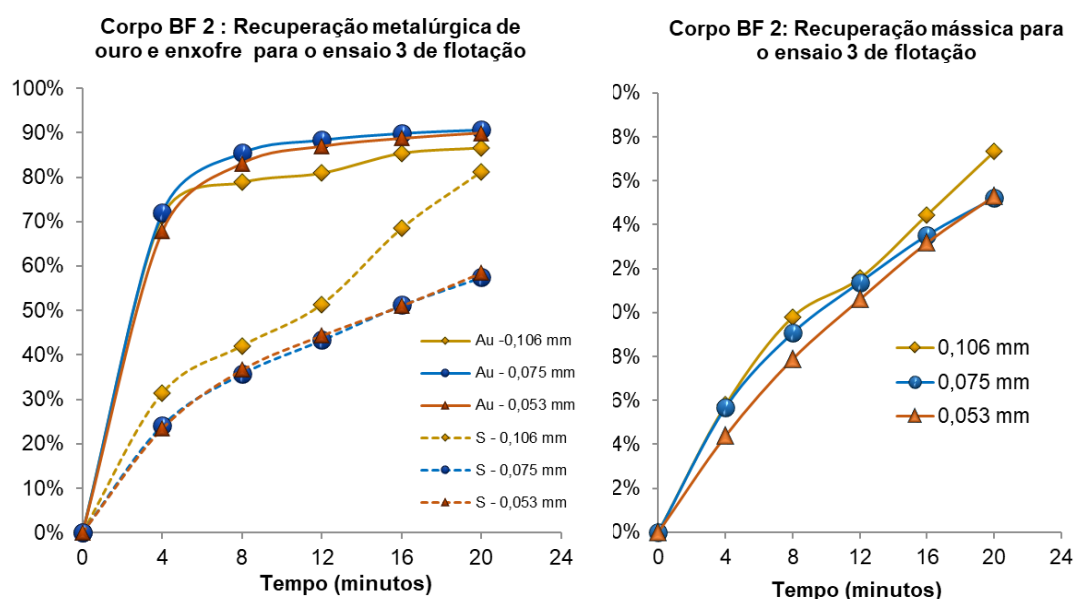


Figura 5.66 -Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 3 (80 g/t de SIBX, 42 g/t de INT-102 e 40 g/t de CuSO_4) para o corpo BF2.

Foi notório o efeito do sulfato de cobre na recuperação de enxofre em relação aos demais ensaios, proporcionando uma elevação de 18,37 % a 36,82 % na recuperação de enxofre. A recuperação mais expressiva de enxofre (81,15 %) foi para a granulometria 0,106 mm, porém sem alterar ou melhorar a recuperação do ouro, que foi inferior aos resultados das granulometrias com recuperação de enxofre inferior a 60,00 %. Quanto à influência da granulometria, pode-se inferir que tamanho de partículas grosseiras não interferiu na flotação de enxofre, pois como os minérios de sulfetos apresentam o Work Index (WI) bastante inferior aos outros minerais presentes neste corpo, possivelmente o tempo de moagem foi suficiente para atingir a granulometria ideal de flotação dos sulfetos. Quanto à relação de recuperação ouro e enxofre, novamente comprova-se que o ouro não está intimamente associado a sulfetos, mas a outros minerais cujas condições de flotação podem torná-los hidrofóbicos e recuperáveis. Para a dosagem de reagentes conforme a condição 3, o teste de melhor desempenho foi a 0,075 mm, embora a diferença de resultados para a granulometria de 0,053 mm foi ínfima.

Os ensaios da condição 4 foram similares à condição 3, porém substituindo o isobutil xantato de sódio pelo amil xantato de potássio na mesma dosagem; as curvas de recuperação são mostradas na Figura 5.67.

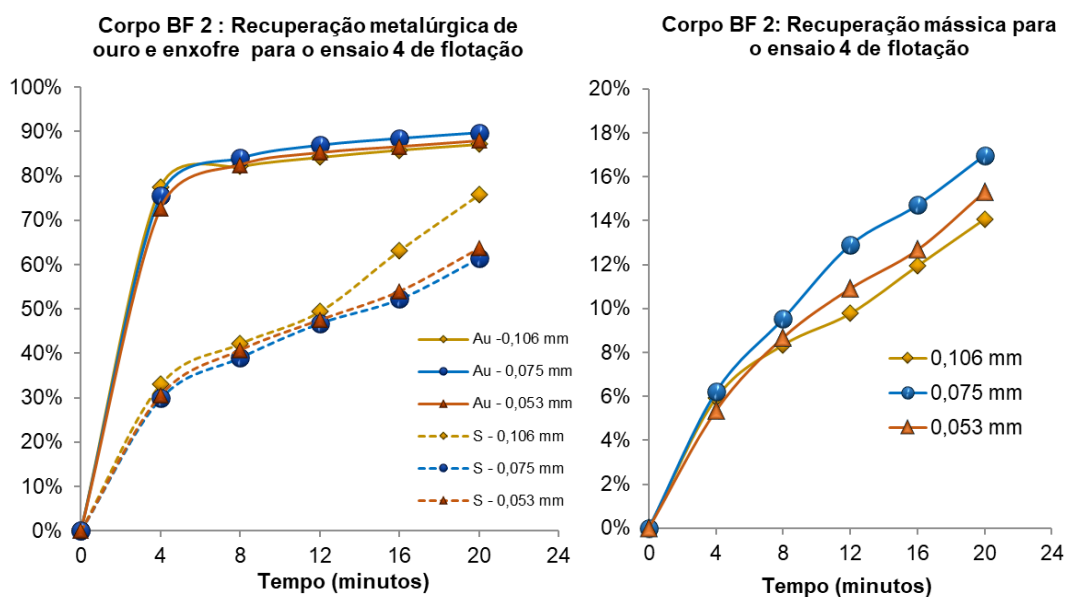


Figura 5.67 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 2 (80 g/t de PAX, 42 g/t de INT-102 e 40 g/t de CuSO_4) para o corpo BF2.

A alteração possibilitou não alterar a recuperação mássica nem promoveu ganhos significativos na recuperação de ouro: 0,50 % para 0,106 mm; redução de 0,88 % e 2,03 % para 0,075 e 0,053 mm, respectivamente. O efeito foi maior na recuperação de enxofre, reduzindo-a em 5,49 % para 0,106 mm e elevando-a em 3,93 e 5,15 %, respectivamente para as granulometrias de 75 e 0,053 mm. Para a dosagem de reagentes conforme a condição 4, o teste de melhor desempenho foi a 0,075 mm.

Baseando-se na análise geral dos testes exploratórios de flotação para o corpo BF2, conclui-se que:

- O ouro não está associado intimamente a sulfetos, pois a recuperação máxima de ouro é obtida com recuperações de enxofre abaixo de 60,00 %. Isso significa que não é necessário recuperar todo o enxofre para que se tenha bons resultados de recuperação metalúrgica de ouro.
- Consistentemente para as amostras analisadas, a elevação do tamanho das partículas para 0,106 mm resultou em menor recuperação de ouro em relação a 0,075 e 0,053 mm.
- A diferença entre as recuperações de ouro e de massa para 0,075 e 0,053 mm foi ínfima, com maior interferência somente quando foi dosado o coletor amil xantato de potássio. Assim a opção por um processamento a 0,075 mm é mais viável para redução do consumo energético e mitigação do efeito “slime coat”.
- A melhor combinação de reagentes para a recuperação de ouro e de enxofre, independente da granulometria, foi 80 g/t de SIBX, 50 g/t de sulfato de cobre e 42 g/t do espumante INT-102.
- A utilização de coletores a base de xantatos elevou consideravelmente a recuperação de enxofre, o que está consonância com as considerações de KAWATRA (2002) de que os xantatos são coletores altamente seletivos para minerais sulfetados, e apresentam baixíssima afinidade com os minerais comuns de ganga não sulfídrica.

Fase 2 – Laboratório Jaguar Mining

Avaliando a distribuição das recuperações mássicas das 8 condições de flotação com sulfato de cobre (Figura 5.68) e sem sulfato de cobre durante a moagem (Figura 5.69) verifica-se um comportamento diferente do corpo BF2 em relação corpo BF. Os resultados de recuperação em massa foram mais coerentes com a prática industrial, variando entre 6,83 a 11,51 %, mesmo com ambos os concentrados rougher e scavenger sendo considerados como concentrado final. Ao contrário do ocorrido com o corpo BF, as amostras do corpo BF2 apresentaram formação de bolhas estáveis e mineralizadas.

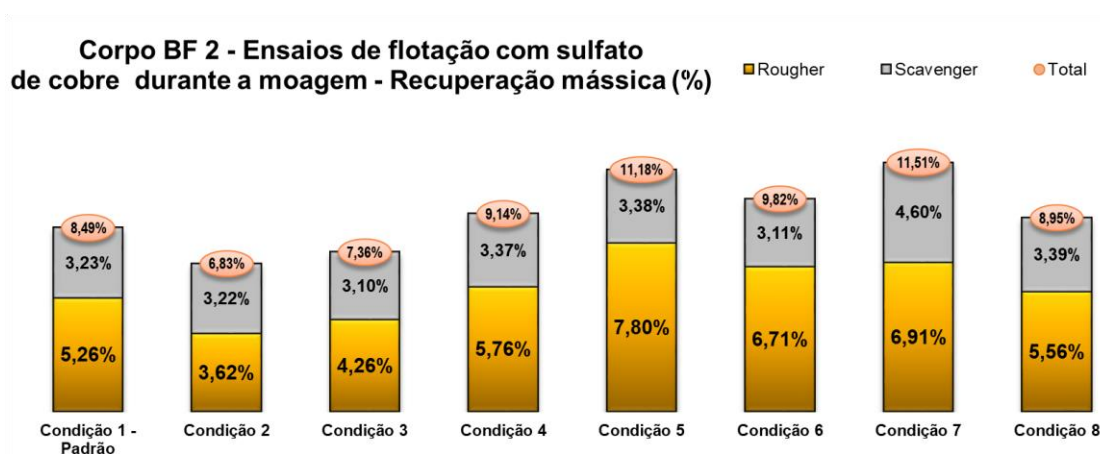


Figura 5.68 - Corpo BF2: Distribuição da recuperação mássica nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.

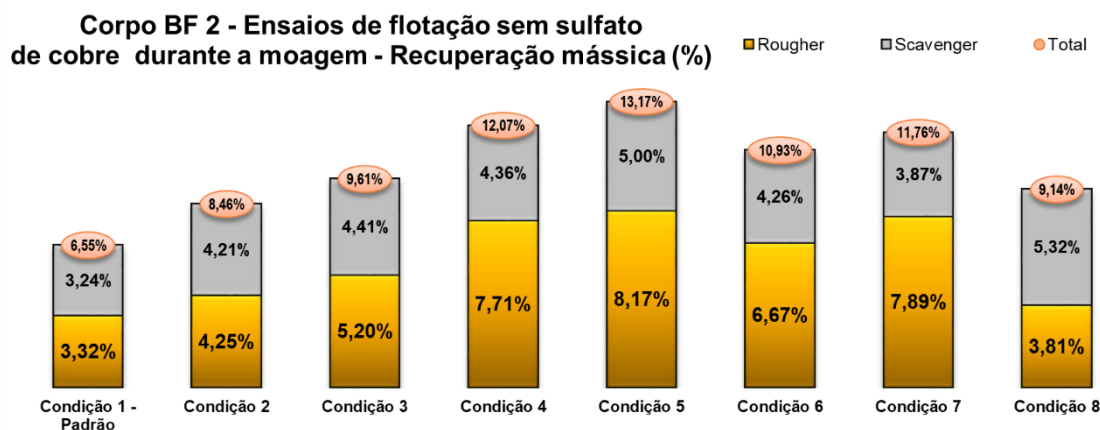


Figura 5.69 - Corpo BF2: Distribuição da recuperação mássica nos ensaios de flotação sem adição de sulfato de cobre durante a moagem.

Comparando os dados das Figuras 5.68 e 5.69 com as análises estatísticas com 95% de intervalo de confiança das Figura 5.70, verifica-se que as condições que foram utilizados somente coletores a base de ditiofosfinato (4), ditiofosfato (5 e 6) e de xantato (7 e 8) foram aquelas com maior recuperação mássica (Figura 5.70c), principalmente na etapa rougher (Figura 70a) representando em média um aumento de aproximadamente 42,90 % nos testes com sulfato de cobre na moagem em relação à média dos valores obtidos nas outras condições.

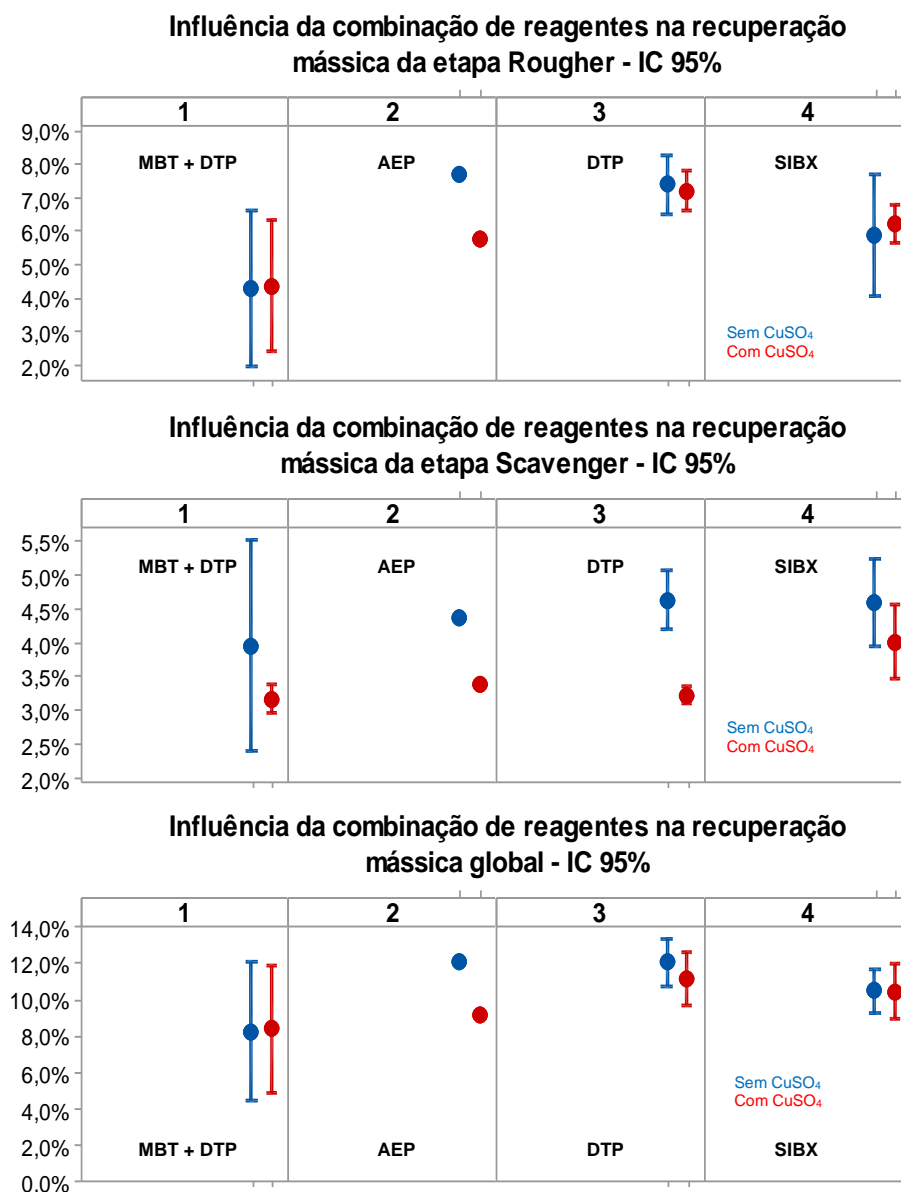


Figura 5.70 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores na recuperação mássica nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger e c) recuperação global nos ensaios de flotação do corpo BF2.

Na etapa rougher, a utilização ou não de sulfato de cobre na moagem não teve efeito significativo sobre recuperação mássica, exceto no caso da utilização da combinação de mercapto com ditiofosfinato.

A recuperação de massa na etapa scavenger (Figura 5.70b) foi similar independentemente do tipo de reagente e dosagem, mas a aplicação de sulfato de cobre na etapa de moagem reduziu em aproximadamente 1% a recuperação mássica em relação aos testes sem essa aplicação. As recuperações globais de massa mantiveram a mesma tendência da recuperação rougher, sendo que a combinação dos coletores mercapto e ditiofosfato se mostraram mais seletivos à massa (condições 1 a 3), sendo que nessas condições associada a não utilização de sulfato de cobre na moagem a redução da dosagem de coletor ocasionou a elevação da massa de concentrado (Figura 5.70c).

Na Figura 5.71 foi avaliado estatisticamente o efeito somente do sulfato de cobre, independente dos tipos e dosagens de coletores. As médias de recuperação mássica e a dispersão dos resultados sem e com sulfato de cobre são bastante semelhantes. Assim pode ser afirmado que o reagente ativador não teve influência sobre a recuperação de massa.

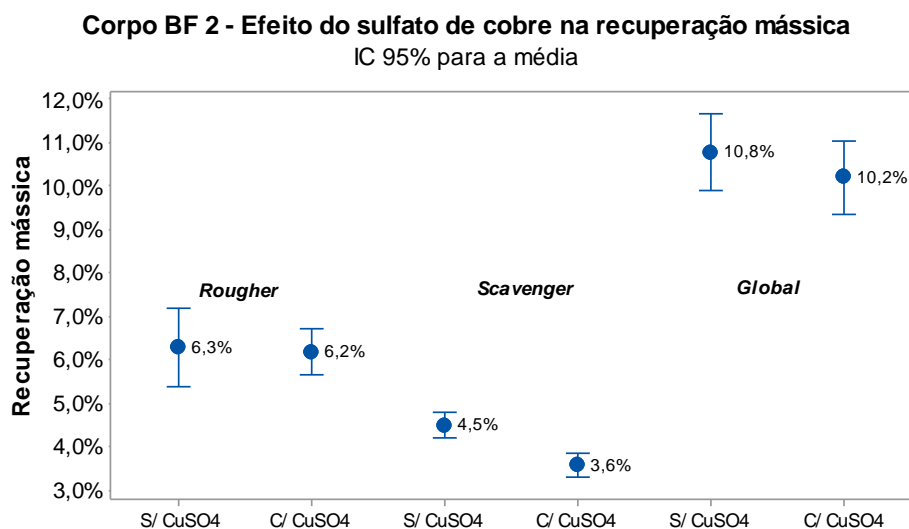


Figura 5.71 - Avaliação do efeito do sulfato de cobre da moagem para a recuperação mássica nos ensaios de flotação do corpo BF2.

Em relação aos resultados de recuperação de ouro observa-se pelas Figuras 5.72 e 5.73 que o corpo BF2 apresenta flotabilidade expressivamente melhor que o corpo BF, mas que reagentes coletores e ativadores podem influenciar diretamente nestes resultados. De forma geral a aplicação do sulfato de cobre na moagem resultou em melhores resultados (76,39 a 87,62 %) que sem a sua aplicação (67,32 % a 88,89 %) e a maior recuperação de ouro ocorre na etapa rougher.

Corpo BF 2 - Ensaios de flotação com sulfato de cobre durante a moagem - Recuperação de ouro (%)

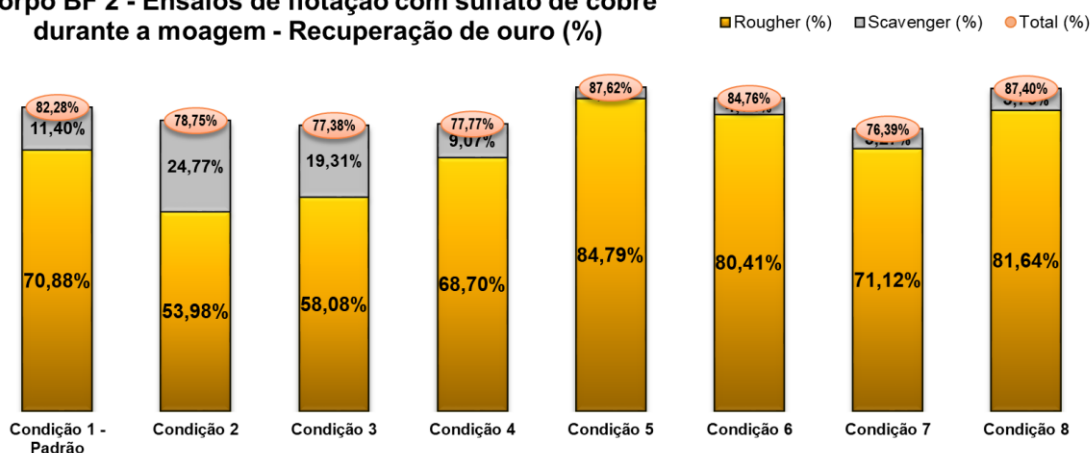


Figura 5.72 - Corpo BF2: Distribuição da recuperação de ouro nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.

Corpo BF 2 - Ensaios de flotação sem sulfato de cobre durante a moagem - Recuperação de ouro (%)

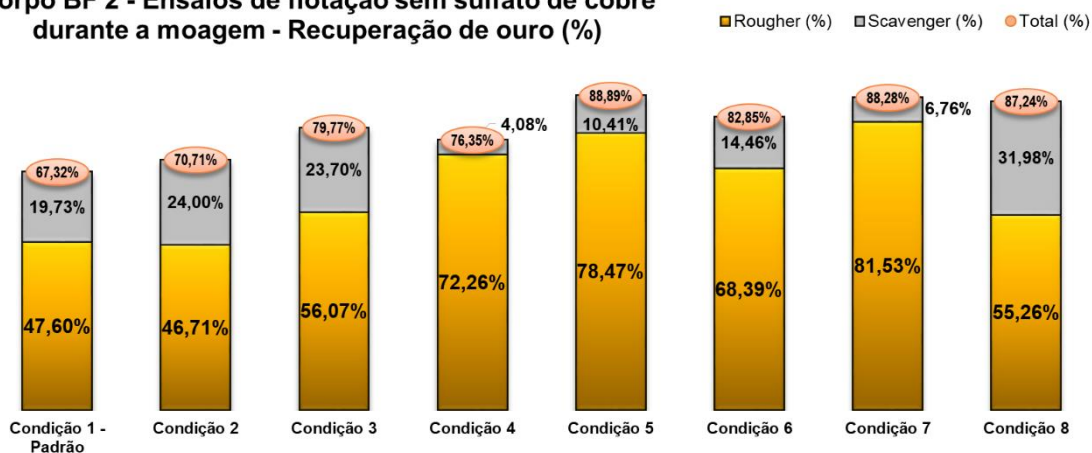


Figura 5.73 - Corpo BF2: Distribuição da recuperação de ouro nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.

Avaliando os resultados das condições de 1 a 3 em que a aplicação dos coletores foi na proporção de 65 % MBT e 35 % DTP e dosagens de 100, 85 e 70 g/t respectivamente, nos casos com sulfato de cobre na moagem, a redução da dosagem de coletores foi diretamente

proporcional à redução da recuperação de ouro; já sem moagem com sulfato de cobre, o efeito foi inversamente proporcional: menor dosagem de reagentes, maior recuperação de ouro.

Comparando a condição 4 com a condição cuja única diferença é a substituição do ditiofosfato (1) por ditiofosfinato (4) o comportamento dos ensaios é diferente com e sem adição de sulfato de cobre na moagem: no primeiro caso a alteração do coletor promoveu aumento redução de 4,51 % na recuperação de ouro e no segundo caso, elevação de 10,03 %.

De todas as condições a melhor foi 5, com a combinação de 27,25 g/t de INT-214 e 48,82 g/t de INT-577 da mesma forma que foi para o corpo BF. Em partes esse efeito de recuperação de ouro pode estar associado a maior massa recuperada. A condição 6 é um pouco similar na dosagem de coletores da condição 5, mas utilizando apenas o ditiofosfato INT-214, resultou na queda de recuperação metalúrgica de até 6,00 %.

O isobutil xantato apresentou bom desempenho de recuperação de ouro, conforme já indicado na primeira fase de ensaios de flotação, principalmente sem a adição de sulfato de cobre e espumante nas etapas rougher e scavenger (condição 8) que também teve menor recuperação de massa que a condição 5. A combinação de SIBX, INT-214, sulfato de cobre e espumante na etapa de flotação foi melhor sem sulfato de cobre na moagem, quando o ativador foi aplicado na moagem ocasionou redução de aproximadamente 12,00 % de recuperação de ouro.

A análise estatística dos resultados de recuperação de ouro pelo Minitab confirmou as discussões anteriores. O efeito da adição de sulfato de cobre na moagem, desconsiderando os tipos e dosagens de reagente, teve impacto positivo na recuperação principalmente na etapa rougher, promovendo um ganho médio de 8,50 % na recuperação de ouro (Figura 5.74); isso é relevante pois possibilita a recuperação mais rápida do ouro e reduz as chances de perda de ouro para o rejeito nas etapas scavengers, que na planta atual consiste em 6 células de flotação. Recomenda-se que a moagem seja efetuada com sulfato de cobre para que a sulfidização das partículas já inicie no primeiro contato do minério com a água evitando a hidrofilição das superfícies que estão associadas ao ouro.

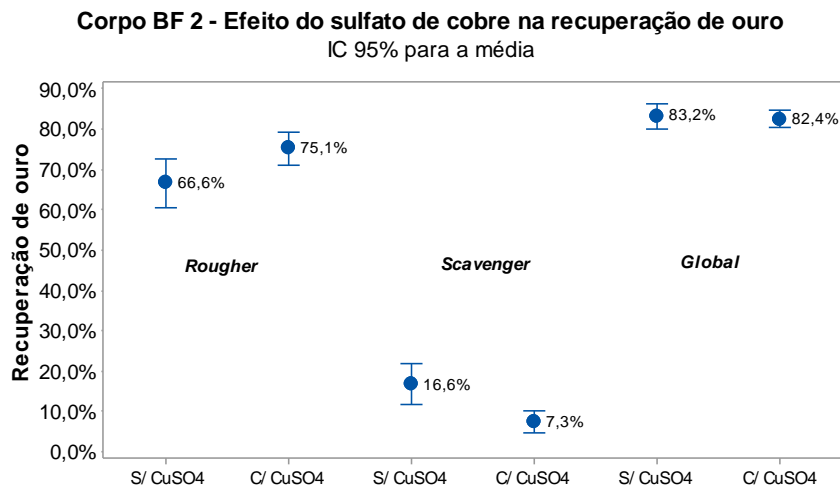


Figura 5.74 - Avaliação do efeito do sulfato de cobre na moagem para a recuperação metalúrgica de ouro nos ensaios de flotação do corpo BF.

