

FERNANDO RAMALLI NETO

**Avaliação da etapa *rougher* de flotação em um circuito de  
concentração mineral alimentado com produto de pré  
concentração de minério de cobre**

São Paulo  
2018

**FERNANDO RAMALLI NETO**

**Avaliação da etapa *rougher* de flotação em um circuito de  
concentração mineral alimentado com produto de pré  
concentração de minério de cobre**

Trabalho de Conclusão de Curso  
apresentado à Escola Politécnica da  
Universidade de São Paulo para obtenção  
do título de Engenheiro de Minas.

Área de concentração:  
Engenharia Mineral

Orientador:  
Prof. Dr. Maurício Guimarães Bergerman

São Paulo  
2018

TF-2018  
R14/1a  
Sifso 2928621

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

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

São Paulo, 13 de dezembro de 2018.

Assinatura do autor



Assinatura do orientador



H2018



Escola Politécnica - EPMI



31700000097

Catalogação-na-Publicação

Ramalli, Fernando

Avaliação da etapa rougher de flotação em um circuito de concentração mineral alimentado com produto de pré concentração de minério de cobre / F. Ramalli -- São Paulo, 2018.

46 p.

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

1.Pré Concentração 2.Jigagem 3.Flotação 4.Cobre I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo II.t.

## AGRADECIMENTOS

Primeiramente, agradeço ao meu orientador Prof. Dr. Maurício Guimarães Bergerman e aos meus colegas de laboratório Dimas Neto e Alfredo Leite Neto por toda ajuda, disposição e energia oferecidas ao projeto de iniciação científica, que serviu de base para a confecção deste trabalho, sendo essenciais no dia a dia do laboratório.

Agradeço também a todos os técnicos do Laboratório de Tratamento de Minérios (LTM), do Laboratório de Simulação e Controle de Processos de Tratamento de Minérios (LSC), do Laboratório de Caracterização Tecnológica (LCT) e ao Laboratório de Físico-Química de Interfaces e Fenômenos de Transporte (LFQI) da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo pelo auxílio no manuseio de equipamentos e aprendizado por todo esse tempo.

Agradeço ainda à Mineração Caraíba S/A, equipe do Projeto Boa Esperança, pela doação das amostras e a Vale S.A., equipe da mina do Salobo, pela realização das análises químicas.

Por último, mas não menos importante, agradeço aos meus pais, Silvio e Dalva por serem exemplos pra mim com todo amor e dedicação durante todos esses anos, a minha irmã Sophia pelos momentos de alegria e diversão, a minha namorada Isabella pelo companheirismo, a minha família e amigos por todo apoio.

## RESUMO

Os custos operacionais de uma usina de tratamento mineral são notavelmente elevados, principalmente se o minério beneficiado for de baixo teor e se a rocha possuir alta tenacidade. A fim de atenuar este problema, a pré concentração surge como uma alternativa promissora, visando o descarte de um rejeito grosso antes da comunicação. Neste estudo, apresentam-se os impactos da pré concentração sobre a etapa *rougher* da flotação do minério de cobre (sulfeto de cobre) do Projeto Boa Esperança da Mineração Caraíba S/A e como estes impactos interferem na economia de capital. O presente estudo contempla desde a preparação das amostras, à operação de pré concentração por jigagem, passando pela britagem e moagem do minério até a flotação e respectiva análise química. Os ensaios de flotação foram realizados com o minério “tal qual” (sem a pré concentração) e o pré concentrado. Os resultados explicitam os impactos causados pela pré concentração no circuito do tratamento mineral, em que a jigagem se mostrou bastante benéfica ao circuito, descartando 38% da massa de tamanho maior que 1,18 mm com teor de 0,20%. Quanto à etapa *rougher* da flotação do produto pré concentrado não houve tanto sucesso em termos de recuperação quando comparado ao produto tal qual, devido à dosagem insuficiente de reagentes para capturar todo mineral de interesse que estivesse liberado, resultando numa recuperação metalúrgica de 86% a um teor de 6,44% no concentrado.

## ABSTRACT

The operational costs from a mineral-processing plant are notably high, especially if low grade mineral is involved and if the rock possesses great tenacity. In order to soften that issue, the pre-concentration arises as a promising alternative, aiming the disposal of a coarse waste prior comminution. In this study, the impacts of the pre-concentration on the flotation rougher stage of copper mineral (copper sulphide) from Projeto Boa Esperança of Mineração Caraíba S/A are presented and how these impacts work for capital saving. The present study approaches since the samples preparation, pre-concentration via jig, followed by crushing and grinding, until the flotation and respective chemical analysis. The flotation tests were performed with a feeding ore without pre-concentration and the pre-concentrated mineral. Finally, results showed the impacts caused by the pre-concentration among the mineral treatment circuit, in which the jiggling was beneficial to the circuit, removing 38% of mass bigger than 1.18 mm with grade of 0.20%. Regarding the rougher stage of flotation of the pre-concentrated, it was not successful in terms of recovery when compared to the product without pre-concentration, once the reagent dosage was insufficient to catch every mineral of interest which was released, resulting in an 86% metallurgical recovery with a grade of 6.44% in the final concentrate.

## SUMÁRIO

<b>1</b>	<b>INTRODUÇÃO.....</b>	<b>3</b>
1.1	OBJETIVO .....	4
<b>2</b>	<b>REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....</b>	<b>5</b>
2.1	HISTÓRICO BRASILEIRO.....	5
2.2	GEOLOGIA DO PROJETO BOA ESPERANÇA.....	6
2.3	PRÉ CONCENTRAÇÃO .....	9
2.3.1	<i>Separação Gravítica</i> .....	10
2.3.2	<i>Flotação</i> .....	12
<b>3</b>	<b>MATERIAIS E MÉTODOS.....</b>	<b>15</b>
3.1	PREPARAÇÃO DAS AMOSTRAS E JIGAGEM .....	15
3.2	PREPARAÇÃO DOS PADRÓES .....	16
3.3	MOAGEM .....	17
3.4	FLOTAÇÃO .....	18
<b>4</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÃO.....</b>	<b>21</b>
4.1	JIGAGEM.....	21
4.2	MOAGEM .....	21
4.3	VERIFICAÇÃO DO $P_{75}$ .....	22
4.4	FLOTAÇÃO .....	23
4.5	AVALIAÇÃO ECONÔMICA.....	26
<b>5</b>	<b>CONCLUSÕES.....</b>	<b>30</b>
<b>REFERÊNCIAS .....</b>	<b>31</b>	
<b>APÊNDICES.....</b>	<b>34</b>	
APÊNDICE A – FLUXOGRAMA DOS ENSAIOS.....	34	
APÊNDICE B – MOAGEM .....	35	
APÊNDICE C – VERIFICAÇÃO DE $P_{75}$ .....	37	
APÊNDICE D – ANÁLISE QUÍMICA DE TODOS ELEMENTOS.....	38	

## LISTA DE ILUSTRAÇÕES

FIGURA 1 – LOCALIZAÇÃO DO PROJETO BOA ESPERANÇA.....	7
FIGURA 2 - ACELERAÇÃO DIFERENCIAL E SEDIMENTAÇÃO RETARDADA.....	11
FIGURA 3 – CONSOLIDAÇÃO INTERSTICIAL .....	11
FIGURA 4 – JIGUE <i>ALL MINERAL</i> .....	12
FIGURA 5 – JIGUE DE ESTRATIFICAÇÃO <i>ALL MINERAL</i> .....	16
FIGURA 6 – CÉLULA DE FLOTAÇÃO DENVER.....	20
FIGURA 7 - CURVA DE MOAGEM PARA O PRODUTO PRÉ CONCENTRADO.....	22
FIGURA 8 - CURVA DE MOAGEM PARA O PRODUTO TAL QUAL.....	22
FIGURA 9 – RECUPERAÇÕES MÁSSICAS DOS ENSAIOS CONSIDERADOS .....	24
FIGURA 10 – RECUPERAÇÕES METALÚRGICAS DOS ENSAIOS CONSIDERADOS .....	24
FIGURA 11 – TEOR E DISTRIBUIÇÃO ACUMULADOS PARA OS TESTES EM TRIPLICATA.....	25
FIGURA 12 – FLUXOGRAMA COM PRODUTO PRÉ CONCENTRADO.....	27
FIGURA 13 – FLUXOGRAMA COM PRODUTO TAL QUAL.....	28

## LISTA DE TABELAS

TABELA 1 – PILHA DE HOMOGENEIZAÇÃO .....	15
TABELA 2 – CONDIÇÕES DE JIGAGEM.....	16
TABELA 3 – CONDIÇÕES DA MOAGEM.....	17
TABELA 4 – DISTRIBUIÇÃO DE BOLAS .....	18
TABELA 5 – PARÂMETROS DE FLOTAÇÃO.....	19
TABELA 6 – RESULTADOS DA JIGAGEM.....	21
TABELA 7 – TEORES DA CABEÇA, CONCENTRADO E REJEITO E RECUPERAÇÃO EM MASSA PARA OS ENSAIOS .....	23
TABELA 8 – CUSTOS DE CAPITAL E OPERAÇÃO DA USINA E BARRAGEM.....	29
TABELA 9 – CAPEX E OPEX DOS CIRCUITOS DE BENEFICIAMENTO .....	29

## 1 INTRODUÇÃO

O beneficiamento mineral é um dos principais processos que compõem o universo da mineração e, atualmente, vem adquirindo cada vez mais espaço neste ramo, já que com a queda dos teores, operações cada vez mais complexas de beneficiamento mineral são necessárias.

A pré concentração, etapa presente no beneficiamento, não surge como uma única solução para erradicar os problemas relacionados ao baixo teor do minério, mas sim como um caminho a esta dificuldade. Neste processo, descarta-se quantidade expressiva de rejeito com baixo teor do mineral de interesse, reduzindo, pois, a massa a ser processada nas operações subsequentes. Desta forma, espera-se que a pré concentração diminua os custos relacionados à energia gasta nas usinas, à disposição do rejeito, à redução dos custos de instalação da usina, entre outros, e obtenha um impacto sobre o produto da flotação ao torná-lo mais rico, tendo em vista o aumento do teor de alimentação e a diminuição da quantidade de minerais de ganga. Segundo Klein et al. (2010), cerca de 20% da energia total consumida pela usina pode ser economizada se o projeto de beneficiamento incluir uma etapa de pré concentração. Um exemplo de mina que obteve ganhos significativos com a pré concentração foi a Fraser Mine, no estado de Ontário no Canadá. De acordo com Bamber (2008), a redução de energia de todo o projeto da mina canadense foi em torno de 20%, sendo que a pré concentração na Fraser Mine foi responsável por poupar cerca de US\$ 600 mil.

Existem diversas formas de se realizar a pré concentração, como por exemplo, separação magnética, separação densitária, *ore sorting*, etc. Cada um destes métodos utiliza uma propriedade diferenciadora como força motriz da separação. Neste trabalho, a pré concentração foi realizada por meio do jigue.

