

JORGE LUCAS CARVALHO BECHIR

**AVALIAÇÃO DO IMPACTO DA GRANULOMETRIA E DA LIBERAÇÃO
NA FLOTAÇÃO DO MINÉRIO DE ZINCO DA MINA DE VAZANTE**

São Paulo

2019

JORGE LUCAS CARVALHO BECHIR

**AVALIAÇÃO DO IMPACTO DA GRANULOMETRIA E DA LIBERAÇÃO
NA FLOTAÇÃO DO MINÉRIO DE ZINCO DA MINA DE VAZANTE**

Dissertação apresentada à Escola Politécnica da
Universidade de São Paulo para obtenção do título
de Mestre em Ciências

Área de Concentração:
Engenharia Mineral

Orientador: Prof. Dr. José Renato Baptista de Lima

São Paulo

2019

JORGE LUCAS CARVALHO BECHIR

**AVALIAÇÃO DO IMPACTO DA GRANULOMETRIA E DA LIBERAÇÃO
NA FLOTAÇÃO DO MINÉRIO DE ZINCO DA MINA DE VAZANTE**

Dissertação apresentada à Escola Politécnica da
Universidade de São Paulo para obtenção do título
de Mestre em Ciências

Área de Concentração:
Engenharia Mineral

Orientador: Prof. Dr. José Renato Baptista de Lima

São Paulo

2019

CATALOGAÇÃO-NA-PUBLICAÇÃO

Autorizo a reprodução e divulgação total ou parcial deste trabalho, por qualquer meio convencional ou eletrônico, para fins de estudo e pesquisa, desde que citada a fonte.

Este exemplar foi revisado e corrigido em relação à versão original, sob responsabilidade única do autor e com a anuência de seu orientador.

São Paulo, _____ de _____ de _____

Assinatura do autor: _____

Assinatura do orientador: _____

Bechir, Jorge Lucas Carvalho

Avaliação do Impacto da Granulometria e da Liberação na Flotação do Minério de Zinco da Mina de Vazante / J. L. C. Bechir -- versão corr. -- São Paulo, 2019.

144 p.

Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo.

1.Moagem 2.Flotação 3.Caracterização Mineralógica I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo II.t.

AGRADECIMENTOS

A realização de mestrado na área de engenharia mineral em uma universidade tão conceituada quanto a USP é uma conquista que considerarei para sempre ao longo de minha vida. Como essa conquista não foi obtida apenas com meu esforço, agradeço sinceramente a todos que contribuíram para esta caminhada.

Agradeço primeiramente a Deus, criador e protetor de tudo em minha vida e a toda a minha família. Principalmente aos meus pais, pilares mais importantes, por todo amor, carinho e dedicação direcionados a mim. Agradeço também aos meus irmãos, pela amizade e constantes sorrisos ao longo de minha vida.

Agradeço particularmente ao engenheiro Adelson Dias de Souza, por todos os anos de amizade e profissionalismo na Nexa Resources e por me mostrar a importância da continuidade dos estudos em engenharia, mesmo após o início da carreira profissional. Agradeço também ao engenheiro Eder Lucio de Castro Martins, à Geóloga Mariana Gazire Lemos e ao engenheiro Valério Metsavaht, por terem me concedido a primeira oportunidade de emprego como engenheiro e por todos os ensinamentos ao longo de minha carreira.

Agradeço a toda equipe técnica e operacional da área de tecnologia da Nexa Resources Unidade Vazante, por todos os ensaios realizados sempre com dedicação e profissionalismo exemplares, dos quais posso citar os Técnicos José Max da Cruz Melo e Carlos Antônio Mendes, além de toda a equipe operacional. Agradeço também à Nexa Resources por permitir e incentivar meu mestrado, permitindo que eu pudesse assistir às aulas e desenvolver meus estudos acadêmicos sempre que necessário.

Agradeço ao Prof. Dr. José Renato B. Lima, meu orientador, por sempre ter acreditado em mim e me incentivado a nunca desistir. Agradeço também à USP pela oportunidade e a meus demais professores, especialmente o Prof. Dr. Homero Delboni Jr. e a Profa. Dra. Ana Carolina Chierigati, ao longo desse trabalho. Agradecimento especial ao meu amigo Wellington Lacerda Gomes por todo o apoio durante meus estudos de mestrado. Agradeço também a todos os meus amigos que passaram por minha vida e por aqueles que continuam comigo nesta caminhada. Aos que não pude citar aqui e que contribuíram com este trabalho, tenham total consciência de minha gratidão a vocês.

RESUMO

O zinco é um metal de fundamental importância no desenvolvimento econômico do Brasil e nos demais países do mundo. Sua maior aplicação se refere ao processo de galvanização, que consiste no revestimento de ligas metálicas com uma camada superficial de zinco. As principais reservas conhecidas de zinco do Brasil pertencem à Nexa Resources e se encontram nos municípios de Vazante e Paracatu, localizados em Minas Gerais. A Nexa é a quarta maior produtora de zinco no mundo, com operações concentradas no Brasil e Peru. O zinco presente na mina de Vazante é predominantemente proveniente do mineral willemita (Zn_2SiO_4). A usina de concentração de Vazante consiste em operações de cominuição, classificação, flotação, desaguamento e operações auxiliares. Estudos realizados com o minério de Vazante indicaram alta variabilidade no desempenho industrial da flotação que foi relacionada à granulometria de moagem. Com o objetivo de avaliar o impacto desta granulometria e da liberação da willemita neste processo, foram realizados estudos de moagem, caracterização mineralógica e flotação em escala de bancada com amostras de minério da mina de Vazante. As amostras estudadas contemplaram características espaciais e geológicas do depósito mineral, reforçando sua representatividade. Os resultados de caracterização mineralógica demonstraram que foi possível elevar a liberação da willemita quando se moeu as amostras em diferentes granulometrias. A liberação da willemita se elevou em proporção direta com a redução da granulometria das amostras. Além de impactar na recuperação, as diferentes granulometrias e espectros de liberação também impactaram no teor de zinco nos concentrados, onde granulometrias mais finas foram responsáveis por reduzir o mesmo. Considerando tanto o teor de concentrado quanto a recuperação de zinco, os melhores resultados do processo de flotação ocorreram nas granulometrias de 12% retido em 0,150 mm. Por meio deste resultado e do apoio das equipes de operação, foi possível reduzir a granulometria de moagem da usina de Vazante. Esta operava com granulometria entre 15% e 18% retido em 0,150 mm até o ano de 2015 e a partir de 2016, foi reduzida para 10% a 12% retido em 0,150 mm resultando em um aumento de aproximadamente 2% recuperação de zinco na usina.

Palavras – Chave: Nexa Resources; Vazante; willemita; zinco; moagem; liberação; flotação.

ABSTRACT

Zinc is a metal of fundamental importance in the economic development of Brazil and other countries. The main application of zinc is in the galvanization process that consists in coating the alloy surface with a thin layer of zinc. Brazil main known reserves of zinc are located in the counties of Vazante and Paracatu in the state of Minas Gerais and both operations belong to Nexa Resources. Nexa is the sixth greatest producer of zinc in the world, with operations concentrated in Brazil and Peru. The main zinc ore of Vazante mine comes from a mineral called willemite (Zn_2SiO_4). Vazante concentrator consists of unitary operations such as crushing, grinding, classification, flotation, dewatering and auxiliary operations. Previous studies with Vazante ore indicated high variability in industrial flotation performance related to grinding grain sizes. To evaluate the impact of the grinding grain size and the willemite liberation in the flotation process, a study that contemplated sampling, grinding, mineralogical characterization and bench scale flotation was carried out with ore samples of Vazante mine. The studied samples contemplated special and geological characteristics of Vazante mine ore. The mineralogical characterization results showed that it was possible to increase willemite liberation by grinding the samples in five different grain sizes. The willemite liberation spectrum increased in direct proportion to the reduction of the grain size of the samples. In addition to influencing the zinc recovery, the different grain sizes and willemite liberation spectra also had an effect on the zinc concentrate grades, where finer grain size was responsible for reducing this variable. Considering both zinc concentrate grade and zinc recovery, the best results of the willemite flotation process occurred in the grain size of 12% retained in 0.150 mm. By use of the results obtained and the support of the operational teams, it was possible to reduce the grain size of the grinding process of Vazante industrial plant. It used to operate with grain size between 15% to 18% retained in 0.150 mm until the year of 2015 and since 2016, it was reduced to 10% to 12% retained in 0.150 mm, resulting in an increase of approximately 2% in the zinc recovery of the industrial plant.

Keywords: Nexa Resources; Vazante; willemite; zinc; grinding; liberation; flotation.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Variação da liberação dos minerais de cobre em função da granulometria.....	24
Figura 2. Ensaio de liberação por meio denso.....	31
Figura 3. Aplicação do método de Gaudin para cálculo de grau de liberação	32
Figura 4. Esquema da interação de feixe de elétrons na amostra.....	33
Figura 5. Resultado de imagem de MEV/EDS. A esquerda, contrastes por densidade atômica. A direita, imagem tratada com identificação de minerais presentes na amostra.....	34
Figura 6. Exemplo teórico das classes do espectro de liberação	35
Figura 7. Interação de bolha de ar/superfície mineral com ausência/presença de coletor	39
Figura 8. Classificação resumida dos coletores de flotação	39
Figura 9. Reagentes ionizáveis aniônicos/catiônicos e suas fórmulas estruturais.....	40
Figura 10. Reação de Dodecilamina em cloreto de dodecilamina.	41
Figura 11. Diagrama de distribuição de espécies para a dodecilamina em função do pH	42
Figura 12. Ionização de soluções de sulfeto de sódio	45
Figura 13. Representação do mibic (esquerda) e de sua estrutura surfactante (direita).....	47
Figura 14. Localização da unidade Vazante.....	48
Figura 15. Localização da unidade Vazante em referência ao município de Vazante	49
Figura 16. Geologia Local do depósito	50
Figura 17. Exemplo de mineral willemita e da sua rocha, brecha Willemítica.....	51
Figura 18. Método de Lavra VRM (<i>Vertical Retreat Mine</i>)	53
Figura 19. Método de Lavra cut and fill (corte e enchimento).....	53
Figura 20. Fluxograma simplificado - Usina de beneficiamento da unidade Vazante.....	54
Figura 21. Usina de concentração de Vazante e seus principais processos.....	55
Figura 22. Fluxograma simplificado do circuito de britagem W	57
Figura 23. Fluxograma simplificado do circuito de britagem C	57

Figura 24. Moinho W em operação	58
Figura 25. Peneiras de alta frequência em operação	59
Figura 26. Circuito de Moagem W	60
Figura 27. Moinho C em operação	61
Figura 28. Circuito de Moagem C	62
Figura 29. Circuito de Flotação de Pb/Ag	63
Figura 30. Fluxograma dos circuitos de flotação C e W	64
Figura 31. Etapa <i>rougher</i> (esquerda) e <i>scavenger rougher</i> (direita)	65
Figura 32. Fluxograma do processo de espessamento e filtração de concentrado	66
Figura 33. Filtro rotativo a vácuo da usina de Vazante	67
Figura 34. Fluxograma simplificado das etapas do estudo.....	68
Figura 35. Ponto de coleta das amostras para realização dos ensaios	72
Figura 36. Amostragem realizada na correia transportadora que alimenta a moagem	73
Figura 37. Fluxograma do processo de britagem das amostras.....	77
Figura 38. Pontos de amostragem selecionados	79
Figura 39. Operação da moagem em moinho de bolas em escala de bancada.....	83
Figura 40. Perfil da curva de cinética de moagem primária da Samarco	87
Figura 41. 1: Organização dos recipientes; 2: Adição do reagente antiaderente para facilitar remoção da amostra; 3: Adição do endurecedor à resina; 4: Mistura do endurecedor e da resina; 5: Transporte do produto; 6: Adição da resina no recipiente com a amostra	93
Figura 42. Politriz modelo <i>Buehler</i> Automet 250 utilizada para o polimento das amostras...	94
Figura 43. 1 – Equipamento utilizado para recobrimento das amostras com carbono; 2 – Carrossel de amostras; 3 – Análise via MEV	95
Figura 44. 1 - Célula de Flotação; 2 - Detalhe do medidor de vazão de ar; 3 - Detalhe do rotor da célula; 4 – Comandos de RPM e temporização da flotação	96

Figura 45. Fluxograma utilizado nos ensaios de flotação de bancada	98
Figura 46. 1 - Acionamento do ar; 2 - Início do processo de retirada de espuma; 3 – Etapa final de flotação com espuma exaurida	99

LISTA DE TABELAS

Tabela 1. Recursos e Reservas de zinco dos 10 principais países	18
Tabela 2. As 10 principais empresas produtoras de zinco em 2018.....	19
Tabela 3. Comparativo entre redução granulométrica e elevação de consumo energético	29
Tabela 4. Propriedades diferenciadoras e seus métodos de concentração.....	36
Tabela 5. Classificação da polaridade dos minerais	37
Tabela 6. Reagentes utilizados no processo de flotação e suas funções.....	65
Tabela 7. Malhas utilizadas para peneiramento dos fluxos amostrados.....	80
Tabela 8. Parâmetros definidos para moagem de bancada	81
Tabela 9. Comparativo entre resultados de moagem da usina e da moagem de bancada	85
Tabela 10. Resultados da calibração da moagem (min' seg'') – Amostra 3662	88
Tabela 11. Resultados da calibração da moagem (min' seg'') – Amostra 3720	89
Tabela 12. Resultados da calibração da moagem (min' seg'') – Amostra 3721	90
Tabela 13. Resultados da calibração da moagem (min' seg'') – Amostra 3736.....	91
Tabela 14. Reagentes utilizados na flotação de bancada, dosagens e concentrações.....	97
Tabela 15. Amostra 3662: Granulometrias obtidas após moagens	101
Tabela 16. Amostra 3720: Granulometrias obtidas após moagens	102
Tabela 17. Amostra 3721: Granulometrias obtidas após moagens	103
Tabela 18. Amostra 3736: Granulometrias obtidas após moagens	104
Tabela 19. Resultados de flotação da amostra 3662.....	113
Tabela 20. Resultados de flotação da amostra 3720.....	118
Tabela 21. Resultados de flotação da amostra 3721.....	122
Tabela 22. Resultados de flotação da amostra 3736.....	125
Tabela 23. Granulometria indicada para flotação das amostras estudadas.....	128

LISTA DE GRÁFICOS

Gráfico 1. Evolução do preço médio do zinco por ano de 2013 a 2018.....	19
Gráfico 2. Relação entre a variação de energia consumida e de redução granulométrica.....	29
Gráfico 3. Recuperações por faixa granulométrica da usina de Vazante	71
Gráfico 4. Blocos de lavra e frentes de desenvolvimento que compõem a amostra 3662	75
Gráfico 5. Blocos de lavra e frentes de desenvolvimento que compõem a amostra 3720	75
Gráfico 6. Blocos de lavra e frentes de desenvolvimento que compõem a amostra 3721	76
Gráfico 7. Blocos de lavra e frentes de desenvolvimento que compõem a amostra 3736	76
Gráfico 8. Curva granulométrica – <i>undersize</i> das peneiras de alta frequência.....	80
Gráfico 9. Curva granulométrica – Produto da moagem de bancada.....	83
Gráfico 10. Comparativo de curvas granulométricas: Industrial vs bancada	84
Gráfico 11. Curva de Moagem da amostra 3662.....	87
Gráfico 12. Curva de Moagem da amostra 3720	89
Gráfico 13. Curva de Moagem da amostra 3721	90
Gráfico 14. Curva de Moagem da amostra 3736.....	91
Gráfico 15. Distribuições granulométricas das moagens realizadas na amostra 3662	101
Gráfico 16. Distribuições granulométricas das moagens realizadas na amostra 3720.....	102
Gráfico 17. Distribuições granulométricas das moagens realizadas na amostra 3721	103
Gráfico 18. Distribuições granulométricas das moagens realizadas na amostra 3736.....	104
Gráfico 19. Resultados das amostras moídas em % retido acumulado em 0,150 mm	105
Gráfico 20. Composição Mineralógica das amostras estudadas.....	106
Gráfico 21. Espectro de liberação de willemita da amostra 3662	109
Gráfico 22. Espectro de liberação de willemita da amostra 3720	110
Gráfico 23. Espectro de liberação de willemita da amostra 3721	111
Gráfico 24. Espectro de liberação de willemita da amostra 3736	112

Gráfico 25. Correlação: Recuperação de zinco/espectro de liberação da amostra 3662	114
Gráfico 26. Recuperação de zinco vs teor de zinco nos concentrados da amostra 3662.....	116
Gráfico 27. Amostra 3662: Granulometrias de 6% e 12% retido em 0,150 mm.....	117
Gráfico 28. Correlação: Recuperação de zinco/espectro de liberação da amostra 3720	119
Gráfico 29. Recuperação de zinco vs teor de zinco nos concentrados da amostra 3720.....	120
Gráfico 30. Amostra 3720: Granulometrias de 6% e 12% retido em 0,150 mm.....	121
Gráfico 31. Correlação: Recuperação de zinco/espectro de liberação da amostra 3721	123
Gráfico 32. Recuperação de zinco vs teor de zinco nos concentrados da amostra 3721	124
Gráfico 33. Correlação: Recuperação de zinco/espectro de liberação da amostra 3721	126
Gráfico 34. Recuperação de zinco vs teor de zinco nos concentrados da amostra 3736.....	127
Gráfico 35. Granulometria do produto da moagem em % retido em 0,15mm	128
Gráfico 36. Histórico da recuperação de zinco da mina de Vazante (%).....	129

SUMÁRIO

AGRADECIMENTOS.....	5
RESUMO.....	6
ABSTRACT.....	7
LISTA DE FIGURAS.....	8
LISTA DE GRÁFICOS.....	12
SUMÁRIO.....	14
1. INTRODUÇÃO.....	18
2. OBJETIVO.....	22
3. JUSTIFICATIVA.....	22
4. REVISÃO DA LITERATURA.....	23
4.1. Princípios Básicos para Concentração por Flotação.....	23
4.2. Cominuição.....	25
4.2.1. Consumo energético e <i>Work Index</i> de Bond (BWI).....	26
4.3. Grau/Espectro de Liberação.....	30
4.3.1. Análise de grau de liberação por meio denso.....	30
4.3.2. Análise de liberação por microscópio óptico – Método de Gaudin.....	31
4.3.3. Análise de liberação por microscópio eletrônico de varredura.....	32
4.4. Processo de Flotação.....	36
4.4.1. Coletores.....	38
4.4.2. Depressores.....	42

4.4.3.	Ativadores	43
4.4.4.	Reguladores de pH e sua influência na flotação	44
4.4.5.	Dispersante	46
4.4.6.	Espumantes	47
5.	UNIDADE VAZANTE	48
5.1.	HISTÓRICO E LOCALIZAÇÃO.....	48
5.2.	GEOLOGIA.....	49
5.3.	LAVRA.....	52
5.4.	CIRCUITO DE BENEFICIAMENTO.....	54
5.4.1.	Processos de Britagem	56
5.4.2.	Processos de Moagem.....	58
5.4.3.	Processos de Flotação.....	62
5.4.4.	Processos de Espessamento e Filtração	66
6.	MATERIAIS E MÉTODOS	68
6.1.	MATERIAIS.....	69
6.2.	MÉTODOS.....	69
6.2.1.	Avaliação de Estudos Anteriores.....	70
6.2.2.	Amostragem	72
6.2.3.	Britagem	77
6.2.4.	Moagem	78
1.	Curvas de Calibração da moagem	85

6.2.5. Caracterização Mineralógica	92
1. Imobilização e Polimento.....	92
2. Análise mineralógica	94
6.2.6. Flotação.....	95
7. RESULTADOS E DISCUSSÃO	100
7.1. Resultados de Moagem	100
7.1.1. Amostra 3662	101
7.1.2. Amostra 3720	102
7.1.3. Amostra 3721	103
7.1.4. Amostra 3736	104
7.1.5. Validação das granulometrias obtidas.....	105
7.2. Resultados de Composição Mineralógica	106
7.3. Resultados de Espectro de Liberação	106
7.3.1. Amostra 3662	109
7.3.2. Amostra 3720	110
7.3.3. Amostra 3721	111
7.3.4. Amostra 3736	112
7.4. Resultados de Flotação	113
7.4.1. Amostra 3662	113
7.4.2. Amostra 3720	118
7.4.3. Amostra 3721	122

7.4.4. Amostra 3736.....	125
7.4.5. Resumo dos resultados obtidos amostra a amostra	128
7.5. Resultados obtidos na usina de beneficiamento de Vazante.....	128
8. CONCLUSÕES.....	131
9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	132
10. ANEXOS	136
ANEXO A - Ensaio de WI realizado com minério de Vazante na empresa SGS Geosol.....	136
ANEXO B - Procedimento Padrão Nexa para Imobilização e Polimento: PO-VZ- TEC-PPL-001-PT	137
ANEXO C - Procedimento Padrão Nexa Flotação de Bancada: PO-VZ-TEC- PPL-016-PT	139
ANEXO D - Resultados completos de flotação da Amostra 3662	141
ANEXO E - Resultados completos de flotação da Amostra 3720	142
ANEXO F - Resultados completos de flotação da Amostra 3721	143
ANEXO G - Resultados completos de flotação da Amostra 3736.....	144

1. INTRODUÇÃO

O zinco é um metal de fundamental importância no desenvolvimento econômico do Brasil e de diversos outros países do mundo. Atualmente, o zinco é utilizado principalmente no processo de galvanização, que consiste em aplicar uma fina camada deste metal para revestir a superfície de ligas metálicas diversas. Este processo proporciona altíssima resistência a corrosão e se faz presente em diversos mercados, com maior destaque à indústria automobilística, de construção civil e de eletrodomésticos. Além disso, o zinco também pode ser utilizado na fabricação de alimentos, cosméticos, medicamentos e em ligas de cobre, alumínio e magnésio (NEVES, 2015).

A **Tabela 1** apresenta o *ranking* dos dez países com maior quantidade de recursos e reservas do mundo, com destaque para a liderança da Austrália perante outros países. O Brasil apresenta recursos e reservas estimados em 6,4 Mt (SNL, 2018) e não figura no *ranking*.

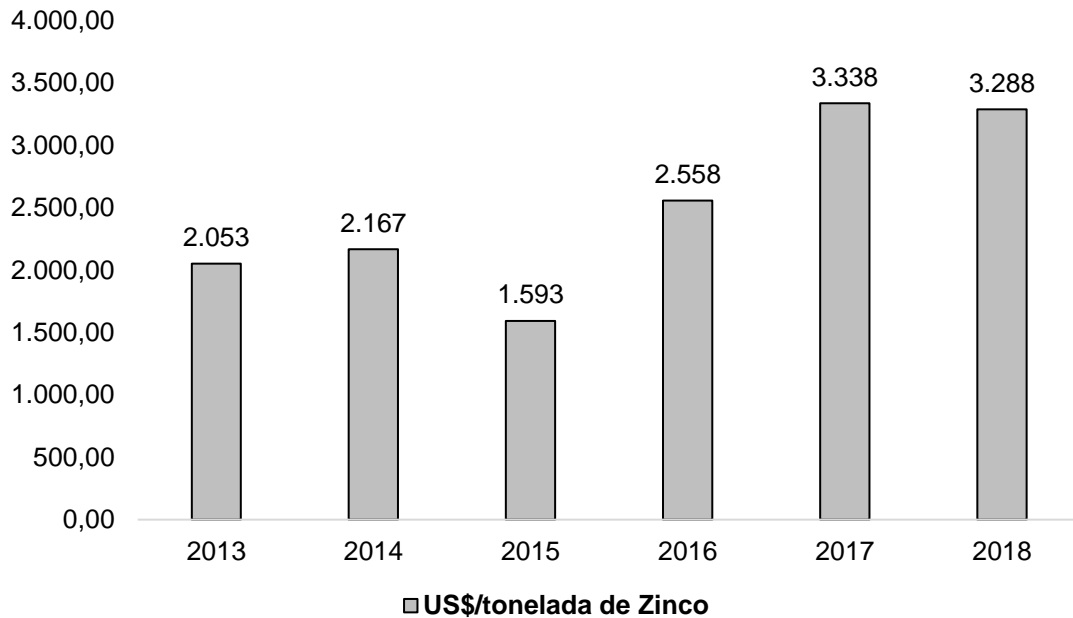
Tabela 1. Recursos e Reservas de zinco dos 10 principais países

Posição	País	Recurso + Reserva (t)
1	Austrália	105.403.474
2	Canadá	60.271.624
3	China	55.777.413
4	Rússia	51.174.889
5	México	51.065.114
6	Peru	47.920.537
7	USA	36.723.067
8	Índia	27.434.000
9	África do Sul	17.178.800
10	Cazaquistão	14.155.635

Fonte: Modificado de SNL Plataforma Global, 2019

O **Gráfico 1** demonstra que o preço do zinco teve uma queda brusca em 2015, acompanhada de um aumento significativo nos anos de 2016 e 2017, mantendo seus patamares altos no primeiro trimestre de 2018.

Gráfico 1. Evolução do preço médio do zinco por ano de 2013 a 2018



Fonte: Modificado de SNL Plataforma Global, 2018

A **Tabela 2** representa as dez maiores empresas em produção de zinco no mundo em 2018. Destaca-se na lista como única empresa brasileira, a Nexa Resources na quarta posição, com participação global de 2,1% da produção mundial.

Tabela 2. As 10 principais empresas produtoras de zinco em 2018

Ranking Global	Empresa	Produção anual de Zinco (t)	Participação na Produção Global (%)
1	Glencore Plc	1.114.916	8,6
2	Hindustan Zinc 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: Modificado de SNL Plataforma Global, 2019

As principais reservas de zinco conhecidas no Brasil se encontram nos municípios de Vazante e Paracatu (0,9% das reservas mundiais) e ambas as operações são da Nexa Resources. Neste contexto, se destaca a mina de Vazante como a mineração de maior produção de zinco no Brasil. Segundo Lemos (2011) a jazida de Vazante foi descoberta por um naturalista chamado Ângelo Solis em 1933.

A mina de Vazante teve o início de suas operações em 1969 em lavra a céu aberto e em 1980, por meio de lavra subterrânea sob controle da antiga CMM, (Companhia Mineira de Metais), atual Nexa Resources.

Abaixo, apresenta-se o histórico da mineração de zinco na unidade Vazante, de Ferreira (2008, adaptado pelo autor):

1933: descoberta do minério;

1956: fundação da Companhia Mineira de Metais (CMM);

1961: início das pesquisas;

1969: primeiro embarque de concentrado para a unidade Três Marias da Nexa Resources (*smelter* de zinco);

1996: final do processo de obtenção de concentrado de zinco, pelo processo de calcinação (óxido de zinco);

1996: início do processo de flotação de zinco em células convencionais – flotação de calamina;

1998: início do processo de flotação de willemita;

2004: operação da nova usina de beneficiamento chamada Usicon;

2007: a Votorantim Metais adquire a mineradora MASA (Mineração Areiense (S/A));

2009: fim das operações de lavra a céu aberto e do beneficiamento de calamina;

2012: implantação das peneiras de alta frequência no circuito de moagem;

2015: início da lavra da mina subterrânea chamada Extremo Norte;

2017: a Votorantim Metais abre seu capital e passa a se chamar Nexa Resources.

Atualmente, a mina de Vazante consiste em lavra subterrânea. Em 2018, a produção da mina foi de aproximadamente 1.4 Mt com teor médio de 12% de zinco, enquanto a produção da usina foi de aproximadamente 143 kt com teor médio de 39%

de zinco (Relatório interno da Nexa Resources, 2018). O principal mineral-minério de zinco do depósito é a willemita (Zn_2SiO_4), porém também podem ser encontrados minerais como esfalerita, franklinita e gahnita, sempre em baixas quantidades, fato que reduz a relevância destes minerais para o trabalho em questão. Também são encontrados corpos de minério sulfetado ao longo da falha de Vazante; estes minérios são cisalhados e constituídos por esfalerita, galena, calcocita, covellita e greenockita associados (MONTEIRO et al., 1999 apud LEMOS, 2011).

A usina de Beneficiamento consiste em operações unitárias de britagem, moagem, classificação, peneiramento, flotação e operações auxiliares de desaguamento. Após avaliar a operação da usina de beneficiamento da unidade Vazante, foi possível identificar que existe uma forte relação entre granulometria da moagem e o desempenho do minério moído na flotação na usina. Em busca de estudar essa influência, estudos de caracterização tecnológica (moagem, caracterização mineralógica e flotação) deste minério foram realizados.

2. OBJETIVO

O presente trabalho tem como principal objetivo estudar a influência da granulometria e da liberação no processo de flotação do minério willemítico proveniente da mina de Vazante, a ser realizado por meio de amostragem do minério, ensaios de moagem, caracterização mineralógica e ensaios de flotação em escala de bancada.

Os resultados dos ensaios de moagem, caracterização mineralógica e flotação apresentados nesta dissertação foram realizados entre julho/2014 e setembro/2015.

3. JUSTIFICATIVA

O estudo da influência da granulometria e da liberação na concentração do minério willemítico de zinco é de elevada relevância técnica, operacional e econômica.

No âmbito técnico, a popularização da técnica de microscopia automatizada permite a rápida obtenção de uma caracterização mineralógica completa, contemplando informações como mineralogia modal, associações entre minerais, espectro de liberação, determinação de tamanho de grão mineral, dentre outros. Sem o auxílio de microscopia automatizada, a determinação dos importantes fatores citados acima é difícil, demorada e pouco precisa. Por meio desta técnica e da realização de testes empíricos, é possível estudar o impacto das variações de granulometria e do espectro de liberação na recuperação metalúrgica do zinco, podendo ocasionar no melhor aproveitamento deste recurso não renovável.

Operacionalmente, elevar a recuperação do mineral de interesse aumenta a vida útil da mina, pode viabilizar o aproveitamento de minérios marginais ou de teor inferior ao “*cut off*” atual, bem como reduz a quantidade de minério perdido no rejeito e eleva a vida útil das barragens.

Economicamente, maiores recuperações do mineral de interesse elevam a arrecadação da empresa, do município na qual a mesma está instalada, do estado e da união (CFEM – Compensação Financeira pela Exploração de Recursos Minerais) e contribui para o desenvolvimento de toda a região, gerando emprego e avanços econômicos e sociais.

4. REVISÃO DA LITERATURA

Neste capítulo, é apresentada uma revisão da literatura sobre os assuntos relevantes que serão abordados ao longo do estudo.

4.1. Princípios Básicos para Concentração por Flotação

A flotação convencional é um processo de concentração muito eficiente e pode ser aplicada em minérios em uma ampla faixa de granulometrias. Segundo Chaves (2013), este método pode ser aplicado para variados tamanhos de grãos minerais, partindo de 1 mm para carvões até 5 μm para minerais sulfetados. Dois fatores principais são fundamentais para definir a granulometria de flotação de um mineral específico:

1. o primeiro fator está relacionado ao tamanho e a densidade das partículas minerais que se quer concentrar;

As partículas minerais devem apresentar tamanhos e densidades adequadas para serem coletadas pelas bolhas de ar e para que o conjunto formado entre bolha e mineral tenha energia suficiente (densidade do conjunto bolha/partícula deve ser menor que a densidade da polpa) para seguir uma trajetória de ascensão através da polpa (CRAWFORD E RALSTON, 1988). Se as partículas minerais forem muito grandes, a densidade do conjunto bolha/partícula acaba se tornando maior do que a densidade da polpa, impedindo que o conjunto tenha trajetória ascendente e inviabilizando a flotação. Além disto, a força de adesão entre partícula mineral e bolha pode não ser suficiente para manter sua adesão em partículas que apresentam tamanho e densidade elevada, ocasionando um descolamento entre bolha e partícula que faz com que a bolha “solte” a partícula que estava aderida à mesma (descoleta).

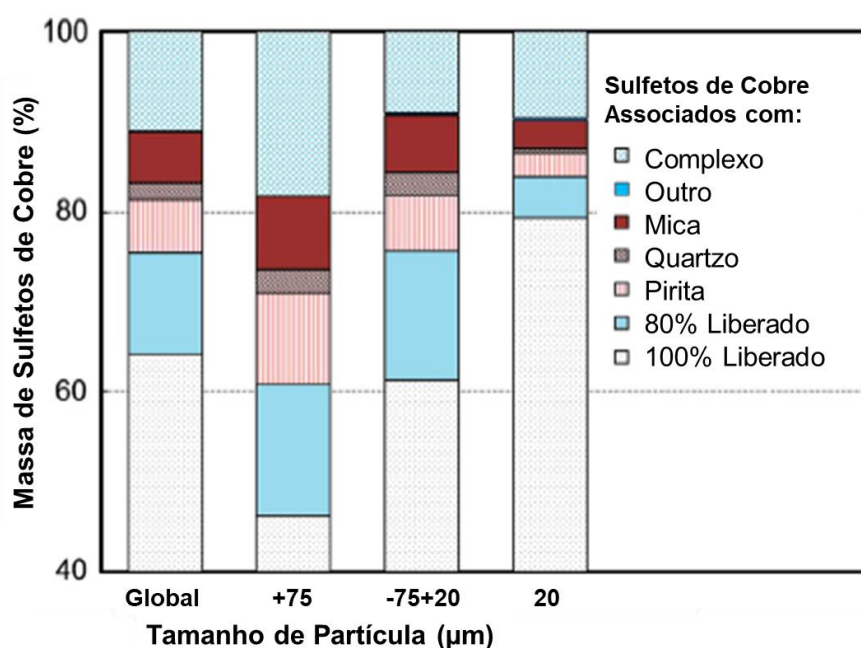
2. o segundo fator que determina o tamanho das partículas minerais de flotação está relacionado ao espectro de liberação das mesmas.

Minérios que tem características mais puras (alto teor do mineral de interesse) costumam apresentar espectros de liberação satisfatórios em granulometrias grosseiras ($> 200 \mu\text{m}$) como por exemplo, a hematita de alto teor. Por outro lado, minerais sulfetados de cobre, zinco e chumbo como a calcopirita, esfalerita e galena geralmente apresentam espectros de liberação satisfatórios em granulometrias mais finas que variam de 150 μm até 20 μm (WILLS; FINCH, 2013).

Bechir et al. (2019) realizaram estudos de caracterização tecnológica com o minério de zinco de Vazante e constataram que o processo atual de flotação não é capaz de flotar partículas de tamanho inferior a 20 μm com eficiência. Devido a isto, quando o termo “finos” for citado neste trabalho, o mesmo representará partículas de tamanho inferior a 20 μm .

A **Figura 1** demonstra um exemplo de liberação em função da granulometria em que é possível observar o aumento da proporção de partículas liberadas (eixo y) com a redução de granulometria partindo de um tamanho de +75 μm até 20 μm (eixo x).

Figura 1. Variação da liberação dos minerais de cobre em função da granulometria



Fonte: Wills; Finch (2013)

No caso da willemita de Vazante, foco deste estudo, o espectro de liberação satisfatório de maneira geral, varia de 140 μm até 80 μm . É importante reforçar que utilizar apenas o fator de tamanho/densidade ou o fator de liberação para determinar a granulometria ótima de concentração não é recomendado. Pode-se citar um exemplo em que um mineral teórico a ser flotado apresenta um espectro de liberação excelente em granulometrias grosseiras a partir de 2 mm. Apesar de estar liberado em 2 mm, esta granulometria não será ótima para flotação pois seu tamanho está acima da capacidade de transferência de massa que a bolha de ar é capaz de processar. O contrário também pode ser verdadeiro se considerarmos um mineral que

apresenta densidade baixa o suficiente para ser flotado em granulometrias mais grosseiras de 1 mm, porém com liberação insuficiente. Neste caso, as bolhas de ar serão capazes de transportar o mineral para o fluxo de concentrado, mas não haverá seletividade alguma na flotação, pois o mineral transportado estará associado a minerais de ganga, devido a sua baixa liberação no tamanho médio de 1 mm. Concluindo, a determinação da condição ótima de flotação passa necessariamente pelos fatores de liberação, granulometria e densidade.

4.2. Cominuição

Após a etapa de lavra de minérios, os principais métodos utilizados em mineração para redução de tamanho são compostos por britagem e moagem. Figueira et al. (2010) afirmam que britagem consiste em uma redução mais grosseira que geralmente varia de 1000 mm até 10 mm, uma vez que seus equipamentos devem ser dimensionados para serem capazes de processar matacos provenientes dos desmontes de rocha que geralmente apresentam *top size* de até 1000 mm. Atualmente, é possível observar casos específicos de britagens que reduzem o material até tamanhos menores que 5 mm. O principal mecanismo de quebra desta etapa é o impacto e a compressão entre a estrutura dos britadores e as partículas. Ainda de acordo com Figueira et al. (2010), quebras por compressão causam elevada pressão na partícula, gerando fraturas por tensão que geram produtos de tamanho e formas semelhante, com baixa quantidade de finos.

Usualmente, apenas a cominuição realizada pela britagem é insuficiente para que a granulometria necessária para o processo de concentração seja obtida. Devido a isso, a operação unitária chamada de moagem se faz necessária.

A moagem é o último processo de cominuição onde as partículas minerais são reduzidas por meio de uma combinação entre impacto e abrasão, que pode ocorrer a seco, ou mais comumente, a úmido. Este processo é geralmente realizado por equipamentos denominados moinhos, que são representados por um corpo cilíndrico de aço que contém internamente, uma carga de corpos moedores (geralmente representada por esferas de aço) que está livre para se mover dentro do cilindro em que se encontra também o minério a ser moído. Moinhos de bolas são tipicamente utilizados para moagem primária. Na moagem primária, também podem ser usados moinhos de barras, autógenos ou semi-autógenos. Na moagem primária, estes

geralmente operam com tamanhos de alimentação que variam de 5 mm até 25 mm e são capazes de gerar produtos entre 300 μm e 25 μm (WILLS; FINCH, 2013).

Segundo Napier-Munn et al. (1999) apud Bergerman (2013), o mecanismo de quebra aplicado pelos moinhos de bolas ocorre principalmente por atrição, fato que eleva a relação de redução e geração de finos na quebra por moagem. A granulometria indicada para o processo de flotação deve ser a mais grosseira possível, (desde que atinja os critérios de liberação do mineral de interesse e possibilite o transporte das partículas pelas bolhas de ar), pois quanto mais fina for a moagem, maior a energia necessária para o processo, maior o consumo de reagentes devido a um aumento da área superficial das partículas e maior é o arraste de partículas de ganga para o concentrado. Todos estes fatores são responsáveis por elevar o custo do tratamento do minério.

4.2.1. Consumo energético e *Work Index* de Bond (BWI)

É importante destacar que a relação entre energia necessária na moagem e a granulometria não é linear. Bond (1952) propôs uma equação para energia requerida, que relaciona o WI (parâmetro característico do material), a granulometria inicial do minério e sua granulometria final, após a moagem:

$$E = 10 \times WI \times \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

onde:

E = Energia necessária (kWh);

WI = Work Index (kWh/t);

F_{80} = Tamanho em μm em que 80% do material da alimentação é inferior;

P_{80} = Tamanho em μm em que 80% do material do produto é inferior;

A equação de Bond é fundamentada no índice denominado WI ou *Work Index*, que representa o consumo energético para moer 1 shton (tonelada curta que equivale a 2.000 lb ou 908 kg aproximadamente) de minério de tamanho teoricamente infinito (F_{80}), até que o mesmo apresente um P_{80} igual a 0,106 mm. Embora característico do material, o valor do WI é função da relação de redução requerida e varia de acordo com a malha de controle selecionada. O ensaio é realizado a seco e em estágios

sucessivos, em um moinho de laboratório com dimensões e carga padronizada, de modo a reproduzir a operação de um moinho de bolas em circuito fechado. Quando Bond desenvolveu o procedimento para determinação do WI, ele objetivava representar a operação industrial específica de um moinho de bolas do tipo *overflow*, com diâmetro interno ao revestimento de 2,44 m (8'), moagem via úmida em circuito fechado com carga circulante de 250%. O equipamento para determinação do WI consiste em um moinho com diâmetro e comprimento internos iguais a 305 mm (12") com cantos arredondados e revestimento interno liso, exceto no local em que possui uma porta para carregamento e descarregamento, com dimensões de 101,6 mm por 203,2 mm (4" x 8"). O moinho é dotado de um contador/programador de rotações e gira a 70 rpm ou 91,4% da velocidade crítica. A carga de corpos moedores consiste em 285 bolas de aço, com massa total de 20.125 g e superfície total calculada em 842 pol², conforme a seguinte distribuição:

- 43 bolas de 1,45";
- 67 bolas de 1,17";
- 10 bolas de 1,00";
- 71 bolas de 0,75"; e
- 94 bolas de 0,61".

O minério a ser ensaiado é britado sucessivamente, até que todo material passe pela malha 6 da escala Tyler (3,36 mm). A massa total do material para cada teste é da ordem de 15 kg. Após os estágios de cominuição e peneiramento iniciais, o material é homogeneizado e dividido em frações igualmente representativas. A seguir, uma dessas frações é encaminhada ao teste de peneiramento, a partir do qual é determinada a distribuição granulométrica do material. Utilizando esses dados, calcula-se o P₈₀ da alimentação. Outra fração é colocada, sob pequenas alíquotas, em uma proveta de 1000 ml até que, através de sucessivos batimentos, seja obtido 700 ml de material compactado para determinação da densidade aparente do material. Este mesmo material serve como alimentação do moinho no primeiro ciclo do teste. O material, preparado de acordo com as instruções anteriores é despejado no interior do moinho e este acionado até que atinja um número pré-determinado de rotações. O material é então descarregado e peneirado na malha correspondente ao

teste em questão (malha de controle). A fração passante na malha de controle é separada, enquanto que ao material retido, é adicionado material fresco, de modo a repor a massa original da carga. O material assim composto é alimentado ao moinho que, juntamente com a carga de bolas, forma a carga para o próximo ciclo do teste. O número de rotações deste próximo ciclo é calculado de modo a gerar uma carga circulante de 250%.

Ao final de cada estágio, calcula-se o quociente entre a massa passante na malha de controle e o número de rotações do moinho, sendo este o critério empregado para a estabilização da carga circulante e conseqüente término do teste. Os ciclos de moagem do teste são repetidos até que a massa da fração passante na malha de controle por revolução do moinho (G_{bp}) se estabilize, ou seja, os valores dos últimos dois ciclos apresentem valores semelhantes, invertendo o sentido de aumento ou diminuição. O teste termina com a determinação das distribuições granulométricas do produto passante na malha de controle e da carga circulante do material referente ao último ciclo. O cálculo do WI (kWh/st) é efetuado de acordo com a equação abaixo.

$$WI = \frac{44,5}{(Pl)^{0,23} \times (G_{bp})^{0,82} \times \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

F_{80} : tamanho em μm onde 80% da alimentação é passante;

P_{80} : tamanho em μm onde 80% do produto é passante;

Pl : malha de controle do teste em μm ;

G_{bp} : média dos valores por revolução referentes aos três últimos ciclos do ensaio.

