

JÚLIA GUIMARÃES SANCHES

**AVALIAÇÃO DOS IMPACTOS GERADOS NA FLOTAÇÃO EM CIRCUITO COM
PRÉ-CONCENTRAÇÃO DE MINÉRIO DE ZINCO**

São Paulo

2019

JÚLIA GUIMARÃES SANCHES

**AVALIAÇÃO DOS IMPACTOS GERADOS NA FLOTAÇÃO EM CIRCUITO COM
PRÉ-CONCENTRAÇÃO DE MINÉRIO DE ZINCO**

Trabalho de Formatura em Engenharia de
Minas do curso de graduação do Departamento
de Engenharia de Minas e de Petróleo da
Escola Politécnica da Universidade de São
Paulo

Orientador: Prof. Dr. Maurício Guimarães
Bergerman

São Paulo

2019

2991657

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.

TF-2019
Sa.55a

H2019K



Escola Politécnica - EPMI



31700003105

Catálogo-na-publicação

Sanches, Júlia Guimarães

AVALIAÇÃO DOS IMPACTOS GERADOS NA FLOTAÇÃO EM CIRCUITO
COM PRÉ-CONCENTRAÇÃO DE MINÉRIO DE ZINCO / J. G. Sanches – São
Paulo, 201.

39 p.

Trabalho de Formatura - Escola Politécnica da Universidade de São
Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo.

1.CONCENTRAÇÃO DE MINERAIS 2.FLOTAÇÃO DE MINÉRIOS 4.ZINCO
I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de
Engenharia de Minas e de Petróleo II.t.

8971557

Aos meus pais Débora e Eduardo, aos meus irmãos Milena e Jonathan e a todos os meus professores desde 1999.

“Eu sonhei que era possível pegar os estudantes da periferia e colocá-los nas melhores universidades deste país.”

Luíz Inácio Lula da Silva

AGRADECIMENTOS

Minha grande gratidão inicial é dedicada aos meus pais Débora e Eduardo, grandes incentivadores e peças principais na realização deste sonho conjunto de formar a filha mais nova na Universidade de São Paulo. Agradeço aos meus irmãos Milena e Jonathan e às minhas avós Cida e Olga por entenderem minha ausência em vários momentos familiares nestes anos e ao meu padrasto Getúlio e cunhados André e Marcelo que admiraram e me apoiaram em cada batalha diária até aqui.

Agradeço o meu orientador Maurício que me acompanhou desde 2015 nas quatro iniciações científicas e neste trabalho de conclusão de curso e me incentivou em todos os altos e baixos que passamos na minha ainda curta experiência na pesquisa. Agradeço também o Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo por ser tão acolhedor, aos professores e funcionários e a todos os integrantes dos laboratórios do departamento que fizeram parte dessa trajetória, com consideração especial ao Laboratório de Tratamento de Minérios e Resíduos Industriais, Laboratório de Simulação e Controle de Processos de Tratamento de Minérios e Laboratório de Caracterização Tecnológica, mas ainda com apreço ao LAPOL, LAM, LFQI, LACASEMIN E LMR.

Agradeço aos meus amigos e colegas do Centro Moraes Rêgo, da Semana de Estudos Minero-Metalúrgicos e ao Pena que me viram chorar e rir por muitas vezes desde 2014 e foram meus pilares de sustentação no aprendizado com amor do que é trabalhar em grupo.

Agradeço, por fim, à Prominer Projetos LTDA. que me proporcionou a entrada ao mercado de trabalho da mineração de forma acolhedora, amigável e familiar.

RESUMO

O aumento na complexidade dos minérios e a crescente exploração mineral mundial dos últimos anos fez com que os estudos de técnicas como a pré-concentração obtivessem atenção especial na pesquisa pela otimização de circuitos de beneficiamento de minérios. O presente trabalho visou analisar os impactos que um ensaio de pré-concentração com jigage causa nas etapas posteriores de um circuito de beneficiamento de minério silicatado de zinco de uma mina em Vazante-MG. Uma análise mineralógica do material de alimentação mostrou a presença majoritária de zinco em willemita, apesar de conter parte não recuperável em dolomita e a presença de 100% do MgO e CaO no mineral de ganga, dolomita. Os resultados mostraram que na jigagem, com recuperação de 92% do zinco, foi descartado cerca de 43% da massa contendo teor de 3,6% de Zn. A flotação teve impacto no aumento da dosagem do coletor amina, mas com o aumento da recuperação metalúrgica de 93 para 97% na rota pré-concentrada. Com isso, a recuperação global dos circuitos passou de 93,2% do tal qual para 89,6% do pré-concentrado, queda explicada pelas vantagens do descarte mássico antes da entrada na moagem.

Palavras-chave: Pré-concentração, zinco, jigagem, flotação.

ABSTRACT

The increasing complexity of ores and the increasing mineral exploitation worldwide in recent years has made studies of techniques such as preconcentration received special attention in the search for optimization of mining processing circuits. The present thesis aimed to analyze the impacts that a jig preconcentration test causes in the later stages of flotation and leaching, in a zinc silicate ore process circuit of a mine in Vazante-MG. A mineralogical analysis of the alimentation material showed the major presence of zinc in willemite and a little in dolomite and the presence of 100% of MgO and CaO in the gangue mineral dolomite. The results showed that in the jig, with 92% recovery of zinc, about 43% of the mass containing 3.6% Zn content was discarded. Flotation had an impact on the increase in the dosage of the amine collector, but with the increase in metallurgical recovery from 93 to 97% in the pre-concentrated route. As a result, the overall recovery of the circuits went from 93.2% of the same as to 89.6% of the pre-concentrate, a decrease explained by the advantages of mass debarking before entering the grind.

Keyword: Preconcentration, zinc, jigging, flotation

ÍNDICE

1	INTRODUÇÃO.....	10
1.1	OBJETIVO	11
2	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	13
2.1	O ZINCO NO BRASIL	13
2.2	PRÉ-CONCENTRAÇÃO	13
2.2.1	JIGAGEM	16
2.3	FLOTAÇÃO.....	17
2.4	ANÁLISE MINERALÓGICA.....	18
2.5	MINÉRIO DE ZINCO DE VAZANTE	19
2.6	A NEXA RESOURCES VAZANTE	19
2.7	A NEXA RESOURCES TRÊS MARIAS	20
3	MATERIAIS E MÉTODOS.....	22
4	RESULTADOS E DISCUSSÕES.....	28
5	CONCLUSÕES.....	36
	REFERÊNCIAS.....	37

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 – Esquema de aceleração diferencial	16
Figura 2 – Esquema de sedimentação retardada.....	16
Figura 3 – Esquema de consolidação intersticial	17
Figura 4 – Fluxograma do processo usado nos ensaios	23
Figura 5 – Foto do jigue utilizado nos ensaios desta pesquisa do Instituto de Pesquisa Tecnológica da USP.....	24
Figura 6 – Autoclave utilizada na Unidade de Três Marias da Nexa Resources	27
Figura 7 – Fluxograma do processo com balanço de massa por ensaio	33
Figura 8 – Dosagem de Amina para as flotações realizadas	34
Figura 9 – Ensaio de lixiviação ácida da amostra Tal Qual	35
Figura 10 – Ensaio de lixiviação ácida da amostra Pré-concentrada	35

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Distribuição dos corpos moedores	24
Tabela 2 – Dosagens de coletor Amina	25
Tabela 3 – Etapas da flotação por estágios.	26
Tabela 4 – Mineralogia da amostra	28
Tabela 5 – Partição da amostra cabeça (+0,020 mm).....	28
Tabela 6 – Análise granuloquímica e da amostra cabeça de material Tal Qual.....	29
Tabela 7 – Resultados da jigagem e composição da alíquota pré-concentrada	30
Tabela 8 – Condições de dosagens da mudança na flotação.....	31
Tabela 9 – Resultado médio dos ensaios de flotação	32
Tabela 10 – Resultados de ensaio de autoclave.....	34
Tabela 11 – Resultados dos ensaios hidrometalúrgicos	35

1 INTRODUÇÃO

A partir de meados dos anos 2000, segundo o British Geological Survey (2014), houve uma grande expansão na exploração mineral de diversas substâncias. Essa expansão, acompanhada pelo aumento da complexidade dos minérios, (BAMBER, 2008) pode ter por consequência a liberação do mineral de interesse em malhas mais finas. O aumento da complexidade dos circuitos de cominuição pode gerar crescimentos de custos. Alternativas para a redução desses custos são, portanto, cada vez mais necessárias, dentre as quais pode-se destacar a pré-concentração. Esta consiste na eliminação de parte da ganga previamente à moagem. Neste caso, são descartadas parcelas de ganga liberadas ou quase liberadas que contenham nenhuma ou baixas quantidades do mineral de interesse, (BAMBER, 2008; MURPHY, VAN ZYL e DOMINGO, 2012). Apesar dos crescentes estudos da aplicação da pré-concentração, esta técnica não é recente e já conta com operações consolidadas. Os métodos que podem ser citados como largamente usados são: separação por meio denso, jigagem, *ore sorting* e separação magnética.

