



UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO  
CENTRO DE TECNOLOGIA E GEOCIÊNCIAS  
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS  
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL

RODRIGO LUIS DE SOUZA

**CORRELAÇÃO ENTRE AS ENERGIAS ESPECÍFICAS DE COMINUIÇÃO DE  
PARTÍCULAS UNITÁRIAS E MÚLTIPLAS E UMA ANÁLISE DE MOAGEM DE  
UM MINÉRIO DE TUNGSTÊNIO DO ESTADO DO RIO GRANDE DO NORTE, NO  
NORDESTE DO BRASIL**

Recife

2020

RODRIGO LUIS DE SOUZA

**CORRELAÇÃO ENTRE AS ENERGIAS ESPECÍFICAS DE COMINUIÇÃO DE  
PARTÍCULAS UNITÁRIAS E MÚLTIPLAS E UMA ANÁLISE DE MOAGEM DE  
UM MINÉRIO DE TUNGSTÊNIO DO ESTADO DO RIO GRANDE DO NORTE, NO  
NORDESTE DO BRASIL**

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Pernambuco, como requisito parcial para a obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral.

Área de Concentração: Minerais Industriais.

Orientador: Prof. Dr. José Carlos da Silva Oliveira.

Coorientador: Prof. Dr. Belarmino Barbosa Lira.

Recife

2020

Catálogo na fonte  
Bibliotecária Margareth Malta, CRB-4 / 1198

S729i

Souza, Rodrigo Luis de.

Correlação entre as energias específicas de cominuição de partículas unitárias e múltiplas e uma análise de moagem de um minério de tungstênio do Estado do Rio Grande do Norte, no Nordeste do Brasil / Rodrigo Luis de Souza. - 2020.

119 folhas, il., gráfs., tabs.

Orientador: Prof. Dr. José Carlos da Silva Oliveira.

Coorientador: Prof. Dr. Belarmino Barbosa Lira.

Dissertação (Mestrado) – Universidade Federal de Pernambuco. CTG. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, 2020.

Inclui Referências e Anexos.

1. Engenharia de Minas. 2. Caracterização. 3. Energia específica cominuição. 4. Ensaios com moinho de barras. 5 Work Index do minério de tungstênio. I. Oliveira, José Carlos da Silva (Orientador). II. Lira, Belarmino Barbosa (Coorientador). III. Título.

UFPE

623.26 CDD (22. ed.)

BCTG/2021-90



**UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO**  
**PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL**  
**PARECER DA COMISSÃO EXAMINADORA**

**DE DEFESA DE DISSERTAÇÃO DE MESTRADO DE**  
**RODRIGO LUIS DE SOUZA**

**TITULO**

**“ Correlação entre as Energias Específicas de Cominuição de Partículas Unitárias e Múltiplas e uma Análise de Moagem de um Minério de Tungstênio do Estado do Rio Grande do Norte, no Nordeste do Brasil”**

**ÁREA DE CONCENTRAÇÃO: Minerais Industriais**

A comissão examinadora composta pelos professores abaixo, sob a presidência  
**Prof. Dr. JOSÉ CARLOS DA SILVA OLIVEIRA**

Considera o aluno, **Aprovado.**

Recife, 30 de julho de 2020.

---

**Prof. Dr. JOSÉ CARLOS DA SILVA OLIVEIRA**

**- Orientador - (UFPE) -**

---

**Prof. Dr. Áureo Octávio Del Vecchio Machado**

**- Examinador Interno - (UFPE)**

---

**Prof.a. Dra. Sheila Alves Bezerra da Costa Rêgo**

**- Examinador Externo - (UFPB)**

## AGRADECIMENTOS

Primeiramente, gostaria de agradecer ao meu Orientador Prof. José Carlos da Silva Oliveira pela proposta e elaboração do tema para a dissertação. Assim como, pela sua dedicação, compromisso, responsabilidade e companheirismo no desenvolvimento e conclusão desse presente trabalho, durante toda esta jornada.

Ao meu Coorientador Prof. Belarmino Barbosa Lira por ter cooperado e acrescentado um tema tão relevante na minha dissertação que é a energia específica de cominuição.

Aos Professores Evenildo Bezerra de Melo e Pedro Luis Guzzo, pelos auxílios no aprimoramento das pesquisas e conhecimento dos temas abordados da dissertação, durante o meu período de mestrado.

À todos aqueles do Laboratório de Tecnologia Mineral (LTM-UFPE), em especial, aos meus colegas Felipe Brito pela atenção com a minha pessoa e a sua contribuição acadêmica na minha linha de pesquisa, a Engenheira Química Leila Baltar pelo incentivo e palavras de conforto em certos momentos e ao Técnico de Laboratório Marcelo Gomes por todo o seu esforço, suporte e apoio durante os ensaios realizados, assim como, também, a sua amizade e carinho comigo durante todo esse tempo.

Gostaria de agradecer, também, aos demais colegas, professores e funcionários do Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Pernambuco (PPGEMINAS-UFPE) por fazer parte da minha história durante o período de mestrado.

E, finalmente, aos meus pais Luis José de Souza e Carmem Lúcia da Silva, principalmente, a minha mãe pela sua presença, amor, proteção e encorajamento em todas as circunstâncias na minha vida. A toda a minha família como base de tudo.

## RESUMO

Os principais minerais portadores de tungstênio são a scheelita e wolframita. As ocorrências brasileiras de scheelita estão localizadas essencialmente no Nordeste do Brasil. A cominuição para a concentração de um minério é uma etapa importante, porque interfere nos custos de produção e aproveitamento adequado do mineral de interesse econômico. Os principais objetivos deste trabalho foram a determinação da energia específica de cominuição, pelo método alternativo do duplo pêndulo, e a realização de ensaios de moagem do minério, com variadas condições operacionais. Uma amostra de 128 kg foi coletada no Município de Bodó-RN. O minério foi transportado para o Laboratório de Tecnologia Mineral (UFPE) e deixado ao ar livre para secagem. Um britador de mandíbulas, rolos e uma peneira foram utilizados para a redução do minério abaixo de 4 malhas (4,75 mm). A homogeneização foi feita com pilhas cônicas e alongadas, de onde foram retiradas as alíquotas representativas para esta investigação. O minério foi caracterizado por distribuição granulométrica, composições mineralógica e química. O minério abaixo de 200 malhas (0,075 mm) teve a seguinte distribuição: 12,59% (massa de minério) e; 9,01% (massa de  $WO_3$ ). Este resultado indica a impossibilidade de recuperação de 9,01 % da massa de  $WO_3$ , somente com a redução do minério abaixo de 4 malhas. A difração de raios X revelou que o minério é composto pelos seguintes minerais: quartzo, biotita, scheelita, granada, magnetita, albita, rutilo, epídoto e hornblenda. A fluorescência de raios X indicou que o minério tem os seguintes teores médios: 1,27%  $WO_3$  e 0,41%  $TiO_2$ . Este último resultado permite dizer que o rutilo (0,41%  $TiO_2$ ) tem potencial para ser aproveitado como subproduto da concentração scheelita, por se tratar de um mineral denso. As partículas com tamanhos compreendidos entre 4x10 (4,75x1,70 mm) e 4x20 (4,75x0,85 mm) malhas foram moídas num moinho de barras para a liberação satisfatória da scheelita. A primeira moagem foi realizada a seco, depois, com uma polpa de 20 e 30% em peso de sólidos. Os tempos de moagem foram de 3, 6, 9 e 12 minutos. A energia específica de cominuição ( $E_{cs}$ ) para a fragmentação de uma tonelada métrica do minério de Bodo-RN foi de 1,34 kWh e o  $WI$  de 14,25 kWh. Nos ensaios, verificou-se que os produtos da moagem são muito influenciados pelos parâmetros do moinho. Na polpa com 20% em peso de sólidos, alimentação em 4x20 malhas, a de massa de  $WO_3$ , abaixo de 200 malhas, ficou em 20,95%, no tempo de residência de 12 minutos. Este resultado indica que a recuperação de  $WO_3$  ficaria em torno de 70,04%, empregando-se processos densitários, com forças gravitacionais. O limite de moagem do minério foi calculado em 89,73  $\mu m$  ( $D_{50}$ ), tendo sido atingido após o tempo de 12 minutos, com moagem a 30% em peso em sólidos na polpa e

alimentação com 4x10 malhas. Os ensaios de moagem mostraram que a fragmentação média do minério foi de 95,95% e que não foi evidenciado o surgimento de aglomeração de partículas finas, conforme a análise dimensional.

Palavras-chave: Caracterização. Energia específica cominuição. Ensaio com moinho de barras. Work Index do minério de tungstênio.