A equação de Bond se mostrou válida para uma grande faixa de tamanhos de moinhos e distribuições granulométricas, tendo em vista que foi desenvolvida empiricamente após análise de diversos moinhos industriais, comparando seus resultados com dados de usinas piloto e de laboratório (CHAVES, 2009).

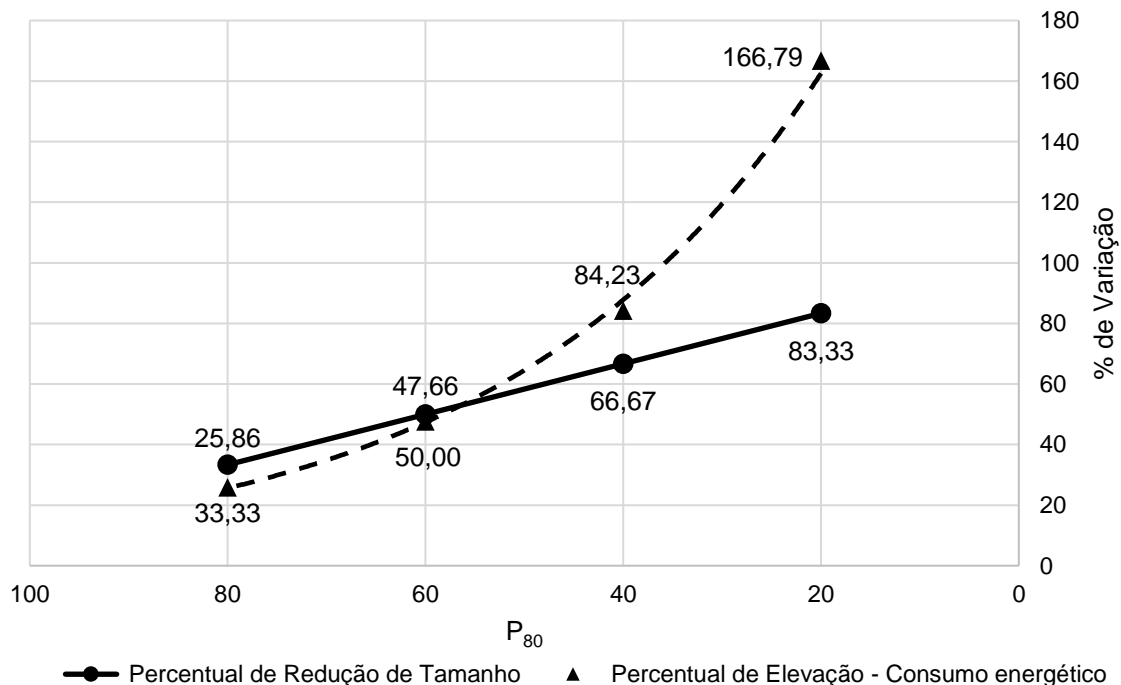
Utilizando os estudos desenvolvidos por Bond, pôde-se observar a diferença do comportamento entre a energia requerida na moagem em função de uma redução de tamanho por meio da **Tabela 3** e do **Gráfico 2**, confeccionados por meio da aplicação da lei de Bond com dados de WI do minério de Vazante igual a 18,90 kWh/t (ensaio de WI completo apresentado no **ANEXO A**) e com uma taxa de alimentação de moagem de 200 t/h.

Tabela 3. Comparativo entre redução granulométrica e elevação de consumo energético

WI (kWh/t)	F80 (µm)	P80 (µm)	Taxa de alimentação (t/h)	Energia necessária (kW)	Redução de Tamanho (%)	Elevação do consumo energético (%)
18,90	7000	120	200	1,51	0	0
		100		1,67	16,67	10,98
		80		1,90	33,33	25,86
		60		2,23	50,00	47,66
		40		2,78	66,67	84,23
		20		4,02	83,33	166,79

Fonte: Elaboração do autor

Gráfico 2. Relação entre a variação de energia consumida e de redução granulométrica



Fonte: Elaboração do autor

Como pôde ser visto, a variação de redução de tamanho é linear, enquanto o consumo energético segue um comportamento exponencial, demonstrando que,

quanto mais fina for a moagem, maior será a energia necessária para atingir o objetivo. Sabendo que a moagem é uma operação dispendiosa no quesito energia, faz-se necessário conhecer muito bem as características do minério a ser processado, a fim de otimizar esta etapa do processo.

4.3. Grau/Espectro de Liberação

Para que seja possível obter boas eficiências no processo de concentração por flotação, é necessário que o minério a ser tratado apresente características favoráveis ao seu aproveitamento. Um importante exemplo dessas características é o grau de liberação do mineral de interesse. Segundo Malvik (1982) apud Porphírio et al. (2010), “a liberação de um minério pode ser definida como a porcentagem de um determinado mineral valioso que se apresenta numa faixa granulométrica sob a forma de partículas livres, representadas por grãos monominerálicos”.

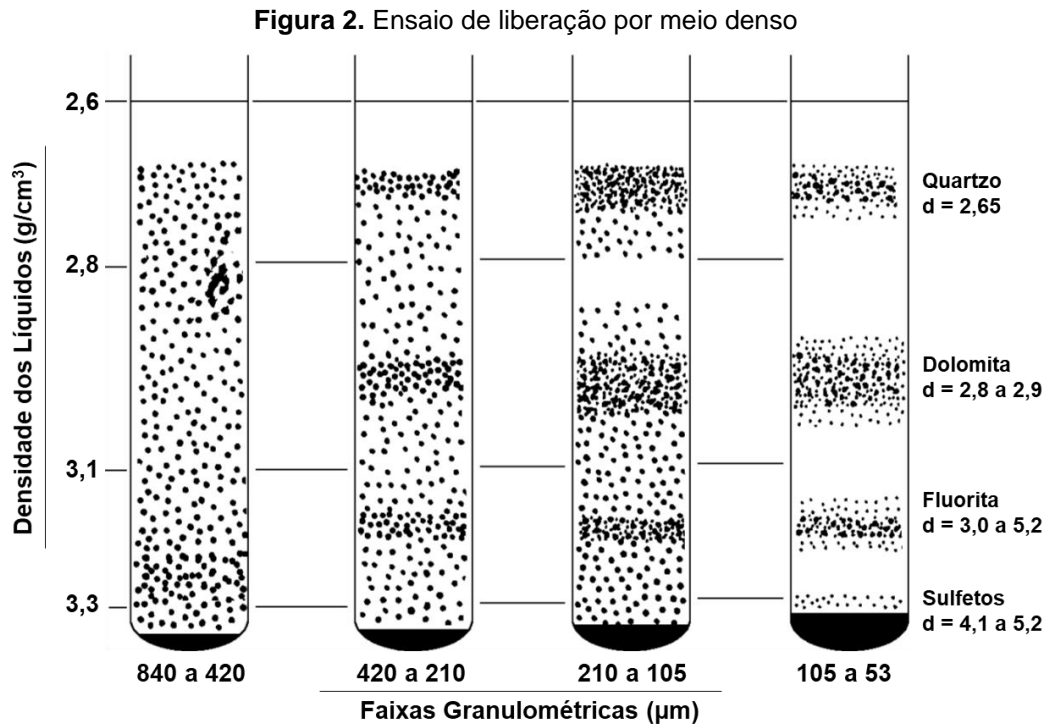
Geralmente, os minerais de interesse em operações minerais dificilmente apresentam grau de liberação natural suficiente para que haja sucesso em sua concentração. É mais comum encontrar minerais associados a outros e muito disseminados nas rochas, fazendo-se necessária uma redução de tamanho até obtenção da liberação do mineral útil. Porém, existem ocorrências específicas em que o minério ou elemento de interesse se encontra parcial ou totalmente liberado, como no caso dos depósitos aluvionares de ouro, onde o metal pode ser encontrado como ouro livre.

Em busca de obter o melhor aproveitamento mineral possível com redução de custo energético, diversas técnicas para determinação do grau/espectro de liberação foram utilizadas e desenvolvidas ao longo dos anos. Entre elas, pode-se citar a análise de grau de liberação por meio denso, por microscópio ótico e por microscópio eletrônico de varredura.

4.3.1. Análise de grau de liberação por meio denso

A liberação de minerais granulares pode ser obtida por meio de gradiente de densidade gerado pelo uso de líquidos densos tendo, como vantagem, sua simplicidade e rapidez, além de permitir obter as frações separadas por densidade. (MULLER, 1971 apud PORPHÍRIO et al., 2010). O ensaio é simples e consiste em utilizar provetas com soluções de diferentes densidades e amostras em diferentes

granulometrias. Como a densidade individual dos minerais é conhecida, é possível identificar os níveis de material flutuado e afundado, permitindo sua pesagem e posterior cálculo de grau de liberação. A **Figura 2** demonstra o ensaio de forma mais detalhada.



Fonte: PHORPHÍRIO, N. H.; BARBOSA, M. I.; BERTOLINO (2010)

É importante observar que o ensaio mostra que o grau de liberação se eleva com a redução da granulometria. A fragmentação permite a individualização dos minerais quartzo, dolomita, fluorita e minerais sulfetados em populações distintas. Fazendo uma análise rápida, para se concentrar os minerais sulfetados mostrados na **Figura 2** de forma efetiva, a moagem deveria ser dimensionada para gerar um produto de tamanho inferior a 105 μm (última proveta da esquerda para a direita).

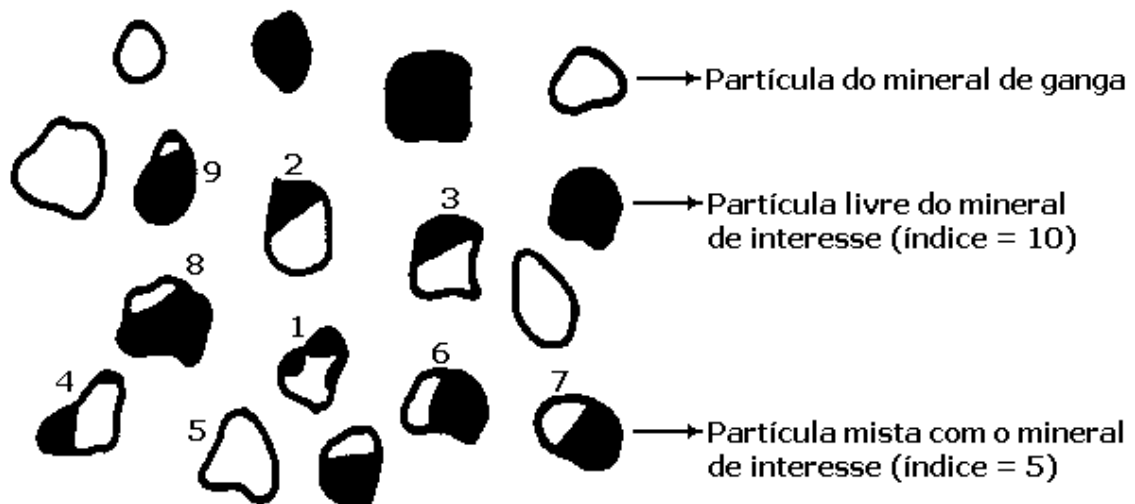
4.3.2. Análise de liberação por microscópio óptico – Método de Gaudin

O método desenvolvido por Gaudin apud Porphírio et al. (2010) consiste no “exame minucioso dos produtos em faixas granulométricas estreitas com auxílio de um microscópio óptico. Devem ser contados, em média, 200 grãos minerais, anotando-se os índices de liberação das partículas livres e das partículas mistas”.

Como pode ser visto na **Figura 3**, o método consiste em pontuar cada grão avaliado no microscópio, de acordo com a quantidade de mineral útil presente em sua

partícula (análise visual). Como exemplo, se a partícula apresentar 100% de mineral de interesse em sua composição, sua pontuação é 10. Se apresentar 50%, a pontuação é 5. Esse processo é realizado sucessivamente até que todas as partículas estejam pontuadas e classificadas.

Figura 3. Aplicação do método de Gaudin para cálculo de grau de liberação



Fonte: Gaudin (1975) apud Porphírio et al. (2010, p. 70)

Após a realização da contagem, aplica-se o conceito de grau de liberação, mostrado na equação abaixo:

$$\text{Grau de Liberação} = \frac{\text{Quantidade de partículas do mineral útil livres}}{\text{Quantidade total de partículas do mineral útil (livre + misto)}} \times 100$$

Por se tratar de um método analítico óptico de contagem, o método de Gaudin não apresenta resultados de alta precisão ou exatidão. O método tem como premissa que as partículas têm as mesmas dimensões, fato que dificilmente ocorre na prática. Além disto, a obtenção do resultado é demorada. Apesar destas desvantagens, o método de Gaudin foi muito aplicado na prática e, atualmente, com a evolução da microscopia automatizada, caiu em desuso, mas continua sendo utilizado nas universidades, com objetivo de ensinar o conceito de grau de liberação para alunos.

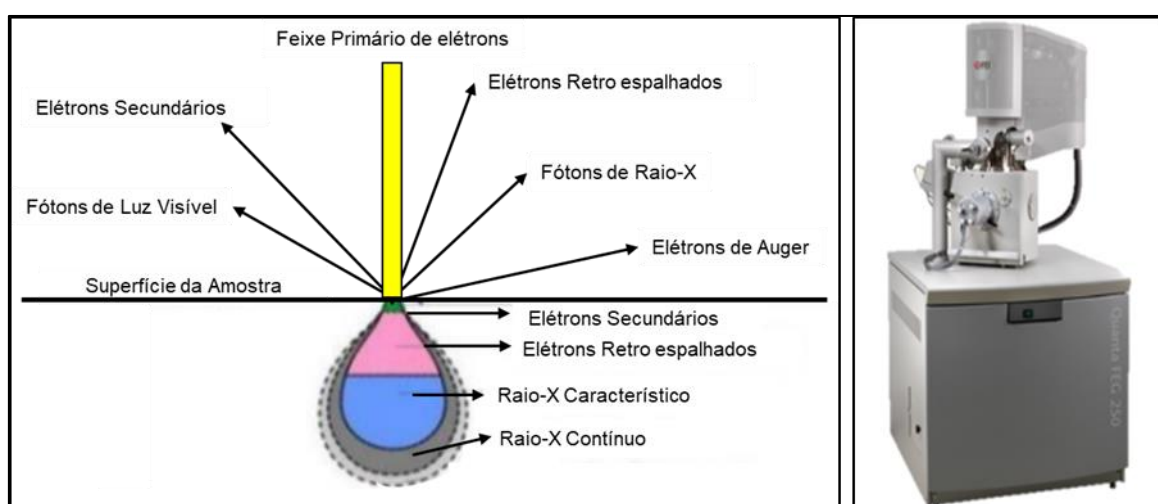
4.3.3. Análise de liberação por microscópio eletrônico de varredura

A análise por microscópio eletrônico de varredura consiste na incidência de um feixe de elétrons sob alto vácuo ao longo de toda a superfície da amostra. Dedavid et al. (2017, p.11-20) explicam que a imagem formada a partir do sinal captado na varredura eletrônica de uma superfície pode apresentar diferentes características e

diversos sinais podem ser emitidos por uma única amostra. Dentre os principais sinais emitidos, os mais utilizados para obtenção da imagem são gerados por elétrons secundários e/ou dos elétrons retroespalhados. Os elétrons secundários são originados pela interação não elástica entre o feixe de elétrons e a amostra, enquanto os retroespalhados são gerados por interação elástica. Estes últimos são responsáveis por diferenciar minerais por densidade atômica em colorações mais claras (minerais de maior densidade atômica) e mais escuras (minerais de menor densidade atômica).

A **Figura 4** demonstra o esquema da interação do feixe de elétrons que incide na amostra (esquerda) e um microscópio eletrônico de varredura da marca FEI (direita).

Figura 4. Esquema da interação de feixe de elétrons na amostra



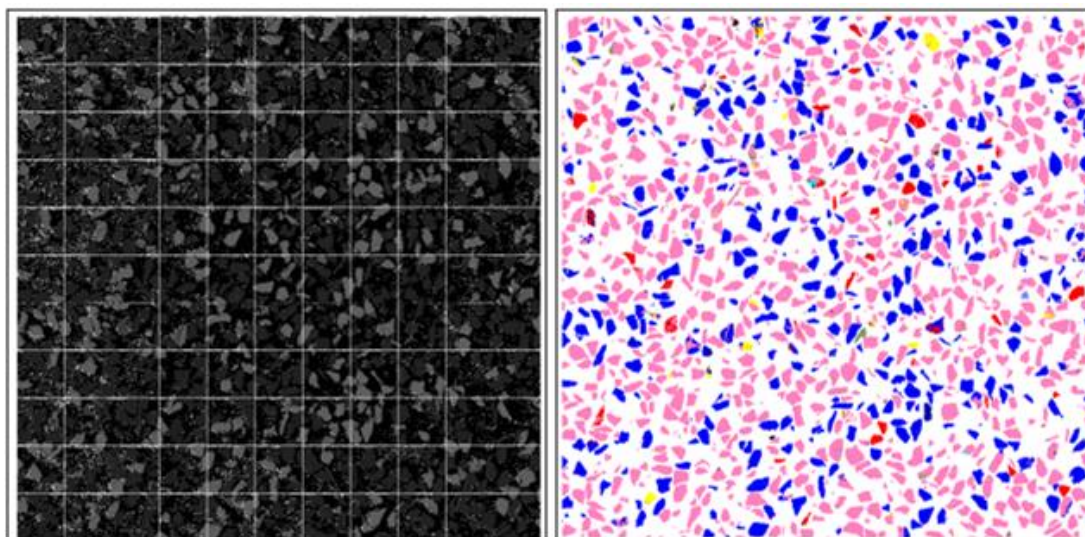
Fonte: Goldstein et al. (1992) apud Lemos (2011) / Catálogo digital – FEI (2016)

Por meio de um detector de dispersão de energia (EDS – *Energy Dispersive Spectroscopy*) acoplado ao MEV, é possível realizar uma microanálise de raios x. Quando ocorre incidência de energia na amostra (feixe de elétrons), alguns de seus elétrons absorvem energia suficiente para mudar de camada atômica, gerando espectros de raios x característicos do número atômico da amostra e sua energia pode ser utilizada para identificar os elementos químicos presentes na mesma. Esta informação, auxiliada por um conhecimento profundo dos minerais de uma jazida permite que seja possível estimar a proporção de minerais da amostra por meio da identificação dos elementos químicos presentes na mesma. No caso da mina de Vazante, uma microanálise por meio de MEV/EDS que identificar picos de zinco, silício

e oxigênio apresenta grandes chances de o mineral presente na amostra ser a willemita (Zn_2SiO_4).

A **Figura 5** demonstra um resultado de imagem gerada via MEV/EDS para uma amostra típica da mina de Vazante.

Figura 5. Resultado de imagem de MEV/EDS. A esquerda, contrastes por densidade atômica. A direita, imagem tratada com identificação de minerais presentes na amostra



Fonte: Nexa Resources (2017)

A imagem já tratada do lado direito apresenta os principais minerais que compõem o depósito de Vazante. São eles: dolomita (rosa), willemita (azul), hematita (vermelho) e quartzo (amarelo).

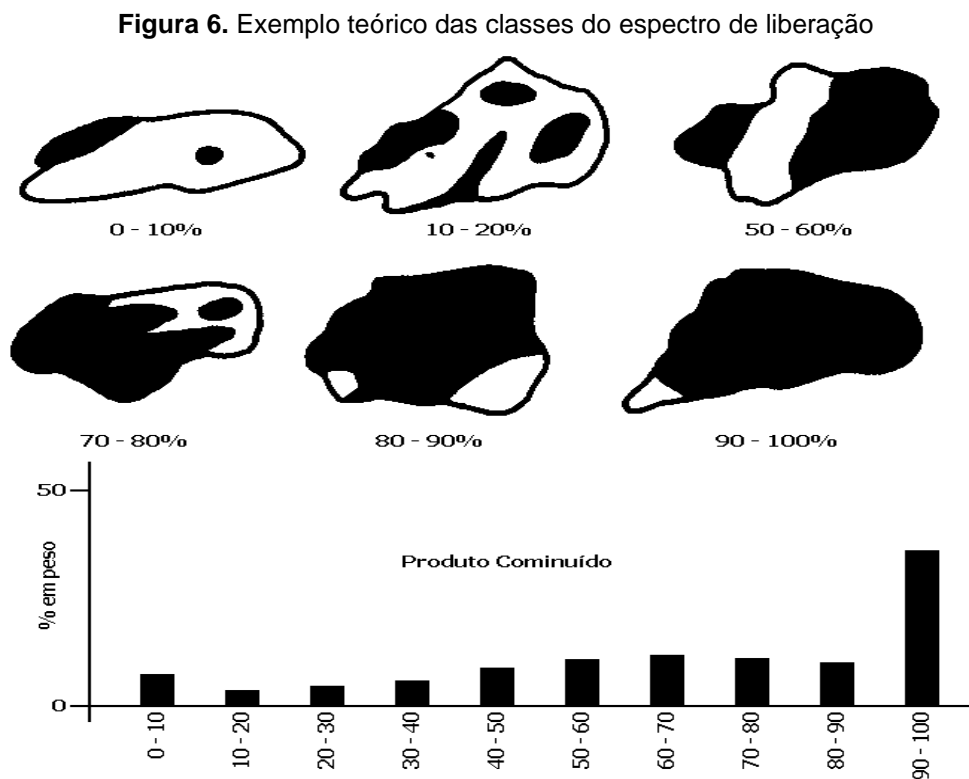
Além de ser capaz de realizar microanálises, segundo Porphírio et al. (2010, p.74), o microscópio eletrônico de varredura equipado com EDS permite também observar com detalhes as associações entre minerais, suas alterações, inclusões, zoneamentos e caracterizar os elementos químicos formadores do mineral.

A microscopia eletrônica de varredura é amplamente utilizada pela indústria da mineração, principalmente devido a sua flexibilidade, simplicidade de preparação da amostra e velocidade de processamento de dados. Por meio deste equipamento é possível determinar o chamado espectro de liberação, que contém informações mais completas em relação ao grau de liberação. Para o grau de liberação de Gaudin, são consideradas como “liberadas”, somente as partículas totalmente livres de associações, enquanto o espectro de liberação por microscopia automatizada permite analisar diferentes classes de liberação mineral.

Em um processo de concentração mineral, nem sempre será necessário que o minério esteja totalmente liberado para seu aproveitamento. Muitas vezes, os altíssimos custos e os riscos técnicos envolvidos em liberar 100% do mineral útil pode inviabilizar seu aproveitamento.

O espectro de liberação consiste em dividir esta análise em classes de acordo com o perímetro ou área de cada partícula, que inicia em 0% de liberação e termina em 100%, com intervalos fixos. Para a interpretação das análises de liberação que foram conduzidas no estudo, foi convencionado o uso da liberação por perímetro, em detrimento da liberação por área. A liberação por perímetro representa melhor as superfícies minerais e recomenda-se sua utilização sempre que o processo de concentração definido utilizar propriedades superficiais como mecanismo de diferenciação, como é o caso da flotação.

A **Figura 6** mostra de forma simplificada, partículas mistas e suas classes do espectro de liberação, onde a cor branca representa os minerais de ganga e a cor preta representa os minerais de minério.



Fonte: Petruk (1982, 1988), apud Porphírio et al. (2010)

Como pode ser visto, a **Figura 6** ilustra partículas pouco liberadas (0 a 10%) até partículas muito liberadas (90 a 100%), bem como suas proporções em relação a

amostra total (colunas). Como informado anteriormente, quanto maior for a quantidade de mineral útil na classe de 100%, mais efetivo será o método de separação e de concentração mineral por flotação. Entretanto, é sempre importante informar que minerais que apresentam espectro de liberação satisfatório em granulometrias extremamente finas (abaixo de 20 μm) podem gerar elevação de custo energético de moagem além de dificuldade de recuperação das partículas ultrafinas na flotação.

4.4. Processo de Flotação

De acordo com Chaves et al. (2010), um processo de concentração pode ser descrito como “a capacidade de se dar a um ou mais componentes de uma mistura heterogênea de minerais, uma velocidade diferente da velocidade mantida pelas demais espécies presentes na mistura”. Por meio desta velocidade diferente, se torna possível separar os minerais de interesse dos minerais de ganga. Para que a separação de espécies minerais seja possível, é necessário que exista uma propriedade diferenciadora intrínseca ou induzida. A **Tabela 4** mostra diversas propriedades diferenciadoras e seus principais métodos de concentração.

Tabela 4. Propriedades diferenciadoras e seus métodos de concentração

Propriedades	Métodos
Ópticas (cor, brilho, fluorescência)	Escolha óptica (manual ou automática)
Densidade	Líquido denso, meio denso, jigues, mesas, espirais, cones, ciclones de meio denso, DWP, bateias, calhas, calhas estranguladas, classificadores, hidrosseparadores, etc.
Forma	Idem - Métodos ópticos
Suscetibilidade Magnética	Separação Magnética
Condutividade Elétrica	Separação Eletrostática ou de alta tensão
Radioatividade	Escolha com Contador
Textura/Friabilidade	Cominuição seguida de classificação, hidroseparação ou peneiramento
Reatividade Química	Hidrometalurgia
Reatividade de Superfície	Flotação, agregação, dispersão seletiva, eletroforese, aglomeração esférica

Fonte: Modificado de Chaves (2013, p. 32)

O processo de flotação (*froth flotation*) e outros similares a este, baseiam-se em propriedades muito menos perceptíveis que cor e densidade, por exemplo, fato que eleva a complexidade da separação (CHAVES, et al., 2010). A separação mineral

ocorre em uma mistura de sólidos em água chamada de suspensão, que em tratamento de minérios é geralmente designada como polpa. Bolhas de ar injetadas no reator de máquinas de flotação adquirem sentido ascendente e são responsáveis pela separação de minerais. O mineral flotado é coletado pela bolha de ar e direcionado para o fluxo ascendente. O mineral não flotado segue o fluxo principal da água, gerando a diferenciação. Chaves, et al. (2010) reforçam este processo, citando que a separação entre as espécies minerais é dada pela habilidade de suas partículas se ligarem a bolhas de ar. Uma partícula, quando capaz de capturar um número suficiente de bolhas de ar, passa a apresentar uma densidade menor que a do fluido; sendo assim, o conjunto se desloca verticalmente para cima.

A propriedade diferenciadora da flotação é uma propriedade de superfície chamada hidrofobicidade, que é representada pela tendência que o mineral tem a ser repellido pela água, que é uma substância polar. Quando mais hidrofóbico for o mineral, mais apolar e repelente a água sua superfície se torna. Minerais apolares tem afinidade a outras substâncias apolares como o ar atmosférico e óleos e graxas, por exemplo. (LEJA, 1982 apud CHAVES, et al., 2010). Infelizmente, pouquíssimos minerais são naturalmente hidrofóbicos, fato que, a princípio, limita o processo de flotação para uma baixa quantidade de aplicações. A **Tabela 5** adaptada de Wrobel, (1970) apud Wills e Finch, (2015) classifica os minerais de acordo polaridade, começando do grupo 1 (menos polar/mais hidrofóbico) até o grupo 5 (mais polar/menos hidrofóbico).

Tabela 5. Classificação da polaridade dos minerais

Grupo 1	Grupo 2	Grupo 3	Grupo 4	Grupo 5
galena	barita	cerussita	hematita	zircão
covelita	anidrita	malaquita	magnetita	willemita
bornita	gipso	azurita	goetita	hemimorfita
calcocita	anglesita	fluorita	ilmenita	berilo
calcopirita		calcita	tantalita	feldspato
pentlandita		dolomita	rutilo	quartzo
arsenopirita		apatita	cassiterita	
pirita		smithsonita		
esfalerita		rodocrosita		
Au, Pt, Ag e Cu nativos		monazita		

Fonte: Adaptado de Wrobel, (1970) apud Wills e Finch, (2015, p. 268)

Além dos minerais presentes na **Tabela 5**, dentro do grupo dos minerais naturalmente hidrofóbicos, pode-se citar exemplos como a molibdenita, o talco, o carvão, o enxofre e a grafita. Como pôde ser visto, a grande maioria dos minerais não é naturalmente apolar e hidrofóbica. Além disso, a willemita da mina de Vazante classificada e destacada em negrito no grupo 5 é um dos minerais mais polares, fato que dificulta ainda mais seu processamento por flotação. Para elevar a quantidade de minerais que podem ser concentrados por flotação, reagentes chamados de coletores foram desenvolvidos para criar uma camada hidrofóbica induzida seletivamente na superfície dos minerais naturalmente hidrofílicos (minerais de alta afinidade com água e com fluidos polares) e permitir sua separação.

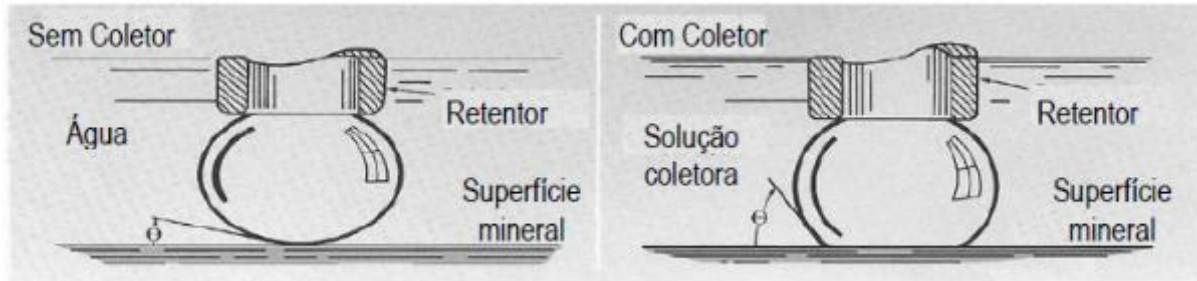
4.4.1. Coletores

Segundo Chaves et al., (2010, p. 495) os coletores são surfactantes que têm uma estrutura típica composta de uma parte de natureza molecular (não iônica) e outra de natureza polar (iônica). A natureza molecular dos coletores é gerada por meio de ligações covalentes entre carbonos. Nesse sentido, quanto maior a cadeia orgânica do coletor, maior será seu caráter de hidrofobicidade. Quando em solução, a parte polar dos coletores é ionizada, enquanto a apolar se mantém intacta. Devido ao caráter hidrofílico da fração polar do coletor, o mesmo interage com a água e com a superfície mineral que também tem caráter polar, adsorvendo-se a essa superfície. Já a fração de natureza molecular se distancia ao máximo da superfície mineral e se alonga no sentido oposto da fração iônica. Após o contato com o mineral, a fração do coletor que fica exposta para a polpa é a fração molecular que apresenta maior afinidade às substâncias apolares do que polares. Como a bolha de ar ascendente tem caráter apolar, quando ocorre o contato com a nova superfície mineral também apolar, ocorre a captura da partícula mineral pela bolha de ar, direcionando seu fluxo para cima e para fora da polpa.

A **Figura 7** ilustra o contato bolha de ar/superfície do mineral, em um sistema com presença e ausência de um coletor. Pode-se notar que, sem a presença de coletor, o ângulo de contato entre superfície mineral e bolha de ar é muito baixo, reduzindo sua interação e dificultando a flotação. Já quando há presença de coletor, o ângulo de contato se eleva, aumentando a interação entre a superfície mineral e a

bolha e favorecendo as condições para que ocorra a flotação do mineral (DOW, 1981 apud CHAVES, et al., 2010).

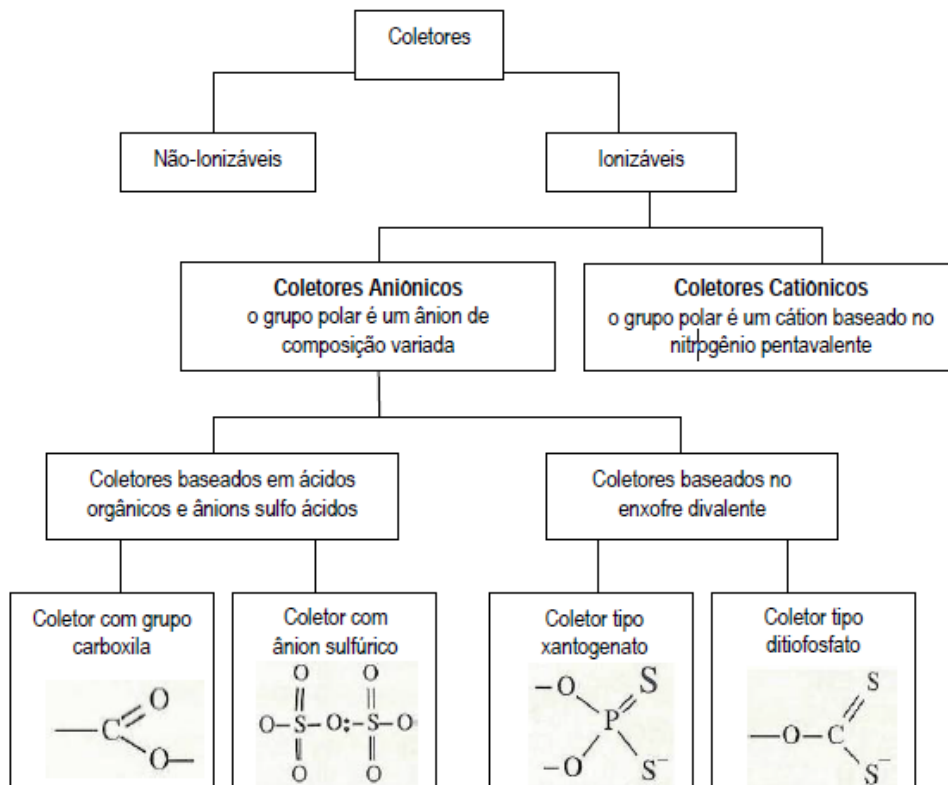
Figura 7. Interação de bolha de ar/superfície mineral com ausência/presença de coletor



Fonte: Chaves, et al. (2010, p. 496)

Os coletores podem ser divididos de acordo com a carga iônica de sua parte polar, podendo ser aniônicos se tiverem carga negativa e catiônicos se tiverem carga positiva, conforme mostrado na **Figura 8**.

Figura 8. Classificação resumida dos coletores de flotação



Fonte: Chaves, et al. (2010, p. 497)

O processo de flotação da unidade Vazante utiliza coletor catiônico do grupo das aminas. Os coletores catiônicos são as aminas e seus acetatos. De acordo com

Chaves, et al., (2010), sua aplicação típica é na flotação de não-metálicos, tais como o quartzo, silicatos como a willemita em Vazante, aluminossilicatos e vários óxidos, talco e micas. Dentro do grupo de coletores catiônicos, destacam-se as aminas. Estes surfactantes, quando empregados na flotação de oximinerais, apresentam, em geral, de seis a dezoito átomos de carbono em sua cadeia hidrocarbônica, em geral linear e saturada. A solubilidade do surfactante diminui de acordo com o comprimento da cadeia hidrocarbônica dos mesmos (MONTE; PERES, 2010). A redução de solubilidade pode causar necessidade de aumentar a dosagem de reagentes e elevar o custo do processo. Devido a isto, sempre deve-se estudar se o ganho de desempenho que pode ser obtido com um coletor de maior cadeia molecular é suficiente para se equiparar ao custo gerado com o aumento da dosagem do mesmo.

A **Figura 9** demonstra a relação de coletores ionizáveis aniônicos/catiônicos e suas fórmulas estruturais.

Figura 9. Reagentes ionizáveis aniônicos/catiônicos e suas fórmulas estruturais

Designação	Fórmula Estrutural
Ácidos carboxílicos / Alquil carboxilatos	$\text{R}-\text{C} \begin{array}{l} \diagup \text{O} \\ \diagdown \text{O} \end{array} \text{H}^+ / \text{Na}^+ \text{ ou } \text{K}^+$
Alquil sulfato	$\text{R}-\text{O}-\text{S} \begin{array}{l} \text{O} \\ \parallel \\ \text{O} \end{array} -\text{O}^- \text{Na}^+ \text{ ou } \text{K}^+$
Alquil sulfonato	$\text{R}-\text{S} \begin{array}{l} \text{O} \\ \parallel \\ \text{O} \end{array} -\text{O}^- \text{Na}^+ \text{ ou } \text{K}^+$
Dialquil fosfatos	$\text{R} \begin{array}{l} \diagup \text{O} \\ \diagdown \text{O} \end{array} \text{P} \text{R}_1 \text{H}^+ / \text{Na}^+ \text{ ou } \text{K}^+$
Alquil hidroxamatos	$\text{R}-\text{C} \begin{array}{l} \parallel \text{O} \\ \text{O} \end{array} -\text{N} \begin{array}{l} \text{H} \\ \\ \text{O}^- \end{array} \text{Na}^+ \text{ ou } \text{K}^+$
Sais de alquil amônio quaternário	$[\text{R}(\text{C H}_3)_3 \text{N}]^+ \text{C l}^-$
Aminas	$\text{R}-\text{N} \begin{array}{l} \diagup \text{H} \\ \diagdown \text{H} \end{array}$

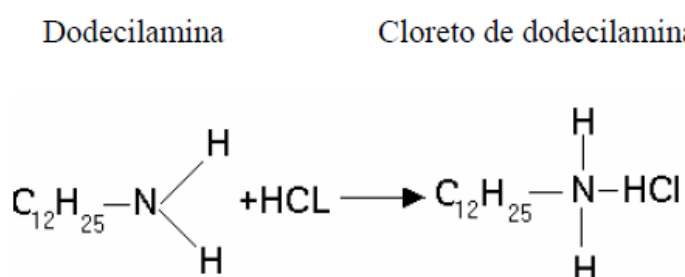
Onde, R e R₁ são os grupos apolares do surfatante (alquil, aril, ou alquil-aril).

Fonte: Monte e Peres (2010; p. 420)

O processo de flotação de zinco da unidade Vazante utiliza uma amina primária quimicamente chamada de dodecilamina, de fórmula química ($C_{12}H_{25}NH_2$). De acordo com Salum (1983) apud Martins (2007), aminas com quantidade igual ou superior a 12 carbonos são geralmente insolúveis em água e são convertidas em cloretos e acetados para serem utilizadas na flotação.

A **Figura 10** demonstra uma reação química de dodecilamina em meio ácido gerando o cloreto de dodecilamina.

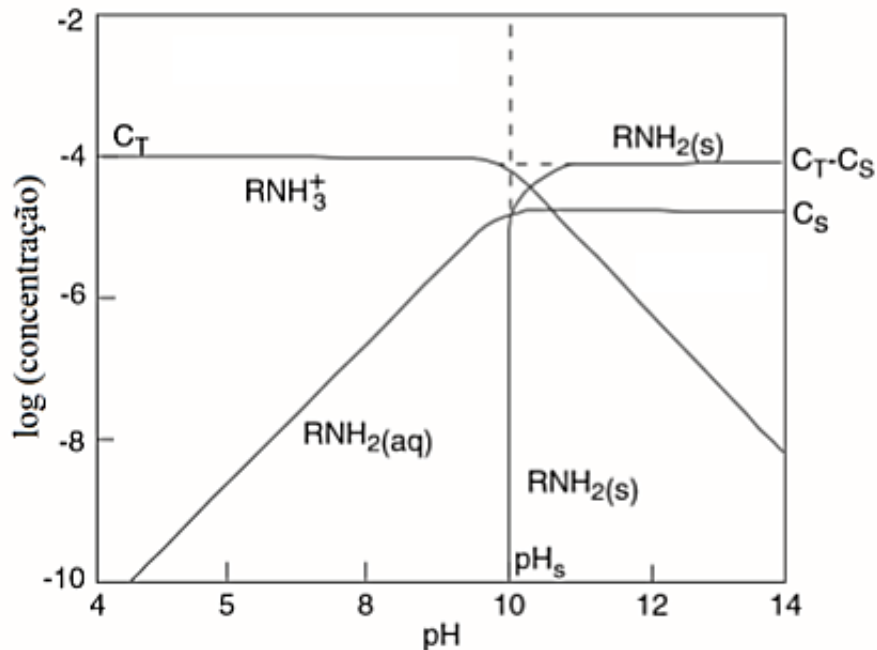
Figura 10. Reação de Dodecilamina em cloreto de dodecilamina.



Fonte: Adaptado de Martins (2007, p. 17)

O mecanismo de adsorção da amina nas partículas oxidadas de zinco é devido à atração coulômbica da cabeça polar por sítios aniônicos na partícula e formação de associações hidrofóbicas entre as cadeias do coletor. Para que seu efeito como coletor possa apresentar melhores resultados é necessário encontrar um ponto de equilíbrio entre a amina molecular e a amina na forma iônica, de acordo o pH. A amina hidratada, em solução aquosa, libera cátions, cuja concentração depende do pH da solução (Shijie, 1984 apud Martins, 2007). O ponto de equilíbrio é representado pelo pKa do coletor utilizado. Autores como Gaudin (1957), Somasundaran (1976), Ari (2001) e Mhonde (2016), mencionam que a máxima flotabilidade dos minerais é obtida no pH correspondente ao pKa do coletor em uso. Sabendo disso, identificar a faixa ideal de pH do coletor dodecilamina, alternando as proporções de sua forma iônica ($R-NH_3^+$) e molecular ($R-NH_2$) é fundamental para uma melhor eficiência no processo de concentração por flotação. A **Figura 11** demonstra o diagrama de espécies da dodecilamina em função do pH.

Figura 11. Diagrama de distribuição de espécies para a dodecilamina em função do pH



Fonte: FUERSTENAU et al. (1985) apud FERNANDES (2017, p. 33)

Estudos de Bustamantes e Shergold (1983) indicaram que a melhor faixa de pH para o processo de flotação desses tipos de minérios é 9 a 11,5. É nessa faixa que ocorre um equilíbrio entre a amina molecular e a amina iônica, representado pelo pKa. Para que os coletores possam ter sua ação potencializada em relação a seletividade e recuperação, reagentes modificadores são comumente utilizados.

4.4.2. Depressores

Quando coletores adicionados à polpa não tem total capacidade de diferenciar as superfícies dos minerais de interesse das superfícies dos minerais de ganga, não ocorre seletividade na coleta, gerando separações de baixa qualidade com alto teor de minerais contaminantes nos produtos finais da flotação. Para diferenciar ainda mais os minerais de ganga dos minerais úteis, reagentes chamados depressores podem ser adicionados à polpa. Segundo Chaves, et al., (2010), a maioria dos depressores utilizados em processamento de minérios são sais metálicos utilizados para deprimir as espécies minerais presentes e para elevar a seletividade da coleta. É importante ressaltar que não somente os sais metálicos tem efeito depressor e diversos compostos como os amidos e outros compostos orgânicos são extensamente usados na flotação.