A literatura dispõe de poucas publicações que avaliam o impacto da pré concentração na flotação quando se é comparado à flotação alimentada pelo minério advindo do *Run of Mine (ROM)* e alimentada pelo produto da pré concentração. Segundo Sanches (2018), a pré concentração de willemita por jigue foi responsável por descarte de 47% em massa de granulometria maior que 1,18 mm com teor de 3,6%, e um aumento na recuperação global de zinco de 93,4% para

96,5%. A pré concentração também foi valorada por Grigg (2015), que mostra um aumento de até 20% na recuperação metalúrgica de prata em decorrência da instalação de um jígue após a britagem terciária na mina de Pirquitas, na Argentina. Desta forma, o objetivo deste trabalho é ilustrar o impacto da pré concentração na etapa *rougher* da flotação, cooperando assim para a enumeração de vantagens da implantação desta técnica, sobretudo em relação a uma usina que não utiliza tal método.

## 1.1 OBJETIVO

O objetivo deste trabalho é avaliar o impacto da inserção da pré concentração em um circuito convencional de concentração de minério de cobre, bem como o impacto desta inserção no estágio *rougher* da flotação, ambos em termos da viabilidade técnica e econômica.

## 2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Nesta seção, será apresentado um breve histórico das minas de cobre no Brasil, seguido pela descrição da geologia do minério do presente estudo e, finalmente, os princípios das técnicas de pré concentração e flotação, aplicados ao minério de sulfeto de cobre.

### 2.1 Histórico Brasileiro

A produção de concentrado de cobre no Brasil teve início ainda no século XIX, com a descoberta da primeira jazida de cobre, as Minas do Camaquã, realizada pelo Coronel João Dias dos Santos Rosa. Após a descoberta, sucederam-se alguns períodos curtos de lavra, sem muitos requintes tecnológicos. Apenas em 1942, com a criação da COBRACO, que posteriormente se tornaria a Cia Brasileira de Cobre (CBC), houve a permissão por decreto (Decreto nº 677 – 22/10/1942) para a atuação no local como empresa de mineração, trazendo a primeira produção moderna de minério de cobre no Brasil até o ano de 1996 (MINAS DO CAMAQUÃ 2018).

O segundo momento da produção brasileira de minério de cobre surgiu com a mina Caraíba - localizada em Jaguarari, no interior do estado da Bahia – cuja produção era realizada pela empresa homônima Mineração Caraíba S/A., a partir de 1979 (INFOMINE 2018). Até a década de 1990, a produção de cobre no país estava restrita a esta empresa, hoje comandada pela canadense Ero Copper Corp., e a Companhia Brasileira de Cobre (CBC). Apesar do estado baiano ser o pioneiro na produção deste bem mineral, o estado do Pará é responsável por abrigar mais de 85% das reservas totais do minério de cobre brasileiro (AUGUSTO 2010). Na província mineral de Carajás do estado paraense há atuação majoritária da Vale S.A., que tem comercializado o produto advindo da mina do Sossego, desde 2004, e do Salobo, a partir de 2012, sendo esta última através da subsidiária Salobo Metais S.A..

Em fevereiro de 2007, deu-se início à produção de ouro e cobre na mina da Chapada, no município de Alto Horizonte em Goiás, operada pela Mineração Maracá S/A, subsidiária da gigante canadense Yamana Gold Inc. Ainda no mesmo ano, a Avb Mineração, conduzida pela australiana Avanco Resources, adquiriu seu primeiro projeto em Curianópolis, também na província mineral de Carajás: o projeto Rio

Verde. Assim, as quatro empresas (Vale, Yamana, Avanco e Ero Copper) concentram hoje praticamente toda produção brasileira de concentrado de cobre, chegando a representar 99,87% da produção em 2016 (DNPM 2017).

De acordo com o Informe Mineral do segundo semestre de 2017, publicado pelo antigo DNPM, a participação do cobre nas exportações do setor mineral aumentou de 8,2% para 9,8%, em comparação ao mesmo período do ano anterior, enquanto as importações diminuíram de 12,4% para 12,1%. Recentes projetos no Pará fomentaram o mercado de cobre e aumentaram a produção deste bem mineral, chegando até a “criar excedente de produção”, segundo o analista do DNPM José Ademário Santos Ribeiro. A evolução destes projetos fica bem evidente quando se compara a utilização da capacidade média instalada para as plantas de cobre no Brasil: se em 2016 este número era de apenas 80,65%, em 2017 cresceu para 91,21%. Em termos de cobre concentrado – produto básico pré refino – houve um superávit na balança comercial brasileira, em que o principal comprador é a Alemanha com 24%. Entretanto, no mercado de metal processado houve um déficit, já que se importaram 263,8 mil toneladas contra 196,3 mil toneladas exportadas, também no mesmo período. Segundo o Anuário Mineral Brasileiro de 2017, existem apenas cinco usinas no Brasil que produzem o metal processado, sendo três de médio porte (100.000 a 1.000.000 de toneladas) e duas de pequeno porte (10.000 a 100.000 toneladas). Rodrigues et al. (2009) dizem que o Brasil busca a autossuficiência em cobre através de projetos como Boa Esperança, Cristalino, Alvo 118, entre outros, e estima que a produção em 2020 seja de 1 Mt de cobre contido.

## 2.2 Geologia do Projeto Boa Esperança

O projeto Boa Esperança está localizado no morro da Boa Esperança, no município de Tucumã, no centro-sul do Pará, distante de aproximadamente 940 km da capital (figura 1). Segundo o Relatório de Impacto Ambiental (RIMA) publicado pela Mineração Caraíba S/A em 2010, o empreendimento mineiro foi planejado para ocupar uma área de 1200 hectares (12 km<sup>2</sup>), com produção de *ROM* de 3,6 MTPA a um teor médio de 0,88% de cobre. Ainda sobre o mesmo estudo, dividiu-se o projeto em cinco unidades básicas: mina a céu aberto, pilha de estéril, barragem de rejeitos, planta de tratamento mineral e escritório administrativo. A projeção da vida útil da mina é de 20 anos (AUGUSTO 2010).

Figura 1 – Localização do Projeto Boa Esperança  
**Boa Esperança Project**



Fonte: ERO COPPER 2017

Entre as ocorrências de cobre, destacam-se os depósitos do tipo *Iron-Oxide-Copper-Gold* (IOCG). Depósitos IOCG foram primeiramente descobertos, em julho de 1975, no grandioso depósito de cobre-ouro-urânio de Olympic Dam, no sul da Austrália, a 550 km de Adelaide, onde hoje se localiza a mina de Olympic Dam, operada pela BHP Billiton. Estes depósitos são considerados de origens metassomáticas - o metassomatismo é a alteração química da rocha por fluidos hidrotermais, em que há a substituição de uma rocha por outra de diferentes composições química e mineralógica (WILLIAMS 2005) - de grandes eventos de alteração da crosta impulsionada por atividade intrusiva/vulcânica. Estes depósitos se diferenciam dos depósitos porfiríticos de cobre (e outros metais) por apresentarem acúmulos de óxidos de ferro, associações com rochas intrusivas do tipo félscico-intermediários (por exemplo, plagioclásio-feldspatos ricos em Na-Ca) e a falta de zoneamento complexo de associações de rochas alteradas, ou seja, não há uma associação clara com as intrusões ígneas, comumente visto em depósitos porfiríticos (WILLIAMS 2005).

O estudo de viabilidade realizado pela Ero Copper (2017) demonstrou que o depósito de Boa Esperança é, na verdade, uma variação do IOCG, pois: (i) há a maior presença de associações aos minerais de alto teor de sulfetos (calcopirita-pirita) do que associações com baixo teor de sulfetos (calcopirita-bornita-calcocita) típicos de depósitos IOCG, (ii) alto teor de quartzo, (iii) ausência de alterações hidrotermais de albita na rocha matriz e (iv) ausência de ouro, em valores econômicos.

No estado do Pará é frequente a ocorrência de tal depósito, como visto nos depósitos Cu-Au do Sossego, Cristalino, Igarapé Bahia, 118 e Salobo. A província mineral de Carajás, onde se localizam os depósitos listados, engloba dois domínios tectônicos – um domínio tectônico reúne rochas com características tectônicas e vulcânicas comuns (YUNSEL 2012) – do éon Arqueano: o bloco Rio Maria e o bloco Carajás. No Rio Maria, mais antigo (entre 3 Ga e 2,86 Ga) e ao sul, encontra-se o depósito da Boa Esperança, com presença de um cinturão de granito e rochas verdes (*granite-greenstone belt*), e é caracterizado por xistos maficos e ultramáficos, com BIF, chert e rochas vulcanoquímicas diversas (como dito anteriormente, há a presença de óxidos de ferro em depósitos IOCG). Por sua vez, o bloco Carajás, que é mais novo (entre 2,8 e 2,5 Ga) e ao norte, é composto por rochas vulcânicoc-sedimentares e granitoides/feldspatos, e caracterizado por depósitos de Fe, Cu-Au, Mn, Ni e Zn. Ambos os blocos resultam da justaposição de arco de ilhas vulcânicas e ambientes plutônicos dos Andes, associados a plumas mantélicas – fluxos de energia térmica na base do manto que formam *hotspots* – intracontinentais (ERO COPPER 2017).

Sobre a geologia local do depósito de cobre Boa Esperança, o depósito é composto principalmente por brechas de quartzo e magnetita, cortados por intrusões de biotita-granito do Neo-Arqueano (2,78 Ga), em que o cobre foi mineralizado, ou seja, os sulfetos de cobre ocupam as falhas e fraturas da rocha matriz granítica. A mineralização do cobre na região possui o formato de “cone invertido” que pode chegar a profundidades de 500 metros abaixo da base de oxidação (ERRO COPPER 2017). Além da rocha tipo brecha, também há a rocha tipo granito, a qual não é alvo do presente estudo. Desta forma, elabora-se, neste estudo, o circuito de beneficiamento baseado em minério do tipo brecha composto por sulfetos de cobre.

## 2.3 Pré concentração

Em um circuito convencional de uma usina de tratamento de minérios existem três etapas principais: cominuição, classificação e concentração. A cominuição envolve equipamentos como britadores e moinhos, em que a função principal é a redução de tamanho do material alimentado. A classificação está relacionada com separação dos materiais em duas ou mais frações com partículas de tamanhos distintos, quer seja por um gabarito de tamanho da partícula, como em peneiras, quer seja pela velocidade dos grãos que atravessam um fluido, como em classificadores (CETEM 2004). A concentração envolve a separação dos minerais de interesse dos sem (ou de menor) valor econômico e, para isso, é preciso que os minerais estejam liberados, isto é, não estejam fisicamente agregados e, portanto, realizam-se as etapas de fragmentação e classificação anteriores. Assim, a concentração é responsável por aumentar o teor do produto processado, a fim de obter um produto de maior qualidade a um preço mais elevado.

Todavia, nem sempre a concentração é realizada após a cominuição. Muitas vezes é altamente interessante antecipar esta etapa para obter vantagens econômicas, especialmente quando se trata do atual cenário em que os teores estão cada vez menores e o beneficiamento do minério está cada vez mais complexo (BERGERMAN 2014). Com menos material a ser processado no tratamento do minério, menores os custos relacionados à energia, ao manuseio dos sólidos, à disposição dos rejeitos, entre outros, podendo até viabilizar áreas que antes eram consideradas economicamente inviáveis, isto é, reduzir o teor de corte da mina para incorporar áreas que antes eram consideradas estéril. Esta operação é denominada pré concentração e ocorre preferencialmente antes da moagem.

