



**UNIVERSIDADE FEDERAL DO PARÁ**

**INSTITUTO DE TECNOLOGIA  
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA INDUSTRIAL**

**WILLIAM THIAGO DE SOUSA DA SILVA**

**CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA E FLOTAÇÃO CATIONICA  
REVERSA DO JASPILITO DE CARAJÁS**

**BELÉM-PA**

**2018**

**WILLIAM THIAGO DE SOUSA DA SILVA**

**CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA E FLOTAÇÃO CATIONICA  
REVERSA DO JASPILITO DE CARAJÁS**

Dissertação apresentada como requisito parcial para obtenção do título de mestre, pelo Programa de Pós-Graduação em Engenharia Industrial da Universidade Federal do Pará.

Orientador: Prof. Dr. Denílson da Silva Costa.

Co-Orientador: Prof. Dr. José Elisandro de Andrade.

**BELÉM - PARÁ**

**2018**

Dados Internacionais de Catalogação na Publicação (CIP)  
Sistema de Bibliotecas da Universidade Federal do Pará  
Gerada automaticamente pelo módulo Ficat, mediante os dados fornecidos pelo(a) autor(a)

---

S586c Silva, William Thiago de Sousa da  
Caracterização tecnológica e flotação catiônica reversa do jaspiloto de Carajás / William Thiago de Sousa da Silva. — 2018  
83 f. : il. color

Dissertação (Mestrado) - Programa de Pós-graduação em Arquitetura e Urbanismo (PPGAU), Instituto de Tecnologia, Universidade Federal do Pará, Belém, 2018.

Orientação: Prof. Dr. Denilson da Silva Costa

Coorientação: Prof. Dr. José Elisandro.

1. Tecnologia Mineral. I. Costa, Denilson da Silva, *orient.* II. Título

---

CDD 620

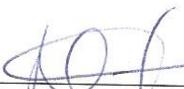
WILLIAM THIAGO DE SOUSA DA SILVA

**CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA E FLOTAÇÃO CATIONICA  
REVERSA DO JASPILITO DE CARAJÁS**

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Industrial do Instituto de Tecnologia da Universidade Federal do Pará como requisito para obtenção do grau de Mestre em Engenharia Industrial na Área de Materiais e Metalurgia.

Data de aprovação: 09 de março de 2018

Banca examinadora:

 _____ Prof. Dr. Denilson da Silva Costa	– Orientador PPGEI/ITEC/UFPA
 _____ Prof. Dr. Roberto Tetsuo Fujiyama	– Membro Interno PPGEI/ITEC/UFPA
 _____ Prof. Dr. Tarciso Silva de Andrade Filho	– Membro Externo PPGQ/UNIFESSPA

*Dedico ao meu pai Zé Miúdo e minha mãe Sônia por serem minhas referências na vida. Dedico também à minha esposa Carmem Carolinne, pelo apoio incondicional e aos meus filhos José Henrique e Davi Guilherme que me deram, mesmo sem saber, a força que eu precisava para trilhar este nobre caminho.*

## AGRADECIMENTOS

À Deus pela saúde, provisão e pelas bênçãos.

Ao meu orientador pela enorme contribuição a este trabalho, e pela grande amizade que temos.

À empresa Vale S.A. pelo fornecimento das amostras.

Ao Eng. de Minas Renan Tourinho da Vale, ao Téc. especialista Roni da Vale e ao Professor Gracílio por me ajudarem a obter as amostras.

À empresa Akzo Nobel por fornecer gentilmente os reagentes coletores utilizados neste trabalho.

À Téc. de Laboratório Ana Luíza pelas dicas, ajuda e paciência que teve enquanto esteve à frente do Lab. de Tratamento de Minérios da UNIFESSPA.

Ao Jailson Sousa e Ricardo Melo por me ajudarem na flotação.

Ao Prof. Geanso Moura pela ajuda com os ensaios de DRX.

À professora Gilmara Feio pela ajuda com a Microscopia ótica.

À Geóloga Soraya Abreu pelos materiais bibliográficos disponibilizados e pelos debates que tivemos.

À Téc. de Laboratório Flavia Afonso pela confecção das seções polidas.

Aos meus colegas de turma PPGEI / UFPA pela excelente experiência compartilhada e a todos os docentes do programa pelo conhecimento repassado.

A minha família que sempre me incentivou a estudar. Sou eternamente grato ao meu pai, minha mãe, minha madrinha Célia e meus irmãos Fabrício, Fabrina, Fagner e Luana por tudo que representam para mim. Agradeço também ao meu sogro Rosivaldo e minha sogra Iracema meus cunhados Giselle e Bruno e ao meu amigo Magno Vieira.

A todos os meus amigos da Engenharia de Minas 2010 em especial aos meus amigos Gogó e Maranhão.

Deixo também minha gratidão a toda a equipe da SINFRA, da qual tenho orgulho de fazer parte, em especial aos meus amigos Dhonny Lima, Douglas Martins, Lucas França, Núbia Barreto e Tiago Garcia pela motivação.

## RESUMO

O presente estudo apresenta a caracterização tecnológica do jaspilito de Carajás e a concentração do ferro presente na rocha por meio da flotação do quartzo. Na mineração de ferro dos projetos em operação na formação Carajás, reservas minerais exploradas pela empresa Vale S. A., o jaspilito é uma rocha que ocorre como associado ao minério lavrado e atualmente é tratado como material estéril devido ao teor de ferro ser bem inferior ao do minério lavrado, além da alta resistência mecânica. A hematita friável e o minério compacto são os minérios explorados atualmente, e por possuírem elevados teores de metal não demandam processos de concentração. Chama a atenção neste caso, o teor considerável de óxidos de ferro presentes nos jaspilitos de Carajás que está em torno de 50% e a alta pureza da rocha considerando que 97% da composição mineralógica basicamente são minerais de ferro e quartzo. Esta pureza e a baixa alteração geológica dos jaspilitos analisados no presente trabalho, são fatores importantes que podem contribuir para sua concentração por flotação. Isto porque, teoricamente, quanto menor for a quantidade de espécies minerais presentes na polpa, melhor tende a ser o processo de separação e quanto menor o grau de alteração (intemperismo e/ou metamorfismo) dos minerais, melhores são as atuações dos reagentes que atuam na superfície destes minerais. Para a caracterização do material foi realizada análise granulométrica, densidade, análise química, difração de raios-X, microscopia ótica e Work Index da moagem. Para a flotação em bancada foram analisados 3 reagentes coletores a base de aminas (catiônicos) em testes com e sem deslamagem. Os resultados mostraram-se satisfatórios para os coletores analisados, sendo que a maior recuperação metalúrgica e teor do concentrado obtido foram alcançados pelo coletor LILLAFLOT 811M para o teste com deslamagem.

**Palavras chave:** Caracterização tecnológica, Jaspilito, Carajás, Flotação.

## ABSTRACT

The present study presents the technological characterization of Carajás jaspilite and the concentration of iron present in the rock by means of quartz flotation. In the iron mining of the projects in operation in the Carajás formation, mineral reserves exploited by the company Vale SA, the jaspilite is a rock that occurs as associated with the plowed ore and is currently treated as a sterile material because of the iron content being inferior to the one of the ore mechanical strength. The friable hematite and the compact ore are the ores currently exploited and have high levels of metal and do not require processes of concentration. Attention is drawn to the considerable content of iron oxides present in this rock, which is around 50% and the purity of the rock, considering that 97% of the mineralogical composition is basically iron and quartz minerals. This purity and the low alteration of Carajás jaspilites analyzed in the present work are important factors that can contribute to flotation. This is because, theoretically, the lower the amount of mineral species present in the pulp the better the separation process, and the lower the degree of alteration (weathering and / or metamorphism) of the better minerals, the better the reactivity of the surface of these minerals. For the characterization of the material was carried out granulometric analysis, density, chemical analysis, X-ray diffraction, optical microscopy and milling work index. For the bench flotation, 3 amine (cationic) collecting reagents were analyzed in tests with and without delamination. The results were satisfactory for the collectors analyzed, and the highest metallurgical recovery and the concentrate content obtained were achieved by the LILLAFLOT 811M collector for the delamination test.

Keywords: Technological characterization, jaspilite, Carajas, Flotation.

## SUMÁRIO

<b>1. INTRODUÇÃO .....</b>	<b>13</b>
<b>2. OBJETIVOS .....</b>	<b>14</b>
2.1. OBJETIVO GERAL .....	14
<b>2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....</b>	<b>14</b>
<b>3. JUSTIFICATIVA.....</b>	<b>15</b>
<b>4. REFERENCIAL TEÓRICO.....</b>	<b>16</b>
4.1. GEOLOGIA.....	16
4.1.1. Geologia Regional .....	16
4.1.2. Geologia Local .....	18
4.2. CARACTERIZAÇÃO DE MINÉRIOS.....	19
4.2.1. Aspectos gerais .....	19
4.2.2. Análise granulométrica e modelos estatísticos.....	19
4.2.3. Microscopia Ótica.....	21
4.2.4. Difração de Raios-X .....	23
4.2.5. Fluorescência de Raios-X.....	24
4.2.6. Cominuição.....	26
4.2.6.1. Work Index e Consumo energético na moagem .....	29
4.2.6.2. Grau de liberação .....	31
4.2.6.3. Liberação do Quartzo .....	33
4.3. CONCENTRAÇÃO POR FLOTAÇÃO.....	34
4.3.1. Princípios da Flotação .....	34
4.3.2. Máquinas de flotação.....	35
4.3.3. Reagentes da Flotação .....	38
4.3.4. Circuitos de flotação .....	41
<b>5. METODOLOGIA .....</b>	<b>42</b>
5.1. CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA.....	42
5.1.1 Recursos Laboratoriais .....	42
5.1.2. Amostras.....	42
5.1.3. Análise granulométrica e densidade .....	44
5.1.4. Microscopia ótica .....	44
5.1.5. Difração de Raios-X .....	44
5.1.6. Fluorescência de Raios-X.....	45
5.1.7. Ensaios de Work Index (WI).....	45

5.2.	FLOTAÇÃO .....	47
5.2.1.	Preparação dos reagentes .....	47
5.2.2.	Ensaios de flotação .....	48
5.2.3.	Fluxograma da metodologia .....	50
<b>6.</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÕES .....</b>	<b>51</b>
6.2.	CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA.....	51
6.2.1.	Análise Granulométrica e densidade .....	51
6.2.2.	Microscopia Ótica.....	55
6.2.3.	Análise química .....	58
6.2.4.	Difração de raios-X .....	60
6.2.5.	Work Index de Bond .....	61
6.2.5.1.	Primeiro Ensaio do Work Index de Bond .....	61
6.2.5.2.	Segundo Ensaio do Work Index de Bond .....	62
6.2.5.3.	Determinação do WI e Consumo de energia na moagem.....	62
6.3.	FLOTAÇÃO .....	64
6.3.1.	Análise química das alimentações e afundados da flotação .....	64
6.3.2.	Deslamagem .....	64
6.3.3.	Difratogramas das alimentações e dos produtos da flotação ( <i>Rougher</i> ) .....	65
6.3.4.	Recuperação mássica .....	67
6.3.5.	Recuperação metalúrgica, teor de sílica e teor de ferro.....	67
<b>7.</b>	<b>CONCLUSÃO .....</b>	<b>71</b>
<b>8.</b>	<b>SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....</b>	<b>72</b>
<b>9.</b>	<b>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>73</b>
<b>10.</b>	<b>ANEXOS.....</b>	<b>81</b>
	ANEXO I - ANÁLISE QUÍMICA COMPLETA DO JASPILITO DA ALIMENTAÇÃO E AFUNDADOS DA FLOTAÇÃO .....	81
	ANEXO II – GRÁFICOS DA DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA APÓS A BRITAGEM.....	82

## LISTA DE FIGURAS

Figura 01 - Mapa geológico do domínio Carajás .....	17
Figura 02 - Microscópio óptico de luz refletida. ....	22
Figura 03 - Representação da difração de Raios-X por dois planos paralelos de átomos separados por uma distância $d$ .....	23
Figura 04 - Representação da emissão de energia (Fluorescência) de um átomo excitado....	25
Figura 05 - Esquema básico do processo FRXDE .....	26
Figura 06 - O processo de compressão. ....	27
Figura 07 - O processo de impacto .....	28
Figura 08 - O processo de abrasão .....	28
Figura 09 - Interior do moinho de bolas e os diferentes processos cominuição.....	29
Figura 10 - Partícula liberada (à esquerda) e partícula mista (à direita).....	32
Figura 11 - Células pneumáticas: alguns modelos existentes e nomes comerciais .....	36
Figura 12 - Representação de uma célula mecânica de flotação (Modelo Wemco).....	37
Figura 13 - Representação de uma coluna de flotação .....	38
Figura 14 - Adsorção do coletor na superfície de um mineral .....	39
Figura 15 - Estrutura geral do amido, principal depressor do ferro na flotação do quartzo...40	
Figura 16 - Circuito de flotação típico .....	41
Figura 17 - Amostras de jaspilito pouco alterado.....	42
Figura 18 - Fragmento de amostra.....	43
Figura 19 - Britador de mandíbula utilizado .....	43
Figura 20 - Agitador de peneiras utilizado .....	46
Figura 21 - Célula de flotação utilizada.....	48
Figura 22 - Fluxograma simplificado da metodologia dos estudos realizados .....	50
Figura 23 - Distribuição granulométrica acumulativa.....	52
Figura 24 - Distribuição granulométrica acumulativa a partir do modelo de Rosin Rammler e Bennet (RRB) .....	54
Figura 25 - Fotomicrografia ampliada do bandamento composicional regular do jaspilito...55	
Figura 26 - Fotomicrografia ampliada da interface de minerais silicosos e opacos.....	56
Figura 27 - Fotomicrografia ampliada (escala em 0,1 mm) da banda de minerais opacos ....	56
Figura 28 - Fotomicrografia ampliada (escala em 0,1 mm) da banda de minerais silicosos..57	
Figura 29 - Difratoograma do Jaspilito (M: magnetita, Q: quartzo, H: hematita, G: goethita)60	
Figura 30 - Quantificação das fases minerais por Rietveld.....	61

Figura 31 - Difratoograma para as amostras sem deslamagem (Q - Quartzo) .....	66
Figura 32 - Difratoograma para as amostras com deslamagem (Q - Quartzo).....	66
Figura 33 - Recuperação metalúrgica, teor de sílica e teor de ferro da flotação em bancada	68

## LISTA DE TABELAS

Tabela 01 - Série Tyler com valores das aberturas correspondentes em milímetros, micrometros e polegadas .....	20
Tabela 02 - Distribuição do consumo de energia na Erie Mining Co, Minnesota, Estados Unidos.....	30
Tabela 03 - Corpos moedores no moinho de bolas .....	45
Tabela 04 - Malhas utilizadas na análise granulométrica da alimentação.....	46
Tabela 05 - Malhas utilizadas na análise granulométrica do produto .....	46
Tabela 06 - Tabela de distribuição granulométrica na série Tyler .....	51
Tabela 07 - Parâmetros calculados para cada modelo .....	52
Tabela 08 - Medidas de verificação dos modelos.....	53
Tabela 09 - Minerais e cores características no MOLR .....	58
Tabela 10 - Maiores reservas de minério de ferro e os respectivos teores médios de ferro ...	59
Tabela 11 - Classificação do material com base no WI da moagem.....	63

## 1. INTRODUÇÃO

A exploração de recursos minerais de maneira eficiente, econômica e sustentável é um grande desafio da indústria mineral para o médio e longo prazo. O beneficiamento de rejeitos, a exploração e concentração de teores menores, e até mesmo o aproveitamento de materiais considerados estéreis estão sendo estudados a fim de se traçar rotas de processamento para o devido aproveitamento econômico. Porém, é necessário um conhecimento aprofundado do material em questão no que tange suas propriedades físicas, químicas e metalúrgicas assim como os processos aplicados e os parâmetros necessários para uma produção viável.

O desenvolvimento de tecnologia para o aproveitamento de rejeitos e de materiais estéreis dilata a vida útil dos projetos de mineração e geram empregos e arrecadação por um período maior. No caso de Carajás, este impacto seria enorme em virtude da imensa quantidade de jaspilito e por haver boa parte da estrutura necessária para uma provável produção de concentrado de ferro a partir do jaspilito a longo prazo, considerando que há grandes projetos de mineração de ferro instalados.

Em 2014 a produção brasileira de ferro foi de 411,8 milhões de toneladas, representando 12,8% da produção mundial e apesar da baixa no preço do minério de ferro naquele ano a produção equivaleu a R\$ 54,7 bilhões de reais (DNPM, 2015). É evidente a importância da mineração de ferro na economia brasileira. Neste cenário, o estado do Pará foi responsável por 29,2% da produção nacional naquele ano, o que corresponde a 3,73 % do que foi produzido em todo o mundo.

A caracterização e a flotação em bancada do jaspilito possui uma grande relevância científica, pois pouco se conhece sobre a engenharia mineral e metalúrgica dessa rocha. Há na literatura vários trabalhos que tratam do contexto geológico e geofísico das BIFs mas alguns pontos foram pouco explorados:

- Qual a energia é necessária para cominuir o material?
- É possível concentrar o metal por flotação?
- Quais os tipos de reagentes e quais parâmetros básicos devem ser utilizados na flotação?

Assim, este tem por objetivo investigar estes tópicos de forma a explorar o material, ampliando-se os conhecimentos e dar início a uma futura rota de processamento para o ferro presente na rocha.

## **2. OBJETIVOS**

### **2.1. OBJETIVO GERAL**

Conhecer as principais propriedades físicas, químicas e metalúrgicas do jaspilite de Carajás a partir da caracterização tecnológica, e posteriormente concentrar o ferro presente nesta rocha através da flotação catiônica reversa.

### **2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS**

- Realizar o estudo de distribuição granulométrica do material após a britagem;
- Determinar a densidade do material;
- Determinar o Work Index do material e a energia consumida na moagem;
- Realizar a caracterização química e mineralógica do jaspilite, aliando a Difração de raios-X (DRX), Análise Química (FRX) e microscopia ótica;
- Realizar a concentração do metal através da flotação catiônica reversa;
- Analisar os produtos da flotação utilizando DRX e FRX.

### 3. JUSTIFICATIVA

O presente trabalho é importante para que se tenha os conhecimentos acerca do jaspilito de Carajás, do ponto de vista físico, químico, mineralógico e metalúrgico que até então foram pouco explorados. Mas não se trata apenas de investigar tais propriedades e características do material, mas também propor um método de concentração do ferro presente na rocha para uma provável rota de processamento futura e conseqüentemente o aproveitamento dessas reservas.

Por conta do teor de ferro muito inferior quando comparado ao minério friável e ao minério compacto, e pela maior dureza, atualmente o jaspilito de Carajás é tratado como estéril, apesar da existência de uma gigantesca quantidade deste material ao longo de toda a formação Carajás. É importante ressaltar a pureza do jaspilito, considerando que cerca de 97% da sua composição ser basicamente  $SiO_2$  e  $Fe_2O_3$  (MACAMBIRA, 2003) com considerável teor de ferro.

Portanto, considerando a finitude dos recursos minerais e a busca constante pela sustentabilidade, o desenvolvimento de possíveis rotas de processamento a fim de possibilitar o beneficiamento para a produção de concentrado de ferro a partir do jaspilito, inicia-se com o conhecimento aprofundado do material e da sua resposta ao processo de flotação propostos neste trabalho.

## 4. REFERENCIAL TEÓRICO

### 4.1. GEOLOGIA

#### 4.1.1. Geologia Regional

O Cráton Amazônico possui extensão aproximada de 4.500.000 km<sup>2</sup>, localizado na parte norte da plataforma sul-americana incluindo a região norte do Brasil. Trata-se de uma placa litosférica continental, dividida em várias províncias de idade arqueana e mesoproterozóica, e teve atividade tectônica estabilizada a cerca de 1 bilhão de anos (BRITO NEVES & CORDANI, 1991). Segundo o modelo de compartimentação proposto por Tassinari e Macambira (2004) o Cráton Amazônico está dividido em seis províncias: província Amazônia Central (2,5 Ga) que inclui a província Carajás, província Maroni-Itacaiúnas (2,25 - 2,0 Ga), província Ventuari-Tapajós (1,95 - 1,80 Ga), província Rio Negro-Juruena (1,80 - 1,55 Ga), província Rondoniana-San Ignácio (1,55 - 1,30 Ga), província Sunsas (1,3 - 1,0 Ga).

A província Carajás está situada na região sudeste do estado do Pará, porção leste-sudeste do Cráton Amazonas, e possui depósitos de ferro, zinco, cobre, ouro e manganês. É definida como sendo a área limitada a leste pelo Rio Araguaia, a oeste pelo Rio Xingu, a norte pela Serra de Bacajá e a sul pela Serra dos Gradaús (DOCEGEO, 1988). Na proposta de Santos (2003) a província Carajás que havia sido integrada a Província Amazônia Central foi individualizada e dividida em: Domínio Rio Maria e Domínio Carajás. Dall'Agnol *et. al.* (2006) e Vasquez *et. al.* (2008) reforçam este entendimento de que existem dois domínios tectônicos na Província Carajás, sendo um a sul denominado Domínio Rio Maria de idade mesoarqueana ao TGGRM, e outro a norte, com evolução no limiar do Neoarqueano (mais recente) denominado Domínio Carajás.

O Domínio Carajás é subdividido em quatro unidades litoestratigráficas sendo elas: Complexo Pium, Complexo Xingu, Grupo Rio Novo e supergrupo Itacaiúnas. Supergrupo Itacaiúnas é formado por sequências metavulcanossedimentares do período neoarqueano, representadas pelos grupos Igarapé Salobo, Grão-Pará, Igarapé Pojuca, Igarapé Bahia, Aquiri e Buritirama e detêm os principais depósitos minerais da Província Carajás (DOCEGEO, 1988).



#### 4.1.2. Geologia Local

Os grandes depósitos de ferro de Carajás pertencem a formação Carajás, uma espessa (100-400m) formação ferrífera bandada e laminada (jaspilitos) localizada no estado do Pará, norte do Brasil. Esta formação aflora quase continuamente por, pelo menos, 260km, em 60 depósitos, distribuídos em três serras principais, São Félix, Leste e Carajás. A última é uma estrutura sinformal sub-dividida em serras Sul e Norte (MACAMBIRA, 2003, resumo).

As rochas portadoras dos depósitos de Carajás formaram-se num intervalo de 90 MA e pertencem a uma unidade maior o Grupo Grão Pará. A formação Carajás é caracterizada pelo minério de ferro friável e minério compacto (com teores elevados) associado a jaspilitos como encaixante com pequenas porções de ferro e quantidades maiores de silícia em sua composição (MACAMBIRA, 2003; LOBATO *et. al.*, 2005).

