



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO
Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto
Departamento de Engenharia de Minas
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM



ISABELA DOS SANTOS STOPA

**REAGENTES ALTERNATIVOS AO SULFETO DE SÓDIO NA FLOTAÇÃO DO
MINÉRIO DE CHUMBO E ZINCO**

**OURO PRETO
2020**

ISABELA DOS SANTOS STOPA

**REAGENTES ALTERNATIVOS AO SULFETO DE SÓDIO NA FLOTAÇÃO DO
MINÉRIO DE CHUMBO E ZINCO**

Dissertação de mestrado apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, como parte integrante dos requisitos para a obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral.

Área de concentração: Tratamento de Minérios

Orientador: Dr. Carlos Alberto Pereira

Coorientadora: Dra. Francielle Câmara Nogueira

OURO PRETO

2020

SISBIN - SISTEMA DE BIBLIOTECAS E INFORMAÇÃO

S883r Stopa, Isabela dos Santos .
Reagentes alternativos ao sulfeto de sódio na flotação do minério de chumbo e zinco. [manuscrito] / Isabela dos Santos Stopa. - 2020.
86 f.: il.: , gráf., tab., mapa.

Orientador: Prof. Dr. Carlos Alberto Pereira.
Coorientadora: Profa. Dra. Francielle Câmara Nogueira.
Dissertação (Mestrado Acadêmico). Universidade Federal de Ouro Preto. Departamento de Engenharia de Minas. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral.
Área de Concentração: Tratamento de Minérios.

1. Flotação. 2. Minérios de zinco. 3. Minérios de chumbo. I. Nogueira, Francielle Câmara . II. Pereira, Carlos Alberto. III. Universidade Federal de Ouro Preto. IV. Título.

CDU 622.765

Bibliotecário(a) Responsável: Sione Galvão Rodrigues - CRB6 / 2526



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO
REITORIA
ESCOLA DE MINAS
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS

FOLHA DE APROVAÇÃO

Isabela dos Santos Stopa

REAGENTES ALTERNATIVOS AO SULFETO DE SÓDIO NA FLOTAÇÃO DO MINÉRIO DE CHUMBO E ZINCO

Membros da banca

Carlos Alberto Pereira- Doutor - UFOP
Fabio de São José - Doutor - CEFET Araxá
Adelson Dias de Souza - Doutor - Nexa Resources

Versão final
Aprovado em 03 de setembro de 2020

De acordo

Professor (a) Orientador (a)



Documento assinado eletronicamente por **Carlos Alberto Pereira, PROFESSOR DE MAGISTERIO SUPERIOR**, em 04/09/2020, às 13:22, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



A autenticidade deste documento pode ser conferida no site http://sei.ufop.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orgao_acesso_externo=0, informando o código verificador **0080145** e o código CRC **8AACD2CD**.

Referência: Caso responda este documento, indicar expressamente o Processo nº 23109.006286/2020-86

SEI nº 0080145

R. Diogo de Vasconcelos, 122, - Bairro Pilar Ouro Preto/MG, CEP 35400-000
Telefone: 3135591590 - www.ufop.br

*À minha avó Heloísa por tanto carinho
oferecido ao longo de todos esses anos de vida
e por ser eternamente a minha inspiração.*

AGRADECIMENTOS

Agradeço aos meus pais, Elízio Stopa e Elaine Stopa, por todo amor e dedicação.

Ao meu irmão, Elizinho Stopa, pelo companheirismo.

Ao Luís Henrique Almeida, pela cumplicidade e amor.

Ao meu orientador Professor, Dr. Carlos Alberto Pereira, pela amizade, conselhos, confiança e oportunidades oferecidas ao longo da minha trajetória acadêmica.

A minha coorientadora e amiga, Francielle Câmara Nogueira, por estar sempre disponível a ajudar, pelo apoio, conselhos e amizade.

Ao engenheiro e amigo, José Pedro da Silva, pelo apoio e amizade ao longo dessa caminhada.

A mineradora, Nexa Resources, pelo apoio e parceria, em especial ao Adelson Dias de Souza.

A Marina Lopes pelo apoio oferecido neste trabalho.

A empresa de reagente Pietschemicals, em especial ao Benedito Carlos Pereira da Silva.

A Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior (CAPES) pelo apoio financeiro durante esses anos;

Aos alunos de iniciação científica Blenda Lopes, Rafael Dores e Mírian Gomes por me ajudarem a realizarem os testes com tanta responsabilidade e dedicação.

A Universidade Federal de Ouro Preto e ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, em especial aos professores do Departamento de Engenharia de Minas, pelo aprendizado e convivência ao longo de todos esses anos;

Ao Departamento de engenharia de Minas da UFMG, em especial à Andreia Bicalho Henriques pela disponibilidade e ajuda na realização de testes.

E a todos que de alguma forma contribuíram para realização deste trabalho, minha gratidão!

RESUMO

O sulfeto de sódio é um reagente que pertence ao grupo dos ativadores e é comumente utilizado na flotação do minério silicatado de chumbo e zinco com função de melhorar a seletividade do principal coletor: amina. Essa interação ativador/coletor é de suma importância para o sucesso da concentração. Atualmente, o sulfeto de sódio é produzido e comercializado, principalmente, pela China, condição que o torna um produto caro e de difícil acesso. A exigência de maior conhecimento de reagentes alternativos ao sulfeto de sódio impulsionou a realização deste trabalho que se trata da caracterização e flotação do minério de zinco willemítico proveniente da mineradora Nexa Resources (Vazante – MG). A flotação foi realizada em cinco etapas *rougher*, sendo a primeira delas a *rougher* Pb₁, que gerou um concentrado de chumbo. O rejeito dessa etapa foi novamente flotado em mais quatro etapas (*rougher* Zn₁, Zn₂, Zn₃ e Zn₄), gerando concentrados de zinco e um rejeito final. Para tal, foram utilizados reagentes alternativos cedidos pela empresa Pietschemicals, de forma a comparar com os reagentes usualmente utilizados nesse tipo de flotação (denominados reagentes padrão). Os reagentes alternativos ativadores foram: o sulfidrato associado ao hidróxido de sódio e oito reagentes Pietschemicals ativadores, a saber, sulfidrato modificado, HS75, LQ7501, LQ7502, LQ7503, TGS-40, DCT-X e TADT-C. Foi testada também a combinação desses reagentes com a emulsão de amina e diesel e três aminas modificadas Pietschemicals (Flotasil 42L2, Flotasil 42L3, Flotasil 42LL02), com intuito de aumentar a adesão partícula-bolha e, conseqüentemente, os valores de recuperação metalúrgica e teor. Por meio das massas e teores obtidos em cada etapa do processo, foi analisada e comparada a recuperação metalúrgica de chumbo e zinco de cada flotação e, também, o teor de chumbo na etapa *rougher* de flotação de chumbo e o teor ponderado do concentrado final de zinco. Para o zinco, os reagentes HS75 (90,3%), sulfidrato associado ao hidróxido de sódio (91,9%), LQ7501 (90,5%), LQ7502 (90,6%) e LQ7503 (90,7%) foram eficazes na ativação do minério silicatado de zinco, resultando em recuperações próximas ao padrão (91,4%), destacando-se o reagente LQ7503, que apresentou teor ponderado de zinco 40% maior que o padrão. O uso da amina emulsificada com óleo diesel não resultou em melhoras significativas comparando com o uso da amina pura para o sulfeto de sódio (91,5% contra 91,4%), e os resultados para a associação emulsão com os ativadores alternativos bem como os resultados dos testes utilizando os coletores Flotasil apresentaram resultados inferiores ao padrão. Já para o chumbo, todos os reagentes alternativos ao ativador se mostraram eficientes em relação à recuperação metalúrgica e ao teor, com exceção do LQ7501 (recuperação de 3,7%), destacando-se também o reagente LQ7503 (recuperação 22,6% e teor 1,4%) com resultados quatro vezes superiores ao teste padrão (recuperação 5,1% e teor 0,4%). Não foi possível avaliar o desempenho do uso do extensor de cadeia diesel associado ao coletor amina bem como o uso dos coletores do grupo Flotasil fornecidos pela empresa Pietschemicals, uma vez que a flotação *rougher* de chumbo é o primeiro estágio da flotação, e em todos os casos utilizou-se o amil xantato de potássio como coletor de chumbo. Pela mesma razão, não foi possível concluir sobre os testes que variaram concentração de sulfeto de sódio durante as etapas da flotação. O aumento da velocidade de rotação das células para 2000 rpm não ofereceu uma melhora de resultados para o chumbo, assim como para o zinco. De uma maneira geral, ao analisar a flotação do minério silicatado de chumbo e zinco, o reagente LQ7503 apresentou os melhores resultados.

Palavras-chave: Minério silicatado de cobre e zinco. Sulfeto de sódio. Sulfidrato. Flotação de zinco e chumbo. Willemita.

ABSTRACT

Sodium sulfide is a reagent that belongs to the group of activators and is commonly used in the flotation of silicate minerals (lead and zinc ore) with the function of improving the selectivity of the main collector: amine. This activator/collector interaction is of utmost importance for the success of the concentration. Currently, sodium sulfide is produced and marketed mainly by China, a condition that makes it an expensive and difficult to access product. The demand for greater knowledge of alternative reagents to sodium sulphide drove this work, which is about the characterization and flotation of willemite zinc ore from Nexa Resources mining company (Vazante - MG). Flotation was carried out in five stages, the first being the rougher Pb₁, which generated a lead concentrate. The tailings from this stage were again floated in four more stages (*rougher* Zn₁, Zn₂, Zn₃ e Zn₄), generating a final zinc concentrate and a final tailings. For that, alternative reagents provided by the company Pietschemicals were used, in order to compare with the reagents (called standard reagents) usually used in this type of flotation. The alternative activating reagents were: sulfhydrate associated with sodium hydroxide and eight Pietschemicals activating reagents (modified sulfhydrate, HS75, LQ7501, LQ7502, LQ7503, TGS-40, DCT-X, TADT-C). A combination of these reagents with the amine and diesel emulsion and three modified Pietschemicals amines (Flotasil 42L2, Flotasil 42L3, Flotasil 42LL02) was also tested in order to increase particle-bubble adhesion and metallurgical recovery values and content. Through the masses and contents obtained in each stage of the process, the metallurgical recovery of lead and zinc of each flotation was analyzed and compared, as well as the lead content in the rougher stage of lead flotation and the weighted content of the final zinc concentrate. For zinc, the reagents HS75 (90.3%), the sulfhydrate associated with sodium hydroxide (91.9%), LQ7501 (90.5%), LQ7502 (90.6%), LQ7503 (90.7%) were also effective in activating the oxidized zinc ore, resulting in recoveries close to the standard (91.4%), highlighting the reagent LQ7503, which had a weighted zinc content 40% higher than the standard. The use of emulsified amine with diesel oil did not result in significant improvements compared to the use of pure amine for sodium sulfide (91.5% versus 91.4%) and the results for the emulsion association with alternative activators, as well as the results of tests using the Flotasil collectors, showed lower results compared to the standard. As for lead, all alternative reagents to the activator were shown to be efficient in relation to metallurgical recovery and content, with the exception of LQ7501 (3.7% recovery), with emphasis on reagent LQ7503 (recovery 22.6% and content 1.4%) with results four times higher than the standard test (5.1% recovery and 0.4% content). It was not possible to evaluate the performance of the use of the diesel chain extender associated with the amine collector, as well as the use of the collectors of the Flotasil group provided by the company Pietschemicals, since the rougher lead flotation is the first stage of flotation, and in all cases, potassium amyl xanthate was used as a lead collector. For the same reason, it was not possible to reach a conclusion on the tests that varied sodium sulfide concentration during the flotation stages. The increase in the speed of rotation of the cells to 2000 rpm (rotations per minute) did not offer an improvement in results for lead, as well as for zinc. In general, when analyzing the flotation of the oxidized lead and zinc ore, the reagent LQ7503 showed the best results.

Keywords: Copper and zinc silicate minerals. Sodium sulfide. Sulfhydrate. Flotation of zinc and lead. Willemite.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Localização do Grupo Vazante.....	19
Figura 2 – Rota de beneficiamento C e W de sulfetos e zinco/ Vazante – MG.....	21
Figura 3 – Fluxograma de moagem do circuito C.....	22
Figura 4 – Fluxograma de moagem e flotação de sulfetos do circuito W.....	23
Figura 5 – Flotação de zinco utilizando célula mecânica.....	24
Figura 6 – Fluxograma simplificado da flotação C e W do beneficiamento de zinco (Vazante-MG).....	24
Figura 7- Resultados de teor e recuperação de zinco em testes de flotação variando a temperatura da polpa.....	27
Figura 8 - Grau de dispersão do minério silicatado de zinco em função do pH sem adição de reagentes dispersantes.....	29
Figura 9 – Representação do sistema água-ar controlado pela estrutura surfactante do espumante.....	31
Figura 10 - Estrutura química do metilisobutilcarbinol.....	31
Figura 11 – Tempo de coalescência como função da concentração de MIBC comparado com medidas de tensão superficial da água.....	32
Figura 12 - Reações que descrevem a formação de um xantato: A) formação do ácido xântico; B) reação do ácido xântico com um hidróxido; C) íon xantato coletor.....	33
Figura 13 - Reações da amina. A) Neutralização da amina com ácido clorídrico; B) reação química da dodecilamina com ácido clorídrico; C) Ionização da amina por protonação.....	35
Figura 14 - Recuperação da calamina (ou hemimorfita) e willemita em função do pH utilizando a amina como coletor.....	36
Figura 15 – Comparação entre a amina emulsificada e amina não emulsificada.....	37
Figura 16 – Estudo da emulsão de amina com diferentes óleos.....	38
Figura 17 – Ionização do sulfeto de sódio em solução aquosa.....	40
Figura 18 – Recuperação da willemita em função do pH utilizando ou não a sulfetização prévia com sulfeto de sódio.....	41
Figura 19 – Etapas de homogeneização e quarteamento em pilhas cônicas.....	44
Figura 20 - Fluxograma de preparação das amostras para os testes de flotação.....	44
Figura 21 – Etapas de flotação adotadas na metodologia deste trabalho.....	46
Figura 22 – Flotação de bancada minério de chumbo e zinco. A) Início da coleta da flotação; B) Final da flotação.....	48
Figura 23 - Distribuição granulométrica do minério de chumbo e zinco.....	54
Figura 24– Recuperação em função do tamanho das partículas.....	55

Figura 25 – Recuperação metalúrgica e teor ponderado de zinco no concentrado final dos testes realizados alternando os reagentes do grupo ativador.....	56
Figura 26 – Recuperação e teor ponderado de zinco no concentrado dos testes realizados alternando os reagentes do grupo ativador e utilizando emulsão de amina e diesel como coletor.....	58
Figura 27 - Recuperação e teor de zinco no concentrado dos testes realizados utilizando o reagente LQ7501 do grupo ativador e reagentes do grupo coletor alternativos da empresa Pietschemicals.....	61
Figura 28- Índice de seletividade de Zn em relação ao Ca.....	62
Figura 29 – Recuperação e teor de chumbo no concentrado <i>rougher</i> de chumbo dos testes realizados alternando os reagentes do grupo ativador.....	63

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Produção e reservas mundiais de zinco em milhões de toneladas.....	16
Tabela 2 – <i>Ranking</i> global das 10 empresas com maior participação na produção global de zinco em 2018.....	18
Tabela 3 – Reagentes utilizados na concentração de sulfetos e zinco no processo de beneficiamento de Vazante – MG.....	25
Tabela 4 - Estudos da flotação do minério silicatado de chumbo e zinco.....	26
Tabela 5 – Efeito da qualidade da água nos resultados da flotação do minério silicatado de zinco.....	28
Tabela 6- Resultados de flotação, granulometria, sedimentação e filtração dos concentrados com diferentes dosagens de AGLP.....	30
Tabela 7 – Recuperação de zinco no concentrado em função da concentração do sulfetizante (Na_2S) e do coletor (Hoe F 2792).....	40
Tabela 8 – Reagentes e dosagens utilizados nas etapas da flotação padrão.....	49
Tabela 9 – Reagentes utilizados como alternativos.....	50
Tabela 10– Preparação de reagentes.....	51
Tabela 11 – Testes realizados alternando os reagentes do grupo ativador.....	52
Tabela 12 – Testes realizados alternando os reagentes do grupo ativador e do grupo coletor.....	53

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	11
2	OBJETIVOS	13
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	14
3.1	<i>Constituição do minério de chumbo e zinco</i>	14
3.2	<i>Produção nacional e mundial de zinco e chumbo</i>	15
3.3	<i>Nexa Resources Mineração</i>	17
3.4	<i>Depósitos de zinco e chumbo - Grupo Vazante</i>	18
3.5	<i>Unidade de produção de Vazante – MG</i>	20
3.6	<i>Flotação de minério silicatado de zinco e chumbo</i>	25
3.7	<i>Reagentes utilizados na flotação de zinco e chumbo</i>	28
3.7.1	<i>Dispersante</i>	28
3.7.2	<i>Espumante</i>	30
3.7.3	<i>Coletores</i>	32
3.7.4	<i>Ativador</i>	38
4	METODOLOGIA	43
4.1	<i>Coleta e preparação da amostra</i>	43
4.2	<i>Caracterização das amostras</i>	44
4.2.1	<i>Análise granulométrica</i>	45
4.2.2	<i>Massa específica</i>	45
4.2.3	<i>Área superficial e porosidade</i>	45
4.2.4	<i>Caracterização química</i>	45
4.3	<i>Flotação de bancada</i>	46
4.4	<i>Reagentes utilizados</i>	48
4.5	<i>Preparação dos reagentes</i>	50
4.6	<i>Ensaio de flotação em bancada</i>	52
5	RESULTADOS E DISCUSSÃO	54
5.1	<i>Análise granulométrica</i>	54
5.2	<i>Medidas de massa específica</i>	55
5.3	<i>Área superficial</i>	55
5.4	<i>Flotação de bancada</i>	55
5.4.1	<i>Concentrado de zinco</i>	56
5.4.2	<i>Concentrado de chumbo</i>	62
6	CONCLUSÕES	65
	REFERÊNCIAS	67
	APÊNDICE I	72

1 INTRODUÇÃO

O zinco é um metal de grande importância econômica no Brasil e no mundo. É comumente utilizado na produção de ligas ou na galvanização de estruturas de aço e possui aplicações na indústria têxtil, no enriquecimento de solo e na fabricação de tintas.

Atualmente, em escala mundial, a quantidade de zinco consumida é maior que a quantidade de zinco produzida. Dessa maneira, é comum que as empresas mineradoras de zinco busquem aumentar sua produção a fim de suportar essa demanda e suprir o déficit. Estudos voltados para o beneficiamento de minerais portadores de zinco vêm obtendo resultados significativos e alta aplicabilidade industrial, motivando pesquisas que visam aumentar a recuperação metalúrgica e teor.

No Brasil, a Nexa Resources é a única mineradora de zinco em operação e possui dois empreendimentos mineiros em atividade, localizados em Vazante e Paracatu, que se situam na porção noroeste de Minas Gerais e representam o mais importante distrito zincífero do país. O minério willemítico de Vazante possui como principal mineral a willemita, porém podem ser encontrados outros minerais, como a esfarelita, franklinita, zincita e veios de corpos sulfetados (galena, calcocita, covellita).

Por meio desse minério, é possível a concentração de zinco e chumbo, e para isso utiliza-se o método de flotação. Essa concentração é, principalmente, resultante dos reagentes utilizados que variam consideravelmente e dependem de características mineralógicas dos depósitos lavrados. Para o beneficiamento do minério, utilizam-se esquemas de reagentes complexos e etapas especiais, como a flotação seletiva de chumbo, que tem como objetivo produzir um concentrado de chumbo de baixo teor de zinco e um rejeito, que é novamente flotado visando, neste procedimento, um concentrado de zinco o mais rico possível.

Devido a essa complexidade, a compreensão dos fenômenos envolvidos e dos efeitos da adição dessas substâncias no processo, bem como a busca por produtos alternativos tornam-se fundamentais na otimização do processo de concentração de chumbo e zinco.

Atualmente, os reagentes utilizados na flotação de minerais de chumbo e zinco são: AGLP (dispersante), Mibcol (espumante), amil xantato de potássio (coletor de chumbo), amina (coletor de silicato de zinco) e sulfeto de sódio (ativador).

O sulfeto de sódio é o ativador mais eficiente na flotação dos minerais de zinco e chumbo, que atua aumentando sua carga superficial negativa, favorecendo o aumento da adsorção da amina (coletor catiônico) e, conseqüentemente, aumentando a recuperação metalúrgica do zinco na flotação. A sulfetização do minério silicatado é de suma importância, uma vez que, sem essa etapa, a recuperação metalúrgica apresenta valores diminuídos em aproximadamente 75%.

Porém, atualmente, o sulfeto de sódio é um reagente fabricado principalmente pela China e sua importação em alta quantidade (aproximadamente 3000 t/ano) eleva o custo do processo produtivo devido à posição geográfica não estratégica desse país. Este trabalho é relevante no âmbito técnico, operacional e econômico e se justifica pela necessidade de conhecimento de reagentes alternativos ao sulfeto de sódio que sejam capazes de supri-lo com melhor ou igual eficiência, a fim de manter a produção em eventual falta ou de baratear custos operacionais.

2 OBJETIVOS

O objetivo geral deste trabalho foi avaliar a recuperação mássica e metalúrgica de zinco e chumbo por meio da flotação de bancada, utilizando reagentes alternativos ao ativador sulfeto de sódio.

Para tanto, os objetivos específicos foram:

- a) avaliar o uso de reagentes ativadores alternativos ao sulfeto de sódio: sulfidrato associado ao hidróxido de sódio e reagentes fornecidos pela empresa Pietschemicals (HS75, LQ7501, LQ7502, LQ7503, TGS-40, DTC-X e TADT-C e sulfidrato modificado);
- b) avaliar o uso da emulsão amina e diesel e de aminas modificadas fornecidas pela empresa Pietschemicals (Flotasil 42L2, Flotasil 42L3 e Flotasil 42LL02) em conjunto com os reagentes alternativos ao sulfeto de sódio com o objetivo de aumentar a interação ativador-coletor;

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Este capítulo apresenta uma revisão da literatura contendo temas relevantes a esta dissertação. São tratados aspectos relacionados ao minério em estudo, flotação de chumbo e zinco e reagentes utilizados nesse processo.