## ABSTRACT

The main minerals that carry tungsten are scheelite and wolframite. The Brazilian occurrences of scheelite are located essentially in the Northeast of Brazil. The comminution for the concentration of an ore is an important step, because it interferes with the production costs and adequate use of the mineral of economic interest. The main objectives of this work were to determine the specific comminution energy, by the alternative method of the double pendulum, and to carry out grinding tests of the ore, with varied operational conditions. A 128 kg sample was collected in the municipality of Bodó-RN. The ore was transported to the Mineral Technology Laboratory (UFPE) and left outdoors for drying. A jaw crusher, rollers and a sieve were used to reduce the ore below 4 meshes (4.75 mm). The homogenization was done with conical and elongated cells, from where they were removed from the representative rates for this investigation. The ore was characterized by granulometric distribution, mineralogical and chemical compositions. The ore below 200 meshes (0.075 mm) had the following distribution: 12.59% (ore mass) and; 9.01% (mass of  $\text{WO}_3$ ). This result indicates the impossibility of recovering 9.01% of  $\text{WO}_3$ , only with the reduction of the ore below 4 meshes. X-ray diffraction revealed that the ore is composed of the following minerals: quartz, biotite, scheelite, garnet, magnetite, albite, rutile, epidote and hornblende. The flowering of X-rays indicated that the ore has the following average contents: 1.27%  $\text{WO}_3$  and 0.41%  $\text{TiO}_2$ . This last result allows us to say that rutile (0.41%  $\text{TiO}_2$ ) has the potential to be used as a by-product of the scheelite concentration, as it is a dense mineral. Particles with sizes between 4x10 (4.75 x 1.70 mm) and 4x20 (4.75 x 0.85 mm) meshes were ground in a bar mill for satisfactory scheelite release. The first grinding was carried out dry, then with a pulp of 20 and 30% by weight of solids. The grinding times were 3, 6, 9 and 12 minutes. The specific comminution energy (Ecs) for the fragmentation of a metric ton of Bodo-RN ore was 1.34 kWh and the WI 14.25 kWh. In the tests, it was found that the products of the grinding are very influenced by the parameters of the mill. In the pulp with 20% by weight of solids, feeding in 4x20 meshes, the  $\text{WO}_3$  mass, below 200 meshes, was 20.95%, in the residence time of 12 minutes. This result indicates that the  $\text{WO}_3$  recovery would be around 70.04%, using density processes, with gravitational forces. The ore grinding limit was calculated at 89.73  $\mu\text{m}$  ( $D_{50}$ ), having been reached after 12 minutes, with grinding at 30% by weight in solids in the pulp and feeding with 4x10 meshes. The grinding tests showed that the average fragmentation of the ore was 95.95% and that the appearance of agglomeration of fine particles was not evidenced, according to the dimensional analysis.

Keywords: Characterization. Specific comminution energy. Bar mill tests. Tungsten ore Work  
Index.

## LISTAS DE FIGURAS

Figura 1 – Cristais de scheelita.....	21
Figura 2 – Faixa operacional dos equipamentos de concentração mineral. ....	23
Figura 3 – Fluxograma do beneficiamento da Mina Brejuí.....	24
Figura 4 – Perfil da Região do Seridó-RN. ....	26
Figura 5 – (a) Aberto com moinho de barras. (b) Fechado com hidrociclone. ....	33
Figura 6 – Concentração de forças até o surgimento de ruptura. ....	34
Figura 7 – Exemplo de aplicação da força de compressão.....	35
Figura 8 – Exemplo de aplicação da força de impacto.....	36
Figura 9 – Exemplo de aplicação da força de abrasão. ....	37
Figura 10 – Aplicações das teorias de cominuição.....	41
Figura 11 – Modelo de operação em regime cascata (a) e catarata(b). ....	44
Figura 12 – Tipos de moinhos rotativos em relação a sua descarga.....	44
Figura 13 – Exemplo de um circuito aberto com moinho de barras.....	45
Figura 14 – Exemplo de um circuito fechado com moinhos de barra e bolas.....	46
Figura 15 – Ação das barras sobre as partículas.....	47
Figura 16 – Relação entre mecanismo de fratura e a energia despreendida.....	53
Figura 17 – Representação do moinho de bolas nos ensaios de <i>WI</i> pelo método direto. ....	57
Figura 18 – Curva de distribuição granulométrica usado na determinação do <i>WI</i> . ....	58
Figura 19 – Representação esquemática de um sistema de duplo pêndulo. ....	61
Figura 20 – Família de curvas de fragmentação.....	62
Figura 21 – Gráfico da função $t_n$ (% passante) x $t_{10}$ . ....	65
Figura 22 – Relação entre energia específica de cominuição e o parâmetro “ <i>t</i> ”. ....	65
Figura 23 – Vista do Município Bodó-RN e o local da coleta das amostras (em amarelo). ....	68
Figura 24 – Sacos plásticos contendo o minério coletado na mina. ....	69
Figura 25 – (a) Minério em baldes. (b) Balança mecânica usada na pesagem.....	69
Figura 26 – Britador de mandíbulas que reduziu o minério abaixo de $\frac{3}{4}$ pol. ....	70
Figura 27 – (a) Pilha cônica homogeneizada. (b) Pilha alongada homogeneizada. ....	70
Figura 28 – Alíquotas (8 de 12) representativas do minério abaixo de $\frac{3}{4}$ pol.....	71
Figura 29 – Fluxograma de preparação das amostras.....	71
Figura 30- Fluxograma da análise granulométrica.....	72
Figura 31 – (a) Estufa elétrica para a secagem. (b) Conjunto de peneiras vibratórias. ....	73
Figura 32 – Quarteador Jones usado na obtenção da alíquota de 0,656 kg.....	74

Figura 33 – Moinho de bolas de <i>Bond</i> (UFPE). .....	76
Figura 34 – Proveta graduada usada nos ensaios. ....	76
Figura 35 – (a) Moinho de barras de bancada. (b) Carga de barras .....	81
Figura 36 – Britador de rolos para redução do minério abaixo de 4 malhas (4,76 mm). .....	81
Figura 37 – Fluxograma de preparação das amostras para os ensaios de moagem. ....	82
Figura 38 – Curva granulométrica para determinar os diâmetros $d_{10}$ , $d_{50}$ e $d_{90}$ . .....	85
Figura 39 – Difractograma de raios X do minério de tungstênio .....	87
Figura 40 – Distribuição da massa de $WO_3$ e $TiO_2$ . (%) faixa de tamanho. ....	89
Figura 41 – Fração passante (%) x tamanho da partícula ( $\mu m$ ) no ensaio de Bond. ....	91
Figura 42 – Massa de $WO_3 < 200$ malhas com o tempo residência, moagem seca. ....	94
Figura 43 – Massa de $WO_3 < 200$ malhas com o tempo residência, moagem 20% sólidos. ....	95
Figura 44 – Massa de $WO_3 < 200$ malhas com o tempo residência, moagem 30% sólidos. ....	96
Figura 45 – Massa de $WO_3 < 200$ malhas com a % de sólidos com alimentação 4x10. ....	97
Figura 46 – Massa de $WO_3 < 200$ malhas com a % de sólidos com alimentação 4x20. ....	98
Figura 47 – Curvas granulométricas: (a, b) seca, (c, d) 20% sólidos e (e, f) 30% sólidos. ....	99
Figura 48 – Diâmetros característicos das partículas: $D_{10}$ (a, b), $D_{50}$ (c, d) e $D_{90}$ (e, f). ....	102
Figura 49 – Heterogeneidade da distribuição do tamanho de partículas. ....	104

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Principais minerais de tungstênio e suas propriedades físicas.....	22
Tabela 2 – Reserva e produção mundial de tungstênio. ....	29
Tabela 3 – Resumo das leis de cominuição. ....	41
Tabela 4 – Valores do fator de enchimento dos corpos moedores. ....	43
Tabela 5 – Relação entre tamanho da alimentação e % de sólidos por tipos de moinhos.....	49
Tabela 6 – Valores que corresponde à classificação conforme o <i>Work Index</i> . ....	56
Tabela 7 – Distribuição das bolas da carga moedora de acordo com seu diâmetro. ....	57
Tabela 8 – Explicação dos procedimentos aplicados para o ensaio de <i>WI</i> de <i>Bond</i> .....	60
Tabela 9 – Massa da alimentação inicial do moinho de <i>Bond</i> . ....	77
Tabela 10 – Configuração do moinho de barras.....	80
Tabela 11 – Sequência dos ensaios de moagem a seco e úmido. ....	83
Tabela 12 – Análise granulométrica do minério de tungstênio. ....	86
Tabela 13 – Composição química do minério de tungstênio por faixa granulométrica. ....	88
Tabela 14 – Distribuição das massas (%) de $WO_3$ e $TiO_2$ por tamanhos.....	89
Tabela 15 – Ensaio de moabilidade do minério de tungstênio. ....	91
Tabela 16 – Resumo dos parâmetros para o cálculo de <i>WI</i> . ....	92
Tabela 17 – Valores dos parâmetros calculados.....	92
Tabela 18 – Produto da moagem a seco abaixo de 200 malhas. ....	93
Tabela 19 – Produto da moagem com 20% em peso de sólidos abaixo de 200 malhas.....	95
Tabela 20 – Produto da moagem com 30% em peso de sólidos abaixo de 200 malhas.....	96