A ação dos depressores no processo de flotação envolve alguns mecanismos que podem ocorrer sozinhos ou de forma combinada. Entre eles, temos: adsorção de espécies hidrofílicas; bloqueio das superfícies de adsorção dos coletores; dessorção de espécies já ativadas (desativação) e remoção de superfície de adsorção (WILLS; FINCH, 2015).

Depressores são usados de forma vasta na concentração de minério de ferro por flotação reversa. Neste caso, o coletor utilizado (amina) não consegue por si só diferenciar as superfícies dos minerais quartzo e hematita. Para diferenciar estas superfícies e permitir que a amina atue apenas no quartzo, um reagente depressor chamado amido é adicionado. A amilose presente no amido tem a propriedade de bloquear a adsorção da amina nos minerais de ferro (BRANDÃO, 2011 apud GUEDES, 2012). Isso permite que o quartzo seja flotado e separado da hematita no processo de flotação.

Outro exemplo muito comum do uso de depressores ocorre na flotação de sulfetos de cobre e chumbo, onde o depressor sulfato de zinco é adicionado ao processo para deprimir a esfalerita (ZnS) e permitir a concentração de cobre e chumbo e posterior recuperação do zinco que foi previamente deprimido.

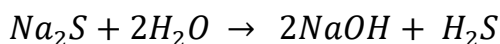
Também é importante citar o cianeto, que é um depressor de pirita muito comum na flotação de Cobre. Este reagente forma um complexo de ferrocianeto na superfície da pirita e gera uma zona hidrofílica que bloqueia a ação dos coletores de cobre na pirita. (FUERSTENAU et al., 2007). No caso do processo de flotação de Vazante, não há necessidade do uso de depressores já que o coletor amina atua de forma efetiva apenas na willemita, permitindo sua concentração.

4.4.3. Ativadores

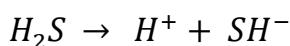
Outros reagentes modificadores de fundamental importância no processo de flotação são os ativadores. Estes reagentes são capazes de potencializar a hidrofobicidade de uma superfície mineral por meio da formação de um composto intermediário, facilitando a atuação do coletor. Segundo Martins (2007), o principal ativador para a willemita de Vazante é o sulfeto de sódio hidratado ($\text{Na}_2\text{S}\cdot\text{H}_2\text{O}$), que reage por meio do processo de sulfetização. Salum et al. (1992), afirmaram que esse processo constitui a etapa mais importante na flotação de minérios silicatados de zinco, como a willemita.

As reações do processo de sulfetização por sulfeto de sódio foram mostradas por Rey (1965) apud Martins (2007, p.15):

Primeiro estágio:



Segundo estágio:



$$\text{Constante de equilíbrio } K_1 = \frac{[H^+][SH^-]}{[H_2S]} = 9,1 \times 10^{-8}; \quad pK = 7,04$$

Terceiro estágio:



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

Como pode ser visto, as constantes de dissociação de SH^- e H_2S são extremamente baixas e a dissociação de $NaOH$ é alta. Com isto, a solução aquosa de sulfeto de sódio sempre causa uma reação alcalina. A ativação usando sulfeto de sódio reduz a solubilidade da willemita e aumenta sua carga de superfície negativa. Isso leva a um aumento na adsorção de amina e um aumento da recuperação de zinco na flotação (BUSTAMANTES; SHERGOLD, 1983).

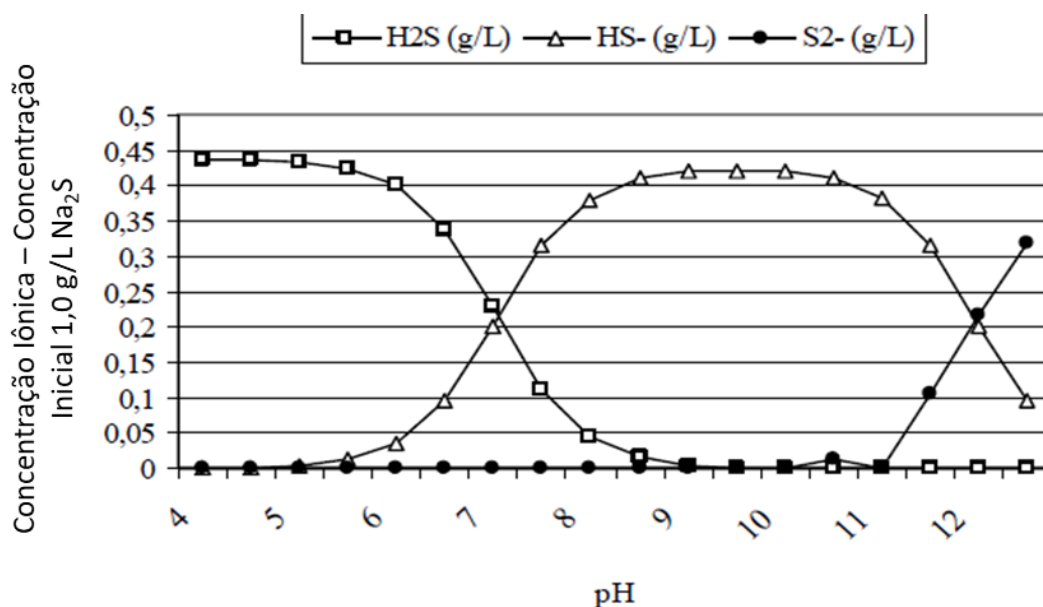
4.4.4. Reguladores de pH e sua influência na flotação

Os reagentes reguladores de pH têm função fundamental em um processo de flotação. A interação entre reagentes, polpa e superfície minerais se altera de acordo com o pH da solução, podendo tornar o processo de flotação mais ou menos eficiente, de acordo com seu valor. Segundo Chaves, et al. (2010), a variação do pH atua no potencial zeta dos minerais; na dissociação de coletores e outros reagentes modificadores; na adsorção de cátions e ânions em diversos minerais; na adsorção de coletores e no estado de floculação da polpa, fazendo-se fundamental o controle desta variável de processo.

No processo de flotação de Vazante, o próprio sulfeto de sódio que é responsável por ativar a willemita, também faz o efeito de regulador de pH. Como foi visto acima, a hidrólise do sulfeto de sódio libera ânions SH^- e S^{2-} que são responsáveis por aumentar o módulo da negatividade elétrica dos minerais de willemita, elevando sua interação com a carga positiva do coletor amina. Além disso, também há liberação de ânions OH^- na solução, elevando o pH da mesma e fazendo com que o sulfeto de sódio também atue como regulador de pH.

Como pode ser visto na **Figura 12**, que demonstra como varia a ionização do reagente sulfeto de sódio em função do pH, esta variável está totalmente associada com a maximização do efeito de ativação do sulfeto de sódio e de adsorção da amina. Assim, encontrar a faixa ótima do pH se faz fundamental para uma boa eficiência no processo de flotação da willemita.

Figura 12. Ionização de soluções de sulfeto de sódio



Fonte: Crozier (1992) apud Martins (2007, p. 16)

Como informado anteriormente, a hidrólise do sulfeto de sódio gera os ânions SH^- e S^{2-} que são responsáveis pelo aumento da eficiência do coletor amina na flotação de willemita. Com isto, a definição do pH ótimo para esta flotação deve considerar o ponto em que a soma de ânions SH^- e S^{2-} é maior. Avaliando novamente a **Figura 12**, esta condição ocorre nas faixas de pH de 10,0 até 13,0.

Segundo Bustamantes e Shergold (1983), a ação do sulfeto de sódio na superfície dos minerais silicatados de zinco pode ocorrer de acordo com dois mecanismos, a saber:

- adsorção específica de íons sulfeto na dupla camada elétrica, demonstrada pelo aumento negativo da mobilidade eletroforética e do potencial zeta destes minerais; e
- produção de espécies de sulfeto de zinco (ZnS) nas superfícies, que aumenta a flotabilidade por meio de interação entre os cátions Zn^+ e os ânions S^{2-} (SALUM et al., 1992 apud MARTINS, 2007).

4.4.5. Dispersante

Os dispersantes têm a função de individualizar partículas minerais agregadas elevando a facilidade de sua separação. A utilização deste reagente é comum em polpas com excessiva quantidade de ultrafinos e lamas comumente gerados por micas e argilominerais (CHAVES et al., 2010).

As partículas finas na flotação são comumente responsáveis por perdas de recuperação, dificuldade em atingir teores de concentrado e problemas de umidade elevada na filtração. Na flotação, estas partículas se aderem a partículas maiores (interação eletrostática e adesão devido à umidade ou por forças de Van der Waals) formando o fenômeno chamado de *slime coating*. Estas partículas extremamente finas são facilmente hidratadas e alteram a característica da superfície das partículas maiores, tornando-as mais hidrofílicas e ávidas por água (REY, 1965; RAFFINOT, 1970).

O principal dispersante utilizado na flotação de minerais silicatados é o silicato de sódio. Sua ação está relacionada com a manutenção de cargas negativas que são responsáveis por gerar repulsão eletrostática entre partículas. Esta repulsão é obtida por meio da adsorção do ânion SiO_3^{2-} e uma remoção de cátions metálicos da superfície mineral, transformando-os em complexos menos solúveis ou até insolúveis (WILLS; FINCH, 2015). No caso de processo de flotação de Vazante, utiliza-se como dispersante o reagente AGLP da empresa AG Aditivos. O AGLP é representado por uma mistura polimérica com silicato de sódio, miscível em água, com densidade aproximada de 1,11g/L e pH entre 8,0 e 10,0 para uma solução 1% (SIQUEIRA, 2013)

4.4.6. Espumantes

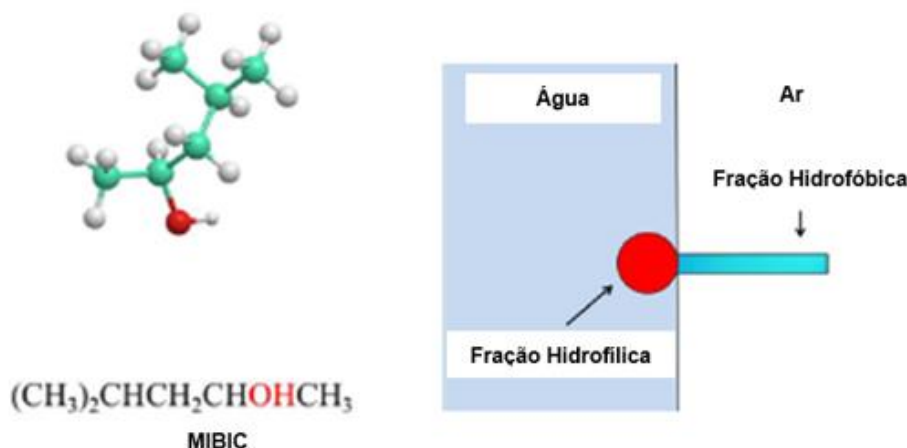
De acordo com Klimpel e Isherwood (1991), espumantes têm três principais funções. São elas:

- auxiliar à formação e preservação de bolhas de tamanho adequado;
- reduzir a velocidade de ascensão das bolhas; e
- auxiliar na formação de uma camada de espuma estável na superfície da polpa.

Os espumantes atuam reduzindo a tensão superficial da água que é responsável pela destruição das bolhas de ar mineralizadas. Com a redução da tensão superficial, as bolhas apresentam maior resistência, elevando a eficiência do processo de flotação.

O espumante mais comumente utilizado em processos de flotação é chamado de MIBIC (metil isobutil carbinol) de fórmula química $((\text{CH}_3)_2\text{CHCH}_2\text{CH}(\text{OH})\text{CH}_3)$. Sua estrutura pode ser vista na **Figura 13**. Este reagente é utilizado na flotação de willemita de Vazante.

Figura 13. Representação do mibic (esquerda) e de sua estrutura surfactante (direita)



Fonte: Modificado de Wills e Finch (2015, p. 279)

Como os coletores, os espumantes também pertencem a classe de surfactantes. A maioria dos espumantes são complexos heteropolares geralmente não ionizáveis, sendo a parte polar comumente representada pela hidroxila e a parte apolar, composta por cadeias hidrocarbônicas. Sua estrutura heteropolar leva a sua adsorção na interface ar - água, onde o grupo apolar se orienta para o ar, enquanto o grupo polar se orienta para a água, controlando a interface formada pelas duas fases, como pode ser visto **Figura 13**.

5. UNIDADE VAZANTE

Nesse tópico, será feita uma apresentação geral da unidade Vazante considerando seu histórico, localização, geologia, lavra e circuito de beneficiamento.

5.1. HISTÓRICO E LOCALIZAÇÃO

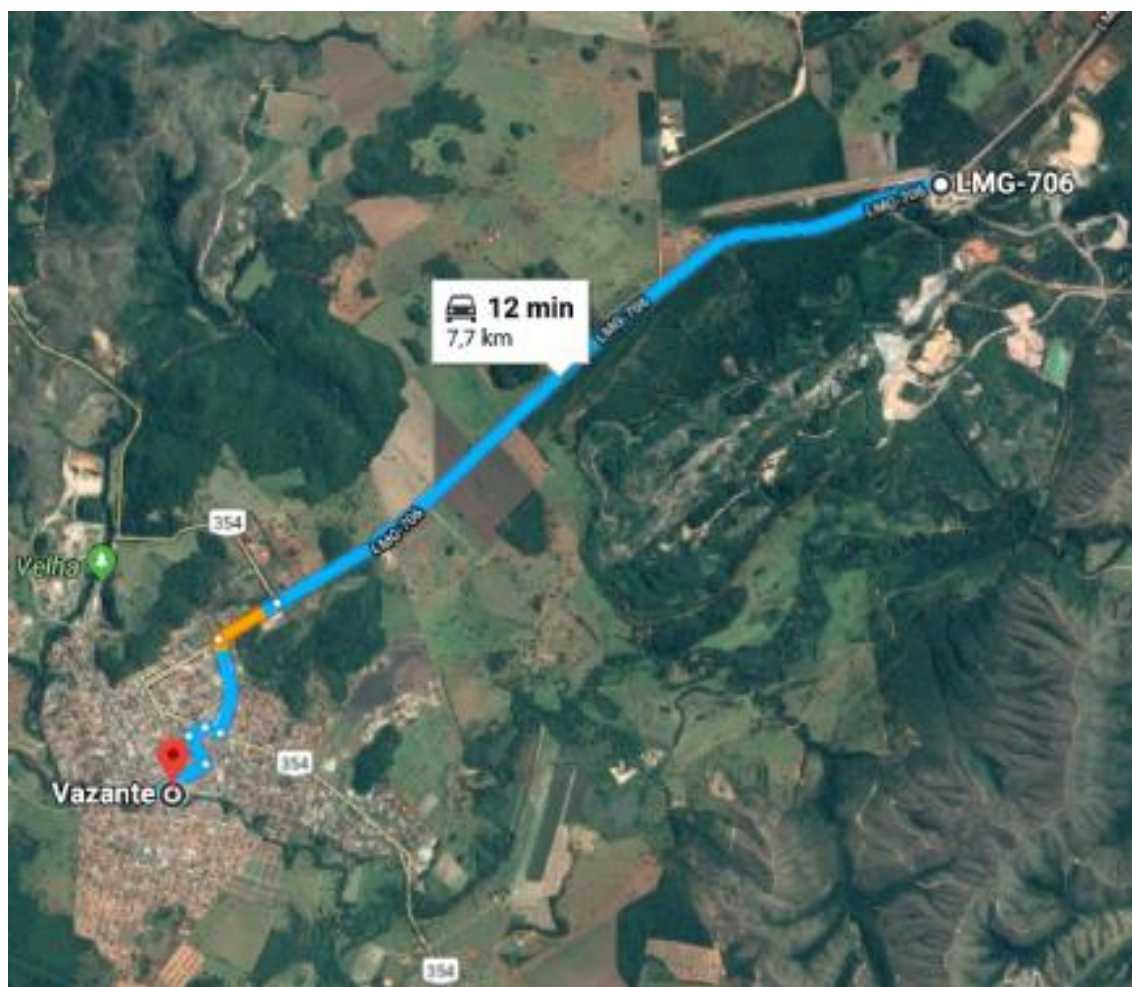
A mina de Vazante, localizada no estado de Minas Gerais, representa o maior depósito de zinco conhecido até hoje no Brasil, e sua concessão de lavra é de poder da empresa Nexa Resources. A ocorrência foi descoberta pelo naturalista Ângelo Solis em 1933, porém a mina entrou em operação apenas em 1969, com concessão da Companhia Mineira de Metais (CMM), que futuramente se tornaria Votorantim Metais e depois, Nexa Resources. A mineralização ocorre em dolomitos do Grupo Vazante, pertencente ao Domínio Externo da Faixa de Dobramentos Brasília. De acordo com Olivo et al. (2018), o depósito possui recursos estimados em 30,59 Mt com teor médio de 21,00% de Zn na porção sul e 6,48 Mt com teor médio de 18,35% de Zn na porção norte, totalizando 37,07 Mt com teor médio de 20,54% de Zn. O minério extraído atualmente na mina de Vazante é o willemítico, cuja exploração é feita por meio de lavra subterrânea. A willemita (Zn_2SiO_4) é o minério de zinco predominante explorado na mina que situa-se na porção NW do estado de Minas Gerais, próxima ao município de Vazante, distando cerca de 520 km de Belo Horizonte e 280 km de Brasília, como se ilustra na **Figura 14** e na **Figura 15**.

Figura 14. Localização da unidade Vazante



Fonte: Elaboração do autor (2018)

Figura 15. Localização da unidade Vazante em referência ao município de Vazante



Fonte: Google Maps. Acesso em: 12/03/2018 as 14:00

5.2. GEOLOGIA

A região de Vazante está situada na Porção Externa da Faixa de Dobramento Brasília, um orógeno de idade Brasileira pertencente à província Tocantins (ALMEIDA et al. 1981 apud VALERIANO et al. 2004), que é um sistema de orógenos situados entre os crátons Amazônico, São Francisco e um terceiro bloco que alguns autores denominam como cráton do Paraná (BRITO-NEVES et al. 1999 apud VALERIANO et al. 2004). A região engloba três faixas de dobramentos do Brasil: as Faixas Paraguai e Araguaí, que bordejam o cráton amazônico e a Faixa Brasília, que se situa na parte Oeste do cráton São Francisco.

A geologia local do depósito pode ser observada na **Figura 16**.

Figura 16. Geologia Local do depósito



Fonte: Modificado de Olivo et al. (2018)

A Faixa Brasília se estende por mais de 1000 km na borda W do cráton São Francisco e é dividida em dois compartimentos: a Faixa Brasília Setentrional, com orientação NE e a Faixa Brasília Meridional, que possui orientação NW. A divisão destes dois grupos é feita na altura do paralelo de Brasília, onde está localizada a Megaflexura dos Pirineus, que é caracterizada por lineamentos de direção E-W (Leste-Oeste).

Dentro da porção Meridional da Faixa Brasília, o depósito de zinco de Vazante situa-se nos depósitos metassedimentares do Grupo Vazante (DARDENNE 1998 apud LEMOS. 2011). Este grupo está envolto, geologicamente, pelos grupos Canastra e Bambuí. As sequências do grupo Vazante estão imbricadas no grupo Bambuí por meio de falhas de cavalgamento, sendo imbricado também por falhas do mesmo tipo, pelo grupo Canastra.

De acordo com Olivo et al. (2018), o depósito mineral de Vazante foi formado por meio de um sistema hidrotermal. Sistemas como este geralmente requerem que três fatores ocorram de forma integrada: (I) presença de fontes favoráveis de minerais metálicos; (II) fluidos hidrotermais capazes de transportar os metais de sua fonte até um local de deposição; (III) arranjos geológicos específicos que favorecem a precipitação de metais em condições de confinamento (*traps*). O depósito willemítico se formou em zonas de falhas na rocha dolomítica da região. A **Figura 17** apresenta o mineral willemita retirado da mina de Vazante (a esquerda) e sua rocha, a brecha Willemítica, em foto retirada dentro da mina subterrânea (a direita).

Figura 17. Exemplo de mineral willemita e da sua rocha, brecha Willemítica



Fonte: Nexa Resources (2012)

O estudo completo da geologia do local e o interesse da Nexa Resources na área impulsionou a confecção de um modelo geológico que permitiu o início da lavra de minério logo após implantação dos acessos aos corpos mineralizados.

5.3. LAVRA

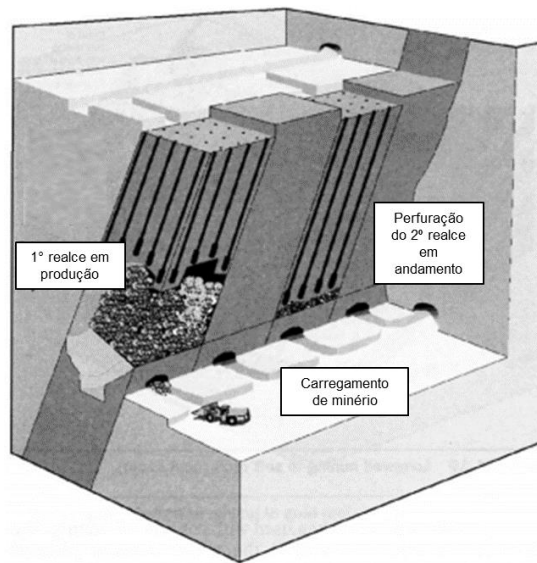
A mina subterrânea de Vazante apresenta três acessos ativos, chamados de rampa X, rampa VII e rampa I e é separada horizontalmente através dos corpos mineralizados: Lumiadeira, Sucuri e Extremo Norte e verticalmente em níveis de trabalho, que são definidos em função do método de lavra e, conseqüentemente, do tamanho dos painéis de lavra. Os acessos da mina são divididos entre galerias de transporte com medidas de 6 m por 5 m, galerias de minério e pontos de carga com medidas de 4,5 m por 5 m e galerias de pesquisa com dimensões inferiores.

A perfuração das frentes de lavra ocorre através de um equipamento chamado Jumbo/Simba e o desmonte é realizado através de cartuchos de emulsão. Após a detonação, um equipamento chamado *Scaler* entra em ação para estabilizar a área abatendo os choccos. A limpeza das frentes é executada por carregadeiras rebaixadas tipo LHD de 12,5 t. Após a limpeza da área, inicia-se o processo de ancoragens com *cable bolt*, tirantes e cavilhas para estabilização do maciço.

Com a estabilização, a frente é liberada para um novo ciclo de perfuração, detonação, carregamento e transporte. O transporte do material até a superfície é executado com o emprego de caminhões articulados (fora de estrada) de 30 t.

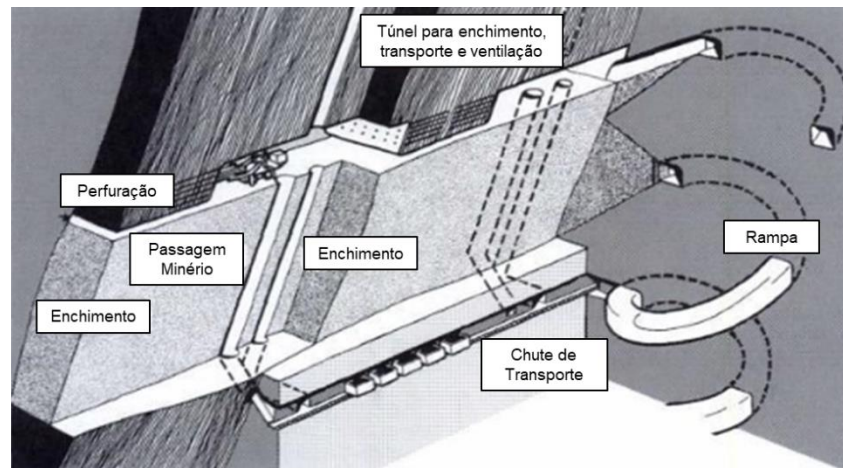
Os métodos de lavra atualmente empregados na mina subterrânea são representados pelo *sublevel stoping* variação VRM (*Vertical Retreat Mine*), com enchimento mecânico (*rock fill*) e pelo *Cut and Fill* (corte e enchimento) também com enchimento mecânico e acompanhado de abandono parcial de pilares, empregado devido às pouco competentes condições geomecânicas do maciço. A **Figura 18** demonstra o esquema do método de lavra VRM enquanto a **Figura 19** exhibe o esquema do método de *Cut and Fill*.

Figura 18. Método de Lavra VRM (*Vertical Retreat Mine*)



Fonte: Underground Mining Methods and Application (2001)

Figura 19. Método de Lavra cut and fill (corte e enchimento)



Fonte: Underground Mining Methods and Application (2001)

O transporte do minério é feito através de rampa com inclinação de 12%, desde os níveis de produção nas cotas 345, 388 e 420 até a superfície na cota 620 metros, onde está localizado o pátio de estocagem para as diferentes categorias de minério, bem como suas classes de teor.

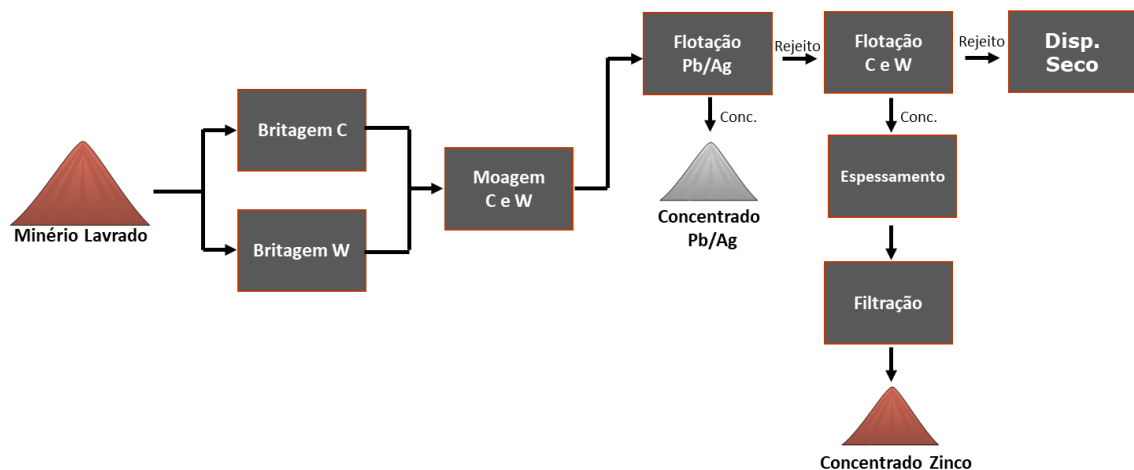
O minério armazenado no pátio de estocagem é retomado sob demanda, por carregadeiras e transportado por caminhões até a britagem primária dando início ao processo de beneficiamento da Nexa Resources Unidade Vazante.

5.4. CIRCUITO DE BENEFICIAMENTO

O circuito de beneficiamento da unidade Vazante tem como objetivo processar o minério lavrado e concentrar os minerais de chumbo, prata e zinco até que os mesmos apresentem a especificação necessária para que possam ser comercializados. A usina contempla operações unitárias de britagem, moagem, flotação, espessamento e filtração, até que o produto final possa ser expedido para o *smelter* localizado na Unidade Três Marias, no município de mesmo nome. A usina contém dois circuitos similares, mas que apresentam capacidades distintas. Estes circuitos são denominados circuito C e circuito W. A denominação dos mesmos foi feita de acordo com o tipo de minério que eles tratavam até o ano de 2009. O circuito que tratava apenas calamina recebeu a primeira letra deste grupo de minerais como nome (C), enquanto o circuito que tratava apenas willemita também recebeu a primeira letra deste mineral como nome (W). A partir de 2009, ambos os circuitos C e W recebem apenas willemita como minério.

A **Figura 20** apresenta o fluxograma simplificado do processo de beneficiamento da usina de Vazante.

Figura 20. Fluxograma simplificado - Usina de beneficiamento da unidade Vazante



Fonte: Nexa Resources (2015)

A **Figura 21** exibe uma fotografia aérea da usina de concentração, representando espacialmente suas principais operações unitárias.

Figura 21. Usina de concentração de Vazante e seus principais processos



Fonte: Nexa Resources (2018)

5.4.1. Processos de Britagem

O processo de britagem da Nexa Resources Unidade Vazante visa reduzir a granulometria do minério até um tamanho 95% passante em 9,5 mm. Apesar do circuito de britagem ser dividido em dois (C e W), o minério de zinco britado é o mesmo. Vale ressaltar que geralmente os minérios de teor mais alto alimentam o circuito W e os de teor mais baixo, o circuito C. Esta decisão é tomada de acordo com a estratégia de produção de minério da unidade.

A etapa de britagem formalmente se inicia nos pátios de estocagem das rampas I, VII e X onde as pilhas de minério lavrado são separadas em teores. Desta forma, operadores de caminhões que sobem carregados com minério da mina subterrânea basculam sua carga de acordo com seu teor de zinco. As pilhas do pátio são divididas da seguinte forma:

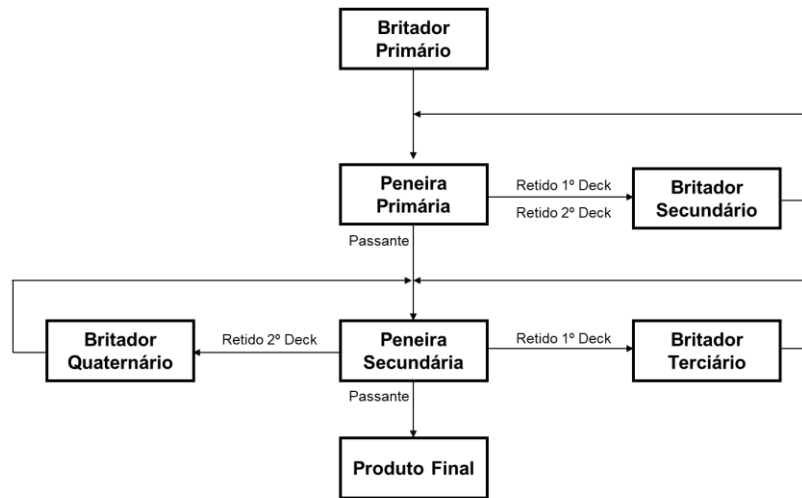
- ROM com teor de Zn entre 4 e 8%;
- ROM com teor de Zn entre 8 e 12%;
- ROM com teor de Zn entre 12 e 16%; e
- ROM com teor Zn maior que 16%.

Após a disposição, de acordo com o seu teor, o minério está pronto para alimentar os britadores. Assim, carrega-se o caminhão com auxílio de uma carregadeira e o mesmo se dirige a britagem W ou a britagem C.

A britagem W apresenta 4 britadores e duas peneiras vibratórias com dois *decks* cada uma. A primeira peneira apresenta abertura de 58 mm (1º deck) e de 25 mm (2º deck), enquanto a segunda peneira apresenta abertura de 20 mm (1º deck) e de 12 mm (2º deck). Neste circuito, apenas o britador primário opera em circuito aberto. A capacidade nominal é de 200 t/h que opera com uma alimentação média de 140 t/h para a moagem.

A **Figura 22** representa o fluxograma da britagem W.

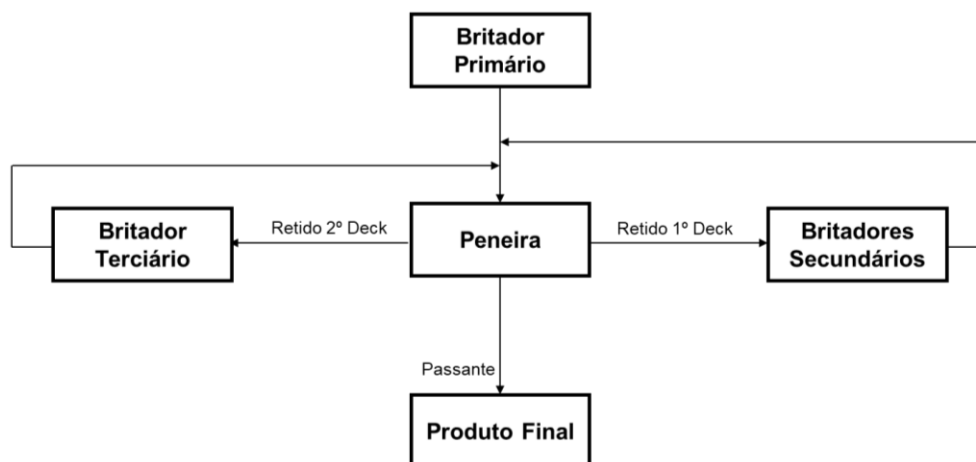
Figura 22. Fluxograma simplificado do circuito de britagem W



Fonte: Elaboração do autor (2018)

A britagem C apresenta quatro britadores e apenas uma peneira de dois *decks* com tela de borracha e aberturas de 25 mm (1º *deck*) e 12 mm (2º *deck*). Apesar de contar com quatro britadores, a britagem C não apresenta britagem quaternária, pois a britagem secundária é feita com dois britadores de mandíbula paralelos e idênticos. Como na britagem W, neste circuito, apenas o britador primário opera em circuito aberto. A capacidade nominal desse circuito é de 50 t/h, com uma alimentação de 40 t/h para a usina. A **Figura 23** representa o fluxograma da britagem C.

Figura 23. Fluxograma simplificado do circuito de britagem C



Fonte: Elaboração do autor (2018)

5.4.2. Processos de Moagem

Ambos os circuitos de moagem C e W apresentam moinhos operados em regime fechado a úmido, sendo que a classificação do circuito C é feita por bateria de ciclones e a do circuito W é feita por peneiras de alta frequência. Atualmente, o objetivo da moagem é gerar um material com granulometria de no máximo 12% retido em 0,150 mm. A moagem W conta com um moinho de bolas e um conjunto de 6 peneiras de alta frequência, com cinco *decks* cada uma. As principais especificações técnicas e operacionais do moinho W são as seguintes:

- fabricante: Humbolt Zanini;
- potência instalada: 1854 kW;
- dimensões nominais: 6110 mm por 4400 mm (Comprimento por Diâmetro);
- tipo de descarga: *Overflow*;
- tipo de revestimento: Weir híbrido - Perfil *Hi-Low*;
- velocidade: 75% da velocidade crítica;
- grau de enchimento: 39%; e
- diâmetro de bola de reposição: 70 mm.

A **Figura 24** apresenta o moinho W da usina de Vazante em operação.

Figura 24. Moinho W em operação



Fonte: Acervo do autor (2018)

As informações das peneiras de alta frequência seguem abaixo:

- fabricante: Derrick;
- modelo: Stack Sizer;
- inclinação: 22,5°;
- dimensões nominais: largura de 1,22 m e comprimento por painel de 1,52 m e comprimento total de 3,04 m;
- abertura da tela: 0,150 mm de poliuretano; e
- potência instalada: 2,5 cv por conjunto de 5 *decks* por peneiras.

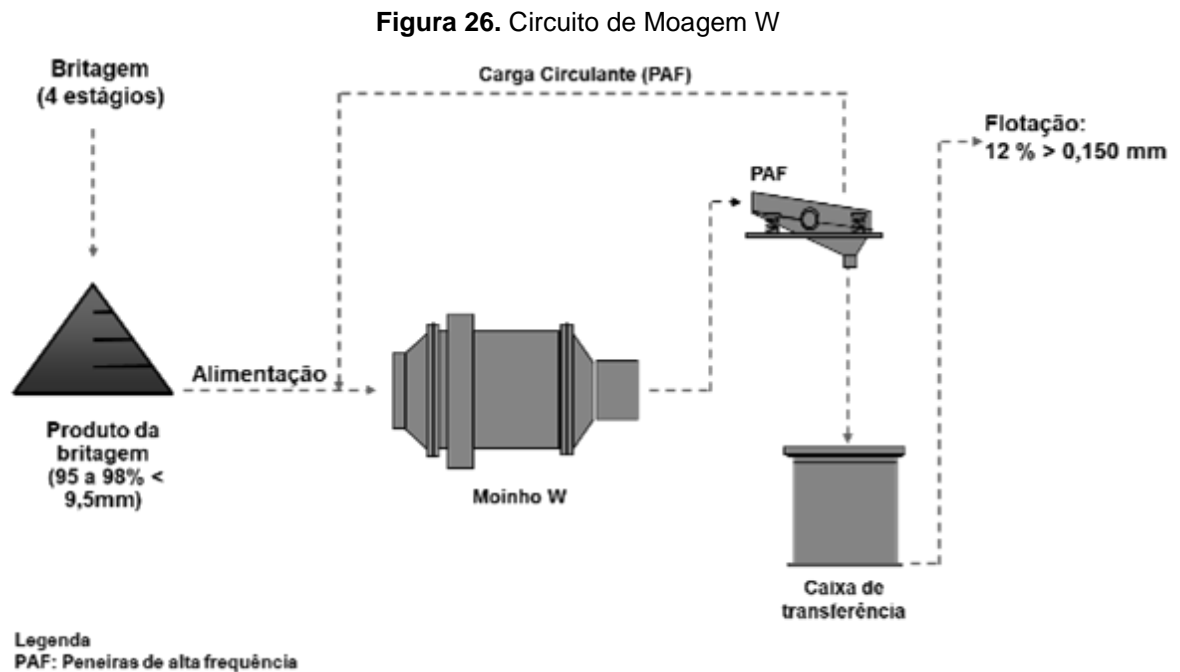
A **Figura 25** representa as peneiras de alta frequência da usina de Vazante em operação.

Figura 25. Peneiras de alta frequência em operação



Fonte: Acervo do autor (2018)

Complementando, a **Figura 26** apresenta o fluxograma simplificado do circuito de moagem W.



Fonte: Elaboração do autor

A moagem C conta com um moinho de bolas e 3 ciclones instalados (2 em operação e 1 em *stand-by*). As principais especificações técnicas e operacionais do moinho C são as seguintes:

- fabricante: Atlas;
- potência instalada: 688 kW;
- dimensões nominais: 11000 mm por 2000 mm (Comprimento por Diâmetro);
- tipo de descarga: *Overflow*;
- tipo de revestimento: Metálico;
- percentual da velocidade crítica: 68%;
- grau de enchimento: 30%; e
- diâmetro de bola de reposição: 70 mm;

A **Figura 27** demonstra o moinho C da unidade Vazante em operação.

Figura 27. Moinho C em operação

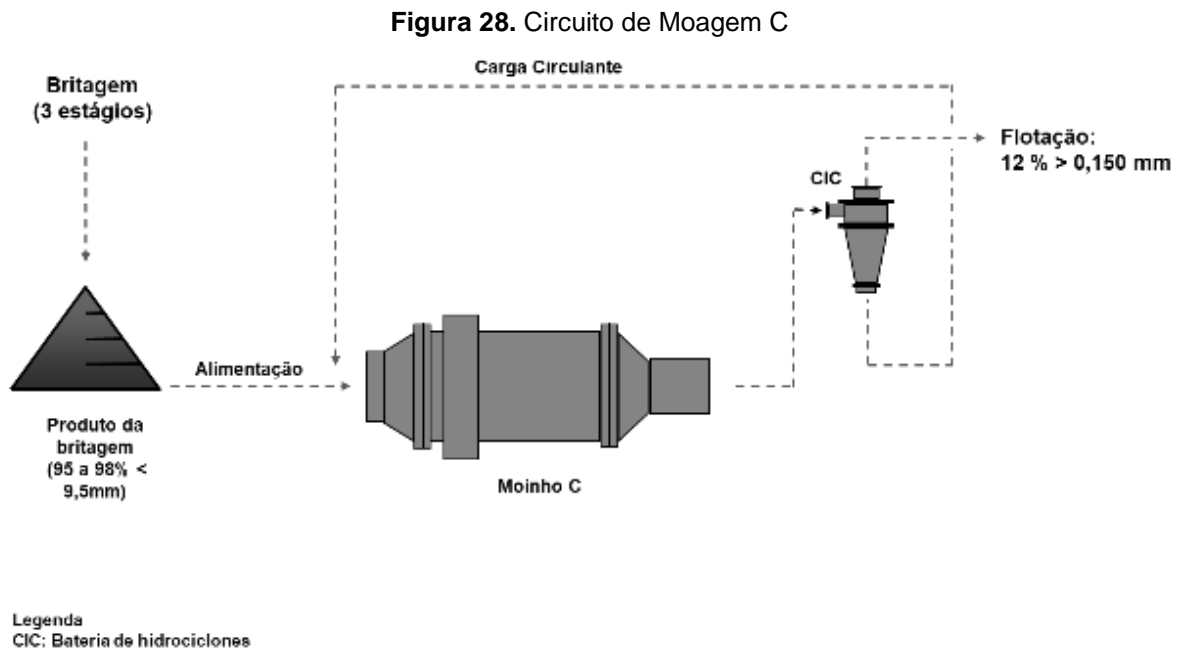


Fonte: Acervo do autor (2018)

As informações dos ciclones seguem abaixo:

- fabricante: Krebs;
- modelo: Gmax;
- diâmetro nominal: 381 mm;
- diâmetro do *vortex*: 133 mm;
- diâmetro do *apex*: 89 mm; e
- pressão de operação: 52 kPa;

Complementando, a **Figura 28** demonstra o fluxograma simplificado do circuito de moagem C.



