

**UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS**

**Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas**

Dissertação de Mestrado

**Otimização da recuperação de esfalerita na usina de Morro Agudo através do estudo  
da distribuição granulométrica da flotação**

Arthur Garcia Lara

Belo Horizonte

2022

**UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS**

Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Mestrado Profissional

Arthur Garcia Lara

**OTIMIZAÇÃO DA RECUPERAÇÃO DE ESFALERITA NA USINA DE MORRO  
AGUDO ATRAVÉS DO ESTUDO DA DISTRIBUIÇÃO GRANULOQUÍMICA DA  
FLOTAÇÃO**

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

Área de concentração: Tecnologia Mineral

Orientadora: Professora Rísia Magriotis Papini

Belo Horizonte

2022

L318o Lara, Arthur Garcia.  
Otimização da recuperação de esfalerita na usina de Morro Agudo através do estudo da distribuição granuloquímica da flotação [recurso eletrônico] / Arthur Garcia Lara. – 2022.  
1 recurso online (59 f.: il., color.): pdf.

Orientadora: Rísia Magriotis Papini.

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

Inclui bibliografia.  
Exigências do sistema: Adobe Acrobat Reader.

1. Engenharia de minas - Teses. 2. Tecnologia mineral - Teses. 3. Minas e mineração - Teses. 4. Flotação - Teses. 5. Zinco - Metalurgia - Teses. I. Papini, Rísia Magriotis. II. Universidade Federal de Minas Gerais. Escola de Engenharia. III. Título.

CDU: 622(043)



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

UFMG

OTIMIZAÇÃO DA RECUPERAÇÃO DA ESFALERITA NA USINA  
MORRO AGUDO ATRAVÉS DO ESTUDO DA DISTRIBUIÇÃO  
GRANULOQUÍMICA DA FLOTAÇÃO

ARTHUR GARCIA LARA

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

Aprovada em 30 de março de 2022.

Por:

Prof.<sup>a</sup> Dr.<sup>a</sup> RISIA MAGRIOTIS PAPINI (UFMG)  
Orientadora

Lemyr Martins  
Gerente de Processos Minerais  
Nexa Resources

Dr. LEMYR MARTINS (NEXA RESOURCES)

Adelson Dias de Souza  
Gerente Geral Tecnologia  
Nexa Resources

Dr. ADELSON DIAS DE SOUZA (NEXA RESOURCES)

À meus pais e a toda minha família pelo  
apoio e por serem a fortaleza que me  
sustenta.

## **AGRADECIMENTOS:**

Agradeço a todos que direta ou indiretamente apoiaram para elaboração e entrega deste trabalho, e em particular:

À professora Rísia pelo desafio de orientar um aluno à distância e mesmo assim se fazer presente, apoiando com inteligência e entusiasmo sempre que necessário.

À Nexa Resources pela oportunidade da entrada no mercado de trabalho e pelo fomento para crescimentos de seus profissionais.

À UGB Processos por ser um ambiente que instiga ideias inteligentes e faz seus colaboradores enxergarem oportunidades além do senso comum.

À UGB Tecnologia pela parceria e pela disposição de apoiar constantemente as ideias, assim como executá-las de maneira muito eficaz.

À UGB beneficiamento pela proatividade na execução das ideias e energia para fazer acontecer.

Aos mentores Lemyr Martins e Thiago Nunan pela motivação e inspiração.

Aos colegas de profissão Marília Santiliano, Ariane Bertolin, Bruna Silveira, Lucas Monteiro e Breno Valente, pela participação direta na elaboração do trabalho, seja técnica ou pessoal. Valeu pessoal!

## **RESUMO**

A flotação de esfalerita na mina de Morro Agudo pertencente a Nexa Resources é um processo bem antigo e consolidado. O grande desafio encontrado atualmente é a queda gradual do teor de alimentação de zinco, dificultando a captação de lucros pela menor quantidade de metal disponível. Em função disso, é importante otimizar o processo para recuperação máxima do minério de zinco, aumentando a geração de ganhos e viabilizando corpos minerais que até então não eram aproveitados. Para isso foram realizados ensaios granuloquímicos e testes de flotação em bancada para propor uma otimização do circuito de flotação. Os resultados mostraram que, em geral, o circuito tem baixa eficiência para recuperação de zinco  $>106 \mu\text{m}$ , em torno de 71,7%, bem abaixo da recuperação total do circuito de 87,4%. O motivo dessa baixa eficiência está relacionado a baixa recuperação das colunas de flotação utilizadas no circuito. A avaliação conjunta de todos os ensaios demonstrou uma oportunidade de mudança no circuito, adicionando uma nova etapa de limpeza, com aumento esperado da recuperação global de zinco em torno de 2,71% que é justificado pela otimização da recuperação da flotação na fração acima de  $106 \mu\text{m}$  de 12,58% quando comparada ao circuito atual.

**Palavras-chave:** esfalerita; granuloquímica; flotação; parâmetros de flotação.

## **ABSTRACT**

Sphalerite flotation at the Morro Agudo mine owned by Nexa Resources is very old and consolidated process. The major challenge currently encountered is the gradual drop in the zinc feed content, making it difficult to capture profits from the smallest amount of available metal. From this challenge, it is important to optimize the process for maximum recovery of the ore, increasing the generation of gains making viable mineral bodies that were not used until then. For this, granulochemical tests, bench flotation tests and conduction of metallurgical balance were carried out so that it was possible to propose an optimization of the flotation circuit. The evaluation showed that in general the circuit has low efficiency for zinc recovery  $>106 \mu\text{m}$ , with a value of 71,7%, well below the total circuit recovery of 87,4%. The reason for this low efficiency is related to the low recovery of flotation columns used in the circuit. The joint evaluation of all tests showed an opportunity to change the circuit, with adding a new cleaning stage, expected increase in zinc recovery flotation of around 2,71% justified for the recovery optimization on the fraction above  $106 \mu\text{m}$  of 12,58% when compared with the process circuit.

**Key words:** sphalerite; granulochemical; sulfide flotation; flotation parameters.

## LISTA DE FIGURAS

Figura 3. 1 - Distribuição das reservas de zinco por estado brasileiro. Fonte: (MISSI, 2016)	16
Figura 3. 2 - Influência do espumante na tensão superficial e na coalescência das bolhas. Gráfico Modificado (BOURNIVAL et al; 2010)	23
Figura 3. 3 - Influência dos ativadores na flotação. Gráfico Modificado (TRAHAR et al.; 1997)	25
Figura 3. 4 – Recuperação da galena e da esfalerita em função do pH. (a) galena e (b) esfalerita	26
Figura 3. 5 – Fluxograma da Usina de Beneficiamento de Morro Agudo. Paracatu – MG	31
Figura 3. 6- Fluxograma da usina de Beneficiamento de Morro Agudo – Etapa Zinco	32
Figura 4. 1 - Fluxograma utilizado para metodologia	33
Figura 4. 2 - Fluxograma do teste de cinética de flotação	36
Figura 5. 1 - Mineralogia modal do minério de Morro Agudo	37
Figura 5. 2 - Curva granulométrica da alimentação da flotação	38
Figura 5. 3 - Porcentagem de liberação da esfalerita na alimentação da planta	39
Figura 5. 4 - Percentual de massa, metal e recuperação por faixa granulométrica	40
Figura 5. 5 - Granuloquímica dos fluxos da primeira etapa rougher da flotação de esfalerita	41
Figura 5. 6 - Percentual de metal contido na alimentação e recuperação por faixa granulométrica da primeira etapa rougher da esfalerita	41
Figura 5. 7 - Granuloquímica dos fluxos da segunda e terceira roughers da flotação de esfalerita	42
Figura 5. 8 - Percentual de metal na alimentação e recuperação por faixa granulométrica do conjunto segundo e terceira etapa rougher	43
Figura 5. 9 - Granuloquímica dos fluxos da primeira, segunda e terceira rougher da flotação de esfalerita	44
Figura 5. 10 - Percentual de metal na alimentação e recuperação por faixa granulométrica da etapa scavenger	45
Figura 5. 11 - Granuloquímica dos fluxos das etapas cleaner e scavenger da cleaner	47
Figura 5. 12 - Granuloquímica dos fluxos da etapa Recleaner	49
Figura 5. 13 - Percentual de metal na alimentação e recuperação por faixa granulométrica da etapa recleaner	49

Figura 5. 14 - Balanço metalúrgico do circuito de flotação de esfalerita da mina de Morro Agudo. ....	50
Figura 5. 15 - Curva de cinética de flotação do concentrado da scavenger da cleaner. ....	51
Figura 5. 16 - Proposta de circuito para otimização da recuperação de esfalerita, comparação com o circuito atual. ....	53

#### **LISTA DE TABELAS**

Tabela 3. 1 - Principais tio-compostos utilizados na flotação de sulfetos (LUZ et al.; 2010) .....	21
--	----

# SUMÁRIO

<b>1 INTRODUÇÃO</b> .....	13
<b>2 OBJETIVOS</b> .....	15
2.1 Objetivo Geral .....	15
2.2 Objetivos Específicos.....	15
2.3 Relevância do Tema .....	15
<b>3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA</b> .....	16
3.1 Produção de Zinco no Brasil e no Mundo .....	16
3.2 Histórico da Flotação de Sulfetos.....	17
3.3 Reagentes da flotação .....	18
3.4 Flotação de minérios de chumbo-zinco .....	19
3.5 Parâmetros importantes na flotação de sulfetos.....	20
3.5.1 Reagentes coletores.....	20
3.5.2 Espumantes .....	23
3.5.3 Modificadores .....	23
3.5.5 Reguladores de pH .....	25
3.6 Grau de liberação de partículas.....	26
3.7 Circuito de Morro Agudo .....	28
<b>4 METODOLOGIA</b> .....	33
4.1 Caracterização da alimentação da planta.....	33
4.2 Granuloquímica do circuito de flotação industrial de zinco .....	34
4.3 Balanço metalúrgico do circuito de flotação da esfalerita .....	34
4.4 Testes de cinéticas de flotação .....	35
<b>5 RESULTADOS E DISCUSSÕES</b> .....	37
5.1 Caracterização da alimentação da planta .....	37
5.2 Granuloquímicas do circuito de flotação da esfalerita .....	39
5.2.1 Primeira Rougher .....	40
5.2.2 Segunda e terceira rougher.....	42
5.2.3 Etapa scavenger .....	44
5.2.4 Etapa cleaner e scavenger da cleaner .....	46
5.3.5 Etapa recleaner .....	48
5.3 Balanço metalúrgico do circuito de flotação da esfalerita .....	50
5.4 Testes de cinética de flotação.....	51

5.5 Proposta para circuito de flotação da esfalerita.....	52
6 <b>CONCLUSÕES</b> .....	54
7 <b>SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS</b> .....	55
8 <b>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS</b> .....	56

## 1 Introdução

As reservas mundiais de zinco até o ano de 2014 eram estimadas na ordem de 230 milhões de toneladas e em sua maior parte concentradas na China, Austrália e Peru. A China é líder em consumo e produção representando 36% do total produzido de 13,2 de toneladas produzidas, com Austrália (11%) e Peru (10%) logo em sequência. A grande importância do zinco está atrelada ao fato de ser utilizado como revestimento de metais e ligas. O processo de revestimento mais conhecido é a galvanização correspondendo a 50% do consumo mundial. Neste processo, o zinco participa como metal de sacrifício impedindo a corrosão, sendo esse processo extensamente utilizado nas indústrias de construção civil, automobilística e eletrodomésticos (MISI, 2016).

Quando se analisa as reservas de zinco no Brasil, o país possui grande diversidade de ambientes geológicos/geotectônicos para a formação de depósitos economicamente favoráveis à exploração de minerais de zinco. Grande parte das reservas brasileiras estão localizadas nas cidades de Vazante e Paracatu, sendo que as demais reservas ficam nos estados do Mato Grosso do Sul, Mato Grosso, Rio Grande do Sul, Paraná, Bahia e Pará (MARTINS, 2007).

O beneficiamento de minérios se mostra cada vez mais complexo apresentando uma necessidade de aprimoramento constante, pois o mercado da mineração é cada vez mais competitivo com a necessidade de produzir mais com menos investimentos. Além disso há um agravante quando se pensa em uma mineração do futuro, onde se tem cada vez mais minérios com baixos teores e com mineralogias cada vez mais complexas.

A perfeita liberação da superfície dos minerais de interesse é impossível de ser alcançada, pois sempre existirão partículas mistas com elevado teor de ganga. Por outro lado, uma moagem com granulometrias muito reduzidas, aumenta o custo relacionado a energia necessária para quebra do material, com provável risco de perda de rendimento associada ao fenômeno de *slime coating* na flotação. Alguns estudos realizados com minérios sulfetados mostram uma grande dificuldade em se recuperar partículas do mineral de interesse quando a granulometria está abaixo de 8  $\mu\text{m}$  (MARKOVIC' *et al.*, 2008; FOSU *et al.*, 2015).

Nesse estudo buscar-se-á entender a distribuição granulométrica da flotação de esfalerita através de ensaios granuloquímicos, propondo o melhor arranjo para as células de flotação

ativas e utilizando, se necessário, as células inativas presentes na unidade de Morro Agudo.

## **2 Objetivos**

### **2.1 Objetivo Geral**

Realizar estudo para determinar a possibilidade de otimização do circuito de flotação de esfalerita através da melhoria da recuperação do minério de zinco com granulometria acima de 106 $\mu$ m.

### **2.2 Objetivos Específicos**

- a) Caracterizar a alimentação da planta para entender a liberação do produto da moagem;
- b) Avaliar a distribuição granuloquímica do circuito de flotação da esfalerita através do balanço metalúrgico da usina de concentração;
- c) Realizar testes de bancada para determinar a cinética de flotação;
- d) Propor uma rota de flotação que otimize a recuperação da fração acima de 106 $\mu$ m.

### **2.3 Relevância do Tema**

Com um mercado cada vez mais competitivo é necessária a busca de novos métodos ou melhoria dos existentes, para aumento da produtividade. Em análises recentes, observou-se que o arranjo do circuito de flotação de esfalerita, não considera a influência da granulometria na eficiência das células de flotação, presentes hoje na unidade de Morro Agudo. A partir de análises granuloquímicas do rejeito, nota-se que a esfalerita presente em faixas granulométricas acima de 106 $\mu$ m não tem boa recuperação na flotação; porém muitas vezes os processos podem ser otimizados com pequenas mudanças, tais como o ajuste da distribuição granulométrica para aumento do grau de liberação. O projeto teve o intuito de estudar a distribuição granuloquímica da planta industrial propondo um cenário favorável para aumento da recuperação da esfalerita, tendo em vista que a otimização do processo leva a ganhos com a diminuição da perda desse mineral no rejeito.

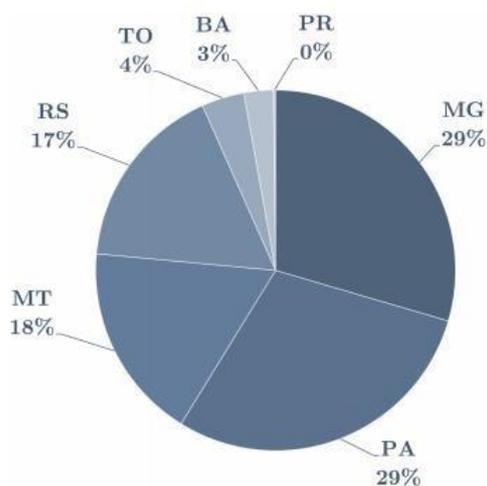
### 3 Revisão bibliográfica

Neste capítulo foram abordados temas relacionados ao estudo para auxílio na elaboração dos ensaios e análises dos resultados.

#### 3.1 Produção de Zinco no Brasil e no Mundo

O zinco é amplamente utilizado nas indústrias automobilísticas, construção civil e linha branca (eletrodomésticos). Cerca de 50% de sua aplicação é feita em revestimentos, sendo a galvanização o principal processo associado à sua utilização. Com outras funções, este elemento é aproveitado na forma de óxido com aplicação na vulcanização de borrachas, indústrias farmacêuticas e de cosméticos e em outros compostos químicos. A produção mundial de zinco atinge aproximadamente 13 milhões de toneladas anuais (SOHN, 2019). Até o ano de 2016 as reservas brasileiras foram estimadas em mais de 5 milhões de toneladas. Aproximadamente 30% dessas reservas estão localizadas nos municípios de Paracatu e Vazante. A Figura 3.1 mostra a distribuição das reservas brasileiras por estado.