## LISTA DE ABREVIATURAS

$m_a$	Massa de água(g)
$m_s$	Massa de sólidos (g)
1,1	Fator de conversão de tonelada curta para tonelada métrica
Am	Abertura da malha teste do ensaio( $\mu\text{m}$ )
NBR	Denominação de norma da Associação Brasileira de Normas Técnicas (ABNT)
$D_{10}$	Diâmetros das partículas da curva de distribuição que representam a quantidade acumulada em 10% das partículas
$D_{50}$	Diâmetros das partículas da curva de distribuição que representam a quantidade acumulada em 50% das partículas
$D_{90}$	Diâmetros das partículas da curva de distribuição que representam a quantidade acumulada em 90% das partículas
DRX	Difração de raios X
e	Coefficiente de restituição
Ecs	Energia específica de cominuição (kWh/t)
Eis	Energia específica utilizada (kWh/t)
F	Tamanho da alimentação ( $\mu\text{m}$ ) no qual 80% da alimentação passante na mesma malha
FRX	Espectroscopia de fluorescência de raios X
Hd	Heterogeneidade das partículas
MEV	Microscopia eletrônica de varredura
mi e mr	Massas dos pêndulos de impacto e balanço (rebound), respectivamente
Mob	Média dos últimos três valores da moabilidade no estado de equilíbrio
P	Tamanho do produto ( $\mu\text{m}$ ) no qual 80% passante na mesma malha
W	Consumo de potência em por tonelada curta em kWh/st
WI	Índice de trabalho para moagem (kWh/t)
$\rho$	Porcentagem de sólidos na polpa (%)

## SUMÁRIO

<b>1</b>	<b>INTRODUÇÃO .....</b>	<b>16</b>
1.1	OBJETIVO GERAL.....	19
1.2	OBJETIVOS ESPECÍFICOS .....	19
<b>2</b>	<b>REVISÃO DA LITERATURA .....</b>	<b>20</b>
2.1	SCHEELITA .....	20
<b>2.1.1</b>	<b>Introdução.....</b>	<b>20</b>
<b>2.1.2</b>	<b>Propriedades Física e Mineralógica.....</b>	<b>21</b>
<b>2.1.3</b>	<b>Lavra.....</b>	<b>22</b>
<b>2.1.4</b>	<b>Beneficiamento.....</b>	<b>22</b>
<b>2.1.5</b>	<b>Importância Econômica da Scheelita na Região do Seridó-RN.....</b>	<b>25</b>
2.2	TUNGSTÊNIO.....	27
<b>2.2.1</b>	<b>Usos e Aplicações .....</b>	<b>28</b>
<b>2.2.2</b>	<b>Reservas e Produção Mundial.....</b>	<b>28</b>
<b>2.2.3</b>	<b>Depósitos e Reservas Nacionais.....</b>	<b>29</b>
<b>2.2.4</b>	<b>Consumo e Produção Nacional .....</b>	<b>31</b>
2.3	COMINUIÇÃO .....	32
<b>2.3.1</b>	<b>Princípios da Cominuição.....</b>	<b>32</b>
<b>2.3.2</b>	<b>Mecanismos de Fragmentação .....</b>	<b>34</b>
2.3.2.1	Mecanismo de Compressão.....	35
2.3.2.2	Mecanismo de Impacto .....	36
2.3.2.3	Mecanismo de Abrasão .....	36
<b>2.3.3</b>	<b>Teorias Clássicas da Cominuição.....</b>	<b>37</b>
2.3.3.1	Introdução.....	37
2.3.3.2	Lei de Rittinger.....	38
2.3.3.3	Lei de Kick .....	39
2.3.3.4	Lei de Bond .....	39
2.3.3.5	Forma Genérica das Leis de Moagem.....	40
2.4	PROCESSOS DE MOAGEM CONVENCIONAL.....	42
<b>2.4.1</b>	<b>Considerações Iniciais.....</b>	<b>42</b>
<b>2.4.2</b>	<b>Moinho de Barras.....</b>	<b>46</b>
2.4.2.1	Introdução.....	46
2.4.2.2	Parâmetros Operacionais do Moinho de Barras .....	49
2.4.2.3	Eficiência Energética da Moagem.....	52
2.5	ENSAIOS DE COMINUIÇÃO EM LABORATÓRIO.....	54
<b>2.5.1</b>	<b>Cominuição das Partículas Múltiplas: Ensaio do WI da Moagem .....</b>	<b>54</b>

2.5.1.1	Índice de Moabilidade de Bond (Work Index).....	55
2.5.1.2	Ensaio pelo Método Direto.....	57
<b>2.5.2</b>	<b>Cominuição de Partículas Unitárias: Ensaio do Pêndulo.....</b>	<b>60</b>
2.5.2.1	Descrição do Produto da Distribuição Granulométrica.....	62
2.5.2.2	Relação entre Energia Específica de Cominuição e Parâmetro "t" .....	63
<b>2.5.3</b>	<b>Relação do Parâmetro de “t” em Função do Valor do Work Index de Bond.....</b>	<b>66</b>
<b>3</b>	<b>METODOLOGIA .....</b>	<b>68</b>
3.1	LOCALIZAÇÃO .....	68
3.2	COLETA DAS AMOSTRAS .....	68
3.3	PREPARAÇÃO DAS AMOSTRAS .....	69
3.4	CARACTERIZAÇÃO DO MINÉRIO .....	72
<b>3.4.1</b>	<b>Distribuição de Tamanhos.....</b>	<b>72</b>
<b>3.4.2</b>	<b>Composição Mineralógica .....</b>	<b>73</b>
<b>3.4.3</b>	<b>Composição Química .....</b>	<b>74</b>
3.5	ENERGIA ESPECÍFICA DE COMINUIÇÃO .....	75
<b>3.5.1</b>	<b>Work Index (WI) de Bond.....</b>	<b>75</b>
<b>3.5.2</b>	<b>Procedimentos para o Cálculo de WI .....</b>	<b>76</b>
<b>3.5.3</b>	<b>Determinação do WI.....</b>	<b>78</b>
<b>3.5.4</b>	<b>Energia Específica de Cominuição (Ecs).....</b>	<b>79</b>
3.6	ENSAIOS DE MOAGEM .....	80
<b>3.6.1</b>	<b>Preparação das Amostras .....</b>	<b>81</b>
<b>3.6.2</b>	<b>Ensaio de Moagem a Seco e Úmido.....</b>	<b>83</b>
<b>3.6.3</b>	<b>Apresentação e Comparação dos Resultados .....</b>	<b>83</b>
3.7	ANÁLISE DIMENSIONAL DO PRODUTO DA MOAGEM.....	84
<b>3.7.1</b>	<b>Análise Granulométrica.....</b>	<b>84</b>
<b>3.7.2</b>	<b>Diâmetros Característicos e Heterogeneidade da Distribuição .....</b>	<b>84</b>
<b>4</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÃO .....</b>	<b>86</b>
4.1	CARACTERIZAÇÃO DO MINÉRIO .....	86
<b>4.1.1</b>	<b>Análise Granulométrica.....</b>	<b>86</b>
<b>4.1.2</b>	<b>Composição Mineralógica .....</b>	<b>87</b>
<b>4.1.3</b>	<b>Composição Química .....</b>	<b>87</b>
<b>4.1.4</b>	<b>Massas de WO<sub>3</sub> e TiO<sub>2</sub> por Tamanho .....</b>	<b>88</b>
4.2	ENERGIA ESPECÍFICA DE COMINUIÇÃO .....	90
<b>4.2.1</b>	<b>Cálculo do WI de Bond.....</b>	<b>90</b>
<b>4.2.2</b>	<b>Cálculo da Energia Específica de Cominuição .....</b>	<b>92</b>
4.3	ENSAIOS DE MOAGEM .....	93
<b>4.3.1</b>	<b>Moagem a Seco .....</b>	<b>93</b>

