

**FERNANDO ZAGATTI CASQUET**

**REDUÇÃO DE CUSTOS EM CIRCUITOS DE MOAGEM: ESTUDO  
DE CASO SOBRE A APLICAÇÃO DA PRÉ-CONCENTRAÇÃO EM  
MINÉRIO DE NIÓBIO**

São Paulo  
2018

**FERNANDO ZAGATTI CASQUET**

**Redução de custos em circuitos de moagem: estudo de caso  
sobre a aplicação da pré-concentração em minério de nióbio**

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  
2018

TF-2018  
C272  
Lipno 29285/1

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.



Escola Politécnica - EPMI



31700000212

### Catálogo-na-Publicação

Casquet, Fernando Zagatti

Redução de custos em circuitos de moagem: estudo de caso sobre a aplicação da pré-concentração em minério de nióbio / F. Z. Casquet - São Paulo, 2018.

52 p.

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

1.Pré-Concentração 2.Work Index 3.Abrasion Index 4.Separação Magnética I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo II.t.

## **DEDICATÓRIA**

Dedico este trabalho aos meus familiares, amigos, professores, profissionais e colegas do ramo da mineração que me apoiaram e me incentivaram até o último momento.

## AGRADECIMENTOS

Gostaria de agradecer, primeira e primordialmente, aos meus pais, meu irmão, avós, tios e tias, primos e primas, por todo o apoio, carinho, incentivo e suporte que foram essenciais para minha caminhada até aqui.

Agradeço também ao meu professor orientador, Maurício Guimarães Bergerman, e à Escola Politécnica da USP pela oportunidade de aprender, crescer e ensinar em conjunto com outras pessoas maravilhosas que fazem valer o despertador de antes do sol nascer.

Meu muito obrigado aos meus amigos, de coração e de segunda casa, que foi o Centro Moraes Rêgo durante estes quase seis anos de minha estadia na Poli, onde aprendi a respeitar, cuidar, crescer, desenvolver e zelar por um bem comum. Muito obrigado especialmente a todos que foram da gestão do CMR, tanto como professores para mim, ou como aprendizes, por terem me dado essa oportunidade de fazer história, como presidente de um dos quase 75 anos deste lugar tão mágico que faz o tempo voar.

Um obrigado de coração àqueles que foram meus grandes apoiadores e amigos de sala de aula, de mineração e de CMR: Jú, Dan, Fábio, Rem, Isap, Isav, Fê, Hulk, Rê, Landi, Gu, Dinei, Champs, Paulo, Gerson, Caio Marco, Caio Nogueira, Julio, Panqueca, Gema, Bia Sato, Fanta, Koseki, Castro, Bruno, Gi Lia, Conan, Madruga, Paula, Xô, Japa, Luli, Nath, Peadeua, Bella, Gibelli, Pagode, Rogério, Rosendo, Juninho, Jady, Jow, Vini, Lucão, DS, Nenê, Sport, Jabuta, TK, Concha, Jatobá, Rolândia, Peruíbe e Seiji.

Para finalizar, agradeço à Datamine Software por ter me aberto às portas e realizado meu sonho de ingressar profissionalmente na mineração.

“O período de maior ganho em conhecimento e experiência é o período mais difícil da vida de alguém.”

(Dalai Lama)

## RESUMO

Este trabalho tem como objetivo analisar a possível redução dos índices de abrasão e tenacidade, medidos através dos ensaios de *abrasion index* (AI) e *work index* (WI) de Bond, com a prévia utilização da pré-concentração por separação magnética. O minério utilizado nos ensaios é proveniente de uma mina de nióbio e a preparação e análise do material envolveu as etapas de: britagem, peneiramento, separação magnética, WI de Bond, ensaio de Jauregui e AI de Bond. Os produtos da pré-concentração foram separados, onde cada um destes possuía 50% da massa de alimentação do processo de separação magnética. Os ensaios foram realizados para o material de cada uma das frações obtidas. Não houve redução significativa no consumo de energia com o método utilizado. Já para o consumo de material, notou-se uma redução de aproximadamente 10%, em conjunto da redução da alimentação da moagem em 50% da massa inicial. Mostra-se, assim, uma ótima aplicação da pré-concentração como alternativa de redução de custos, visto que a moagem pode chegar até 40% dos custos de uma usina de tratamento de minério de cobre.

**Palavras-chave:** pré-concentração, *work index*, *abrasion index*, separação magnética.

## ABSTRACT

This study aim is to analyze the potential reduction of the abrasion and tenacity indexes, obtained by the Bond AI and Bond WI tests, using magnetic separation as a pre-concentration method. The ore is rich in niobium, and its preparation involved the following ore-treatment phases: crushing, screening, magnetic separation, Bond WI test, Jauregui test and Bond AI test. The material obtained from the magnetic separation were split into magnetic and non-magnetic fractions, each one with 50% of the total mass fed to the process. The Bond AI, Bond WI and Jauregui tests were realized with the feeding material, magnetic and non-magnetic fractions. There was no significative reduction for the energy consumption. Although, material consumption reduction was around 10%, together with 50% reduction of the initial feeding mass to the mill. It is shown that, in a certain way, might be a good application for the pre-concentration as an alternative to reduce costs, due to costs at grinding, that can be up to 40% of the total costs at an ore-treatment plant of copper.

**Keywords:** pre-concentration, work index, abrasion index, magnetic separation.



## SUMÁRIO

<b>1</b>	<b>INTRODUÇÃO.....</b>	<b>1</b>
1.1	OBJETIVOS.....	2
<b>2</b>	<b>REVISÃO BIBLIOGRÁFICA .....</b>	<b>3</b>
2.1	PRÉ-CONCENTRAÇÃO POR SEPARAÇÃO MAGNÉTICA NA MINA DE WHISTLE .....	3
2.2	PRÉ-CONCENTRAÇÃO POR SEPARAÇÃO MAGNÉTICA DE ESFALERITA COM ALTO TEOR DE FERRO DA MINA DE GAGOK .....	6
2.3	BULK ORE SORTER: UM ESTUDO DE CASO NA MINA DE PHU KHAM.....	12
2.4	PRÉ-CONCENTRAÇÃO DE MINÉRIOS DE COBRE POR PULSOS DE ALTA VOLTAGEM .....	15
<b>3</b>	<b>MATERIAIS E MÉTODOS.....</b>	<b>18</b>
<b>4</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÕES .....</b>	<b>24</b>
4.1	RESULTADOS.....	24
4.2	DISCUSSÕES .....	27
<b>5</b>	<b>CONCLUSÃO.....</b>	<b>29</b>
	<b>REFERÊNCIAS.....</b>	<b>30</b>
	<b>APÊNDICES .....</b>	<b>32</b>
	APÊNDICE A - AI ALIMENTAÇÃO.....	32
	APÊNDICE B - AI MAGNÉTICO.....	33
	APÊNDICE C - AI NÃO-MAGNÉTICO .....	34
	APÊNDICE D - WI NÃO-MAGNÉTICO .....	35
	APÊNDICE E - WI MAGNÉTICO.....	37
	APÊNDICE F - WI ALIMENTAÇÃO .....	39

## LISTA DE FIGURAS

FIGURA 1 – DIAGRAMA DO PROCESSO DE SEPARAÇÃO MAGNÉTICA DA MINA DE WHISTLE .....	6
FIGURA 2 – TEORES DE FERRO NAS FRAÇÕES DO PRODUTO DA SEPARAÇÃO MAGNÉTICA .....	9
FIGURA 3 – TEORES DE ZINCO NAS FRAÇÕES DO PRODUTO DA SEPARAÇÃO MAGNÉTICA.....	9
FIGURA 4 – TEORES DE COBRE NAS FRAÇÕES DO PRODUTO DA SEPARAÇÃO MAGNÉTICA.....	10
FIGURA 5 – TEORES DE CHUMBO NAS FRAÇÕES DO PRODUTO DA SEPARAÇÃO MAGNÉTICA .....	10
FIGURA 6 – FLUXOGRAMA DO PROCESSO DE PRÉ-CONCENTRAÇÃO USANDO SEPARAÇÃO MAGNÉTICA.....	11
FIGURA 7 – SISTEMA A SER UTILIZADO PARA A SEPARAÇÃO POR BULK ORE SORTER .....	13
FIGURA 8 – CURVA TEOR X MASSA - TEOR DE CORTE 0,2% DE COBRE .....	14
FIGURA 9 – DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA PARA A QUEBRA FÍSICA E DE SUPERFÍCIE DOS PRODUTOS TRATADOS COM O PULSO DE ALTA VOLTAGEM.....	16
FIGURA 10 – AMOSTRA DO MINERAL UTILIZADO PARA OS ENSAIOS.....	18
FIGURA 11 – FLUXOGRAMA DO PROCESSO DA SEPARAÇÃO MAGNÉTICA.....	19
FIGURA 12 – FLUXOGRAMA DOS DIFERENTES DESTINOS DO PRODUTO DA SEPARAÇÃO MAGNÉTICA.....	20
FIGURA 13 – EQUIPAMENTO UTILIZADO PARA A REALIZAÇÃO DO AI DO LTM .....	21
FIGURA 14 – RESULTADOS DOS ENSAIOS PARA AI DE BOND .....	25
FIGURA 15 – PLACAS UTILIZADAS NO ENSAIO DE ABRASÃO, DA ESQUERDA PARA DIREITA: ALIMENTAÇÃO, FRAÇÃO MAGNÉTICA E FRAÇÃO NÃO-MAGNÉTICA .....	25

## LISTA DE TABELAS

TABELA 1 – DISTRIBUIÇÃO DOS SULFETOS DE NÍQUEL E COBRE CALCULADOS.....	3
TABELA 2 – PORCENTAGEM MÁSSICA E TEORES NAS DIFERENTES FRAÇÕES GRANULOMÉTRICAS.....	4
TABELA 3 – DISTRIBUIÇÃO DE MATERIAL E TEOR MAGNÉTICO E NÃO-MAGNÉTICO DA AMOSTRA APÓS A SEPARAÇÃO.....	5
TABELA 4 – DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA E TEORES DE CADA FRAÇÃO DA ALIMENTAÇÃO .....	7
TABELA 5 – RESULTADOS DA SEPARAÇÃO GRAVIMÉTRICA COM USO DE MESA VIBRATÓRIA .....	7
TABELA 6 – RESULTADOS DA SEPARAÇÃO MAGNÉTICA COM USO DE SEPARADOR DE CORREIA CRUZADA.....	8
TABELA 7 – TEORES DE COBRE ANTES E DEPOIS DA SIMULAÇÃO E RECUPERAÇÃO METALÚRGICA PARA CADA UM DOS TEORES DE CORTE.....	14
TABELA 8 – RESULTADOS DE DISTRIBUIÇÃO DE MASSA, TEOR DE COBRE E DISTRIBUIÇÃO DE COBRE ENTRE QUEBRA FÍSICA E QUEBRA SUPERFICIAL.....	15
TABELA 9 – ENERGIA MÉDIA DE FAÍSCA E TRANSFERIDA POR QUEBRA SUPERFICIAL OU FÍSICA NOS TESTES DE 1 A 6 .....	17
TABELA 10 – PRINCIPAIS MINERAIS PRESENTES NA AMOSTRA DO TESTE 1 APÓS CARACTERIZAÇÃO .....	17
TABELA 11 – LISTA COM NÚMERO DE BOLAS UTILIZADAS NO ENSAIO DE WI DE BOND E RESPECTIVOS TAMANHOS .....	20
TABELA 12 – LISTA COM NÚMERO DE BOLAS UTILIZADAS NO ENSAIO DE JAUREGUI E RESPECTIVOS TAMANHOS .....	21
TABELA 13 – RESULTADOS DOS ENSAIOS DE WI DE BOND.....	24
TABELA 14 – RESULTADOS DOS ENSAIOS DE WI DE JAUREGUI .....	24
TABELA 15 – PERDA DE MATERIAL DE REVESTIMENTO PARA A FRAÇÃO DE ALIMENTAÇÃO .....	26
TABELA 16 – PERDA DE MATERIAL DE REVESTIMENTO PARA A FRAÇÃO MAGNÉTICA .....	26
TABELA 17 – PERDA DE MATERIAL DE REVESTIMENTO PARA A FRAÇÃO NÃO-MAGNÉTICA.....	26
TABELA 18 – RELAÇÃO DO DESGASTE EM G/KWH DE CADA FRAÇÃO DA SEPARAÇÃO MAGNÉTICA E SUA ECONOMIA GERADA PELA PRÉ-CONCENTRAÇÃO.....	27
TABELA 19 – RECUPERAÇÃO METALÚRGICA PARA SEPARAÇÃO MAGNÉTICA .....	28
TABELA 20 – CÁLCULO DA REDUÇÃO DO DESGASTE PARA MOAGEM .....	28