**Figura 3.1 - Distribuição das reservas de zinco por estado brasileiro.** Fonte: (MISSI, 2016)



A principal empresa produtora de zinco no Brasil é a Nexa Resources. Atualmente a empresa possui duas unidades de mineração em operação, Morro Agudo localizada na

cidade Paracatu – MG e Vazante, localizada na cidade de Vazante - MG. Além das unidades supracitadas, a Nexa Resources possui uma unidade localizada em Aripuanã – MT em fase final de implantação de projeto. As minas de Vazante e Morro Agudo tem, respectivamente, capacidade de produzir aproximadamente 140 e 20 mil toneladas de zinco contido na forma de concentrados metálicos de zinco.

O Brasil produziu 273,3 mil toneladas de zinco metálico em 2016. Todo zinco metálico produzido no país é proveniente da Nexa Resources, com unidades metalúrgicas em Três Marias – MG e Juiz de Fora – MG. A atual produção de concentrados de zinco não supre a capacidade das unidades metalúrgicas, sendo necessário a importação.

Ao se analisar as reservas mundiais de zinco, são atualmente quantificados 230 milhões de toneladas de metal contido. A distribuição dessas reservas se dá na seguinte ordem: Austrália (19,7%), China (18,5%), EUA (18,5%) e Canadá (7,2%). A produção mundial de zinco metálico foi de 13,2 milhões de toneladas, sendo a China a líder mundial em termos de produção (USGS 2018).

### **3.2. Histórico da Flotação de Sulfetos**

A flotação de sulfetos possui mais de um século de história e foi dividida por HU, Y.; SUN, W. e WANG, D. (2010) em três períodos. O primeiro período data do final do século 19 e no início do século 20 com a utilização de espumante como reagente para coletar minerais sulfetados com hidrofobicidade natural. O processo de flotação começou a ser implementado a partir de 1909 utilizando óleo de pinho (álcool), enquanto as células de flotação mecânicas passaram a ser utilizadas a partir de 1912. Só a partir de 1924 os xantatos e *aerofloats* passaram a ser aplicados como coletores de sulfetos.

O segundo período está localizado entre os anos 1930 e 1950. Neste intervalo iniciou-se as pesquisas para entender os princípios básicos do processo da flotação de sulfetos, onde foram explanados assuntos relacionados aos efeitos de sais metal-coletores dissolvidos, pH, presença de oxigênio e tiocoletores.

Vários métodos eletroquímicos (voltametria cíclica, voltametria de varredura etc.) e de aparelhos de análises de superfícies (espectroscopia de infravermelho, espectroscopia de

fotoelétron de raio x) foram utilizados para investigar os mecanismos das reações eletroquímicas que envolvem a flotação de minerais sulfetados.

As recentes pesquisas mostram os efeitos dos potenciais redox envolvidos nas reações eletroquímicas e como o controle dos potenciais eletroquímicos podem ser vantajosos para a otimização da flotação de sulfetos. Os efeitos benéficos estão relacionados ao controle dos parâmetros que envolvem a flotação industrial e tal controle deve ser obtido a partir de estudos aprofundados dos métodos supracitados (eletroquímicos e de análises de superfície), além de testes de bancada e em escala piloto. Através do melhor controle são esperados ganhos financeiros obtidos através de escolhas mais assertivas para os insumos e equipamentos nas rotas de flotação de sulfetos (HU *et al.*, 2010; SÃO JOSÉ, 2015).

### 3.3 Reagentes da flotação

Na flotação a seletividade do mineral de interesse pode ser alcançada através da adição de reagentes que podem controlar a molhabilidade de um mineral em particular misturado na polpa (BULATOVIC, 2007). Os reagentes comumente utilizados na flotação podem ser classificados seguindo as categorias:

- a) Coletores: São reagentes orgânicos surfatantes que adsorvem na superfície do mineral desejado e assim elevam a hidrofobicidade desse mineral, propiciando a aderência das partículas às bolhas;
- b) Ativadores: Esses reagentes são adicionados à polpa mineral para potencializar a adsorção do coletor a superfície do mineral de interesse;
- c) Depressores: Essa classe de reagentes tem a função de deprimir minerais indesejados, prevenindo a adsorção do coletor na interface água/minério ou prevenindo a interação da superfície do mineral com as bolhas presentes na polpa;
- d) Espumantes: Esses reagentes são utilizados na interface líquido/gás para formação e estabilização da espuma;
- e) Modificadores: São compostos orgânicos ou inorgânicos que têm como finalidade modular o ambiente de flotação através da dispersão das partículas na polpa, regulação de pH, dentre outras funções.

### 3.4 Flotação de minérios de chumbo-zinco

No mundo há a ocorrência de uma enorme variedade de minérios de chumbo-zinco, com diferentes propriedades na flotação. De acordo com os bancos de dados há aproximadamente 230 tipos de operações espalhadas pelo mundo. Os minérios de chumbo-zinco podem ser classificados e divididos em 6 grandes grupos (BULATOVIC, 2007). Estes grupos são:

- a) Minérios de chumbo-zinco com grãos grossos e baixo e médio teor de sulfeto de ferro. São minérios com mineralogias relativamente simples, onde a esfalerita e a galena se encontram liberadas em frações granulométricas relativamente grosseiras ( $P_{80} = 110 - 160\mu\text{m}$ ). Os esquemas de células e reagentes utilizados para este minério são simples e normalmente apresentam excelentes recuperações e teores de concentrados;
- b) Minérios de sulfeto maciços e com a pirita presente, com grãos mais grosseiros de galena e esfalerita. Esses minérios normalmente não são oxidados e a esfalerita apresenta alto ferro e marmatita, com variações na quantidade presentes;
- c) Minérios de sulfeto maciços disseminados em frações finas com ou sem a presença de ganga carbonosa. Esses minérios apresentam mineralogias relativamente complexas onde os sulfetos de ferro estão presentes, com teores entre 15% e 60%. Além da pirita, frequentemente há também a presença de barita e argilas;
- d) Partículas finas de minérios de chumbo-zinco refratários disseminados, onde a liberação ocorre em frações granulométricas abaixo de  $10\mu\text{m}$ . Os teores de sulfetos de ferro variam de 10 a 90%. Esses minérios são considerados não processáveis, necessitando do desenvolvimento de novas tecnologias para que seja possível uma exploração economicamente viável;
- e) Minérios oxidados e alteração no chumbo-zinco. Esses são minérios caracterizados pela presença de ganga ácida, com pH natural ácido, entre 4 e 5. Normalmente eles não podem ser processados e o uso de cianeto é restrito devido a presença de íons solúveis. Para seu tratamento, são práticas comuns o uso de células de flotação *bulk* para flotação da esfalerita e galena ou uma etapa de lavagem desse material antes da cominuição do material;
- f) Minérios de chumbo-zinco-prata são outro tipo de variedade encontrada, onde os minerais associados à prata são predominantes e o processo principal é voltado para

recuperação de prata. O teor de prata nesse tipo de minério varia de 150 a 500g/t. Alguns minérios desse tipo também têm a presença de ouro. Eles geralmente se apresentam em depósito minerais extremamente complexos e, em alguns casos, têm a presença de sulfetos de manganês que são difíceis de serem removidos.

Devido à abundância dos tipos de minérios de chumbo-zinco, atualmente existem uma enorme variedade de processos para tratamento desses minérios. As opções de reagentes e circuito de tratamento variam frequentemente de acordo com cada tipo de minério.

Usualmente em plantas de processamento de zinco sulfetado em operação, é necessário a depressão da esfalerita no circuito de flotação da galena. É comum, também, que seja removida a pirita ou o arsênio dos concentrados de zinco. Muitos processos já foram desenvolvidos e foram implantados com sucesso para que isso fosse possível (BULATOVIC, 2007).

Os xantatos utilizados como coletores de sulfetos têm uma afinidade relativamente baixa com os íons de zinco, dessa maneira geralmente é necessário a ativação da esfalerita com íons de cobre para que seja possível flotar esse mineral. A ativação da esfalerita envolve a troca de zinco por íons de cobre, proporcionando uma superfície mais receptiva a adsorção do coletor. Uma das principais impurezas presentes na esfalerita é o ferro, que substitui átomos de zinco na rede cristalina da esfalerita, diminuindo o número de átomos de zinco disponíveis (BOULTON, 2005).

### **3.5 Parâmetros importantes na flotação de sulfetos**

#### **3.5.1 Reagentes coletores**

Os circuitos de flotação de sulfetos empregam como coletores, em sua grande maioria, compostos denominados sulfidrílicos. Estes coletores são aniônicos e apresentam muita seletividade para a flotação de sulfetos. Eles são conhecidos como tio-compostos, sendo o termo “tio” utilizado para salientar a ausência do elemento enxofre ligado ao oxigênio. A ausência dessa ligação tem papel na estrutura e reatividade desses compostos e podem ser classificados em mono, ditio ou trítio a depender do número de enxofres na ligação. Esses coletores são incapazes de adsorver em silicatos tornando-os bastante funcionais na

flotação de sulfetos (HU *et al.*; 2009; BALTAR, 2010; SÃO JOSÉ, 2015). A Tabela 3.1 apresenta os principais tio-compostos utilizados na flotação de sulfetos.

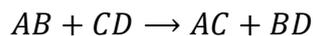
**Tabela 3. 1 - Principais tio-compostos utilizados na flotação de sulfetos (LUZ et al.; 2010)**

Designação	Fórmula Estrutural
Ditiocarbonatos (Xantatos)	
Mono alquil ditiolfosfatos	
Dialquil ditiocarbamato	
Mercaptanas	RSH
Mercaptobenzotiazol	

onde, M<sup>+</sup> é usualmente um sal metálico, tais como Na<sup>+</sup> e K<sup>+</sup> e R é o grupo apolar do surfatante (alquil, aril ou cíclico).

Dentre os reagentes destacados na Tabela 3.1 é importante observar os ditiocarbonatos (xantatos), pois são os coletores sulfidrílicos mais utilizados na flotação de sulfetos. Há muito tempo, eles são os principais reagentes coletores utilizados devido à sua alta capacidade de adsorção nos minerais sulfetados (YOVANOVIC, 2004; PEARSE, 2005).

Existem muitas teorias que descrevem o mecanismo de adsorção de coletores tíois na superfície de minerais sulfetados. Muitos autores classificam a adsorção do coletor em 4 mecanismos com potencial misto: quimissorção, oxidação catalítica, mecanismos eletroquímicos e substituição metatética. Proposto, inicialmente, por TAGGART *et al* (1930), a substituição metatética afirma que a flotação de sulfetos se processa como resultado de uma reação de dupla troca entre um composto de superfície, produto da oxidação do sulfeto, e o ânion tio-composto, numa reação química do tipo:



**Equação 1 - Reação metatética . Esse mecanismo explica a formação de xantato de Zn na superfície da esfalerita após ativação prévia. TARGGART, 1930.**

Em PLAKSIN e SHAFEEV (1960) afirma que a flotação dos sulfetos seria resultado da transformação da superfície do mineral de semicondutor tipo *n* (excesso de elétrons na superfície) em semicondutor tipo *p* (deficiência de elétrons na superfície), promovendo-o a interagir com o coletor, uma vez que o semicondutor tipo *p* apresenta abundância de enxofre (falta de metal) na superfície. Não existe prova da importância deste mecanismo de adsorção, apenas indícios de que minerais menos condutores como a esfalerita respondem com maior influência a semicondutividade na flotação. O trabalho pioneiro de SALAMY e NIXON (1953) correlacionou o comportamento dos sulfetos na flotação com a eletroquímica do sistema, o que pode ser considerado um marco no entendimento atual da flotação dos sulfetos. O desenvolvimento da hidrofobicidade na superfície do mineral sulfetado em um sistema de flotação é explicado por reação anódica envolvendo o coletor tio-composto e possivelmente o mineral, devidamente acoplada a uma reação catódica, que normalmente na flotação de sulfetos é representada pela redução do oxigênio em função do pH ácido. O mecanismo eletroquímico é coerente com várias evidências experimentais, tais como a presença de xantato de metal ou dixantógeno, a adsorção não uniforme do coletor na superfície, devido a diferenças de potencial entre vários pontos, e a necessidade do oxigênio para a flotação de sulfetos.

De acordo com cada teoria, a flotação é favorecida devido a uma molécula neutra ou um dímero de um coletor tiol ou uma espécie de coletor metálico adsorvido na superfície mineral. A adsorção seletiva do coletor na superfície de um mineral sulfetado implica na especificidade geral do íon metal. A adsorção de moléculas neutras, incluindo por exemplo um dímero de um xantato, não é um processo seletivo pois depende das diferenças de hidrofobicidade entre as superfícies dos minerais na rocha matriz (FAIRTHORNE *et al*, 1997).



modificadores é possível isolar minerais sulfetos de zinco, chumbo e cobre na flotação de minérios que apresentam complexos metálicos. Vários compostos são usados como modificadores, tais como sais, ácidos, álcalis, eletrólitos, entre outros. Alguns modificadores funcionam também como reguladores de pH como é o caso do sulfeto de sódio (FUERSTENAU *et al*, 1990; SÃO JOSÉ, 2015).

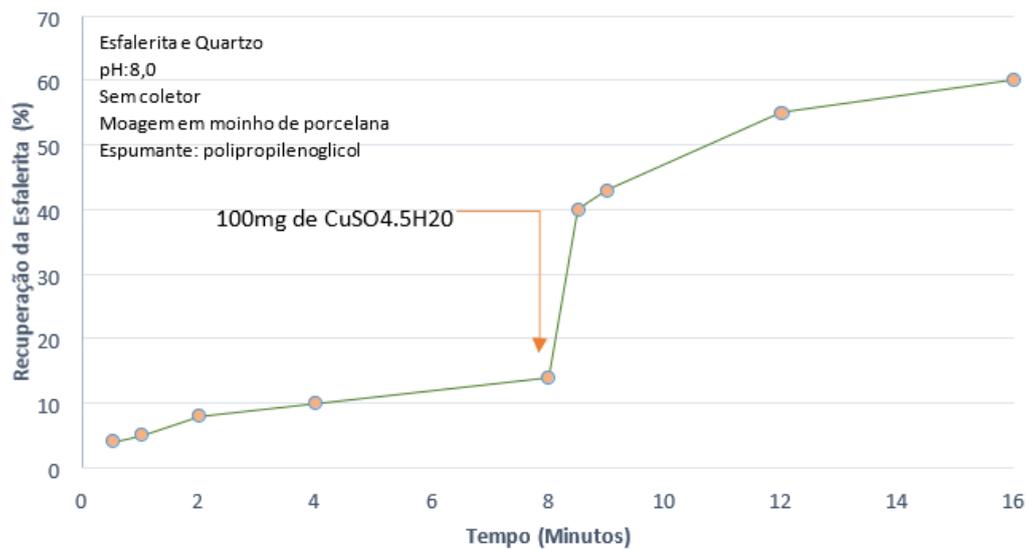
Um mesmo modificador pode atuar hora como depressor e hora como ativador, sendo ativador em um determinado minério e depressor em outro. Um bom exemplo é o sulfeto de sódio, que funciona como ativador de minerais não ferrosos oxidados e ao mesmo tempo como depressor dependendo das suas condições de concentração e dosagem (GLEMBOTSKII *et al*, 1972; SÃO JOSÉ, 2015).

#### **3.5.4 Reagentes ativadores**

A flotação diferencial é um dos principais processos de separação de minério sulfetado, sendo utilizada frequentemente na separação de minerais de zinco e chumbo. Devido à mecanismos eletroquímicos há uma tendência dos coletores tióis se adsorverem primeiramente na galena, sendo necessário uma ativação prévia da esfalerita para adsorção dos coletores, antes de sua flotação. Sulfato de cobre funciona como ativador da esfalerita auxiliando na flotação diferencial desses minérios. Os ativadores funcionam como agente modificadores tornando os minerais sulfetados susceptíveis a reação com coletores sulfidrílicos (BASILIO *et al*, 1996; FINKELSTEIN, 1997; SÃO JOSÉ, 2015).

O mecanismo eletroquímico dos ativadores está relacionado à solubilidade dos minerais ou compostos, uma vez que aqueles com menores solubilidades tem uma ativação preferencial. O mecanismo de ativação da esfalerita por íons de cobre, por exemplo, está atrelado a formação de uma película superficial de CuS menos solúvel que a esfalerita não ativada, logo mais estável em termos de solubilidade, aumentando o tempo de interação das partículas com os coletores (YOON, 1981). A Figura 3.3 mostra os efeitos da dosagem de cobre em um sistema esfalerita-quartzo, sem a presença de nenhum coletor, mostrando o aumento da hidrofobicidade da esfalerita a partir da adição do ativador sulfato de cobre (TRAHAR *et al.*; 1997).