Para realizar a (pré) concentração é necessário que haja uma força separadora que consiga separar minerais por suas características distintas, isto é, uma diferença física ou físico-química capaz de distinguir os minerais. O CETEM ainda traz outra definição para a concentração, que se baseia em dar a um componente (às vezes, mais de um) de uma mistura heterogênea de minerais, uma velocidade diferente da velocidade mantida pelos outros componentes da polpa. São diversas as propriedades que podem gerar a separação, como a densidade, propriedades óticas (cor, brilho, fluorescência), susceptibilidade magnética,

condutividade elétrica, forma, radioatividade, textura/friabilidade, reatividade química e reatividade de superfície (CHAVES 2013).

Em circuitos de beneficiamento mineral, a concentração não se baseia em apenas um dos princípios de separação, ou ainda, em apenas um tipo de equipamento que funciona a base dessa força motriz. Usualmente, associam-se diferentes técnicas de concentração em uma mesma usina. A seguir, explanam-se dois métodos de concentração: a separação gravítica e a separação por fenômenos de físico-química de interface, ambas utilizadas no presente estudo na mesma sequência que aqui apresentado.

### **2.3.1 Separação Gravítica**

A separação gravítica ou densitária é aquela cuja separação é dada pela ação da força da gravidade ou por forças centrífugas, em que atuam cinco mecanismos: aceleração diferencial, sedimentação retardada, consolidação intersticial, velocidade diferencial de escoamento laminar e ação de forças cisalhantes (CETEM 2004). Na jiggagem – comandada por forças de inércia e gravidade a que estão submetidas às partículas do minério em água, quando há pulsação alternada no sentido ascendente e descendente (CHAVES 2013) – especificamente falando, atuam os primeiros três, que serão abordados adiante, já que os outros dois pressupõem uma superfície inclinada.

A aceleração diferencial se baseia no princípio de que partículas leves lançadas para cima aceleram mais e percorrem um trecho ascendente maior, do que as partículas pesadas. Assim, no movimento descendente, a densidade elevada atua no sentido de afundar a partícula mais rapidamente que partículas menos densas, tornando, pois, a sedimentação retardada. Como o tempo entre cada pulsação/lançamento é muito curto, a velocidade terminal não é atingida e ocorre a separação gravítica. A figura 2 ilustra os mecanismos.

**Figura 2 - Aceleração diferencial e sedimentação retardada**  
ACELERAÇÃO DIFERENCIAL



Fonte: CETEM 2004

Já a consolidação intersticial se fundamenta na geração de espaços entre as partículas grossas, que, por terem maiores dimensões, deixam interstícios. Por estes vazios, há maior liberdade de movimentação do material fino, que será influenciado pela ação da gravidade e pelo fluxo de água descendente, provocado pelo movimento de sucção (final do ciclo da jigagem). A figura 3 ilustra tal mecanismo e observa-se que o particulado mais fino consegue penetrar nos espaços do material grosso.

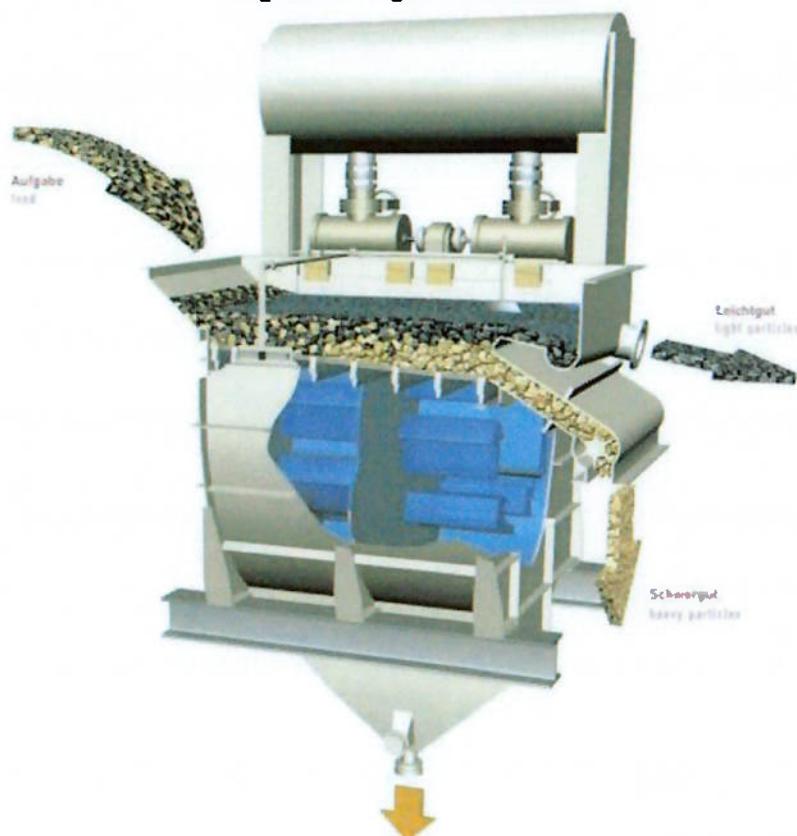
**Figura 3 – Consolidação intersticial**



Fonte: CETEM 2004

Os jiges podem ser classificados quanto “a maneira pela qual se efetua a dilatação do leito” (CETEM 2010). Assim, existem aqueles cuja a tela (crivo) é móvel e água estacionária e aqueles de tela fixa e água em movimento. Estes últimos ainda podem ser subclassificados pelo tipo de impulsão da água: através de um êmbolo de movimento vertical, como o jige Denver, ou por um diafragma na parede da câmara, como o jige Yuba. Ainda, apresenta-se um jige pneumático do tipo Baum – *alljig* fabricado pela *All Mineral* – demonstrado na figura 4, cujo mecanismo de impulsão de água se baseia na pulsação de ar (ALL MINERAL 2018).

**Figura 4 – Jigge All Mineral**



Fonte: ALL MINERAL 2018

Assim, dadas as diferenças densitárias entre o principal mineral de minério, a calcopirita de  $4,19 \text{ g/cm}^3$ , e o mineral de ganga, o quartzo de  $2,65 \text{ g/cm}^3$ , caracterizados pela coloração cinza e branca, respectivamente (LIDE 1998), é adequado o uso da separação gravítica, como será mostrado adiante. Num circuito de tratamento de minérios com uma etapa de pré concentração é esperado o descarte de material grosso de baixo teor antes da moagem, e com isto, reduções de WI, AI e material fino alimentando a barragem (BERGERMAN 2014).

### 2.3.2 Flotação

A flotação é o método de concentração mais usado em larga escala atualmente. Baseada na interação físico-química entre as fases líquida, sólida e gasosa, representados pela água, minério e ar, respectivamente, promove a separação de partículas pelo grau de hidrofobicidade das mesmas. Um material hidrofóbico é aquele que a superfície é não polar e, assim, tem mais afinidade com o ar, apolar, do que com a água, polar (CHAVES 2013). Portanto, as bolhas de ar geradas na flotação são capazes de arrastar partículas hidrofóbicas até a superfície e separá-las das hidrofílicas, que permanecem em suspensão (na polpa).

Na flotação, os minerais podem ser classificados em famílias tecnológicas, ou seja, em agrupamento de minerais de maneira sistemática, definidas pela molhabilidade. A primeira família abriga minerais como a grafita, a molibdenita e o ouro nativo que são facilmente flotáveis, ditos naturalmente hidrofóbicos, isto é, têm grande rejeição à interação com água e são separados de outras partículas sem dificuldade. Em ordem decrescente de hidrofobicidade seguem as famílias dos sulfetos, dos óxidos e silicatos, dos sais semissolúveis e, por último, a dos sais solúveis. Assim, sulfetos apresentam maior dificuldade de flotar em relação ao metal nativo, porém maior facilidade em relação a um óxido (LEAL FILHO 2018).

Para as partículas menos hidrofóbicas serem flotadas em meio aquoso é necessária a adição de outros reagentes que auxiliam a ação das bolhas de ar: os coletores. Os coletores modificam a superfície da partícula na interface sólido/líquido, de maneira seletiva, tornando-a hidrofóbica. Assim, é essencial que o coletor atue apenas no(s) mineral(is) de interesse, senão a separação se mostrará ineficiente. Um coletor iônico possui uma cadeia hidrocarbonada, cujo tamanho dependerá do mineral que este atuará sobre, representando a parte apolar do reagente e uma ponta polar com um grupo funcional (álcool, ácido carboxílico, etc). Através dos fenômenos de adsorção – quando um reagente em solução é abstraído por um sólido – física (fissorção) e química (quimiossorção) do coletor na partícula mineral, obtém-se a hidrofobicidade do minério. Para minerais sulfetados, é comum a utilização de tiocompostos, que contêm pelo menos um átomo de enxofre não ligado a oxigênio, como o ditiocarbonato, éter xântico e ditiofosfato de dialquila (CHAVES 2013).

No entanto, apenas coletar as partículas de interesse não é suficiente para que a flotação seja efetiva. Na maioria das vezes também é necessário que a espuma formada na interface sólido/líquido seja estável o suficiente para a sua coleta. Desta forma, a atuação de espumantes se torna imprescindível em boa parte dos processos de flotação, sobretudo para sulfetos. Os espumantes geralmente pertencem à classe dos éteres ou dos álcoois, sendo o álcool de cadeia ramificada mais comumente empregado o MIBC – metilisobutilcarbinol – e outros álcoois aromáticos para a flotação de sulfetos (CHAVES 2013).

Ainda, existe outra classe de reagentes que pode atuar na flotação: os modificadores. Estes sempre estão para auxiliar o processo de flotação, sendo nem

sempre necessários dentro de uma célula. Assim, podem modificar o pH, o potencial eletroquímico do sistema (Eh), a agregação/dispersão de partículas, a ativação de coletores ou a depressão/inibição de reagentes (CHAVES 2013). Não se aplicam modificadores à flotação de sulfetos.

Em minérios de baixo teor como do Projeto Boa Esperança, a flotação é muito bem vista, uma vez que ela atua muito bem em partículas finamente liberadas e, quando recebe um minério de maior teor na alimentação, graças à pré concentração, trará maiores recuperações metalúrgicas (Sanches 2018). Os efeitos da separação gravítica e os da separação por reatividade de superfície serão abordados adiante, bem como os benefícios técnico-econômicos trazidos por essa associação de técnicas de tratamento mineral.

### 3 MATERIAIS E MÉTODOS

A seguir serão descritos detalhadamente os ensaios realizados neste estudo. O APÊNDICE A traz o fluxograma das atividades realizadas em laboratório.

#### 3.1 Preparação das amostras e jigagem

O minério utilizado no presente estudo é o sulfeto de cobre denominado brecha, do Projeto Boa Esperança da Mineração Caraíba S/A, localizado no Pará. As amostras do minério de cobre da Caraíba enviadas pela empresa estavam, inicialmente, no mesmo conjunto “tal qual” de tamanho entre 10 e 3 mm. Ainda havia outra amostra com os finos naturais abaixo de 3 mm. O “tal qual” foi homogeneizado em uma pilha alongada, na qual cerca de metade desta foi armazenada – denominada “tal qual” – e a outra parcela foi escalpada em peneira de abertura de 1,18 mm e enviada à jigagem, a fim de pré concentrar o material (vide Tabela 1).

