UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
ESCOLA POLITÉCNICA

DIMAS JOSÉ NETO

**Análise técnica de alternativas de pré-concentração para o minério de zinco
silicatado de Vazante/MG**

São Paulo
2019

DIMAS JOSÉ NETO

**Análise técnica de alternativas de pré-concentração para o minério de zinco
silicatado de Vazante/MG**

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. Maurício Guimarães Bergerman

São Paulo
2019

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: _____

Catálogo-na-publicação

José Neto, Dimas

Análise técnica de alternativas de pré-concentração para o minério de zinco silicatado de Vazante/MG / D. José Neto -- versão corr. -- São Paulo, 2019.

109 p.

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

1.: Pré-concentração 2.Zinco 3.Afunda/flutua 4.Ore sorting 5.Jigue
I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo II.t.

AGRADECIMENTOS

À Deus por me abençoar e por sempre me dar força para seguir em frente com os meus objetivos e por não me deixar abater com as dificuldades.

Aos meus pais, Américo e Geralda, e meus irmãos, Lucas e Iene, por todo o apoio incondicional, incentivo, compreensão pela ausência. Vocês são minha base e foram primordiais para a conclusão deste. Amo vocês!

À minha namorada, Livia dos Santos Gimenes, pelo amor, paciência e dedicação. Por sempre acreditar no meu potencial, pelas noites em claro que passou ao meu lado me auxiliando com artigos e tratamento de dados e principalmente corrigindo minhas vírgulas. Saiba que este trabalho é tão seu quanto meu.

Ao meu orientador, Mauricio Guimarães Bergerman, pela supervisão acadêmica e confiança.

Aos meus sogros, Mirian e Valmir, por todo o apoio, pelas marmitas de fim de semana e pelas inúmeras caronas.

À Votorantim Metais, hoje Nexa Resources, pela doação das amostras, realização de análises químicas e concessão da bolsa de estudos em parceria com o CNPq (Projeto Inova Talentos 437401/2016-2).

À toda equipe de tecnologia da Nexa Vazante. Engenheiros Eder Lucio; Valerio Metsavaht; Jorge Lucas; Lucas Monteiro; Marina Lopes; Camilo Freitas; Pablo Pina; Letícia Resende; Maria José Dias; Daniel Dayrell, José Antônio Magalhães. Obrigado por me receberem nas unidades e auxílio com testes, amostragem e análises.

À CAPES pela bolsa parcial - Código de Financiamento 001.

Aos laboratórios LTM e LCT do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo da EPUSP. Ao LAPROM da UFRGS e ao LMCC do IPT pela infraestrutura e suporte com realização dos ensaios.

Ao Engenheiro Aaron Young pelas dicas e parcerias nos artigos.

Aos funcionários da biblioteca Maria Cristina, Ana, Adalberto e à secretária da pós-graduação Patrícia Santana, sempre dispostos a ajudar.

À todos os amigos, professores e técnicos do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo da EPUSP.

Ao Professor Arthur Pinto Chaves pelas valiosas dicas e sugestões e oportunidades concedidas.

Aos meus amigos, Francisco, Eliana, Livia, Paula, Renatinho, Carlos, Josi, Ingled, Ranyere, Mansueto, Pedro, Vitor, Diego e Richard. Obrigado por estarem comigo dividindo os bons e maus momentos.

“O êxito da vida não se mede pelo caminho que você conquistou, mas sim, pelas dificuldades que superou no caminho.”

Abraham Lincoln

RESUMO

NETO, Dimas José. **Análise técnica de alternativas de pré-concentração para o minério de zinco silicatado de Vazante/MG**. 2019. 109 f. Dissertação (Mestrado em Ciências) – Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo, Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2019.

A pré-concentração consiste no descarte prévio de uma fração da ganga liberada, ou parcialmente liberada, com pouco ou nenhum conteúdo de interesse, antes da alimentação da usina. Tal prática pode levar a uma série de benefícios nas operações subsequentes, como redução do consumo de energia por tonelada de metal produzido, nos casos em que o material rejeitado apresentar WI (*work Index*) elevado; diminuição do desgaste abrasivo, quando a ganga rejeitada exibir AI (*Abrasion Index*) alto; além de aumento de recuperação na flotação e eliminação de flutuações no teor da alimentação. Neste sentido, a pré-concentração diminui custos operacionais e aumenta a rentabilidade da usina. Este trabalho teve por objetivo avaliar a aplicabilidade de pré-concentração para o minério de zinco silicatado de Vazante/MG. Em uma primeira etapa foram executados estudos de liberação da ganga no produto de britagem, explorando as propriedades luminescentes do minério. Para isto, imagens de contraste de cores luminescentes foram obtidas e tratadas no *Image J*. Obteve-se um valor de liberação da ganga da ordem de 85%. Em um segundo momento, foi investigado o desempenho de técnicas de separação densitária e seleção por sensores (ou *ore sorting*) como alternativas para a pré-concentração do minério de zinco e remoção de ganga carbonática, para isto, foram utilizados ensaios de afunda/flutua em líquidos densos, que simularam uma operação em meio denso, estratificação em jigue e ensaios em *sorter* com sensor de transmissão de Raios-X de energia dupla (DE- XRT). O melhor resultado foi obtido através do ensaio de afunda/flutua com densidade de separação de 2,95 g/cm³, no qual foi alcançado um descarte de 30% da massa de alimentação como produto flutuado, numa fração -25 +1,18 mm, removendo 60% dos carbonatos (CaO e MgO) e perdendo apenas 2% de zinco. Os ensaios do *sorter* também apresentaram resultados positivos, com aproximadamente 93% de recuperação metalúrgica de zinco e um descarte de aproximadamente 30% da massa, mas com uma perda de zinco considerável (aproximadamente 5% em teor). Para a jigagem, os resultados indicaram teor de zinco muito elevado no rejeito (aproximadamente 6%). Entretanto, uma jigagem adicional,

realizada com uma segunda amostra numa granulometria menor (-12,7 +1,18 mm), proporcionou menores níveis de zinco perdido para o rejeito, apenas 3,6% em teor. Os impactos da pré-concentração na moagem e flotação também foram avaliados. Para isto foram executados ensaios de *work index* (WI), *abrasion index* (AI) e flotação com material tal qual (sem passar por pré-concentração) e com o material pré-concentrado de forma a se ter um comparativo. Como não houve variação de WI e nem de AI entre as amostras tal qual e pré-concentrada, a pré-concentração previamente à moagem, não irá impactar no consumo energético e tampouco no desgaste abrasivo, isto se for adotada a estratégia de manter a mesma vazão mássica de alimentação do circuito de moagem para ambas as alternativas. Em linhas gerais, a flotação após a pré-concentração aumentou a produção de concentrado de zinco com uma qualidade superior em termos de recuperação deste metal. Outro impacto positivo observado foi a redução da quantidade de rejeito fino de flotação e, consequentemente, o volume a ser estocado em barragem.

Palavras-chave: Pré-concentração. Zinco. Afunda/flutua. *Ore sorting*. Jigue.

ABSTRACT

NETO, Dimas José. **Technical analysis of pre-concentration alternatives for the silicate zinc ore from Vazante/MG**. 2019. 109 f. Dissertação (Mestrado em Ciências) – Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo, Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2019.

Preconcentration consists of the prior disposal of a fraction of the liberated or partially liberated gangue with low or no content of interest material before plant feed. Such practice can lead to a number of benefits in subsequent operations, such as reducing energy consumption per ton of metal produced, in cases where the rejected material presents a high WI (work index); decreased abrasive wear when the rejected presents high Abrasion Index (AI); increased recovery in flotation and elimination of fluctuations in feed content. Therefore, preconcentration reduces operating costs and increases the profitability of the plant. This work had the objective of evaluating the preconcentration applicability for a silicate zinc ore from Vazante/MG. In the first stage, grind release tests were performed on the crushing product, exploring the luminescent properties of the ore. For this, luminescent color contrast images were obtained and treated in Image J. A gangue release value of the order of 85% was obtained. Second, the performance of densification separation and sensor sorting (or ore sorting) techniques were investigated as alternatives for preconcentration of zinc ore and removal of carbonate gangue, for this, sink/float tests in dense liquids were used to simulate a dense medium operation, as well jig stratification and sorter tests with dual energy X-ray transmission sensor (DE-XRT). The best result was obtained by the sink/float test with separation density of 2.95 g / cm^3 , in which a 30% discard of the feed mass as a flotation product was achieved, in a fraction $-25 +1.18 \text{ mm}$, removing 60% of the carbonates (CaO and MgO) and losing only 2% of zinc. The sorter tests also showed positive results, with approximately 93% metallurgical recovery and a discard of approximately 30% of the mass, but with a considerable loss of zinc. For jiggling, the results indicated very high zinc content in the tailings (approximately 6%). However, additional jiggling, performed with a second sample at a smaller particle size ($-12.7 +1.18 \text{ mm}$), resulted in lower levels of zinc lost to the tailings, only 3.6% in content. The impacts of preconcentration on milling and flotation were also evaluated. For this, work index (WI), abrasion index (AI) and flotation tests were carried out with

the material without preconcentration and with the preconcentrated material in order to compare. As there was no variation of WI and AI between the samples, the preconcentration prior to milling will not impact on energy consumption or on abrasive wear, if the strategy of maintaining the same mass flow rate of the milling circuit for both alternatives is adopted. In general terms, flotation followed by a preconcentration strategy can increase zinc production without requiring expansion of the plant's capacity. Another positive impact was the reduction of the amount of fine flotation tailings.

Keywords: Preconcentration. Zinc. Sink and float. Ore Sorting. Jig.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1- Fases de avaliação de um projeto de descarte de ganga grosseira (pré-concentração).....	21
Figura 2 - Esferas que compõem a camada de fundo nos IPJ. Estas esferas geralmente são de poliuretano ou cerâmicas.....	23
Figura 3 – Formato típico do pulso do IPJ.....	24
Figura 4 - Vista em corte do IPJ.....	24
Figura 5 - Planta modular de pré-concentração gravimétrica de Pirquitas.....	27
Figura 6- Série histórica da vazão de alimentação do circuito de jigagem.....	27
Figura 7- Série histórica da recuperação em massa no produto pré-concentrado	28
Figura 8 - Série histórica da recuperação metalúrgica de prata.....	28
Figura 9 – Modelos de <i>sorter</i> para partículas individuais	31
Figura 10 – Relação da capacidade do <i>sorter</i> em função do tamanho de partículas de densidade 3 g/cm ³ , considerando 1 m de largura de correia com velocidade de 4 m/s	32
Figura 11 - Potência requerida pelo compressor de ar em função do tamanho de partículas ejetadas	33
Figura 12 - Modelo de BOS (projeto conceitual Metso).....	34
Figura 13 - <i>Sorters</i> instalados em Mittersill	39
Figura 14 - Fluxograma típico de uma planta de DMC. (1) Peneira de preparação da alimentação; (2) DMC; (3) Peneira de drenagem/lavagem do meio; (4) Desaguamento; (5) <i>Sump</i> de meio diluído; (6) <i>Sump</i> de recirculação de meio denso; (7) Separador magnético <i>rougher</i> ; (8) Ciclone desaguador; (9) Separador magnético <i>scavenger</i> . .	41
Figura 15 – Fluxograma da pré-concentração em Panguna	46
Figura 16 – Comparação da distribuição bimodal de tamanho de partícula oriunda do fogo diferencial e a distribuição de partícula de um fogo convencional.....	47
Figura 17 – Fluxograma do circuito industrial de britagem w indicando ponto de amostragem	54
Figura 18 – Fluxograma das etapas de preparação e visão macro dos ensaios realizados.....	56
Figura 19 - Fluxograma dos ensaios adicionais	57

Figura 20 - <i>Sorter</i> utilizado no programa de testes (esquerda) e amostras sendo introduzidas no equipamento para calibração (direita).....	60
Figura 21 - Processamento de imagens no <i>sorter</i>	61
Figura 22 - Procedimento dos ensaios de afunda/flutua.	63
Figura 23 - Jigue utilizado no programa de testes.....	64
Figura 24 - Abrasímetro utilizados nos ensaios.....	68
Figura 25 - Célula de flotação utilizada nos ensaios	70
Figura 26 – Principais teores da amostra inicial determinados por FRX	73
Figura 27 – Principais teores de alimentação da jigagem e do afunda/flutua	74
Figura 28 – Difratoograma do minério de zinco.....	75
Figura 29 – Resposta à excitação por UV de 250 nm em um minério willemítico em (a). Imagem binarizada das partículas individuais em (b) e imagem binarizada para as regiões de willemita (áreas de resposta verde) em (c).....	76
Figura 30 – Grau de liberação da ganga em função do tamanho das partículas	77
Figura 31– Imagem de resposta UV para a seção -12,7 +6,35 mm com indicação das regiões que foram mapeadas no MEV	79
Figura 32 – Imagem de MEV-BSE e mapeamento elementar para região 1 da Figura 31	79
Figura 33 – Imagem de MEV-BSE e mapeamento elementar para região 2 da Figura 31	80
Figura 34 – Imagem de MEV-BSE e mapeamento elementar para região 3 da Figura 31	80
Figura 35 – Imagem de MEV-BSE e mapeamento elementar para região 4 da Figura 31. A cor marrom é a sobreposição do verde e do vermelho	81
Figura 36 - Consumo de amina para as flotações realizadas	93

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Benefícios da pré-concentração. Nem todos estes benefícios ocorrem simultaneamente e dependem da aplicação específica	16
Tabela 2 - Especificações técnicas dos modelos de IPJ disponíveis	25
Tabela 3. Correlação dos principais sensores com tecnologia, velocidade e tipo de leitura	36
Tabela 4 - Características dos DMCs empregados em Mount Isa	44
Tabela 5 – Exemplo de estratégia de pré-concentração baseada em fogo diferencial seguido por peneiramento.....	47
Tabela 6 - Densidades de separação e respectivos líquidos densos utilizados	62
Tabela 7 - Distribuição da carga de bolas utilizada no teste de Bond	65
Tabela 8 - Faixas de Classificação do <i>Work Index</i>	67
Tabela 9 - Condições usadas na determinação do tempo de moagem	69
Tabela 10 - Carga de bolas usadas	69
Tabela 11 - Condições padrão adotadas nos ensaios	71
Tabela 12 - Dosagens de éter-amina usadas nos testes de otimização	72
Tabela 13 - Distribuição granulométrica da amostra cabeça	73
Tabela 14 – Grau de liberação da ganga e teor de Zn estimado pela análise de imagem	77
Tabela 15 – Resultados metalúrgicos dos ensaios de ore sorting. Os valores apresentados correspondem à média dos 2 ensaios realizados para cada fração ...	82
Tabela 16 - Resultados dos ensaios de afunda flutua. Acumulado dos afundados. O limite inferior de cada intervalo densimétrico foi adotado como a densidade de separação do intervalo	83
Tabela 17 – Resultados dos ensaios de afunda flutua. Acumulado dos flutuados. O limite inferior de cada intervalo densimétrico foi adotado como a densidade de separação do intervalo	83
Tabela 18 – Resultados metalúrgicos da estratificação em jigge.....	84
Tabela 19 – Balanço da jigagem com composição do pré-concentrado	85
Tabela 20 - Determinação do WI de Bond	86
Tabela 21 - Determinação do AI de Bond	87
Tabela 22 - Resultados da flotação da amostra tal qual.	88
Tabela 23 - Resultados da flotação da amostra pré-concentrada	89

Tabela 24 – Balanço da jigagem adicional e composição do pré-concentrado	90
Tabela 25 – Resultados do ensaio de flotação para éter-amina na condição AI (padrão)	91
Tabela 26 – Resultados do ensaio de flotação para éter-amina na condição AII.....	91
Tabela 27 – Resultados do ensaio de flotação para éter-amina na condição AIII.....	91
Tabela 28 – Resultados dos ensaios de flotação extra	92

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO.....	15
1.1	CONTEXTUALIZAÇÃO E RELEVÂNCIA	15
1.2	OBJETIVO	17
1.3	ESTRUTURA DA DISSERTAÇÃO.....	18
2	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	19
2.1	INLINE PRESSURE JIG® (GEKKO SYSTEMS)	22
2.2	ORE SORTING	30
2.2.1	<i>Tipos de ore sorting</i>	<i>30</i>
2.2.2	<i>Sensores</i>	<i>35</i>
2.2.3	<i>Sorter de transmissão de Raios-X de energia dupla (DE-XRT)</i>	<i>37</i>
2.3	CICLONE DE MEIO DENSO (DMC)	40
2.4	PENEIRAMENTO GROSSEIRO	45
2.5	PRÉ-CONCENTRAÇÃO NO BRASIL.....	48
2.6	CONTEXTUALIZAÇÃO SOBRE LUMINESCÊNCIA.....	49
3	MATERIAIS E MÉTODOS.....	53
3.1	AMOSTRA, AMOSTRAGEM E PREPARAÇÃO	53
3.2	ESTUDO DE LIBERAÇÃO DA GANGA BASEADO NAS PROPRIEDADES FOTOLUMINESCENTES DO MINÉRIO	58
3.3	ENSAIOS DE ALTERNATIVAS DE PRÉ-CONCENTRAÇÃO	59
3.3.1	<i>Ore sorting</i>	<i>59</i>
3.3.2	<i>Afunda flutua em líquido denso</i>	<i>62</i>
3.3.3	<i>Jigagem.....</i>	<i>63</i>
3.4	ENSAIOS DE INFLUÊNCIA DA PRÉ-CONCENTRAÇÃO NA USINA	64
3.4.1	<i>WI de Bond</i>	<i>65</i>
3.4.2	<i>AI de Bond</i>	<i>67</i>
3.4.3	<i>Flotação</i>	<i>68</i>
4	RESULTADOS E DISCUSSÕES.....	73
4.1	ANÁLISE QUÍMICA E DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA	73
4.2	CARACTERIZAÇÃO DA FRAÇÃO -25 +1,18 MM.....	74
4.3	ESTUDO DE LIBERAÇÃO DA GANGA	75

4.3.1	<i>Microscopia eletrônica de varredura (MEV)</i>	78
4.4	ENSAIOS DE ALTERNATIVAS DE PRÉ-CONCENTRAÇÃO	81
4.4.1	<i>Ore sorting</i>	81
4.4.2	<i>Afunda flutua em líquido denso</i>	82
4.4.3	<i>Jigagem</i>	83
4.5	ENSAIOS DE INFLUÊNCIA DA PRÉ-CONCENTRAÇÃO NA USINA	84
4.5.1	<i>WI de Bond</i>	86
4.5.2	<i>AI de Bond</i>	86
4.5.3	<i>Flotação</i>	87
4.5.4	<i>Flotação adicional</i>	89
5	CONCLUSÕES	94
	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	97
	APÊNDICE A - CURVAS DE MOAGEM E RESPECTIVOS TEMPOS DE OPERAÇÃO (AMOSTRA PRINCIPAL):	103
	APÊNDICE B - CURVAS DE MOAGEM E RESPECTIVOS TEMPOS DE OPERAÇÃO (AMOSTRA ADICIONAL):	105
	APÊNDICE C - IMAGENS DAS FRAÇÕES TRATADAS: - 4,75 + 1,18 MM; -6,35 + 4,75 MM; - 12,7 + 6,35 MM; - 25 + 12,7 MM	107

1 INTRODUÇÃO

1.1 CONTEXTUALIZAÇÃO E RELEVÂNCIA

Os principais desafios das plantas de concentração modernas estão relacionados com:

- a) tratar minérios com teores cada vez mais baixos, que exibem associações mineralógicas complexas e granulometrias de liberação em faixas mais finas, o que requer operações de cominuição mais elaboradas e várias etapas de concentração, aumentando, assim, custos de instalação e operação da usina (BERGERMAN *et al.*, 2014);
- b) gestão e disposição dos rejeitos do beneficiamento. Minérios de baixo teor geram grandes quantidades de rejeitos de processo, que são usualmente armazenados em barragens de contenção, as quais estão sujeitas ao risco de ruptura, constituem um passivo ambiental e possuem altos custos de implantação e operação (GIRODO, 2007);
- c) escassez e gestão da água. A escassez hídrica, a necessidade de se cumprir as vigências legais e o custo de pagamento pelo uso da água, influirão diretamente na produção minerária, tendo em vista que o processamento mineral faz uso intensivo de água. Assim, sempre que possível, a água de processo deve ser reciclada, contribuindo para diminuir o consumo e os custos de captação de água nova (ANDRADE *et al.*, 2006);
- d) eficiência energética. Segundo Lessard, Bakker e Mchugh (2014), as operações de redução de tamanho são as etapas de maior consumo energético. Para minérios de baixo teor e alta diluição, a maior parte da energia requerida é consumida na moagem do material sem valor econômico, o que torna a cominuição ineficiente e com alto custo operacional. Assim, gasta-se energia moendo ganga, que logo na sequência é descartada na flotação.

Uma alternativa operacional utilizada para contornar ou pelo menos minimizar os problemas mencionados é adotar uma etapa de **pré-concentração** do minério antes das etapas dispendiosas (moagem, flotação e lixiviação). Com isto, descarta-se previamente uma fração da ganga liberada, ou parcialmente liberada, com pouca ou nenhuma quantidade do metal de interesse, reduzindo a massa a ser alimentada no concentrador, trazendo uma série de benefícios para a mina e usina como reportado na Tabela 1.