3.1 Constituição do minério de chumbo e zinco

O elemento químico zinco (Zn) possui número atômico 30, massa atômica igual a 65,37 e está localizado no grupo 12 da Tabela Periódica. Em temperatura ambiente, encontra-se em seu estado sólido e em sua forma metálica apresenta brilho branco-azulado, forma cristalina hexagonal e possui alta resistência à corrosão (JESUS, 2001).

Embora seja um elemento abundante na natureza, o zinco não ocorre naturalmente em sua forma metálica e está sempre combinado a outros elementos na forma de compostos sulfetados ou silicatados (VALERIANO, *et al.*, 2018).

Em uma escala mundial de abundância de minerais portadores de zinco, em primeiro lugar, encontra-se o sulfeto de zinco ou esfarelita (ZnS), em seguida tem-se o carbonato de zinco ou smithsonita ($ZnCO_3$), o silicato hidratado, também denominado de hemimorfita ou calamina ($Zn_4(Si_2O_7)(OH)_2H_2O$), e, por fim, o silicato de zinco, também chamado de willemita (Zn_2SiO_4) (IMA, 2020).

O elemento químico chumbo (Pb) possui número atômico 82, massa atômica igual a 207,19 e pertence ao grupo 14 da Tabela Periódica. Em temperatura ambiente, encontra-se também em seu estado sólido. Caracteriza-se por ser um metal pesado, tóxico, maleável e de baixo ponto de fusão (VALERIANO, *et al.*, 2018).

A galena (PbS) é o principal portador de chumbo e é comumente encontrada associada a minerais portadores de zinco. A cerusita ($PbCO_3$) e a anglesita ($PbSO_4$) também são portadoras de chumbo de importância econômica, porém ocorrem com menor frequência (IMA, 2020).

3.2 Produção nacional e mundial de zinco e chumbo

De acordo com a USGS - *United States Geological Survey* (2020), os recursos mundiais de zinco identificados são de aproximadamente 1,9 bilhões de toneladas e as reservas de zinco, dispersas por todo o mundo, estão estimadas em 250 milhões de toneladas, destacando-se Austrália (68 milhões de toneladas), China (44 milhões de toneladas), México e Rússia (22 milhões de toneladas cada).

O Brasil detém cerca de 1,2% das reservas mundiais e aproximadamente 30% dessas reservas estão geograficamente concentradas nos municípios de Vazante e Paracatu, região noroeste de Minas Gerais. Outras reservas expressivas encontram-se nos estados do Pará (29%), Mato Grosso (18%) e Rio Grande do Sul (17%), sendo que somente Minas Gerais e Mato Grosso apresentam importância econômica atual (MISI, 2016).

Dados da USGS (2020) mostram que a produção mundial de zinco em 2019 foi estimada em 13,49 milhões de toneladas (4% a mais que em 2018) e é, atualmente, liderada pela China (4,3 milhões de toneladas em 2019). O crescente aumento na produção de zinco ocorreu, principalmente, devido a um notável crescimento na produção da Austrália (Mina do Rio Dugald, Mina Lady Loretamina e projeto de rejeitos de Woodlawn) e África do Sul (mina de Gamsberg).

A produção brasileira, em 2019, foi de 361 mil toneladas de zinco metálico, 3% abaixo do volume produzido em 2018, devido, principalmente, a uma baixa no teor médio de zinco. A produção nacional é realizada no complexo Vazante-Paracatu, operado pela empresa Nexa Resources. Existe ainda um projeto denominado de Aripuanã, de exploração polimetálica (zinco, chumbo e cobre), com previsão de início de extração em 2021, e investimento total estimado em US\$ 392 milhões, localizada no Mato Grosso e de propriedade também da Nexa Resources. A área a ser explorada é considerada uma das dez maiores reservas de zinco, ainda não explorada, no mundo (NEXA RESOURCES, 2020). A Tabela 1 expõe a produção em 2018 e em 2019 e as reservas mundiais de zinco.

Tabela 1 – Produção e reservas mundiais de zinco em milhões de toneladas

	Produção (milhões de toneladas)		Reservas (milhões de toneladas)
	2018	2019	
EUA	824	780	11
Austrália	1,11	1,30	68
Bolívia	480	460	4,8
Canadá	0,29	300	2,2
China	4,30	4,30	44
Índia	0,75	800	7,5
Cazaquistão	0,30	290	12
México	0,69	690	22
Peru	1,47	1,40	19
Rússia	0,30	0,30	22
Suécia	0,24	0,23	3,6
Brasil	0,37	0,36	3
Mundial (arredondado)	12	13,49	250

FONTE: Adaptado de USGS (2020).

De acordo com a *International Lead and Zinc Study Group* (2020), em 2019, apesar do aumento da produção global de zinco em relação a 2018, o consumo mundial foi de 13,67 milhões de toneladas, resultando em um déficit de 180.000 toneladas.

Em relação ao chumbo, de acordo com a USGS (2020), a produção global de chumbo refinado em 2019 foi de aproximadamente 11,76 milhões de toneladas (0,3% menor que em 2018). Já no Brasil, a produção, em 2019, foi de 51 mil toneladas (1,8% menor que em 2018), seguindo a mesma tendência do zinco (NEXA RESOURCES, 2020).

De acordo com a *International Lead and Zinc Study Group* (2020), em 2019, o consumo de chumbo diminuiu 0,5% em relação a 2018 devido, principalmente, ao declínio na produção de automóveis e aumento no uso de baterias de íon de lítio.

Os recursos mundiais identificados de chumbo totalizam mais de 2 bilhões de toneladas. Nos últimos anos, foram identificados significativos recursos associados a depósitos de zinco e prata ou cobre na Austrália, China, Irlanda, México, Peru, Portugal, Rússia e Estados Unidos (Alaska) (USGS, 2020).

A reciclagem do chumbo vem tomando grande importância mundial no suprimento de seu consumo, devido a sua fácil recuperação e refusão, principalmente proveniente de baterias.

Apesar dessa tendência, ainda há uma expressiva produção primária de chumbo como produto principal ou subproduto tanto no Brasil quanto no mundo.

3.3 Nexa Resources Mineração

A mineradora Nexa Resources possui dois empreendimentos mineiros localizados na região de Vazante e Paracatu, porção noroeste de Minas Gerais, que representam o mais importante distrito zincífero do país. Além disso, possui duas usinas, uma localizada na cidade de Três Marias (hidrometalúrgica) e outra em Juiz de Fora (pirometalúrgica), que produzem o metal primário. A empresa conta, ainda, com unidades de mineração em El Porvenir, Atacocha, Cerro Lindo e um *smelter* na província de Lima, distrito de Lurigancho – Chosica (Cajamarquilla), no Peru.

A história da Nexa Resources começou em meados dos anos 50, com a fundação da Companhia Mineira de Metais (CMM). O ano de 1961 foi marcado pelo início das pesquisas das jazidas de zinco encontradas em Vazante (MG), onde, no final da década de 60, iniciou-se a lavra a céu aberto do minério silicatado de zinco. Iniciou-se também, no mesmo ano, a produção de zinco eletrolítico na unidade de metalurgia em Três Marias (MG), passando a produzir 5 mil toneladas por ano de zinco metálico, tornando-se a única empresa exploradora do minério no Brasil (NEXA RESOURCES, 2020).

Em 1988, a Votorantim assumiu a Mineradora Morro Agudo S.A., localizada em Paracatu (MG), que produz concentrado de sulfetado de zinco. Em 1993, aumentou-se a produção de zinco metálico em lingotes para 90 mil toneladas por ano e, em 1996, surgiu a Votorantim Metais, que passou a ser a empresa responsável pelos negócios de mineração e metalurgia (NEXA RESOURCES, 2020).

Em 2002, a Votorantim Metais ampliou sua participação no mercado brasileiro de zinco com a aquisição da Companhia Paraibuna de Metais, em Juiz de Fora (MG). A capacidade de produção com a nova unidade passou a ser de 270 mil toneladas por ano. Em 2005, adquiriu ações da mineradora Milpo na Bolsa de Valores peruana e, em 2010, assumiu o controle majoritário da Milpo, aumentando sua capacidade produtiva para 330 mil toneladas de zinco por ano (NEXA RESOURCES, 2020).

Em meados de 2017, a Votorantim Metais e sua subsidiária peruana, Milpo, passaram a se chamar Nexa Resources e, paralelamente ao lançamento dessa marca, ocorreu a abertura de capital da empresa nas bolsas de Toronto (TSX) – Canadá e de Nova Iorque (NYSE) – Estados Unidos da América. O evento consolidou a Nexa Resources como uma mineradora global, parte do conglomerado de empresas investidas da Votorantim, uma das maiores transnacionais de origem brasileira que, em 2018, destacou-se em quarto lugar no ranking mundial de empresas produtoras de zinco com participação de 2,9% da produção mundial, como mostra a Tabela 2.

Tabela 2 – Ranking global das 10 empresas com maior participação na produção global de zinco em 2018

Ranking	Empresa	Produção anual Zn (t)	Participação global (%)
1	Glencore PLC	1.114.916	8,6
2	Hindustan Znc Ltd.	734.775	5,7
3	Teck Resources Ltd.	704.993	5,4
4	Nexa Resources S.A.A.	372.745	2,9
5	Zijin Mining Group Co. Ltd.	351.905	2,7
6	Boliden AB.	290.468	2,2
7	Hudbay Minerals Inc.	239.492	1,8
8	Volcan Compañía Minera S.A.A	234.200	1,8
9	MMG ltd.	223.041	1,7
10	Sumitomo Corp.	221.100	1,7

FONTE: Adaptado de SNL Plataforma Global (2019) *apud* Bechir (2019).

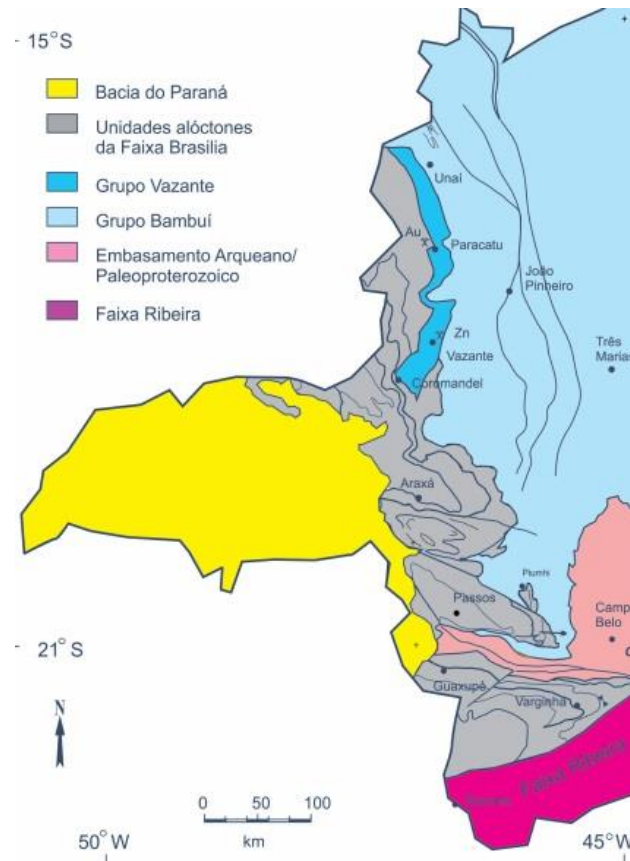
Além dos concentrados de zinco e chumbo, o portfólio de mineração da Nexa Resources engloba cadeias de produção de concentrados de cobre, prata e ouro (NEXA RESOURCES, 2020).

3.4 Depósitos de zinco e chumbo - Grupo Vazante

O depósito plumo-zincífero do distrito Vazante-Paracatu localiza-se aproximadamente a 520 quilômetros de Belo Horizonte e a 280 quilômetros de Brasília, na região noroeste de Minas Gerais, e possui área aproximada de 9 mil km², formando uma faixa de direção N-S. De acordo com Dardenne *et al.* (1998) *apud* Lemos (2011), essa faixa é basicamente formada de rochas metassedimentares de baixo grau metamórfico, agrupadas sob a denominação litoestratigráfica

do Grupo Vazante (Figura 1). A mesma pertence à região meridional da porção externa da faixa de dobramento de Brasília que se distribui entre Coromandel, Vazante, Paracatu e Unai, tectonicamente empurradas sobre as rochas Grupo Bambuí.

Figura 1 – Localização do Grupo Vazante



FONTE: Adaptado de Valeriano (2017).

De acordo com Olivo *et. al.* (2018) *apud* Bechir (2019), o depósito mineral de Vazante se formou em zonas de falhas de rochas dolomíticas por meio de um sistema hidrotermal. Isso acontece a partir da associação entre a presença de fontes favoráveis de minerais metálicos com fluidos hidrotermais, capazes de transportar os metais da fonte até o destino de deposição, e arranjos geológicos específicos que ajudam na precipitação de metais em confinamento e possui predominância de minério silicatado, principalmente willemita, com teores de zinco entre 16 e 39% e ganga composta principalmente por quartzo e dolomita.

O minério silicatado é assim denominado por possuir como unidade básica estrutural grupos aniônicos (SiO_4^{4-}), no qual o silício ocupa o espaço central tetraédrico formado por átomos de oxigênio. Diferentes possibilidades de compartilhamento dos íons de oxigênios formam

estruturas minerais distintas, como a willemita, que é pertencente aos ortossilicatos, caracterizados por configurações tetraédricas independentes e ligados entre si por cátions de zinco (DANA, 1974; RUSSO, 2007).

Já o distrito zincífero localizado no município de Paracatu é formado pela Mina de Morro Agudo e depósitos ainda em fase de pesquisa, como Fagundes e Ambrósia, e possui predominância de minério sulfetado como a esfalerita, com teor de zinco aproximado de 5% e, pela sua associação com a galena, apresenta minério com teor de chumbo superior a 1% (VALERIANO *et. al.*, 2019).

3.5 Unidade de produção de Vazante – MG

A unidade de produção de Vazante é conhecida no cenário internacional de exploração de zinco por apresentar teores elevados e por disponibilidade de tecnologias para o beneficiamento do minério silicatado, o que permite a produção de um concentrado de zinco de alta pureza.

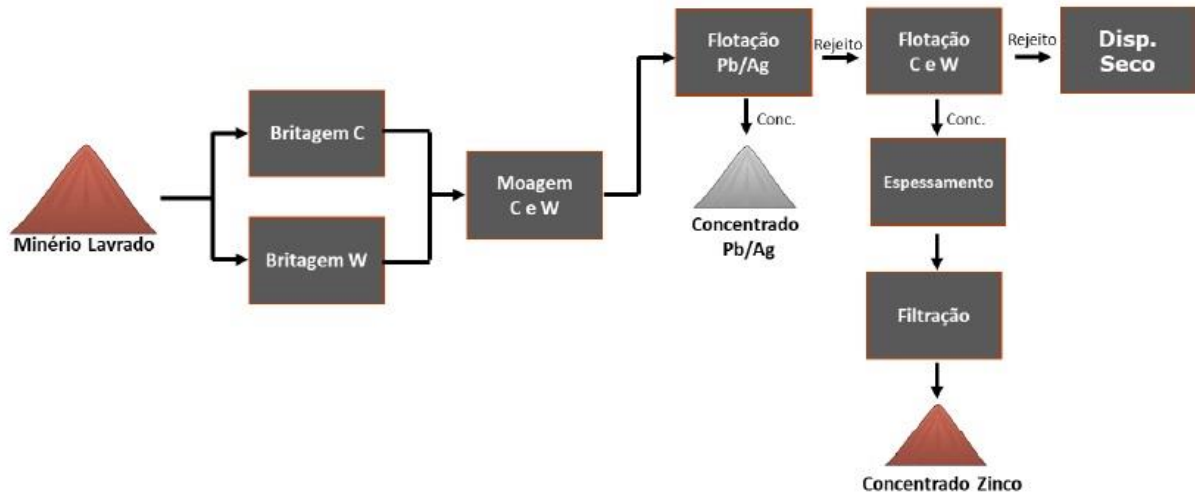
A lavra é realizada em mina subterrânea que possui três acessos ativos (Rampa X, Rampa VII e Rampa I) e é dividida por três corpos mineralizados denominados Lumiadeira, Sucuri e Extremo Norte. Atualmente, a lavra é realizada por meio dos métodos de *sublevel stoping* variação *Vertical Retreat Mine* (VRM) com enchimento mecânico (*rock fill*) e pelo método de corte e enchimento (*cut and fill*), também com enchimento mecânico acompanhado de abandono parcial de pilares devido a condições geomecânicas pouco competentes do maciço. O material lavrado é transportado por meio de rampa inclinada até a superfície e destina-se ao pátio de estocagem (BECHIR, 2019).

O minério é estocado em diferentes pilhas de acordo com o teor (atualmente, varia entre 4 e 16%) e é retomado sob demanda. O beneficiamento é a etapa subsequente e contempla operações unitárias de britagem, moagem, flotação, espessamento e filtragem, visando concentrados finais de zinco, chumbo e prata que atendam as especificações necessárias pelo mercado (BECHIR, 2019).

De acordo com Bechir (2009), o processo de beneficiamento (Figura 2) é composto por dois circuitos semelhantes, mas de capacidades diferentes: o circuito C correspondente a 20% da

capacidade total e o circuito W correspondente a 80% que, desde 2009, operam com o mesmo tipo de minério: willemítico.

Figura 2 – Rota de beneficiamento C e W de sulfetos e zinco / Vazante – MG

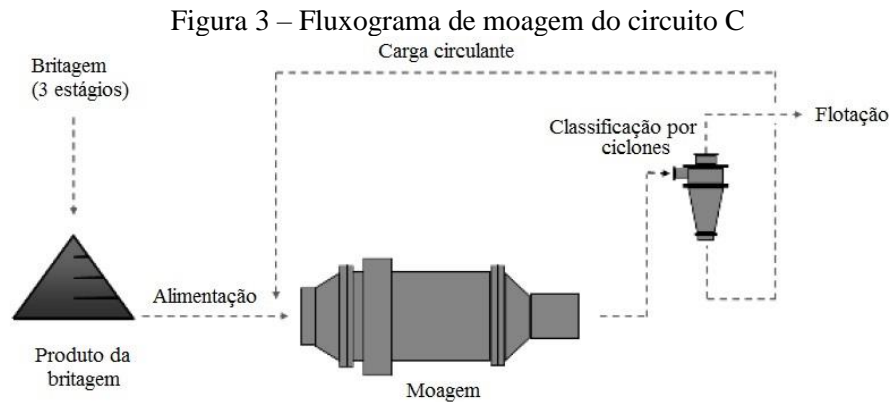


FONTE: Bechir (2019).

O circuito C apresenta três estágios (britagem primária – circuito aberto, secundária e terciária – circuito fechado) associados a uma peneira vibratória de dois decks, porém a britagem secundária é realizada com dois britadores de mandíbulas paralelos e a capacidade nominal é de aproximadamente 50 t/h. Já no circuito W, o *run of mine* é britado em quatro estágios (britagem primária – circuito aberto, secundária, terciária e quaternária – circuito fechado) associados a duas peneiras vibratórias, com dois decks cada, e apresenta capacidade nominal de aproximadamente 200 t/h. Ambos os circuitos visam a um produto 95% abaixo de 9,5 mm (BECHIR, 2019).

A etapa subsequente para os dois circuitos é a moagem, na qual o produto dos britadores alimenta um moinho de bolas primário (4,4 m de diâmetro x 6,1 m de comprimento). A liberação dos minerais de interesse ocorre em 85% passante em 150 µm.

A moagem C opera em circuito fechado com 4 hidrociclones de 15 polegadas de diâmetro e o *overflow* dessa classificação alimenta a flotação de zinco, como ilustrado na Figura 3 (BECHIR, 2019).

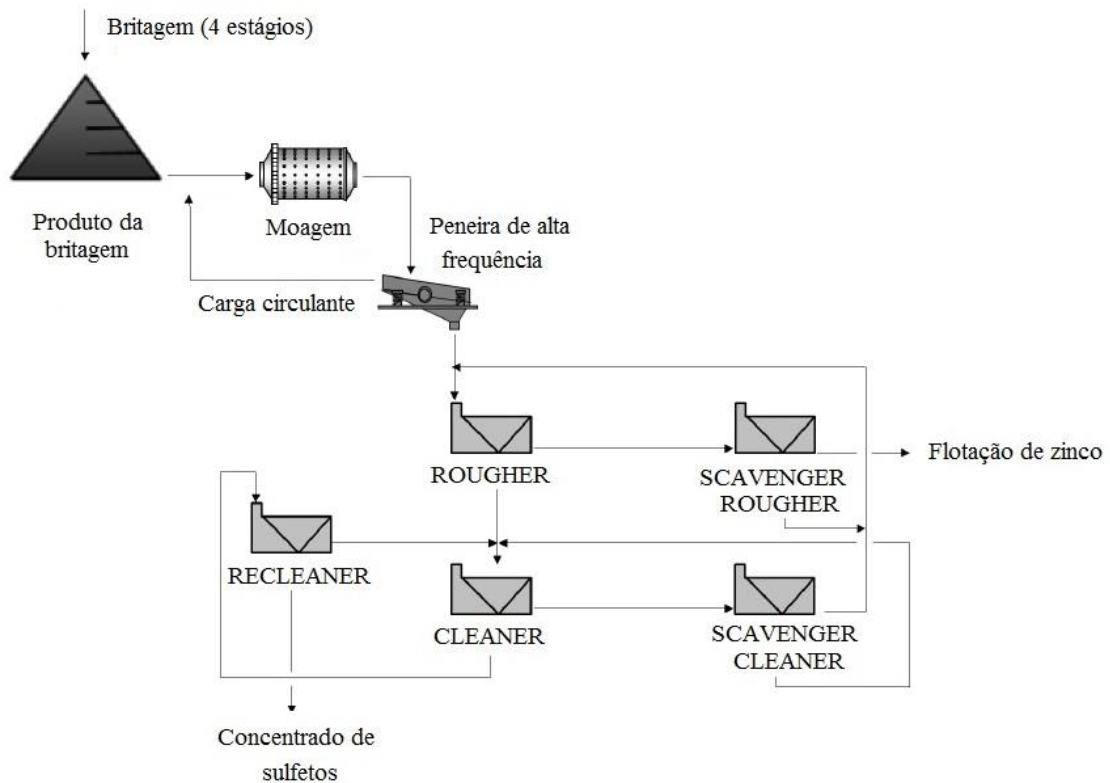


FONTE: Adaptado Bechir (2019).