As técnicas de pré-concentração podem resultar no aumento na produção com queda dos custos, além de proporcionar a viabilidade econômica de circuitos que sem ela seriam inviáveis. As consequências se estendem às operações subsequentes como, por exemplo, redução do consumo de energia por tonelada de metal produzido, nos casos em que a ganga apresenta WI elevado; diminuição do desgaste abrasivo em tubulações, rotores de bombas e revestimento de moinhos, quando o rejeito for abrasivo; além de impactos na flotação, como aumento de recuperação devido ao maior teor de alimentação e eliminação de flutuações no teor de alimentação (CRESWELL, 2001; GRIGG, 2011).

Vários autores reportam ganhos com operações de pré-concentração como, por exemplo, Grigg e Delemonetex (2015) reportaram a usina de Castlemaine Goldfield – Lion Gold Corp na Austrália com aumento da recuperação global do processo mediante a adoção da pré-concentração. Neste caso, a pré-concentração permitiu um descarte de ganga correspondente a 48% da massa da alimentação, proporcionando um teor de alimentação da usina de processamento quase duas vezes superior àquele

sem a pré-concentração. Na mesma usina, houve aumento de 38% na recuperação de ouro mediante à inclusão da etapa de pré-concentração. Outra consequência foi a queda de 30% do consumo energético por unidade de massa de ouro produzida. (GRIGG, 2011).

No Brasil, um exemplo do uso de pré-concentração é da empresa Vanádio de Maracás S/A. O minério marginal (com teor de magnéticos abaixo de 20%) lavrado pela empresa na Bahia, passa por separação magnética de tambor à seco com *top size* de 1/2". A recuperação mássica do processo chega a valores de 70% com recuperação metalúrgica de magnetita de 90% e de V_2O_5 de 94%. O descarte mássico, portanto, de ganga com granulometria grosseira chega a 30%. (COSTA *et al.*, 2017)

Mesmo considerando o aumento no custo de implantação da usina de beneficiamento com o acréscimo da pré-concentração, cabe ressaltar a importância da avaliação dos demais impactos nas etapas posteriores. Os estudos listados mostram, portanto, vantagens da técnica em minerais distintos de diferentes depósitos, aumentando o interesse por novas pesquisas em pré-concentração e justificando o presente trabalho.

1.1 OBJETIVO

Tendo em vista os estudos já realizados sobre rotas com pré-concentração de minérios, por hipótese, tem-se que há influência da eliminação de ganga grosseira sobre as demais etapas do beneficiamento. Ou seja, espera-se uma eliminação mássica significativa na etapa prévia e que ela impacte na sequência do circuito de beneficiamento. Sendo assim, o objetivo deste trabalho é analisar como a pré-concentração por jigagem de um minério silicatado de zinco pode influenciar nas etapas de flotação e lixiviação que são as posteridades de tal circuito.

Deve-se analisar se, com a eliminação em massa do material com baixo teor e, conseqüentemente, o aumento do teor de zinco na alimentação, há melhorias operacionais, aumento nas recuperações da flotação e mudanças da qualidade dos produtos de cada etapa. Ensaio preliminares observando alguns aspectos da

lixiviação foram realizados nos laboratórios da Nexa Três Marias, considerando as diferenças comparativas das amostras de ambos os processos.

O presente trabalho foi iniciado em 2017 a partir de um projeto de iniciação científica como continuidade ao grupo de pesquisa do Laboratório de Tratamento de Minérios e Resíduos Industriais com foco em analisar os impactos da pré-concentração em diferentes cenários.

2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

As seções seguintes são panoramas sobre o minério utilizado na pesquisa, o elemento de interesse do minério, as técnicas que foram aplicadas ao longo do estudo e a empresa fornecedora do material. As discussões consideraram dados, conceitos consolidados e recentes estudos que discutiram sobre assuntos similares.

2.1 O ZINCO NO BRASIL

Dados do Anuário Mineral Brasileiro (ANM, 2018) mostram que a lavra de minério de zinco no Brasil em 2018 foi de mais de $2,5 \times 10^6$ t de ROM com cerca de 198,8 kt de metal contido. Atualmente no Brasil estão em operação três minas de minério de zinco, sendo duas subterrâneas de grande porte (produção de mais de 1 Mt/ano) e uma a céu aberto de pequeno porte (de 10 kt/ano a 100 kt/ano). O país recolheu, no exercício de 2017, cerca de R\$ 8,5 mi de Compensação Financeira pela Exploração Mineral, o CFEM, referente ao zinco, o que representa 0,57% do valor total de arrecadação dos principais componentes metálicos.

Segundo a ANM (2018) a antiga Votorantim Metais Zinco LTDA e atual Nexa Resources produz mais de 90% do zinco no Brasil. As principais aplicações do zinco são: proteção do aço contra oxidação e corrosão, insumo para setores de vulcanização de borrachas, indústria cerâmica, têxtil e cosmética, produção de pilhas e baterias e tratamento na deficiência de zinco nos solos, além do uso em medicamentos.

2.2 PRÉ-CONCENTRAÇÃO

As usinas de tratamento de minérios são responsáveis pelas operações de transformação do minério bruto em produto comercializável (VALADÃO, ARAÚJO, 2007) e podem ser analisadas de forma clássica como possuindo três etapas: cominuição, classificação e concentração (CETEM, 2010). O consumo de energia representa, geralmente, a maior parcela dos custos de operação de usinas de beneficiamento. A pré-concentração consiste em técnicas de rejeição de fração com nenhuma ou pouca quantidade do mineral de interesse anteriormente à

sua entrada na usina de beneficiamento reduzindo, assim, a massa de entrada que será processada (BERGERMAN, 2014).

As operações de concentração necessitam de diferenças de propriedades entre o mineral de ganga e o mineral de minério (ou até mesmo entre dois minerais de interesse distintos) para que possam acontecer de forma satisfatória. As principais propriedades utilizadas são: densidade, condutibilidade elétrica, susceptibilidade magnética, cor, radioatividade, reação à espectros de luz, propriedades químicas, formato e propriedades superficiais das partículas. Além disto, os minerais devem estar fisicamente liberados, ou seja, partículas que possuem apenas uma composição química presente (CETEM, 2010). No caso da pré-concentração esta propriedade de liberação não necessariamente é estritamente respeitada.

Segundo Grigg e Delemontex (2015) as principais possíveis vantagens da pré-concentração em um circuito são:

- Aumento da produção de um circuito sem necessidade de aumento da infraestrutura ou na quantidade de equipamentos;
- Redução no custo energético caso o rejeito da pré-concentração seja mais tenaz que o concentrado;
- Aumento de teor em etapas subsequentes do processo. Em caso de flotação, por exemplo, há o aumento de teor e da recuperação. Além disto, existe a possibilidade de diminuição de consumo dos reagentes em relação ao elemento de interesse;
- Reutilização do material rejeitado ainda grosso em outras áreas da mina facilitando seu descarte;
- Diminui a exposição do material a reagentes químicos, reduzindo o custo do descarte;
- Aumento da reserva já que parte da massa tende a ser descartada antes da entrada na usina podendo, inclusive, alterar o teor de corte na lavra, aumentando a massa que pode ser recuperada da jazida;
- Possibilidade da usina de tratar minérios marginais ou pilhas de rejeitos;
- Melhoria no fluxo de caixa, podendo causar retornos financeiros mais rápidos.

Dentre os métodos que permitem separação de partículas com granulometria mais grosseira para a pré-concentração, estão: separação em meio denso, jigagem, *ore sorting*, peneiramento e separação magnética (SANCHES et al, ABM, 2018). A escolha da técnica a ser utilizada pode depender tanto de características do minério quanto de características do local em que se encontra a usina e/ou jazida.

Segundo Casquet (2018), a separação magnética é um possível método de pré-concentração para um minério de nióbio com o elemento de interesse associado majoritariamente em pirocloro (de 92 a 99%) mas também associado ao ferro sob a forma de óxidos, silicatos argilominerais e carbonatos. Os testes realizados em laboratório mostram uma redução de 26% na abrasividade do material quando descartada 50% da massa da alimentação na rota pré-concentrada. Essa redução da abrasividade gerou queda de 10,8% no desgaste de corpos moedores, nesse caso bolas, e de 9,9% no revestimento.

Com pré-concentração por meio denso, Bergerman et al. (2014) mostraram que um minério sulfetado de zinco apresentou bons resultados em líquido com densidade 2,96 t/m³ onde, em apenas 7% de massa, o circuito recuperou 70% do zinco, 23% do chumbo e 30% da prata com teor do concentrado de zinco de 23,10%.