**Figura 3.3 - Influência dos ativadores na flotação. Gráfico Modificado (TRAHAR et al.; 1997)**



### 3.5.5 Reguladores de pH

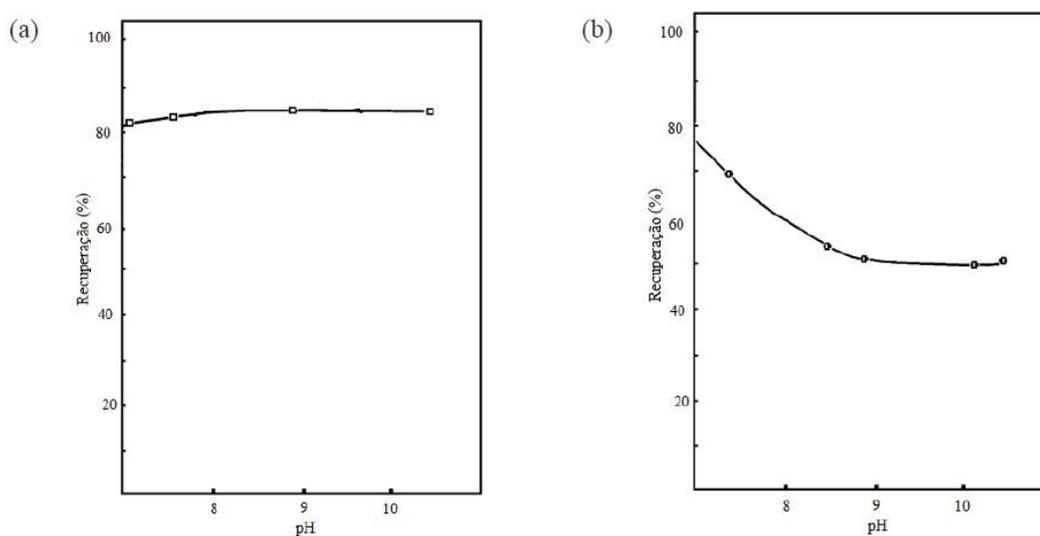
Os ajustes de pH da polpa utilizando ácidos ou bases são citados por RAO (2013) como um fator importante para a flotação por quatro grandes motivos:

- Influência no potencial zeta e na adsorção de íons específicos através da alteração da superfície mineral em suas extensões de hidratação;
- Aumento da ionização ou solubilidade de um surfactante e influência na formação de complexos contra-íons;
- Participa da concentração de íons inorgânicos na fase líquida da polpa;
- Alteração de potencial eletroquímico da polpa e conseqüentemente no seu potencial de óxido-redução.

Em um estudo conduzido por VUČINIĆ *et al.* (2006) foi investigado o pH da polpa na recuperação da galena e da esfalerita. Os autores exploraram a flotabilidade natural desses dois minerais-minério de Zn e Pb em testes sem a adição e com a adição de reagentes coletores. Nos testes com reagentes, a dosagem do coletor etil xantato de potássio foi fixada em  $3 \times 10^{-4}$  mol/L e utilizaram o HCl e NaOH como moduladores de pH, estudando qual o efeito da variação de pH na flotação desses minerais. Na figura 3.4a observa-se que a galena apresenta recuperação acima de 80% sem adição de nenhuma espécie de coletor. Na Figura

3.4b observa-se a flotação da esfalerita, sem adição de coletor, a queda de recuperação no intervalo de pH de 7 a 9 e houve estabilização da recuperação a partir do pH 9.

**Figura 3. 4 – Recuperação da galena e da esfalerita em função do pH. (a) galena e (b) esfalerita.**



### 3.6 Grau de liberação de partículas

A recuperação de partículas minerais através da flotação é correlacionada com o tamanho da partícula constituída puramente de mineral de interesse por JAMESON (2012) de modo quanto maior a quantidade de partículas livres, maior a flotabilidade e recuperação do mineral em questão. Além da granulometria, o caráter mineralógico também possui correlação com a recuperação obtida na performance das flotações dos sulfetos, de maneira que as associações mineralógicas complexas ou de distribuição dos grãos minerais em maior proporção nas texturas finas promovem maior consumo de reagentes e maior grau de redução nas etapas de cominuição (FOSU, 2015).

Na prática, para que seja possível flotar o mineral de interesse é necessário o prévio entendimento da associação do mesmo com a rocha matriz, de forma a entender como funciona sua liberação na etapa de moagem. A alimentação desta etapa pode ser constituída de partículas totalmente liberadas, sendo normalmente predominantes em partículas menores, e partículas mistas onde se tem o mineral de interesse associado a grãos de ganga.

Para determinação da liberação das partículas do mineral de interesse são utilizadas técnicas tais como Mineral Liberation Analyser (MLA), onde é possível mensurar a superfície livre numa população de partículas e a Energy Dispersive Spectrum (EDS), que utiliza de análise elementar analítica na caracterização química de uma amostra. O MLA é utilizado para caracterizar as amostras coletadas no processo para obter algumas informações sobre a liberação dos minerais, que beneficiará a tarefa de otimização do circuito de flotação. O EDS é utilizado na análise composicional quantitativa para os elementos que compõem o minério em estudo. É correlacionado na indústria mineral com os teores obtidos nas etapas de concentração da flotação, gerando um estudo mineralógico modal que compara, de modo quantitativo, os resultados de recuperação da planta com a quantidade do elemento contido no produto da flotação. Sem a informação do tamanho das partículas e classes de partículas na alimentação da flotação são notavelmente inexequível a determinação do teor e a recuperação de um minério na flotação.

A partir da determinação da quantidade populacional de partículas livres é possível analisar o potencial de recuperação de um minério. Essa determinação ajuda no desenvolvimento de rotas de processo, facilitando o cálculo que determina o tempo de residência necessário para atingir o ponto ótimo entre recuperação e teor do concentrado. A liberação e a recuperação variam de acordo com cada intervalo de granulometria, sendo ponderada de acordo com a massa de alimentação de cada faixa granulométrica (JAMESON, 2012).

Para uma separação eficiente ser alcançada, recomenda-se que o minério seja moído o mais fino possível para melhorar a liberação, aumentando a recuperação e produzindo um concentrado mais limpo com menor quantidade de ganga (PEASE; 2006). Entretanto, na prática, o que se observa na maioria das operações é que sempre há uma quantidade razoável de partículas mistas, sendo necessário uma boa recuperação dessas partículas nas etapas scavengers. Uma boa eficiência da flotação depende da boa distribuição entre partículas finas, intermediárias e grosseiras, pois cada tamanho apresenta diferentes comportamentos dentro da flotação.

O estudo de FOSU (2015) estipula um limite inferior e superior para os tamanhos de partículas para uma boa flotabilidade dos sulfetos e isso depende diretamente das forças que atuam no agregado partícula-bolha. Através de análise mineralógica e de liberação do minério composto por esfalerita, galena, pirita e carbonatos (ganga hidrofílica),

quantificada através de composição elementar de Zn (19,1%), Pb (5,7%), Fe (1,0%), S (12,0%) e Ca, Mg e Si (21,1%) por EDS (QEMSCAN), conclui-se que os resultados obtidos nos testes de bancada, que compara diferentes dosagens 25, 50, 75 e 100 g/t do coletor Isopropil Xantato de Sódio (SIPX), indicaram através da redução do teor de concentrado e do aumento da recuperação global da flotação do sulfeto de zinco em função das respectivas dosagens, que existem faixas de partículas preferenciais (maior que 300  $\mu\text{m}$ ) compostas de esfalerita liberada que não possuem boa recuperação devido sua granulometria, sendo perceptível através da recuperação por faixa (estudo granulométrico), uma melhor estabilidade da ligação partícula-bolha nas maiores dosagens de coletor.

Uma função de caracterização de partículas compostas de duas fases com diferentes graus de liberação utilizando o QEMSCAN foi desenvolvida no estudo para a análise partículas presentes no concentrado da flotação (FOSU, 2015). A distinção da função de caracterização chamada ‘‘Locking Ratio’’ (LR) ocorre nas partículas binárias de esfalerita que podem ser compostas de associação mineralógica simples, onde existe apenas uma interface entre as fases mineralógicas presentes no grão, e de associação mineralógica complexa, onde há mais de uma interface entre as fases que compõem a partícula analisada. Os resultados da flotação mostraram que partículas não liberadas, de baixa, média e alta liberação de associação mineralógica simples em todas as faixas granulométricas analisadas (menor que 600 e maior que 75  $\mu\text{m}$ ) possuem as maiores recuperações por faixa quando comparadas as partículas de baixa, média e alta liberação de associação mineralógica complexa, respectivamente. Atribui-se tais resultados devido as maiores áreas superficiais hidrofóbicas contínuas disponíveis nas partículas de associação mineralógica simples para a ligação partícula-bolha de maior estabilidade.

A baixa eficiência de recuperação para partícula acima de 100  $\mu\text{m}$  tem sido atribuída principalmente a partículas que se desprendem das bolhas em ambientes altamente turbulentos dentro das células de flotação (FOSU, 2015).

### **3.7 Circuito de Morro Agudo**

O circuito atual de flotação de Morro Agudo utiliza tanto para esfalerita quanto para a galena, colunas e células de flotação convencionais (mecânicas). As colunas além de

apresentarem menores custos operacionais, também apresentam melhor desempenho na flotação de frações granulometrias mais finas (maiores que 38  $\mu\text{m}$  e menores que 75  $\mu\text{m}$ ) e ultrafinas (maior que 20  $\mu\text{m}$  e menor que 38  $\mu\text{m}$ ) quando comparadas as células mecânicas. A flotação em coluna possui melhor drenagem, eliminando o arraste hidráulico de partículas indesejadas e o contato entre polpa e bolhas de ar acontece em um fluxo de contracorrente, aumentando a probabilidade do contato entre partícula e bolha. Em contrapartida, para partículas em faixas granulométricas mais grosseiras (maior que 150  $\mu\text{m}$ ), é esperado maiores recuperações metalúrgicas em células mecânicas, por estas não apresentarem o formato longitudinal e a agitação forçada propiciar uma hidrodinâmica favorável a flotação (RUBIO e LÓPEZ, 1992; OLIVEIRA, 2006; LIMA, 2009; CALDARA, 2010).

O circuito de flotação de chumbo é a primeira etapa da flotação seletiva de Morro Agudo. A polpa é condicionada com o coletor Amil Xantato de Potássio (PAX) para tornar a galena hidrofóbica. A maior parte da galena na alimentação da flotação é recuperado em uma etapa *Rougher* em coluna. O rejeito da *Rougher* em coluna alimenta a etapa *Scavenger*, que usa seis células de flotação mecânica convencional. O concentrado da etapa *Scavenger* retorna como alimentação da *Rougher*. O concentrado *Rougher* é direcionado para a etapa *Cleaner* também em coluna. O rejeito da etapa *Cleaner* volta para alimentação da etapa *Rougher* em coluna e o concentrado gerado na etapa *Cleaner* é o produto denominado como Concentrado Final de Chumbo. No geral, o circuito de flotação de chumbo recupera aproximadamente 64% do chumbo contido na alimentação da usina, e gera um concentrado final de chumbo de aproximadamente 50% de teor.

O fluxo de rejeito na etapa *Scavenger* de chumbo é direcionado como a alimentação para o circuito de flotação de zinco, onde é adicionado em um tanque de condicionamento com agitação, o Sulfato de Cobre (ativador) e Amil Xantato de Potássio (coletor). Após o condicionamento, a polpa alimenta a etapa *Rougher* em coluna. O concentrado da *Rougher* é bombeado para a etapa *Cleaner* de zinco também em coluna. O concentrado *Cleaner* é direcionado a etapa *Recleaner* de zinco, composta por três células mecânicas convencionais de flotação, que produz o Concentrado Final de Zinco. O rejeito gerado na *Cleaner* é a alimentação da etapa *Scavenger da Cleaner*, que consiste em dois bancos de células mecânicas convencionais, num total de quatro células. O rejeito gerado na etapa

*Recleaner* é direcionado para a alimentação da etapa *Rougher 2* e o concentrado da *Recleaner* retorna para a *Cleaner* de zinco. O rejeito da etapa *Rougher* também alimenta a etapa *Rougher 2* composta por um banco de quatro células mecânicas convencionais. O rejeito da etapa *Rougher 2* alimenta a etapa *Rougher 3* que também é composta por um banco de quatro células mecânicas convencionais com a adição dos reagentes Sulfato de Cobre e PAX. O concentrado gerado nas etapas *Rougher 2 e 3* são direcionados para a alimentação da etapa *Rougher* em coluna. O fluxo da etapa *Rougher 3* é alimentação a etapa *Scavenger* de zinco. A etapa *Scavenger* gera um concentrado que retorna à alimentação da *Rougher* e o rejeito gerado em célula mecânica convencional é chamado como Rejeito Final de todo o processo de flotação de Morro Agudo. O teor do concentrado final é de 38 a 40% de zinco com uma recuperação de aproximadamente 86%. O fluxograma completo do circuito de flotação pode ser visto na Figura 3.5 e o detalhado no circuito zinco na figura 3.6.

Figura 3.5 – Fluxograma da Usina de Beneficiamento de Morro Agudo, Paracatu – MG

**Unidade Morro Agudo**

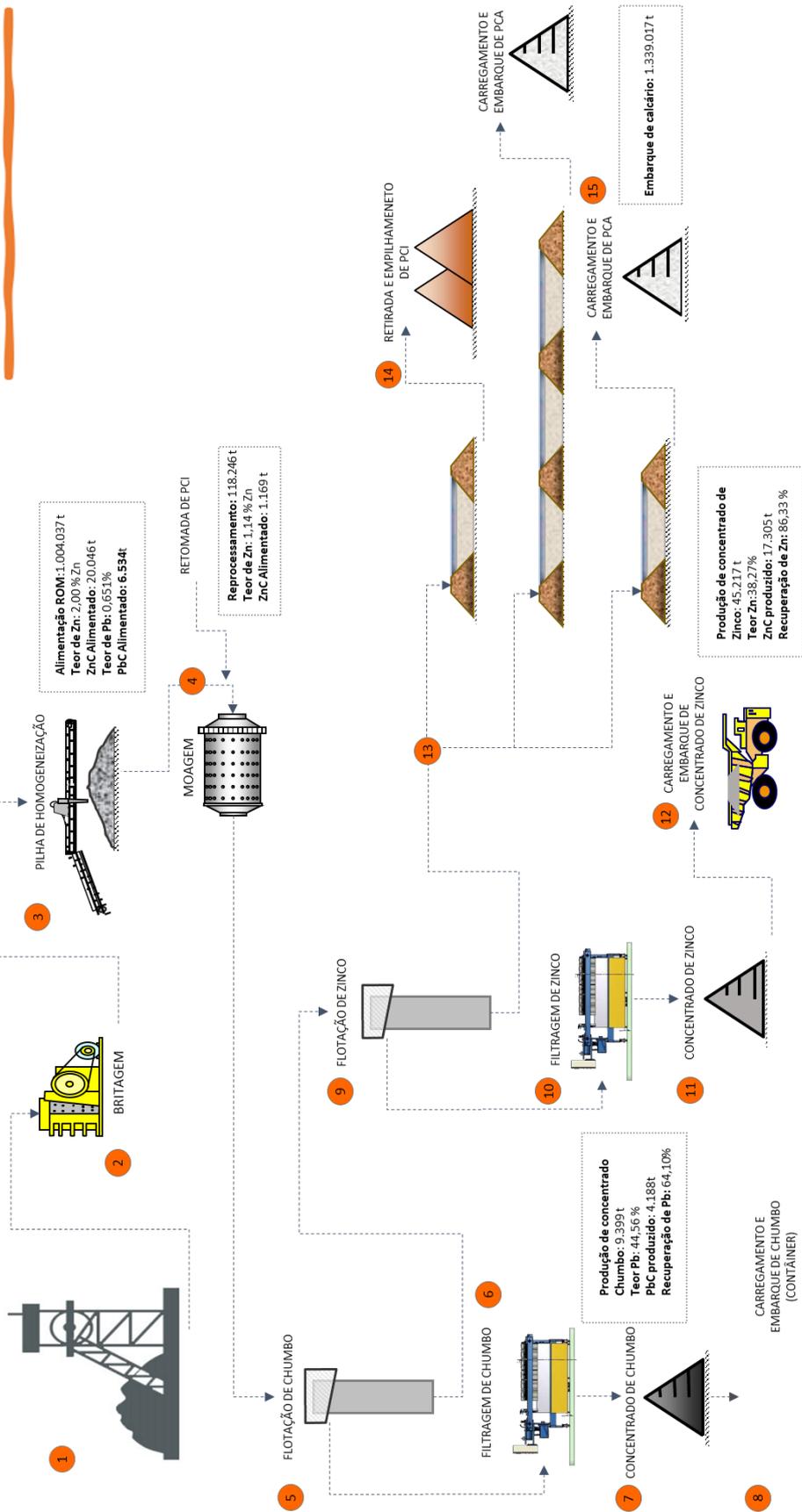
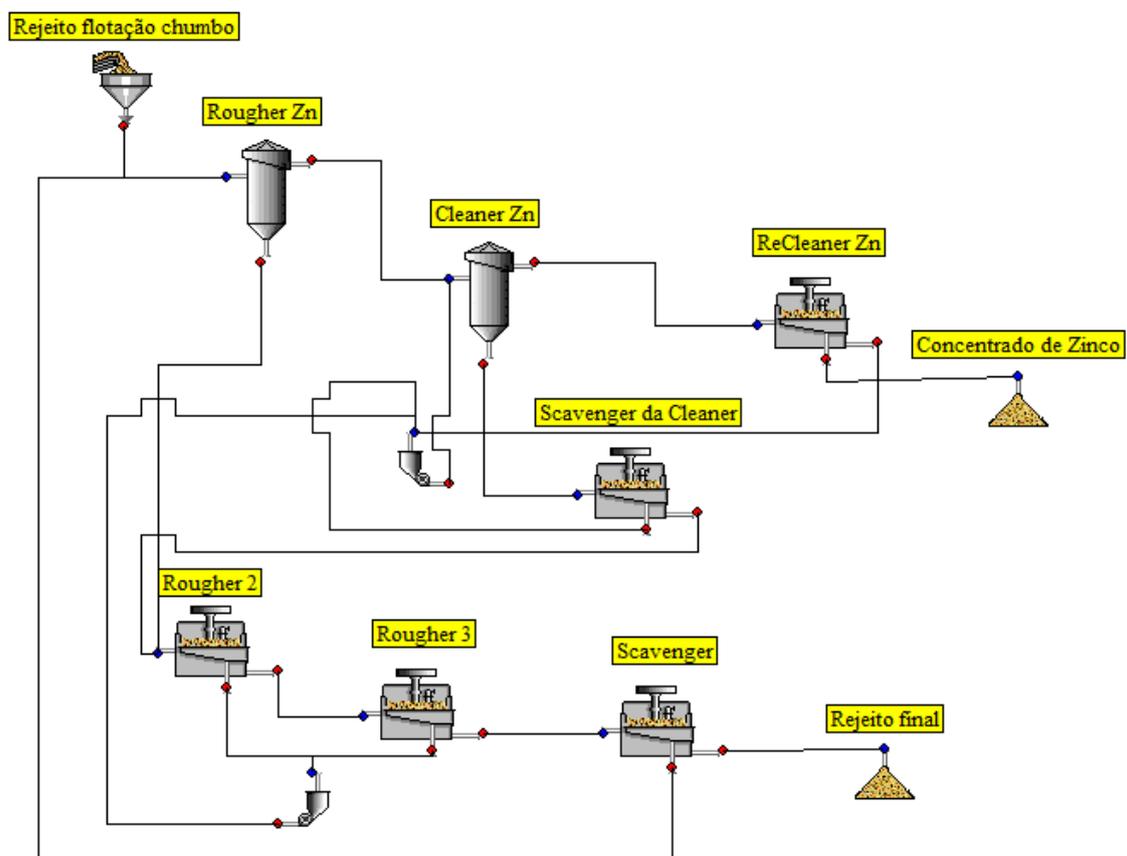