Tabela 1 - Benefícios da pré-concentração. Nem todos estes benefícios ocorrem simultaneamente e dependem da aplicação específica

Ganho	Causa
Redução do consumo de energia por tonelada de metal produzido	Com a retirada da ganga, reduz-se a massa alimentada na moagem, não se gastando energia moendo o que não é de interesse, reduzindo a potência requerida. Além disto, geralmente descarta-se material de WI mais elevado, o que diminui o consumo específico de energia da moagem.
Aumento de vida útil da barragem	Processa-se um volume menor de ganga, logo a quantidade de rejeito gerado a ser disposto na barragem é menor.
Reutilização do rejeito	Como o rejeito da pré-concentração é grosseiro e facilmente desaguado, o mesmo pode ser utilizado na pavimentação de vias, como material de empréstimo (<i>dump</i>), no enchimento de galerias (<i>backfill</i>) e dependendo de suas características, pode ser vendido como subproduto gerando receita.
Redução do consumo de água	Há menos massa para ser empolpada e tratada.
Aumento da vida útil da mina	Ao rejeitar parte da ganga, tem-se redução global dos custos e aumento da rentabilidade, o que proporciona uma redução no teor de corte da mina e permite o aproveitamento de minérios marginais. Como consequência, tem-se a ampliação das reservas.
Impactos positivos na flotação	A pré-concentração permite melhorias na recuperação do metal e minimiza flutuações no teor da alimentação da flotação. Em alguns casos, o consumo de reagente é suscetível de ser otimizado e o circuito pode ser simplificado com possíveis eliminações de células <i>cleaner</i> e/ou <i>scavenger</i> .
Impactos positivos no espessamento	Redução de <i>footprint</i> de espessamento e do consumo de floculante, principalmente no fluxo de rejeitos, que foi reduzido.
Aumento da produção	A vazão mássica de alimentação da usina é menor, porém de melhor qualidade. Sendo assim, consegue-se produzir a mesma quantidade de metal em vazões de alimentação mais baixas e tem-se margem para o aumento da produção sem requerer a ampliação da capacidade instalada da usina. Entretanto, neste caso, a britagem e a infraestrutura de mina precisam ser ampliadas.

Fonte: Adaptado de Cresswell (2001); Grigg e Delemontex (2015); Bergerman *et al.* (2014).

Baseado nesta premissa, e dependendo das características do minério (textura e heterogeneidade), é possível adicionar uma ou mais das várias técnicas de pré-concentração existentes, antes do concentrador convencional, como boa prática para melhorar a qualidade da alimentação da usina, bem como, a eficiência energética e a produção do metal. Esta estratégia não é nova e tem sido praticada por meio de técnicas consolidadas capazes de tratar partículas grosseiras. Tais podem ser: separação em meio denso (ciclone de meio denso (DMC), tambor de meio denso, Dyna Whirlpool (DWT) e tri-flo), jigagem, *ore sorting*, separação magnética e peneiramento grosseiro (GRIGG e DELEMONTEX, 2015). Deve-se priorizar as técnicas que introduzam o mínimo de equipamentos e custos para o sistema e que removam quantidades consideráveis de rejeito, antes da alimentação do moinho, com o mínimo de perda do metal (BOWMAN; BEARMAN, 2014).

A pré-concentração vem sendo aplicada em minas de metais preciosos, de urânio, de tungstênio e de sulfetos por todo o mundo. No Brasil, esta prática é incipiente, mas existem vários estudos em curso e algumas aplicações industriais.

1.2 OBJETIVO

Este trabalho teve por objetivo avaliar a aplicabilidade de pré-concentração para o minério de zinco silicatado de Vazante/MG, visando remoção da ganga carbonática em frações típicas de produto de britagem. Para alcançar tal objetivo geral, foi necessário cumprir os seguintes objetivos específicos:

- Realizar amostragem e preparar as amostras para os ensaios;
- Proceder estudos de liberação da ganga no produto de britagem;
- Executar ensaios tecnológicos de jigagem, afunda/flutua em líquido denso e *ore sorting* com sensor de transmissão de Raios-X de energia dupla (DE- XRT);

- Proceder os balanços de massa e metalúrgico, verificando o desempenho dos ensaios realizados quanto ao compromisso de maior remoção da ganga e menor perda de zinco.

Complementarmente verificou-se a influência de uma estratégia de pré-concentração sobre a moagem e flotação.

1.3 ESTRUTURA DA DISSERTAÇÃO

Nesta primeira seção foram apresentados a relevância e os objetivos deste trabalho. A segunda, traz uma revisão de literatura sobre as principais técnicas empregadas como pré-concentração, bem como, exemplos de aplicação. Na seção três descreve-se os materiais e métodos empregados. Na quarta os resultados são apresentados e discutidos e por fim, na última, enumera-se as principais conclusões apontadas pelo estudo.

2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

A pré-concentração, também designada *early gangue rejection* ou *grade engineering*®, como preferem os australianos da CRC ore, pode ser tratada como uma extensão do conceito de integração mina-usina e surgiu como uma estratégia para melhorar a eficiência econômica/energética e a performance ambiental da mineração (BAMBER, 2008; BOWMAN; BEARMAN, 2014). Seu objetivo principal é a melhoria do conteúdo do mineral de interesse através da remoção de material subeconômico antes das etapas intensivas em energia (WALTERS, 2016).

Como os minérios estão ficando cada vez mais complexos, a infraestrutura e os custos operacionais associados ao processamento tornam-se, em muitos casos, proibitivos, fazendo com que alguns projetos sejam inviáveis. Nestes casos, a adoção de um processo de pré-concentração, que elimina parte da ganga tão cedo quanto possível, diminui custos e maximiza a produção, podendo viabilizar tais projetos. Já no caso de projetos existentes, esta prática, pode ainda, aumentar a vida útil do empreendimento a partir do aproveitamento dos minérios marginais. Portanto, a pré-concentração é considerada uma abordagem *Lean Manufacturing*¹ (YINGLING *et al.*, 2000 *apud* BAMBER, 2008; MURPHY; VAN ZYL; DOMINGO, 2012).

Exige-se, então, uma mudança de paradigma, uma vez que a abordagem tradicional envolve concentrar o mineral valioso liberado após a moagem, e a pré-concentração visa rejeitar a ganga precocemente, essencialmente assim que ela é liberada, maximizando os componentes valiosos do minério. Desta forma, deve-se atentar para a liberação da ganga, em faixas grosseiras, e não apenas para a liberação do mineral valioso (BALLANTYNE; HILDEN; POWELL, 2012). Carrasco, Keeney e Napier-Munn (2016) afirmam que poucos estudos

¹ Filosofia para estruturação, operação, controle e gestão de sistemas de produção para a eliminação de resíduos e trabalhos desnecessários, tendo, portanto, um aumento da eficiência do sistema industrial (YINGLING *et al.*, 2000 *apud* BAMBER, 2008).

² Yingling J.C.; Detty R.B.; Sottile J. *Lean manufacturing principles and their applicability to the mining industry*, *Mineral Resources Engineering*, Vol 9 Issue 2 pp 215-238, 2000.

têm dado atenção à liberação da ganga em escala milimétrica/centimétrica após as primeiras operações de britagem.

Para se verificar o potencial de *early gangue rejection*, o primeiro parâmetro que deve ser considerado é a heterogeneidade do minério em termos de teor, que segundo Erdenibat (2017) pode-se distinguir os seguintes tipos:

- a) Heterogeneidade de constituição: Ocorre na escala do fragmento (microescala) e é definida pela variabilidade dentro de uma partícula individual. Está relacionada com a textura e a forma de ocorrência dos minerais de interesse.
- b) Heterogeneidade de distribuição: Representa a distribuição regionalizada do teor em macroescala, por exemplo, variabilidade de regiões distintas de um lote a granel ou na frente de lavra e está relacionada à forma do corpo mineralizado e, conseqüentemente, à sua gênese.

Quando a heterogeneidade de distribuição for identificada, técnicas que tratam todo o fluxo *bulk* (*conjunto de partículas*), como fogo diferencial acoplado com peneiramento ou *bulk ore sorting*, podem ser empregadas com êxito, desde que não haja nenhum tipo de blendagem que comprometa a variabilidade natural encontrada no depósito. Entretanto, se a heterogeneidade identificada for na microescala (heterogeneidade de constituição), técnicas que exploram as propriedades individuais das partículas podem ser utilizadas, tais como, *particle ore sorting*, jigagem ou separação em meio denso. Assim, a separação grosseira pode ser explorada em uma faixa de distribuição de tamanhos que varia desde ROM, até produto de britagem que alimentam o moinho. Entretanto, para minimizar os requisitos de energia, quanto antes for empregada dentro de um fluxograma, melhor (BAMBER, 2008).

Após a análise da heterogeneidade, deve-se avaliar a melhor alternativa para executar o trabalho de pré-concentração. Para isso, se fazem necessários testes em escala de laboratório e piloto, visando identificar qual técnica fornece o maior descarte de ganga, aliado com a mínima perda do metal. Também, nesta etapa, deve-se considerar restrições locais, tais como a disponibilidade de água, uma vez que algumas técnicas, em especial as gravimétricas, fazem o uso deste recurso (ERDENEBAT, 2017). A etapa seguinte é a análise de viabilidade, que

deve levar em consideração todos os benefícios advindos da pré-concentração, seja na lavra, na usina e na disposição de rejeitos. A Figura 1 ilustra as etapas gerais que devem ser seguidas para a implantação de um circuito de pré-concentração.

Figura 1- Fases de avaliação de um projeto de descarte de ganga grosseira (pré-concentração)

Fonte: Adaptado de Erdenebat (2017).

O aumento do teor de alimentação da usina geralmente resulta numa recuperação global mais elevada, o que pode compensar a perda inevitável de alguns dos minerais valiosos durante a fase de pré-concentração (BALLANTYNE; HILDEN; POWELL, 2012).

Grigg (2011) exemplifica o aumento da recuperação com pré-concentração mostrando os resultados observados em Castlemaine Goldfield – LionGold Corp (Austrália). Onde um total de 48% da alimentação foi rejeitado como ganga, quase dobrando o teor da alimentação da usina de processamento. Embora apenas 92,6% do ouro tenha sido recuperado na pré-concentração, a recuperação global aumentou 3,8% devido ao aumento no teor de alimentação. Assim, com a rejeição da ganga e com aumento da recuperação, o consumo de energia para o ouro produzido, em MWh/oz, diminuiu 30% com a utilização da pré-concentração.

Klein (2010) prevê uma economia aproximada de 20% no consumo total de energia em projetos que utilizam a remoção do rejeito nas etapas iniciais do processo.

A pré-concentração deve ser realizada o quanto antes dentro do ciclo de mineração e com o tamanho de partícula mais grosseiro possível, de forma a maximizar os benefícios. Bamber (2008) defende que, no caso de minas subterrâneas, o circuito de pré-concentração deve ser instalado em subsolo e integrado com a disposição de rejeito *backfill*. Assim, obtém-se redução de custos de transporte e manuseio além de permitir maiores flexibilidades no método de lavra (maior diluição). O *ore sorting*, que exige poucos equipamentos periféricos, e as plantas modulares de jigue pressurizado da Gekko são excelentes alternativas para o cenário subterrâneo. Deve-se salientar que os impactos da pré-concentração sobre a lavra fogem do escopo deste trabalho.

Nas seções seguintes, serão discutidos aspectos sobre as técnicas mais comumente empregadas como alternativas de pré-concentração. Buscou-se desenvolver uma descrição minuciosa, identificando gargalos operacionais e lançando mão de exemplos industriais.

2.1 INLINE PRESSURE JIG® (GEKKO SYSTEMS)

Dentre a variedade de jigues disponíveis no mercado, o *Inline Pressure Jig* (IPJ) é o que está sendo mais frequentemente aplicado na pré-concentração, por tratar partículas mais grosseiras comparado aos jigues convencionais e por permitir razoáveis recuperações em massa no afundado, associadas a altas recuperações metalúrgicas. O sucesso desta tecnologia em relação aos jigues convencionais se deve:

- a) adoção de crivos com telas mais abertas e com fios em perfil “*wedge*”, o que reduz drasticamente a possibilidade de cegamento. A abertura da tela ainda pode ser alterada conforme necessidades da aplicação (GRIGG, [2005?]);
- b) enclausuramento e pressurização da unidade, o que proporciona um melhor controle do ciclo de operação e elimina a interface com o ar, uma vez que a câmara está completamente preenchida com polpa, resultando em diminuição

da velocidade da polpa sobre o crivo (maior tempo de residência), eliminando o efeito da tensão superficial da água e prevenindo distúrbios na superfície do fluido que seriam causados pelo movimento do crivo (SAMPAIO; TAVARES, 2005; DAVIDSON; GRADY; HEINS, [2006?]);

- c) utilização de camada de fundo com esferas sintéticas conforme mostrado na Figura 2. O diâmetro e densidade das esferas, assim como a altura da camada destas esferas, são objetos de otimização e devem ser testados conforme aplicação específica, buscando, na medida do possível, aumentar a eficiência de separação (DAVIDSON; GRADY; HEINS, [2006?]);
- d) emprego de instrumentação para o controle eficiente das variáveis de processo.

Figura 2 - Esferas que compõem a camada de fundo nos IPJ. Estas esferas geralmente são de poliuretano ou cerâmicas

Fonte: Grigg [2005?]; Bergerman (2015).

A separação das fases de interesse e de ganga, ocorre com base no comportamento hidráulico das partículas, considerando a densidade relativa, tamanho e forma destas. A polpa é alimentada na região central do crivo e distribuída radialmente sobre este, preenchendo a câmara de jigagem, que se encontra encapsulada e pressurizada. O crivo móvel fornece energia para o leito de partículas que estão sobre ele na câmara de jigagem. O movimento do crivo descreve um perfil de pulso de “dente de serra” conforme pode ser visto na Figura 3. O movimento de subida do crivo é mais lento e representa a sucção das partículas no leito, uma vez que o crivo funciona como um embolo, comprimindo a câmara de jigagem. Já o movimento de descida do crivo é rápido e representa a dilatação do leito. Durante esta fase de dilatação, as partículas

densas se movem para baixo com maior velocidade e são as primeiras a chegarem próximas ao crivo, passando por este e se encaminhando para o interior da arca. Por sua vez, as esferas da camada de fundo, de densidade intermediária, dentre as partículas leves e pesadas, se assentam sobre o crivo, obstruindo a passagem das partículas leves para a arca. Deste modo, o produto leve se desloca sobre o crivo e o denso passa por este. Ambos os fluxos são descarregados continuamente e estão sobre pressão (GRAY; HUGHES, 2008).

Figura 3 – Formato típico do pulso do IPJ

Fonte: Adaptado de Solnordal *et al.* (2009).

A Figura 4 ilustra detalhes do equipamento, bem como os fluxos de entrada e saída.

Figura 4 - Vista em corte do IPJ

Fonte: Gray *et al.* (2013).

Segundo a Gekko Systems, fabricante do equipamento, o IPJ é um dispositivo compacto, que requer mínima infraestrutura e exibe baixos custos operacionais por volume tratado. O consumo de água chega a 10% do consumo do jigue tradicional, uma vez que se pode utilizar água de reuso com até 5% de sólidos sem nenhum prejuízo ao processo (GRAY; HUGHES, 2008). Outra vantagem é que a descarga sob pressão facilita o transporte das partículas na tubulação, sem a necessidade de bombas adicionais.

O IPJ é comercializado em quatro tamanhos e capacidades diferentes conforme Tabela 2.

Tabela 2 - Especificações técnicas dos modelos de IPJ disponíveis

Especificações		Modelos			
		600	1000	1500	2400
Capacidade (t/h)		1,5 - 3	15 - 25	35 - 50	80 - 100
Top size de alimentação (mm)		6	20	20	50
Água de arca (m³/h)		2	10 - 20	15 - 35	15 - 50
Produção típica de afundado (concentrado) (t/h)		0,6	1 - 4	5 - 8	5 - 40
Dimensões (mm)	Altura	1.300	2.105	2.500	3.200
	Diâmetro de <i>Footprint</i>	800	1.350	1.800	2.500
	Diâmetro do Crivo	520	1.030	1.330	2.000

Fonte: Gray e Hughes (2008).

Originalmente desenvolvido para recuperar ouro livre na carga circulante de moinhos, o IPJ tornou-se uma boa opção para a pré-concentração, principalmente quando usado em configuração *rougher* e *scavenger*, proporcionando altas recuperações (GRIGG; DELEMONTEX, 2015).

Na mina de Pirquitas (Argentina) da Silver Standard Resources, um circuito de pré-concentração com IPJ foi instalado depois da britagem terciária. A alimentação da jigagem previamente escalpada em 2 mm (-12 +2 mm) é empalpada a aproximadamente 50% de sólidos e bombeada para as três linhas de jigagem em configuração *rougher* e *scavenger*. Em ambas as linhas e em ambas as etapas, o modelo empregado é o IPJ 2400 com crivo de 18 mm de abertura. A camada de fundo na jigagem *rougher* é composta por esferas de 25 mm com densidade de 5,5 t/m³. Já na *scavenger*, a camada de fundo é constituída de esferas de 31 mm com densidade de 6,0 t/m³ (GRAY *et al.*, 2015).

O bombeamento da alimentação é realizado por uma bomba Warman 6/6, com velocidade controlada acima de 4 m/s para garantir que as partículas não sedimentem na tubulação (BERGERMAN, 2015).

O material passante em 2 mm, com 18 a 20 % de sólidos, segue direto para o moinho. Já os produtos leves e pesados, são desaguados em peneiras horizontais, sendo os pesados (produto pré-concentrado) encaminhados a moagem/flotação (BERGERMAN, 2015).

Há ainda um *cluster* de ciclones destinados a tratar a água de recirculação e retirar as lamas. O *underflow* destes ciclones é bombeado diretamente para a descarga do moinho e o *overflow* (água de recirculação) é enviado por gravidade a um tanque de 40 m³ para reutilização no circuito de jigagem (GRAY *et al.*, 2015).

Em termos de desempenho, o circuito fornece uma alimentação mais concentrada para os processos posteriores (moagem/flotação), com teores variando de 300 a 400 g de Ag/t em comparação com um ROM de 180 g de Ag/t. Foram relatadas, também, melhorias em torno de 10 a 20% na recuperação da flotação e aumento na produção do metal (GRIGG; DELEMONTEX, 2015)

A Figura 5 mostra o *layout* do circuito de pré-concentração de jigagem instalada em Pirquitas. Observa-se que a diferença de nível entre as etapas *rougher*, *scavenger* e peneiras desaguadoras é proposital, de forma a utilizar a gravidade e evitar bombeamentos.

Bergerman (2015) coletou dados da pré-concentração com IPJs em Pirquitas. Estes dados podem ser vistos nas Figuras 6, 7 e 8. O projeto originalmente previa 214 t/h de alimentação, 50% de recuperação em massa com 95% de prata. Entretanto, observaram-se valores menores na prática.

Figura 5 - Planta modular de pré-concentração gravimétrica de Piriquitas

Fonte: Gray *et al.* (2015).

Figura 6- Série histórica da vazão de alimentação do circuito de jigagem

Fonte: Bergerman (2015).

Figura 7- Série histórica da recuperação em massa no produto pré-concentrado

Fonte: Bergerman (2015).

Figura 8 - Série histórica da recuperação metalúrgica de prata

Fonte: Bergerman (2015).

Mesmo operando com valores inferiores ao do projeto, consegue-se recuperações de prata da ordem de 80 a 90%, em 40% da massa, em média.

Outro exemplo de aplicação de IPJ em pré-concentração ocorre em Ballarat Gold Mine (Austrália) da Lion Gold Corp, que utiliza um circuito semelhante ao de Pirquitas, com três IPJ 2400 na etapa *rougher* e três IPJ 2400 na *scavenger*. Uma vazão mássica de 100 t/h com *top size* de 1 mm, advinda de um *Vertical Shaft Impact* (VSI), alimenta o circuito de jigagem, que recupera mais de 90% do ouro e dos sulfetos em aproximadamente 5 a 10% da massa alimentada. O ouro fino livre ($< 75 \mu\text{m}$), que não é recuperável na jigagem, é tratado em um concentrador centrífugo à parte. O material pré-concentrado é então moído e lixiviado sob condições de cianetação intensiva (GRIGG; DELEMONTEX, 2015).

Os principais desafios a serem enfrentados durante a operação com IPJs são listados abaixo:

- a) bombeamento de partículas grossas sem a presença de finos, que exige altas velocidades da bomba, de forma a impedir que as partículas sedimentem na tubulação. Assim, um desgaste acentuado se desenvolve principalmente na sucção da linha de bombeamento (GRIGG; DELEMONTEX, 2015);
- b) excesso de concentrado no interior da arca, que leva ao travamento do pistão hidráulico e a um consequente aumento da pressão, que caso ultrapasse a pressão limite, desencadeia o rompimento do diafragma de proteção (BERGERMAN, 2015);
- c) partículas de alimentação excessivamente grossas podem causar obstrução do crivo e diminuição da disponibilidade do equipamento (GRIGG; DELEMONTEX, 2015);
- d) quando o critério de concentração é baixo, ou seja, a diferença de densidade entre a ganga e o mineral de interesse não é significativa, fica difícil selecionar um material de densidade intermediária para as esferas da camada de fundo, as quais, nestes casos, tendem a serem deslocadas no sentido da descarga dos leves se distribuindo não uniformemente sobre o crivo (GRAY; HUGHES, 2008).