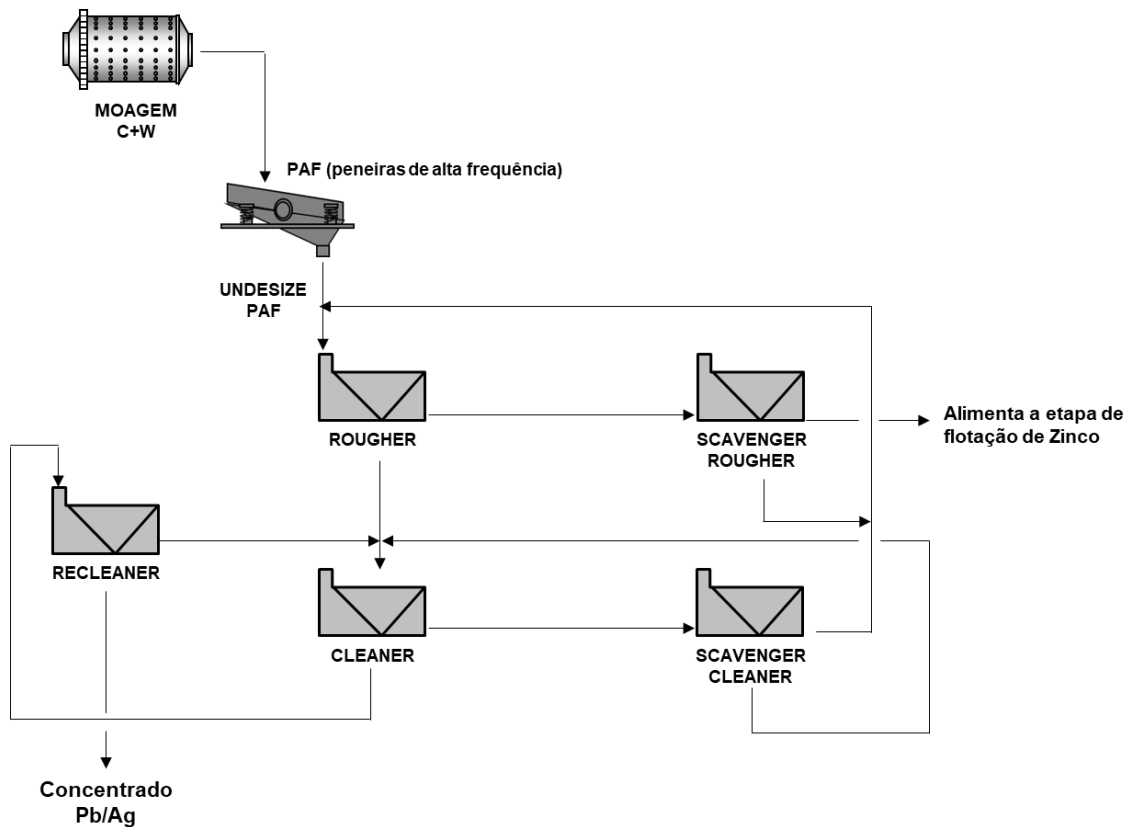
Fonte: Elaboração do autor (2018)

5.4.3. Processos de Flotação

Após passar pela etapa de moagem, o minério do circuito W alimenta a flotação de Pb/Ag, para recuperação do chumbo e da prata presentes nos minerais sulfetados. Esta etapa é realizada em células do tipo *Tank Cell* da *FLSmidth* (70 m³ para as células *rougher* e *scavenger rougher*, 30 m³ para *cleaner* e *scavenger cleaner* e 10 m³ para *re-cleaner*). Nesta etapa, as recuperações mássicas são baixas devido ao baixo teor de Pb no ROM (entre 0,25 e 0,40% de Pb), e variam de 1% a 3%.

Como pode ser visto na **Figura 29**, esse circuito conta com etapas *rougher*, *scavenger rougher*, *cleaner*, *scavenger cleaner* e *re-cleaner*.

Figura 29. Circuito de Flotação de Pb/Ag

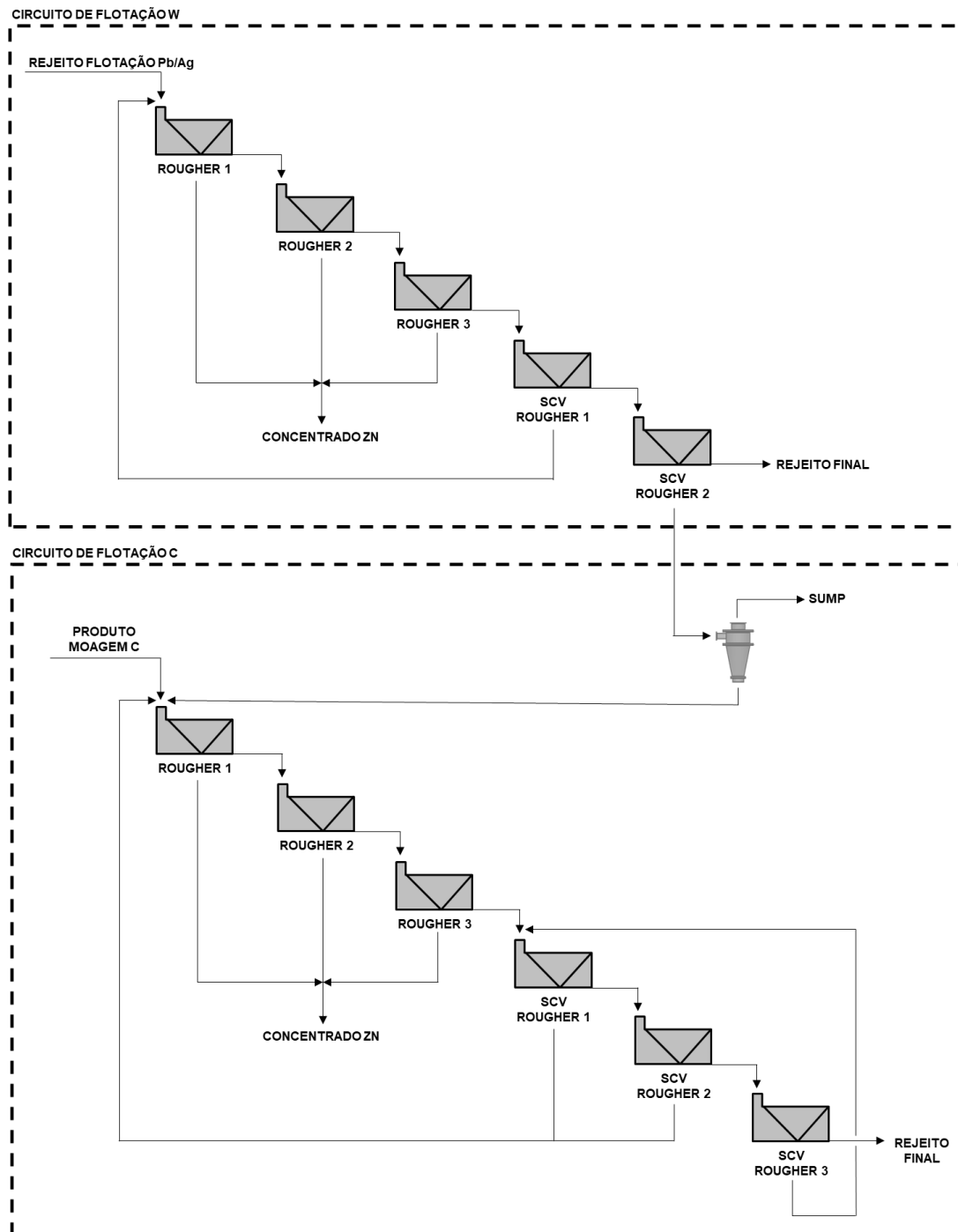


Fonte: Elaboração do autor (2018)

O rejeito desta etapa alimenta a etapa de flotação de zinco, dando continuidade ao processo de flotação.

O fluxograma da **Figura 30** mostra os circuitos de flotação C e W detalhadamente. É importante destacar que, apesar dos circuitos C e W de flotação de zinco serem quase 100% independentes, o concentrado *scavenger rougher 2* do circuito W passa por um ciclone e seu *underflow* é enviado para alimentar a etapa *rougher 1* do circuito C. Essa transferência de fluxo é utilizada para distribuir melhor o tempo de residência da polpa entre os dois circuitos de flotação.

Figura 30. Fluxograma dos circuitos de flotação C e W



Fonte: Elaboração do autor (2018)

A flotação dos circuitos W e C consiste em etapas *rougher* e *scavenger rougher* para concentração. Sem a necessidade de etapa *cleaner* e/ou *recleaner*, é possível atingir a especificação de 39% de zinco no concentrado, com recuperações médias entre 80 e 85% para teores de alimentação entre 10% e 12% de zinco.

Os reagentes utilizados na usina de beneficiamento e suas dosagens podem ser vistos na **Tabela 6**.

Tabela 6. Reagentes utilizados no processo de flotação e suas funções

Reagente	Função	Dosagem (g/t)
AGLP	Dispersante	300
Sulfeto de Sódio	Ativador e Regulador pH	1200
Amina	Coletor Zn	75
Amil Xantato	Coletor Pb/Ag	120
Mibcol	Espumante	20

Fonte: Nexa Resources (2018)

Como pode ser visto na **Figura 31**, a flotação de zinco ocorre em células mecânicas do tipo *Dorr Oliver-WEMCO*, de 14,16 m³ (500 ft³) no circuito W e de 8,50 m³ (300 ft³) no circuito C.

Figura 31. Etapa *rougher* (esquerda) e *scavenger rougher* (direita)



Fonte: Acervo do autor (2018)

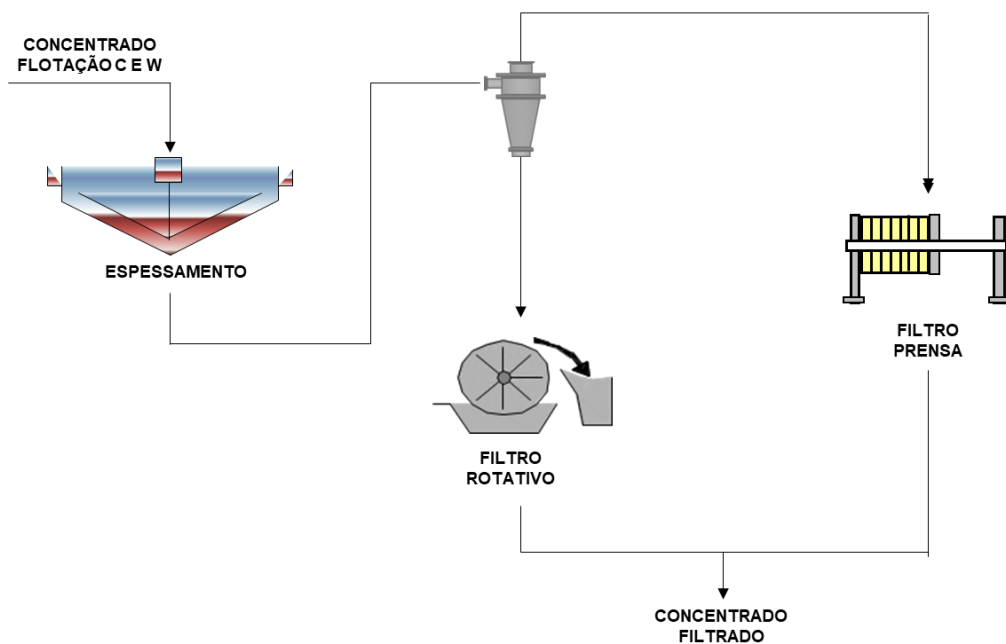
O concentrado produzido na etapa de flotação é encaminhado para a etapa de espessamento e posterior filtragem, enquanto o rejeito é enviado para a barragem de rejeitos da unidade Vazante.

5.4.4. Processos de Espessamento e Filtração

Após os circuitos de flotação C e W gerarem o concentrado de zinco, ele é enviado até um espessador que objetiva atingir uma concentração de sólidos de 50% a 60% em massa. O *overflow* do espessador é enviado para a barragem de rejeitos enquanto o *underflow* é bombeado para uma bateria de ciclones para ajuste granulométrico de fluxos antes de alimentar os filtros. O *underflow* dos ciclones alimenta os filtros rotativos a vácuo, enquanto o *overflow* alimenta o filtro prensa. Essa separação é feita para que os filtros obtenham seu máximo desempenho, já que o filtro rotativo a vácuo é recomendado para filtrar a fração grosseira do concentrado e o filtro prensa é recomendado para filtrar sua fração fina. A especificação de umidade do concentrado final é de no máximo 13%.

O fluxograma simplificado do circuito de filtração pode ser visto na **Figura 32**.

Figura 32. Fluxograma do processo de espessamento e filtração de concentrado



Fonte: Acervo do autor (2018)

A **Figura 33** exibe a operação dos filtros rotativos a esquerda e do filtro prensa a direita. O conjunto de filtros rotativos a vácuo filtram o *underflow* dos ciclones, enquanto o filtro prensa filtra seu *overflow*.

Figura 33. Filtro rotativo a vácuo da usina de Vazante

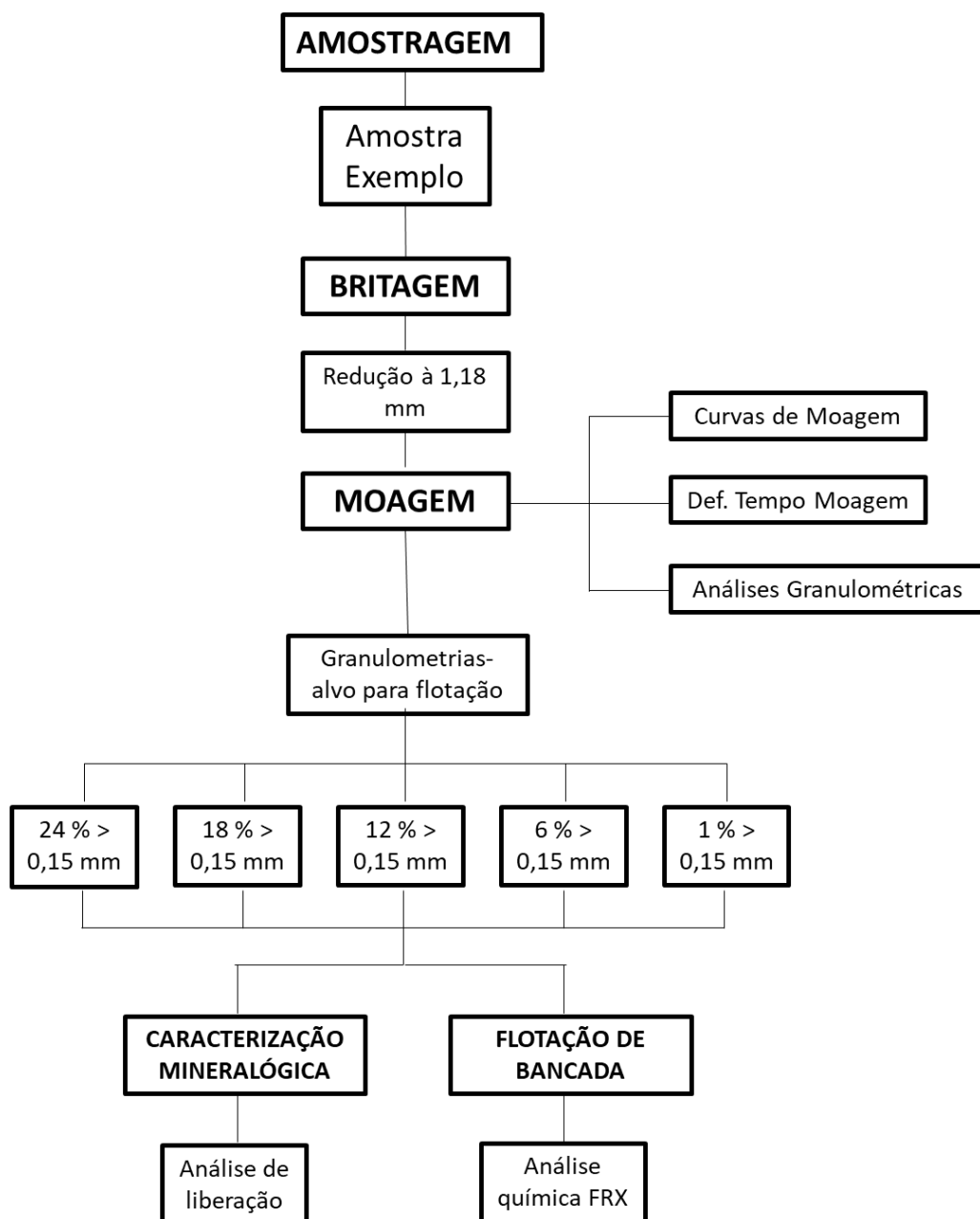


Fonte: Acervo do autor (2018)

6. MATERIAIS E MÉTODOS

O trabalho em questão considerou atividades de amostragem, caracterização mineralógica do ROM, redução de amostras por meio de britagem, calibração da moagem amostra a amostra, moagem das amostras até atingir um alvo granulométrico específico, realização de análises químicas, ensaios de flotação em escala de bancada e análise de resultados obtidos. A **Figura 34** representa o fluxograma simplificado estudo para uma amostra exemplo.

Figura 34. Fluxograma simplificado das etapas do estudo



Fonte: Elaboração do autor

6.1. MATERIAIS

Para realização do estudo, os seguintes equipamentos e materiais foram utilizados:

- amostrador manual;
- analisador químico de absorção atômica Agilent 240F;
- analisador químico Philips Panalytical Magix Pro PW2540VRC spectrometer system;
- balança analítica ATY-224 SHIMADZU;
- balança comum de bancada 9094 Plus – Toledo;
- britador de mandíbulas;
- célula de flotação de bancada;
- estufa de secagem de amostras;
- filtros a vácuo;
- medidor de pH de bancada Simpla PH140;
- microscópio eletrônico de varredura da FEI, modelo 650F, equipado com 2 detectores EDS, da Bruker, modelo 5010;
- moinho de bolas de bancada;
- moinho pulverizador de amostras;
- peneiras da série Tyler;
- politriz para preparação de seções polidas para microscopia automatizada;
- prensa hidráulica; e
- reagentes de flotação.

6.2. MÉTODOS

Os métodos utilizados no estudo seguiram seis tópicos, sendo eles: avaliação de estudos anteriores (6.2.1), amostragem (6.2.2), britagem (6.2.3), moagem (6.2.4); caracterização mineralógica (6.2.5) e flotação (6.2.6).

6.2.1. Avaliação de Estudos Anteriores

Estudos internos realizados pela equipe de processos da Nexa Resources realizados em 2014 na unidade Vazante demonstraram que a maior perda de zinco na flotação ocorre na faixa granulométrica maior que 0,150 mm. Estes estudos consistiram em amostragens realizadas na usina seguidas de análises de química por fração e fechamento de balanços.

Durante os dias 15/06/2014 e 27/07/2014, os fluxos de alimentação, concentrado e rejeito da usina foram amostrados e levados para o laboratório de processos onde passaram por análise granulométrica (0,212 mm, 0,150 mm, 0,106 mm 0,053 mm e 0,037 mm) e por análise química por fração. Ao todo, este estudo gerou 18 resultados de amostragem. Em posse dos teores de alimentação, concentrado e rejeito da polpa, nas faixas granulométricas informadas acima, utilizou-se a equação de recuperação por teores abaixo para calcular as recuperações de zinco por faixa granulométrica.

$$\text{Recuperação Zn (\%)} = \frac{C \times (A - R)}{A \times (C - R)}$$

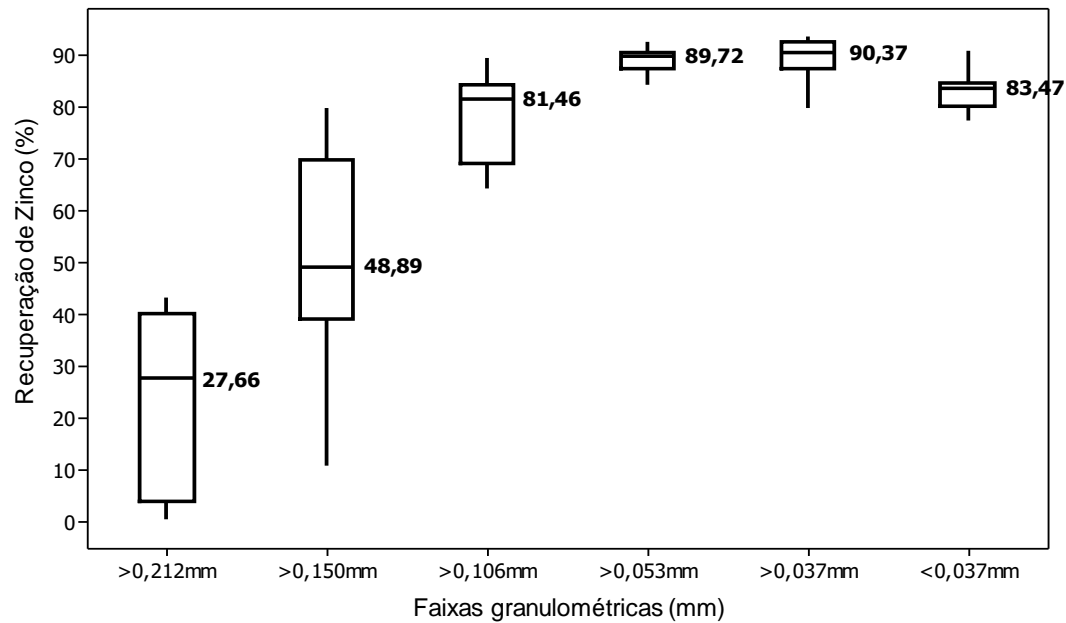
Onde:

A: Teor de zinco na alimentação

C: Teor de zinco no concentrado

R: Teor de zinco no rejeito

Após realizar os cálculos, os resultados obtidos foram apresentados no **Gráfico 3**, do tipo *boxplot*. *Boxplots* são gráficos que demonstram a variabilidade de resultados amostrais, bem como sua tendência central, representada pela mediana.

Gráfico 3. Recuperações por faixa granulométrica da usina de Vazante

Fonte: Elaboração do autor

Considerando as informações geradas neste estudo, foi possível notar que a recuperação de zinco é impactada negativamente pela granulometria mais grosseira, já que as menores recuperações de zinco foram obtidas nas faixas de 0,212 mm e de 0,150 mm, enquanto as maiores recuperações, nas faixas de 0,053 mm e 0,037 mm. Esta constatação apontou para a possibilidade de haver uma baixa liberação de willemita em tamanhos maiores que 0,150 mm, reforçando a importância em avaliar o impacto da granulometria e da liberação no processo de flotação de minério de zinco willemítico. Sabendo do problema de liberação na fração granulométrica acima de 0,150 mm, este tamanho foi o definido como base para os estudos de influência da granulometria e da liberação na recuperação de zinco do minério willemítico de Vazante.

6.2.2. Amostragem

A amostragem do trabalho consistiu na retirada de amostras de minério que apresentam características médias do depósito zincífero de Vazante, considerando os seguintes critérios:

- amostras com teor médio de zinco similar ao teor de zinco da reserva mineral;
- amostras provenientes das diferentes regiões da mina, representadas por Sucuri, Lumiadeira e Extremo Norte;
- amostras provenientes de frentes de lavra de diferentes níveis da mina, variando da cota 285 (mais profunda) até a cota 522 (mais próxima da superfície); e
- amostras compostas na proporção exata de alimentação da usina, já que o estudo objetivou ser o mais fiel possível ao processo atual de Vazante.

A usina de Vazante conta com uma pilha alongada tipo Chevron, formada por empilhadeira automática e retomadora fixada em trilhos conforme pode ser visto na **Figura 35**.

Figura 35. Ponto de coleta das amostras para realização dos ensaios



Fonte: Acervo do autor (2018)

O uso de pilha alongada associado com minérios de granulometria mais fina (entre 95% a 98% passante em 9,5 mm) facilitou a realização das amostragens. No

período da realização do estudo, a mina de Vazante continha 16 frentes de lavra em operação, nas regiões de Sucuri, Lumiadeira e Extremo Norte.

Avaliando os volumes e as características de cada frente de lavra, juntamente com o ciclo operacional da mina, foi constatado que, para retirar amostras que cumprissem todos os critérios definidos no escopo do estudo, seria necessário realizar amostragens da alimentação da usina durante o período estimado de noventa dias. Este foi o tempo calculado para garantir que todas as 16 frentes de lavra fossem explotadas, transportadas até os pátios de minério e alimentadas na usina de concentração. Esta informação foi monitorada ao longo do estudo e no final, foram necessários 77 dias de coleta para obter os critérios definidos na amostragem.

Quando um minério específico era lavrado, britado e alimentava a usina, recolhia-se o material da correia transportadora que alimentava moinho, usando um amostrador de transportador de correia de 1 metro de comprimento e retirando-se todo o material contido entre as lâminas deste gabarito introduzido na correia. Esta atividade foi realizada continuamente até que as amostras provenientes das principais frentes de lavra da mina pudessem ser retiradas.

A **Figura 36** ilustra o processo de amostragem realizado na correia transportadora.

Figura 36. Amostragem realizada na correia transportadora que alimenta a moagem



Fonte: Nexa Resources (2018)

Os finos que ainda ficaram na correia após a amostragem foram varridos e adicionados ao mesmo recipiente da amostra original, garantindo a integridade total da mesma. Para facilitar a identificação e rastreamento, as amostras retiradas foram nomeadas de acordo com a pilha de ROM que as representava. Assim, foram retiradas as seguintes amostras para o estudo:

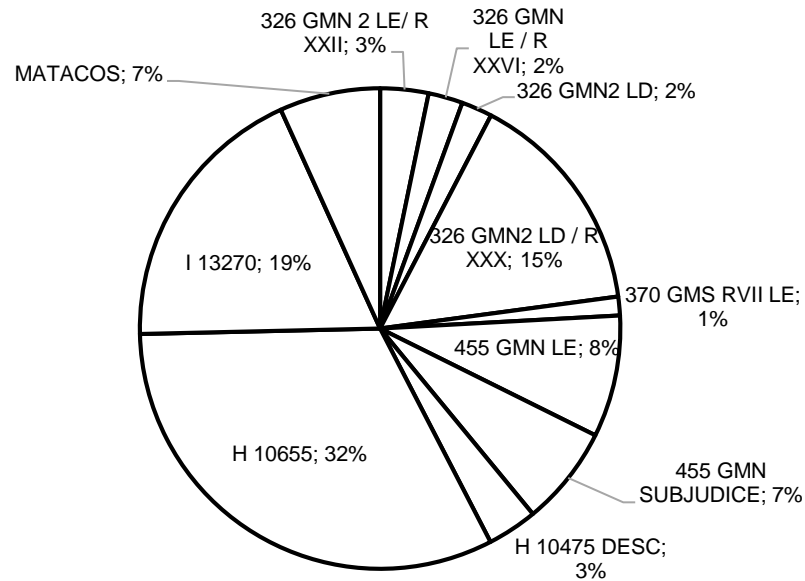
- Pilha 3662 – Amostra 3662 (50 kg);
- Pilha 3720 – Amostra 3720 (50 kg);
- Pilha 3721 – Amostra 3721 (50 kg); e
- Pilha 3736 – Amostra 3736 (50 kg).

A mina de Vazante é dividida em níveis e perfis de forma que a unidade lavrável chamada bloco de lavra é composta por letras e números, sendo que as letras representam os níveis e os números representam os perfis. Além disto, existem as frentes de desenvolvimento que apresentam nomenclatura diferente, composta por níveis representados por números e galerias representadas por letras, onde:

- GMN: Galeria de Minério Norte;
- GMS: Galeria de Minério Sul;
- TR: Travessa.

Os gráficos 4 a 7 demonstram a variabilidade de blocos de lavra e frentes de desenvolvimento da mina na composição das amostras retiradas, reforçando a sua representatividade em relação à mina de Vazante. Como pode ser visto no **Gráfico 4**, a amostra 3662 é composta principalmente pelas frentes de desenvolvimento do nível 326 e 455 e por blocos de lavra dos níveis H e I em perfis variando de 10475 até 13270.

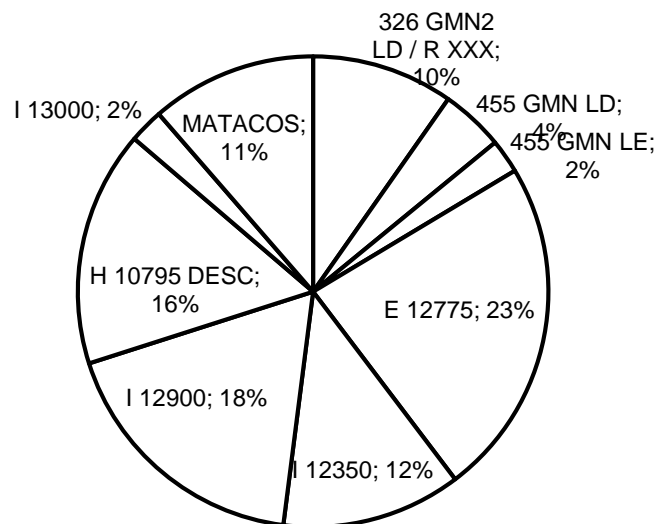
Gráfico 4. Blocos de lavra e frentes de desenvolvimento que compõem a amostra 3662



Fonte: Elaboração do autor

Como observado no **Gráfico 5**, a amostra 3720 é composta principalmente pelas frentes de desenvolvimento do nível 455 e por blocos de lavra dos níveis E, I e H em perfis variando de 10795 até 13000.

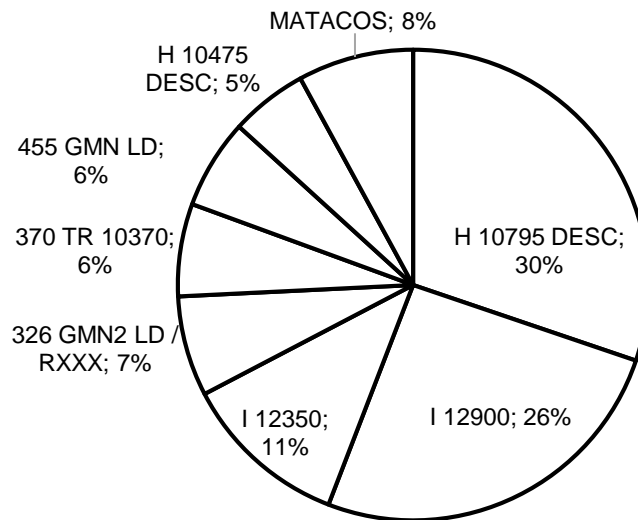
Gráfico 5. Blocos de lavra e frentes de desenvolvimento que compõem a amostra 3720



Fonte: Elaboração do autor

Como visto no **Gráfico 6**, a amostra 3721 é composta diversificadamente pelas frentes de desenvolvimento dos níveis 326, 370 e 455 e por blocos de lavra dos níveis H e I em perfis variando de 10370 até 12900.

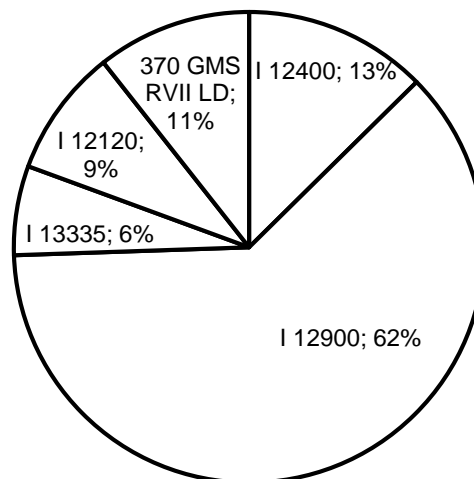
Gráfico 6. Blocos de lavra e frentes de desenvolvimento que compõem a amostra 3721



Fonte: Elaboração do autor

Já no **Gráfico 7**, a amostra 3736 é composta unicamente pela frente de desenvolvimento do nível 370 e por blocos de lavra do nível I em perfis variando de 12120 até 13335.

Gráfico 7. Blocos de lavra e frentes de desenvolvimento que compõem a amostra 3736



Fonte: Elaboração do autor

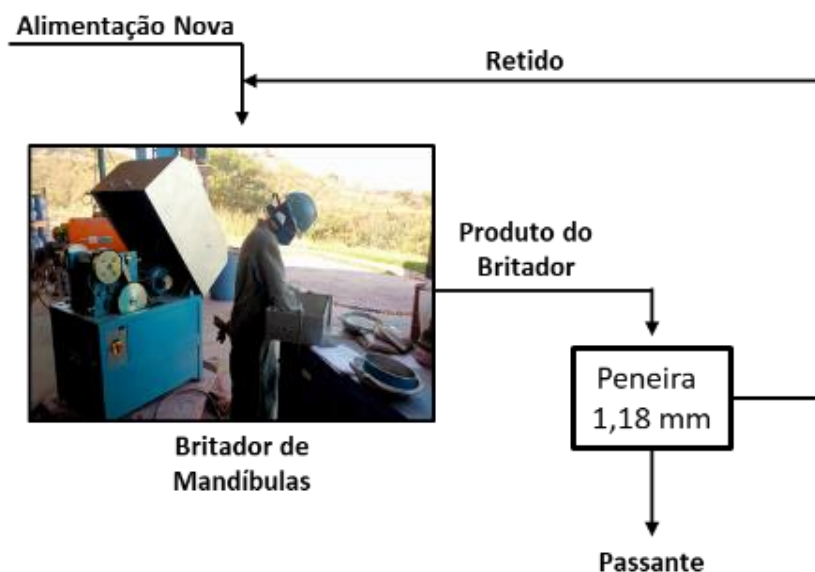
Após mapear a distribuição de frentes de lavra das amostras e validar a representatividade, o estudo seguiu para a etapa de britagem em escala de laboratório.

6.2.3. Britagem

Como informado anteriormente, a granulometria do minério proveniente da pilha pulmão é aproximadamente 95% passante em 9,5 mm. O moinho de bancada do laboratório de processos da unidade Vazante não apresenta capacidade para moer as amostras nesta granulometria. Para alimentar a moagem em escala de bancada, é necessário que o minério seja reduzido a 98% passante em 1,18 mm. Com isso, o minério passou por um processo de redução granulométrica em um britador de mandíbulas operando em circuito fechado com uma peneira de abertura de 1,18 mm. Para realizar a atividade, a abertura na posição aberta (APA) do britador foi regulada e pesou-se as amostras em uma balança antes das mesmas alimentarem o britador, registrando a massa de cada amostra. A partir daí as amostras foram gradativamente alimentadas ao britador, e a cada passagem, classificava-se o material na tela da peneira. O material passante era separado em um balde identificado, enquanto o material retido na tela era pesado e sua massa registrada para cálculo de percentual de massa passante na peneira. Caso o percentual de 98% passante em 1,18 mm ainda não tivesse sido atingido, a massa retida retornava ao britador para nova redução granulométrica. Este processo foi repetido até que as quatro amostras definidas para o estudo apresentassem 98% de material passante em 1,18 mm.

A **Figura 37** ilustra o processo de redução das amostras via britador de mandíbulas.

Figura 37. Fluxograma do processo de britagem das amostras



Fonte: Elaboração do autor

6.2.4. Moagem

Como afirmado na seção 6.2 desse trabalho, o foco do estudo de moagem e liberação considerou a malha de controle de abertura 0,150 mm.

Para avaliar o impacto da granulometria e da liberação na recuperação do minério willemítico, as cinco amostras retiradas foram moídas em diferentes faixas granulométricas, sempre considerando o tamanho 0,150 mm como referência.

Devido à dificuldade em obter os valores exatos de granulometria na moagem em escala de bancada, foi admitida a tolerância de $\pm 1\%$ na malha de abertura 0,150 mm, exceto para a granulometria de 1% acima de 0,150mm, devido ao valor de 0% acima de 0,150mm não ter significado físico.

1. **Moagem 1:** 24% $\pm 1\%$ retido em 0,150 mm:

- a. objetiva avaliar a possibilidade de realizar uma moagem mais grosseira para reduzir consumo energético na moagem, mesmo com o risco de perda de recuperação de zinco;

2. **Moagem 2:** 18% $\pm 1\%$ retido em 0,150 mm:

- a. objetiva avaliar a possibilidade de realizar uma moagem mais grosseira para reduzir consumo energético na moagem, mesmo com o risco de perda de recuperação de zinco;

3. **Moagem 3:** 12% $\pm 1\%$ retido em 0,150 mm:

- a. esta granulometria representa a condição atual da moagem de Vazante e este ensaio visa determinar o resultado de recuperação de zinco que será utilizado como referência para comparar o desempenho da flotação nas demais granulometrias mais finas (12%, 6% e 1% retido em 0,150 mm) e na granulometria mais grossa (24% retido em 0,150 mm);

4. **Moagem 4:** 6% $\pm 1\%$ retido em 0,150 mm:

- a. objetiva avaliar a influência de uma redução granulométrica moderada na liberação e na recuperação de zinco; e

5. **Moagem 5:** 1% $\pm 1\%$ retido em 0,150 mm:

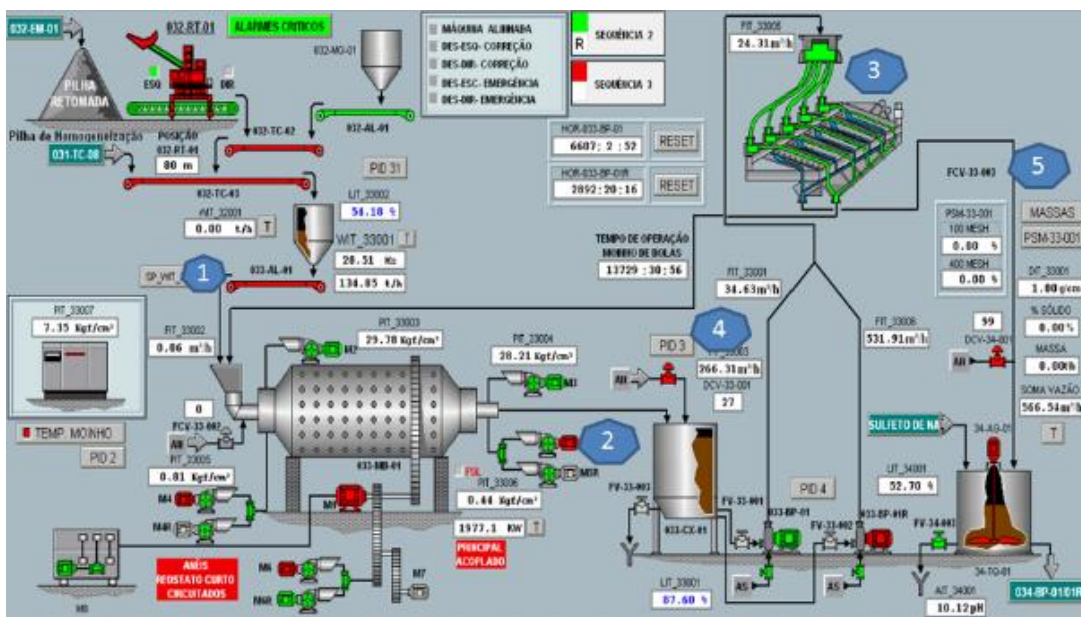
- a. objetiva avaliar a influência de uma redução granulométrica mais agressiva na liberação e na recuperação de zinco.

Como este trabalho foi conduzido em escala de bancada, para que os resultados apresentados tivessem confiabilidade, uma etapa de validação entre moagem de bancada e moagem industrial foi realizada para garantir a qualidade e aplicabilidade dos resultados obtidos. A validação consistiu em comparar a curva granulométrica gerada no produto das peneiras de alta frequência, que representa o produto da moagem industrial, com a curva granulométrica gerada na moagem em circuito aberto em escala de bancada. Para isto, foi feita uma amostragem completa da usina de moagem W no momento em que a mesma estava em total equilíbrio. A amostragem durou 4 horas e consistiu em incrementos dos fluxos a cada quinze minutos.

A **Figura 38** mostra os pontos de amostragem definidos. São eles:

1. alimentação nova do moinho;
2. descarga do moinho;
3. alimentação das peneiras de alta frequência;
4. “oversize” das peneiras; e
5. “undersize” das peneiras.

Figura 38. Pontos de amostragem selecionados



Fonte: Nexa Resources (2012)

Após retiradas, as amostras foram enviadas ao laboratório de processos para serem peneiradas nas malhas representadas na **Tabela 7**.

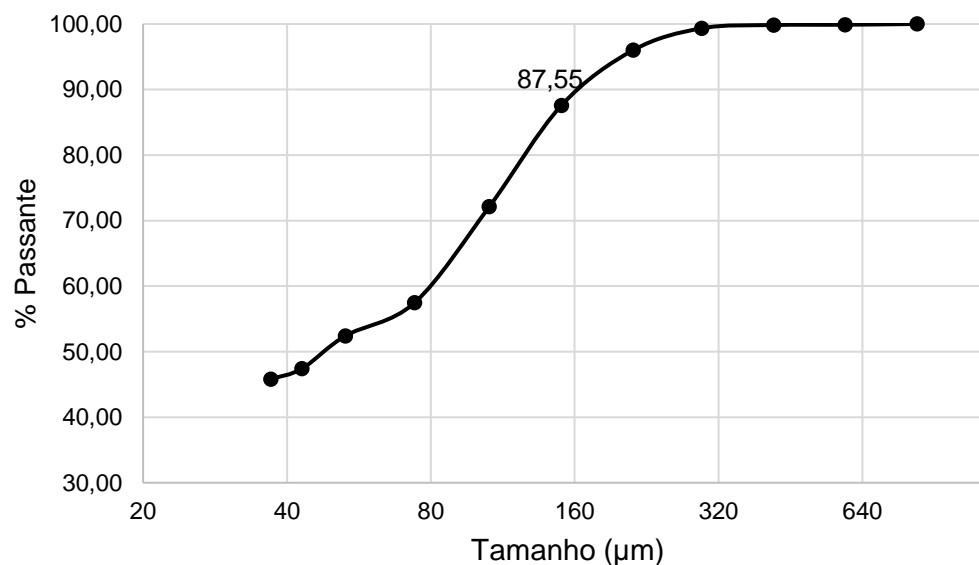
Tabela 7. Malhas utilizadas para peneiramento dos fluxos amostrados

Malha (#)	Tamanho (mm)
20#	0,833
28#	0,589
32#	0,417
48#	0,295
65#	0,212
100#	0,150
150#	0,106
200#	0,074
270#	0,053
325#	0,043
400#	0,037

Fonte: Nexa Resources (2017)

Os resultados de peneiramento do produto da moagem industrial apresentaram 87,55% passante em 0,150 mm, que representa exatamente 12,45% (100% - 87,55%) retido em 0,150 mm. Este valor foi muito próximo ao percentual de 12% retido em 0,150 mm que se pratica atualmente na usina. Isso validou a qualidade da amostragem realizada, reforçando que a mesma pode ser utilizada para validar também a moagem em escala de bancada.

O **Gráfico 8** demonstra a curva granulométrica do produto da moagem industrial com o percentual passante em 0,150 mm destacado:

Gráfico 8. Curva granulométrica – *undersize* das peneiras de alta frequência

Fonte: Nexa Resources (2017)

Após gerar a curva granulométrica do produto da moagem industrial, iniciou-se o processo de moagem em escala de bancada para a realização da validação. A amostra de alimentação do moinho foi retirada durante a amostragem e enviada ao laboratório, onde foi reduzida a 1,18 mm em britador de mandíbulas para posterior moagem em moinho de bancada.

Os parâmetros de processo utilizados da moagem de bancada foram definidos de acordo com a prática do laboratório de processos da unidade Vazante, como mostra a **Tabela 8**.

Tabela 8. Parâmetros definidos para moagem de bancada

Parâmetro	Valor Definido
Comprimento x Diâmetro	0,225 x 0,185 (m)
% de Sólidos em massa	65%
Grau de Enchimento	32,3%
% da Velocidade crítica	73,2%
Massa de Água	700 g
Massa de Sólidos	1300 g
Massa Carga Bolas	12.200 kg
Rotação	72 RPM

Fonte: Nexa Resources (2017)

Após definidos os parâmetros, realizou-se a moagem do material que representa a alimentação do moinho industrial com o tempo padrão de 27 minutos, que é utilizado rotineiramente para atingir valores próximos a 12% retido em 0,150 mm no produto moído.