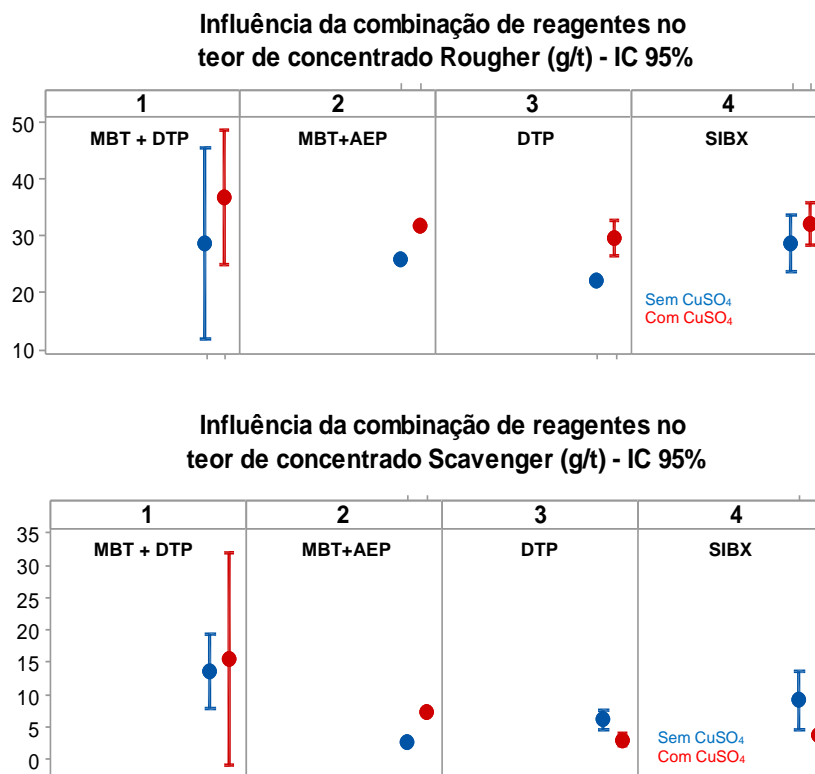


Figura 5.75 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores no teor de concentrado nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger nos ensaios de flotação do corpo BF2.

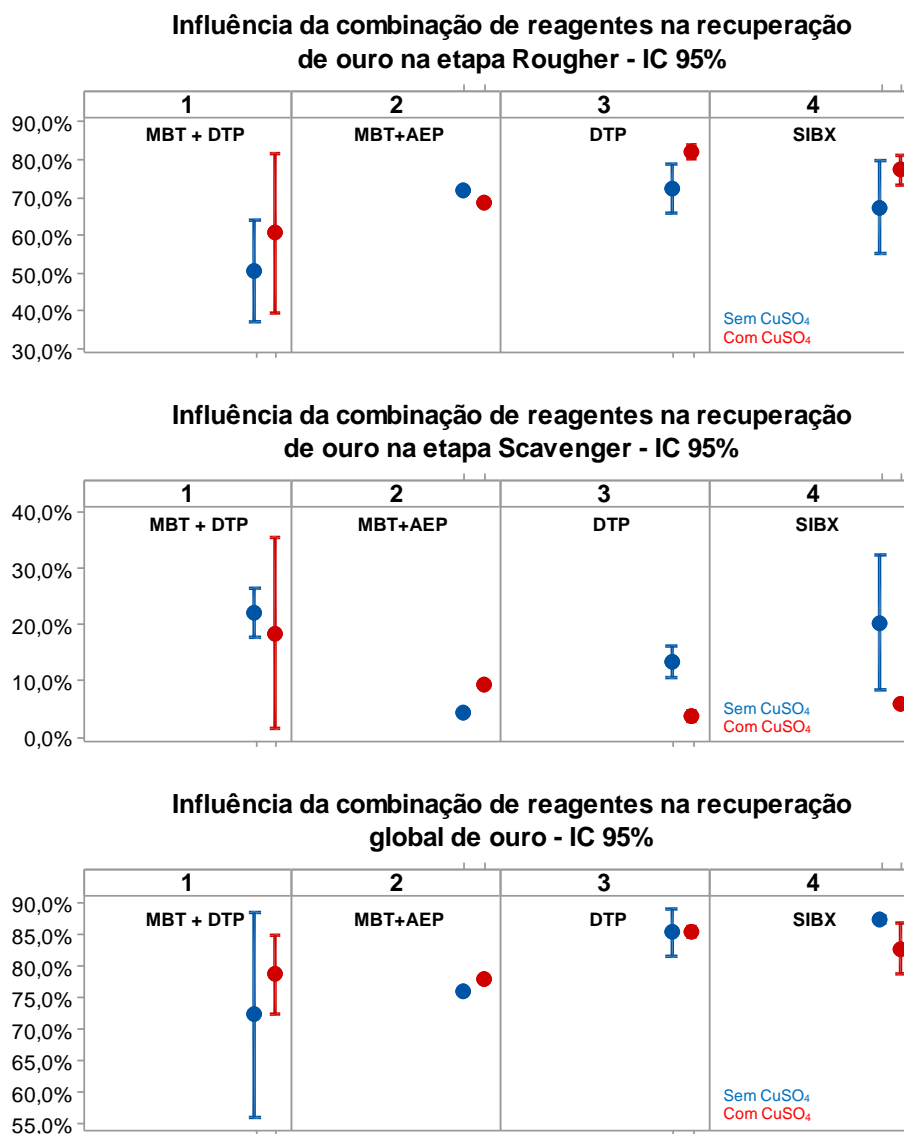


Figura 5.76 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores na recuperação mássica nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger e c) recuperação global nos ensaios de flotação do corpo BF2.

Ressalta-se que a dosagem de somente coletores ditiofosfato resultou em melhor recuperação metalúrgica na etapa rougher (Figura 5.76a), com ganho de até 10,00 % em relação ao segundo melhor reagente; o mesmo ocorre com a combinação dos coletores MBT+DTP que tiveram melhor desempenho de recuperação na etapa scavenger (Figura 5.76b), com ganho de até 10 %. Porém em termos de concentração o mercapto gerou maiores teores de concentrado no rougher e scavenger (Figura 5.75), consequentemente melhor seletividade, principalmente quando a moagem foi feita com sulfato de cobre.

Portanto recomenda-se que em um circuito industrial seja feita uma combinação de coletores MBT e DTP, sendo que o ditiofosfato deva ser dosado em maior quantidade na fase de condicionamento previamente à etapa rougher e o mercapto seja dosado em maior quantidade na etapa scavenger.

5.5.8 Ensaio de lixiviação do concentrado de flotação

Fase 1 – Laboratório Testwork

Para análise do comportamento da lixiviação do concentrado de flotação, o laboratório Testwork fez um teste de moagem a 0,075 mm, concentração gravítica e flotação na condição 4 da fase exploratória 1, gerando concentrado suficiente para 3 testes de cianetação. Os resultados obtidos nessa fase encontram-se na Tabela 5.31 e Figura 5.77. Avaliando os dados observa-se que de modo geral que houve erros associados à amostragem, pois os teores de ouro nos rejeitos após a adsorção foram mais elevados que após a cianetação, o que indica uma contaminação das amostras ou influência de possível presença de finos de carvão nos sólidos analisados. Assim não é possível emitir conclusões após a etapa de adsorção e as análises da curva de cianetação se baseou apenas na etapa de lixiviação.

Tabela 5.31 - Resultados dos testes de lixiviação do concentrado de flotação do corpo BF 2– Laboratório Testwork.

Condição	Teor inicial (g/t)	Teor rejeito cianetação (g/t)	Teor de rejeito CIP (g/t)	Recuperação da cianetação (%)	Recuperação global (%)
1.1	13,99	2,67	4,01	80,94	71,37
1.2	13,67	2,30	3,95	83,20	71,15
<i>Média</i>	<i>13,83</i>	<i>2,49</i>	<i>3,98</i>	<i>82,07</i>	<i>71,26</i>
2.1	14,24	2,38	4,00	83,28	71,90
2.2	15,09	3,46	3,78	77,05	74,98
<i>Média</i>	<i>14,67</i>	<i>2,92</i>	<i>3,89</i>	<i>80,17</i>	<i>73,44</i>
3.1	14,86	2,98	4,23	79,94	71,57
3.2	13,87	2,95	4,18	78,73	69,86
<i>Média</i>	<i>14,37</i>	<i>2,97</i>	<i>4,21</i>	<i>79,34</i>	<i>70,72</i>

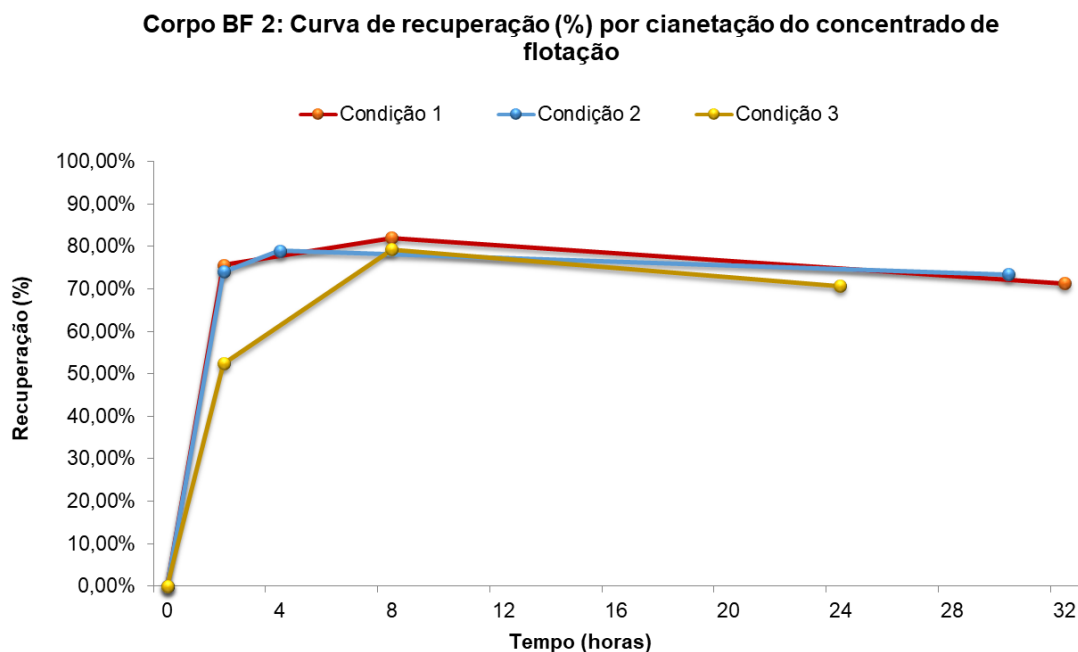


Figura 5.77 - Curvas de recuperação para os testes de cianetação do concentrado de flotação do corpo BF2 pelo laboratório Testwork.

A primeira condição (1) consistiu em aplicar o pré-condicionamento e aeração da polpa em baixa alcalinidade por 15 horas em tanques agitados, em seguida pré-condicionamento a pH 10,5 por 8 horas, cianetação de 8 horas com adição inicial de 3000 mg/L de NaCN e sem correção da concentração de cianeto livre, e 24 horas de adsorção em carvão ativado. A concentração de oxigênio dissolvido oscilou entre 4,00 a 5,00 mg/L durante o ensaio. Observa-se pela Figura 5.77 que a cinética de dissolução do ouro é bastante rápida nos momentos iniciais de cianetação, sendo que em 2 horas de cianetação houve dissociação de 75,63 % do ouro; a partir daí a extração é mais lenta, atingindo 82,07 % com 8 horas.

A segunda condição (2) consistiu em aplicar um pré-condicionamento em um reator semelhante à garrafa giratória, sem pressão, com injeção de oxigênio por válvulas de forma a substituir todo o ar e deixando o minério em contato com este oxigênio por 12 horas, promovendo a elevação da concentração de oxigênio dissolvido para 10,00 a 11,00 mg/L. Em seguida a cianetação por 6 horas, com adição inicial de 3000 mg/L de NaCN e sem correção da concentração de cianeto livre, e 24 horas de adsorção em carvão ativado. Observa-se que a maior oxidação dos minerais na etapa de pré-condicionamento e maior disponibilidade de oxigênio dissolvido para a reação de cianetação possibilitou a

recuperação do ouro de 78,94 % nas 4 horas iniciais, com curva muito semelhante à da condição 1.

A terceira condição (3) consistiu em etapa CIL a pH 12,00, por 24 horas, com adição inicial de 3000 mg/L de cianeto de sódio e sem correção da concentração de cianeto livre e concentração de oxigênio dissolvido na polpa mantido entre 4,00 a 5,00 mg/L; não foi feito nenhum tipo de pré-condicionamento. Observa-se que esta condição foi o teste com a cinética mais lenta nas primeiras horas de cianetação e com 8 horas atingiu 79,34 % de recuperação. Esta redução de cinética está em consonância com os estudos de HABASHI (1967) e de MARSDEN e HOUSE (2006) sobre a interferência de pH acima de 11,00 para dissolução do ouro, principalmente quando o alcalinizante é o hidróxido de cálcio.

Fase 2 – Laboratório Jaguar Mining

Para análise do comportamento da lixiviação do concentrado de flotação, o laboratório da Jaguar fez um teste de moagem a 0,075 mm, concentração gravítica e flotação na condição 5 da fase exploratória 2, gerando concentrado suficiente para 2 testes de cianetação. Os resultados obtidos nessa fase encontram-se na Tabela 5.32 e Figura 5.78.

Tabela 5.32 - Resultados dos testes de lixiviação do concentrado de flotação do corpo BF2 - ensaios do laboratório Jaguar Mining.

Condição	Teor inicial (g/t)	Teor rejeito cianetação (g/t)	Teor de rejeito CIP (g/t)	Recuperação da cianetação (%)	Recuperação global (%)
1.1	14,70	3,19	0,86	78,38	94,15
1.2	14,89	3,17	1,73	78,71	88,38
<i>Média</i>	<i>14,80</i>	<i>3,18</i>	<i>1,30</i>	<i>78,51</i>	<i>91,27</i>
2.1	15,98	4,19	0,54	73,78	96,62
2.2	15,32	3,83	0,54	75,01	96,48
<i>Média</i>	<i>15,65</i>	<i>4,01</i>	<i>0,54</i>	<i>74,40</i>	<i>96,55</i>

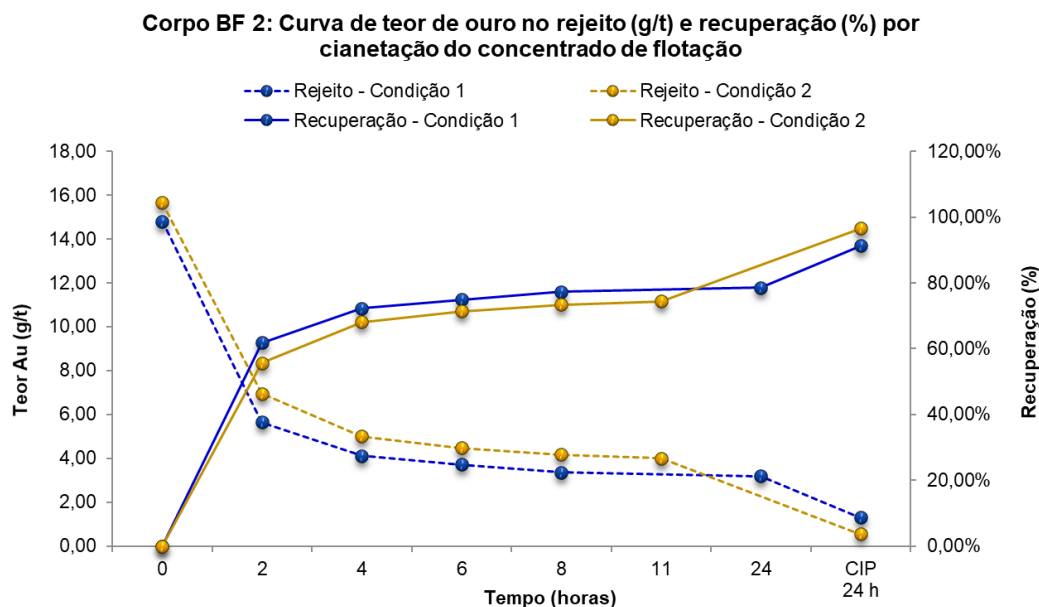


Figura 5.78 - Curva de teor de ouro no rejeito (g/t) e recuperação (%) por cianetação do concentrado de flotação.

A condição 1 consistiu na definição da curva de cianetação por 24 horas e adsorção por 24 horas, sem pré-condicionamento da polpa a 35 % de sólidos, pH 10,5, concentração de oxigênio dissolvido de 8,00 a 10,00 mg/L e de cianeto livre de 500 mg/L. A condição 2 representa a configuração atual da planta metalúrgica, que consiste na aplicação de 36 horas de pré-condicionamento em baixa alcalinidade (pH 7,5 a 8,5), 11 horas de pré-condicionamento em pH 10,5, 11 horas de cianetação a uma concentração de 500 mg/L de cianeto livre e 24 horas de adsorção.

As mesmas considerações sobre a cinética do concentrado de flotação do corpo BF foram válidas para o corpo BF2: as curvas de recuperação e de teor de ouro no rejeito são semelhantes, cinética rápidas nas 2 horas iniciais com aproximadamente 60,00 % de extração do ouro, redução da velocidade de dissolução do ouro depois das 2 horas não justificando a extensão do tempo de cianetação acima de 6 horas e o deslocamento da reação de dissolução do ouro após o início da etapa de adsorção. Para BF2 não foi constatado indício de precipitação do ouro com a elevação do tempo de cianetação, mas o melhor resultado global foi na condição 2 com menor tempo de lixiviação, resultando em ganho de 5,28 % em recuperação de ouro e redução de 58,46 % no teor do rejeito final.

O concentrado de flotação do corpo BF2 teve desempenho considerável melhor que o do

corpo BF2, indicando ser um minério free-milling, com recuperações por cianetação acima de 91,00 % e que o ouro associado a arsenopirita está acessível ao reagente lixiviante, logo não é refratário.

5.5.9 Recuperação global

Com base nos resultados de recuperações dos processos de gravimetria, flotação e cianetação do concentrado de flotação foi possível calcular a recuperação global e compará-la às recuperações obtidas por diferentes circuitos propostos pelos ensaios. Os resultados consolidados dos ensaios feitos pelo laboratório Testwork (Tabela 5.33 e 5.34 e Figura 5.79) apontaram que a melhor condição para obtenção de maior recuperação global de ouro foi o processo com moagem gerando um produto 80% passante em 0,106 mm, seguida de concentração gravítica e cianetação do rejeito de gravimetria, obtendo recuperação de 94,91 %. A segunda melhor condição dos ensaios do Testwork foi CIL do minério fragmentado em uma granulometria 80 % passante em 0,075 mm, obtendo recuperação de 92,32 %. Já os ensaios feitos no laboratório da Jaguar Mining (Tabela 5.35 e Figura 5.80), apontaram que a melhor recuperação, 93,25 %, foi obtida no ensaio de cianetação direta e adsorção, do minério fragmentado em uma granulometria 80 % passante em 0,075 mm.

Tabela 5.33 - Dados de recuperação global calculados por recuperações de cianetação direta, CIL, gravimetria e cianetação do rejeito da gravimetria para o corpo BF2 – Laboratório Testwork.

Granulometria (mm)	0,106	0,075	0,053
1 Recuperação - Cianetação direta (%)	86,93	87,98	87,47
2 Recuperação - CIL direto (%)	87,21	92,32	89,07
3 Recuperação da gravimetria (%)	63,66	61,33	57,70
4 Recuperação do rejeito de gravimetria - Cianetação direta (%)	85,99	74,83	71,60
5 Recuperação do rejeito de gravimetria – CIL (%)	45,22	57,24	69,14
6 Recuperação global (3+4) (%)	94,91	90,27	87,99
7 Recuperação global (3+5) (%)	80,09	83,46	86,95

Tabela 5.34 - Dados de recuperação global obtidos pelo circuito gravimetria + flotação + cianetação do concentrado de flotação do corpo BF2 - Laboratório Testwork.

	1	2	3
1 Recuperação da gravimetria (%)		56,85	
2 Recuperação da flotação (%)		88,17	
3 Recuperação de cianetação do concentrado de flotação (%)	71,26	73,44	70,72
4 Recuperação global (3+4) (%)	83,96	84,79	83,75

Tabela 5.35 - Dados de recuperação global obtidos pelo circuito gravimetria + flotação + cianetação do concentrado de flotação do corpo BF2 - Laboratório Jaguar Mining.

Granulometria (mm)	0,106	0,075	0,045
1 Recuperação - Cianetação direta (%)	88,86	93,25	93,15
2 Recuperação da gravimetria (%)		58,69	
3 Recuperação da flotação (%)		79,28	
4 Recuperação da cianetação do concentrado de flotação – Cond. 1 (%)		91,27	
5 Recuperação da cianetação do concentrado de flotação – Cond. 2 (%)		96,55	
6 Recuperação global (2+3+4) (%)		88,58	
7 Recuperação global (2+3+5) (%)		87,70	

Corpo BF 2: Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria

■ 0,106 mm ■ 0,075 mm ■ 0,053 mm

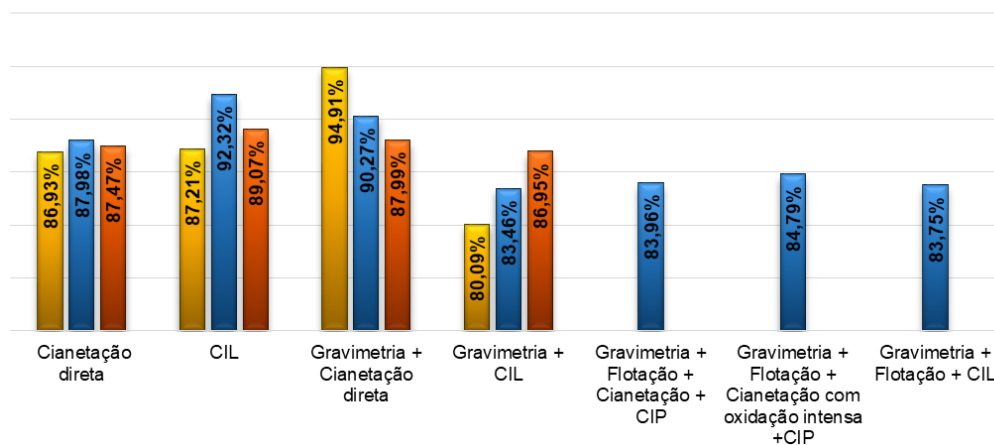


Figura 5.79- Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria para o corpo BF2 - Laboratório Testwork.

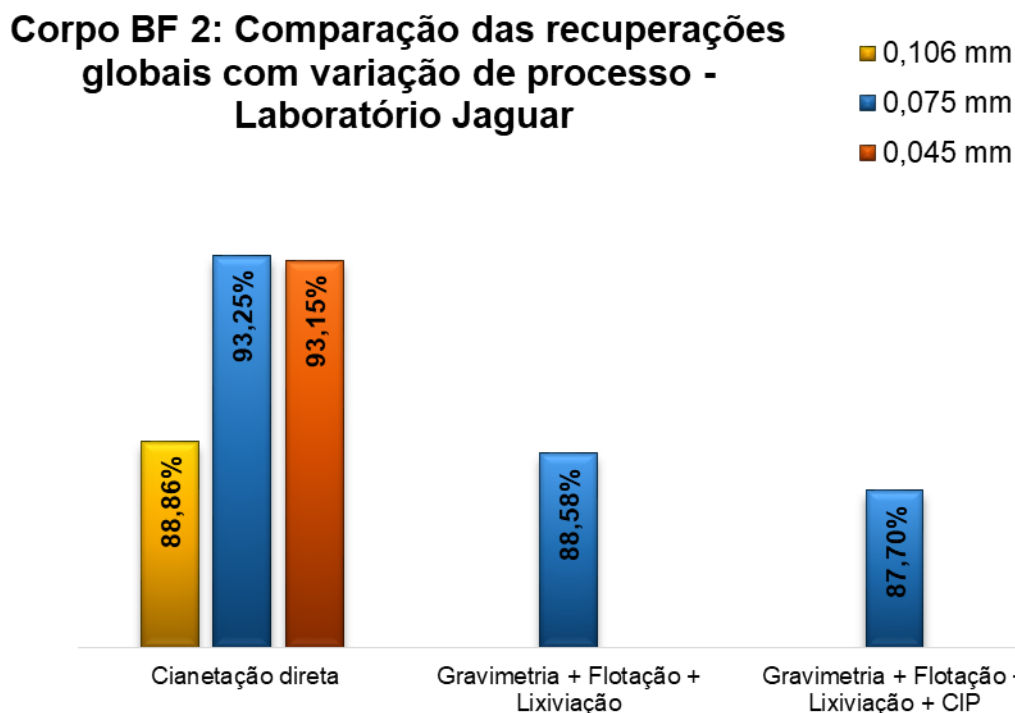


Figura 5.80 - Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria para o corpo BF2 - Laboratório Jaguar Mining.

Avaliando os resultados consolidados entre Testwork e Jaguar Mining, e conforme já discutido nos tópicos anteriores, verifica-se que:

- Embora as condições das melhores recuperações entre os laboratórios se divergem, os resultados de cianetação e/ou adsorção de ambos indicam possibilidade de recuperação acima de 92,00 % do ouro presente neste minério, logo não é refratário. Como qualquer minério, possui particularidades mineralógicas que não foram identificadas detalhadamente pela caracterização, que requerem condições específicas para reduzir perdas de ouro para o rejeito no beneficiamento e conseqüentemente maximizar a recuperação global de ouro.
- Tendo em vista que o minério possui 70,00 % de ouro gravítico, a rota de tratamento mais adequada seria gravimetria seguida de cianetação do rejeito gravítico, e circuito de adsorção.
- Do mesmo modo que foi observado para o minério do corpo BF, quando foi aplicado o processo de flotação houve uma redução drástica de recuperação, variando de 7,53 % a 8,57 % em relação ao melhor resultado com a mesma granulometria os ensaios do

Testwork e 4,67 % a 5,55 % em relação aos ensaios do laboratório da Jaguar Mining. Embora os resultados da análise de caracterização indicam que o ouro está majoritariamente associado à arsenopirita, essa redução está relacionada à perda de ouro no rejeito de flotação que não apresentou boa flotabilidade seja por características mineralógicas ou pelas condições de processo aplicadas, mas que poderia ser cianetável e conseqüentemente recuperado.

- Embora houvesse uma grande variabilidade de teor entre as amostras tratadas, as condições de flotação e lixiviação do concentrado aplicadas no laboratório da Jaguar Mining promoveram melhores resultados de recuperação em comparação àqueles obtidos pelo laboratório Testwork. Nestes ensaios, os resultados do laboratório da Jaguar Mining obtiveram ganho médio de 4,00 % na recuperação global.
- A moagem gerando um produto 80 % passante em 0,106 mm teve o pior desempenho de recuperação em todos os circuitos de cianetação testados, exceto para o de gravimetria + CIL, devido a não liberação adequada do ouro ou dos minerais que contém o elemento de interesse, dificultando o acesso da solução lixivante ao ouro.
- A moagem gerando um produto 80 % passante em 0,053 mm apresentou resultados e recuperação semelhantes à granulometria de 0,075 mm para CIL e gravimetria seguida de cianetação direta, e mais elevada no circuito de gravimetria seguido de CIL. Porém o consumo do agente lixivante cianeto de sódio foi consideravelmente mais elevado, devido à maior exposição de minerais cianicidas. Possivelmente uma análise técnico-financeira inviabilizaria a aplicação industrial desta condição de processo devido aos custos envolvidos de energia para fragmentação do minério e de reagentes.
- A predominância de bons resultados com a granulometria 80 % passante em 0,075 mm indica que esta é granulometria ideal para o processamento do minério do corpo BF2 e que a condição de fragmentação da planta metalúrgica atual está adequada.
- Observam-se recuperações abaixo de 80,00 % para cianetação do concentrado e flotação dos ensaios do laboratório Testwork e acima de 91,00 % para os ensaios do laboratório Jaguar Mining.