# 1 INTRODUÇÃO

Dentre todas as áreas da mineração, podem-se citar diversas áreas de atuação do engenheiro de minas: prospecção e amostragem geológica, planejamento de lavra, execução de lavra, perfuração e desmonte, beneficiamento de minérios e recuperação ambiental. O beneficiamento de minérios figura dentre as áreas que necessitam de maior atenção e altos custos de operação, onde, segundo Chaves; Peres (2013), especialmente a moagem, mostra-se de suma importância, visto que trata-se de uma operação muito cara, por conta do seu alto gasto de energia e peças de desgaste.

A pré-concentração de minerais é realizada antes das operações tradicionais de moagem e concentração de minerais, e pode levar a benefícios significativos no processo de tratamento de um determinado minério. Pode ser realizada por meio de: processos gravíticos, magnéticos, peneiramento ou *ore sorter*, para concentração do material ainda grosso, após a britagem secundária ou terciária (BERGERMAN, 2013). Dentre os benefícios existentes, pode-se citar: aumento de teor da alimentação, com pequena redução da recuperação metalúrgica; redução da alimentação em um circuito de moagem, com o uso de peneiras ou ciclones para retirada dos materiais finos; recuperação de rejeito (SILVA JUNIOR, 2008); extensão da vida útil da mina, por conta da redução dos teores de cortes (BERGERMAN, 2012).

Uma economia de aproximadamente 20% é prevista em processos com uso de pré-concentração, de acordo com Klein (2010), devido à redução de gastos energéticos e redução do desgaste em circuitos de moagem, por conta da possível separação e segregação dos diferentes materiais presentes na alimentação da usina, buscando assim a diminuição nos índices de Work Index (WI) e Abrasion Index (AI). A princípio, espera-se uma redução desses índices quando se trata de minerais a depender da composição, visto que minerais contendo sílica, normalmente a ganga, podem ser mais frequentes nos rejeitos, normalmente abrasivos e que exigem maior energia para serem cominuídos.

No mundo, pode-se destacar o uso da pré-concentração nas seguintes minas: Tati Nickel Phoenix Mine, onde a alimentação da usina foi reduzida de 1600 t/h para

650 t/h (MORGAN, 2009); Whistle Mine (Sudbury, Canadá), com aumento de 30% no teor da alimentação da usina e redução da vazão da alimentação da planta de 3500 t/dia para 2200 t/dia (VATCHA, 2000). Existem também estudos de implementação da pré-concentração com uso de pulsos de alta voltagem para a quebra de minérios de cobre, separando-se assim fragmentos menores com teor reduzido (ZUO, 2015).

## **1.1 OBJETIVOS**

O objetivo deste estudo é avaliar o impacto da pré-concentração por separação magnética na redução dos índices de AI e WI de Bond e os impactos nos custos de operação.

## 2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo, busca-se apresentar alguns casos já estudados da utilização da pré-concentração, bem como sua abrangência em relação a suas diferentes aplicações e os diferentes métodos utilizados para atingir os objetivos de cada um dos casos.

### 2.1 PRÉ-CONCENTRAÇÃO POR SEPARAÇÃO MAGNÉTICA NA MINA DE WHISTLE

A mina de Whistle, localizada em Sudbury, Canadá, em operação desde 1897, com produção de níquel e cobre. Em 1991 a operação foi paralisada por conta da redução do preço do níquel, que resultou num estoque de 3 milhões de toneladas com teor aproximado de 0,88% de níquel, tendo sua operação reiniciada em 1994 (VATCHA, 2000).

A mineralização da região é muito rica e variada, onde pode-se encontrar, por exemplo, biotita, clorita, quartzo, sulfetos, olivina, plagioclásio, augita, dentre outros, apresentando teores relativamente altos, bem acima do teor de corte da usina de níquel, que é de 0,75%. Mais de um terço do total da amostra da alimentação analisada, possui teores médios de níquel de 1,71% e de cobre de 0,47%. A tabela 1 mostra a distribuição calculada de cada sulfeto (níquel e cobre).

**Tabela 1 – Distribuição dos sulfetos de níquel e cobre calculados**

Categoria	massa (%)	Ni (%)	Cu (%)
Rejeito	36.67	0.20	0.14
Baixo teor	19.63	0.52	0.22
Médio teor	9.70	0.75	0.35
Alto teor	34.00	1.71	0.47
Total	100.00		
Teor médio		0.83	0.29

Fonte: VATCHA, 2000

A alimentação da usina passa por uma britagem com abertura de posição fechada em 15,24 cm, para ser enviado à moagem, e observou-se que os sulfetos

estavam mais concentrados na fração mais fina, visto que são mais facilmente cominuídos. A tabela 2 exibe uma distribuição de massa e teores para diferentes frações granulométricas, provenientes da britagem primária.

**Tabela 2 – Porcentagem mássica e teores nas diferentes frações granulométricas**

Tamanho (mm)	massa (%)	Ni (%)	Cu (%)
> 101,6	26,15	0,94	0,25
38,1 - 101,6	31,58	0,94	0,30
25,4 - 38,1	10,69	1,13	0,32
< 25,4	31,58	1,30	0,31
Total	100,00	1,07	0,29

Fonte: VATCHA, 2000

Para selecionar o método a ser utilizado na pré-concentração, foram avaliados diferentes alternativas para a separação: fotométrico (ou óptico), radiométrico, por condutibilidade, magnetismo e meio denso. Dentre estes, pode-se citar resultados parciais de alguns métodos: o fotométrico mostrou-se pouco aplicável aos sulfetos de níquel e cobre, por conta dos sulfetos concentrados em partículas finas; o radiométrico mostrou-se perigoso devido à necessidade de uso de radiação gerada externamente; por meio denso mostrou-se pouco eficaz quando comparada aos demais métodos; e a por condutibilidade mostrou-se pouco confiável devido à pequena presença de sensores confiáveis e também por conta da pequena vazão do processo. Para o processo de separação magnética, alguns problemas foram identificados e que interferissem nos resultados desejados: pirrotitas hexagonais não-magnéticas ocorrendo também em conjunto de pirrotitas monoclinicas magnéticas; calcopirita e pentlandita são não-magnéticas e saíam como rejeito do processo caso não estivessem associadas a outros minerais magnéticos; e por fim, algumas rochas máficas contendo magnetita que poderiam contaminar o concentrado. A tabela 3 contém os resultados da separação magnética de uma amostra da britagem [1063 kg].

**Tabela 3 – Distribuição de material e teor magnético e não-magnético da amostra após a separação**

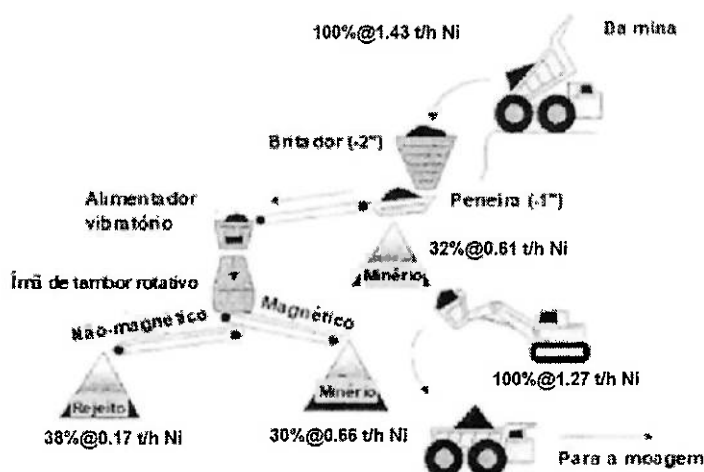
Tamanho (mm)	Amostra	Massa (%)	Ni (%)	Cu (%)	Rec. Ni (%)	Rec. Cu (%)
25,4 - 38,1	Magnético	18,26	1,50	0,35	26,34	17,75
38,1 - 101,6	Magnético	45,02	1,48	0,43	64,07	53,77
Minério		63,28	1,49	0,41	90,66	72,07
25,4 - 38,1	Não-Magnético	7,13	0,17	0,24	1,17	4,75
38,1 - 101,6	Não-Magnético	29,59	0,30	0,28	8,54	23,01
Rejeito		36,72	0,27	0,27	9,53	27,54
Alimentação		100,00	1,04	0,36		

**Fonte: VATCHA, 2000**

Frente aos resultados obtidos, a empresa optou por implantar o seguinte processo de beneficiamento com a aplicação da pré-concentração: o material proveniente da mina era britado com APF (abertura de posição fechada) de 50,8 mm, posteriormente peneirado em abertura de 1", onde os finos (aproximadamente 32% da alimentação do britador) iam direto para a moagem, devido ao seu teor médio de Ni de 1,3%, e os grossos passavam pela separação magnética, dos quais 38% com teor de Ni aproximado de 0,3% eram considerados não-magnéticos e, portanto, rejeito, e os demais 30% considerados magnéticos com teor médio de Ni de 1,5% eram encaminhados também para a moagem, resultando em uma alimentação da moagem de teor médio de Ni de 1,4%. A figura 1 ilustra o diagrama representativo da separação magnética logo após a britagem primária.



**Figura 1 – Diagrama do processo de separação magnética da Mina de Whistle**



Fonte: VATCHA, 2000

Os principais resultados e melhorias observados foram: a redução da alimentação da usina, que caiu de 3500 t/dia para 2200 t/dia, com um aumento de 30% no teor de níquel a ser alimentado na moagem, que era de 0,98% e passou a ser 1,4% após a implementação da separação magnética. A recuperação metalúrgica do níquel foi de aproximadamente 90,7% e a de cobre de 72,1%. Isso foi possível devido a principalmente: a natureza altamente magnética do minério, baixo teor de calcopirita, visto que possui baixa resposta à separação magnética e, diferente dos depósitos de sulfetos disseminados, este minério de alto teor possui boa liberação da rocha encaixante quando britado a um tamanho moderado, de cerca de 2".