4.3.2	Moagem com 20% em Peso de Sólidos na Polpa.....	94
4.3.3	Moagem com 30% em Peso de Sólidos na Polpa.....	96
4.3.4	Comparação dos Resultados dos Ensaios de Moagem.....	97
4.4	ANÁLISE DIMENSIONAL DO PRODUTO DA MOAGEM.....	98
4.4.1	Análise Granulométrica.....	98
4.4.2	Diâmetros Característicos e Heterogeneidade.....	100
5	CONCLUSÕES .....	105
	REFERÊNCIAS .....	107
	ANEXO A - RESULTADOS DA ANÁLISE GRANULOMÉTRICA DA ALIMENTAÇÃO E DO PRODUTO DAS AMOSTRAS DO ENSAIO DE MOABILIDADE DE BOND .....	117
	ANEXO B - RESULTADOS DOS DIÂMETROS CARACTERÍSTICOS E DA HETEROGENEIDADE DAS PARTICULAS DO PRODUTO DOS ENSAIOS DE MOAGEM .....	118
	ANEXO C - CÁLCULO DO TEOR E DA MASSA DE WO <sub>3</sub> DOS PRODUTOS DA MOAGEM.....	119

## 1 INTRODUÇÃO

O mineral scheelita pertence à classe dos tungstatos e também é conhecido como um tungstato de cálcio, cuja composição química é  $\text{CaWO}_4$ , tendo 19,4% de CaO e 80,6% de  $\text{WO}_3$ , no qual o tungstênio é substituído frequentemente pelo molibdênio.

A scheelita ocorre especialmente nos chamados pegmatitos graníticos associados com rochas graníticas e encontrados em depósitos estratiformes de skarns (denominado também como tactito) ou rochas calcissilicáticas, possuindo associação com a cassiterita, fluorita, topázio, apatita, molibdenita e wolframita (DANA,1974). Em relação aos skarns regionais, é formado essencialmente pelos grupos minerais granada, piroxênio, olivina, epídoto, plagioclásio e hornblenda.

As principais propriedades físicas da scheelita são densidade, entre 5,9 e 6,1  $\text{g/cm}^3$ , dureza na escala Mohs, entre 4,5 e 5, brilho variando, do tipo vítreo a diamantado, e podendo se apresentar nas cores branca, amarelo, verde ou marrom, na forma cristalizada, translúcida ou transparente (KLEIN & DUTROW, 2012).

Para Fernandes (2011), os corpos mineralizados no Estado do Rio Grande do Norte possuem praticamente as mesmas características geológicas. Essa característica é por conta da proximidade geográfica entre as minas de scheelita da região, o que lhe confere um perfil semelhante. Os principais sítios de mineralizações de scheelita são conhecidas como Brejuí, Barra Verde, Boca de Lage e Bodó, e localizam-se na faixa dobrada do Seridó-RN, em que esses mesmos corpos minerais estão associados aos skarns da formação Jucurutu. No interior dos paragnaisses é encontrada a ocorrência dos skarns e da scheelita, especialmente, nos contatos típicos entre mármore e metassedimentos e entre mármore e rochas intrusivas (DARDENNE E SCHOBENHAUS, 2003).

A Região do Seridó, no Estado do Rio Grande do Norte, constitui um potencial valor econômico agregado, formando assim a chamada Província Scheelitífera da Borborema, o que constitui a mais importante área de concentração de tungstênio deste País (CPRM, 2010).

O método de lavra da scheelita é principalmente por meio subterrâneo, no qual são adotadas algumas variações de câmeras e pilares. No entanto, a extração do minério resulta numa quantidade considerável de rejeito sólido, onde se encontra exposto a céu aberto, causando assim impactos ambientais, por exemplo, como material particulado, poeira, contaminação de efluentes líquidos e poluição visual, na localidade, por causa do seu descarte de maneira imprópria (ALMEIDA ET. AL, 2016).

O beneficiamento da scheelita ocorre inicialmente na cominuição por britagens primária e secundária, e, em seguida, o material é encaminhado ao moinho de barras. A concentração mineral é do tipo densitária, já que a scheelita possui uma densidade elevada em relação aos outros minerais constituintes. Os equipamentos gravimétricos usados são, essencialmente, os jígues e mesas concentradoras (LEITE, SANTOS E ARAÚJO, 2017).

Porém, o problema no beneficiamento da scheelita é o excesso de finos (material abaixo de 200 malhas) gerados na etapa de moagem, uma vez que os processos de concentração por gravidade são ineficientes para partículas menores que 200 malhas (SAMPAIO E TAVARES, 2005).

O principal elemento de valor econômico da scheelita, o tungstênio, é aplicado em eletrodos para processos de soldagem a arco, tubos de propulsão para foguetes, válvulas termiônicas, lastro de caudas para aviões comerciais, metal liga para aços especiais, entre outros. Uma grande parte das jazidas e depósitos de scheelita localiza-se no Estado do Rio Grande do Norte, especificamente na Região do Seridó, onde se encontram as Minas Tomaz Salustino, Barra Verde, Boca de Lage e Bodó, sendo estas as principais na exploração deste minério no Brasil (DNPM, 2012).

Na Região do Seridó, o minério de tungstênio é encontrado com um baixo teor de  $WO_3$ , significando, que depois do seu processamento, uma grande quantidade de rejeitos fica disponível na superfície terrestre e com possibilidades de aproveitamento. A concentração densitária com força gravitacional, empregada nessa Região, recuperou cerca de  $\frac{3}{4}$  da scheelita. Deste modo,  $\frac{1}{4}$  da scheelita ainda estão nos rejeitos, com chances reais de serem recuperados por concentração centrífuga ou hidrometalúrgica ou flotação.

A caracterização de um minério é fundamental para o aproveitamento dos recursos minerais. Nesta etapa, identificam-se os minerais presentes, as associações mineralógicas típicas, a distribuição granulométrica produzida por diferentes processos de fragmentação, a quantificação das operações unitárias, entre outras características (GUPTA E YAN, 2006).

A etapa de moagem é a que gasta mais energia para redução e fragmentação do minério e, ao mesmo tempo, demanda muito investimento em aquisição e manutenção de equipamentos, controle, pesquisas e desenvolvimento de novos meios de moagem eficientes.

O tipo de moagem e as principais características associada à configuração dos circuitos de moagem está relacionado com as propriedades do produto final. Desta maneira, a finalidade da moagem está ligada, comumente, à diminuição da granulometria e na geração de novas superfícies (CHAVES E PERES, 2012).

Do ponto de vista global, o processo de cominuição consome por volta de 56 a 70% da energia disponível total entre as operações unitárias para a redução do minério (JAHANSHAH, 2010).

Em relação aos equipamentos de moagem, a sua eficiência energética depende da associação entre a quantidade de energia que é usada de fato para a redução do material e a sua entrada no sistema. Usando esta definição, a eficiência da fragmentação é da ordem de 1-2% (FUERSTENAU E ABOUZEID, 2009). A maior parte da energia é dissipada no interior do moinho em outras fontes como sonora, acústica e térmica.

De acordo com Pryor (1965), a eficiência de moagem é afetada por conta de grandes quantidades de finos no interior do moinho, uma vez que estas partículas finas, em consequência, podem formar uma espécie de “filme” na superfície dos corpos moedores, cujo mecanismo de ação do impacto é diminuído por conta do “escorregamento” entre as diversas camadas de bolas ou barras existentes no interior do moinho.

Sepúlveda (2010) anunciou uma “quarta lei da moagem”, declarando que é necessário manter uma menor quantidade possível de finos no interior do moinho, para que tenha uma ótima eficiência energética de moagem.

Em todo processo de cominuição é importante também ficar atento com toda a distribuição granulométrica dos produtos, já que influencia diretamente no desempenho do material nas próximas etapas de concentração mineral. A preocupação do controle do tamanho de partícula é por conta da presença excessiva de finos ou grossos, que prejudica a recuperação metalúrgica no minério de interesse nas etapas seguintes de flotação, concentração gravítica, lixiviação, hidrometalurgia e correlatos.

Portanto, são de muita importância, os ensaios de cominuição como o *WI de Bond*, duplo pêndulo e de carga cadente para estimarmos esse consumo de energia disponível para a moagem e a correspondente redução granulométrica do minério analisado.

O moinho de barras é empregado na moagem de material mais grosseiro ( $P_{80}$  entre 3/4 e 3/8 pol), operado em rotações baixas (CHAVES E PERES, 2009). A operacionalidade deste moinho compreende na ação de impacto das barras moedoras sobre as partículas minerais a serem cominuídas. Contudo, muitas vezes o movimento das barras, de forma não sutil, dentro do moinho, causa uma fragmentação excessiva do minério, uma vez que o mesmo se encontra entre os feixes de barras. Desse modo, de acordo com essa conjuntura, somada com as escolhas de certos parâmetros operacionais do moinho de barras como tipo de moagem, tamanho da alimentação, porcentagem de pesos em sólidos na polpa e tempo de residência do minério dentro do moinho resultam nas características do produto da moagem.