Já a moagem W opera em circuito fechado com uma peneira de alta frequência que tem como produto a alimentação da flotação coletiva de sulfetos (prata e chumbo). Nessa etapa acontece a adição do coletor (amil xantato de potássio).

A concentração de sulfetos inicia-se com dois tanques condicionadores, de 50 m³ cada. No primeiro tanque são adicionados o dispersante (AGLP) e o ativador (sulfeto de sódio) e no segundo tanque o espumante (MIBCOL). A flotação acontece em células do tipo *Tank cell*, possui etapas *rougher*, *scavenger rougher*, *cleaner*, *scavenger cleaner* e *recleaner* e gera como produto um concentrado de chumbo e prata (recuperação mássica entre 1 e 3%) e um rejeito, que é enviado para a flotação de zinco (Figura 4).

Figura 4 – Fluxograma de moagem e flotação de sulfetos do circuito W



FONTE: Adaptado Bechir (2019).

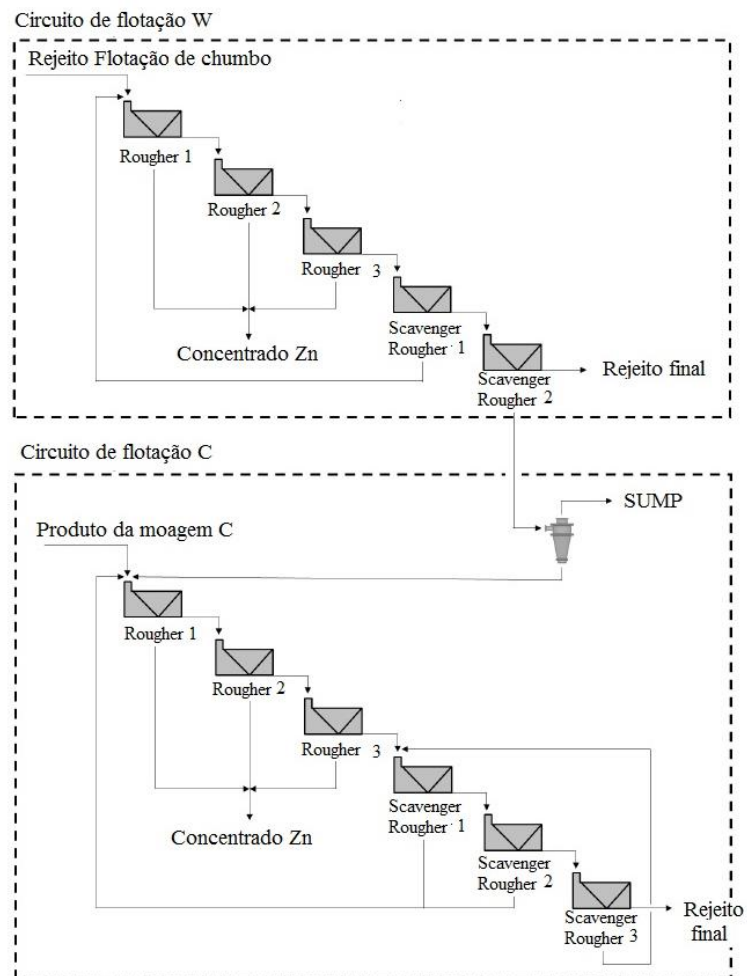
A flotação de zinco (C e W) é realizada por meio de células mecânicas (Figura 5) e é constituída por etapas *rougher* e *scavenger rougher*, que objetivam um concentrado final com recuperações médias entre 80 e 85%. Nessa etapa são adicionados coletor de silicato de zinco (amina), dispersante (AGLP), espumante (MIBCOL) e ativador (sulfeto de sódio). De acordo com Bechir (2019), apesar dos circuitos C e W serem basicamente independentes, o concentrado da etapa *scavenger rougher 2* da flotação W passa por uma classificação em hidrociclone na qual o *underflow* alimenta a etapa *rougher 1* da flotação C com o intuito de distribuir o tempo de residência da polpa nos dois circuitos. A Figura 6 ilustra o fluxograma simplificado da flotação C e W.

Figura 5 – Flotação de zinco utilizando célula mecânica



FONTE: Acervo da autora (2018).

Figura 6 – Fluxograma simplificado da flotação C e W do beneficiamento de zinco (Vazante-MG)



FONTE: Bechir (2019)

Os reagentes utilizados no processo de beneficiamento, bem como suas dosagens, estão expostos na Tabela 3.

Tabela 3 – Reagentes utilizados na concentração de sulfetos e zinco no processo de beneficiamento de Vazante – MG

Reagente	Dosagem (g/t)	Função
Amil xantato	120	Coletor de sulfetos
AGLP	300	Dispersante
Sulfeto de sódio	1200	Ativador
Mibcol	20	Espumante
Amina	75	Coletor de silicato de zinco

FONTE: Elaborado pela autora.

O concentrado é espessado e filtrado enquanto o rejeito é encaminhado para a barragem localizada em Vazante.

3.6 Flotação de minério silicatado de zinco e chumbo

A flotação é um processo convencional de concentração que se baseia nas diferenças das características superficiais entre as diversas espécies minerais presentes no sistema. É o método mais indicado na concentração do minério silicatado de zinco, utilizando-se de uma etapa preliminar de dispersão da lama, a sulfetização, e, por fim, a adição de coletor e espumante (REY, 1979; BORGES E PERES, 1993).

Variações de processo foram estudadas, porém não foram encontrados resultados como os obtidos pela flotação catiônica com aminas primárias após dispersão e sulfetização (GALÉRY, 1985), pois, além de ser um processo economicamente viável, permite a concentração de minério de baixo teor, com presença de lama e ganga diversificada, garantindo um melhor aproveitamento (SILVA, 2006).

Devido à presença de partículas ultrafinas e à grande variedade de reagentes usados no processo, o que gera reações de diferentes naturezas (eletrostática e química), a flotação do minério silicatado de zinco pode ser considerada como altamente complexa (RUSSO, 2007).

De acordo com Silva (2006), a presença de partículas ultrafinas (partículas entre 10 e 1 μm) influenciam negativamente qualquer processo de flotação, gerando problemas como o *slime-coating*, que é um fenômeno de recobrimento das partículas maiores pelos finos ou lamas, alterando as características de superfície dessas partículas e, portanto, a sua flotabilidade com determinado reagente. Como consequência desse fenômeno, tem-se o aumento da dosagem de reagentes, baixa seletividade e baixas recuperações. O efeito nocivo do *slime-coating* pode ser reduzido se as lamas estiverem devidamente condicionadas (GALERY *et. al.*, 1985).

O efeito do tamanho das partículas foi estudado por Gaudin *et al.* (1931) *apud* Nogueira (2015) e, por meio de sistemas de flotação de chumbo, zinco e do cobre, eles observaram que os maiores valores de recuperação foram encontrados para os testes realizados com partículas de tamanhos compreendidos entre 10 e 50 μm , sendo que a recuperação diminuiu significativamente para partículas acima de 100 μm ou inferiores a 10 μm . Já em estudo de caracterização tecnológica do minério silicatado de zinco, Bechir *et. al* (2019) constataram que a flotação só era eficiente, nesse tipo de minério, para partículas de tamanho superior a 20 μm .

O controle de variáveis como pH do meio, tempo de coleta do material na flotação, vazão de ar e rotação da célula de flotação são de extrema importância para a efetividade do método. A Tabela 4 expõe alguns trabalhos desenvolvidos por diferentes pesquisadores a respeito dessas variáveis na flotação do minério silicatado de chumbo e zinco.

Tabela 4 – Estudos da flotação do minério silicatado de chumbo e zinco

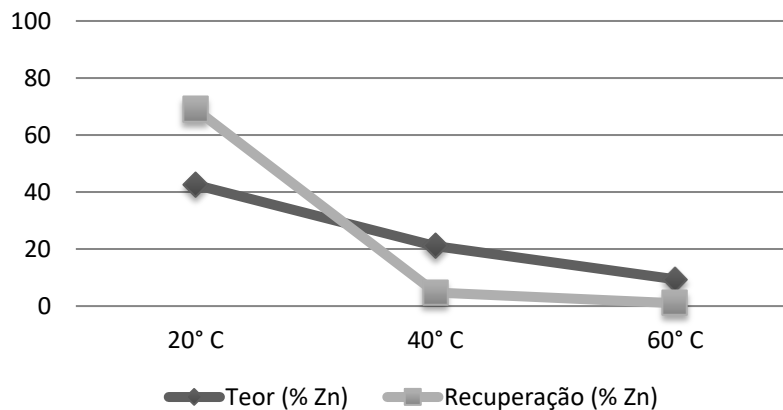
Variáveis				
pH	Tempo de coleta	Rotação da célula	Vazão de ar na célula	Autores
-	2 minutos	-	7 a 8 l/min	Baltar e Villas Boas (1980)
10,5 a 11,5	-	-	-	Salum (1982)
10,5 a 11,5	2 minutos	1500 rpm	-	Pereira (2004)
10	2 minutos	1000 rpm	8 l/min	Silva (2006)
10,5 a 11	2 minutos	-	8 l/min	Martins (2007)
11	2 minutos	-	-	Russo (2007)
10,1 a 10,6	2 minutos	-	8 l/min	Ferreira (2008)
9,5 a 10,5	2 minutos	1800 rpm	10 l/min	Bechir (2019)

FONTE: Elaborado pela autora.

Além das variáveis citadas, a temperatura da polpa, o tipo de água utilizada e o sistema de reagentes podem influenciar fortemente na eficiência da flotação.

De acordo com Silva (2006), de uma maneira geral, processos como a flotação que acontecem na superfície mineral são intensificados com a elevação da temperatura da polpa a ser flotada, o que pode ocasionar um efeito benéfico. Porém, estudos de Moreira *et. al* (2005) mostraram que o aumento da temperatura da polpa só era benéfico nos casos em que os reagentes coletores utilizados na flotação eram adsorvidos por reação química, o que não acontece na flotação de minério silicatado de zinco, na qual reagentes coletores usualmente utilizados são adsorvidos fisicamente na superfície mineral. No mesmo sentido, Baltar e Villas Boas (1980) concluíram que na flotação do minério silicatado de zinco proveniente de Vazante, o aumento da temperatura causava um efeito maléfico, diminuindo o teor e a recuperação de zinco no concentrado final (Figura 7) e que esse efeito não é reparado pelo aumento de dosagem do coletor.

Figura 7 – Resultados de teor e recuperação de zinco em testes de flotação variando a temperatura da polpa



FONTE: Adaptado de Baltar e Villas Boas (1980).

Já o efeito da qualidade da água foi estudado por autores como Rey (1965), Caproni *et. al.* (1979) e Baltar e Villas Boas (1980). A presença de cátions como Ca^{2+} e Mg^{2+} acentua o efeito prejudicial das lamas e aumenta o consumo de reagentes, diminuindo a recuperação de zinco na flotação do minério silicatado. De acordo com Caproni *et. al.* 1979, para o minério silicatado de zinco, ao se utilizar a água deionizada, é possível obter melhores resultados de recuperação e teor quando comparado com o uso de água de recirculação proveniente do *overflow* do

espessador e com a água dura, ou seja, com grande concentração de íons como Ca^{2+} e Mg^{2+} . A Tabela 5 expõe essa comparação.

Tabela 5 – Efeito da qualidade da água nos resultados da flotação do minério silicatado de zinco

Qualidade da água	Recuperação (% Zn)	Teor (% Zn)
Água deionizada	82	34
Água de recirculação	81,8	31,4
Água dura	59,1	34

FONTE: Adaptado de Caproni *et al.* (1979).

3.7 Reagentes utilizados na flotação de zinco e chumbo

Os minerais presentes no minério silicatado de zinco são naturalmente hidrofílicos, ou seja, possuem afinidade com a água e são, conseqüentemente, não flotáveis. Por esse motivo é necessário o uso de reagentes que alterem as propriedades superficiais dos minerais de interesse.

Nesse sentido, nos próximos tópicos serão descritos os principais grupos de reagentes utilizados na flotação do minério silicatado de chumbo e zinco: dispersante, espumante, coletor e ativador.

3.7.1 Dispersante

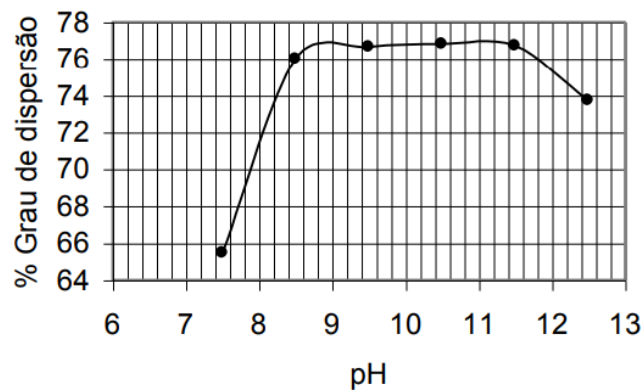
Reagentes dispersantes são utilizados com a finalidade de individualizar as partículas permitindo posterior separação. Podem ser definidos como modificadores de superfícies que impedem a coagulação e a floculação por meio da adsorção nas partículas individuais e são recomendados nos casos em que existe uma significativa presença de finos (PEREIRA E PERES, 2005).

Para o minério silicatado de zinco, pode-se considerar como finos partículas compreendidas em faixas granulométricas abaixo de 20 μm , uma vez que a presença destas pode causar agregação de partículas, aumento do arraste hidrodinâmico, dificuldade de filtragem das etapas subsequentes, redução da velocidade de flotação, aumento do consumo de reagentes e favorecimento do *slime-coating* (SILVA, 2006).

Entre as alternativas que visam minimizar o efeito deletério da presença de finos está a deslamagem. Porém, o teor de zinco é considerável nas faixas granulométricas mais finas, logo é válido todo e qualquer esforço no sentido de se aproveitar os finos que de outra forma teriam que ser descartados (BOGDANOV *et. al.*1980).

Estudos de Pereira (2004) mostram a possibilidade da dispersão natural do minério silicatado de zinco por meio da regulação do pH sem adição de nenhum reagente. Na Figura 8 é possível perceber que o minério silicatado de zinco estaria mais disperso na faixa de pH entre 9 e 11,5.

Figura 8 – Grau de dispersão do minério silicatado de zinco em função do pH sem adição de reagentes dispersantes



FONTE: Pereira (2004).

Em alguns casos, a dispersão natural não é suficiente e torna-se necessário o uso de reagentes dispersantes. Atualmente, o dispersante utilizado nas plantas de concentração do minério willemítico de Vazante é o AGLP que é uma mistura polimérica silicato de sódio, miscível em água e densidade aproximada de 1,1 g/L. Esse tipo de reagente age provocando reações de repulsão eletrostática, mantendo a carga negativa superficial das partículas por meio da adsorção do ânion SiO_3^{2-} (WILLS E FINCH, 2015).

A influência do AGLP na flotação, sedimentação e filtração do minério silicatado de zinco foi estudada por Lopes *et. al* (2016) mediante a comparação de 5 diferentes dosagens do reagente: 100 g/t, 200 g/t, 400 g/t, 600 g/t e 800 g/t. Nesse estudo os autores concluíram que, num conjunto geral, 400 g/t foi a melhor dosagem testada, permitindo o ótimo arranjo das partículas em suspensão, a captura das frações grosseiras e a minimização da proporção de perda de zinco para o rejeito. Além disso, concluíram que a flotação utilizando essa dosagem de AGLP obteve

um maior teor de zinco no concentrado *rougher* e que tal dosagem não impactou o processo de sedimentação (logo não comprometeria o sistema de espessamento) nem a filtragem do concentrado (por atingir um valor ótimo de umidade igual a 10,5%). O resumo dos resultados encontrados por Lopes *et. al.*(2016) está exposto na Tabela 6.

Tabela 6 – Resultados de flotação, granulometria, sedimentação e filtração dos concentrados com diferentes dosagens de AGLP

RESUMO	1	2	3	4	5
Dosagem dispersante AGLP (g/t)	100	200	400	600	800
% de Zn na alimentação	10,51	10,54	10,69	10,47	10,42
% de Zn no concentrado <i>rougher</i>	33,56	35,62	38,5	34,73	33,62
% massa flotada	18	17	18	18	21
Recuperação metálica <i>rougher</i>	57,6	56	63,6	59,3	64,6
Recuperação metálica global	83,68	84,73	87,82	87,38	88,92
% < 635 # (20 µm)	57,53	57,14	43,31	57,85	54,82
Vel. de sedimentação (cm/min)	0,72	0,73	0,98	1,01	0,98
Umidade (%)	13,07	12,30	10,50	12,50	12,38

FONTE: Lopes *et. al.* (2016).

A dosagem correta de dispersante faz com que haja uma “limpeza” da superfície dos minerais recobertos pelos ultrafinos, favorecendo a ação dos ativadores e coletores e, podem, ainda, atuar como depressores de minerais de ganga, contribuindo ainda mais para o processo de flotação (LOPES *et. al.* 2016.)

3.7.2 Espumante

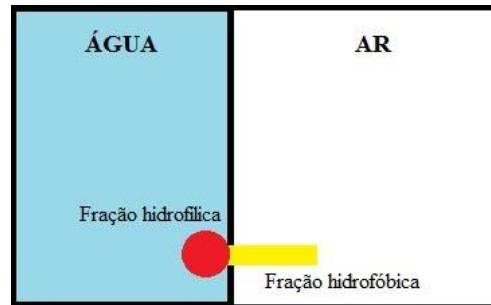
A espuma é formada por bolhas de ar, que são veículos de transporte de partículas hidrofóbicas na flotação. Em alguns sistemas aquosos não acontece a formação suficiente de bolhas estáveis e capazes de carrear os minerais a serem flotados. Isso acontece devido à alta tensão superficial na interface água-ar, o que prejudica a seletividade da operação.

Nesses casos, é necessário adicionar reagentes espumantes que são capazes de adsorver na interface líquido-ar, aumentando a probabilidade de colisão entre as bolhas e as partículas minerais, a resistência e o período de existência das bolhas, garantindo maior adesão e, portanto, maior taxa de transporte, elevando a recuperação e a seletividade mineral (BALTAR, 2010).

Os espumantes são compostos orgânicos tensoativos heteropolares e possuem uma cadeia hidrocarbônica (apolar) associada a um grupo polar, onde o grupo apolar se orienta para o ar

enquanto o grupo polar se orienta para a água (Figura 9), controlando, assim, a interface formada pelas duas fases (BULATOVIC, 2007).

Figura 9 – Representação do sistema água-ar controlado pela estrutura surfactante do espumante

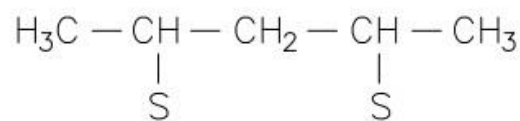


FONTE: Elaborado pela autora.

De acordo com Baltar (2010), os espumantes mais utilizados na flotação são os ésteres poliglicólicos (POLY) e o metilisobutilcarbinol (MIBCOL), uma mistura de álcoois contendo de 6-8 átomos de carbono.

O mibcol é um espumante líquido, incolor, com odor característico, alta inflamabilidade, neutro e aplicável em polpas ácidas e básicas, utilizado atualmente na flotação do minério de chumbo e zinco. Tan *et. al.* (2005) classificam o mibcol como o espumante mais comum e versátil da indústria, devido ao baixo custo relativo e também ao bom desempenho perante diferentes tipos de minérios. A estrutura química do composto é ilustrada pela Figura 10.

Figura 10 – Estrutura química do metilisobutilcarbinol

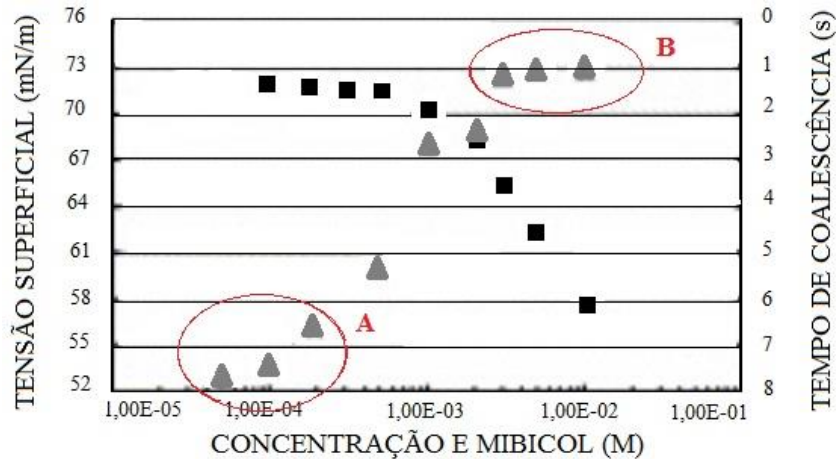


FONTE: Elaborado pela autora.

Bournival *et. al.* (2012) estudaram o uso do espumante mibcol como redutor da tensão superficial da água para prever o tempo de coalescência das bolhas e, ao avaliar a faixa de concentração entre $1,00\text{E}^{-05}$ e $1,00\text{E}^{-01}$ de mibcol, concluíram que em concentrações próximas a $1,00\text{E}^{-02}$ (Figura 11, região B) há uma queda da tensão superficial da água e o tempo de coalescência das bolhas se estabiliza. Diferentemente do que aconteceu em baixas

concentrações, próximo de $1,00E^{-04}$ (Figura 11, região A), em que observaram valores mais altos da tensão superficial e uma não estabilidade do tempo de coalescência das bolhas.

Figura 11 – Tempo de coalescência como função da concentração de MIBC comparado com medidas de tensão superficial da água



FONTE: Adaptado de Bournival *et al.* (2012).

3.7.3 Coletores

Coletores atuam na interface sólido-líquido alterando a superfície mineral, impondo uma condição de maior afinidade com o ar e menor afinidade com a água. Dessa forma, e considerando que a maioria dos minerais são naturalmente hidrofílicos, é possível separar duas ou mais espécies com a adição de um coletor adequado. Nesse sentido, a eficiência da separação depende fortemente da ação dos coletores (PERES & ARAUJO, 2009).