Formaram-se em um ambiente tectônico continental devido à ausência de rochas típicas da crosta oceânica, o Grupo Grão Pará foi formado sobre rochas siálicas, e peculiaridades da formação Parauapebas. Com base na presença dos jaspilitos, bacias de deposição ampla e de grande estabilidade tectônica, onde as condições ambientais permaneceram estáveis ao longo do tempo garantindo ambiente tectônico tranquilo, e ausência de cadeias montanhosas extensas, a movimentação mais provável é a divergente. O formato alongado e o preenchimento da bacia sugerem uma posição intra-placa. A gênese desses bandamentos se deu por meio de sedimentos químicos, provenientes de atividade marítima, devido à ausência de constituintes clásticos e pouca variação na composição química. Porém, não há um modelo geral para a formação das FFB's (MACAMBIRA, 2003; EICHLER, 1976).

No caso do Grupo Itabira, onde houve deformação e metamorfismo, ocasionou em modificações diversas nas características primárias dos sedimentos originais e deram ao conjunto de rochas um aspecto único quando comparado a outras regiões ferríferas, como é o caso dos jaspilitos anquimetamórficos – metamorfismo extremamente fraco onde as estruturas e texturas primárias são preservadas, ocorre comumente em sedimentos de regiões pouco afetadas por metamorfismo – tais como os de Carajás, Bacias de Transvaal, Hamersley, entre outros que não houve ação tectônica suficiente para promover essas modificações (ROSIERE e CHEMALE JR., 2000).

O bandamento composicional dos jaspilitos está relacionado às bacias sedimentares primitivas hermeticamente fechadas e/ou semi-fechadas, com profundidades superiores a 200m de espessura, onde ocorria precipitação intercalada de bandas silicosas e hidróxidos de ferro decorrentes de condições climáticas sazonais, onde ferro e silício teriam controles paleoambientais relacionados a Eh, aporte do ferro e silício, lixiviação da antiga crosta terrestre e variação do nível de base da bacia de sedimentação. Essas variações seriam responsáveis, tanto

pelo bandamento, como pela diferença de espessura entre as bandas, assim como pelas pequenas variações na mineralogia (QUEIROZ, R, 2015, p. 51).

O Jaspilito e o Itabirito possuem composições mineralógicas muito semelhantes. Rosiere & Chemale Jr. (2000) afirmam que o Itabirito corresponde a jaspilitos metamórficos com alternância de quartzo e óxidos de ferro produto de diagênese e compactação diferencial. O Jaspilito, portanto, é a rocha que dá origem ao Itabirito.

## **4.2. CARACTERIZAÇÃO DE MINÉRIOS**

### **4.2.1. Aspectos gerais**

A caracterização tecnológica de minérios é uma etapa fundamental para o correto dimensionamento da rota de processos, visto que fornece os subsídios mineralógicos, texturais e demais informações pertinentes para o processamento mineral. Para o caso de plantas já em operação é importante para a otimização do rendimento global das mesmas, pois permite identificar ineficiências e perdas nos processos existentes.

A caracterização analisa toda a assembleia mineralógica do material em estudo, define os minerais de interesse e gangas associadas, quantos e quais são os elementos úteis entre os minerais de minério. Define o grau de liberação do mineral de interesse (e/ou da ganga), e diversas propriedades físicas e químicas essenciais para um processamento eficiente em todas as etapas (NEUMANN *et al.*, 2010).

### **4.2.2. Análise granulométrica e modelos estatísticos**

A análise granulométrica de uma amostra mineral é composta pela distribuição dos percentuais em massa dos tamanhos das partículas obtidos no peneiramento que é realizado em peneiras cuja aberturas são padronizadas internacionalmente. São exemplos de peneiras padrão: Série Tyler; U.S. Mesh; Série ASMT; Série BS ; Série IMM (BROCCHI, 2001, apud MOTTA, 2009). “Entende-se por peneiramento, a separação de um material em duas ou mais classes, estando estas limitadas uma superior e outra inferiormente. O material retido na tela da peneira é denominado *oversize* e o passante, *undersize*” (CARRISSO e CORREIA, 2004, p. 217).

A Tabela 01 mostra a série Tyler que é amplamente utilizada no Brasil.

Tabela 01 - Série Tyler com valores das aberturas correspondentes em milímetros, micrometros e polegadas

Abertura (Malha)		Aberturas	
Série Tyler	(mm)	µm	Polegada
2 ½	8,000	8000	5/16
3	6,730	6730	0,265
3 ½	5,613	5613	0,221
4	4,800	4800	0,185
5	4,000	4000	0,157
6	3,400	3400	0,131
7	2,840	2840	0,110
8	2,400	2400	0,093
9	2,000	2000	0,079
10	1,700	1700	0,065
12	1,420	1420	0,055
14	1,200	1200	0,046
16	1,000	1000	0,039
20	0,850	850	0,0331
24	0,710	710	0,0278
28	0,600	600	0,0234
32	0,500	500	0,0197
35	0,425	425	0,0165
42	0,355	355	0,0139
48	0,300	300	0,0117
60	0,250	250	0,0098
65	0,212	212	0,0083
80	0,180	180	0,0069
100	0,150	150	0,0058
115	0,125	125	0,0049
150	0,104	104	0,0041
170	0,090	90	0,0035
200	0,074	74	0,0029
250	0,063	63	0,0025
270	0,053	53	0,0021
325	0,045	45	0,0017
400	0,037	37	0,0014
635	0,020	20	0,00079

Fonte: Tabela Krebs Engineers Apud Sampaio e Silva (2010)

O peneiramento pode ocorrer a seco, com a umidade natural do minério, ou a úmido quando ocorre com a adição de água para facilitar a passagem dos finos pelas malhas das peneiras. O peneiramento a úmido é mais eficiente por reduzir o efeito de aglomeração de partículas. Sampaio e Silva (2010), recomendam que o peneiramento seja realizado a úmido com a polpa entre 10 e 15 % de porcentagem de sólidos para melhorar a eficiência do processo.

Geralmente a distribuição granulométrica é feita de forma cumulativa, descrita por uma função  $X(D)$ , onde  $X$  é a fração mássica de partículas com diâmetros inferiores ao  $D$  (diâmetro de cada malha). A função  $X(D)$  pode ser ajustada a modelos estatísticos, que normalmente

são usados para representar essa distribuição granulométrica. Os modelos Rosin Rammler-Bennet (RRB), Gates Gaudim-Shumann (GGS) e Sigmóide são alguns dos modelos estatísticos, compostos por dois parâmetros, que ajustam os resultados de uma análise granulométrica (ALLEN, 1997).

O modelo RRB é dado conforme a Equação 1.

$$X = 1 - e^{-\left(\frac{D}{k}\right)^n} \quad \text{Eq. (1)}$$

Onde:

X – Porcentagem passante acumulada;

D – Abertura da peneira em milímetros (mm);

k, n – Parâmetros da função.

O modelo GGS é dado conforme a Equação 2.

$$X = \left(\frac{D}{k}\right)^n \quad \text{Eq. (2)}$$

Onde:

X – Porcentagem passante acumulada;

D – Abertura da peneira em milímetros (mm);

k, n – Parâmetros da função.

O modelo Sigmoide é dado conforme a Equação 3.

$$X = \frac{1}{1 + \left(\frac{k}{D}\right)^n} \quad \text{Eq. (3)}$$

Onde:

X – Porcentagem passante acumulada;

D – Abertura da peneira em milímetros (mm);

k, n – Parâmetros da função;

### 4.2.3. Microscopia Ótica

Segundo Mansur (2012), a microscopia ótica ou microscopia de luz trata-se da análise de imagens geradas e ampliadas em microscópio ótico por meio de luz transmitida, comum

em materiais translúcidos, através de luz refletida, para o caso de materiais opacos, e outras. A ampliação das imagens é da ordem de 10 a 1.500 vezes.

De acordo com Craig e Vaughan (1994) os dois tipos de microscópio óticos mais utilizados na identificação de minerais são o microscópio de luz transmitida (MOLT) e o microscópio de luz refletida (MOLR) ambos projetados para gerar imagens dentro do espectro visível – compreendido entre o extremo vermelho e o extremo violeta. Estes equipamentos possuem semelhanças no sistema de lentes, polarizador e analisador, porém o sistema de iluminação é diferente pois o MOLT utiliza uma fonte abaixo da amostra e o MOLR utiliza a fonte acima da amostra.

*Figura 02 - Microscópio óptico de luz refletida.*



*Fonte: PCE Iberica S.L (2012) apud Murta (2013)*

O microscópio óptico de luz refletida – MOLR, é importante do ponto de vista econômico pois a imensa maioria dos minérios são compostos por minerais opacos. Quanto ao funcionamento, a luz incide sobre a amostra e é refletida. As propriedades dos minerais analisados no MOLR são qualitativas. Contribuem para a identificação dos minerais as propriedades dependentes da dureza, da estrutura e da morfologia das fases (forma e hábito, clivagem e partição), assim como a textura.

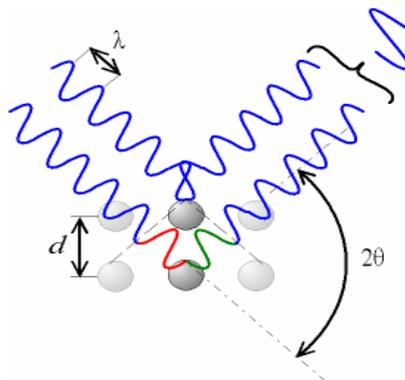
As análises exigem preparação especial das amostras, em secções delgadas (luz transmitida), polidas (luz refletida), ou delgadas polidas (ambas). É possível analisar fragmentos de rochas ou montagens de material particulado, embutido em resinas (geralmente epóxi, acrílica ou poliéster) (NEUMANN *et. al.*, 2010).

Para a caracterização de matérias primas minerais, as principais aplicações da microscopia ótica além da identificação das fases são avaliar as associações, formas de intercrescimento dos minerais, e microestruturas.

#### 4.2.4. Difração de Raios-X

Logo após Wilhelm Conrad Röntgen realizar a descoberta dos raios-X em 1895, Max von Laue e Paul Peter Ewald, perceberam que as estruturas cristalinas dos diversos materiais poderiam ser entendidas através da difração de raios-X (AUTHIER, 2013). A difração é um fenômeno ondulatório que ocorre quando as ondas passam por um orifício ou contornam um objeto cuja dimensão é da mesma ordem de grandeza que o seu comprimento de onda (PECHARSKY e ZAVALIJ, 2004). Houveram os primeiros experimentos que foram realizados por dois alunos de Laue, mas foi um ano depois que William Bragg propôs uma explicação simples para o comportamento dos feixes de Raios-X difratados por um cristal, a partir da teoria tridimensional proposta por Laue. Bragg supôs que os ângulos de incidência e reflexão eram iguais e a disposição dos átomos é considerada como um conjunto de planos com diferentes distâncias interplanares  $d$ ., conforme Figura 03. Os feixes difratados são formados quando as reflexões provenientes dos planos paralelos de átomos produzem interferência construtiva.

*Figura 03 - Representação da difração de Raios-X por dois planos paralelos de átomos separados por uma distância  $d$*



*Fonte: Billinge e Dinnebier (2008)*

A condição para que ocorra difração à partir desse conjunto de planos paralelos de distância interplanar  $d$  é dada conforme a Lei de Bragg, expressa na Equação 5,

$$\sin \theta = \frac{n\lambda}{2d} \quad \text{Eq. (5)}$$

onde  $\theta$  é o ângulo de incidência dos raios-X para os feixes e  $\lambda$  é o comprimento de onda de raios-X.

Os experimentos de difração em policristais é a base da técnica de caracterização de materiais em geral e tem sido usada há décadas com resultados bastante satisfatórios ao fornecer informações precisas sobre a estrutura dos materiais.

Dados de difração são habitualmente registrados praticamente na forma mais simples possível, onde a intensidade espalhada é medida em função de uma única variável independente - o ângulo de Bragg. O que faz com que o experimento difração seja tão poderoso é que diferentes características estruturais de um material produzem efeitos diferentes em vários parâmetros do seu padrão de difração. Por exemplo, a presença de uma fase cristalina é manifestada através de um conjunto discreto de picos de máximas intensidades - as reflexões de Bragg - cada um com uma intensidade específica e local (CARMO, G. R., 2016, p. 33).

O difratograma de raios-X corresponde as informações sobre as intensidades difratadas coletadas pelo detector do Difratometro e representa  $2d \sin\theta = n\lambda$ ,  $hkl = 14$  uma “identidade particular” da amostra. A identificação das substâncias é feita com base nesta peculiaridade sendo que há padrões de difração policristalinos únicos. A análise dos difratogramas obtidos em condições adequadas, através do método de Hugo Rietveld, subsidia informações relevantes sobre a estrutura dos diversos materiais.

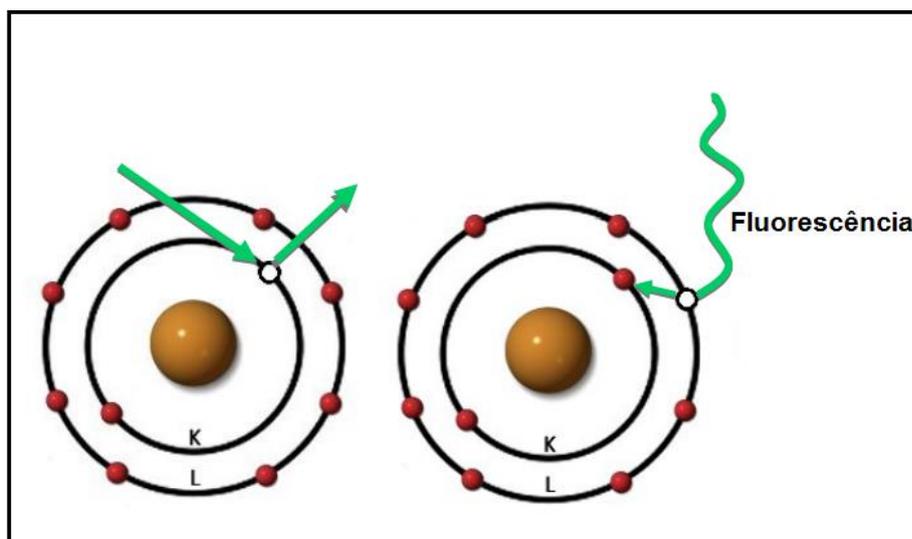
#### **4.2.5. Fluorescência de Raios-X**

A análise por fluorescência de raios-X (FRX) pode ter fins qualitativos ou quantitativos e baseia-se na medição das intensidades dos raios-X característicos emitidos pelos elementos que constituem a amostra, quando excitada por partículas como elétrons, prótons ou íons produzidos em aceleradores de partículas ou ondas eletromagnéticas, além do processo mais utilizado que é através de tubos de raios-X. É uma técnica que permite identificar os elementos químicos presentes bem como o quantitativo de cada um destes elementos em uma amostra de forma não-destrutiva (MELO JÚNIOR, 2007).

Na espectrometria de fluorescência de raios-X os átomos da amostra que se deseja analisar são excitados através de uma fonte de radiação de elevada energia. Quando estes átomos são submetidos à uma fonte de energia externa, eles absorvem a energia, e elétrons migram para as camadas mais elevadas. Posteriormente, estes átomos tendem a realizar emissão de energia e retornar as camadas de origem, ou seja, retornar ao seu estado fundamental. Esta energia da absorção é uma característica específica de cada elemento químico, permitindo a sua identificação e correspondente quantificação (BECKHOFF *et. al.*, 2006).

A Figura 04 exemplifica a energia liberada no retorno de um elétron da camada L para a camada K, emitindo energia por meio de fótons de raios-X (fluorescência).

*Figura 04 - Representação da emissão de energia (Fluorescência) de um átomo excitado*



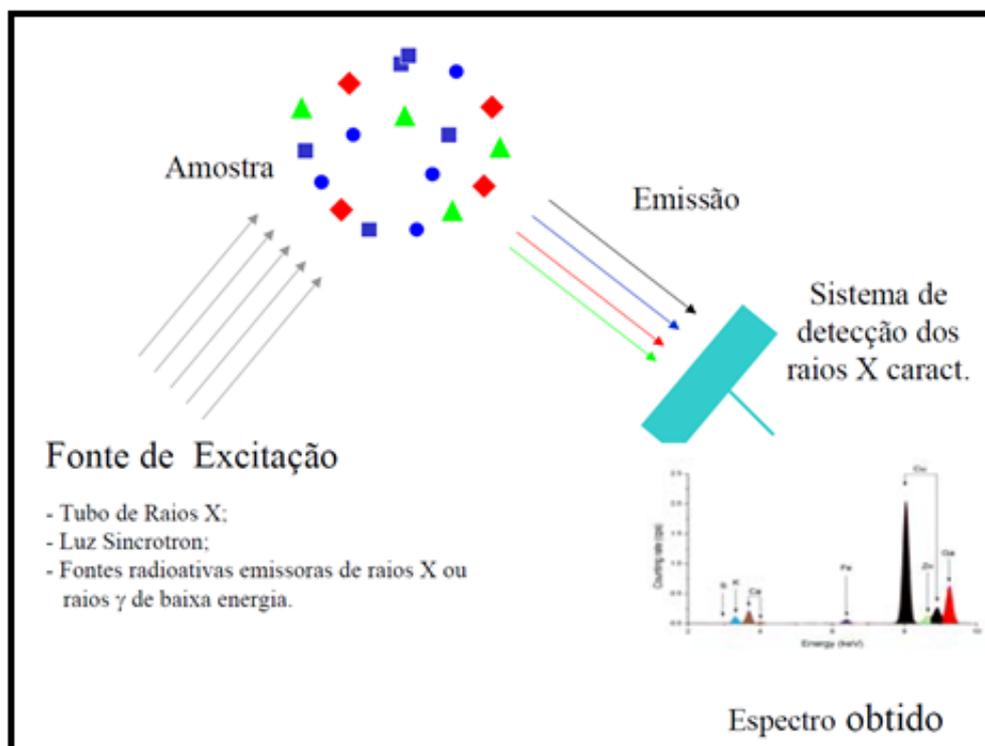
*Fonte: Manual ARL 9900 (2007) adaptado*

A natureza da energia fornecida pode variar dependendo da técnica. Por exemplo, em um experimento de raios-X, expomos os átomos à radiação-X (chamados raios-X primários), enquanto na técnica de emissão óptica utiliza-se uma descarga elétrica ou uma fonte de plasma de alta temperatura para proporcionar certa quantidade de energia (MANUAL ARL 9900, 2007, p. A-1).

A FRX baseia-se na produção e detecção de raios-X, radiações eletromagnéticas de alta frequência com comprimento de onda na faixa de 0,003 a 3nm, característicos, produzidos pelo fenômeno fotoelétrico, emitidos pelos elementos constituintes da amostra quando irradiada com elétrons, prótons, raios-X ou gama com energias apropriadas. A radiação eletromagnética incidente interage com a amostra, podendo ocorrer absorção, emissão e espalhamento de radiação eletromagnética (SKOOG *et. al.*, 2009 apud SANTOS, *et. al.* 2013).

Há várias técnicas de FRX, dentre elas a mais utilizadas é a Fluorescência de raios-X com energia dispersiva (FRXDE). É uma técnica analítica nuclear, instrumental, multielementar e simultânea que se baseia na medição das intensidades de raios-X característicos emitidos pelos elementos que constituem a amostra a partir de excitação por meio de um feixe de raios-X (ALEXANDRE e BUENO, 2006). A Figura 05 mostra o esquema básico do processo FRXDE.

*Figura 05 - Esquema básico do processo FRXDE*



*Fonte: Parreira (2006)*

O sistema é constituído por uma fonte para a excitação da amostra, um detector que identifica e separa os raios X característicos, uma placa multicanal que registra o espectro obtido e a eletrônica necessária para a alimentação do sistema e amplificação dos sinais provenientes do detector (PARREIRA, 2006).

#### 4.2.6. Cominuição

A cominuição, derivada do latim *comminuere*, é o conjunto de operações de redução de tamanho de partículas minerais executado de maneira controlada e de modo a cumprir um objetivo pré-determinado. Isto inclui as exigências de controlar o tamanho máximo dos produtos e de evitar a geração de quantidades excessivas de finos (CHAVES e PERES, 2003).

A fragmentação tem por finalidade reduzir, por ação mecânica externa e algumas vezes interna, um sólido para um tamanho menor. No tratamento de minérios esta operação está dividida em etapas iniciando-se na operação de lavra, por meio do desmonte de rocha, em seguida britagem, e posteriormente moagem.

A importância da operação de fragmentação pode ser percebida em toda a sua magnitude, se for destacado o fato que a maior parte da energia gasta no processamento de minérios é absorvida pela fragmentação. Isso nos leva a supor que grande parte dos custos operacionais de uma usina de tratamento de minérios se deve à fragmentação (FIGUEIRA; LUZ; ALMEIDA, 2010, P. 143)

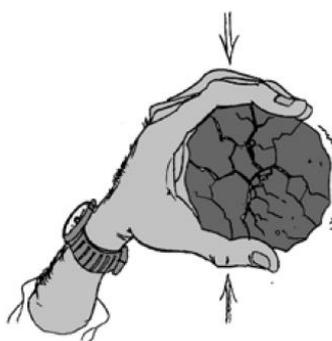
A cominuição de materiais sólidos, por meio da redução do diâmetro de partículas é aplicado para vários objetivos (BERALDO, 1987):

- Processos de beneficiamento de minérios, objetivando atingir uma granulometria ideal ao processo de concentração utilizado e/ou para liberar adequadamente as espécies minerais a serem separadas;
- Processos hidrometalúrgicos, pretendendo alcançar também uma determinada granulometria (não necessitando, porém, chegar-se ao ponto de liberação das espécies minerais) que exponha adequadamente os minerais que serão lixiviados;
- Na indústria química, constituindo um processo necessário para aumentar a área superficial de um sólido, pretendendo aumentar a velocidade de reação;
- Na produção de produtos comerciais, tais como agregados para uso em concreto;
- Na preparação da matéria-prima para processos subseqüentes, tal como no processo de pelotização de minério de ferro;

Segundo Outokumpu (2002) apud Pereira (2004), a cominuição consiste de métodos específicos para redução de tamanho de partículas através da aplicação de pressão (compressão), criação de impacto cinético entre minério e corpo moedor (impacto), ou através de atrito da superfície de partículas do minério com a superfície dos corpos moedores (abrasão).

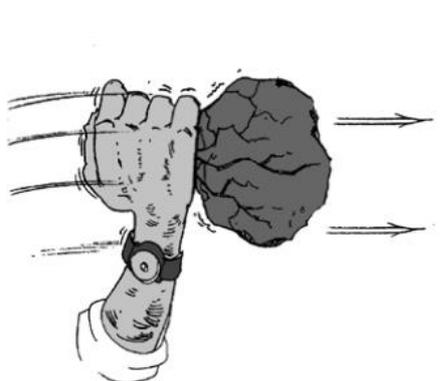
“A compressão ocorre quando a força é aplicada de forma lenta e permite que, com o aparecimento da fratura, o esforço seja aliviado. Assim a força é pouco superior à resistência da partícula [...] impacto acontece quando a força é aplicada de forma rápida e em intensidade muito superior à resistência da partícula”. (BERALDO, 1987). A compressão (Figura 06) produz poucos fragmentos com grandes diâmetros sendo este mecanismo comum na britagem. Já o impacto (Figura 07) ocorre nos moinhos e gera maior quebra do material.