2.2 ORE SORTING

A seleção manual é forma mais antiga de rejeição de ganga no processamento mineral, e atualmente, com a evolução dos sensores e do processamento de dados, a seleção passou a ser totalmente automatizada, embora ainda exista relatos de aplicações da seleção manual, como por exemplo na mina de ouro Hishikari no Japão, provavelmente a mais rica do mundo, onde uma parcela da alimentação da usina é pré-concentrada por seleção manual (SALTER; WYATT, 1991). A seleção automatizada baseada em sensores ou *ore sorting* é então entendida como a evolução tecnológica da seleção manual.

A técnica é baseada no escaneamento de um fluxo de partículas, por meio de um sistema *online* de sensor/detector, que opera de acordo com um ou mais princípios, detectando diferenças nas propriedades dos minerais. Então, o sinal gerado é enviado ao processador, que decide se a partícula ou lote de partículas contém elementos úteis em quantidades econômicas. Após o processamento, é enviado um sinal de aceitar ou rejeitar para os mecanismos de classificação (flaps mecânicos ou bicos pneumáticos), que separam o fluxo em duas classes: úteis e não úteis (WILLS; NAPIER-MUNN, 2006; ARVIDSON; HERMANN, 2014; LESSARD *et al.*, 2014).

2.2.1 Tipos de ore sorting

Basicamente existem duas vertentes de *ore sorting*, conforme discutido na sequência:

- a) *particle ore sorting* (POS): as partículas são tratadas individualmente e, por isso, é adequado para operações com baixas vazões, da ordem de até 300 t/h. Vazões altas exigem várias máquinas POS operando em paralelo, o que pode tornar a aplicação proibitiva em termos econômicos. Neste equipamento, o processo é dividido em cinco etapas, quais sejam: condicionamento (ou preparação) do material, apresentação do material,

detecção, processamento de dados e separação, como ilustrado na Figura 9. Uma preparação adequada da alimentação é necessária antes da apresentação ao sensor. O material precisa ser peneirado para remoção da fração fina, geralmente -10 mm, e também deve estar em uma estreita faixa de tamanho, o *top size* não deve ser maior que três vezes o *bottom size*. Dependendo do tipo de sensor, há ainda, a necessidade da lavagem da superfície das partículas. Para que cada partícula possa ser detectada e classificada corretamente, o POS requer alimentador vibratório para garantir a monocamada de material durante a apresentação ao sensor.

Figura 9 – Modelos de *sorter* para partículas individuais

Fonte: Duffy *et al.* (2015).

Ballantyne, Hilden e Powell (2012) mostraram que a capacidade do POS aumenta com tamanhos de partículas maiores. Assim sendo, o equipamento deve ser instalado a jusante da britagem primária ou secundária ou em correntes com partículas de dimensões semelhantes, por exemplo, no fluxo de *pebble* de circuitos de moagem semi-autógena. Lessard *et al.*, (2016) relataram a

economicidade de uma possível instalação de *sorter* (POS) no fluxo de *pebble* da moagem semi-autógena da *US copper mine* (EUA).

A Figura 10 ilustra a relação entre a capacidade alcançada pelo *sorter*, com sensor de transmissão de Raios-X, em função do tamanho da partícula para algumas porcentagens de ocupação da correia (10, 15 e 20%). Verifica-se que a capacidade é diretamente proporcional ao tamanho da partícula alimentada e aumenta quanto maior for a ocupação na correia (BALLANTYNE; HILDEN; POWELL, 2012).

Figura 10 – Relação da capacidade do *sorter* em função do tamanho de partículas de densidade 3 g/cm^3 , considerando 1 m de largura de correia com velocidade de 4 m/s

Fonte: Ballantyne, Hilden e Powell (2012).

Um ponto de atenção no POS com ejeção pneumática é a quantidade de energia consumida pelo compressor para manter os requisitos de ar comprimido nos bicos ejetores. O fornecimento de ar representa de 85% a 95% da energia elétrica consumida no *sorter*. A Figura 11 mostra que a potência específica necessária para alimentar o compressor de ar é inversamente proporcional ao tamanho de partícula. Embora o jato de ar necessário para uma pequena rocha seja menor do que o necessário para uma grande rocha, a massa ejetada é muito menor. Portanto, a potência necessária para ejetar uma tonelada de rocha

aumenta exponencialmente para tamanhos de partícula menores (BALLANTYNE; HILDEN; POWELL, 2012).

Figura 11 - Potência requerida pelo compressor de ar em função do tamanho de partículas ejetadas

Fonte: Ballantyne, Hilden e Powell (2012).

A seguir são listadas algumas condições necessárias para a operação do POS (WILLS; NAPIER-MUNN, 2006; BALLANTYNE; HILDEN; POWELL, 2012; ARVIDSON; HERMANN, 2014):

- a ganga tem que se apresentar liberada em tamanho grosseiro (produto de britagem). Em minérios de metais base e metais preciosos, dependendo da textura e associações mineralógicas, esta liberação não é difícil de ser alcançada, uma vez que o mineral de minério ocorre em pequenas proporções mássicas se comparado com a matriz estéril;
- as partículas também devem permanecer estáveis e seguir uma trajetória definida após a detecção, permitindo uma previsão de suas posições no ponto de ejeção;
- a velocidade da correia deve ser relativamente baixa para evitar erros de leitura do sensor.

Como desvantagens destes equipamentos pode-se citar (STONE, 1986):

- custos com calibração e manutenção dos sistemas eletrônicos;
- possíveis entupimentos dos ejetores;
- inserção de peneira para remoção dos finos e alimentador vibratório para a formação da monocamada na etapa de preparação da alimentação.

b) *bulk ore sorting* (BOS): baseia-se na separação de lotes de minério a partir de uma correia transportadora totalmente carregada (fluxo *bulk*). Embora menos seletivo que o POS, exibe um custo total menor e é adequado para depósitos heterogêneos (heterogeneidade de distribuição), permitindo o tratamento de altas tonelagens em operações de grande escala. Como o BOS se vale da heterogeneidade natural do depósito, sua instalação deve ser nas etapas iniciais do processo, onde a variabilidade é maior. Reple (2017), aponta que os potenciais locais para a instalação do BOS são na alimentação da usina ou na correia *in-pit*, necessariamente, antes de manuseios excessivos e práticas de homogeneização e blendagem. Conforme pode ser visualizado na Figura 12, as etapas de processo no BOS são praticamente as mesmas do POS, exceto que não há a necessidade de preparação da alimentação e a apresentação ao sensor se dá no fluxo *bulk* e não em monocamada.

Figura 12 - Modelo de BOS (projeto conceitual Metso)

Fonte: Reple *et al.* (2014).

2.2.2 Sensores

Uma variedade de sensores que detectam diferenças nas propriedades dos minerais estão disponíveis no mercado, como pode ser visto na Tabela 3. As propriedades identificadas podem ser de superfície da partícula ou em profundidade (penetração na amostra). Os sensores de radiação penetrante são desenvolvimentos recentes e detectam propriedades que representam toda a extensão da partícula (ARVIDSON; HERMANN, 2014; REPLE *et al.*, 2014).

A maioria dos sensores existentes não são adequados para BOS por não serem suficientemente penetrativos em um fluxo a granel ou por possuírem uma velocidade lenta de detecção. Sensores baseados em ativação neutrônica (PGNAA - *Prompt gamma neutron activation analysis* e PFTNAA - *Pulsed fast thermal neutron activation analysis*) são capazes de realizarem leituras penetrando o fluxo em uma correia transportadora, mas apresentam velocidades lentas de detecção (escala de minutos) para uma aplicação BOS. Uma tecnologia promissora de sensoreamento, e que ainda está em fase de desenvolvimento, é a detecção por ressonância magnética, que permite análise em profundidade na rocha e tem resposta rápida.

Existe ainda a possibilidade de combinação de sensores, reunindo mais informações sobre as partículas do que um único sensor. Por exemplo, pode-se combinar o sinal de um sensor de DE-XRT com o de um *laser scanner* 3D. Assim, a atenuação de raio-x (leitura do sensor de DE-XRT) é ponderada pela espessura da partícula (leitura do *laser scanner*), aumentando-se a precisão da identificação da propriedade e diminuindo-se erros de leitura (MURPHY; VAN ZYL; DOMINGO, 2012; DIAS, 2017).

Tabela 3. Correlação dos principais sensores com tecnologia, velocidade e tipo de leitura

Sensores	Propriedade de separação	Áreas de aplicação	Aplicação Atual/ Estado de desenvolvimento	Velocidade	Grau de Penetração
Ressonância Magnética (MR)	Excitação e detecção de linhas espectrais específicas de radiofrequência	Apenas aplicável a certos minerais (atualmente calcopirita)	Desenvolvimento para aplicação a granel (bulk sorting)	Segundos	Penetrante
Radiométrico (RM)	Radiação Gama natural	Urânio, metais preciosos	Classificação de partículas	Tempo real	Penetrante
Transmissão de Raios-X de dupla energia (XRT)	Absorção de raios-x (densidade atômica)	Metais de Base e preciosos, minerais industriais, combustíveis, diamantes	Classificação de partículas	Tempo real	Parcialmente penetrante
Fluorescência de Raio-X (XRF)	Emissão secundária (fluorescente) de raios-x	Diamantes	Classificação de partículas	Tempo real	Superfície
Cor (Camaras CCD – Dispositivo de Carga Acoplada)	Reflexão, absorção, transmissão	Metais de Base e preciosos, minerais industriais, combustíveis, diamantes	Classificação de partículas	Tempo real	Superfície
Fotométrico (PM)	Reflexão/ absorção monocromática	Minerais industriais, diamantes	Classificação de partículas	Tempo real	Superfície
Eletromagnético (EM)	Condutividade, permeabilidade	Metais de base	Classificação de partículas	Tempo real	Penetrante
PGNAA	Análise de Raios Gama resultantes de ativação neutrônica	Calcário, Fe, Co, Mg, Si, Al, Pb, Mn, Cu, Zn	Somente medição	Minutos	Penetrante
PFTNA	Análise de ativação de nêutrons pulsados e térmicos (Pulsed Fast Thermal Neutron Analysis)	Ni, Fe, Co, Mg, Si, Al, Mn, Cr, C, H, O	Somente medição	minutos	Penetrante
Espectroscopia no infravermelho próximo (NIR)	Reflexão, absorção	Metais de base e minerais industriais	Aplicações em operações de reciclagem	Tempo real	Superfície
Infravermelho (IR)	Condutividade térmica, dissipação de calor	Metais de base e minerais industriais	Em desenvolvimento	Tempo real	Superfície

Fonte: Reple *et al.* (2014).

2.2.3 *Sorter* de transmissão de Raios-X de energia dupla (DE-XRT)

Para aplicações em que existe uma diferença significativa de densidade entre o mineral de minério e os minerais de ganga, os sensores de transmissão de Raios-X (DE-XRT) são os mais aplicados pelos motivos listados abaixo (MURPHY; VAN ZYL; DOMINGO, 2012):

- a) a DE-XRT permite a detecção da propriedade, no caso densidade atômica, em profundidade na amostra e não apenas leituras de superfície como ocorre nos *sorters* óticos e de FRX;
- b) não exige água para a limpeza das superfícies das partículas na preparação da alimentação, o que reduz custos operacionais.

O conceito de *sorter* de DE-XRT foi inspirado, inicialmente, na unidade de detecção de Raios-X utilizada para a inspeção de segurança aeroportuária. O sistema de Raios-X de energia dupla é capaz de identificar e avaliar materiais baseados na atenuação da energia transmitida, que posteriormente é correlacionada com a densidade atômica do material.

Os materiais absorvem parte da radiação quando expostos aos Raios-X. Assim, a intensidade da radiação transmitida através da amostra é reduzida. Esta redução na quantidade de energia transmitida é característica do material e é função do número atômico, densidade e espessura da partícula, conforme a lei de Lambert, expressa na Equação 1 (TONG, 2012).

$$I_{det} = I_0 e^{-\left(\frac{\mu}{\rho}\right)x} \quad (01)$$

Em que: I_{det} é a intensidade da radiação detectada ou transmitida []; I_0 é intensidade da radiação inicial incidente []; μ é o coeficiente de atenuação em (m^2/kg) e é dependente do número atômico do material; ρ é densidade do material (kg/m^3) e x é a espessura do material (m).

Conforme Equação 1, observa-se que a espessura da partícula tem influência exponencial na quantidade de energia transmitida. Entretanto, De Jong e Harbeck (2005) mostraram que o efeito da espessura pode ser minimizado quando se utiliza Raios-X em dois níveis de energia, com comprimentos de onda distintos.

No *sorter* de DE-XRT, os Raios-X transmitidos a partir de dois níveis de energia são detectados pixel a pixel e formam duas imagens radiográficas em tons de cinza, uma para o sinal de alta energia e outra para o sinal de baixa energia. Os pixels escuros correspondem a uma absorção forte do Raio-X e os claros a uma absorção mais fraca. As duas imagens são, então, combinadas e processadas e os pixels resultantes são plotados nas regiões de alta ou de baixa densidade da curva de calibração. Cada pixel recebe uma cor individual dependendo de sua região na curva de calibração. A cor do pixel representa uma média da densidade atômica para a área correspondente na partícula. A proporção de pixels de alta e baixa densidade é então contabilizada e usada como critério de separação (TONG, 2012).

Minerais densos apresentam um empacotamento atômico maior, o que impede a transmissão e, portanto, proporcionam um maior amortecimento da energia transmitida. Assim, uma partícula de estéril mais espessa pode acabar absorvendo a mesma quantidade de energia que uma partícula menor, porém com alto teor, ocasionando erros de leitura e perda de seletividade. Por isto, os fornecedores recomendam que o *top size* da alimentação do *sorter* não deve ser maior do que três vezes o *bottom size* (DIAS, 2017; TONG, 2012).

Em 2012 a mina Mittersill de scheelita da Sandvik, na Austria, colocou em operação dois *sorters* de DE-XRT operando em paralelo, entre a britagem secundária e terciária (Figura 13). O *sorter* de finos trata a fração -30 +16 mm a uma vazão de 20 t/h, enquanto o *sorter* de grossos trata a fração -60 +30 mm a uma vazão de 65 t/h (ROBBEN; MOSSER, 2014).

Figura 13 - Sorters instalados em Mittersill

Fonte: Robben e Mosser (2014).

Os fluxos de rejeito combinados de ambos os *sorters* somam até 33 t/h de resíduos contendo em média 0,03% de WO_3 . Um total de até 150.000 t por ano é agora rejeitado previamente à moagem e flotação e ao invés de seguir para a barragem é vendido como agregado para construção de estradas (ROBBEN; MOSSER, 2014).

Ainda segundo os autores supracitados, a pré-concentração com os *sorters* em Mittersill proporcionou os seguintes benefícios:

- a) reduziu o teor de corte da mina;
- b) prolongou a vida útil da operação;
- c) permitiu custos operacionais mais baixos;
- d) reduziu a quantidade de disposição de rejeitos numa área ambientalmente sensível.

Durante um período de treze semanas no ano de 2014, os fluxos de ROM, alimentação dos *sorters*, rejeito dos *sorters* e alimentação do moinho (concentrado do *sorters* re combinado com o *by pass*) foram amostrados e analisados quanto ao teor de WO_3 . Verificou-se que os *sorters* conseguiam uma recuperação média de 97,28% de WO_3 em 49,53% da massa que era alimentada. Em relação ao ROM, mais de 40% da massa era tratada nos *sorters* e descartava-se aproximadamente 22% da massa. O minério que alimentava o moinho (produto do *sorter* mais *by pass*) tinha um teor aumentado em 29% (ROBBEN; MOSSER, 2014).

2.3 CICLONE DE MEIO DENSO (DMC)

O ciclone de meio denso é um equipamento centrífugo capaz de tratar partículas em uma ampla distribuição granulométrica, com *top size* tão grosseiro quanto 100 mm e *bottom size* tão fino quanto 0,5 mm (LEGAULT-SEGUIN; MOHNS; RYLATT, 2016).

Neste equipamento o minério e o meio denso, geralmente suspensão de ferro-silício ou magnetita, são alimentados tangencialmente sob pressão, as partículas mais densas que o meio são centrifugadas para a parede e saem pelo ápex e as partículas leves saem via vórtex. A alimentação deve ser deslamada, retirando-se a fração menor que 0,5 mm para evitar alterações na viscosidade do meio e otimizar seu reaproveitamento e ainda, precisa apresentar um *top size* inferior a um terço do diâmetro de entrada do ciclone para evitar bloqueios (WILLS; NAPIER-MUNN, 2006; NAPIER-MUNN; GIBSON; BESSEN, 2009).

A pressão de alimentação do ciclone deve permanecer relativamente baixa em comparação com os ciclones de classificação. Geralmente deve ser mantida dentro de 9 a 14 vezes o diâmetro do ciclone (coluna de polpa). Isto é necessário para manter a estabilidade do meio. Pressão excessiva aumenta a taxa de desgaste e favorece a componente gravitacional sobre as partículas do minério e do meio, promovendo a separação por tamanho e a segregação do meio (gradiente de densidades) (LEGAULT-SEGUIN; MOHNS; RYLATT, 2016). Outro aspecto operacional é que o DMC trabalha inclinado, em geral a 15°. Desta forma, tem-se uma descarga de *underflow* (afundado) mais estável (WILLS; NAPIER-MUNN, 2006).

A relação meio denso/minério também é outro fator operacional importante. Em aplicações minerais essa relação é tipicamente 5:1. Altas relações meio/minério tem efeito sobre a eficiência e aumentam os custos operacionais (BORNMAN, [2013?])

A planta de DMC, assim como qualquer planta de separação em meio denso, envolve três etapas: preparação da alimentação para eliminação de finos, separação propriamente dita e recuperação do meio, que introduz uma série de equipamentos periféricos como pode ser visualizado na Figura 14.

Figura 14 - Fluxograma típico de uma planta de DMC. (1) Peneira de preparação da alimentação; (2) DMC; (3) Peneira de drenagem/lavagem do meio; (4) Desaguamento; (5) *Sump* de meio diluído; (6) *Sump* de recirculação de meio denso; (7) Separador magnético *rougher*; (8) Ciclone desaguador; (9) Separador magnético *scavenger*.

Fonte: Denysschen e Wagner (2009).

A instalação de uma etapa DMC é dispendiosa, devido aos equipamentos periféricos. Porém estes custos podem ser amortizados pelos benefícios econômicos da pré-concentração.

Segundo Legault-Seguin, Mohns e Rylatt (2016), as principais vantagens de uma planta de DMC são:

- a) separações tangíveis em densidade diferencial entre os minerais de até $0,2 \text{ g/cm}^3$;
- b) controle de processo simples;

c) altas capacidades de processamento.

Como desvantagens pode-se citar uso intensivo de água; perdas do meio denso e possíveis entupimentos na descarga do *underflow*, especialmente para aplicações em que uma proporção significativamente grande das partículas de alimentação sai através da corrente de afundado. As perdas do meio tipicamente variam de 0,1 a 1 quilograma por tonelada de minério tratado e aumentam quando o minério se degrada no interior do ciclone e quando o meio a ser recuperado apresenta-se muito diluído (MCCULLOCH JR; BHAPPU; HIGHTOWER, 1999).

Na fase de preparação da alimentação, o material é introduzido sobre uma peneira horizontal para a remoção e “lavagem” da fração de partículas finas antes de seguir para a caixa de bomba de alimentação do ciclone. Segundo Wilson (1978), as peneiras vibratórias horizontais são preferidas para este serviço, porque permitem uma drenagem mais eficiente. A água não escorre para o *oversize* como no caso das peneiras inclinadas evitando diluição do meio denso. As peneiras de um *deck* têm a vantagem de fácil acesso para reparos. Entretanto, se a alimentação apresentar ampla faixa de tamanhos com *bottom size* fino e o *top size* grande, a capacidade e a vida útil de um único *deck* seriam demasiadamente curtas. Neste caso, uma peneira de dois *decks* seria a opção mais indicada. Ainda segundo o autor supracitado, recomendam-se peneiras longas, de até 16 ft (4,9 m) de comprimento, para todos os casos em que a quantidade de finos na alimentação é alta e onde a camada de material sobre a tela tem vários diâmetros de espessura.

A quantidade de água aspergida depende da natureza do material e da quantidade de finos presente, mas um bom número seria 43 m³/h de água por metro de largura da peneira (BORNMAN, [2013?]).