Utilizando a equação de Rowland (1984) para moinhos de pequeno diâmetro, é possível calcular a potência por tonelada de bolas no moinho de bancada, operando em condições padronizadas:

$$kWb = 6,3 \times D^{0,3} \times \text{sen} \left(51 - 22 \left(\frac{2,44 - D}{2,44} \right) \right) (3,2 - 3Vp) \times C_s \times \left(1 - \frac{0,1}{2^{(9-10fC_s)}} \right)$$

Onde:

kWb = potência por tonelada de bolas, no eixo pinhão (kW);

D = diâmetro interno do moinho (m);

Vp = fração do volume do moinho ocupada pelas bolas (%); e

C_s = fração da velocidade crítica (%).

Após utilizar a equação descrita, a potência do moinho de bancada foi de 3,06 kW por tonelada de bolas.

Para calcular o consumo específico do moinho, foi necessário considerar a massa de bolas e o tempo de moagem, como pode-se verificar:

$$\text{Potência} = \frac{kWb \times Mb}{1000}$$

Onde:

Mb = massa de bolas em kg.

$$\text{Consumo Específico} = \frac{\text{Potência} \times t \times 1000}{Ma \times 60}$$

Onde:

t = tempo em horas; e

Ma = massa da amostra em kg.

Utilizando as equações e as informações da **Tabela 8**, encontra-se a potência de 0,037 kW que, para o tempo de 27 minutos, representa o consumo energético de 12,94 kWh/t.

Após o processo de moagem, a amostra já moída foi retirada do moinho e peneirada na série de peneiras apresentada na **Tabela 7**, que representa a mesma série em que o produto da moagem industrial foi peneirado.

A **Figura 39** demonstra a operação do moinho de bolas de bancada do laboratório de processos da unidade Vazante.

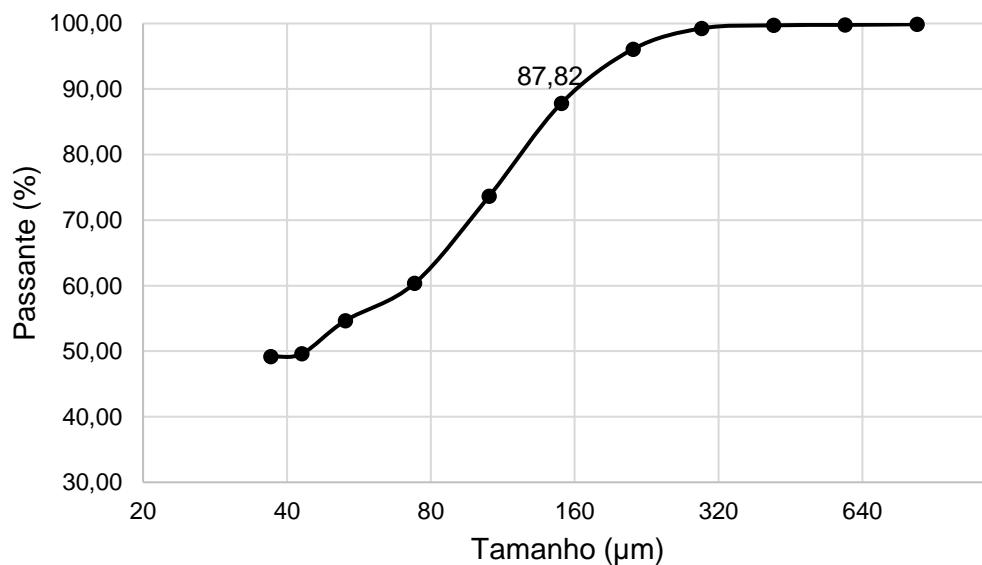
Figura 39. Operação da moagem em moinho de bolas em escala de bancada



Fonte: Nexa Resources (2017)

O resultado obtido na moagem de bancada foi usado na construção da curva granulométrica do **Gráfico 9** com seu percentual passante em 0,150 mm destacado.

Gráfico 9. Curva granulométrica – Produto da moagem de bancada



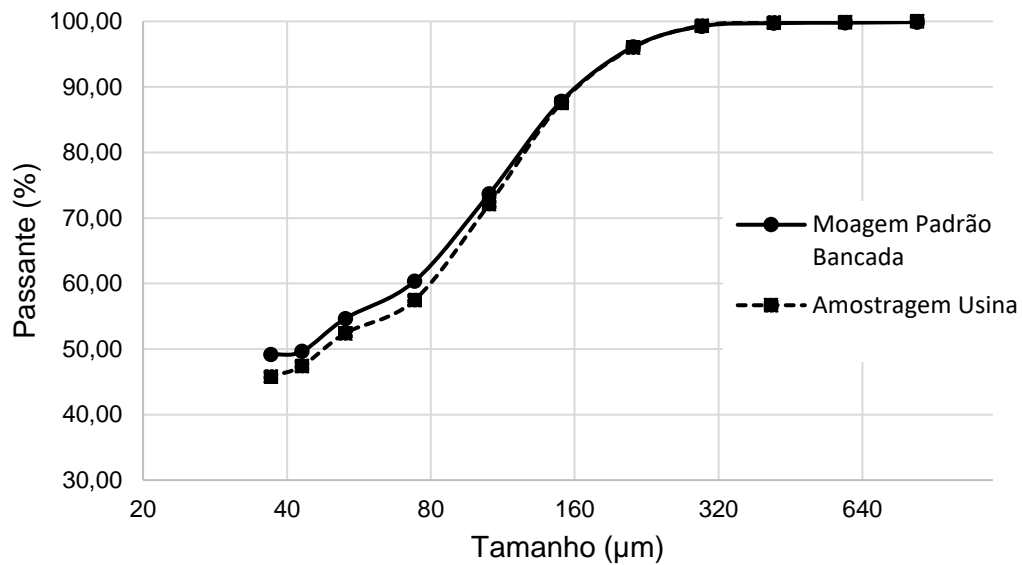
Fonte: Nexa Resources (2017)

Utilizando este resultado e subtraindo de 100% o percentual passante em 0,150 mm de 87,82%, obtêm-se o percentual de massa retido em 0,150 mm que é de 12,18%. Este resultado é muito próximo da referência de 12% retido em 0,150 mm,

comprovando que o tempo de 27 minutos com energia de 12,94 kWh/t foi suficiente para atingir a granulometria padrão da usina na moagem em escala de bancada.

Para comparar e validar os resultados de moagem industrial e da moagem de bancada, ambos os resultados da curva granulométrica dos produtos foram plotados em um único gráfico (**Gráfico 10**).

Gráfico 10. Comparativo de curvas granulométricas: Industrial vs bancada



Fonte: Nexa Resources (2017)

Como as curvas dos dois produtos ficaram praticamente sobrepostas entre si, a moagem em escala de bancada se mostrou capaz de gerar um produto muito similar granulometricamente à moagem industrial, validando o seu resultado para as etapas posteriores do estudo, representadas pela caracterização mineralógica e pela flotação.

A comparação obtida entre a moagem industrial e a moagem de bancada é demonstrada tamanho a tamanho na **Tabela 9**.

Tabela 9. Comparativo entre resultados de moagem da usina e da moagem de bancada

Malha (#)	Tamanho (mm)	Passante (%)	
		Produto Usina	Produto Moagem Bancada
20#	0,833	100,00	99,89
28#	0,589	99,89	99,79
32#	0,417	99,84	99,72
48#	0,295	99,34	99,26
65#	0,212	95,99	96,10
100#	0,150	87,55	87,82
150#	0,106	72,11	73,68
200#	0,074	57,48	60,35
270#	0,053	52,41	54,66
325#	0,043	47,41	49,63
400#	0,037	45,80	49,19

Fonte: Nexa Resources (2017)

Concluiu-se que o resultados mostrados no **Gráfico 10** e na **Tabela 9** são robustos o suficiente para validar a continuidade das etapas posteriores do estudo, representadas pela análise de caracterização mineralógica e pela flotação.

1. Curvas de Calibração da moagem

Após a validação do processo de moagem de bancada junto ao processo industrial, fez-se necessário calibrar o mesmo para as cinco amostras estudadas. Como as amostras são provenientes de diferentes regiões da mina, e conseqüentemente, apresentam características distintas, não se pode garantir que a energia aplicada a uma amostra para atingir determinada granulometria será a mesma para outra amostra.

Assim, para determinar o tempo de moagem necessário para atingir as granulometrias especificadas de 24%, 18%, 12%, 6% e 1% maior que 0,150 mm, foi necessário fazer uso de curvas de calibração de moagem.

A curva de calibração de moagem é gerada por meio de duas moagens realizadas com a amostra em que se necessita calibrar. A primeira moagem é feita em um tempo reduzido, enquanto a segunda é feita com tempo de moagem maior. Considerando o conhecimento prévio da moabilidade do minério de Vazante, definiu-

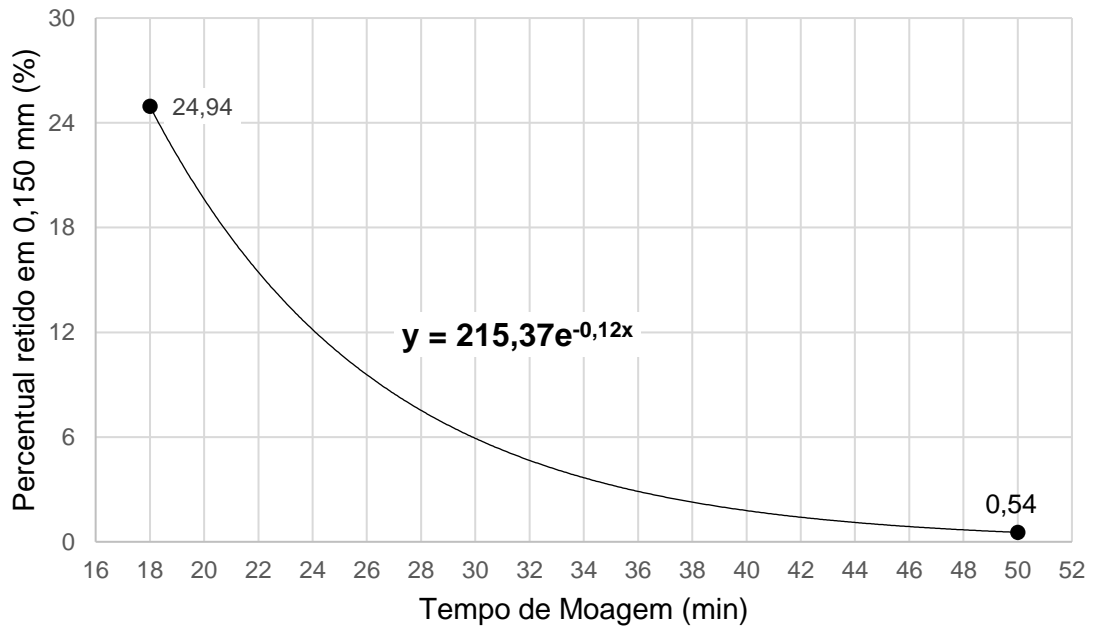
se que os tempos de moagem para curva de calibração seriam de 18 (primeira moagem) e de 50 minutos (segunda moagem). Esta diferença entre o tempo mínimo e máximo foi definida para garantir que a curva gerada estivesse dentro dos limites extremos das granulometrias-alvo do estudo, que são o percentual de 24% retido em 0,150 mm e de 1% retido em 0,150 mm, que representam a granulometria mais grosseira do estudo e a mais fina, respectivamente.

Após realizar as moagens nos tempos definidos para as amostras estudadas, os produtos gerados são peneirados na malha de controle específica em que se objetiva determinar o tempo de moagem. Neste experimento, foi considerada a malha de controle de 0,150 mm conforme a avaliação de estudos anteriores apresentada neste trabalho. Os resultados de análise granulométrica obtidos são então, plotados em um gráfico e por meio do auxílio do excel, é possível determinar a equação que rege o comportamento da curva granulométrica. Feito isso, realizou-se uma interpolação em cada curva granulométrica por amostra, substituindo o valor de y (percentual retido em 0,150 mm) na equação para encontrar o valor de x e obter o tempo de moagem necessário para atingir a granulometria alvo.

Como este estudo contemplou cinco amostras distintas, foram feitas cinco diferentes curvas de calibração de moagem, uma para cada amostra.

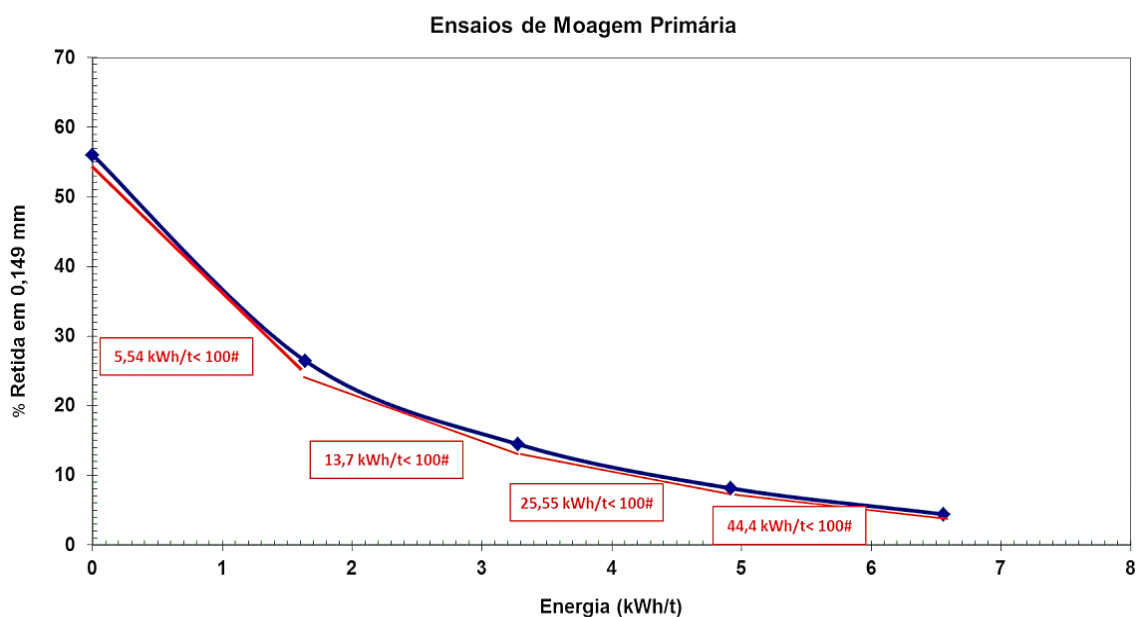
Curva de calibração para amostra 3662:

O **Gráfico 11** representa o resultado dos ensaios de calibração e moagem da amostra 3662. No eixo y, foi plotado o percentual (%) de massa retido em 0,150 mm, enquanto no eixo x, foi lançado o tempo de moagem em minutos.

Gráfico 11. Curva de Moagem da amostra 3662

Fonte: Elaboração do autor

Apesar desta curva de calibração conter apenas dois pontos, estudos realizados por Donda et al., (1999) na moagem primária da Samarco Mineração demonstraram que a curva que rege o comportamento da granulometria de moagem em função do tempo (ou energia) tem comportamento exponencial para o minério de ferro. A **Figura 40** demonstra este comportamento na moagem primária da Samarco.

Figura 40. Perfil da curva de cinética de moagem primária da Samarco

Fonte: Modificado de Rosa (2013)

Este comportamento também pode ser aplicado à moagem do minério de zinco de Vazante pois historicamente, curvas de moagem realizadas com apenas dois pontos, representados pelo percentual de material maior que 0,150 mm e o tempo de moagem sempre apresentaram resultados satisfatórios, confirmados por ensaios empíricos de moagem de bancada na rotina operacional da unidade Vazante.

Considerando a equação gerada na curva do **Gráfico 11** e substituindo na mesma, o valor de x para 24%, 18%, 12%, 6% e 1%, obtém-se os tempos de moagem definidos para a amostra 3662. Adicionalmente, utilizando a equação de Rowland (1982) para cálculo de consumo energético em moinhos de pequeno diâmetro, obtém-se também a energia em kWh/t. Os resultados obtidos foram apresentados na **Tabela 10**.

Tabela 10. Resultados da calibração da moagem (min' seg'') – Amostra 3662

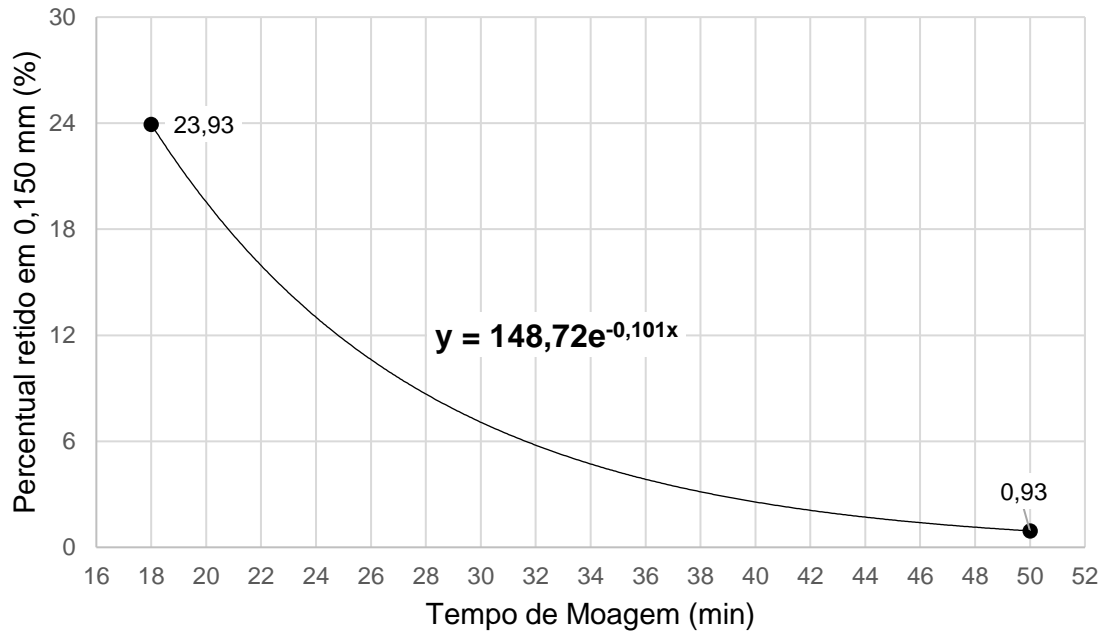
Curva de Calibração	y (% > 0,150 mm)	x (Tempo)	Tempo de Moagem (min)	Energia (kWh/t)
$y = 215,37e^{-0,12x}$	24	18,29	18' 17"	8,76
	18	20,68	20' 41"	9,91
	12	24,06	24' 04"	11,53
	6	29,84	29' 50"	14,30
	1	44,77	44' 46"	21,45

Fonte: Elaboração do autor

Curva de calibração para amostra 3720:

O **Gráfico 12** representa o resultado dos ensaios de calibração e moagem da amostra 3720:

Gráfico 12. Curva de Moagem da amostra 3720



Fonte: Elaboração do autor

Considerando a equação gerada na curva do **Gráfico 12** e substituindo na mesma, o valor de x para 24%, 18%, 12%, 6% e 1%, obtêm-se os tempos de moagem definidos para a amostra 3720.

Os resultados obtidos foram apresentados na **Tabela 11**, a seguir.

Tabela 11. Resultados da calibração da moagem (min' seg'') – Amostra 3720

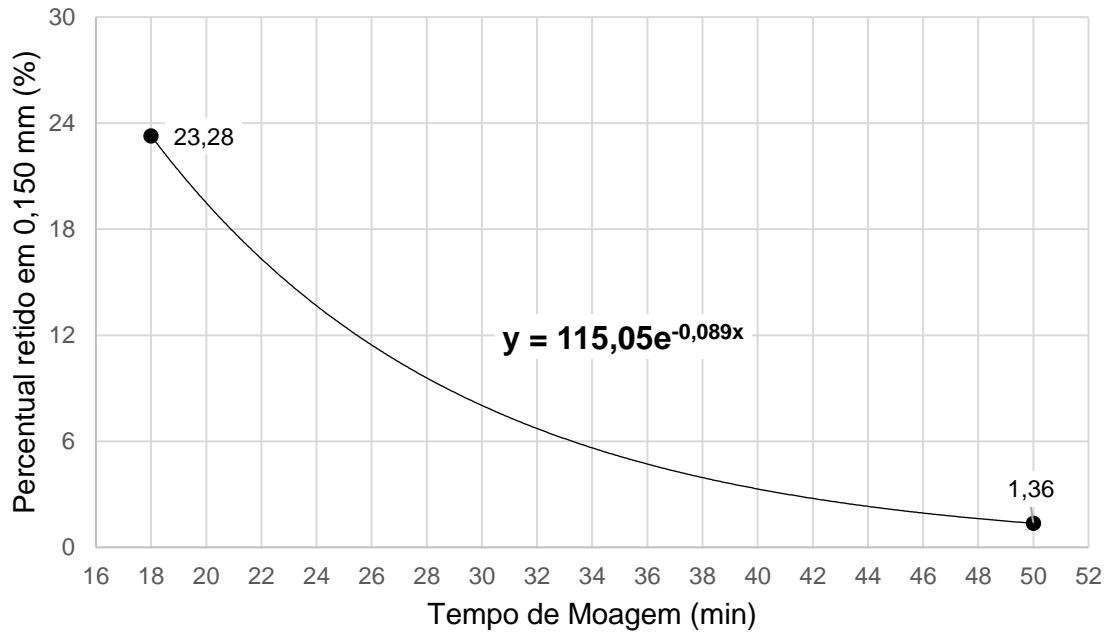
Curva de Calibração	y (% > 0,150 mm)	x (Tempo)	Tempo de Moagem (min)	Energia (kWh/t)
$y = 148,72e^{-0,101x}$	24	18,06	18' 04"	8,65
	18	20,91	20' 54"	10,02
	12	24,92	24' 55"	11,94
	6	31,79	31' 47"	15,23
	1	49,53	49' 32"	23,73

Fonte: Elaboração do autor

Curva de calibração para amostra 3721:

O **Gráfico 13** representa o resultado dos ensaios de calibração e moagem da amostra 3721:

Gráfico 13. Curva de Moagem da amostra 3721



Fonte: Elaboração do autor

Considerando a equação gerada na curva do **Gráfico 13** acima e substituindo na mesma, o valor de x para 24%, 18%, 12%, 6% e 1%, obtêm-se os tempos de moagem definidos para a amostra 3721.

Os resultados podem ser vistos na **Tabela 12**.

Tabela 12. Resultados da calibração da moagem (min' seg'') – Amostra 3721

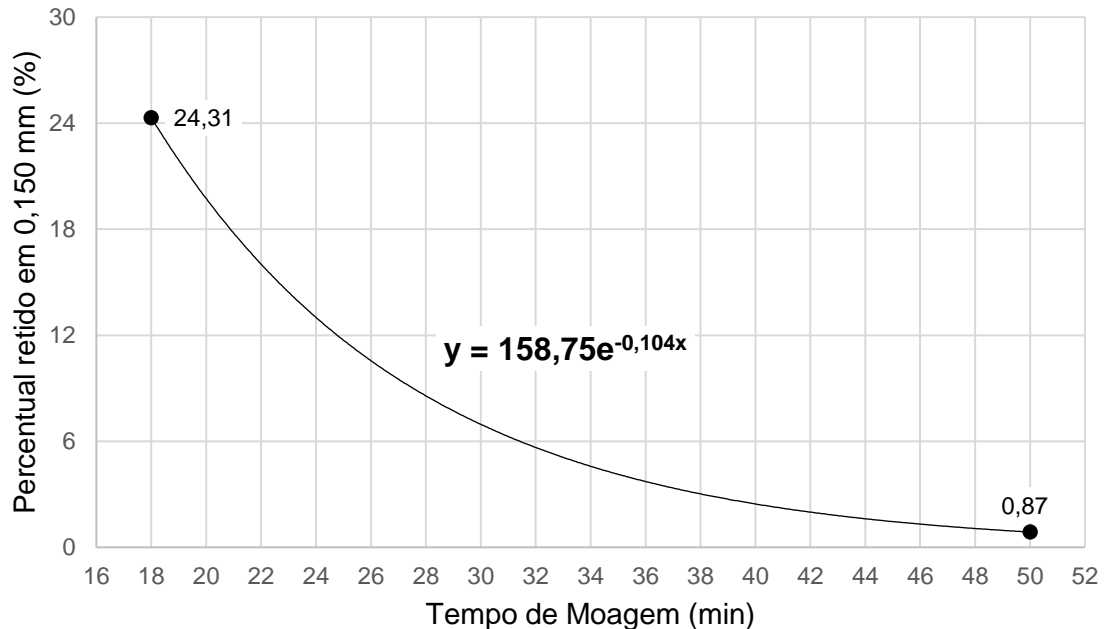
Curva de Calibração	y (% > 0,150 mm)	x (Tempo)	Tempo de Moagem (min)	Energia (kWh/t)
$y = 115,05e^{-0,089x}$	24	17,61	17' 37"	8,44
	18	20,84	20' 51"	9,99
	12	25,40	25' 24"	12,17
	6	33,19	33' 11"	15,90
	1	53,32	53' 19"	25,55

Fonte: Elaboração do autor

Curva de calibração para amostra 3736:

O **Gráfico 14** representa o resultado dos ensaios de calibração e moagem da amostra 3736:

Gráfico 14. Curva de Moagem da amostra 3736



Fonte: Elaboração do autor

Considerando a equação gerada na curva do **Gráfico 14** e substituindo na mesma, o valor de x para 24%, 18%, 12%, 6% e 1%, obtêm-se os tempos de moagem definidos para a amostra 3736.

Os resultados obtidos foram apresentados na **Tabela 13**.

Tabela 13. Resultados da calibração da moagem (min' seg'') – Amostra 3736

Curva de Calibração	y (% > 0,150 mm)	x (Tempo)	Tempo de Moagem (min)	Energia (kWh/t)
$y = 158,75e^{-0,104x}$	24	18,17	18' 10"	8,71
	18	20,93	20' 56"	10,03
	12	24,83	24' 50"	11,90
	6	31,50	31' 30"	15,09
	1	48,72	48' 43"	23,35

Fonte: Elaboração do autor

Após calibrar o tempo de moagem amostra a amostra, iniciou-se o processo de moagem para atingir as granulometrias alvo e iniciar as etapas de caracterização mineralógica e de flotação das amostras moídas.

6.2.5. Caracterização Mineralógica

Os estudos de caracterização mineralógica realizados por meio de microscopia automatizada consistiram em determinar o espectro de liberação do mineral de interesse das amostras moídas nas diferentes granulometrias obtidas na etapa de moagem. No processamento mineral, existem casos em que as partículas minerais não se liberam facilmente, mesmo quando realiza-se uma moagem extremamente fina. Isso pode ocorrer quando o mineral de interesse apresenta alta disseminação junto aos minerais de ganga. Resumidamente, o estudo de determinação do espectro de liberação da willemita foi realizado para avaliar se as granulometrias definidas e aplicadas nas moagens foram suficientes para alterar significativamente o espectro de liberação do mesmo e, conseqüentemente, impactar positiva ou negativamente o processo de flotação de zinco.

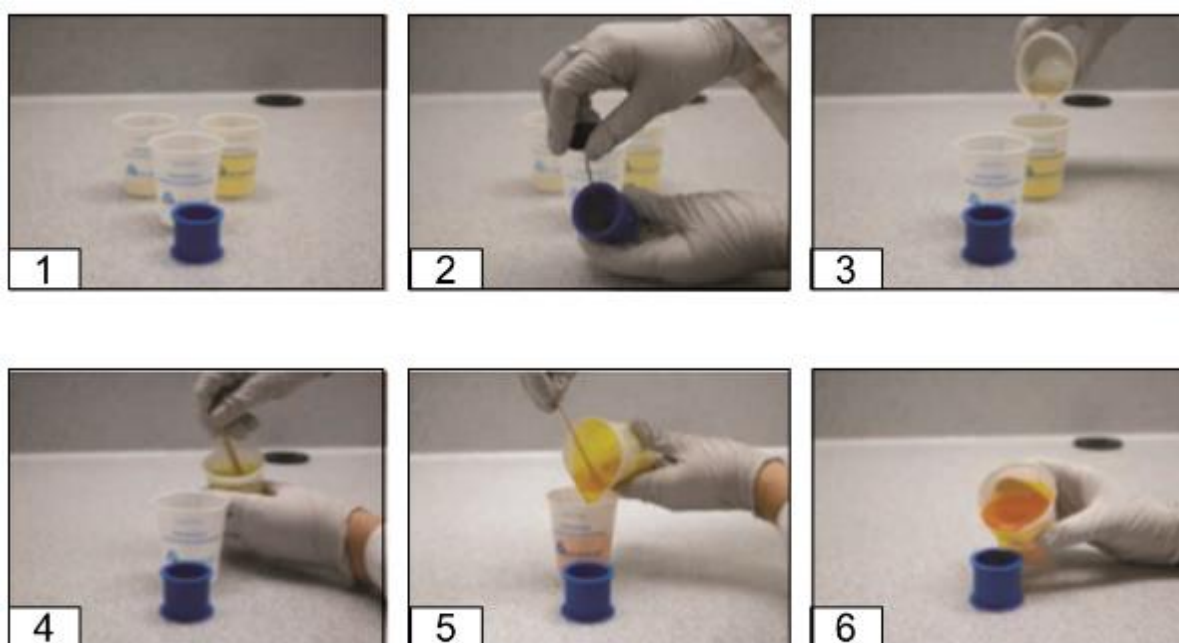
As amostras moídas foram enviadas para a etapa de preparação “pré-caracterização”. Esta etapa consiste em um processo de peneiramento, imobilização de amostras em resina e posterior polimento desta em um equipamento denominado “politriz”. Para que a análise do espectro de liberação do mineral seja feita de maneira correta é necessário fracionar as amostras em diferentes granulometrias. Este processo é necessário, pois quanto maior for a disparidade no tamanho de partículas durante a leitura do microscópio eletrônico de varredura, mais difícil será analisar o grau de liberação da willemita. Isto ocorre devido aos grumos gerados entre as partículas de menor tamanho e às de maior tamanho, dificultando a leitura individual de cada uma. A este processo dá-se o nome de aglomeração. Levando isso em consideração, definiu-se que as amostras moídas seriam peneiradas em 0,150 mm, 0,106 mm, 0,053 mm e 0,037 mm e, posteriormente, enviadas para a etapa de imobilização em resina e de polimento.

1. Imobilização e Polimento

O processo de imobilização e polimento de amostras seguiu o documento PO-VZ-TEC-PPL-001-PT (**ANEXO B**) que representa o procedimento padrão da Nexa Resources Unidade Vazante para esta atividade. As 20 amostras moídas foram empilhadas individualmente em pilhas alongadas para que pudessem ser amostradas de maneira representativa.

De cada uma das pilhas alongadas, foi retirada uma alíquota de 300 g para peneiramento. O peneiramento foi realizado com peneiras com abertura de 0,21 mm, 0,150 mm e 0,037 mm. Os produtos gerados no peneiramento alimentaram um divisor rotativo que foi utilizado para retirar alíquotas de 20 g, massa necessária para preparar as seções polidas para análise. Após geradas as alíquotas, as amostras foram adicionadas aos recipientes próprios para adição de resina endurecedora e consequente imobilização das mesmas. O processo de adição da resina no recipiente junto à amostra é mostrado na **Figura 41**.

Figura 41. 1: Organização dos recipientes; 2: Adição do reagente antiaderente para facilitar remoção da amostra; 3: Adição do endurecedor à resina; 4: Mistura do endurecedor e da resina; 5: Transporte do produto; 6: Adição da resina no recipiente com a amostra



Fonte: Modificado de *Buehler Application Guide*

Após 12 horas secando ao ar livre, as amostras imobilizadas em resina são direcionadas à etapa de polimento.

A politriz do laboratório de processos da Nexa Resources Unidade Vazante, mostrada na **Figura 42**, tem capacidade para polir 6 amostras simultaneamente, com produção média diária de 24 amostras.

Figura 42. Politriz modelo *Buehler* Automet 250 utilizada para o polimento das amostras



Fonte: Modificado de Buehler Application Guide

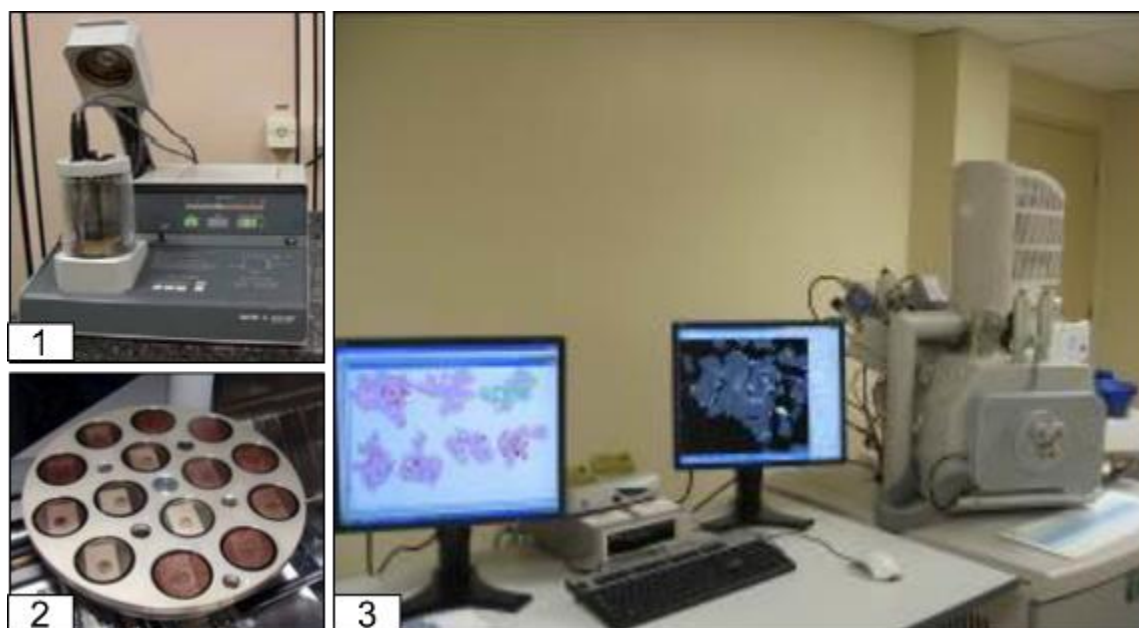
As amostras polidas foram embaladas para proteção e enviadas para o centro de microscopia da Universidade Federal de Minas Gerais - UFMG para realização da análise do espectro de liberação da willemita.

2. Análise mineralógica

O centro de microscopia da UFMG conta com um microscópio eletrônico de varredura (MEV) da marca FEI, modelo 650F acoplado ao software analisador de imagens automatizadas, MLA (*Mineral Liberation Analyser*).

Para que as amostras polidas pudessem ser lidas de forma efetiva no MEV, foi necessário recobrir a superfície a ser analisada com uma película de material condutor. O Centro de Microscopia utilizou, nesse caso, recobrimento das amostras com carbono. Após recobertas, as amostras foram inseridas em um carrossel que é utilizado na UFMG para alimentar o MEV. A **Figura 43** ilustra este processo de forma simplificada.

Figura 43. 1 – Equipamento utilizado para recobrimento das amostras com carbono; 2 – Carrossel de amostras; 3 – Análise via MEV



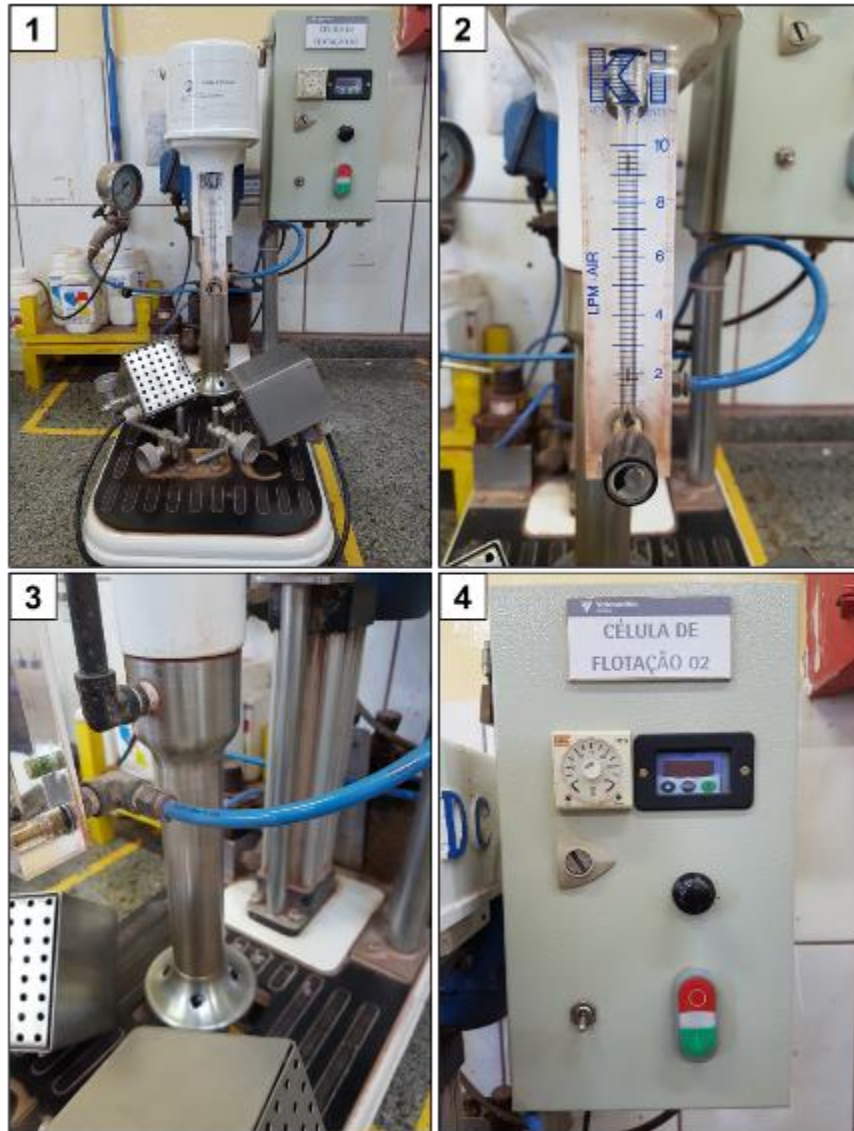
Fonte: Acervo do autor (2016)

Após processadas pelo MEV, as amostras foram tratadas no software *Mineral Liberation Analyser* (MLA) para determinação da composição mineralógica das amostras e do espectro de liberação da willemita. Os resultados de liberação foram interpretados e utilizados na etapa de flotação.

6.2.6. Flotação

O laboratório de processos da Unidade Vazante conta com uma célula de flotação de marca CDC e modelo CFB-1000-EEPN, que foi utilizada para realizar os ensaios de flotação em escala de bancada. Esta célula, mostrada na **Figura 44**, conta com sistema automático de controle de ar, de rotação do rotor e de retirada da espuma.

Figura 44. 1 - Célula de Flotação; 2 - Detalhe do medidor de vazão de ar; 3 - Detalhe do rotor da célula; 4 – Comandos de RPM e temporização da flotação



Fonte: Nexa Resources (2018)

Considerando as quatro amostras definidas para o estudo e as cinco granulometrias diferentes, um total de vinte ensaios de flotação foram realizados.

Para representar ao máximo o comportamento da flotação industrial, o dimensionamento do processo de flotação em escala de bancada foi feito de acordo com o padrão operacional PO-VZ-TEC-PPL-016-PT da Nexa Resources Unidade Vazante, que se encontra no **ANEXO C** deste trabalho. Este padrão foi desenvolvido para representar de forma simplificada, o processo da flotação da usina industrial em escala de bancada.

A **Tabela 14** especifica as condições operacionais e de processo do ensaio de flotação em escala de bancada.

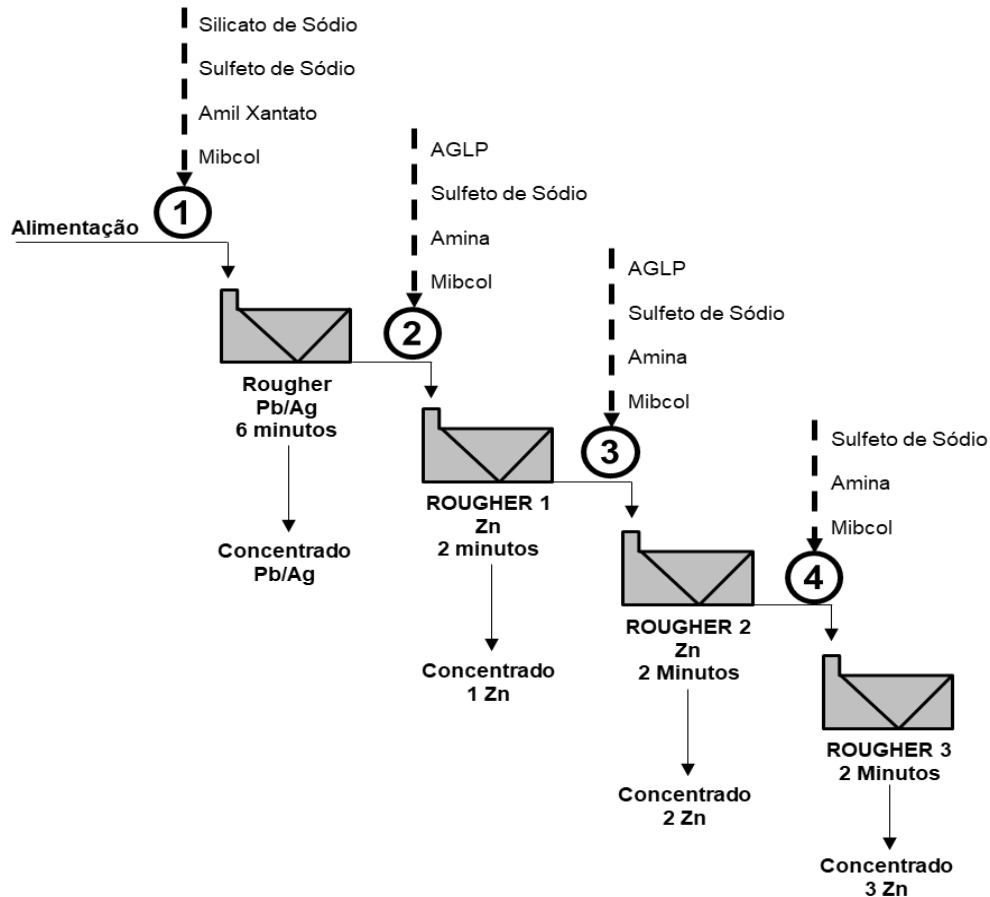
Tabela 14. Reagentes utilizados na flotação de bancada, dosagens e concentrações

	Etapa	<i>Rougher</i> Pb/Ag	<i>Rougher 1</i> Zn	<i>Rougher 2</i> Zn	<i>Rougher 3</i> Zn
Silicato de Sódio	Tempo Cond. (min)	3	xxx	xxx	xxx
	Dosagem (g/t)	650	xxx	xxx	xxx
	Concentração (g/l)	100	xxx	xxx	xxx
Sulfeto de Sódio	Tempo Cond. (min)	3	3	1	1
	Dosagem (g/t)	100	750	250	250
	Concentração (g/l)	48	48	48	48
AGLP	Tempo Cond. (min)	xxx	3	1	1
	Dosagem (g/t)	xxx	320	80	xxx
	Concentração (g/l)	xxx	50	50	50
Amil Xantato	Tempo Cond. (min)	5	xxx	xxx	xxx
	Dosagem (g/t)	150	xxx	xxx	xxx
	Concentração (g/l)	10	xxx	xxx	xxx
Amina	Tempo Cond. (min)	xxx	2	1	1
	Dosagem (g/t)	xxx	70	30	30
	Concentração (g/l)	xxx	20	20	20
Mibic	Tempo Cond. (min)	2	2	1	1
	Dosagem (g/t)	40	12	8	8
	Concentração (g/l)	Puro	Puro	Puro	Puro
pH		9,50	10,50	10,50	10,50

Fonte: Elaboração do autor

O fluxograma da flotação em escala de bancada que demonstra as etapas e a ordem de adição dos reagentes é apresentado na **Figura 45**.