*Figura 06 - O processo de compressão.*



*Fonte: Metso Minerals (2002)*

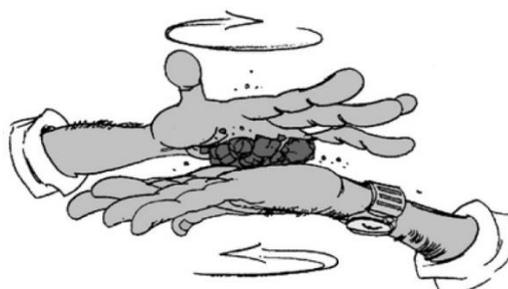
**Figura 07 - O processo de impacto**



**Fonte: Metso Minerals (2002)**

Segundo Bird *et. al* (1960), a abrasão trata-se da força de cisalhamento por atrito da rocha: entre os próprios fragmentos; entre a rocha e os corpos moedores e entre a rocha e o revestimento. Este tipo de mecanismo de cominuição é observado nas operações de moagem, principalmente nas etapas de moagem secundária e de remoagem. A tensão de cisalhamento parece muito com o comportamento reológico de um fluxo não newtoniano, particularmente aquele fluxo chamado de plástico de Bingham.

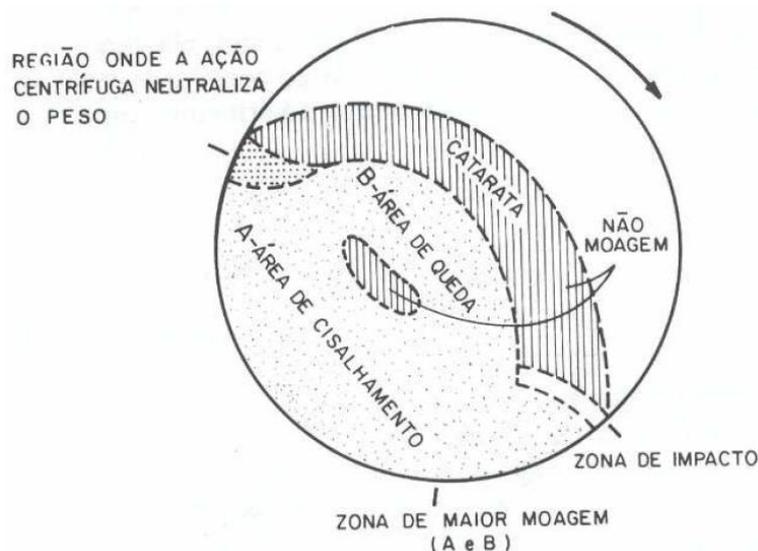
**Figura 08 - O processo de abrasão**



**Fonte: Metso Minerals (2002)**

Na Figura 09, é possível notar os diferentes processos de cominuição que ocorrem no interior do moinho de bolas.

**Figura 09 - Interior do moinho de bolas e os diferentes processos cominuição**



**Fonte: Beraldo (1987)**

Os métodos de cominuição são classificados de acordo com a granulometria do minério em britagem, que engloba o material proveniente do desmonte de rocha (desmonte mecânico ou por explosivo), e moagem, que ocorre a partir da faixa de 3/4" (CHAVES e PERES, 2003). Ambos ocorrem em estágios e a relação de redução depende do tipo de equipamento utilizado.

Segundo Beraldo (1987), os britadores devem ser estruturalmente reforçados, de forma a serem aptos à aplicação de elevados esforços localizados enquanto os moinhos devem ser capazes de distribuir uma grande energia sobre um grande volume de partículas.

As operações de cominuição podem ocorrer a seco (com umidade natural do minério) ou a úmido (com adição de água). Segundo Chaves e Peres (2003), geralmente as operações de britagem ocorrem a seco e a moagem a úmido. Em operações a seco há menor desgaste por abrasão dos revestimentos dos equipamentos de cominuição, e nas operações a úmido há vantagens na facilitação do transporte, controle de poeira e dissipação de calor.

#### **4.2.6.1. Work Index e Consumo energético na moagem**

A moagem é a etapa da fragmentação em que há maior investimento inicial e elevados custos operacionais por conta do consumo energético, e por isso é considerada uma operação essencial para o bom desempenho de uma instalação de tratamento de minérios. A moagem, portanto, deve ser muito bem dimensionada, deve-se escolher bem os equipamentos e a operação da usina ser bem controlada, pois o bom desempenho de uma instalação industrial depende muito da operação de moagem (FIGUEIRA *et. al.* 2010).

O consumo energético é tão alto na cominuição, especialmente na etapa de moagem, que pode alcançar níveis de até 80% do consumo de energia da planta de beneficiamento, conforme exemplificado na Tabela 02.

*Tabela 02 - Distribuição do consumo de energia na Erie Mining Co, Minnesota, Estados Unidos*

Atividade	Consumo (kWh/t)	Percentual
<b>Fragmentação</b>	17,2	80
<b>Concentração</b>	1,5	7
<b>Eliminação do rejeito</b>	1,2	6
<b>Abastecimento de água</b>	1,5	7
<b>Total</b>	21,4	100

*Fonte: Figueira et al. (2010)*

O consumo de energia na moagem pode ser estimado através da terceira lei da cominuição, postulada por F. C. Bond que afirma proporcionalidade inversa entre a energia necessária para a cominuição e a raiz quadrada do tamanho do material, sendo este tamanho 80% passante de uma abertura específica da peneira em micrometros. A lei de Bond (1952) propõe a seguinte Equação 6:

$$WI = E_0 \times \left( \frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad \text{Eq. (6)}$$

Sendo:

WI – Work Index;

$E_0$  – constante;

P – tamanho do produto;

F – tamanho da alimentação.

Com base na Equação 6, admitindo-se o WI (Work Index), ou índice de trabalho, como sendo a energia consumida necessária para reduzir uma tonelada curta (907 kg) de material com partículas de diâmetro teoricamente infinito ( $F=\infty$ ) a um tamanho (80% passante) de 100 micrometros ( $P=100 \mu\text{m}$ ) temos:

$$WI = E_0 \times \left( \frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right) \quad \text{Eq. (7)}$$

$$WI = E_0 \times \frac{1}{10} \quad \text{Eq. (8)}$$

$$E_0 = 10 WI \quad \text{Eq. (9)}$$

Substituindo a constante da Equação 9, na Equação 6 resulta a Equação 10:

$$E = 10 WI \times \left( \frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad \text{Eq. (10)}$$

Na prática laboratorial é utilizada a Equação 11 para o cálculo do Work Index, inclusive na NBR 11376 ABNT. Nesta fórmula são considerados a moabilidade do minério (*Mob*) que seria a quantidade de material reduzida ao passante na malha teste por rotação do moinho, o tamanho da abertura da malha de teste (*Am*) e a conversão de tonelada curta para tonelada métrica, a partir da lei de Bond.

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,23} Mob^{0,82} \left( \frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} \times 1,1 \quad \text{Eq. (11)}$$

Sendo:

WI – Índice de trabalho em Kwh/t;

*Mob* – Moabilidade do minério por rotação do moinho de bolas;

*Am* – Abertura da malha de teste em micrometros

*P* – Abertura da malha em micrometros pela qual passa 80% da massa do produto;

*F* - Abertura da malha em micrometros pela qual passa 80% da massa da alimentação.

A NBR 11376 ABNT determina um moinho de bolas padrão, quantidade e diâmetros dos corpos moedores, a rotação para os ensaios e os demais procedimentos padrões para a determinação do índice de trabalho pelo método direto. Também é possível determinar o WI através do método comparativo que utiliza um minério com valor de WI conhecido como material referência.

#### 4.2.6.2. Grau de liberação

Os minérios na maioria das vezes possuem várias fases (espécies minerais) e pelo menos uma dessas fases tem valor econômico e as fases restantes constituirão a ganga, sem valor econômico. Partículas que possuem apenas uma fase são chamadas partículas liberadas e as partículas que possuem mais de uma fase mineral são partículas compostas (Figura 10). Existem minérios binários, que são aqueles em que há um mineral de interesse e outro mineral

de ganga e também existem minérios de múltiplas fases que podem conter uma ou mais fases de interesse assim como várias gangas associadas. Um Itabirito fresco que contenha basicamente hematita e quartzo em sua composição é um exemplo de minério binário. Porém o Itabirito pode conter hematita, goethita e magnetita como sendo minerais de interesse (pelo fato de conterem o metal ferro) e os minerais argilosos e os silicatos são a ganga (NEUMANN *et al.*, 2010).

*Figura 10 - Partícula liberada (à esquerda) e partícula mista (à direita)*



*Fonte: Chaves (2002)*

O processo de cominuição, no beneficiamento de minérios, visa adequar a granulometria do material presente na rocha para operações de classificação e na finalidade principal de atingir um grau de liberação adequado aos demais processos posteriores sejam de concentração ou adequação de produtos finais acabados (PEREIRA, 1989).

A liberação das partículas permite que a superfície do mineral ou agregado mineral seja totalmente ou pelo menos parcialmente exposta de forma que as propriedades químicas e físicas específicas das partículas possam ser devidamente diferenciadas. A concentração por flotação, que é a mais utilizada atualmente, explora justamente essas peculiaridades superficiais das espécies minerais.

A fragmentação está intrinsecamente associada a liberação das fases minerais. Quanto mais fragmentado for o bloco de rocha maior será a quantidade de partículas livres em meio a quantidade total de partículas, considerando tanto minerais de interesse quanto a ganga. Isso torna imprescindível para a etapa de concentração que se tenha conhecimento das faixas granulométricas necessárias para liberação do mineral de interesse no sentido de evitar a liberação de espécies inúteis e garantir uma boa separação assim como otimizar o processo de moagem e reduzir custos energéticos.

Outro fator preponderante para a limitação da fragmentação do minério ao necessário é o fato de que quanto mais fino estiver o material, em geral, aumenta-se a dificuldade de concentração. De fato, as frações mais finas são, invariavelmente, indesejáveis para os

equipamentos de concentração visto que a separação nessas faixas menores é sempre mais complexa.

O ajuste imprescindível no processo de fragmentação necessário para se atingir os melhores resultados de liberação não é uma tarefa simples de se fazer. Nesse processo, muitas partículas resultantes da fragmentação podem ser de uma única espécie mineral. Entretanto, em função de dois fatores complicadores e independentes um do outro, ou seja, o processo randômico de fratura e as complexidades impostas pela trama das partículas, liberação completa pode nunca ser alcançada. Isso transforma o cálculo do espectro de liberação do produto resultante da fragmentação num problema geométrico de considerável complexidade. (DELBEM, 2010, pag. 28)

#### 4.2.6.3. Liberação do Quartzo

Segundo Chaves (2006), o quartzo é o principal mineral de ganga do minério de ferro e o método mais empregado é a flotação na fração passante em 150  $\mu\text{m}$ .

Simão (2010) realizou ensaios de concentração de minério de ferro por separação magnética de alta intensidade e obteve os melhores resultados na faixa abaixo de 150  $\mu\text{m}$  para a escala piloto. Castro e Cruz (2003) realizaram testes de flotação com o minério de ferro de Vargem grande com o passante de 150  $\mu\text{m}$  e a deslamagem foi realizada em ciclones industriais. Observaram que a divisão da amostra na malha de 38  $\mu\text{m}$  anteriormente à flotação favorecia o desempenho desse processo. Ainda observaram que as frações maiores e menores que 37 $\mu\text{m}$  respondiam de forma diferente às alterações nos parâmetros da flotação (dosagem de coletor, porcentagem de sólidos, entre outros). Com isso, indicaram que a divisão do circuito de flotação fosse feita de acordo com a granulometria da alimentação.

Rodrigues (2016) em seu trabalho analisou o grau de liberação do quartzo presente em diversas amostras dos Itabiritos da mina de Alegria. Na fração inferior a 150  $\mu\text{m}$ , antes mesmo da moagem, já apresentavam valores excelentes para a etapa de concentração, considerando apenas a liberação do Quartzo.

*Quadro 01 - Grau de liberação do quartzo nas frações +150  $\mu\text{m}$ , -150  $\mu\text{m}$  e valor global*

<b>Grau de Liberação (%)</b>			
Alimentação da moagem			
	<b>+0,15mm</b>	<b>-0,15mm</b>	<b>Global</b>
AGEO 72	46,3	94,1	63,9
AGEO 77	31,3	85,7	43,2
AGEO 88	95,7	99,4	98,4
AGEO 91	96,0	99,5	98,2
AGEO 107	43,8	92,0	60,0

*Fonte: Rodrigues (2016)*

Algumas das amostras analisadas em seu trabalho possuíam liberação bem próxima a 100% conforme mostra o Quadro 01.

### 4.3. CONCENTRAÇÃO POR FLOTAÇÃO

#### 4.3.1. Princípios da Flotação

A flotação consiste em um processo de separação que se baseia nas diferenças das características peculiares de superfície das espécies minerais presentes, sendo tal método aplicado em um meio aquoso (CHAVES *et. al.*, 2010). Segundo Hall (1996), para separar partículas minerais dentro da faixa de 10 a 250  $\mu\text{m}$  não há nenhum método mais seletivo e versátil no tratamento de minérios.

Todas as técnicas de separação mineral têm como base uma propriedade física ou química que diferencia as espécies minerais envolvidas. A seletividade do processo de flotação é fundamentada pelo fato de que diferentes minerais podem apresentar distintos graus de hidrofobicidade, isto é, serem molhados pela água em diferente extensão e/ou intensidade. A técnica consiste, basicamente, em introduzir bolhas de ar em vasos (células de flotação ou colunas de flotação) que contêm água misturada aos sólidos, permitindo que as partículas de minerais hidrofóbicos (que apresentam afinidade pelo ar) colidam, sofram adesão às bolhas e flutuem. Paralelamente, as partículas dos minerais hidrofílicos (que têm afinidade pela água), por sua vez, permanecem suspensas no meio aquoso e afundam (CHAVES, 2006; CHAVES *et. al.*, 2010).

A flotação é um processo que envolve fatores físico-químicos complexos. Segundo Baltar (2008), são necessárias três etapas fundamentais para que ocorra o processo de flotação: colisão, adesão e transporte. Todas estas etapas estão diretamente relacionadas à otimização do processo. A colisão é favorecida pela agitação, uma vez que a adesão espontânea depende da interação bolha/partícula, que é favorecida pela hidrofobicidade da partícula, enquanto que o transporte depende da estabilidade do agregado e da espuma. O sucesso da flotação depende, portanto, da harmonia dessas três etapas. A Equação 12 representa a probabilidade de flotação que relaciona as probabilidades de cada etapa como sendo dependentes entre si:

$$P = P_c * P_a * P_t \quad \text{Eq. (12)}$$

Onde:

$P$  = Probabilidade de flotação

$P_c$  = Probabilidade de colisão

$P_a$  = Probabilidade de adesão

$P_t$  = Probabilidade de transporte

A probabilidade de flotação, que é obtida pela combinação de colisão, adesão e transporte, apresentará uma recuperação ineficiente nas duas faixas granulométricas extremas. Assim, para granulometrias muito finas, a flotação pode ser prejudicada pela baixa eficiência no estágio de colisão, enquanto que para partículas grossas, a baixa eficiência nos estágios de adesão e/ou ascensão é fator responsável pelo baixo desempenho da flotação. Segundo Anfruns (1976), os estágios de adesão e ascensão bolha/partícula podem ser beneficiados pela diminuição do tamanho de partícula. O estágio de colisão, ao contrário, é favorecido por um aumento no tamanho de partícula.

Os estágios de colisão e adesão são particularmente importantes visto que o primeiro determina a máxima cinética de flotação (transferência de partículas da polpa para espuma) e o segundo representa um estágio onde alguma redução deste máximo pode ser esperada.

#### 4.3.2. Máquinas de flotação

É condição básica para o sucesso do processo de flotação que o equipamento utilizado possua desempenho metalúrgico e capacidade volumétrica adequada para receber, transportar, distribuir os fluxos de alimentação flotado (*overflow*) e afundado (*underflow*), e, portanto, possua uma eficiência condizente com a realidade industrial (CHAVES *et. al.*, 2010).

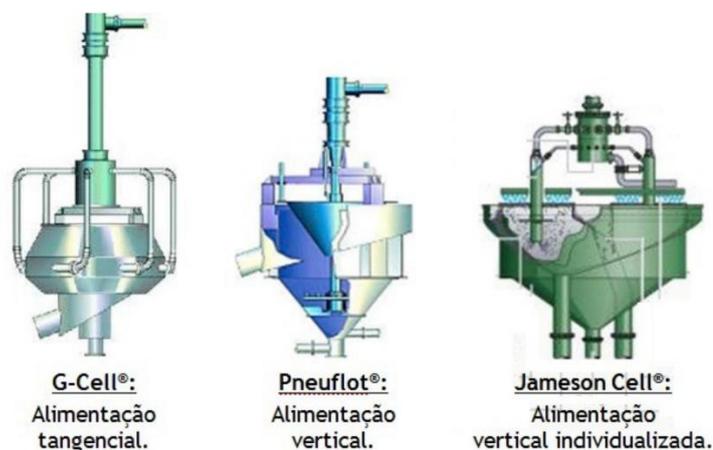
Segundo Aquino (1998) as principais funções das máquinas de flotação são:

- manter as partículas minerais em suspensão;
- gerar e dispersar as bolhas de ar;
- coletar seletivamente e transportar o mineral de interesse.

Os principais tipos de equipamentos de flotação são: Células Pneumáticas, Células Mecânicas e Colunas de Flotação.

As células pneumáticas não possuem peças móveis e são em sua maioria sub-aeradas, com injeção de ar ou outro gás. Foram os primeiros equipamentos utilizados, mas ainda são aplicados em situações específicas. A injeção de ar, que ocorre geralmente por ar dissolvido, aumenta o consumo energético, mas há a vantagem de não haver a agitação mecânica da polpa que prejudicaria em parte a aeração e separação da espuma.

*Figura 11 - Células pneumáticas: alguns modelos existentes e nomes comerciais*

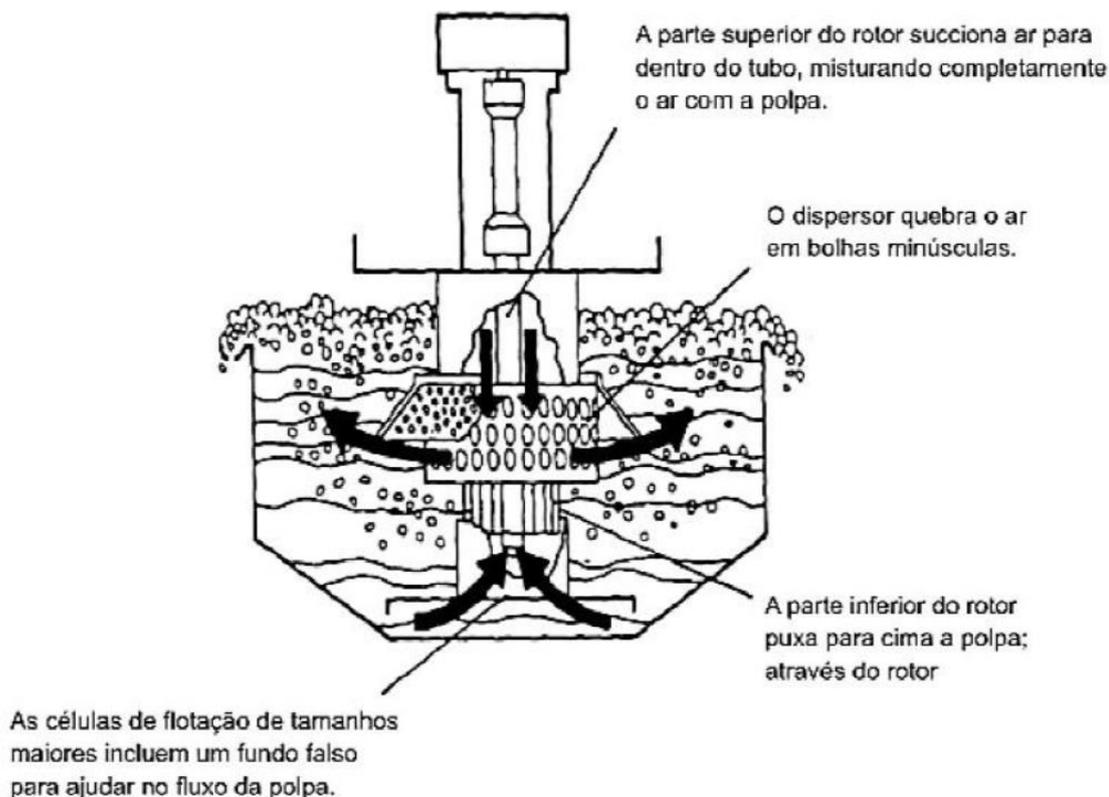


*Fonte: Uliana (2017)*

A principal diferença entre as células pneumáticas e os tanques convencionais se dá pelo ar ser injetado diretamente na cuba, daí a menção ao termo pneumático, já nas colunas de flotação por exemplo, o ar é injetado no aerador antes (ULIANA, 2017).

As células mecânicas ou máquinas mecânicas são a evolução das células pneumáticas. São, basicamente, tanques projetados para receber a polpa alimentada de forma contínua, por uma das suas faces laterais e a descarrega é feita pelo lado oposto. Cada tanque corresponde a uma célula, onde os compartimentos de carga e descarga são instalados em diferentes extremidades. O equipamento é composto além do tanque, por um rotor acoplado a um eixo, e um impelidor envolvido por uma capa denominada estator (ou dispersor) que promove a dispersão do ar (CHAVES *et. al.*, 2010).