A scheelita é um mineral bastante friável, ou seja, que se fragmenta com facilidade. Em consequência, depois da fragmentação para a liberação da scheelita, há uma forte tendência de encontrá-lo nas frações mais finas do minério, abaixo de 200 malhas (0,075 mm), comprometendo a sua recuperação por processos densitários, que são ineficientes nesta faixa de tamanhos. Em outros termos, uma quantidade de massa de  $WO_3$  é perdida para o rejeito, reduzindo a recuperação da scheelita e aumentando os impactos ambientais.

Neste trabalho, foram realizados ensaios em laboratório com um moinho de barras variando alguns parâmetros operacionais, tais como: tipo de moagem (seca, 20 e 30% em peso de sólidos), tempo de residência do minério no moinho (3, 6, 9 e 12 min) e o tamanho da alimentação (4x10 e 4x20 malhas). Os produtos das moagens foram analisados de forma dimensional, para avaliar os limites de moagem e investigar o seu comportamento, em relação à fragmentação por moinho de barras, em função dos tempos de ensaio.

Os resultados deste trabalho visam fornecer informações a respeito do minério de tungstênio do Município de Bodó--RN, em relação aos seguintes pontos: propriedades tecnológicas do minério, quantidade de energia necessária a cominuição e; como os parâmetros de moagem interferem na produção de  $WO_3$  em tamanhos inferiores a 200 malhas.

## 1.1 OBJETIVO GERAL

Determinar a energia específica de cominuição, empregando-se um método alternativo do duplo pêndulo, e; Realizar ensaios de moagens, variando-se o tamanho da alimentação (4x10 e 4x20), o tempo de residência (3, 6, 9 e 12 min) e a % em peso de sólidos da polpa.

## 1.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- a) Caracterizar o minério de tungstênio por análise granulométrica, composições química e mineralógica;
- b) Determinar o índice de trabalho (*WI*) de *Bond* e;
- c) Análisar de forma dimensional os produtos da moagem.

## 2 REVISÃO DA LITERATURA

Neste capítulo, será feita a revisão bibliográfica dos assuntos pertinentes ao desenvolvimento deste trabalho. A geologia, lavra, beneficiamento e a importância econômica da scheelita serão aqui tratadas, bem como as características referentes ao tungstênio, tais como: uso, aplicações, reservas, produção nacional e mundial, depósitos e reservas nacionais e consumo. Os fundamentos básicos da cominuição serão aqui abordados, dando ênfase as teorias clássicas e a eficiência energética da moagem. Uma revisão teórica acerca do funcionamento e os parâmetros operacionais do moinho de barras.

Por fim, serão conhecidos os principais ensaios de cominuição em laboratório utilizados para a finalidade do trabalho, assim como, uma síntese da correlação entre a energia específica de cominuição (Ecs) e a fragmentação de partículas unitárias, em destaque na relação entre os parâmetros “Ecs” e “t”, para o cálculo do *Work Index (WI)*, conforme descrito pelos estudos de Lira (1990).

### 2.1 SCHEELITA

#### 2.1.1 Introdução

A scheelita é um mineral pertencente à classe dos tungstatos, conhecido como um tungstato de cálcio, com composição química  $\text{CaWO}_4$ , em que o tungstênio pode ser parcialmente substituído por molibdênio, formando a série scheelita ( $\text{CaWO}_4$ ) powellita [ $\text{Ca}(\text{MoW})\text{O}_4$ ] (DANA,1974).

Fernandes (2011) declara que a origem do nome scheelita é uma homenagem ao descobridor do tungstênio, o químico sueco *Carl Wilhelm Scheele*. Uma das principais características desse mineral é a densidade elevada e o seu formato cristalino.

A scheelita é encontrada principalmente em pegmatitos graníticos em depósitos estratiformes de skarns (rocha cálcio-silicática que sofreu metamorfismo e/ou metassomatismo de contato) e podendo ser visto em depósitos filoniano (filões hidrotermais de quartzo e em pegmatitos). A ocorrência de scheelita nos skarns está associada a diversos tipos de minerais entre os principais tem-se: piroxênios, titanita, pirita, apatita, calcopirita e molibdenita (SOUZA NETO et al, 2008). Salim et al (1991;1994) frisa que os escarnitos primários da Mina Brejuí, por exemplo, constitui uma mineralogia formada por hornblenda, diopsídio, grossulária, plagioclásio e quartzo.

### 2.1.2 Propriedades Física e Mineralógica

A scheelita tem como principais características de ser um mineral metálico não ferroso, com alto ponto de fusão (superior a  $4.500^{\circ}\text{C}$ ), excelente condutividade elétrica, possui uma boa resistência à corrosão, bom condutor de calor, baixo coeficiente de expansão térmica, além de ser um material duro e pesado (GODEIRO, et al, 2010). Conforme Klein & Dutrow (2012), as características mineralógicas e propriedades físicas são: possui cristalografia do tipo tetragonal em que os cristais são simples bipirâmides, fratura irregular, clivagem segundo  $\{101\}$  distinta, peso específico entre 5,9 a  $6,1 \text{ g/cm}^3$ , dureza entre 4,5 e 5, brilho vítreo a adamantino e se apresenta nas cores branca, amarelo, verde e marrom, sendo translucido ou transparentes (em algumas espécies). A Figura 1 mostra a scheelita na forma de cristais.

Figura 1 – Cristais de scheelita



Fonte: Machado (2012).

Junto com os minerais wolframita ( $(\text{FeMn})\text{WO}_4$ ), ferberita ( $\text{FeWO}_4$ ), huebnerita ( $\text{MnWO}_4$ ) e powerlita ( $\text{Ca}(\text{MoW})\text{O}_4$ ), formam o principal grupo de mineral-minério do tungstênio, sendo que tanto a scheelita como a wolframita possuem maior importância econômica, já que respondem pela maior quantidade produzida de tungstênio no mundo e ambas têm séries isomórficas, ou seja, são associados a outros elementos químicos formando assim vários minerais (DNPM, 2014).

A Tabela 1 mostra a relação entre os principais minérios de tungstênio, de acordo com as respectivas propriedades físicas.

Tabela 1 – Principais minerais de tungstênio e suas propriedades físicas

Mineral	Composição	Sistema	Densidade (g/cm <sup>3</sup> )	Dureza (Mohs)
Scheelita	CaWO <sub>4</sub>	Tetragonal	5,9 - 6,1	4,5 -5,0
Wolframita	((FeMn)WO <sub>4</sub> )	Monoclínico	7,0 - 7,5	5,0 - 5,5
Ferberita	FeWO <sub>4</sub>	Monoclínico	7,0 - 7,5	5,0
Huebnerita	MnWO <sub>4</sub>	Monoclínico	7,0	5,0
Powelita	(Ca(MoW)O <sub>4</sub> )	Tetragonal	4,2	3,5 -4,0

Fonte: Dana (1974).

Uma propriedade marcante do mineral scheelita é que seus cristais exibem fluorescência branca-azulada, quando submetido a luz ultravioleta de onda curta, em que há o uso do mineralight para a sua identificação na rocha encaixante.

### 2.1.3 Lavra

O método de lavra largamente utilizado na exploração da scheelita aqui no Brasil é o subterrâneo, em que são usadas algumas variantes como câmaras e pilares, frentes com armazenamento, frentes abertas e algumas variações destes métodos, podendo-se encontrar produção mecanizada até primitiva como forma exploradora (FERNANDES, 2011).

Para Almeida et. al (2016), um dos principais problemas da lavra da scheelita é na extração desse minério, que resulta numa grande quantidade de rejeitos, acarretando problemas ambientais, ao ficar exposto na natureza. As maiores minerações de scheelita na América do Sul se encontram na Região do Seridó-RN, em especial na localização próxima a Currais Novos, como a Brejuí, Bodó e a Barra Verde.