O *undersize* da peneira de preparação é misturado com a polpa de meio denso e então dirigido para o ciclone, por gravidade ou por bombeamento. A alimentação por gravidade garante uma pressão consistente a um gasto operacional menor, enquanto a alimentação por bombeamento de velocidade variável permite atuação e controle da pressão para o ciclone de separação. (LEGAULT-SEGUIN; MOHNS; RYLATT, 2016)

Após a separação, ambos os produtos, afundado e flutuado passam por peneiras vibratórias horizontais com tela de abertura mais fina do que a tela da peneira de preparação da alimentação. O objetivo desta etapa é promover a drenagem do meio que sai junto com os produtos afundado e flutuado e a lavagem do suspensoide aderido à superfície das partículas dos produtos. Estas funções são realizadas em seções distintas ao longo do comprimento da peneira. Na primeira seção, o meio é drenado e na sequência é enviado ao *sump* de recirculação de meio denso. Na segunda seção, jatos de água lavam as partículas, retirando todo e qualquer suspensoide aderido. Assim, o meio fica diluído e precisa ser adensado e recuperado antes de retornar ao processo (WILSON, 1978; CHAVES; CHAVES FILHO, 2013).

De acordo com Wilson (1978), o comprimento mínimo das peneiras de drenagem/lavagem do meio também é de 16 ft (4,9 m) e a largura varia de 8,0 vezes o menor tamanho de partícula a 0,15 vezes o maior tamanho de partícula, e ainda recomenda que as telas devem ser resistentes em virtude do material grosseiro.

O meio diluído dirige-se para separadores magnéticos de tambor de baixa intensidade para recuperação do ferro-silício (ou magnetita) e rejeição de água e finos resultantes da degradação granulométrica. Estes separadores são configurados em duas etapas para maximizar a recuperação do meio. O tambor primário coleta a maior parte do ferro-silício, enquanto o tambor secundário é usado como um *scavenger* (MCCULLOCH JR; BHAPPU; HIGHTOWER, 1999).

O meio recuperado alimenta uma etapa de desaguamento. O *overflow* volta em circuito fechado para a caixa de meio diluído e o *underflow* (meio recuperado) vai para o *sump* de recirculação de meio denso, mas antes, passa pela bobina de desmagnetização. A finalidade da bobina é desmagnetizar o meio para prevenir a floculação (WILSON, 1978).

O meio recirculante é mantido a uma densidade ligeiramente superior que a densidade de separação, uma vez que a água de selagem da bomba o dilui (CHAVES; CHAVES FILHO, 2013).

A densidade do meio deve ser mantida próxima à densidade de *set point* de modo a impedir o deslocamento de material *near gravity*, o que afeta os

rendimentos e as qualidades do produto. O controle da densidade é feito por um medidor de densidade de polpa em linha (WILSON,1978).

A Xstrata Zinc (atualmente Glencore) instalou um circuito de DMC em suas operações em Mount Isa (Austrália) para pré-concentrar minério de sulfetado de chumbo e zinco antes da moagem e flotação. O circuito compreende quatro linhas paralelas com um ciclone de 800 mm de diâmetro por linha. Utiliza polpa de ferro-silício a uma densidade de corte de 3,05 t/m³ e trata aproximadamente 800 t/h de material a um tamanho -23 +2,5 mm. A taxa de rejeição do rejeito varia de 30 – 35% do ROM e recupera-se 96 – 97% do zinco, chumbo e prata no material pré-concentrado. Em comparação com a alimentação, o pré-concentrado apresenta um *Work Index* (WI) 25% menor e é menos abrasivo, uma vez que os silicatos foram removidos no rejeito do DMC (WILLS; NAPIER-MUNN, 2006; NAPIER-MUNN; GIBSON; BESSEN, 2009). A Tabela 4 mostra as características dos ciclones instalados em Mount Isa.

Tabela 4 - Características dos DMCs empregados em Mount Isa

Característica	Valor
Diâmetro do ciclone (mm)	800
Diâmetro do <i>inlet</i> (mm)	160
Diâmetro do <i>vortex finder</i> (mm)	344
Diâmetro do <i>ápex</i> (mm)	260
Pressão no <i>inlet</i> (m)	7,63 (9,5 D)
Taxa de alimentação máxima por ciclone (t/h)	245

Fonte: Adaptado de Napier-Munn, Gibson e Bessen (2009).

A mina Tati Niquel Phoenix, localizada em Botswana, também reporta uma instalação de quatro ciclones de meio denso operando em paralelo, após a britagem terciária, com capacidade para 1.600 t/h, processando material entre 25 e 1 mm. Esta instalação permitiu o descarte de 60% do minério proveniente da mina. Devido à mudança na característica de alimentação do circuito de moagem, com utilização da pré-concentração, um ganho adicional foi obtido com o aumento da capacidade do circuito de moagem em 40%. Para subsidiar a instalação desta operação industrial, foram realizados ensaios de separação em meio denso, em escala laboratorial, e foi operada uma planta piloto com capacidade para 200 t/h nas instalações da Mintek, na África do Sul. Dados da

operação industrial indicam que, atualmente, o minério com teor acima de 0,56% de níquel é alimentado diretamente no circuito de moagem e flotação. O material que é direcionado para a planta de DMS apresenta um teor de 0,31 a 0,37%. Após o peneiramento e segregação da fração abaixo de 1 mm, este teor cai para 0,27 a 0,32% de níquel. O concentrado da planta de DMS apresenta um teor entre 0,41 a 0,50% de níquel e o rejeito entre 0,07 e 0,09% de níquel. A densidade de corte gira em torno de 2,95 a 3 t/m³ e os custos operacionais são da ordem de US\$ 3,0/t (MORGAN, 2009).

2.4 PENEIRAMENTO GROSSEIRO

O peneiramento grosseiro também pode ser utilizado para fins de pré-concentração de minérios que exibem concentração do metal de interesse, em determinadas faixas granulométricas, após redução de tamanho (no desmonte de rocha ou na britagem) (BOWMAN; BEARMAN, 2014). Segundo Ballantyne *et al.* (2015) a propensão de alguns minérios de concentrar metal naturalmente em frações de tamanho específico é função das características geológicas da mineralização. Por exemplo, mineralização em veios exibem fortemente esta característica e concentra metal nas frações finas.

Um exemplo clássico de pré-concentração por peneiramento foi aplicado na extinta mina de cobre de Panguna em Papua, Nova Guiné, que era controlada pela Bougainville Copper Limited (BCL). O *Run of Mine* (ROM) com 0,42% de cobre e 0,48 g/t de ouro (em média) era britado em dois britadores giratórios para -150 mm e estocado em pilha, que alimentava a britagem (secundária e terciária) e moagem/flotação. Foi observado que os minérios de baixo teor tinham uma concentração natural dos metais nas frações -32 mm. Então, após vários estudos, foi comissionado uma etapa de pré-concentração baseada em peneiramento, conforme pode ser visualizado na Figura 15, em que o ROM de baixo teor (0,22% cobre e 0,18 g/t de ouro) passava por uma grelha que já eliminava os “matacos” retidos como rejeito. O passante na grelha alimentava uma peneira banana, que classificava o material em 32 mm. O *oversize* era

descartado como rejeito e o *undersize*, com o teor melhorado, era blendado na pilha de minério e seguia no processo (HESS; FENWICK, 1987).

Figura 15 – Fluxograma da pré-concentração em Panguna

Fonte: Hess e Fenwick (1987).

Modificação na intensidade da energia fornecida às áreas distintas em teor durante o plano de fogo (adensamento ou espaçamento da malha) já vem sendo exploradas para induzir a diferenciação de teor em faixas de tamanho, visando a pré-concentração, por posterior peneiramento. Este tipo de fogo com parâmetros modificados convenientemente conforme o teor da área é conhecido como fogo diferencial e é extremamente apropriado para a integração mina/usina (SHI; ZUO; MANLAPIG, 2015).

O fogo diferencial é projetado para explorar a variabilidade do teor *in situ* e gera uma distribuição de tamanho de partícula fina em áreas de maior teor, enquanto nas áreas de baixo teor a malha de fogo é condicionada para resultar em uma distribuição de tamanho de partícula grossa. Assim, o metal concentra-se em frações finas e um peneiramento acoplado é perfeitamente capaz de separar material de alto e de baixo teor e recuperar metal no *undersize* (BALLANTYNE *et al.*, 2015). A Figura 16 compara a distribuição bimodal de tamanho de partícula (em azul e vermelho) gerada a partir do fogo diferencial com a distribuição de partícula oriunda do fogo convencional. Estudos recentes realizados na mina Telfer (Austrália), da Newcrest Mining Limited, demonstraram

o potencial para a pré-concentração do ROM, através de peneiramento em 20 mm, após fogo diferencial (CRC ore, 2016). A Tabela 5 ilustra o potencial apontado por estes estudos.

Figura 16 – Comparação da distribuição bimodal de tamanho de partícula oriunda do fogo diferencial e a distribuição de partícula de um fogo convencional

Fonte: Ballantyne *et al.* (2015).

Tabela 5 – Exemplo de estratégia de pré-concentração baseada em fogo diferencial seguido por peneiramento.

Método de pré-concentração	Tipo de minério	Mina/Localização	Tamanho separação (mm)	Massa rejeitada (%)	Recuperação (%)
Peneiramento grosseiro acoplado com fogo diferencial	Au e Cu sulfetado	Telfer Austrália	< 20	60	> 80 (Ambos Au e Cu)

Fonte: Adaptado de CRC ore, 2016.

Shi, Zuo e Manlapig (2015) estudaram a utilização de pulsos de alta voltagem (HVP) para induzir a quebra seletiva dos grãos de minerais metálicos e promover a pré-concentração por peneiramento. Este estudo verificou o potencial de remoção de ganga no fluxo de *pebbles* de um moinho SAG que operava com minério sulfetado de cobre. Os resultados dos testes indicaram possibilidade de remover 27% da massa do fluxo de *pebbles* como rejeito

(*oversize* do peneiramento), contendo apenas 0,07% de teor de cobre e recuperar 91% do cobre no *undersize* do peneiramento com um teor de 0,28% de cobre. O *undersize* retornaria ao SAG como carga circulante fechando o circuito.

2.5 PRÉ-CONCENTRAÇÃO NO BRASIL

No Brasil, a estratégia de pré-concentração é pouco explorada, mas há vários estudos em curso, sendo que alguns se encontram em fase de testes piloto, e existem alguns poucos exemplos de aplicação industrial que serão mostrados a seguir.

No passado a Cia. Nitro Química, em Santa Catarina, que pertencia ao grupo Votorantim, o minério de fluorita (CaF_2) era britado e preparado para a fração -20 +7 mm e enviado para a separação em meio denso por meio de um Tri-Flo, utilizando-se polpa de ferro-silício. O material passante em 7 mm era encaminhado diretamente para a moagem/flotação. O Tri-Flo gerava três produtos: um produto com teor superior a 80% de CaF_2 , que já era produto final (concentrado de grau metalúrgico); os mistos (pré-concentrado), com teor de aproximadamente 30% de CaF_2 e que era destinado para a alimentação da moagem/flotação e um rejeito grosseiro (flutuado), que era denominado brita e apresentava teor abaixo de 5% de CaF_2 . Eliminava-se no fluxo de brita aproximadamente 50% da massa de alimentação da usina (PEREIRA, 2009).

As carboníferas de Santa Catarina também utilizaram amplamente a pré-concentração em jiges Baum para a pré-lavagem do carvão nas “bocas das minas”. O carvão pré-lavado (pré-concentrado) continha um teor de cinzas da ordem de 30% e rejeitavam aproximadamente 2/3 do ROM, como rejeitos xistoso e piritoso, diminuindo a massa que era transportada para o lavador central de Capivari (CHAVES, 2008).

Atualmente o exemplo industrial mais conhecido é o da Vanádio de Maracás S/A, subsidiária da Largo Resources, na Bahia, que utiliza separadores magnéticos de tambor a seco, com campo de 1.500 gauss, recebendo o produto

da britagem terciária com *top size* de meia polegada para pré-concentrar o minério disseminado com baixo teor de magnetita, a qual contém o vanádio. O processo alcança uma recuperação em massa de 70%, com 90% de recuperação de magnetita e 94% de recuperação de V_2O_5 , no pré-concentrado, e descarta 30% da massa como rejeito grosseiro (COSTA *et al.*, 2017).

A AngloGold Ashanti, unidade de Córrego do Sítio, em Minas Gerais, nos últimos anos vem realizando testes piloto em sua planta de *particle ore sorting* (POS) objetivando promover *early gangue rejection* e reduzir a quantidade de minério a ser processada subsequentemente. A planta conta com um *sorter* de transmissão de Raios-X de energia dupla (DE-XRT), em configuração *rougher*, que concentra os sulfetos (pirita e arsenopirita) com ouro associado. O rejeito *rougher* é enviado a etapa *scavenger*, realizada em *sorter* com sensor de infravermelho mais *laser* ótico e sensores fotovoltaicos, que identificam as partículas de quartzo que eventualmente contêm ouro, as classificando como produto. A planta tem capacidade para até 40 t/h e ora processa partículas de 20 ~ 45 mm e ora de 10 ~ 20 mm, sendo que a fração abaixo de 10 mm constitui o *by pass*. De toda a alimentação da planta, um terço é removido como rejeito grosseiro, outro terço constitui o concentrado e o terço final é a fração -10 mm (*by pass*). A recuperação global de ouro reportada varia da ordem de 80 a 90% (Notícias de Mineração Brasil, 2018).

2.6 CONTEXTUALIZAÇÃO SOBRE LUMINESCÊNCIA

Alguns minerais, quando excitados com determinados tipos de energia, exibem como resposta, a luminescência, ou seja, emissão de luz na região visível do espectro eletromagnético (GÖTZE, 2012; KLEIN; DUTROW, 2012).

De acordo com a natureza da energia de excitação, vários tipos de luminescência podem ser distinguidos, como fotoluminescência (excitação por fótons de luz, geralmente ultravioleta - UV ou laser visível), catodoluminescência (bombardeamento por feixe de elétrons), ionoluminescência (bombardeamento por feixe de íons) e roentgenluminescência (excitação por Raios-X ou Raios gama). Existem ainda outros tipos que se baseiam em excitações não irradiativas

e são menos aplicadas em estudos mineralógicos (RAKOVAN; WAYCHUNAS, 1996; NASDALA *et al.*, 2004).

O mecanismo gerador de luz envolve a interação da energia incidente com os elétrons da estrutura cristalina fazendo-os saltar para níveis energéticos superiores. Além da excitação do elétron, há ainda outros processos de transferência de energia que podem ocorrer durante o relaxamento ao estado fundamental, que são vibrações de rede e/ou emissão de luz, e são essenciais para a compreensão do fenômeno de luminescência (GÖTZE, 2002; RAKOVAN; WAYCHUNAS, 1996).

A luminescência também está intimamente relacionada a defeitos na estrutura cristalina, que introduzem níveis discretos de energia dentro do intervalo entre as bandas de valência e de condução. Os defeitos podem ser vacâncias, buracos de elétrons, defeitos de elétrons em ligações quebradas e/ou íons ativadores traços, como $\text{ETR}^{2+/3+}$, Mn^{2+} , Cr^{3+} , Fe^{3+} , Al^{3+} , Pb^{2+} , UO_2^{2+} e Cu^{2+} , que entram na estrutura do mineral (GÖTZE, 2002; NASDALA *et al.*, 2004).

Após a absorção de energia o elétron passa do nível energético mais baixo (estado fundamental) para níveis energéticos mais altos. Com o relaxamento, o elétron retorna a sua posição original, emitindo fótons de luz visível (luminescência). Entretanto, este processo é mais complexo, pois existem etapas intermediárias entre a absorção e a emissão de luz. O elétron em um estado excitado pode saltar para um segundo estado excitado, com nível de energia inferior em relação ao primeiro, transferindo calor para a estrutura cristalina, aumentando o estado vibracional dos átomos. Então, a partir deste segundo estado excitado, o elétron pode realizar a transição para o estado fundamental emitindo fótons com energia menor do que a energia absorvida. Esta diferença de energia entre a luz absorvida e emitida é conhecida como deslocamento de Stokes. O estado excitado com nível de energia inferior aparece devido a incorporação dos íons ativadores na estrutura cristalina e quanto mais forte for a interação destes íons com a rede cristalina, maior será o deslocamento de Stokes e como consequência menor será a energia do fóton emitido (RAKOVAN; WAYCHUNAS, 1996; GÖTZE, 2002; NASDALA *et al.*, 2004).

Quando há altas concentrações de íons ativadores na estrutura, pode ocorrer diminuição da intensidade da luz emitida, pois neste caso, grande parte da energia de excitação será transmitida para os ativadores vizinhos como vibração (GÖTZE, 2002).

Pode haver, ainda, a luminescência sensibilizada, em que elétrons em um estado excitado de um átomo transferem sua energia para excitar elétrons em um segundo átomo. O relaxamento deste segundo átomo promove emissões luminescentes. O átomo/ion que fornece energia é chamado de ativador e o que absorve é chamado sensibilizador (GÖTZE, 2002; NASDALA *et al.*, 2004).

A luminescência devido à presença de um elemento ativador é de longe a mais comum. Os ativadores podem estar presentes na estrutura do mineral como substituições ou podem ser um dos principais constituintes (RAKOVAN; WAYCHUNAS, 1996; NASDALA *et al.*, 2004).

O comprimento de onda da emissão de luminescência para cada elemento ativador varia de mineral para mineral e é específico para a estrutura do cristal hospedeiro.

A willemite que não contém impurezas mostra fraca luminescência. Entretanto, quando ativada com íons Mn^{2+} mostra uma luminescência verde característica após a excitação por radiação UV de comprimento de onda curto (~254 nm). O Mn^{2+} tem probabilidade pequena de absorção de luz, entretanto nos silicatos, como no caso da willemite, o grupo silicato absorve o UV e transfere a energia para o manganês. Assim, a estrutura dos silicatos funciona como um sensibilizador (BHALLA; WHITE, 1971; RAKOVAN; WAYCHUNAS, 1996).

Sabe-se que o tipo de átomo que cerca o Mn^{2+} e a sua posição na estrutura do mineral hospedeiro determinam em grande parte a cor da emissão. A emissão verde característica da willemite é, portanto, devida a substituição do Zn^{2+} em posições tetraédricas pelo Mn^{2+} (BHALLA; WHITE, 1971; RAKOVAN; WAYCHUNAS, 1996).

As diferentes cores luminescentes dos minerais podem ser usadas para reconhecimento rápido e identificação de certas fases minerais e, também, podem fornecer noções de distribuição de um mineral em uma rocha. Além disso,

aquisições de imagens com contraste de cores luminescentes entre as fases podem ser usadas para quantificar a presença de certos minerais por meio de ferramentas de análise de imagem (RAKOVAN; WAYCHUNAS, 1996; GÖTZE, 2012).

3 MATERIAIS E MÉTODOS

Dependendo da morfologia, textura e da distribuição da mineralização na encaixante (heterogeneidade de constituição), já pode haver, depois das primeiras etapas de cominuição (britagem e rebitagem), partículas compostas integralmente pela hospedeira e passíveis de serem removidas. Partindo desta premissa foram conduzidos estudos que exploraram as propriedades luminescentes do minério willemítico de Vazante/MG para determinar a liberação da ganga no produto de britagem.

Em uma segunda etapa foram realizados os ensaios tecnológicos de alternativas de pré-concentração, que incluíram *ore sorting* com sensor DE-XRT, estratificação em jigue e afunda/flutua em líquido denso, verificando o potencial destas técnicas quanto ao compromisso de maior remoção da ganga em tamanho grosseiro e menor perda de zinco.

Numa terceira etapa, avaliaram-se os impactos de se alimentar a usina com o material pré-concentrado, mais especificamente nas etapas de moagem e flotação do minério de zinco silicatado. Para isto, foram executados ensaios de *work index* (WI), *abrasion index* (AI) e flotação com material tal qual (sem passar por pré-concentração) e com o material pré-concentrado.

3.1 AMOSTRA, AMOSTRAGEM E PREPARAÇÃO

Uma amostra de aproximadamente 220 kg de minério de zinco silicatado foi coletada na alimentação da peneira primária do circuito de “britagem w” da usina de Vazante, conforme mostrado na Figura 17. A amostragem foi realizada manualmente tomando-se o material sobre o transportador de correia.

Figura 17 – Fluxograma do circuito industrial de britagem w indicando o ponto de amostragem

Fonte: Elaborado pelo autor.

A amostra foi homogeneizada em pilha alongada, da qual se retirou uma alíquota de 80 kg que foi utilizada para preparar duas amostras de aproximadamente 15 kg na fração $-50 +19$ mm, e outras duas amostras de cerca de 7 kg na fração $-25 +8$ mm. Estas amostras foram reservadas para os ensaios de *ore sorting*, o restante da amostra inicial foi britado para -25 mm (granulometria similar ao *undersize* da peneira primária do circuito industrial).

O material, agora a -25 mm, foi novamente homogeneizado em pilha alongada, da qual se retirou as seguintes alíquotas:

- 35 kg foram reservados como amostra tal qual e, posteriormente, preparados para os ensaios de WI, AI e flotação.
- 10 kg foram destinados à análise granulométrica a úmido nas malhas 12,7; 6,35; 4,75; 1,18 e 0,85 mm. As massas retidas ainda foram

utilizadas para o estudo de liberação da ganga baseado nas propriedades fotoluminescentes do minério.