*Figura 12 - Representação de uma célula mecânica de flotação (Modelo Wemco)*

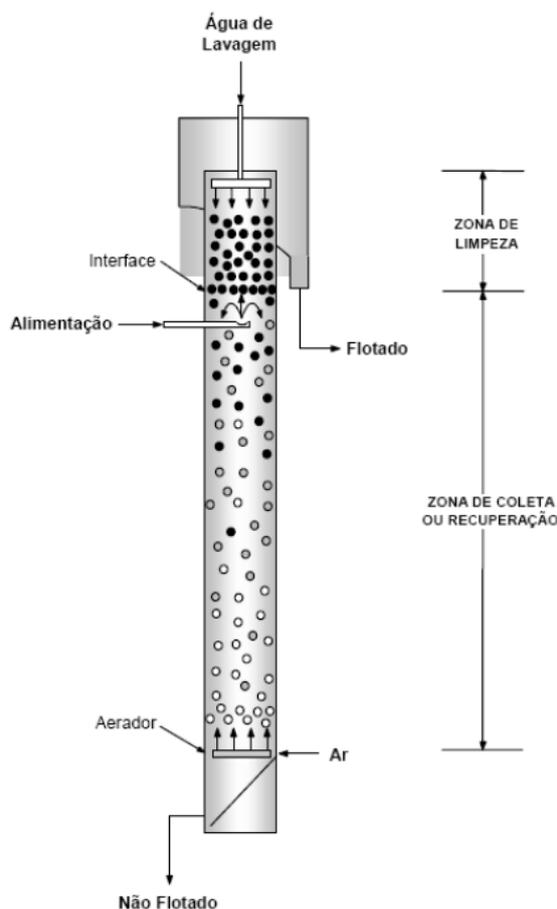


*Fonte: Chaves et. al. (2010)*

De acordo com Aquino *et. al.* (2004), as colunas de flotação, sendo mais comuns as chamadas colunas canadenses, diferem das células de flotação convencionais basicamente por conta da geometria por haver uma maior relação altura/diâmetro, presença de água de limpeza na zona de espuma, pela ausência da agitação mecânica, e sistema de geração de bolhas. Há uma redução no consumo de energia e custos com manutenção devido à ausência dos agitadores.

As colunas de flotação possuem basicamente duas áreas principais: zona de coleta e a zona de limpeza. As bolhas são geradas através de aeradores localizados na parte inferior da coluna. A alimentação da polpa entra na coluna a aproximadamente dois terços da altura a partir de sua base, e desce contra a corrente de bolhas geradas pelo aerador (CALDARA, 2010).

*Figura 13 - Representação de uma coluna de flotação*



*Fonte: Aquino et. al. (2004)*

É importante observar que as partículas aprisionadas na espuma que retornam para a zona de coleta, através da água de lavagem que é adicionada na zona de limpeza, causa uma melhora na separação, mas diminui a capacidade por unidade de volume da coluna (CALDARA, 2010).

### **4.3.3. Reagentes da Flotação**

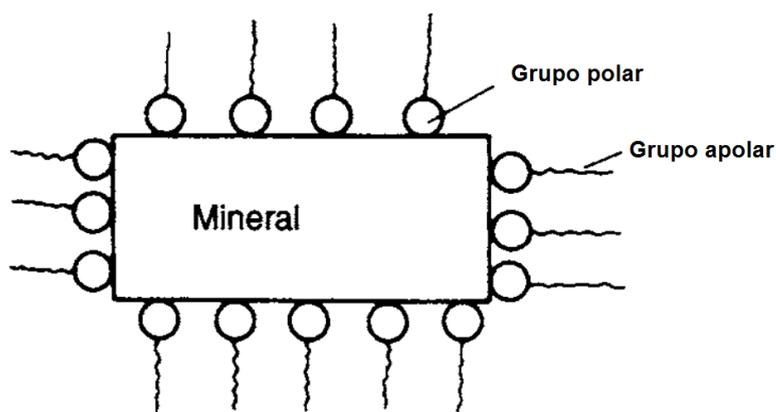
Os reagentes químicos utilizados na flotação são tradicionalmente classificados como coletores, espumantes e modificadores.

No estágio inicial da aplicação industrial do processo de flotação, os maiores avanços científicos e/ou tecnológicos foram no desenvolvimento de novos reagentes. No desenvolvimento de um processo de flotação, é gasto muito tempo, energia e investimento na seleção de reagentes para proporcionar uma separação mais eficaz, no sentido de concentração. Em instalações industriais, o controle na adição de reagentes é a parte mais importante do processo de flotação. (CHAVES *et. al.*, 2010, p. 495).

Os coletores são compostos orgânicos que, por adsorção, modificam seletivamente a superfície dos minerais tornando-os hidrofóbicos. Para que haja adsorção é necessário que o reagente coletor seja adicionado a polpa (água e minério) em agitação por um certo período denominado tempo de acondicionamento. Estes reagentes em sua maioria são ionizantes e possuem estrutura molecular complexa, geralmente hidrocarbonetos, sendo que são os íons aniônicos (hidroxilas e sulfidrilas) ou catiônicos (aminas) que recobrem o mineral que se deseja flotar modificando a polaridade destas partículas (WILLS e NAPIER NUMM, 2006).

Quando a parte da molécula que adsorve a superfície do mineral é o ânion denomina-se flotação aniônica, quando é o cátion, flotação catiônica. De acordo com Baltar (2008), a capacidade do reagente de atuar como coletor aumenta com o comprimento da cadeia, porém a solubilidade diminui com o número 12 de átomos de carbono na cadeia.

*Figura 14 - Adsorção do coletor na superfície de um mineral*



*Fonte: Wills e Napier Numm (2006) modificado*

A Figura 14 mostra a adsorção dos íons sobre a superfície do mineral. Após a ação do coletor, as partículas tornam-se hidrofóbicas, ou seja, devido a polaridade modificada vão ter afinidade com a bolha de ar que é predominantemente apolar em vez da água que é polar.

Chaves *et. al.* (2010), afirmam que os minerais que são naturalmente hidrofóbicos, ou seja, aqueles que possuem características superficiais não polares, são poucas exceções. Praticamente todos os minerais tendem a ser molhados pela água, por isso os coletores são essenciais.

Os espumantes são reagentes que tem por função principal na flotação diminuir a tensão superficial da água, aumentando a resistência das bolhas, tornando-as mais dispersas e estáveis, possibilitando a coleta das partículas hidrofóbicas. São compostos orgânicos heteropolares de cadeia longa e atuam na interface líquido-gás (CHAVES *et. al.*, 2006).

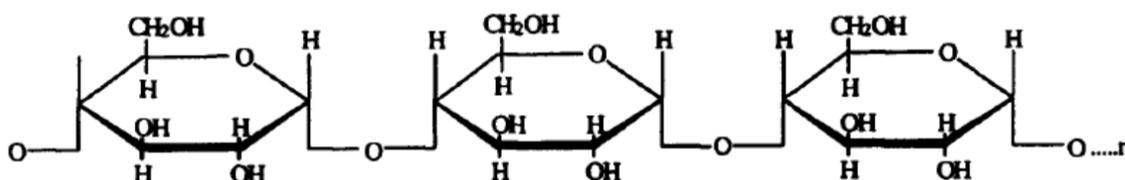
Segundo Baltar (2008), os espumantes além de reduzir a tensão superficial, detêm a função de evitar coalescência de bolhas e aumentar o tempo de contato entre a bolha e a partícula após o contato favorecendo a adesão.

É importante salientar que na prática industrial a anina, na flotação reversa de minério de ferro, além da ação de coletor (do quartzo) também exerce a função de espumante na polpa.

Os modificadores são reagentes auxiliares que exercem diversas funções na flotação, tais como:

- Depressores - são utilizados para aumentar a seletividade da flotação tornando determinados minerais hidrofílicos e inibindo a ação do coletor. Existem muitos tipos de depressores e sua ação pode ser complexa e variada podendo não ser totalmente compreendida o que torna o controle mais difícil comparado aos coletores (WILLS e NAPIER NUMM, 2006). Podem ser orgânicos ou inorgânicos. Entre os orgânicos destacam-se os polissacarídeos que são amidos, dextrinas e taninos. Os inorgânicos são variados: óxido de cálcio (CaO - deprime pirita), hidróxido de sódio (NaOH - deprime cobre e ferro sulfetado), sulfato de zinco ( $ZnSO_4$  - deprime esfalerita), cianeto alcalino (NaCN - deprime minerais de sulfetos) entre outros (PRASSAD, 1992).

*Figura 15 - Estrutura geral do amido, principal depressor do ferro na flotação do quartzo*



*Fonte: Nascimento (2010)*

O amido é utilizado como depressor do ferro na flotação de minério de ferro.

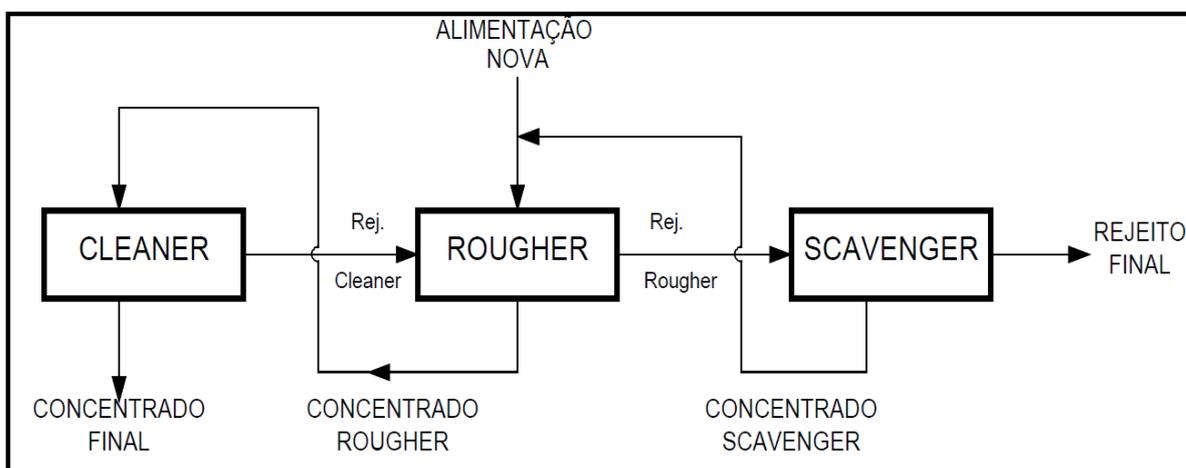
- Ativadores – substâncias, geralmente inorgânicas, utilizadas para propiciar a adesão do coletor na superfície das partículas. Intensificam a adsorção do coletor sobre o mineral que se deseja flotar. Um exemplo de ativador é o sulfato de cobre que ativa os minerais de Zinco na flotação com Xantato (BALTAR, 2008).

- Reguladores de pH – são reagentes inorgânicos que controlam o pH da polpa, com o objetivo de aumentar a eficiência do processo, sem interferir diretamente no processo. Podem ser ácidos, em geral, sulfúrico e/ou clorídrico ou bases, como hidróxidos de cálcio, magnésio, sódio, etc. Os reguladores são utilizados para que se mantenha o pH determinado previamente no intuito de melhorar a dissolução do coletor, considerando que são os íons que se adsorvem na superfície mineral (BALTAR, 2008).

#### 4.3.4. Circuitos de flotação

Obter uma recuperação e o teor desejado numa única etapa de flotação é muito difícil de ocorrer. Por conta disso, geralmente a flotação é subdividida em etapas, conforme ilustrado na Figura 16. Inicialmente é executada a etapa *rougher* que resulta em um concentrado pobre e um rejeito ainda com valores. O Rejeito da *rougher* é submetida a etapa seguinte chamada *scavenger* onde há recuperação de parte dos valores contidos. O rejeito da *scavenger* é produto final destinado a barragem de rejeitos. A etapa *cleaner* consiste na flotação do concentrado da etapa *rougher* até que seja obtido o teor desejado para o concentrado final (CHAVES *et. al.*, 2010).

Figura 16 - Circuito de flotação típico



Fonte: Chaves *et. al.* (2010)

O concentrado da *scavenger* e o rejeito da *cleaner* retornam ambos para a alimentação da etapa *rougher* por conterem mineral útil. Os circuitos de flotação não são compostos por uma única máquina de flotação, mas sim por bancos de células que tem números variados de acordo com o minério processado, objetivando maior eficiência no processo de concentração (CHAVES *et. al.*, 2010).

## 5. METODOLOGIA

### 5.1. CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA

#### 5.1.1 Recursos Laboratoriais

No decorrer do desenvolvimento do presente trabalho foram utilizados os seguintes laboratórios:

Laboratório de Tratamento de Minérios;

Usina de Tratamento de Minérios;

Laboratório de Microscopia Ótica;

Laboratório de Laminação e preparação de amostras;

Laboratório de Caracterização Estrutural.

Os referidos laboratórios são pertencentes ao Instituto de Geociências e Engenharias da Universidade Federal do Sul e Sudeste do Pará - UNIFESSPA.

#### 5.1.2. Amostras

As amostras analisadas neste trabalho foram fornecidas pela empresa Vale S.A. em blocos de rocha, conforme Figura 17 e 18, provenientes do Projeto S11D em Canaã dos Carajás, Estado do Pará.

*Figura 17 - Amostras de jaspilite pouco alterado*



*Figura 18 - Fragmento de amostra*



Foi britado aproximadamente 20 kg da amostra, num britador de mandíbula de marca Voges, mostrado na Figura 19. O material foi rebritado até que estivesse todo abaixo de 6 mesh (3360  $\mu\text{m}$ ) e submetido ao peneiramento, após cada britagem, para minimizar a produção de finos.

*Figura 19 - Britador de mandíbula utilizado*



### 5.1.3. Análise granulométrica e densidade

Foi realizada a determinação da densidade do material por picnômetro de gás hélio. A faixa granulométrica utilizada nesta determinação foi -74 +37  $\mu\text{m}$ .

A análise da granulometria foi realizada através do peneiramento de 3kg do material. O peneiramento ocorreu a úmido, com peneiras da série Tyler na fração de 3360 até 37  $\mu\text{m}$ .

Três modelos de distribuição granulométrica foram ajustados aos resultados obtidos na análise granulométrica: Rosin Rammler e Bennett (RRB), Gates, Gaudin e Schumann (GGS) e Modelo Sigmoide. A seleção do modelo matemático que representa melhor a distribuição granulométrica do material nas faixas estudadas foi feita com base na análise do coeficiente de Pearson (R), valor F e valor p. Estes valores foram calculados através da análise de variância.

### 5.1.4. Microscopia ótica

A partir da amostra original, procedeu-se o corte de maneira transversal de uma pequena porção para a preparação da seção polida utilizando a técnica de embutimento. Foi realizado o lixamento grosseiro, embutido o fragmento em resina epóxi, realizado o ataque ácido da superfície e o polimento fino antes da análise ao microscópio. Após a preparação das seções, estas foram submetidas ao microscópio petrográfico ótico de luz transmitida e refletida da marca Zeiss (modelo Axioskop 40). Por se tratar de minerais opacos, foi utilizada a luz refletida em nicóis cruzados.

### 5.1.5. Difração de Raios-X

As amostras foram submetidas a análises por difratometria de raios-X, realizadas em Difratorômetro de Raios-X (DRX) da marca Rigaku Miniflex 600. A medida foi realizada pelo método do pó, com velocidade de 5 graus por minuto, ângulo de varredura variando de 10 a 110°, passo de 0,02°, tensão de 40 kV e corrente de 15 mA.

As amostras foram pulverizadas em moinho de bolas e posteriormente peneiradas a seco em uma peneira vibratória de marca Bertel, por 15 minutos. A faixa granulométrica utilizada foi -74 +44  $\mu\text{m}$ , ou seja, entre 200 e 325 mesh.

A utilização da técnica do DRX possibilitou a identificação das fases minerais presentes na amostra aliando-se ao conhecimento prévio obtido na análise química e na microscopia ótica. Foi aplicado o método de Rietveld para quantificação das fases detectadas.

### 5.1.6. Fluorescência de Raios-X

Para a análise química do jaspilito foi utilizada a técnica da Fluorescência de Raios-X por Energia Dispersiva (FRXED). O equipamento utilizado foi o espectrômetro de Fluorescência de Raios-X da marca Philips, modelo PW-2400, com tubo de anodo de ródio, do Centro de Caracterização de Minerais e Materiais FRX, Santa Luzia - Minas Gerais. Todas as amostras estavam com granulometria abaixo de 200 mesh (74  $\mu\text{m}$ ). A perda ao fogo foi determinada gravimetricamente por calcinação.

As amostras submetidas ao FRX foram obtidas através de homogeneizações e quarteamentos sucessivos, visando garantir o máximo de representatividade possível das porções a serem analisadas.

### 5.1.7. Ensaio de Work Index (WI)

Os ensaios para determinação do WI foram realizados em duplicata e de acordo com os procedimentos descritos na NBR 11376.

Para o ensaio foi utilizado um moinho de Bond padrão, que possui 12 polegadas de diâmetro, 12 polegadas de comprimento, operando com rotação em torno de 70 RPM com distribuição de corpos moedores (bolas) de acordo com a Tabela 03.

*Tabela 03 - Corpos moedores no moinho de bolas*

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

Inicialmente, procedeu-se a britagem da rocha até que todo o material fosse passante na malha de 6 mesh (3360  $\mu\text{m}$ ). Foi determinada a alimentação inicial para o teste e feita a análise granulométrica desta alimentação nas malhas descritas na Tabela 04. A análise granulométrica por peneiramento ocorreu a seco, com vibração de 7 hertz, durante 15 minutos, num agitador de peneiras de marca Betler mostrado na Figura 20.

**Tabela 04 - Malhas utilizadas na análise granulométrica da alimentação**

Malha (Mesh)	Abertura ( $\mu\text{m}$ )
6	3360
8	2380
12	1650
16	1190
28	425
35	300
65	212
100	150

**Figura 20 - Agitador de peneiras utilizado**

Foram realizados ciclos de moagem, calculando-se as rotações necessárias e a moabilidade de cada ciclo, até que o estado de equilíbrio fosse atingido. O equilíbrio ocorre quando a variação da moabilidade não ultrapassa 3% da média dos últimos 3 ciclos, ou quando a carga circulante de 250% é alcançada. Com isso, posteriormente foi realizada a análise granulométrica do produto (passante na malha de 106  $\mu\text{m}$ ) usando as malhas/aberturas mostradas na Tabela 05.

**Tabela 05 - Malhas utilizadas na análise granulométrica do produto**

Malha (Mesh)	Abertura (micrometros)
150	106
200	74
270	53
325	44
400	37

De posse do valor de moabilidade, que corresponde à média aritmética dos 3 (três) últimos ciclos e das análises granulométricas, foram calculados o  $A_{80}$  e  $P_{80}$ , valores correspondentes a abertura no qual 80% do material é passante na alimentação e no produto, respectivamente. Estes valores foram obtidos por interpolação. O valor do WI foi calculado utilizando a Equação 11, de acordo com a NBR 11376 ABNT.

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,23} Mob^{0,82} \left( \frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} \times 1,1 \quad \text{Eq. (11)}$$

O consumo de energia da moagem foi calculado de acordo com a Equação 10.

$$E = 10 WI \times \left( \frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad \text{Eq. (10)}$$

## 5.2. FLOTAÇÃO

### 5.2.1. Preparação dos reagentes

#### Coletor

Foram empregados 3 reagentes coletores catiônicos, todos fornecidos pela empresa Akzo Nobel: MDB E63A (mistura de amina primária e etermonoamina parcialmente neutralizadas com ácido acético), MDB 1674 (mistura de etermonoaminas, parcialmente neutralizadas com ácido acético) e LILAFLOT 811M (étermonoamina, parcialmente neutralizada com ácido acético). Estes reagentes coletores são denominados catiônicos porque seus cátions, após dissociação, adsorvem-se sobre os minerais, neste caso o quartzo, hidrofobizando-os. As aminas atuam também na condição de espumantes na polpa. Os coletores foram preparados com água destilada a 1% (V/V). Todos já foram fornecidos neutralizados com ácido acético, ou seja, na forma de sal (acetato).

#### Depressor

Como depressor dos óxidos de ferro foi utilizado o amido de milho gelatinizado. O amido é o principal depressor de óxidos de ferro utilizado atualmente e possui enorme acessibilidade e baixo custo. As proteínas zeína e amilopectina presentes no amido são os agentes responsáveis por deprimir os minerais de ferro e bloquear a ação do coletor sobre esses minerais. O amido de milho foi gelatinizado de acordo o procedimento adotado por

Lopes (2009) em solução de 1% (m/v). A gelatinização foi feita utilizando-se solução de NaOH a 5% (m/v) numa proporção de 5 ml da solução de NaOH por grama de amido.

### 5.2.2. Ensaio de flotação

A flotação foi realizada em uma célula de flotação de Marca Brastorno, mostrada na Figura 21. O processo consistiu na flotação do quartzo visando, conseqüentemente, manter os minerais de ferro (hematita, magnetita e goetita) na porção afundada.

*Figura 21 - Célula de flotação utilizada.*



Conforme sugerido por Lima (1997) e o padrão utilizado na indústria de beneficiamento de minério de ferro, os parâmetros utilizados nos testes de flotação para as amostras sem deslamagem foram: pH de 10,5; dosagem de coletor de 80 g/t; dosagem do depressor 100 g/t; porcentagem de sólidos da polpa de 25%; tempo de condicionamento do depressor de 5 minutos; tempo de condicionamento do coletor de 2 minutos; rotação do rotor de 1100 RPM; vazão de ar de 5 L/min. Para as amostras com deslamagem, foi modificado apenas a porcentagem de sólidos para 28%. O Quadro 02 mostra o resumo dos parâmetros utilizados.

*Quadro 02 - Resumo dos parâmetros adotados na flotação*

Sem deslamagem		Com deslamagem	
Dosagem do Coletor	80 g/t	Dosagem do Coletor	80 g/t
Dosagem do Depressor	100 g/t	Dosagem do Depressor	100 g/t
PH	10,5	PH	10,5
Vazão de ar	5 L/min	Vazão de ar	5 ml/min
Porcentagem de sólidos	25 %	Porcentagem de sólidos	28%

A flotação foi realizada utilizando uma cuba de 1.500 ml, desconsiderando o volume do sistema de agitação e aeração. O processo ocorreu com rigoroso controle do pH, através da constante medida com pHmetro, e adicionando-se NaOH para ajustá-lo. O tempo de flotação foi de 7 minutos para todos os 06 ensaios realizados, considerando os 3 reagentes coletores testados e o material de alimentação com e sem deslamagem. Ao final de cada teste, o material afundado foi submetido a análise química por fluorescência de raios-X.