**Tabela 1 – Pilha de homogeneização**

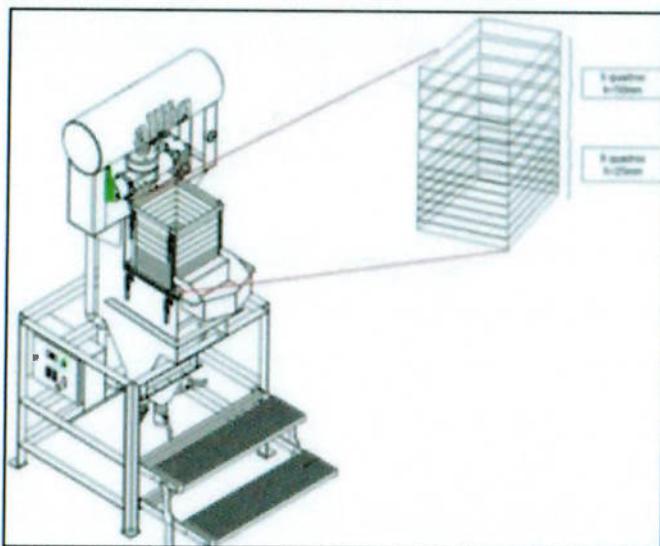
Pilha de Homogeneização (kg)	Tal qual (kg)	Destinado ao jigne (kg)
41,89	20,96	20,93

**Fonte: Elaboração Própria**

Vale ressaltar que, durante a formação da pilha, sempre se tomou o cuidado de retomar as pontas para garantir representatividade.

A jigagem foi realizada no Instituto de Pesquisas Tecnológicas da Universidade de São Paulo (IPT-USP) em um jigne *All Mineral*, em sua versão de laboratório. Neste equipamento, diferentemente da sua versão industrial apresentada na seção 2.3.1 da revisão bibliográfica, não possui fluxo contínuo de material. Assim, é preciso alimentar o minério por cima, em uma série de 4 gavetas (quadros) de acrílico de tamanho 350x350x50 mm empilhadas. Após o ciclo da jigagem, retiram-se as gavetas, uma a uma, obtendo quatro amostras estratificadas pelo equipamento. Um estudo realizado por Silva et al. (2015) utiliza o mesmo equipamento, porém com maior número de gavetas, como ilustrado na figura 5.

**Figura 5 – Jigue de estratificação All Mineral**



Fonte: Silva (2015)

O material resultante da pré-concentração utilizado para representar o minério pré concentrado foi o apenas o material extraído da primeira gaveta do jigue (G1), já que esta apresenta os materiais mais densos e, portanto, mais ricos em cobre (como visto na seção 2.3.1.). As condições da única jigagem realizada são expressas na Tabela 2.

**Tabela 2 – Condições de jigagem**

Massa na alimentação (kg)	Válvula de ar (% de abertura)	Válvula de pressão (% de abertura)	Rotação do motor (rpm)	Tempo de operação (min)
20,93	50	60	74	30

Fonte: Elaboração Própria

### 3.2 Preparação dos padrões

As amostras pré concentradas ou não foram devidamente recompostas com o material abaixo de 3 mm – que não alimentou o jigue, já que a separação neste tipo de equipamento não acontece para partículas muito finas – e a distribuição granulométrica foi devidamente reproduzida, sendo que os finos na alimentação representavam 32%, como fornecido pela Mineração Caraíba S/A. Então as amostras foram britadas, em “moinho” de rolos Furlan, modelo MR2515, até suas partículas ficarem menores que 1,18 mm. Esta foi a granulometria usada nos padrões dos ensaios. O cálculo da massa do padrão utilizado na moagem e na flotação baseou-se na porcentagem de sólidos da flotação (projetada para a mina de Boa Esperança) de 35% e no volume de água na cuba da célula de flotação de 2 litros.

A porcentagem de sólidos é demonstrada pela equação 1 (CHAVES 2013).

**Equação 1 – Porcentagem de sólidos**

$$\% \text{ sólidos} = \frac{m_{sól}}{m_{sól} + m_{água}}$$

Fonte: CHAVES 2013

Assim, para densidade da água igual a 1 g/ml e volume de 2 litros de cuba, calcula-se uma massa de água de 2000 g. Para 35% de sólidos na polpa, obtém-se a massa de minério de 1077 g, que é a massa de cada padrão dos experimentos.

### 3.3 Moagem

Os ensaios realizados na moagem seguiram o mesmo padrão dos ensaios projetados pela Mineração Caraíba S/A. Assim, alguns valores foram apenas baseados nos processos realizados pela companhia.

Foi fornecido que o  $P_{75}$  da moagem corresponde a 106  $\mu\text{m}$ . Desta forma, foi necessário encontrar o tempo em que a moagem deixa 75% do mineral presente dentro do moinho com granulometria igual a 106  $\mu\text{m}$ . Para isto, foram traçadas as curvas de moagem para o tal qual e para o material pré-concentrado, ou seja, para cada um dos dois materiais, foi realizada a moagem nos tempos de 10 minutos, 25 minutos e 35 minutos e peneirou-se o material nas malhas 212  $\mu\text{m}$ , 150  $\mu\text{m}$  e finalmente em 106  $\mu\text{m}$ . As malhas maiores que a alvo foram usadas a fim de não sobrecarregar a peneira da abertura desejada – escalarpar o material mais grosso para facilitar o manuseio e reduzir estritamente as perdas de material – e, ainda, uma quarta peneira de 75  $\mu\text{m}$  para ter controle sobre a porcentagem de finos. Assim, obtidos os pontos de porcentagem passante versus tempo, obtém-se as curvas de moagem. As condições da moagem se encontram na Tabela 3.

**Tabela 3 – Condições da moagem**

Dimensões do moinho (pol.)	Diâmetro interno do moinho (m)	Velocidade crítica (rpm)	Rotação de trabalho (rpm)	% sólidos
8 x 10	0,2032	93,84	67	60

Fonte: Elaboração Própria

A rotação de trabalho adotada neste caso foi de 71,39% da velocidade crítica do moinho, que é a velocidade com qual a carga é centrifugada, e o minério adere ao revestimento interno do moinho (ambas com mesma velocidade), ficando a carga estacionária em relação à carcaça (CHAVES 2012).

Utilizando-se a expressão (Equação 2) descrita por Chaves (2012), a velocidade crítica ( $V_c$ ) pôde ser calculada em Hertz.

**Equação 2 – Velocidade crítica**

$$V_c = \frac{1}{2\pi} \times \sqrt{\frac{g}{r}}$$

**Fonte: CHAVES 2012**

Onde:

$V_c$ : velocidade crítica do moinho

g: aceleração da gravidade (9,8 m/s<sup>2</sup>)

r: raio do moinho (em m).

Multiplicando a velocidade crítica por 60, temos o valor em rpm. Assim, a velocidade crítica foi aquela descrita na Tabela 3, conferida por tacômetro.

O volume de água adicionado na moagem pode ser calculado pela porcentagem de sólidos que se queria obter, no caso 60% (Equação 1). Assim, serão adicionados 718 ml de água no moinho para a massa do padrão.

A Tabela 4 mostra a distribuição da carga de bolas utilizada nas moagens.

**Tabela 4 – Distribuição de bolas**

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

**Fonte: Elaboração Própria**

Ao total, foram feitas 6 moagens (3 tempos para a tal qual e 3 tempos para o pré concentrado) e posteriormente peneiramento à úmido manual – peneira de análise granulométrica Bronzinox – para averiguar a porcentagem passante na malha de 106 µm (verificação do P<sub>75</sub>). Assim, traçar-se-ia a chamada curva de moagem, relacionando o tempo de moagem à abertura da malha de cada peneira e à porcentagem passante em cada uma delas.

### 3.4 Flotação

Analogamente à moagem, os ensaios realizados na flotação seguiram o mesmo padrão dos ensaios planejados pela empresa. Assim, a escolha de reagentes e suas dosagens, bem como alguns valores de operação também foram

baseadas nos processos realizados pela companhia. Os parâmetros de operação da flotação se encontram na Tabela 5.

**Tabela 5 – Parâmetros de flotação**

Granulometria	% sólidos	Rotação (rpm)	Massa (g)	pH	Coletor (g/t)	Espumante (g/t)	Válvula de ar
$P_{75} = 106 \mu\text{m}$	35	1600	1077	10,5	27	20	100% aberta

Fonte: Elaboração Própria

Após a moagem, o jarro do moinho, a carga de bolas e a grelha em que a carga foi despejada foram limpas com uma quantidade controlada de água. Esta quantia (1282 ml) é a diferença do volume da cuba da flotação (2000 ml) e do volume de água que estava no moinho durante a moagem (718 ml). Desta forma, foi possível atingir a porcentagem de sólidos desejada (35%) com o minério moído na granulometria especificada, já que a moagem foi realizada no tempo calculado em que 75% das partículas são menores que 106  $\mu\text{m}$ , como será visto nos resultados mais adiante.

O pH da flotação foi corrigido, durante a etapa de condicionamento da mesma, com uma solução de “cal virgem” ou “leite de cal” (solução de CaO), através de um pHmetro AJMICRONAL. Foi mantida uma proporção de 1 g de cal para 50 ml de água deionizada para a confecção da solução.

O coletor utilizado na flotação é o ditiofosfato AERO 3477 da empresa Cytec que é adicionado à flotação numa proporção de 27 g de coletor para uma tonelada de minério. Para atingir esta proporção em escala laboratorial, calculou-se a quantia necessária de ditiofosfato (0,0291 g) para a massa do padrão e, posteriormente, elaborou-se uma solução de maneira que uma pipetada de 0,5 ml equivalha a tal massa de coletor. Portanto, preparou-se uma solução de concentração 0,0582 g/ml ao adicionar 14,55 g de coletor em um balão volumétrico de 250 ml, completado com água destilada, satisfazendo a dosagem de 27 g/t especificada para a flotação. Assim, adicionou-se 0,5 ml da solução na cuba, com um tempo de condicionamento de 3 minutos.

Já o espumante utilizado foi o AEROFROTH 70 da Cytec – comercialmente também conhecido como MIBIC (metilisobutilcarbinol) – e, na flotação, foi especificado que se utiliza 20 g deste para cada tonelada de minério. Para atingir esta proporção em escala laboratorial, calculou-se a quantia necessária de MIBC

(0,02154 g) para a massa do padrão e, neste caso, não foi necessário elaborar uma solução, pois o reagente é vendido no estado líquido. Entretanto, um problema aqui encontrado foi que o peso médio de 10 amostragens (realizadas pelo mesmo operador em condições semelhantes) de uma gota da pipeta utilizada no laboratório foi de 0,0195 g, o que equivale a uma dosagem de 18,1058 g/t, um pouco abaixo dos 20 g/t. Ainda assim, foi adicionada apenas uma gota de espumante, condicionado por 1 minuto na própria cuba de flotação.

A célula de flotação utilizada no laboratório, ilustrado pela figura 6, não possuía controle da vazão de ar, uma vez que esta é autoaerada. Assim, trabalhou-se com a válvula totalmente aberta (vazão máxima).

Figura 6 – Célula de flotação DENVER



Fonte: Arquivo pessoal

Primeiramente, sete ensaios foram realizados para a flotação, sendo que o primeiro foi um preliminar com uma amostra do pré-concentrado, 3 formaram uma triplicata do ensaio do minério pré concentrado e outros 3 outra triplicata para a tal qual. A espuma contendo o sulfeto de cobre foi coletada ininterruptamente nos tempos de 30 segundos, 1 minuto, 2 minutos, e, de minuto em minuto, até 7 minutos.