- 10 kg foram utilizados para preparar uma alíquota, a qual foi submetida à análise química para determinação dos teores da amostra cabeça. Foi utilizado fluorescência de Raios-X (FRX), em amostra prensada, num espectrômetro marca Bruker, modelo S8 Tiger.
- 70 kg foram enviados para o ensaio de jigagem. Antes da jigagem, o material foi escalpado em 1,18 mm para remoção da fração fina, que representou o *by pass* da operação. Em se tratando de pré-concentração por métodos densitários, a prática é remover a fração abaixo de 1 ou 2 mm, pois esta fração altera a reologia e a densidade do meio de separação e conseqüentemente a eficiência do processo. Deste modo, a jigagem foi alimentada com o material na faixa -25 +1,18 mm. O concentrado do jigge foi re combinado com o *by pass* (-1,18 mm) e encaminhado para os ensaios de WI, AI e flotação, que visaram, neste caso, verificar a influência de se alimentar a usina com um fluxo pré-concentrado.
- Os 15 kg restantes também foram escalpados em 1,18 mm, resultando num retido -25 +1,18 mm, do qual separou-se aproximadamente 1 kg para ensaio de afunda/flutua em líquido denso e alíquotas para a caracterização desta fração, que correspondeu à alimentação da jigagem e do afunda/flutua. A caracterização envolveu determinação da densidade real por picnometria, determinação da composição mineralógica por meio de difração de Raios-X (DRX) e análise química por ICP-OES para determinação dos teores da amostra. Para a DRX foi utilizado o método do pó em um difratômetro X'Pert Pro (PANalytical) com detector *X'Celerator* sensível à posição (PSD) e radiação Cu- α . No ICP-OES utilizou-se preparação por digestão multiácida e os elementos foram dosados em espectrômetro de emissão atômica marca Horiba Jobin Yvon, modelo Ultima Expert.

Um fluxograma esquemático que ilustra os procedimentos descritos acima pode ser visualizado na Figura 18.

Figura 18 – Fluxograma das etapas de preparação e visão macro dos ensaios realizados

Fonte: Elaborado pelo autor.

Adicionalmente foram realizados ensaios extra de flotação com o material que não passou por etapa prévia de pré-concentração (tal qual) e com material pré-concentrado, a partir de uma segunda amostra de minério willemítico proveniente do mesmo depósito. Esta segunda amostra totalizou 73 kg e foi coletada em uma pilha no pátio de britagem que correspondia a um bloco geometalúrgico da região conhecida como “Extremo Norte”. A amostra passou por britagem em laboratório para se alcançar granulometria passante em 12,7 mm e posteriormente foi homogeneizada em pilha alongada, de onde se retirou uma alíquota de 25,36 kg como amostra tal qual e outra de 44,2 kg que foi preparada e submetida à pré-concentração por jigagem. O fluxograma da Figura 19 ilustra as etapas pelas quais a amostra submetida à pré-concentração passou, bem como as etapas para a amostra tal qual. Para esta segunda jigagem, o material fino ($-1,18$ mm) também foi removido (*by pass*).

Figura 19 - Fluxograma dos ensaios adicionais

Fonte: Adaptado de Sanches, José Neto e Bergerman (2018).

3.2 ESTUDO DE LIBERAÇÃO DA GANGA BASEADO NAS PROPRIEDADES FOTOLUMINESCENTES DO MINÉRIO

Sabe-se que a willemita exibe uma forte luminescência verde sob a exposição ao UV de comprimento de onda curto (254 nm). Por outro lado, a dolomita, principal mineral de ganga que acompanha a willemita, exibe luminescência rosa ou avermelhada sob o mesmo comprimento de onda. Baseado nesta característica foi possível obter imagens de contraste de cores luminescentes e determinar a liberação da ganga em relação à willemita por meio de tratamento destas imagens no *software* Image J. Os procedimentos destes estudos são explanados na sequência.

Seções polidas foram confeccionadas com as massas retidas da análise granulométrica. As frações -25 +12,7mm, -12,7 +6.35 mm, -6,35 +4,75 mm e -4,75 +1,18 mm foram embutidas em resina epóxi, posteriormente polidas e levadas à excitação por luz UV de comprimento de onda curto (254 nm) para a aquisição das imagens de luminescência com contraste de cor entre as fases minerais. O registro fotográfico foi realizado utilizando uma câmera digital provida com sensor CCD (*Charge Coupled Device*). As fontes de luz UV utilizadas foram lâmpadas de vapor de mercúrio de baixa pressão, providas com filtros de vidros especiais que deixam a luz UV passar e absorvem a luz visível gerada em seu interior (FOSBURY, 2013).

Uma vez obtidas, as imagens foram tratadas no Image J (*software* de domínio público desenvolvido no National Institutes of Health, EUA). O tratamento de imagens envolveu primeiramente segmentar a área de cada partícula individual, depois segmentar a área de fluorescência verde, que corresponde à willemita, em cada partícula, e, por fim, determinar as proporções de área verde e de área de ganga (região que não apresentou resposta verde), para cada partícula. A rotina utilizada no *software* foi calibração da escala, ajuste de brilho e contraste, separação das partículas que estavam unidas, seleção das regiões de interesse (*threshold color*), e binarização (*make binary*).

De posse das proporções de área de willemita e de área de ganga das partículas, procedeu-se a análise modal e o cálculo da liberação da ganga em

relação a willemita para as frações consideradas. A liberação foi determinada pelo método de Gaudin (NEUMANN; SCHNEIDER; NETO, 2010).

Análises de microscopia eletrônica de varredura das seções polidas também foram realizadas a fim de se confirmar que a willemita de fato corresponde às regiões de luminescência verde. Utilizou-se o microscópio eletrônico de varredura ambiental (ESEM) marca FEI, modelo: Quanta 650 FEG.

3.3 ENSAIOS DE ALTERNATIVAS DE PRÉ-CONCENTRAÇÃO

Os teores dos produtos dos ensaios tecnológicos (*ore sorting*, jigagem e afunda/flutua) foram determinados por ICP-OES, com preparação por digestão multiácida e elementos dosados em espectrômetro de emissão atômica marca Horiba Jobin Yvon, modelo Ultima Expert.

3.3.1 Ore sorting

Ballantyne, Hilden e Powell (2012) mostram que a capacidade do *ore sorting* aumenta com tamanhos de partículas maiores, ou seja, a taxa de alimentação é diretamente proporcional ao tamanho da partícula e aumenta quanto maior for a ocupação na correia do equipamento. Por esta razão, os fabricantes recomendam aplicação do *ore sorting* no fluxo de partículas grosseiras (produto da britagem primária ou secundária). Outras restrições quanto à granulometria da alimentação são enumeradas:

- O *top size* não deve ser maior do que três vezes o *bottom size*, uma vez que a espessura da partícula tem influência na quantidade de energia absorvida. Se este critério não for obedecido, uma partícula de estéril mais espessa pode acabar absorvendo a mesma quantidade de energia que uma partícula menor, porém de alto teor, proporcionando erros de leitura e perda de seletividade.

- A fração -8 mm constitui o *by pass* do *ore sorting*, uma vez que fluxos mais finamente fragmentados exibem maior quantidade de partículas que devem ser escaneadas e, como consequência, exige-se maior tempo de processamento de dados e redução na taxa de alimentação, além de maiores requisitos de energia para a ejeção.

Considerando-se estas recomendações, os ensaios de *ore sorting* foram realizados com as frações -50 +19 mm e -25 +8 mm. Alguns fragmentos de rocha encaixante (dolomita) e de willemita (mineral de interesse) foram necessários para a calibração da máquina, permitindo obter uma escala relativa de atenuação de Raios-X para o minério e implementar esta escala no processamento de dados do algoritmo de seleção empregado. O *sorter* utilizado foi o COMEX Lab-Sorter MSX-400-VL-XR-3D, mostrado na Figura 20, que utiliza tecnologia de detecção de Raios-X transmitidos em dois níveis de energia (DE-XRT) para determinar se a partícula contém ou não o mineral útil. Basicamente o que o equipamento faz é transformar a resposta da transmissão de Raios-X (imagens radiográficas de dois níveis de energia) em imagens com cores falsas, padrão RGB (*red*, *green* e *blue*), onde a cor de cada pixel representa uma média da densidade atômica para a área correspondente na partícula. Assim, pôde-se contabilizar a proporção de pixels de interesse, de alta densidade, e pixels de ganga, de baixa densidade, para cada partícula e então classificá-las como úteis e não úteis. Este processo está ilustrado na Figura 21.

Figura 20 - *Sorter* utilizado no programa de testes (esquerda) e amostras sendo introduzidas no equipamento para calibração (direita)

Fonte: Arquivo Pessoal.

Figura 21 - Processamento de imagens no *sorter*

Fonte: Ketelhodt (2012).

Antes de se iniciar os ensaios, o *sorter* foi calibrado e ajustado para descartar partículas que apresentavam mais de 75% de pixels referentes à material de baixa densidade atômica (no caso dolomita).

Os ensaios consistiram em alimentar as partículas individualmente (*particle by particle*), sobre a correia do equipamento, com velocidade de 1,5 m/s, que as conduzia até o ponto de escaneamento pelo sensor (Raios-X). Então, se a partícula fosse classificada como rejeito, era ejetada por um desviador mecânico (*flap*) durante sua queda, caso contrário, se ela fosse classificada como útil, caía normalmente no compartimento imediatamente abaixo da correia. Foram realizados dois ensaios para a granulometria mais grosseira (-50 +19 mm) e dois para a granulometria mais fina (-25 +1,18 mm). Os produtos gerados foram pesados e submetidos à análise química para determinação dos teores.

3.3.2 Afunda flutua em líquido denso

O ensaio consistiu em passar a amostra por uma série de recipientes (béqueres) contendo líquidos de densidades diferentes e controladas de modo a se determinar a distribuição densimétrica do material (SAMPAIO; TAVARES, 2005; CHAVES; CHAVES FILHO, 2013).

Aproximadamente 1 kg da fração -25 +1,18 mm foi separado e submetido ao ensaio de afunda/flutua em líquidos densos. Esta granulometria foi adotada, pois representa um fluxo de partículas grosseiras, semelhante ao *undersize* da peneira primária do circuito de “britagem w” (Figura 17). A fração abaixo de 1,18 mm foi removida, pois conforme já discutido, os finos alteram as características do meio de separação e prejudicam o processo.

Foram adotadas quatro densidades de separação diferentes, conforme Tabela 6, baseando-se no peso específico dos principais minerais presentes na amostra, willemita ($\rho = 3,9 \sim 4,2 \text{ g/cm}^3$), dolomita ($\rho = 2,85 \text{ g/cm}^3$), hematita ($\rho = 4,9 \sim 5,3 \text{ g/cm}^3$) e quartzo ($\rho = 2,65 \text{ g/cm}^3$).

Tabela 6 - Densidades de separação e respectivos líquidos densos utilizados

Densidade (g/cm ³)	Líquido denso
2,75	Bromofórmio (CHBr ₃) diluído com álcool
2,85	Bromofórmio levemente diluído com álcool
2,95	Tetrabromoetano puro (CHBr ₂ CHBr ₂)
3,05	Di-iodeto de metileno (CH ₂ I ₂) diluído com acetona

Fonte: Elaborado pelo autor.

A densidade do meio, quando diluído, era conferida sistematicamente, antes de cada ensaio, com auxílio de balão volumétrico e balança de precisão.

A Figura 22 ilustra o procedimento dos ensaios realizados e a ordem de apresentação da amostra aos líquidos densos. As frações densimétricas geradas foram pesadas e submetidas à análise química para determinação dos teores.

Figura 22 - Procedimento dos ensaios de afunda/flutua.

Fonte: Elaborado pelo autor.

3.3.3 Jigagem

Utilizou-se o jigue pneumático de estratificação semi-piloto (AllMineral Minijig) fabricado pela All jig mostrado na Figura 23. Este equipamento permite a coleta das camadas estratificadas, mediante a retirada das gavetas justapostas.

Foram realizados dois ensaios em bateladas de aproximadamente 30 kg de minério, na fração $-25 + 1,18$ mm, sob as seguintes condições operacionais: válvula de admissão de ar aberta em 50%; válvula de pressão, que controla a amplitude do pulso, foi aberta em 60% e a rotação do motor, que determina a frequência do pulso, foi estabelecida em 74 rpm. Estas condições foram baseadas no trabalho de Lepechuka (2013).

O material foi depositado por cima do crivo, situado sob as gavetas (Figura 23). Então, o equipamento foi preenchido com água até que todo o leito de partículas ficasse imerso e foi operado durante 30 min.

Após a estratificação, o material era retirado das gavetas, encaminhado à estufa e posteriormente pesado e submetido à análise química para determinação dos teores.

Figura 23 - Jigue utilizado no programa de testes

Fonte: Arquivo pessoal.

Anteriormente aos ensaios extra de flotação, uma parcela da segunda amostra recebida, também passou pelo mesmo procedimento de jigagem descrito acima, simulando uma etapa de pré-concentração prévia. As condições operacionais adotadas foram exatamente as mesmas, porém utilizou-se uma massa maior, aproximadamente 44 kg e o ensaio foi realizado em apenas uma batelada. Isto resultou em 5 gavetas estratificadas ao invés de 4, conforme obtidas para a amostra principal.

3.4 ENSAIOS DE INFLUÊNCIA DA PRÉ-CONCENTRAÇÃO NA USINA

Os ensaios que visaram avaliar os impactos da pré-concentração na usina (WI, AI e flotação) foram executados com o material tal qual e com o material pré-concentrado, a partir da amostra principal, de forma a ter um comparativo.

Como amostra pré-concentrada, foi utilizado o concentrado oriundo da jigagem re combinado com o *by pass* (-1,18 mm). Uma vez que a jigagem foi o único ensaio tecnológico, dentre os realizados, que gerou massa suficiente para execução posterior de WI, AI e flotação.

A etapa extra de flotação foi realizada com o material tal qual e com o material pré-concentrado, também por jigagem, a partir da amostra adicional. Estas flotações extras foram idealizadas, pois presumiu-se que havia a necessidade de otimização da dosagem de coletor, uma vez que a quantidade de willemita a ser flotada aumentou após a pré-concentração. Este fato foi negligenciado para as primeiras flotações, nas quais não se procedeu a otimização do coletor e foram mantidas as mesmas dosagens, tanto para a flotação com a amostra tal qual como para a flotação com a amostra pré-concentrada.

3.4.1 WI de Bond

O WI (*Work Index*) é um parâmetro de cominuição proposto por Bond, que expressa a resistência do material à cominuição. Numericamente, é igual ao trabalho requerido para reduzir o material de um tamanho teoricamente infinito até 80% passante em 106 μm . Embora característico do material, o valor do WI é função da relação de redução requerida, ou seja, varia de acordo com a malha de controle selecionada (FIGUEIRA; ALMEIDA; LUZ, 2004).

O ensaio é realizado a seco, em circuito fechado com uma malha de controle e em estágios sucessivos, até se atingir uma carga circulante de 250%. Utiliza-se um moinho de laboratório padrão, com diâmetro e comprimento iguais (305 mm), girando com rotação de 70 rpm. A carga de corpos moedores consiste em 285 bolas de aço, com peso total de 20,125 kg e massa específica de 7,83 g/cm³, conforme distribuição da Tabela 7.

Tabela 7 - Distribuição da carga de bolas utilizada no teste de Bond

Número de bolas	Diâmetro (mm)
43	36,5
67	30,2
10	25,4
71	19,1
94	15,9

Fonte: Barbato e Sampaio (2007)

O material sob ensaio foi britado sucessivamente, até que toda sua totalidade fosse passante pela malha 3,35 mm. Após os estágios de preparação, o material foi homogeneizado em pilha alongada, da qual foram retiradas alíquotas para determinar a análise granulométrica da alimentação e a densidade aparente.

De posse da densidade aparente, determinou-se a massa de alimentação, que foi retirada da pilha e adicionada no interior do moinho. Este foi então acionado, até atingir um número pré-determinado de rotações iniciais. Em seguida, o material foi descarregado e peneirado na malha correspondente ao ensaio, no caso 150 μm .

A fração passante na malha do teste foi separada, enquanto que ao material retido foi adicionado material fresco, retirado da pilha, de modo a repor o peso original da carga.

O material assim composto foi reconduzido ao moinho para o ciclo seguinte. O número de rotações deste próximo ciclo foi calculado de modo a produzir uma carga circulante de 250%. Assim, o número de rotações requerido foi obtido a partir dos resultados do ciclo antecedente, de modo a produzir uma fração passante igual a 1/3,5 da carga total dentro do moinho.

Os ciclos de moagem do teste repetiram-se até que o peso líquido da fração passante na malha de controle por revolução do moinho (G_{pb}) se estabilizasse, ou seja, quando os valores dos últimos três ciclos fossem próximos.

A média dos últimos três valores do G_{pb} é o valor final a ser considerado no cálculo do WI. O teste termina com a determinação das distribuições granulométricas do produto passante na malha teste e da carga circulante do material referente ao último ciclo. O cálculo do WI (kWh/t) foi efetuado mediante a Equação 2.

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,23} G_{pb}^{0,82} \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} \times 1,1 \quad (02)$$

Em que:

F = abertura da peneira pela qual passa 80% da massa da alimentação (μm);

P = abertura da peneira pela qual passa 80% da massa do produto do último ciclo (μm);

Am = abertura da malha de controle do teste (μm);

G_{pb} = média dos valores de gramas por revolução referente aos três últimos ciclos do ensaio (g/rev).

A Tabela 8 apresenta a classificação de amostras conforme o valor do WI (kWh/t) obtido.

Tabela 8 - Faixas de Classificação do <i>Work Index</i>	
Bond <i>Work Index</i> (kWh/t)	Classificação quanto a tenacidade
$WI \leq 3$	Muito baixa
$3 < WI \leq 6$	Baixa
$6 < WI \leq 9$	Moderadamente baixa
$9 < WI \leq 12$	Média
$12 < WI \leq 15$	Moderadamente alta
$15 < WI \leq 18$	Alta
$18 < WI \leq 21$	Muito alta
$WI \geq 21$	Extremamente alta

Fonte: Delboni Jr *et al.* (2016).

3.4.2 AI de Bond

Bond desenvolveu um ensaio para medir o desgaste que um dado minério proporciona sobre uma superfície de revestimento. Neste ensaio ele determinou o índice de abrasão (AI), que é utilizado para estimar o consumo de corpos moedores e revestimento de moinhos.

Para o ensaio, preparou-se quatro alíquotas de 400 g da amostra na granulometria padrão (-19 +12,7 mm). O ensaio consistiu em “tamborar” estas

alíquotas, uma por vez, sobre uma placa de aço, com massa inicial determinada, durante 15 minutos. Findado o ensaio a placa era desacoplada do abrasímetro, equipamento utilizado ilustrado na Figura 24, lavada com álcool e pesada. O AI foi determinado pela diferença entre a massa inicial e final da placa.

Figura 24 - Abrasímetro utilizados nos ensaios

Fonte: Arquivo pessoal.

3.4.3 Flotação

Os ensaios de flotação seguiram o padrão adotado no laboratório de Vazante da Nexa Resources, com uma primeira etapa de flotação *bulk* de sulfetos seguido pela flotação da willemita.

Ambos os materiais, tal qual o pré-concentrado, da amostra principal, foram britados para -1,18 mm, homogeneizados em pilha alongada e quarteados em alíquotas de 1.300 g, as quais foram usadas para determinar os tempos de moagens e para os ensaios de flotação.

As moagens foram realizadas a úmido com 60 % de sólidos objetivando definir o tempo de operação necessário para obter a granulometria de liberação da willemita, definida pela empresa como 88% passante em 150 μm . Para isto, foram conduzidos testes com tempos de moagem de 10, 20 e 35 minutos, utilizando-se moinho de bolas de laboratório ($\varnothing = 18,5 \text{ cm} \times L = 22,5 \text{ cm}$). O produto de cada moagem foi peneirado a úmido manualmente nas malhas: 350, 212, 150 e 75 μm . As curvas de moagem com o respectivo tempo de operação

encontrado para o material com e sem pré-concentração (amostra principal) constam no **Apêndice A**.

As condições utilizadas na moagem podem ser visualizadas na Tabela 9. Já a carga de bolas usada está descrita na Tabela 10.

Tabela 9 - Condições usadas na determinação do tempo de moagem

Condições	
Sólidos (%)	60%
Vel. Crítica (rpm):	98,35
Vel. Trabalho - 73% de Vc (rpm):	72,00
Enchimento (%):	32,30%

Fonte: Elaborado pelo autor.

Tabela 10 - Carga de bolas usadas

Carga de bolas	
Quantidade	Massa (kg)
16 bolas ($\varnothing = 38$ mm)	4,35
31 bolas ($\varnothing = 30$ mm)	4,29
33 bolas ($\varnothing = 25$ mm)	1,98
47 bolas ($\varnothing = 20$ mm)	1,58
TOTAL	12,20

Fonte: Elaborado pelo autor.