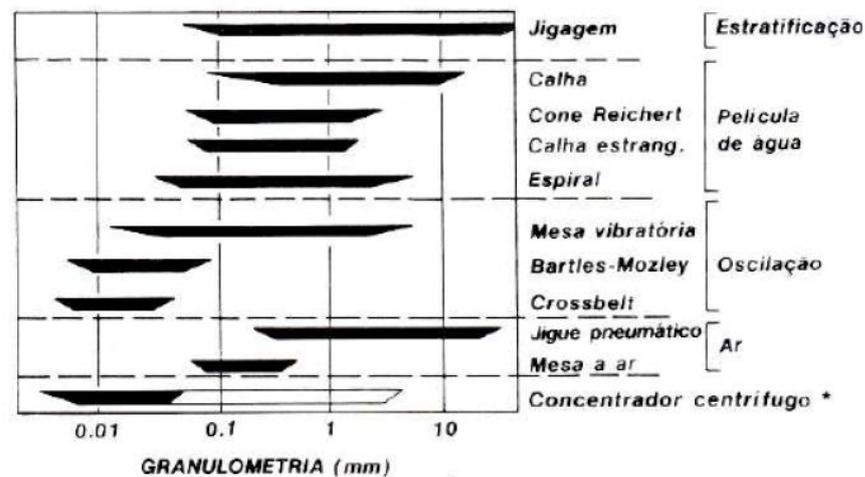
### 2.1.4 Beneficiamento

O processo inicial de beneficiamento do minério de tungstênio consiste na cominuição, em que ocorrem as britagens primária e secundária, e a moagem em moinho de barras. A escolha desse tipo de moinho é por conta da menor produção de finos, tendo em média uma relação de redução de 12 a 15:1, para aqueles com descarga por overflow e periférica. Os valores de redução de tamanho dos moinhos com descarga central são diminuídos de 4:1 a 8:1 (CHAVES E PERES, 2009). A etapa de concentração é por meios gravimétricos, já que grande parte dos minerais de ganga possui densidade inferior ao mineral scheelita. Os principais equipamentos utilizados nesse processo são o jigge e mesas

vibratórias. O jigge concentra a scheelita de maior granulometria e o seu rejeito alimenta as mesas, gerando um pré-concentrado. (LEITE; ARAÚJO; SANTOS 2007).

Segundo Fernandes (2011), a scheelita é um mineral bastante friável e por causa da falta de controle nas etapas de britagem e moagem, resulta na abundante geração de finos, o que prejudica o desempenho na etapa de concentração gravítica. Como, tanto o jigge quanto a mesa concentradora, não são eficientes para o tratamento dos finos (<200 malhas), logo, o rejeito final do processo é composto por excesso de finos não concentrados. Essa mesma afirmação é também citada por Leite et.al (2007), no qual aborda que as mesas concentradoras trabalham na recuperação mineral em torno de 60% e algumas ocasiões podem chegar a 85%. No entanto, o dimensionamento errado dos parâmetros operacionais da mesa como amplitude, frequência, inclinação e o tamanho da alimentação são responsáveis pela baixa eficiência do processo e assim comprometendo a recuperação do mineral. A Figura 2 apresenta essa relação entre a faixa de tamanho das partículas e os equipamentos de concentração mineral.

Figura 2 – Faixa operacional dos equipamentos de concentração mineral



Fonte: Lins et al (1992).

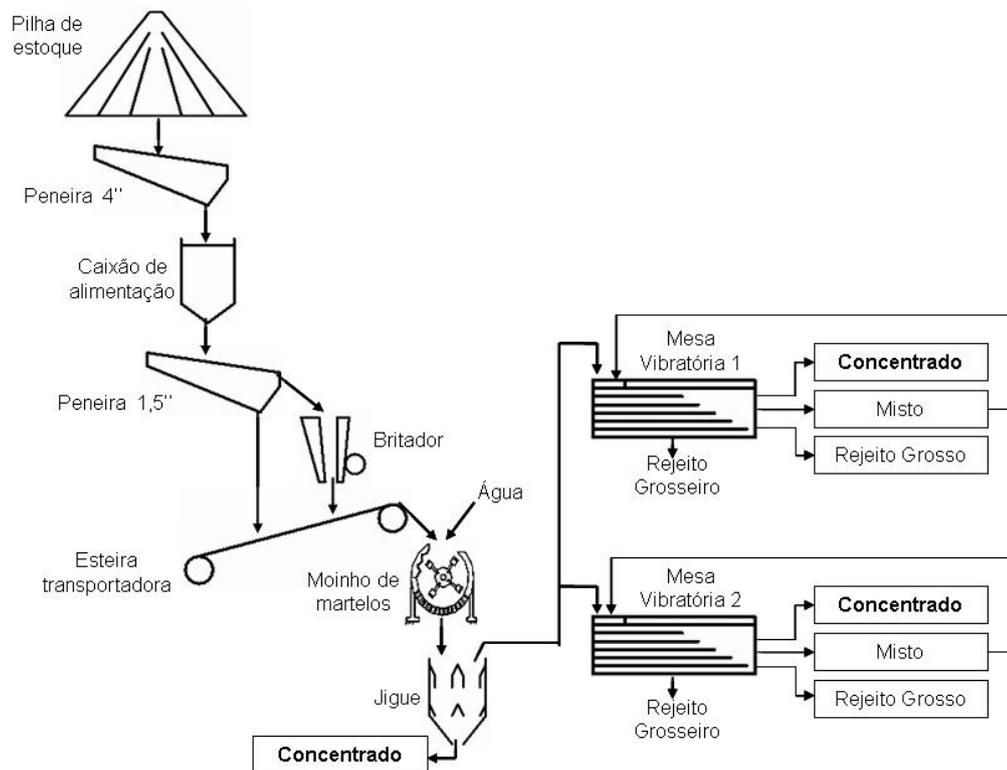
Fernandes (2011) observa, conforme a Figura 2, que os equipamentos de concentração centrífugos possuem uma melhor eficiência para minérios de baixa granulometria (abaixo de 200 malhas), o que não é visível para os equipamentos típicos utilizados na concentração da scheelita, como o jigge e a mesa vibratória.

Portanto, o tamanho de partícula e os finos gerados, é um grande obstáculo para a concentração gravimétrica, visto que há uma ineficiência no rendimento desses equipamentos para minérios de granulometria menores que 25 a 50  $\mu\text{m}$  (CHAVES E FILHO, 2013).

A consequência é a grande quantidade de massa de  $WO_3$  contido no rejeito, por exemplo, o que gera um grande desperdício de tungstênio e outros minerais secundários pertencentes, já que parte desse material não pode ser recuperada por meios normalmente utilizados na concentração mineral da scheelita. Por conta disso, atualmente são estudadas novas alternativas de reaproveitamento da scheelita contida nos rejeitos, no qual poderia ser uma possibilidade econômica, além de reduzir os impactos ambientais causados (GORDEIRO et. al 2010).

A Figura 3 mostra um exemplo de fluxograma da Mina Brejuí aplicado ao beneficiamento da scheelita.

Figura 3 – Fluxograma do beneficiamento da Mina Brejuí



Fonte: Leite *et al* (2007).

Uma alternativa também tecnicamente viável seria o uso de concentradores centrífugos, como o Falcon ou Knelson, que recupera finos de forma eficaz até 400 malhas, segundo afirmado por Sampaio e Tavares (2005), porém seu alto custo de aquisição e manutenção é um obstáculo para a sua implantação nos circuitos de beneficiamento da scheelita.

Portanto, para minimizar a geração de finos na moagem, é aconselhável o uso do moinho de barras, que minimiza a produção de finos. A moagem primária pode ser feita em

circuito aberto ou fechado, como foi visto nas Minerações Bodó e Barra Verde, situadas no Estado do Rio Grande do Norte (LUZ, ALMEIDA E BRAGA, 2018).

Um dos obstáculos do processamento da scheelita é a sua ineficiência de recuperação dos finos (<200 malhas). Contudo, estudos apontaram alternativas para viabilização da recuperação da scheelita. De acordo com Santandrea (2015), a concentração da scheelita pode ser feita por flotação e processo de lixiviação. Os resultados iniciais de flotação possibilitaram a obtenção de teores de  $WO_3$  entre 2 - 2,5%, com recuperação metalúrgica em torno de 60%, o que pode ser considerado um resultado promissor, em se tratando de um rejeito.

Estudos apontados por Fernandes et. al (2009), relata que a recuperação dos finos contidos no rejeito da Mina Brejuí, por intermédio do uso do concentrador centrífugo Falcon, no qual foi produzido pré-concentrados com teores em torno de 1,5% de  $WO_3$ .