Os indicadores analisados para a flotação do jaspilite foram a recuperação mássica, recuperação metalúrgica e o teor dos concentrados (porção afundada). A recuperação mássica corresponde ao percentual de massa da alimentação presente no concentrado que é calculada através da Equação 13. A recuperação metalúrgica corresponde a porção do elemento de interesse (neste caso o ferro) da alimentação que passou para o concentrado e é obtida através da Equação 14. Os teores foram obtidos através da fluorescência de raios-X por dispersão de energia (FRXDE).

$$RMa = \frac{M \text{ Afundado}}{M \text{ Alimentação}} \times 100 \quad \text{Eq. (13)}$$

Sendo:

RMa – Recuperação mássica percentual;

M Afundado – Massa total no afundado;

M Alimentação – Massa total na alimentação.

$$RMe = \frac{M (Fe) \text{ Afundado}}{M (Fe) \text{ Alimentação}} \times 100 \quad \text{Eq. (14)}$$

Sendo:

RMe – Recuperação metalúrgica percentual;

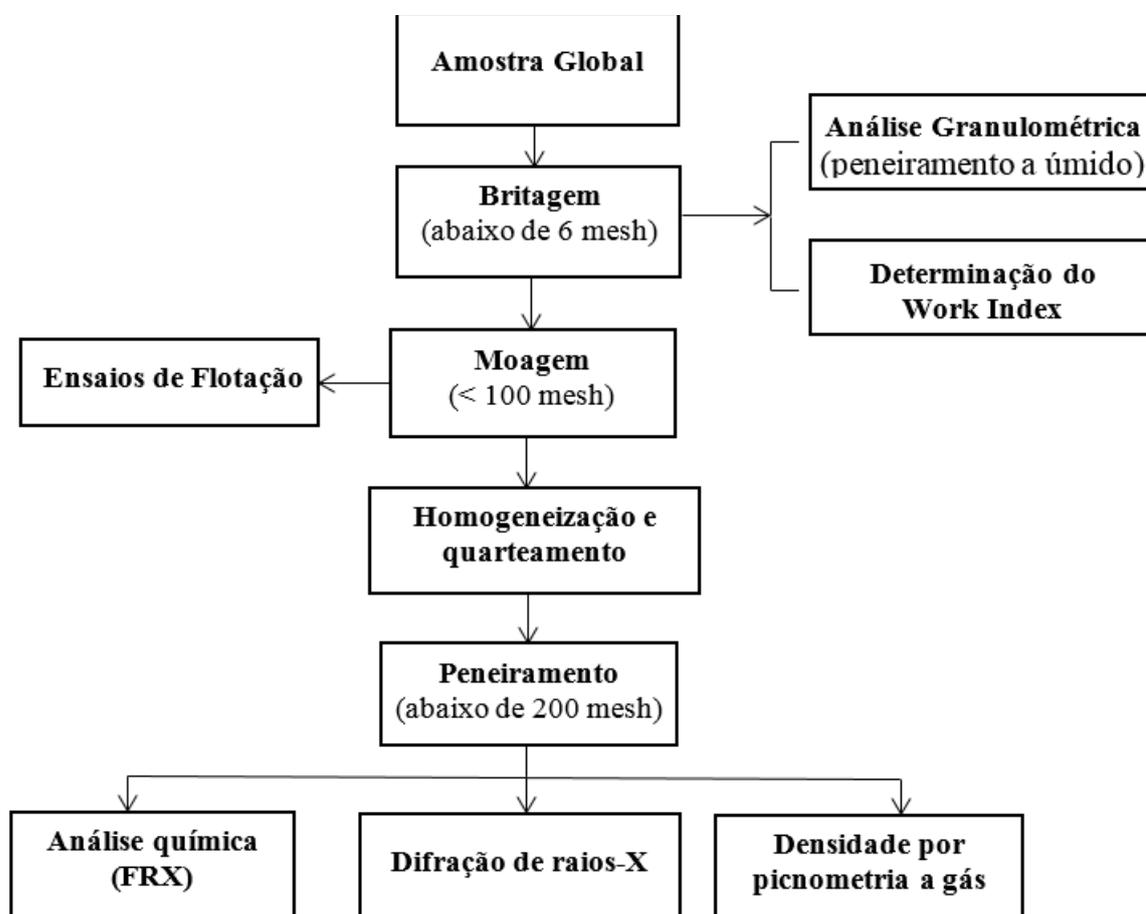
M (Fe) Afundado – Massa do metal Ferro no afundado;

M (Fe) Alimentação – Massa do metal Ferro na alimentação.

A recuperação metalúrgica é o principal indicador de eficiência na flotação e tem influência direta na lucratividade da empresa (SILVESTRE, 2007).

### 5.2.3. Fluxograma da metodologia

Figura 22 - Fluxograma simplificado da metodologia dos estudos realizados



A Figura 22 mostra o fluxograma básico das atividades realizadas para o desenvolvimento deste trabalho. Ressalta-se que a análise química foi realizada para as alimentações e os produtos da flotação.

## 6. RESULTADOS E DISCUSSÕES

### 6.2. CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA

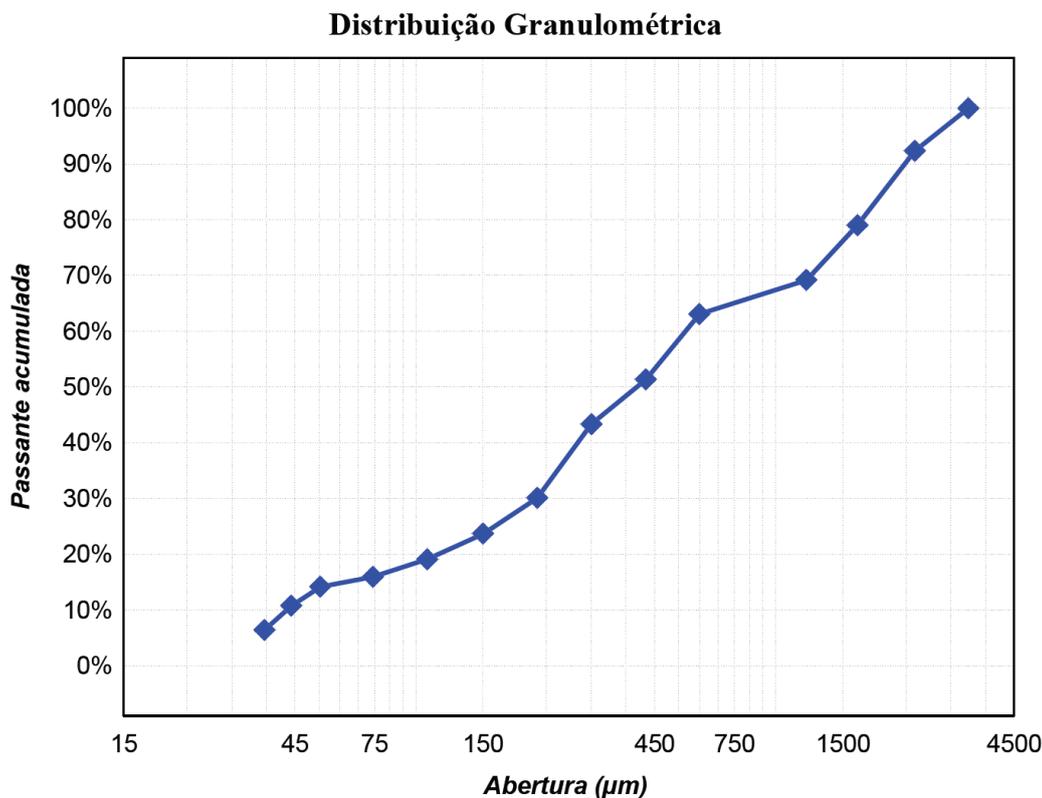
#### 6.2.1. Análise Granulométrica e densidade

A Tabela 06 e a Figura 23 mostram a distribuição granulométrica do jaspilito, produto do britador de mandíbula.

*Tabela 06 - Tabela de distribuição granulométrica na série Tyler*

Malha (mesh)	Malha ( $\mu\text{m}$ )	Retido simples (g)	Retido (%)	Retido acumulado (%)	Passante acumulado (%)
6	3360	0	0,00	0,00	100,00
8	2380	231,1	7,70	7,70	92,30
12	1650	397,8	13,26	20,96	79,04
16	1190	296,9	9,90	30,86	69,14
28	600	181,8	6,06	36,92	63,08
35	425	353,3	11,78	48,70	51,30
48	300	239,4	7,98	56,68	43,32
65	212	398,2	13,27	69,95	30,05
100	150	192,7	6,42	76,37	23,63
150	105	135,4	4,51	80,89	19,11
200	74	95,2	3,17	84,06	15,94
270	53	53,2	1,77	85,83	14,17
325	44	102,1	3,40	89,24	10,76
400	37	130,4	4,35	93,58	6,42
Fundo	Fundo	192,5	6,42	100,00	0,00

*Figura 23 - Distribuição granulométrica acumulativa*



É possível observar que o material possui granulometria grossa, pois até a malha de 28 mesh (600 µm), 36,92 % do material estava retida. A granulometria aconselhável para a flotação de minério de ferro, segundo a literatura, é abaixo de 150 µm, e, conforme observado, o material passante nesta faixa era de apenas 23,63 % do total. É importante observar também que apenas 6,42% da amostra é passante na malha de 37 µm, o que demonstra que foram produzidos poucos finos na britagem.

A Tabela 07 mostra os parâmetros calculados para cada um dos três modelos de distribuição granulométrica analisados (Rosin Rammler e Bennett (RRB); Gates, Gaudin e Schumann (GGS) e; Sigmoide) e através deles podem ser expressas as funções correspondentes a cada modelo.

*Tabela 07 - Parâmetros calculados para cada modelo*

MODELO	Parâmetro k	Parâmetro n
<b>GGS</b>	2893,6260	0,4340
<b>Sigmoide</b>	401,5690	-1,0820
<b>RRB</b>	0,7498	745,9761

Para a determinação do modelo que melhor se ajusta aos dados experimentais observados na análise granulométrica, foram analisados o coeficiente de Pearson (R), Valor F e Valor p. O nível de significância para todos os casos foi de 5%.

O coeficiente de correlação (R) quantifica a correlação dos valores calculados e os valores reais. Ou seja, o quanto os valores da abertura variam os valores do passante acumulado para o modelo proposto. O  $R^2$  é a razão entre a soma dos quadrados do modelo pela soma dos quadrados dos valores observados. O coeficiente de Pearson (R), por sua vez, equivale a raiz quadrada do  $R^2$ .

O valor F é a medida da razão entre os quadrados dos valores preditos (dados a partir do modelo) pelos quadrados dos resíduos (distorção entre os pontos esperados e os calculados). Quanto maior este valor, melhor a modelagem, pois o valor é inversamente proporcional ao quadrado dos resíduos.

O valor p, é a probabilidade de a relação entre as variáveis ocorrer devido ao acaso, e para que a hipótese seja considerada válida o valor p calculado deve ser menor do que o nível de significância, neste caso 0,05.

O coeficiente de Pearson é uma medida de qualidade do ajuste de fato, e os valores F e p são testes de hipótese. Para os valores F e valores p para todos os ajustes a hipótese nula é rejeitada. Ou seja, a relação entre a curva de distribuição e os valores observados no experimento não ocorrem aleatoriamente.

A Tabela 08 relaciona todas estas medidas de verificação.

*Tabela 08 - Medidas de verificação dos modelos*

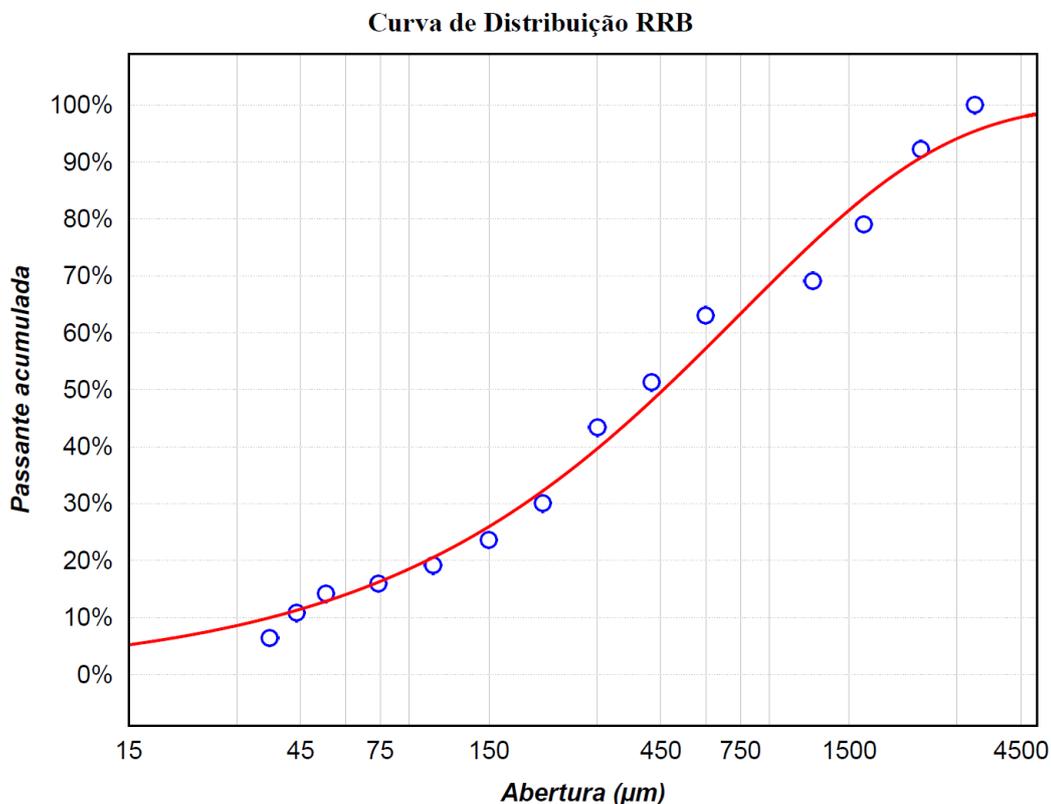
<i>Modelo</i>	<i>Valor R</i>	<i>Valor F</i>	<i>Valor p</i>
<i>GGS</i>	0,9816	19,73	0,000115
<i>Sigmoide</i>	0,9915	19,86	0,000111
<i>RRB</i>	0,9936	19,89	0,000111

Pelos valores apresentados na Tabela 08, verifica-se que o modelo de Rosin Rammler e Bennett (RRB) é o que melhor explica a distribuição granulométrica do produto da britagem, considerando que possui maior correlação entre valores preditos e observados (coeficiente de Pearson), maior quociente entre o quadrado dos valores calculados pelo quadrado dos resíduos (Valor F) e menor probabilidade de a função explicar a distribuição de partículas ao acaso.

Portanto, a função que melhor descreve a distribuição granulométrica do jaspilito, produto da britagem, está representada na Equação 15 e na Figura 24.

$$X(D) = 1 - e^{-\left(\frac{D}{0,749}\right)^{745,976}} \quad \text{Eq. (15)}$$

**Figura 24 - Distribuição granulométrica acumulativa a partir do modelo de Rosin Rammler e Bennet (RRB)**



Pela Figura 24, verifica-se que o  $P_{80}$  do produto da britagem é aproximadamente 1500  $\mu\text{m}$ , valor muito acima da granulometria adequada à concentração por flotação (abaixo de 150  $\mu\text{m}$ ). Nesta granulometria, o grau de liberação do quartzo está muito baixo, necessitando, portanto, da etapa de moagem.

### Densidade

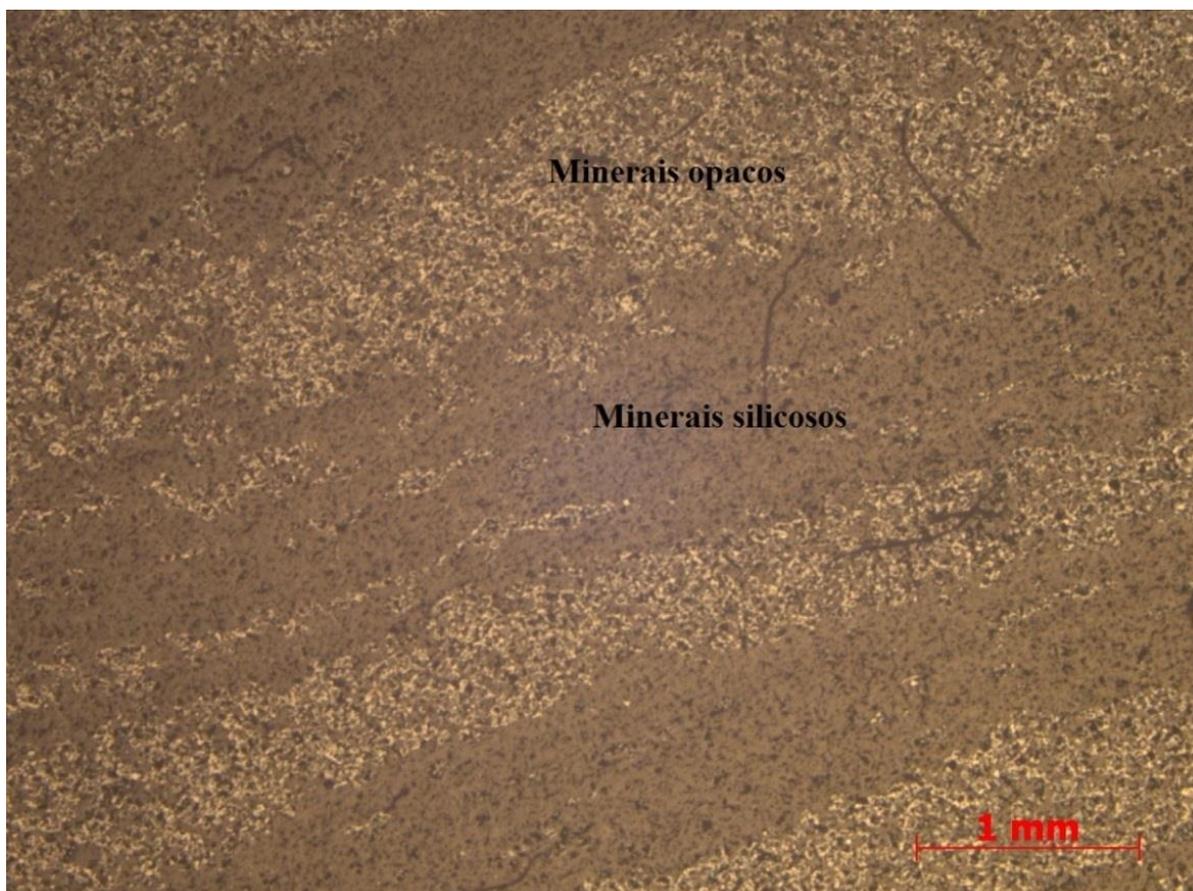
Quanto a densidade real do jaspilite, determinada em picnômetro de gás hélio, foi de 3,44  $\text{g}/\text{cm}^3$ . Assis (2013), em seu trabalho, determinou a densidade de jaspilite da serra norte de Carajás e obteve um valor de 3,18  $\text{g}/\text{cm}^3$ .

A pequena divergência observada pode ter ocorrido pelo fato de o jaspilite colhido no presente trabalho ser composto por amostras pouco alteradas e, neste caso, os minerais estão mais compactos que em amostras mais metamorfizadas. Em seu trabalho, Assis (2013) utilizou 85 amostras para a determinação de uma média, que provavelmente incluiu amostras com graus de alteração diversos.

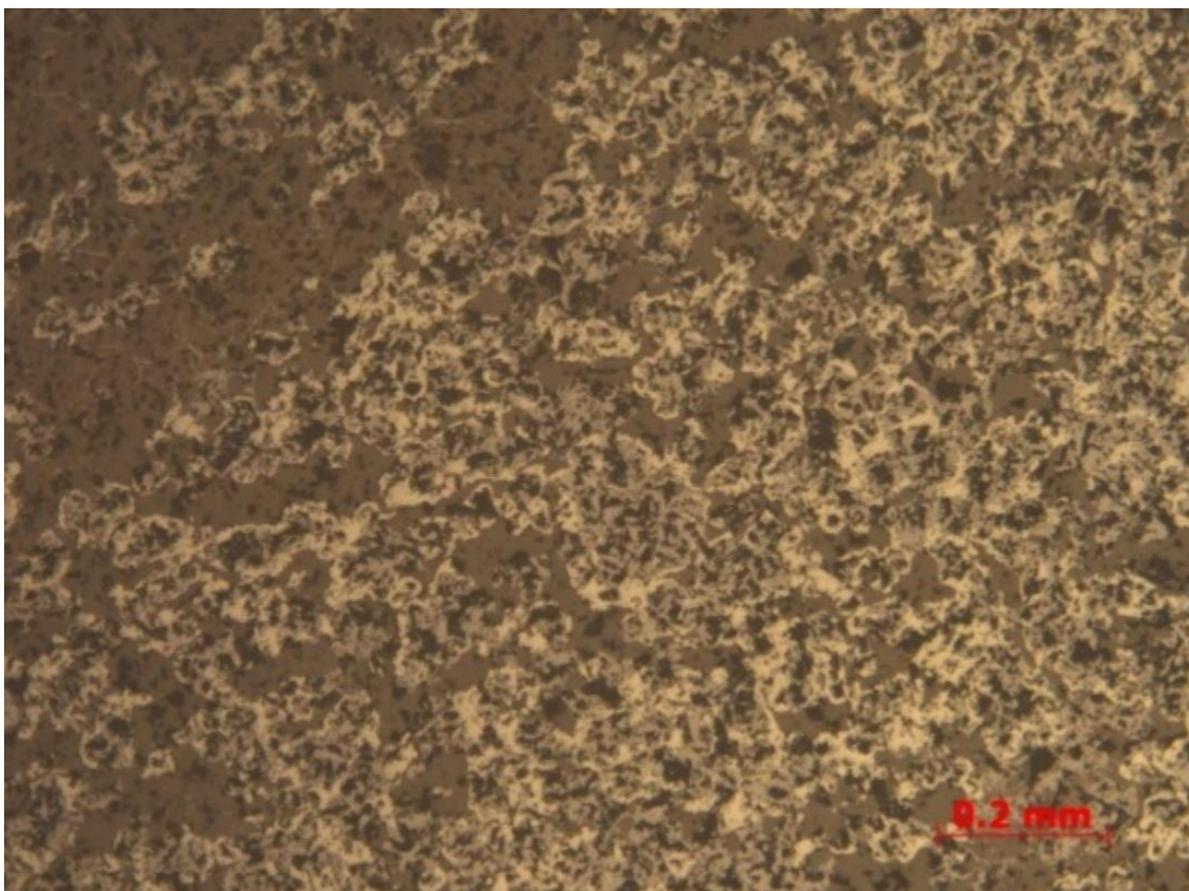
### 6.2.2. Microscopia Ótica

As fotomicrografias obtidas a partir do microscópio ótico podem ser visualizadas nas Figuras 25, 26, 27 e 28. Todas estas imagens foram geradas por luz refletida com nicóis cruzados.