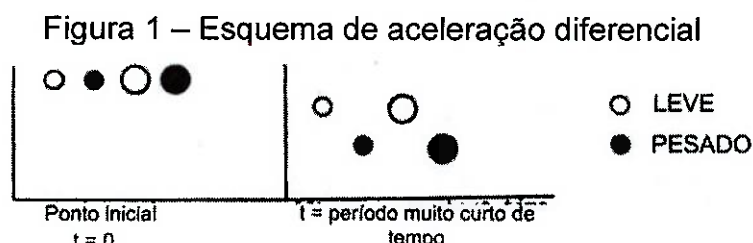
José Neto (2019) analisou tecnicamente três alternativas de pré-concentração para o minério de zinco silicatado de Vazante-MG: *ore sorting*, afunda-flutua em líquido denso e jigagem. Dentre as técnicas, a que mostrou melhores resultados foi a afunda-flutua em líquido denso utilizando líquido de 2,95 g/cm³, descartando 30% da massa e recuperando 98% do zinco. O *ore sorting* com sensor DE-XRT foi testado em duas granulometrias diferentes (-50 +19 mm e -25 +8 mm) e em ambas descartou cerca de 30% da massa da alimentação e recuperou cerca de 93% do zinco. Por fim, a jigagem obteve os maiores descartes do material em massa, cerca de 32%, porém possuía o maior teor de zinco no rejeito (5%) e a menor recuperação metalúrgica do zinco (cerca de 89%) quando comparado com as demais técnicas.

2.2.1 JIGAGEM

A separação gravítica é um dos métodos de separação mais antigos usados pela humanidade. Utiliza a força da gravidade ou forças centrífugas para separar partículas em função das respectivas densidades, formas e tamanhos (CETEM, 2010).

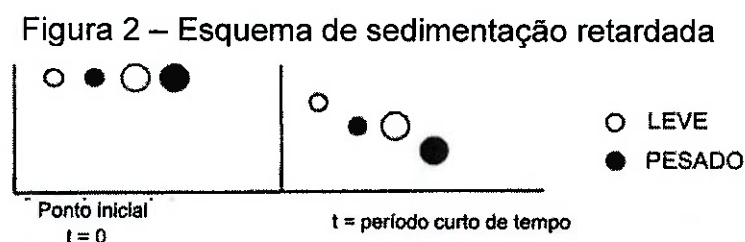
Na jigagem há um leito fluido pulsante, com movimentação vertical que, assim, causa o deslocamento da cama de partículas minerais, separando o material desejado (BURT, 1984). Os jigues podem ser simplifiadamente divididos em dois grupos: com crivo fixo onde o movimento é realizado apenas pelo fluido e com crivo móvel onde a água é estacionária e sua operação deve ser feita com materiais de granulometrias grosseiras em uma faixa de 6 a 0,15 mm e sua movimentação pode ser consequente de um êmbolo, um diafragma ou o ar (VALADÃO; ARAÚJO, 2007).

O mecanismo de funcionamento do jigue pode ser explicado por três movimentos: aceleração diferencial, sedimentação retardada e consolidação intersticial. A Figura 1 representa a aceleração diferencial, ou seja, o fato de que as partículas mais leves (menos densas) quando arremessadas para cima, possuem uma aceleração maior que as partículas mais pesadas, percorrendo um trecho maior de ascensão (BURT, 1984).



Fonte: BURT, 1984 com tradução de elaboração própria

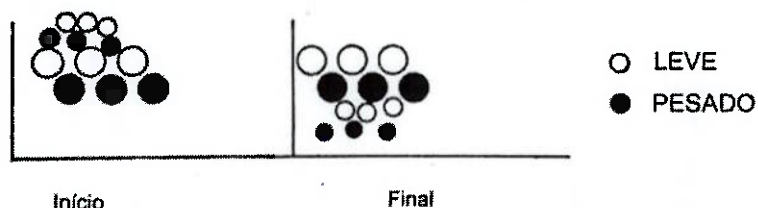
Na sequência, a sedimentação retardada faz com que haja afundamento mais rápido das partículas mais pesadas, levando-as ao fundo com maior aceleração que as mais leves (BURT, 1984).



Fonte: BURT, 1984 com tradução de elaboração própria

A última componente do funcionamento de um jigue é a consolidação intersticial, que permite a movimentação das partículas finas pelo leito mais grosseiro, influenciadas tanto pela ação da gravidade quanto pelo fluxo descendente da água. As configurações inicial e final das partículas estão esquematizadas na Figura 3, em um processo de jigagem. (BURT, 1984).

Figura 3 – Esquema de consolidação intersticial



Fonte: BURT, 1984 com tradução de elaboração própria

2.3 FLOTAÇÃO

Segundo Chaves (2013) dados mostram que um dos métodos mais usados na indústria mineral, a flotação, não se apropria de fatores evidentes de diferenciação e sim, de propriedades da superfície das partículas capazes de separar as espécies desejadas. A flotação acontece em uma suspensão em polpa e a diferenciação se dá a partir da capacidade da partícula de se unir à bolha de ar para ascender até a superfície devido à menor densidade do conjunto partícula-bolhas, ou seja, este método explora a hidrofobicidade e hidrofiliabilidade da superfície das partículas para uma das espécies ser retirada pela espuma superior da polpa e a outra se manter em suspensão (CETEM, 2010).

O mecanismo de ação da flotação consiste em uma sequência de acontecimentos sucessivos para que o método seja eficiente:

- a) as partículas precisam colidir com as bolhas de ar por um certo tempo para que a fração hidrofóbica possa se unir a elas;
- b) deve haver a adesão das partículas hidrofóbicas com as bolhas;
- c) as bolhas devem se manter estáveis até a superfície de coleta;
- d) as bolhas devem se desfazer após a coleta para que o processo prossiga apenas com uma polpa (CHAVES, 2013).

Devido ao fato de que diferentes espécies possuem diferentes níveis de hidrofobicidade (CHAVES, 2013), o sucesso da flotação está diretamente ligado à escolha de reagentes químicos usados no sistema para controlar o comportamento superficial dos minerais a serem separados. Estes reagentes podem ser divididos em seis grandes categorias: espumantes, coletores, modificadores, ativadores, depressores e floculantes. (VALADÃO; ARAÚJO, 2007).

Outro parâmetro importante para a seletividade da flotação é a polaridade das partículas, ou seja, o fato de os compostos químicos serem polares ou apolares interfere na afinidade entre substâncias. (CHAVES, 2013). Isto porque é a concentração dos reagentes químicos na partícula que define se ela agirá naturalmente ou de forma alterada. Quando a concentração é suficientemente grande em uma das espécies, forma-se um filme da substância com as características desejadas para o ensaio (CETEM, 2010)

Ramalli Neto (2018) realizou uma análise dos impactos na etapa *rougher* da flotação em um circuito com alimentação pré-concentrada de minério de cobre a partir de jigagem. A pré-concentração eliminou 38% da massa com teor de 0,20% de cobre. Essa etapa do circuito foi alimentada com teor de 0,75% de cobre e passou a ter teor de 1,45% de Cu. Para os ensaios de flotação, foram mantidas as dosagens dos reagentes tanto para o circuito tradicional quanto para o com pré-concentração, o que pode explicar a pouca diferença entre os resultados das flotações entre eles. A queda da recuperação metalúrgica do cobre de 97% na amostra tal qual para 93% na amostra pré-concentrada explicita que uma parcela do cobre de entrada não pôde ser flotada.

2.4 ANÁLISE MINERALÓGICA

A quantificação e descrição da composição mineral de amostras pode ser considerada parte da denominada caracterização tecnológica. A caracterização tecnológica quando usada para o beneficiamento de minérios, tem por objetivo avaliar os parâmetros básicos do corpo mineralizado a ser utilizado para que haja melhor ligação com as alternativas tecnológicas a serem implantadas. (SANT'AGOSTINO; KAHN, 1997).

Em relação à análise de imagens automatizadas, atualmente existe uma soma de sistemas de diferentes fabricantes que são responsáveis por esta técnica (CONTESSOTTO, 2017). O MLA, um desses sistemas, é um software que controla o EDS e o MEV - microscópio eletrônico de varredura - e adquire, de forma automatizada, os espectros de raio X de EDS e imagens. (GU, 2003).

2.5 MINÉRIO DE ZINCO DE VAZANTE

O minério de zinco lavrado em Vazante- MG, ocorre na formação rochosa denominada Formação Vazante. Nestas jazidas ocorrem os minerais de minério willemita ($Zn_4(Si_2O_7)$) e calamina ($Zn_4(Si_2O_7)(OH) 2H_2O$), ambos associados a rochas carbonáticas. Os corpos de minério foram formados por veios correlacionados com uma falha longitudinal na direção Nordeste (BORGES JR *et al.*, 2008).

Considerando a área de extração do minério em questão deste trabalho, o depósito do Extremo Norte é hospedeiro de unidades dolomíticas da Formação Serra do Poço Verde, ainda parte da Formação Vazante (LEMOS, 2011).