Figura 45. Fluxograma utilizado nos ensaios de flotação de bancada



Fonte: Elaboração do autor

A amostra já preparada para flotação é colocada na cuba e água é adicionada até atingir a concentração de sólidos especificada de 30% em massa. A cuba de flotação é então encaixada no local específico da célula de flotação. Após colocada a cuba, o rotor da célula é rebaixado por meio de uma alavanca pneumática até ficar submerso na polpa. Então, são encaixados os recipientes que receberão o produto flotado, um de cada lado da cuba. A partir daí, encaixam-se as palhetas extratoras de espuma (escumadeiras) do lado esquerdo e do lado direito nos motores da célula. Estes motores são responsáveis por girar as palhetas durante a flotação. Com isso, define-se a rotação por minuto do rotor e inicia-se a agitação. Com a agitação, inicia-se a dosagem dos reagentes conforme a **Tabela 14** e a **Figura 45** durante os tempos de condicionamento especificados para cada etapa do processo de flotação. O tempo é marcado com o auxílio de um cronômetro manual. Terminado o tempo de

condicionamento, a válvula de ar forçado é aberta e o cronômetro iniciado, dando início ao processo de flotação. Durante a flotação, o nível da célula deve ser controlado por meio de adição de água. Este controle é feito manualmente e objetiva manter o nível da polpa na cuba de flotação durante todo o processo. Passado o tempo especificado para a flotação, desliga-se o ar, para-se o cronômetro e realiza-se a retirada dos recipientes coletores da espuma flotada. O produto flotado é então transferido para um balde com identificação e a flotação tem continuidade até que todas as etapas sejam realizadas.

A **Figura 46** representa as etapas da flotação em escala de bancada até a retirada da espuma de concentrado.

Figura 46. 1 - Acionamento do ar; 2 - Início do processo de retirada de espuma; 3 – Etapa final de flotação com espuma exaurida



Fonte: Nexa Resources (2018)

Ao final do processo, os produtos flotados e o rejeito final foram filtrados e colocados em uma estufa para secarem. Após a secagem, as amostras foram pesadas e suas massas, anotadas em uma planilha. Depois da pesagem, iniciou-se a preparação das amostras para análise química via fluorescência de raios-x para determinar o teor de zinco das amostras geradas. Ao final do processo, com as massas pesadas e com os resultados das análises químicas em mãos, realizou-se o fechamento do balanço metalúrgico com auxílio do programa *Excel*.

7. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Os resultados do estudo foram apresentados nos itens 7.1, 7.2 e 7.3, divididos nos tópicos de moagem, caracterização mineralógica e flotação.

7.1. Resultados de Moagem

Como o estudo englobou avaliar a influência da granulometria e da liberação na recuperação de zinco em quatro amostras (3662, 3720, 3721 e 3736) com cinco diferentes granulometrias (24, 18, 12, 6 e 1% retido em 0,150 mm), um total de vinte moagens foram realizadas. Como visto no item 6.2.4, os tempos de moagem foram definidos por meio de quatro curvas de moagem, sendo uma para cada amostra. Após esta etapa, foi feito um peneiramento para confirmar os resultados obtidos.

Os resultados podem ser consultados nas tabelas e gráficos seguintes, divididos de acordo com as suas amostras.

7.1.1. Amostra 3662

A **Tabela 15** representa os resultados de moagem da amostra 3662 com destaque sublinhado para o percentual retido acumulado em 0,150 mm.

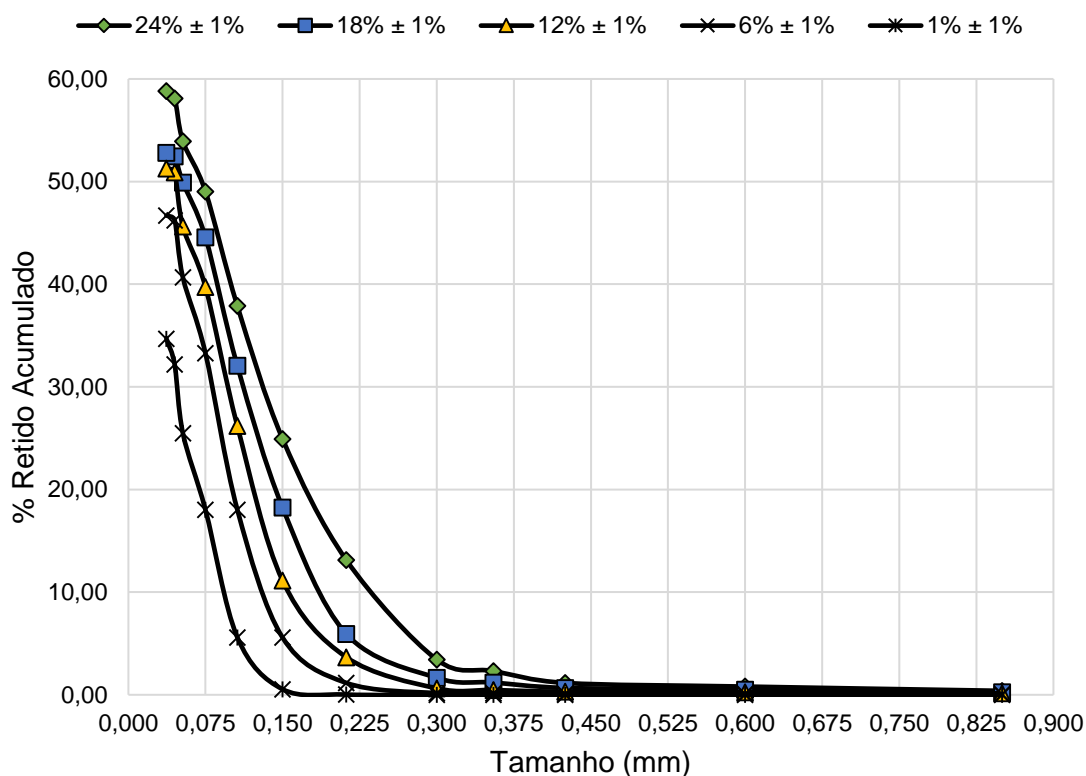
Tabela 15. Amostra 3662: Granulometrias obtidas após moagens

Malha (#)	Abertura (mm)	Alvo em > 0,150 mm				
		24% ± 1%	18% ± 1%	12% ± 1%	6% ± 1%	1% ± 1%
20	0,850	0,39	0,24	0,14	0,05	0,00
28	0,600	0,80	0,49	0,26	0,10	0,00
35	0,425	1,16	0,67	0,31	0,10	0,00
42	0,355	2,32	1,20	0,46	0,14	0,00
48	0,300	3,43	1,65	0,63	0,16	0,00
65	0,212	13,13	5,93	3,66	1,16	0,02
100	0,150	24,94	18,24	11,12	5,58	0,54
150	0,106	37,89	32,05	26,18	18,03	5,60
200	0,075	49,04	44,58	39,72	33,26	18,01
270	0,053	53,94	49,90	45,62	40,66	25,48
325	0,045	58,11	52,46	50,90	46,24	32,20
400	0,037	58,81	52,80	51,28	46,70	34,69
<400	0,037	41,19	47,20	48,72	53,30	65,31

Fonte: Elaboração do autor

Além disto, o **Gráfico 15** demonstrou o comportamento das curvas granulométricas da amostra 3662, que foi moída em diferentes tempos.

Gráfico 15. Distribuições granulométricas das moagens realizadas na amostra 3662



Fonte: Elaboração do autor

7.1.2. Amostra 3720

A **Tabela 16** representa os resultados de moagem da amostra 3720 com destaque sublinhado para o percentual retido acumulado em 0,150 mm.

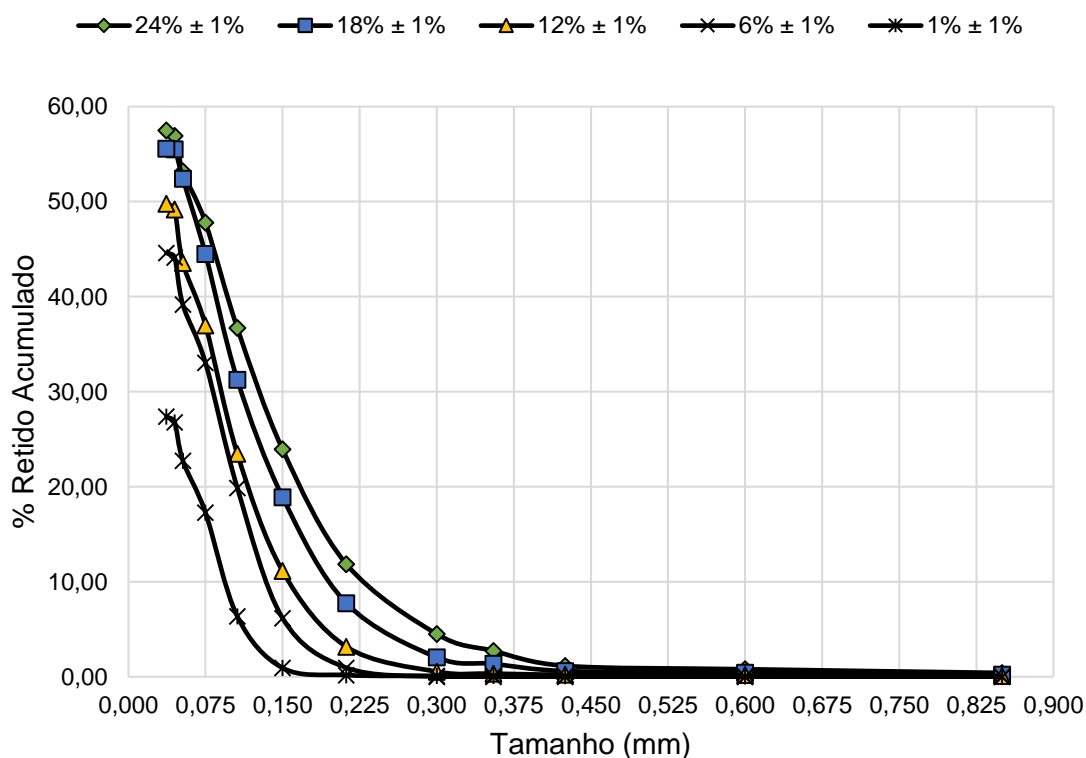
Tabela 16. Amostra 3720: Granulometrias obtidas após moagens

Malha (#)	Abertura (mm)	Alvo em > 0,150 mm				
		24% ± 1%	18% ± 1%	12% ± 1%	6% ± 1%	1% ± 1%
20	0,850	0,41	0,22	0,10	0,00	0,01
28	0,600	0,79	0,43	0,19	0,00	0,04
35	0,425	1,15	0,60	0,22	0,00	0,05
42	0,355	2,73	1,36	0,34	0,00	0,08
48	0,300	4,50	2,05	0,54	0,00	0,10
65	0,212	11,86	7,75	3,17	0,95	0,17
100	0,150	23,93	18,90	11,12	6,17	0,93
150	0,106	36,70	31,25	23,46	19,87	6,35
200	0,075	47,78	44,48	36,99	33,04	17,28
270	0,053	53,18	52,41	43,56	39,15	22,72
325	0,045	56,91	55,52	49,17	44,13	26,78
400	0,037	57,50	55,58	49,78	44,60	27,36
<400	0,037	42,50	44,42	50,22	55,40	72,64

Fonte: Elaboração do autor

Além disso, o **Gráfico 16** demonstrou o comportamento das curvas granulométricas da amostra 3720, que foi moída em diferentes tempos.

Gráfico 16. Distribuições granulométricas das moagens realizadas na amostra 3720



Fonte: Elaboração do autor

7.1.3. Amostra 3721

A **Tabela 17** representa os resultados de moagem da amostra 3721 com destaque para o percentual retido acumulado em 0,150 mm.

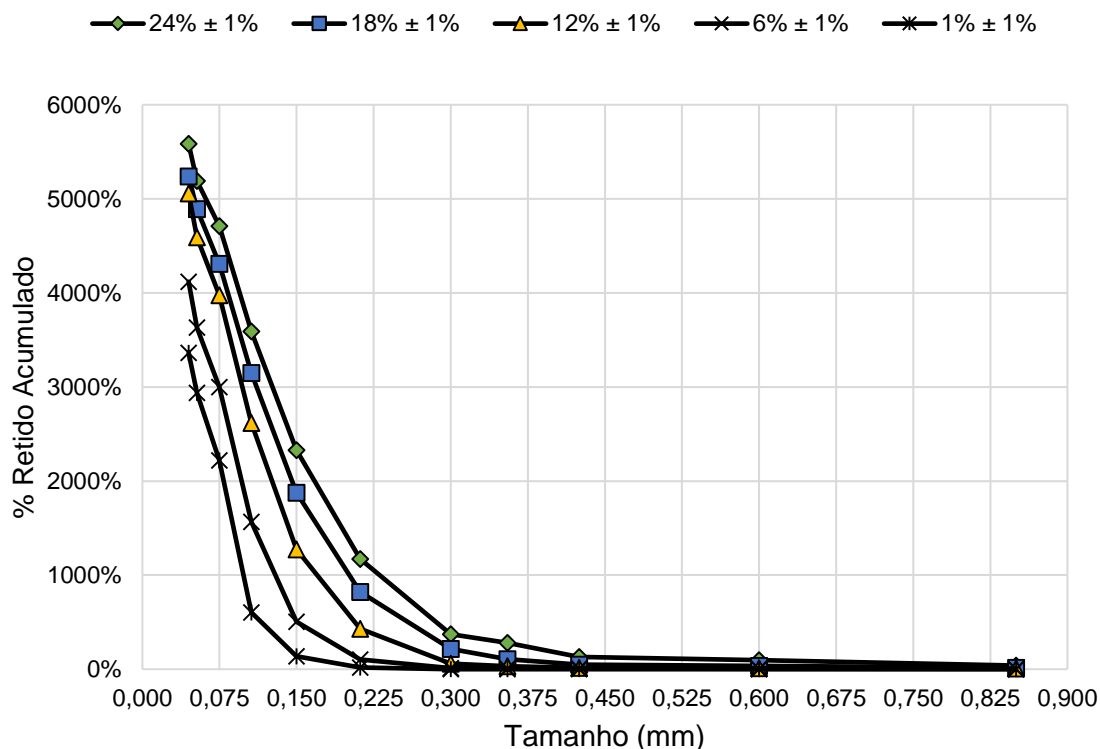
Tabela 17. Amostra 3721: Granulometrias obtidas após moagens

Malha (#)	Abertura (mm)	Alvo em > 0,150 mm				
		24% ± 1%	18% ± 1%	12% ± 1%	24% ± 1%	1% + 1%
20	0,850	0,39	0,15	0,06	0,02	0,00
28	0,600	0,95	0,34	0,12	0,05	0,00
35	0,425	1,30	0,50	0,16	0,06	0,00
42	0,355	2,81	1,05	0,32	0,09	0,00
48	0,300	3,72	2,16	0,59	0,11	0,00
65	0,212	11,70	8,21	4,30	1,04	0,18
100	0,150	23,28	18,75	12,75	5,04	1,36
150	0,106	35,92	31,47	26,19	15,66	6,05
200	0,075	47,09	43,09	39,77	29,99	22,21
270	0,053	51,92	48,91	45,90	36,31	29,37
325	0,045	55,85	52,39	50,57	41,18	33,63
400	0,037	56,39	53,56	51,21	42,20	33,91
<400	0,037	43,61	46,44	48,79	57,80	66,09

Fonte: Elaboração do autor

Ademais, o **Gráfico 17** demonstrou o comportamento das curvas granulométricas da amostra 3721, que foi moída em diferentes tempos.

Gráfico 17. Distribuições granulométricas das moagens realizadas na amostra 3721



Fonte: Elaboração do autor

7.1.4. Amostra 3736

A **Tabela 18** representa os resultados de moagem da amostra 3736, com destaque sublinhado para o percentual retido acumulado em 0,150 mm.

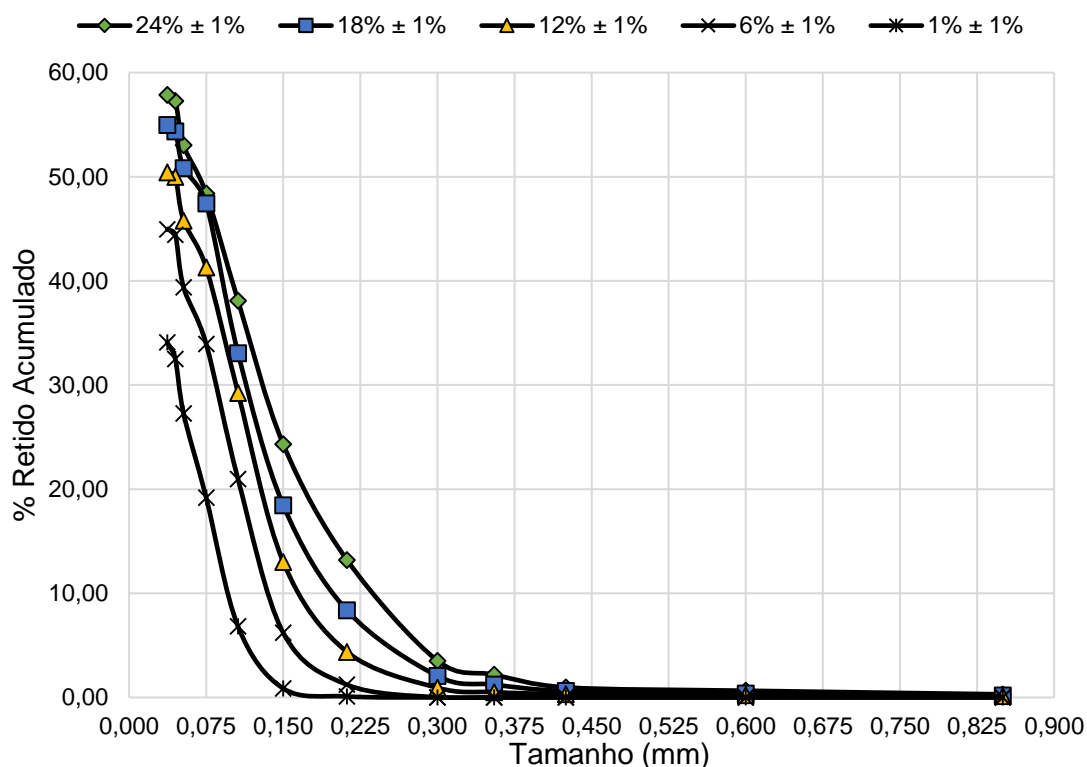
Tabela 18. Amostra 3736: Granulometrias obtidas após moagens

Malha (#)	Abertura (mm)	Alvo em > 0,150 mm				
		24% ± 1%	18% ± 1%	12% ± 1%	24% ± 1%	1% + 1%
20	<u>0,850</u>	0,30	0,19	0,12	0,00	0,00
28	<u>0,600</u>	0,65	0,39	0,23	0,00	0,00
35	<u>0,425</u>	0,97	0,61	0,31	0,00	0,00
42	<u>0,355</u>	2,19	1,23	0,51	0,00	0,00
48	<u>0,300</u>	3,53	2,06	0,93	0,00	0,00
65	<u>0,212</u>	13,20	8,36	4,38	1,22	0,09
100	<u>0,150</u>	24,31	18,46	13,00	6,21	0,87
150	<u>0,106</u>	38,11	33,06	29,26	20,97	6,82
200	<u>0,075</u>	48,39	47,44	41,29	33,94	19,19
270	<u>0,053</u>	53,03	50,82	45,79	39,38	27,28
325	<u>0,045</u>	57,28	54,36	50,00	44,43	32,50
400	<u>0,037</u>	57,85	54,98	50,44	44,95	34,11
<400	<u>0,037</u>	42,15	45,02	49,56	55,05	65,89

Fonte: Elaboração do autor

Além disso, o **Gráfico 18** demonstrou o comportamento das curvas granulométricas da amostra 3736, que foi moída em diferentes tempos.

Gráfico 18. Distribuições granulométricas das moagens realizadas na amostra 3736

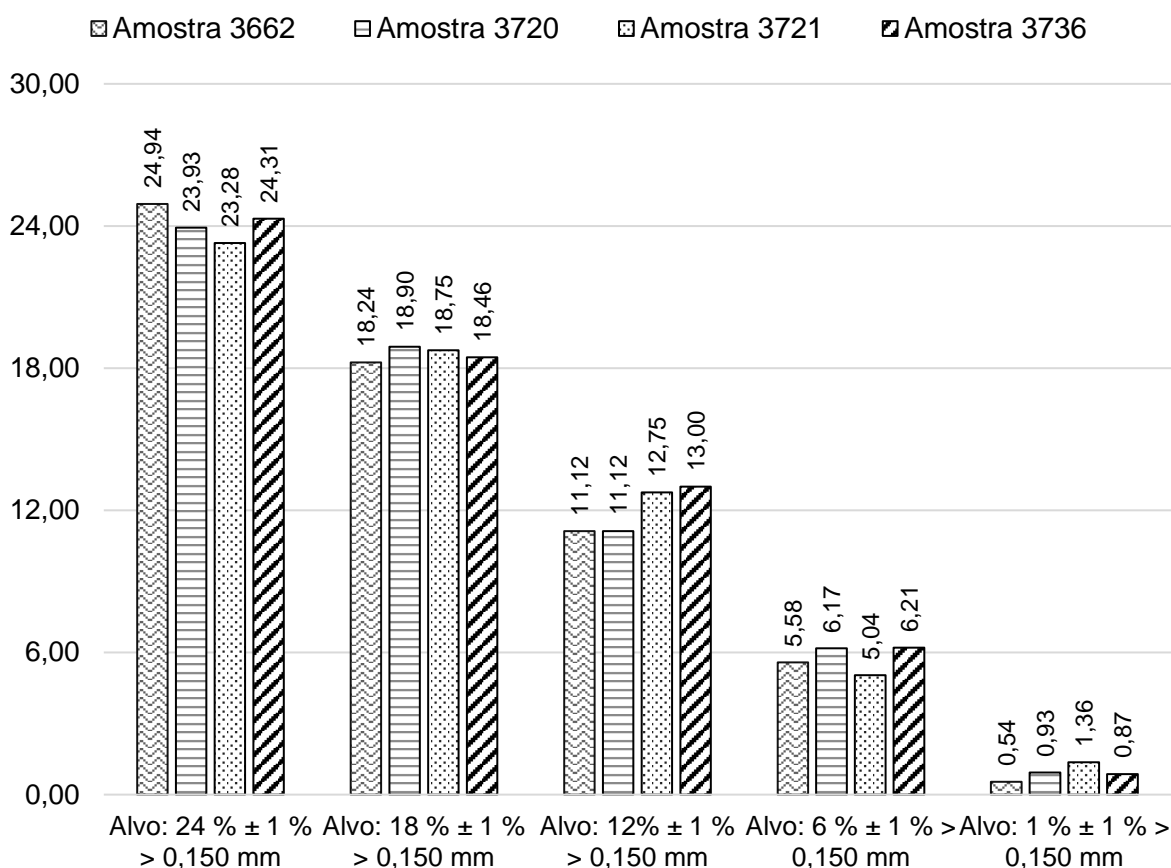


Fonte: Elaboração do autor

7.1.5. Validação das granulometrias obtidas

Para confirmar a obtenção das granulometrias alvo para o trabalho, os resultados das frações acima de 0,150 mm presentes nas tabelas 15 a 18 foram resumidos no **Gráfico 19**.

Gráfico 19. Resultados das amostras moídas em % retido acumulado em 0,150 mm



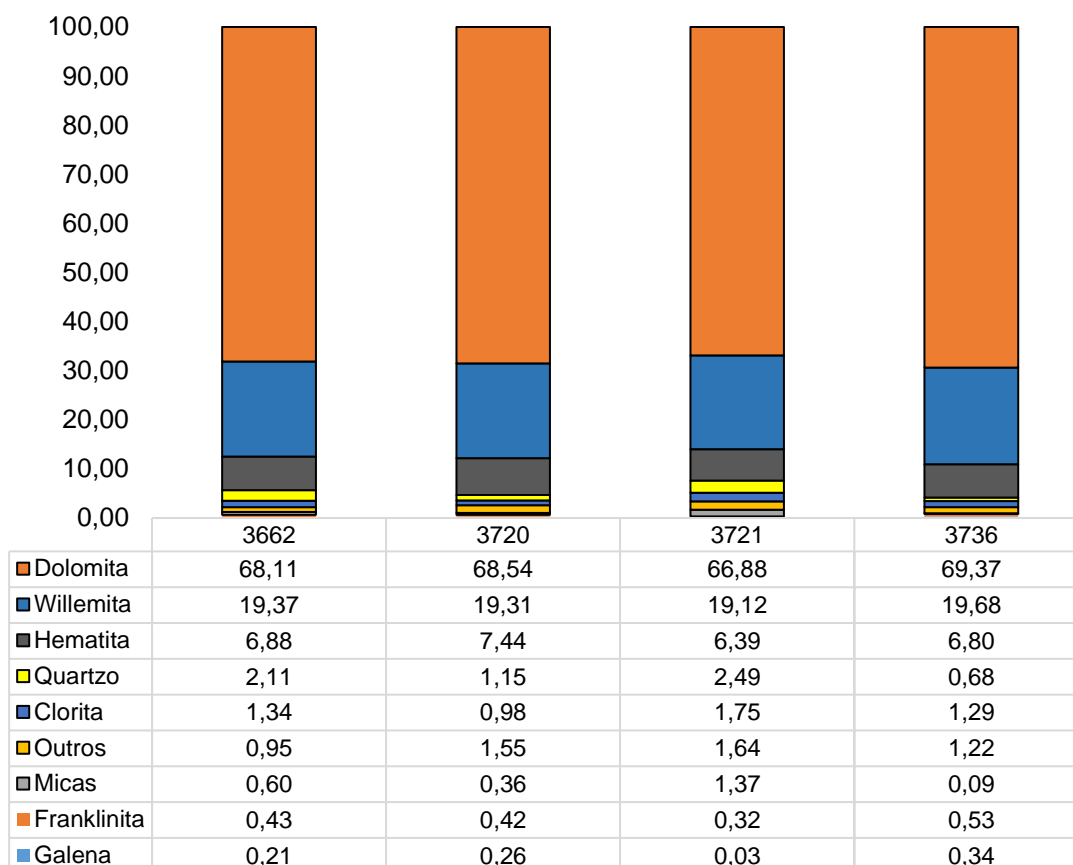
Fonte: Elaboração do autor

Como pôde ser visto, todos os resultados ficaram dentro do alvo esperado, com a admissão de margem de erro de $\pm 1\%$ para o percentual retido em 0,150 mm, indicando que os tempos de moagem obtidos por meio das curvas de calibração foram acertados, permitindo que o estudo pudesse avançar para a etapa de caracterização mineralógica e, posteriormente, para a flotação.

7.2. Resultados de Composição Mineralógica

A composição mineralógica das amostras que fizeram parte do estudo está sendo mostrada no **Gráfico 20**.

Gráfico 20. Composição Mineralógica das amostras estudadas



Fonte: Elaboração do autor

Pode-se observar a predominância de dolomita e hematita como ganga, além da maior participação da willemita como mineral minério de zinco nas quatro amostras.

7.3. Resultados de Espectro de Liberação

Para seguir com a etapa de flotação do estudo e avaliar o impacto da moagem e da liberação da willemita no processo de flotação, os resultados obtidos foram avaliados amostra a amostra, de acordo com as granulometrias específicas de 24%, 18%, 12%, 6% e 1% maior que 0,150 mm. Para melhor interpretação dos resultados, foi feita uma divisão em quatro classes de acordo com a liberação da willemita.

- **Partículas encapsuladas:** são as partículas de willemita que apresentam apenas 1% a 30% de sua superfície livre de minerais de ganga. Todo o restante da superfície destas partículas se encontra encapsulado, associado a outros minerais. Como o processo de flotação atua na superfície mineral, nesta classe, como a superfície da willemita está muito recoberta por outros minerais, o processo de adsorção da amina (coletor de willemita) na superfície é muito prejudicado. Com isto, a probabilidade de a bolha de ar coletar a partícula é reduzida, pois o ângulo de contato entre mineral e bolha se torna muito baixo. Assim, há extrema dificuldade de flotar partículas desta classe. Mesmo que seja possível flotá-las, o teor de zinco no concentrado gerado terá grandes chances de ficar abaixo da especificação, devido ao baixo teor de zinco da amostra mista de willemita.
- **Partículas de baixa liberação:** são as partículas de willemita que apresentam 31% a 60% de sua superfície livre de minerais de ganga. O restante da superfície destas partículas se encontra associado a outros minerais. Como explicado na classe anterior, aqui também há dificuldade para flotar as partículas, apesar de a mesma ser menor. O ganho de liberação das partículas presentes nesta classe permite uma melhor adsorção do coletor de willemita, que gera um aumento no ângulo de contato e, conseqüentemente, há mais possibilidade de conseguir flotar partículas dessa classe. Apesar disto, o teor de zinco no concentrado gerado também terá grandes chances de ficar abaixo da especificação, devido ao baixo teor de zinco da amostra de willemita mista.
- **Partículas de liberação intermediária:** são as partículas de willemita que apresentam 61% a 90% de sua superfície livre de minerais de ganga. O restante da superfície destas partículas se encontra recoberto por outros minerais. Nesta classe, o processo de concentração por flotação começa a ser favorecido, pois há garantia de que as partículas de willemita aqui presentes apresentam superfície mais liberada do que mista. Aqui, a adsorção do coletor na superfície mineral ocorre em quase sua totalidade. Isto permite que o ângulo de contato entre bolha e partícula se eleve muito, aumentando a possibilidade da mesma ser carregada até a superfície da polpa e ser transbordada como concentrado de zinco. Sobre o teor de concentrado, o arraste de partículas mistas de willemita e ganga continua ocorrendo e pode haver dificuldade em atingir especificações de concentrado muito restritas.

- **Partículas liberadas:** são as partículas de willemita que apresentam mais de 90% de sua superfície livre de minerais de ganga. Nesta classe, o processo de concentração por flotação atinge sua condição ótima, pois praticamente a totalidade das partículas de willemita aqui presentes apresentam sua superfície livre de minerais de ganga. Aqui, a adsorção do coletor na superfície mineral ocorre em sua totalidade. Isto permite que o ângulo de contato entre bolha e partícula atinja seu valor máximo, aumentando muito a possibilidade de a mesma ser carregada até a superfície da polpa e ser transbordada como concentrado de zinco. Em relação ao teor de concentrado, nessa classe quase não ocorre arraste de partículas mistas de willemita, fato que favorece o atingimento das especificações de concentrado de mercado.

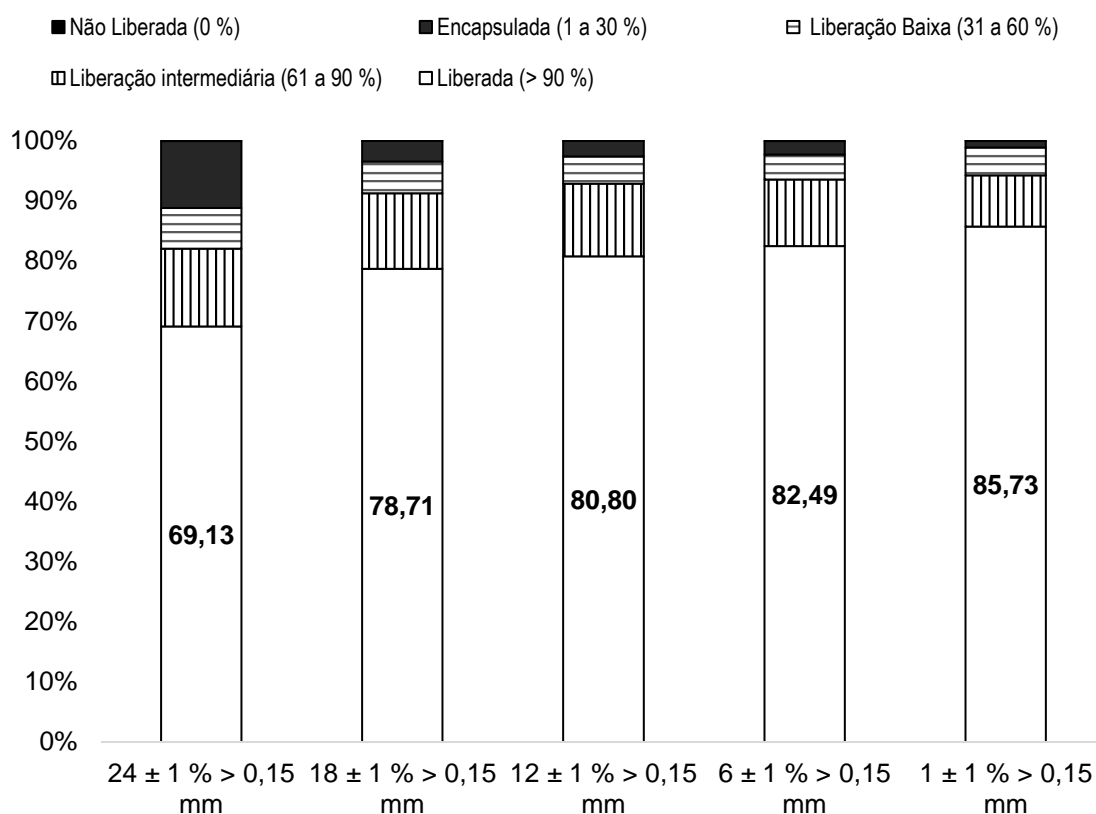
Após explicitar as particularidades de cada classe de liberação definida no estudo, é importante ressaltar que obter um bom desempenho em um processo de flotação não depende apenas da liberação do mineral de interesse. Como este tipo de processo tem uma faixa granulométrica ótima para funcionar, se a condição granulométrica necessária para atingir liberação acima de 90% demandar uma moagem muito intensa, as partículas podem ficar extremamente finas, entrando em uma condição que reduz muito a eficiência do processo de flotação. Assim, determinar apenas a granulometria de moagem que atinge o espectro de liberação ótimo do mineral de interesse não é recomendado. Este estudo deve ser sempre seguido pelo estudo de flotação para empiricamente avaliar se a redução da granulometria e o consequente aumento da liberação do mineral de interesse foi benéfico ou não para o processo de flotação.

Os resultados das análises dos espectros de liberação para as amostras 3662, 3720, 3721 e 3736 são apresentados nos tópicos 7.3.1 até 7.3.4.

7.3.1. Amostra 3662

O espectro de liberação da willemita da amostra 3662 foi apresentado no **Gráfico 21** de acordo com suas granulometrias, de 24% retido em 0,150 mm até 1% retido em 0,150 mm.

Gráfico 21. Espectro de liberação de willemita da amostra 3662



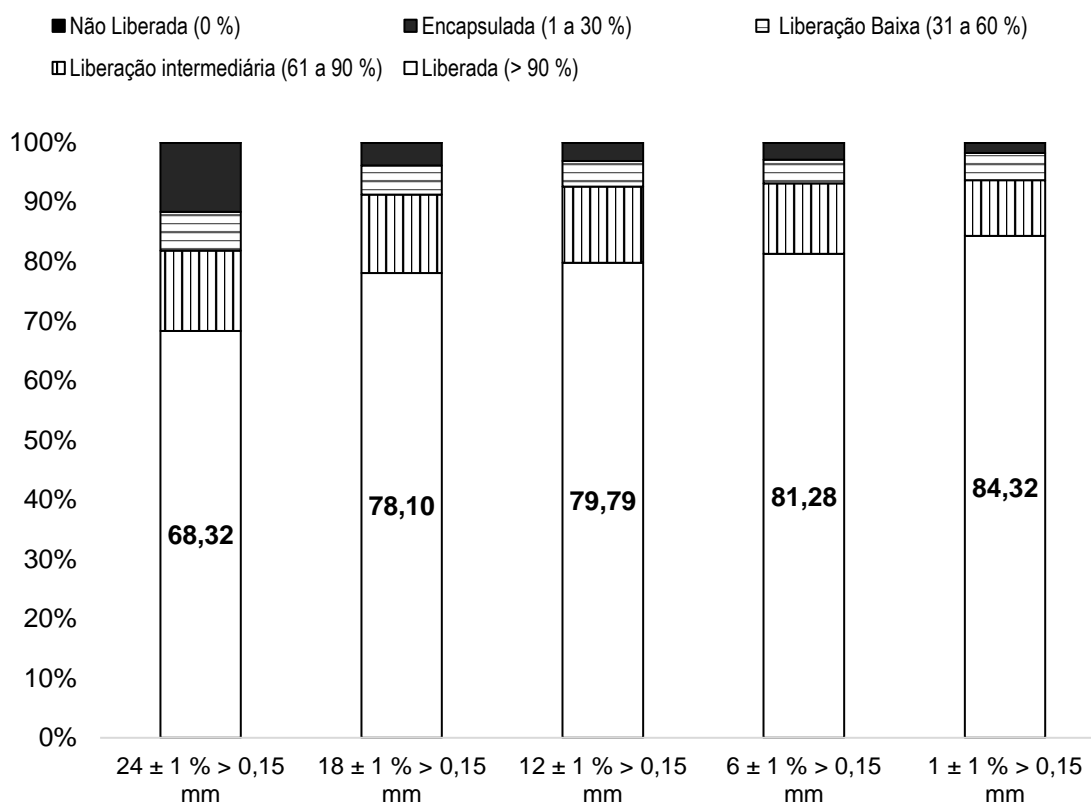
Fonte: Elaboração do autor

Como era de se esperar, o espectro de liberação de willemita na classe liberada da amostra 3662 se elevou com a redução granulométrica, saindo de 69,13% na granulometria de 24% retido em 0,150 mm até 85,73% na granulometria de 1% retido em 0,150 mm. Conseqüentemente, a proporção de willemita nas classes encapsulada, liberação baixa e liberação intermediária se reduziu.

7.3.2. Amostra 3720

O espectro de liberação da willemita da amostra 3720 foi apresentado no **Gráfico 22** de acordo com suas granulometrias, de 24% retido em 0,150 mm até 1% retido em 0,150 mm.

Gráfico 22. Espectro de liberação de willemita da amostra 3720



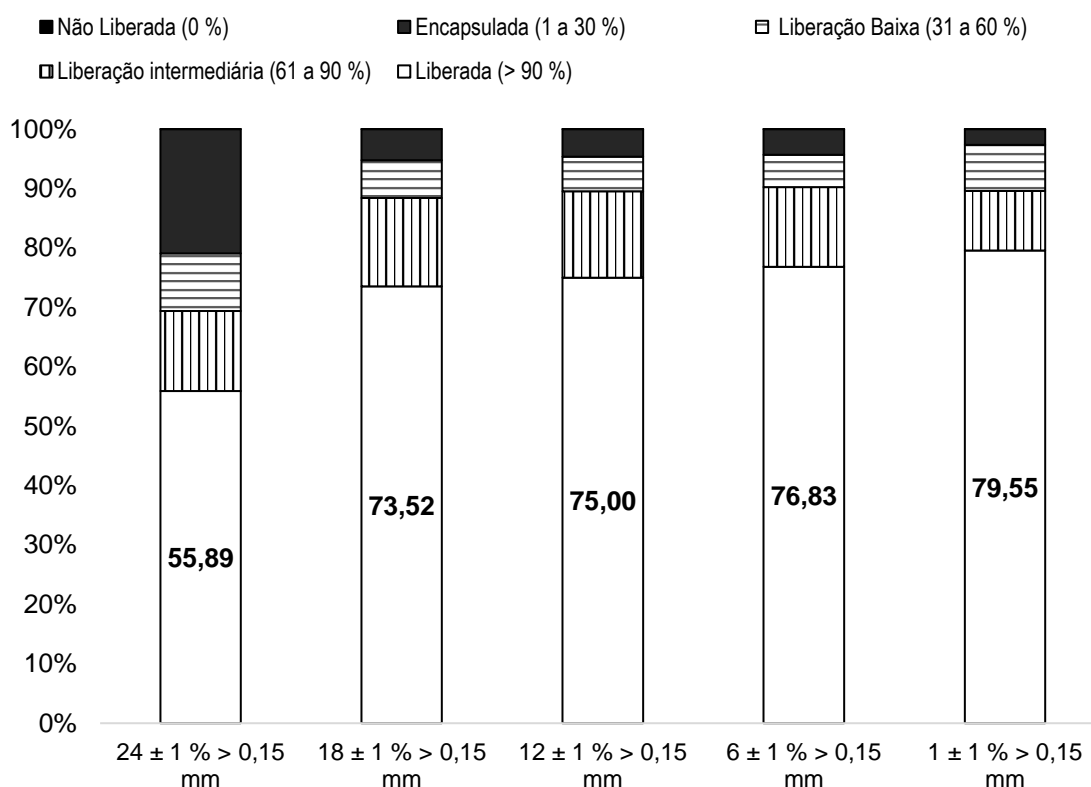
Fonte: Elaboração do autor

A amostra 3720 apresentou comportamento similar à amostra 3662 e o espectro de liberação de willemita na classe liberada se elevou em função da redução granulométrica, saindo de 68,32% na granulometria de 24% retido em 0,150 mm até 84,32% na granulometria de 1% retido em 0,150 mm. Conseqüentemente, a proporção willemita nas classes encapsulada, liberação baixa e liberação intermediária se reduziu.