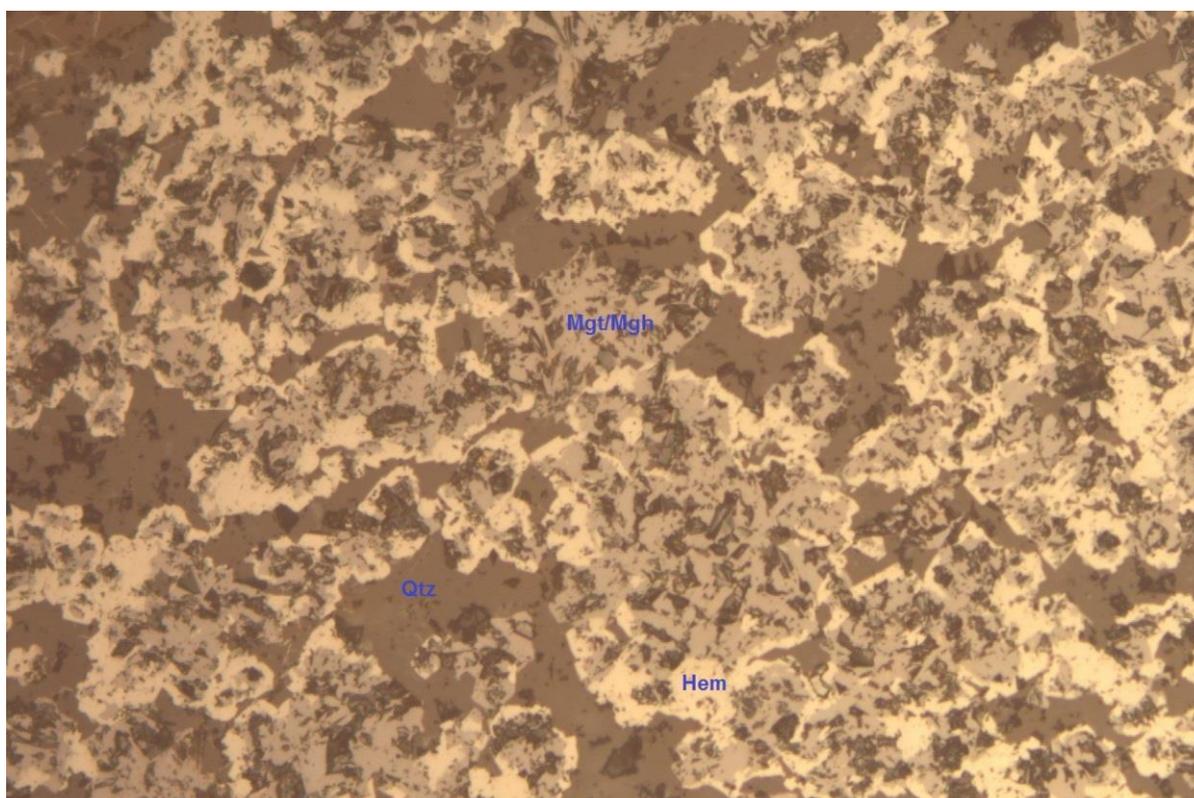
*Figura 25 - Fotomicrografia ampliada do bandamento composicional regular do jaspilito*



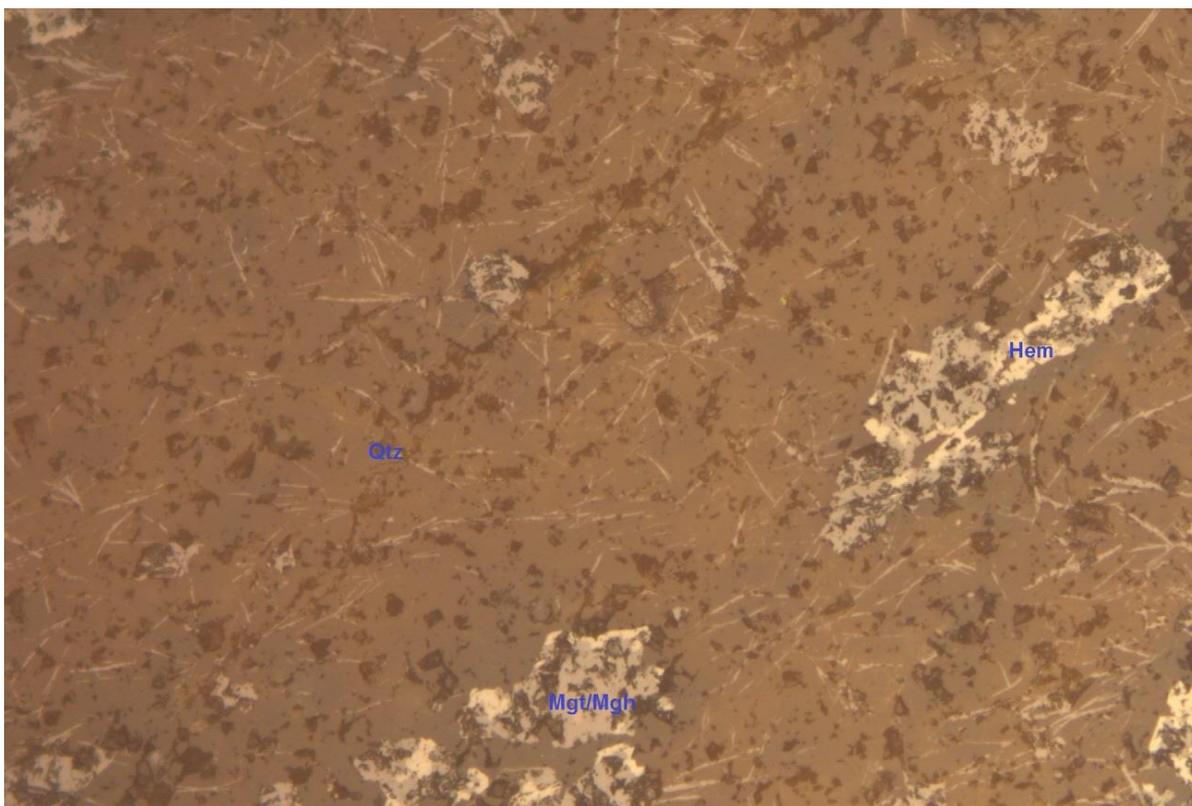
*Figura 26 - Fotomicrografia ampliada da interface de minerais silicosos e opacos*



*Figura 27 - Fotomicrografia ampliada (escala em 0,1 mm) da banda de minerais opacos*



*Figura 28 - Fotomicrografia ampliada (escala em 0,1 mm) da banda de minerais silicosos*



Ao microscópio de luz refletida, a rocha apresenta bandamento composicional que se dá entre bandas de minerais opacos e minerais silicosos. A rocha apresenta bandamento composicional regular e persistente lateralmente. A espessura das bandas de minerais silicosos e opacos são semelhantes e há uma laminação interna com lamina de sílica dentro da banda de opacos, ao mesmo tempo que há lamina de opacos dentro da camada de silicosos. O contato entre as bandas é reto, com poucas ondulações e brusco. Ou seja, com limites bem definidos.

Quanto aos minerais presentes nas bandas, vale ressaltar que na luz refletida os minerais opacos refletem mais a luz incidente na superfície e por isso são mais claros, enquanto os silicosos são os mais escuros porque parte da luz atravessa estes minerais que são translúcidos. Desta forma, considerando a reflectância e o brilho característico de cada mineral sob o microscópio, os minerais da banda silicosa são compostos por *chert* e *jaspe*, ambos compostos basicamente por quartzo. O *jaspe* possui impregnações de ferro, o que lhe dá cor avermelhada. O *chert* não possui impregnações e é composto por microcristais. Quanto a banda de minerais opacos, constituem minerais de ferro sendo a magnetita e/ou maghemita e hematita em sua maioria. Vale ressaltar que magnetita e maghemita são minerais de mesma composição química e de difícil distinção em microscópio ótico.

A Tabela 09 mostra os minerais presentes de acordo com a cor e reflectância com base em Ramdohr (1980).

*Tabela 09 - Minerais e cores características no MOLR*

<b>MINERAL</b>	<b>TON DE COR</b>
<i>Chert</i>	Marrom escuro
<i>Jaspe</i>	Marrom
Magnetita/Maghemita	Marrom claro (tendendo ao cinza)
Hematita	Amarelo

É provável que haja outros minerais além destes que não foram detectados nas imagens 25, 26, 27 e 28 como goethita, carbonatos e sulfetos.

### 6.2.3. Análise química

O Quadro 03 mostra os resultados da análise semiquantitativa por Fluorescência de raios-X por energia dispersiva do jaspilito.

*Quadro 03 - Análise química do jaspilito*

<b>Gravimetria</b>		<b>Fluorescência de raios-X</b>										
PPC 1000°C	<i>SiO<sub>2</sub></i>	<i>Fe</i>	<i>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></i>	CaO	<i>Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub></i>	<i>Mn</i>	<i>TiO<sub>2</sub></i>	<i>Na<sub>2</sub>O</i>	<i>MgO</i>	<i>K<sub>2</sub>O</i>	<i>P</i>	
2,31	47,82	34,19	0,49	0,09	0,08	0,04	0,02	*	*	**	**	

\* Abaixo do limite de detecção (> 0,1)

\*\* Abaixo do limite de detecção (> 0,01)

O resultado da análise química por fluorescência de raios-X ratifica a elevada pureza dos jaspilitos de Carajás mencionada por Macambira (2003), pois, do total aproximadamente 97% da composição compreende quartzo e minerais de ferro. Macambira (2003), em seu trabalho, realizou a análise química em 62 amostras de rocha dos jaspilitos de Carajás por espectrofotometria, obtendo valores médios de 53,65% de  $Fe_2O_3$  e 44,60%  $SiO_2$ , semelhantes aos do presente trabalho.

“Nota-se também que a soma de Fe e Si em Carajás está sistematicamente acima de 97%, enquanto para os tipos Algoma e Superior raramente chega a 92%, evidenciando a alta pureza dos jaspilitos de Carajás” (MACAMBIRA, 2003, p. 148).

Na análise química em amostras do jaspilitos de Carajás, Abreu (2017, p. 6) constatou que “Fe e Si no JF somam mais de 98% do total, com teor de  $SiO_2$  variando de 42,61 a 62,51% e o  $Fe_2O_3$  de 35,92 a 56,48%.”

O teor de ferro da amostra de jaspilito analisada foi de 34,19%, e teor de sílica de 47,82%. Estes números convergem com os dados de Carvalho *et. al.* (2014), que denomina o jaspilito como um dos tipos encontrados na província mineral de Carajás com bandamento definido por *jaspe* e minerais opacos, com teor de ferro entre 20% e 40% e de sílica entre 38% e 60%. Trata-se de um relevante teor quando comparado com alguns da Tabela 10, que mostra as maiores reservas mundiais e os teores médios de ferro de cada país.

**Tabela 10 - Maiores reservas de minério de ferro e os respectivos teores médios de ferro**

<b>País</b>	<b>Reservas (milhões de toneladas)</b>	<b>Teor (%)</b>
Austrália	17000	48,6
Brasil	16000	55,2
Rússia	14000	56,0
China	7200	31,3
Índia	4500	64,3
Venezuela	2400	60,0
Canadá	2300	36,5
Ucrânia	2300	35,4
Suécia	2200	62,9
Estados Unidos	2100	30,4
Irã	1400	56,0
Cazaquistão	900	36,0
Mauritânia	700	63,6
África do Sul	650	65,0
México	400	57,1
<b>Total mundo</b>	<b>80050</b>	<b>48,2</b>

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

Os teores médios de China (31,3%), Canadá (36,5%), Ucrânia (35,4%), Estados Unidos (30,4%) e Cazaquistão (36,0%) são semelhantes ao jaspilito de Carajás, segundo Carvalho *et. al.* (2014). A partir destes dados é muito provável que haja projetos de mineração que processem minérios de ferro com teores inferiores ao do jaspilito de Carajás.

#### 6.2.4. Difração de raios-X

Através do *software* PDLX da empresa Rigaku, que compara os valores das distâncias interplanares e das intensidades dos picos nos difratogramas das amostras analisadas com o padrão do banco de dados do ICDD – *International Centre for Diffraction Data*, foi possível extrair dados referentes as fases minerais presentes no jaspilito, com o objetivo de corroborar os resultados de fluorescência de raios-X. As Figuras 29 e 30 mostram o difratograma da amostra de jaspilito e o gráfico do quantitativo das fases minerais presentes na amostra, após o refinamento de Rietveld.

Figura 29 - Difratograma do Jaspilito (M: magnetita, Q: quartzo, H: hematita, G: goethita)

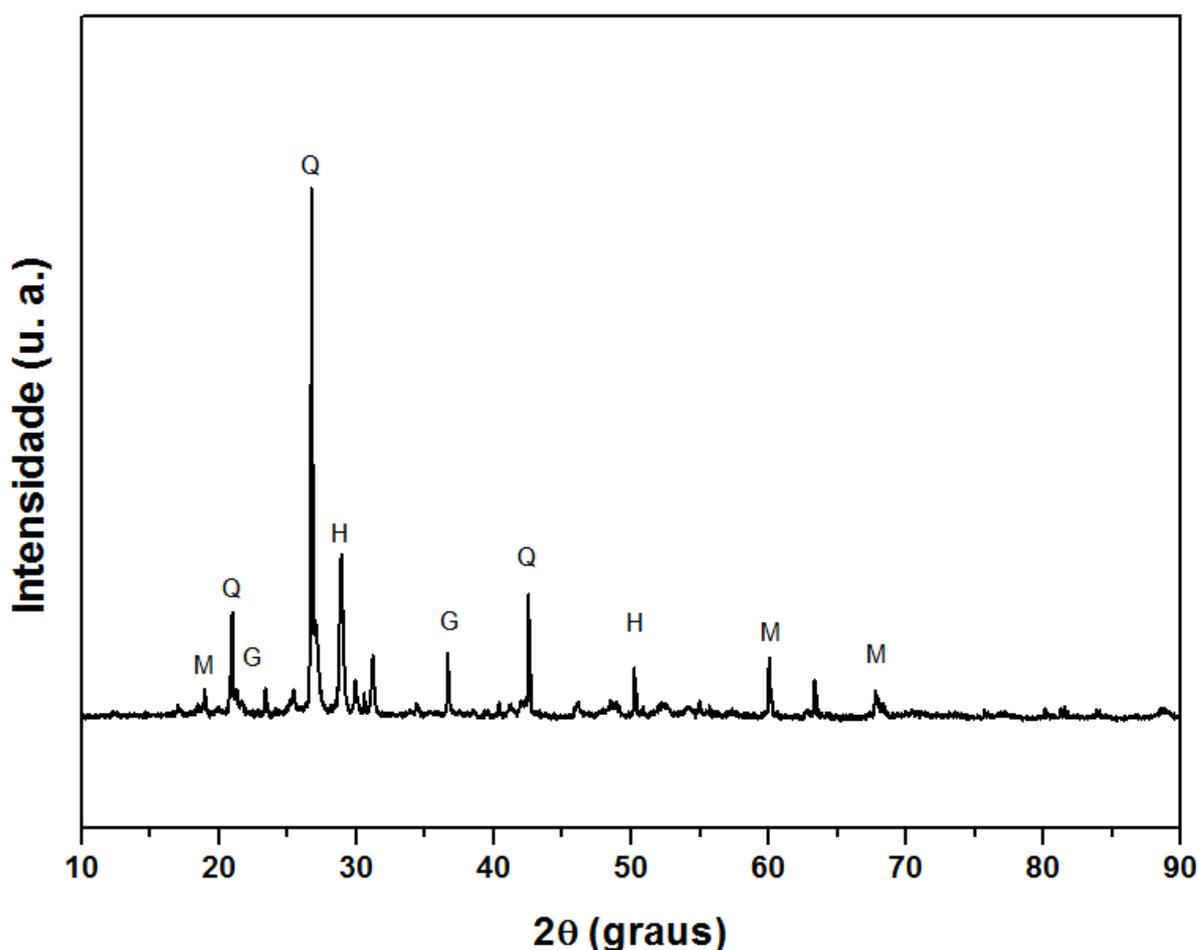
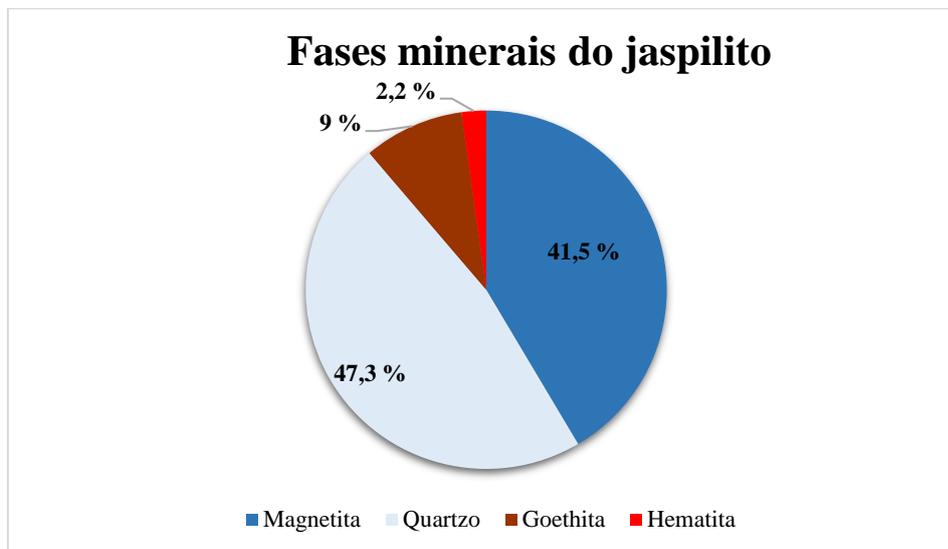


Figura 30 - Quantificação das fases minerais por Rietveld



Pelas Figuras 29 e 30, observa-se que a amostra apresenta abundância em quartzo e magnetita, juntamente com outras fases cristalográficas em menores quantidades (goethita e hematita).

Os dados corroboram com a análise química e com a microscopia ótica. Dentre os minerais ferrosos constatou-se elevado teor de magnetita (41,5%) sendo bem superior a goethita e hematita. Quanto ao quartzo, os 47,3% que compõem a amostra são basicamente *chert* e *jaspe*.

Abreu (2017) realizou análise por Difração de Raios-X em amostras de jaspilito fresco, pouco alterado, muito alterado e minério de ferro da mina N4WS e N4E localizadas na Serra Norte e identificou os minerais de hematita, quartzo e goethita.

## 6.2.5. Work Index de Bond

### 6.2.5.1. Primeiro Ensaio do Work Index de Bond

Os resultados do primeiro ensaio de WI da moagem em moinho de bolas foram:

Moabilidade: 1,55 g/rotação.

$A_{80}$ : 1971,40  $\mu\text{m}$ .

$P_{80}$ : 122,64  $\mu\text{m}$ .

De posse dos dados de moabilidade,  $A_{80}$  e  $P_{80}$ , aplicando-se a Equação 11, foi calculado o WI para o primeiro teste.

$$WI (1) = 15,92 \text{ kWh/t}$$

### 6.2.5.2. Segundo Ensaio do Work Index de Bond

Os resultados do primeiro ensaio de WI da moagem em moinho de bolas foram:

Moabilidade: 1,57 g/rotação.

A<sub>80</sub>: 1973,51 μm.

P<sub>80</sub>: 120,54 μm.

De posse dos dados de moabilidade, A<sub>80</sub> e P<sub>80</sub>, aplicando-se a Equação 11 foi calculado o WI para o primeiro teste.

$$WI (2) = 15,58 \text{ kWh/t}$$

### 6.2.5.3. Determinação do WI e Consumo de energia na moagem

Considerando os valores dos testes realizados com a amostra de jaspilito, o valor final do WI foi determinado através da média aritmética (Equação 16).

$$WI = \frac{WI (1) + WI (2)}{2} \quad \text{Eq. (16)}$$

$$WI = \frac{15,92 + 15,58}{2}$$

$$WI = 15,75 \text{ kWh/t}$$

Determinado o valor do WI do jaspilito de Carajás, é possível estimar o consumo energético necessário para moer uma tonelada do material de um determinado diâmetro de partículas da alimentação até a granulometria 80% passante em 106 micrometros, através da Equação 10.

$$E = 10,67 \text{ kWh}$$

Portanto, para moer uma rocha de jaspilito a um produto 80% passante abaixo de 106 micrometros, utilizando moinho de bolas, estima-se o consumo de energia de 10,67 kWh por tonelada.

A Tabela 11, desenvolvida por Napier Munn *et. al.* (1999), faz uma classificação da dureza de minérios de acordo com os valores do Work Index.

*Tabela 11 - Classificação do material com base no WI da moagem*

<b>Classificação</b>	<b>Leve</b>	<b>Médio</b>	<b>Duro</b>	<b>Muito duro</b>
<b>Valor do WI</b>	7 a 9	9 a 14	14 a 20	Acima de 20

*Fonte: Napier-Munn (1999)*

O jaspilito, portanto, com base na Tabela 11, é classificado como duro do ponto de vista de consumo energético na moagem. A moagem é etapa fundamental de uma usina de beneficiamento haja visto que é onde há o maior consumo de energia. Por conta desta importância, busca-se a otimização da cominuição em projetos que processam minérios duros ou muito duros.

Em trabalho realizado por Bergeman (2009), foi analisado o WI de bond do minério de cobre do Sossego que obteve valor de 17 kWh/t. A moagem da planta de beneficiamento do Sossego funciona com moinho semi-autógeno (SAG) em circuito fechado com rebitagem em britadores cônicos e posteriormente moinho de bolas. Dentre as medidas sugeridas no trabalho para a otimização do consumo energético as principais foram a redução da granulometria na alimentação do moinho SAG, a implantação de uma britagem secundária antes da moagem e o aumento no enchimento de corpos moedores.

Os resultados mais promissores, de implantação mais rápida e de menores custos, como a mudança na distribuição granulométrica de alimentação e no enchimento de bolas do moinho semi-autógeno, foram prontamente implantadas pela equipe de operação da usina do Sossego, gerando ganhos significativos de produção (BERGEMAN, 2009, p. 189).

Vasconcelos (2012) realizou um trabalho com o itabirito compacto do complexo Serra Azul (MG) e obteve Work Index da moagem de 18 Kwh/t. A melhor rota de processo para o itabirito compacto foi através de concentração magnética de médio e alto campo, e flotação catiônica reversa com etapas *rougher*, *scavenger* e *cleaner* obtendo-se recuperação metalúrgica de 83% e teor de 67,74% de Fe.

Gomes (2010), em seu trabalho, afirma que para Work Index acima de 15kWh/t é benéfico ao empreendimento a prensa de rolos. Na mina do Salobo o WI do cobre é da ordem de 20 kWh/t sendo que a moagem é operada com rolos de alta pressão HPGR (*High-Pressure Grinding Rolls*). Neste mesmo trabalho, é citado que houve maior investimento para implantação, mas houve benefícios nos custos operacionais.

Para o jaspilito, apesar de haver certa resistência a cominuição observada no WI de Bond, é possível traçar rotas de processamento para o seu aproveitamento, já que há minérios

de maior dureza que são processados atualmente. Britagem em estágios (primária, secundária, terciárias e quaternária) e moagem com rolos de alta pressão (HPGR) são incrementos a serem analisados nestas possíveis rotas de processamento.

### 6.3. FLOTAÇÃO

#### 6.3.1. Análise química das alimentações e afundados da flotação

O Quadro 04 mostra os resultados da análise química feita por fluorescência de raios-X nas alimentações, com e sem deslamagem, e nos afundados de cada teste de flotação com os respectivos reagentes coletores.