Após a determinação dos tempos de moagens, foram realizados ensaios de flotação em escala de bancada utilizando-se uma célula CCD - Modelo: CFB-1000 – EEPN com raspadores mecânicos conforme Figura 25. O material era moído no tempo determinado, transferido para a cuba (4,6 litros), fazendo-se o controle de água para acertar o percentual de sólidos na flotação (30%), e na sequência realizava-se a flotação *bulk* de chumbo/prata seguida pela flotação da willemita (zinco).

Figura 25 - Célula de flotação utilizada nos ensaios

Fonte: Arquivo pessoal.

Os ensaios foram realizados em triplicata para ambas as amostras, tal qual a pré-concentrada, da amostra principal, totalizando 6 ensaios.

Primeiramente procedeu-se a flotação *bulk* chumbo/prata em etapas *rougher*, *scavenger 1* e *scavenger 2* e em seguida, com o rejeito *scavenger 2* da flotação *bulk*, realizava-se a flotação da willemite, também em etapas *rougher*, *scavenger 1* e *scavenger 2*. A rotação da célula foi mantida em 1.700 rpm para todas as etapas.

As condições dos ensaios bem como as dosagens de reagentes estão discriminadas na Tabela 11. Utilizou-se sulfeto de sódio (Tianjin) como agente regulador de pH e sulfetizante; silicato de sódio (Diatom) como dispersante na etapa *bulk* Pb/Ag; Amil xantato de potássio - PAX (Flomin) como coletor de sulfetos; MIBICOL (Solvey) como espumante; AGLP 250 (Ag Indústria) como dispersante na flotação da willemite e Éter-amina (F100 Tomamine, Air Products) como coletor da willemite.

Tabela 11 - Condições padrão adotadas nos ensaios

Etapas	Condições				Adição de reagentes (g/t)					
	pH	Condicionamento (min)		Tempo flotação (min)	Sulfeto de Sódio	Silicato de Sódio	Aml Xantato – PAX	MIBICOL	AGLP	Amina
		Disp. *	Col. **							
Rougher Pb/Ag	9,5	3	4	2	200	650	160	20	-	-
Scavenger - 1 Pb/Ag	9,4	-	4	2	-	-	46	12	-	-
Scavenger - 2 Pb/Ag	9,3	-	4	2	-	-	46	12	-	-
Rougher Zn	10,5	3	2	2	1105	-	-	26	320	70
Scavenger - 1 Zn	10,5	3	2	2	237	-	-	12	77	31
Scavenger - 2 Zn	10,5	3	2	2	237	-	-	12	-	31

*Condicionamento do dispersante

**Condicionamento do coletor

Fonte: Elaborado pelo autor.

Para as flotações adicionais, os mesmos procedimentos, reagentes e dosagens, descritos anteriormente, foram empregados. Entretanto, foi utilizada uma massa de alimentação menor (857 g) e, para fins de simplificação, não foram executadas as etapas de flotação *bulk* de chumbo/prata.

Os tempos de moagem para os dois materiais, tal qual o pré-concentrado, também foram novamente determinados e podem ser vistos no **Apêndice B**.

Foram conduzidos testes com diferentes dosagens de éter-amina (coletor de willemite) para o material pré-concentrado, visando encontrar a dosagem que maximizasse a recuperação de zinco e que proporcionasse menores níveis de contaminantes no concentrado. Uma vez que houve um enriquecimento de willemite após a jigagem, constatou-se a necessidade de aumento da dosagem do coletor para evitar perdas deste mineral para o rejeito. Os testes realizados foram designados como AI, AII e AIII e estão enumerados abaixo e descritos na Tabela 12.

- AI: dosagem padrão de éter-amina praticada no concentrador da empresa;
- AII: dosagem intermediária 30% maior que AI;
- AIII: dosagem alta 60% maior que AI.

Tabela 12 - Dosagens de éter-amina usadas nos testes de otimização

Ensaio	Dosagem de coletor éter-amina (g/t)		
	Rougher	Scavenger I	Scavenger II
AI (padrão)	70	31	31
AII (intermediária)	92	41	41
AIII (Alta)	114	51	51

Fonte: Elaborado pelo autor.

Foram realizados três ensaios de flotação para amostra tal qual, utilizando-se a dosagem de amina padrão, e três ensaios de flotação para a amostra pré-concentrada, agora com a dosagem otimizada.

4 RESULTADOS E DISCUSSÕES

4.1 ANÁLISE QUÍMICA E DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA

A análise química por FRX e a distribuição granulométrica, da amostra principal (-25 mm), podem ser visualizadas na Figura 26 e na Tabela 13 respectivamente.

Figura 26 – Principais teores da amostra inicial determinados por FRX

Fonte: Elaborado pelo autor.

Tabela 13 - Distribuição granulométrica da amostra cabeça

Faixa (mm)	Massa Retida		Acumulado	
	(kg)	(%)	Retido (%)	Passante (%)
-25 +12,7	4,6	46,3	46,3	53,7
-12,7 +6,35	2,1	21,3	67,6	32,4
-6,35 +4,75	0,5	4,7	72,3	27,7
-4,75 +1,18	1,5	14,6	86,9	13,1
-1,18 +0,85	0,3	3,2	90,0	10,0
-0,85	1,0	10,0	100,0	0,0
Total	10,0	100,0	-	-

Fonte: Elaborado pelo autor.

Apenas 13% da amostra foi passante em 1,18 mm e constituiu o *by pass* da etapa de pré-concentração. Os outros 87% do material, contido na faixa -25 +1,18 mm, alimentou a pré-concentração, que neste trabalho, para a faixa supracitada, foram avaliadas as alternativas de jigagem e meio denso.

4.2 CARACTERIZAÇÃO DA FRAÇÃO -25 +1,18 mm

A caracterização da fração -25 +1,18 mm, que correspondeu à alimentação dos ensaios de jigagem e afunda/flutua, compreendeu análise química por ICP-OES para determinação dos teores, os quais estão representados na Figura 27, medidas de densidade real por picnometria e análise mineralógica por meio de DRX.

Figura 27 – Principais teores de alimentação da jigagem e do afunda/flutua

Fonte: Elaborado pelo autor.

A densidade real do material foi determinada em triplicata por picnômetro com água. A média das três determinações (3,20; 3,09 e 3,03 g/cm³) resultou em um valor de 3,11 g/cm³ (desvio padrão de 0,09).

A difração de Raios-X forneceu o difratograma mostrado na Figura 28, a partir do qual pôde-se determinar que a mineralogia da amostra é essencialmente composta por willemita (mineral de interesse), dolomita, quartzo, hematita e alguma clorita.

Figura 28 – Difratograma do minério de zinco

Fonte: Elaborado pelo autor.

4.3 ESTUDO DE LIBERAÇÃO DA GANGA

Determinou-se a liberação da ganga em relação à willemita por análise modal, após o processamento das imagens de luminescência e quantificação das proporções de área de willemita (verde) e de área de ganga das partículas. Considerou-se como área de ganga as regiões das partículas que não exibiam resposta luminescente, ou que mostravam luminescência diferente da verde.

A Figura 29 (a) mostra a imagem resposta ao UV obtida para a fração - 12,7 +6,35 mm antes de ser processada no Image J. Observa-se regiões de luminescência verde, característica da willemita, quando excitada com radiação ultravioleta de comprimento de onda curto (254 nm). Além, de regiões com luminescência avermelhada atribuída à dolomita e áreas que não exibem

nenhuma resposta ao UV. As Figuras 29 (b) e (c) mostram as imagens obtidas após o processamento. Em (b) tem-se a individualização dos grãos que permitiu quantificar a área total de cada partícula e em (c), apenas as regiões de luminescência verde foram individualizadas, possibilitando a quantificação da área verde (willemita). As imagens das outras frações tratadas (-25 +12,7; -6,35 +4,75; -4,75 +1,18 mm) encontram-se no **Apêndice C**.

Figura 29 – Resposta à excitação por UV de 250 nm em um minério willemítico em (a). Imagem binarizada das partículas individuais em (b) e imagem binarizada para as regiões de willemita (áreas de resposta verde) em (c)

Fonte: Arquivo pessoal.

Para o cálculo de liberação da ganga, um número razoável de partículas foi contabilizado para as quatro frações granulométricas analisadas e encontram-se discriminados na Tabela 9. Os resultados obtidos estão expressos na Tabela 14 e graficamente na Figura 30. Analisando-se as frações individualmente, nota-se que o maior grau de liberação da ganga em relação a willemita foi alcançado na faixa mais fina (-4,75 +1,18 mm), o que é esperado pois, conceitualmente quanto menor o tamanho das partículas maior é a liberação. Os valores obtidos para as outras frações também foram significativos,

uma vez que se tratam de partículas grosseiras. O grau de liberação total foi extremamente alto, da ordem de 85%, o que indica a existência de ganga livre no produto da britagem, que pode ser removida por algum método de concentração que consiga tratar partículas na faixa -25 +1,18 mm sem grandes perdas de zinco. Desta forma, impede-se que material subeconômico siga no processo, melhorando a eficiência econômica e a produção do concentrador.

Tabela 14 – Grau de liberação da ganga e teor de Zn estimado pela análise de imagem

Faixa (mm)	Retido (%)	Nº de partículas analisadas	Will (%)*	Zn (%) **	Grau de Liberação (%)	
					Ganga/will	Will/ganga
-25 +12,7	46,3	17	29,71	17,43	60,95	0,0
-12,7 +6,35	21,3	24	38,01	22,31	58,82	0,0
-6,35 +4,75	4,7	71	22,72	13,33	61,41	0,0
-4,75 +1,18	14,6	632	16,99	9,97	89,15	18,21
Total				17,15	85,22	14,20

*Proporção em peso obtida a partir da análise modal, considerando densidade da willemita como 4,05 g/cm³ e densidade total em cada fração como a densidade real encontrada.

**Teor de Zn = produto entre coluna Will (%) e o zinco contido neste mineral (58,68%).

Fonte: Elaborado pelo autor.

Figura 30 – Grau de liberação da ganga em função do tamanho das partículas

Fonte: Elaborado pelo autor.

A liberação da ganga em relação a willemita seguiu uma tendência decrescente das frações mais finas para as mais grosseiras. Porém, para o maior tamanho (-25 +12,7 mm), houve um ligeiro aumento na liberação. Isto pode ser explicado pela pequena população de partículas que foram analisadas, apenas 17.

Outro resultado que se destacou foi com relação ao teor de zinco estimado pela análise de imagens (17,15%), que foi próximo ao teor determinado pela análise química (18,52%). Isso mostra que a resposta verde realmente se deve à willemita e aponta a confiabilidade da luminescência como uma técnica que pode ser implementada como sensores para fornecer informações em tempo real sobre o valor do minério de zinco.

4.3.1 Microscopia eletrônica de varredura (MEV)

A partir da MEV foram geradas imagens de mapeamento elementar por EDS das regiões identificadas na Figura 31 (resposta UV da seção -12,7 +6,35 mm). Os mapas, bem como as imagens de elétrons retroespalhados são mostradas nas Figuras de 32 a 35, respectivamente para as regiões correspondentes de 1 a 4 na Figura 31. Nos mapas são usadas cores falsas para indicar as distribuições dos elementos.

Zinco, ferro, silício, magnésio e cálcio foram os elementos identificados pelas cores turquesa, rosa, azul, verde e vermelho, respectivamente.

Figura 31– Imagem de resposta UV para a seção -12,7 +6,35 mm com indicação das regiões que foram mapeadas no MEV

Fonte: Arquivo pessoal.

As áreas de luminescência verde foram identificadas como regiões que contêm zinco e correspondem à willemita, conforme pode ser visualizado pela correspondência das regiões 1 e 3 da Figura 31 com os mapas das Figuras 32 e 34. As áreas de luminescência avermelhadas equivalem às regiões predominantemente de dolomita (correspondência da região 2 da Figura 31 com a Figura 33). Entretanto, existem áreas que não exibem luminescência, mas que são dolomitas, conforme pode ser visto comparando as regiões 3 e 4 (Figura 31) aos mapas das Figuras 34 e 35. Regiões que contêm ferro também não apresentam luminescência (região 1 da Figura 31 em comparação com a Figura 32).

Figura 32 – Imagem de MEV-BSE e mapeamento elemental para região 1 da Figura 31

Fonte: Arquivo pessoal.

Figura 33 – Imagem de MEV-BSE e mapeamento elemental para região 2 da Figura 31

Fonte: Arquivo pessoal.

Figura 34 – Imagem de MEV-BSE e mapeamento elemental para região 3 da Figura 31

Fonte: Arquivo pessoal.

Figura 35 – Imagem de MEV-BSE e mapeamento elemental para região 4 da Figura 31. A cor marrom corresponde a sobreposição do verde e do vermelho

Fonte: Arquivo pessoal.

4.4 ENSAIOS DE ALTERNATIVAS DE PRÉ-CONCENTRAÇÃO

4.4.1 Ore sorting

Os resultados de partição em massa e desempenho metalúrgico dos ensaios de *ore sorting* estão expressos na Tabela 15. Os resultados apresentados correspondem à média dos ensaios realizados para as respectivas granulometrias testadas. Nota-se que a melhor recuperação de zinco (93,72%) foi alcançada nos testes com granulometria entre -50 +19 mm. Entretanto, nos testes para a granulometria entre -25 +8 mm, a recuperação de zinco obtida (93%) foi próxima à dos testes com granulometria mais grossa. Em termos de massa descartada para o rejeito, os ensaios para ambas as granulometrias, apresentaram descartes próximos a 30% da massa de alimentação, porém perde-se uma quantidade razoável de zinco neste descarte (aproximadamente 5% em teor) e praticamente 50% dos carbonatos (CaO e MgO) também foram descartados.

Tabela 15 – Resultados metalúrgicos dos ensaios de ore sorting. Os valores apresentados correspondem à média dos 2 ensaios realizados para cada fração.

Fração (mm)	Produto	Massa (%)	Teores (%)				Recuperação (%)			
			Zn	Fe	CaO	MgO	Zn	Fe	CaO	MgO
Média (n = 2)										
-50 +19	Pré-concentrado	72,70	28,56	11,84	8,77	6,20	93,72	84,76	48,21	50,15
	Rejeito	27,30	4,87	5,62	25,27	16,51	6,28	15,24	51,79	49,85
	Alim. calculada*	100,0	22,09	10,14	13,27	9,01	100,0	100,0	100,0	100,0
Média (n = 2)										
-25 +8	Pré-concentrado	70,36	26,31	13,42	10,06	7,29	93,0	81,70	49,10	51,60
	Rejeito	29,64	4,71	7,13	24,76	16,25	7,0	18,30	50,90	48,40
	Alim. calculada*	100,0	19,91	11,56	14,42	9,95	100,0	100,0	100,0	100,0

*Determinada pela ponderação das massas dos produtos pelos respectivos teores.

Fonte: Elaborado pelo autor.

4.4.2 Afunda flutua em líquido denso

Os resultados do ensaio de afunda flutua para a amostra estudada apontaram para as densidades de separação de 2,95 e 3,05 g/cm³ como as mais promissoras, uma vez que proporcionaram produtos afundados com excelentes recuperações de zinco, de 97,93% e 96,54% respectivamente, associados com baixas recuperações de carbonatos (MgO e CaO), como mostrado na Tabela 16. Entretanto, o desempenho da separação na densidade de 2,95 g/cm³ foi superior, uma vez que para esta densidade foi obtido um produto flutuado (rejeito) contendo apenas 2,07% do zinco, contra um flutuado contendo 3,46% do zinco, alcançado na densidade de 3,05 g/cm³ (Tabela 17). Embora a quantidade de carbonatos tenha sido maior para o flutuado da densidade de 3,05 g/cm³, a quantidade de zinco perdida também foi maior como pode ser visto na Tabela 17. Sendo assim, a melhor opção para uma possível etapa de separação em meio denso, seria adotar uma densidade de corte de 2,95 g/cm³, a qual possibilitou um descarte de 30% da massa alimentada, como flutuado, contendo 61,87% e 61,26% do CaO e MgO respectivamente e apenas 1,39% de teor de zinco.

Tabela 16 - Resultados dos ensaios de afunda flutua. Acumulado dos afundados. O limite inferior de cada intervalo densimétrico foi adotado como a densidade de separação do intervalo

Intervalo densimétrico	Densidade separação (g/cm³)	Massa (%)	Acumulado Afundado (Pré-concentrado)								
			Massa (%)	Teores (%)				Recuperação (%)			
				Zn	Fe	CaO	MgO	Zn	Fe	CaO	MgO
d >3,05	3,05	63,14	63,14	30,70	17,70	5,27	3,91	96,54	94,49	25,77	25,78
2,95 < d < 3,05	2,95	6,87	70,01	28,09	16,42	7,03	5,30	97,93	97,22	38,13	38,74
2,85 < d < 2,95	2,85	22,05	92,06	21,78	12,75	11,88	8,80	99,85	99,21	84,73	84,55
2,75 < d < 2,85	2,75	7,73	99,79	20,12	11,85	12,91	9,58	100,0	99,95	99,82	99,81
d < 2,75	2,7	0,2	100,0	20,08	11,83	12,91	9,58	100,0	100,0	100,0	100,0

Fonte: Elaborado pelo autor.

Tabela 17 – Resultados dos ensaios de afunda flutua. Acumulado dos flutuados. O limite inferior de cada intervalo densimétrico foi adotado como a densidade de separação do intervalo

Intervalo densimétrico	Densidade separação (g/cm³)	Massa (%)	Acumulado flutuado (Rejeito)								
			Massa (%)	Teores (%)				Recuperação (%)			
				Zn	Fe	CaO	MgO	Zn	Fe	CaO	MgO
d >3,05	3,05	63,14	36,86	1,89	1,77	26,00	19,29	3,46	5,51	74,23	74,22
2,95 < d < 3,05	2,95	6,87	29,99	1,39	1,10	26,63	19,56	2,07	2,78	61,87	61,26
2,85 < d < 2,95	2,85	22,05	7,94	0,37	1,17	24,82	18,63	0,15	0,79	15,27	15,45
2,75 < d < 2,85	2,75	7,73	0,21	0,45	2,75	11,29	8,66	0,00	0,05	0,18	0,19
d < 2,75	2,7	0,2	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Fonte: Elaborado pelo autor.

4.4.3 Jigagem

Os resultados obtidos na estratificação em jigge encontram-se na Tabela 18 e indicam a possibilidade de produto pré-concentrado por meio da composição das gavetas 1 e 2, que resultou em recuperações de 88,57% para o zinco e pouco mais de 40% para os carbonatos (MgO e CaO). As gavetas 3 e 4 representaram juntas, um descarte de 37,35% da massa de alimentação como rejeito, com 57,12% do CaO e 58,55% do MgO, mas com uma perda de 5,91% do zinco.

Tabela 18 – Resultados metalúrgicos da estratificação em jigue

Produto	Massa (%)	Teores (%)				Recuperação (%)			
		Zn	Fe	CaO	MgO	Zn	Fe	CaO	MgO
Gaveta 1	36,77	35,08	17,33	6,45	4,26	66,76	61,23	17,44	17,29
Gaveta 2	25,88	16,28	10,80	13,36	8,46	21,81	26,86	25,44	24,16
Gaveta 3	19,85	6,31	3,84	18,93	13,93	6,48	7,32	27,66	30,51
Gaveta 4	17,50	5,46	2,73	22,87	14,52	4,95	4,59	29,46	28,04
Alim. calculada*	100,0	19,32	10,41	13,59	9,06	100,0	100,0	100,0	100,0
Gavetas 1+2 (pré-concentrado)	62,65	27,31	14,63	9,30	5,99	88,57	88,09	42,88	41,45
Gavetas 3+4 (rejeito)	37,35	5,91	3,32	20,78	14,21	11,43	11,91	57,12	58,55

*Determinada pela ponderação das massas dos estratos pelos respectivos teores.

Fonte: Elaborado pelo autor.

Materiais com até 4 a 5% de zinco são considerados pela Nexa como minério de baixo teor e são passíveis de aproveitamento mediante práticas corriqueiras de blendagem com minérios de alto teor. Baseado nesta premissa, pode-se dizer que os teores de zinco do rejeito *ore sorting* e do rejeito jigue foram altos, equiparáveis a teores de minério aproveitável.

Dentre as três técnicas estudadas, o afunda flutua, que simula uma separação em meio denso, foi a que teve melhor desempenho pois, promoveu um descarte de 30% da massa de alimentação como rejeito grosseiro sem perdas expressivas de zinco e recuperou quase 98% deste metal no produto afundado na densidade de 2,95 g/cm³. Entretanto, deve-se frisar que este tipo de ensaio é realizado com líquidos orgânicos de densidades extremamente controladas. Na indústria, emprega-se polpas de Fe-Si ou magnetita como meio de separação, ao invés dos líquidos orgânicos, e isso acaba por introduzir uma ineficiência de separação, uma vez que é difícil controlar a estabilidade e a densidade destas polpas.

4.5 ENSAIOS DE INFLUÊNCIA DA PRÉ-CONCENTRAÇÃO NA USINA

Para estes ensaios considerou-se como amostra pré-concentrada o concentrado oriundo da jigagem (composição das gavetas 1 e 2) re combinado com o *by pass* (-1,18 mm). O balanço da jigagem, agora considerando o *by pass*, está ilustrado na Tabela 19.