7.3.3. Amostra 3721

O espectro de liberação da willemita da amostra 3721 foi apresentado no **Gráfico 23** de acordo com suas granulometrias, de 24% retido em 0,150 mm até 1% retido em 0,150 mm.

Gráfico 23. Espectro de liberação de willemita da amostra 3721



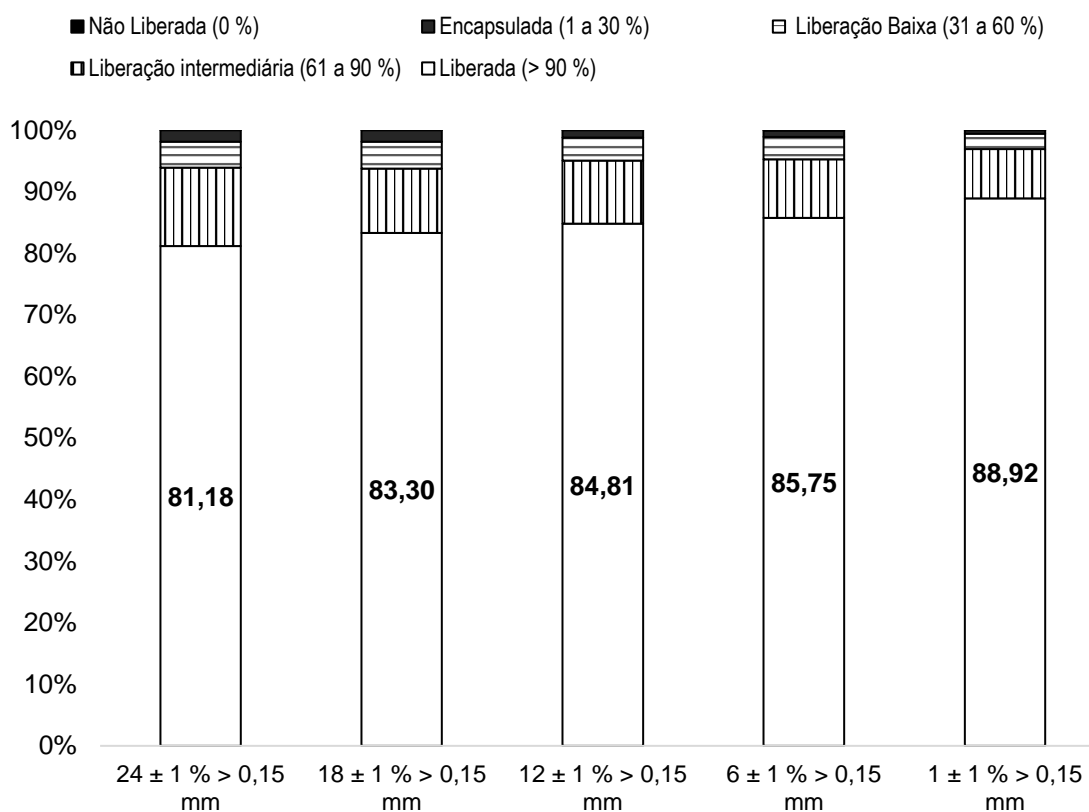
Fonte: Elaboração do autor

A amostra 3721, em geral, apresentou menores resultados de liberação de willemita em relação às amostras 3662 e 3720. Apesar disso, seu espectro de liberação na classe liberada também se elevou em função da redução granulométrica, saindo de 55,89% na granulometria de 24% retido em 0,150 mm até 79,55%, na granulometria de 1% retido em 0,150 mm. Conseqüentemente, a proporção willemita nas classes encapsulada, liberação baixa e liberação intermediária diminuiu com as reduções granulométricas.

7.3.4. Amostra 3736

O espectro de liberação da willemita da amostra 3736 foi apresentado no **Gráfico 24** de acordo com suas granulometrias, de 24% retido em 0,150 mm até 1% retido em 0,150 mm.

Gráfico 24. Espectro de liberação de willemita da amostra 3736



Fonte: Elaboração do autor

A amostra 3736, em geral, apresentou os melhores resultados de liberação de willemita em relação às demais amostras. Seu espectro de liberação na classe liberada também se elevou em função da redução granulométrica, saindo de 81,18% na granulometria de 24% retido em 0,150 mm e chegando até 88,92% na granulometria de 1% retido em 0,150 mm. Conseqüentemente, a proporção willemita nas classes encapsulada, liberação baixa e liberação intermediária diminuiu com as reduções granulométricas. Os resultados do impacto dos aumentos do espectro de liberação no processo de flotação serão apresentados no **capítulo 7.4**.

7.4. Resultados de Flotação

Os resultados de flotação foram divididos de acordo com suas respectivas amostras e granulometrias de moagem, apresentados nos tópicos 7.4.1 até 7.4.5.

7.4.1. Amostra 3662

A **Tabela 19** apresenta os resultados completos dos ensaios de flotação realizados para a amostra 3662 nas cinco diferentes granulometrias estudadas. Os resultados apresentados na tabela estão acumulados por etapa, tanto em massa quanto em teor. Para visualizar os resultados completos, consultar **ANEXO D**.

Tabela 19. Resultados de flotação da amostra 3662

Granulometria > 0,150 mm	24 ± 1%	18 ± 1%	12 ± 1%	6 ± 1%	1 ± 1%
Teor Zn Alimentação	12,13	12,16	12,43	12,33	12,34
Teor Zn <i>Rougher</i> 1 Acum.	43,24	39,76	39,65	39,46	36,23
Teor Zn <i>Rougher</i> 2 Acum.	39,41	36,36	35,22	33,98	31,00
Teor Zn <i>Rougher</i> 3 Acum.	35,37	33,44	31,91	31,33	27,83
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 1 Acum.	17,95	22,63	23,73	24,83	28,10
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 2 Acum.	25,19	28,91	31,29	32,87	36,46
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 3 Acum.	30,15	32,86	35,76	36,42	41,65
Rec. Met. <i>Rougher</i> 1 Acum.	63,98	73,96	75,68	79,49	82,52
Rec. Met. <i>Rougher</i> 2 Acum.	81,81	86,42	88,63	90,61	91,64
Rec. Met. <i>Rougher</i> 3 Acum.	87,91	90,34	91,78	92,57	93,99
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 1	5,33	4,09	3,96	3,36	3,00
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 2	2,95	2,32	2,06	1,72	1,62
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 3	2,10	1,75	1,59	1,44	1,27

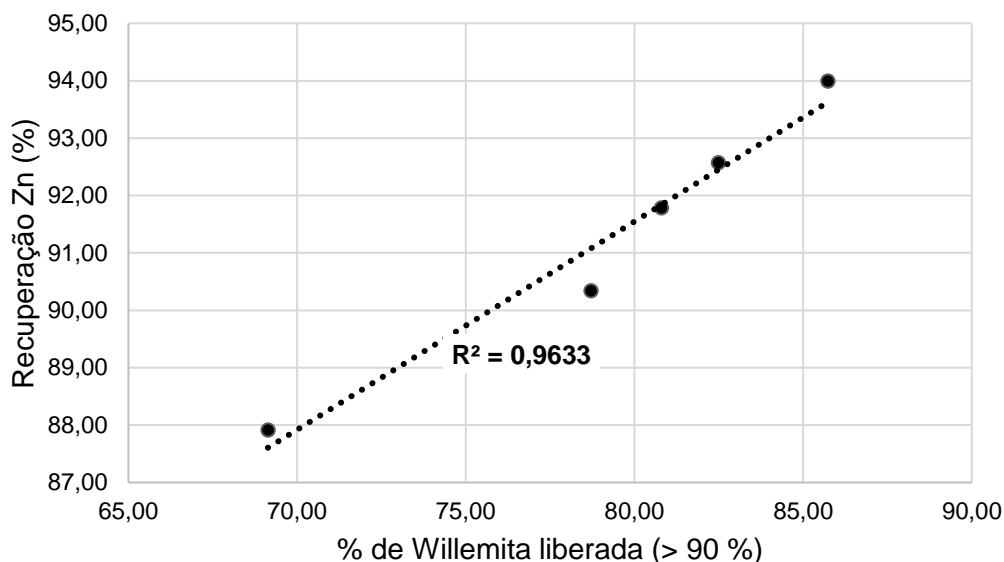
Fonte: Elaboração do autor

Independentemente da etapa avaliada [*Rougher* 1, *Rougher* (1 + 2) ou *Rougher* (1 + 2 + 3)], a recuperação de zinco se mostrou ser dependente da granulometria e, conseqüentemente, do espectro de liberação da willemita. Os resultados apresentados na **Tabela 19** demonstraram que a recuperação de zinco se elevou com a redução da granulometria da moagem, sendo que a maior recuperação foi obtida para a amostra moída mais fina de até 1% retido em 0,150 mm, enquanto a menor recuperação foi obtida com a amostra moída mais grossa, até 24% retido em 0,150 mm.

Sabendo da influência da moagem no desempenho da flotação, foi necessário complementar a análise com dados de liberação do mineral willemita. Com isso, os resultados do espectro de liberação deste mineral na amostra 3662 apresentados

anteriormente foram correlacionados com a recuperação de zinco por meio do **Gráfico 25** (gráfico de dispersão) para avaliar uma possível correlação entre as duas variáveis.

Gráfico 25. Correlação: Recuperação de zinco/espectro de liberação da amostra 3662



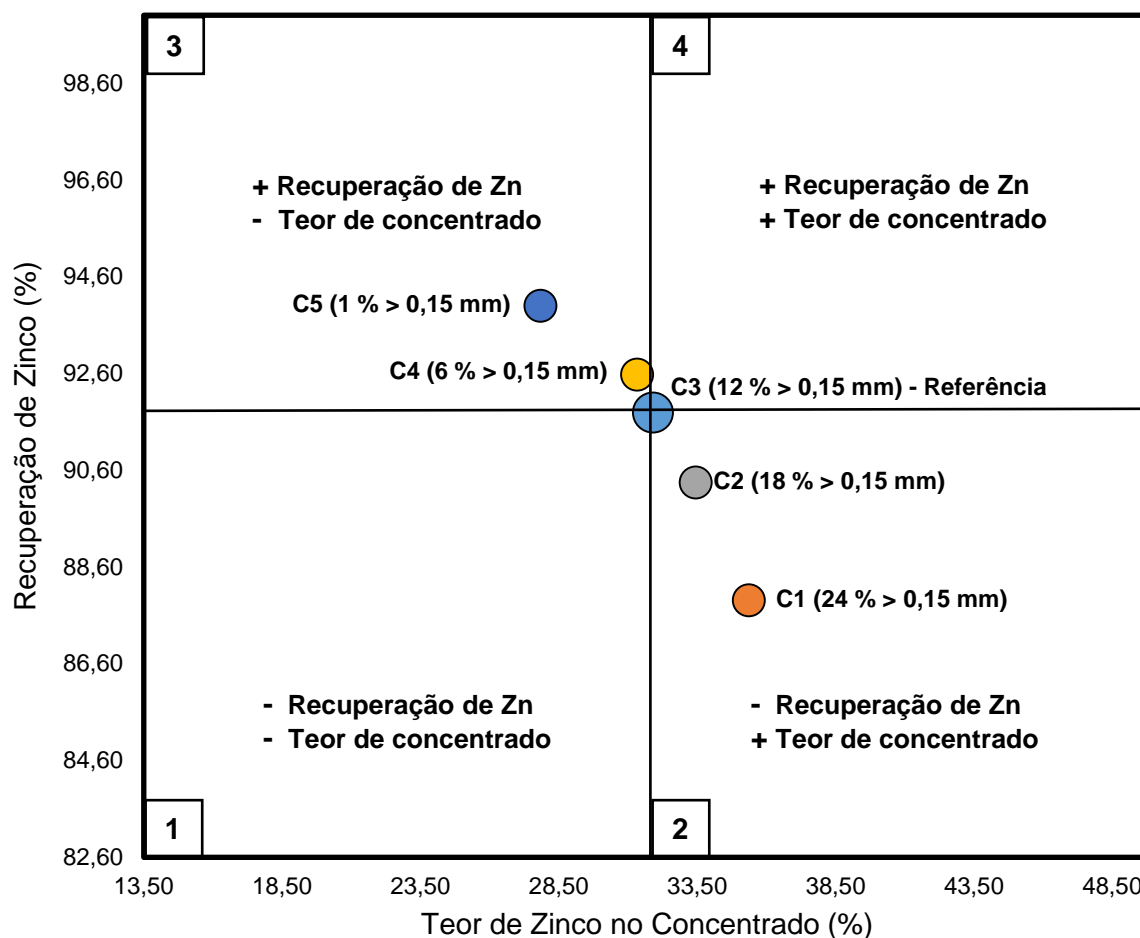
Fonte: Elaboração do autor

Como pôde ser visto, a correlação linear apresentou um coeficiente de determinação (R^2) de aproximadamente 0,96. Sabe-se que, em uma regressão, quanto mais próximo de 1 for o coeficiente de determinação (R^2), mais forte é a correlação entre duas variáveis. Este resultado confirmou que, para a amostra 3662, a recuperação de zinco é diretamente proporcional e fortemente relacionada ao espectro de liberação da willemita. Em síntese, quanto maior a liberação, maior será a recuperação de zinco, até o limite deste processo de concentração.

Considerando os resultados de teor de zinco, um fato esperado acabou se revelando de forma muito clara: quanto menor a granulometria da moagem, menor foi o teor de zinco nos concentrados, demonstrando uma relação inversamente proporcional entre a redução granulométrica e o teor de zinco no concentrado. Este fenômeno é comumente observado em processos de flotação pois o teor de zinco no concentrado está intrinsecamente relacionado à quantidade de minério puro e totalmente liberado com a quantidade de minério misto associado a diversas gangas. Quando se busca maior recuperação do mineral de interesse por meio de redução granulométrica, ocorre um aumento significativo da área específica dos minerais. Este aumento eleva a reatividade dos mesmos com os reagentes coletores e com as bolhas

de ar geradas, fazendo com que, além de partículas de mineral útil puro, as partículas mistas também sejam flotadas e descarregadas no *overflow*. Além da redução de teor de concentrado causada pela recuperação de minério de zinco misto, existe também a redução causada pela flotação indesejada de partículas de minerais de ganga que não apresentam teor nenhum de minério. Com o afinamento da granulometria, as partículas minerais tendem a seguir o fluxo da água presente na polpa e o efeito dos reagentes de flotação junto às partículas é reduzido. Esta redução causa uma diminuição da capacidade de controlar o processo de flotação e a contaminação de minerais de ganga pode ocorrer. Portanto, definir o melhor processo de flotação envolve avaliar tanto o teor de concentrado definido quanto a recuperação desejada ou necessária para aquele metal. Geralmente, o mercado de comercialização de concentrados define a qualidade necessária para concentrados de zinco e isto faz com que a recuperação do mesmo geralmente se torne uma consequência desta definição mercadológica. Apesar da relação comumente inversa entre teor de concentrado e recuperação seguir esta regra, existem casos em que é possível elevar estas duas variáveis por meio de otimizações diversas de processo.

Após avaliar separadamente os teores de concentrado e as recuperações da amostra 3662 em diferentes granulometrias, foi feita uma nova análise com objetivo de correlacionar e comparar teor de zinco no concentrado e sua recuperação ao mesmo tempo. Como o processo atual da usina de Vazante opera com granulometria de 12% retido em 0,150 mm, o resultado da amostra 3662 moída a esta granulometria foi tomado como referência. Por meio do **Gráfico 26**, foi possível determinar quadrantes de recuperação e teor e, conseqüentemente, definir os melhores e os piores resultados obtidos no processo de flotação desta amostra. Os dados apresentados nesse gráfico correspondem aos resultados acumulados de teor de zinco no concentrado e de recuperação de zinco até a etapa *Rougher 3* do processo de flotação.

Gráfico 26. Recuperação de zinco vs teor de zinco nos concentrados da amostra 3662

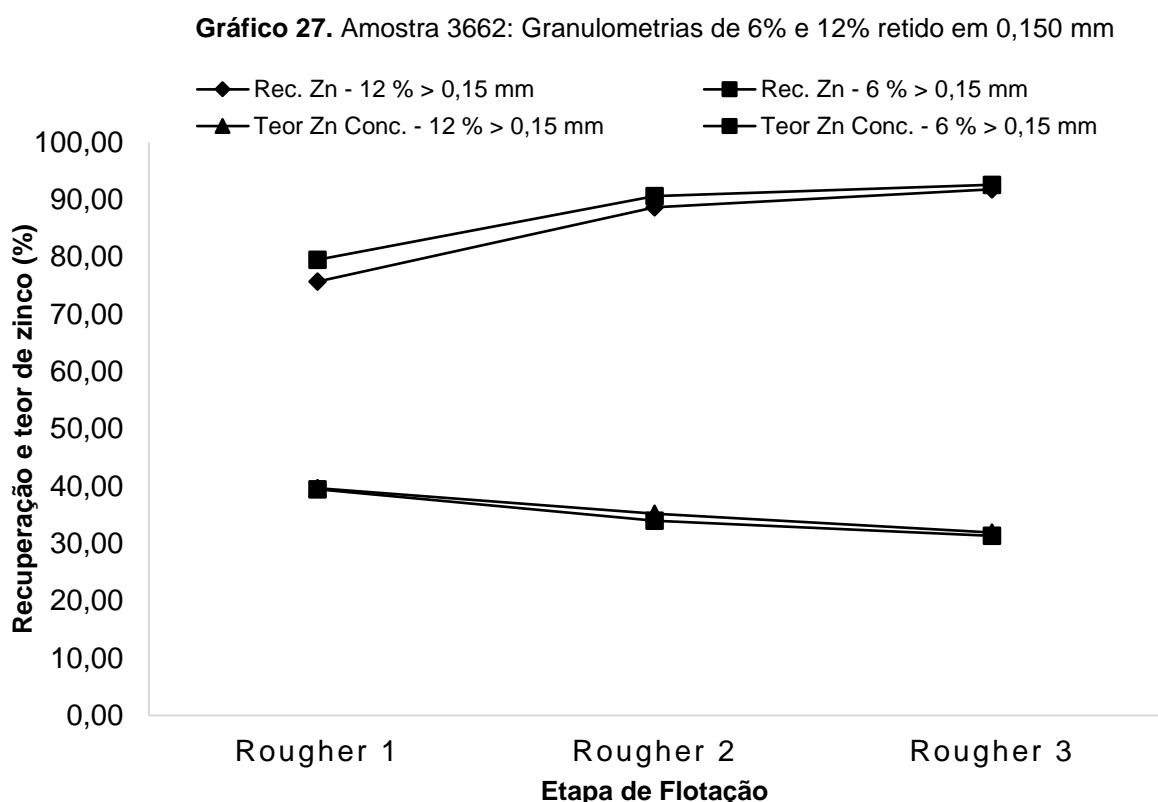
Fonte: Elaboração do autor

O gráfico foi dividido em quadrantes nomeados de 1 a 4, conforme:

- Quadrante 1 (pior desempenho):** representa a área de ensaios com resultado de recuperação e teor de zinco inferiores ao resultado de referência representado pelo ensaio de granulometria de 12% retido em 0,150 mm;
- Quadrante 2:** representa a área de ensaios com resultado de teor de zinco superior e recuperação de zinco inferior ao resultado de referência;
- Quadrante 3:** representa a área de ensaios com resultado de recuperação de zinco superior e teor de zinco inferior ao resultado de referência;
- Quadrante 4 (melhor desempenho):** representa a área de ensaios com resultado de recuperação e teor de zinco superiores ao resultado de referência.

A partir da análise do **Gráfico 26** e da classificação em quadrantes, nenhum resultado de flotação da amostra 3662 ficou dentro do quadrante 4, que representa as

flotações de melhor desempenho tanto em teor de zinco quanto em recuperação. A amostra de 12% retido em 0,150 mm (C5) apresentou a maior recuperação metálica, porém houve uma queda brusca no teor de zinco no concentrado. Já a amostra moída à 6% retido em 0,150 mm (C4) foi a que mais se aproximou do resultado de referência (C3) e do quadrante 4, apesar de ter apresentado um teor de zinco levemente inferior a mesma. Para comparar mais detalhadamente estes resultados de C3 e C4, o **Gráfico 27** foi elaborado.



Fonte: Elaboração do autor

É possível observar que as curvas de teor de concentrado e de recuperação das amostras moídas a 6% e 12% retido em 0,150 mm quase se sobrepõem. Com isto, concluiu-se que esta amostra tem seu máximo aproveitamento de flotação em ambas as granulometrias comparadas (6% e 12% retido em 0,150 mm). Apesar disto, do ponto de vista prático de tratamento de minérios, sabe-se que o custo energético da moagem é muito elevado e deve ser sempre considerado. De acordo com Jeswiet e Szekeres (2016), processos de cominuição na indústria mineral são responsáveis por aproximadamente 50% de seu consumo energético e respondem por números que giram em torno de 15 a 29 bilhões de kWh/ano considerando os cálculos de Fuerstenau e Han (2003) apud Bergerman (2013). Portanto, reduzir a granulometria

de moagem deve obrigatoriamente gerar ganhos de recuperação e/ou teor de concentrado a fim de conseguir compensar a elevação do consumo energético que ocorre em moagens mais finas. Como na amostra 3662, a redução de granulometria de 12% para 6% retido em 0,150 mm não gerou elevações de teor de zinco e/ou de recuperação, não é recomendado consumir esta energia extra, fazendo com que a melhor condição para processamento dessa amostra ocorra na granulometria de 12% retido em 0,150 mm.

7.4.2. Amostra 3720

A **Tabela 20** apresenta os resultados completos dos ensaios de flotação realizados para a amostra 3720 nas cinco diferentes granulometrias estudadas. Para visualizar os resultados completos, consultar **ANEXO E**.

Tabela 20. Resultados de flotação da amostra 3720

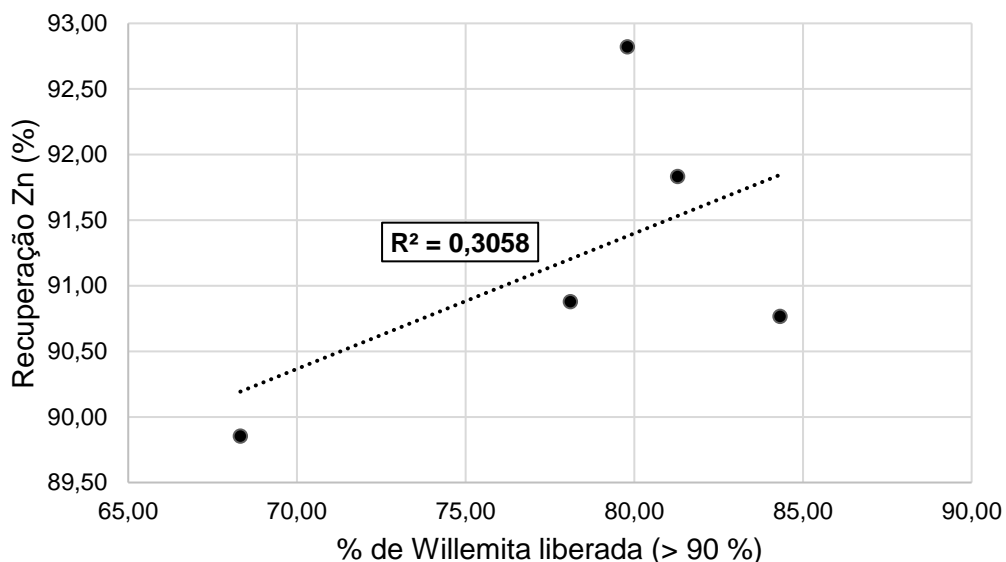
Granulometria > 0,150 mm	24 ± 1%	18 ± 1%	12 ± 1%	6 ± 1%	1 ± 1%
Teor Zn Alimentação	12,04	12,17	12,03	11,59	12,24
Teor Zn <i>Rougher</i> 1 Acum.	35,76	38,14	37,24	37,74	35,46
Teor Zn <i>Rougher</i> 2 Acum.	31,91	32,77	32,46	32,90	30,30
Teor Zn <i>Rougher</i> 3 Acum.	28,96	29,93	28,22	29,16	27,62
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 1 Acum.	23,55	20,69	25,03	23,71	29,09
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 2 Acum.	31,57	31,64	32,22	31,16	36,03
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 3 Acum.	37,35	36,94	39,58	36,49	40,22
Rec. Met. <i>Rougher</i> 1 Acum.	69,94	64,87	77,45	77,23	84,28
Rec. Met. <i>Rougher</i> 2 Acum.	83,67	85,23	86,89	88,47	89,22
Rec. Met. <i>Rougher</i> 3 Acum.	89,85	90,88	92,82	91,83	90,77
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 1	4,73	5,39	3,62	3,46	2,71
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 2	2,87	2,63	2,33	1,94	2,06
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 3	1,95	1,76	1,43	1,49	1,89

Fonte: Elaboração do autor

Como pode ser visto na **Tabela 20**, a recuperação de zinco da amostra 3720 teve um comportamento peculiar nos ensaios de flotação. Para entender melhor este comportamento, utilizou-se os resultados de liberação obtidos. Diferentemente da amostra 3662, não foi possível obter uma clara relação entre redução granulométrica e recuperação de zinco.

O **Gráfico 28** correlacionou a recuperação de zinco (eixo y) com a liberação da willemita (eixo x).

Gráfico 28. Correlação: Recuperação de zinco/espectro de liberação da amostra 3720

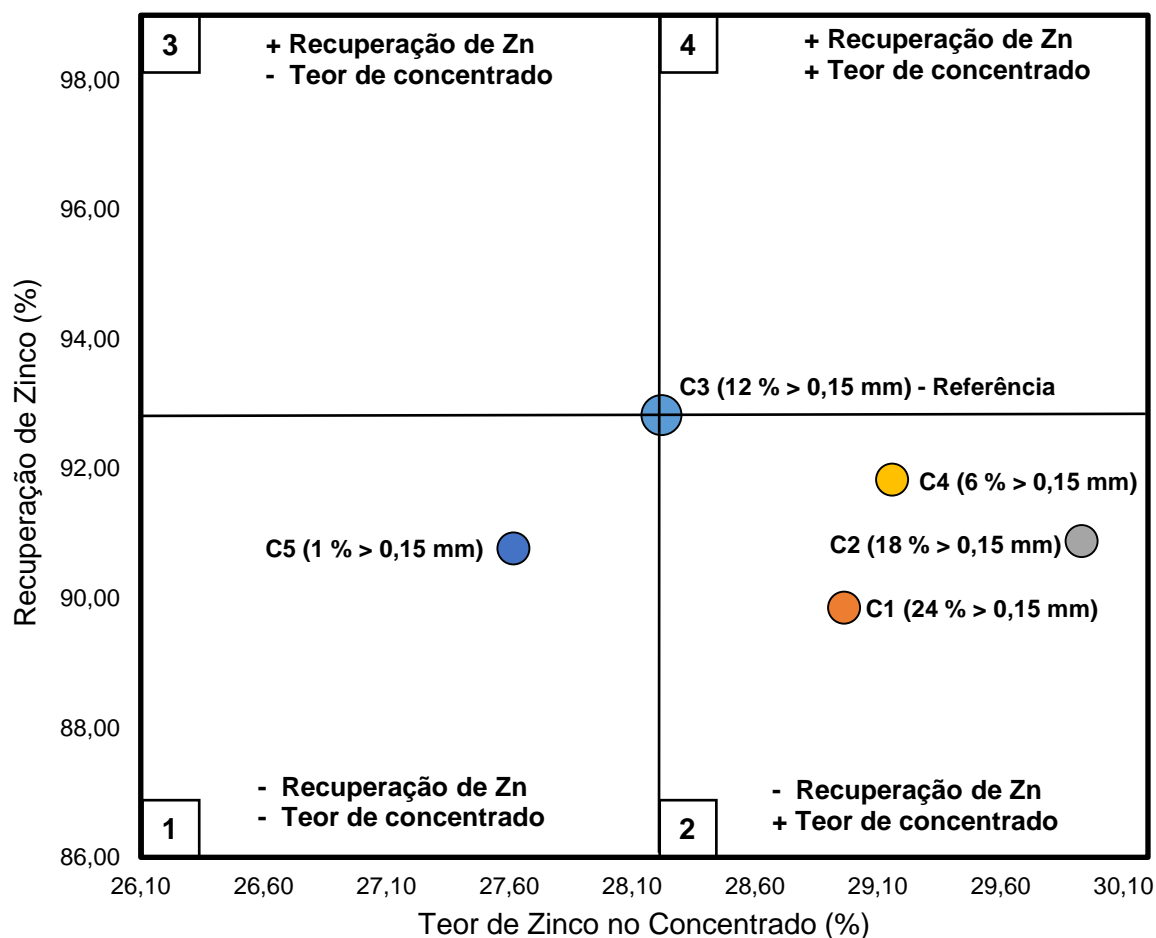


Fonte: Elaboração do autor

Como o coeficiente de determinação (R^2) desta correlação ficou abaixo de 0,5, não houve correlação direta entre a recuperação de zinco e o espectro de liberação da amostra 3720. Este fato comprovou que outros fatores além de granulometria e da liberação influenciaram nos resultados de recuperação de zinco desta amostra. No processo de beneficiamento de Vazante sabe-se que, além dessas duas variáveis, outros fatores como a ocorrência de minerais secundários de zinco como a smithsonita, gahnita e franklinita e a presença de argilominerais são comuns e também prejudicam o processo de flotação. Portanto, é possível que a flotação da amostra 3720 não esteja relacionada apenas à granulometria e liberação, mas sim a outros fatores, conforme exemplos citados.

Analogamente à amostra 3662, o Gráfico 29 da amostra 3720 também foi dividido em quadrantes nomeados de 1 a 4, sendo que o quadrante 1 representa o pior desempenho e o quadrante 4, o melhor.

Gráfico 29. Recuperação de zinco vs teor de zinco nos concentrados da amostra 3720

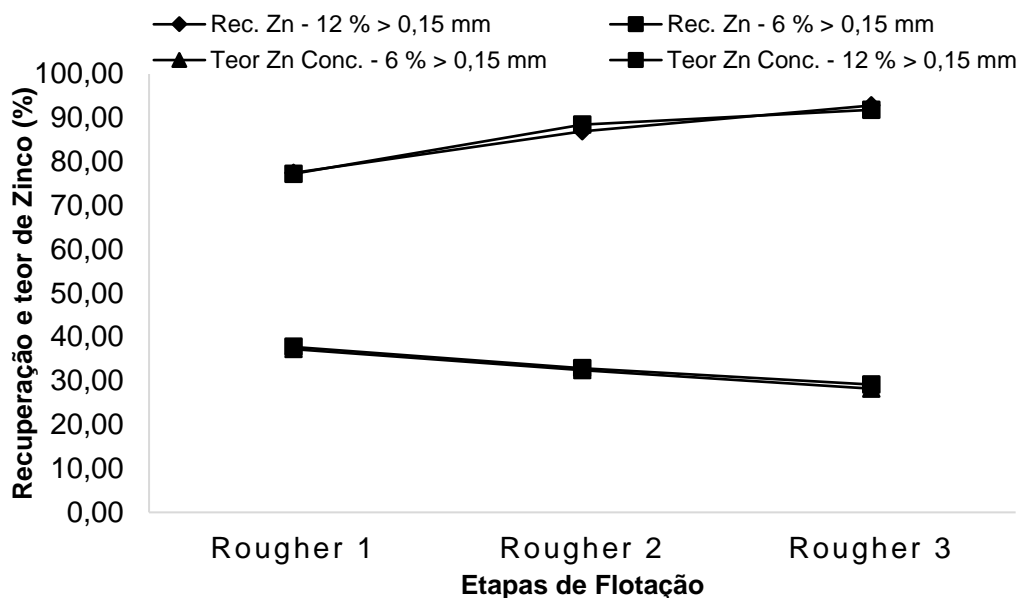


Fonte: Elaboração do autor

Nenhum resultado de flotação ficou dentro do quadrante 4. Apesar disto, a amostra de 6% retido em 0,150 mm (C4) apresentou resultados muito próximos à referência, representada aqui pelo ensaio com granulometria de 12% retido em 0,150 mm (C3).

Devido a esta similaridade, os resultados destes dois ensaios foram plotados no **Gráfico 30** para serem comparados etapa a etapa, de forma mais detalhada.

Gráfico 30. Amostra 3720: Granulometrias de 6% e 12% retido em 0,150 mm



Fonte: Elaboração do autor

Como pôde ser visto, as curvas de recuperação e teor de concentrado quase se sobrepõem e tecnicamente conclui-se que as duas granulometrias (6% e 12% retido em 0,150 mm) são recomendadas para processar a amostra 3720. Apesar disto, como o custo energético da moagem é mais elevado para atingir a granulometria de 6% retido em 0,150 mm do que para a de 12% retido em 0,150 mm, recomenda-se que o processamento desta amostra ocorra na granulometria de 12% retido em 0,150 mm.

7.4.3. Amostra 3721

A **Tabela 21** apresenta os resultados completos dos ensaios de flotação realizados para a amostra 3721 nas cinco diferentes granulometrias estudadas. Para visualizar os resultados completos, consultar **ANEXO F**.

Tabela 21. Resultados de flotação da amostra 3721

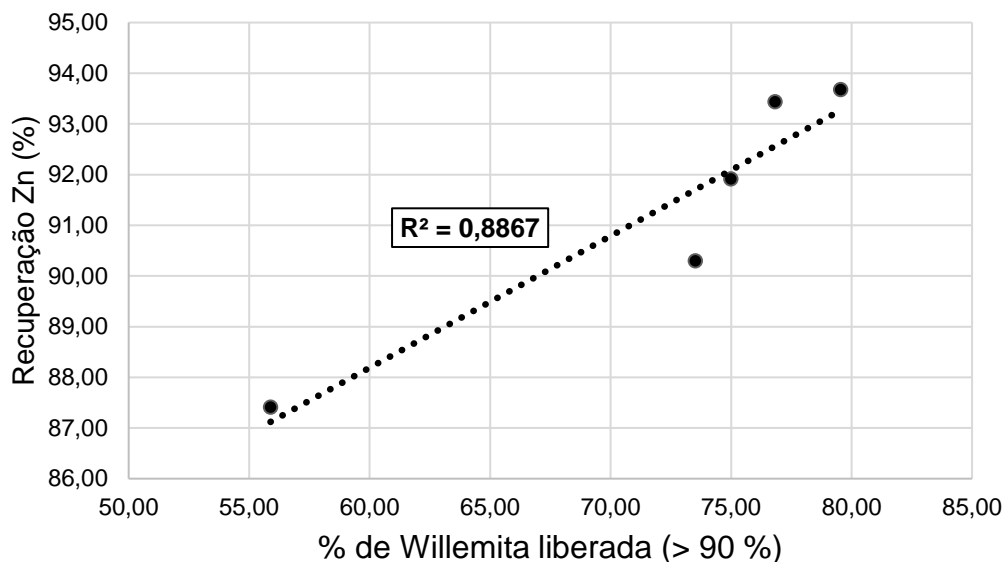
Granulometria > 0,150 mm	24 ± 1%	18 ± 1%	12 ± 1%	6 ± 1%	1 ± 1%
Teor Zn Alimentação	11,42	11,64	11,44	11,95	11,82
Teor Zn <i>Rougher</i> 1 Acum.	36,19	38,42	37,06	37,49	32,34
Teor Zn <i>Rougher</i> 2 Acum.	32,60	34,02	32,96	31,78	28,42
Teor Zn <i>Rougher</i> 3 Acum.	28,83	29,99	30,12	28,16	26,30
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 1 Acum.	20,29	21,90	24,97	25,95	30,89
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 2 Acum.	27,55	29,20	31,00	34,13	38,19
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 3 Acum.	34,63	35,06	34,90	39,67	42,10
Rec. Met. <i>Rougher</i> 1 Acum.	64,29	72,26	80,93	81,39	84,55
Rec. Met. <i>Rougher</i> 2 Acum.	78,62	85,32	89,34	90,74	91,83
Rec. Met. <i>Rougher</i> 3 Acum.	87,41	90,30	91,92	93,44	93,68
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 1	5,12	4,14	2,91	3,00	2,64
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 2	3,37	2,41	1,77	1,68	1,56
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 3	2,20	1,74	1,42	1,30	1,29

Fonte: Elaboração do autor

Como ocorreu com os ensaios da amostra 3662, independentemente da etapa avaliada (*Rougher* 1, 2 ou 3), a recuperação de zinco se mostrou ser totalmente dependente da granulometria e, conseqüentemente, do espectro de liberação da willemita. Os resultados presentes na **Tabela 21** demonstraram que a recuperação de zinco se elevou com a redução da granulometria da moagem, sendo que a maior recuperação foi obtida para a amostra moída até 1% retido em 0,150 mm, enquanto a menor recuperação foi obtida com a amostra moída até 24% retido em 0,150 mm.

Os resultados de recuperação de zinco e do espectro de liberação da willemita da amostra 3721 foram plotados no **Gráfico 31** (gráfico de dispersão), para avaliar a correlação entre estas duas variáveis.

Gráfico 31. Correlação: Recuperação de zinco/espectro de liberação da amostra 3721



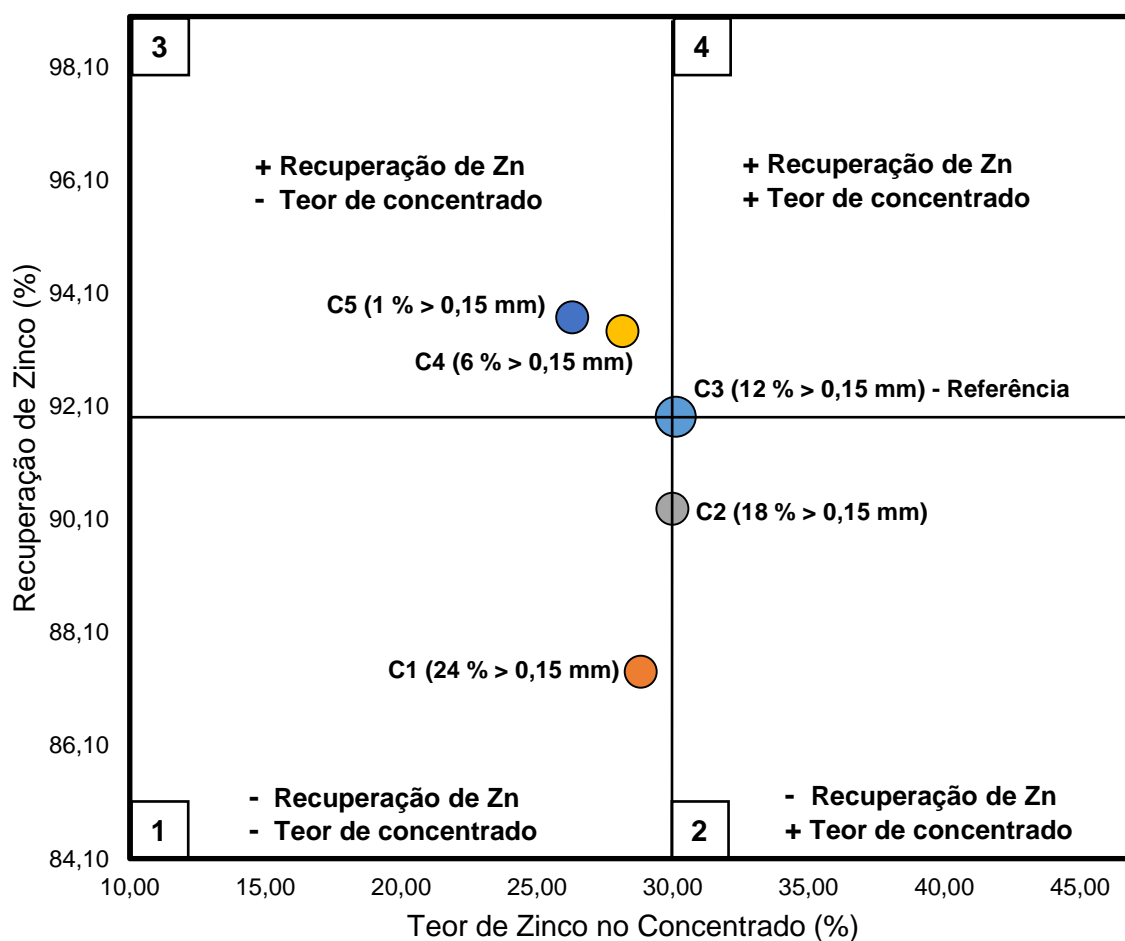
Fonte: Elaboração do autor

Como pôde ser observado, a correlação linear teve coeficiente de determinação (R^2) de aproximadamente 0,89. Isso demonstrou que, para a amostra 3721, a recuperação de zinco é diretamente proporcional ao espectro de liberação da willemita. Ou seja, quanto maior a liberação, maior será a recuperação de zinco.

Após avaliar as recuperações da amostra 3721 em diferentes granulometrias, uma nova análise foi feita com objetivo de correlacionar e comparar teor de concentrado e recuperação de zinco simultaneamente.

Para isto, o **Gráfico 32** foi confeccionado e centralizou o resultado de referência da amostra 3721 (12% retido em 0,150 mm), possibilitando a comparação entre granulometrias e a determinação dos melhores e piores resultados obtidos no processo de flotação. Os dados apresentados neste gráfico correspondem aos resultados de teor e recuperação acumulados até a etapa *Rougher 3* dos ensaios de flotação.

Gráfico 32. Recuperação de zinco vs teor de zinco nos concentrados da amostra 3721



Fonte: Elaboração do autor

Avaliando os valores plotados no **Gráfico 32**, nenhum resultado de flotação ficou dentro do quadrante 4, que representa a zona de melhor desempenho. Apesar disso, as amostras de 1% e 6% retido em 0,150 mm (C5 e C4, respectivamente) apresentaram maiores recuperações metálicas, porém houve uma queda significativa no teor de zinco no concentrado, reduzindo o desempenho global das mesmas.

Portanto, concluiu-se que a melhor condição para processar a amostra 3721 é a que apresenta granulometria de moagem de 12% retido em 0,150 mm (C3), que representa a referência da operação atual da usina de beneficiamento.

7.4.4. Amostra 3736

A **Tabela 22** apresenta os resultados completos dos ensaios de flotação realizados para a amostra 3736 nas cinco diferentes granulometrias estudadas. Para visualizar os resultados completos, consultar **ANEXO G**.