*Quadro 04 - Análise química das alimentações e afundados da flotação*

AMOSTRA		ENSAIOS (Teor Percentual)							
		Gravimetria		Fluorescência de raios-X					
		PPC 1000°C	SiO <sub>2</sub>	Fe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	TiO <sub>2</sub>
Alimentação	Sem deslamagem	2,31	47,82	34,19	0,49	0,09	0,08	0,04	0,02
MDB 1674		1,77	42,81	38,20	0,49	0,11	0,07	0,10	0,01
LILLAFLOT 811M		1,76	38,13	41,62	0,31	0,12	0,08	0,11	0,02
MDB E63A		1,82	38,17	41,24	0,65	0,13	0,07	0,13	0,02
Alimentação	Com deslamagem	2,07	43,42	37,53	0,39	0,10	0,06	0,04	0,02
MDB 1674		2,95	19,68	53,31	0,54	0,11	0,13	0,08	0,02
LILLAFLOT 811M		3,10	13,79	57,50	0,53	0,10	0,14	0,08	0,03
MDB E63A		3,03	17,49	54,99	0,52	0,09	0,13	0,08	0,01

#### 6.3.2. Deslamagem

Através da análise do Quadro 4, conclui-se que a deslamagem elevou o teor de ferro da alimentação em 3,34 %. Ou seja, de 34,19% da amostra original para 37,53% após a retirada dos finos (partículas menores que 37 µm) – comparando-se a alimentação sem deslamagem e a alimentação com deslamagem, respectivamente. Este aumento de teor após a retirada dos finos ocorreu, provavelmente, devido a uma geração maior de finos de quartzo, durante a

cominuição, quando comparado a minerais de ferro. Descartando-se mais quartzo do que ferro haverá um aumento no teor de metal.

O processo de deslamagem de minério de ferro, por sua vez, não tem por objetivo elevar o teor de ferro do minério. As partículas finas presentes na polpa dificultam o processo de separação das espécies minerais por flotação. Oliveira (2007) afirma que devido a maior área superficial específica das partículas há um consumo muito maior de reagente coletor pelas partículas finas, prejudicando a ação do coletor nas partículas mais grossas e acarretando menor hidrofobicidade destas partículas maiores. Há, portanto, uma necessidade de maior dosagem de reagentes. Sampaio e Silva (2010) afirmam que o excesso da fração fina provoca o aumento da viscosidade da polpa e reduz significativamente a recuperação do processo. A deslamagem é necessária, mas deve ocorrer sem que haja grande quantidade do mineral útil destinado ao rejeito. Segundo Baltar (2008), as partículas finas tendem a agregar-se nas partículas grossas recobrimo-as num processo denominado *slimes-coating*. Os finos recobrem a superfície desses minerais dificultando a adsorção efetiva do coletor.

Outro fator que afeta negativamente o processo de flotação é o arraste hidrodinâmico das partículas finas e ultrafinas que, segundo Borges (1993), por conterem menor tamanho e massa, mesmo as partículas totalmente hidrofílicas, seguem o fluxo de água do sistema e são automaticamente transportadas para a espuma através do fluxo ascendente.

A deslamagem na flotação, portanto, tem por objetivo melhorar a eficácia do processo de flotação da seguinte forma:

- evitar o consumo excessivo de reagentes;
- evitar o *slimes-coating*;
- diminuir o arraste hidrodinâmico.

### **6.3.3. Difractogramas das alimentações e dos produtos da flotação (*Rougher*)**

O comparativo dos difratogramas obtidos das amostras da alimentação e dos afundados, para cada reagente avaliado, com e sem deslamagem, podem ser observados nas Figuras 31 e 32.

Figura 31 - Difratoograma para as amostras sem deslamagem (Q - Quartzo)

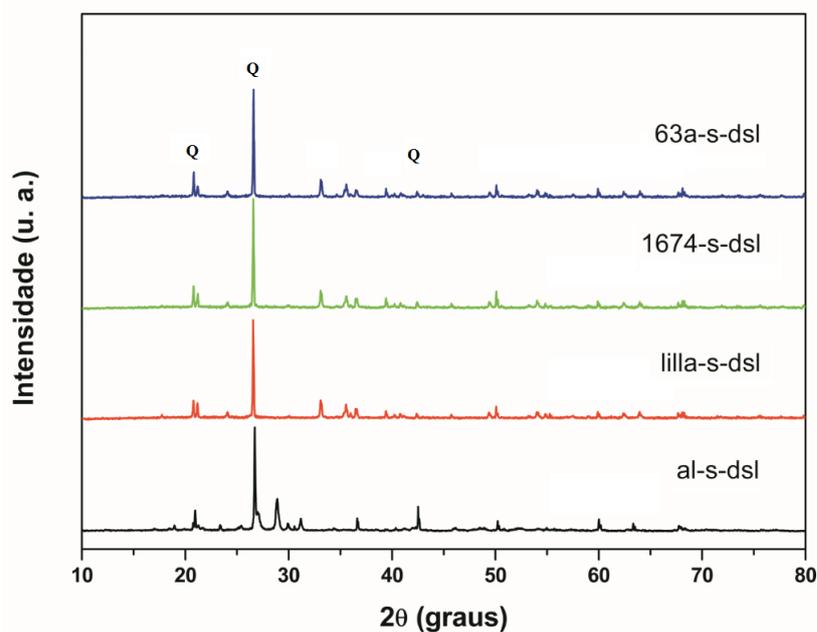
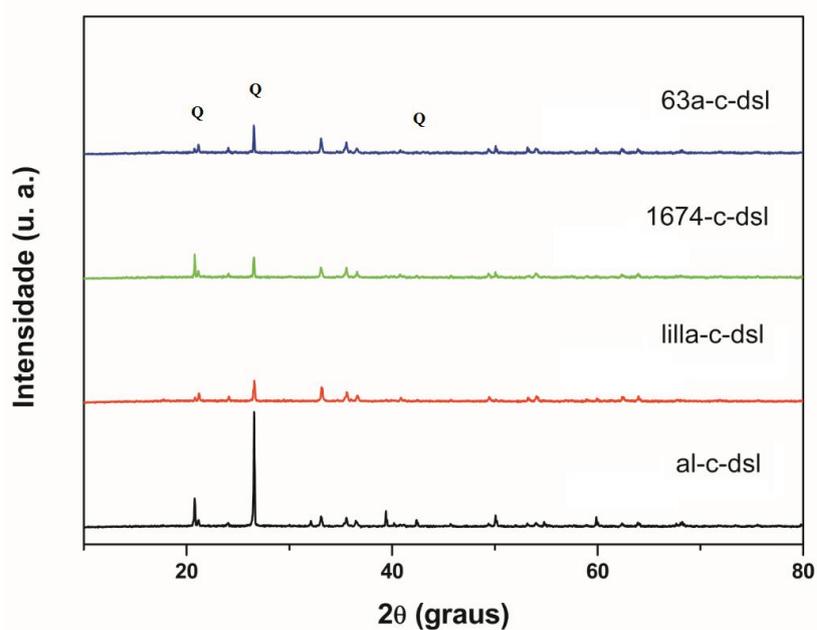


Figura 32 - Difratoograma para as amostras com deslamagem (Q - Quartzo)



Comparando as Figuras 31 e 32, verifica-se que os ensaios de flotação em bancada com deslamagem apresentaram melhores resultados. Houve significativas reduções nas intensidades dos picos de quartzo nos afundados da flotação com deslamagem quando comparados aos picos de quartzo nos afundados sem deslamagem, evidenciando uma melhor retirada do quartzo no flotado (espuma). O aumento de teor do ferro na flotação reversa do minério de ferro ocorre justamente pela retirada do quartzo na espuma (flotado).

### 6.3.4. Recuperação mássica

O Quadro 05 mostra as recuperações mássicas obtidas para cada reagente coletor avaliado.

*Quadro 05 - Recuperação mássica percentual*

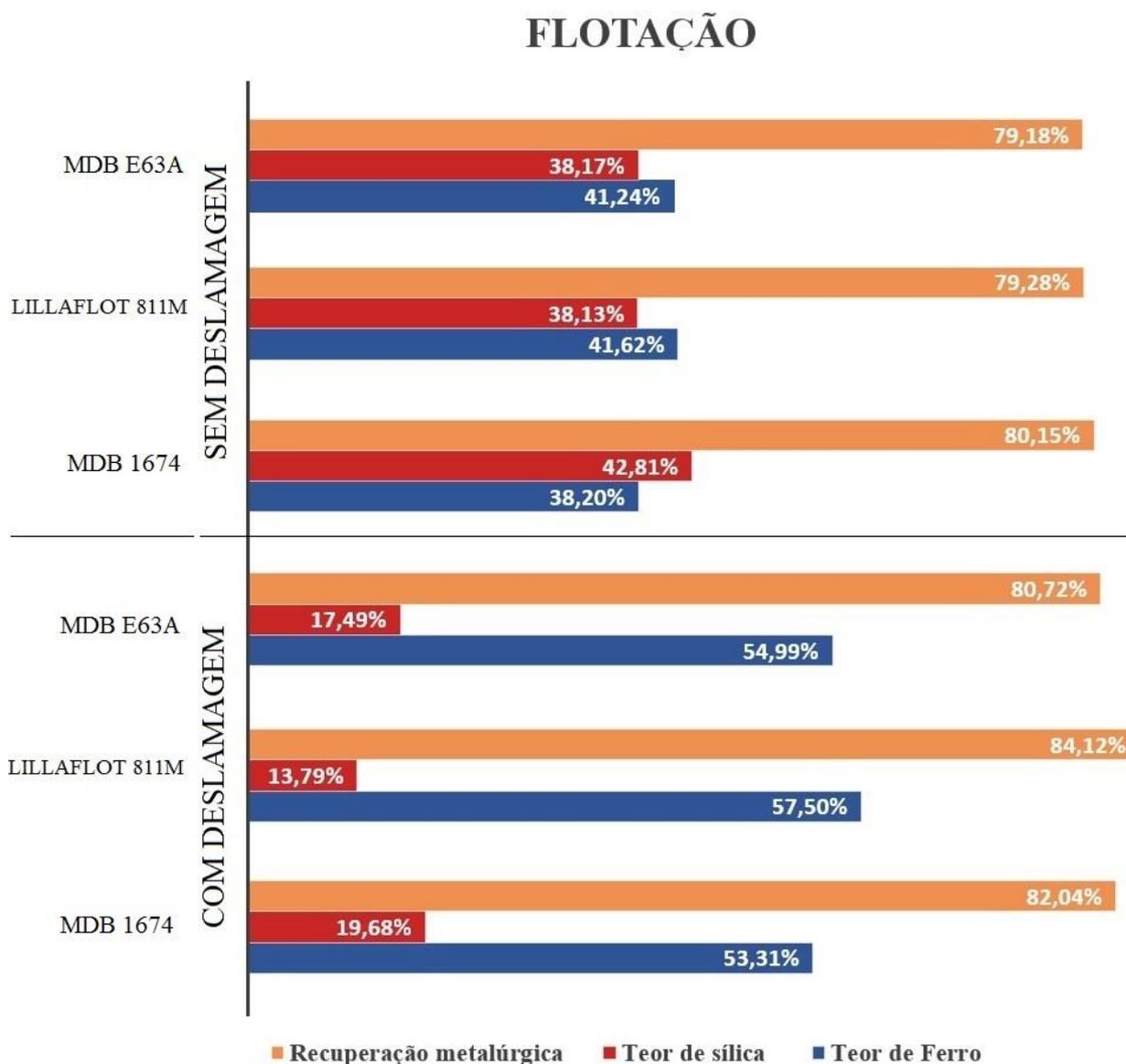
<b>RECUPERAÇÃO MÁSSICA (%)</b>		
<b>Reagente</b>	<b>Sem deslamagem</b>	<b>Com deslamagem</b>
MDB 1674	71,74	57,76
LILLAFLOT 811M	65,13	54,90
MDB E63A	65,64	55,09

No Quadro 05 verifica-se que a recuperação mássica dos ensaios sem deslamagem foram maiores que nos ensaios com deslamagem. O reagente que apresentou melhor recuperação mássica, com e sem deslamagem, foi o MDB 1674. O reagente LILLAFLOT 811M, por outro lado, apresentou os menores percentuais. Porém, não é possível determinar a seletividade e a eficiência do processo de flotação somente com os valores de recuperação mássica, mas estes percentuais contribuem para o balanço de massa e para conferir o desempenho prévio dos reagentes.

### 6.3.5. Recuperação metalúrgica, teor de sílica e teor de ferro

A Figura 33 mostra, comparativamente, as recuperações metalúrgicas e os teores de sílica e de ferro dos afundados para cada reagente avaliado, com e sem deslamagem.

Figura 33 - Recuperação metalúrgica, teor de sílica e teor de ferro da flotação em bancada



A recuperação metalúrgica é parâmetro crucial na flotação e é de extrema importância que se busque a maximização deste indicador numa usina de beneficiamento. Segundo Cruz (2010) o aumento da recuperação metalúrgica na flotação aumenta a vida útil de um projeto de mineração de ferro por conta do maior aproveitamento das reservas, e quanto maior a recuperação, menor a quantidade de material útil depositado nas barragens de rejeito.

Para o ensaio com o reagente MDB 1674 foi observada a maior recuperação metalúrgica para os testes sem deslamagem. Este resultado correlaciona com a alta recuperação mássica observada no Quadro 05 para este reagente. Isto porque, para a flotação reversa, quanto maior for a massa flotada, maior é a probabilidade de partículas hidrofílicas serem carregadas para o flotado. Apesar da recuperação metalúrgica do MDB 1674 ser ligeiramente maior que a do

LILLAFLOT 8MM, observou-se um teor superior deste último reagente. O reagente que obteve o desempenho inferior aos demais nos ensaios sem deslamagem foi o MDB E63A. Apesar da recuperação metalúrgica do ferro, obtida com o MDB 1674, ter sido superior aos outros dois reagentes coletores analisados, observou-se teores de ferro mais elevados para o MDB E63A e LILLAFLOT 811M. O reagente MDB E63A apresentou um bom desempenho na flotação, fornecendo valores de recuperação metalúrgica, e teores de ferro e sílica próximos aos obtidos com o LILLAFLOT 811M. Considerando que o teor de ferro do jaspilito na alimentação da flotação sem a deslamagem é de 34,19%, o LILLAFLOT 811M obteve o melhor desempenho, elevando-se o teor de ferro em 7,43% e reduzindo o teor de sílica de 47,82% para 38,13% em etapa única (*rougher*) e com o maior percentual de recuperação metalúrgica.

Todos os reagentes coletores avaliados apresentaram maiores recuperações metalúrgicas nos testes com deslamagem quando comparado aos testes sem deslamagem. Ou seja, todos os reagentes tiveram bom desempenho na flotação do quartzo (com deslamagem).

O reagente MDB E63A apresentou recuperação metalúrgica de 80,72%, Ou seja, 19,28% do ferro passou para o flotado. O teor de ferro do concentrado foi de 54,99%, aumento de 17,46% em relação a alimentação (37,53% de Fe). O teor de sílica observado para este reagente foi de 17,49%. Um bom resultado considerando que foi realizada apenas a etapa *rougher*.

O reagente MDB 1674 obteve recuperação metalúrgica melhor que o MDB E63A, apesar do teor de ferro ter sido 1,68% inferior e o de sílica 2,19% superior. Neste caso, ficou evidente a importância da deslamagem para a eficiência do processo de flotação, já que no ensaio sem deslamagem quase não houve aumento no teor de ferro para este reagente.

O melhor resultado na flotação reversa do jaspilito de Carajás foi alcançado com o reagente LILLAFLOT 811M, para amostra com deslamagem. A recuperação metalúrgica foi de 84,12%, a maior dentre os reagentes testados. Com esse reagente foi obtido o maior teor de ferro e o menor teor de sílica no concentrado (57,50% e 13,79%, respectivamente). O melhor desempenho apresentado pode ser devido ao fato desse reagente ser composto somente por eteramina, enquanto os outros reagentes testados são uma mistura de amina primária e etermonoamina (MDB E63A) e mistura de etermonoaminas (MDB 1674). Neste caso, a mistura de reagentes foi prejudicial à flotação.

Diante disto, a flotação mostrou-se eficiente na concentração do jaspilito de Carajás. O processo de flotação geralmente ocorre em várias etapas, até que se obtenha o teor exigido

pelo mercado. Em algumas plantas de beneficiamento, além das etapas clássicas *rougher*, *scavenger* e *cleaner* são inseridas etapas complementares como *re-cleaner* e *scavenger do cleaner*. Segundo o DNPM (2015), a média de teor dos minérios de ferro produzidos foi de 63,5% naquele ano.

O processo de flotação pode ser melhorado variando-se alguns parâmetros como dosagem de coletor e porcentagem de sólidos a fim de atingir recuperação metalúrgica e/ou teores maiores. A flotação em coluna também representa uma alternativa para o aproveitamento da fração fina que não pode ser aproveitado pela flotação em células mecânicas.

Ribeiro (2011) realizou testes de flotação com o Itabirito Pobre Compacto (IPC) da mina Casa da Pedra, em Congonhas (MG), usando as etapas *rougher* e *cleaner*, com deslamagem, o coletor monoamina Flotigam EDA e 40% de porcentagem de sólidos da polpa. O melhor resultado obtido elevou de 40,91% para 66,51% o teor de Fe, com teor de quartzo de 1,75% e recuperação metalúrgica de 84%.

## 7. CONCLUSÃO

Os resultados da caracterização do jaspilite de Carajás mostram que a composição do material rochoso é dividida em minerais silicosos e opacos. Os minerais silicosos representam a maior porção dentre os constituintes sendo basicamente quartzo em duas formas: *jaspé* (sílica com impregnações de ferro) e *chert* (sílica em microcristais sem contaminação) em menor quantidade. Os minerais opacos são minerais de ferro diversos sendo que na difração de raios-X as fases minerais detectadas foram magnetita, goethita e hematita tendo destaque a elevada porção de magnetita e a baixíssima de hematita, estimados em 41,5% e 2,2%, respectivamente. A análise química realizada por fluorescência de raios-X indicou teores de sílica de 47,82% e 34,19% do elemento Fe, corroborando com a análise por difração de raios-X. Há outros elementos traços presentes no jaspilite sendo eles alumínio, cromo, manganês, e titânio ambos oxidados mas não foram detectadas estas fases nas análises de difração de raios-X. Há outros elementos com teores extremamente baixos (Na, Mg, K e P) inferiores a detecção do aparelho de fluorescência de raios-X utilizado.

A densidade do material determinada foi de 3,44 g/cm<sup>3</sup>, valor coerente, considerando que há bastante ferro na composição.

O Work index da moagem do jaspilite de Carajás foi de 15,75 kWh/t. Isto representa um valor alto, sendo, portanto, classificado como material duro, com base na tabela desenvolvida por Napier Munn *et. al.* (1999). No entanto, na indústria mineral há minérios mais resistentes a moagem, que demandam maior energia para que sejam fragmentados. Estima-se, por sua vez, que a energia necessária para cominuir uma tonelada de jaspilite abaixo de 106 micrometros é de 10,67 kWh.

Os melhores resultados obtidos na flotação catiônica reversa do jaspilite foram para os testes com deslamagem. O coletor que apresentou o melhor resultado dentre os testados foi o LILLAFLOT 811M, fornecendo uma recuperação metalúrgica de 84,12% e teor de 57,5% de Fe. Portanto, para os parâmetros aplicados neste trabalho e com a remoção das partículas finas e ultrafinas da polpa, o processo de flotação mostrou-se satisfatório para concentrar o ferro presente no jaspilite de Carajás.

## 8. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Este estudo amplia o horizonte para o aproveitamento do jaspilite de Carajás. Mas há muito a ser explorado neste contexto. Por conta disto, este estudo recomenda que trabalhos futuros sejam desenvolvidos com as seguintes vertentes:

- Realização de estudo de viabilidade econômica para a extração e a concentração do jaspilite por flotação.
- Análise da flotação das frações inferiores em colunas de flotação.
- Análise da flotação com deslamagem em 10  $\mu\text{m}$  por meio de hidrociclones.
- Variação de parâmetros básicos da flotação como dosagem de coletor e porcentagem de sólidos.
- Análise da concentração magnética.

## 9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ABREU, S. S. **PETROGRAFIA E GEOQUÍMICA DE FORMAÇÕES FERRÍFERAS BANDADAS E A GÊNESE DE CAVERNAS DA SERRA NORTE, CARAJÁS, PARÁ.** Dissertação de mestrado. UFPA. 2017. P. 43.

ALEXANDRE T. L.; BUENO, M. I. M. S. **Classification of some species, genera and families of plants by x-ray spectrometry. X-ray spectrometry**, v. 35, n.4, p. 257- 260, 2006.

ALLEN, T. **Particle size measurement**. 5. ed. London: Chapman and Hall, 1997. 834p.

ANFRUNS, J.P. **The flotation of small particles**, D.Sc. Thesis, Imperial College of Science and Technology, London, 1976.

AQUINO, J. A. **Estudo de flotação em coluna convencional, agitada e de recheio**. Tese de Doutorado, Universidade Estadual de Campinas. São Paulo, 1998. p. 10.

AQUINO, J. A.; OLIVEIRA, M. L. M.; FERNANDES, M. D. **Flotação em coluna**. In: Tratamento de Minérios (Luz, A.B., Sampaio, J.A., Almeida, S.L.M., Editores), CETEM/MCT, 4.ed., Rio de Janeiro, 2004.

ASSIS, Luciano M. et al. **Geração de Modelo Exploratório para o Minério de Ferro da Província Mineral de Carajás Através da Integração de Dados Multifone** (Dissertação de Mestrado), Universidade de Brasília, 2013.

AUTHIER, A. **Early Days of X-ray Crystallography**. OUP Oxford, 2013. 464p

BALTAR, C. A. M. **Flotação no Tratamento de Minério**. Departamento de Engenharia de Minas - UFPE, Recife, 2008.

**Basic in minerals procesing** – METSO MINERALS, 2002. Disponível em: [http://www.metso.com/globalassets/saleshub/documents---episerver/handbook-basics-in-minerals-processing\\_en.pdf](http://www.metso.com/globalassets/saleshub/documents---episerver/handbook-basics-in-minerals-processing_en.pdf) Acesso em 10 de março de 2017.

BECKHOFF, B.; KANNGIEBER, B.; LANGHOOF, N.; WEDELL, R.; WOLFF, H. **Handbook of Practical X-Ray Fluorescence Analysis**. 1 ed. Berlin-London: Springer, 2006.

BERALDO, J. L. **Moagem de minérios em moinhos tubulares**. 1º Edição. Edgar Blucher, 1987. p. 1-47.

BERGEMAM, M. G. **Modelagem e simulação do circuito de moagem do sossego**. Dissertação de mestrado. USP. 2009.

BILLINGE, S. J. L.; DINNEBIER, R. E. **Powder Diffraction: Theory and Practice**, 2008. 582 p

BIRD, R.B.; STEWART, W.E.; LIGHTFOOT, E.N. **Transport Phenomena**, John Wiley & Sons, Toronto. 1960.