2.6 A NEXA RESOURCES VAZANTE

A unidade da antiga Votorantim Metais Zinco S.A., atual Nexa Recursos Minerais S.A. localizada na cidade de Vazante, noroeste do estado de Minas Gerais, iniciou suas operações mediante lavra a céu aberto de calamina. A presença de willemita possibilitou a lavra deste novo minério por via subterrânea. Atualmente, a lavra do empreendimento é unicamente subterrânea, contando com a mina de Vazante e a mina de Extremo Norte, além de projetos do encontro entre ambas em alguns anos. A unidade de Vazante conta com a lavra e com uma usina de beneficiamento de minérios que gera concentrados de zinco e de chumbo (NEXA, 2016).

Devido à queda natural do teor de zinco do minério de tal localidade, estudos como o apresentado por Valente *et al.* (2019) apresentam a pré-concentração por *ore sorting* como viabilização de utilização de minérios marginais com teores de 3 a 4% de zinco. O sensor utilizado na unidade é Fluorescência de Raio-X e o processo permitiu

descartar cerca de 42% da massa da alimentação possuindo apenas 1,38% de zinco. A recuperação metalúrgica dessa pré-concentração ficou por volta de 89,5%.

2.7 A NEXA RESOURCES TRÊS MARIAS

A unidade industrial homônima da Nexa Resources localiza-se na Cidade de Três Marias, no estado de Minas Gerais e trata-se da usina metalúrgica do minério de zinco. Nela são processados materiais tanto de forma hidrometalúrgica quanto pirometalúrgica.

No processamento de lixiviação do silicato de zinco na unidade Três Marias, é utilizada uma tecnologia recente denominada “Processo integrado de tratamento de concentrados de silicatado e sulfetos de zinco”, no qual as rotas metalúrgicas das amostras distintas, silicatos e sulfetos, se iniciam separadamente, mas se unem em certo ponto gerando o mesmo zinco metálico como produto (SOUZA, 2007).

Esse processamento é usado na unidade para a concentração de willemita e utiliza a lixiviação ácida somada à uma etapa anterior de lixiviação por autoclave. A lixiviação por autoclave visa diminuir a presença de carbonatos. Esses são prejudiciais na lixiviação ácida pois geram o aumento da espumação dura, conseqüentemente tornando o manuseio da polpa mais difícil, aumentando o consumo do ácido sulfúrico e causando perdas significativas de zinco (MARTINS, 2012).

Os processos químicos que ocorrem na autoclave visam a solubilização do magnésio em um ambiente de alta temperatura, alta pressão e pH entre 4,5 e 5,5, condições estas que favorecem as reações. Trata-se da solubilização do magnésio e do cálcio, principais contaminantes que afetam a eficiência da corrente na etapa posterior de eletrólise por aumentarem a resistividade e viscosidade do meio eletrolítico (RELATÓRIO INTERNO¹).

A lixiviação ácida do concentrado silicatado solubiliza o zinco contido proveniente do concentrado da lixiviação por autoclave e é iniciada de forma branda para que as

¹ Relatório Interno ao negócio da empresa Nexa Resources na Unidade de Três Marias – MG, no Brasil, cedido em ensaios laboratoriais realizados entre os dias 9 e 12 de julho de 2018.

reações com os carbonatos restantes não prejudiquem o processo (RELATÓRIO INTERNO¹).

Martins (2011) avaliou a redução do teor de carbonatos no minério willemítico de Vazante. Uma das suas análises foi o nível de espumação no ensaio laboratorial de lixiviação ácida comparativamente modificando teores de carbonatos, mostrando que há diferenças significativas nos ensaios posteriores quando modificada alguma etapa anterior no circuito.

3 MATERIAIS E MÉTODOS

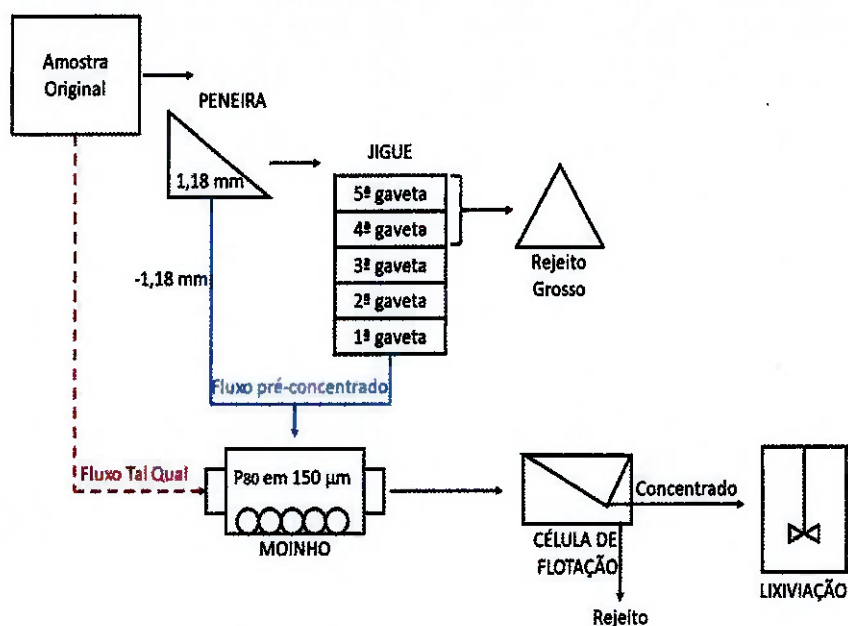
O material utilizado neste trabalho consistiu em uma amostra de minério willemítico da mina de Vazante da Nexa. A amostra recebida para os ensaios já se encontrava em granulometria menor que $\frac{1}{2}$ ". A amostra total foi pesada, totalizando 73,2 kg, homogeneizada por pilha alongada e dividida em três alíquotas: a primeira com 3,64 kg com a finalidade de realização de ensaio granuloquímico em quatro malhas (12,7 mm, 6,35 mm, 3,35 mm e 1,18 mm), a segunda com 25,88 kg como porção Tal Qual que foi empregada para reproduzir o processo da usina de Vazante e, por fim, uma terceira com 43,68 kg que foi preparada e passada pela etapa de jigagem como pré-concentração.

Os ensaios das etapas iniciais até a flotação foram realizados no Laboratório de Tratamento de Minérios e Resíduos Industriais da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. A lixiviação foi efetuada no Laboratório da Nexa Resources na unidade de Três Marias – MG, já que a equipe não possuía familiaridade com ensaios hidrometalúrgicos. Além disso, a empresa decidiu acompanhar os parâmetros considerados importantes no comparativo entre as amostras. As análises químicas foram parte realizadas na unidade da Nexa Resources de Vazante e parte realizadas no Laboratório de Caracterização Tecnológica da Universidade de São Paulo. Este também fora o local de realização da análise mineralógica

Foi realizada análise mineralógica da amostra cabeça com uso de MEV e EDS controlados pelo sistema MLA, *Mineral Liberation Analyser*. Para a preparação da amostra, foi feita a retirada de finos abaixo de 0,020 mm e o material foi disposto em seção transversal bulk e só então analisado no equipamento.

A Figura 4 representa um fluxograma simplificado do processo adotado nos ensaios de laboratório. A primeira rota, representada em vermelho na Figura 4, visou reproduzir em escala laboratorial o circuito da usina de beneficiamento de minérios da Nexa Resources Unidade de Vazante e Unidade de Três Marias. A segunda, representada em azul na Figura 4, consiste no mesmo processo, porém acrescentado de uma etapa de pré-concentração mediante peneiramento e jigagem.

Figura 4 – Fluxograma do processo usado nos ensaios

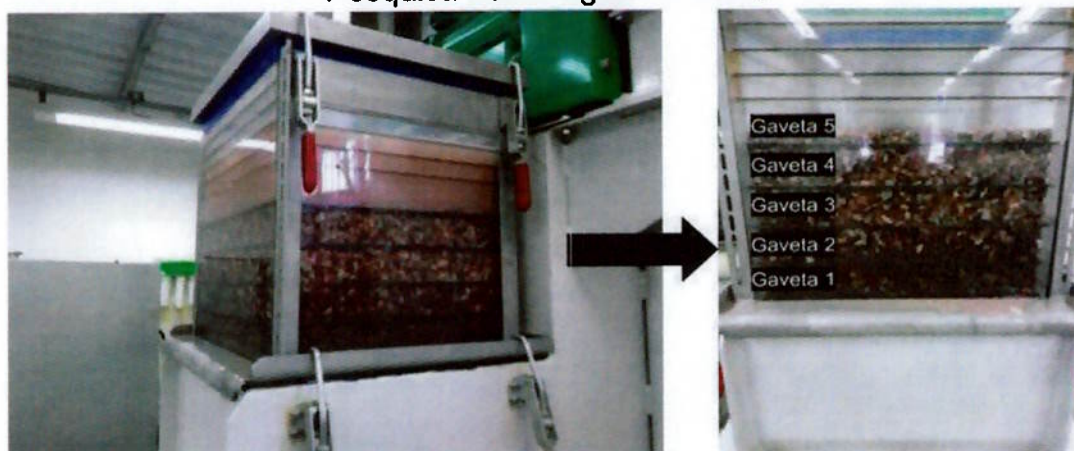


Fonte: Adaptado de SANCHES, 2018.