Tabela 22. Resultados de flotação da amostra 3736

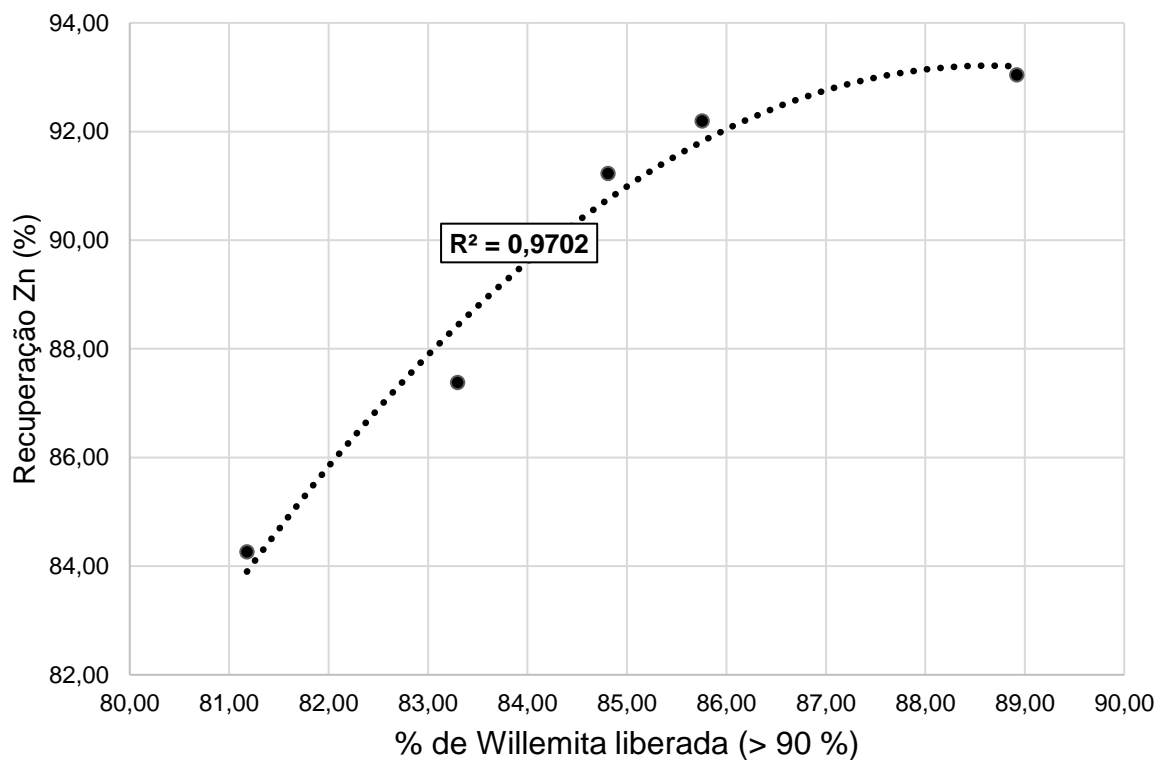
Granulometria > 0,150 mm	24 ± 1%	18 ± 1%	12 ± 1%	6 ± 1%	1 ± 1%
Teor Zn Alimentação	11,44	11,48	11,71	12,03	12,01
Teor Zn Rougher 1 Acum.	38,86	36,87	38,52	38,40	33,95
Teor Zn Rougher 2 Acum.	34,43	34,20	33,76	33,81	30,03
Teor Zn Rougher 3 Acum.	30,79	31,04	29,54	29,66	26,88
Rec. Mass. Rougher 1 Acum.	18,84	20,82	24,32	26,06	30,36
Rec. Mass. Rougher 2 Acum.	26,05	27,07	30,57	31,97	36,38
Rec. Mass. Rougher 3 Acum.	31,29	32,31	36,17	37,40	41,57
Rec. Met. Rougher 1 Acum.	64,01	66,87	80,00	83,19	85,83
Rec. Met. Rougher 2 Acum.	78,44	80,65	88,11	89,87	90,97
Rec. Met. Rougher 3 Acum.	84,26	87,38	91,22	92,19	93,04
Teor Zn Rejeito Rougher 1	5,07	4,80	3,10	2,73	2,44
Teor Zn Rejeito Rougher 2	3,33	3,05	2,01	1,79	1,70
Teor Zn Rejeito Rougher 3	2,62	2,14	1,61	1,50	1,43

Fonte: Elaboração do autor

Nesta amostra, a recuperação de zinco se mostrou totalmente dependente da granulometria e, conseqüentemente, do espectro de liberação da willemita.

Os dados apresentados na **Tabela 22** demonstraram que a recuperação de zinco se elevou com a redução da granulometria da moagem, sendo que a maior recuperação foi obtida para a amostra moída até 1% retido em 0,150 mm, enquanto a menor recuperação foi obtida com a amostra moída até 24% retido em 0,150 mm.

Os resultados de recuperação de zinco e do espectro de liberação da willemita da amostra 3736 foram plotados no **Gráfico 33** (gráfico de dispersão) para avaliar a correlação entre estas duas variáveis.

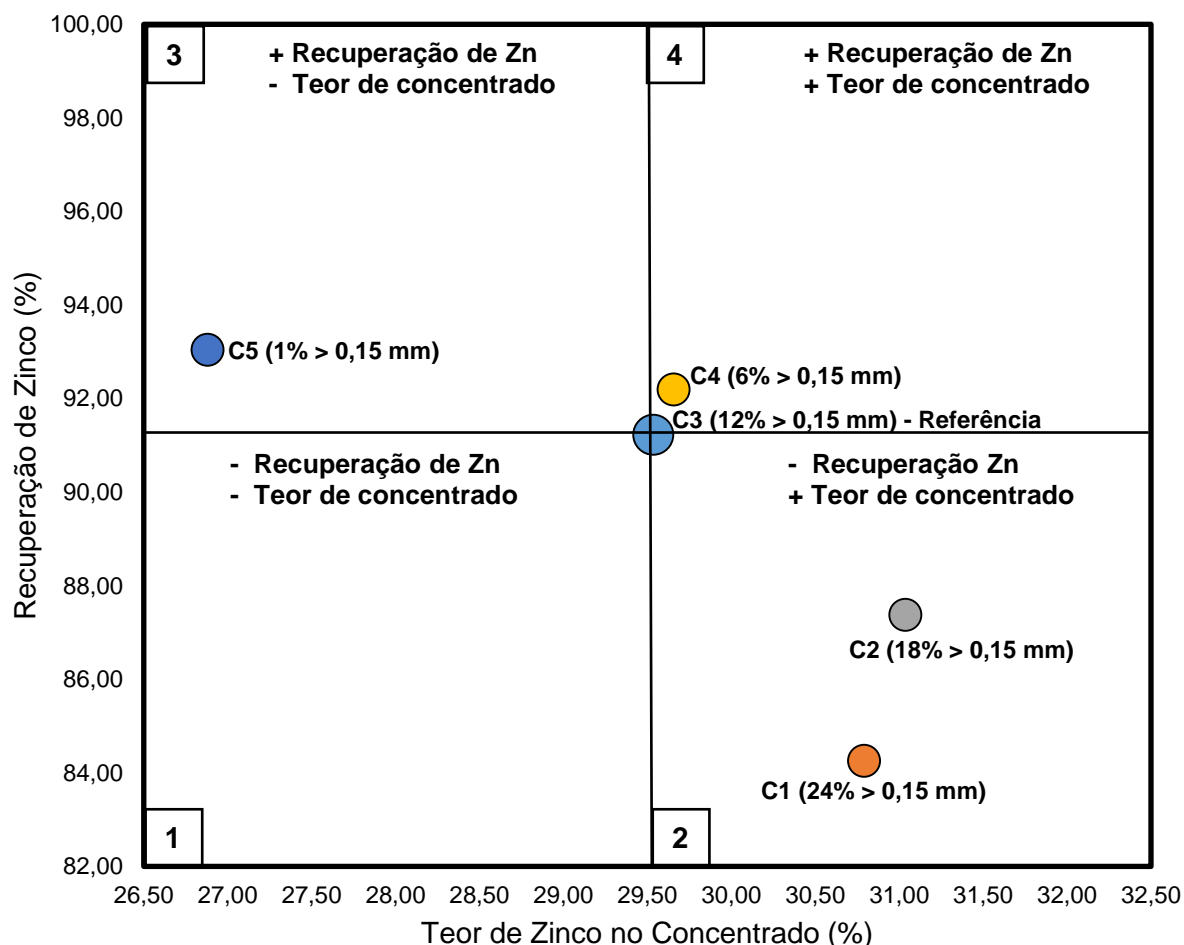
Gráfico 33. Correlação: Recuperação de zinco/espectro de liberação da amostra 3721

Fonte: Elaboração do autor

A correlação linear apresentada no gráfico teve coeficiente de determinação (R^2) de aproximadamente 0,97. Isso demonstrou que, para a amostra 3736, a recuperação de zinco é diretamente proporcional ao espectro de liberação da willemita. Ou seja, quanto maior a liberação, maior será a recuperação de zinco.

O **Gráfico 34** considerou o resultado da granulometria de 12% retido em 0,150 mm como referência em seu centro (C3), possibilitando a determinação dos melhores e piores resultados obtidos no processo de flotação da amostra 3736. Os dados apresentados nesse gráfico correspondem aos resultados acumulados até a etapa *Rougher 3* do processo de flotação.

Gráfico 34. Recuperação de zinco vs teor de zinco nos concentrados da amostra 3736



Fonte: Elaboração do autor

A partir desta classificação, foi identificado que o teste com granulometria 6% retido em 0,150 mm (C4) da amostra 3736 ficou dentro do quadrante 4, que representa o melhor desempenho possível para esta, por conter recuperação e teor de zinco acima do resultado de referência. A amostra de 1% retido em 0,150 mm (C5) apresentou a maior recuperação de zinco, porém houve uma queda brusca em seu teor no concentrado.

Portanto, concluiu-se que a melhor condição para processar a amostra 3736 é a que apresenta granulometria de moagem de 6% retido em 0,150 mm (C4).

7.4.5. Resumo dos resultados obtidos amostra a amostra

A **Tabela 23** demonstra as melhores condições granulométricas das amostras 3662, 3720, 3721 e 3736, definidas por meio dos ensaios de bancada conduzidos.

Tabela 23. Granulometria indicada para flotação das amostras estudadas

Amostra	Granulometria indicada para flotação
3662	12% > 0,150 mm
3720	12% > 0,150 mm
3721	12% > 0,150 mm
3736	6% > 0,150 mm

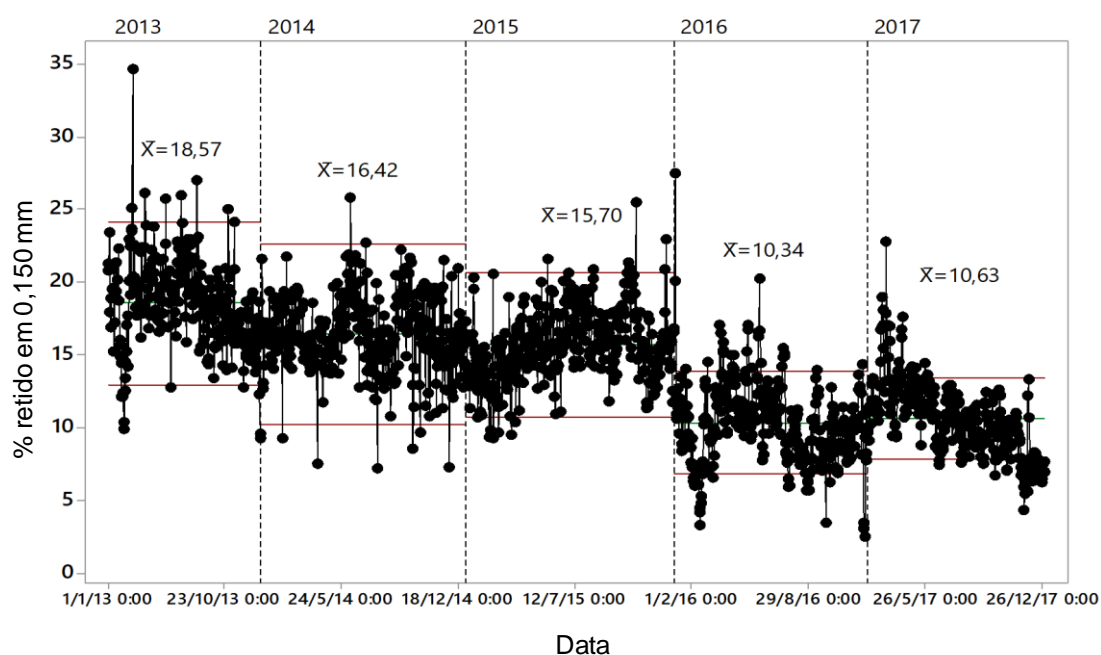
Fonte: Elaboração do autor

As granulometrias indicadas para o processo de flotação variaram de 6 a 12% retido em 0,150 mm, de acordo a particularidade das amostras estudadas.

7.5. Resultados obtidos na usina de beneficiamento de Vazante

Os resultados obtidos no estudo realizado foram utilizados na prática por meio da usina de beneficiamento de Vazante. O **Gráfico 35** demonstra o histórico da granulometria retida em 0,150 mm durante os anos de 2013 até 2017 na moagem de Vazante.

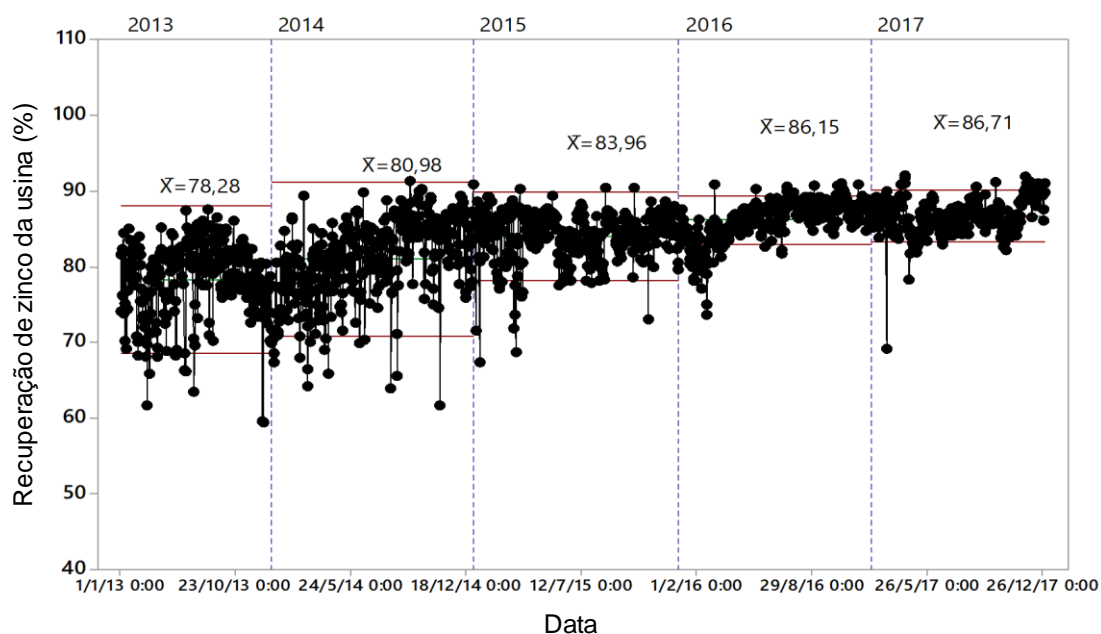
Gráfico 35. Granulometria do produto da moagem em % retido em 0,15mm



Fonte: Nexa Resources (2018)

É possível observar que entre 2013 e 2015, a moagem de Vazante operava com granulometria média retida em 0,150 mm entre 15,70% e 18,57%. Os resultados de flotação obtidos com percentual 6 e 12% retido em 0,150 mm apresentaram recuperações muito superiores ao percentual 18% retido em 0,150 mm. Estes resultados foram apresentados à unidade Vazante e implementados para alterar a forma de operar a moagem industrial a partir de outubro de 2015. Esta redução efetiva pôde ser vista nos anos de 2016 e 2017, com médias próximas a 10% retido em 0,150 mm. A redução da granulometria aqui observada foi propiciada por diversas iniciativas, sendo as principais: aumento de eficiência na classificação via peneiras e hidrociclones, melhor controle do grau de enchimento dos moinhos e da taxa de alimentação nova na moagem além de implementação de sistema especialista no circuito. Para avaliar se a redução granulométrica foi efetiva para elevar a recuperação de zinco, o histórico desta variável de 2013 até 2017 pode ser visto no **Gráfico 36**. A recuperação apresentada aqui foi calculada utilizando os teores de zinco na alimentação, concentrado e rejeito da usina, obtidos em amostragens de rotina, por meio de amostradores automáticos programados com frequências de 4 em 4 horas e incrementos de alíquotas de 5 a 5 minutos.

Gráfico 36. Histórico da recuperação de zinco da mina de Vazante (%)



Fonte: Nexa Resources (2018)

É possível observar que a recuperação de zinco na usina de Vazante já havia adquirido um comportamento crescente ao longo dos anos. Além da correlação entre

granulometria vs recuperação de zinco provada nos ensaios de bancada deste trabalho, a própria usina de beneficiamento apresentou comportamento análogo, comprovando o benefício de se trabalhar com granulometrias mais finas na moagem. A mudança da granulometria de 2015 com média de 15,70% retido em 0,150 mm para a de 2016 até 2017 com média de 10,49% retido em 0,150 mm permitiu um aumento médio de recuperação de zinco de 2,47%.

Este resultado é extremamente significativo para a unidade Vazante e implica no aumento de produção de zinco/ano na unidade de aproximadamente 4.000 toneladas (aproximadamente 2,5% de produção), em redução de custo por tonelada de ROM alimentada e em uma margem EBITDA (*Earnings Before Interest, Taxes, Depreciation and Amortization*) estimada em R\$ 20 milhões/ano.

É importante destacar todo o resultado obtido na usina só foi possível devido ao engajamento e motivação das equipes que compõem a unidade de Vazante. Estas pessoas acreditaram no estudo e o transformaram em uma realidade de sucesso.

8. CONCLUSÕES

As curvas de moagem confeccionadas para as amostras 3662, 3720, 3721 e 3736 foram capazes de definir os diferentes tempos de moagem necessários para atingir as cinco granulometrias que foram consideradas para este estudo.

Os ensaios de moagem em escala de bancada foram capazes de reproduzir a curva granulométrica gerada na moagem industrial e permitiram que os estudos de liberação e de flotação pudessem ser conduzidos nas amostras moídas em laboratório.

Os resultados de caracterização mineralógica realizados demonstraram que o espectro de liberação do mineral willemita se elevou com as reduções granulométricas realizadas de 24% retido em 0,150 mm até 1% retido em 0,150 mm, reforçando a necessidade de ajustar a granulometria para elevar a recuperação de zinco na flotação.

O estudo de flotação realizado comprovou que os melhores resultados de recuperação de zinco foram obtidos com a granulometria mais fina, de 1% retido em 0,150 mm. Já os melhores teores de concentrado foram obtidos nas granulometrias mais grosseiras de 18 e 24% retido em 0,150 mm. Avaliando tanto o teor de zinco no concentrado quanto sua recuperação, os melhores resultados do processo de flotação de willemita ocorreram na granulometria de 12% retido em 0,150 mm para as amostras 3662, 3720 e 3721 e na granulometria de 6% retido em 0,150 mm para amostra 3736.

Concluiu-se que o processo de moagem da usina de beneficiamento deve operar com granulometria entre 10% e 12% retido em 0,150 mm, atingindo assim, o melhor rendimento no processo de flotação. Os resultados obtidos no estudo foram apresentados à unidade e implementados na usina de beneficiamento, gerando um aumento de recuperação de zinco em aproximadamente 2,5% e contribuindo para um aumento de produção de zinco de aproximadamente 4.000 toneladas/ano que geram margem EBITDA estimada de R\$ 20 milhões/ano.

9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ARI, V. Flotation of silicated minerals: Physico-chemical studies in the presence of alkylamines and mixed (cationic/anionic/non-ionic) collectors. Engineering School of Lulea University of Technology, 2001. 251 p.

BECHIR, J. L. C. et al.; **Determination of maximum zinc recovery of Vazante mine ore by flotation process.** Publicação na Revista Escola de Minas (REM). Edição #2 Abril-Junho-2019.

BERGERMAN, M. G.; **Dimensionamento e simulação de moinhos verticais.** Tese de doutorado. USP. São Paulo, 2013. p. 44-100.

BUELHER. **Buelher Application Guide.** Página 2. Disponível em http://instmed.com.br/dbimg/pdf/164_270.pdf

CHAVES, A. P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios, 3ª Edição.** A Flotação no Brasil, São Paulo, v. 4, 2013. p. 10-12.

CHAVES, A. P.; FILHO, L. S.; BRAGA, P. F.; In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. L.; FRANÇA, S. C. A. **Tratamento de minérios, 5ª Edição.** Flotação, Rio de Janeiro, 2010. p. 465-519.

CRAWFORD, R., RALSTON, J., The influence of particle size and contact angle in **mineral flotation.** Int. J. Miner. Proc. 23, 1988. p.1-24.

CROZIER, R. D.; **Flotation: Theory, Reagents and Ore Testing.** Oxford: Pergamon, 1992. 343 p.

DARDENNE, M. A.; FREITAS-SILVA, F. H.; SOUZA, J. C. F.; CAMPOS, J. E. G., 1998. **Evolução tectonosedimentar do Grupo Vazante no contexto da Faixa de Dobramentos Brasília.** In: Congr. Bras. Geol., 40., Resumos, SBG, p. 26.

DEDAVID, B. A., et al. Microscopia Eletrônica de Varredura: Aplicações e Preparação de amostras. Porto Alegre, 2007. p. 11-20.

DONDA, J. D.; GALINARI C. M.; RABELO, P. J. B. **O Controle da Eficiência Energética nos Circuitos de Pré-moagem e Moagem Primária da Samarco Mineração.** In: Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro - ABM, 2, 1999. Anais: São Paulo, ABM, 1999. p. 144-150.

FEI Thermo Fisher Scientific. **CATÁLOGO DIGITAL DE PRODUTOS** – Página 3. Disponível em <https://www.fei.com/products/tem/>. Acesso em 12/08/2017 às 20:30;

FERREIRA, M. R. **Circuito alternativo para a flotação de minério willemítico**. Dissertação de Mestrado, Belo Horizonte, 2008. p. 2-12.

FIGUEIRA, H. V.; LUZ, A. B.; ALMEIDA, S. L. M. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. L.; FRANÇA, S. C. A. **Tratamento de minérios, 5ª Edição**. Britagem e Moagem, Rio de Janeiro, 2010. p. 14.

FUERSTENAU, D. W. **A century of developments in the chemistry of flotation processing**. In: Fuerstenau, M. C., et al., (Eds.), *Froth Flotation: A Century of Innovation*. SME, Littleton CO, USA, 2007. p. 3-64.

GAUDIN, A. M. **Flotation**. New York: McGraw-Hill, 1957.

GOLDSTEIN, J. I., et al. **Scanning Electron Microscopy and X-ray Microanalysis** – A Textbook for Biologist, Materials Scientists and Geologist. 1992.

GOOGLE MAPS. Pesquisa da cidade de Vazante. Disponível em <https://www.google.com.br/maps>. Acesso em 12/03/2018 as 14:00.

GUEDES, T. S. **Estudo sobre coletores na flotação catiônica reversa de minérios de ferro itabiríticos**. (Monografia, Especialização em Engenharia de Recursos Minerais). Belo Horizonte, Escola de Engenharia da UFMG, 2012. 67p.

HUSTRULID, W. A.; BULLOCK, R. L. **Underground Mining Methods**. 2001. p. 09-15.

JESWIET, J.; SZEKERES, A. **Energy Consumption in Mining Comminution**. 23rd CIRP - Conference on Life Cycle Engineering. Queen's University, Kingston, Ontario, Canada. 2016.

KLIMPEL, R., ISHERWOOD, S. **Some industrial implications of changing frother chemical structure**. *Int. J. Miner. Process*, 1991. p. 369-381.

LE MOS, M. G.; Caracterização geológica e tecnológica do minério de zinco do Extremo Norte da Mina de Vazante, Minas Gerais. Dissertação de Mestrado, IG São Paulo, 2011. p. 1-3.

MHONDE, N. P. **Investigating collector and depressant performance in the flotation of selected iron ores**. Cape Town: University of Cape Town. Dissertation Master of Science in Engineering, 2016. 145p.

MONTE, M. B.; PERES, A. E. C.; In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. L.; FRANÇA, S. C. A. **Tratamento de minérios, 5ª Edição**. Química de Superfície na flotação, Rio de Janeiro, 2010. p. 418.

NAPIER-MUNN, T. J. et al. **Mineral comminution circuits: their operation and optimization**. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre/University of Queensland, 1999. 413 p.

NEVES, C. A. R. **Sumário mineral 2015, vol 35**. Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM), Brasília, 2015. p. 118-119.

NEXA RESOURCES. **Relatórios internos** - Testes de flotação de zinco e caracterização Tecnológica em Amostras. 2017. p. 15-78.

OLIVO, R. G. et al. The Proterozoic Vazante Hypogene Zinc Silicate District, Minas Gerais, Brazil: A Review of the Ore System Applied to Mineral Exploration. MDPI (Molecular Diversity Preservation International), 2018, p. 2-15.

PHORPHÍRIO, N. H.; BARBOSA, M. I.; BERTOLINO, L. C. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. L.; FRANÇA, S. C. A. **Tratamento de minérios, 5ª Edição**. Caracterização mineralógica de Minérios, Rio de Janeiro, 2010. p. 67-91.

RAFFINOT P. G. Monograph of Four Ore-dressing Plants Owned by the Societé Miniere et Metallurgique de Penarroya Treating Oxidized Ores of Lead and Zinc. In: RAUCH, D.O.; MARIACHER, B.C., AIME World Symposium on Mining and Metallurgy of Lead and Zinc, 1, New York, 1970. p. 770-811.

REY, M. Quinze Années de Flotation des Calamines (Developpement Industriel – Études de Laboratoire). Revue de L'Industrie Minérale, 47, Fevrier, 1965. p. 105-120.

ROSA, A. C.; **Desempenho Dos Circuitos De Moagem Direto E Inverso Da Samarco**. Dissertação de Mestrado. USP. São Paulo, 2013. p. 80-88.

ROWLAND, C. A. **Selection of Rod Mills, Ball Mills, Pebble Mills and Re grind Mills**. In: MULAR, A. L.; GERALD II, V. J. Design and Installation of Comminution Circuits. New York, AIMME, 1982. p. 393-438.

ROWLAND, C. A. **Testing for the selection of comminution circuits to prepare concentration feed**. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1984. p. 289.

SALUM, M. J. G. Estudo da Flotação dos Minerais Silicatados de Zinco com Amina em Sistema Sulfetizado, Dissertação de mestrado, CPGEM UFMG, 1983. 89 p.

SALUM, M. J. G.; ARAUJO, A.C.; PERES, A.E.C. **The Role of Sodium Sulphide in Amine Flotation of Silicate zinc Minerals**. Minerals Engineering, 1992. p. 411-419.

SHIJIE, T. **Flotation of Oxidized and Complex Lead-Zinc ores: Research and Practice**. Internacional Conference Mineral Processing and Extractive Metallurgy, 1984.

SIQUEIRA, J. S. Recuperação De Sulfetos Em Minério De Zinco Predominantemente Silicatado. 2012. p.35.

SNL PLATAFORMA GLOBAL. **10 principais empresas produtoras de zinco**. <https://platform.mi.spglobal.com/web/client?auth=inherit#industry/topProducingCompanies>. Acesso em 28/03/2018 às 21:40

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

VALERIANO C. M et al. **A evolução tectônica da Faixa Brasília**. In: V. Mantesso-Neto, A. Bartorelli, C.D.R. Carneiro, B.B. Brito Neves (eds). Geologia do Continente Sul-Americano: evolução e obra de Fernando Flávio Marques de Almeida. Beca, São Paulo, 2004. p.575-593.

WILLS, B. G.; FINCH, J. A.; **Mineral Processing Technology, 8th Edition**. Canada, 2015. p. 265-321.

WROBEL, S. A. **Economic flotation of minerals**. Mining Mag. 122 (4), 1970. p. 281-282.

10. ANEXOS

ANEXO A - Ensaio de WI realizado com minério de Vazante na empresa SGS Geosol

NEXA RESOURCES								
AMOSTRA 07			BOND Wi BOLAS			17/12/2018		
massa compactada em 700 mililitros (gramas)								
1480			1485			1475		
passante ideal (gramas)								
						423		
distribuição granulométrica da alimentação								
A80 (microns)						2355		
peneira de referência (microns)						150		
passante na peneira de referência (%)						19,7		
moagem								
numero total de ciclos						7		
passante no ultimo ciclo (gramas)						426		
moabilidade (gramas de produto por rotação)						1,09		
carga circulante (%)						247		
distribuição granulométrica do produto								
P80 (microns)						106		
resultados em tonelada curta								
indice de trabalho (KWh / short ton)						17,1		
indice de trabalho (KWh / ton)						18,9		
ciclo	massa alimentação nova	número de rotações	massa retida final do ciclo	massa passante final do ciclo	massa passante inicio do ciclo	produto gerado no ciclo	Mob gramas por rotação	diferença três últimos ciclos
1	1480	50	1119	361	292	69	1,38	-
2	361	255	1130	350	71	279	1,09	-
3	350	324	1050	430	69	361	1,11	24%
4	430	303	1076	404	85	319	1,05	6%
5	404	326	1048	432	80	352	1,08	6%
6	432	312	1055	425	85	340	1,09	3%
7	425	311	1054	426	84	342	1,10	2%

granulometria alimentação da moagem

granulometria produto da moagem

microns	retido %	passante %
2360	20	80
2000	9	71
1700	6	65
1400	3	62
1180	8	54
1000	5	49
850	4	45
600	7	38
212	15	23
150	4	20
106	3	17
75	2	15
45	2	13
fundo	13	0

microns	retido %	passante %
150	0	100
106	21	79
75	13	66
53	8	58
fundo	58	0
TOTAL	100	-

ANEXO B - Procedimento Padrão Nexa para Imobilização e Polimento: PO-VZ-TEC-PPL-001-PT

1. pesar as amostras, endurecedores e resinas;
2. embutir as amostras em moldes;
3. encaminhar os moldes para dessecadora a vácuo;
4. homogeneizar a amostra antes de pesar;
5. manter a bancada limpa e organizada, evitando assim, contaminação e troca de amostras;
6. manusear as resinas e endurecedores sempre na capela com exaustor ligado;
7. utilizar a banquetta para descanso;
8. seguir as orientações de segurança e meio ambiente, e assegurar-se que a FISPQ (Ficha de Inspeção de Segurança para Produtos Químicos) esteja em local de fácil acesso em caso de acidentes.

EpoThin 2 - Resina 1:

1. limpar e secar o molde antes do embutimento;
2. cobrir o molde com o agente desmoldurante (release agent);
3. misturar 2 partes de resina epothin 2 nº 20-3440 com 1 parte de endurecedor epoxicure 2 nº 20-3442 (por peso 100 partes de resina para 45 partes de endurecedor);
4. misturar a resina por aproximadamente dois minutos;
5. despejar a resina no molde;
6. deixar endurecer por 9 horas.

Preparando a bancada:

1. estipular o número de amostras (n) a serem preparadas;
2. preencher as etiquetas com os nomes das amostras escolhidas;
3. separar o número de moldes necessários para o número de amostras;

4. separar o número de copos necessários para cada mistura amostra-resina e para a mistura total de resina;
5. identificar a lateral de cada copo pelo nome da amostra correspondente com o auxílio de uma caneta permanente;
6. identificar a lateral de cada molde pelo nome da amostra correspondente com o auxílio de uma caneta permanente;
7. posicionar sobre a bancada o molde, o copo e as etiquetas correspondentes às amostras em sequência.

Preparando a amostra:

1. dispor cada copo identificado sobre a balança;
2. despejar em cada copo devidamente identificado, 8,5 g da mistura;
3. depositar, com uso de espátula, aproximadamente 1,5 g da amostra sobre a mistura de resina;
4. misturar a resina e o pó de amostra até se obter um líquido homogeneamente colorido;
5. untar o molde devidamente identificado com desmoldante;
6. despejar o líquido homogeneamente colorido gentilmente no molde;
7. deslizar os moldes sobre a bancada, transferindo-os para uma bandeja;
8. colocar os moldes preenchidos na dessecadora e realizar despressurização e pressurização entre 100 mmHg e 600 mmHg;
9. deixar as amostras dentro da dessecadora, despressurizada a 600 mmHg, de 1 a 2 horas;
10. depositar a etiqueta devidamente identificada, com o nome virado para cima, sobre a resina já colocada no molde;
11. despejar sobre esse conjunto aproximadamente 10,0 g da resina misturada;
12. aguardar 9 horas;
13. desmoldar as amostras e lavar as mesmas com detergente e água corrente;
14. conferir a qualidade do embutimento no microscópio ótico.

ANEXO C - Procedimento Padrão Nexa Flotação de Bancada: PO-VZ-TEC-PPL-016-PT

1. preparar os reagentes a serem utilizados;
2. utilizar dosagem e concentração de reagentes de acordo com os valores utilizados na usina de beneficiamento;
3. coletar material da pilha alongada que alimenta a moagem W por meio da retomadora de minério;
4. preparar as amostras a serem flotadas reduzindo as mesmas até granulometria 100% passante em 1,18 mm utilizando britador de mandíbulas;
5. alimentar o moinho de bancada com 1,3 kg de minério e 700 ml de água;
6. aguardar o tempo de moagem definido e retirar a amostra de polpa do moinho de bancada;
7. realizar análise granulométrica para chegar a granulometria de produto requisitada pelo responsável técnico pelo ensaio;
8. retirar cuba de flotação de bancada, preencher a mesma com polpa e encaixar a cuba na célula de flotação;
9. encaixar motores das palhetas;
10. colocar baldes para receber os concentrados gerados na célula;
11. ligar o agitador da célula, regulando o mesmo para a rotação de 1800 rpm;
12. medir pH inicial da polpa e anotar na planilha física do teste; e
13. salvar resultados na planilha presente no caminho: Z:\Tecnologia\Assuntos Técnicos\10 - Relatórios de Progresso 2018.

Flotação

1. dosar dispersante AGLP e sulfeto de sódio conforme demanda do responsável técnico do ensaio;
2. condicionar os reagentes adicionado por 3 minutos com auxílio de um cronômetro;
3. anotar o pH da polpa na planilha física;

4. realizar flotação durante o tempo determinado pelo responsável técnico do ensaio;
5. após passar o tempo de flotação previamente definido, desligar o ar e o acionamento das palhetas;
6. identificar os baldes dos concentrados gerados com placas de metal;
7. medir pH final e anotar na planilha física;
8. levantar o rotor através do acionamento da alavanca;
9. retirar a cuba de polpa restante;
10. transferir o volume restante da cuba (rejeitos) para um balde e realizar a identificação dos mesmos.

ANEXO D - Resultados completos de flotação da Amostra 3662

Granulometria > 0,150 mm	24 ± 1%	18 ± 1%	12 ± 1%	6 ± 1%	1 ± 1%
Teor Zn Alimentação	12,13	12,16	12,43	12,33	12,34
Teor Zn <i>Rougher</i> 1	43,24	39,76	39,65	39,46	36,23
Teor Zn <i>Rougher</i> 2	29,90	24,12	21,31	17,05	13,45
Teor Zn <i>Rougher</i> 3	14,89	12,08	8,75	6,81	5,58
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 1	17,95	22,63	23,73	24,83	28,10
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 2	7,24	6,29	7,56	8,04	8,37
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 3	4,97	3,95	4,48	3,55	5,19
Rec. Met. <i>Rougher</i> 1	63,98	73,96	75,68	79,49	82,52
Rec. Met. <i>Rougher</i> 2	17,83	12,46	12,95	11,12	9,12
Rec. Met. <i>Rougher</i> 3	6,10	3,92	3,15	1,96	2,35
Teor Zn <i>Rougher</i> 1 Acum.	43,24	39,76	39,65	39,46	36,23
Teor Zn <i>Rougher</i> 2 Acum.	39,41	36,36	35,22	33,98	31,00
Teor Zn <i>Rougher</i> 3 Acum.	35,37	33,44	31,91	31,33	27,83
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 1 Acum.	17,95	22,63	23,73	24,83	28,10
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 2 Acum.	25,19	28,91	31,29	32,87	36,46
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 3 Acum.	30,15	32,86	35,76	36,42	41,65
Rec. Met. <i>Rougher</i> 1 Acum.	63,98	73,96	75,68	79,49	82,52
Rec. Met. <i>Rougher</i> 2 Acum.	81,81	86,42	88,63	90,61	91,64
Rec. Met. <i>Rougher</i> 3 Acum.	87,91	90,34	91,78	92,57	93,99
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 1	5,33	4,09	3,96	3,36	3,00
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 2	2,95	2,32	2,06	1,72	1,62
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 3	2,10	1,75	1,59	1,44	1,27

ANEXO E - Resultados completos de flotação da Amostra 3720

Granulometria > 0,150 mm	24 ± 1%	18 ± 1%	12 ± 1%	6 ± 1%	1 ± 1%
Teor Zn Alimentação	12,04	12,17	12,03	11,59	12,24
Teor Zn <i>Rougher</i> 1	35,76	38,14	37,24	37,74	35,46
Teor Zn <i>Rougher</i> 2	20,61	22,63	15,81	17,48	8,70
Teor Zn <i>Rougher</i> 3	12,87	12,96	9,69	7,30	4,52
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 1	23,55	20,69	25,03	23,71	29,09
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 2	8,02	10,95	7,19	7,45	6,94
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 3	5,78	5,30	7,37	5,33	4,19
Rec. Met. <i>Rougher</i> 1	69,94	64,87	77,45	77,23	84,28
Rec. Met. <i>Rougher</i> 2	13,74	20,36	9,44	11,24	4,93
Rec. Met. <i>Rougher</i> 3	6,18	5,65	5,93	3,36	1,55
Teor Zn <i>Rougher</i> 1 Acum.	35,76	38,14	37,24	37,74	35,46
Teor Zn <i>Rougher</i> 2 Acum.	31,91	32,77	32,46	32,90	30,30
Teor Zn <i>Rougher</i> 3 Acum.	28,96	29,93	28,22	29,16	27,62
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 1 Acum.	23,55	20,69	25,03	23,71	29,09
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 2 Acum.	31,57	31,64	32,22	31,16	36,03
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 3 Acum.	37,35	36,94	39,58	36,49	40,22
Rec. Met. <i>Rougher</i> 1 Acum.	69,94	64,87	77,45	77,23	84,28
Rec. Met. <i>Rougher</i> 2 Acum.	83,67	85,23	86,89	88,47	89,22
Rec. Met. <i>Rougher</i> 3 Acum.	89,85	90,88	92,82	91,83	90,77
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 1	4,73	5,39	3,62	3,46	2,71
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 2	2,87	2,63	2,33	1,94	2,06
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 3	1,95	1,76	1,43	1,49	1,89

ANEXO F - Resultados completos de flotação da Amostra 3721

Granulometria > 0,150 mm	24 ± 1%	18 ± 1%	12 ± 1%	6 ± 1%	1 ± 1%
Teor Zn Alimentação	11,42	11,64	11,44	11,95	11,82
Teor Zn <i>Rougher</i> 1	36,19	38,42	37,06	37,49	32,34
Teor Zn <i>Rougher</i> 2	22,55	20,83	15,96	13,67	11,81
Teor Zn <i>Rougher</i> 3	14,17	9,89	7,56	5,82	5,57
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 1	20,29	21,90	24,97	25,95	30,89
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 2	7,26	7,30	6,03	8,18	7,29
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 3	7,08	5,86	3,90	5,54	3,91
Rec. Met. <i>Rougher</i> 1	64,29	72,26	80,93	81,39	84,55
Rec. Met. <i>Rougher</i> 2	14,33	13,06	8,41	9,35	7,29
Rec. Met. <i>Rougher</i> 3	8,79	4,98	2,58	2,70	1,84
Teor Zn <i>Rougher</i> 1 Acum.	36,19	38,42	37,06	37,49	32,34
Teor Zn <i>Rougher</i> 2 Acum.	32,60	34,02	32,96	31,78	28,42
Teor Zn <i>Rougher</i> 3 Acum.	28,83	29,99	30,12	28,16	26,30
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 1 Acum.	20,29	21,90	24,97	25,95	30,89
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 2 Acum.	27,55	29,20	31,00	34,13	38,19
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 3 Acum.	34,63	35,06	34,90	39,67	42,10
Rec. Met. <i>Rougher</i> 1 Acum.	64,29	72,26	80,93	81,39	84,55
Rec. Met. <i>Rougher</i> 2 Acum.	78,62	85,32	89,34	90,74	91,83
Rec. Met. <i>Rougher</i> 3 Acum.	87,41	90,30	91,92	93,44	93,68
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 1	5,12	4,14	2,91	3,00	2,64
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 2	3,37	2,41	1,77	1,68	1,56
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 3	2,20	1,74	1,42	1,30	1,29

ANEXO G - Resultados completos de flotação da Amostra 3736

Granulometria > 0,150 mm	24 ± 1%	18 ± 1%	12 ± 1%	6 ± 1%	1 ± 1%
Teor Zn Alimentação	11,44	11,48	11,71	12,03	12,01
Teor Zn <i>Rougher</i> 1	38,86	36,87	38,52	38,40	33,95
Teor Zn <i>Rougher</i> 2	22,88	25,29	15,21	13,59	10,26
Teor Zn <i>Rougher</i> 3	12,69	14,73	6,51	5,15	4,79
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 1	18,84	20,82	24,32	26,06	30,36
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 2	7,21	6,25	6,25	5,91	6,02
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 3	5,24	5,24	5,60	5,42	5,18
Rec. Met. <i>Rougher</i> 1	64,01	66,87	80,00	83,19	85,83
Rec. Met. <i>Rougher</i> 2	14,43	13,77	8,12	6,68	5,15
Rec. Met. <i>Rougher</i> 3	5,82	6,73	3,11	2,32	2,07
Teor Zn <i>Rougher</i> 1 Acum.	38,86	36,87	38,52	38,40	33,95
Teor Zn <i>Rougher</i> 2 Acum.	34,43	34,20	33,76	33,81	30,03
Teor Zn <i>Rougher</i> 3 Acum.	30,79	31,04	29,54	29,66	26,88
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 1 Acum.	18,84	20,82	24,32	26,06	30,36
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 2 Acum.	26,05	27,07	30,57	31,97	36,38
Rec. Mass. <i>Rougher</i> 3 Acum.	31,29	32,31	36,17	37,40	41,57
Rec. Met. <i>Rougher</i> 1 Acum.	64,01	66,87	80,00	83,19	85,83
Rec. Met. <i>Rougher</i> 2 Acum.	78,44	80,65	88,11	89,87	90,97
Rec. Met. <i>Rougher</i> 3 Acum.	84,26	87,38	91,22	92,19	93,04
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 1	5,07	4,80	3,10	2,73	2,44
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 2	3,33	3,05	2,01	1,79	1,70
Teor Zn Rejeito <i>Rougher</i> 3	2,62	2,14	1,61	1,50	1,43