BRITO NEVES, B. B.; CORDANI, U. G. 1991. **Tectonic evolution o South America during Late Proterozoic**. Precambrian research.

Bond, F.C. **The Third Theory of Comminution**. Transaction AIME, 193, p. 484-494, 1952.

BORGES, A. M. B., **Arraste na flotação catiônica reversa de minérios de ferro**. 1993. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, 1993.

CALDARA, J. A. **Abordagem sobre a aplicação da flotação em coluna em beneficiamento mineral**. In: JORNADA DE INICIAÇÃO CIENTÍFICA, 18., Rio de Janeiro. Anais. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010.

CARMO, G. R. **Difração de Raios-X: Fundamentos e Aplicações**. Trabalho de conclusão de curso. UNIFESSPA. 2016.

CARRISSO, R. C. C.; CORREIA, J. C. G. **Classificação e Peneiramento**. In: LUZ, A. B. (Org). Tratamento de minérios. 4 ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004. p. 197-237.

CARVALHO, P. S. L.; SILVA, M. M.; ROCIO, M.A.A., MOSZKOWICZ, J. **Minério de ferro**. BNDES. Acesso em 15 de novembro de 2017. Disponível em: [https://web.bndes.gov.br/bib/jspui/bitstream/1408/4802/1/BS%2039%20min%C3%A9rio%20de%20ferro\\_P.pdf](https://web.bndes.gov.br/bib/jspui/bitstream/1408/4802/1/BS%2039%20min%C3%A9rio%20de%20ferro_P.pdf)

CASTRO, E. B., CRUZ, M. R. **Modificação do circuito de flotação da planta de beneficiamento de Vargem Grande.** In: IV SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO. Ouro Preto. 2003.

CHAVES, A. P.; PERES, A. E. C.; **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios – Britagem, Peneiramento e Moagem.** Volume 3, 2. ed. São Paulo, Brasil: Signus Editora, 2003.

CHAVES, A. P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios.** Volume 1, 2. ed. São Paulo, Brasil: Signus Editora, 2002. P. 8.

CHAVES, A. P. **Teoria e prática do tratamento de minérios. A flotação no Brasil.** 1ª Edição. São Paulo, 2006. Volume 4.

CHAVES, A. P.; LEAL FILHO, L. S.; BRAGA, P. F. A. **Flotação.** In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. Tratamento de Minérios. Rio de Janeiro: CETEM, 2010.

CRAIG, J.R.; VAUGHAN, D.J. **Microscopy and Ore Petrography.** 2nd Edition, John Wiley & Sons Inc., Hoboken, 1994. 424.

CRUZ, M. R., **Flotação Fracionada: Aumento do Rendimento da Flotação Através da Divisão da Alimentação em Duas Frações Granulométricas.** Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, UFMG. Belo Horizonte, 2010.

DALL'AGNOL, R.; OLIVEIRA, M.A.; ALMEIDA, J.A.C.; ALTHOFF, F.J.; LEITE, A.A.S.; OLIVEIRA, D.C.; BARROS, C.E.M. **Archean and paleoproterozoic granitoids of the carajás metallogenic province, eastern amazonian cráton.** In: SYMPOSIUM ON MAGMATISMO, CRUSTAL EVOLUTION, AND METALLOGENESIS OF THE AMAZONIAN CRATON, Belém, 2006. p. 99-150.

DELBEM, I. D. **Processamento e Análise Digital de Imagens Aplicados aos Estudos de Liberação Mineral.** Dissertação de mestrado. UFMG. 2010.

DOCEGEO. 1988. **Revisão litoestratigráfica da Província mineral de Carajás.** In: Anexo ao Anais do XXXV Congr. Bras. Geol., Belém. Vale do Rio Doce/SBG, p. 11-56.

DNPM. Sumário mineral 2015.

Disponível em: <http://www.dnpm.gov.br/dnpm/sumarios/sumario-mineral-2015>

EICHLER, J., **Origino of the precabrian baded iron formations.** In: Handbook of stratabound and stratform ore deposits. Ed. Wolf, Amsterdam, Elsevier, 1976.

FIGUEIRA, H. V. O.; LUZ A. B.; ALMEIDA, S. L. M. **Britagem e Moagem.** In: Tratamento de Minérios. 5º Edição. CETEM. 2010.

GOMES, F. B. **A prensa de rolos como alternativa para os circuitos de cominuição nas atividades de mineração e a viabilidade de sua aplicação.** Dissertação de mestrado. UFMG. 2010.

HALL, S. Froth flotation – **The importance of the froth.** Mining Magazine, 1996.

LOBATO, L. M.; ROSIERE, A. C.; SILVA, R. C. F.; ZUCCHETTI, M.; BAARS, F. J.; SEOANE, J. C. S.; RIOS, F. J.; PIMENTEL, M.; MENDES, G. E.; MONTEIRO, A. M. **A mineralização hidrotermal de ferro da província mineral de carajás – Controle estrutural e contexto na evolução metalogenética da província.** In: Caracterização de Depósitos Minerais de Distritos Mineiros da Amazônia. MARINI J. O.; QUEIROZ, E. T.; RAMOS, B. W., DNPM, Brasília, 2005.

LIMA, R. M. F. **Adsorção de amido e amina na superfície da hematita e do quartzo e sua influência na flotação.** Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1997. (Tese, Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).

MACAMBIRA J.B. 2003. **O ambiente deposicional da Formação Carajás e uma proposta demodelo evolutivo para a Bacia Grão Pará.** Tese (Doutorado) - Instituto de Geociências, Universidade Estadual de Campinas. Resumo.

MANSUR, H. S. Capítulo 7. **Técnicas de Caracterização de Materiais.** In: Biomateriais: fundamentos e aplicações. Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais – UFMG. 2012. p. 44. Disponível em: <http://www.biomaterial.com.br/capitulo7part01.pdf>. Acesso em: 02 de outubro de 2017.

MANUAL ARF 9900 INTELLIPOWER SERIES, 2007. Disponível em: <https://dokumen.tips/documents/user-manual-xrf-9900.html> Acesso em 26 de outubro de 2017.

MELO JÚNIOR, A. S. **Análise quantitativa do material particulado na região de campinas através das técnicas de microfluorescência de raios-X e reflexão total usando radiação síncrotron.** Tese (Doutorado em Química) - Unicamp, Campinas, São Paulo, 2007.

MONTEIRO, L. V. S.; XAVIER, R. P.; SOUSA FILHO, C. R.; MORETO, C. P. N. **Metalogênese da província Carajás.** In: Programa Geologia do Brasil: Recursos minerais. CPRM, 2014. P. 47.

Disponível em:

[http://www.cprm.gov.br/publique/media/Metalogenese\\_Provincias\\_Tectonicas\\_Brasileiras.pdf](http://www.cprm.gov.br/publique/media/Metalogenese_Provincias_Tectonicas_Brasileiras.pdf). Acesso em 10 de julho de 2017.

MOTTA, E. P., **QUEDA DE PRESSÃO EM UM LEITO DE PARTÍCULAS DE XISTO: AVALIAÇÃO DE MODELOS PARA DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA E DIÂMETROS MÉDIOS EQUIVALENTES, ESTUDO DO EFEITO DA ALTURA DO LEITO E AVALIAÇÃO DE MODELOS PARA PREDIÇÃO DA QUEDA DE PRESSÃO.** Dissertação de Mestrado. Universidade Federal do Paraná, 2009. P. 33.

MURTA, M. C. J. **Análise de inclusões não metálicas em aço por espectrometria de emissão óptica associada ao sistema Spark-DAT.** Dissertação de mestrado. UFMG. 2013. P. 10.

NAPIER-MUNN, T. J.; MORRELL, S.; MORRINSON, R. D.; KOJOVIC, T. **Mineral cominution: Their operation and optmisation.** JKMRRC. Queensland.1999. P. 63.

NASCIMENTO, D. R. **Flotação aniônica de minério de ferro.** Dissertação de mestrado. UFOP. 2010. P. 41.

NEUMANN, R.; SCHNEIDER, C. L.; NETO, A. A., **Caracterização tecnológica de minérios.** In: Luz, A. B. Tratamento de minérios. CETEM, Rio de Janeiro, 2010.

OLIVEIRA, J. F. **Flotação.** In: Tendências tecnológicas Brasil 2015: geociências e tecnologia mineral. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2007. p.138-161.

PARREIRA, P. **Metodologia de EDXRF e aplicações com um sistema portátil**. 1. ed. Londrina: UEL, LFNATEC, 2006. v. 10. P. 2

PECHARSKY, V.; ZAVALIJ, P. **Fundamentals of Powder Diffraction and Structural Characterization of Materials**, 1ª ed., Springer, 2004. 713 p.

PEREIRA, C.E., **Moagem**. In: PERES, A.E.C.; PEREIRA, C.E.; da SILVA, J.M.; DE ARAUJO, A.C., *Curso de Beneficiamento de minérios*. Belo Horizonte: 1989.

PEREIRA, P. E. C. **Comparação entre diferentes testes de moagem SAG para determinação da energia unitária para cominuição de minérios sulfetados de cobre**. Dissertação de mestrado. UFMG. 2004. P. 7.

PRASSAD, M. S. **Reagents in the minerals industry – recent trends and applications**. Minerals Engineering. Volume 5, 1992. p. 279 – 294.

QUEIROZ, R. S., **PETROGRAFIA DO TESTEMUNHO DE SONDAGEM N4WS 1495, DAS FORMAÇÕES FERRÍFERAS BANDADAS, SERRA NORTE, CARAJÁS-PA**. Trabalho de conclusão de curso. Geologia. UNIFESSPA, 2015. P. 51.

RAMDOHR, P. **The ore minerals and their intergrowths**. 2.ed. Oxford: Pergamon Press Ltd. 1980.

RIBEIRO, E. Q., **CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DO ITABIRITO POBRE COMPACTO – “IPC” DA MINA CASA DE PEDRA**. Dissertação de mestrado. UFMG, 2011.

RODRIGUES, R. S. **Grau de Liberação de Diferentes Tipos de Minério de Ferro das Minas de Alegria (Mariana-MG) e sua Influência nas Etapas de Cominuição e Concentração**. Dissertação de mestrado, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2016.

ROSIERE, A. C.; CHEMALE JR, F. **Itabiritos e minérios de ferro de alto teor do quadrilátero ferrífero – uma visão geral e discussão**. Revista Geonomos, Volume 8. 2ª edição. 2000. <http://www.sigep.cprm.gov.br/glossario/verbete/anquimetamorfismo.htm> acesso em 10 de dezembro de 2016. CPRM.

SAMPAIO, J. A.; SILVA, F. A. N. G.. **Análise granulométrica por peneiramento**. IN: Tratamento de Minérios: Práticas laboratoriais. Rio de Janeiro: CETEM/MCTI, 2010. p. 55-72. Disponível em: <http://mineralis.cetem.gov.br/handle/cetem/1020>.

SANTOS, J.O.S. **Geotectônica do escudo das guianas e Brasil-Central**. In: Geologia, tectônica e recursos minerais do Brasil: texto, mapas e SIG. Brasília. CPRM. 2003. p. 169-226.

SANTOS, E. S.; GAMA, E. M.; FRANÇA, R. S.; SOUSA, A. S.; MATOS, R. P. **Espectrometria de fluorescência de raios-x na determinação de espécies químicas**. Enciclopédia biosfera, Centro Científico Conhecer, Goiânia, v.9, n. 17, 2013, P. 3416.

SILVESTRE, M. O. **Estudo do estado de dispersão das partículas em polpa de minério sulfetado de chumbo-zinco**. 2007. 90f. Dissertação (mestrado), Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2007.

SIMÃO, H. K. **Concentrabilidade de minério de ferro de Cateruca**. Dissertação (Mestrado). Universidade Federal de Ouro Preto. 2010. P. 72.

TASSINARI, C.C.G.; MACAMBIRA, M.J.B. **A evolução tectônica do Craton Amazônico**. In: MANTESSO-NETO, V.; BARTORELLI, A.; CARNEIRO C.D.R.; BRITO NEVES, B.B. Geologia do continente Sul-americano: Evolução da obra de Fernando Flávio Marques de Almeida. Beca, São Paulo. 2004. P.471-485.

ULIANA, A. **A célula pneumática e sua aplicabilidade à flotação reversa de minério de ferro itabirítico**. Dissertação de mestrado. Universidade de São Paulo. São Paulo, 2017.

Vasconcelos, L. A., Brandão, P. R. G., Lemos, L. N. **ESTUDOS DE CARACTERIZAÇÃO E CONCENTRAÇÃO DE ITABIRITO COMPACTO DO COMPLEXO SERRA AZUL, MG**. Associação Brasileira de Materiais Metalurgia e Mineração. 2012. Disponível em: <http://www.tecnologiammm.com.br/files/v9n2/v9n2a02.pdf>

VASQUEZ, M. L.; ROSA-COSTA, L. T.; SILVA, C. M. G.; RICCI, P. S. F.; BARBOSA, J. P. O.; KLEIN, E. L.; LOPES, E. C. S.; MACAMBIRA, E. M. B.; CHAVES, C. L.; CARVALHO, J. M. A.; OLIVEIRA, J. G. F.; ANJOS, G. C.; SILVA, H. R. **Unidades Litoestratigráficas**. In: Geologia e Recursos Minerais do Estado do Pará. Sistema de Informações Geográficas – SIG: texto explicativo dos mapas Geológico e Tectônico e de Recursos Minerais do Estado do Pará. Organizadores: Vasquez, M. L. & Rosa-Costa, L. T. Escala 1:1.000.000. Belém: CPRM. 2008.

WILLS, B. A.; NAPIER-MUNN, T. **Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery**. Elsevier, 7<sup>o</sup> Edição, 2006. p. 270.

## 10. ANEXOS

## ANEXO I - Análise química completa do jaspilito da alimentação e afundados da flotação

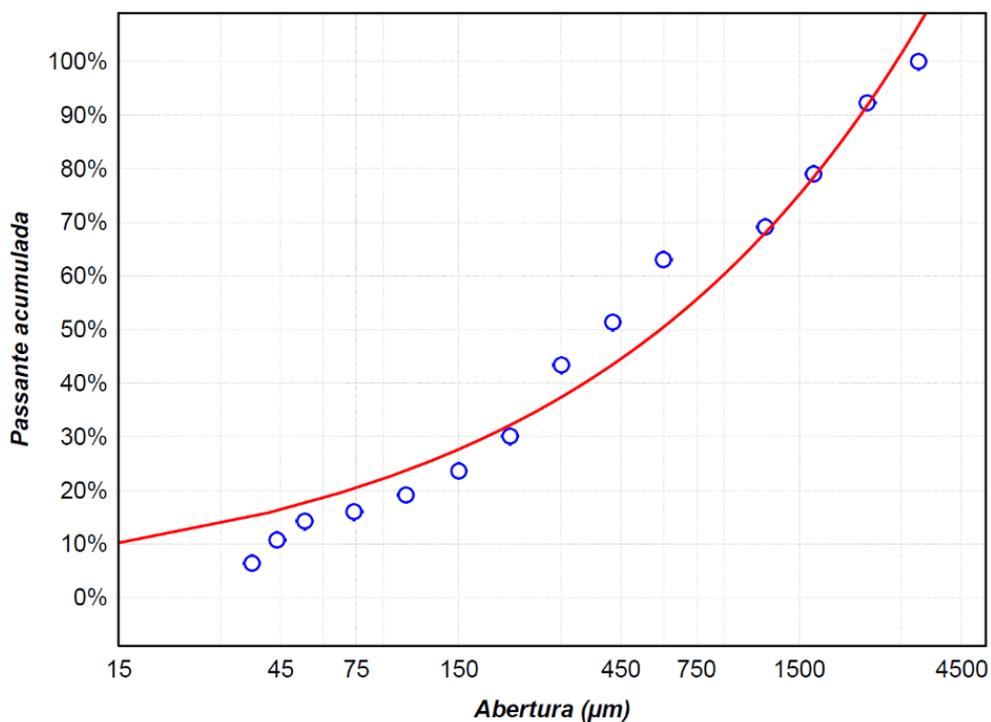
AMOSTRA	TEORES (Percentual)												
	Gravimetria		Fluorescência de raios-X										
	PPC 1000°C	SiO <sub>2</sub>	Fe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	TiO <sub>2</sub>	Na <sub>2</sub> O	MgO	K <sub>2</sub> O	P	
Alimentação	Sem deslamagem	2,31	47,82	34,19	0,49	0,09	0,08	0,04	0,02	*	*	**	**
MDB 1674		1,77	42,81	38,20	0,49	0,11	0,07	0,10	0,01	*	*	**	**
LILLAFLOT 811M		1,76	38,13	41,62	0,31	0,12	0,08	0,11	0,02	*	*	**	**
MDB E63A		1,82	38,17	41,24	0,65	0,13	0,07	0,13	0,02	*	*	**	**
Alimentação	Com deslamagem	2,07	43,42	37,53	0,39	0,10	0,06	0,04	0,02	*	*	**	**
MDB 1674		2,95	19,68	53,31	0,54	0,11	0,13	0,08	0,02	*	*	**	**
LILLAFLOT 811M		3,10	13,79	57,50	0,53	0,10	0,14	0,08	0,03	*	*	**	**
MDB E63A		3,03	17,49	54,99	0,52	0,09	0,13	0,08	0,01	*	*	**	**

\* Abaixo do limite de detecção (&gt; 0,1)

\*\* Abaixo do limite de detecção (&gt; 0,01).

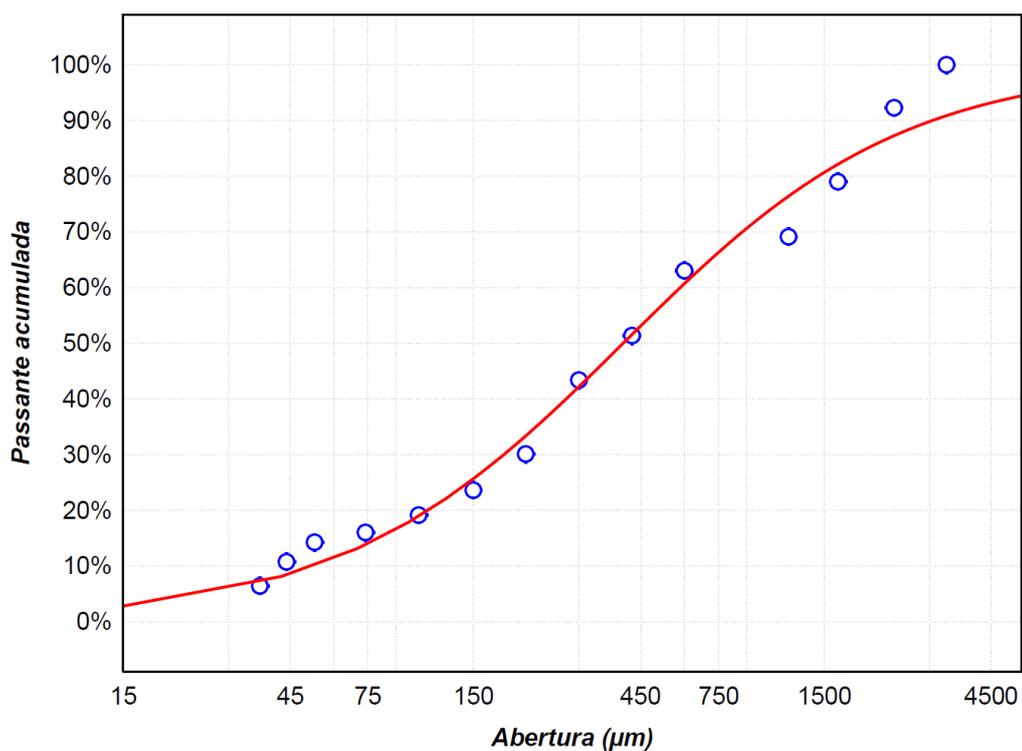
## ANEXO II – Gráficos da distribuição granulométrica após a britagem

### Curva de Distribuição GGS

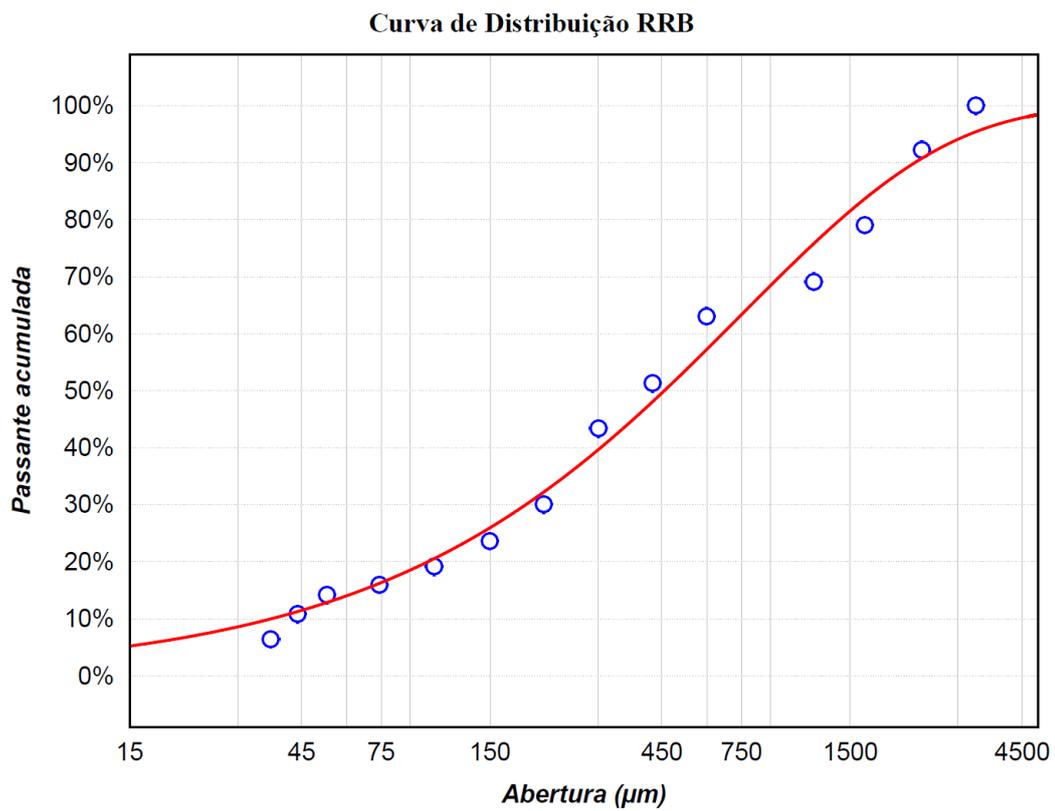


*Curva de distribuição a partir do modelo de Gaudin, Gates e Schumann (GGS)*

### Curva de Distribuição SIGMOIDE



*Distribuição granulométrica acumulativa a partir do modelo Sigmoide*



*Distribuição granulométrica acumulativa a partir do modelo de Rosin Rammler e Bennet (RRB)*