## **2.2 PRÉ-CONCENTRAÇÃO POR SEPARAÇÃO MAGNÉTICA DE ESFALERITA COM ALTO TEOR DE FERRO DA MINA DE GAGOK**

A mina de Gagok, localizada na Coreia do Sul, que se encontra paralizada desde 1987, encontra-se em fase de estudos de viabilidade econômica para a retomada da operação. O minério, rico em chumbo e zinco, está contido numa jazida cuja produção em 1978 foi de 600 mil toneladas de minério, com os seguintes teores: 3,9% de zinco, 0,2% de chumbo e 0,1% de cobre (JEONG, 2018). A tabela 4 contém

a distribuição granulométrica de massa e de teor da alimentação encaminhada para a separação.

**Tabela 4 – Distribuição granulométrica e teores de cada fração da alimentação**

Fração Granulométrica (mm)	massa (%)	Teores (%)			
		Fe	Zn	Pb	Cu
> 0,212	12,5	14,6	2,90	0,05	0,06
0,106 - 0,212	16,0	15,0	3,62	0,06	0,07
0,074 - 0,106	21,6	15,6	4,92	0,06	0,08
0,037 - 0,074	13,1	16,1	5,69	0,10	0,10
< 0,037	36,8	15,3	5,79	0,13	0,11
Total	100,0	15,3	4,88	0,09	0,09

Fonte: JEONG, 2018

O material a ser analisado passou por um britador de mandíbulas e posteriormente um britador cônico. Foi realizada a caracterização do mineral e a escolha do melhor método de pré-concentração foi feita por meio de ensaios simples de separação gravimétrica e magnética para concentrar o minério.

A separação gravimétrica foi realizada em mesa vibratória. Os produtos do processo foram separados em: concentrado, intermediário, rejeito e lamas. Os resultados da separação gravimétrica podem ser visualizados na tabela 5.

**Tabela 5 – Resultados da separação gravimétrica com uso de mesa vibratória**

	massa (%)	Fe		Zn		Pb		Cu	
		Teor (%)	Rec (%)	Teor (%)	Rec (%)	Teor (%)	Rec (%)	Teor (%)	Rec (%)
Concentrado	4,31	29,3	5,8	17,8	10,2	0,82	18,1	0,39	10,5
Intermediário	10,74	21,9	10,8	10,2	14,6	0,11	5,9	0,20	13,4
Rejeito	65,61	14,3	42,9	3,2	28,0	0,06	20,1	0,07	27,0
Lamas	19,35	13,5	40,5	5,4	47,2	0,17	55,9	0,12	49,1

Fonte: JEONG, 2018

Já o processo de separação magnética foi realizado em um separador magnético de correia cruzada de escala laboratorial, a fim de recuperar especialmente o mineral magnético. Os campos magnéticos utilizados durante a separação variaram entre 0,2 e 1,4 T, partindo de 0,2 T e incrementando levemente o campo magnético,

para que esses testes fossem feitos em sequência até o último valor de campo de 1,4 T. A granulometria selecionada para o estudo foi de 0,3 mm a 2 mm, sendo as partículas finas analisadas separadamente, determinando assim o tamanho ideal para a separação magnética e evitar a moagem excessiva no processo consequente. Os resultados confirmaram que a amostra foi pré-concentrada com sucesso, e a separação magnética foi considerada a mais adequada para realizar o experimento e análise do estudo de pré-concentração. A tabela 6 contém os resultados da separação magnética.

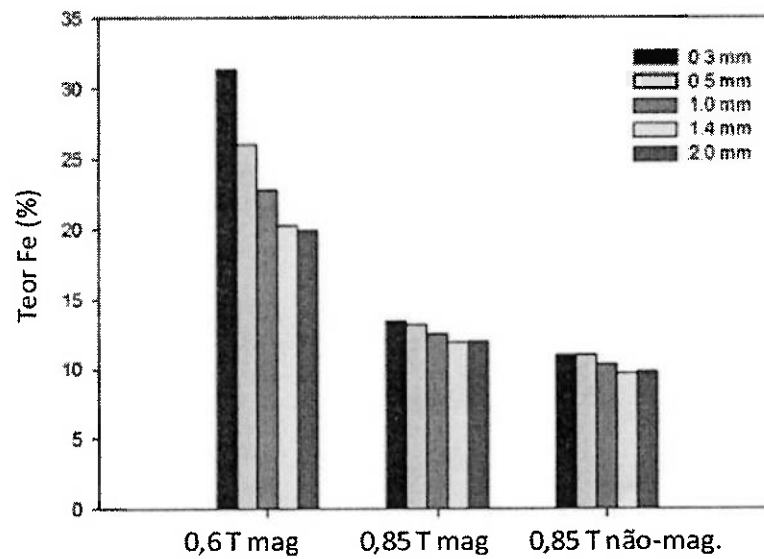
**Tabela 6 – Resultados da separação magnética com uso de separador de correia cruzada**

	massa (%)	Fe		Zn		Pb		Cu	
		Teor (%)	Rec (%)	Teor (%)	Rec (%)	Teor (%)	Rec (%)	Teor (%)	Rec (%)
Ferromagnético	23,1	27,5	36,3	8,93	42,0	0,12	31,0	0,15	42,3
Paramagnético	48,5	14,3	39,6	1,55	15,3	0,04	21,1	0,04	22,5
Diamagnético	15,2	12,7	11,1	7,3	22,7	0,16	27,3	0,10	17,5
Partículas Finas (< 74 µm)	13,2	17,2	13,0	7,45	20,0	0,14	20,6	0,11	17,7

**Fonte: JEONG, 2018**

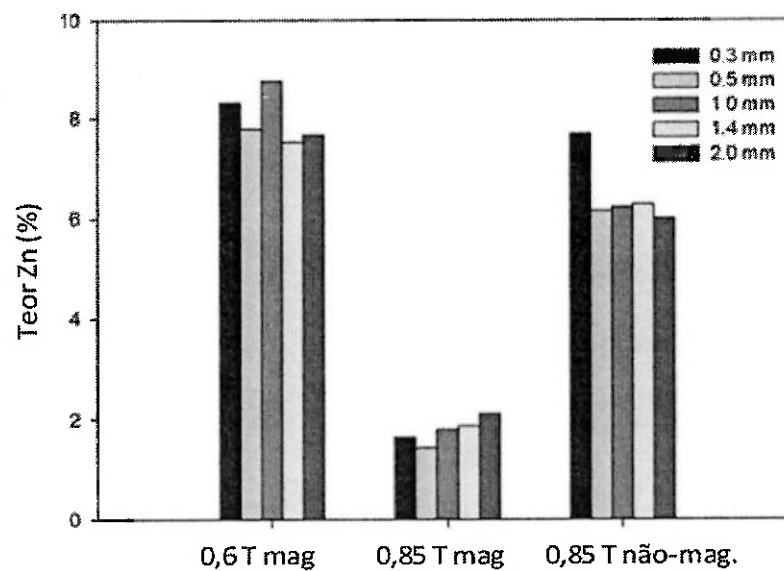
Nas figuras 2, 3, 4 e 5 pode-se observar os teores de ferro, zinco, cobre e chumbo para os diferentes campos magnéticos e tamanho médio de partículas.

**Figura 2 – Teores de ferro nas frações do produto da separação magnética**



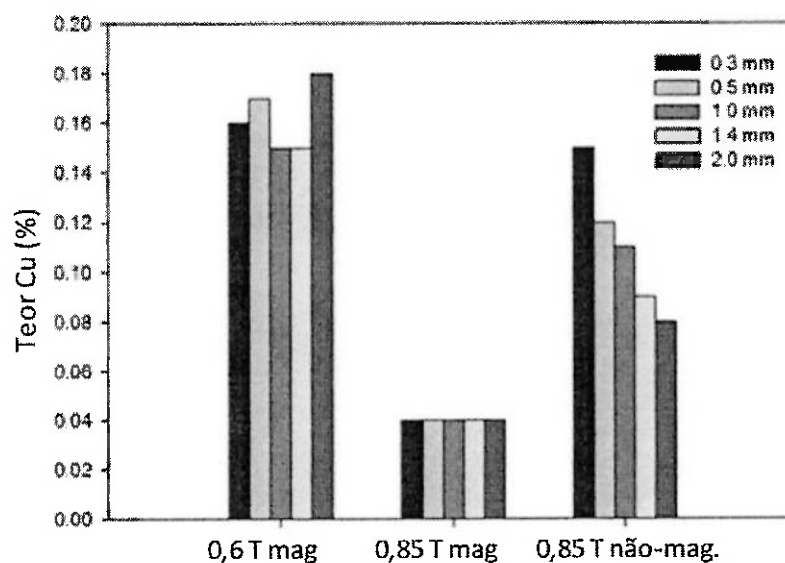
Fonte: JEONG, 2018

**Figura 3 – Teores de zinco nas frações do produto da separação magnética**



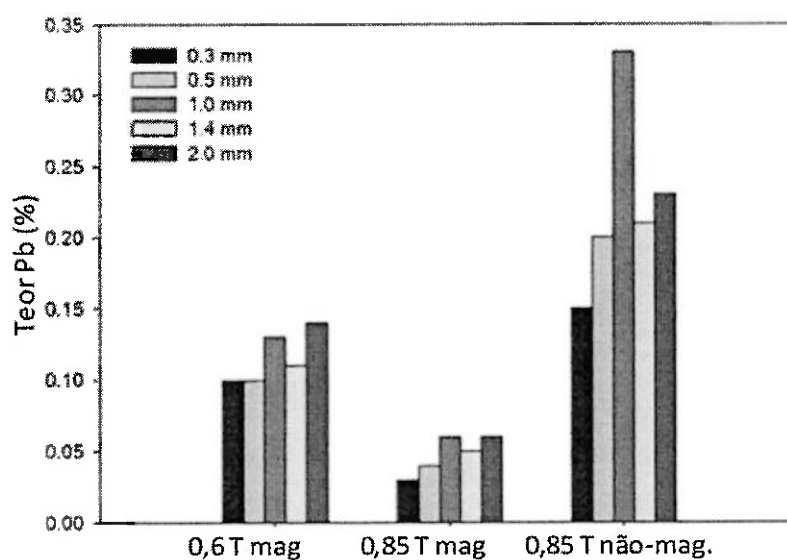
Fonte: JEONG, 2018

**Figura 4 – Teores de cobre nas frações do produto da separação magnética**



Fonte: JEONG, 2018

**Figura 5 – Teores de chumbo nas frações do produto da separação magnética**



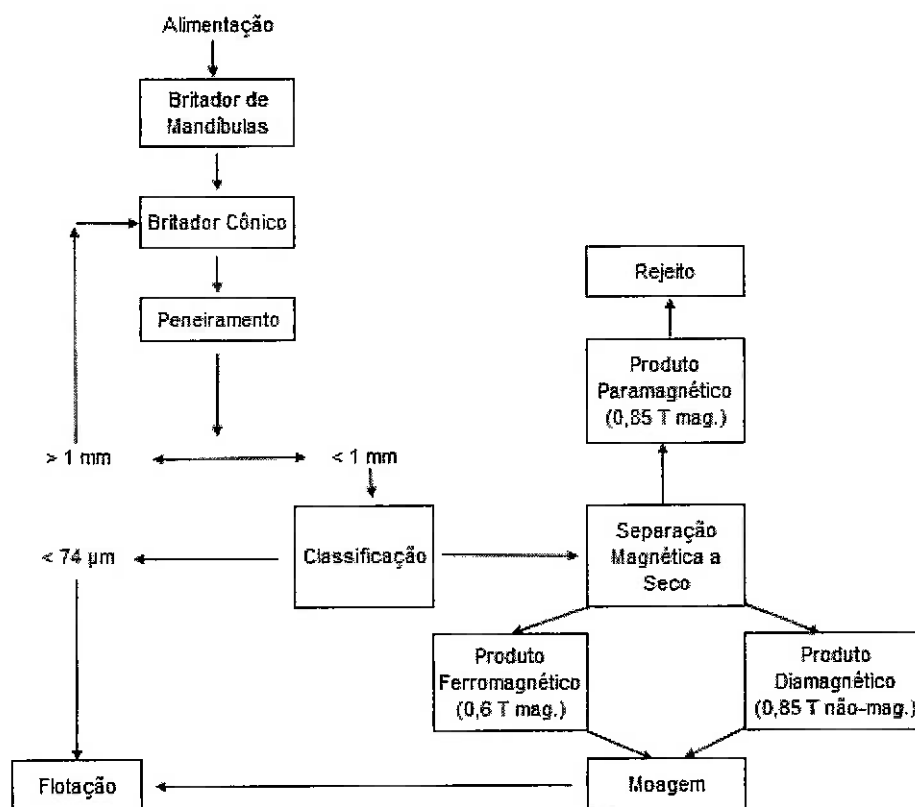
Fonte: JEONG, 2018

O processo todo de preparação para a pré-concentração foi o seguinte: britagem primária e secundária, em britador de mandíbulas e cônico, respectivamente, peneiramento com circuito fechado para o britador cônico para o material retido em