5.6 Corpo LPA

5.6.1 Caracterização mineralógica-microestrutural

Pela caracterização modal das amostras por MEV/MLA associados às análises químicas e de difratometria de raios X foi possível determinar a composição mineralógica da amostra do corpo LPA. Uma alíquota da amostra do corpo LPA foi moída até 0,075 mm e classificada na malha de 0,038 mm, sendo caracterizadas as frações acima e abaixo de 0,038 mm. As curvas granulométricas dessas amostras pela determinação do diâmetro equivalente obtido pelo MLA encontram-se na Figura 5.82.

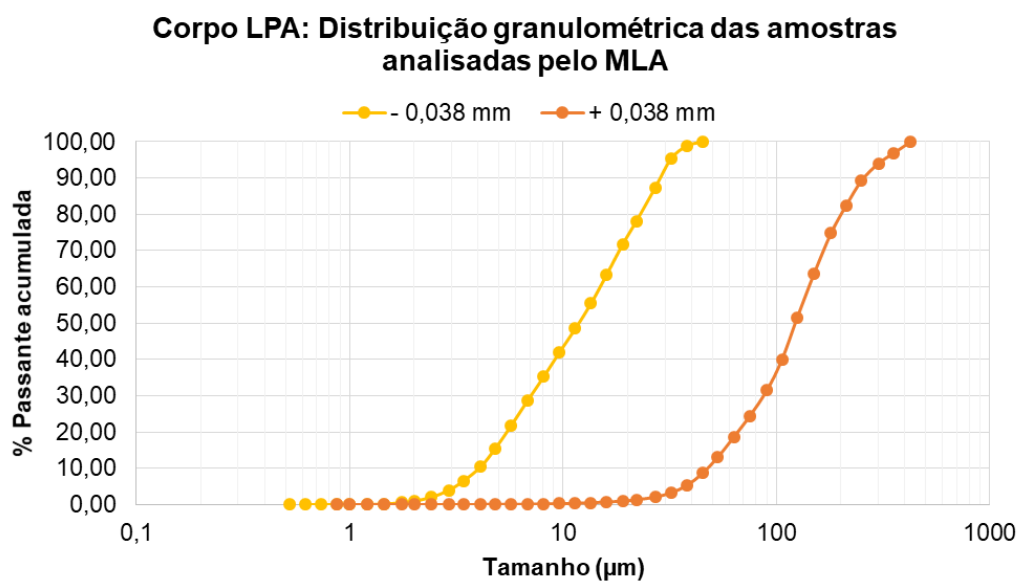


Figura 5.81 - Distribuição granulométrica das amostras obtida pela determinação do diâmetro equivalente na análise por MLA do corpo LPA.

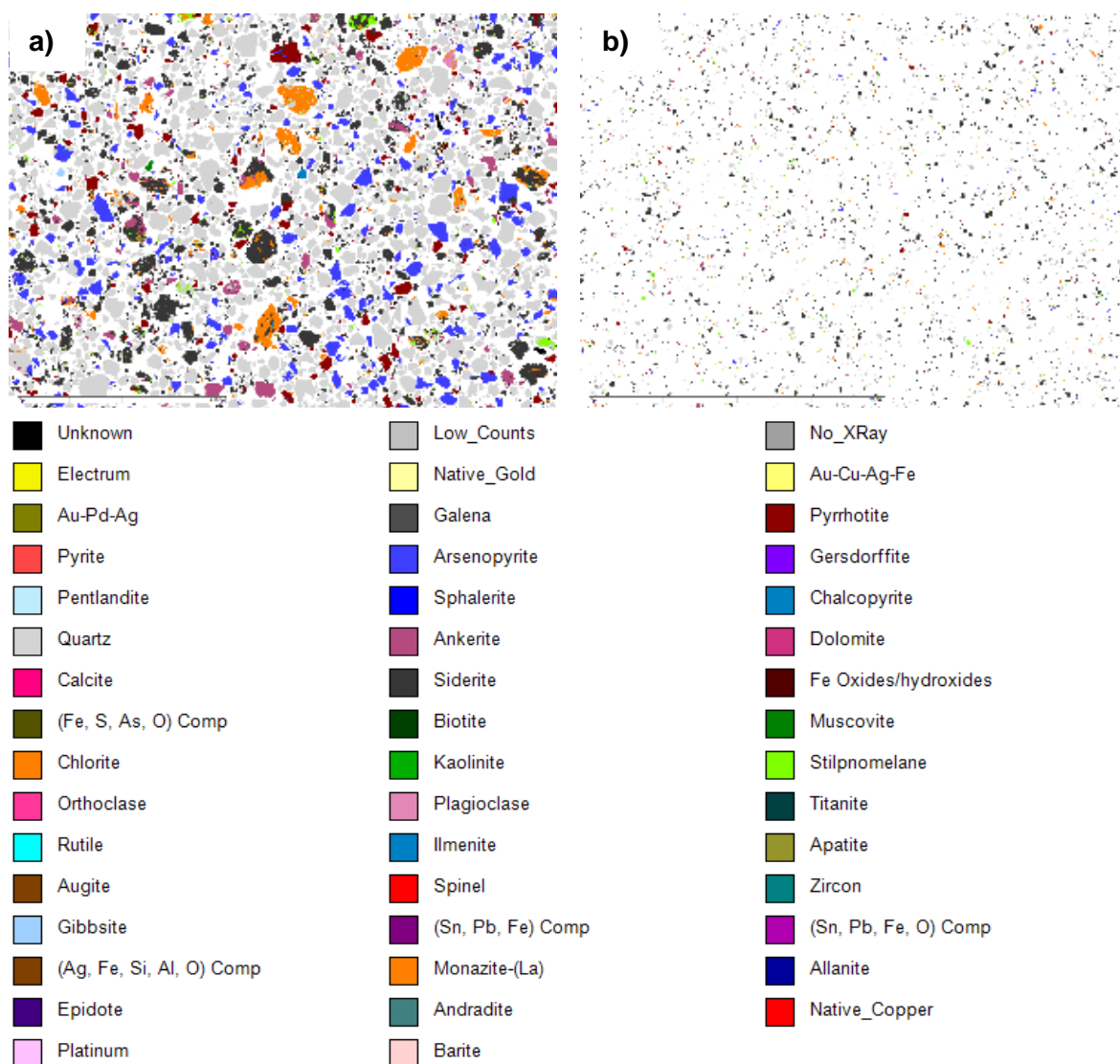


Figura 5.82 -Análise por MEV/MLA da amostra do corpo LPA: a) fração acima de 0,038 mm; b) fração inferior a 0,038 mm.

Os resultados da análise modal por DRX e MLA encontram-se na Tabela 5.36. As análises de DRX, conforme abordagem de Rietveld, foram semiquantitativas pois a análise química não foi feita nas frações abaixo e acima de 0,038 mm, mas somente na amostra global. Embora o limite de detecção do DRX seja muito maior que o MLA, o que impede a quantificação de minerais minoritários, observa-se pela Figura 5.83 que os resultados entre ambos os métodos são coerentes entre si e apresentam correlação acima de 98,10 %.

Tabela 5.36 - Composição modal (%) do corpo LPA determinada por MEV/MLA e DRX.

Elemento	MLA		DRX	
	+ 0,038 mm	- 0,038 mm	+ 0,038 mm	- 0,038 mm
Pirrotita	6,76	2,97	5,70	2,95
Arsenopirita	20,58	2,80	17,70	3,10
Quartzo	41,63	13,32	45,60	19,40
Ankerita	3,18	3,93	3,60	3,90
Siderita	22,28	63,23	22,30	56,80
Óxidos/hidróxidos de ferro	0,40	5,54		
Clorita	3,80	4,09	-	-
Estilpnomelano	0,70	3,76	1,20	3,40
Chamosita	-	-	3,80	4,70
Magnetita	-	-	-	5,50
Outros	0,67	0,36	0,10	0,25

Corpo LPA: Comparação entre análise modal por DRX e MLA

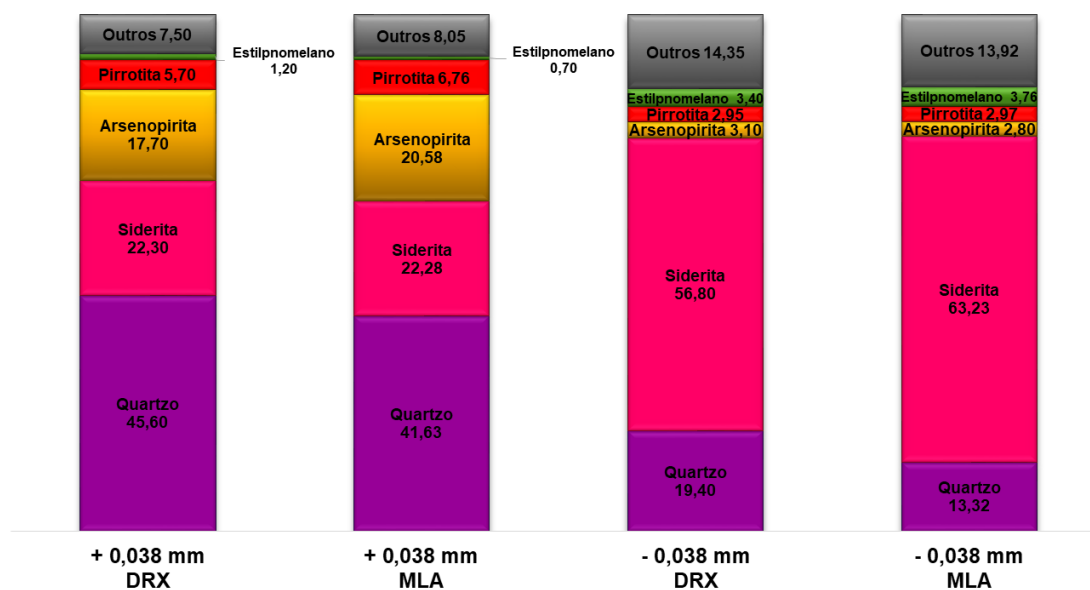


Figura 5.83 - Comparação entre a análise modal por DRX e MLA.

Com base na distribuição granulométrica realizada antes da caracterização, os dados obtidos no MLA foram consolidados, e calculados a caracterização global da amostra e os percentuais equivalentes das frações acima e abaixo de 0,038 mm em relação à amostra global (Figura 5.84). Observa-se que a distribuição em massa dos minerais majoritários do corpo LPA é um pouco similar ao do corpo BF, mas com a siderita em maior proporção ao

quartzo; os minerais predominantes para este corpo são a siderita (44,78 %), o quartzo (26,07 %), a arsenopirita (10,81 %) e pirrotita (4,68 %). Os outros 13,66 % se compõe principalmente por ankerita, hidróxidos/óxidos de ferro, estilpnomelano, clorita e outros minerais em concentrações menores.

Através da caracterização também das frações acima e abaixo de 0,038 mm, observa-se que em relação à amostra global, no tempo de moagem necessário para P80 0,075 mm, 54,96 % da massa ficou abaixo de 0,038 mm; os minerais com maior geração de finos foram a siderita, ankerita, os hidróxidos e óxidos de ferro e clorita. Da mesma forma que ocorreu para outros corpos, há uma quantidade expressiva de quartzo abaixo de 0,038 mm, mas que corresponde a apenas 28,08 % da quantidade de quartzo da amostra global.

Corpo LPA - Composição mineralógica

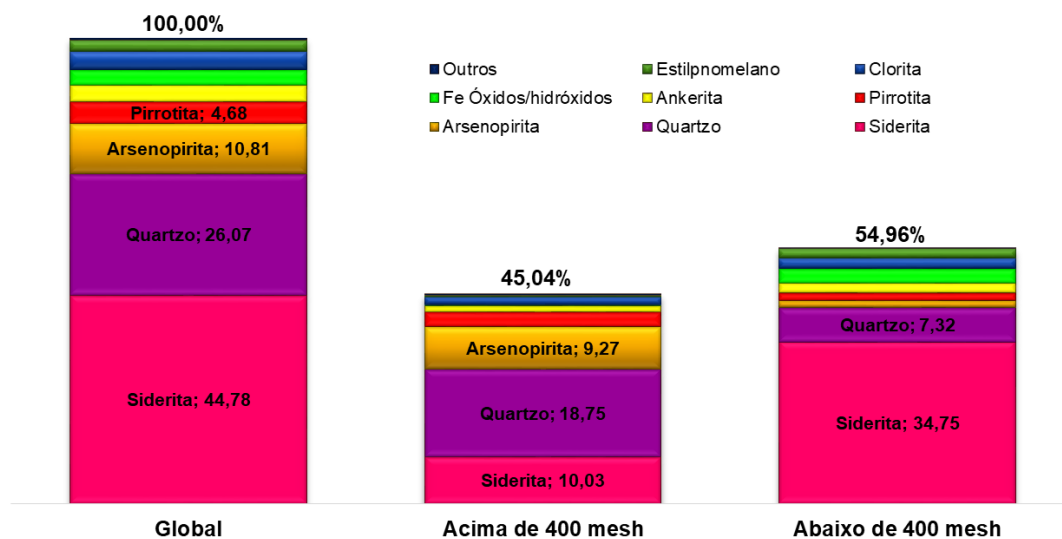


Figura 5.84 - Composição mineralógica em concentração mássica do corpo LPA.

Quanto à caracterização dos sulfetos, verifica-se pela Figura 5.85 que a contribuição dos mesmos é de 15,51 % da massa do corpo LPA, sendo a maior concentração entre os corpos caracterizados e, sendo que a arsenopirita (10,81 %) e a pirrotita (4,68 %) são os sulfetos majoritários. Um fato interessante para essa amostra é que a arsenopirita não apresentou elevada geração de finos conforme ocorreu nos outros corpos, sendo apenas 14,25% em relação à amostra global. A geração de finos de pirrotita foi de 34,91 %.

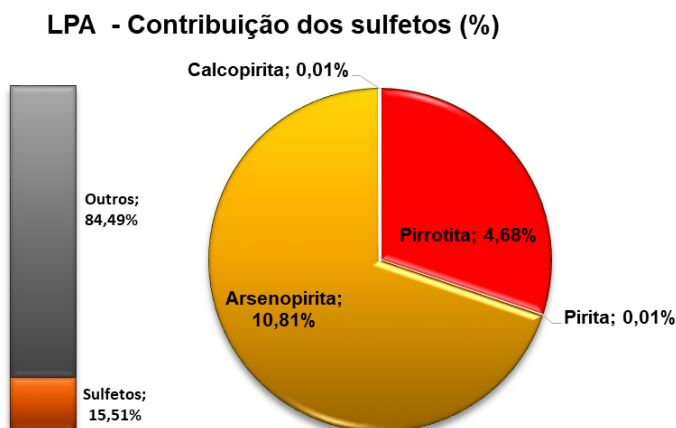


Figura 5.85 - Contribuição mássica e distribuição dos sulfetos na amostra do corpo LPA.

Neste estudo foram consideradas partículas totalmente liberadas aquelas com classe de liberação entre 95 %-100 % em massa e em área superficial. Nas Figuras 5.86 e 5.87, que apresentam os graus de liberação por superfície e composição respectivamente dos sulfetos, verifica-se que a moagem para obtenção de um produto 80 % do passante em 0,075 mm foi suficiente para deixar as partículas dos sulfetos principais (pirrotita, arsenopirita e pirita) expostas tanto em área quanto em composição nas duas frações granulométricas analisadas:

- As curvas de liberação por superfície e por composição foram bastante semelhantes para todos os minerais.
- A arsenopirita apresentou maior grau de liberação na fração abaixo de 0,038 mm, com 92,73 % da massa totalmente liberada e 73,88 % da superfície. Na fração mais grosseira, o percentual de partículas livres foi de 82,40 % em massa e 67,45 % da superfície; foram valores menores em relação à fração de finos, mas com mais de 50,00 % de partículas com classe de liberação de 100 %.
- A pirrotita apresentou melhor percentual de partículas livres que a arsenopirita e da mesma forma que outros minerais o maior grau de liberação foi na fração abaixo de 0,038 mm, com 98,42 % da massa totalmente liberada e 96,66 % da superfície. Na fração mais grosseira, o percentual de partículas livres foi de 76,77 % em massa e 75,31 % da superfície; foram valores menores em relação à fração de finos, mas com mais de 50,00 % de partículas com classe de liberação de 100 %.

Corpo LPA: Grau de liberação por superfície livre dos sulfetos

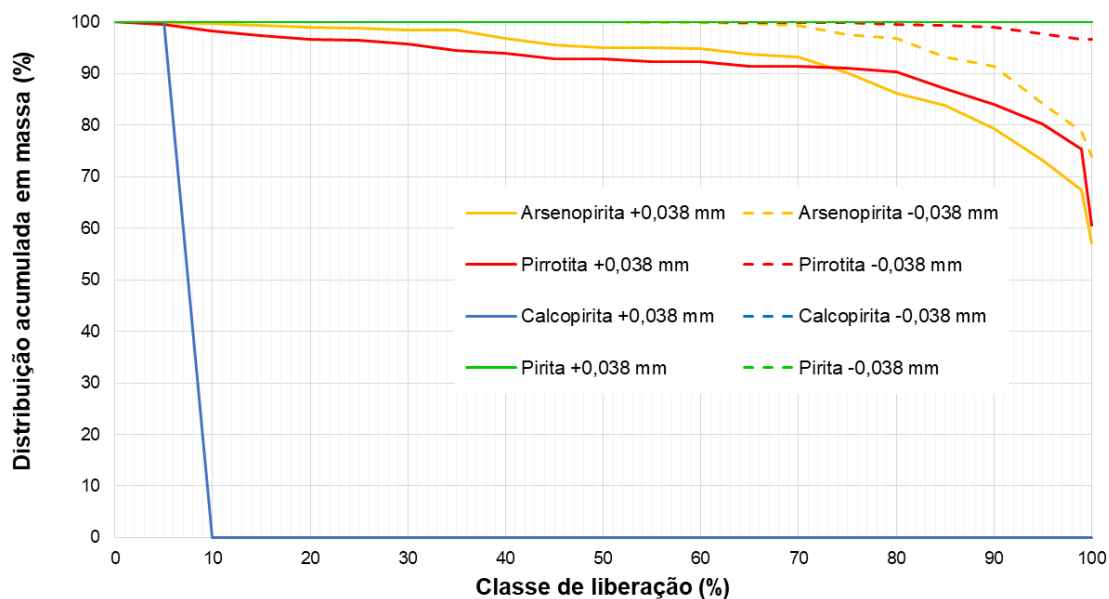


Figura 5.86 - Curva de liberação por superfície livre dos sulfetos do corpo LPA nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.

Corpo LPA: Grau de liberação por composição dos sulfetos

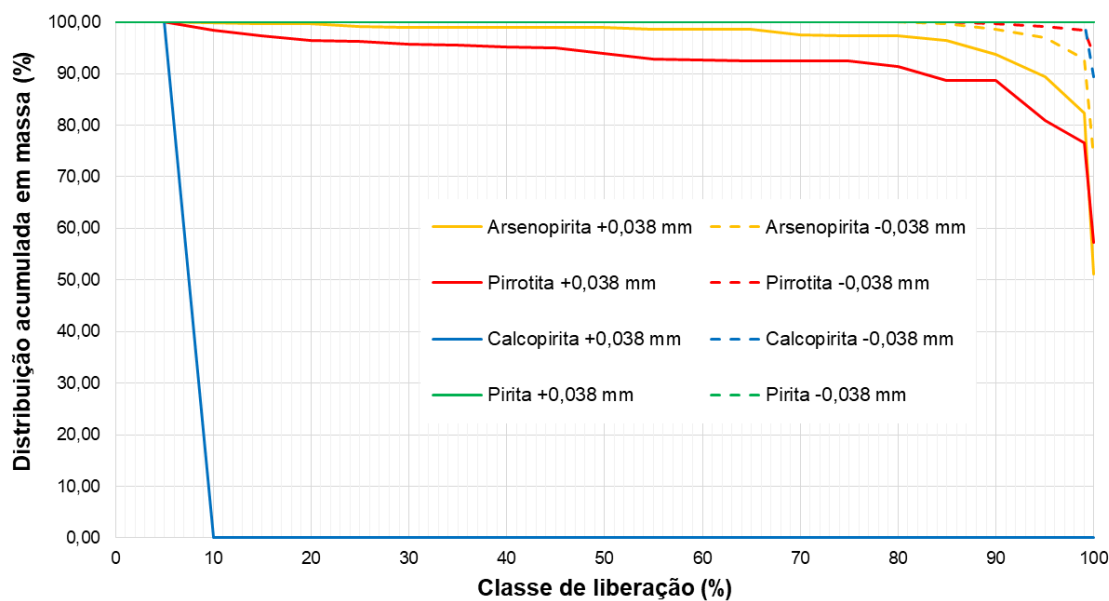


Figura 5.87 - Curva de liberação por composição dos sulfetos do corpo LPA nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.

- Todos os grãos detectados da pirita estavam não associados a outros minerais, logo, com classe de liberação de 100,00 %.
- Os grãos de calcopirita e galena estavam como partículas livres na fração abaixo de 0,038 mm, mas na fração grosseira ambos apresentaram todos os grãos na classe de liberação entre 0 a 5,00 %, logo, estavam inclusos em outros minerais.

O grau de liberação por composição é uma informação importante para métodos de concentração gravítica e magnética, enquanto o grau de liberação por superfície tem grande relevância para os processos de flotação e lixiviação.

Tendo em vista que no beneficiamento de minerais contendo ouro, a flotação consiste na recuperação de sulfetos e os sulfetos majoritários no corpo LPA estão com bom grau de liberação, pode-se prever que a recuperação de arsenopirita, pirita e pirrotita será eficiente para este minério na granulometria de P80 0,075 mm, porém para a recuperação de galena e calcopirita é necessário garantir que 100 % destes sulfetos estejam em tamanhos de partículas abaixo de 0,038 mm para levar o grau de liberação dos mesmos.

Em relação à previsibilidade da flotação dos sulfetos contendo ouro, outro parâmetro importante a ser observado é o tamanho das partículas, pois conforme CHRYSSOULIS (2004), a flotabilidade de partículas abaixo de 0,010 mm reduz drasticamente, não atingindo recuperação de 80,00 %. Observa-se pela Figura 5.88 que há aproximadamente 50,00 % da pirrotita e 40,00 % a arsenopirita com grãos abaixo de 0,010 mm na fração abaixo de 0,038 mm na amostra do corpo LPA caracterizada pelo MEV/MLA; assim mesmo que o grau de liberação seja elevado a flotação destes sulfetos pode ser comprometida devido à granulometria. Em relação à etapa de cianetação de ouro, a elevada exposição e a presença de partículas muito finas de pirrotita pode resultar em elevação da solubilização do ferro e comprometer o consumo de cianeto de sódio, e conseqüentemente a recuperação do ouro.

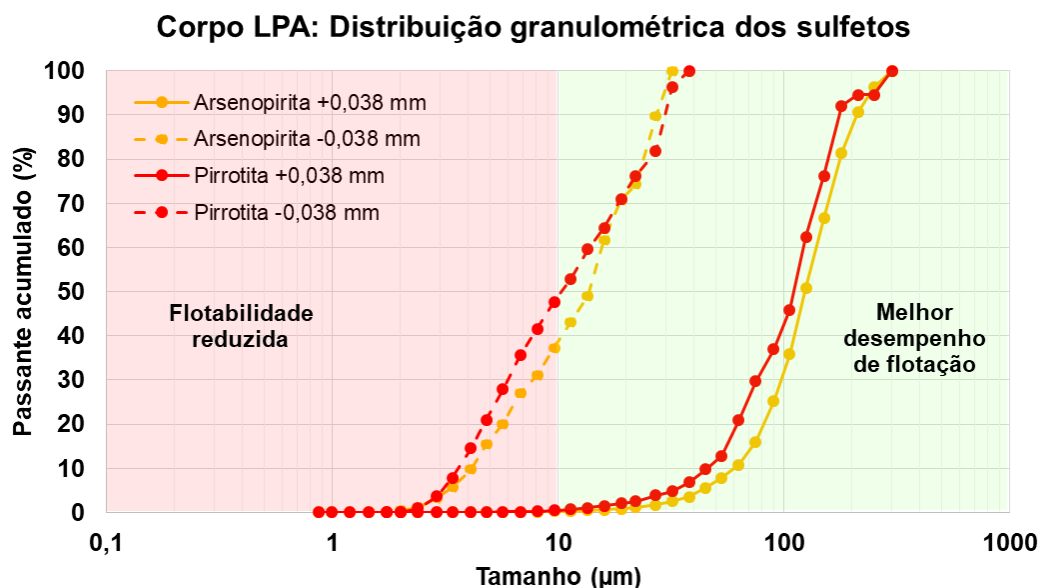


Figura 5.88 - Distribuição granulométrica dos grãos dos sulfetos principais do corpo LPA.

Em relação à liberação dos grãos dos outros minerais, não sulfídricos, verifica-se pela Figura 5.89, que todos os minerais, com exceção da clorita, apresentaram mais de 90,00 % dos seus grãos com classe de liberação superficial de 95-100 %, para a fração abaixo de 0,038 mm. Na fração mais grosseira, a ordem decrescente de percentual de grãos com superfície liberada foi: quartzo>siderita>ankerita>clorita> óxidos e hidróxido de ferro> estilpnomelano, sendo predominante o percentual de partículas associadas a outros minerais. As curvas de liberação por composição (Figura 5.90) são semelhantes àsquelas de liberação por superfície, com elevados grau de liberação para partículas finas e classes de liberação mais baixas para a fração grosseira. Em termos de previsibilidade do comportamento destes minerais, caso haja grãos invisíveis ao método MEV/MLA associado ou incluso nestes minerais acima de 0,038 mm, a eficiência de separação gravítica pode ser positiva, mas em relação ao processo de cianetação é necessário elevar o tempo de cominuição destas partículas para expor mais estes grãos, e conseqüentemente o ouro, e para garantir que a solução lixiviante consiga acessar, seja por permeabilidade ou porosidade, os grãos de ouro e dissolvê-los.

Corpo LPA: Grau de liberação por superfície livre dos minerais majoritários

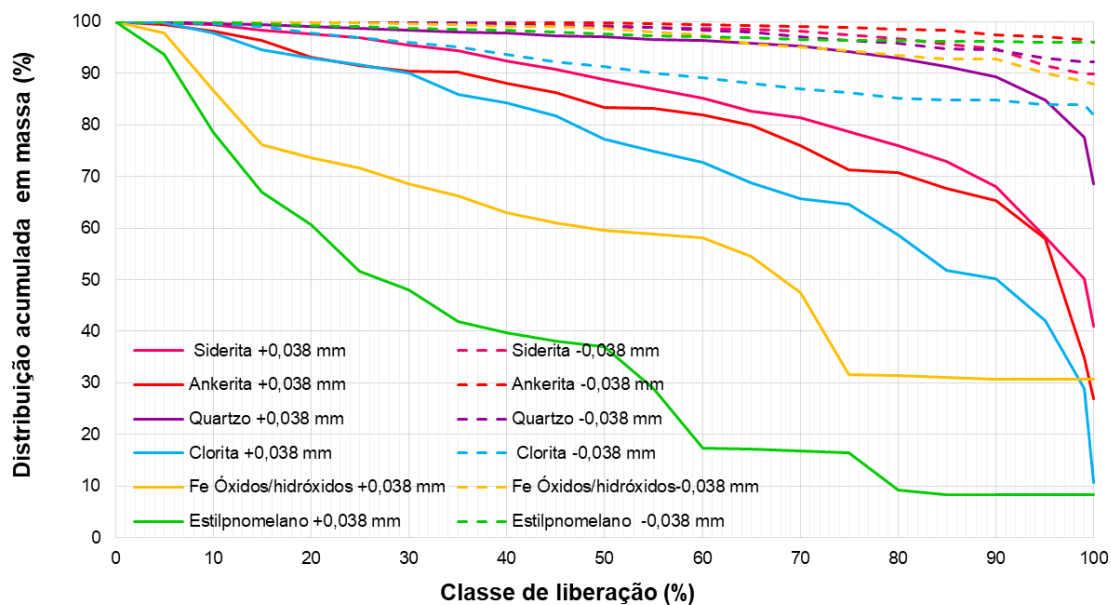


Figura 5.89 - Curva de liberação por superfície livre dos minerais majoritários do corpo LPA nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.