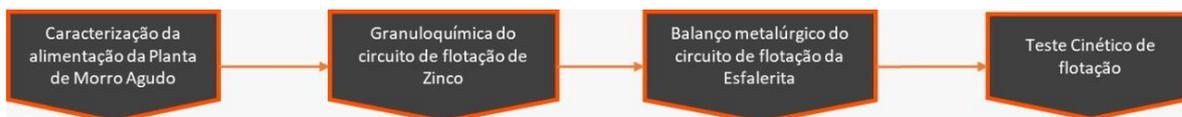
Figura 3. 6 - Fluxograma da usina de Beneficiamento de Morro Agudo – Etapa Zinco.



## 4 Metodologia

Neste capítulo foram abordadas as metodologias dos procedimentos e testes para se atingir os objetivos do trabalho. O fluxograma de como desenvolvida a sequência para metodologia pode ser visto na Figura 4.1.

**Figura 4. 1 - Fluxograma da metodologia.**



### 4.1 Caracterização da alimentação da planta

Para a caracterização foi coletada uma amostra da alimentação da flotação de Morro Agudo. Essa amostra foi selecionada, em um momento em que a alimentação fosse de um corpo mineral predominante na mina, para melhor representatividade. A amostra foi enviada ao laboratório de preparação na Nexa Resources localizado na unidade de Vazante, na cidade de Vazante. As alíquotas das amostras foram preparadas para sua utilização no MEV/MLA, para isso, foram adicionadas a resina epóxi, em moldes de 30 mm de diâmetro e polidas utilizando um politriz automatizada EcoMet-AutoMet – Buheler.

As amostras foram previamente recobertas com carbono para a análise de microscopia eletrônica de varredura (MEV), a ser realizada no Microscópio Eletrônico de Varredura modelo quanta 600 FEG, acoplado ao software – analisador automático (MLA – Mineral Liberation Analyser) e ao sistema de microanálise EDS Espirit Bruker (20Kve).

As análises mineralógicas e associações minerais consideram tanto o contraste do número atômico como a composição química dada de cada fase (imagem de elétrons retroespalhados e espectros de raio x característicos por EDS), respectivamente.

As imagens obtidas foram processadas para as seguintes informações:

- Composição mineralógica quantitativa;
- Características das associações dos minerais de interesse;
- Grau de liberação da esfalerita;

- Distribuição química por mineral.

## **4.2 Granuloquímica do circuito de flotação industrial de zinco**

Para o estudo granuloquímico foi realizada uma amostragem completa do circuito de flotação de esfalerita. A amostragem foi feita em um dia com plena estabilidade do processo e com teores de alimentação condizentes com o teor global apontado da reserva da mina.

O material amostrado seguiu os procedimentos padrões de preparação de amostras do laboratório de processos e foram geradas alíquotas de aproximadamente 500g para determinação das curvas granulométricas.

O minério foi peneirado à úmido utilizando a série de peneiras Tyler, o top size foi 106 $\mu$ m, seguido das peneiras de abertura de 75, 53, 44 e 38  $\mu$ m. Foram geradas curvas granulométricas de cada etapa da flotação: Alimentação Rougher 1, Concentrado Rougher 1, Rejeito Rougher 1, Alimentação Rougher 2, Concentrado Rougher 2, Rejeito Rougher 2, Concentrado Rougher 3, Concentrado Scavenger, Rejeito Final, Alimentação Cleaner, Concentrado Cleaner, Rejeito Cleaner, Concentrado Scavenger da Cleaner, Rejeito Scavenger da Cleaner, Concentrado Final e Rejeito Recleaner. Para o material retido de cada peneira foi separada uma alíquota para análise química, finalizando assim a análise granuloquímica específica de cada fluxo. O intuito foi analisar a distribuição de metal contido em cada etapa da flotação, verificando a capacidade de recuperação do sistema para todas as faixas granulométricas analisadas.

## **4.3 Balanço metalúrgico do circuito de flotação da esfalerita**

Utilizando os resultados das análises químicas realizadas pelo método de absorção atômica de raio-x no laboratório da Nexa Resources da Unidade Vazante, obteve-se os valores de teor em percentual de Zn, Pb e Fe de todos os fluxos amostrados no teste de flotação do presente estudo. Com tais resultados, obteve-se uma análise granuloquímica dos fluxos do teste de flotação, e com tais informações, foi feito o balanço metalúrgico da flotação de esfalerita.

Para realização do balanço metalúrgico do teste, foi utilizado o software JKSimMet que através de seu algoritmo base é capaz de calcular e simular valores de recuperação através da inserção de valores de teor e massa obtida em seus respectivos fluxos denominado pelo usuário no software, que por sua vez, projeta uma análise de cominuição e classificação nas operações de processamento mineral através de modelos desenvolvidos no centro de pesquisa Mineral Julius Kruttschnitt. O pacote do software também conta com as funções de projetos metalúrgicos de plantas para fechamento de balanços de massa utilizando teores, e dessa maneira é possível aplicar técnicas de análise de processo para caracterizar o comportamento de plantas metalúrgicas.

A partir do balanço foi possível enxergar o processo de forma ampla, ajudando a entender a distribuição de massa nos fluxos e ampliando o conhecimento do comportamento do processo.

#### **4.4 Testes de cinéticas de flotação**

O teste de cinética foi realizado utilizando a célula de flotação em bancada modelo CFB – 1000, da fabricante CDC, presente no laboratório de processos da unidade de Morro Agudo.

Para que fosse possível realizar o teste de cinética de flotação da esfalerita, foi necessário que a polpa estivesse “limpa” da galena, pois devido a mecanismos eletroquímicos há uma tendência de coletores adsorverem preferencialmente nas partículas de galena, gerando uma espécie de “competição” comprometendo o resultado esperado do teste. A retirada da galena foi feita a partir do teste padrão de flotação do laboratório de processos.

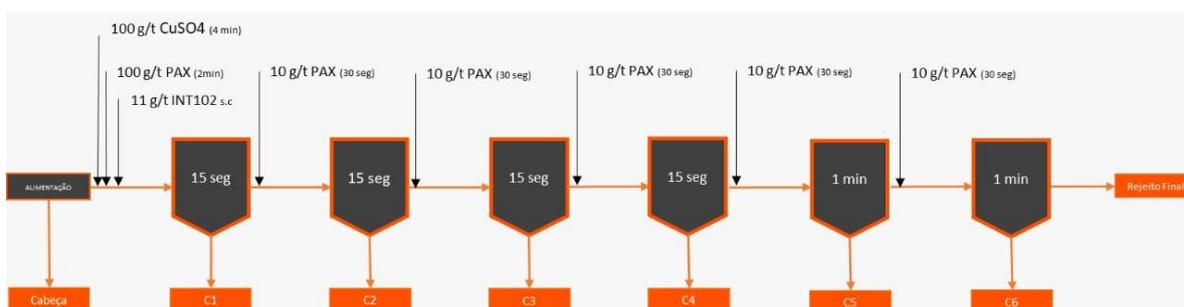
O teste de cinética foi realizado com dosagem de 100 g/t do ativador sulfato de cobre condicionado por 4 minutos. Em sequência foi dosado 100 g/t do coletor Amil Xantato de Potássio (PAX) condicionado por 2 minutos. O espumante MIBC foi dosado em 11g/t e então iniciou-se a flotação.

Foram retirados os concentrados de zinco a cada 15 segundos, e em cada ciclo de flotação foi dosado mais 10g/t de Amil Xantato de Potássio condicionado por 30 segundos. A partir do quarto concentrado, os concentrados passam a ser retirados a cada 1 minuto. A

partir da análise química dos concentrados foi gerada a curva de cinética de flotação do teste realizado.

Após o término do teste, todo material restante na cuba foi filtrado e essa amostra é considerada o rejeito final do ensaio. Abaixo é possível visualizar na figura 4.1 um fluxograma de todo o teste de flotação do presente estudo.

**Figura 4. 2 - Fluxograma do teste de cinética de flotação.**



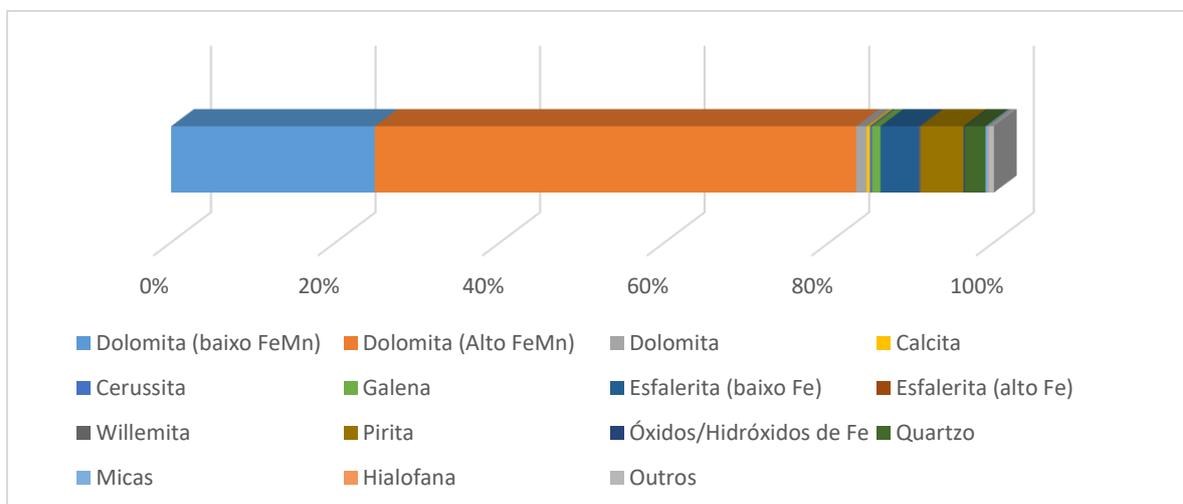
## 5 Resultados e discussões

Neste capítulo são apresentados os resultados dos testes propostos, a análise crítica dos resultados e a proposta para otimização do circuito de flotação atual existente na mina de Morro Agudo.

### 5.1 Caracterização da alimentação da planta

A composição mineralógica da mina de Morro Agudo é composta por 58,50% de dolomita (alto FeMn), 24,76% de dolomita (baixo FeMn), 5,21% de pirita, 4,69% de esfalerita, 2,52% de quartzo, 1,27% de dolomita pura, 0,99% de galena e 2,07% de outros minerais em quantidades pequenas. A mineralogia modal do minério de Morro Agudo é ilustrada na Figura 5.1.

Figura 5.1 - Mineralogia modal do minério de Morro Agudo



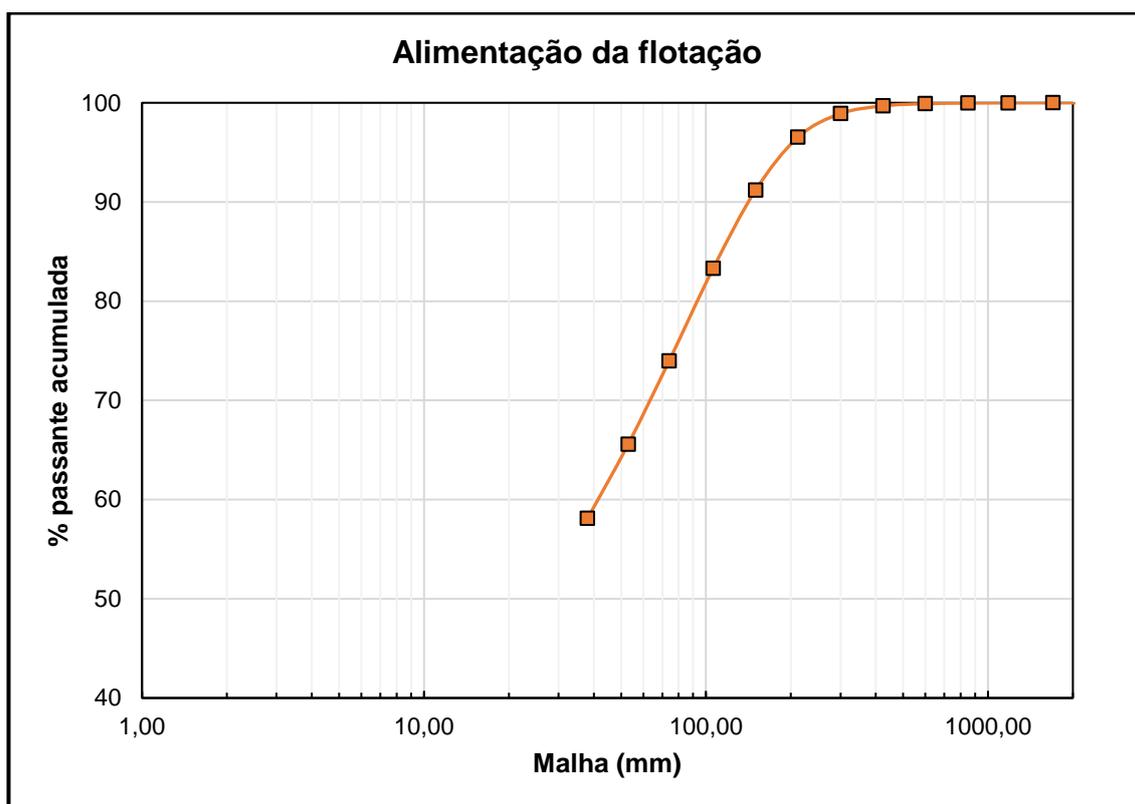
Para a mina de Morro Agudo foi utilizado a seguinte classificação para determinar o grau de liberação das partículas de interesse:

- a partícula com liberação menor do que 30% é classificada como inclusa,

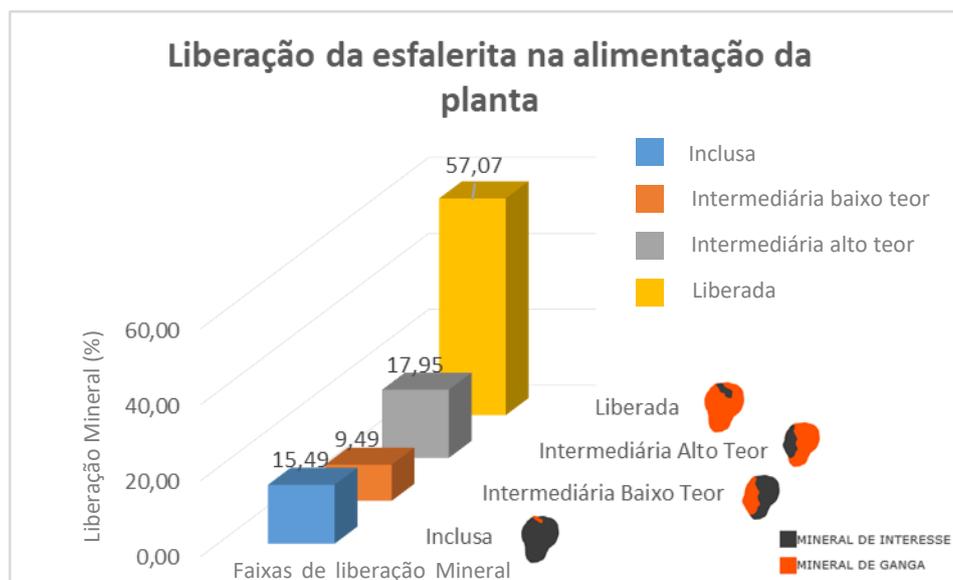
- se a liberação está entre 30 e 60% a partícula é classificada como intermediária de baixo teor,
- se tem liberação entre 60 e 90% é denominada como intermediária de alto teor,
- e acima de 90% é chamada de completamente liberada.