De acordo com a carga elétrica resultante da ionização da molécula, os coletores se dividem em catiônicos ou aniônicos:

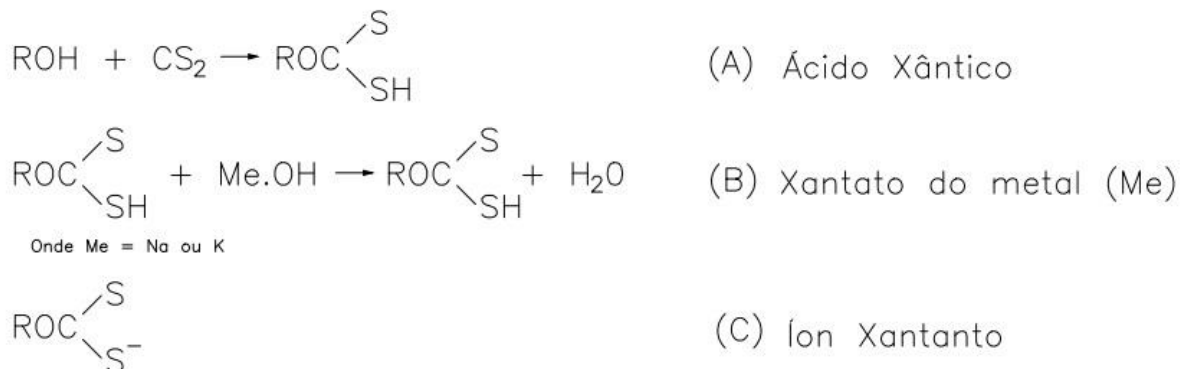
- a) os coletores aniônicos possuem carga resultante negativa e são subdivididos de acordo com a função química correspondente em: oxidrídricos ou sulfidrídricos, conforme a associação da cadeia hidrocarbônica, a um átomo de oxigênio ou enxofre, respectivamente. Os sulfidrídricos são os reagentes mercaptantes, tiocarboxílicos, tiocarbônicos ou xantatos, tiocarbâmicos e o tiofosfórico e são empregados principalmente na flotação de sulfetos;

- b) os coletores catiônicos possuem carga resultante positiva e englobam as aminas e seus sais. São menos seletivos e menos específicos que os coletores aniônicos. Possuem aplicação típica na flotação de não metálicos, óxidos, talcos e micas.

3.7.3.1 Coletor utilizado para a flotação de chumbo

Xantatos são os coletores mais utilizados na flotação de minerais sulfetados (PEARSE, 2005). Estáveis em solução, derivam de ácido xântico ou ditiocarbônicos e são obtidos a partir da reação de um álcool com o disulfeto de carbono (Figura 12A). Na flotação, os xantatos são usualmente utilizados na forma de sal, resultado da reação do ácido xântico com um hidróxido de sódio ou de potássio (Figura 12B). O xantato de sódio ou de potássio é bastante solúvel em água e, com a liberação do metal (Me), surge o íon xantato ou íon coletor (Figura 12C).

Figura 12 – Reações que descrevem a formação de um xantato: A) formação do ácido xântico; B) reação do ácido xântico com um hidróxido; C) íon xantato coletor



FONTE: Elaborado pela autora.

É um coletor de cadeia curta, o que implica em elevada solubilidade em água, na não formação de micelas no sistema de flotação e na inexistência de ação espumante. Adsorve-se por natureza predominantemente química e, devido a isso, é necessário um tempo de condicionamento que considere a cinética da formação do composto superficial por meio de uma reação química de cinética baixa, demandando maior tempo de condicionamento. Com isso, é usual adicioná-los nos circuitos de moagem para um maior tempo de contato coletor-mineral (CHAVES, LEAL FILHO E BRAGA, 2018).

Ainda de acordo com Chaves, Leal Filho e Braga (2018), a estabilidade do xantato é influenciada pelo tamanho da cadeia hidrocarbônica, tendo que quanto maior em números de carbono, maior a estabilidade do reagente. A temperatura da polpa e o pH da solução influenciam no tempo de degradação, em que maiores valores de temperatura e ambientes mais ácidos contribuem para maior velocidade de decomposição do xantato.

Xantatos com 2 a 5 carbonos são os mais comuns, porém o comprimento da cadeia orgânica depende do álcool utilizado para a obtenção do ácido xântico. Estudos de Chaves, Leal Filho e Braga (2018) mostraram que quanto maior a cadeia carbônica do xantato, maior seu poder de coleta. Esse aumento proporcional foi observado até cadeias de 8 carbonos e, a partir desse comprimento, observou-se uma estabilização.

Estudos de Schlantz (1988), em que foi utilizado amil xantato de potássio (90 g/t) como coletor na flotação coletiva de sulfetos, obtiveram recuperações elevadas de zinco (96,2%), chumbo (93,9%) e prata (96,2%) durante o estágio de desbaste (*rougher*) na flotação coletiva de sulfetos.

Atualmente, o amil xantato de potássio é utilizado como coletor de chumbo na flotação seletiva *rougher* de chumbo do minério silicatado de Vazante (Nexa Resources), na concentração de 120 g/t.

3.7.3.2 *Coletores utilizados para a flotação de zinco*

De acordo com Silva (2006) a flotação catiônica usando a amina como coletor é a opção mais adequada para concentrar minérios silicatados de zinco. A dodecilamina e a emulsão de amina com óleos apolares são as variações do grupo das aminas que indicam os melhores resultados neste tipo de flotação.

3.7.3.2.1 *Aminas*

As aminas derivam-se da amônia (NH_3) pela substituição de um ou mais de seus átomos de hidrogênio por um número correspondente de cadeias hidrocarbônicas, podendo ser primárias, secundárias, terciárias ou sais quaternários, conforme o número de radicais hidrocarbônicos unidos ao átomo de nitrogênio (BALTAR, 1980).

A adsorção da amina na superfície mineral é predominantemente eletrostática (adsorção física) e essa hipótese se dá devido ao fato da amina ser um coletor catiônico e se adsorver intensamente nas superfícies de cargas negativas. A adsorção física é um processo, de certo modo, rápido e não há a necessidade de um condicionamento prolongado com a polpa da flotação. Na prática são utilizadas, em geral, aminas cujo comprimento de cadeia varia entre 12 e 18 carbonos (SALUM, 1983).

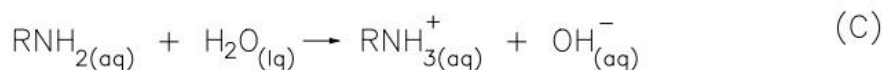
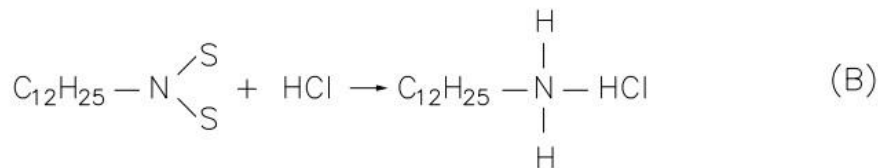
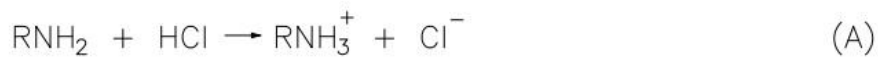
A solubilidade desses tipos de reagentes é limitada e está relacionada ao comprimento de suas cadeias hidrocarbônicas, sendo mais solúveis as aminas de cadeias mais curtas. Por esse motivo são frequentemente utilizadas sob a forma de sais solúveis (BALTAR, 1980).

É comum a utilização do ácido acético (RCOOH) e do ácido clorídrico (HCl) na neutralização da base orgânica devido à atividade dos ânions liberados por esses ácidos ser praticamente nula. A Figura 13A mostra a reação de neutralização de uma amina com ácido clorídrico.

A amina primária de 12 carbonos é denominada dodecilamina ($C_{12}H_{25}NH_2$) e é o reagente coletor utilizado na flotação de minério silicatado de zinco (Salum, 1983). A reação química da dodecilamina em meio ácido com formação de cloreto de dodecilamina está ilustrada na Figura 13B.

As aminas ionizam-se por protonação (Figura 13C) e em função do pH. A constante de ionização torna-se importante por determinar a proporção da espécie iônica com relação à espécie molecular presente no sistema.

Figura 13 - Reações da amina. (A) Neutralização da amina com ácido clorídrico; (B) reação química da dodecilamina com ácido clorídrico; (C) Ionização da amina por protonação



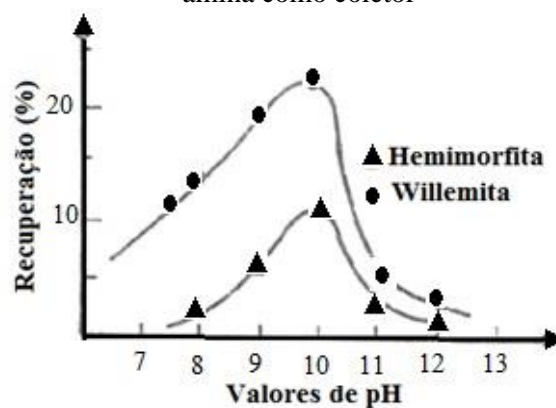
FONTE: Elaborado pela autora.

A espécie iônica funciona como coletor primário e, quando uma amina é colocada em água, a quantidade das espécies RNH_3^+ , $\text{RNH}_2(\text{aq})$ e $\text{RNH}_2(\text{s})$ depende do pH. Em meio ácido predomina a espécie RNH_3^+ . Já para valores de pH em torno de 10, a quantidade da espécie RNH_3^+ cai bruscamente, e, em meio extremamente alcalino, predominam as espécies moleculares (BALTAR, 1980).

A teoria clássica prevê que o mecanismo de adsorção das aminas na superfície da willemita é governado pela Lei de Coulomb (interação eletrostática entre partículas eletricamente carregadas). Os íons positivamente carregados da cabeça polar da amina se adsorvem contra os íons na dupla camada elétrica da superfície negativa das partículas, diminuindo a magnitude do potencial zeta das partículas. Com o aumento da adsorção da amina, as cadeias hidrocarbônicas se associam e estabelecem interações intermoleculares entre si por meio de ligações de Van der Waals, formando hemimicelas no plano de Stern, o que é essencial para a imobilização do coletor na superfície mineral. Essa interação completa o filme hidrofóbico formado na superfície mineral, fazendo com que haja a formação de associações hidrofóbicas entre as cadeias do coletor.

Salum (1983) analisou a recuperação da willemita e da calamina com uso da dodecilamina como coletor (dosagem fixa de 1×10^{-5} M) para diferentes valores de pH. Os resultados para os dois minerais indicaram uma maior recuperação na faixa de pH em torno de 10 (Figura 14).

Figura 14 – Recuperação da calamina (ou hemimorfita) e willemita em função do pH utilizando a amina como coletor



FONTE: SALUM (1982).

3.7.3.2.2 Óleos Apolares associados à amina

Óleos apolares como querosene, óleo diesel e óleos vegetais são utilizados, associados à amina, em uma espécie de emulsão, com finalidade de aumentar a cadeia carbônica desse reagente e, então, promover uma rígida adesão das bolhas de ar à superfície mineral (SILVA, 2006).

De acordo com estudos de Pereira (2004), a utilização da emulsão de amina e diesel como coletor permitiu a flotação do minério silicatado de zinco com valores de pH mais baixos (em torno de 9,5) e, ainda de acordo com Pereira (2004), a proporção mais favorável da emulsão foi de 5 a 10% do peso da amina de quantidade de óleo diesel.

Silva (2006), que investigou a utilização da emulsão de amina e diesel como coletor na flotação do minério silicatado de zinco, concluiu que os ensaios em que se utilizou a emulsão proporcionaram maiores recuperações (Emulsão 1: 88%, Emulsão 2: 87%) do que os ensaios em que se utilizou amina (Amina 2: 43%), mesmo quando se aumentou a concentração de sulfeto de sódio (Amina 1: 80%), como é possível observar na Figura 15.

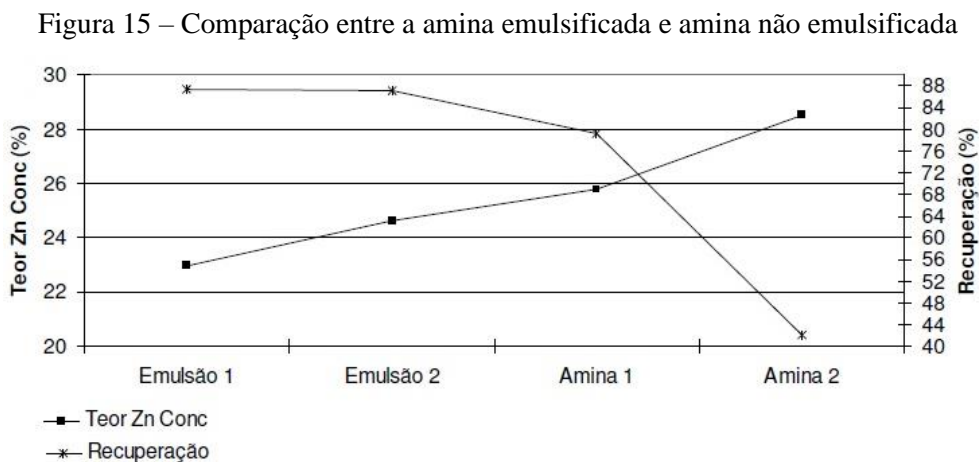
Sendo:

Emulsão 1: sulfeto de sódio (500 g/t) + emulsão (500 g/t) + silicato de sódio (1000 g/t)

Emulsão 2: sulfeto de sódio (500 g/t) + emulsão (500 g/t) + hexametáfosfato (1000 g/t)

Amina 1: sulfeto de sódio (1878 g/t) + amina (120 g/t)

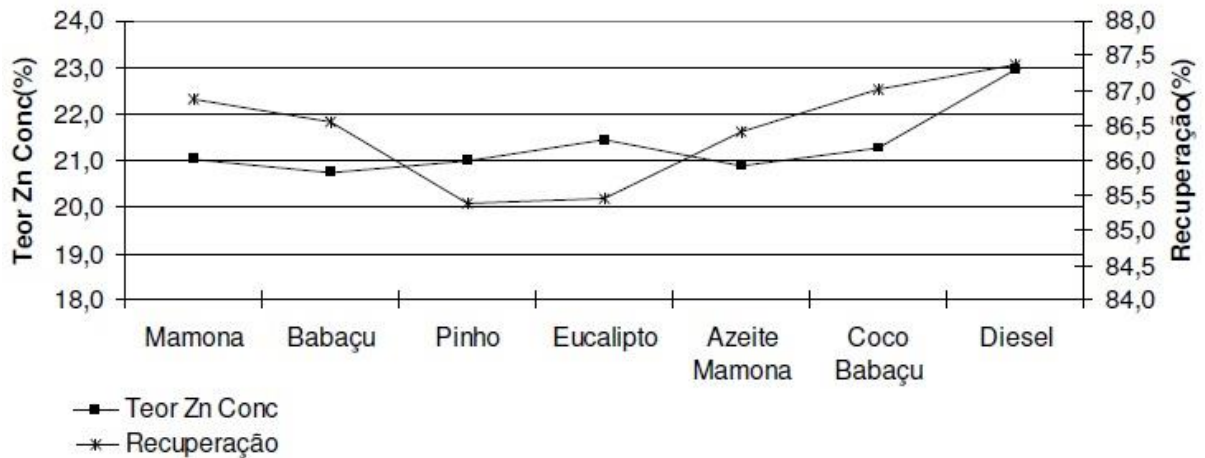
Amina 2: sulfeto de sódio (500 g/t) + amina (500 g/t) + silicato de sódio (1000 g/t)



FONTE: Silva (2006).

Silva (2006) também realizou estudos utilizando óleos vegetais de mamona, babaçu, pinho, eucalipto, azeite de mamona e coco-babaçu para a emulsificação da amina em substituição ao óleo diesel e concluiu que, entre os óleos vegetais testados, a mamona e o coco-babaçu atingiram os maiores resultados de recuperação de zinco na flotação (87%, aproximadamente), porém foram inferiores ao óleo diesel, que apresentou recuperação de 87,4% (Figura 16).

Figura 16 – Estudo da emulsão de amina com diferentes óleos



FONTE: Silva (2006).

3.7.4 Ativador

Ativadores são modificadores de superfície e possuem a função de ativar a espécie mineral desejada, tornando-a atrativa para o coletor, melhorando a interação coletor-mineral, favorecendo uma ação mais efetiva e, conseqüentemente, proporcionando uma separação mais seletiva. Na maioria das vezes, os ativadores são sais solúveis e se ionizam em solução (FUERSTENAU, 1962).

Na flotação do minério silicatado de chumbo e zinco, a concentração não ocorre com rendimentos satisfatórios somente com aminas. Estudos de Salum *et al.* (1992) mostraram que o rendimento metalúrgico desse tipo de flotação sem adição de sulfetos é da ordem de 25%. Neste sentido, pode-se dizer que a etapa mais importante para a flotação de minério silicatado de zinco com aminas constitui-se na ativação ou sulfetização.

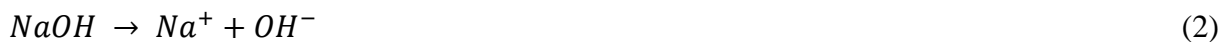
3.7.4.1 Sulfeto de sódio

De acordo Billi e Quai (1963), existem vários reagentes sulfetizantes no mercado, mas, para o minério silicatado de zinco, o sulfeto de sódio hidratado ($\text{Na}_2\text{S}\cdot\text{H}_2\text{O}$) é o mais eficaz. A função do sulfeto de sódio é favorecer a adsorção eletrostática das aminas, diminuir a solubilidade mineral, aumentar a flotabilidade mediante a fixação de cátions Zn nas superfícies e atuar como modulador de pH da polpa, a fim de produzir um meio com alcalinidade necessária para a flotação (MORAES, 1978; SALUM *et. al.*, 1992).

O sulfeto de sódio é um sal de sulfeto de hidrogênio, um ácido dibásico fraco. Das mais de 30 espécies de enxofre existentes, apenas seis são termodinamicamente estáveis em solução aquosa à temperatura ambiente e pressão atmosférica, a saber, HSO_4^- , SO_4^{2-} , S^0 , H_2S , HS^- e S^{2-} . Outras formas de enxofre, como polissulfetos, polionionatos e tiosulfato, também ocorrem naturalmente, mas são consideradas termodinamicamente instáveis (MALGHAN, 1986).

A reação do sulfeto de sódio em dissolução em água se dá em três estágios, de acordo com as Equações 1, 2, 3 e 4.

1º estágio:



2º estágio:



Constate de equilíbrio $K_1 = \frac{[\text{H}^+][\text{HS}^-]}{[\text{H}_2\text{S}]} = 9,1 \times 10^{-8}$; $pK = 7,04$

3º estágio:

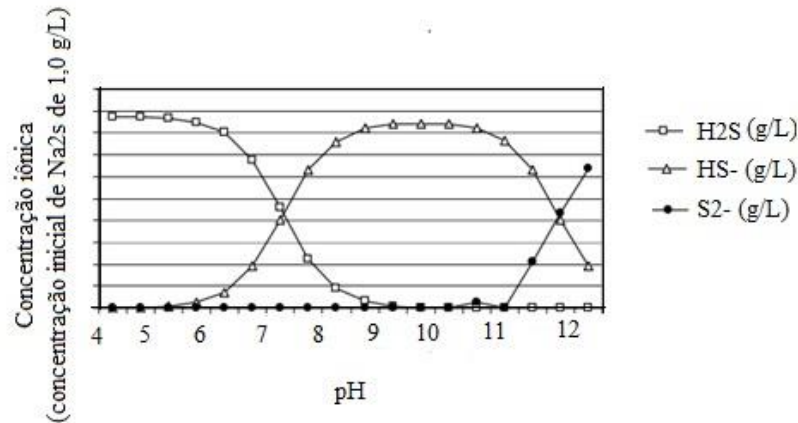


Constate de equilíbrio $K_2 = \frac{[\text{H}^+][\text{S}^{2-}]}{[\text{HS}^-]} = 1,1 \times 10^{-12}$; $pK = 11,96$

O pH é a principal variável de controle na dissociação do sulfeto de sódio. Para valores de pH abaixo de 6, o sulfeto de hidrogênio molecular é a espécie predominante de enxofre reduzido. Para valores de pH 7, as espécies de enxofre reduzido em solução são igualmente divididas entre sulfeto de hidrogênio dissolvido e as espécies de bissulfeto (HS^-), que são as espécies

predominantes na faixa de pH de 8 a 11. Para valores de pH acima de 11, o sulfeto S^{2-} é a forma predominante (CHEN, 1974). Os íons HS^- são os prováveis responsáveis pela ativação; nesse sentido, os estudos de Crozier (1992) demonstraram que os melhores valores de pH para sulfetização estavam entre 9 e 11 (Figura 17).

Figura 17 – Ionização do sulfeto de sódio em solução aquosa



FONTE: Crozier (1992).

Baltar e Villas Boas (1980) estudaram a flotação do minério silicatado de zinco utilizando uma etapa de sulfetização com sulfeto de sódio e, como coletor, uma amina primária neutralizada por ácido clorídrico (Hoe F 2792). Concluíram que a recuperação de zinco no concentrado variou linearmente com o aumento da dosagem do sulfeto de sódio (Tabela 7) e, também, que esses valores de teor eram afetados com o tempo de condicionamento, obtendo os melhores resultados para o tempo de condicionamento entre 6 e 8 minutos.

Tabela 7 – Recuperação de zinco no concentrado em função da concentração do sulfetizante (Na_2S) e do coletor (Hoe F 2792)

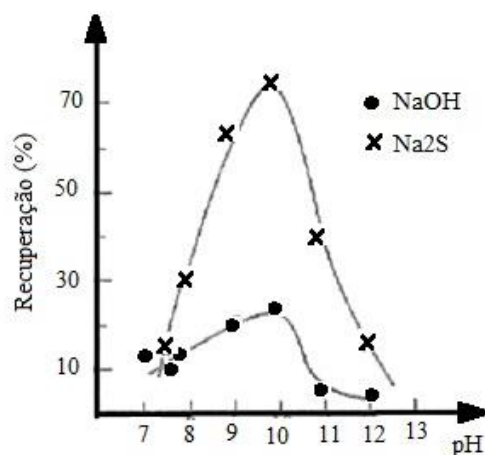
Concentração (g/t)	Na_2S				
	1000	2000	3000	4000	
Hoe F 2792	250	5,5	4,8	51,1	66,2
	500	26,6	44,9	52,4	78,2
	700	77,2	72,6	77,4	78,6

FONTE: Baltar e Villas Boas (1980).