Corpo LPA: Grau de liberação por composição dos minerais majoritários

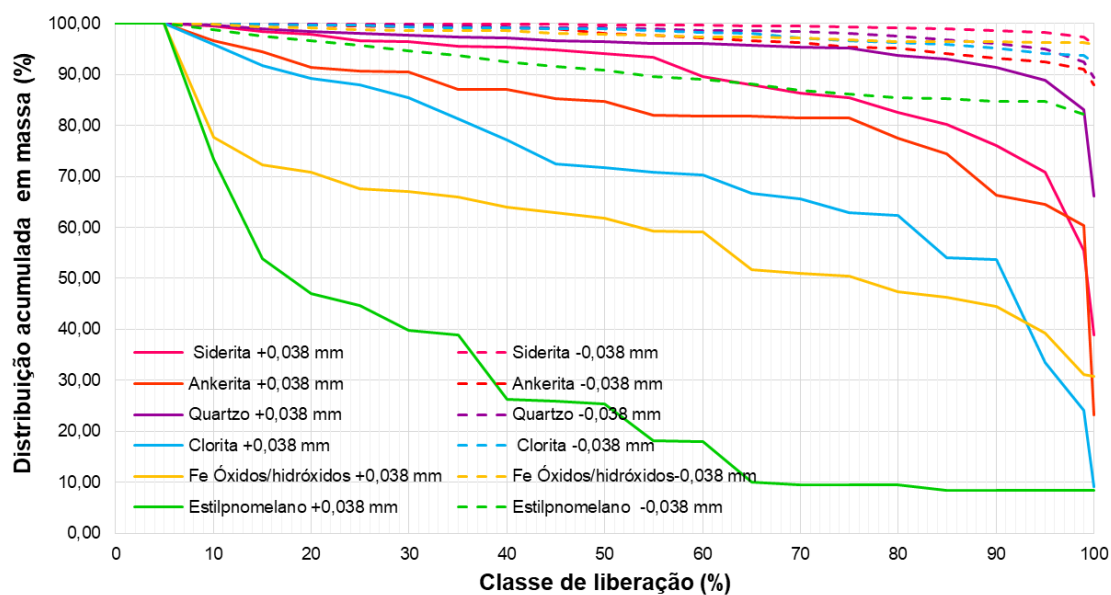


Figura 5.90 - Curva de liberação por superfície livre dos minerais majoritários do corpo LPA nas frações acima de 0,038 mm e abaixo de 0,038 mm.

A Figura 5.91 apresenta a associação simples e geral dos minerais majoritários do corpo LPA. Da mesma forma que para os outros corpos e em função de menor granulometria, os minerais majoritários apresentam elevado grau de liberação na fração abaixo de 0,038 mm, sendo que mais de 97,00 % das partículas apresentam a superfície livre, exceto o estilpnomelano que apresentou 93,37 % da superfície totalmente liberada e que para a fração acima de 0,038 mm teve apenas 29,01 % da superfície livre. Nas frações acima de 0,038 mm a associação a outros tipos de minerais é bastante diversificada, estando os minerais majoritários mais associados entre si, principalmente ao quartzo e siderita.

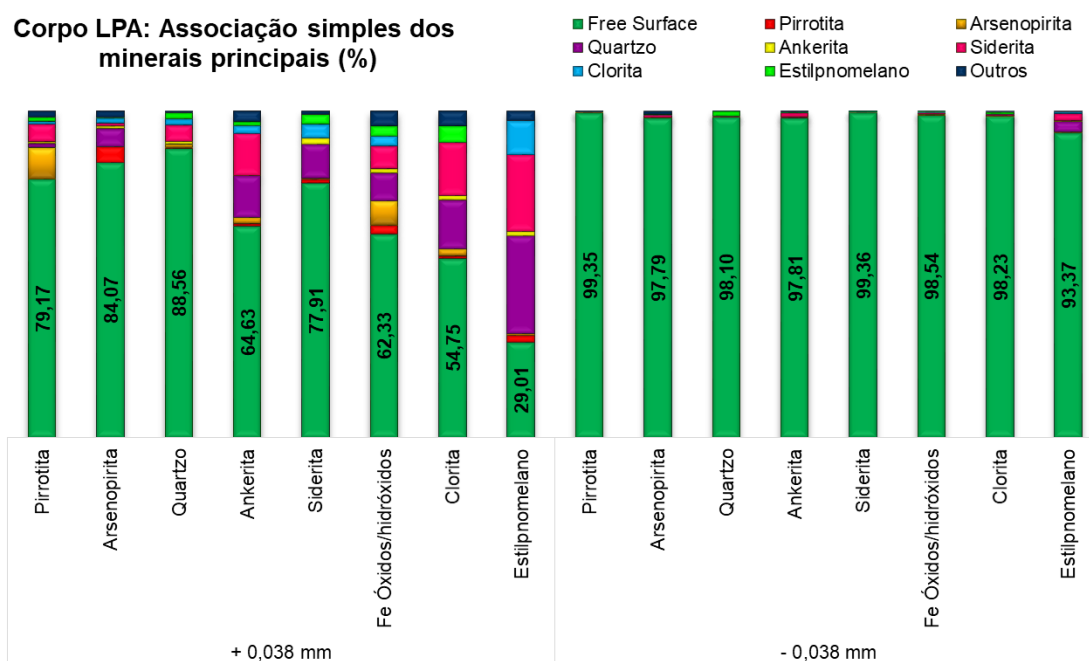


Figura 5.91 - Associação mineral em massa dos minerais majoritários do corpo LPA.

5.6.2 Caracterização do ouro

A análise MLA do tipo SPL forneceu as informações sobre as fases portadoras de ouro da amostra do corpo LPA. Como a concentração de ouro nas amostras de ROM é em escala de partes por milhão (ppm), a quantidade de grãos de ouro identificados pelo MLA foi apenas de 14 grãos somente na fração acima de 0,038 mm. Conforme Figura 5.92 estes grãos identificados estavam na forma de ouro nativo e grau de liberação inferior a 5%. As associações destes grãos foram determinadas pelo perímetro de contato com outros minerais, sendo que 93,96% associado a arsenopirita; 3,55% à clorita; 1,31% à pirrotita e o restante associado a minerais em proporção inferior a 1,00%.

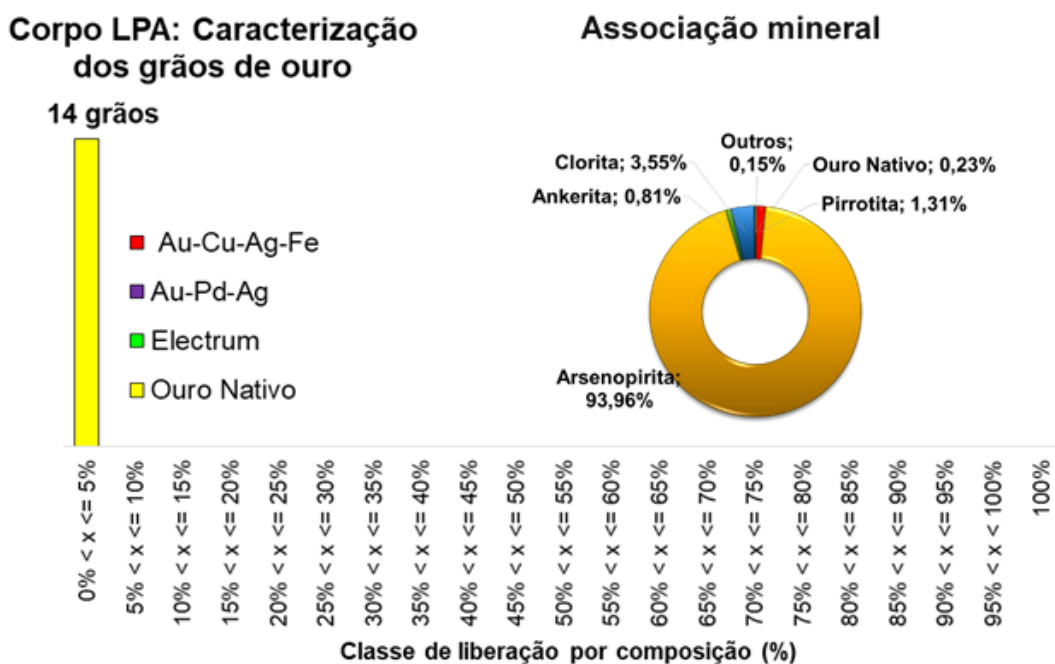


Figura 5.92 - Caracterização dos grãos de ouro da fração acima de 0,038 mm da amostra do corpo LPA.

De acordo com a Tabela 5.37, 89,36% dos grãos de ouro encontram-se na maior parte (93,07%) com a superfície inclusa em uma matriz de arsenopirita, 4,17% inclusos na clorita, 1,41% inclusos na pirrotita e o restante em outros minerais em concentração insignificante. Os outros 2 grãos correspondentes a 10,64% da amostra global acima de 0,038 mm apresentam até 5% da superfície liberada e o restante incluso na arsenopirita. Pela distribuição granulométrica definida pela determinação dos diâmetros do círculo

equivalente (Figura 5.93) observa-se que os grãos de ouro são bastante finos, apresentando tamanho inferior a 0,010 mm.

Tabela 5.37 - Dados de liberação da superfície livre dos grãos de ouro.

Superfície livre do grão de Au nas partículas	Grau de exposição	
	0 %	0 % < x <= 5 %
Número de partículas	12,00	2,00
Valor médio dos diâmetros de círculo equivalente (μm)	2,04	2,88
Densidade média	5,74	6,05
Distribuição dos grãos de Au (% m/m)	89,36	10,64
Análise modal (%)		
Ouro nativo	0,24	0,16
Galena	0,02	0,00
Pirrotita	1,41	0,75
Arsenopirita	93,07	99,02
Ankerita	0,95	0,00
Calcita	0,02	0,00
Siderita	0,10	0,02
Fe Óxidos/hidróxidos	0,01	0,00
(Fe, S, As, O) Compostos	0,01	0,03
Clorita	4,17	0,00

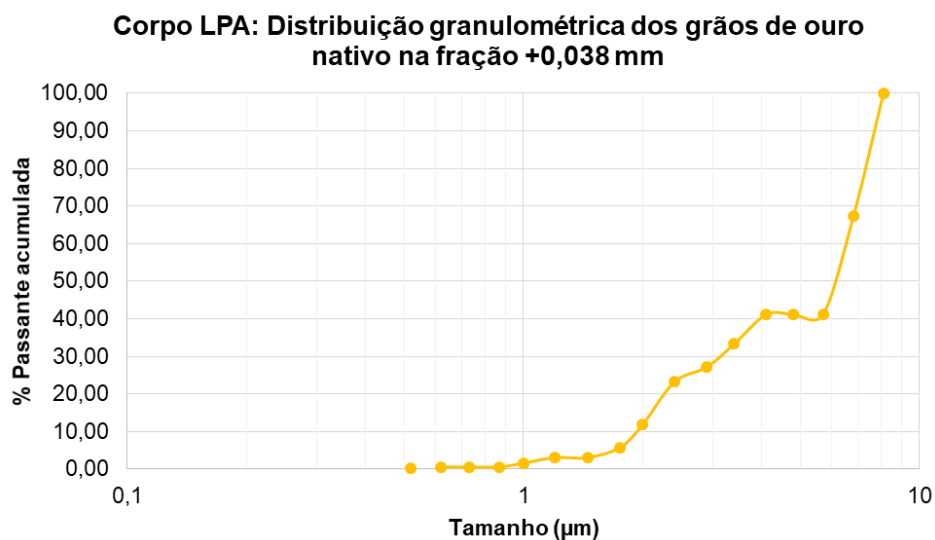


Figura 5.93 - Distribuição granulométrica dos grãos de ouro nativo na amostra do corpo LPA determinada pelo cálculo de diâmetro equivalente.

Associando as informações da caracterização das fases mineralógicas e de ouro pode-se

inferir que há grande possibilidade de recuperação do ouro associado à arsenopirita e pirrotita pela etapa de flotação, pois este mineral apresenta mais de 80,00 % de liberação por composição. Em relação à clorita há pouco informação sobre sua influência na flotação de ouro, e embora apresente baixo grau de liberação na fase maior de 0,038 mm, se o ouro estiver associado às partículas associadas aos sulfetos, a sua flotabilidade é possível. Em relação ao comportamento do minério na cianetação, como os grãos de ouro são inferiores a 0,010 mm há uma grande chance de parte deste ouro estar na forma de solução sólida na arsenopirita e neste caso será refratário à cianetação mesmo como moagem ultrafina.

5.6.3 Curva de moagem

Para os ensaios da primeira etapa de gravimetria, cianetação e flotação realizados pelo laboratório Testwork, em que o objetivo era avaliar o desempenho dos processos com a alteração da granulometria foram feitas curvas de moagem para obter o tempo de moagem necessário para obtenção do material com granulometrias de 80 % passante em 0,106, 0,075 e 0,053 mm. A Figura 5.94 e as Tabelas 5.38, 5.39 e 5.40 apresentam os resultados obtidos de distribuição granulométrica.

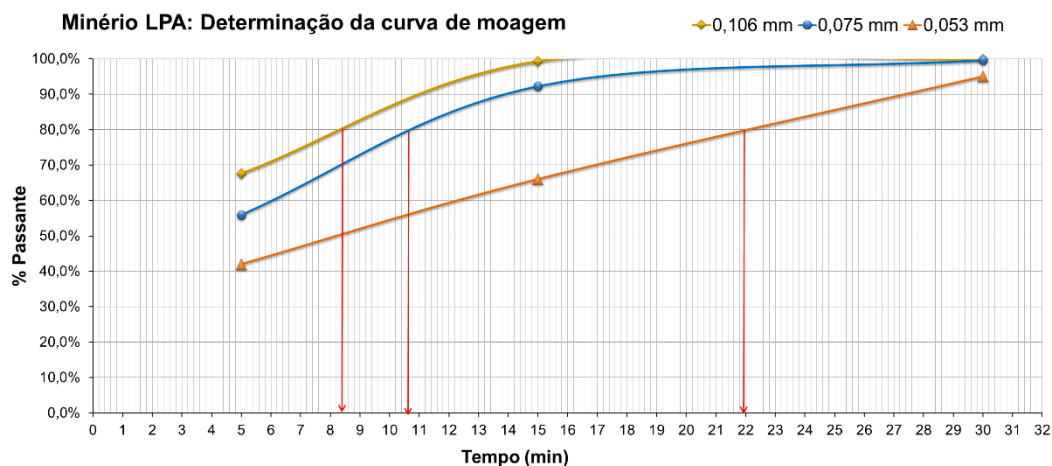


Figura 5.94 - Curvas de moagem para granulometria P80 a 0,106; 0,075 e 0,053 mm do corpo LPA.

Tabela 5.38 - Distribuição granulométrica da amostra após 5 minutos de moagem.

Mesh Tyler	Tamanho (mm)	Massa retida (g)	Retida Simples (%)	Retida Acumulada (%)	Passante Acumulada (%)
65	0,212	1,33	0,8%	0,0%	99,2%
100	0,150	12,22	7,1%	0,0%	92,2%
150	0,106	42,53	24,6%	0,7%	67,6%
200	0,075	20,21	11,7%	7,1%	55,9%
270	0,053	24,09	13,9%	26,2%	42,0%
325	0,045	8,02	4,6%	8,8%	37,3%
<325	<0,045	64,61	37,3%	57,2%	0,0%

Tabela 5.39 - Distribuição granulométrica da amostra após 15 minutos de moagem.

Mesh Tyler	Tamanho (mm)	Massa retida (g)	Retida Simples (%)	Retida Acumulada (%)	Passante Acumulada (%)
65	0,212	0,00	0,0%	0,0%	100,0%
100	0,150	0,00	0,0%	0,0%	100,0%
150	0,106	1,35	0,7%	0,1%	99,3%
200	0,075	13,71	7,1%	0,3%	92,3%
270	0,053	51,01	26,2%	4,6%	66,0%
325	0,045	17,20	8,8%	6,7%	57,2%
<325	<0,045	111,17	57,2%	88,4%	0,0%

Tabela 5.40 - Distribuição granulométrica da amostra após 30 minutos de moagem.

Mesh Tyler	Tamanho (mm)	Massa retida (g)	Retida Simples (%)	Retida Acumulado (%)	Passante Acumulada (%)
65	0,212	0,00	0,0%	0,8%	100,0%
100	0,150	0,00	0,0%	7,8%	100,0%
150	0,106	0,19	0,1%	32,4%	99,9%
200	0,075	0,44	0,3%	44,1%	99,6%
270	0,053	7,18	4,6%	58,0%	95,0%
325	0,045	10,51	6,7%	62,7%	88,4%
<325	<0,045	138,97	88,4%	100,0%	0,0%

5.6.4 Cianetação direta

Fase 1 – Laboratório Testwork

Os ensaios de cianetação direta foram feitos em três granulometrias diferentes (53, 75 e 0,106 mm) para avaliar a interferência do tamanho das partículas na solubilização do ouro. Observou-se através das Figuras 5.95 e 5.96 e da Tabela 5.41 que o corpo LPA também não é refratário à cianetação e apresentou recuperações acima de 90,45 % em lixiviação por 24 horas, valores superiores aos dos corpos BF e BF2. Os teores de rejeito, independente da condição, foi bastante inferior aos obtidos para o corpo BF e BF2; em parte explica-se pelo teor de alimentação um pouco mais baixo, mas o fator principal é realmente o bom desempenho da cianetação, indicando que o ouro está liberado ou acessível ao agente lixiviante.

Tabela 5.41 - Resultados dos ensaios de cianetação direta por 24 horas do corpo LPA – Testwork.

Granulometria (mm)	Teor inicial (g/t)	Teor de rejeito (g/t)	Recuperação (%)	Consumo de NaCN (kg/t)	Consumo de cal (kg/t)
0,106	2,97	0,26	91,24	0,91	0,50
0,075	3,46	0,26	92,48	1,04	0,50
0,053	3,04	0,29	90,45	3,21	0,50

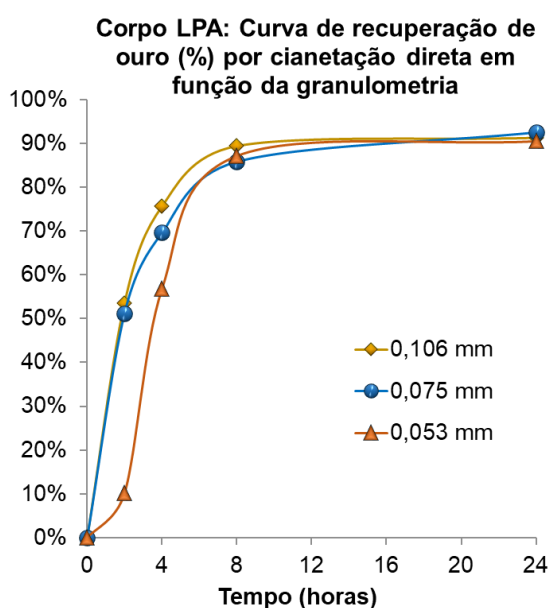


Figura 5.95 - Curvas de recuperação de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo LPA.

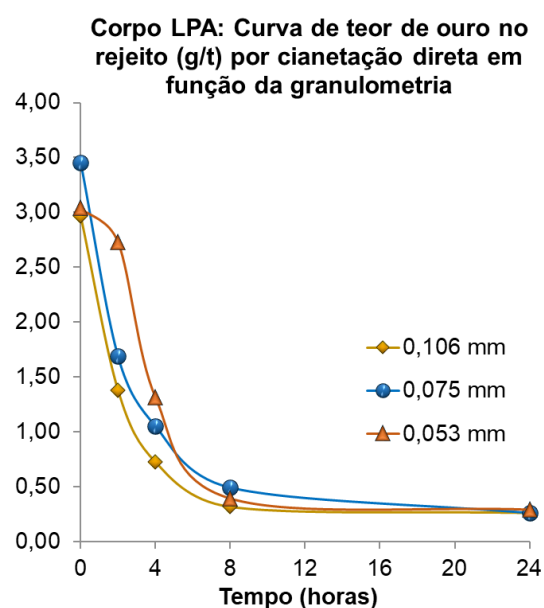


Figura 5.96 - Curvas de teor de ouro por cianetação direta em função da granulometria - Corpo LPA.

A granulometria não interfere significativamente no teor de ouro no rejeito final e na recuperação, mas é expressivo a elevação do consumo de cianeto de sódio à medida que a granulometria reduz: o aumento foi de 14,29 % para 0,075 mm e 352,74 % para 0,053 mm em relação a 0,106 mm, inviabilizando economicamente à moagem ultrafina, pois elevam-se os gastos principalmente de energia e cianeto de sódio – insumos mais onerosos no beneficiamento de minério de ouro - sem obter retorno financeiro através de maior recuperação de ouro. Este consumo elevado de cianeto de sódio é em função dos minerais cianicidas, tais como pirrotita, que com o aumento do grau de liberação e maior área superficial consomem o cianeto livre, deixando o sistema em condições não adequadas à dissolução do ouro. Isso pode ser comprovado também pela curva de recuperação do ouro na Figura 5.95 que a cinética de dissolução do ouro para a granulometria de 0,053 mm foi bem mais lenta, se igualando às demais somente após 8 horas de cianetação. A cinética mais rápida foi para 0,106 mm e após às 8 horas de cianetação verifica-se uma estabilização de todas as curvas, resultando em elevação de somente 2,00 a 7,00 % nas próximas 16 horas. O melhor desempenho, considerando os aspectos de recuperação, teores de rejeito e consumo de reagente foi na granulometria de 0,075 mm.

Fase 2 – Laboratório Jaguar Mining

Para o corpo LPA, os resultados dos ensaios realizados no laboratório interno apresentaram maiores teores de alimentação (Tabela 5.42) e maiores recuperações que os ensaios realizados pela Testwork, sendo que em apenas 8 horas de cianetação todos já alcançaram acima de 88,43 % de recuperação.

Tabela 5.42 - Resultados dos ensaios de lixiviação direta por 8 horas e 16 horas de adsorção do corpo LPA - Laboratório Jaguar Mining.

Granulometria P80 (mm)	Teor inicial (g/t)	Teor rejeito cianetação (g/t)	Teor de rejeito CIP (g/t)	Recuperação da cianetação (%)	Recuperação global (%)
0,106	5,93	0,60	0,34	89,88	94,27
0,075	6,19	0,64	0,45	89,66	92,73
0,045	5,88	0,68	0,34	88,43	94,22

Conforme já explanado no tópico anterior a elevação do tempo de lixiviação não está intimamente ligado à elevação de recuperação, mas pode solubilizar elementos como

arsênio, cobre e ferro que são altamente deletérios à cinética de dissolução do ouro; para amostras com a partículas de ouro já expostas e cerca de 8 horas de residência já é suficiente. Observa-se também que neste caso a granulometria não teve impacto sobre a recuperação do ouro.

5.6.5 CIL

Os ensaios de CIL (*Carbon-in-leaching*) foram realizados nas mesmas condições da cianetação direta, porém com a adição de carvão no início, sendo realizado concomitantemente a dissolução e a adsorção do ouro. Comparando os resultados de CIL da Tabela 5.43 com os resultados de lixiviação direta verifica-se que a adição de carvão desde o início da cianetação provocou elevação do teor de ouro e redução da recuperação metalúrgica de 2,64 % para 0,053 mm; 7,56 % para 0,075 mm e 10,56 % para 0,106 mm (Figura 5.97).

Tabela 5.43 - Resultados dos ensaios de CIL por 24 horas do corpo LPA.

Granulometria (mm)	Teor inicial (g/t)	Teor de rejeito (g/t)	Recuperação (%)	Consumo de NaCN (kg/t)	Consumo de cal (kg/t)
0,106	2,45	0,40	83,68	0,93	0,50
0,075	3,10	0,56	81,92	1,07	0,50
0,053	3,03	0,37	87,81	3,23	0,50

Corpo LPA: Comparação das recuperações de cianetação direta e CIL após 24 horas

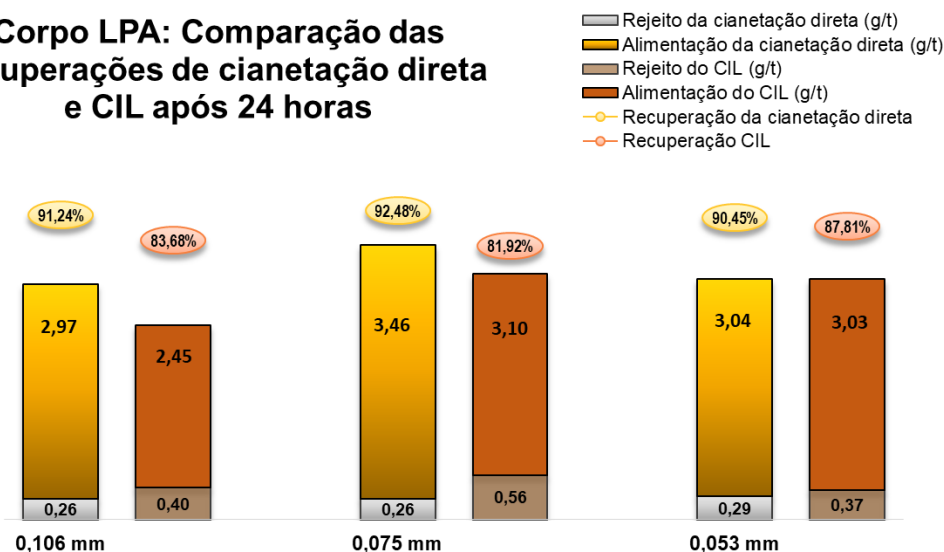


Figura 5.97 - Comparação entre as recuperações obtidas nos processos de cianetação direta e carbon-in-leach (CIL) para o corpo LPA.

As curvas de recuperação e de teores de rejeito das Figuras 5.98 e 5.99 apontam uma tendência de redução da recuperação e elevação do teor de rejeito com o excesso do tempo de cianetação após 8 horas, apontando o efeito de precipitação do ouro ou a adsorção em algum mineral. A partir destes dados infere-se que para o minério do corpo LPA é necessário aplicar um pré-condicionamento ou um período curto de cianetação previamente ao processo de adsorção para que não haja perdas de recuperação.

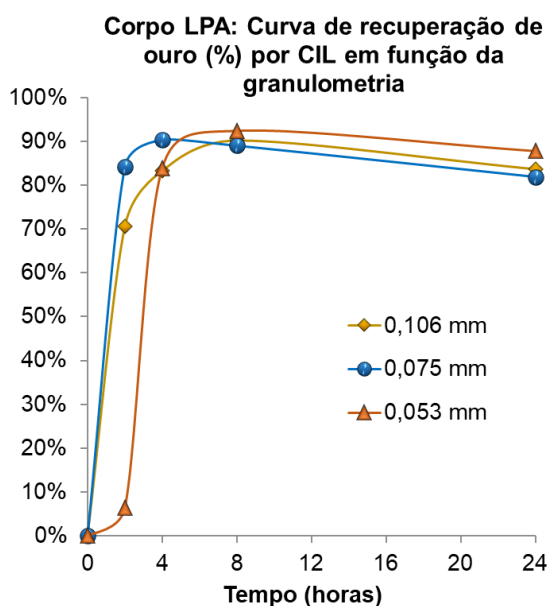


Figura 5.98 - Curvas de recuperação de ouro por CIL em função da granulometria - Corpo LPA.