O jigue necessita de alimentações com granulometrias mais grossas em seu processo. Devido a isto, decidiu-se peneirar na malha 1,18 mm a amostra que passará pelo circuito de pré-concentração. São reservados os finos (também chamado de by-pass) para posterior utilização.

O equipamento utilizado foi um Alljig® da empresa All Mineral de escala semi-piloto, conforme mostram as fotos da Figura 5. O equipamento promove a separação mediante a estratificação em gavetas que, durante a condução de ensaio, se encontram justapostas. Os materiais mais densos vão para o fundo do jigue e o material menos denso se encontra na parte superior.

Figura 5 – Foto do jigge utilizado nos ensaios desta pesquisa do Instituto de Pesquisa Tecnológica da USP.



Fonte: SANCHES, 2018

Após a realização do ensaio de jigagem foram conduzidas análises químicas por fluorescência de Raio-X (FRX) para que se pudesse decidir quais estratos do ensaio seriam considerados concentrados. Esses estratos foram britados menor que 1,18 mm, unidos aos finos retirados anteriormente à jigagem com homogeneização realizada por pilha alongada. Foram separadas alíquotas de 857 g de ambos os circuitos para os ensaios posteriores de moagem e flotação.

Para a moagem de ambos os processos, foi inicialmente determinada a curva de moagem de forma a estabelecer o tempo para se obter produto com 88% passante em 0,15 mm. Assim, uma alíquota de material tal qual e uma de material pré-concentrado foram moídas nos tempos 10 min, 25 min, 35 min e 45 min e posteriormente classificada por peneiramento a úmido nas malhas 425 μm , 212 μm , 150 μm e 75 μm . O ensaio de determinação da curva de moagem foi realizado com velocidade de rotação do moinho à 66 rpm, jarro de 8" x 10" e uma carga moedora de 127 bolas variando de 20 a 40 mm, como apresentado na Tabela 1.

Tabela 1 – Distribuição dos corpos moedores

Diâmetro da bola (mm)	40	30	25	20
Número de bolas (unidade)	16	31	33	47

Fonte: Elaboração Própria

Com a determinação dos parâmetros, foram realizadas moagens com concentração de sólidos em 60%. Com isto, a moagem foi realizada com 571 ml de água e a

lavagem para a passagem do moinho para a cuba de flotação foi realizada com 1428 ml de água, de forma a se atingir 30% de sólidos para a flotação, etapa seguinte.

O ensaio de flotação foi realizado em escala de bancada e o equipamento utilizado foi uma célula Denver 533000 com uma cuba de 2 litros. As etapas executadas foram uma *rougher* e duas *scavengers* para a flotação direta do mineral de zinco.

Com a realização da etapa de pré-concentração, o concentrado do jigge apresentou enriquecimento significativo de zinco, quando comparado com o material tal qual. Com isso, foi preciso, antes da realização da flotação, a realização de ensaios para que a dosagem de coletor Amina estivesse em conformidade às características do material. Foram utilizadas duas dosagens diferentes: uma igual ao padrão utilizado para o circuito tal qual e uma aumentando a dosagem de coletor a fim de se obter a maior recuperação do mineral de minério com a menor contaminação do rejeito possível. As quantidades utilizadas de coletor em cada um dos ensaios estão explicitadas na Tabela 2, denominando os ensaios como AI e AII.

Tabela 2 – Dosagens de coletor Amina

Ensaio	Dosagem de coletor amina (g/t)		
	<i>Rougher</i>	<i>Scavenger I</i>	<i>Scavenger II</i>
AI (padrão)	70	31	31
AII (teste)	92	41	41

Fonte: Elaboração própria.

No ensaio de flotação, a célula foi mantida na rotação de 1.600 rpm, a válvula de ar totalmente aberta quando estava sendo realizada a coleta do minério e os reagentes utilizados, baseados nos ensaios realizados pela Nexa Vazante, foram: Sulfeto de sódio como sulfetizante e regulador de pH, AGLP como dispersante, Amina (eteramina) como coletor e, por fim, MIBC (metilisobutilcarbinol) como espumante.

As etapas de flotação foram realizadas segundo um roteiro de dosagens e tempos de condicionamento apresentados na Tabela 3, que mostra as diferenças entre os estágios *Rougher*, *Scavenger I* e *Scavenger II*.

b

Tabela 3 – Etapas da flotação por estágios.

Etapa	Procedimento	Condicionamento (min)
Rougher	Ajuste de pH para 10,5 com Sulfeto de Sódio	3
	Dosagem de 320 g/t de AGLP	
	Dosagem de Amina. 70 g/t na tal qual e 92 g/t na Pré-concentrada	2
	Dosagem de MIBICOL 24 g/t	
Flotação por 2 min		
Scavenger 1	Ajuste de pH para 10,5 com Sulfeto de Sódio	3
	Dosagem de 80 g/t de AGLP	
	Dosagem de Amina. 31 g/t na tal qual e 41 g/t na Pré-concentrada	2
	Dosagem de MIBICOL 17 g/t	
Flotação por 2 min		
Scavenger 2	Ajuste de pH para 10,5 com Sulfeto de Sódio	3
	Dosagem de Amina. 31 g/t na tal qual e 41 g/t na Pré-concentrada	2
	Dosagem de MIBC 17 g/t	
	Flotação por 2 min	

Fonte: Elaboração própria.

Foram realizados um total de 7 ensaios de flotação com a amostra pré-concentrada e 7 ensaios com a amostra tal qual. Todas as alíquotas foram secas, pesadas e homogeneizadas. O concentrado final da flotação foi formado a partir da junção dos concentrados das etapas *Rougher*, *Scavenger I* e *Scavenger II*, após análises químicas. A massa total de concentrados e rejeitos das 7 flotações de cada circuito foi homogeneizada e separada novamente em alíquotas menores.

Essas alíquotas foram utilizadas para ensaios exploratórios preliminares de lixiviação, considerando a diferenciação das amostras de cada processo. Tendo em vista que as lixiviações foram realizadas nos laboratórios da Nexa em Três Marias, as amostras foram secas de forma a facilitar o transporte e o processo não pôde ser realizado de maneira fiel ao roteiro da empresa. Como o produto da flotação deveria seguir úmido até a autoclave, o material necessitou ser repolpado para realização da sequência dos ensaios.

A etapa de lixiviação em autoclave ocorre para que haja a solubilização do magnésio presente na amostra. O equipamento mostrado na Figura 6 opera com temperaturas

e pressões altas e, para que ocorra a lixiviação seletiva, o pH deve ser mantido entre 4,5 e 5,5 a fim de solubilizar o magnésio de MgCO_3 sólido para MgSO_4 líquido.

Figura 6 – Autoclave utilizada na Unidade de Três Marias da Nexa Resources



Fonte: Arquivo Pessoal

A solução proveniente do ensaio de autoclave foi então filtrada e a torta úmida enviada para o ensaio de lixiviação ácida, ou seja, a etapa de recuperação do zinco. O ataque no repolpamento entre estas duas lixiviações incluiu uma solução exaurida de zinco, proveniente das eletrólises com o acréscimo de ácido sulfúrico.

A segunda lixiviação, que se trata da lixiviação ácida, tem por objetivo solubilizar o zinco contido sob a forma de sulfato de zinco e deve ser iniciada de forma branda para controle das fortes reações do ácido com os carbonatos restantes e controle na formação de sílica gel. A polpa formada por produto de autoclave com solução de ataque possui duas horas de residência, para que a recuperação do zinco metálico aconteça, com controle de temperatura entre 75 e 80°C. Nesta etapa foram analisadas as propriedades visuais na lixiviação e, posteriormente, efetuadas análises químicas com estes materiais.

4 RESULTADOS E DISCUSSÕES

A análise mineralógica por uso de MEV e EDS controlados pelo sistema MLA tem seus resultados presentes nas Tabela 4 demonstrando a mineralogia da amostra cabeça e Tabela 5 explicitando a partição dos elementos perante os minerais encontrados.

Tabela 4 – Mineralogia da amostra

Mineral	Porcentagem
Willemita	37,2
Dolomita	58,9
Quartzo	0,82
Goethita	2,99
Outros	0,04

Fonte: Elaboração própria com dados do LCT-USP

A mineralogia mostrou a presença do mineral de interesse willemita na porcentagem de 37,2%. O mineral de ganga, dolomita, é 58,9% da amostra. Ainda estão presentes, em menor quantidade, os minerais Quartzo e Goethita. A Tabela 5 apresenta em qual mineral se encontram os elementos da amostra.