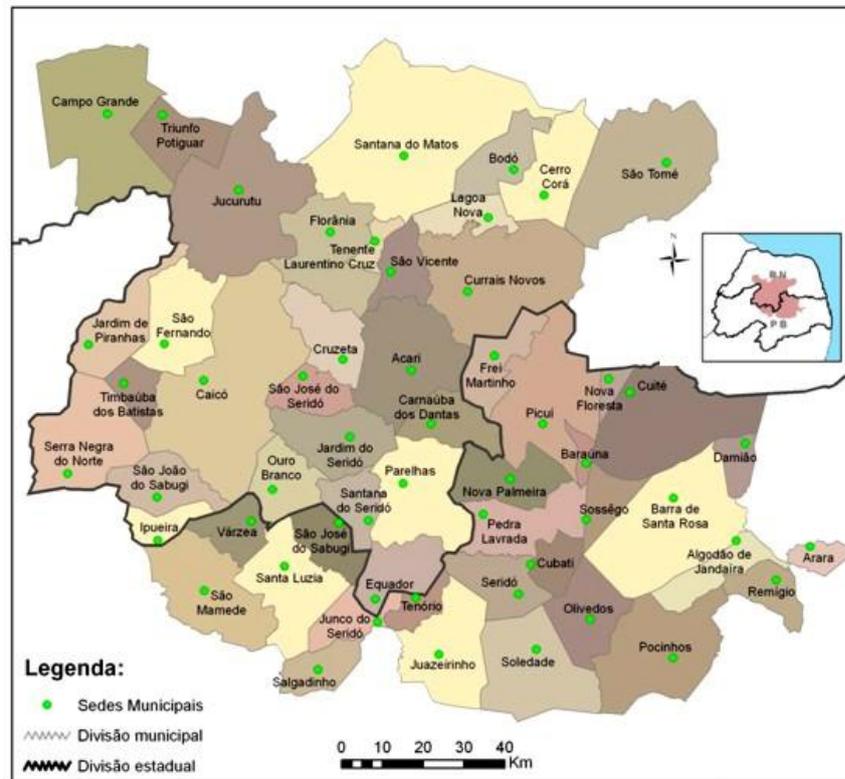
Portanto, existem possibilidades na diminuição da geração de finos oriundos do beneficiamento da scheelita, no entanto é ainda preciso investimentos em pesquisa e desenvolvimento em melhores rotas e caminhos para a viabilização da redução de rejeitos.

### **2.1.5 Importância Econômica da Scheelita na Região do Seridó-RN**

A Região do Seridó-RN tem uma população em torno de 310.067 habitantes, em uma área de aproximadamente 9.374.063 km<sup>2</sup>, com PIB estimado de R\$ 3.119.790.009,00 (IBGE, 2014).

Nessa região, encontra-se a maior reserva de scheelita, assim como, também, a maior produtora de tungstênio do Brasil. A Figura 4 mostra o perfil da Região de Seridó-RN e os seus respectivos municípios que a compõe.

Figura 4 – Perfil da Região do Seridó-RN



Fonte: ADESE (2009).

Os tactitos (skarns) são rochas hospedeiras de grandes depósitos minerais de scheelita, cuja principal ocorrência encontra-se na Região do Seridó-RN, no Estado do Rio Grande do Norte, no qual se extrai o mineral-minério de tungstênio, que é o principal valor econômico mineral daquela localidade (CASTRO, BORGES E FILHO, 2011).

Conforme afirmado por Bezerra (2014), as Minas Brejuí, Bodó, Barra Verde, Boca de Lage e Zangarelhas exploram a scheelita desde a II guerra mundial e durante muito tempo a Região do Seridó-RN foi umas das maiores produtoras de tungstênio do mundo, em especial a cidade de Currais Novos, que viveu períodos áureos de desenvolvimento nos anos 50 e 60, como a modernização e a geração de empregos na cidade, no entanto a partir dos anos 90 com a entrada da China no mercado, ocorreu uma queda dos preços da scheelita no mercado internacional, o que resultou na pouca viabilidade do ponto de vista econômico. No que se diz respeito a sua exploração, a consequência foi que várias minas de scheelita no Brasil reduziram o seu comércio e a lavra desse minério, havendo paralisação das atividades, na maioria delas. Porém, a partir de 2004, em meio a um momento de economia favorável por conta da redução da produção de tungstênio na China, o que resultou na decisão do governo chinês em importar concentrado de tungstênio, sobretudo do Brasil. As mineradoras nacionais

e internacionais retornaram as suas atividades e assim resultou em um maior investimento em tecnologia na aquisição de máquinas e equipamentos de produção.

Recentemente, segundo informações da CPRM (2014), de acordo com o software GeoBank (sistema de banco de dados geológicos corporativo da CPRM/SGB), até o ano de 2014, eram reconhecidas cerca de 388 jazimentos minerais de scheelita no Rio Grande do Norte, entre eles estão inclusos minas, depósitos, garimpos e ocorrências. O documento relata também concentrações de molibdenita, bismutita, calcopitita e ouro.

Conforme dados (DNPM, 2014), as reservas lavráveis, no ano de 2013, de scheelita, nos Estados do Rio Grande do Norte e Paraíba, tiveram uma produção total de tungstênio na faixa de 25.400 toneladas, com o teor médio entre 0,04 e 2,4% de  $WO_3$ . Em 2018, o setor da mineração movimentou R\$ 164,7 milhões, em operações no Rio Grande do Norte. O valor ainda é baixo na comparação com outros estados brasileiros, porém é mais de cinco vezes maior que o registrado 10 anos atrás, em 2009, quando as operações potiguares somavam R\$ 29,3 milhões. Foram 461% de aumento. Ao longo de 2019, o estado recolheu R\$ 2,75 milhões, cerca de 2% do total, em Compensação Financeira pela Exploração Mineral (CFEM), uma espécie de royalty pela atividade. A scheelita, em 2018, movimentou cerca de R\$ 308.507,24 de arrecadação de impostos do CFEM, sendo o 4º mineral gerador em receitas no Estado do Rio Grande do Norte, no qual parte desse montante total, os Municípios de Currais Novos e Bodó se encontram em 2º e 7º, respectivamente, no ranking total de cidades que mais lucraram com o CFEM (ANM, 2019).

Nos próximos anos, são previstos, inicialmente, por volta de R\$ 300 milhões em investimento, a partir da iniciativa de novas empresas de mineração, para a pesquisa, prospecção e construção de empreendimentos mineiros para a localidade da Região do Seridó, principalmente na exploração do ouro e tungstênio, no qual se estimam na geração de 1.200 empregos diretos e 2.000 empregos indiretos.

## 2.2 TUNGSTÊNIO

Cano (2014) descreve o tungstênio como um dos elementos mais raros pertencentes à crosta terrestre e que se situa dentro da tabela periódica como elemento químico de transição do grupo 6B. Existem por volta de 20 diferentes minerais de tungstênio.

Temos que o metal tungstênio ocorre mais especificamente na forma de tungstatos, sendo os principais minerais-minério: a scheelita ( $CaWO_4$ ), wolframita ( $(FeMn)WO_4$ ), ferberita ( $MnWO_4$ ) e hubnerita ( $MnWO_4$ ), sendo que os dois primeiros mais explorados como

fonte de tungstênio, no qual os teores de  $WO_3$  no concentrado estão na faixa de 70 a 76%, em massa (FREIRE, 2017).

### **2.2.1 Usos e Aplicações**

Segundo Miglionico e Bertolino (1995), o principal elemento de valor econômico extraído da scheelita é o tungstênio, que é utilizado, principalmente, na produção de filamentos de lâmpadas incandescentes. Por conta do seu elevado grau de dureza e resistência às altas temperaturas é usado também na fabricação de ferramentas para tornos e brocas.

Como possui alto ponto de fusão, cerca de  $4.500^{\circ}C$ , é insumo para materiais específicos que demanda ambiente de temperatura alta como eletrodos para processos de soldagem a arco, tubos de propulsão para foguetes, válvulas termiônicas, lastro de caudas para aviões comerciais, entre outros. Na aplicação em metal liga na indústria metalúrgica, o ferro-tungstênio é uma liga aplicada na fabricação de aços-especiais (aços inoxidáveis, aços ferramenta e aços de construção). O paratungstato de amônia (APT) é uma matéria-prima básica muito importante usada na metalurgia do carboneto de tungstênio (DNPM, 2012).

O material da sucata do tungstênio, conforme Cano et.al.(2009), é tido como uma espécie de produto derivado do próprio tungstênio e transformado como matéria prima na indústria metalúrgica atual, sendo assim, uma alternativa para redução de impactos ambientais devido a sua reciclagem e reuso, além de gerar renda e emprego para a localidade.

Alguns estudos apontam que o molibdênio e o titânio têm potenciais para substituir o tungstênio, porém as suas características são únicas, que impossibilitam a sua total substituição, principalmente pelo aumento do valor do custo de produção e a redução do desempenho do produto final (CANO, 2014).