malha de 1 mm, e o passante encaminhado para classificação. Feita a classificação, os finos, menores que 0,074 mm, eram diretamente encaminhados para a flotação, e os grossos iam para o separador magnético, para serem pré-concentrados. O material era separado a seco no separador magnético com três diferentes produtos: ferromagnético, produto magnético do campo de 0,6 T; diamagnético, produto não-magnético do campo de 0,85 T; e os para-magnéticos, produto magnético do campo de 0,85 T. Produtos ferromagnéticos e diamagnéticos são encaminhados para a moagem, para então seguirem para a flotação.

A figura 6 esquematiza o processo estudado:

**Figura 6 – Fluxograma do processo de pré-concentração usando separação magnética**



Fonte: JEONG, 2018

O principal ganho identificado no processo foi no aumento de teor de 65% para o zinco, 55% para o chumbo e 33% para o cobre. A recuperação metalúrgica dos produtos paramagnéticos e ferromagnéticos foi de: 75,9% para o ferro, 57,3% para o

zinco, 52,1% para o chumbo e 64,8% para o cobre. Em termos gerais, há uma estimativa de aproximadamente 20% de economia de custos com o uso da pré-concentração (JEONG, 2018).

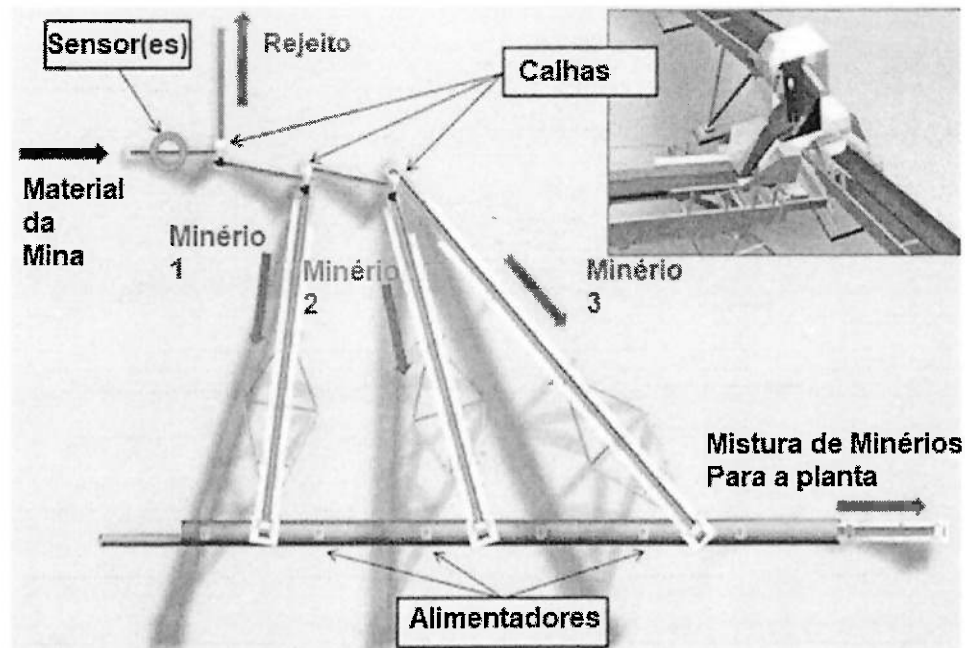
### **2.3 BULK ORE SORTER: UM ESTUDO DE CASO NA MINA DE PHU KHAM**

A mina de Phu Kham, propriedade da Phu Bia Mining Ltda., extrai ouro e cobre no Laos, sendo o cobre o principal metal de interesse, que aparece principalmente na calcopirita, mas com a ocorrência em outros minerais como bornita, covelita, tenalita e calcocita. O minério é de alta variabilidade e possui uma recuperação metalúrgica de em média, 76%. A produção atual é de cerca de 19,5 milhões de toneladas por ano.

O processo de beneficiamento é feito da seguinte maneira: britador giratório, seguido de moinho SAG e dois moinhos de bolas, com o material posteriormente ciclonado. Após a moagem realiza-se a flotação *rougher*, uma etapa de remoagem e então mais uma flotação, a *cleaner*. O concentrado possui teores médios de 23,5% de cobre, 7 g/t de ouro e 60 g/t de prata (REPLE, 2017).

O método utilizado para a pré-concentração foi o *bulk ore sorter*, que utiliza de propriedades ópticas do material alimentado em uma correia para selecionar as partículas via sensor. Recomenda-se a instalação após a britagem primária, que cominui o material à granulometria ideal para sua utilização no sensor e seleção pelo divisor mecânico, após ser reconhecido pelo sensor (REPLE, 2017). A figura 7 mostra uma adaptação do sistema a ser instalado.

**Figura 7 – Sistema a ser utilizado para a separação por bulk ore sorter**

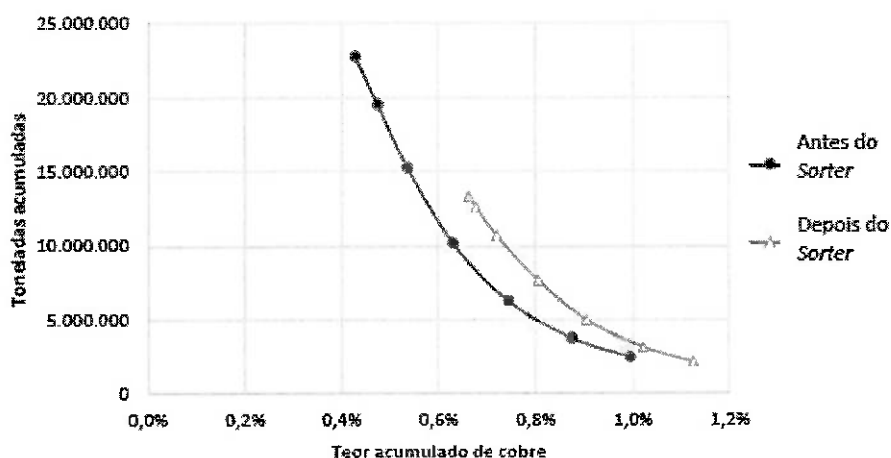


Fonte: REPLE, 2017

Diversos cenários foram considerados para as diferentes simulações, com uma sequência de iterações e cálculos da curva de teor pela massa, utilizando dados de: teor de corte, variograma, variância da dispersão, curva de distribuição de teores e dimensões da unidade mínima de separação. Tais simulações resultam em uma porcentagem de massa acima do teor de corte e teor de cada bloco contido no modelo, possibilitando a construção da curva de teor pela massa do material a ser pré-concentrado. A simulação dos resultados da pré-concentração foi feita com o auxílio de um *software* (Studio 3), obtendo-se assim os valores de massa e teor da porção de cada bloco do modelo com teor acima do teor de corte escolhido. Na figura 8, encontra-se um resultado considerando o teor de corte de 0,2% de cobre.



**Figura 8 – Curva Teor x Massa - Teor de corte 0,2% de Cobre**



Fonte: REPLE, 2017

Para os diferentes teores de corte simulados, obteve-se a tabela 7, que traz a informação de teor de corte de cobre, teor de cobre do R.O.M. (*run of mine*) e teor de cobre após a simulação da pré concentração:

**Tabela 7 – Teores de cobre antes e depois da simulação e recuperação metalúrgica para cada um dos teores de corte**

Teor de Corte de Cobre (%)	Cobre acumulado R.O.M. (t)	Cobre no R.O.M. (%)	Cobre Acumulado após a Pré-Concentração (t)	% de cobre após a Pré-Concentração	Rec. Metal. (%)
0,1	97118	0,43	87904	0,66	90,5%
0,2	92164	0,47	85059	0,68	92,3%
0,3	81485	0,54	76766	0,72	94,2%
0,4	63841	0,63	61195	0,80	95,9%
0,5	46256	0,74	44933	0,90	97,1%
0,6	32762	0,87	32112	1,02	98,0%
0,7	24407	0,99	24062	1,12	98,6%

Fonte: REPLE, 2017

As simulações mostram que, após a implementação do *bulk ore sorter*, a produção metálica poderia aumentar de 30 a 40% e também incrementar o lucro de 50 a 60% ao ano. No entanto, como existe a limitação da capacidade máxima de operação da mina, pode-se obter um lucro extra de até 5%. Quando a restrição é sobre a capacidade do moinho SAG, este lucro pode aumentar de 20 a 25% e a produção metálica de 10 a 15% (REPLE, 2017).

## 2.4 PRÉ-CONCENTRAÇÃO DE MINÉRIOS DE COBRE POR PULSOS DE ALTA VOLTAGEM

Quatro diferentes amostras de minério de cobre de uma mina de ouro em New South Wales, Austrália, onde duas destas foram britadas e peneiradas, e as outras duas foram apenas peneiradas para os ensaios de quebra por pulsos de alta voltagem. Foram selecionadas 30 partículas de cada amostra dentro da faixa de granulometria necessária (26,5 – 45 mm) para o ensaio de quebra por pulso de alta voltagem.

Foram realizados 6 testes com mistura das amostras, onde foram obtidos diferentes granulometrias por meio de pulso de alta voltagem. Esta quebra foi realizada pelo SELFRAG Lab, com um pulso único descarregado sobre a partícula localizada no eletrodo positivo. Quando a partícula sofria uma perda de massa maior que 10% da massa inicial, caracterizaram-na como quebra física, do contrário, superficial, com a partícula permanecendo intacta ou com poucos fragmentos gerados (ZUO, 2015).

A tabela 8 exhibe os resultados para os diferentes testes e a distribuição de massa, teor de cobre e distribuição do cobre entre as partículas de quebra física e de superfície.