Tabela 5 – Partição da amostra cabeça (+0,020 mm)

Mineral	ZnO (%)	PbO (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	CaO (%)	MgO (%)	SiO ₂ (%)
Willemita	95,8	0			0	92,2
Dolomita	4,19	100	8,40	100	100	0
Quartzo	0	0			0	7,55
Óxido de Fe	0	0	1,12		0	0
Goethita	0	0	90,5		0	0,27
TOTAL	100	100	100	100	100	100

Fonte: Elaboração própria com dados do LCT-USP

A partição dos elementos nos minerais encontrados mostrou, na Tabela 5, que o zinco do depósito, apesar de se encontrar majoritariamente no mineral de interesse willemita, não se encontra integralmente neste mineral. Esse dado mostra que o elemento zinco não é 100% recuperável já que o circuito da Nexa Vazante é projetado para recuperação da willemita. Em contrapartida, os números explicitaram que os elementos contaminantes cálcio e magnésio estão 100% no mineral de ganga dolomita.

Foi realizada análise química da amostra inicial de alimentação do processo, juntamente com as alíquotas retidas e passantes nas peneiras de malhas 12,7, 6,35, 3,35 e 1,18 mm previamente obtidos. Na Tabela 6 constam os resultados das análises químicas dos elementos: zinco, ferro, chumbo, óxido de cálcio e óxido de magnésio, além de distribuição granulométrica e distribuição dos conteúdos metálicos por fração.

Tabela 6 – Análise granuloquímica e da amostra cabeça de material Tal Qual

Fração (mm)	Distribuição Granulométrica (%)		Teores (%)					Distribuição nos ensaios (%)				
	Retido simples	Passante Acumulado	Zn	Fe	Pb	CaO	MgO	Zn	Fe	Pb	CaO	MgO
+12,7	0	100										
-12,7+6,35	55,8	44,2	19,5	2,87	0,29	17,3	12,1	57,1	57,3	54,8	55,3	54,7
-6,35+3,35	21,2	23,1	18,9	2,59	0,31	17,8	12,7	20,9	19,6	22,2	21,5	21,9
-3,35+1,18	14,0	9,07	18,2	2,67	0,29	17,8	12,6	13,4	13,4	13,8	14,3	14,3
-1,18	9,07	0	18,1	2,98	0,30	17,2	12,4	8,59	9,67	9,22	8,94	9,12
Total calculado*			19,1	2,79	0,30	17,5	12,3	100	100	100	100	100
Total analisado**			19,7	2,90	0,27	16,3	11,9					

* Calculado a partir da média ponderada de cada fração

** Valor da análise química da amostra cabeça

Fonte: Elaboração Própria

Nota-se, na Tabela 6, variações relativamente pequenas de teores nas faixas granulométricas. Ressalta-se que o teor total calculado por média ponderada das alíquotas do peneiramento teve pouca alteração em relação ao teor analisado da amostra de alimentação indicando, assim, a consistência da execução de ensaio e das análises granulométricas e químicas. Observa-se, também, que os teores da faixa granulométrica menores que 1,18 mm seguem o padrão das demais granulometrias e da amostra cabeça de entrada do jig com teor de zinco de 18%.

Outro aspecto abordado foram os teores da alíquota retida na malha de 1,18 mm como meio de analisar a parcela granulométrica da amostra que alimentou o ensaio de jigagem. Os produtos da pré-concentração foram analisados de acordo com a gaveta que estavam para que se pudesse decidir qual combinação melhor recuperava o zinco contido com maior descarte de rejeito carbonático. A Tabela 5 mostra os resultados das análises químicas desta etapa do processo.

Tabela 7 – Resultados da jigagem e composição da alíquota pré-concentrada

Produto	Massa (%)	Teores (%)					Distribuição (%)				
		Zn	Pb	Fe	CaO	MgO	Zn	Pb	Fe	CaO	MgO
1ª gaveta	27,5	46,0	0,31	5,52	3,66	2,41	65,2	32,7	49,72	5,55	5,3
2ª gaveta	20,3	17,4	0,27	2,98	19,1	12,6	18,3	21,0	19,85	21,4	20,4
3ª gaveta	18,7	3,78	0,23	1,80	26,8	19,5	3,65	16,48	11,05	27,6	29,2
4ª gaveta	18,2	3,81	0,21	1,44	27,0	19,1	3,58	14,64	8,60	27,1	27,8
5ª gaveta	6,04	2,39	0,20	0,91	28,6	17,0	0,74	4,62	1,8	9,54	8,21
Total jigue calculado*	90,8	19,5	0,26	3,06	18,2	12,5	91,4	89,4	91,0	91,3	90,9
Total jigue analisado**		19,2	0,29	2,77	17,5	12,3					
Pre-concentrado (G1+G2)	47,8	33,9	0,29	4,44	10,2	6,73	83,5	53,7	69,6	26,9	25,7
Rejeito (G3+G4+G5)	43,0	3,60	0,22	1,52	27,1	18,9	7,98	35,7	21,5	64,3	65,2
By pass (1,18mm)	9,20	18,1	0,30	2,98	17,2	12,4	8,58	10,6	8,99	8,75	9,11
Pré-concentrado + By-pass	57,0	31,3	0,29	4,21	11,4	7,64	92,0	64,3	78,6	35,7	34,8
Total calculado*	100	19,4	0,26	3,05	18,1	12,5	100	100	100	100	100

*Calculado a partir da média ponderada de cada gaveta

**Extraído da química por faixa (Total calculado sem -1,18)

Fonte: Elaboração Própria

As gavetas 1 e 2, ou seja, aquelas contendo as parcelas mais densas da amostra após a estratificação do jigue, foram consideradas como concentrado da etapa de jigagem. Os finos passantes em 1,18 mm foram inclusos no concentrado da jigagem, já que apresentaram teor de 18% de zinco como o da alimentação que é bastante superior, portanto, ao teor do rejeito de 3,6% de zinco. Sendo assim, o rejeito grosseiro foi composto pelas gavetas 3, 4 e 5 do material jigado.

Considerando apenas as massas de entrada e saída do ensaio de jigagem, o descarte mássico foi de aproximadamente 43% contendo 3,6% de zinco, como citado anteriormente, teor de MgO de 18,9% e teor de CaO de 27,1%. Ambos os óxidos são considerados contaminantes no processo hidrometalúrgico de extração de zinco de concentrado de willemita.

O concentrado do jigue apresentou teor de 33,9% de zinco e a incorporação dos finos resultou em aumento de recuperação metalúrgica de zinco de 83,5% para 92%. Considerando a massa total com todas as alíquotas granulométricas, o teor de zinco passou de cerca de 19,5% da amostra cabeça, para 31,3% no concentrado. No que se refere aos contaminantes, houve queda de teor de MgO para 7,64% e de CaO para 11,4%.

O aumento do teor de zinco no pré-concentrado resultou na necessidade de revisão nas dosagens de reagentes para a recuperação do zinco na etapa de flotação. Os resultados dos ensaios para uma nova dosagem de amina de acordo com o novo teor de zinco, são mostrados na Tabela 8. Os parâmetros de análise dos ensaios foram a recuperação do metal de interesse e a contaminação do concentrado com elementos deletérios.

Tabela 8 – Condições de dosagens da mudança na flotação

Condição	Produto	Massa		Teores (%)		Recuperação (%)	
		g	%	Zn	MgO	Zn	MgO
	Alimentação	857	100	31,3	7,64	100	100
AI	Concentrado	323	37,8	45,9	3,06	55,5	15,1
	Rejeito	533	62,2	22,4	10,4	44,5	84,9
All	Concentrado	516	60,2	47,2	2,23	90,9	17,6
	Rejeito	341	39,8	7,15	15,8	9,09	82,4

Fonte: Elaboração própria.

Decidiu-se realizar as flotações das amostras pré-concentradas com a dosagem All já que com a dosagem padrão a recuperação metalúrgica do zinco foi de 55,5%, enquanto com o aumento da dosagem de amina a recuperação da flotação foi de 90,9%.

Com a decisão pela dosagem do ensaio All para as amostras pré-concentradas e da conservação da dosagem original para a amostra tal qual, foram realizadas as flotações. Para que se pudesse obter resultados representativos, foram executadas 7 repetições de ensaios em cada um dos circuitos. Calculou-se a média ponderada dos teores dos resultados dos ensaios, representados na Tabela 9 que considera os dados apenas dos ensaios de flotação.