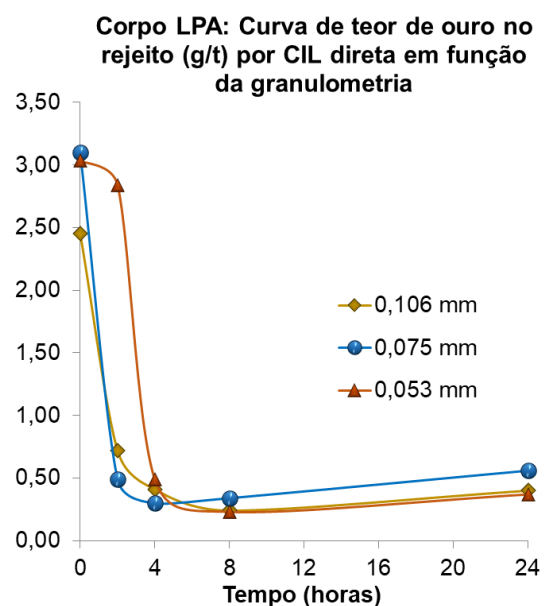


Figura 5.99 - Curvas de teores de ouro por CIL em função da granulometria - Corpo LPA.

Diferentemente do ocorrido nos ensaios de cianetação direta, não há tendência explícita entre granulometria e recuperação, mas a correlação com o consumo de cianeto de sódio permanece inalterado. O ensaio com granulometria de 0,053 mm iniciou com uma cinética mais lenta, conseguiu se igualar com 4 horas e teve melhor resultado final de recuperação. O ensaio com granulometria de 0,075 mm iniciou com alta cinética de dissolução, atingindo 84,18 % de extração em apenas 2 horas, mas após 4 horas a recuperação decresce continuamente, alcançando o pior resultado após 24 horas.

5.6.6 Concentração gravítica

Os ensaios de concentração gravítica tiveram como objetivo avaliar a proporção de ouro passível de recuperação por este processo e se a granulometria interfere na concentração. Os resultados do ensaio GRG (Gravity Recoverable Gold) para o minério do corpo LPA encontram-se na Tabela 5.44 e apontaram 74,61 % de ouro passível de recuperação gravítica, sendo as melhores concentrações obtidas nas granulometrias de 0,075 e 0,850 mm, respectivamente.

Tabela 5.44 - Resultados do ensaio de GRG para amostra do corpo LPA.

Etapa Granulométrica	Amostra	Teor Au (g/t)	Recuperação mássica (%)	Recuperação gravítica (%)	Recuperação gravítica acumulada (%)
0,850 mm	Inicial	3,89	100,00		
	Concentrado 1	79,80	1,24	25,46%	25,46%
	Rejeito 1	2,72	98,76		
0,212 mm	Concentrado 2	37,53	1,33	12,84%	38,31%
	Rejeito 2	2,43	97,43		
0,075 mm	Concentrado 3	87,07	1,62	36,30%	74,61%
	Rejeito final	1,03	95,81		

Corpo LPA: Comparação das recuperações gravíticas em diferentes granulometrias

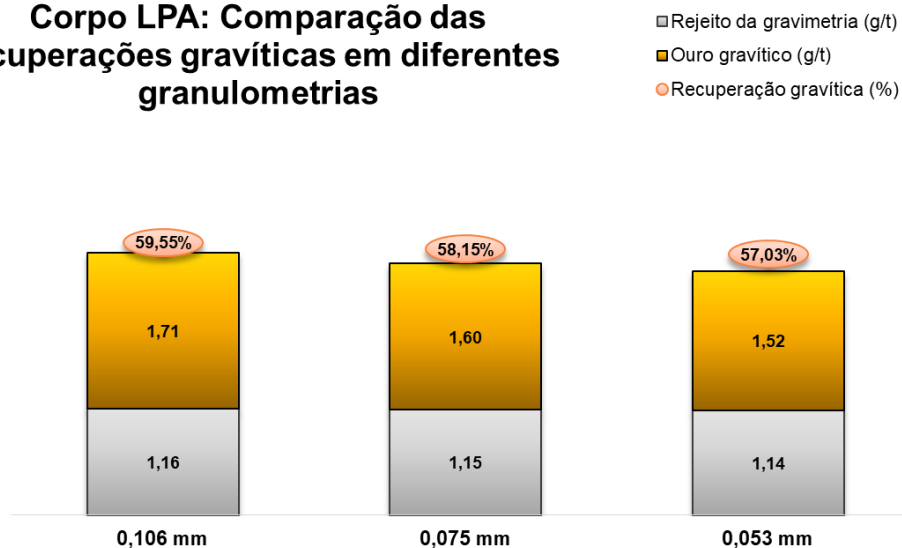


Figura 5.100 - Dados da concentração gravítica do minério BF2 em diferentes granulometrias para o corpo LPA.

Os resultados e recuperação gravítica em apenas uma granulometria indicaram

recuperações acima de 57,00%, sendo que o melhor resultado de 59,55% foi obtido a uma granulometria de 0,106 mm. Conforme pode ser observado na Figura 5.100 e da mesma forma que ocorreu nos demais corpos a redução da granulometria ocasionou a redução da recuperação gravítica.

Os rejeitos das concentrações gravíticas foram cianetados por 24 horas e também através do processo *carbon-in-pulp* e os resultados são apresentados na Tabela 5.45 e Figuras 5.101 e 5.102.

Tabela 5.45 - Resultados dos testes de cianetação do rejeito gravítico para o corpo LPA - Testwork.

Granulometria (mm)	Processo	Teor inicial (g/t)	Teor de rejeito (g/t)	Recuperação (%)	Consumo de NaCN (kg/t)
0,106	Lixiviação direta	1,16	0,30	71,97	0,97
0,075	Lixiviação direta	1,15	0,29	74,78	0,90
0,053	Lixiviação direta	1,14	0,26	77,19	3,16
0,106	CIL	1,16	0,41	64,66	1,01
0,075	CIL	1,15	0,46	60,00	1,00
0,053	CIL	1,14	0,30	73,68	3,13

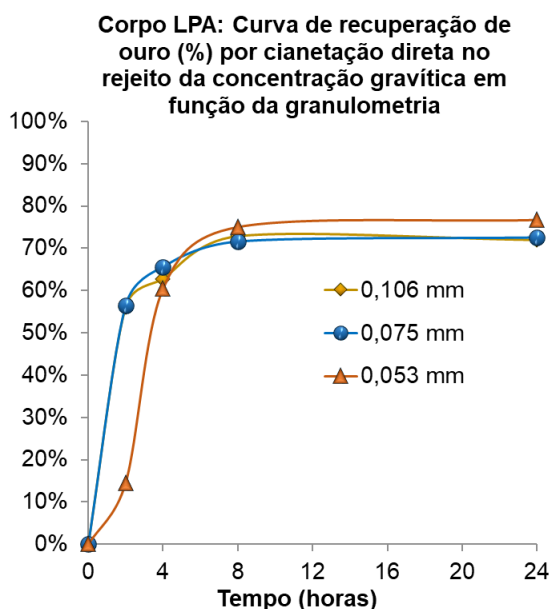


Figura 5.101 - Curvas de recuperação de ouro por cianetação direta do rejeito da concentração gravítica em função da granulometria - Corpo LPA.

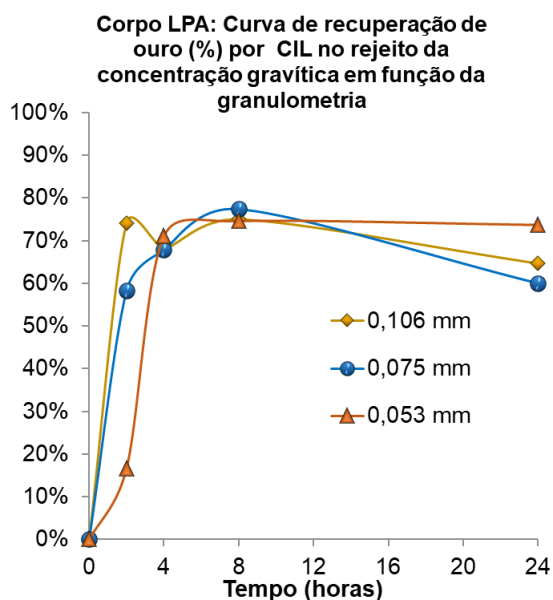


Figura 5.102 - Curvas de recuperação de ouro por CIL do rejeito da concentração gravítica em função da granulometria - Corpo LPA.

Da mesma forma que os outros corpos, a aplicação de apenas CIL não foi o processo mais adequado para maximizar a recuperação de ouro, obtendo diferenças de 3,51 % a 14,78 % em relação aos testes de cianetação direta, indicando que para este minério é necessária a etapa de lixiviação do ouro sem carvão por no máximo 8 horas, quando a curva de dissolução do ouro estabiliza, e em seguida aplicar a etapa de adsorção em carvão ativado. A redução da granulometria do rejeito da concentração gravítica para o corpo LPA promoveu ganhos na recuperação, porém o consumo de cianeto de sódio para os testes a 0,053 mm foi três vezes superior aos ensaios com maior granulometria.

5.6.7 Ensaios de flotação

Fase 1 – Laboratório Testwork

Em continuidade à caracterização do corpo LPA, os primeiros ensaios de flotação do corpo tiveram como objetivo avaliar desempenho da recuperação de ouro e correlacioná-la com a recuperação de enxofre em função do tempo de residência e da granulometria. Foi avaliada também a interferência de reagentes comuns, tais como mercaptobenzotiazol de sódio (MBT), ditiofosfato de sódio (DTP), isobutil xantato de sódio (SIBX) e amil xantato de potássio (PAX). Os resultados encontram-se na Tabela 5.46.

O teste de flotação na condição 1, consistiu na dosagem total de 105 g/t de coletores (sendo 65 g/t de mercaptobenzotiazol de sódio e 40 g/t de ditiofosfato de sódio), 60 g/t de sulfato de cobre como ativador e 5,0 g/t de espumante. O tempo de flotação foi de apenas 8 minutos, ao contrário dos testes para os demais corpos cujos testes foram de 20 minutos. Avaliando os gráficos da Figura 5.103 e comparando-os com os dos corpos BF e BF, verifica-se que o corpo LPA apresenta uma melhor flotabilidade em relação aos outros corpos.

Tabela 5.46 - Resultados de flotação da primeira etapa de exploração do corpo LPA.

Teste	P ₈₀	Dosagem de reagentes (g/t)							Tempo (min)	Alimentação Recalculada (g/t)	Recuperação Concentração Gravimétrica (%)	Recuperação mássica (%)	Alimentação da Flotação Au (g/t)	Concentrado Flotação Au (g/t)	Rejeito Au (g/t)	Recuperação Flotação Rougher Au (%)	Recuperação Global (CG + Flot) Au (%)	Recuperação Flotação Rougher S (%)
		CuSO4	MBT	DTP	Espumante	SIBIX	PAX	INT 102										
1.1		40	50	20	4,5	-	-	-	8			5,76%	1,30	18,10	0,28	80,08%	91,33%	-
1.2		40	50	20	4,5	-	-	-	8	2,99	52,64%	5,58%	1,11	17,36	0,15	87,25%	95,26%	-
1.3		40	50	20	4,5	-	-	-	8			6,02%	0,94	11,34	0,28	72,52%	91,86%	-
1.4		40	50	20	4,5	-	-	-	8	3,18	53,74%	5,19%	1,22	16,45	0,39	69,77%	88,36%	-
1.5		40	50	20	4,5	-	-	-	8			7,28%	1,53	16,87	0,33	80,06%	88,78%	48,49%
1.6		40	50	20	4,5	-	-	-	8	2,73	56,79%	5,44%	1,23	18,16	0,26	80,07%	90,98%	40,14%
2.1	0,106 mm	-	-	-	-	80	-	42	20	2,99	52,64%	12,70%	1,32	9,90	0,09	95,37%	97,95%	-
2.2		-	-	-	-	80	-	42	20	3,18	53,74%	11,49%	1,53	11,20	0,19	84,33%	92,48%	-
2.3		-	-	-	-	80	-	42	20	2,73	56,79%	11,29%	0,91	6,88	0,14	85,38%	95,12%	54,73%
3.1		50	-	-	-	80	-	42	20	2,99	52,64%	15,32%	2,16	13,62	0,09	96,48%	97,45%	-
3.2		50	-	-	-	80	-	42	20	3,18	53,74%	12,35%	1,57	11,35	0,19	89,38%	94,76%	-
3.3		50	-	-	-	80	-	42	20	2,73	56,79%	14,59%	1,22	7,54	0,14	90,20%	95,62%	91,27%
4.1		50	-	-	-	-	80	42	20	2,99	52,64%	11,33%	1,34	10,88	0,12	92,05%	96,44%	-
4.2		50	-	-	-	-	80	42	20	3,18	53,74%	13,93%	2,28	14,86	0,24	90,92%	93,50%	-
4.3		50	-	-	-	-	80	42	20	2,73	56,79%	12,82%	1,12	7,80	0,14	89,12%	95,52%	85,85%

Continuação da Tabela 5.46.

Teste	P80	Dosagem de reagentes (g/t)							Tempo (min)	Alimentação Recalculada (g/t)	Recuperação Concentração Gravimétrica (%)	Recuperação mássica (%)	Alimentação da Flotação Au (g/t)	Concentrado Flotação Au (g/t)	Rejeito Au (g/t)	Recuperação Flotação Rougher Au (%)	Recuperação Global (CG + Flot) Au (%)	Recuperação Flotação Rougher S (%)	
		CuSO4	MBT	DTP	Espumante	SIBIX	PAX	INT 102											
1.1		40	50	20	4,5	-	-	-	8	3,05	55,75%	5,74%	1,17	17,09	0,20	84,23%	93,97%	-	
1.2		40	50	20	4,5	-	-	-	8		55,23%	6,54%	1,15	14,59	0,21	83,29%	93,72%	-	
1.3		40	50	20	4,5	-	-	-	8		2,96	55,23%	7,37%	1,22	13,16	0,27	79,49%	91,56%	-
1.4		40	50	20	4,5	-	-	-	8			55,23%	6,17%	1,20	16,04	0,22	82,75%	93,03%	-
1.5		40	50	20	4,5	-	-	-	8			2,62	56,93%	5,47%	1,13	17,78	0,17	85,81%	93,87%
1.6		40	50	20	4,5	-	-	-	8		56,93%		6,44%	1,52	20,52	0,21	87,06%	92,51%	43,80%
2.1	0,075 mm	-	-	-	-	80	-	42	20	3,05	55,75%	13,72%	2,12	14,68	0,12	95,11%	96,60%	-	
2.2		-	-	-	-	80	-	42	20	2,96	55,23%	13,17%	1,27	8,77	0,13	91,10%	96,19%	-	
2.3		-	-	-	-	80	-	42	20	2,62	56,93%	11,43%	0,99	7,91	0,10	91,08%	96,62%	86,94%	
3.1		50	-	-	-	80	-	42	20	3,05	55,75%	12,55%	1,48	10,40	0,20	88,19%	94,26%	-	
3.2		50	-	-	-	80	-	42	20	2,96	55,23%	12,74%	1,29	9,40	0,11	92,58%	96,76%	-	
3.3		50	-	-	-	80	-	42	20	2,62	56,93%	10,47%	0,92	7,73	0,12	88,28%	95,90%	50,23%	
4.1		50	-	-	-	-	80	42	20	3,05	55,75%	15,01%	0,98	5,94	0,10	91,30%	97,21%	-	
4.2		50	-	-	-	-	80	42	20	2,96	55,23%	14,64%	1,80	11,52	0,13	93,82%	96,26%	-	
4.3		50	-	-	-	-	80	42	20	2,62	56,93%	12,96%	1,20	8,49	0,11	91,99%	96,35%	84,95%	

Continuação da Tabela 5.46.

Teste	P ₈₀	Dosagem de reagentes (g/t)							Tempo (min)	Alimentação Recalculada (g/t)	Recuperação Concentração Gravimétrica (%)	Recuperação mássica (%)	Alimentação da Flotação Au (g/t)	Concentrado Flotação Au (g/t)	Rejeito Au (g/t)	Recuperação Flotação Rougher Au (%)	Recuperação Global (CG + Flot) Au (%)	Recuperação Flotação Rougher S (%)
		CuSO4	MBT	DTP	Espumante	SIBIX	PAX	INT 102										
1.1		40	50	20	4,5	-	-	-	8									
1.2		40	50	20	4,5	-	-	-	8	2,72	48,63%	7,18%	1,32	16,61	0,14	90,17%	95,22%	-
1.3		40	50	20	4,5	-	-	-	8									
1.4		40	50	20	4,5	-	-	-	8	2,96	55,23%	7,06%	1,10	13,89	0,13	89,40%	95,73%	-
1.5		40	50	20	4,5	-	-	-	8									
1.6		40	50	20	4,5	-	-	-	8	2,35	57,82%	7,89%	1,15	12,68	0,16	87,16%	94,71%	-
2.1	0,053 mm	-	-	-	-	80	-	42	20	2,72	48,63%	13,77%	1,16	8,03	0,07	95,17%	97,94%	-
2.2		-	-	-	-	80	-	42	20	2,96	55,23%	16,46%	1,21	6,95	0,08	94,48%	97,60%	-
2.3		-	-	-	-	80	-	42	20	2,35	57,82%	13,23%	1,22	8,53	0,11	92,20%	95,94%	51,52%
3.1		50	-	-	-	80	-	42	20	2,72	48,63%	16,12%	2,47	15,09	0,05	98,30%	98,46%	-
3.2		50	-	-	-	80	-	42	20	2,96	55,23%	13,68%	1,16	7,91	0,09	93,66%	97,37%	-
3.3		50	-	-	-	80	-	42	20	2,35	57,82%	11,41%	0,89	6,99	0,10	90,00%	96,24%	74,81%
4.1		50	-	-	-	80	42	20	2,72	48,63%	15,05%	1,03	6,59	0,05	95,90%	98,61%	-	
4.2		50	-	-	-	80	42	20	2,96	55,23%	16,29%	1,96	11,43	0,12	94,88%	96,61%	-	
4.3		50	-	-	-	80	42	20	2,35	57,82%	16,19%	0,94	5,40	0,08	93,29%	97,60%	79,28%	

Mesmo com o tempo de flotação reduzido, a recuperação de ouro está entre 78,53 % a 86,70 % enquanto nas mesmas condições os outros não ultrapassaram a 70,00 %. Este comportamento pode ser em função da maior dosagem de reagente coletores e ativador, tornando a cinética de flotação mais rápida.

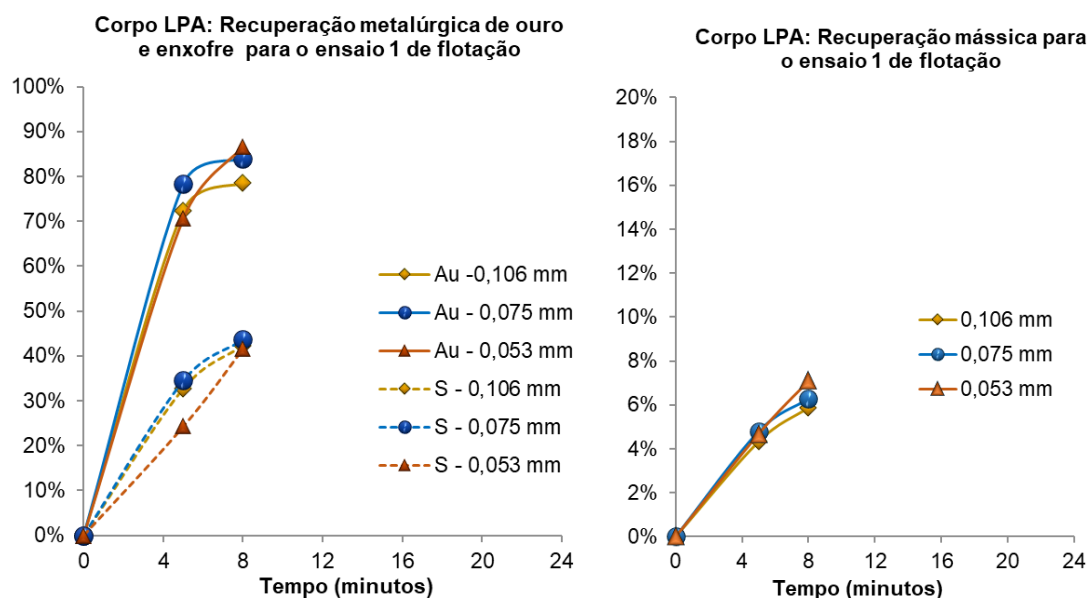


Figura 5.103 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 1 (50 g/t de MBT, 20 g/t de DTP e 40 g/t de CuSO_4) para o corpo LPA.

Observa-se que a recuperação se eleva com a redução da granulometria, mas a recuperação mássica e de enxofre não apresenta tendência clara com a alteração do tamanho das partículas. O ensaio com melhor desempenho de recuperação de ouro na condição 1 foi na granulometria de 0,053 mm.

Os ensaios na condição 2 consistiram na adição de apenas 80 g/t de SIBX e 42 g/t do espumante INT-102 e as curvas de recuperação são mostradas na Figura 5.104. O comportamento da flotação é semelhante à condição 1, porém o isobutil xantato de sódio mostrou melhor poder de coleta, menor seletividade e proporcionou uma cinética de concentração ainda mais rápida, alcançando em 4 minutos recuperação de ouro similar àquelas atingidas com 8 minutos com a dosagem de mercaptobenzotiazol de sódio e de ditiofosfato de sódio. A alteração do coletor proporcionou elevação de 8,31 % a 10,05 % na recuperação de ouro em relação à condição 1, sendo que o aumento mais expressivo foi

atingido na granulometria de 0,106 mm, mas esta elevação está intimamente relacionada ao dobro de recuperação mássica. Em relação aos demais corpo, o LPA foi o único corpo cujos testes de flotação atingiram patamares acima de 90,00 % de recuperação de ouro, sendo 93,13 % e 95,01 % para as granulometrias de 75 e 0,053 mm, respectivamente.

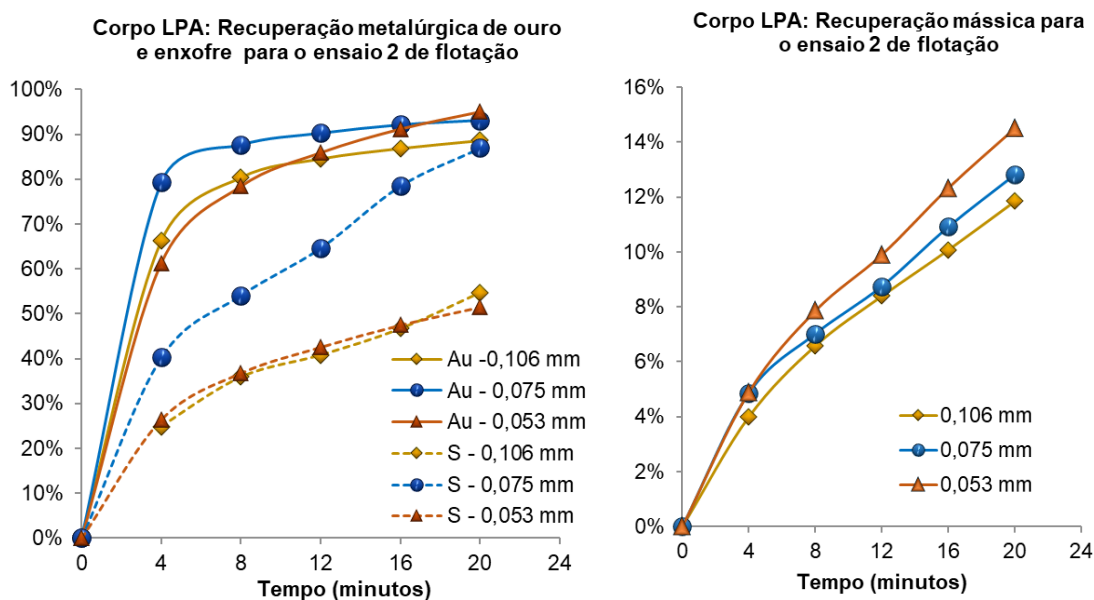


Figura 5.104 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 2 (80 g/t de SIBX e 42 g/t de INT-102) para o corpo LPA.

A recuperação de enxofre aumentou também significativamente com a adição do SIBX (elevação de 9,92 % a 43,27 % em relação à condição 1 para as granulometrias 0,053 e 0,075 mm, respectivamente), atingindo patamares acima de 51,52 % em 20 minutos de flotação. A curva de recuperação de enxofre destaca-se para 0,075 mm, alcançando valor na mesma faixa de recuperação de ouro. Há uma tendência de correlação entre granulometria e recuperação mássica e de ouro, mas sem correspondência com a recuperação de enxofre. O ensaio com melhor desempenho em termos de recuperação e ouro para a condição 2 foi na granulometria de 0,053 mm.

Os ensaios da condição 3 foram com a mesma dosagem e tipo de coletor e espumante da condição 2, porém com a adição de 50 g/t de sulfato de cobre; as curvas de recuperação são mostradas na Figura 5.105. A adição do ativador possibilitou o aumento de 4,15 % na recuperação metalúrgica somente para a granulometria de 0,106 mm; para a granulometria

de 0,075 mm notou-se uma redução de 3,37 % e para 0,053 mm praticamente não houve alteração, pois o ganho foi de apenas 0,55 %. Não houve impactos em recuperação mássica.

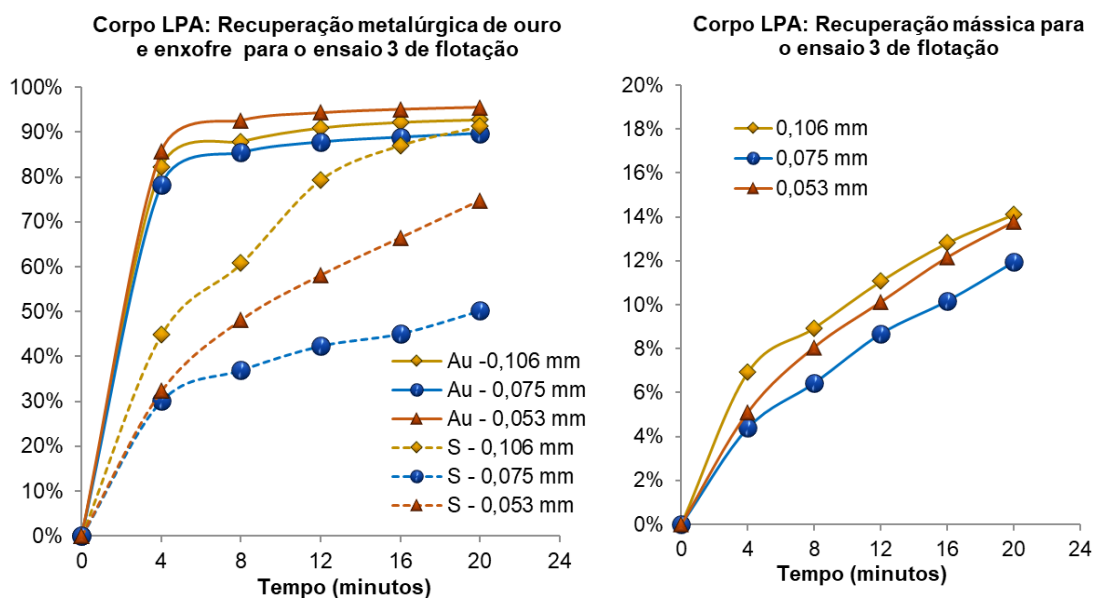


Figura 5.105 - Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 3 (80 g/t de SIBX, 42 g/t de INT-102 e 40 g/t de CuSO_4) para o corpo LPA.