Tabela 19 – Balanço da jigagem com composição do pré-concentrado

Produto	Massa (kg)	Massa (%)	Teores (%)					Recuperação (%)				
			Zn	Pb	Fe	CaO	MgO	Zn	Pb	Fe	CaO	MgO
1ª gaveta	22,12	31,99	35,08	0,51	17,33	6,45	4,26	59,99	39,73	52,74	15,48	14,95
2ª gaveta	15,58	22,51	16,28	0,34	10,80	13,36	8,46	19,59	18,64	23,13	22,57	20,89
3ª gaveta	11,95	17,27	6,31	0,27	3,84	18,93	13,93	5,82	11,35	6,31	24,54	26,38
4ª gaveta	10,54	15,22	5,46	0,27	2,73	22,87	14,52	4,44	10,01	3,95	26,14	24,24
Total jigge calculado*	60,2	86,99	19,32	0,38	10,41	13,59	9,06	89,85	79,73	86,14	88,73	86,46
Total jigge analisado**			18,52	0,45	11,6	13,29	10,46					
Pré-concentrado (G1+G2)	37,72	54,50	27,31	0,44	14,63	9,30	5,99	79,58	58,37	75,88	38,05	35,84
Rejeito (G3+G4)	22,48	32,49	5,91	0,27	3,32	20,78	14,21	10,27	21,36	10,26	50,68	50,63
By pass (1,18mm)	9,0	13,01	14,60	0,64	11,20	11,54	9,49	10,15	20,27	13,86	11,27	13,54
Pré-concentrado + By pass	46,72	67,51	24,86	0,48	13,97	9,73	6,67	89,73	78,64	89,74	49,32	49,37
Total calculado***	69,2	100,0	18,71	0,41	10,51	13,32	9,12	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Cabeça****			17,07	0,44	11,73	14,8	10,8					

*Determinado pela ponderação das massas das gavetas pelos respectivos teores.

Análise química da fração -25 +1,18 mm. * Determinado pela ponderação das massas das gavetas e *by pass* pelos respectivos teores. ****Análise química da amostra inicial.

Fonte: Elaborado pelo autor.

Quando se considera apenas o concentrado do jigge (gavetas 1 e 2) a recuperação do zinco foi de 88,57% (Tabela 18). Com a composição do concentrado da jigagem mais o *by pass*, a recuperação de zinco aumentou para 89,73%, mas houve também aumento de carbonatos, 15% para CaO e 19% para MgO, mas não interferindo negativamente no resultado final pois os teores de carbonatos ainda foram menores do que na amostra original (cabeça). Além disso, o *by pass* não pôde ser descartado, pois apresentou um teor elevado de zinco (14,6%).

4.5.1 WI de Bond

Os resultados para as amostras tal qual e pré-concentrada estão representados na Tabela 20.

Tabela 20 - Determinação do WI de Bond

Amostra	Malha do teste (mm)	Fração da alimentação passante na malha do teste (%)	F80 (mm)	P80 (mm)	Gpb (g/rev)	WI (kWh/t)
Pré-concentrada (G1+G2+by pass)	0,15	12,0	1,92	0,11	1,39	16,4
Tal qual	0,15	13,7	2,06	0,11	1,40	16,3

Fonte: Elaborado pelo autor.

Ambas as amostras apresentaram WI de Bond similares e são classificadas como sendo de alta tenacidade ($15 \leq WI \leq 18$).

Como praticamente não houve variação do WI entre as amostras tal qual e pré-concentrada, pode-se afirmar que a pré-concentração previamente à moagem, não irá impactar no consumo energético, isto se for adotada a estratégia de manter a mesma vazão mássica de alimentação do circuito de moagem para ambas as alternativas (com pré-concentração e sem). Caso a vazão seja reduzida, em virtude do descarte de ganga com a pré-concentração, haverá redução do consumo de energia pois, haverá uma quantidade menor de massa a ser moída.

4.5.2 AI de Bond

Os ensaios de AI foram conduzidos em duplicata para ambas as amostras ensaiadas. O AI considerado foi a média dos valores encontrados. Os resultados estão expressos na Tabela 21.

Tabela 21 - Determinação do AI de Bond

	Pré-concentrado (G1+G2+by pass)		Tal qual	
	1ª medida	2ª medida	1ª medida	2ª medida
Massa inicial (g)	96,5071	96,3161	96,1915	96,6977
Massa final (g)	96,2367	95,9999	95,8854	96,4302
AI	0,27	0,32	0,31	0,27
AI (médio)	0,29		0,29	

Fonte: Elaborado pelo autor.

Observa-se que o AI permaneceu o mesmo para ambas as amostras. Sendo assim, o desgaste abrasivo é mantido nos mesmos níveis se o circuito de moagem for alimentado com material pré-concentrado ou material ROM, sem pré-concentrar, caso a vazão mássica seja mantida a mesma para os dois casos. Entretanto, se a alimentação da moagem for reduzida, após pré-concentração, o AI diminuirá proporcionalmente à redução massa.

4.5.3 Flotação

Para análise dos resultados foi considerada a média das triplicatas para ambas as amostras. As Tabelas 22 e 23 mostram os resultados obtidos para as flotações com as amostras tal qual e pré-concentrada, respectivamente. O concentrado acumulado, tanto na flotação *bulk* quanto na flotação da willemite, corresponde à soma dos produtos *rougher*, *scavenger 1* e *scavenger 2*.

Comparando-se a flotação do material pré-concentrado com a flotação da tal qual, verifica-se que a recuperação de zinco aumentou em 3% e a recuperação de prata aumentou em 22,6%. Já a recuperação de chumbo se manteve praticamente nos mesmos níveis.

O teor de MgO, principal contaminante do concentrado de zinco, apresentou uma redução de 4,78% para 4,19%, comparando flotação tal qual

versus flotação com pré-concentrado. A redução do MgO no concentrado de zinco é extremamente benéfica, uma vez que minerais carbonáticos são deletérios ao processo seguinte de lixiviação, pois reagem com a solução de ataque (ácido sulfúrico) formando CO₂ causando espumação excessiva, além de aumentar a resistividade da polpa na eletrólise.

Foi observado também, aumento da massa de concentrado de zinco, passando de 49,74%, na flotação tal qual, para 59,79% na flotação com o material advindo da pré-concentração. Isto indica que uma estratégia de pré-concentração pode aumentar a produção, tanto em termos de tonelagem de concentrado quanto em termos de qualidade, uma vez que o teor de zinco também aumentou.

Com relação a geração de rejeito fino de flotação, observa-se que com a adoção da estratégia de pré-concentração, houve uma redução de 20% na geração deste resíduo, o que implica em menores volumes de rejeito a ser estocado em barragem.

Tabela 22 - Resultados da flotação da amostra tal qual.

MÉDIA (n = 3)											
Produto	Massa (%)	Teores					Recuperação (%)				
		Pb (%)	Ag (ppm)	Zn (%)	MgO (%)	Fe (%)	Pb	Ag	Zn	MgO	Fe
Conc. Acum - Pb	2,10	10,39	318,59	16,94	7,33	--	42,06	32,60	1,87	1,80	--
Rejeito - Pb	97,90	0,30	11,05	19,04	8,52	--	57,94	67,40	98,13	98,20	--
Alimentação - Pb	100,0	0,51	17,60	18,99	8,50	--	100,0	100,0	100,0	100,0	--
Conc. Acum - Zn	49,74	0,30	--	34,06	4,78	6,36	60,16	--	93,00	27,58	34,81
Rejeito - Zn	50,26	0,19	--	2,53	12,33	11,80	39,84	--	7,00	72,42	65,19
Alimentação - Zn	100,0	0,24	--	18,20	8,55	9,10	100,0	--	100,0	100,0	100,0

Fonte: Elaborado pelo autor.

Tabela 23 - Resultados da flotação da amostra pré-concentrada

MÉDIA (n = 3)											
Produto	Massa (%)	Teores					Recuperação (%)				
		Pb (%)	Ag (ppm)	Zn (%)	MgO (%)	Fe (%)	Pb	Ag	Zn	MgO	Fe
Conc. Acum - Pb	1,80	12,71	678,98	19,50	4,84	--	41,65	55,23	1,63	1,50	--
Rejeito - Pb	98,20	0,33	10,06	21,62	5,82	--	58,35	44,77	98,37	98,50	--
Alimentação - Pb	100,00	0,55	22,10	21,58	5,80	--	100,0	100,0	100,0	100,0	--
Conc. Acum - Zn	59,79	0,31	--	35,60	4,19	9,00	74,14	--	95,89	36,93	35,48
Rejeito - Zn	40,21	0,16	--	2,27	10,65	24,51	25,86	--	4,11	63,07	64,52
Alimentação - Zn	100,0	0,25	--	22,19	6,79	15,18	100,0	--	100,0	100,0	100,0

Fonte: Elaborado pelo autor.

4.5.4 Flotação adicional

Para a amostra adicional, a jigagem também foi utilizada para simular a pré-concentração e para gerar massa de produto pré-concentrado para as flotações extras que foram executadas. Utilizou-se agora, uma alimentação de jigagem mais fina (-12,7 +1,18 mm) em relação à jigagem da amostra principal. O balanço desta segunda jigagem, já considerando o *by pass*, está ilustrado na Tabela 24. O produto pré-concentrado foi composto pelas gavetas 1 e 2 e o rejeito foi uma composição das gavetas 3, 4 e 5. Esta configuração permitiu 83,45% de recuperação de zinco em 48 % da massa, e um descarte de mais de 65% do conteúdo de MgO no rejeito, com uma perda de apenas 3,6% de teor de zinco associado.

Para a alimentação da flotação, o pré-concentrado da jigagem foi recombinação com os finos (-1,18 mm), de forma que a recuperação metalúrgica do zinco passou a ser de 92%. O teor do zinco subiu de 19,7% na amostra original, sem pré-concentração, para 31,3% no produto pré-concentrado mais *by pass*, que irá alimentar a flotação.

Fazendo um comparativo entre a jigagem da amostra principal (Tabela 19) e a jigagem desta segunda amostra (Tabela 24), nota-se que, nesta última, houve um maior enriquecimento de zinco no material pré-concentrado mais *by*

pass, e também, maior descarte de ganga carbonática com menores perdas de zinco. Apesar das amostras terem sido diferentes, este melhor desempenho observado se deve, possivelmente, ao fato da segunda jigagem ter sido realizada em uma granulometria menor (-12,7 +1,18 mm).

Tabela 24 – Balanço da jigagem adicional e composição do pré-concentrado

Produto	Massa (kg)	Massa (%)	Teores (%)					Recuperação (%)				
			Zn	Pb	Fe	CaO	MgO	Zn	Pb	Fe	CaO	MgO
1ª gaveta	12,00	27,47	46,02	0,31	5,52	3,66	2,41	65,20	32,70	49,72	5,55	5,30
2ª gaveta	8,88	20,33	17,41	0,27	2,98	19,09	12,56	18,25	21,00	19,85	21,40	20,44
3ª gaveta	8,18	18,73	3,78	0,23	1,80	26,77	19,45	3,65	16,48	11,05	27,64	29,16
4ª gaveta	7,96	18,22	3,81	0,21	1,44	27,00	19,05	3,58	14,64	8,60	27,13	27,79
5ª gaveta	2,64	6,04	2,39	0,20	0,91	28,63	16,96	0,74	4,62	1,80	9,54	8,21
Total jigge calculado*	39,66	90,80	19,53	0,26	3,06	18,23	12,50	91,42	89,44	91,01	91,25	90,89
Total jigge analisado**			19,17	0,29	2,77	17,50	12,28					
Pré-concentrado (G1+G2)	20,88	47,80	33,85	0,29	4,44	10,22	6,73	83,45	53,70	69,57	26,94	25,74
Rejeito (G3+G4+G5)	18,78	42,99	3,60	0,22	1,52	27,13	18,93	7,98	35,74	21,45	64,31	65,16
By pass (1,18mm)	4,02	9,20	18,07	0,30	2,98	17,24	12,36	8,58	10,56	8,99	8,75	9,11
Pré-concentrado + By-pass	24,90	57,0	31,30	0,29	4,21	11,36	7,64	92,02	64,26	78,55	35,69	34,84
Total calculado*	43,68	100,0	19,39	0,26	3,05	18,14	12,49	100,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Cabeça***			19,73	0,27	2,90	16,34	11,90					

*Determinado pela ponderação das massas das gavetas pelos respectivos teores.

Análise química da fração -12,7 +1,18 mm. * Determinado pela ponderação das massas das gavetas e *by pass* pelos respectivos teores. ****Análise química da amostra inicial.

Fonte: Elaborado pelo autor.

Devido ao aumento do teor de zinco na alimentação da flotação, após a jigagem, a quantidade de coletor (éter-amina) precisou ser aumentada para que não houvessem perdas de zinco para o rejeito. Foram conduzidos três testes com dosagens diferentes de coletor conforme explicitado na Tabela 12. Os

resultados dos testes de otimização da éter-amina para a amostra pré-concentrada estão ilustrados nas Tabelas 25, 26 e 27.

Tabela 25 – Resultados do ensaio de flotação para éter-amina na condição AI (padrão)

Produto	Massa (g)	Massa (%)	Teores (%)		Recuperação (%)	
			Zn	MgO	Zn	MgO
Concentrado	323,87	37,79	45,93	3,06	55,47	15,13
Rejeito	533,13	62,21	22,4	10,42	44,53	84,87
Alimentação	857	100,0	31,29	7,64	100,0	100,0

Fonte: Elaborado pelo autor.

Tabela 26 – Resultados do ensaio de flotação para éter-amina na condição All

Produto	Massa (kg)	Massa (%)	Teores (%)		Recuperação (%)	
			Zn	MgO	Zn	MgO
Concentrado	516,05	60,22	47,24	4,81	90,91	37,91
Rejeito	340,95	39,78	7,15	11,92	9,09	62,09
Alimentação	857	100,0	31,29	7,64	100,0	100,0

Fonte: Elaborado pelo autor.

Tabela 27 – Resultados do ensaio de flotação para éter-amina na condição AIII

Produto	Massa (kg)	Massa (%)	Teores (%)		Recuperação (%)	
			Zn	MgO	Zn	MgO
Concentrado	561,29	65,54	46,18	9,05	96,73	77,66
Rejeito	295,31	34,46	2,97	4,95	3,27	22,34
Alimentação	857	100,0	31,29	7,64	100,0	100,0

Fonte: Elaborado pelo autor.

Com estes resultados, pôde-se observar que se a dosagem de amina se mantivesse como no ensaio da amostra tal qual (condição AI – Tabela 25), mais de 40% do zinco seria perdido no rejeito. Porém, se a dosagem de amina se tornasse muito alta (condição AIII – Tabela 27), 77% do MgO seria levado com o concentrado, ou seja, o concentrado da flotação seria contaminado. Sendo assim, considerando tanto o componente de interesse como o deletério, a condição All proporcionou resultado mais satisfatório, com uma recuperação de 90% do zinco no concentrado e descarte de mais de 60% do MgO no rejeito.

A partir da condição All de dosagem de amina procedeu-se então, os ensaios de flotação do pré-concentrado. Para as amostras tal qual, manteve-se a dosagem como mostrada na condição Al (padrão). A Tabela 28 mostra a média dos resultados obtidos nas flotações realizadas com as amostras tal qual e pré-concentrada.

Tabela 28 – Resultados dos ensaios de flotação extra

Produto	Massa (g)	Massa (%)	Teores (%)					Recuperação (%)				
			Zn	Pb	Fe	CaO	MgO	Zn	Pb	Fe	CaO	MgO
FLOTAÇÃO TAL QUAL MÉDIA (n = 3 ensaios)												
Concentrado acum. (rg + sc 1 + sc 2)	349,57	40,75	43,60	0,28	2,68	3,76	3,21	93,18	43,78	37,46	8,64	10,26
Rejeito	508,27	59,25	2,19	0,24	3,08	27,38	19,33	6,82	56,22	62,54	91,36	89,74
Alim. Calculada	857,85	100,0	19,07	0,26	2,92	17,75	12,76	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Alim. Analisada*			19,73	0,27	2,9	16,34	11,9					
FLOTAÇÃO PRÉ-CONCENTRADA MÉDIA (n = 3 ensaios)												
Concentrado acum. (rg + sc 1 + sc 2)	562,36	65,54	44,43	0,29	3,49	4,01	3,68	97,40	66,16	54,94	21,74	28,78
Rejeito	295,65	34,46	2,26	0,28	5,45	27,50	17,34	2,60	33,79	45,04	78,43	71,18
Alim. Calculada	858,01	100,0	29,90	0,29	4,17	12,08	8,39	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Alim. Analisada**			31,3	0,29	4,21	11,36	7,64					

* Análise química da amostra inicial. ** Pré-concentrado + *by pass* (Tabela 24).

Fonte: Elaborado pelo autor.

Comparando-se as flotações das amostras tal qual *versus* pré-concentrada, nota-se um aumento na recuperação global de zinco, passando de 93,18%, na flotação sem pre-concentração (tal qual), para 97,4% na flotação com etapa prévia de jigagem. Com relação ao teor de carbonatos (CaO e MgO) no concentrado, verificou-se que para ambas as estratégias não houve grandes variações, mantendo-se em torno de 3 a 4%. Também, foi observado um aumento significativo da massa de concentrado, passando de 40,75%, na flotação sem pré-concentração, para 65,54% na flotação com o material advindo da pré-concentração. Isto indica a possibilidade de aumento de produção de concentrado com uma qualidade superior em termos de recuperação de zinco. Com relação a geração de rejeito fino de flotação, observa-se que com a adoção da estratégia de pré-concentração, há uma redução de 42% na geração deste

resíduo, o que implica em menores volumes de rejeito a ser estocado em barragem.

A necessidade do aumento de dosagem de amina para o material que passou por pré-concentração já era esperada, uma vez que houve aumento da massa de willemita a ser flotada, devido ao enriquecimento proporcionado pela etapa de pré-concentração. Sendo assim, é mais plausível comparar o consumo de coletor em termos de zinco contido na alimentação da flotação e não em termos de massa desta alimentação. A Figura 36 ilustra o comparativo do consumo de amina, convertido em g/t de zinco contido na alimentação da flotação, para ambas as flotações realizadas. Verifica-se que o consumo total de amina é 17,68% menor para a flotação com o material pré-concentrado.

Figura 36 - Consumo de amina para as flotações realizadas

Fonte: Elaborado pelo autor.

5 CONCLUSÕES

Os estudos de liberação da ganga baseado nas propriedades luminescentes do minério, apontaram para um grau de liberação da ganga em relação à willemita da ordem de 85%, em uma faixa de tamanho grosseira (-25 +1,18 mm). Isto indica, que se pode alcançar partículas de ganga livre, após as primeiras etapas de britagem.

A luminescência do minério de zinco, excitada por radiação ultravioleta (254 nm), mostrou-se uma ferramenta barata, não destrutível e simples, em que o contraste de cor entre as fases minerais permite identificá-las qualitativamente e quantitativamente.

A pré-concentração para o minério de zinco de Vazante/MG, com remoção de ganga em produto de britagem, sem perdas expressivas de zinco, demonstrou-se perfeitamente factível.

Dentre as alternativas de pré-concentração estudadas, o melhor desempenho foi alcançado nos ensaios de afunda/flutua, com a densidade de separação de 2,95 g/cm³, que proporcionou um descarte de 30% da massa como rejeito grosseiro e recuperou quase 98% do zinco, no produto afundado, em uma ampla faixa granulométrica (-25 +1,18 mm). Isto é um indicativo de que a instalação de uma etapa de pré-concentração de meio denso se mostra tecnicamente viável. Entretanto, industrialmente, os equipamentos de meio denso utilizam polpas de Fe-Si como meio de separação, ao invés dos líquidos orgânicos, e isso acaba por introduzir uma ineficiência de separação, uma vez que não é fácil controlar a estabilidade e a densidade destas polpas. Portanto, sugere-se realização de ensaios piloto utilizando-se polpa de Fe-Si e, também, deve-se proceder análise econômica do cenário, uma vez que a operação do meio denso exige uma série de etapas auxiliares, com alto custo de operação associado para a recuperação do Fe-Si.

O *ore sorting* com sensor de DE-XRT também apresentou desempenho notável. Em ambas as granulometrias testadas (-50 +19 mm e -25 +8 mm) atingiram-se recuperações médias de zinco da ordem de 93% no concentrado e um descarte de praticamente 30% da massa no rejeito. Entretanto, os teores de

zinco obtidos no rejeito foram considerados altos, uma vez que são equiparáveis ao teor dos minérios pobres, que são passíveis de aproveitamento. Dada a variabilidade observada nos resultados dos testes de *sorter*, recomenda-se uma campanha de testes mais robusta, que envolva um maior número de ensaios, de forma a confirmar os resultados obtidos. Deve-se ressaltar que o *ore sorting*, diferente dos métodos densitários, é um processo a seco, ideal para aplicações onde há restrições quanto ao uso de água.