Todas as amostras de todos os ensaios de flotação foram enviadas para análise química – determinada por volumetria até 18% e por absorção atômica (ICP) para valores acima de 18% – para a equipe do Salobo da Vale S.A., bem como alíquotas da tal qual e do pré concentrado antes de passarem pela moagem.

## 4 RESULTADOS E DISCUSSÃO

### 4.1 Jigagem

Os resultados do ensaio de jigagem estão ilustrados na tabela 6, em que o material presente na primeira gaveta (G1) equivale a 44,27% da massa com 85,04% de metal, que correspondem a recuperação mássica e metalúrgica do processo, respectivamente. O enriquecimento do metal para a primeira gaveta foi de 1,93 e para as demais foi menor que 1 e, portanto, apenas G1 foi selecionado para compor o material denominado “pré concentrado”. Com isso, descartou-se quase 56% de material a ser processado que continha apenas 15% de cobre, o que gerará (será visto mais a frente) economia de capital e um concentrado final mais rico.

**Tabela 6 – Resultados da jigagem**

Gaveta	Massa (kg)	Massa (%)	Teor Cu (%)	Distribuição de Cu (%)
Gaveta 1	9,27	44,27	1,45	85,04
Gaveta 2	5,21	24,88	0,28	9,23
Gaveta 3	4,38	20,95	0,15	4,16
Gaveta 4	2,07	9,90	0,12	1,57
Teor calculado	20,93	100	0,75	
Teor analisado			0,75	

**Fonte: Elaboração Própria**

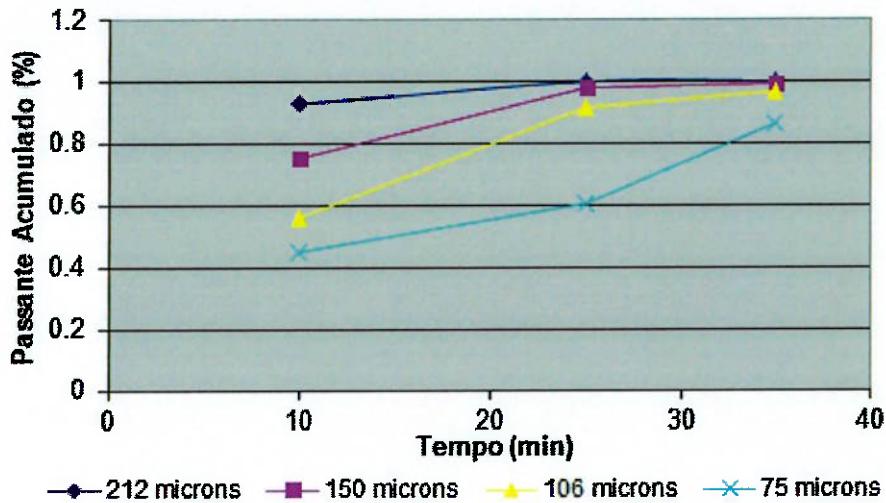
Ainda, considerando os produtos das gavetas 2, 3 e 4 como rejeito grosso, o teor de cobre do rejeito da jigagem, calculado pela ponderação das massas, é de 0,20%.

### 4.2 Moagem

Os resultados dos ensaios de moagem nos tempos de 10, 25 e 35 minutos para cada um dos produtos podem ser vistos no APÊNDICE B. Percebe-se que alguns valores de “massa total” diferem um pouco da massa do padrão. As diferenças estão atreladas ao manuseio durante os experimentos, porém não são significativas, ao passo que não influenciam nas análises.

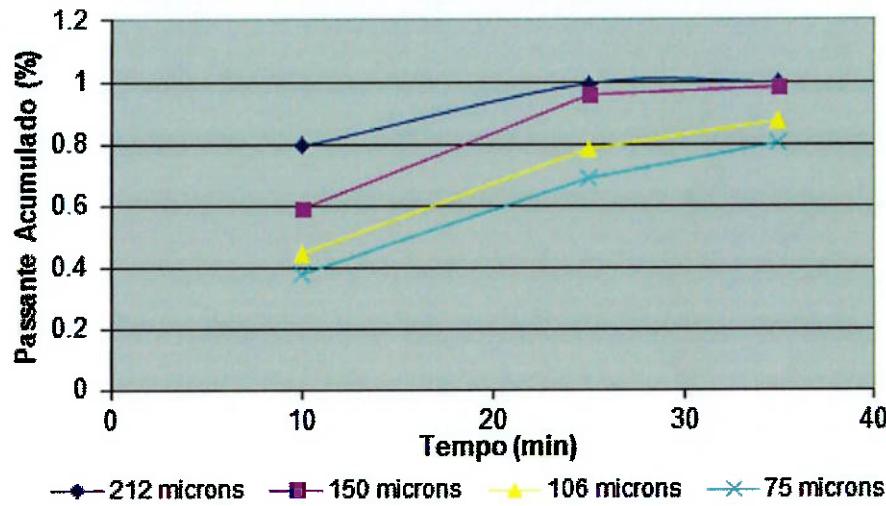
As figuras 7 e 8 ilustram os resultados dos ensaios de moagem do produto pré concentrado e sem a pré concentração, respectivamente, para a determinação do tempo necessário para um  $P_{75}$  de 106  $\mu\text{m}$ .

Figura 7 - Curva de moagem para o produto pré concentrado



Fonte: Elaboração Própria

Figura 8 - Curva de moagem para o produto tal qual



Fonte: Elaboração Própria

Para descobrir o tempo de moagem em que 75% é passante em 106  $\mu\text{m}$ , foi usado a função TENDÊNCIA do Excel, na qual através da aproximação linear, que no caso é a linha de tendência, o programa analisa o valor de 75% (0,75) no eixo das ordenadas e rebate no eixo das abscissas. O valor dado pelo programa para o produto pré concentrado foi de 19 minutos e 55 segundos e para o produto sem pré concentração foi calculado um tempo de 25 minutos e 57 segundos.

#### 4.3 Verificação do $P_{75}$

A fim de averiguar se os tempos de moagem calculados na seção 4.2 estão corretos, realizaram-se duas moagens: uma do produto pré concentrado e outra da tal qual, em seus respectivos tempos de moagem. Após esta etapa, o produto moído foi peneirado a úmido nas peneiras de 212  $\mu\text{m}$ , 150  $\mu\text{m}$  e 106  $\mu\text{m}$ , a fim de analisar

quanto de massa é passante em 106  $\mu\text{m}$ . Se a curva de moagem estiver correta, 75% das partículas deverão ter tamanho inferior à 106  $\mu\text{m}$ . O APÊNDICE C traz os resultados do peneiramento. Observou-se que havia uma maior quantidade de finos do que o esperado em ambos os produtos, sendo que em 106  $\mu\text{m}$  seriam, aproximadamente, 87% passante para o produto sem pré concentrar e 84% para o pré concentrado, ao invés dos 75% planejados.

#### 4.4 Flotação

Para cada tempo de cada ensaio da flotação foi reportado as massas recolhidas, os teores de cobre, as distribuições mássicas para este elemento e os valores acumulados do teor e da recuperação metalúrgica. Além disso, calculou-se o teor da amostra (através dos teores de cada tempo dos produtos e do rejeito), identificado como “teor calculado” e comparou-se ao teor recebido da análise química do minério alimentado na célula de flotação, este identificado por “teor analisado”. No APÊNDICE D se encontram os resultados obtidos da análise química para todos os ensaios, tempo a tempo, para o elemento químico de interesse (Cu) e para demais elementos (S, Fe e Au). Os teores da amostra cabeça alimentada e calculada, do concentrado e do rejeito, bem como as recuperações mássicas e estão resumidamente dispostos na tabela 7.

**Tabela 7 – Teores da cabeça, concentrado e rejeito e recuperação em massa para os ensaios**

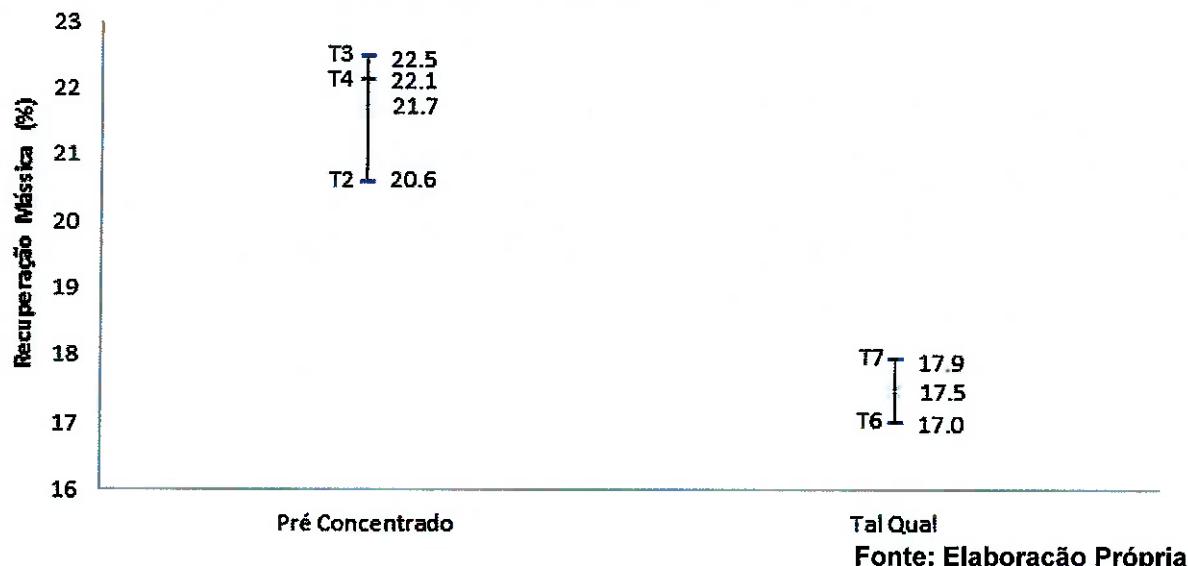
Ensaios	Cabeça - Analis. (%)	Cabeça - Calc. (%)	Concentrado (%)	Rejeito (%)
T1 - Pré concentrado	1,408	1,572	6,953	0,223
T2 - Pré concentrado	1,408	1,465	6,620	0,129
T3 - Pré concentrado	1,408	1,501	6,408	0,078
T4 - Pré concentrado	1,408	1,545	6,288	0,197
T5 - Tal qual	1,065	3,192	3,203	3,189
T6 - Tal qual	1,065	1,132	6,473	0,038
T7 - Tal qual	1,065	1,024	5,586	0,028