Destaca-se o efeito do sulfato de cobre na recuperação de enxofre em relação aos demais ensaios, principalmente na curva de recuperação na granulometria de 0,106 mm, proporcionando uma elevação de 36,53 %, alcançando valor similar à recuperação de ouro e neste caso impactou positivamente em 4,15 % na recuperação do ouro. Na granulometria de 0,075 mm ocorreu redução de 36,71% da recuperação de enxofre e um ganho de 23,29 % para 0,053 mm.

Os ensaios da condição 4 foram similares à condição 3, porém substituindo o isobutil xantato de sódio pelo amil xantato de potássio na mesma dosagem. Os resultados da alteração do tipo de xantato foram bem atípicos e não apresentaram correlação direta entre ouro, enxofre, granulometria e massa. Na granulometria de 0,106 mm observou-se redução das recuperações de ouro, enxofre e massa na mesma faixa de valor, sendo um pouco mais acentuada para o enxofre. Na granulometria de 0,075 mm ocorreu ganho de 2,91 %

na recuperação do ouro associado a 2,01 % de massa e 34,72 % de enxofre. Na granulometria de 0,053 mm ocorreu ganho de recuperação mássica (2,08 %) e de enxofre (4,47 %), resultando em uma redução de 0,88 % na recuperação do ouro.

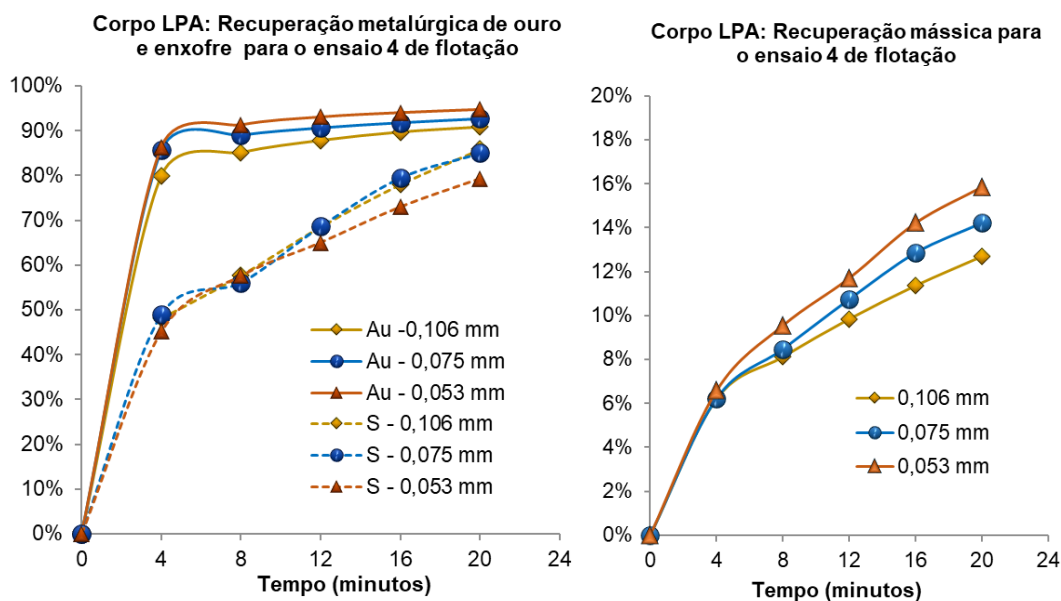


Figura 5.106 -Curvas de recuperação mássica e metalúrgica de ouro e enxofre na condição 4 (80 g/t de PAX, 42 g/t de INT-102 e 40 g/t de CuSO_4) para o corpo LPA.

Em relação ao enxofre, esta foi a melhor condição alcançando recuperação mais próximas da recuperação de ouro e nota-se na Figura 5.106 que as inclinações das curvas não indicaram estabilização a 20 minutos de flotação. Assim, quando o foco da flotação deste minério for recuperar enxofre o tempo de residência da polpa pode se prologar a fim de obter melhores resultados.

Baseando-se na análise geral dos testes exploratórios de flotação para o corpo LPA, conclui-se que:

- A resposta do corpo LPA a concentração de ouro e enxofre por flotação foi melhor que os demais corpos, mesmo com teor de alimentação mais baixo.
- Da mesma forma que nos demais corpos, o ouro não está associado intimamente a sulfetos, pois a recuperação máxima de ouro é obtida com recuperações de enxofre abaixo de 75,00 %. Isso significa que não é necessário recuperar todo o enxofre para

que se tenha bons resultados de recuperação metalúrgica de ouro.

- Consistentemente para as amostras analisadas, a elevação do tamanho das partículas para 0,106 mm resultou em menor recuperação de ouro em relação à 0,075 e 0,053 mm, exceto na condição que foi utilizado o isobutil xantato de sódio como coletor e sulfato de cobre como ativador.
- A diferença entre as recuperações de ouro e de massa para 0,075 e 0,053 mm foi significativa, sendo a granulometria de 0,053 mm com melhor desempenho, independente das condições de tempo e reagentes.
- A melhor combinação de reagentes para a recuperação de ouro foi 80 g/t de SIBX, 50 g/t de sulfato de cobre e 42 g/t do espumante INT-102.
- A utilização de coletores a base de xantatos elevou consideravelmente a recuperação de enxofre, da mesma forma que se notou para os outros corpos.

Fase 2 – Laboratório Jaguar Mining

A segunda fase de ensaios de flotação teve como objetivo aprimorar a avaliação em relação à efetividade de diferentes dosagens e tipos de reagentes, em comparação ao padrão atualmente aplicado na planta de beneficiamento metalúrgico, e entender o efeito da adição do sulfato de cobre durante a moagem na flotação.

Avaliando as Figuras 5.107 e 5.108 apresentam a distribuição de recuperação mássica obtida nas 8 condições ensaiadas com e sem sulfato de cobre na moagem, respectivamente. Observa-se que a maior parte da recuperação de massa ocorre na etapa rougher. Nestes ensaios a soma da massa recuperada nas fases rougher e scavenger é considerada a recuperação mássica global, uma vez que nos testes de bancada não há uma nova concentração ou etapa cleaner dos concentrados obtidos em cada etapa. Daí observa-se de modo geral que a recuperação de massa foi elevada, valores acima 10,00 % independente da condição, em relação aos valores obtidos industrialmente (inferior a 9,00 %) em que os concentrados das scavengers retornam para etapa de concentração rougher. Durante a execução dos ensaios foi constatado pouquíssima formação de bolhas mineralizadas principalmente na etapa rougher, sendo a flotação realizada praticamente por arraste de polpa; isso justifica a recuperação da scavenger ser consistentemente maior

que o do rougher (6,12 % a 10,57 %) e somado às massas de concentrado recuperadas na scavenger, as recuperações mássicas globais dos ensaios para o corpo LPA são bastante elevadas.

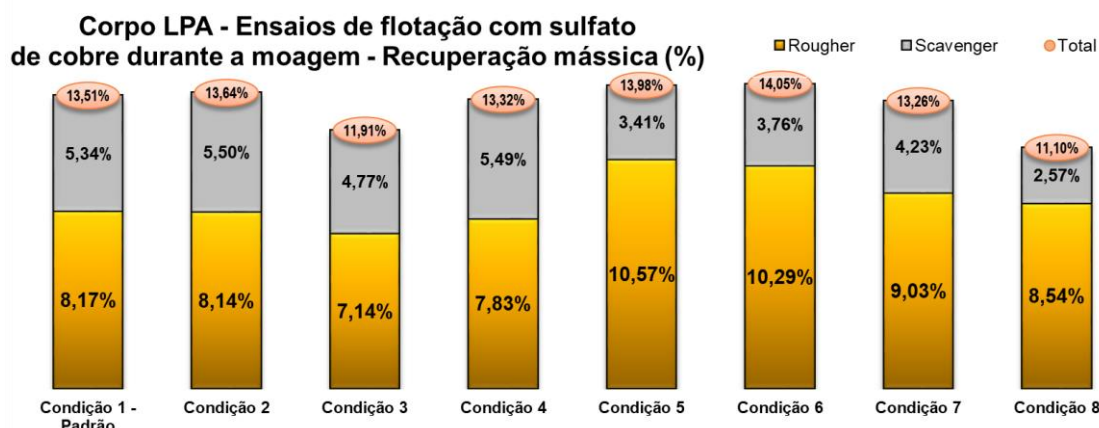


Figura 5.107 - Corpo LPA: Distribuição da recuperação mássica nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.

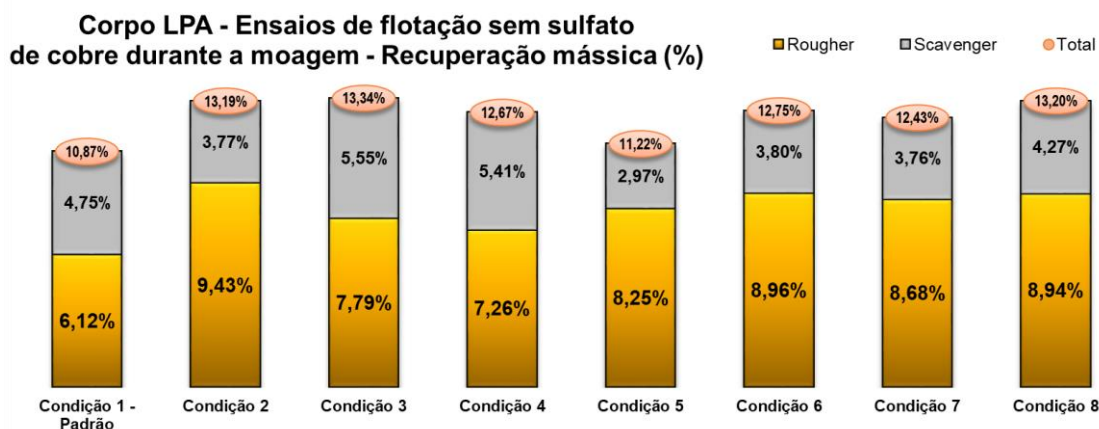


Figura 5.108 - Corpo LPA: Distribuição da recuperação mássica nos ensaios de flotação sem adição de sulfato de cobre durante a moagem.

Avaliando estatisticamente os dados e considerando apenas o efeito da adição de 60 g/t de sulfato de cobre na moagem, desconsiderando os tipos e dosagens de reagentes, verifica-se que a adição do ativador na moagem não impactou significativamente a recuperação mássica (Figura 5.109).

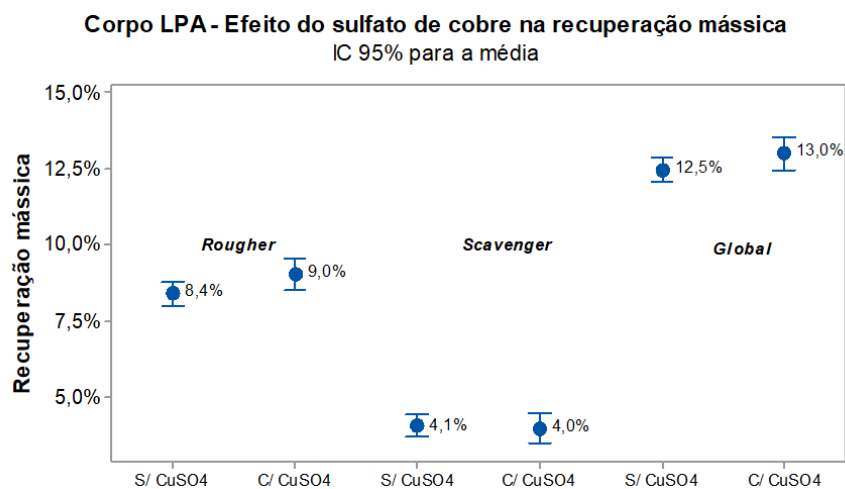


Figura 5.109 - Avaliação do efeito do sulfato de cobre da moagem para a recuperação mássica nos ensaios de flotação do corpo LPA.

Mas avaliando cada etapa de flotação separadamente e considerando também a variável tipo de reagente constata-se pela Figura 5.110 que o maior impacto na recuperação mássica causada pela dosagem de sulfato de cobre na moagem foi para a combinação de coletores de ditiofosfatos na etapa rougher, de aproximadamente 2,0 %, interferindo como consequência na recuperação mássica global. Para os demais coletores a variação foi inferior a 1,0 %.

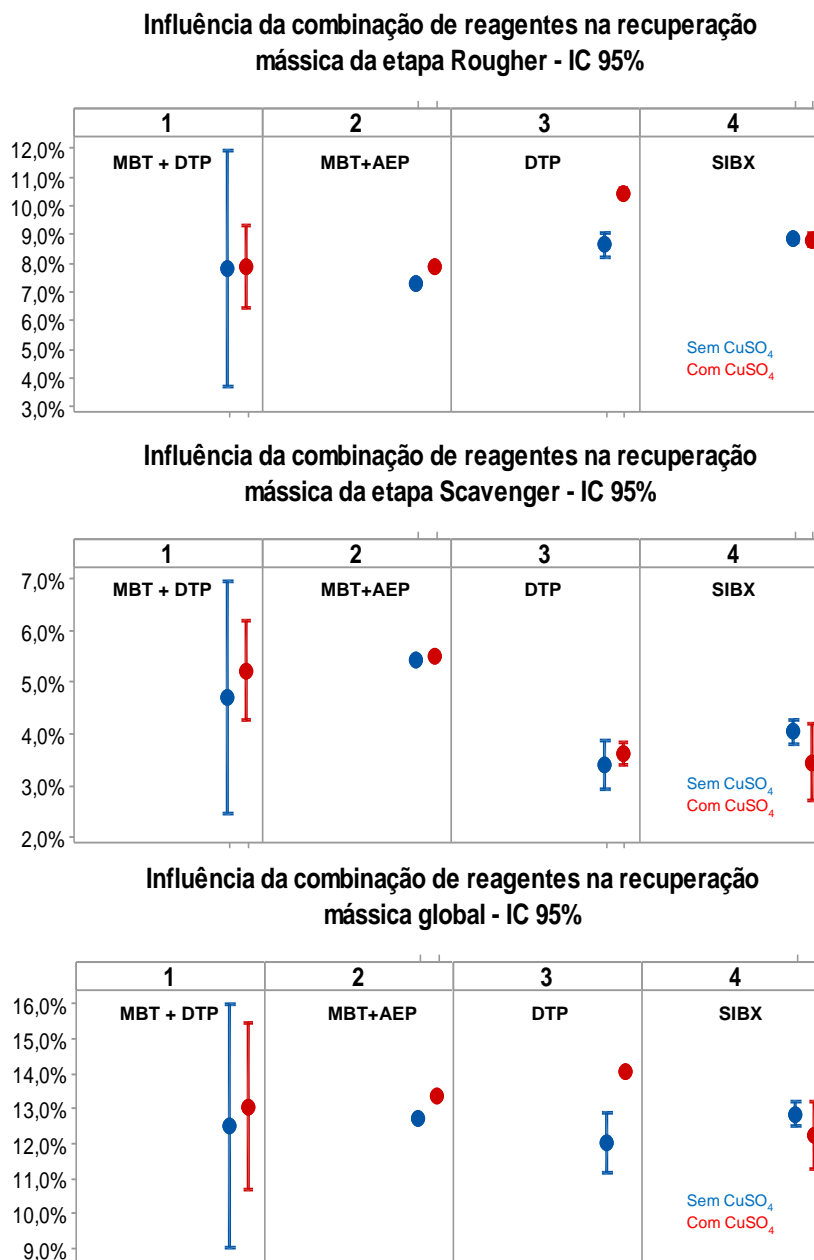


Figura 5.110 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores na recuperação mássica nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger e c) recuperação global nos ensaios de flotação do corpo LPA.

As Figuras 5.111 e 5.112 apresentam os resultados de recuperação metalúrgica das 8 condições de flotação ensaiadas com e sem sulfato de cobre na moagem, respectivamente. De forma geral os resultados foram satisfatórios, apresentando maior recuperação de ouro na etapa rougher, conforme se espera de um circuito ajustado e equilibrado de flotação.

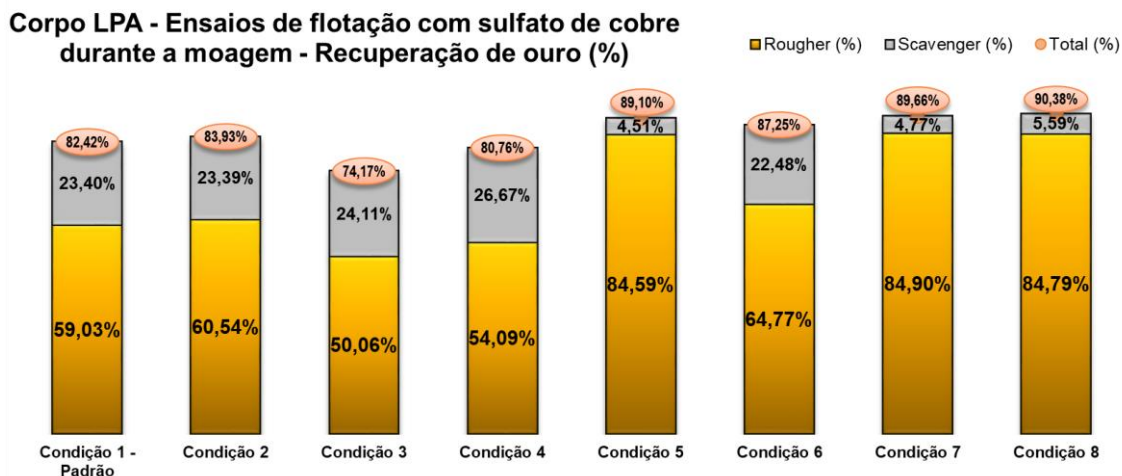


Figura 5.111 - Corpo LPA: Distribuição da recuperação de ouro nos ensaios de flotação com adição de sulfato de cobre durante a moagem.

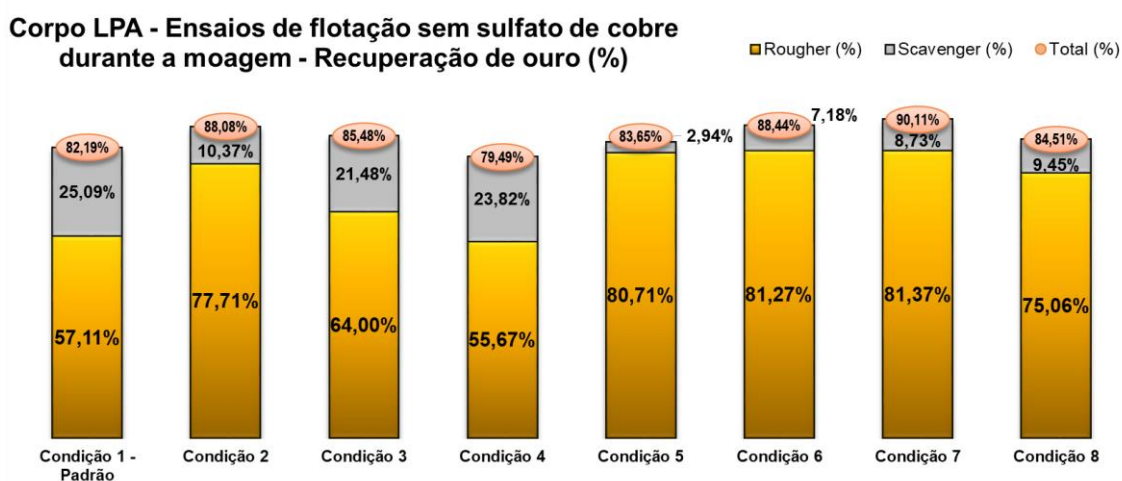


Figura 5.112 - Corpo LPA: Distribuição da recuperação de ouro nos ensaios de flotação sem adição de sulfato de cobre durante a moagem.

Avaliando o impacto da adição de sulfato de cobre na moagem sobre a recuperação global de ouro, desconsiderando as condições específicas de reagentes, em médias as condições com moagem com sulfato de cobre tiveram um ganho de 1,80 % na recuperação scavenger e 1,10 % na global (Figura 5.113), valores não tão significativos como ocorreu por exemplo no corpo BF2.

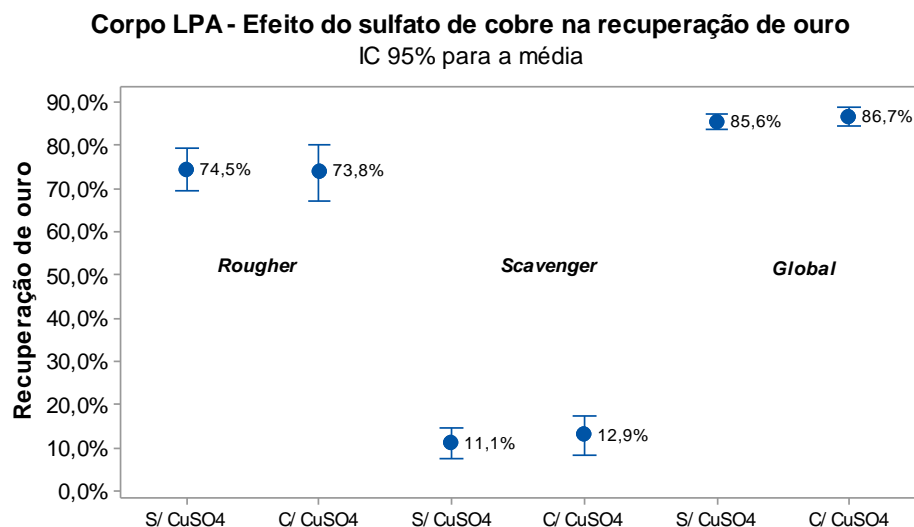


Figura 5.113 - Avaliação do efeito do sulfato de cobre da moagem para a recuperação de ouro nos ensaios de flotação do corpo LPA.

As condições de 1 a 3 foram com adição dos coletores MBT e DTP mantendo a proporção de 65 % e 35 % e dosagens de 100, 85 e 70 g/t respectivamente. Não foi observada uma correlação clara entre a dosagem de coletores e recuperação de ouro, indicando que há outras variáveis que podem interferir na eficiência da concentração. Nas adições com e sem sulfato de cobre na moagem, o melhor resultado foi com 85 g/t de coletores.

A condição 4, com coletores MBT e ditiofosfinato, apresentou menores desempenhos de recuperação; conforme já discutido anteriormente este último coletor é específico para sulfetos de cobre, chumbo e zinco cujas concentrações de massa no corpo LPA são somente traços; daí a ineficiência de concentração de ouro deste coletor. Os sulfetos expressivos para LPA são apenas arsenopirita e pirrotita.

As condições (5 e 6) com somente coletores a base de ditiofosfato tiveram bom desempenho, sendo a combinação de INT-214 e INT-577 mais eficiente quando a moagem foi feita com sulfato de cobre, atingindo recuperação de 89,10 %, e para utilização de apenas INT-214 a melhor condição foi sem sulfato de cobre na moagem, com recuperação de 88,44 %. Novamente estes coletores apontaram excelente eficiência de flotação de sulfetos e outros minerais associados a ouro, com resultados semelhantes ao do SIBX.

O SIBX foi o coletor com melhor desempenho independente da adição ou não de ativador na moagem, mas com condições específicas para cada um destes casos. No primeiro, a

recuperação metalúrgica de 90,38 % e a menor recuperação mássica de 11,10 % foram obtidas com 75 g/t de SIBX e 35 g/t de DTP (condição 8), sem necessidade de adição de espumante e mais ativador durante a flotação. No segundo caso, a recuperação de 90,11 % foi obtida com 100 g/t de SIBX, 40 g/t de DTP, 3 g/t de espumante e 80 g/t de sulfato de cobre distribuídos antes e após da etapa rougher (condição 7); com uma das menores recuperações mássicas. Estes dois desempenhos reforçam que a recuperação mássica não precisa estar relacionada diretamente a recuperação metalúrgica, mas condições de processo podem promover melhor seletividade.

Pela Figura 5.114 que apresenta a média e intervalo de confiança de 95 % do teor de concentrado rougher e scavenger variando o tipo de coletor verifica-se que a ordem de seletividade para o concentrado rougher em termos de coletor foi SIBX>DTP> MBT que condiz com os resultados de recuperação metalúrgica e massa.

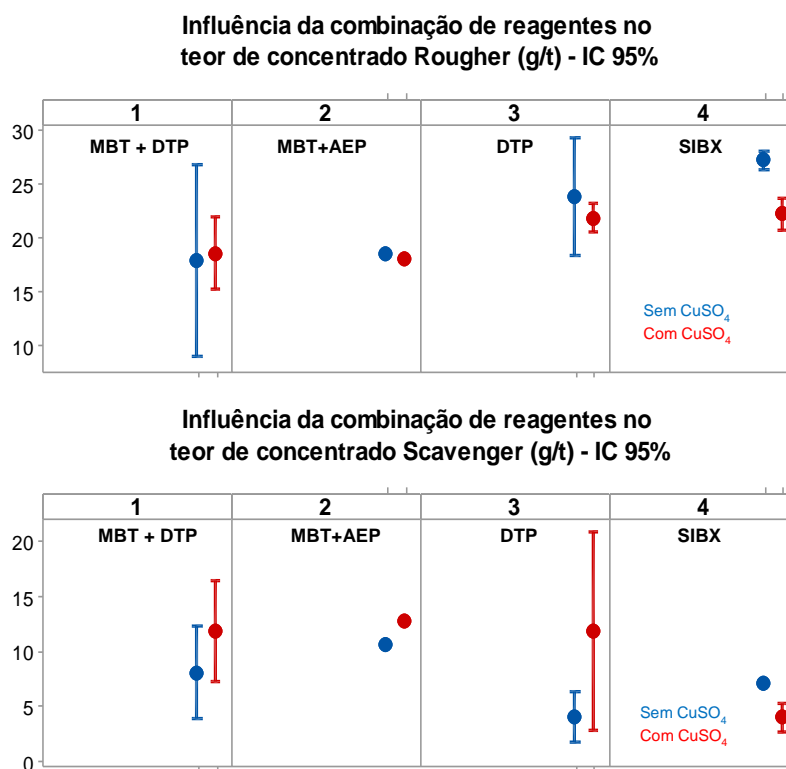


Figura 5.114 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores no teor de concentrado nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger nos ensaios de flotação do corpo LPA.