Para avaliar o grau de liberação do minério de Morro Agudo foram utilizadas amostras das 16 litologias encontradas nos corpos minerais e com curva granulométrica semelhante a curva de alimentação da flotação. O material tem 15,49% das partículas de esfalerita inclusas, 9,49% consideradas intermediárias de baixo teor, 17,95% intermediárias de alto teor e 57,07% estão liberadas. A curva granulométrica da alimentação pode ser vista na Figura 5.2 e a liberação da esfalerita na Figura 5.3

Figura 5. 2 - Curva granulométrica da alimentação da flotação.



**Figura 5. 3 - Porcentagem de liberação da esfalerita na alimentação da planta.**



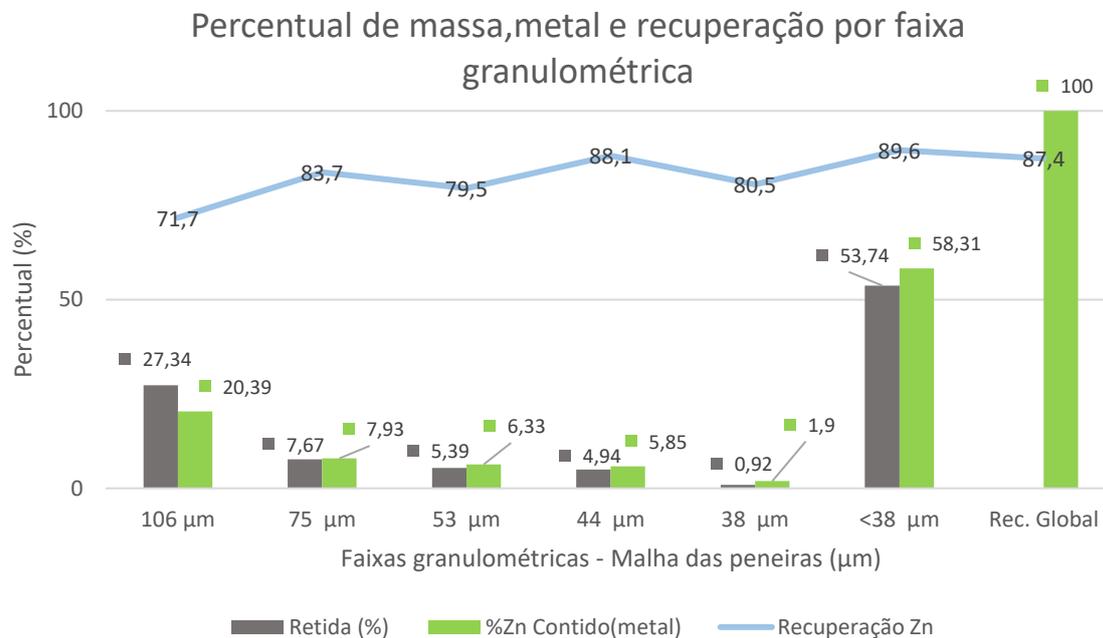
A distribuição da liberação da esfalerita na alimentação da flotação mostra uma grande quantidade de partículas parcialmente liberadas ou inclusas, mesmo com um p80 relativamente baixo, próximo de 90  $\mu\text{m}$ , que pode ser correlacionado ao fato da possibilidade de uma parcela do sulfeto de zinco contido no minério de Morro Agudo estar associado a assembleias mineralógicas complexas e disseminadas, fazendo com que o grau de liberação dessas partículas não seja atingido no p80 em questão, necessitando de um grau de redução ainda maior, que não seja economicamente atrativo devido à dificuldade de flotação de partículas finas e a possibilidade de haver sobre모agem e por consequência o fenômeno indesejado de *slime coating*.

## 5.2 Granuloquímicas do circuito de flotação da esfalerita

A partir da análise química, realizada no Laboratório da Nexa Resources da unidade Vazante, dos fluxos amostrados de todo o circuito proposto no teste em estudo, obteve-se as informações necessárias para a estimativa através do cálculo de recuperação de Zn contido por massa retida em cada malha proposta na análise granuloquímica. Chegou-se nos resultados gerais do processo com 87,4% de recuperação de esfalerita, com a maior parte da massa de metal contida nas malhas  $>106 \mu\text{m}$  e  $<38 \mu\text{m}$ . O percentual de massa,

metal e a recuperação global do processo por faixa granulométrica pode ser vista na Figura 5.4.

**Figura 5. 4 - Percentual de massa, metal e recuperação por faixa granulométrica.**



A maior parte tanto da massa quanto do metal estão retidos na malha <38 µm, apresentando a melhor recuperação dentre todas as malhas. Outro ponto importante foi a grande presença de zinco no retido em 106 µm, com o pior desempenho em termos de recuperação, demonstrando uma boa oportunidade para elevação da recuperação.

### 5.2.1 Primeira Rougher

A pesquisa se estendeu na análise individual de cada etapa da flotação. Para a primeira rougher utiliza-se uma coluna de flotação, e os resultados demonstraram uma baixíssima eficiência para recuperação na faixa granulométrica >106 µm. A distribuição granuloquímica dos fluxos e a recuperação por faixa da rougher 1 podem ser vistas, respectivamente, nas Figuras 5.5 e 5.6.

Figura 5. 5 - Granuloquímica dos fluxos da primeira etapa rougher da flotação de esfalerita.

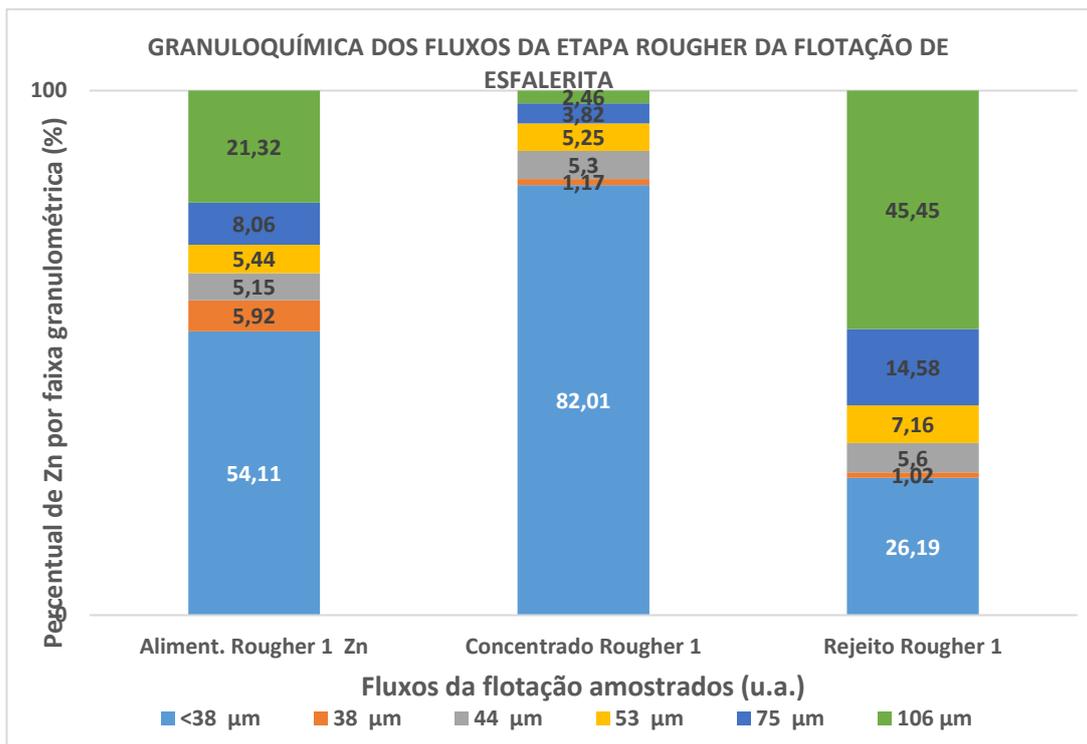
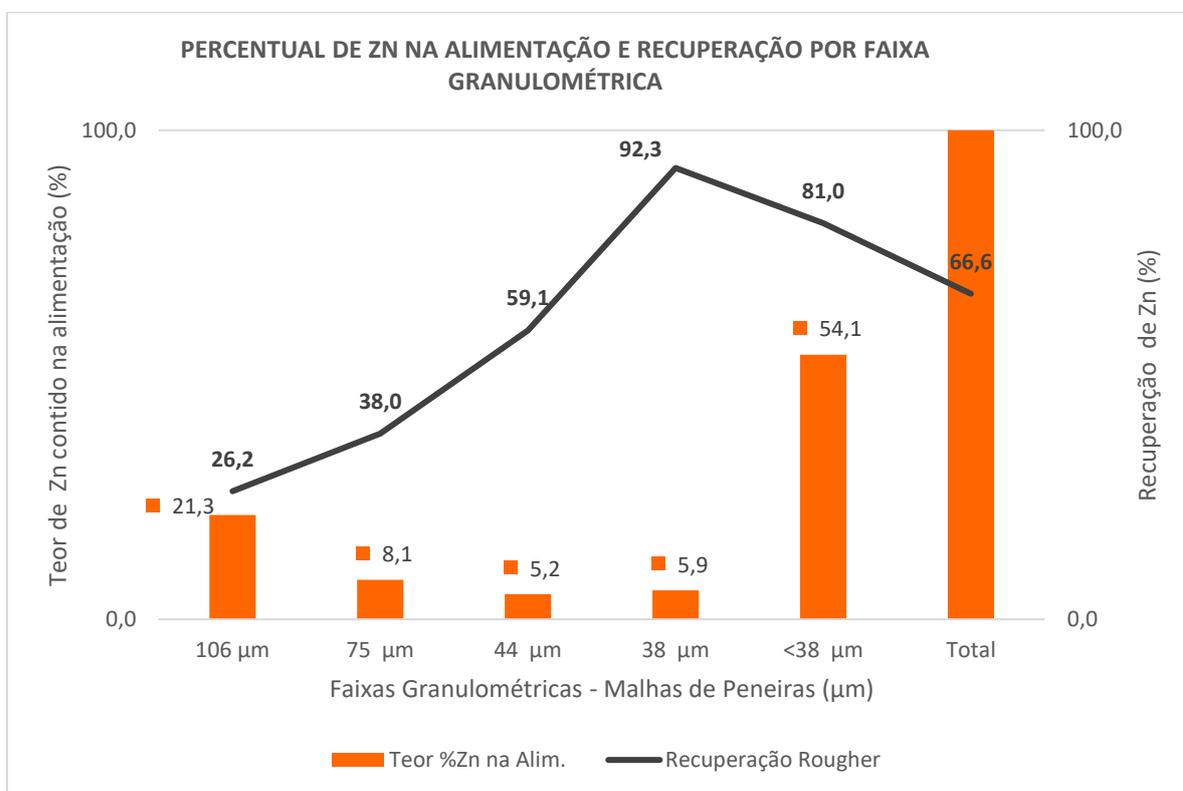


Figura 5. 6 - Percentual de metal contido na alimentação e recuperação por faixa granulométrica da primeira etapa rougher da esfalerita.

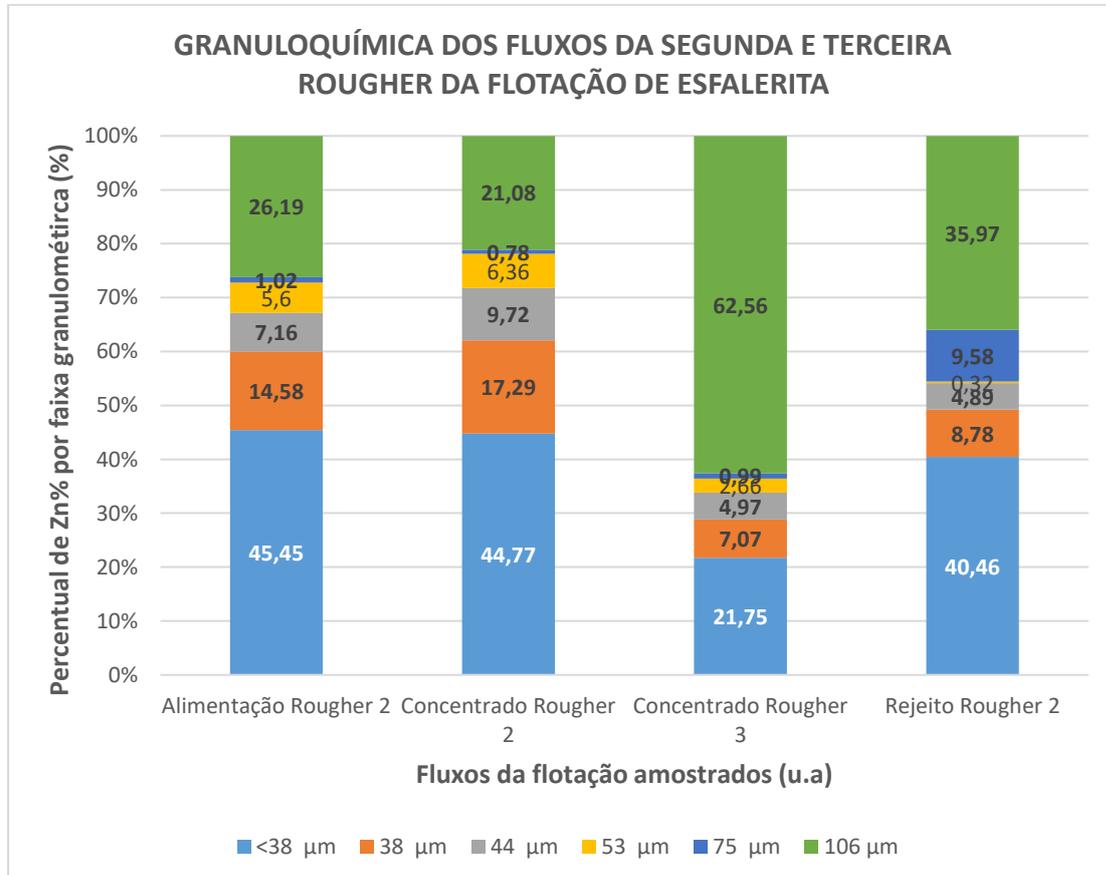


Na Figura 5.5 observa-se um valor de 82% de zinco na fração <38  $\mu\text{m}$  indicando uma concentração do mineral para esta faixa. Em contrapartida, percebe-se um aumento de partículas >106  $\mu\text{m}$  no rejeito. A alta concentração de partículas mais finas no concentrado e partículas mais grossas no rejeito é um indicativo da baixa performance desta etapa para recuperação na faixa >106  $\mu\text{m}$ , confirmado pelo gráfico da Figura 5.6. Tem-se 21,32% do zinco da alimentação da célula na faixa superior de granulometria, mas com uma recuperação de apenas 26,2%. A recuperação global da célula foi de 66,6%.