Estudos de Silvestre *et al.* (2009) concluíram que adicionar o sulfeto de sódio antes da flotação (pré-sulfetização) eleva a eficiência do mesmo como regulador de pH e sulfetizante. A perda da cobertura sulfetizada pela atrição na célula de flotação seria neutralizada por estágios de adição de sulfeto.

Estudos de Salum (1982) investigaram a flotação do minério silicatado de chumbo e zinco utilizando amina como coletor (concentração 1×10^{-5} M). A recuperação obtida nos ensaios em que se utilizou a sulfetização prévia utilizando o sulfeto de sódio foram cerca de 4 vezes maiores que a recuperação sem sulfetização prévia, utilizando apenas o hidróxido de sódio (NaOH) para regulagem de pH (Figura 18).

Figura 18 – Recuperação da willemita em função do pH utilizando ou não a sulfetização prévia com sulfeto de sódio.



FONTE: Salum (1982).

Nos dias atuais, o sulfeto de sódio é importado em grandes quantidades da China, aproximadamente 250 t/mês. Por essa razão, as empresas tornam-se reféns de portos específicos, da localização não estratégica do país, do mercado exterior e, conseqüentemente, do alto custo do reagente. Nesse sentido, existe a necessidade do conhecimento de reagentes alternativos mais acessíveis e que demonstrem a mesma eficiência de ativação que o sulfeto de sódio, visando à diminuição dos custos de processo e evitando uma eventual escassez do produto.

De acordo com Feng *et al.* (2015), foram muitos os autores que estudaram e ainda estudam a importância da ativação na concentração do minério silicatado de chumbo e zinco, como Kongolo *et al.*, 2003; Gush, 2005; Mehdilo *et al.*, 2014 e Li *et al.*, 2014 e, em todos estes

estudos, o sulfeto de sódio foi utilizado como agente sulfetizante, apresentando ótimos resultados de desempenho na ativação, etapa considerada como a mais crítica do processo. Em contrapartida, sobre a substituição do sulfeto de sódio por reagentes que apresentassem resultados semelhantes ou superiores, pouco foi estudado. A escassez de pesquisas sobre o assunto impulsionou a realização deste trabalho.

3.7.4.2 *Sulfidrato*

De acordo com Somasundaran (2006), como um possível substituinte do sulfeto de sódio tem-se o sulfidrato (NaHS) que, na presença de hidróxido de sódio (NaOH), reage transformando-se em sulfeto de sódio e água (H₂O), de acordo com a Equação 5.



O sulfidrato tem como vantagem não ser exclusivamente produzido na China, podendo ser importado de alguns países da América Latina, como a Argentina, diminuindo assim os custos de importação.

4 METODOLOGIA

Neste capítulo estão apresentados os procedimentos experimentais da dissertação, que foram desenvolvidos nos Laboratórios de Tratamento de Minério do Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto. Os estudos em escala de bancada foram realizados com uma amostra do minério de chumbo e zinco, proveniente da mineradora Nexa Resources – unidade de Vazante/MG.

4.1 Coleta e preparação da amostra

A empresa foi responsável pela coleta da amostra, que foi obtida de forma incremental por meio da retirada de alíquotas do fluxo de *oversize* da peneira de alta frequência, que trabalha em circuito fechado com a moagem primária do beneficiamento do minério de chumbo e zinco (Circuito Willemita).

A primeira etapa do processo de preparação foi a secagem do material mediante exposição ao sol. A massa total do material recebido após secagem foi de 176 kg.

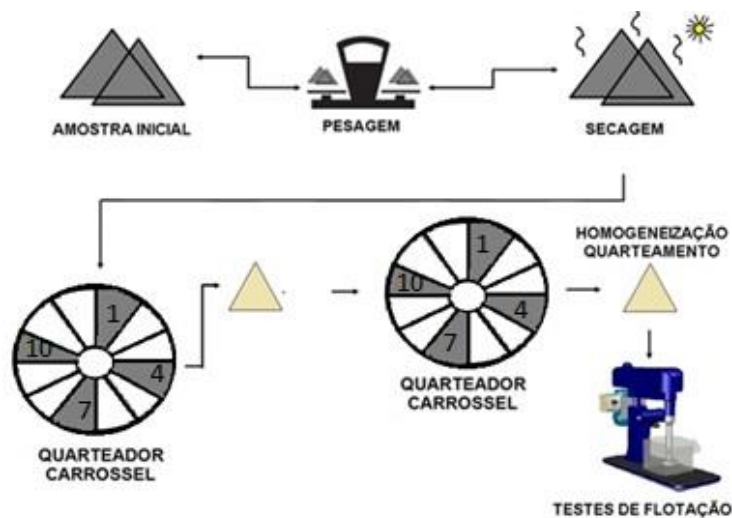
A amostra seca foi desagregada e dividida em um quarteador do tipo carrossel, formando 12 amostras. Em posição de cruz, foram unidas as massas contidas nos recipientes (1, 4, 7 e 10). Esse procedimento foi repetido no carrossel até a formação de amostras de aproximadamente 4,88 kg, as quais seguiram para sucessivas etapas de homogeneização e quarteamento em pilhas cônicas (Figura 19), obtendo amostras com massa suficiente para as etapas de caracterização tecnológica e para os testes de flotação. O fluxograma da preparação está exposto na Figura 20.

Figura 19 – Etapas de homogeneização e quarreamento em pilhas cônicas



FONTE: Arquivos da autora.

Figura 20 – Fluxograma de preparação das amostras para os testes de flotação



FONTE: Elaborado pela autora.

4.2 Caracterização das amostras

Para a caracterização das amostras foram realizadas análise granulométrica, medidas de massa específica e área superficial específica. A caracterização física ocorreu nos Laboratórios de Tratamento de Minérios e de Propriedades Interfaciais da UFOP e as análises químicas foram realizadas pela empresa que forneceu a amostra.

4.2.1 *Análise granulométrica*

A análise granulométrica da amostra foi realizada por meio de um peneiramento a úmido, segundo a série Tyler, na faixa de tamanho compreendida entre 297 μm (48#) a 37 μm (400#). A distribuição de tamanho das partículas com granulometria menor que 37 μm (400#) foi determinada utilizando o granulômetro a LASER CILAS, modelo 1064, utilizando o metassilicato de sódio (0,1% p/v) como agente dispersante e 60 s de ultrassom.

4.2.2 *Massa específica*

A massa específica foi mensurada utilizando o picnômetro a gás do tipo ULTRAPYC 1200e, da marca Quantachrome (gás hélio) em temperatura ambiente (21,6 °C).

Para tal análise utilizou-se um porta amostra com volume igual a 19,38 cm^3 , tempo de equilíbrio automático, pressão alvo igual a 17 psi e tempo de purga igual a 4 minutos. Determinou-se a massa específica como sendo a média de três medições.

4.2.3 *Área superficial e porosidade*

Para a caracterização da área superficial específica, da porosidade e determinação do volume de poros da amostra, foi utilizado a porosimetria por adsorção gasosa. Os experimentos foram realizados com o porosímetro da Quantachrome, modelo NOVA 1200e, por meio do método BET (Brunauer-Emmet-Teller) multiponto.

Os testes de determinação da área superficial específica foram feitos em temperatura e tempo de degaseificação igual a 195 °C e 4 horas, respectivamente.

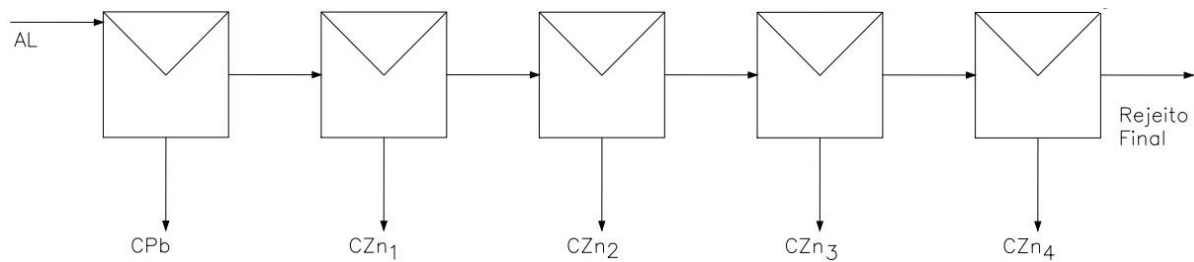
4.2.4 *Caracterização química*

A empresa Nexa Resources foi responsável pela quantificação dos teores de chumbo (% Pb) e zinco (% Zn) além do composto de ganga (% CaO), por meio do método de espectroscopia de absorção atômica, para a avaliação das amostras flotadas.

4.3 Flotação de bancada

Esta pesquisa se destinou a estudar a flotação de chumbo e zinco, realizada em bancada que se constitui por cinco estágios: *rougher* Pb₁, *rougher* Zn₁, *rougher* Zn₂, *rougher* Zn₃ e *rougher* Zn₄, ilustrados na Figura 21 da esquerda para direita, respectivamente.

Figura 21 – Etapas de flotação adotadas na metodologia deste trabalho



FONTE: Elaborado pela autora.

A primeira etapa de concentração foi a flotação *rougher* para chumbo, da qual foram retirados dois produtos: concentrado de chumbo (CPb) e rejeito. O rejeito *rougher* alimentou o estágio *rougher* Zn₁, gerando um primeiro concentrado de zinco (CZn₁) e um novo rejeito, que, por sua vez, alimentou um novo estágio *rougher* Zn₂, e assim sucessivamente por 2 estágios, gerando os concentrados de zinco CZn₂, CZn₃ e CZn₄ e um rejeito final.

Os testes de flotação foram realizados utilizando célula de flotação CDC, modelo GFB-1000 EEPN, com uma cuba de volume 3.800 ml. A velocidade do impelidor foi ajustada em 1700 rpm e a vazão de ar controlada entre 8 e 10 l/min. O pH foi medido com um medidor de pH-DM22 do fabricante Digimed.

Para cada ensaio de flotação, foi utilizada uma amostra de 1,3 kg, de forma que, uma vez diluída no volume da cuba, resultou em uma polpa de 30% de sólidos. Após a adição da amostra do minério, condicionou-se o material por 3 minutos e então os ensaios foram realizados de acordo com as etapas:

a) Flotação de chumbo (*rougher* Pb)

- i. após colocar o material em agitação, adicionou-se o ativador e condicionou-se por 2 minutos;

- ii. o pH foi aferido;
- iii. adicionou-se o coletor para chumbo juntamente com o espumante e condicionou-se por mais 4 minutos;
- iv. flotou-se por 2 minutos;
- v. o material flotado (concentrado de chumbo - CPb) foi reservado e o rejeito seguiu para uma nova etapa de flotação.

b) Flotação de zinco 1 (*rougher Zn₁*)

- i. adicionou-se o dispersante e condicionou-se por 2 minutos;
- ii. adicionou-se o ativador e condicionou-se por mais 2 minutos;
- iii. o pH foi aferido;
- iv. adicionou-se o coletor para zinco e o espumante e condicionou-se por 1 minuto;
- v. flotou-se por 2 minutos;
- vi. o material flotado (concentrado de zinco – CZn₁) foi reservado e o rejeito seguiu para uma nova etapa de flotação.

c) Flotação de zinco 2 (*rougher Zn₂*)

- i. adicionou-se o ativador e condicionou-se por 2 minutos;
- ii. o pH foi aferido;
- iii. adicionou-se o coletor de zinco e o espumante e condicionou-se por 1 minuto;
- iv. flotou-se por 2 minutos.
- v. o material flotado (concentrado de zinco – Czn₂) foi reservado e o rejeito seguiu para uma nova etapa de flotação.

d) Flotação de zinco 3 (*rougher Zn₃*)

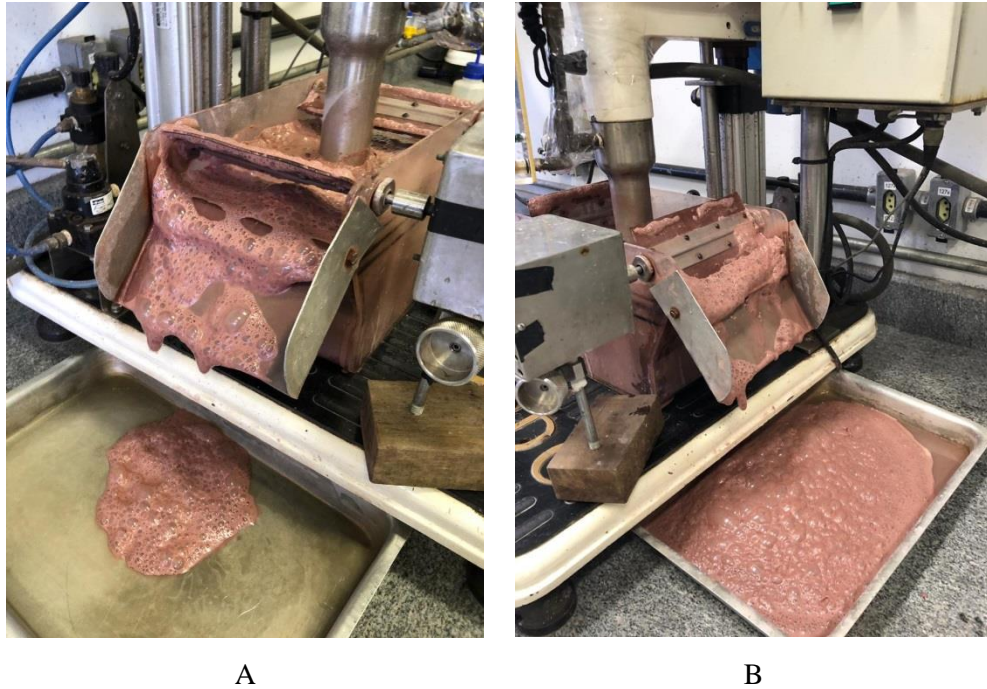
- i. adicionou-se o ativador e condicionou-se por 2 minutos;
- ii. o pH foi aferido;
- iii. adicionou-se o coletor de zinco e o espumante e condicionou-se por 1 minuto;
- iv. flotou-se por 2 minutos.
- v. o material flotado (concentrado de zinco – CZn₃) foi reservado e o rejeito seguiu para uma nova etapa de flotação.

e) Flotação de zinco 4 (*rougher Zn₄*)

- i. adicionou-se o coletor de zinco e condicionou-se por 1 minuto;
- ii. o pH foi aferido;

- iii. flotou-se por 2 minutos;
- iv. o material flotado (concentrado de zinco – CZn₄) foi reservado e o rejeito dessa etapa configurou o rejeito final do ensaio. O experimento é ilustrado pela Figura 22.

Figura 22 – Flotação de bancada minério de chumbo e zinco. A) Início da coleta da flotação; B) Final da flotação



Todos os produtos gerados (concentrados e rejeito) foram filtrados e secados em estufa a 100°C e, após secagem completa, foram pesados, identificados e preparados para a análise química. Todos os ensaios foram realizados em duplicata, admitindo-se um desvio máximo de 5%.

4.4 Reagentes utilizados

Denomina-se como padrão o teste que atende às condições atualmente utilizadas pela empresa. Neste trabalho, ele servirá de referência para a realização dos demais testes e para a comparação dos resultados.

A Tabela 8 apresenta os reagentes e dosagens utilizados em cada etapa da flotação denominada padrão.

Tabela 8 – Reagentes e dosagens utilizados nas etapas da flotação padrão.

Etapa	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem
<i>Rougher Pb</i>	Sulfeto de sódio	48 g/l	200 g/t
	Amilxantato	10 g/l	50 g/t
	MIBCOL	-	20 g/t
<i>Rougher Zn₁</i>	AGLP	50 g/l	250 g/t
	Sulfeto de sódio	48 g/l	1000 g/t
	Amina	20 g/l	40 g/t
	MIBCOL	-	16 g/t
<i>Rougher Zn₂</i>	Sulfeto de sódio	48 g/l	200 g/t
	Amina	20g/l	20 g/t
	MIBCOL	-	7g/t
<i>Rougher Zn₃</i>	Sulfeto de sódio	48 g/l	200 g/t
	Amina	20g/l	20 g/t
	MIBCOL	-	7g/t
<i>Rougher Zn₄</i>	Amina	20 g/l	20g/t

FONTE: Elaborada pela autora.

A concentração e a dosagem dos reagentes utilizados em todos os testes foram iguais ao padrão ou 20% a mais ou a menos de algum reagente. Além disso, fixou-se em todos os testes o uso do coletor amil xantato de potássio na flotação *rougher* de chumbo, o espumante MIBCOL e o dispersante AGLP em todas as etapas utilizadas, nas mesmas concentrações e dosagens que no teste padrão.

Foram utilizados, além dos reagentes do teste padrão, reagentes alternativos dos grupos ativador e coletor, especificados na Tabela 9, fornecidos pela empresa Pietschemicals.

Tabela 9 – Reagentes utilizados como alternativos

Função	Reagente	Descrição	
	Emulsão (amina + óleo diesel)	-	-
Coletor	Flotasil 42L2	mistura de aminas especiais de cadeia longa, com 12 carbonos, com presença de agente quelante caráter ácido, neutralizada 1%	Empresa Pietschemicals
	Flotasil 42L3	diamina de cadeia longa, com 12 carbonos, com presença de agente sequestrante caráter ácido, neutralizada 1%	Empresa Pietschemicals
	Flotasil 42LL02	mistura de aminas especiais de cadeia longa, com 12 carbonos, com presença de agente quelante caráter ácido, neutralizada 1%	Empresa Pietschemicals
	sulfidrato + hidróxido de sódio	-	-
Ativador	sulfidrato modificado + hidróxido de sódio	reagente a base de sulfidrato de sódio	Empresa Pietschemicals
	HS75	reagente a base de sulfidrato de sódio	Empresa Pietschemicals
	LQ7501	sulfidrato de sódio ativado com aditivo inorgânico	Empresa Pietschemicals
	LQ7502	sulfidrato de sódio ativado com aditivo orgânico tipo carbamato 1	Empresa Pietschemicals
	LQ7503	sulfidrato de sódio ativado com aditivo orgânico tipo carbamato 2	Empresa Pietschemicals
	TGS-40	ativador orgânico de base composto glicólico	Empresa Pietschemicals
	DTC-X	ativador híbrido orgânico de base carbamato-xantato especial	Empresa Pietschemicals
	TADT-C	não especificado	Empresa Pietschemicals

FONTE: Elaborado pela autora.

Todos os reagentes, concentrações e dosagens utilizados em cada uma das etapas de todos os testes realizados neste estudo estão expostos no APÊNDICE.

4.5 Preparação dos reagentes

As soluções de todos os reagentes utilizados neste trabalho foram feitas diariamente para evitar a degradação. A preparação dos reagentes, exposta na Tabela 10, foi realizada de acordo com as orientações do fabricante.

Tabela 10 – Preparação de reagentes

Preparação de reagentes		
coletores	dodecilamina (20 g/l)	Para 100 ml de solução, adicionou-se 2 g de dodecilamina, condicionou-se até completa homogeneização
	emulsão de amina + óleo diesel (20g/l)	Para 100 ml de solução, adicionou-se 2 g de dodecilamina e 0,2 g de óleo diesel, condicionou-se até completa homogeneização
	flotasil 42L2 (20 g/l)	Para 100 ml de solução, adicionou-se 2 g de flotasil 42L2, condicionou-se até completa homogeneização
	flotasil 42L3(20 g/l)	Para 100 ml de solução, adicionou-se 2 g de flotasil 42L3, condicionou-se até completa homogeneização
	flotasil 42LL02 (20 g/l)	Para 100 ml de solução, adicionou-se 2 g de flotasil 42LL02, condicionou-se até completa homogeneização
	amil xantato de potássio (10 g/l)	Para 100 ml de solução, adicionou-se 1 g de amil xantato de potássio, condicionou-se até completa homogeneização
dispersante	AGLP (50 g/l)	Para 100 ml de solução adicionou-se 5 g de AGLP, condicionou-se até completa homogeneização
	sulfeto de sódio (48g/l)	para 100 ml de solução, adicionou-se 9,6 g de Na ₂ S e 1,2 g de barrilha, condicionou-se até completa homogeneização
	sulfidrato modificado (Pietschemicals) + hidróxido de sódio (48 g/l)	para 100 ml de solução, adicionou-se 7,8 g de NaSH modificado e 2,4 g de NaOH, condicionou-se até completa homogeneização
	sulfidrato + hidróxido de sódio (48g/l)	para 100 ml de solução, adicionou-se 7,8 g de NaSH e 2,4 g de NaOH, condicionou-se até completa homogeneização
	HS75 (48 g/l)	para 100 ml de solução, adicionouse 4,8 g de HS75 e 1,67 g de NaOH
ativadores	LQ7501	para 100 ml de solução, adicionou-se 12 g de LQ7501 e 2,5 g de NaOH, condicionou-se até completa homogeneização
	LQ7502	para 100 ml de solução, adicionou-se 12 g de LQ7502 e 2,5 g de NaOH, condicionou-se até completa homogeneização
	LQ7503	para 100 ml de solução, adicionou-se 12 g de LQ7503 e 2,5 g de NaOH, condicionou-se até completa homogeneização
	TGS-40	para 100 ml de solução, adicionou-se 4,8 g de TGS-40 e 1,67 g de NaOH, condicionou-se até completa homogeneização
	DTC-X	para 100 ml de solução, adicionou-se 4,8 g de DTC-X e 1,67 g de NaOH, condicionou-se até completa homogeneização
	TADT-C	para 100 ml de solução, adicionou-se 4,8 g de TADT-C e 1,67 g de NaOH, condicionou-se até completa homogeneização
espumante	MIBCOL	sem diluição

FONTE: Elaborado pela autora.