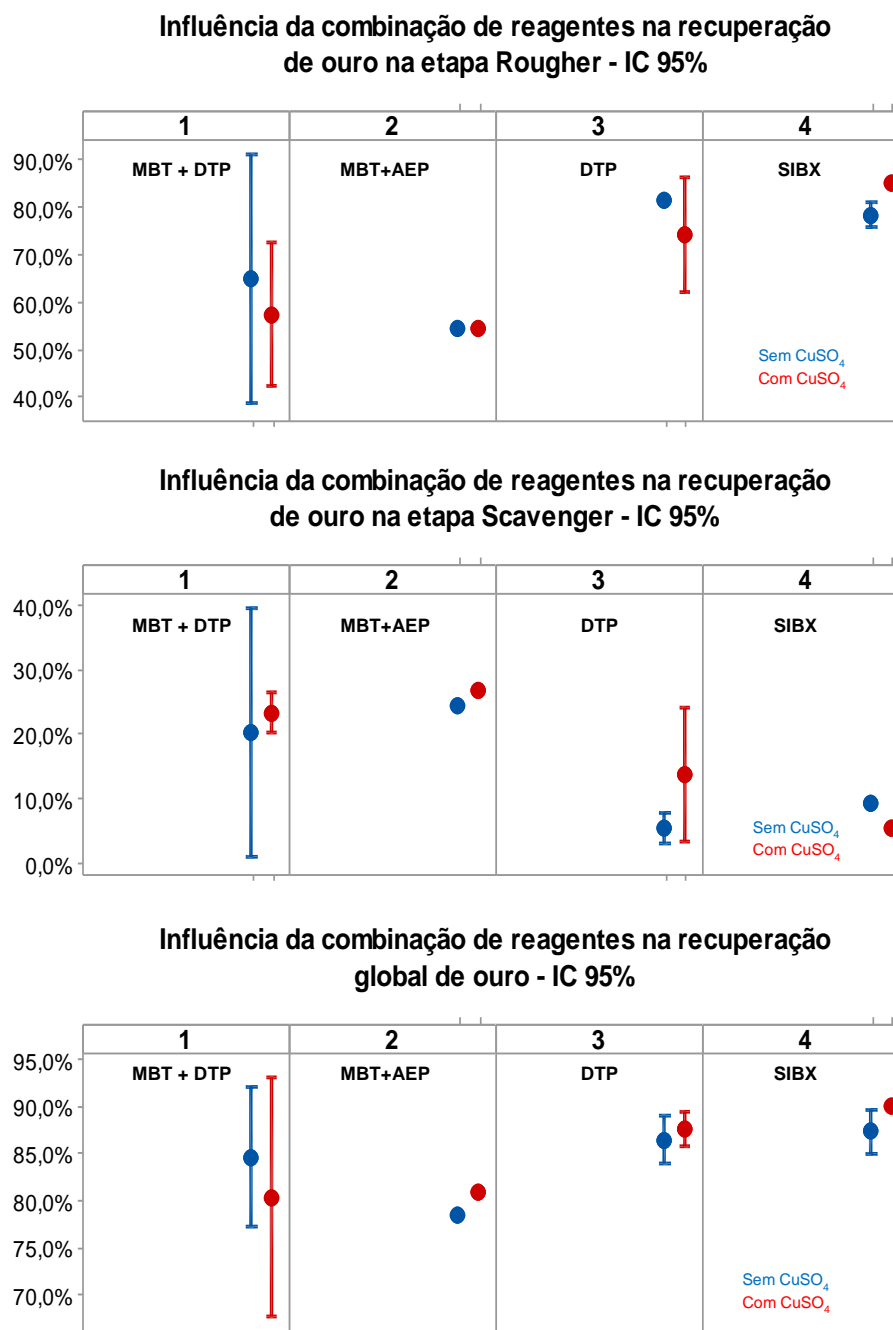


Figura 5.115 - Avaliação da influência da combinação de reagentes coletores na recuperação de ouro nas etapas: A) Rougher; b) Scavenger e c) recuperação global nos ensaios de flotação do corpo LPA.

Na etapa scavenger, o MBT e ditiofosfinato apresentaram maiores teores de concentrado e de valores semelhantes, seguidos pelo DTP e por último o SIBX. O menor de teor destes últimos coletores é justificado pois a recuperação metalúrgica do rougher foi bastante

elevada, atingindo valor de até 84,90 %; assim houve menor quantidade de ouro a ser flotado na etapa scavenger e quanto menor o teor maior a dificuldade de flotação e tendência de recuperar o ouro por arraste de massa. Isso também é perceptível na Figura 5.115 para os coletores MBT e ditiofosfinato em que a recuperação rougher foi baixa e a etapa scavenger tenta compensar com aumento de recuperação de 10 a 15 % em relação a outros coletores, mas não é suficiente para obter uma recuperação global máxima. É evidenciado que a fase determinante para uma boa recuperação de flotação é a rougher, pois foca na recuperação de partículas já liberadas ou parcialmente liberadas; embora a scavenger apresente as mesmas configurações físicas das células da etapa rougher e adição de reagentes, não é suficiente para garantir majoritariamente uma boa recuperação global pois focará na concentração de partículas complexas que não tiveram oportunidade de serem recuperadas na etapa rougher.

5.6.8 Ensaios de lixiviação do concentrado de flotação

Fase 1 – Laboratório Testwork

Para análise do comportamento da lixiviação do concentrado de flotação, o laboratório Testwork fez um teste de moagem a P80 0,075 mm, concentração gravítica e flotação na condição 4 da fase exploratória 1, gerando concentrado suficiente para apenas uma condição de teste de cianetação. A condição testada consistiu em aplicar o pré-condicionamento e aeração da polpa em baixa alcalinidade por 15 horas em tanques agitados, em seguida pré-condicionamento a pH 10,5 por 8 horas, cianetação de 8 horas com adição inicial de 3000 mg/L de NaCN e sem correção da concentração de cianeto livre, e 24 horas de adsorção em carvão ativado. A concentração de oxigênio dissolvido oscilou entre 4,00 a 5,00 mg/L durante o ensaio. Avaliando a Tabela 5.47 observa-se que de modo geral que houve erros associados à amostragem, pois os teores de ouro nos rejeitos após a adsorção foram mais elevados que após a cianetação, o que indica uma contaminação das amostras ou influência de possível presença de finos de carvão nos sólidos analisados. Assim não é possível emitir conclusões após a etapa de adsorção e as análises da curva de cianetação se baseou apenas na etapa de lixiviação.

Tabela 5.47 - Resultados dos testes de lixiviação do concentrado de flotação do corpo LPA – Laboratório Testwork.

Condição	Teor inicial (g/t)	Teor rejeito cianetação (g/t)	Teor de rejeito CIP (g/t)	Recuperação da cianetação (%)	Recuperação global (%)
1.1	18,44	2,60	4,63	85,90	74,89
1.2	15,34	1,91	4,17	87,55	72,81
1.3	14,16	1,56	3,05	88,98	78,46
<i>Média</i>	<i>15,98</i>	<i>2,02</i>	<i>3,95</i>	<i>87,48</i>	<i>75,39</i>

O concentrado de flotação do corpo LPA apresentou excelente desempenho à cianetação em relação a outros corpos, com recuperação média de 87,48 % e teor médio de ouro no rejeito de 2,02 g/t, evidenciando que o ouro principalmente associado a arsenopirita está acessível ao agente lixiviante.

Fase 2 – Laboratório Jaguar Mining

Para análise do comportamento da lixiviação do concentrado de flotação, o laboratório da Jaguar fez um teste de moagem a 0,075 mm, concentração gravítica e flotação na condição 7 da fase exploratória 2, gerando concentrado suficiente para 2 testes de cianetação. Os resultados obtidos nessa fase encontram-se na Tabela 5.48 e Figura 5.116.

Tabela 5.48 - Resultados dos testes de lixiviação do concentrado de flotação do corpo LPA - ensaios do laboratório Jaguar Mining.

Condição	Teor inicial (g/t)	Teor rejeito cianetação (g/t)	Teor de rejeito CIP (g/t)	Recuperação da cianetação (%)	Recuperação global (%)
1.1	15,55	5,15	2,26	66,88	85,47
1.2	15,24	4,49	1,76	70,54	88,45
<i>Média</i>	<i>15,40</i>	<i>4,82</i>	<i>2,01</i>	<i>68,71</i>	<i>86,96</i>
2.1	14,60	3,98	2,45	72,74	83,22
2.2	17,17	5,73	2,07	66,63	87,94
<i>Média</i>	<i>15,89</i>	<i>4,86</i>	<i>2,26</i>	<i>69,68</i>	<i>85,58</i>

A condição 1 consistiu na definição da curva de cianetação por 24 horas e adsorção por 24 horas, sem pré-condicionamento da polpa a 35 % de sólidos, pH 10,5, concentração de oxigênio dissolvido de 8,00 a 10,00 mg/L e de cianeto livre de 500 mg/L. A condição 2 representa a configuração atual da planta metalúrgica, que consiste na aplicação de 36

horas de pré-condicionamento em baixa alcalinidade (pH 7,5 a 8,5), 11 horas de pré-condicionamento em pH 10,5, 11 horas de cianetação a uma concentração de 500 mg/L de cianeto livre e 24 horas de adsorção.

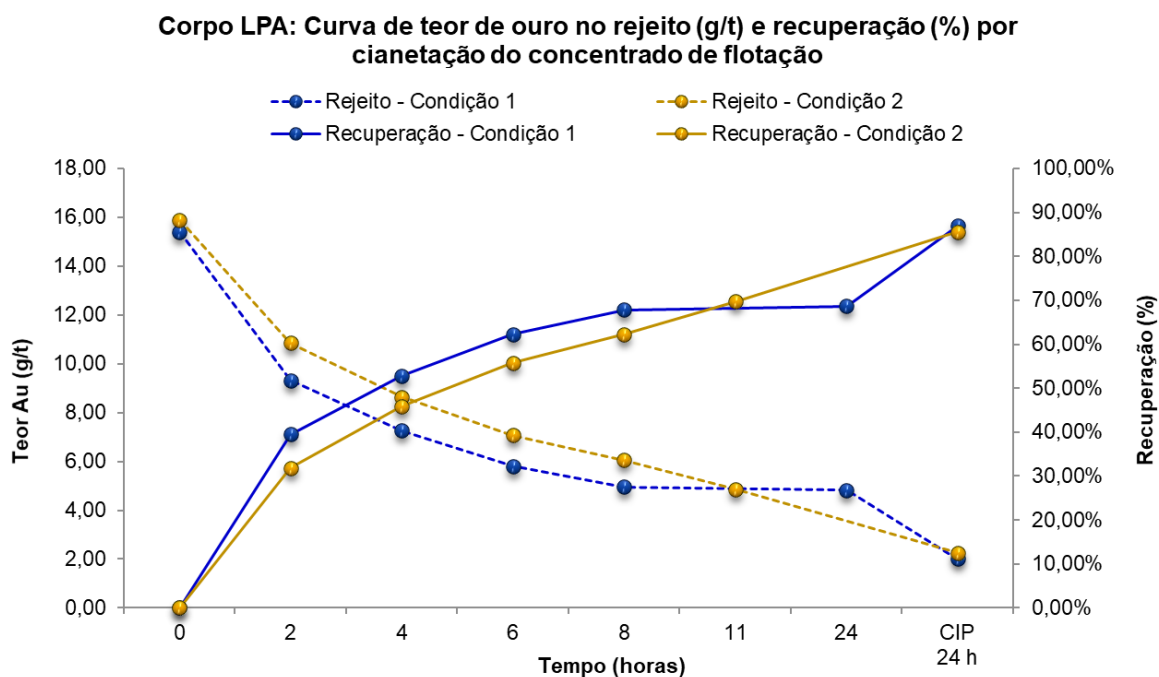


Figura 5.116 - Curvas de recuperação para os testes de cianetação do concentrado de flotação do corpo LPA pelo laboratório Jaguar Mining

A cinética de cianetação do concentrado de flotação do corpo LPA teve comportamento um pouco diferente daquilo que foi verificado para os corpos BF e BF2, com extração mais lenta nas horas iniciais (inferior a 40,00 %), com extração ascendente e não apresentando estabilização da curva de cianetação, exceto entre 11 e 24 horas. Apesar disso as recuperações globais foram de 86,96 % e 85,58 % para as condições 1 e 2 respectivamente, sendo o ganho de 1,35 % na primeira condição, indicando que a maior parte do ouro está disponível para a cianetação e não se constitui um minério refratário.

5.6.9 Recuperação global

Com base nos resultados de recuperações dos processos de gravimetria, flotação e cianetação do concentrado de flotação foi possível calcular a recuperação global e compará-la às recuperações obtidas por diferentes circuitos propostos pelos ensaios. Os resultados consolidados dos ensaios feitos pelo laboratório Testwork (Tabelas 5.49 e 5.50 e Figura 5.117) e pelo laboratório da Jaguar Mining (Tabela 5.51 e Figura 5.118), apontaram que a melhor condição para maximizar a recuperação global de ouro foi o processo de cianetação direta do minério moído a uma granulometria 80 % passante em 0,075 mm, obtendo ambos a recuperação de 92,48 %.

Avaliando os resultados consolidados entre Testwork e Jaguar Mining, e conforme já discutido nos tópicos anteriores, verifica-se que:

- O minério do corpo LPA não é refratário, mas há condições específicas que proporcionam melhores resultados de recuperação e redução de perdas de ouro. Por exemplo, o processo CIL não teve bom desempenho em nenhum dos circuitos simulados.

Tabela 5.49 - Dados de recuperação global calculados por recuperações de cianetação direta, CIL, gravimetria e cianetação do rejeito da gravimetria para o corpo LPA – Laboratório Testwork.

Granulometria (mm)	0,106	0,075	0,053
1 Recuperação - Cianetação direta (%)	91,24	92,48	90,45
2 Recuperação - CIL direto (%)	83,68	81,92	87,81
3 Recuperação da gravimetria (%)	59,55	58,15	57,03
4 Recuperação do rejeito de gravimetria - Cianetação direta (%)	71,97	74,78	77,19
5 Recuperação do rejeito de gravimetria – CIL (%)	64,66	60,00	73,68
6 Recuperação global (3+4) (%)	88,66	89,45	90,20
7 Recuperação global (3+5) (%)	85,70	83,26	88,69

Tabela 5.50 - Dados de recuperação global obtidos pelo circuito gravimetria + flotação + cianetação do concentrado de flotação do corpo LPA - Laboratório Testwork.

1 Recuperação da gravimetria (%)	53,67
2 Recuperação da flotação (%)	87,05
3 Recuperação de cianetação do concentrado de flotação (%)	75,39
4 Recuperação global (3+4) (%)	84,08

Corpo LPA: Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria

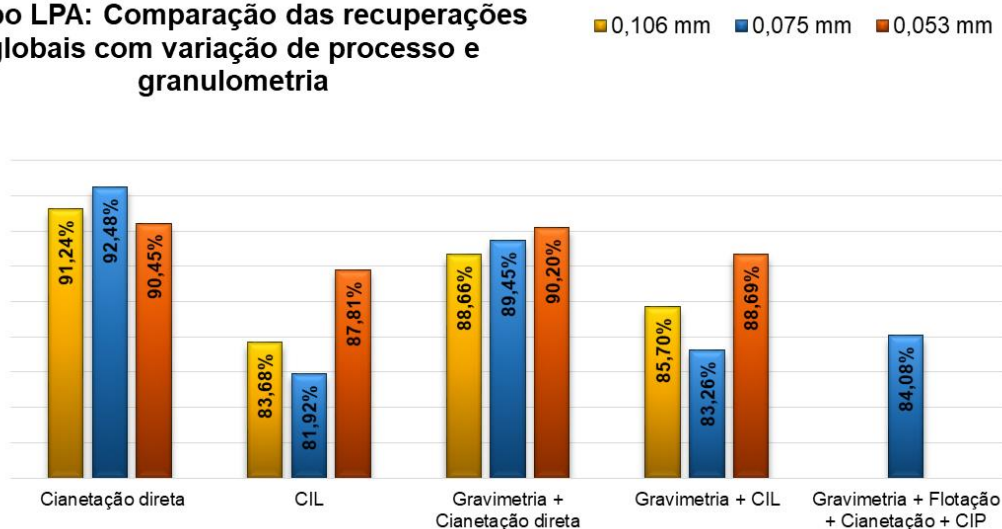


Figura 5.117 - Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria para o corpo LPA - Laboratório Testwork.

Corpo LPA : Comparação das recuperações globais com variação de processo - Laboratório Jaguar

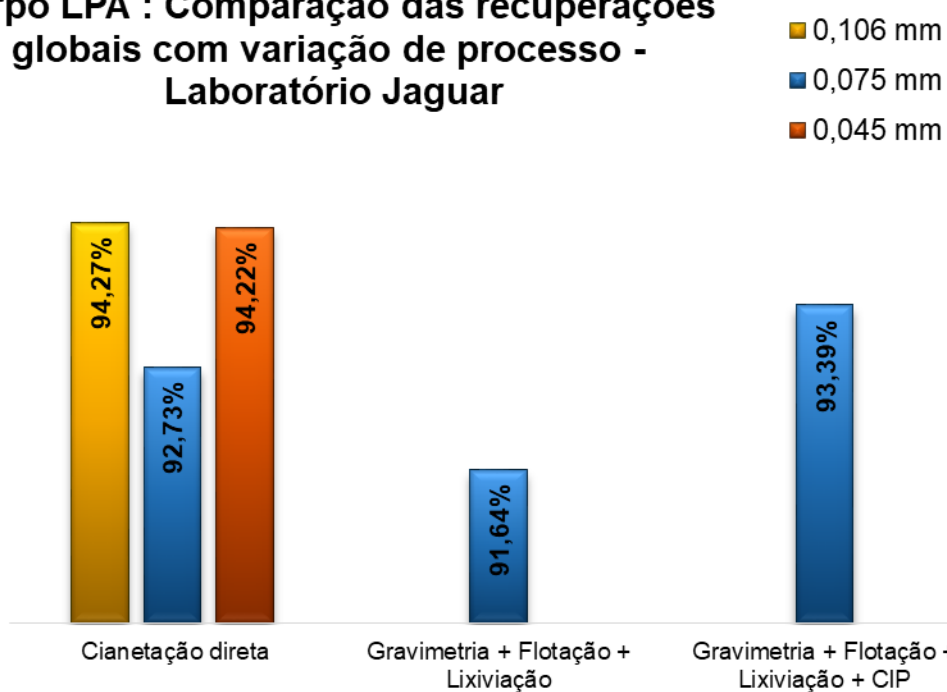


Figura 5.118 - Comparação das recuperações globais com variação de processo e granulometria para o corpo LPA - Laboratório Jaguar Mining.

Tabela 5.51 - Dados de recuperação global obtidos pelo circuito gravimetria + flotação + cianetação do concentrado de flotação do corpo LPA - Laboratório Jaguar Mining.

	Granulometria (mm)	0,106	0,075	0,045
1	Recuperação - Cianetação direta (%)	94,27	92,73	94,22
2	Recuperação da gravimetria (%)		59,05	
3	Recuperação da flotação (%)		91,51	
4	Recuperação da cianetação do concentrado de flotação - Cond. 1 (%)		86,96	
5	Recuperação da cianetação do concentrado de flotação - Cond. 2 (%)		85,58	
6	Recuperação global (2+3+4) (%)		91,64	
7	Recuperação global (2+3+5) (%)		93,39	

- Embora não tenha sido o circuito de melhor desempenho, mas considerando que o minério possui 74,00 % de ouro gravítico, a rota de tratamento mais adequada seria gravimetria seguida de cianetação do rejeito gravítico, e circuito de adsorção.
- Ao contrário do ocorrido para os outros corpos, a aplicação do processo de flotação seguido de lixiviação e adsorção não ocasionou redução de recuperação nos ensaios realizados no laboratório da Jaguar Mining. Já nos ensaios da Testwork a flotação reduziu em 8,40 % a recuperação global; essa diferença pode ser em função de variabilidade mineral ou escolha não adequada das condições de flotação.
- Embora houve uma grande variabilidade de teor entre as amostras tratadas pelo laboratório da Jaguar Mining e Testwork, os resultados de recuperação obtidos pelos dois laboratórios por cianetação direta foram próximos e coerentes entre si, indicando a repetitividade de comportamento do corpo.
- A moagem gerando um produto 80 % passante em 0,053 mm apresentou melhores resultados que em granulometria de 0,075 mm para CIL e gravimetria seguida de cianetação direta ou CIL. Porém o consumo do agente lixiviante cianeto de sódio foi consideravelmente mais elevado, devido à maior exposição de minerais cianicidas. Possivelmente uma análise técnico-financeira inviabilizaria a aplicação industrial desta condição de processo devido aos custos envolvidos de energia para fragmentação do minério e de reagentes.

6 CONCLUSÕES

A combinação das técnicas de análise química, microscopia eletrônica/microanálise e ensaios metalúrgicos de bancada adotados neste trabalho possibilitou a caracterização semiquantitativa dos corpos de minérios da mina subterrânea de Pilar. As principais conclusões em relação à caracterização por análise DRX e MEV-EDS/MLA com leituras em GXMAP e SPL foram:

- O quartzo é um dos minerais em concentração expressiva e comum a todos os corpos, e é a presença de outros minerais que difere os corpos entre si. Para BF, os minerais que se destacaram foram clorita, muscovita e ankerita; para BF2, siderita e estilpnomelano; e para LPA, siderita e arsenopirita.
- Os sulfetos majoritários são arsenopirita e pirrotita, e a concentração total dos mesmos não excede a 16,00 %, com destaque para o corpo LPA que apresentou maior concentração (15,50 %); BF e BF2 apresentaram concentração de 6,83 % e 8,95 %, respectivamente.
- Os grãos de ouro quantificados eram majoritariamente nativos, associados a arsenopirita, não liberados e com diâmetro médio inferior a 0,010 mm.
- A difratometria de raios X e a microscopia eletrônica de varredura com microanálise EDX foram técnicas adequadas para a quantificação das fases minerais, com boa correlação entre si. Porém a metodologia aplicada neste trabalho não apresentou sensibilidade suficiente para quantificar maior quantidade dos grãos de ouro em amostras de baixo teor (escala parte por milhão) e sem concentração prévia do ouro seja por separação em meio denso ou concentração gravítica, conforme o objetivo inicial deste trabalho. Portanto, a condição das amostras iniciais não apresentou boa expectativa estatística para detecção de muitos grãos de ouro. Outra justificativa plausível é que estes grãos de ouro possivelmente eram muito finos (escala nanométrica) abaixo do grau de resolução espacial dos equipamentos. O laboratório AMTEL que é referência de estudos de Gold Department utiliza a técnica de espectrometria de massa de íons secundários (TOF-SIMS) com limites de detecção elementares de partes por bilhão.

As principais conclusões foram em relação aos comportamentos dos corpos nos testes

metalúrgicos foram:

- Os minérios dos corpos BF, BF2 e LPA não são refratários, apresentando boa resposta à cianetação direta do ouro. Porém condições específicas de cianetação, incluindo granulometria, tempo de residência, etapas de pré-oxidação e adsorção após a lixiviação, concentração de cianeto livre e de oxigênio dissolvido, têm impacto direto na melhor recuperação de ouro.
- A granulometria que apresentou melhores recuperações de ouro foi a de P80 0,075 mm para os ensaios de cianetação direta; P80 0,053 mm para os ensaios de CIL e P80 0,106 mm para os ensaios de gravimetria.
- Todos os corpos apresentaram potencial de recuperação gravítica acima de 70,00 %. Os ensaios de gravimetria da Jaguar Mining e Testwork apontaram que a ordem decrescente de recuperação gravítica em função dos corpos foi BF>BF2>LPA, enquanto os ensaios de GRG apontaram que BF=LPA>BF2.
- Para estes corpos minerais, não há correlação direta entre recuperação de ouro e enxofre na etapa de flotação.
- A combinação de reagentes a base de ditiofosfatos e xantatos foram aqueles que promoveram as melhores recuperações de ouro.
- A inclusão da etapa de flotação resultou em uma diferença de recuperação em relação à cianetação direta de 3,19 a 8,40 % conforme condições ensaiadas pelo laboratório Testwork; nas condições ensaiadas no laboratório da Jaguar, a diferença foi de 0,91 a 8,88 %, sendo que LPA foi o corpo com menor diferença de recuperação.
- A ordem decrescente de melhor recuperação de ouro para o circuito gravimetria + flotação + lixiviação+ adsorção nos testes do laboratório da Jaguar foi: LPA> BF2> BF. Os resultados do laboratório Testwork não apresentaram grandes diferenças entre os corpos.
- O circuito mais adequado para maximizar a recuperação de ouro para todos os corpos minerais foi gravimetria e cianetação do rejeito gravítico.

7 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Com base nos dados e resultados obtidos neste trabalho, são sugeridas algumas linhas de pesquisa para melhor detalhamento e aprofundamento do tema:

- Aprimorar a caracterização dos grãos de ouro por meio da associação da microscopia eletrônica de varredura a outros métodos que permitam identificar e quantificar grãos de ouro em escala de nanômetros em amostras de minério não concentradas previamente.
- Nas amostras de minério não pré-concentradas, pesquisar mais secções polidas com número muito maior de partículas, para melhorar a probabilidade de detectar número bem maior de grãos de ouro.
- Caracterizar o ouro dos rejeitos de flotação e lixiviação, e correlacionar às variáveis e efetividade destes métodos de concentração e extração.
- Avaliar a interferência de outras variáveis tais como pH, potencial eletroquímico, concentração de sólidos, etc. na recuperação de flotação e lixiviação destes corpos minerais.
- Estudar o impacto e a viabilidade técnica de métodos oxidativos como alternativas para maximizar a recuperação de ouro.
- Aprofundar o estudo sobre a aplicabilidade do sulfato de cobre na flotação de minerais de ouro.
- Desenvolver um software de compilação dos dados fornecidos pelo MEV/MLA, criando relatórios do tipo dashboard relativo a um mineral de interesse, com todas as informações coletadas: percentual na análise modal, composição química, distribuição granulométrica, associações minerais, classe de liberação por superfície e composição, etc.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ABZALOV, M. Z. Measuring and modelling of dry bulk rock density for mineral resource estimation. **Institute of Materials, Minerals and Mining and The AusIMM**, v.2, n.1, p.16-30, mai.2013. Disponível em: <https://www.researchgate.net/publication/290248409_Measuring_and_modelling_of_dry_bulk_rock_density_for_mineral_resource_estimation>. Acesso em 04 dez. 2021.

ADAMS, M.D. **Gold Ore Processing: Project Development and Operations**. 2.ed. Amsterdam: Elsevier, 2016. 1020p.

ADAMS, M.D. **Advances in Gold Ore Processing**. 1.ed. Amsterdam: Elsevier, 2005. 1076p.

AGÊNCIA NACIONAL DE MINERAÇÃO - ANM. **Anuário Mineral Brasileiro: Principais substâncias metálicas**. Brasília, ANM, 2020. 30p. Disponível em: < <https://www.gov.br/anm/pt-br/centrais-de-conteudo/publicacoes/serie-estatisticas-e-economia-mineral/anuario-mineral/anuario-mineral-brasileiro>>. Acesso em: 02 out. 2020.

AGILENT. Disponível em: <<https://www.agilent.com/en/product/atomic-spectroscopy/inductively-coupled-plasma-optical-emission-spectroscopy-icp-oes/icp-oes-instruments>>. Acesso em 06 abr. 2021.

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, jun. 2001. Disponível em:<<https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S0892687501001030>>. Acesso em 13 ago. 2021.

ALTUN, N. E.; GULER, T.; AKDEMIR, U. Pyrite Flotation: A Review. In: **International Mineral Processing Symposium**, XII, 2010, Capadócia, p.295-303. Disponível em: <https://www.researchgate.net/publication/236412968_Pyrite_Flotation_A_Review>. Acesso em: 15 out. 2021.

BARRAT, D.; SHERMAN, M. Factors which influence the selection of comminution circuit. In: MULLAR, A. L.; HALBE, D. N. e BARRATT, D. J. (Ed.). **Mineral processing plant design, practice and control**. vol.1. SME, 2002, p.539-565.