Tabela 9 – Resultado médio dos ensaios de flotação

Produto	Massa	Teores (%)					Recuperação (%)				
	(%)	Zn	Pb	Fe	CaO	MgO	Zn	Pb	Fe	CaO	MgO
Tal Qual (7 ensaios)											
Concentrado	40,8	43,6	0,28	2,68	3,76	3,21	93,2	43,8	37,5	8,64	10,2
Rejeito	59,3	2,2	0,24	3,08	27,4	19,3	6,83	56,2	62,5	91,4	89,8
Alimentação calculada	100	19,1	0,26	2,92	17,8	12,8	100	100	100	100	100
Alimentação Analisada*		19,3	0,26	2,93	17,5	12,6					
Pré-Concentrada (7 ensaios)											
Concentrado	65,5	44,4	0,29	3,49	4	3,69	97,4	66,2	54,9	21,7	28,8
Rejeito	34,5	2,27	0,28	5,45	27,4	17,3	2,61	33,8	45,1	78,3	71,2
Alimentação calculada	100	29,9	0,29	4,17	12,1	8,39	100	100	100	100	100
Alimentação Analisada*		30,4	0,3	4,18	11,4	8,1					

* Cabeça (Total calculado extraído da química por faixa)

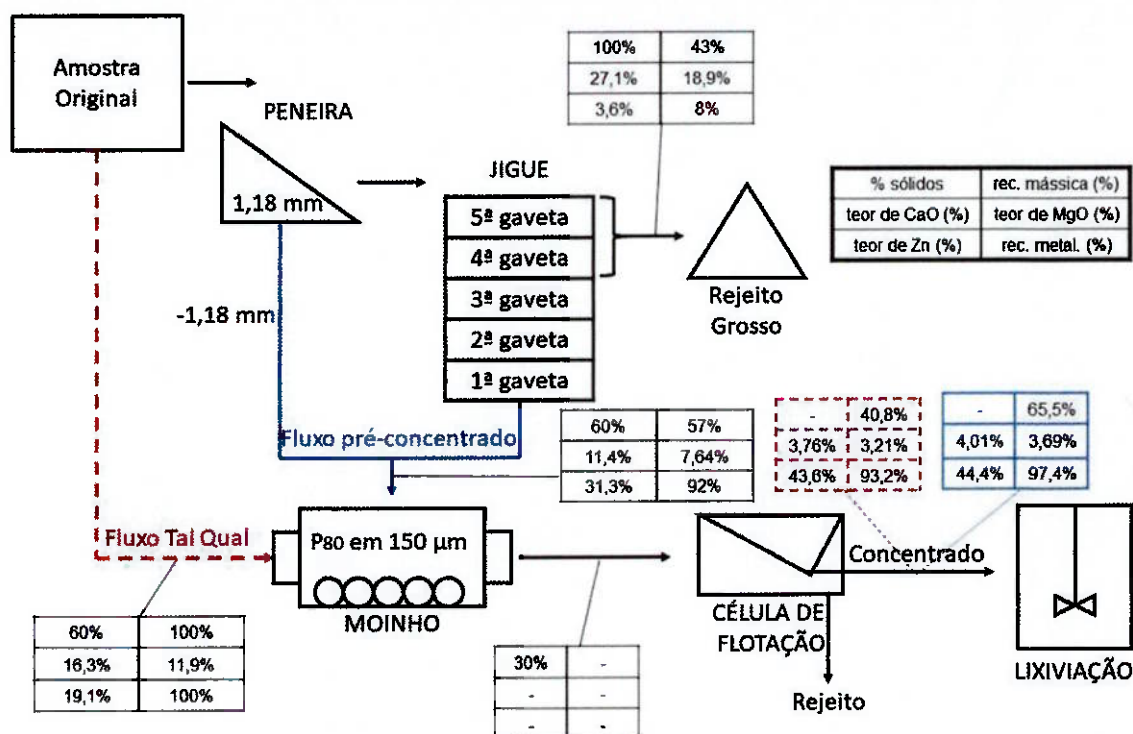
** Pré-concentrado + by pass (Tabela 5)

Fonte: Elaboração Própria

Comparando os resultados das flotações, pode-se observar que a massa de concentrado é maior na flotação do circuito com pré-concentração. Ou seja, a recuperação mássica de concentrado passou de 40,8% para 65,5%. Além disso, a recuperação metalúrgica de zinco quando analisado apenas o ensaio de flotação passou de 93,2% para 97,4% com a mudança no circuito. Apesar da recuperação percentual ser maior na amostra jigada, os teores de CaO e MgO pouco se alteraram, mantendo-se na faixa de 4 e 3,5% respectivamente.

Um fluxograma com o balanço de massa por ensaio é representado na Figura 7.

Figura 7 – Fluxograma do processo com balanço de massa por ensaio

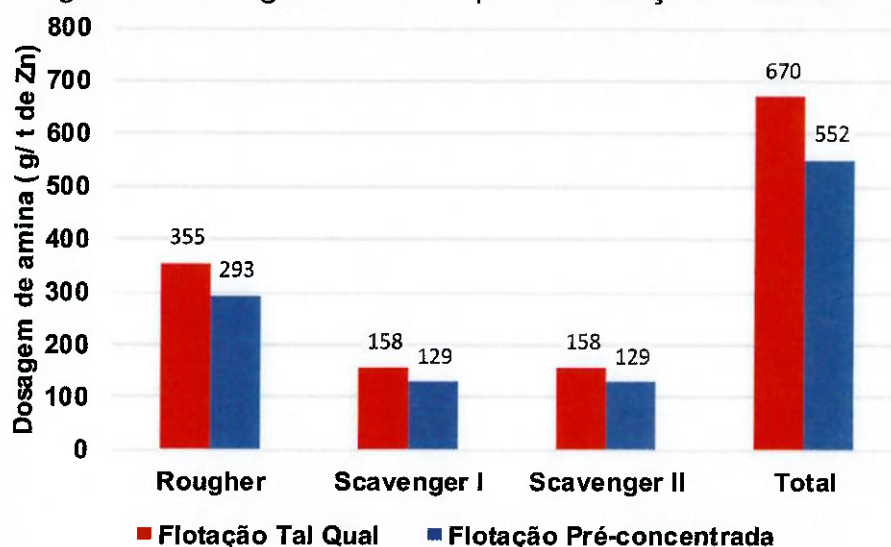


Fonte: Adaptado de SANCHES, ABMWEEK, 2018.

Analisando a recuperação metalúrgica do processo de forma global, observa-se que para o fluxo pré-concentrado é necessário considerar também o descarte do elemento de interesse realizado na etapa de jigagem. Com isso, a recuperação metalúrgica do zinco passou de 93,2% no circuito tal qual para 89,6% no circuito pré-concentrado. Apesar da pequena queda na recuperação metalúrgica da rota modificada, cabe ressaltar o alto descarte mássico de 43% antes do processo passar pela moagem, fato que contribui para mudanças positivas na usina de beneficiamento já citadas anteriormente.

Devido à alteração na dosagem do reagente químico coletor, foi realizada uma comparação de forma a analisar a quantidade utilizada de gramas de amina por tonelada de zinco contido no concentrado. A Figura 8 ilustra os resultados obtidos segundo este critério de comparação.

Figura 8 – Dosagem de Amina para as flotações realizadas



Fonte: SANCHES, ABMWEEK, 2018.

Verifica-se na Figura 8 que o consumo de amina caiu de 670 g/t de Zn para 552 g/t de Zn, ou seja, cerca de 17,6% a menos.

Após a flotação foi preciso secar as amostras para transporte de São Paulo até a unidade da Nexa em Três Marias. Cabe ressaltar que essa secagem pode ter acarretado degradação da amina que foi usada como coletor. A análise dos ensaios de autoclave e de lixiviação ácida posterior mostra que houve alterações tanto químicas quanto físicas conduzidas nas amostras. A Tabela 10 mostra as análises sobre amostras obtidas a partir do ensaio de lixiviação por autoclave.

Tabela 10 – Resultados de ensaio de autoclave

AMOSTRA	Autoclave	Teores (%)					
		Zn	Pb	Fe	CaO	MgO	SiO ₂
Tal Qual	Entrada	43,2	0,44	2,3	5,53	2,35	22,4
	Saída	44,9	0,39	1,86	4,51	1,67	18,8
Pré-concentrada	Entrada	44,6	0,46	3,12	4,57	1,91	23,4
	Saída	46,5	0,39	2,47	3,59	0,75	19,7

Fonte: Relatório interno de ensaios da Nexa Resources unidade Três Marias

Com esses dados pode-se observar a otimização na retirada de MgO desta etapa sendo que na amostra Tal Qual o teor passou de 2,35% para 1,67% e na amostra pré-concentrada o teor de MgO caiu de 1,91% para 0,75%.

Na Tabela 11 estão compilados os resultados da lixiviação em autoclave e da lixiviação ácida posterior de duas formas: gramas de zinco por litro de concentrado e porcentagem de zinco após os processos.