### 5.2.2 Segunda e terceira roughers

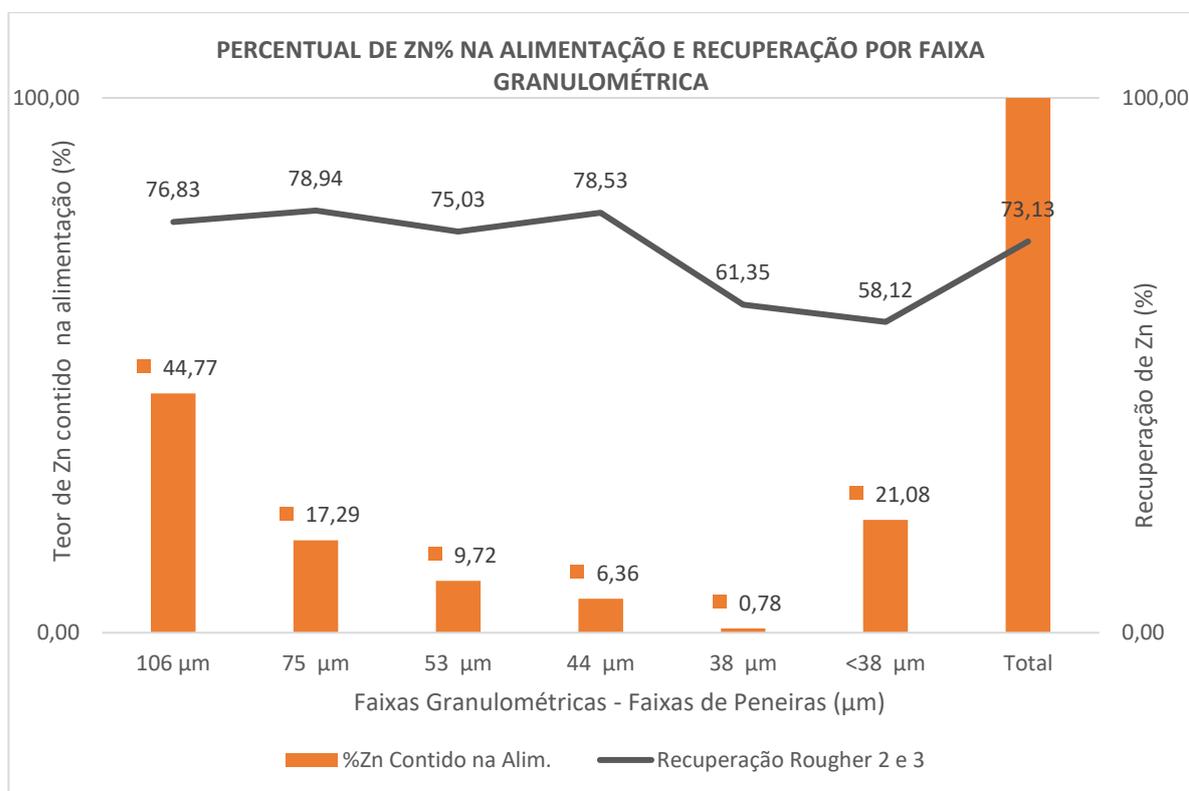
A segunda e terceira etapa rougher foram agrupadas em apenas um conjunto, devido à dificuldade de amostragem na caixa comunicante entre as duas células. São células mecânicas e a figura 5.7 mostra a distribuição granulométrica dos fluxos dessas etapas.

Figura 5.7 - Granuloquímica dos fluxos da segunda e terceira roughers da flotação de esfalerita.



Devido à alta porcentagem de zinco retido na malha >106  $\mu\text{m}$  do rejeito da primeira etapa rougher, a alimentação desse conjunto de células apresenta uma elevada quantidade de zinco nessa faixa granulométrica. Houve uma redução de 45,45% na malha >106  $\mu\text{m}$  para 40,46% no rejeito da etapa, indicando uma melhor recuperação de zinco nesta faixa granulométrica para as células mecânicas. As recuperações por faixa granulométrica podem ser vistas na Figura 5.8.

**Figura 5.8 - Percentual de metal na alimentação e recuperação por faixa granulométrica do conjunto segundo e terceira etapa rougher.**

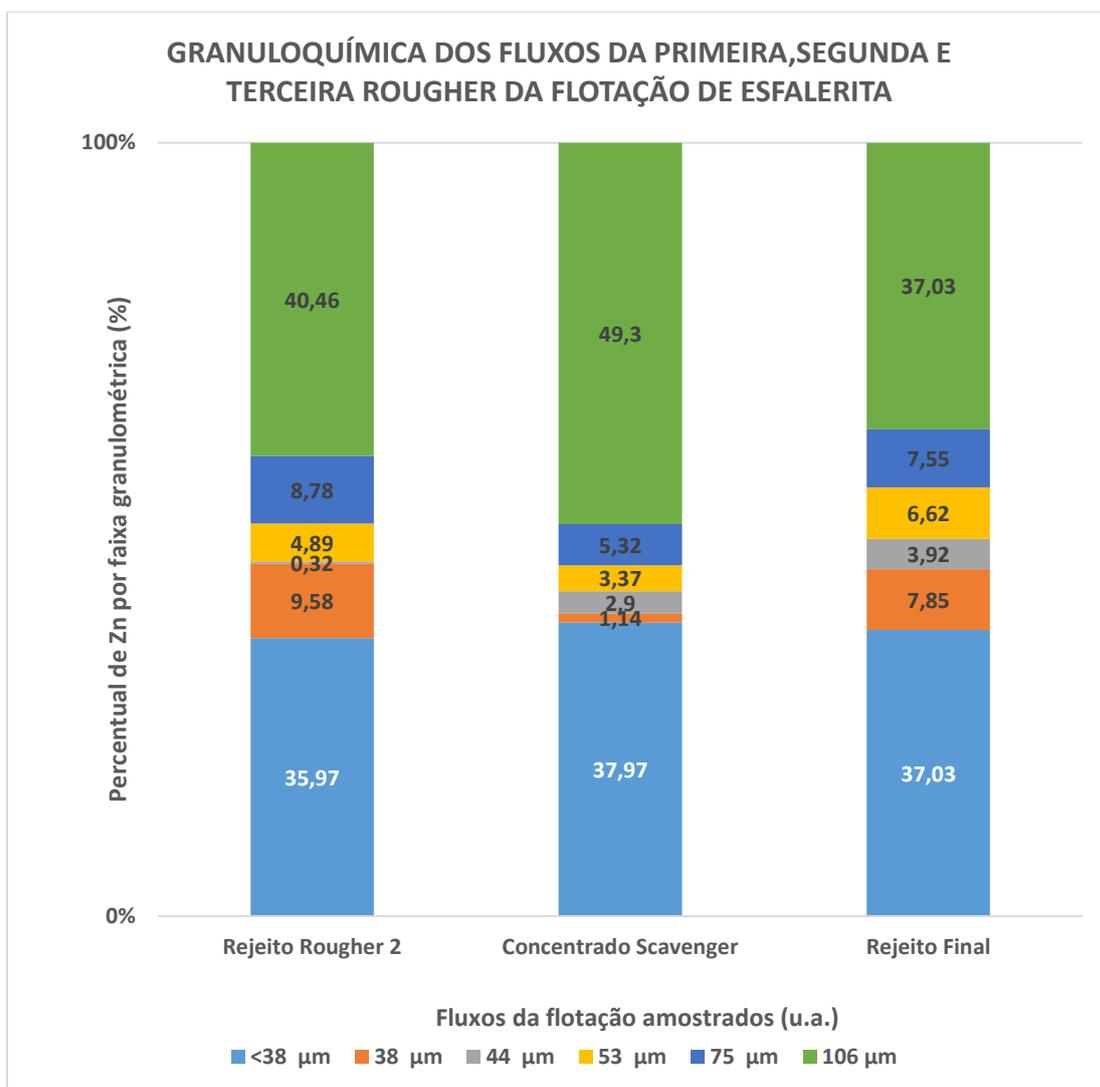


A recuperação para este conjunto de células mecânicas aumentou consideravelmente na fração mais grosseira, com valor de 76,83%. As frações intermediárias apresentaram também recuperação em patamares acima de 70%, enquanto a fração <38  $\mu\text{m}$ , apresentou o pior desempenho, provavelmente causado pela menor disponibilidade de zinco nessa fração devido à sua recuperação na primeira etapa rougher.

### 5.2.3 Etapa scavenger

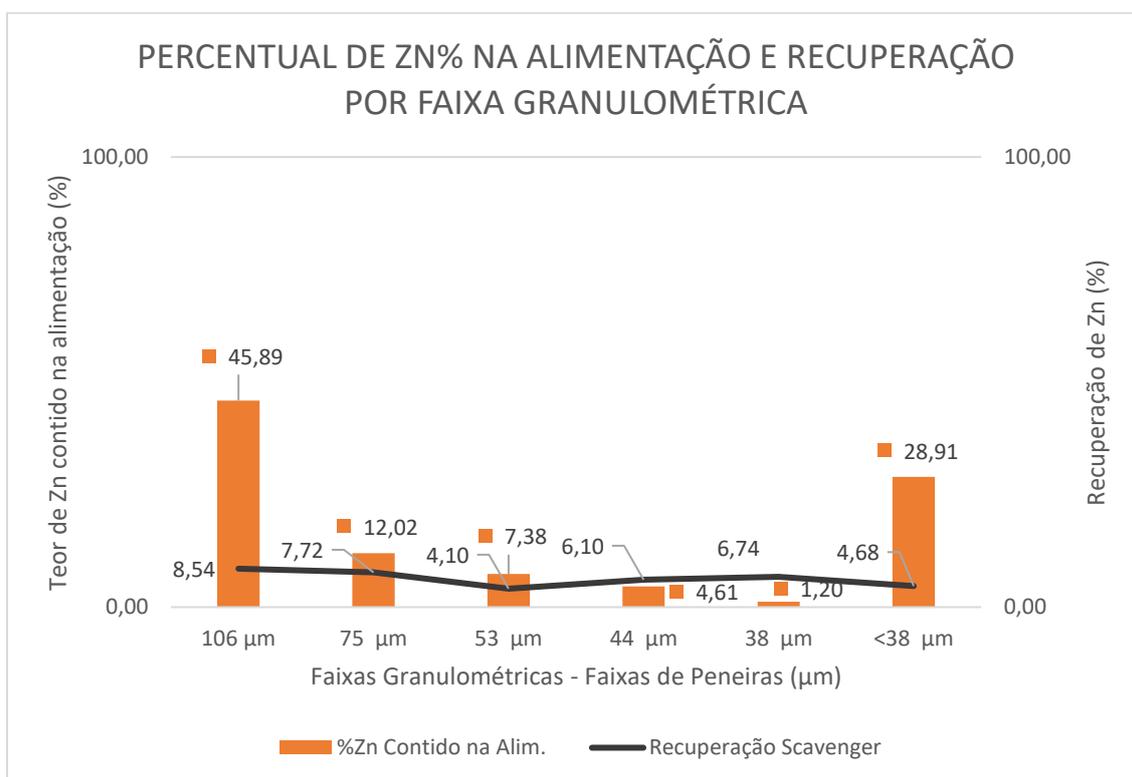
A etapa scavenger foi realizada em uma célula mecânica. O concentrado dessa célula tem uma boa concentração de zinco  $>106 \mu\text{m}$ , indicando um bom desempenho para recuperação desse material (49,3%). O rejeito final apresenta quantidades iguais de zinco (37,03%) nas malhas extremas utilizadas,  $>106 \mu\text{m}$  e  $>38 \mu\text{m}$ . É interessante observar que a alimentação do circuito de flotação possui uma distribuição semelhante nessas etapas, com mais zinco contido nessas duas malhas, com menor quantidade nas malhas intermediárias. A granulométrica desta etapa pode ser vista na Figura 5.9.

Figura 5. 9 - Granulométrica dos fluxos da primeira, segunda e terceira rougher da flotação de esfalerita.



A alimentação é composta por 40,46% de zinco retido na malha de 106  $\mu\text{m}$ . Já o concentrado possui 49,3% de zinco na malha de 106  $\mu\text{m}$ . Houve uma consequente diminuição na proporção da quantidade de zinco desta malha no rejeito (37,03%), indicando uma boa recuperação de zinco, nessa fração, nesta etapa da flotação. A recuperação de zinco, por faixa, nesta etapa é mostrada na Figura 5.10.

**Figura 5. 10 - Percentual de metal na alimentação e recuperação por faixa granulométrica da etapa scavenger.**

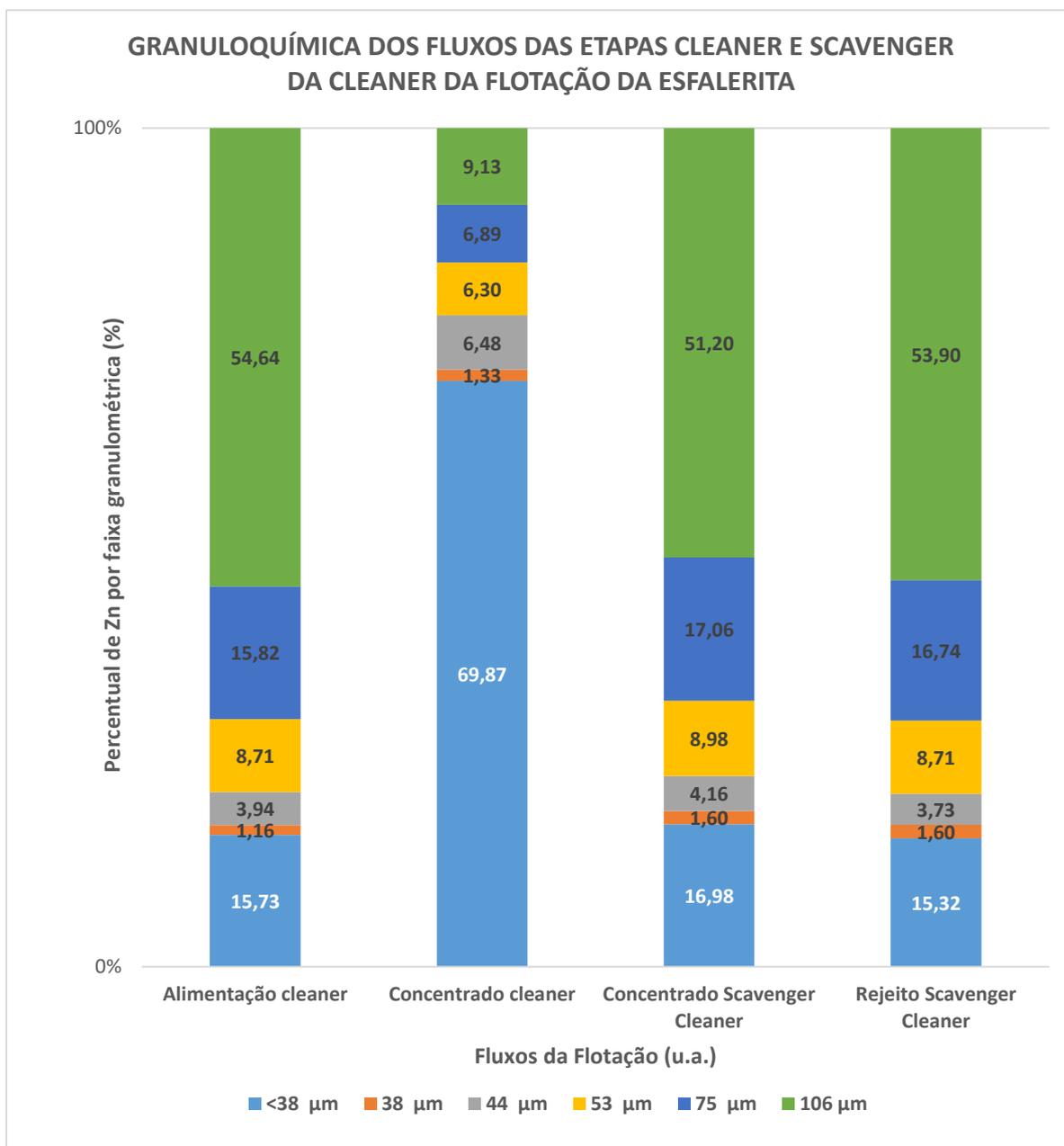


As recuperações da célula apresentam valores relativamente baixos devido à baixa disponibilidade de zinco recuperável. A maior parte do zinco na alimentação e a maior recuperação foi no material retido em 106  $\mu\text{m}$ .