4.6 Ensaio de flotação em bancada

Foram realizados testes com reagentes alternativos ao sulfeto de sódio (grupo ativador) que estão expostos na Tabela 11. Com o intuito de analisar o comportamento e a interação entre o coletor e o ativador, também foram avaliados reagentes alternativos a amina (grupo coletor). Esses testes estão expostos na Tabela 12.

Tabela 11 – Testes realizados alternando os reagentes do grupo ativador

Identificação de testes	Descrição	Reagentes utilizados			
		Ativador	Dispersante	Coletor	Espumante
T1	Padrão	sulfeto de sódio	AGLP	Amina	MIBCOL
T2	Concentração do sulfeto de sódio 20% menor com intuito de um pH mais baixo	sulfeto de sódio	AGLP	Amina	MIBCOL
T3	Substituição do sulfeto de sódio por sulfidrato + hidróxido de sódio	sulfidrato e hidróxido de sódio	AGLP	Amina	MIBCOL
T4	Substituição do sulfeto de sódio pelo sulfidrato modificado + hidróxido de sódio da empresa Pietschemicals	sulfidrato modificado e hidróxido de sódio	AGLP	Amina	MIBCOL
T5	Substituição do sulfeto de sódio pelo HS75 sólido da empresa Pietschemicals	HS75 sólido	AGLP	Amina	MIBCOL
T6	Substituição do sulfeto de sódio pelo HS75 sólido da empresa Pietschemicals (dosagem aumentada em 20%)	HS75 sólido	AGLP	Amina	MIBCOL
T7	Substituição do sulfeto de sódio pelo LQ 7501 da empresa Pietschemicals	LQ 7501	AGLP	Amina	MIBCOL
T8	Substituição do sulfeto de sódio pelo LQ 7502 da empresa Pietschemicals	LQ 7502	AGLP	Amina	MIBCOL
T9	Substituição do sulfeto de sódio pelo LQ 7503 da empresa Pietschemicals	LQ 7503	AGLP	Amina	MIBCOL
T10	Substituição do sulfeto de sódio pelo TGS- 40 da empresa Pietschemicals	TGS- 40	AGLP	Amina	MIBCOL
T11	Substituição do sulfeto de sódio pelo DTC-X da empresa Pietschemicals	DTC-X	AGLP	Amina	MIBCOL
T12	Substituição do sulfeto de sódio pelo TADT-C da empresa Pietschemicals	TADT-C	AGLP	Amina	MIBCOL

FONTE: Elaborado pela autora.

Tabela 12 – Testes realizados alternando os reagentes do grupo ativador e do grupo coletor

Identificação de testes	Descrição	Reagentes utilizados			
		Ativador	Dispersante	Coletor	Espumante
T13	Substituição da amina pela emulsão amina e diesel	sulfeto de sódio	AGLP	Emulsão (amina + óleo diesel)	MIBCOL
T14	Substituição do sulfeto de sódio por sulfidrato + hidróxido de sódio e da amina pela emulsão amina e diesel	sulfidrato e hidróxido de sódio	AGLP	Emulsão (amina + óleo diesel)	MIBCOL
T15	Substituição do sulfeto de sódio pelo LQ 7501 e da amina pela emulsão amina e diesel	LQ 7501	AGLP	Emulsão (amina + óleo diesel)	MIBCOL
T15	Substituição do sulfeto de sódio pelo LQ 7502 e da amina pela emulsão amina e diesel	LQ 7502	AGLP	Emulsão (amina + óleo diesel)	MIBCOL
T17	Substituição do sulfeto de sódio pelo LQ 7503 e da amina pela emulsão amina e diesel	LQ 7503	AGLP	Emulsão (amina + óleo diesel)	MIBCOL
T18	Substituição do sulfeto de sódio pelo HS75 sólido e da amina pela emulsão amina e diesel	HS75	AGLP	Emulsão (amina + óleo diesel)	MIBCOL
T19	Substituição do sulfeto de sódio pelo HS75 sólido (dosagem aumentada em 20%) e da amina pela emulsão amina e diesel	HS75	AGLP	Emulsão (amina + óleo diesel)	MIBCOL
T20	Dosagem de sulfeto de sódio apenas na primeira etapa (11%) com intuito de manter pH a 9,5 e substituição da amina pela emulsão amina e diesel	Sulfeto de sódio	AGLP	Emulsão (amina + óleo diesel)	MIBCOL
T21	Dosagem de LQ 7501 apenas na primeira etapa (11%) com intuito de manter pH a 9,5 e substituição da amina pela emulsão amina e diesel	LQ 7501	AGLP	Emulsão (amina + óleo diesel)	MIBCOL
T22	Substituição do sulfeto de sódio pelo LQ 7501 e da amina pela emulsão amina e diesel – aumento da rotação para 2000 rpm (aumento da dispersão)	LQ 7501	AGLP	Emulsão (amina + óleo diesel)	MIBCOL
T23	Substituição do sulfeto de sódio pelo LQ 7501 e da amina pelo FLOTASIL 42L2 da empresa Pietschemicals	LQ 7501	AGLP	FLOTASIL 42L2	MIBCOL
T24	Substituição do sulfeto de sódio pelo LQ 7501 e da amina pelo FLOTASIL 42L3 da empresa Pietschemicals	LQ 7501	AGLP	FLOTASIL 42L3	MIBCOL
T25	Substituição do sulfeto de sódio pelo LQ 7501 e da amina pelo FLOTASIL 42LL02 da empresa Pietschemicals	LQ7501	AGLP	FLOTASIL 42LL02	MIBCOL

FONTE: Elaborado pela autora.

5 RESULTADOS E DISCUSSÃO

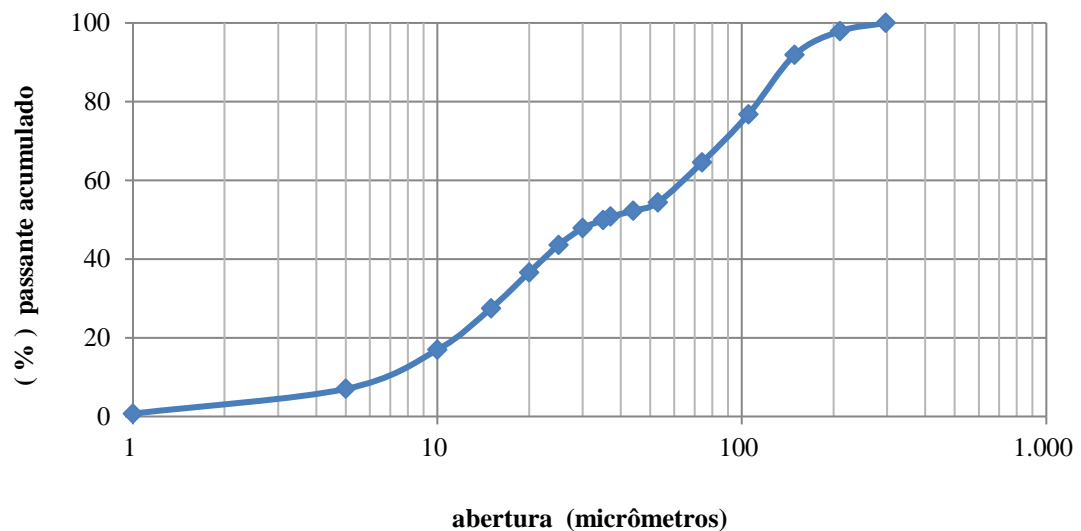
Neste capítulo está apresentada a análise e a discussão dos resultados obtidos nesta pesquisa.

5.1 Análise granulométrica

Para a faixa granulométrica analisada por granulômetro a LASER, a condição de obscuração foi igual a 27%.

O gráfico da Figura 23 apresenta a distribuição granulométrica do minério de chumbo e zinco utilizado neste estudo.

Figura 23 – Distribuição granulométrica do minério de chumbo e zinco

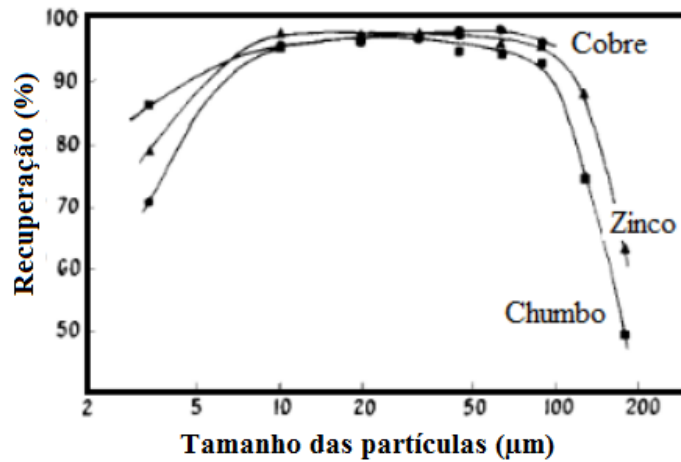


FONTE: Elaborado pela autora.

O d_{50} do material foi aproximadamente 30 μm , o d_{80} aproximadamente 120 μm e o percentual de lamas (para este trabalho, fração menor que 20 μm) igual a 36,6%.

De acordo com estudos de Gaudin *et al.*, (1931) *apud* Nogueira (2015), a faixa de tamanho de partículas que apresentaram os melhores resultados em recuperação de zinco e chumbo está compreendida entre 10 e 100 μm , sendo que a recuperação diminuiu drasticamente para partículas acima de 100 μm e gradualmente para partículas inferiores a 10 μm , conforme a Figura 24.

Figura 24 – Recuperação em função do tamanho das partículas



FONTE: Adaptado de Gaudin *et al.* (1931) *apud* Nogueira (2015).

5.2 Medidas de massa específica

A massa específica encontrada para o minério foi de $3,2 \text{ g/cm}^3$. É possível observar que a massa específica da amostra ficou próxima do valor identificado por Pereira (2004) de $3,3 \text{ g/cm}^3$ para o mesmo tipo de minério.

5.3 Área superficial

O valor de área superficial medido para o minério de chumbo e zinco foi de $5,8 \text{ m}^2/\text{g}$.

De acordo com Nogueira (2019), a área superficial específica é um importante parâmetro de determinação da dosagem dos reagentes utilizados nos testes de flotação. Pereira (2004) encontrou para o minério willemítico de vazante área superficial igual a $2,2 \text{ m}^2/\text{g}$, valor significativamente menor comparando com o valor encontrado, indicando a necessidade de uma dosagem maior de reagentes para cobertura superficial das partículas da amostra.

5.4 Flotação de bancada

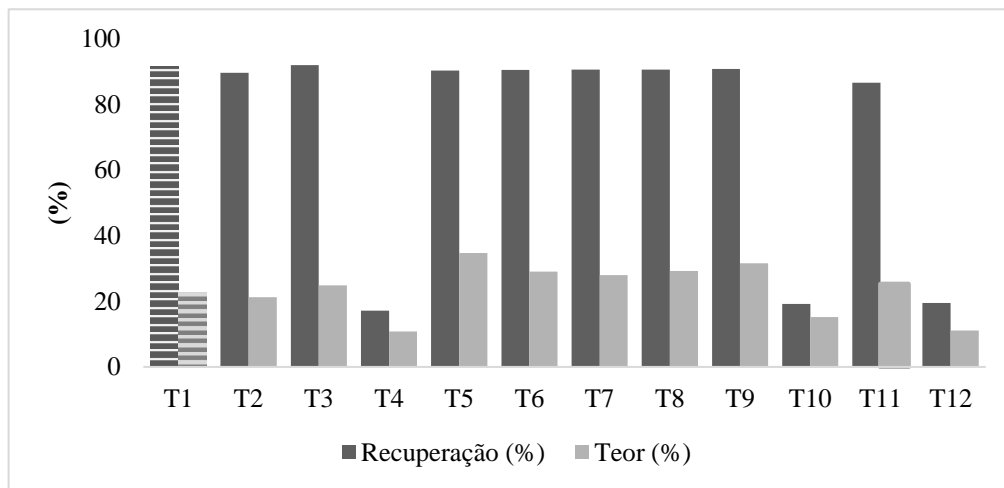
Os resultados da flotação de bancada foram divididos em dois grupos: os resultados para o concentrado da flotação *rougher* de chumbo (CPb) e os resultados do concentrado final de zinco, composto pela união dos concentrados da etapas *rougher 1, 2, 3 e 4* de zinco (CZn₁, CZn₂, CZn₃ e CZn₄)

5.4.1 Concentrado de zinco

O minério utilizado neste trabalho possui teor de zinco na alimentação entre 10 e 12%.

Os resultados de recuperação metalúrgica e teor ponderado de zinco no concentrado final da flotação de zinco para os testes realizados, alternando os reagentes do grupo ativador, estão expostos na Figura 25.

Figura 25 – Recuperação metalúrgica e teor ponderado de zinco no concentrado final dos testes realizados alternando os reagentes do grupo ativador



FONTE: Elaborado pela autora.

O teste T1, denominado padrão, apresentou recuperação de 91,4% e teor ponderado de 22,6% de zinco no concentrado final de zinco.

Comparando os testes realizados com reagentes alternativos ao sulfeto de sódio com o teste T1 padrão, os resultados foram semelhantes tanto em relação a recuperação metalúrgica de zinco, quanto em teor ponderado de zinco no concentrado, com exceção dos testes T4 (sulfidrato modificado/recuperação = 17,1% e teor = 10,8%), T10 (TGS-40/recuperação = 19,2% e teor = 15,2%) e T12 (TADT-C/ recuperação = 19,5% e teor = 11,1%).

O teste T2 (sulfeto de sódio com dosagem 20% diminuída) foi realizado com intuito de manter o valores de pH da flotação próximos a 10,5, diferente do teste padrão (T1), que manteve a faixa de pH entre 11,0 e 11,5, o que possibilita comparar os resultados obtidos para as diferentes faixas de pH. A recuperação (89,5%) e o teor ponderado (21,2%) de zinco obtidos no teste T2,

ainda que satisfatórios de acordo com as especificações, foram menores que os valores obtidos a partir do teste T1 padrão. Porém, a dosagem diminuída do sulfeto de sódio pode diminuir gastos do processo e diminuir a quantidade importada anualmente. Sendo assim, pode indicar vantagem significativa manter o pH nessa faixa.

A título comparativo com o teste padrão, para os outros testes foram mantidas a dosagem e a concentração padrão que naturalmente elevou o pH, atingindo a faixa de 11 a 11,5. Os valores de pH verificados em todos os testes realizados neste trabalho estão expostos no APÊNDICE.

O teste T3 (sulfidrato e hidróxido de sódio) apresentou recuperação de 91,9% e teor ponderado de zinco de 24,8%, valores superiores ao T1 padrão, provando que, nas condições corretas, o sulfidrato associado ao hidróxido de sódio pode substituir o sulfeto de sódio.

Os testes T5 (recuperação = 90,3% e teor = 34,1%) e T6 (recuperação = 90,4% e teor = 29,0%) utilizando o reagente HS75 e o HS75, respectivamente, com dosagem aumentada em 20%, apresentaram valores de recuperação aproximados ao teste padrão e valores de teor ponderado no concentrado de zinco maiores que o teste padrão, mostrando-se eficientes como reagentes alternativos. A comparação entre eles mostra que a dosagem aumentada em 20% não ofereceu vantagens em comparação à dosagem padrão e em relação à recuperação, apresentando menor valor de teor de zinco nessas condições.

Os reagentes utilizados nos testes T7 (LQ7501/ recuperação = 90,5% e teor = 28,0%), T8 (LQ7502/ recuperação = 90,6% e teor = 29, 2%) e T9 (LQ 7503/ recuperação = 90,7% e teor = 31,4%) mostraram-se eficientes como alternativos ao sulfeto de sódio na flotação de zinco, uma vez que apresentaram valores de recuperação semelhantes e teores superiores ao teste padrão T1. Comparando os três reagentes, para as mesmas condições, o reagente LQ 7503 se mostrou mais eficiente na flotação de zinco.

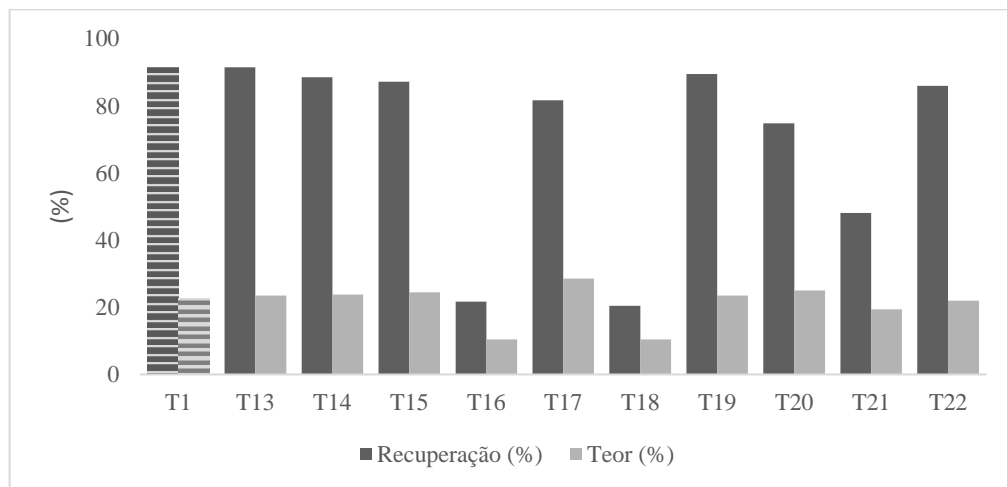
O teste T11 (DTC-X / recuperação = 86,6% e teor = 25,3) apresentou valor de recuperação dentro das especificações, porém menor que o teste padrão (T1), e valor de teor ponderado de zinco maior que o teste padrão (T1).

Uma vantagem de todos os reagentes ativadores ensaiados em relação ao sulfeto de sódio é a facilidade de aquisição, principalmente por não serem produtos importados exclusivamente da China, podendo diminuir os custos de processo.

Com a intenção de aumentar a adesão partícula-bolha, foram realizados testes utilizando a emulsão de amina e diesel em substituição da amina (testes T13 ao T22), pois, de acordo com Silva (2006), a extensão da cadeia de hidrocarbonetos pela presença do óleo diesel aumenta a interação coletor-mineral, provocando melhores resultados de recuperação e teor.

Os resultados da recuperação e do teor ponderado de zinco no concentrado da flotação de zinco para os testes realizados alternando os reagentes do grupo ativador e utilizando emulsão de amina e diesel como coletor estão expostos na Figura 26.

Figura 26 – Recuperação e teor ponderado de zinco no concentrado dos testes realizados alternando os reagentes do grupo ativador e utilizando emulsão de amina e diesel como coletor



FONTE: Elaborado pela autora.

O teste T13 (sulfeto de sódio e emulsão de amina e diesel) foi realizado com o intuito de verificar o desempenho do uso da emulsão como coletor e, comparando os resultados de recuperação (91,5%) e teor ponderado (23,6%) obtidos em relação ao teste padrão T1. O uso da emulsão não apresentou significativo aumento nos valores de recuperação e teor (apenas 1%).

Foram testados também os reagentes alternativos ao sulfeto de sódio que obtiveram os melhores resultados de recuperação e teor ponderado de zinco (sulfidrato e hidróxido de sódio, LQ 7501, LQ 7502, LQ 7503 e HS75). Dessa vez, foi utilizada a emulsão de amina e coletor diesel com

o objetivo de aumentar a interação coletor-ativador visando a maior recuperação metalúrgica e teor ponderado de zinco.

Os testes T14 (sulfidrato e hidróxido de sódio/ recuperação = 88,51% e teor = 23,8%), T15 (LQ 7501/ recuperação = 87,2% e teor = 24,4%) e T17 (LQ 7503/ recuperação 81,7% e teor = 28,5%) apresentaram valores de recuperação inferiores ao teste padrão (T1) e valores de teor ponderado superiores ao teste padrão (T1). Além disso, os resultados foram inferiores quando comparados com os testes que utilizaram os mesmos reagentes do grupo ativador que tiveram a amina como coletor. Nessas condições, a emulsão não funcionou melhor como coletor do que a amina (coletor padrão).

O teste T16 (LQ7502/ recuperação = 21,6% e teor = 10,4%) apresentou valores muito inferiores aos valores obtidos no teste padrão (T1) e no teste T8, que utilizou o mesmo reagente como ativador e a amina como coletor, não atendendo às condições especificadas.

Comparando os testes T18 (HS75/ recuperação = 20,5% e teor = 10,5%) e T19 (HS75 dosagem aumentada em 20%/ recuperação = 89,5% e teor = 23,5%) entre si, a dosagem de 20% a mais do ativador HS75 fez com que o teste T19 apresentasse valores significativamente maiores que o teste T18 (aproximadamente 77% maior em recuperação e 44% em teor). Porém, os valores de recuperação e teor obtidos por meio dos testes foram inferiores tanto ao teste padrão T1 quanto aos testes T5 (recuperação = 90,3 e teor = 34,2%) e T6 (recuperação = 90,4 e teor = 29,0), que utilizaram o mesmo reagente como ativador e a amina como coletor.

Os testes T20 e T21 foram realizados utilizando apenas a primeira dosagem do ativador (200 g/t), aproximadamente 11% da quantidade total utilizada no teste padrão, garantindo um pH de aproximadamente 9,5 nesses testes. De acordo com Silva (2006), as melhores condições encontradas na flotação do minério silicatado de zinco utilizando a emulsão de amina e óleo diesel como coletor foram em pH 9,5. Entretanto, os valores de recuperação e de teor encontrados para os testes T20 (sulfeto de sódio 200 g/t – recuperação = 74,7% e teor = 5,1%) e T21 (LQ7501 200g/t – recuperação = 48,1% e teor = 19,4%) não foram satisfatórios comparados com o teste padrão (T1) e não atendem aos valores praticados pela empresa.