**Fonte: Elaboração própria**

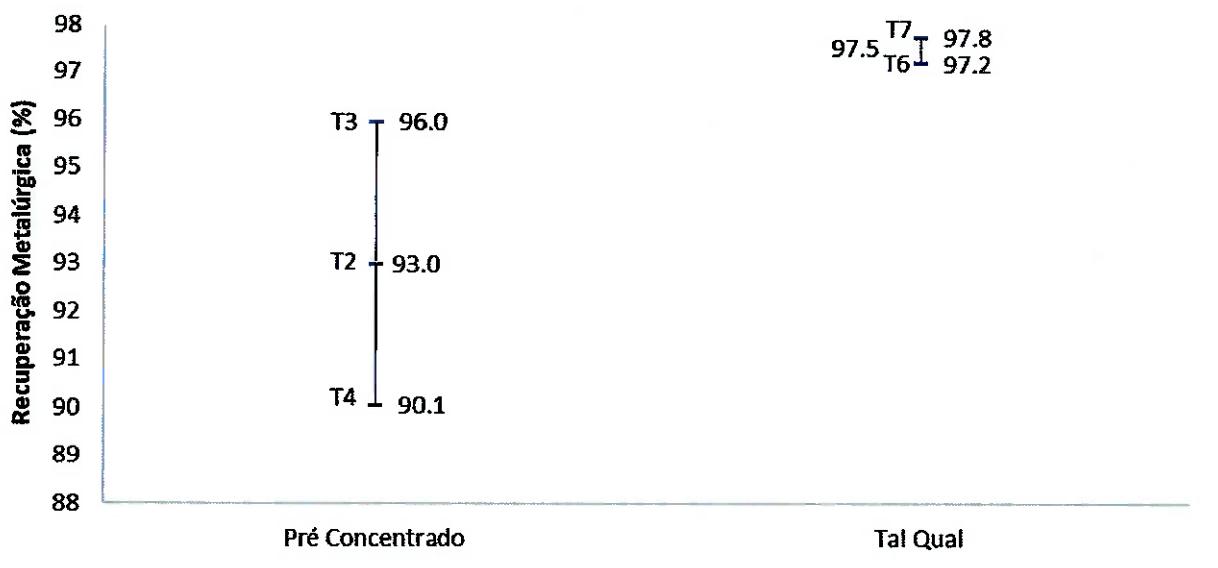
Antes de começar a análise, optou-se por desprezar o teste 5 (primeiro teste realizado da tal qual), uma vez que os teores de cobre ali presentes são incondizentes com o teor apresentado nas demais amostras e testes, especialmente no que diz respeito ao alto teor de cobre no rejeito, e o teste 1, por se tratar de um teste exploratório com um tempo de 5 minutos de coleta, a análise de recuperação metalúrgica perde um pouco sentido se um tempo menor for comparado aos demais. Destaca-se também o teor do concentrado no produto pré concentrado que teve, em

média, 6,44% de cobre, contra 6,03% de cobre no produto tal qual, um aumento de 0,41%. Além disso, são ilustradas, através da figura 9, as recuperações mássicas dos ensaios considerados, bem como a média simples destas recuperações para cada produto. Analogamente, a figura 10 mostra as recuperações metalúrgicas.

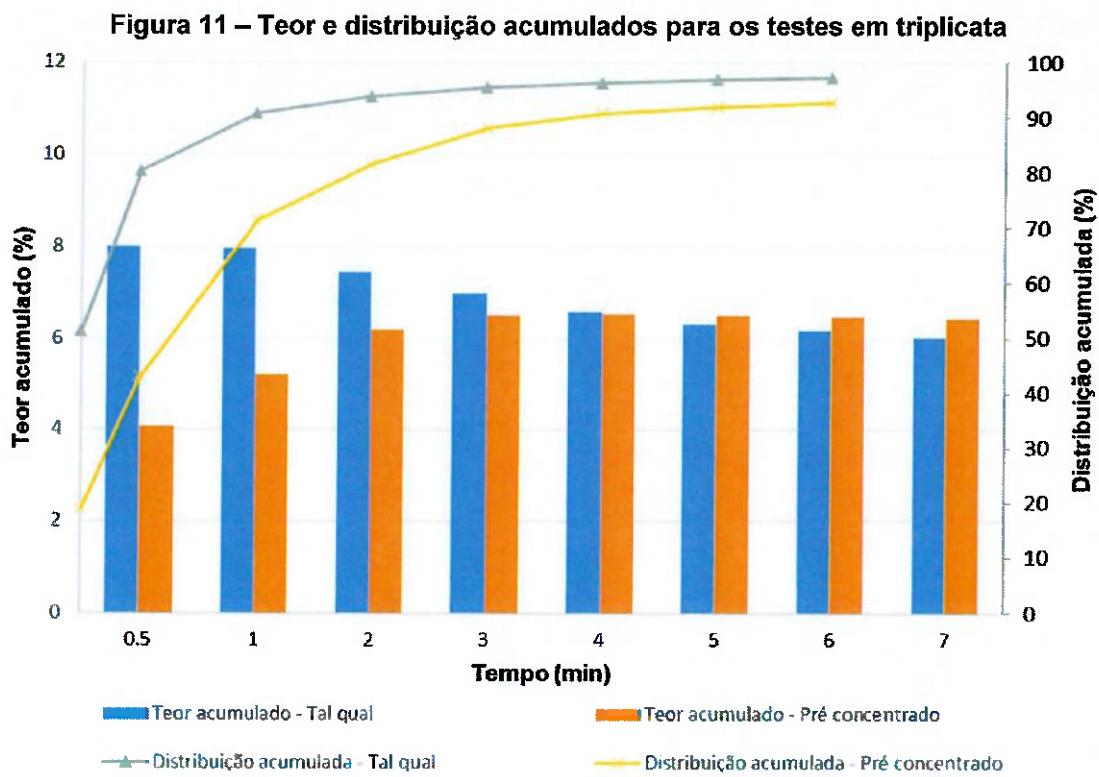
**Figura 9 – Recuperações mássicas dos ensaios considerados**



**Figura 10 – Recuperações metalúrgicas dos ensaios considerados**



Comparam-se então os testes realizados em triplicatas no tempo de 7 minutos. A figura 11 traz uma média de teor acumulado e distribuição acumulada – conforme calculados no APÊNDICE D – durante os 7 minutos dos ensaios.



**Fonte: Elaboração Própria**

Observa-se que na etapa *rougher* da flotação, a recuperação metalúrgica da tal qual foi de 97,5% e do pré concentrado foi de 93%, o contrário do esperado uma vez que uma flotação em que um minério mais rico é alimentado tende a ter maior recuperação, pois há mais sulfeto para ser coletado (NANKRAN 2007). Quanto ao teor, esperava-se que fosse maior para o pré concentrado desde o início (NANKRAN 2007), como pode ser observado em tempos maiores que 5 minutos.

Referente aos dados obtidos, algumas observações puderam ser estabelecidas:

- A recuperação média do metal pré concentrado de 93% não foi tão boa em relação ao produto tal qual de 97,5%. Um motivo para o ocorrido seria a falta de reagente suficiente para coletar todo o cobre na polpa, já que a dosagem de coletor/espumante não foi otimizada para a flotação do pré concentrado, isto é, usou-se a mesma dosagem de coletor/espumante para o produto tal qual e pré concentrado. Ainda, um maior tempo de coleta proporcionaria uma maior recuperação metalúrgica (SANCHES 2018).
- O rejeito da flotação do produto pré concentrado apresentou teor médio de cobre de 0,135%, enquanto da tal qual de 0,033%, o que era esperado,

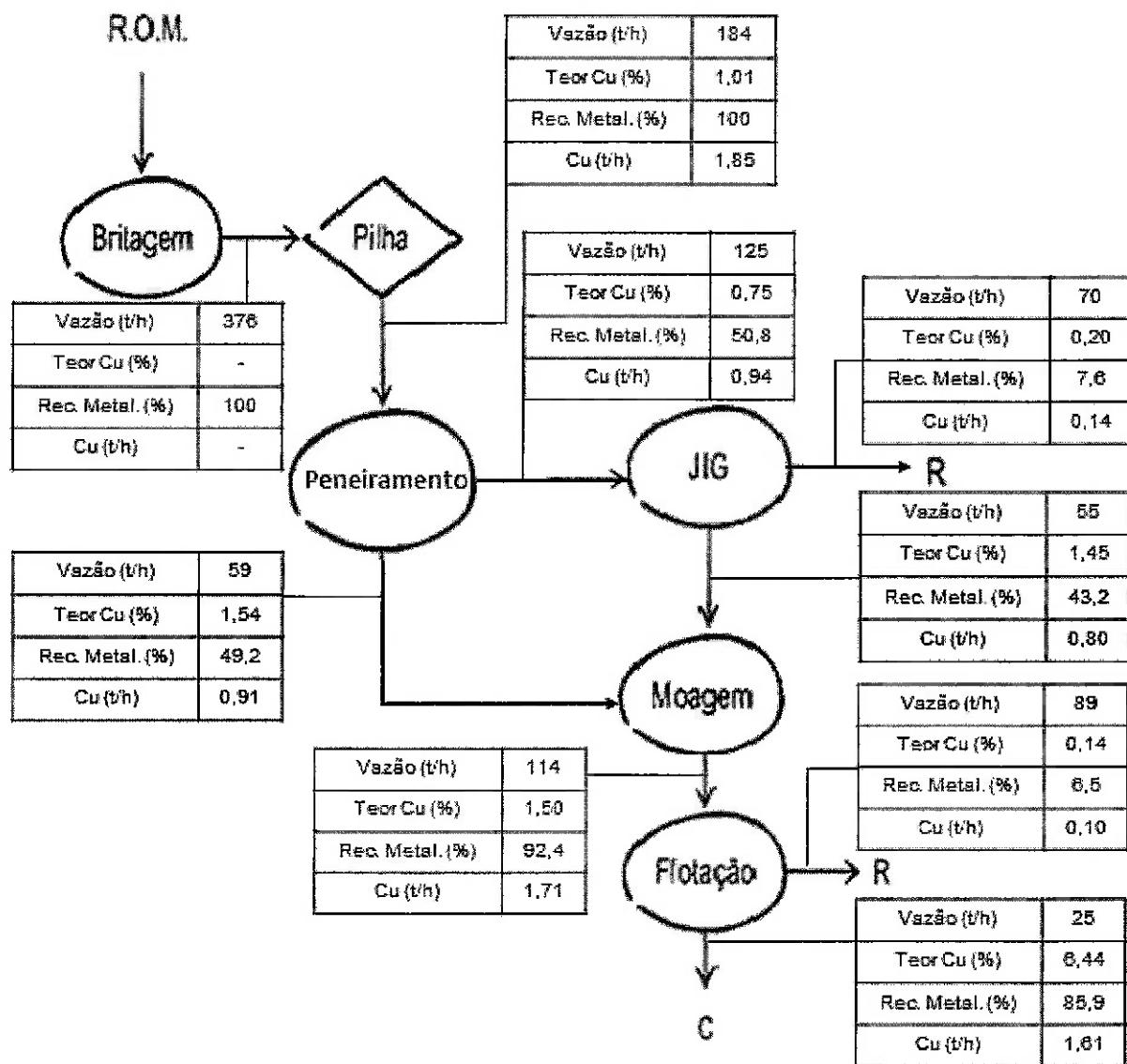
pois a tal qual recebe um produto menos rico em cobre, já que não há uma etapa de pré concentração. Portanto, perde-se 0,102% de cobre com a pré concentração. Os impactos econômicos desse aumento de cobre no rejeito serão avaliados mais a frente.