#### **5.2.4 Etapa cleaner e scavenger da cleaner**

A etapa cleaner é feita através de uma coluna de flotação. A recuperação desta coluna foi semelhante a etapa rougher, com baixa concentração de zinco na fração  $>106 \mu\text{m}$ , com apenas 10,57% presente no concentrado da célula. Em contrapartida, observa-se novamente uma alta concentração do material na malha mais fina analisada, ( $-38 \mu\text{m}$ ), indicando novamente um bom desempenho para recuperação de finos e um baixo desempenho para recuperação de grossos. A distribuição de zinco por faixa é apresentada na Figura 5.11.

Figura 5.11 - Granuloquímica dos fluxos das etapas cleaner e scavenger da cleaner.



O arranjo físico da usina industrial não permitiu a amostragem do rejeito da cleaner. Portanto não foi possível analisar os desempenhos de recuperação das etapas cleaner e scavenger da cleaner. Apesar disso, pelos teores observa-se uma alta concentração de zinco na fração retida em 106 μm na alimentação da cleaner, concentrado da scavenger cleaner e rejeito da scavenger cleaner. Como a geração do concentrado final depende do resultado da coluna cleaner, já nessa etapa é possível concluir que o circuito tem baixa capacidade para recuperação final do zinco retido na malha de 106 μm, demonstrado na análise geral feita na Figura 5.6. Outro ponto que deve ser observado é que a alimentação da cleaner tem uma alta quantidade de zinco >106 μm, devido a boa capacidade de

recuperação das etapas rougher 2 e 3 e scavenger da cleaner. O rejeito da scavenger da cleaner apresenta também uma alta concentração de zinco na fração mais grossa analisada, indicando uma alta carga circulante desta faixa granulométrica nessa parte do circuito, já que o material  $>106 \mu\text{m}$  chega na etapa de limpeza mas é rejeitado pela baixa capacidade da coluna em recuperar o material nesta faixa granulométrica.

### **5.3.5 Etapa recleaner**

A segunda etapa de limpeza é realizada por uma célula mecânica. Como esperado por sua alimentação ser do concentrado da coluna tem-se o zinco presente em grande maioria na fração retida  $<38 \mu\text{m}$ . O teor de zinco nos fluxos da recleaner e a recuperação por faixa granulométrica podem ser vistas nas Figuras 5.12 e 5.13.

Como esperado, a maior parte do concentrado final do circuito da flotação, está na granulometria mais fina devido à disposição das células no circuito. Ainda assim, mesmo com uma alimentação majoritária na fração  $-38 \mu\text{m}$ , a célula apresentou baixa recuperação e alta quantidade de zinco contido no rejeito nessa faixa granulométrica, mostrando uma oportunidade de ganho em termos de recuperação total do circuito.

Figura 5. 12 - Granuloquímica dos fluxos da etapa Recleaner.

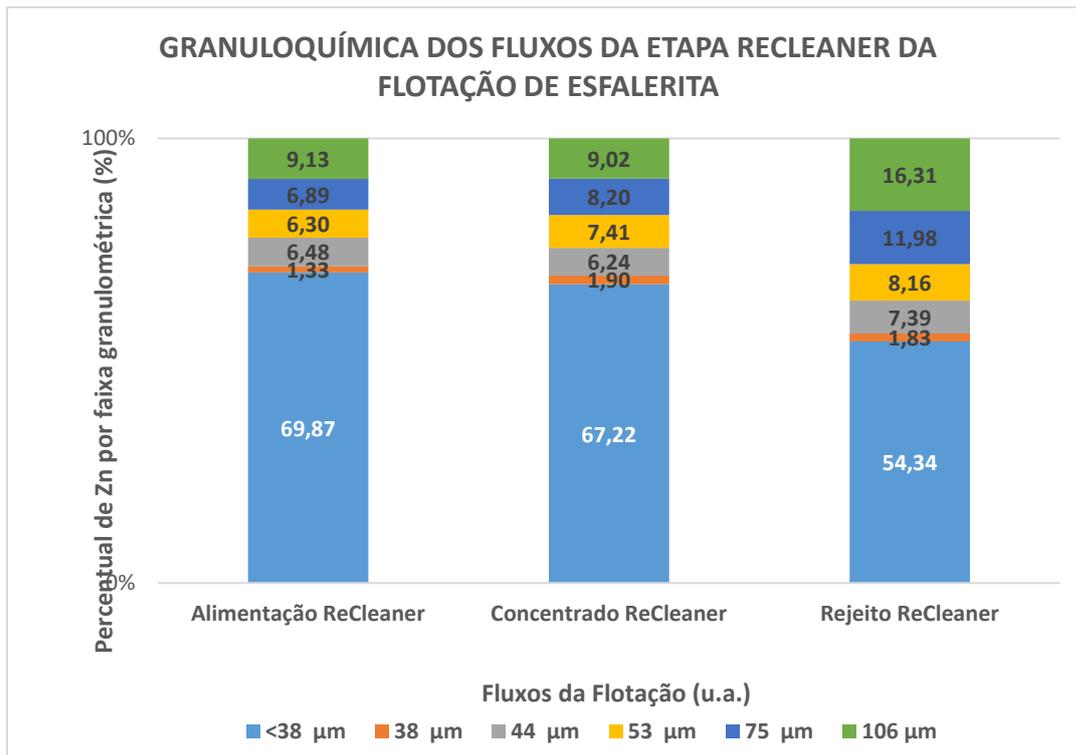
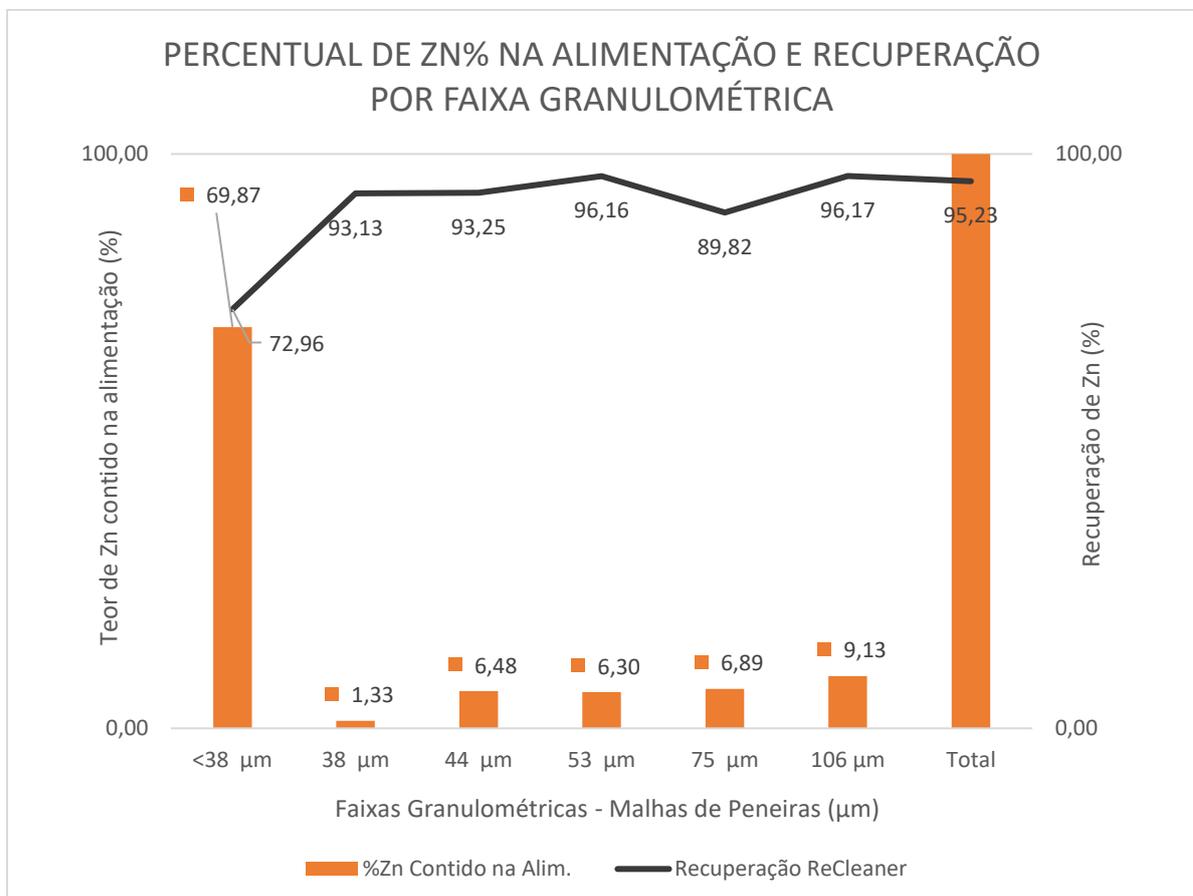


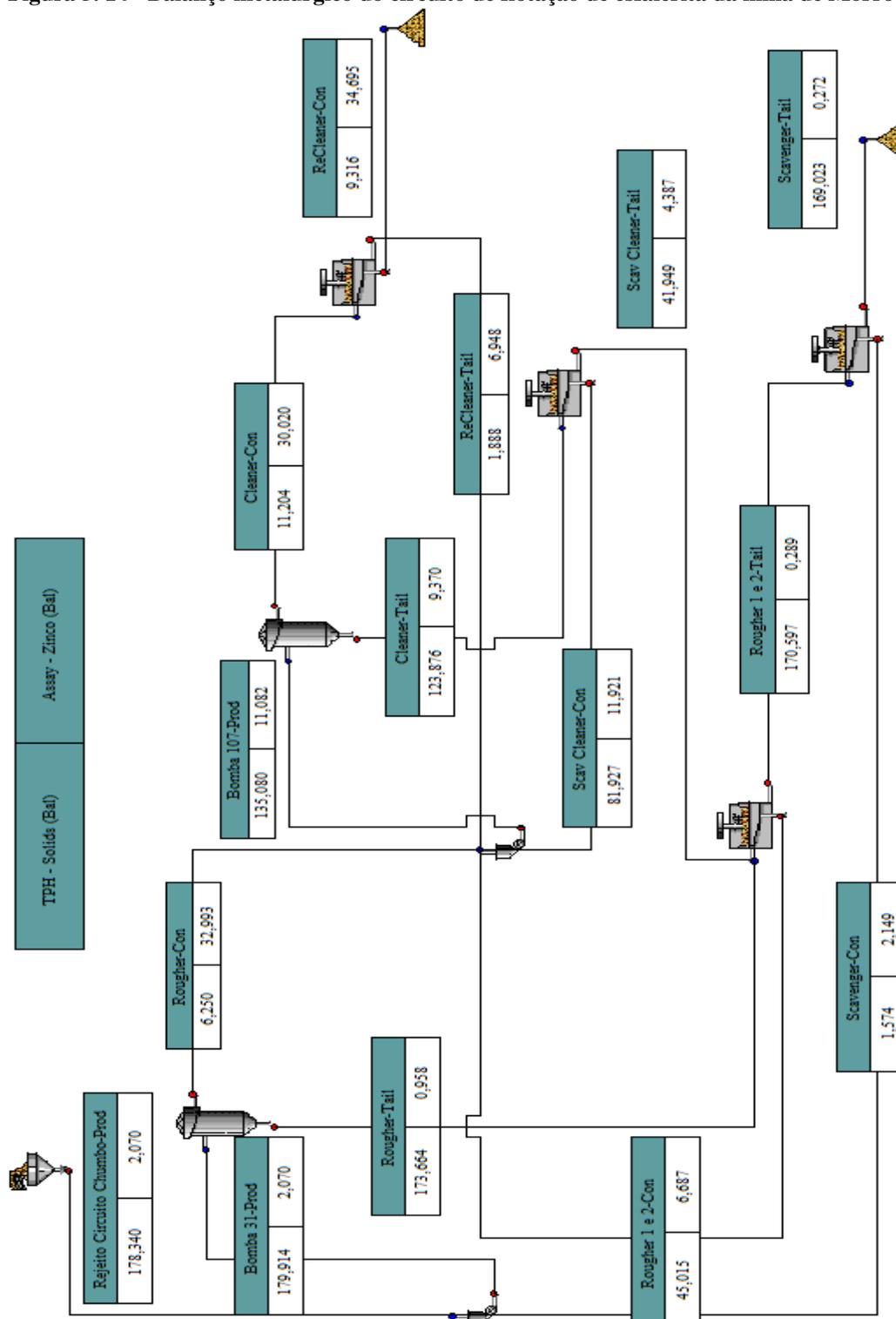
Figura 5. 13 - Percentual de metal na alimentação e recuperação por faixa granulométrica da etapa recleaner



### 5.3 Balanço metalúrgico do circuito de flotação da esfalerita

A partir dos dados coletados da mesma amostragem foi realizado um balanço metalúrgico do circuito utilizando o software JKSimMet. O balanço do circuito de flotação pode ser visto na Figura 5.14.

Figura 5.14 - Balanço metalúrgico do circuito de flotação de esfalerita da mina de Morro



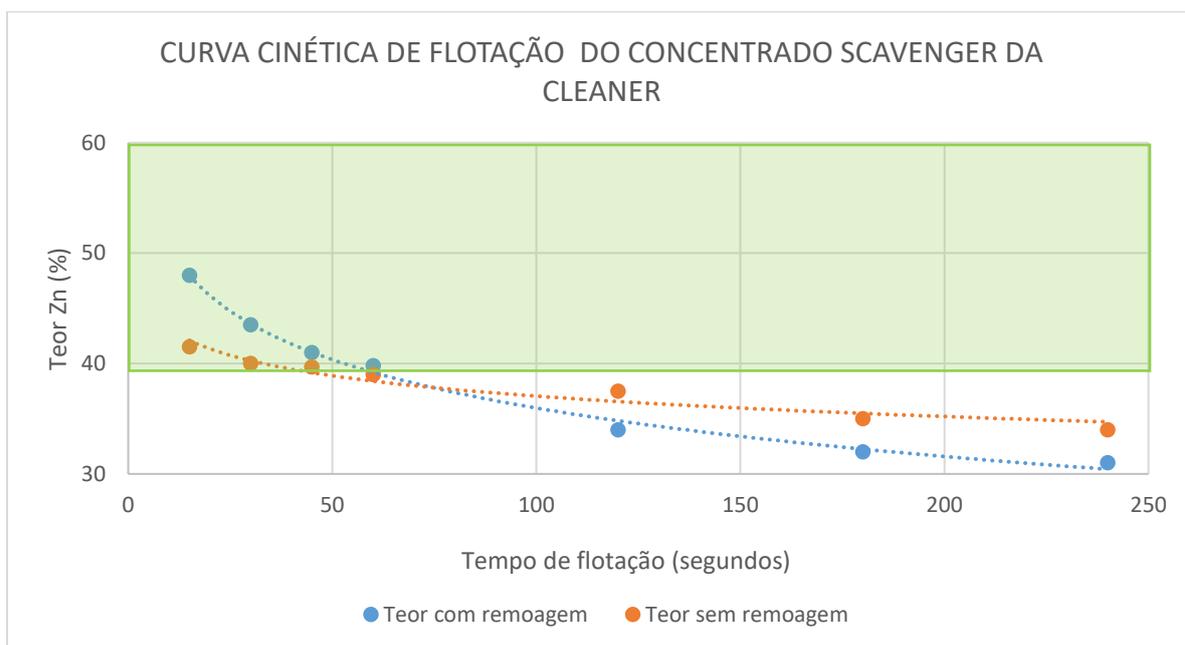
Como já indicava a análise granuloquímica, percebe-se uma grande quantidade de massa circulante entre a etapa cleaner e scavenger da cleaner, proveniente da baixa capacidade da coluna em recuperar material  $>106\ \mu\text{m}$ . O circuito, como está disposto, tem baixa eficiência para recuperação de zinco retido na malha de  $106\ \mu\text{m}$ , mostrando uma excelente oportunidade de aumento de recuperação da esfalerita.

Outro ponto observado é que a última etapa de limpeza demonstrou baixa eficiência para recuperação do material passante em  $38\ \mu\text{m}$ . Essa oportunidade pode incrementar a massa de concentrado produzida com consequente aumento de recuperação.