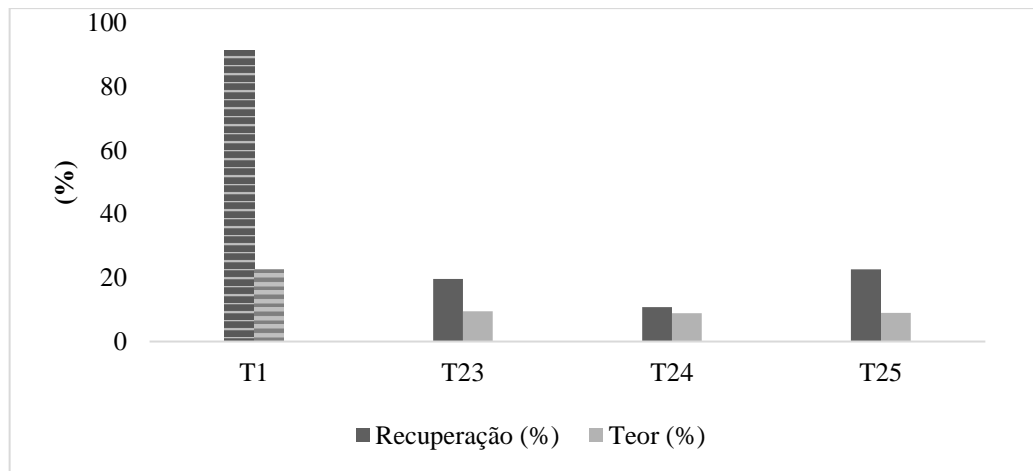
Uma possível causa para os menores valores de recuperação metalúrgica e de teor de zinco ponderado nos testes em que se utilizou o extensor de cadeia diesel junto ao coletor amina em

comparação aos testes nos quais se utilizou apenas o coletor amina, é a molhabilidade seletiva. De acordo com Pereira (2004), o diesel emulsionado é fixado na superfície do mineral de interesse na forma de lentes planas individuais, dispostas nas cavidades e poros da superfície. Por isso, existe um caráter descontínuo de fixação dos óleos apolares que pode ser explicado pela molhabilidade seletiva daquelas partes da superfície do mineral que entram em contato direto com o óleo. Caso a superfície do mineral não seja hidrófoba o suficiente, não há a molhabilidade seletiva, impedindo a fixação do óleo no mineral.

Em estudos de flotação do minério silicatado de zinco, utilizando o sulfeto de sódio como ativador, realizados por Baltar e Villas Boas (1980), foi possível perceber melhores resultados de recuperação para testes realizados com rotação mais alta comparado a velocidades mais baixas. Por essa razão, outra variável testada foi a velocidade de rotação da célula de flotação que, para o teste T22 foram utilizadas 2000 rpm em vez de 1700 rpm (condição padrão) como em todos os demais testes. Os resultados para o teste T22 (LQ7501, emulsão e rotação de 2000rpm/ recuperação = 85,9% e teor = 21,9%) foram inferiores aos testes padrão (T1) e aos testes em que foram utilizados os mesmos reagentes (T7 e T15). Nessas condições, aumentar a rotação da célula não ofereceu uma melhora de resultados.

Outros três coletores fornecidos pela empresa Pietschemicals (flotasil) foram testados, associados com o ativador LQ7501, com o objetivo de aumentar a hidrofobicidade em relação à amina, garantindo maior adesão das partículas às bolhas, e, conseqüentemente, aumentar a recuperação e o teor ponderado de zinco no concentrado da flotação. Os resultados estão expostos na Figura 27.

Figura 27 – Recuperação e teor de zinco no concentrado utilizando LQ7501 (ativador) e reagentes Flotasil do grupo coletor alternativo da empresa Pietschemicals

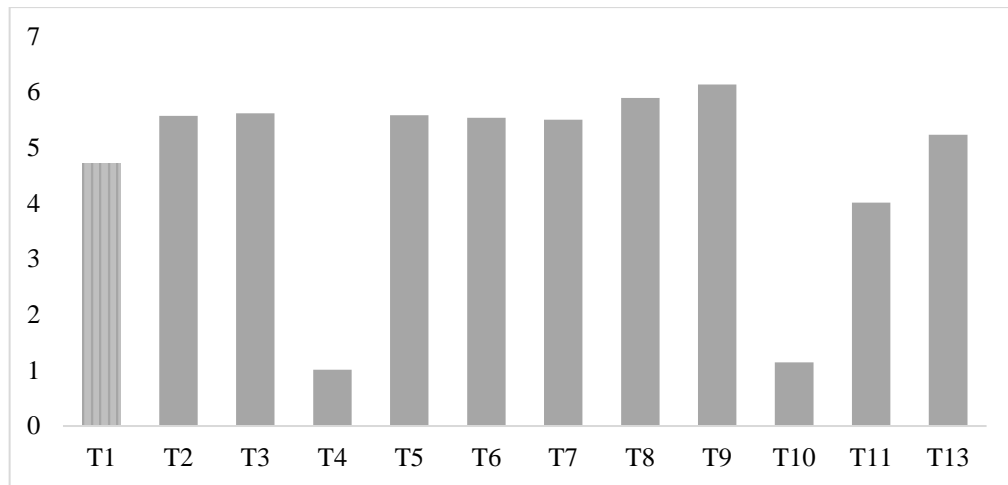


FONTE: Elaborado pela autora.

Comparando com o teste padrão T1 (recuperação = 91,38% e teor = 22,61%), os três testes T23 (LQ7501 e Flotasil 42L2/ recuperação = 19,64% e teor = 9,48%), T24 (LQ7501 e Flotasil 42L3/ recuperação = 10,87% e teor = 8,87%) e T25 (LQ7501 e Flotasil 42LL02/ recuperação = 22,64% e teor = 9,01%) obtiveram resultados de recuperação e teor significativamente inferiores.

Uma outra avaliação do desempenho da flotação de zinco, proposto por Gaudin (1939), é o índice de seletividade (IS), que foi calculado em relação ao zinco e ao óxido de cálcio (CaO), presente na ganga desse tipo de minério. O menor valor para o índice de seletividade é igual a 1 e significa a não separação entre os minerais analisados e, quanto maior, indica uma maior seletividade da separação, ou seja, menos Zn no rejeito e menos Ca no concentrado. Nesse sentido, avaliou-se o índice de seletividade para os testes que apresentaram os melhores resultados de recuperação metalúrgica e de teor de zinco no concentrado (T1 ao T11 e T13), apresentados na Figura 28.

Figura 28 – Índice de seletividade de Zn em relação ao Ca



FONTE: Elaborado pela autora.

Com exceção dos testes T4 (utilizando sulfidrato modificado/ IS = 1,01) e T10 (TGS-40/ IS = 1,45), todos os testes apresentaram índice de seletividade maior que o teste padrão (T1/ IS = 4,73), o que representa uma vantagem dos reagentes alternativos em relação ao reagente padrão, sulfeto de sódio. Os testes que apresentaram melhores valores de índice de seletividade foram os testes T8 (LQ7502/ IS = 5,89) e T9 (LQ7503/ IS = 6,13).

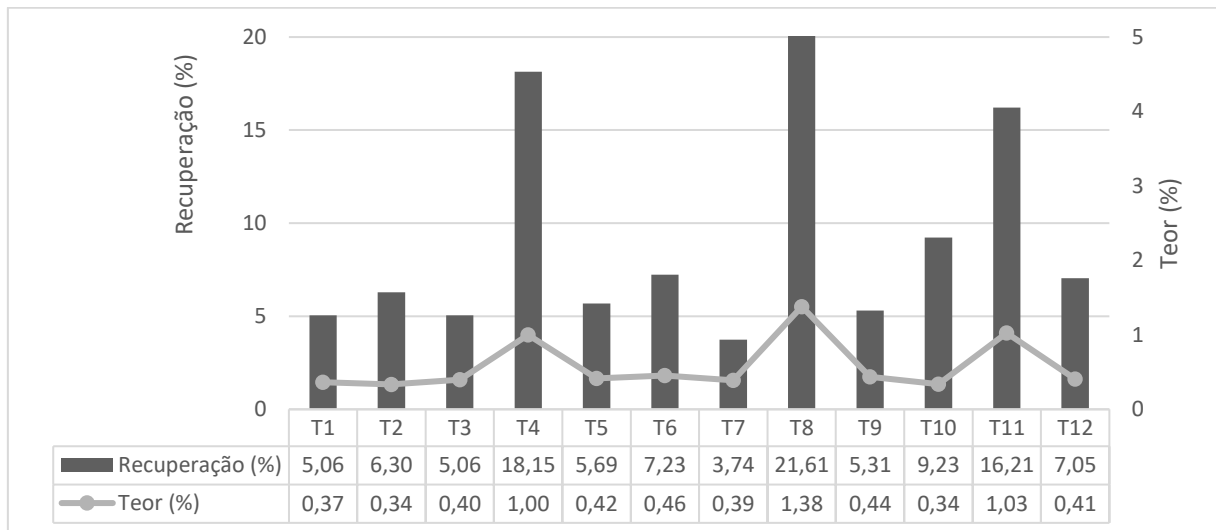
Ainda assim, a seletividade apresentou baixos valores, considerando que, na prática, o índice de seletividade apresenta valores entre 4 e 40. De acordo com São José (2015), isso pode ser devido, principalmente, ao arraste fluidodinâmico de gangas e do fenômeno *slime coating*.

5.4.2 Concentrado de chumbo

O minério utilizado neste trabalho possui teor de chumbo na alimentação em torno de 0,25%.

Os resultados da recuperação e do teor de chumbo no concentrado da flotação *rougher* para os testes realizados alternando os reagentes do grupo ativador estão expostos na Figura 29.

Figura 29 – Recuperação e teor de chumbo no concentrado *rougher* de chumbo dos testes realizados alternando os reagentes do grupo ativador



FONTE: Elaborado pela autora.

O teste padrão (T1) apresentou recuperação metalúrgica de 5,1% e teor no concentrado de 0,4%, valores baixos comparados com outros autores para teste de bancada. Não houve enriquecimento significativo no teste padrão. Uma possibilidade é a secagem do material ter afetado o desempenho da flotação de chumbo por oxidação.

Comparando os resultados de todos os testes com o teste padrão (T1) é possível perceber que, em relação ao chumbo, com exceção do teste T7 (LQ7501), que obteve uma recuperação de 3,74%, todos os demais apresentaram recuperações de chumbo igual ou superior ao teste padrão.

Já em relação ao teor de chumbo no concentrado *rougher*, todos os testes apresentaram valores satisfatórios e, comparando com o teste padrão T1 (0,4%), os testes T4 (sulfidrato modificado - 1,0%), T8 (LQ 7502 - 1,38%) e T11 (DTC-X - 1,03%) destacaram-se positivamente.

Como a flotação *rougher* de chumbo é o primeiro estágio da flotação, no qual foi utilizado o coletor de chumbo amil xantato para todos os testes e não há a adição do coletor de zinco amina ou de seus substituintes, não cabe analisar o desempenho dos reagentes alternativos coletores de zinco (Flotasil – Empresa Pietschemicals) nem do uso do extensor de cadeia diesel associado a amina (Testes 13 a 19 e Testes 23 a 25).

Além disso, em todos os casos a flotação ocorreu em uma faixa de pH entre 9 e 10 devido à variação da dosagem do ativador não ser suficiente para grandes variações de pH (200 g/t + ou - 20%). Por essa razão, comparando os testes T1 (padrão), T2 e T20 (testes que variavam a dosagem de sulfeto de sódio com intuito de variar o pH final da flotação de zinco) nota-se que apresentaram recuperação e teor de chumbo semelhantes.

Comparando o aumento da rotação por minuto das células no teste T22 (2000 rpm/ recuperação = 5,92% e teor = 0,43%) em relação ao teste padrão (T1) (rotação de 1700 rpm/ padrão recuperação = 5,06% e teor = 0,40%), nota-se que os resultados foram semelhantes. Nestas condições, aumentar a rotação da célula não ofereceu uma melhora de resultados nem para o zinco nem para o chumbo, além de poder ter contribuído para números baixos de IS.

6 CONCLUSÕES

Para o concentrado de zinco foi possível concluir que:

Todos os testes utilizando a amina como coletor e reagentes ativadores alternativos apresentaram resultados próximos ao valor encontrado para o teste padrão T1, com exceção dos testes utilizando os reagentes sulfidrato modificado (reagente a base de sulfidrato) e TGS-40 (ativador orgânico de base composto glicólico) e TADT-C (ativador orgânico de base não especificada).

Comparando testes em que se utilizaram os mesmos reagentes em diferentes dosagens a fim de avaliar o pH, a faixa de pH 11 a 11,5 (T1) se mostrou mais eficiente ao se comparar com as faixas de 10 a 10,5 (T2) e 9,5 (T20).

O teste utilizando o sulfidrato de sódio associado ao hidróxido de sódio apresentou resultados semelhantes ao teste utilizando o sulfeto de sódio, podendo concluir que, de fato, em condições ideais é uma opção promissora de substituição.

Em relação aos reagentes da empresa Pietschemicals, a base de sulfidrato, todos se mostraram eficientes na substituição do sulfeto de sódio, destacando-se o LQ7503 (aditivado com composto orgânico tipo carbamato 2) que, além de alta recuperação metalúrgica, apresentou teor de zinco ponderado no concentrado 40% mais alto comparado ao teste padrão e o maior índice de seletividade de Zn em relação ao Ca.

A adição do extensor de cadeia apresentou resultados muito semelhantes ao padrão, não demonstrando vantagens expressivas.

Os testes utilizando os reagentes LQ 7501, LQ 7502, LQ 7503 e HS75 e emulsão de amina e diesel como coletor apresentaram valores de recuperação inferiores ao teste padrão, podendo concluir que, nessas condições, a emulsão não funcionou melhor como coletor do que a amina (coletor padrão).

Ao avaliar a velocidade de rotação da célula de flotação comparando as flotações em que se utilizou 1700 rpm e 2000 rpm, os resultados foram semelhantes, levando a concluir que aumentar a rotação da célula não ofereceu melhora significativa.

Os reagentes coletores da classe Flotasil não se mostraram eficientes na flotação do zinco.

Para o concentrado de chumbo foi possível concluir que:

Todos os testes utilizando a amina como coletor e reagentes alternativos ativadores apresentaram resultados superiores ou próximos ao teste padrão T1, com exceção dos testes utilizando o reagente LQ7501 a base de sulfidrato aditivado com aditivo inorgânico.

Diferente do zinco, não foi possível avaliar o desempenho do uso do extensor de cadeia diesel associado ao coletor amina bem como o uso dos coletores do grupo Flotasil fornecidos pela empresa Pietschemicals, uma vez que a flotação *rougher* de chumbo é o primeiro estágio da flotação, e em todos os casos utilizou-se o amil xantato de potássio como coletor de chumbo.

Pela mesma razão, não foi possível concluir sobre os testes que variaram concentração de sulfeto de sódio durante as etapas da flotação já que em todos os casos a flotação ocorreu em uma faixa de pH entre 9 e 10, devido à quantidade de ativador dosado ser a mesma (200 g/t).

Assim como para o zinco, o aumento da velocidade de rotação das células para 2000 rpm não ofereceu uma melhora de resultados para o chumbo.

De uma forma geral, analisando a flotação em todas suas etapas, o reagente LQ7503 se mostrou mais eficiente para o minério silicatado de chumbo e zinco.

REFERÊNCIAS

- BALTAR, C. A. M. **Flotação no tratamento de minérios**. 2. ed. Recife: Universitária da UFPE, 2010. 232 p.
- BALTAR, C. A. M.; VILLAS BOAS, R. C. Flotação de minério silicatado de zinco de baixo teor. Rio de Janeiro: CEFET/MMCT, 1980, **Série Tecnologia Mineral**, n. 8, 1980.
- BECHIR, J. L. C. **Avaliação do impacto da granulometria e da liberação na flotação do minério de zinco da mina de Vazante**. 2019. 144 f. Dissertação (Mestrado em Ciências) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2019.
- BILLI, M; QUAI, V. Developments and results obtained in the treatment of zinc oxide ores at the AMMI Mines. *In*: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 1963, Cannes. 1963. p. 631-649.
- BOGDANOV, O. S.; EMELYANOV, M. F.; MAXIMOV, I. I. Influence of some factors on fine particle flotation. *In*: Ed.: SOMASUNDARAN, P. (ed.). **Fine Particles Processing**. 1980. p. 707–719. 1 v.
- BORGES, A. A. M. **Influência do estado de dispersão na flotabilidade de minério silicatado de zinco**. 1993. 189 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 1993.
- BOURNIVAL, G.; PUGH, R.J.; ATA, S. Examination of NaCl and MIBC as bubble coalescence inhibitor in relation to froth flotation. **Minerals Engineering**, Falmouth, United Kingdom, v. 25, n. 1, p. 47-53, jan. 2012.
- BULATOVIC, S. M. **Handbook of Flotation Reagents: chemistry, theory and practice**. Flotation of sulfide ores. Amsterdam: Elsevier, 2007. 446 p.
- CAPRONI, G.; CICCUCI, R.; GHIANI, M.; TRUDU, L. The processing of oxidized lead and zinc ores in the Campo de Pisano and San Giovanni Plants (Sardinia). *In*: XIII International Mineral Processing Congress, 1979, Warsaw, Laskowski, J., (ed) 1979. p. 69–91.
- CHAVES, A. P.; LEAL FILHO, L. de S.; A BRAGA, P. F. Flotação. *In*: LUZ, A. B. de; FRANÇA, S. C.; A BRAGA, P. F. **Tratamento de Minérios**. 6. ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2018. p. 405-458.
- Chen, K.Y. 1974, Chemistry of Sulfur Species and Their Removal from Water Supply, Chemistry of Water Supply, Treatment and Distribution, A.J. Rubin, ed., Ann Arbor Science, Ann Arbor, MI.
- CROZIER, R. D. **Flotation: theory, reagents and ore testing**. Oxford: Pergamon, 1992. 343 p.
- DANA, J. D. **Manual de Mineralogia**. Rio de Janeiro: Livros Técnicos e Científicos S/A, 1976. 655 p. 1 v.

- DARDENNE, M. A.; FREITAS-SILVA, F. H.; SOUZA, J. C. F.; CAMPOS, J. E. G. Evolução tectonosedimentar do Grupo Vazante no contexto da Faixa de Dobramentos Brasília. *In: CONGRESSO BRASILEIRO GEOLOGIA*, 40., 1998, Bel Horizonte. **Resumos**. Belo Horizonte : SBG, 1998. p. 26.
- FENG, Qi-Cheng; WEN, Shu-Ming; WANG, Yi-Jie; CAO, Qin-Bo; ZHAO, Wen-Juan. Dissolution kinetics of cerussite in an alternative leaching reagent for lead. **Chemical Papers**, Bratislava, Slovakia, v. 69, n. 3, p. 440-447, jan. 2015.
- FERREIRA, M. R. **Circuito alternativo para a flotação de minério willemítico**. 2008. 77 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2008.
- FUERSTENAU, D., Froth Flotation. 50th anniversary volume. **American Institute of Mining Metallurgical and petroleum Engineers**. 1962. p. 277-297, 347-381
- GALERY, R. **Influência do estado de dispersão na flutuabilidade do sistema willemita/dolomita**. 1985. 92 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 1985.
- GAUDIN, A. M. **Flotation**. New York: Mc-Graw-Hill, 1931.
- GUSH, J. C. D. Flotation of oxide minerals by sulphidization – the development of a sulphidization control system for laboratory testwork. **The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy**, South Africa, v. 105, p. 193-197, mar. 2005.
- ILZSG. International Lead and Zinc Study Group. Disponível em: < <http://www.ilzsg.org/static/home.aspx> >. Acesso em: 20 jan. 2020.
- IMA. **International Mineralogical Association**. Disponível em: < <https://www.ima-mineralogy.org/Minlist.htm> >. Acesso em: 08 mar. 2020.
- JESUS, C. A. G. Ferro – Sumário Mineral 2014. Minas Gerais: DNPM, 2015. Disponível em: <<http://dnpm.gov.br>>. Acesso em 25 maio 2017.
- KONGOLO, K.; KIPOKA, M.; MINANGA, K.; MPOYO, M. Improving the efficiency of oxide copper–cobalt ores flotation by combination of sulphidisers. **Minerals Engineering**, Flaumouth, United Kingdom, v. 16, n. 10, p. 1023-1026, out. 2003.
- LE MOS, M. G. **Caracterização geológica e tecnológica do minério de zinco do extremo norte da mina de Vazante, Minas Gerais**. 2011. 202 f. Dissertação (Mestrado em Geociências) – Instituto de Geociências, Universidade Estadual de Campinas, Campinas, 2011.
- LI, C. X.; WEI, C.; DENG, Z. G.; LI, X. B.; LI, M. T.; XU, H. S. Hydrothermal Sulfidation and Flotation of Oxidized Zinc-Lead Ore. **Metallurgical and Materials Transactions B**, Santa Barbara, CA, USA, v. 45, n. 3, p. 833-838, fev. 2014.

LOPES, M. M.; LOPES, L. M. C e; MARTINS, E. L. de C.; METSAVAH, V.; REZENDE, L. M.; BECHIR, J. L. C.; OLIVEIRA, C. A. M. de; MELO, J. M. da C.; LIMA, I. A. de. Influência do dispersante AGLP na flotação, sedimentação e filtração do concentrado de zinco silicatado de Vazante. *In: SEMINÁRIO DE REDUÇÃO*, 46., 2016, Rio de Janeiro. **Anais. ABM week**, 2016. p. 289-297.

MALGHAN, S. G. Role of sodium sulfide in the flotation of oxidized copper, lead, and zinc ores. **Minerals and Metallurgical Processing**, p. 158-163, 1986.

MARTINS, L. **Estudo da flotação de minério silicatado de zinco sem a etapa de deslamagem**. 2007. 63 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2007.

MEHDILO, A.; IRANNAJAD, M.; ZAREI, H. Smithsonite Flotation from Zinc Oxide Ore using Alkyl Amine Acetate Collectors. **Separation Science and Technology**, Philadelphia, v. 49, n. 3, p. 445-457, jan. 2014.

MISI, A. Zinco no Brasil: tipos de depósitos, reservas e produção. *In: MELFI, A. J.; MISI, A.; CAMPOS, D.A.; CORDANI, U.G. (orgs.). Recursos Minerais no Brasil: problemas e desafios*. Rio de Janeiro: Academia Brasileira de Ciências, 2016. p. 156-164.

MONTEIRO, L. V. S.; BETTENCOURT, J. S.; JULIANI, C.; OLIVEIRA, T. F. de. Nonsulfide and sulfide-rich zinc mineralizations in the Vazante, Ambrósia and Fagundes deposits, Minas Gerais, Brazil: mass balance and stable isotope characteristics of the hydrothermal alterations. **Gondwana Research**, v. 11, n. 3, p. 362-381, abr. 2007.