- Em relação à massa destinada à barragem de rejeitos, no circuito convencional – produto tal qual – 82,5% da massa da usina se dirige à barragem, calculando a média da recuperação mássica dos ensaios de flotação (17,5%). Já no pré concentrado, este valor é reduzido para 48%, pois deve ser considerado: (i) 44% de grossos destinados à flotação após a jigagem (30% do material alimentado na usina), (ii) 32% de finos escalpados antes da jigagem, recompostos antes da flotação com o produto da jigagem e (iii) recuperação mássica média na flotação do pré concentrado de 21,7%.
- Ainda, no circuito com pré concentração retira-se 38% (56% de 68% que vai pra jigagem) do material da usina, o qual pode ser estocado em pilhas – evitando o despejo em barragens – devido a granulometria grossa (+ 1,18 mm). Destaca-se ainda que a opção de jigagem não foi completamente otimizada em termos operacionais, como por exemplo, um estudo da abertura da válvula de pressão, a fim de se minimizar o cobre perdido no rejeito. A pré concentração ainda poderia ser realizada com outras tecnologias, como ciclones de meio denso, permitindo assim uma maior recuperação do cobre da amostra (CRESSWELL 2001).

#### 4.5 Avaliação econômica

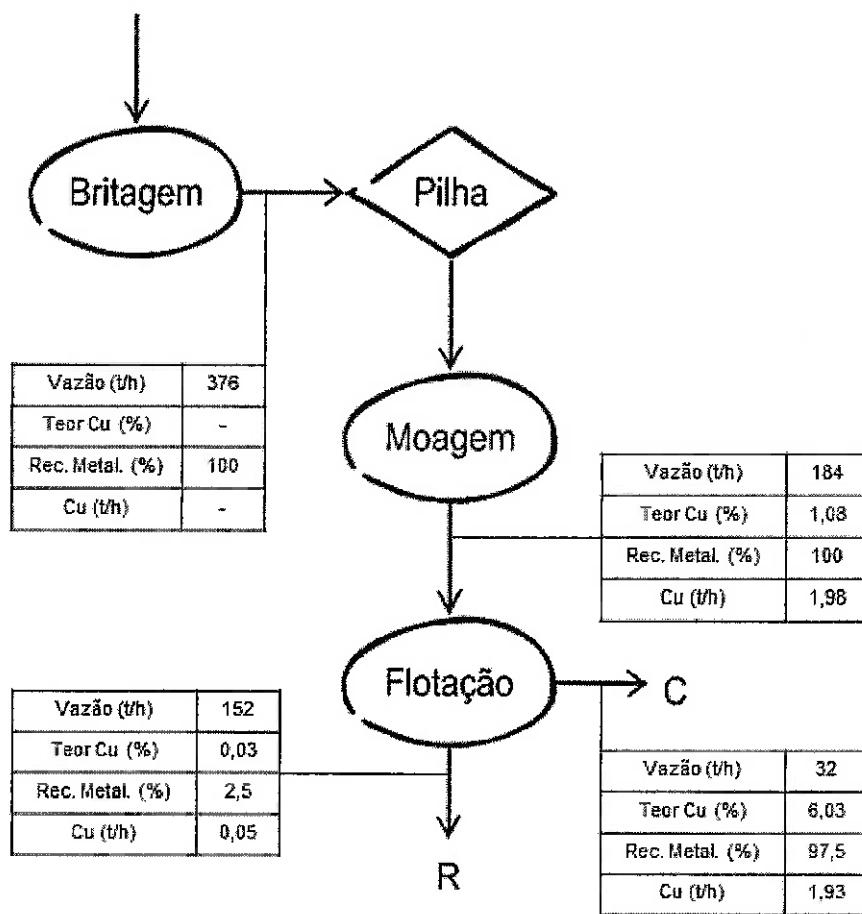
Dois fluxogramas (Figuras 12 e 13) ilustram o processo realizado durante este projeto. As setas de fluxo recebem tags com a vazão de minério, teor de cobre da etapa, recuperação metalúrgica e vazão do cobre. As vazões da britagem e moagem do Projeto Boa Esperança foram planejadas para 376,4 t/h e 184,1 t/h, respectivamente (ERO COPPER 2017). Assim, para o presente projeto, as vazões da britagem e da moagem foram as mesmas adotadas pelo estudo de viabilidade do Projeto Boa Esperança, uma vez que neste estudo não foi realizado testes em usina piloto.

Figura 12 – Fluxograma com produto pré concentrado



Fonte: Elaboração Própria

Figura 13 – Fluxograma com produto tal qual R.O.M.



Fonte: Elaboração Própria

Observa-se, na figura 13, que a quantidade de rejeito grosso gerado na etapa de pré concentração é significativa e permitiria uma grande redução no tamanho da barragem de rejeitos. Percebe-se também que o enriquecimento no circuito convencional foi de 5,6 e no circuito com pré concentração subiu para 6,4, se comparar os teores que saem da pilha com os dos concentrados da flotação.

Por uma ótica de processo, ainda que a recuperação metalúrgica do fluxograma de pré concentração seja menor que a recuperação metalúrgica do tal qual, outras etapas de flotação podem ainda recuperar o cobre do rejeito (que de certa forma ainda é rico) e aumentar sua recuperação. Vale lembrar que neste estudo foi realizado apenas uma etapa *rougher* de flotação, que poderia ser otimizada com etapas *scavenger* e/ou *cleaner* (SANCHES 2018).

Segundo o instituto australiano AusIMM. (1993), as estimativas de custos de implantação e custos operacionais de uma usina, inclusive da barragem de rejeitos, podem ser calculadas conforme as equações dispostas na tabela 8.

**Tabela 8 – Custos de capital e operação da usina e barragem**

Custo	Valor
Implantação da pré concentração (USD/t/h)	3.000
Demais equipamentos e prédios da pré concentração (USD)	2 x Custo da Implantação
Operação da pré concentração (USD/t)	0,45
Implantação da usina (MUSD)	68,61 x Produção <sup>0,72</sup>
Operação da usina (USD/t)	17,99 x Produção <sup>(-0,448)</sup>
Implantação da barragem de rejeitos (MUSD/10 Mt de rejeitos)	3

Fonte: AUSIMM 1993

A tabela 9 mostra os custos de capital (CAPEX) e operacionais (OPEX) para uma produção de 184 t/h, a um rendimento operacional da usina de 90%, ou seja, 7.884 horas/ano, comparando os valores para um circuito convencional e para um circuito com pré concentração. O CAPEX da barragem foi estimado com a vazão de rejeitos da flotação com uma projeção para 20 anos.

**Tabela 9 – CAPEX e OPEX dos circuitos de beneficiamento**

Custo	Custo convencional (USD)	Custo com pré concentração (USD)
Implantação da pré concentração	-	375.000
Demais equipamentos e prédios da pré concentração	-	750.000
Operação da pré concentração	-	443.475
Implantação da usina	89.718.852	63.535.503
Operação da usina	22.097.594	27.390.232
Implantação da barragem de rejeitos	71.902.080	42.100.560
Total	183.718.526	134.594.770

Fonte: Elaboração própria

Ainda que a pré concentração inclua custos extras de implantação na usina, prova-se que é benéfica aos custos totais uma vez que há poupança de capital no que diz respeito à barragem de rejeitos. A economia nesta simulação chega a US\$ 49,1 milhões. Quanto ao cobre que se perde com os grossos da jigagem, cerca de 0,14 t/h ou 1.100 toneladas do metal por ano (se rendimento operacional da usina for de 90%) deixam de ser concentradas. Dado a média do preço de venda do cobre metálico nos últimos 10 anos de US\$ 6.695/t (MACROTRENDS 2018) e o preço de custo de refino US\$ 0,06/lb (RUDDENO 2012) ou US\$ 133,33/t para a transformação em cobre metálico (fator inerente à recuperação metalúrgica), estima-se uma perda próxima a US\$ 7 milhões ao ano, se todo o metal do rejeito grosso da jigagem conseguisse ser concentrado.

## 5 CONCLUSÕES

A pré concentração por jigue se mostrou bastante eficaz, uma vez que reduziu a massa processada na usina em 38% e aumentou o teor de cobre do produto da moagem em 50%. Além disto, foram mostrados os ganhos relacionados à redução de custos, sobretudo no armazenamento de finos em barragem de rejeitos, de quase US\$ 50 milhões. Vale lembrar que custos relativos aos passivos ambientais – que para uma menor área afetada, será menor – não foram considerados. Por sua vez, a flotação não se mostrou tão eficiente, já que a recuperação metalúrgica do circuito com pré concentração foi de 85,9% contra 97,5% do circuito convencional, o que revelou uma baixa dosagem de reagentes, especialmente de coletor, na flotação com o produto pré concentrado. Portanto, a pré concentração é uma alternativa que pode ser viável quando se almeja reduzir os custos operacionais da usina e obter um produto final de maior teor.

## REFERÊNCIAS

ALL MINERAL. Product information. Disponível em: <[http://www.allmineral.com/fileadmin/user\\_upload/allmineral/pdf/allmineral\\_productinfo\\_gb.pdf](http://www.allmineral.com/fileadmin/user_upload/allmineral/pdf/allmineral_productinfo_gb.pdf)>. Acesso em: 15 nov. 2018.

AUGUSTO, A. I. C.; REGO, R. S. E. S.; **Projeto Boa Esperança – Mineração Caraíba S.A.** Câmara dos Centros de Apoio Operacional. Ministério Público do Estado do Pará. Belém, 28 out. 2010, p. 1-12.

AUSIMM. **Cost Estimation Handbook for the Australian Mining Industry.** The Australian Institute of Mining and Metallurgy, Parkville, Vic., Australia, 1993.

BAMBER, A. S.; **Integrated mining, pre-concentration and waste disposal systems for the increased sustainability of hard rock metal mining.** A thesis submitted in fulfillment of the requirements for the degree of Doctor of Philosophy in The Faculty of Graduate Studies (Mining Engineering) University of British Columbia (vancouver), abr. 2008, p. 148-175.

BERGERMAN, M. G. et al.; Redução do consumo de energia de circuitos de moagem com a utilização de pré-concentração de minerais sulfetados. Instituto de Ciência e Tecnologia – Universidade Federal de Alfenas. **Holos** 2014, p. 176-182.

CETEM. **Tratamento de Minérios.** 4ª Edição. Rio de Janeiro, 2004, p. 197-204.

CHAVES, A . P.; PERES, A. E. C. **Britagem, Peneiramento e Moagem.** In: CHAVES, A P. et al. Teoria e prática do tratamento de minérios, São Paulo, Oficina de Textos, 2012, v. III, p. 198-271.

CHAVES, A . P.; **A Flotação no Brasil.** In: CHAVES, A P. et al. Teoria e prática do tratamento de minérios, São Paulo, Oficina de Textos, 2013, v. IV, p. 9-39.

CHAVES, A . P.; FILHO, R. C.; **Separação Densitária.** In: CHAVES, A P. et al. Teoria e prática do tratamento de minérios, São Paulo, Oficina de Textos, 2013, v. VI, p. 37-76.

CRESSWELL, G. M.; **Pre-concentration of base metal ores by dense medium separation**. SAIMM Copper, Cobalt, Nickel and Zinc Recovery Conference. SECTION: Mineral Processing, jul. 2001, p. 10.

DNPM. Departamento Nacional de Produção Mineral. **Sumário Mineral 2017**. Coordenadores: Thiers Muniz Lima, Carlos Augusto Ramos Neves. Brasília: DNPM, 2018, p. 11-21.