#### 5.4 Testes de cinética de flotação

Ao analisar todas as granuloquímicas e o balanço metalúrgico percebe-se uma alta carga circulante entre o rejeito da cleaner e o concentrado da scavenger cleaner. Diante disso foram realizados testes de cinética de flotação com o concentrado da scavenger da cleaner, para verificar a possibilidade de gerar um concentrado final a partir desse fluxo e consequentemente aumentando a probabilidade de recuperação do zinco na fração retido em  $106\ \mu\text{m}$ . Os resultados dos testes de cinética podem ser vistos na Figura 5.15.

Figura 5. 15 - Curva de cinética de flotação do concentrado da scavenger da cleaner.



Foram realizados dois testes de cinética, um com material fresco amostrado e um com o mesmo material remoído por 4 minutos em um moinho de barras de bancada. A área verde delimita a especificação do concentrado de zinco com 39% de teor, especificação necessária para atendimento ao cliente.

Pelos testes é possível observar que com tempo adequado de residência é possível gerar concentrados dentro da especificação, apontando uma ótima oportunidade para melhorar a recuperação na faixa granulométrica  $>106 \mu\text{m}$ . Com um tempo de flotação de 60 segundos os dois testes apresentaram concentrados acima de 39%. Outro ponto observado é que a cinética do material se torna mais rápida, se for realizada uma remoagem do concentrado da scavenger cleaner, apontando também uma oportunidade de utilizar um moinho para remoagem dentro do circuito de flotação da esfalerita.

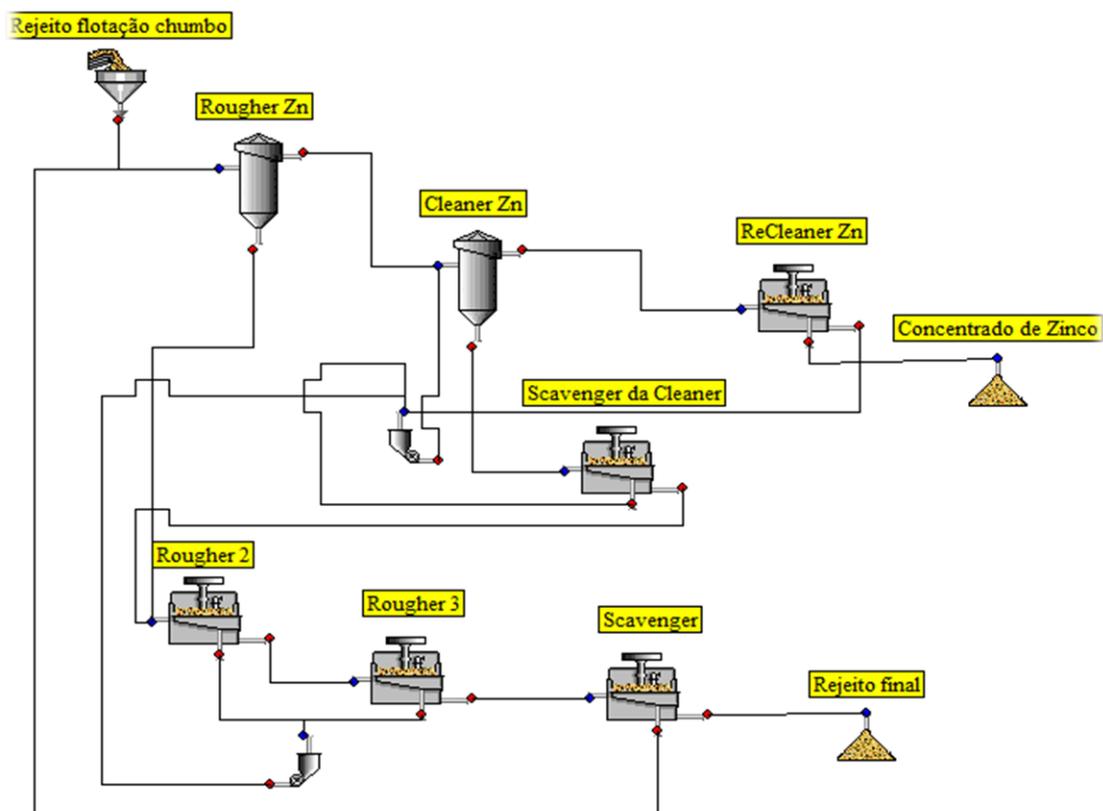
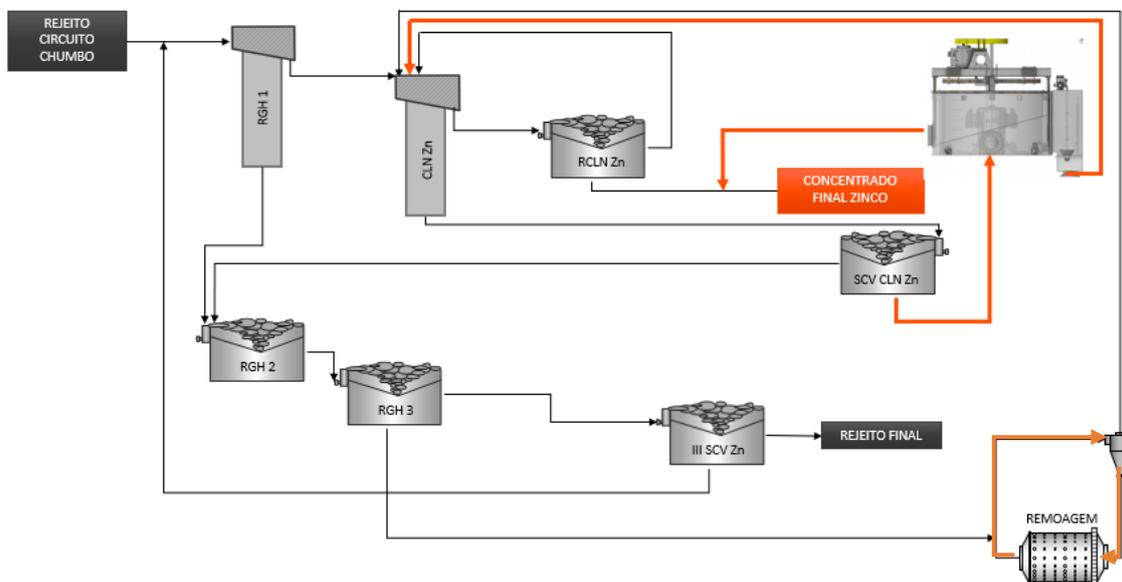
### **5.5 Proposta para circuito de flotação da esfalerita**

Após as análises gerais, sobre o comportamento do zinco dentro da flotação, foi possível pensar um cenário, para que, com mudanças no circuito seja possível otimizar a recuperação da esfalerita na usina da mina de Morro Agudo. O circuito proposto é apresentado na Figura 5.16.

O circuito contempla uma remoagem para os concentrados da rougher 2 e 3 para aumentar a quantidade de partículas passantes na malha de  $106 \mu\text{m}$ , e uma célula que tenha maior capacidade para recuperar o zinco na malha mais grosseira analisada. Este equipamento deve operar com tempo de residência suficiente (60 segundos) para retirar em uma única etapa de flotação as partículas ditas grosseiras ( $<106 \mu\text{m}$ ) dado que a porcentagem em massa do rejeito é maior que a do concentrado – característica dos depósitos sulfetados. A remoagem também atuaria para potencializar a recuperação da célula proposta, pois após remoagem do concentrado foi observado uma melhora na cinética de flotação para a esfalerita, visto que esta etapa de cominuição, posterior a moagem, possivelmente atingirá o grau de liberação das partículas que não foram coletadas para o concentrado em etapas anteriores do circuito.

Este circuito proposto mostra-se adequado para otimizar o circuito anterior existente com mudanças que irão aumentar a recuperação final de zinco na flotação.

Figura 5. 16 - Proposta de circuito para otimização da recuperação de esfalerita, comparação com o circuito atual.



## 6 Conclusões

O circuito atual de flotação da esfalerita apresenta baixa recuperação para a massa de zinco retido na malha de 106  $\mu\text{m}$ , com valor de 71,7%. Pela distribuição granulométrica da alimentação da planta, 20,39% do zinco está retido nessa fração. As colunas de flotação utilizadas nas etapas rougher 1 e cleaner também apresentam baixa recuperação para a malha de 106  $\mu\text{m}$ , sendo que a rougher 1 performa com 26,2% de recuperação nessa malha.

Na cadeia de produção, todo concentrado gerado na usina precisa passar pela etapa cleaner, portanto, há uma ineficiência de recuperação de zinco pela própria disposição do processo. Todas as células mecânicas da flotação têm melhor desempenho do que as colunas para o zinco retido em 106  $\mu\text{m}$ , evidenciando a possibilidade de concentração desse material sem perda de recuperação. A etapa scavenger da cleaner absorve toda ineficiência de recuperação para fração de 106  $\mu\text{m}$ , pois é alimentada pelo rejeito da cleaner. Mesmo apresentando boa parte do seu concentrado nessa fração, é gerada uma carga circulante pois a cleaner tende sempre a rejeitar esse material.

Os testes de cinética com os concentrados da scavenger da cleaner se mostraram favoráveis a geração de um concentrado final com um tempo de residência adequado, próximo de 60 segundos. Essa alternativa é uma oportunidade para redução da carga circulante do material  $>106 \mu\text{m}$ , com consequente aumento da recuperação de zinco.

Define-se como oportunidade para a otimização do circuito, primeiramente uma etapa de remoagem em um ponto adequado da flotação – fluxo oriundo dos concentrados das scavengers de zinco – com a possibilidade de aumento da cinética de flotação da esfalerita na etapa rougher 1, a partir da adequação granulométrica atingida na remoagem. Outra oportunidade será a instalação de uma célula de flotação rápida, que visa a recuperação da fração de partículas maiores que 106  $\mu\text{m}$ , que devido a ineficiência do circuito observada no presente trabalho, não são recuperadas.

## **7 Sugestões para Trabalhos Futuros**

Realizar testes industriais com as oportunidades propostas no presente trabalho.

Verificar se há a possibilidade de otimizar o desempenho das atuais células com a aplicação de novas tecnologias, visando aumentar a recuperação em diferentes frações granulométricas.

## 8 Referências Bibliográficas

BALTAR, C. A. M. **Flotação no tratamento de minérios**. 2a Ed. Recife: Universitária da UFPE, 2010. 232 p.

BASILIO, C. I., KARTIO, I. J., YOON, R. H. Lead activation of sphalerite during galena flotation. **Minerals Engineering**, 1996. Vol.9, No8, p. 869-879.

BOULTON, Adrian; FORNASIERO, DANIEL; RALSTON, J. Effect of iron content in sphalerite on flotation. **Minerals engineering**, v. 18, n. 11, p. 1120-1122, 2005.

BOURNIVAL, G.; PUGH, R. J.; ATA, S. Examination of NaCl and MIBC as bubble coalescence inhibitor in relation to froth flotation. **Minerals Engineering**, v. 25, n. 1, p. 47-53, 2012.

BULATOVIC, S. M. **Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice: Flotation of Sulfide Ores**. Amsterdam: Elsevier, 2007. 446 p.

CALDARA, J. A.; CORREA, J. C. G. **Abordagem sobre a aplicação da flotação em coluna em beneficiamento mineral**. Jornada Giulio Massarani de Iniciação Científica, Artística e Cultural - UFRJ, 2010.

FAIRTHORNE, G.; FORNASIERO, D.; RALSTON, J. Interaction of thionocarbamate and thiourea collectors with sulphide minerals: a flotation and adsorption study. **International journal of mineral processing**, v. 50, n. 4, p. 227-242, 1997.

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

FOSU, Shadrack et al. Characterisation of coarse composite sphalerite particles with respect to flotation. **Minerals Engineering**, v. 71, p. 105-112, 2015.

FUERSTENAU, M. C., NATALIE, C. A., ROVE, R. M. Xanthate adsorption on selected sulfides in the virtual absence and presence of oxygen, Part 1. **International Journal of Mineral Processing**, Amsterdam, 1990. Vol.29. p. 89-98.

GLEMBOTSKII, V. A., KLASSEN, V. I., PLAKSIN, I. N. **Flotation**. New York: Primary Sources, 1972. 633 p.

HU, Y.; SUN, W.; WANG, D. **Electrochemistry of flotation of sulphide minerals**. Springer Science & Business Media, 2010.

JAMESON, Graeme J. The effect of surface liberation and particle size on flotation rate constants. **Minerals Engineering**, v. 36, p. 132-137, 2012.

LIMA, O. A. **Suspensão de partículas grossas em células mecânicas de flotação**. São Paulo: Programa de Pós-graduação em Engenharia Mineral da EPUSP, 2009. 231p. (Tese de Doutorado).

LUZ, A. B., SAMPAIO, J. A., FRANÇA, S. C. A. **Tratamento de minérios**. 5 Ed. Rio de Janeiro: CETEM (MCT), 2010. 932 p.

MARKOVIĆ, Zoran S.; JANKOVIĆ, Aleksandar; TOMANEC, Rudolf. Effect of particle size and liberation on flotation of a low-grade porphyry copper ore. **Journal of Mining and Metallurgy A: Mining**, v. 44, n. 1, p. 24-30, 2008.

MARTINS, L. **Estudo da flotação de minério silicatado de zinco sem a etapa de deslamagem**. CPGEM UFMG, 2007. 63 p. (Dissertação de mestrado).

MISI, A. Zinco no Brasil: tipos de depósitos, reservas e produção. **Recursos Minerais no Brasil: problemas e desafios**. Academia Brasileira de Ciências, Rio de Janeiro, p. 156-164, 2016.

OLIVEIRA, M. L. M.; DE AQUINO, J. A. Aspectos relevantes das colunas de flotação. **HOLOS**, 2006, 1: 44-52.

PEARSE, M.J. An overview of the use of chemical reagents in mineral processing. **Minerals Engineering**, 2005. p. 139–149.

recovery. **Minerals Engineering**, v. 19, n. 6-8, p. 831-840, 2006. PEASE, J. D.; CURRY, D. C.; YOUNG, M. F. Designing flotation circuits for high fines.

PLAKSIN, I. N.; SHAFEEV, R. Sh. A Study of the Influence of some surface Semiconductivity Properties on the Minerals, In **Proceedings III International Congress on Surface Activity**, Cologne, 1960: 104 - 109 p.

RAO, S. Ramachandra. **Surface chemistry of froth flotation: Volume 1: Fundamentals**. Springer Science & Business Media, 2013.

RUBIO, Jorge; LÓPEZ, DIOSNEL A. RODRIGUEZ. Processo de flotação de finos de fluorita em coluna modificada. In: **Proceedings of the III Meeting of the Southern Hemisphere on Mineral Technology, Flotação: Fundamentos, Prática e Meio Ambiente**, Belo Horizonte, Brasil. 1992. p. 369-388.

SALAMY, S. G.; NIXON, J. C. - The Application of Electrochemical Methods to Flotation Research, In **Recent Developments in Mineral Dressing**, London, IMM, 1953: 503-516 p.

SÃO JOSÉ, F. (2015). **Estudo da flotação coletiva de sulfetos de zinco-chumbo**. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, UFOP. 2015. 85p.

SOHN, Ho-Sang. Current Status of Zinc Smelting and Recycling. **Resources Recycling**, v. 28, n. 5, p. 30-41, 2019

TAGGART, A. F. et al - **Chemical Reactions in Flotation**, Trans. AIME, 87, 1930: 217 - 260 p.

TAN, S. N., PUGH. R. J., FORNASIERO, D., SEDEV, R., RALSTON, J. Foaming of polypropylene glycols and glycol/MIBC mixtures. **Minerals Engineering**, 2005. Vol.18. p. 179–188.

TRAHAR, W. J., SENIOR, G. D., HEYES, G. W., CREED, M. D. The activation of sphalerite by lead a flotation perspective. **International Journal of Mineral Processing**, 1997. Vol.49. p. 121-148.

USGS – United States Geological Survey. 2018. Mineral Commodity Summaries, January 2018. Disponível em <https://mineral.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/>. Acesso em 18/10/2020.

VUČINIĆ, D.R., LAZIĆ, P. M., ROSIĆ, A. A. Ethyl xanthate adsorption and adsorption kinetics on lead-modified galena and sphalerite under flotation conditions. **Colloids and Surfaces A: Physicochem. Eng. Aspects**, 2006. Vol.279 p. 96–104.

YOON, R.H. Collectorless flotation of chalcopyrite and sphalerite ores by using sodium sulfide. **International Journal of Mineral Processing**, Amsterdam, 1981. No8. p. 31-48.

YOVANOVIC, A. P. **Modelo operacional - Novo fundamento teórico dos processos minerais - Engenharia da concentração de massa por flotação: Fundamentos da Flotação**, Vol.1. Belo Horizonte: 2004.