MORAES, A.E. A Utilização do Processo Waelz na Cia Mineira de Metais –Metalurgia de Cobre e Zinco. **Associação Brasileira de Metais – ABM**, São Paulo, p.47- 69, 1978.

MOREIRA, W. R., CARVALHO, M. A., SILVA, T.A.V., PEREIRA, C.A. Estudo do efeito da temperatura no processo de concentração por flotação da willemita. *In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA*, 21., 2005, Natal. **Anais**. 2005. p. 373-375.

NEXA. **Nexa**. Disponível em < <https://www.nexaresources.com/> >. Acesso em: 15 mar. de 2020.

NOGUEIRA, F. C. **Agregação hidrofóbica na flotação seletiva de minério sulfetado de zinco-chumbo**. 2015. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2015.

OLIVO, G.; MONTEIRO, L.; BAIA, F.; SLEZAK, P.; CARVALHO, I.; FERNANDES, N.; OLIVEIRA, G.; BOTURA NETO, B.; MCGLADREY, A.; SILVA, A. The Proterozoic Vazante Hypogene Zinc Silicate District, Minas Gerais, Brazil: a review of the ore system applied to mineral exploration. **Minerals**, Texas, USA, v. 8, n. 1, p. 2-15, jan. 2018.

PEARSE, M. J. An overview of the use of chemical reagents in mineral processing. **Minerals Engineering**, Falmouth, United Kingdom, v. 18, n. 2, p. 139-149, fev. 2005.

PEREIRA, C. A. **Estudo da dispersão e concentração de minério calamínico**. 2004. 134 f. Tese (Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2004.

PEREIRA, S. R. N. **O uso de óleos apolares na flotação catiônica reversa de um minério de ferro**. 2004. 252 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2004.

PERES, A. E. C.; ARAUJO, A. C. A flotação como operação unitária no tratamento de minérios. In: CHAVES, A. P. (ed.). **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**. 2. ed. v. 4. São Paulo: Signus Editora, 2009, p. 1-29.

REY, M., Memoirs of milling and process metallurgy: Flotation of oxidized ores, Transactions Institution of Mining and Metallurgy, 1979.

REY, M. Quinze annés de flotation des calamines. **Revue de L'industrie Minérale**, France, v. 47, p. 105-120, 1965.

RUSSO, M. L. B. C. **Beneficiamento de minério de zinco**. 2007. Dissertação (Mestrado em Engenharia de Minas) – Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2007.

SALUM, M. J. G., Estudo da flotação dos minerais silicatados de zinco com amina em sistema sulfetizado. 1983. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas – Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 1983.

SÃO JOSÉ, F. **Estudo da flotação coletiva de sulfetos de zinco-chumbo**. 2015. 87 f. Dissertação (Mestrado) - Curso de Engenharia de Minas, Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2015.

SCHLANZ, J. W. Batch testing to produce a bulk sulphide concentrate from ore dumps of the Old Silver Hill Mine. **Mineral Processing Engineer**. p. 14, 1988.

SILVA, T. A. V. Estudo de reagentes na flotação de minério de zinco. 2006. 119f. Dissertação (Mestrado em Engenharia de Minas) – Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2006.

SILVESTRE, M. O.; PEREIRA, C. A.; GALERY, R.; PERES, A. E. C. Dispersion effect on a lead–zinc sulphide ore flotation. **Minerals Engineering**, Falmouth, United Kingdom, v. 22, n. 9-10, p. 752-758, ago. 2009.

SNL PLATAFORMA GLOBAL. **10 principais empresas produtoras de zinco**. Disponível em: <

<https://platform.mi.spglobal.com/web/client?auth=inherit#industry/topProducingCompAnies>
>. Acesso em: 30 set. 2018.

SOMASUNDARAN, P. The role of ionomolecular surfactant complexes in flotation. **International Journal of Mineral Processing**, v. 3, n. 1, p. 35-40, mar. 1976.

TAN, S. N.; PUGH, R.J.; FORNASIERO, D.; SEDEV, R.; RALSTON, J. Foaming of polypropylene glycols and glycol/MIBC mixtures. **Minerals Engineering**, v. 18, n. 2, p. 179-188, fev. 2005.

USGS - United States Geological Survey. **Mineral Commodity Summaries, January 2019**. Disponível em: < <https://www.usgs.gov/centers/nmic/commodity-statistics-and-information> >. Acesso em: 02 fev. 2020.

VALERIANO, C. M.; DIAS, P. H. A.; CARVALHO, M. de O.; HEILBRON, M. **Recursos minerais de Minas Gerais – zinco e chumbo**. 2019. Disponível em: < <http://recursomineralmg.codemge.com.br/substancias-minerais/zinco-chumbo/> >. Acesso em: 05 fev. 2018.

VALERIANO, C. M.; PIMENTEL, M. M.; HEILBRON, M.; ALMEIDA, J. C. H.; TROUW, R. A. J. Tectonic evolution of the Brasília Belt, Central Brazil, and early assembly of Gondwana. **Geological Society, London, Special Publications**, v. 294, n. 1, p. 197-210, 2008.

VALERIANO, C. M. The Southern Brasília Belt. *In*: HEILBRON, M.; CORDANI, U. G.; ALKMIM, F. F. (eds.). **São Francisco craton, eastern Brazil. Tectonic Genealogy of a Miniature Continent**. Regional Geology Reviews, 2017. p. 189-203.

WILLS, B. G.; FINCH, J. A. **Mineral Processing Technology**. 8. ed. Canadá: 2015.

APÊNDICE I

TESTE 1					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 4,19
Rougher Pb	9,64	Sulfeto de sódio Amilxantato MIBCOL AGLP	48 g/l 10 g/l - 50 g/l	200 g/t 50 g/t 20 g/t 250 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 43,93
Rougher Zn ₁	10,3	Sulfeto de sódio Amina MIBCOL	48 g/l 20 g/l -	1000 g/t 40 g/t 16 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,37
Rougher Zn ₂	11,25	Sulfeto de sódio Amina MIBCOL	48 g/l 20g/l -	200 g/t 20 g/t 7g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 22,61
Rougher Zn ₃	11,25	Sulfeto de sódio Amina MIBCOL	48 g/l 20g/l -	200 g/t 20 g/t 7g/t	Recuperação metalúrgica Pb 5,06
Rougher Zn ₄	11,25	Amina	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 91,38

TESTE 2					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 5,65
Rougher Pb	9,20	Sulfeto de sódio Amilxantato MIBCOL AGLP	48 g/l 10 g/l - 50 g/l	180 g/t 50 g/t 20 g/t 250 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 35,88
Rougher Zn ₁	9,56	Sulfeto de sódio Amina MIBCOL	48 g/l 20 g/l -	800 g/t 40 g/t 16 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,34
Rougher Zn ₂	10,73	Sulfeto de sódio Amina MIBCOL	48 g/l 20g/l -	180 g/t 20 g/t 7g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 27,19
Rougher Zn ₃	10,73	Sulfeto de sódio Amina MIBCOL	48 g/l 20g/l -	180 g/t 20 g/t 7g/t	Recuperação metalúrgica Pb 6,30
Rougher Zn ₄	10,70	Amina	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 89,54

TESTE 3					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 3,89
Rougher Pb	9,02	Sulfidrato + hidróxido de sódio	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 40,59
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
		MIBCOL	-	20 g/t	
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
Rougher Zn ₁	10,30	Sulfidrato + hidróxido de sódio	48 g/l	1000 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,40
		Amina	20 g/l	40 g/t	
		MIBCOL	-	16 g/t	
Rougher Zn ₂	11,30	Sulfidrato + hidróxido de sódio	48 g/l	200 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 24,79
		Amina	20g/l	20 g/t	
		MIBCOL	-	7g/t	
Rougher Zn ₃	11,33	Sulfidrato + hidróxido de sódio	48 g/l	200 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 5,06
		Amina	20g/l	20 g/t	
		MIBCOL	-	7g/t	
Rougher Zn ₄	11,35	Amina	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 91,93

TESTE 4					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 5,16
Rougher Pb	9,0	Sulfidrato modificado + hidróxido de sódio	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 17,40
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
		MIBCOL	-	20 g/t	
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
Rougher Zn ₁	9,9	Sulfidrato modificado + hidróxido de sódio	48 g/l	1000 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 1,00
		Amina	20 g/l	40 g/t	
		MIBCOL	-	16 g/t	
Rougher Zn ₂	10,5	Sulfidrato modificado + hidróxido de sódio	48 g/l	200 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 10,82
		Amina	20g/l	20 g/t	
		MIBCOL	-	7g/t	
Rougher Zn ₃	10,6	Sulfidrato modificado + hidróxido de sódio	48 g/l	200 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 18,15
		Amina	20g/l	20 g/t	
		MIBCOL	-	7g/t	
Rougher Zn ₄	10,9	Amina	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 17,13

TESTE 5					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 4,04
Rougher Pb	9,6	HS75	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 34,62
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	10,7	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,42
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		HS75	48 g/l	1000 g/t	
Rougher Zn ₂	10,8	Amina	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 34,71
		MIBCOL	-	16 g/t	
		HS75	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₃	10,6	Amina	20g/l	20 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 5,69
		MIBCOL	-	7g/t	
		HS75	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₄	10,7	Amina	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 90,30

TESTE 6					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 4,36
Rougher Pb	9,1	HS75	48 g/l	220 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 36,09
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	10,2	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,46
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		HS75	48 g/l	1200 g/t	
Rougher Zn ₂	10,7	Amina	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 29,02
		MIBCOL	-	16 g/t	
		HS75	48 g/l	220 g/t	
Rougher Zn ₃	11,2	Amina	20g/l	20 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 7,23
		MIBCOL	-	7g/t	
		HS75	48 g/l	220 g/t	
Rougher Zn ₄	11,0	Amina	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 90,42

TESTE 7					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 2,91
Rougher Pb	10	LQ 7501	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 37,40
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	11,55	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,39
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		LQ 7501	48 g/l	1000 g/t	
Rougher Zn ₂	11,74	Amina	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 28,00
		MIBCOL	-	16 g/t	
		LQ 7501	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₃	11,55	Amina	20g/l	20 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 3,74
		MIBCOL	-	7g/t	
		LQ 7501	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₄	11,	Amina	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 90,53

TESTE 8					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 4,72
Rougher Pb	9,85	LQ 7502	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 34,88
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	10,95	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 1,38
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		LQ 7502	48 g/l	1000 g/t	
Rougher Zn ₂	11,4	Amina	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 29,21
		MIBCOL	-	16 g/t	
		LQ 7502	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₃	11,55	Amina	20g/l	20 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 21,61
		MIBCOL	-	7g/t	
		LQ 7502	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₄	11,4	Amina	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 90,57

TESTE 9					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 4,02
Rougher Pb	9,25	LQ 7503	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 31,60
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	10	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,44
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		LQ 7503	48 g/l	1000 g/t	
Rougher Zn ₂	10,9	Amina	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 31,61
		MIBCOL	-	16 g/t	
		LQ 7503	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₃	11,1	Amina	20g/l	20 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 5,31
		MIBCOL	-	7g/t	
		LQ 7503	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₄	11,3	Amina	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 90,74

TESTE 10					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 6,71
Rougher Pb	9,2	TGS-40	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 14,02
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	9,4	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,34
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		TGS-40	48 g/l	1000 g/t	
Rougher Zn ₂	9,9	Amina	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 19,15
		MIBCOL	-	16 g/t	
		TGS-40	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₃	9,8	Amina	20g/l	20 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 9,23
		MIBCOL	-	7g/t	
		TGS-40	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₄	9,9	Amina	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 15,19

TESTE 11					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 5,12
Rougher Pb	10,1	DTC-X Amilxantato MIBCOL AGLP	48 g/l 10 g/l - 50 g/l	200 g/t 50 g/t 20 g/t 250 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 37,92
Rougher Zn ₁	10,6	DTC-X Amina MIBCOL	48 g/l 20 g/l -	1000 g/t 40 g/t 16 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 25,26
Rougher Zn ₂	11,1	DTC-X Amina MIBCOL	48 g/l 20g/l -	200 g/t 20 g/t 7g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 1,03
Rougher Zn ₃	11,2	DTC-X Amina MIBCOL	48 g/l 20g/l -	200 g/t 20 g/t 7g/t	Recuperação metalúrgica Pb 16,21
Rougher Zn ₄	11,2	Amina	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 86,59

TESTE 12					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 5,62
Rougher Pb	9,4	TADT-C Amilxantato MIBCOL AGLP	48 g/l 10 g/l - 50 g/l	200 g/t 50 g/t 20 g/t 250 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 20,41
Rougher Zn ₁	10,3	TADT-C Amina MIBCOL	48 g/l 20 g/l -	1000 g/t 40 g/t 16 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,41
Rougher Zn ₂	10,4	TADT-C Amina MIBCOL	48 g/l 20g/l -	200 g/t 20 g/t 7g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 11,05
Rougher Zn ₃	10,7	TADT-C Amina MIBCOL	48 g/l 20g/l -	200 g/t 20 g/t 7g/t	Recuperação metalúrgica Pb 7,05
Rougher Zn ₄	10,7	Amina	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 19,52

TESTE 13					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 6,40
Rougher Pb	8,9	Sulfeto de sódio	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 41,38
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	10,0	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 6,40
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		Sulfeto de sódio	48 g/l	1000 g/t	
Rougher Zn ₂	11,0	Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 23,46
		MIBCOL	-	16 g/t	
		Sulfeto de sódio	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₃	11,5	Emulsão (amina + diesel)	20g/l	20 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 0,38
		MIBCOL	-	7g/t	
		Sulfeto de sódio	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₄	11,5	Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 91,48

TESTE 14					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 3,25
Rougher Pb	9,9	Sulfidrato + hidróxido de sódio	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 38,76
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
		MIBCOL	-	20 g/t	
Rougher Zn ₁	11,1	AGLP	50 g/l	250 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,33
		Sulfidrato + hidróxido de sódio	48 g/l	1000 g/t	
		Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	40 g/t	
Rougher Zn ₂	11,1	MIBCOL	-	16 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 23,84
		Sulfidrato + hidróxido de sódio	48 g/l	200 g/t	
		Emulsão (amina + diesel)	20g/l	20 g/t	
Rougher Zn ₃	11,2	MIBCOL	-	7g/t	Recuperação metalúrgica Pb 3,50
		Sulfidrato + hidróxido de sódio	48 g/l	200 g/t	
		Emulsão (amina + diesel)	20g/l	20 g/t	
Rougher Zn ₄	11,2	Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 88,51

TESTE 15					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 6,32
Rougher Pb	9,4	LQ 7501	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 39,47
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	10,4	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,30
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		LQ 7501	48 g/l	1000 g/t	
Rougher Zn ₂	11,5	Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 24,44
		MIBCOL	-	16 g/t	
		LQ 7501	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₃	11,5	Emulsão (amina + diesel)	20g/l	20 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 7,27
		MIBCOL	-	7g/t	
Rougher Zn ₄	11,5	LQ 7501	48 g/l	200 g/t	Recuperação metalúrgica Zn 87,19
		Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	20g/t	

TESTE 16					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 7,34
Rougher Pb	9,4	LQ 7502	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 21,82
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	10,2	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,60
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		LQ 7502	48 g/l	1000 g/t	
Rougher Zn ₂	11,5	Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 10,44
		MIBCOL	-	16 g/t	
		LQ 7502	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₃	11,5	Emulsão (amina + diesel)	20g/l	20 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 14,62
		MIBCOL	-	7g/t	
Rougher Zn ₄	11,5	LQ 7502	48 g/l	200 g/t	Recuperação metalúrgica Zn 21,65
		Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	20g/t	

TESTE 17					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 2,05
Rougher Pb	9,7	LQ 7503	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 30,58
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	11,1	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 1,58
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		LQ 7503	48 g/l	1000 g/t	
Rougher Zn ₂	11,1	Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 28,54
		MIBCOL	-	16 g/t	
		LQ 7503	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₃	11,2	Emulsão (amina + diesel)	20g/l	20 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 10,47
		MIBCOL	-	7g/t	
Rougher Zn ₄	11,1	LQ 7503	48 g/l	200 g/t	Recuperação metalúrgica Zn 81,70
		Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	20g/t	

TESTE 18					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 4,45
Rougher Pb	9,4	HS 75	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 20,99
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	10,2	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,39
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		HS 75	48 g/l	1000 g/t	
Rougher Zn ₂	11,5	Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 10,46
		MIBCOL	-	16 g/t	
		HS 75	48 g/l	200 g/t	
Rougher Zn ₃	11,5	Emulsão (amina + diesel)	20g/l	20 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 5,35
		MIBCOL	-	7g/t	
Rougher Zn ₄	11,5	HS 75	48 g/l	200 g/t	Recuperação metalúrgica Zn 20,47
		Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	20g/t	

TESTE 19					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7		-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 5,51
Rougher Pb	10,4	HS 75	48 g/l	220 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 42,08
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	11,6	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,37
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		HS 75	48 g/l	1200 g/t	
Rougher Zn ₂	11,6	Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 23,54
		MIBCOL	-	16 g/t	
		HS 75	48 g/l	220 g/t	
Rougher Zn ₃	11,5	Emulsão (amina + diesel)	20g/l	20 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 12,42
		MIBCOL	-	7g/t	
Rougher Zn ₄	11,5	Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 89,46

TESTE 20					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 5,08
Rougher Pb	9,46	Sulfeto de sódio	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 34,33
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	9,49	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,43
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	40 g/t	
Rougher Zn ₂	9,49	MIBCOL	-	16 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 25,05
		Emulsão (amina + diesel)	20g/l	20 g/t	
Rougher Zn ₃	9,49	MIBCOL	-	7g/t	Recuperação metalúrgica Pb 5,72
		Emulsão (amina + diesel)	20g/l	20 g/t	
Rougher Zn ₄	9,49	Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 74,77

TESTE 21					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 5,20
Rougher Pb	9,42	LQ 7501 Amilxantato MIBCOL	48 g/l 10 g/l -	200 g/t 50 g/t 20 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 27,33
Rougher Zn ₁	9,67	AGLP Emulsão (amina + diesel) MIBCOL	50 g/l 20 g/l -	250 g/t 40 g/t 16 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,42
Rougher Zn ₂	9,67	Emulsão (amina + diesel) MIBCOL	20g/l -	20 g/t 7g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 19,37
Rougher Zn ₃	9,48	Emulsão (amina + diesel) MIBCOL	20g/l -	20 g/t 7g/t	Recuperação metalúrgica Pb 5,92
Rougher Zn ₄	9,65	Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 48,10

TESTE 22					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	OBS: rotação aumentada para 2000 rpm--			Recuperação mássica concentrado de Pb 5,22
Rougher Pb	9,4	LQ 7501 Amilxantato MIBCOL AGLP	48 g/l 10 g/l - 50 g/l	200 g/t 50 g/t 20 g/t 250 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 35,80
Rougher Zn ₁	10,6	LQ 7501 Emulsão (amina + diesel) MIBCOL	48 g/l 20 g/l -	1000 g/t 40 g/t 16 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,45
Rougher Zn ₂	11,6	LQ 7501 Emulsão (amina + diesel) MIBCOL	48 g/l 20g/l -	200 g/t 20 g/t 7g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 21,95
Rougher Zn ₃	11,5	LQ 7501 Emulsão (amina + diesel) MIBCOL	48 g/l 20g/l -	200 g/t 20 g/t 7g/t	Recuperação metalúrgica Pb 5,50
Rougher Zn ₄	11,6	Emulsão (amina + diesel)	20 g/l	20g/t	Recuperação metalúrgica Zn 85,94

TESTE 23					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 5,70
Rougher Pb	9,6	LQ 7501	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 22,88
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	10,8	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,61
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		LQ 7501	48 g/l	1000 g/t	
Rougher Zn ₂	11,8	Flotasil 42L2	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 9,48
		MIBCOL	-	16 g/t	
Rougher Zn ₃	11,7	LQ 7501	48 g/l	200 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 10,20
		Flotasil 42L2	20g/l	20 g/t	
Rougher Zn ₄	11,8	MIBCOL	-	7g/t	Recuperação metalúrgica Zn 19,64
		LQ 7501	48 g/l	200 g/t	
		Flotasil 42L2	20 g/l	20g/t	

TESTE 24					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 3,26
Rougher Pb	9,3	LQ 7501	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 13,52
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
Rougher Zn ₁	10,9	MIBCOL	-	20 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,90
		AGLP	50 g/l	250 g/t	
		LQ 7501	48 g/l	1000 g/t	
Rougher Zn ₂	11,6	Flotasil 42L3	20 g/l	40 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 8,87
		MIBCOL	-	16 g/t	
Rougher Zn ₃	11,6	LQ 7501	48 g/l	200 g/t	Recuperação metalúrgica Pb 9,79
		Flotasil 42L3	20g/l	20 g/t	
Rougher Zn ₄	11,6	MIBCOL	-	7g/t	Recuperação metalúrgica Zn 10,8
		LQ 7501	48 g/l	200 g/t	
		Flotasil 42L3	20 g/l	20g/t	

TESTE 25					
Etapa	pH	Reagentes adicionados	Concentração	Dosagem	Resultados
Polpa	8,7	-	-	-	Recuperação mássica concentrado de Pb 5,34
Rougher Pb	9,5	LQ 7501	48 g/l	200 g/t	Recuperação mássica concentrado de Zn 13,24
		Amilxantato	10 g/l	50 g/t	
		MIBCOL	-	20 g/t	
Rougher Zn ₁	10,4	AGLP	50 g/l	250 g/t	Teor ponderado concentrado de Pb 0,59
		LQ 7501	48 g/l	1000 g/t	
		Flotasil 42LL02	20 g/l	40 g/t	
Rougher Zn ₂	11,5	MIBCOL	-	16 g/t	Teor ponderado concentrado de Zn 9,01
		LQ 7501	48 g/l	200 g/t	
		Flotasil 42LL02	20g/l	20 g/t	
Rougher Zn ₃	11,4	MIBCOL	-	7g/t	Recuperação metalúrgica Pb 13,49
		LQ 7501	48 g/l	200 g/t	
		Flotasil 42LL02	20g/l	20 g/t	
Rougher Zn ₄	11,4	MIBCOL	-	7g/t	Recuperação metalúrgica Zn 22,66
		Flotasil 42LL02	20 g/l	20g/t	