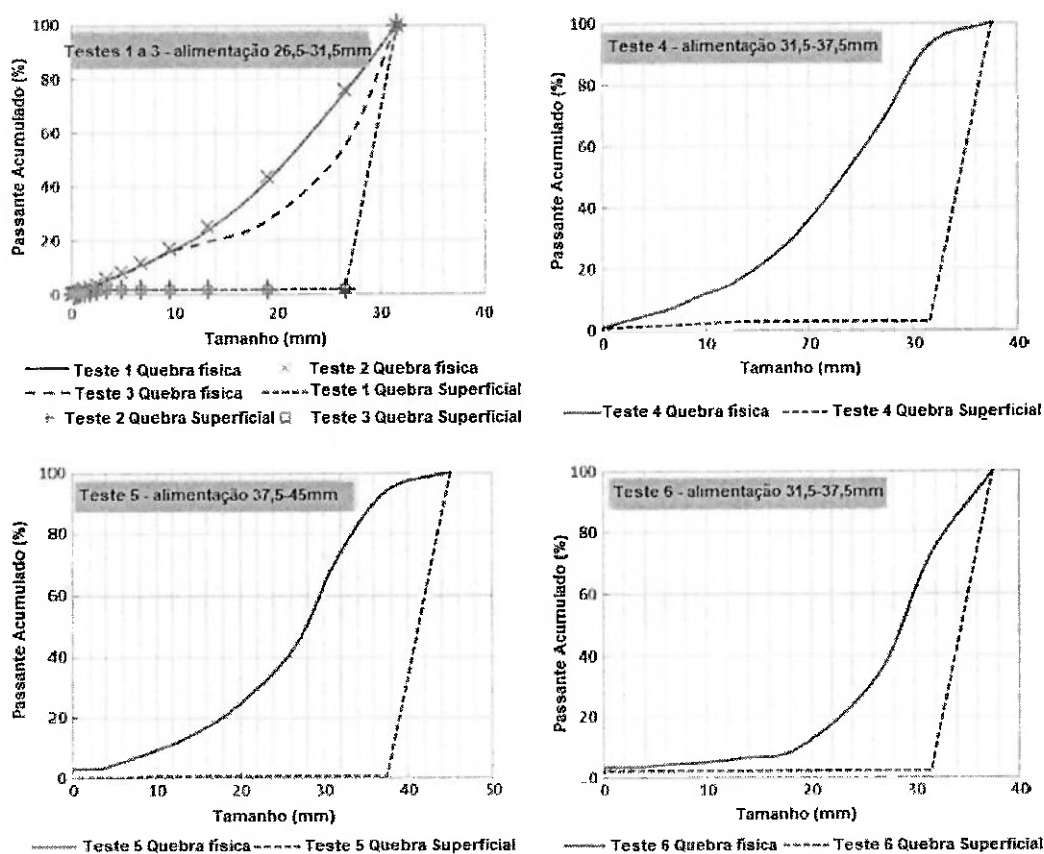
**Tabela 8 – Resultados de distribuição de massa, teor de cobre e distribuição de cobre entre quebra física e quebra superficial**

Teste	Teor de Cu na Alimentação (%)	Quebra Física			Quebra Superficial		
		Massa (%)	Teor Cu (%)	Distribuição de Cu (%)	Massa (%)	Teor Cu (%)	Distribuição de Cu (%)
1	0,192	61,4	0,244	78,1	38,6	0,109	21,9
2	0,154	60,9	0,186	73,6	39,1	0,104	26,4
3	0,232	92,5	0,248	98,8	7,5	0,036	1,2
4	0,221	32,1	0,306	44,5	67,9	0,181	55,5
5	0,279	60,5	0,386	83,8	39,5	0,114	16,2
6	0,047	26,5	0,102	57,1	73,5	0,028	42,9

Fonte: ZUO, 2015

Pode-se visualizar na figura 9 como cada um dos testes resultou com a curva de distribuição granulométrica, onde identifica-se que a quebra superficial gera muito mais finos do que grossos:

**Figura 9 – Distribuição granulométrica para a quebra física e de superfície dos produtos tratados com o pulso de alta voltagem**



Fonte: ZUO, 2015

O principal resultado obtido foi que a eficiência da transmissão de energia estava diretamente relacionada ao teor de cobre e o meio de quebra (superficial ou física). A tabela 9 mostra a energia de faísca média e a transferência de energia média para os diferentes testes realizados (ZUO, 2015).

**Tabela 9 – Energia média de faísca e transferida por quebra superficial ou física nos testes de 1 a 6**

Teste	Energia de faísca média (J)		Transferência de energia média (%)	
	Quebra Física	Quebra Superficial	Quebra Física	Quebra Superficial
1	332,2	241,0	69,0	50,0
2	343,4	225,8	72,0	47,0
3	353,7	260,8	58,0	43,0
4	486,0	401,0	80,0	66,0
5	546,8	431,3	90,0	71,0
6	245,7	164,7	91,0	61,0

Fonte: ZUO, 2015

A tabela 10 demonstra os teores obtidos para as diferentes quebras do teste 1:

**Tabela 10 – Principais minerais presentes na amostra do teste 1 após caracterização**

Produto	Cu (%)	Fe (%)	MgO (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)
Quebra Física	0,244	3,64	2,77	15,50
Quebra Superficial	0,109	3,57	2,68	17,55

Fonte: ZUO, 2015

Cerca de 90% da energia de pulso foi convertida em energia de faísca, e nas amostras com grãos de pirita, essa energia foi em média 14% maior. De todos os seis testes realizados, a energia aproveitada no processo de pulso de alta voltagem mostrou-se mais eficaz para a quebra física, bem como os teores de cobre se mostraram maiores. Já para os produtos da quebra superficial, os teores de cobre se mostraram menores e a granulometria se mostrou muito acumulada a partir de 27,5 mm. Acidentalmente, pode-se ter descoberto um método de rejeitar minerais de cobre com o pulso, visto que este acaba afetando grãos pequenos e com teores mais baixos.

### 3 MATERIAIS E MÉTODOS

Para identificar e avaliar os índices de Al e WI, cerca de 40 kg de amostra de um minério de nióbio, contido principalmente no pirocloro, foram amostrados e enviados ao LTM (Laboratório de Tratamento de Minérios). A granulometria era majoritariamente grossa. Um estudo de caracterização deste mesmo minério foi realizado pelo LCT (Laboratório de Caracterização Tecnológica, 2015), no qual foi possível identificar que o nióbio encontra-se principalmente no pirocloro (92 a 99%) e associado ao ferro, sob a forma de óxidos, silicatos, argilominerais e carbonatos, contidos também nesta amostra, ou seja, o mineral de interesse estaria concentrado na fração magnética do produto da separação magnética. A figura 10 ilustra parte da amostra.

**Figura 10 – Amostra do mineral utilizado para os ensaios**

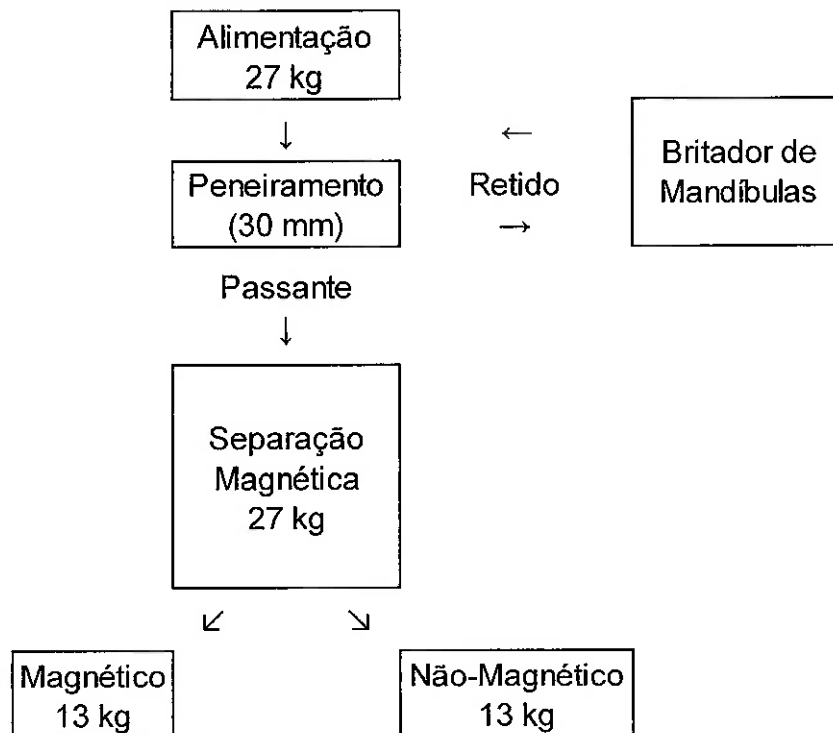


**Fonte: Arquivo Pessoal**

As amostras iniciais foram peneiradas em peneiras de 30 mm, sendo o retido britado em um britador de mandíbulas até obter-se 100% do material passante em 30 mm. Separou-se aproximadamente 13 kg do minério, para ser avaliado como alimentação, com a posterior separação dos 27 kg restantes via separador magnético de tambor de terras raras, Modelo HFP RE – 15"x12", fabricante Inbras-Eriez, com

força do campo de 5 kGauss (última aferição em Abril/2015), com separação de aproximadamente 50% em massa. O fluxograma ilustrado na figura 11 ilustra o processo:

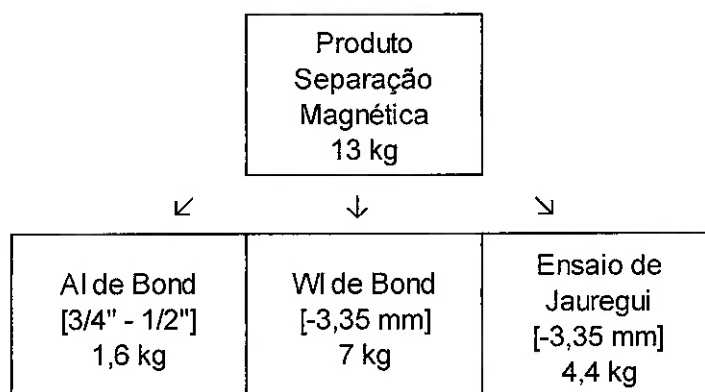
**Figura 11 – Fluxograma do processo da separação magnética**



Fonte: Elaboração própria

Feito isso, separaram-se as duas frações de 13 kg em alíquotas para a realização dos ensaios: aproximadamente 1,6 kg no intervalo de  $[\frac{3}{4}'' - \frac{1}{2}'']$  para o ensaio de AI de Bond de cada uma das amostras, com descarte do restante da amostra fora do intervalo; 7 kg para o ensaio de WI de Bond, onde cada uma das amostras foram britadas abaixo de 3,35 mm, com o cuidado para não ocorrer cominuição excessiva; com o restante do material utilizado para o ensaio de Jauregui (JAUREGUI, 1982), também abaixo de 3,35 mm, com o intuito de obter resultados de WI com o uso de menor quantidade de material, e assim analisar-se estes em conjunto dos resultados do WI de Bond. A figura 12 exhibe o fluxograma do material para cada um dos ensaios citados.

**Figura 12 – Fluxograma dos diferentes destinos do produto da separação magnética**



**Fonte: Elaboração própria**

Para a realização da britagem, e posteriormente obter-se o material na granulometria adequada para os ensaios, foram utilizados britadores de mandíbula e de rolos de laboratório. Já para o peneiramento das amostras, foi utilizada uma peneira vibratória de laboratório.

Para se realizar o WI de Bond, calculou-se a quantia de carga circulante ideal para o minério e sua densidade aparente e, de maneira iterativa, realizou-se a moagem consecutiva até que estabilizasse a carga circulante desejada, utilizando a carga de bolas indicada na tabela 11 (BOND, 1963) e utilizou-se o moinho de diâmetro e comprimento iguais a 12 polegadas, com malha de fechamento de 100# (150 micrômetros).