A jigagem foi a alternativa, entre as técnicas testadas, que apresentou a maior perda de zinco para o rejeito (5,91% de teor de Zn). Entretanto, a jigagem adicional, realizada com uma segunda amostra numa granulometria menor (-12,7 +1,18 mm), proporcionou maior descarte de massa (32% maior) com maior conteúdo de MgO (27% maior) e menor teor de zinco sendo perdido (apenas 3,6%), comparativamente à primeira jigagem. Esta melhoria no desempenho pode ser explicada pela diminuição da granulometria, mas isto não é conclusivo, uma vez que a amostra da jigagem adicional era diferente em termos de teores e provinha de uma segunda campanha de amostragem.

Como não houve variação de WI e nem de AI entre as amostras tal qual e pré-concentrada, pode-se afirmar que a pré-concentração previamente à moagem, não irá impactar no consumo energético e tampouco no desgaste abrasivo, isto se for adotada a estratégia de manter a mesma vazão mássica de alimentação do circuito de moagem para ambas as alternativas (com pré-concentração e sem). Caso a vazão seja reduzida, em virtude do descarte de ganga com a pré-concentração, haverá redução do consumo de energia e do desgaste proporcional à redução da massa.

Houve a necessidade de aumentar a dosagem do coletor de willemite (éter-amina), na flotação adicional para o material pré-concentrado pois, o enriquecimento de zinco, promovido pela jigagem, foi elevado (o teor de zinco aumentou de 19,73% para 31,13%). Mesmo não tendo havido a otimização da dosagem de coletor na flotação com o pré-concentrado da amostra principal, não houve perdas significativas de zinco para o rejeito, pois a sua respectiva jigagem prévia não proporcionou um enriquecimento tão expressivo se comparado ao da amostra adicional.

Em linhas gerais, a flotação a jusante da estratégia de pré-concentração possibilitou aumento de produção de concentrado com uma qualidade superior em termos de recuperação de zinco. Na flotação da amostra principal foi notado um aumento de 20,2% na massa de concentrado de zinco e uma melhoria de 3 pontos percentuais na recuperação, comparando a flotação tal qual *versus* a flotação com o pré-concentrado. Já na flotação adicional, foi observado aumento de 60,8% na massa de concentrado e um ganho de 4,22 pontos percentuais na recuperação global de zinco.

Outro impacto positivo observado foi a redução da quantidade de rejeito fino de processo. Na flotação da amostra principal a quantidade de rejeito fino diminuiu 20%, comparando flotação com o pré-concentrado *versus* flotação tal qual. Já na flotação adicional, foi alcançada uma redução de 42% deste rejeito. Estes resultados mostram que a adoção de uma estratégia de pré-concentração, previamente à flotação, reduz o volume de rejeito a ser estocado em barragem, uma vez que parte do rejeito já foi removido como ganga grosseira na pré-concentração.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANDRADE, M. C.; SAMPAIO, J. A.; LUZ, A. B.; ANDRADE, V. L. L.; GRANDCHAMP, C. A. P. A mineração e o uso da água na lavra e no beneficiamento de minério. In: DOMINGUES, A. F.; BOSON, P. H. G.; ALÍPAZ, S. A. **A gestão dos recursos hídricos e a mineração**. Brasília: ANA, 2006. p. 91-122.

AngloGold Ashanti aprimora *ore sorting* na separação de minério. **Notícias de Mineração Brasil**, Tecnologia: Inovação, Boletim diário, 23 mai. 2018. Copyright Aspermont Ltd. Disponível em:< <https://www.noticiasdemineracao.com/inova%C3%A7%C3%A3o/news/1338779/anglogold-ashanti-aprimora-ore-sorting-na-separa%C3%A7%C3%A3o-de-minerio>>. Acessado em: 30 mai. 2018.

ARVIDSON, B. R.; WOTRUBA, H. Ore Sorting. In: ANDERSON, C. G.; DUNNE, R. C.; UHRIE, J. L. **Mineral processing and extractive metallurgy: 100 years of innovation**. Colorado: SME, 2014.

BALLANTYNE, G. R.; HILDEN, M.; POWELL, M. S. Early rejection of gangue How much energy will it cost to save energy? In: COMMUNITION, 12., 2012, Capetown. **Proceedings...** Capetown: MEI, 2012.

BALLANTYNE, G. R.; FOGGIATTO, B.; CARRASCO, C.; HILDEN, M.; POWELL, M. S. The impact of grade engineering® on SAG milling. In: SAG CONFERENCE, 2015, Vancouver. **Proceedings...** Vancouver: SAG conference foundation, 2015. p. 1-14.

BAMBER, A. S. **Integrated mining, pre-concentration and waste disposal systems for the increased sustainability of hard rock metal mining**. 2008. 331 f. Tese (Doutorado) - The Faculty of Graduate Studies (Mining Engineering), University of British Columbia, Vancouver, 2008.

BARBATO, C. N.; SAMPAIO, J. A. Determinação experimental do índice de trabalho (WI). In: SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A.; BRAGA, P. F. A. **Tratamento de minérios práticas laboratoriais**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2007.

BERGERMAN, M. G. *et al.* Redução do consumo de energia de circuitos de moagem com a utilização de pré-concentração de minerais sulfetados. **Holos**, v. 3, Edição Especial - XXV ENTMMME / VII MSHNT, p. 176 -183, 2014.

BERGERMAN, M. G. Projeto: Avaliação do consumo de energia e desgaste em circuitos de moagem alimentados com produtos de pré-concentração de minérios de baixo teor. São Paulo, Universidade de São Paulo, 18 dez. 2015. **Palestra** proferida em ocasião da visita a Mina de Pirquitas, São Paulo, 2015.

BHALLA, R. J. R. S. B.; WHITE, W. Intrinsic cathodoluminescence emission from willemite single crystals. **Journal of Luminescence**. v. 4. p 194-200, 1971.

BORNMAN, F. **Practical operational aspects of dense medium cyclone separation**. Joannesburg, South Africa: Multotec South Africa, [2013?]. 12 p. Technical Paper. Disponível em: <<https://pt.slideshare.net/THILIVHALICASTRO/NDou/practicaloperationalaspectsofdensemediumcycloneseparation9f775>>. Acesso em: 03 Mar. 2017.

BOWMAN, D. J.; BEARMAN, R. A. Coarse waste rejection through size based separation. **Minerals Engineering**. v. 65. p 88–97, 2014.

CARRASCO, C.; KEENEY, L.; NAPIER-MUNN, T. J. Methodology to develop a coarse liberation model based on preferential grade by size responses. **Minerals Engineering**, v. 62, p. 102–110, 2014.

CHAVES, A. P.; CHAVES FILHO, R. C. **Teoria e prática do tratamento de minérios: separação densitária**. São Paulo: Oficina de textos, 2013.

CHAVES, A. P. Os problemas do carvão em geral e do carvão brasileiro em particular. In: SOARES, P. S. M.; SANTOS, M. D. C.; POSSA, M. V. **Carvão brasileiro: tecnologia e meio ambiente**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2008.

COSTA, I. A., ALMEIDA, C. P., MARQUES, C. V. P., COSTA, L. R. C. R., JESUS, E. B. Estudo de pré-concentração magnética do magnetita-piroxenito da Vanádio de Maracás S/A. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, 27., 2017, Belém. **Anais...** Belém: IFPA, 2017.

CRC ORE. **Optimising resource extraction: coarse liberation circuits**. 2016. Disponível em:< <http://www.crcore.org.au/main/index.php/case-studies-03/225-coarse-liberation-circuits>>. Acessado em: 05 Abr. 2016.

CRESWELL, G. M. Pre-concentration of base metal ores by dense medium separation. In: SAIMM COOPER, COBALT, NICKEL AND ZINC RECOVERY CONFERENCE. 2001, Johannesburg. **Proceedings...** Johannesburg: SAIMM, 2001. p. 1-10.

DAVIDSON, D. H.; GRADY, P. M.; HEINS, R. A. **Use of the inline pressure jig in diamond applications with particular reference to african installations**. Avoca, Vic, Australia: Gekko Systems, [2006?]. Technical Paper 029. Disponível em:<<http://www.gekkos.com/sites/default/files/documents/TechnicalPaper029UseOfTheInlinePressureJigInDiamondApplications.pdf>>. Acesso em: 22 Out. 2016.

DE JONG, T.; HARBECK, H. Automated Sorting of minerals: current status and future outlook. In: CANADIAN MINERAL PROCESSORS CONFERENCE, 37., 2005, Ottawa. **Proceedings...** Ottawa: CIM, 2005. p. 629-648

DELBONI JR, H. *et al.*, **Estudos para aumento da capacidade do circuito de cominuição Calamina da VMZVZ**. Relatório técnico HDA Serviços S/S Ltda, 2016. 509 p.

DENYSSCHEN, D. F.; WAGNER, B. N. Pre-concentration of low grade lateritic sulphide nickel ore. In: BASE METALS CONFERENCE, 2009, Kasane. **Proceedings...** Johannesburg: SAIMM, 2009. p. 291-306.

DIAS, E. **Dúvidas sorter** [mensagem pessoal]. Mensagem recebida por: <dimasnetosri@gmail.com> em 12 de Abr. de 2017.

DUFFY, K.; VALERY, W.; JANKOVIC, A.; HOLTHAM, P. Integrating Bulk Ore Sorting into a mining operation to maximise profitability. In: METPLANT, 2015, Melbourne. **Proceedings...** Melbourne: AusiMM, 2015.

ERDENEBAT, E. **Study of New Afton ore heterogeneity and its amenability to sensor-based ore sorting**. 2017. 64 f. Dissertação (Mestrado) - The Faculty of Graduate Studies (Mining Engineering), University of British Columbia, Vancouver, 2017.

FIGUEIRA, H. V. O.; ALMEIDA, S. L. M.; LUZ, A. B. Cominuição. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; ALMEIDA, S. L. M. **Tratamento de Minérios**. 4. ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004, p.113-182.

FOSBURY, R. Fluorescence spectroscopy of minerals: 1 - Using a spectrometer. **The Fluorescent Mineral Society**. p. 5 -17, 2013.

GIRODO, A. C. Manuseio dos materiais. In: VALADÃO, G. E. S.; ARAUJO, A. C. **Introdução ao tratamento de minérios**. Belo Horizonte: Editora UFMG, 2007.

GÖTZE, J. Potential of cathodoluminescence (CL) microscopy and spectroscopy for the analysis of minerals and materials. **Anal Bioanal Chem**. v. 374. p 703–708, 2002.

_____. Application of cathodoluminescence microscopy and spectroscopy in geosciences. **Microscopy and Microanalysis**. v. 18. p. 1270-1284, 2012.

GRAY, A. H.; DELEMONTEX, G.; GRIGG, N.; YEOMANS, T. **Inline Pressure Jig Pre-Concentration Plant at the Pirquitas Mine**. 2013. Disponível em: <<http://www.ferret.com.au/ODIN/PDF/Showcases/102013.pdf>>. Acesso em: 01 Nov. 2015.

GRAY, S., HUGHES, T. Improvements in the Inline pressure jig expands its applications and ease of use for gold, silver, sulphide and diamond recovery. In: METALLURGICAL PLANT DESIGN AND OPERATING STRATEGIES, 2008, Perth. **Proceedings...** Perth: AusiMM, 2008. p. 1-19.

GRIGG, N. **The pre-concentration of diamonds using the inline pressure jig**. Avoca, Vic, Australia: Gekko Systems, [2005?]. Technical Paper 030. Disponível em:<<http://www.gekkos.com/documents/030ThePreConcentrationOfDiamondsUsingTheInlinePressureJig.pdf>>. Acesso em: 05 Mai. 2016.

_____. Implementing eco-efficient comminution strategies. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING SEMINAR, 8., 2011, Santiago. **Proceedings...** Santiago: Gecamin, 2011.

GRIGG, N. J.; DELEMONTE, G. J. **The pre-concentration of precious and base metal deposits using the inline pressure jig (IPJ); higher feed grades and more metal.** 2015. Disponível em: <<http://www.ceecthefuture.org/wp-content/uploads/2015/06/IMPC-2014-Pre-concentration-Paper-Revision-CEEC-150825.pdf>>. Acesso em: 25 Out. 2015.

HESS, F. W.; FENWICK, R. P. Process computer system development at Bougainville Copper Limited. In: APCOM, 87., 1987, Johannesburg. **Proceedings of the Twentieth International Symposium on the Application of Computers and Mathematics in the Mineral Industries.** Volume 2: Metallurgy. Johannesburg: SAIMM, 1987. p. 241-251.

KETELHODT, L. **Tomra sorting solutions SAIMM–Johannesburg.** 2012. Disponível em: <<https://www.saimm.co.za/download/branches/Johannesburg/SAIMM%20%20Regional%20Meeting%20sensor%20Based%20sorting%20LvK%2020120517.pdf>>. Acesso em: 17 Set. 2016.

KLEIN, B. Energy efficiency technologies for the mining industry. In: CIM CONFERENCE, 2010, Vancouver. **Proceedings...** Westmount: CIM, 2010.

KLEIN, C.; DUTROW, B. **Manual de ciência dos minerais.** Bookman. 23ª Edição. 2012.

LEGAULT-SEGUIN, E.; MOHNS, C.; RYLATT, M. Dense medium separation an effective and robust preconcentration technology. In: ANNUAL CANADIAN MINERAL PROCESSORS OPERATORS CONFERENCE, 48., 2016, Ottawa. **Proceedings...** Ottawa: CIM, 2016. p. 381-400.

LEPECHUKA, V. O. **Jigagem na produção de agregados graúdos reciclados de baixa porosidade.** 2013. 83 f. Monografia (Engenharia de minas) – Escola Politécnica, USP, São Paulo, 2013.

LESSARD, J.; BAKKER, J.; MCHUGH, L. Development of ore sorting and its impact on mineral processing economics. **Minerals Engineering.** v. 65. p 88–97, 2014.

LESSARD, j. *et al.*, Bridging the gap: understanding the economic impact of ore sorting on a mineral processing circuit. **Minerals Engineering.** v. 91. p 92 –99, 2014.

MARTINS, L. et al. Escolha ótica aplicada à pré-concentração de minério oxidado de zinco. **Rev. Facultad de Ingenieria da Universidad de Atacama.** v. 27, p 39 – 44, 2016.

MCCULLOCH JR, W. E.; BHAPPU, R. B.; HIGHTOWER, J. D. Copper ore preconcentration by heavy media separation for reduced capital and operating costs. In: COPPER 99 INTERNATIONAL ENVIRONMENT CONFERENCE, 1999, Phoenix. **Proceedings...** v II. Phoenix: Minerals, metals & materials society, 1999. p.13-27.

MORGAN, P. The impact of a crushing plant upgrade and DMS pre-concentration on the processing capability of the Tati Nickel Concentrator. In: BASE METALS CONFERENCE, 2009, Kasane. **Proceedings...** Johannesburg: SAIMM, 2009. p. 231-244.

MURPHY, B; VAN ZYL, J; DOMINGO, G. Underground preconcentration by ore sorting and coarse gravity separation. In: NARROW VEIN MINING CONFERENCE, 2012, Perth. **Proceedings...**Perth: AusIMM, 2012.

NAPIER-MUNN T J; G GIBSON, B BESSEN. Advances in dense medium cyclone plant design. In: MILL OPERATORS' CONFERENCE, 10., 2009, Adelaide. **Proceedings...** Adelaide: AusIMM, 2009. p. 53-61.

NASDALA, L.; GÖTZE, J.; HANCHAR, J. M.; GAFT, M.; KRBETSCHEK, M. R. Luminescence techniques in earth sciences. **EMU Notes in Mineralogy**, Vol. 6, Chapter 2, 43-91. 2004.

NEUMANN, R.; SCHNEIDER, C. L.; NETO, A. A. Parte II: Caracterização Tecnológica de Minérios. In: **Tratamento de Minérios**. CETEM/MCT. 5ª Edição. 2010.

PEREIRA, T. J. **Caracterização e flotação em coluna de finos de fluorita sob regime de bias negativo**. 2009. 76 f. Dissertação (Mestrado) – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2009.

RAKOVAN, J.; WAYCHUNAS, G. Luminescence in minerals. **The Mineralogical Record**. v. 27. p 7-19, 1996.

REPLE, A; DUFFY, K; VALERY, W; JANKOVIC, A; HOLTHAM, P. **Integrating bulk ore sorting into a mining operation to maximise profitability**. Metso, 2014. Disponível em: <http://www.abmbrasil.com.br/cim/download/2015_10_5_15_50_8_87597.pdf>. Acesso em: 22 Out. 2015.

REPLE, A. C. S. **Bulk Ore Sorter: um estudo de caso na mina de Phu Kham**. 2017. 75 f. Dissertação (Mestrado em Ciências) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, 2017.

ROBBEN, C; MOSSER, A. X-Ray-transmission-based sorting at the Mittersill tungsten mine. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 27., 2014, Santiago. **Proceedings...** Santiago: Gecamin, 2014. p. 1-10.

SALTER, J. D.; WYATT, N. P. G. Sorting in the minerals industry: past, present and future. **Minerals Engineering**, v. 4. p. 779 – 796, 1991.

SAMPAIO, C. H.; TAVARES, L. M. M. **Beneficiamento gravimétrico: uma introdução aos processos de concentração mineral e reciclagem de materiais por densidade**. Porto Alegre: Editora da UFRGS, 2005.

SANCHES, J. G.; JOSE NETO, D.; BERGERMAN, M. G. Pré-concentração de um minério de zinco e sua influência na flotação. In: Jornadas argentinas de tratamento de minerales, 14., 2018, Catamarca, Argentina. **Anais...** Catamarca: UNCA, 2018. p. 247-255.

SHI, F.; ZUO, W.; MANLAPIG, E. Potential applications of ore pre-concentration using high voltage pulses for AG/SAG milling. In: SAG CONFERENCE, 2015, Vancouver. **Proceedings...** Vancouver: SAG conference foundation, 2015. p. 1-11.

SOLNORDAL, C. B. *et al.* CFD modelling of a novel gravity separation device. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON CFD IN THE MINERALS AND PROCESS INDUSTRIES, 7., 2009, Melbourne, Australia. **Proceedings...** Melbourne: CSIRO Australia, 2009. p. 1-6.

STONE, A. M. Selection and sizing of ore sorting equipment. In: MULAR, A. L.; ANDERSON, M. A. **Design and Installation of Concentration and Dewatering Circuits**. New York: SME, 1986.

TONG, Y. **Technical amenability study of laboratory-scale sensor-based ore sorting on a Mississippi Valley type lead-zinc ore**. 2012. 326 f. Dissertação (Mestrado) - The Faculty of Graduate Studies (Mining Engineering), University of British Columbia, Vancouver, 2012.

WALTERS, S. G. **Driving productivity by increasing feed quality through application of innovative Grade Engineering® Technologies Grade Engineeringmwhite paper**. 2016. Disponível em: <<http://www.crcore.org.au/main/images/docs/papers/Walters-2016-Grade-Engineering-Whitepaper.pdf>>. Acesso em: 7 Jul. 2018.

WILLS, B. A.; NAPIER-MUNN, T. J. **Mineral processing technology: an introduction of the practical aspects of ore the treatment and mineral recovery**. Queensland: Elsevier Science & Technology Books, 2006.

WILSON, C. G. Heavy media separation flowsheet development. In: MINERAL PROCESSING PLANT DESIGN SYMPOSIUM, 1978, Denver, Colorado. **Proceedings...** New York: SME, 1978. v.2, chapter 26, p. 520-538.

APÊNDICE A - Curvas de moagem e respectivos tempos de operação (amostra principal):

- Material Tal qual (sem pré-concentração):

Tempo (min)	Passante 42#	Passante 65#	Passante 100#	Passante 200#
10	0.75	0.56	0.45	0.29
20	0.98	0.88	0.74	0.47
35	1.00	0.99	0.95	0.68

P88 (100#) = 29,82 min

= 29 min e 49 s

- Material pré-concentrado:

Tempo (min)	Passante 42#	Passante 65#	Passante 100#	Passante 200#
10	0.80	0.60	0.48	0.30
20	0.97	0.81	0.69	0.45
35	1.00	0.98	0.93	0.67

P88 (100#) = 31,70 min

= 31 min e 42 s

APÊNDICE B - Curvas de moagem e respectivos tempos de operação (amostra adicional):

- Material Tal qual (sem pré-concentração)

tempo (min)	Passante (%)			
	425	212	150	75
10	99.97	96.38	87.92	58.06
25	100.00	99.99	99.89	91.00
35	100.00	99.99	99.98	97.17
45	99.99	99.99	99.98	98.63

P88 (150 μm /100#) = 10,10 min

= 10 min e 6 s

- Material pré-concentrado:

tempo (min)	Passante (%)			
	425	212	150	75
10	99.94	96.37	87.63	56.17
25	99.99	99.98	99.83	90.27
35	99.99	99.97	99.94	96.33
45	99.99	99.99	99.98	98.38

P88 (150 μm /100#) = 10,46 min

= 10 min e 28 s

APÊNDICE C - Imagens das frações tratadas: - 4,75 + 1,18 mm; -6,35 + 4,75 mm; - 12,7 + 6,35 mm; - 25 + 12,7 mm