ERO COPPER CORP. **Feasibility Study Technical Report for the Boa Esperança Copper Project, Pará State, Brazil**. Report Prepared by SRK Consultores do Brasil LTDA. SRK Project Number: 031.14, jun. 2017, p. ii – xvii.

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, p. 8-12. Disponível em: <<https://www.ceedthefuture.org/wp-content/uploads/2015/06/IMPC-2014-Pre-concentration-Paper-Revision-CEEC-150825.pdf>>. Acesso em: 15 nov. 2017.

INFOMINE INC; **Mineração Caraíba S/A**. Disponível em: <<http://brasil.infomine.com/careers/eoc/mineracaocaraiba.asp>>. Acesso em: 28 ago. 2018.

KLEIN, B.; **Energy efficiency technologies for the mining industry**. In: CIM CONFERENCE, 2010, Vancouver. Proceedings. Westmount: CIM, 2010, p. 10-30.

LEAL FILHO, L.S. **Texto com notas de aula da disciplina PMI 3808. Flotação de sulfetos e elementos nativos** do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. 2018, p. 1-5.

LIDE, D.R. (ed.); **CRC Handbook of Chemistry and Physics**. 79th ed. Boca Raton, FL: CRC Press Inc., 1998-1999., p. 4-56.

MACROTRENDS. **Copper Prices - 45 Year Historical Chart**. Disponível em: <<https://www.macrotrends.net/1476/copper-prices-historical-chart-data>>. Acesso em: 18 nov. 2018.

MINAS DO CAMAQUÃ. **História da CBC**. Disponível em: <<http://www.visiteminasdocalmaqua.com/historiacbc.html>>. Acesso em: 11 set. 2018.

NANKRAN; M.A.; BERGERMAN, M.; MIRANDA, A.; OLIVEIRA, J.; SOUZA, M.; BATISTA FILHO, J.; CARDOSO, W.; **Controle Operacional da Usina do**

**Sossego.** Diretoria do Departamento de Operações de Não Ferrosos de Carajás, Gerência de Processo do Cobre, Mina do Sossego - Cia. Vale do Rio Doce - Canaã dos Carajás, PA. XXII ENTMME / VII MSHMT – Ouro Preto-MG, novembro 2007, p. 4-5.

RODRIGUES, A. F. da S.; HEIDER, M.; FONSECA, D. S.; **Economia Mineral do Brasil – 2009.** Cap. 4 – Mineração de Metais Não-Ferrosos. 4.3 – Cobre, p. 224-225. Disponível em: < [https://sistemas.dnpm.gov.br/publicacao/mostra\\_imagem.asp?IDBancoArquivoArquivo=3982](https://sistemas.dnpm.gov.br/publicacao/mostra_imagem.asp?IDBancoArquivoArquivo=3982)>. Acesso em: 15 nov. 2018.

RUDENNO, V.; **The mining valuation handbook: mining and energy evaluation for investors and management.** Austrália, 2012, p. 170-172.

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, 4<sup>a</sup> edição, p. 1-12. São Paulo, 2018.

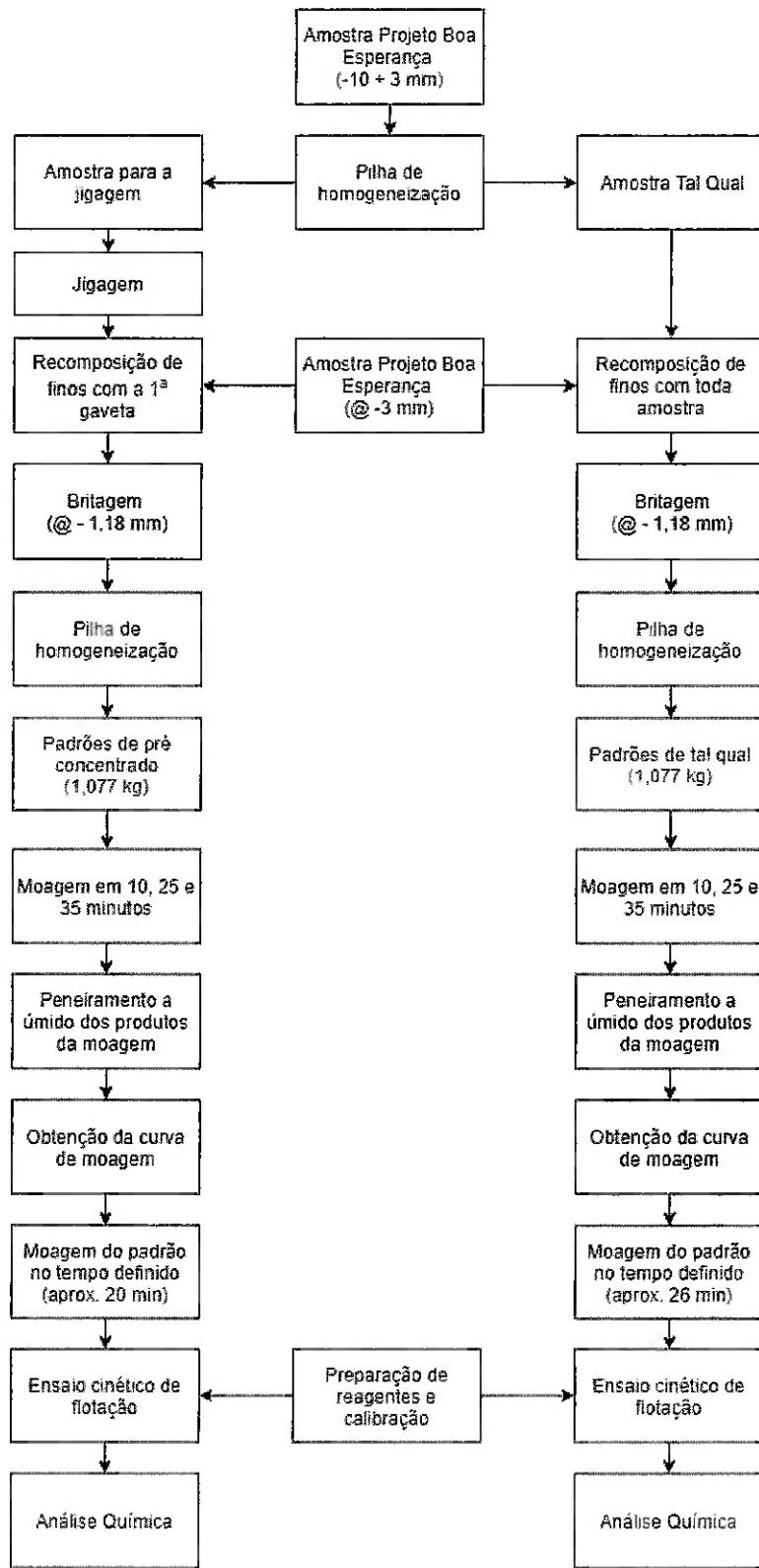
SILVA, R. B da; ANGULO, S. C.; PILEGGI, R. G.; SILVA, C. O.; **Concretos secos produzidos com agregados reciclados de RCD separados por densidade.** Ambiente Construído, Porto Alegre, v. 15, n. 4, p. 335-349, out./dez. 2015..

WILLIAMS, P.J.; BARTON, M.D.; JOHNSON, D.A.; FONTBOTÉ, L.; de HALLER, A.; MARK, G.; OLIVER, N.H.S.; MARSCHIK, R.. **Iron oxide copper-gold deposits: Geology, space-time distribution, and possible modes of origin: Economic Geology.** 100th Anniversary Volume, 2005, p. 371– 405.

YUNSEL, T. Y.; ERSOY, A.; **Geological Modeling of Rock Type Domains in the Balya (Turkey) Lead-Zinc Deposit Using Plurigaussian Simulation.** Central European Journal of Geosciences. Research Article. Turquia, 13 dez. 2012, p. 1-2.

## APÊNDICES

### Apêndice A – Fluxograma dos ensaios



## Apêndice B – Moagem

### 1. Moagem do pré concentrado no tempo de 10 minutos

Malha (µm)	Massa (g)	%Retido simples	%Retido acumulado	%Passante acumulado
212	79,07	7,39	7,39	92,61
150	187,06	17,49	24,89	75,11
106	205,18	19,19	44,07	55,93
75	117,06	10,95	55,02	44,98
-75	481,01	44,98	100,00	-
Total	1069,38	100,00		

### 2. Moagem do pré concentrado no tempo de 25 minutos

Malha (µm)	Massa (g)	%Retido simples	%Retido acumulado	%Passante acumulado
212	2,09	0,19	0,19	99,81
150	20,05	1,86	2,05	97,95
106	72,54	6,72	8,77	91,23
75	330,49	30,63	39,40	60,60
-75	653,98	60,60	100,00	-
Total	1079,15	100,00		

### 3. Moagem do pré concentrado no tempo de 35 minutos

Malha (µm)	Massa (g)	%Retido simples	%Retido acumulado	%Passante acumulado
212	0,6	0,06	0,06	99,94
150	5,88	0,54	0,60	99,40
106	29,9	2,75	3,35	96,65
75	113,79	10,48	13,82	86,18
-75	936,11	86,18	100,00	-
Total	1086,28	100,00		

### 4. Moagem da tal qual no tempo de 10 minutos

Malha (µm)	Massa (g)	%Retido simples	%Retido acumulado	%Passante acumulado
212	220,51	20,47	20,47	79,53
150	223,04	20,71	41,18	58,82
106	157,07	14,58	55,77	44,23
75	66,43	6,17	61,94	38,06
-75	409,95	38,06	100,00	-
Total	1077	100,00		

5. Moagem da tal qual no tempo de 25 minutos

Malha (µm)	Massa (g)	%Retido simples	%Retido acumulado	%Passante acumulado
212	5,05	0,47	0,47	99,53
150	40,49	3,76	4,23	95,77
106	184,37	17,12	21,35	78,65
75	107,81	10,01	31,36	68,64
-75	739,28	68,64	100,00	-
Total	1077	100,00		

6. Moagem da tal qual no tempo de 35 minutos

Malha (µm)	Massa (g)	%Retido simples	%Retido acumulado	%Passante acumulado
212	1,1	0,10	0,10	99,90
150	14,29	1,33	1,43	98,57
106	119,26	11,07	12,50	87,50
75	78,03	7,25	19,75	80,25
-75	864,32	80,25	100,00	-
Total	1077	100,00		

## Apêndice C – Verificação de P<sub>75</sub>

### 1. Verificação do P<sub>75</sub> para o produto tal qual

Malha (µm)	Massa (g)	Retido simples (%)	Retido acumulado (%)	Passante acumulado (%)
212	1,76	0,16	0,16	99,84
150	23,96	2,22	2,39	97,61
106	116,82	10,85	13,23	86,77
-106	934,36	86,76	100,00	-
Total	1077	100,00		

### 2. Verificação do P<sub>75</sub> para o produto pré concentrado

Malha (µm)	Massa (g)	%Retido simples	%Retido acumulado	%Passante acumulado
212	4,00	0,37	0,37	99,63
150	43,52	4,04	4,41	95,59
106	124,73	11,58	15,99	84,01
-106	904,75	84,01	100,00	-
Total	1077	100,00		

Apêndice D – Análise química de todos elementos