**Tabela 11 – Lista com número de bolas utilizadas no ensaio de WI de Bond e respectivos tamanhos**

Nº de Bolas	Tamanho (mm)
43	36,5
67	30,2
10	25,4
71	19,1
94	15,9

**Fonte: BOND, 1963**

O ensaio de Jauregui foi realizado da seguinte maneira: 1 kg do minério abaixo de 3,35 mm foi colocado em um moinho de jarro, juntamente de 1 litro de água, com

a carga de bolas indicada na tabela 12. O moinho de jarro foi rotacionado sob a velocidade crítica de rotação de 81 RPM.

**Tabela 12 – Lista com número de bolas utilizadas no ensaio de Jauregui e respectivos tamanhos**

Nº de Bolas	Intervalo de Tamanho (mm)
11	38.1 - 35.6
17	33.0 - 31.8
13	31.0 - 29.2
27	27.9 - 24.1
20	21.4 - 19.2

**Fonte: Elaboração própria**

Para o ensaio de AI de Bond, utilizaram-se os equipamentos e materiais indicados segundo Bond (1963), e seguiu-se suas instruções para a realização dos experimentos: britar a amostra abaixo de  $\frac{3}{4}$ ", retirar os finos com escalpe de  $\frac{1}{2}$ ", separar cerca de 1,6 kg da amostra entre  $\frac{3}{4}$ " e  $\frac{1}{2}$ ". Pesa-se então a placa de aço a ser utilizada no ensaio, e alimenta-se o equipamento, deixando-o funcionar por 12 minutos. Terminado o ensaio, pesa-se novamente a placa, sendo a diferença de massa o AI. A figura 13 exibe o equipamento utilizado no ensaio.

**Figura 13 – Equipamento utilizado para a realização do AI do LTM**



**Fonte: Arquivo Pessoal**

O *work index* do ensaio de WI de Bond é obtido experimentalmente e então encontra-se a energia necessária para moer 1 tonelada de material a partir da Equação 1, utilizada por Bond para a obtenção da energia necessária na moagem,



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

Fonte: BOND, 1963

onde:

WI = índice de trabalho para moagem (kWh/t);

Am = abertura da malha de classificação do ensaio (μm);

P = abertura da peneira pela qual passam 80% da massa dos produtos em μm;

F = abertura da peneira pela qual passam 80% da massa da alimentação em μm;

Mob = média dos três últimos valores do índice de moabilidade no estado de equilíbrio;

1,1 = fator de conversão de tonelada curta para tonelada métrica.

Os resultados do ensaio de Jauregui podem ser calculados de acordo com a Equação 2, utilizada por Jauregui para a obtenção do coeficiente A,

$$A = \frac{\sum_{j=1}^n W_{ij} \times \left( \frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)^{-1}_j}{\sum_{j=1}^n \left( \frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)^{-2}_j} \quad (2)$$

Fonte: JAUREGUI, 1982

onde:

A = Coef. de Jauregui;

W<sub>ij</sub> = WI de Bond experimental do mesmo material;

F = fração que acumula 80% do material a alimentado ao moinho no ensaio de Bond em micrômetro;

P = fração que acumula 80% do material moído do ensaio de Bond em micrômetro.

Com a obtenção do coeficiente A, calcula-se o WI de Jauregui pela Equação 3, utilizada por Jauregui para a obtenção do WI Simplificado,

$$Wi = A \times \left( \frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)^{-1} \quad (3)$$

Fonte: JAUREGUI, 1982

onde:

Wi = *work index* do minério no ensaio;

A = Coef. de Jauregui;

P = P80 do produto da moagem no ensaio de Jauregui em micrômetro;

F = F80 da alimentação do moinho no ensaio de Jauregui em micrômetro.

Os cálculos de consumo de material serão realizados com base nas Equações 4 e 5, que representam correlação entre índices de AI e perda de material em lb/kWh para moinhos de bolas, tanto para corpos moedores como para revestimento do moinho:

$$\frac{lb}{kWh} = 0,35 \times (Ai - 0,015)^{0,33} \quad (4)$$

Fonte: BOND, 1963

$$\frac{lb}{kWh} = 0,026 \times (Ai - 0,015)^{0,3} \quad (5)$$

Fonte: BOND, 1963

Quanto ao número de experimentos realizados para as três diferentes amostras (alimentação, magnético e não magnético) foram: um WI de Bond e um AI de Bond para cada e um ensaio de Jauregui para o produto magnético, dois para a alimentação e três para a fração não-magnética.

## 4 RESULTADOS E DISCUSSÕES

### 4.1 RESULTADOS

Através dos experimentos realizados, a obtenção dos dados foi bem sucedida para a avaliação, tanto do AI quanto do WI, para as diferentes amostras. As folhas com os resultados podem ser encontrados nos apêndices A, B, C, D, E e F. Os resultados dos ensaios de WI de Bond obtidos podem ser observados na tabela 13:

**Tabela 13 – Resultados dos ensaios de WI de Bond**

	WI Bond (kWh/t)
Magnético	12.14
Não-Magnético	12.05
Alimentação	12.19

Fonte: Elaboração própria

A partir das Equações 1 e 2, indicadas nos materiais e métodos, os resultados dos ensaios de Jauregui estão expostos na tabela 14:

**Tabela 14 – Resultados dos ensaios de WI de Jauregui**

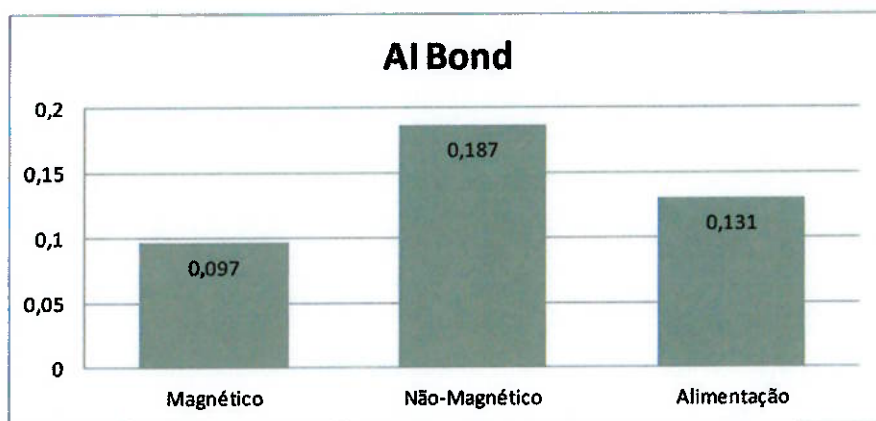
	P80	F80	$(1/\sqrt{P80} - 1/\sqrt{F80})^{-1}$	$(1/\sqrt{P80} - 1/\sqrt{F80})^{-2}$	WI Bond (kWh/t)	WI Jauregui (kWh/t)	Erro (%)
Magnético	158	1246	19,5	381,1	12,1	12,1	0,5
	153	1240	19,1	363,5	12,1	11,8	2,1
Não-Magnético	155	1240	19,3	370,9	12,1	11,9	1,1
	159	1240	19,6	385,9	12,1	12,2	0,8
Alimentação	162	1230	20,0	399,1	12,2	12,4	-1,4
	162	1230	20,0	399,1	12,2	12,4	1,4

Fonte: Elaboração própria

Como pode-se observar nas tabelas 14 e 15, a diferença entre o WI de cada fração do mineral é baixa. Através de um estudo de caracterização mineral (LABORATÓRIO DE CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA, 2015), foram encontrados associados, principalmente, na parte magnética: magnetita, ilmenita, pirocloro, hematita e sílica. Já na parte não-magnética, encontram-se associados principalmente os compostos de alumina e sílica. Como são minerais de tenacidade aproximadamente parecidas, entende-se a baixa diferença de gasto energético para a moagem de cada amostra, isto é, possuem moabilidade muito próximas.

Os valores obtidos para os ensaios de Al de Bond estão apresentados na figura 14 e pode-se visualizar na figura 15 as placas utilizadas para o ensaio de cada uma das amostras (alimentação, magnético e não-magnético).

**Figura 14 – Resultados dos ensaios para Al de Bond**



Fonte: Elaboração própria

**Figura 15 – Placas utilizadas no ensaio de abrasão, da esquerda para direita: alimentação, fração magnética e fração não-magnética**



Fonte: Elaboração própria

A figura 14 demonstra a comparação gráfica entre cada um dos resultados para o ensaio de AI de Bond para as diferentes amostras. Observa-se que o índice de AI da fração magnética representa cerca de 52% da não-magnética e 74% da alimentação, que pode ser explicado pela abrasividade média dos minerais associados em cada fração e, desta maneira, entende-se que a fração não-magnética, mais rica em sílica e alumina, possui maior abrasividade em relação à magnetita e à hematita quando associadas à sílica.

Ao calcular a perda de material com base nas Equações 3 e 4 citadas nos Materiais e Métodos, observa-se:

- Para o minério contido na alimentação:

**Tabela 15 – Perda de material de revestimento para a fração de alimentação**

AI = 0,131	Desgaste em g/kWh
Bolas a Úmido	77,98
Revestimento	6,18

Fonte: Elaboração própria

- Para o minério contido na fração magnética:

**Tabela 16 – Perda de material de revestimento para a fração magnética**

AI = 0,097	Desgaste em g/kWh
Bolas a úmido	69,55
Revestimento	5,57

Fonte: Elaboração própria

- Para o minério contido na fração não-magnética:

**Tabela 17 – Perda de material de revestimento para a fração não-magnética**

AI = 0,187	Desgaste em g/kWh
Bolas a úmido	88,81
Revestimento	6,96

Fonte: Elaboração própria

## 4.2 DISCUSSÕES

Considerando todos os ensaios realizados com todas as amostras, resultados e análises, pode-se observar que não houve redução do WI de Bond entre as diferentes amostras utilizadas, porém houve um ganho significativo na redução do desgaste como um todo, quando se realiza a pré-concentração por separação magnética do minério estudado. Após a pré-concentração, o AI de Bond caiu de 0,131 da alimentação para 0,097 na fração magnética, ou seja, uma redução de 26% na abrasividade com uma redução da alimentação da moagem em 50%. Já para a avaliação do desgaste de material, a redução foi de: corpos moedores de 77,98 g/kWh para 69,55 g/kWh, uma redução de 10,8% e, para o revestimento, de 6,18 g/kWh para 5,57 g/kWh, uma redução de 9,9%. A tabela 18 apresenta os resultados:

**Tabela 18 – Relação do desgaste em g/kWh de cada fração da separação magnética e sua economia gerada pela pré-concentração**

	Alimentação (g/kWh)	Magnético (g/kWh)	Diferença (g/kWh)	Redução
Bolas a úmido	77,98	69,55	8,43	10,8%
Revestimento	6,18	5,57	0,61	9,9%

Fonte: Elaboração própria

A tabela 19 mostra uma análise de recuperação metalúrgica para uma separação magnética do mesmo minério, realizada pelo Laboratório de Simulação e Controle, 2015, cuja finalidade do ensaio era apenas reduzir a vazão de alimentação do circuito de moagem, com 38,4% de massa na fração magnética e 61,6% de massa na fração não-magnética. Isso quer dizer que, visto que a separação magnética realizada para este estudo separou 50% de massa na fração magnética e os outros 50% na fração não-magnética, espera-se uma recuperação metalúrgica ainda maior que 89% do nióbio contido na alimentação, ocasionando em impacto menor que 10%, no produto final do processo de beneficiamento.