Tabela 11 – Resultados dos ensaios hidrometalúrgicos

AMOSTRA	Filtrado autoclave (g Zn/l)	Filtrado Primário lixiviação (g Zn/l)	Teor Autoclave (%Zn)	Teor Lixiviação (%Zn)
Tal Qual	1,39	156	49,2	99,2
Pré-concentrada	2,50	202	53,3	99,2

Fonte: Relatório interno de ensaios da Nexa Resources unidade Três Marias.

Apesar da melhoria dos resultados da filtragem na autoclave e na lixiviação ácida, o rendimento final dos ensaios de lixiviação mostrou que ambas as amostras possuem o mesmo teor de 99,2% zinco.

As diferenças visuais entre as soluções ficaram evidentes durante o ensaio de lixiviação ácida como pode ser visto nas Figuras 9 e 10.

Figura 9 – Ensaio de lixiviação ácida da amostra Tal Qual



Fonte: Relatório interno de ensaios da Nexa Resources unidade Três Marias

Figura 10 – Ensaio de lixiviação ácida da amostra Pré-concentrada



Fonte: Relatório interno de ensaios da Nexa Resources unidade Três Marias

Conforme as Figuras 9 e 10, houve a grande diferença na espumação durante a lixiviação ácida. Apesar de ambas as amostras se comportarem dentro dos padrões buscados pelo processo já realizado na unidade de Três Marias, a amostra pré-concentrada mostrou-se menos susceptível à espumação, parâmetro bastante interferente na usina.

5 CONCLUSÕES

O minério silicatado de zinco da mina da Nexa Resources em Vazante-MG mostrou bons resultados quanto à pré-concentração pelo método densitário de jigagem. Houve impactos em todas as fases seguintes do circuito.

Na análise mineralógica da amostra de entrada do processo, pôde-se observar que há majoritariamente a presença de willemita, mineral de interesse, e dolomita, mineral de ganga, que juntos formam cerca de 96% do material. Quanto à partição elementar nos minerais, o zinco pode ser encontrado em ambos os principais: willemita com cerca de 96% e dolomita com cerca de 4% em uma faixa granulométrica retida em malha 0,02 mm. Porém, foi mostrado que 100% dos dois elementos considerados contaminantes, magnésio e cálcio, se encontram no mineral de ganga dolomita.

Na jigagem, etapa utilizada como pré-concentradora, foi eliminada cerca de 43% da massa de entrada com teor de apenas 3,6% de zinco. A recuperação metalúrgica do concentrado ficou por volta de 92% com teores de cerca de 31% de Zn, 11% de CaO e 7,5% de MgO.

Analisando apenas a flotação, com o aumento na dosagem do coletor amina para a rota pré-concentrada houve também aumento na recuperação metalúrgica de zinco de cerca de 93% para cerca de 97%, apesar de todos os teores terem se mantido equivalentes.

A recuperação metalúrgica global do processo passou de 93,2% na rota tal qual para 89,6% na rota pré-concentrada já que nesta há descarte do elemento de interesse na etapa de jigagem. Porém, essa queda de recuperação global pode ser não prejudicial ao processo quando relacionada ao descarte de 43% da massa inicial no circuito antes da entrada na moagem e suas vantagens.

Os resultados mostraram, portanto, que a hipótese inicial de impacto da pré-concentração nas etapas posteriores do processo do minério de zinco silicatado, foi cumprida.

REFERÊNCIAS

ABDEL-AAL, E.A. Kinetics of sulfuric acid leaching of low-grade silicate ore. Elsevier: **Hydrometallurgy** 55(2000) 247-254.

AGÊNCIA NACIONAL DE MINERAÇÃO, ANM. **Anuário Mineral Brasileiro**. Brasília, 2018. Disponível em: <http://www.anm.gov.br/dnpm/publicacoes/serie-estatisticas-e-economia-mineral/anuario-mineral/anuario-mineral-brasileiro/amb_2018.pdf>. Acesso em 28 mai. 2019.

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

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 ENTMME / VII MSHNT, p. 176 -183, 2014.

BORGES JR, M. **Distribuição e Formas de Ocorrência de Zinco em Solos no Município de Vazante – MG**. Viçosa: Universidade Federal de Viçosa, 2008. (Tese de Doutorado). Disponível em: <<https://www.redalyc.org/html/1802/180214065039/>>. Acesso em 09 jun. 2019.

BRITISH GEOLOGICAL SURVEY. Minerals UK. Apresenta o Word Mineral Production 2013-2017. Disponível em: <<https://www.bgs.ac.uk/mineralsUK/statistics/worldStatistics.html>>. Acesso em: 10 nov. 2019.

BURT, R.O., **Gravity Concentration Technology**. In: FUERSRENAU, D.W, **Developments in Mineral Processing**. Amsterdam and New York: Elsevier Science Publishers, 1984. P.111-220.

CASQUET, F.Z. **Redução de custos em circuitos de moagem: estudo de caso sobre a aplicação da pré-concentração em minério de nióbio**. São Paulo: Universidade de São Paulo, 2018. (Trabalho de Formatura, PMI – EPUSP).

CETEM, **Tratamento de Minérios**, 5ª Edição. Ed LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.A.; FRANÇA, S.C.A. Rio de Janeiro: Copyrigh, 2010. P. 3-20 , 301-328 e 465-515.

CHAVES, A.P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**, v,4, **A Flotação no Brasil**. 3ª edição. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. P. 9 – 62.

CONTESSOTTO, R. **Classificação de domínios mineralógicos e caracterização de minérios de níquel da mina de Santa Rita – BA, em apoio à geometalurgia**. São Paulo: Universidade de São Paulo, 2017. (Tese de Mestrado, PMI – EPUSP).

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.

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.

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.

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

GRIGG, N. J.; DELEMONTEX, 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.

GU, Y. Automated scanning electron microscope based liberation analysis. **Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering**, v.2, 2003. p. 33-41.

LEMOS, M. G. **Caracterização geológica e tecnológica do minério de zinco do Extremo Norte da Mina de Vazante, Minas Gerais.** Campinas, São Paulo: Universidade Estadual de Campinas, 2011. (Tese de Mestrado – Número 427/2011).

MARTINS, L. **Estudo da flotação de minério silicatado de zinco sem a etapa de deslamagem.** Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais, 2007. (Tese de mestrado UFMG, Belo Horizonte)

MARTINS, L. **Produção de concentrado de zinco a partir de minério silicatado com redução no teor de carbonatos.** Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais, 2011. (Tese de doutorado UFMG, Belo Horizonte)

MARTINS, L.; PERES, A.; GALERY, R.; PEREIRA, C.; Carbate Content Resuction in Zinc Ore Concentrate. Elsevier: **Journal of Materials Research and Technology**, 2012.

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

NETO, D.J. **Análise técnica de alternativas de pré-concentração para o minério de zinco silcatado de Vazante/MG.** São Paulo: Universidade de São Paulo, 2019. (Tese de Mestrado, PMI – EPUSP).

NETO, F.R. **Avaliação da etapa rougher de flotação em um circuito de concentração mineral alimentado com produto de pré-concentração de minério de cobre.** São Paulo: Universidade de São Paulo, 2018. (Trabalho de Formatura, PMI – EPUSP).

NEXA RESOURCES. **Informações gerais da Nexa Resources**. Disponível em: <<https://www.nexaresources.com/pt/at-a-glance#1>>. Acesso em 25 mai. 2019.

ONAL, G. *et al.* Flotation of Aladag oxide lead-zinc ores. Elsevier: **Minerals Engineering** 18 (2005) 279-282.

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.

SANCHES, J.G.; BERGERMAN, M.G.; NETO, D.J.; HORTA, D.G. **Pré-concentração de um minério de zinco e sua influência na flotação**. ABM Week, 4ª edição, p.1-12. São Paulo, 2018.

SANT'AGOSTINO, L.M.; KAHN, H. Metodologia para a caracterização tecnol[ogica de matérias primas minerais. **Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP**. BT/PMI/069, 1997. p.29.

SANTOS, J.F. Perfil Técnico do Zinco. MME, versão 3, 2010. Disponível em: <http://www.mme.gov.br/documents/1138775/1256650/P16_RT25_Perfil_do_Minxrio_de_Zinco.pdf>. Acesso em: 28 mai. 2019.

SOUZA, A.D. **Cinética de Lixiviação dos Concentrados de Zinco Utilizados na Votorantim Metais**. Ouro Preto: Universidade Federal de Ouro Preto, 2007. (Tese de Doutorado, REDEMAT UFOP)

VALADÃO, G.E.S.; ARAÚJO, A.C. **Introdução ao Tratamento de Minérios**. Belo Horizonte: Editora UFMG, 2007. P. 105-140.

VALENTE, B.A.; BECHIR, J.L.C.; SILVA, T.A.V.D.; PINA, P.D.S.; SOUZA, A.D.D. Aplicação de tecnologia de *ore sorting* para aproveitamento de minérios de baixo teor de zinco em Vazante/mg. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, 28., 2019. Belo Horizonte. **Anais...** Belo Horizonte: UFMG, 2019.