BHATTI, M.A.; KAZMI, K.R.; MEHMOOD, A.; MEHMOOD, R.; AHAD, A.; AKRAM, A. Flotation study on low-grade antimony ore of Qilla Abdullah, Balochistan, Pakistan. **Bangladesh Journal of Scientific and Industrial Research**. v. 49, n.2, p. 95–102. Disponível em:< <https://www.banglajol.info/index.php/BJSIR/article/view/22003>>. Acesso em: 13 ago. 2021.

BHATTI, M.A.; KAZMI, K.R.; NIZAMI, M.S.; ANWAR, M.S.; HABIB, M. Beneficiation studies on low-grade Stibnite ore of Chitral. **Pakistan Journal of Scientific and Industrial**

Research, v. 51, n.1, p. 45-51. Disponível em:<https://inis.iaea.org/search/search.aspx?orig_q=RN:40017185>. Acesso em: 13 ago, 2021.

BODNARAS, G.E.; JONES, K.; STAUTON, W.P. Gold leaching: improved technology For oxygem injection. **Minerals Engineering**, v. 6, n.8-10, p. 1025–1035, abr. 1993. Disponível em:<<https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/089268759390073V>>. Acesso em 01 jul. 2021.

BRITTAN, M.; PLENGE, G. Estimating process design gold extraction, leach residence time and cyanide consumption for High cyanide-consuming gold ore. **Minerals and Metallurgical Processing**, v. 32, p.111-120, mai. 2015. Disponível em:<https://www.researchgate.net/publication/282265774_Estimating_process_design_gold_extraction_leach_residence_time_and_cyanide_consumption_for_High_cyanide-consuming_gold_ore>. Acesso em 15 jul. 2021.

BRITTAN, M.I. Kinetic and equilibrium effects in gold ore cyanidation. **Minerals and Metallurgical Processing**, v. 25, n.3, p.117-122, ago. 2008. Disponível em:<https://www.researchgate.net/publication/282315744_Kinetic_and_equilibrium_effects_in_gold_ore_cyanidation>. Acesso em 15 jul. 2021.

BULATOVICK, S.M. **Handbook of flotation reagentes: chemistry, theory and practice: flotation of sulfide ores**. 1. ed. Elsevier Science & Technology Books, 2007, v.1, 727p.

BULATOVICK, S.M. **Handbook of flotation reagentes: chemistry, theory and practice: flotation of gold, PGM and oxide minerals**. 1. ed. Elsevier Science & Technology Books, 2010, v.2, 352p.

BULATOVICK, S.M.; WYSLOUZIL. Gold recovery: flotation. **Lakefield Research**, Lakefield, p.2965-2975, 2000. Disponível em:<<https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/03/FLOTATION-of-GOLD.pdf>>. Acesso em: 23 set. 2021.

CARMO, S.S. **Avaliação de procedimentos de preparação de amostras e rotina de análises de imagem automatizada por microscopia eletrônica de varredura**. USP: São Paulo, 2015. Disponível em: <https://teses.usp.br/teses/disponiveis/3/3134/tde-07032016-113950/publico/Dissertacao_Sheila.pdf>. Acesso em: 10 out. 2020.

CARIOCA, A.C.; BRANDÃO, P.R.G. Caracterização mineralógica de minérios de ferro itabiríticos principalmente por mineral Liberation Analyzer (MLA). **Associação Brasileira de Metalurgia, Materiais e Mineração**, São Paulo, v. 15, n. 4, p. 415-421, out./dez. 2018. Disponível em: < <https://tecnologiammm.com.br/doi/10.4322/2176-1523.20181514>>. Acesso em: 05 set. 2020.

CARIOCA, A.C. **Caracterização microestrutural e mineralógica de minérios de ferro itabiríticos com grau diferente de complexidade**. Tese de doutorado, Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais, 2014. 184p. Disponível em: < <https://repositorio.ufmg.br/handle/1843/BUOS-B3DFZA> >. Acesso em: 30 ago. 2020.

CHRYSSOULIS, S.L. Using mineralogy to optimize gold recovery by flotation. **JOM**, v. 53,

n.12, p. 48-50. Disponível em https://www.researchgate.net/publication/225464682_Using_mineralogy_to_optimize_gold_recovery_by_flotation >. Acesso em: 15 ago. 2021.

CHRYSSOULIS, S.L., Comunicação Privada. 2004. In: ADAMS, M.D. **Gold Ore Processing: Project Development and Operations**. 2.ed. Amsterdam: Elsevier, 2016. p.326-327.

CIMINELLI, V.S.T.; GOMES, A.D. Princípio da cianetação. In: **Tratamento de minérios – Práticas laboratoriais**. Rio de Janeiro: Cetem/MCT, 2007. Capítulo 3, p.37-54.

COETZEE, L.L.; THERON, S.J; MARTIIN, G.J.; MERWE, J.D.V. **Modern gold deportment and its application to industry**. SGS Minerals Services, [S.I.], 2011. Disponível em: < <https://www.sgs.com/-/media/global/documents/technical-documents/sgs-technical-papers/sgs-min-tp2011-04-gold-deportment-applications-to-industry.pdf>>. Acesso em: 12 out. 2020.

CULLITY, B.D. **Elements of X-ray diffraction**. Addison-Wesley Publishing Company, Inc, Massachusetts, 1956. 514 p. Disponível em < <https://www.eng.uc.edu/~beaucag/Classes/XRD/elementsofxraydi030864mbp.pdf>>. Acesso em: 01 dez. 2022.

DAVIS, D.R.; PATERSON, D.B.; GRIFFTHS, D.H.C.1986. Antimony in South Africa. **Journal South African Institute Mineralogy Metallurgy**. v. 86, n.6, p. 173–193, jun. 1989. Disponível em:< <https://www.saimm.co.za/Journal/v086n06p173.pdf> >.Acesso em: 10 jul. 2021.

DEDAVID, B.A. GOMES, C.I.MACHADO, G. **Microscopia Eletrônica de Varredura: Aplicações e preparações de amostras**. EDIPUCRS, Porto Alegre, 2007. 60p. Disponível em: < <https://bibliodigital.unijui.edu.br:8443/xmlui/bitstream/handle/123456789/1447/Microscopia%20e%20eletr%C3%B4nica%20de%20varredura.pdf?sequence=1>>. Acesso em: 08 out. 2020.

DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL – DNPM. **Economia Mineral do Brasil**. Brasília, 2009. 764 p. Disponível em: < <https://antigo.anm.gov.br/portal/dnpm/publicacoes/serie-estatisticas-e-economia-mineral/outras-publicacoes-1/5-1-ouro> >. Acesso em: 01 out. 2020.

DOMINY, S.; O'CONNOR, L.; PUREVGEREL, S. Importance of representative metallurgical sampling and testwork programmes to reduce project risk – a gold case study. **Mining Technology**, London, v.128, p.230-245, Jun. 2019. Disponível em: < <https://www.tandfonline.com/doi/full/10.1080/25726668.2019.1628462>>. Acesso em: 08 set. 2019.

DUNNE, R. Flotation of gold and gold-bearing ores. 2004. In: ADAMS, M.D. **Gold Ore Processing: Project Development and Operations**. 2.ed. Amsterdam: Elsevier, 2016. p.315-340.

DYER, L.G.; SAUBER M.; DIXON, D.G.; ASSELIN, E. On the refractory nature of precious

metal tellurides. **Hydrometallurgy**, v. 169, p.488-495, Mai. 2017. Disponível em:< <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S0304386X16303759>>. Acesso em 06 out. 2021.

FANDRICH, R.; GU, Y.; BURROWS, D.; MOELLER, K. Modern SEM based mineral liberation analysis. *International Journal of Mineral Processing*, v.84, p.310-320, 2007. Disponível em: <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S0301751606001621>>. Acesso em 20 dez. 2021.

FIGUEROA, G. *Mineral Liberation Analyser User Training Course*, MLA 3.1 Training Manual, UFMG, 2013.

FILHO, H.D.F.; LOPES, G.A.C. Avanços em caracterização de amostras sólidas cristalinas através de Difractometria de Raios-X. **Estação Científica**, v.3 n. 1, p. 31-45, jun. 2013. Disponível em:< <https://periodicos.unifap.br/index.php/estacao/article/view/1127> >. Acesso em: 20 dez. 2021.

FINCH, J.; NESSET, J.; ACUÑA, C. Role of frother on bubble production and behaviour in flotation. *Minerals Engineering*, v.21, p.949-957, Jun. 2008. Disponível em:< <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S0892687508000873>>. Acesso em: 03 nov. 2021.

FUESTERNAU, M. C.; JAMESON, G.; YOON, R.H. **Froth flotation: a century of innovation**. 1. ed. SME, 2007, v.1, 891p.

GAUDIN, A. M. **Principles of Mineral Dressing**. New York, McGraw Hill, 1939.

GOBBO, L.A. **Os compostos do clínquer Portland: sua caracterização por difração de raios-X e quantificação por refinamento de Rietveld**. Universidade de São Paulo, São Paulo, 2003. Disponível em: <<https://www.teses.usp.br/teses/disponiveis/44/44133/tde-09102003-112552/pt-br.php>>. Acesso em: 03 out. 2020.

GOLDHUB. Disponível em:<<https://www.gold.org/goldhub/data>>. Acesso em: 08 out. 2020.

GU, Y. Automated scanning electronmicroscopebased liberation analysis. **Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering**, v.2, p.33-41, 2003. Disponível em: <https://www.scirp.org/pdf/JMMCE20030100003_64231986.pdf>. Acesso em: 20 dez. 2021.

GU, Y., NAPIER-MUNN, T. JK: Philips mineral liberation analyzer – an introduction, *Minerals Processing '97 Conf*, Cape Town, SA, 2p, 1997.

HABASHI, F. **Kinetic and mechanism of gold and silver dissolution in cyanide solution**. Boletim 59. Montana College of Mineral Science and Techonology, Montana, abr. 1967. Disponível em <https://www.academia.edu/292086/Kinetics_and_Mechanism_of_Gold_and_Silver_Dissolution_In_Cyanide_Solution>. Acesso em: 18 jul. 2021.

HAMMOND, C. **The basics of crystallography and diffraction**. 2.ed. Nova York, Oxford University Press Inc., 2003.

HEDLEY, N.; TABACHINICK, H. **Chemistry of cyanidation**, American Cyanamid Company (Mineral Dressing Notes n.23), 1958, 54p.

HEDLEY, N.; TABACHINICK, H. **Chemistry of cyanidation**, Mineral Dressing Notes - American Cyanamid Company, 1968, v. 23.

JENKINS, R., SNYDER, R.L. **Introduction to X-ray Powder Diffractometry**, John Wiley & Sons, Inc., New York, 1996. 432 p.

KAWATRA, S.K., 2002. **Froth Flotation - Fundamental Principles**. Technical Report. Michigan Technical University. Disponível em: <https://www.researchgate.net/publication/281944301_Fundamental_principles_of_froth_flotation>. Acesso em 17 dez. 2021.

KLASSEN, V.I.; MOKROUSOV, V.A. An Introduction to the theory of flotation. London: Butterworth, 1963. 493p.

KHOSHDAST, H.; SAM, A. Flotation Frothers: Review of Their Classifications, Properties and Preparation. The Open Mineral Processing Journal, v. 4, p. 25-44, Jun. 2011. Disponível em: <<https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/02/Flotation-Frothers-Review-of-Their-Classifications-Properties-and-Preparation.pdf>>. Acesso em 20 nov. 2021.

KONDOS, P.D.; DESCHÊNES, G.; MORRISON, R.M. Process optimization studies in gold cyanidation. **Hidrometallurgy**, v. 39, p.235–250, out. 1995. Disponível em: <<https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/0304386X9500032C> >. Acesso em 27 jul. 2021.

LABORATÓRIO DE MICROSCOPIA E MICROANÁLISES – LMIC. **Microscopia eletrônica de varredura – MEV**. Disponível em: <https://lmic.degeo.ufop.br/microscopia-eletr%C3%B4nica>. Acesso em 05 out. 2020.

LAGER, T.; FORSSBERG, E. Comparative study of the flotation properties of jamesonite and stibnite. **Scandinavian Journal Metallurgy**. v. 18, p.122–130, 1989. Disponível em: <<https://www.semanticscholar.org/paper/Comparative-study-of-the-flotation-properties-of-Lager-Forsberg/a17416e836e92e4e21cf1a0ca42354a54ef2b8f5> >. Acesso em 19 ago. 2021.

LAPLANTE, A. **A standardized test to determine gravity recoverable gold**. Department of Mining and Metallurgical Engineering McGill University, Montreal, Canadá, 2000. Disponível em: <<https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2015/10/Test-Determine-How-Much-Gravity-Recoverable-Gold.pdf>>. Acesso em: 15 dez. 2021.

LAPLANTE, A.; GRAY, S. Advances in gravity gold technology. 2005. In: ADAMS, M.D. **Advances in Gold Ore Processing**. 1.ed. Amsterdam: Elsevier, 2005. p.280-308.

LI, G.; ZHANG, H. The chemical principles of flotation, activation and depression of

arsenopyrite. In: INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON PROCESSING COMPLEX ORES. 1989, Halifax, p.61–70. Disponível em:<<https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/B9780080372839500111>>. Acesso em: 01 set. 2021.

LINS, F. F.; ADAMIAN, R. The influence of some physical variables on gold flotation. **Minerals Engineering**. Vancouver, v.6, n.3, p.267–277, abr. 1993. Disponível em:<<https://www.semanticscholar.org/paper/The-influence-of-some-physical-variables-on-gold-Lins-Adamian/e2790bf2609343fb3ad95216ba1d0e39183d8788>>. Acesso em 03 out. 2021.

MAGALHÃES, M.F. LEMOS, M.G. MOREIRA, V.A. PEREIRA, M.S. SOUZA, T.F.Q. VIEIRA, M.M.S. Aplicação da geometurgia para aumento da recuperação de ouro – Santa Bárbara, MG. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, 28, 2019, Belo Horizonte. Disponível em:<<https://www.artigos.entmme.org/download/2019/MAGALH%C3%83ES,%20M.F.,%20LEMO%20M.G.%20MOREIRA,%20V.A.,%20PEREIRA,%20M.S.,%20SOUZA,%20T.F.Q.,%20VIEIRA,%20M.M.S.%20-%20APLICA%C3%87%C3%83O%20DA%20GEOMETALURGIA%20PARA%20AUMENTO%20DA%20RECUPERA%C3%87%C3%83O%20DE%20OURO%20%E2%80%93%20SANTA%20B%C3%81RBARA,%20MG.pdf>>. Acesso em: 08 jun. 2021.

MALISKA, A.M. **Microscopia eletrônica de varredura e microanálise**. Universidade da Santa Catarina, [S.l.]. Disponível em: <http://www.usp.br/nanobiodev/wp-content/uploads/MEV_Apostila.>. Acesso em: 10 out. 2020.

MANOUCHEH, H. R. Pyrrhotite flotation and its selectivity against pentlandite in the beneficiation of nickeliferous ores: An electrochemistry perspective. **Minerals AND Metallurgical Processing**, v. 31, p.115-125, mai. 2014. Disponível em:<https://www.researchgate.net/publication/286044563_Pyrrhotite_flotation_and_its_selectivity_against_pentlandite_in_the_beneficiation_of_nickeliferous_ores_An_electrochemistry_perspective>. Acesso em 08 out. 2021.

MARSDEN, J.O., HOUSE, C.I. **The Chemistry of Gold Extraction**. 2 ed. Littleton: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2006. 669p.

MENDIRATTA, N.K. **Kinetic Studies of Sulfide Mineral Oxidation and Xanthate Adsorption**. Blacksburg: Polytechnic Institute, 2000. 179p. (Dissertação, Doutorado em Engenharia de Materiais e Ciências). Disponível em:<<https://vtechworks.lib.vt.edu/bitstream/handle/10919/27545/Neeraj.pdf?sequence=1&isAlloved=y>>. Acesso em: 25 ago. 2021.

MINISTÉRIO DE MINAS E ENERGIA – MME. **Relatório Técnico 28: Perfil do Ouro** CONSULTOR Homero de Araújo Neto. Brasília, 2009. 50p. Disponível em: <http://www.mme.gov.br/documents/36108/448620/P19_RT28_Perfil_do_Ouro.pdf/9c42503d-4270-67fb-4a57-5d88fd53fdee?version=1.0>. Acesso em: 01 out. 2020.

MONTE, M.B.M.; DUTRA, A.J.B.; ALBURQUEQUE; C.F.R. TONDO, L.A.; LINS, F.F. The influence of the oxidation state of pyrite and arsenopyrite on the flotation of an auriferous sulphide ore. **Minerals Engineering**, v.15, p.1113–1120, ago. 2012. Disponível em:<

https://www.researchgate.net/publication/248474863_The_influence_of_the_oxidation_state_of_pyrite_and_arsenopyrite_on_the_flotation_of_an_auriferous_sulphide_ore>. Acesso em: 16 set. 2021.

MOSLEMI, H.; GHARABAGHI, M. A review on electrochemical behavior of pyrite in the froth flotation process. **Journal of Industrial and Engineering Chemistry**. v.47, p.1-18, dez. 2016. Disponível em: <https://www.researchgate.net/publication/311893772_A_review_on_electrochemical_behavior_of_pyrite_in_the_froth_flotation_process >. Acesso em: 10 set. 2021.

MUSEU DE MINERAIS, MINÉRIOS E ROCHAS HEINZ. Disponível em: <<https://museuhe.com.br/>>.

MUZINDA, I.; SCREITHOFER, N. Water quality effects on flotation: Impacts and control of residual xanthates. **Minerals Engineering**, v. 125, p. 34–41, ago. 2018. Disponível em: <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0892687518301390>. Acesso em: 10 out. 2021.

NERY, G.P. **Caracterização tecnológica de minérios auríferos por análise automatizada de imagens obtidas por microscopia eletrônica de varredura**. São Paulo: Universidade de São Paulo, 2006. 117p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas e Petróleo). Disponível em: <<https://teses.usp.br/teses/disponiveis/3/3134/tde-11072016-092500/pt-br.php>>. Acesso em 02 set. 2020.

NERY, G. P., ULSEN, C., ULIANA, D., COSTA, F. R., TASSINARI, M. M. M. L., KAHN, H. Caracterização tecnológica de minério aurífero sulfetado com material carbonoso. **Holos**, São Paulo, v.7, ano 31, p. 27-31, dez. 2015. Disponível em: <<http://www2.ifrn.edu.br/ojs/index.php/HOLOS/article/view/3790>>. Acesso em: 02 set. 2020.

NIKONOW, W. et al. Advanced mineral characterization and petrographic analysis by μ -EDXRF, LIBS, HSI and hyperspectral data merging. **Mineralogy and Petrology**, [S.l.], v.113, p.417-431, Mar. 2019. Disponível em: <<https://link.springer.com/article/10.1007%2Fs00710-019-00657-z>>. Acesso em: 08 set. 2019.

ONOE, A.T.; SILVA, M.; SAYEG, I.J.; SILVA, D.B. Microscopia eletrônica de varredura. Workshop of Inorganic Mass Spectrometry, 2017. Disponível em: <<https://wims.igc.usp.br/wp-content/uploads/2017/07/Artur-Onoe.pdf>>. Acesso em: 20 dez. 2021.

REES, K.L. **The leaching and adsorption behaviour of gold ore**. Melbourne: University of Melbourne, 2000. 399p. (Dissertação, PhD em Engenharia Química). Disponível em: <https://minerva-access.unimelb.edu.au/bitstream/handle/11343/37494/285700_Rees.pdf>. Acesso em 02 set. 2021.

REIMER, L. Scanning Electron Microscopy: Physics of Image Formation and Microanalysis, 2.Ed, Berlin (Germany): Springer-Verlag, 1998.

SALAZAR, J.S.; PARADA, P.R.B. Stibinite froth flotation: A critical review. **Minerals**

Engineering, v. 163, p.01-15, jan. 2021. Disponível em:< https://www.researchgate.net/publication/348739184_Stibnite_froth_flotation_A_critical_review>. Acesso em 13 set. 2021.

SAMPAIO, N. P.; ARAÚJO, F.G; KRUGER, F.L. The formation of Brazilian minerals database for integrated SEM-EDS system applied to the gold ore characterization. **Holos**, Natal, v.3, ano 34, July 2018. Disponível em: < <http://www2.ifrn.edu.br/ojs/index.php/HOLOS/article/view/6938>>. Acesso em: 05 set. 2020.

SAMPAIO, J.A.; SILVA, F.A.N.G. Determinação das densidades de sólidos e de polpa. In: **Tratamento de minérios – Práticas laboratoriais**. Rio de Janeiro: Cetem/MCT, 2007. Capítulo 2, p.37-54.

SEN, S. Gold recovery by KC from grinding circuit of Bergama CIP plant. **Revista da Escola de Minas**, v.63, p.539-545, set. 2010. Disponível em:< <https://www.scielo.br/j/rem/a/hsVX5hDh9K3TwtLXm5KPrPs/?lang=en> >. Acesso em: 02 dez. 2021.

SCOGINGS, A. Industrial minerals: Why measure bulk density? **Geobulletin**. v.58, n.2, jun.2015. Disponível em:< https://www.csaglobal.com/wp-content/uploads/2015/07/Density-Industrial-Minerals-Why-Measure-Bulk-Density-June-2015_FINAL.pdf >. Acesso em 04 dez. 2021.

SHRIVER, D.F.; ATKINS, P. **Química Inorgânica**. Porto Alegre: Bookman, 2008. 848p.

SÓLYOM, J. **Fundamentals of the Physics of Solids**. Volume 1 – Structure and Dynamics. New York: Springer, 2002.

SYLVESTER, P.J. Use of the mineral liberation analyzer (MLA) for mineralogical studies of sediments and sedimentary rocks. Mineralogical Association of Canada Short Course 42, St. John's NL, p. 1-16, 2012. Disponível em:< https://www.researchgate.net/publication/240305728_Use_of_the_Mineral_Liberation_Analyzer_MLA_for_mineralogical_studies_of_sediments_and_sedimentary_rocks>. Acesso em: 20 dez. 2021.

TAGGART, A.F. **Handbook of Mineral Dressing**. New York: John Wiley & Sons Inc, 1945. 1905p.

TAGGART, A.F. **Handbook of mineral dressing**. New York, 2013. 160p. E-book. Disponível em:< <https://www.google.com.br/search?tbm=bks&hl=pt-BR&q=A+manual+of+flotation+processes>>. Acesso em: 05 out. 2021.

TAUHATA, L.; SALATI, I. P. A.; DI PRINZIO, R.; DI PRINZIO, A. R. **Radioproteção e Dosimetria: Fundamentos**. Instituto de Radioproteção e Dosimetria. Comissão Nacional de Energia Nuclear. Rio de Janeiro, 1999. 182 p. Disponível em:< <http://appasp.cnen.gov.br/seguranca/documentos/FundamentosCORv10.pdf> >. Acesso em 15 dez. 2021.

TECHNOMINE SERVICES LLC. Caeté expansion (CTX) gold project Pilar and Roça

Grande properties. Feasibility Study. Vol.1. Concord, September, 2008. Documento fornecido pela Jaguar Mining Inc. Acesso em: 20 abr. 2020.

TERCERO, N.; NAGARAJ, DR; FARINATO, R. A critical overview of dithiophosphinate and dithiophosphate interactions with base metal sulfides and precious metals. **Mining, Metallurgy & Exploration**, v.36, p. 99–110, jan. 2019. Disponível em: <<https://link.springer.com/article/10.1007%2Fs42461-018-0039-1>>. Acesso em 07 jan. 2022.

TRINDADE, R. B. E.; BARBOSA FILHO, O. Extração de ouro: princípios, tecnologia e meio ambiente. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. 344p.

U.S. GEOLOGICAL SURVEY MINERAL. **Mineral Commodity Summaries 2020**. U.S. Geological Survey, 2020, 200 p. Disponível em: <<https://pubs.usgs.gov/periodicals/mcs2020/mcs2020.pdf>>. Acesso em: 05 out. 2020.

VALDIVIESO, A. L.; LÓPEZ, A.A.S.; ESCAMILLA, C.O.; FUESTERNAU, M.C. Flotation and depression control of arsenopyrite through pH and pulp redox potential using xanthate as the collector. **International Journal of Mineral Processing**, v.81, n.1, p.27-34, out. 2006. Disponível em: <https://www.researchgate.net/publication/240407978_Flotation_and_depression_control_of_arsenopyrite_through_pH_and_pulp_redox_potential_using_xanthate_as_the_collector>. Acesso em 08 set. 2021.

VAN VLACK, L. H. **Princípios de Ciência dos Materiais**. 8ª reimpr. São Paulo: Edgard Blucher, 1970. 448 p.

VIEIRA, M. COSTA, J. F. C.L. Geometallurgical modelling to help in predicting zinc metallurgical recovery. In: **WORLD MINING CONGRESS PROCEEDINGS**. 24, 2016, Rio de Janeiro. P. 51-61. Disponível em: <<https://www.lume.ufrgs.br/bitstream/handle/10183/212434/001105101.pdf?sequence=1>>. Acesso em: 30 jul. 2021.

WANG, D. **Flotation reagentes applied surface chemistry on minerals flotation and energy resources beneficiation - Applications**. 1. ed. Springer, 2016, v.2, 211p.

WANG, X.H.; JIANG, C.I.; XUAN, D.; FORSSBERG, K.S.E. An electrochemical study of selective separation of Cu(II) activated pyrite and arsenopyrite. In: WOODS, R., Richardson, P.E. **Proceedings of the Third International Symposium on Electrochemistry in Mineral and Metal Processing III**. The Electrochemical Society, vol. 92, n.17, pp. 235–258, 1992.

WOODS, R. Flotation of sulfide minerals. In: SOMASUNDARAN, P.; MOUDGIL, B.M. (Eds.). **Reagents in Mineral Technology**. Surfactant Science Series, vol. 27. Marcel Dekker Inc., New York, N.Y., p. 39–78. 1988.

YOUNG, R. A. **The Rietveld method**. Oxford: Oxford University Press, 2002.

YOVANOVIC, A. P. Modelo operacional - Novo fundamento teórico dos processos minerais

- Engenharia da concentração de massa por flotação: **Fundamentos da Flotação**, Vol.1. Belo Horizonte: 2004.

YU, Y.; MA, L.; CAO, M.; LIU, Q. Slime coatings in froth flotation: A review. **Minerals Engineering**, v. 114, p.26–36, set. 2017. Disponível em: <https://www.researchgate.net/publication/320274717_Slime_coatings_in_froth_flotation_A_review>. Acesso em 20 out. 2021.

ZHANG, J. **Prediction and Influence of Mineral Liberation on Froth Flotation Performance**. Kalgoorlie: Western Australian School, 2012. 222p. (Tese de doutorado). Disponível em: <<https://espace.curtin.edu.au/bitstream/handle/20.500.11937/68364/Zhang%202013.pdf?sequence=1&isAllowed=y>>. Acesso em: 07 ago. 2021.

ZHANG, J. **Factors affecting the kinetics of froth flotation**. Leeds: University of Leeds, 1989. 256p. (Tese de doutorado). Disponível em: <https://etheses.whiterose.ac.uk/3305/1/uk_bl_ethos_329767.pdf>. Acesso em: 07 ago. 2021.

ZHANG, J.; ZHANG, Y.; RICHMOND, W.; WANG, H. Processing Technologies for gold-telluride ores. **International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials**. v.17, p.1-17, fev. 2010. Disponível em: <https://www.researchgate.net/publication/225726187_Processing_technologies_for_gold-telluride_ores>. Acesso em: 10 set. 2021.