**Tabela 19 – Recuperação Metalúrgica para Separação Magnética**

Produto	Massa (%)	Rec. Metalúrgica no Ensaio (%)			
		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SiO <sub>2</sub>	PbO
Magnético	38,4	70,0	89,0	22,9	86,2
Não-magnético	61,6	30,0	11,0	77,1	13,8
Alimentação	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Fonte: LSC, 2015

Com os dados obtidos acima, estima-se que um moinho de potência nominal de 2.000 kW, em um ano de operação, com rendimento operacional de 90%, consome ao todo 15,8 GWh. O desgaste de revestimento será reduzido em 9,6 toneladas de aço, já o desgaste de bolas pode reduzir em até 133,0 toneladas de aço, totalizando uma economia de 142,6 toneladas de aço por moinho em um ano de operação, como visto na tabela 20.

**Tabela 20 – Cálculo da redução do desgaste para moagem**

		Redução do Desgaste	
		Corpos Moedores (g)	Revestimento (g)
Potência Moinho (kW)	2,000.00		
Dias Totais	365.00		
Rendimento Operacional	0.90		
Dias Efetivos	328.50		
Horas Efetivas	7,884.00		
Energia Total no Ano (kWh)	15,768,000.00	132924240	9618480
		132,9 toneladas	9,6 toneladas

Fonte: Elaboração própria

Há também o benefício da redução da alimentação da moagem em 50% da vazão de alimentação original, além da redução do número de manutenções não programadas a serem feitas para a troca de corpos moedores e revestimento, visto que com cerca de 10% de redução no desgaste, haveria uma parada de manutenção a menos a cada dez outras, possibilitando assim uma continuidade maior na produção a longo prazo.

Por parte da energia gasta na moagem do minério, não se obteve significativa redução para o mineral estudado, ainda existindo a possibilidade de ser aplicável para um outro minério que contenha associações distintas de fases magnéticas e não-magnéticas, para o caso da pré-concentração por meio de separador magnético.

## 5 CONCLUSÃO

A partir do trabalho realizado e com base nos objetivos propostos, conclui-se que foi possível avaliar o impacto da pré-concentração por separação magnética no AI e WI do mineral.

Constatou-se a redução do índice de abrasividade do mineral de nióbio utilizado no experimento, onde houve aproximadamente, 50% na redução da alimentação da moagem, com recuperação metalúrgica estimada acima de 90% e uma redução de 10% no consumo de aço tanto para corpos moedores quanto para revestimentos em moagem de bolas a úmido. Isto é, aumenta-se a produção de metal contido, mantendo a vazão da moagem equivalente à operação, ou reduzir a vazão de alimentação da moagem, reduzindo assim o consumo de energia e de material, com uma produção de metal contido menor e também outras economias visto que, possivelmente, o material possui um teor maior que o alimentado em situações normais de operação, além da possibilidade de se ter intervalos maiores entre paradas de manutenção para se realizar a troca de revestimento e de corpos moedores na moagem.

Sobre a redução no consumo de energia, a separação magnética não resultou em redução do WI, podendo ainda outro método de separação ser utilizado como pré-concentração, como por exemplo, a jigagem, para avaliar a eficácia em relação ao mineral.

Indica-se o estudo de viabilidade econômica para uma avaliação mais completa do processo para se aplicar industrialmente, visto que existem benefícios para a aplicação da pré-concentração, porém existem também custos de capital de instalação e redução da produção de nióbio contido.



## REFERÊNCIAS

- ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS. **NBR-11736: Moinho de bolas - Determinação do Índice de Trabalho**, Rio de Janeiro, 1990. 4 p.
- BERGERMAN, M. G.; et al. **Redução do Consumo de Energia de Circuitos de Moagem Com a Utilização de Pré-Concentração de Minerais Sulfetados**. Alfenas: Holos, 2013. 8 p.
- BERGERMAN, M. G. et al. **Pré-concentração de minerais sulfetados de zinco, chumbo e cobre utilizando-se beneficiamento gravimétrico**. Anais do 67º Congresso Internacional da ABM. 2012.
- BOND F. C.; **Metal Wear in Crushing and Grinding**, Allis-Chalmers Publication 07P1701, dez. 1963.
- CHAVES, A. P. **Teoria e prática do tratamento de minérios**. Vol. 3. 2009.
- CHAVES, A. P.; PERES, A. E. C. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: Britagem, Peneiramento e Moagem**. Vol. 3. ed. Oficina de Textos, 2013.
- JAUREGUI, R. O. **Simplified Bond Work Index Determination**. Oakland: Kaizer Engineers International, Inc. 300 Lakeside Drive, Ca. 94623, 1982.
- JEONG, S.; KIM, K.; **Pre-Concentration of Iron-Rich Sphalerite by Magnetic Separation**. *Minerals*, 2018 v. 8, n. 7, p. 272.
- KLEIN, B.; **Energy efficiency technologies for the mining industry**. In: CIM CONFERENCE, 2010, Vancouver. Proceedings. Westmount: CIM, 2010.
- LABORATÓRIO DE CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA, **CARACTERIZAÇÃO MINERALÓGICA EM AMOSTRAS DE MINÉRIO DE NIÓBIO**. São Paulo, 2015. 26 p.
- 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. Joanesburgo: SAIMM, 2009. P. 231-244.

REPLE, A. C. da S.; **Bulk ore sorter: um estudo de caso na mina de Phu Kham**, 2017. 75 p. Dissertação (Mestrado em Ciências) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo.

SILVA JUNIOR, E. F. da; et al. **Separação de epídoto pelo fracionamento de estéreis da lavra de scheelita da Província da Borborema (RN)**. Rem: Rev. Esc. Minas, Ouro Preto, v. 61, n. 4, p. 461-466, Dec. 2008. Disponível em: <[http://www.scielo.br/scielo.php?script=sci\\_arttext&pid=S0370-44672008000400009&lng=en&nrm=iso](http://www.scielo.br/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S0370-44672008000400009&lng=en&nrm=iso)>. Acesso em 16 out. 2018.

VATCHA, M. T.; COCHRANE, L. B.; ROUSELL, D. H.; **Pre-concentration by magnetic sorting of Ni–Cu ore at Whistle mine**, Sudbury, Canada, Mineral Processing & Extractive Metallurgy: Transactions of the Institution of Mining & Metallurgy, Section C, p. C156-C160, 10 apr. 2000;

ZUO, W.; SHI, F.; MANLAPIG, E.; **Pre-concentration of copper ores by high voltage pulses. Part 1: Principle and major findings**. Minerals Engineering 79 p.306–314, 2015.

## APÊNDICES

### APÊNDICE A - AI ALIMENTAÇÃO

ABRAN  
Associação Brasileira de Alimentação e Nutrição

TESTE COMPARATIVO DE ALIMENTAÇÃO ( $A_{IC}$ )

4. 1. 1. 1.

DATA ASS.  
22/05/75

H) RESULTADOS OBTIDOS:

CLIENTE: Fernando Zagatti Casquet

MATERIAL: Amplio Ródio Cabeça

Peso Inicial ( $P_i$ )	5,294	1599,8
Peso Final ( $P_f$ )	6,63	1585,7
$A_{IC}$	0,533	

$A_{IC}$  médio =

Malha	3/4"	5/8"	1/2"	3/8"	1/4"	5	8	12	20	40	-45
% Retida Acumulada	0,0	21,5	57,4	82,0	92,9	96,7	98,3	99,1	99,8	99,9	100,0
% Passante Acumulada	100,0	78,5	42,6	18,0	7,1	3,3	1,7	0,9	0,2	0,1	0,0

$d_{80} =$ 
 $\mu =$ 
 $d_{20} =$

CONCLUSÃO DO TESTE:

NORMAS TÉCNICAS

FACO

Nº 4 NBR-101.17

# APÊNDICE B - AI MAGNÉTICO



TESTE COMPARATIVO DE ABRAÇÃO ( $A_{1c}$ )

4. L. B. 1

DATA ASS.  
22/05/78

H) RESULTADOS OBTIDOS:

Nº

Data

CLIENTE:

*Gerardo Zagatti Caspary*

MATERIAL:

*Anglo Lielos Mag*

Peso Inicial ( $P_i$ )	<i>96,231</i>	<i>1599,9</i>
Peso Final ( $P_f$ )	<i>36,437</i>	<i>1588,2</i>
$A_{1c}$	<i>0,097</i>	

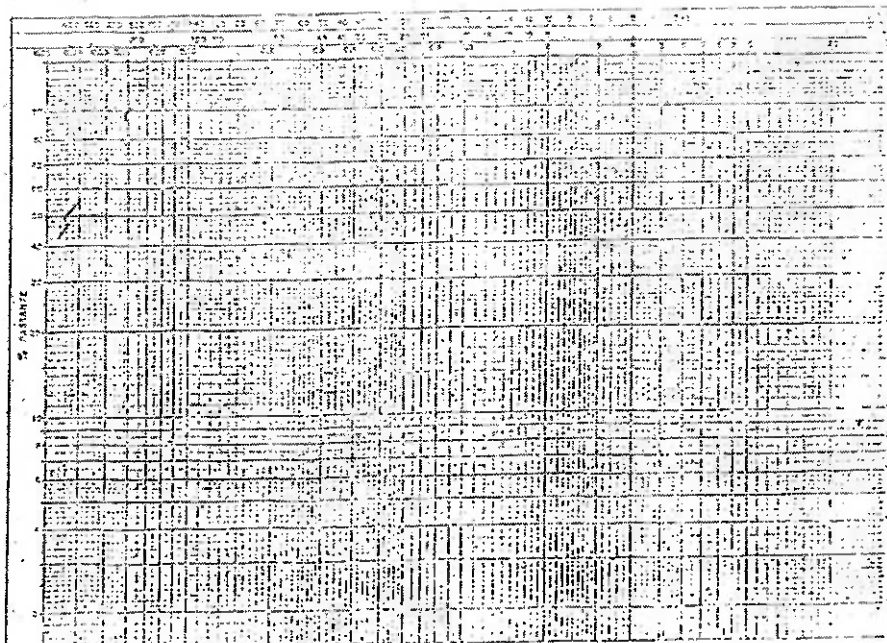
$A_{1c}$  médio =

Malha	3/4"	5/8"	1/2"	3/8"	1/4"	6	8	12	10	40	- 40
% Retida Acumulada	<i>0,0</i>	<i>0,0</i>	<i>84,6</i>	<i>247,3</i>	<i>411,4</i>	<i>528,0</i>	<i>595,0</i>	<i>638,0</i>	<i>740,9</i>	<i>876,6</i>	<i>1588,2</i>
% Passante Acumulada	<i>1588,2</i>	<i>1588,2</i>	<i>1588,2</i>	<i>1340,9</i>	<i>1176,8</i>	<i>1050,2</i>	<i>983,2</i>	<i>959,2</i>	<i>847,3</i>	<i>716,0</i>	<i>0</i>

$d_{80} =$

$\mu$

$d_{20} =$



CONCLUSÃO DO TESTE:

NORMAS TÉCNICAS

FACO

Nº 4 NBR-101.17

# APÊNDICE C - AI NÃO-MAGNÉTICO

TESTE COMPLETO - AI NÃO-MAGNÉTICO

Nº RESULTADOS OBTIDOS: \_\_\_\_\_

CLIENTE: *Fernando Sagitt Coquet*

MATERIAL: *Anglo Nipha N-Mag*

Peso Inicial (P <sub>i</sub> )	96,459	1600,5	A <sub>10</sub> médio =
Peso Final (P <sub>f</sub> )	96,372	1582,0	
A <sub>10</sub>	0,387		

Malha	3/4"	5/8"	1/2"	3/8"	1/4"	6	8	32	30	40	40
% Retida	00	22,0	15,0	42,9	59,1	69,8	73,7	74,9	86,1	91,8	100
% Passante	100	78,0	85,0	57,1	40,9	30,2	26,3	25,1	13,9	8,2	0,0

080 =                      050 =

CONCLUSÃO DO TESTE: \_\_\_\_\_

FACO Nº 4 NBR-10

# APÊNDICE D - WI NÃO-MAGNÉTICO

**MOINHO DE BOLAS - CIRCUITO FECHADO**

Cliente: \_\_\_\_\_ Material: \_\_\_\_\_

Data: \_\_\_\_/\_\_\_\_/\_\_\_\_ 1/2

Malha do teste = No 100 (ASTM) = 160  $\mu$  (M)

Densidade Aparente = 5109 (Kg) x 22.046 = 1126 lb/ft<sup>3</sup> (Cap)

Fração passante da alimentação na malha do teste = 0.17 (K)

Carga do moinho (700cc) = 1126 x 11.218 = 1263 g (C)

Ideal period product = 1263 (C)  $\div$  3.5 = 361 (PP)

**ANÁLISES GRANULOMÉTRICAS**

Malha (ASTM)	Alimentação			Carga Circulante			Produto Final		
	Peso retido acumulado	% retida acumulada	% passante	Peso retido acumulado	% retida acumulada	% passante	Peso retido acumulado	% retida acumulada	% passante
8	100.3	100.3	0.1	88.2	9.8	90.2			
12	351.5	451.8	4.5	203.7	22.6	77.6			
16	572.7	674.3	10.1	292.5	32.5	67.5			
20	660.0	760.3	13.4	358.4	39.8	60.2			
30	749.7	850.0	15.3	419.4	46.6	53.4			
40	800.4	900.7	17.7	494.5	55.5	44.5			
50	854.9	955.2	19.6	619.2	68.2	31.8			
70	886.4	986.7	21.6	762.4	84.7	15.3			
100	931.6	1031.9	24.4	900.4	100.0	0	79.4	92.1	77.9
140	934.6	1034.9	25.0				148.0	51.2	58.8
200	962.3	1062.6	27.8				203.9	56.7	43.3
270	957.5	1057.8	29.6				230.9	64.2	35.8
325	1033.0	1133.3	31.0						
400									
500									
Res.	1103.4	1203.7	0				350.4	100.0	0

Per.	Q		R	S	+M	T	U	V	X	Z
	Nº de Notações *	Complém. da Carga **	-M na Carga	Peso Realdo na malha do teste	Produto Líquido	Produto Líq. por Notação	Média dos 2 últimos Períodos	Carga Circulante (%)		
	$\frac{360 - (T_2 \times \frac{0.17}{K})}{(1PP) (V_2)}$	$(T_2)$	$(R) \times \frac{0.17}{K}$		$(T) - (s)$	$(u) \div (n)$	$\frac{(T) + (T_2)}{2}$	$\frac{100 - (x)}{(x)} \times 100$		
1	300	3263	24.71	8522	4108	19009	1.961			
2	<del>300</del> 148	4108	6.984	9049	3503	28026	1.943			
3	154	3582	60.88	9036	3534	29852	1.931			
4	155	3594	61.10	8970	3660	29790	1.963			
5	152	3660	62.22	9022	3608	29858	1.962			
6	152	3608	61.34	9090	3540	29266	1.916			
7	154	354	60.18	8966	3664	29622	1.950			
8	153	3664	67.79	9056	3574	29513	1.927			
9	155	3574	60.76	9015	3615	30074	1.920			
10	155	3615	61.46	9016	3614	29995	1.933			
11	155	3614	61.44							
12										
13										
14										
15										

Obs: \* Para o 1º período adotar:  $\begin{cases} \text{zero se } (K) \geq 50\% \rightarrow \text{Rotação do 2º período} = 20 \\ 30 \text{ se } (K) < 50\% \end{cases}$

\*\* Para o 1º período:  $R = C$

O índice "x" indica "do período anterior"

$$Y = \frac{\frac{\boxed{\phantom{00}} + \boxed{\phantom{00}}}{\boxed{\phantom{00}}} + \frac{\boxed{\phantom{00}}}{\boxed{\phantom{00}}}}{3} = \boxed{\phantom{00}}\%$$

# APÊNDICE E - WI MAGNÉTICO

MAG

MOINHO DE BOLAS - CIRCUITO FECHADO

Data: / /

Cliente: Material:

Malha do teste = No 100 (ASTM) = 150  $\mu$  (M)

Densidade Aparente = 2,450 x 22,046 = 542,2 lb/lb (3ap) (3ap)

Fração passante da alimentação na malha do teste = 0,16 (X)

Carga do moinho (700cc) = 11,218 x 1535 = 1535 g (C)

Índice de produção = 1595  $\div$  3,5 = 455 g (C) (PP)

Malha (ASTM)	Alimentação		Carga Circulante		Produto Final	
	Peso retido acumulado	% retida acumulada	Peso retido acumulado	% retida acumulada	Peso retido acumulado	% retida acumulada
8	222,3	38,6	90,7	80	124,3	27,5
12	457,4	38,3	235,5	168	213,8	47,2
16	643,8	53,7	332,9	275	317,6	70,7
20	743,4	60,7	389,1	261	351,5	77,6
30	820,5	68,6	462,2	334	452,7	100
40	881,6	73,8	501,6	353		
50	934,4	78,2	515,3	372		
70	972,2	81,9	519,6	384		
100	1002,7	83,9	1138,6	100		
140	1038,5	86,9				
200	1070,4	88,6				
270	1104,5	92,4				
325	1120,7	93,8				
400						
500						
Res	1195,1	100				



Per.	M de Realização	R	S	+M	T	U	V	X	Z
		Comprom. de Receb.	-M de Caixa	Preço Médio de Compra	Produto	Produto Líquido	Produto Líq. por Relação	Média dos 2 últimos Períodos	Carga Circulante (%)
	$\frac{(455 - 17,5) \times \frac{(1,5 \times 10)}{(1,5)}}{(1,5)}$	$(T_0)$	$(M) = \frac{(1,5 \times 10)}{(1,5)}$		$\frac{(455 - 17,5)}{(1,5)}$	$(T) - (U)$	$(V) \div (Q)$	$\frac{(T) + (V)}{2}$	$\frac{(Z) - (X)}{(X)} \times 100$
1	20	1535	255,20	1126,5	466,5	211,30	2,133		
2	34	468,5	44,96	1226,0	369,0	294,06	2,193		
3	137	369,0	59,04	1277,7	352,3	293,26	2,128		
4	183	352,3	56,37	1276,7	366,3	309,93	2,167		
5	187	366,3	58,61	1155,5	436,5	349,85	2,077		
6	185	436,5	50,16	1159,9	433,1	346,54	2,085		
7	187	433,1	51,86	1126,6	454,4	384,56	2,053		
8	186,4	454,4	53,02	1152,3	448,7	376,64	2,024		
9	185	452,4	53,95	1151,6	462,2	375,75	1,987		
10	186	462,2	50,75	1129,2	465,8	355,05	2,042		
11	188,189	465,8	74,52	1140,3	454,3	349,57	2,007		
12	187	456,1	79,60	1139,7	455,3	381,64	2,008		
13	187	455,3	72,85						
14									
15									

$$Y = \frac{\sum (X) + \sum (Y)}{2} = \frac{\sum (X) + \sum (Y)}{2}$$

# APÊNDICE F - WI ALIMENTAÇÃO

**MOINHO DE BOLAS - CIRCUITO FECHADO**

Cliente: \_\_\_\_\_ Material: \_\_\_\_\_

Data: \_\_\_\_/\_\_\_\_/\_\_\_\_ 1/2

*UBEGA*

Malha do teste = No 100 (ASTM) = 150  $\mu$  (M)

Densidade Aparente = 6,86 x 22,046 = 150,6 lb/ft<sup>3</sup> (Zap) (Zap)

Fração passada da alimentação na malha do teste = 0,338 (X)

Carga do moinho (700cc) = 136,2 x 11,218 = 1527 g (C)

Ideal period product = 1527  $\div$  3,5 = 437 (C) (IPP)

**ANÁLISES GRANULOMÉTRICAS**

Malha (ASTM)	Alimentação			Carga Circulante			Produto Final		
	Peso retido acumulado	% retida acumulada	% passando	Peso retido acumulado	% retida acumulada	% passando	Peso retido acumulado	% retida acumulada	% passando
8	3551	24,9%	75,1	1094	10,0	90,0			
12	6511	45,7	54,3	2463	22,5	77,5			
16	8619	60,5	39,5	3581	32,7	67,3			
20	9742	68,4	31,6	4297	39,5	60,5			
30	10486	73,6	26,4	4983	45,8	54,2			
40	11135	78,7	21,3	5158	53,3	46,7			
50	11655	81,9	18,1	5368	58,8	41,2			
70	12048	84,6	15,4	5925	67,9	32,1			
100	12350	86,7	13,3	6087	70,0	30,0	118,3	27,1	72,9
140	12598	88,5	11,5				196,9	45,5	54,5
200	12887	90,5	9,5				315,2	71,2	28,8
270	13374	93,6	6,4				349,7	80,1	19,9
325	13623	95,4	4,6						
400									
500									
Res	1423,8	100	0				436,8	100	0

Per.	Nº de Rotações $\frac{4327 - (T_2 \times 0,13)}{(1000)}$ (V <sub>1</sub> )	Compl. da Carga** (T <sub>2</sub> )	-R na Carga (R) x 0,13 (K)	Peso Retido na malha do teste	Produto $\frac{3527}{(C)} - (+M)$	Produto Líquido (T) - (S)	Produto Liq. por Rotação (U) ÷ (O)	Média das 2 últimas períodos $\frac{(T) + (T_2)}{2}$	Carga Circulante (%) $\frac{1227 - (X)}{(X)} \times 100$
1	300	3527	108,51	1122,0	409,1	205,59	2,056		
2	187	4041	52,53	1031,5	435,5	382,97	2,098		
3	186	435,5	56,65	1044,8	432,7	375,59	2,022		
4	188	432,2	56,19	1099,3	427,7	371,51	1,973		
5	193	427,7	55,6	1081,1	447,6	392,00	2,027		
6	187	447,6	58,19	1081,0	436,0	377,83	2,022		
7	188	436,0	56,68	1081,9	445,1	<del>377,83</del> 338,61	2,065		
8	184	445,1	57,86	1087,3	429,7	<del>377,83</del> 338,61	2,025		
9	189	429,7	55,86	1093,0	434,0	378,16	2,009		
10	189	434,0	56,42	1094,1	432,9	376,48	1,988		
11	192	432,9	56,28	1093,4	433,6	377,32	1,910		
12	193	433,6	56,37	1091,1	434,9	378,53	1,959		
13	194	434,9	56,54	1087,6	439,2	382,66	1,971		
14	193	439,2	57,3	1081,4	437,3	380,20	1,972		
15	193	437,3	56,85						

Obs.: \* Para o 1º período adotar: { zero se (K) ≥ 50% → Rotação do 2º período = 20  
30 se (K) < 50%

$$Y = \frac{\frac{3527}{(V_1)} + \frac{3527}{(V_2)}}{3} = \frac{\frac{3527}{300} + \frac{3527}{193}}{3} = \frac{11,757 + 18,274}{3} = 10,01$$

\*\* Para o 1º período: R=C  
O índice "a" indica "do período anterior"