### **2.2.2 Reservas e Produção Mundial**

As reservas mundiais de tungstênio estão descritas na Tabela 2, são dominadas especialmente pelos minérios de scheelita e wolframita. Em 2016, o total de reservas calculados somaram 3,1 milhões de toneladas, em que a China detém aproximadamente 62% do total. O Brasil ainda possui uma participação intermediária, como a 6º maior reserva com 30.000 toneladas (por volta de 1%) e o 10º maior produtor de minério de tungstênio com 432 toneladas produzidas (0,5% do total), sendo que, uma grande parte concentra-se na Região do Seridó-RN no Estado do Rio Grande do Norte (DNPM,2017).

Tabela 2 – Reserva e produção mundial de tungstênio

PAÍS	RESERVAS 1, 2(t)	PRODUÇÃO1(t)		TOTAL
	2016	2015	2016	(%)
Brasil	30.000	510	432	0,50
China	19.000.000	73.000	71.000	82,18
Vietinã	95.000	5.600	6.000	6,94
Rússia	83.000	2.600	2.600	3,01
Bolívia	Nd	1.460	1.400	1,62
Aústria	10.000	861	860	1,00
Espanha	32.000	835	800	0,93
Reino Unido	51.000	150	700	0,81
Portugal	2.700	454	570	0,66
Canadá	290.000	1.680	Nd	-
Outros países	652.000	1.285	1.214	1,41
Total	3.100.000	89.400	86.400	100,00

Fonte: Adaptado de ANM (2017).

(1) dado de reserva e produção em metal contido; (2) reserva lavrável; (nd) não disponível.

Segundo Silva (2017), a China atualmente é o maior produtor, exportador e consumidor do mineral metálico, no qual a produção geral mundial de tungstênio no ano de 2016 foi 71.000 toneladas e dessa fatia total, os chineses são responsáveis por 82%.

Importante frisar que o governo Chinês controla a produção e a comercialização de tungstênio, ou seja, monopolizam o mercado e determina o preço final do produto. Como forma de manobra econômica e valorização do produto, a China tem limitado, desde começo da década passada, a oferta mundial de insumo para elevar o valor do produto a ser vendido (CANO, 2014). Os Estados Unidos e a União Europeia consideram o elemento tungstênio como recurso essencial, principalmente pela importância como matéria prima para material bélico nas respectivas defesas militares e indústrias de tecnologia de ponta. (SILVA, 2017).

### 2.2.3 Depósitos e Reservas Nacionais

No Brasil, o tungstênio é derivado basicamente dos minérios de wolframita e scheelita, sendo que o primeiro possui os depósitos mais significativos no Estado do Pará, em destaque para os depósitos de Pedra Preta e o Serra do Bonfim, nos Municípios de Rio Maria e São Felix do Xingu, no Estado do Rio Grande do Sul (depósito de Cerro da Árvore, em Encruzilhada do Sul), no Estado de Rondônia (depósito de Igarapé Manteiga, na cidade de Ariquemes), na Mina Cerro da Caatinga, em Nova Trento-SC e as Minas de Inhandiara, nas cidades de Itapeva, Jundiá e Ribeirão Branco, no Estado de São Paulo, respectivamente.

Em relação à scheelita, temos que os principais depósitos localizam-se especificamente na Província Scheelitífera do Seridó, nos Estados do Rio Grande do Norte e da Paraíba, área conhecida como a Região do Seridó, Nordeste do Brasil. Tal região é tida como a maior concentração de tungstênio do país, possuindo a maior reserva nacional.

Também, é reconhecido que existem ocorrências desse minério nos Estados do Ceará, Pernambuco, Alagoas, Minas Gerais e São Paulo (CANO, 2014).

Conforme dados do DNPM (2011), aproximadamente 15% das reservas total do Brasil (medidas e indicadas) do minério de tungstênio são oriundos da Região do Seridó, particularmente dos depósitos de Skarns ou rochas calcissilicáticas. Essas reservas encontram-se, especialmente, nas cidades de Acari, Currais Novos, Bodó e Lajes, todas localizadas no Estado do Rio Grande do Norte. Na Mina Bodó estão concentradas 61% destas reservas com aproximadamente 2.718 t de  $WO_3$  contido e nas Minas Brejuí, Barra Verde, Boca de Lage e Zangarelhas, que correspondem a um único depósito mineral, os 39% restantes equivalentes a 1.738 t de  $WO_3$  contido, no qual a Mina Brejuí responde pela maior parte do total citado.

A maior parte (85%) das reservas nacionais (medidas e indicadas) de minério de tungstênio contido ocorre distribuída entre os seguintes municípios: Rio Maria e São Félix do Xingu, no Estado do Pará, com 3.312 t de  $WO_3$  contido, e teores de  $WO_3$  variáveis entre 0,06% a 1,28%; Nova Trento, em Santa Catarina, com 235 t de  $WO_3$  contido, e teor de 1,87% de  $WO_3$ ; Ribeirão Branco, no Vale do Ribeira, em São Paulo, com 1.432 t de  $WO_3$  contido, e teores de  $WO_3$  variáveis entre 0,02% a 0,06% e Ariquemes, em Rondônia, 20.321 t de  $WO_3$  contido, com teores de  $WO_3$  variáveis entre 0,12% a 0,32%. (DNPM, 2014).

Em relação à scheelita, além das reservas mencionadas, também temos os rejeitos numerosos provenientes das operações de lavra e beneficiamento, que é comum nas Minas de Brejuí, Barra Verde, Boca de Lage e Bodó, todas situadas no Rio Grande do Norte.

Um estudo apontado por Freire (2017) relata que a reserva de rejeito grosso é estimada em torno de 2.000 toneladas de  $WO_3$  contido com teor médio de 0,05%, enquanto ao rejeito fino, a massa calculada é de 1.804 toneladas de  $WO_3$  contido com o teor médio é de 0,19%.

Para as minas de Barra Verde e Boca de Lages foram feito uma avaliação no número das reservas de rejeito fino e calcula-se que existe cerca de 5.000 toneladas de  $WO_3$  contido, com teor médio de 0,10% de  $WO_3$ . Quanto a Mina Bodó, estudos apontam um total de 1.082 toneladas de  $WO_3$  contido com teor médio de 0,50%. Assim, as reservas medidas e indicadas aprovadas pelo DNPM em 2014, totalizaram 29.756 toneladas de  $WO_3$  contido e com teores que variavam entre 0,23% a 2,42% de  $WO_3$ , no minério de tungstênio, e entre 0,022% a 1,89% de  $WO_3$ , no minério de wolframita.

Segundo Costa (2001), a respeito das reservas nacionais de scheelita e wolframita, o mesmo classifica as reservas como deficitárias, ou seja, insatisfatória e passível de exaurir, caso ocorra uma situação de aumento do consumo interno do concentrado de tungstênio.

A respeito de números e perspectivas futuras no que condiz a possíveis explorações, atualmente a vinte concessões de lavra para tungstênio, entre elas, doze no Rio Grande do Norte (nas cidades de Bodó, Currais Novos e Lages), duas no Pará (na cidade de São Félix do Xingu) e o restante de menor importância nos Estados de Rondônia, Tocantins, Paraíba, Santa Catarina e São Paulo, no entanto nos três últimos estados citados, a lavra está paralisada (SILVA, 2017).

#### **2.2.4 Consumo e Produção Nacional**

De acordo com Barros et. al. (2018), entre os anos de 2008 e 2010, ocorreu um forte declínio na produção do mineral contido e concentrado de tungstênio, por conta da recessão econômica mundial que aconteceu nessa época e de certa forma influenciou no mercado desse metal. No entanto, a partir de 2011, esse cenário começou a mudar com o crescimento da produção, de tal maneira que o Brasil praticamente quadruplicou o número de exportação em relação à importação no período citado, o que resultou numa melhora na produtividade. Por exemplo, no ano de 2010, a produção do minério de tungstênio na forma de mineral contido e concentrado foi de 166 e 290 toneladas, respectivamente. No ano de 2014, essa produção aumentou para 510 e 857 toneladas, no contido e no concentrado, registrando um aumento percentual de 67,45% e 66,16%, mutuamente.

A consequente melhoria nos números, a partir de 2011, foi decorrente do aumento de estudos e pesquisas a respeito da recuperação dos elementos contidos nos rejeitos.

Por exemplo, temos o método de lixiviação com álcalis sob pressão e que é uma ótima alternativa para beneficiar pré-concentrados com teor próximo de 5% da matéria prima (FERNANDES e MACHADO, 2009). Somente a Mina Brejuí possuía mais de 3 (três) milhões de toneladas de rejeito somados em suas pilhas decorrente dos anos de operação da sua usina de tratamento de minérios, o que lhe confere um enorme potencial de recuperação existente. (CARVALHO et.al. 2002).

Em dados mais recentes propostos por Silva (2017), no ano de 2016, verificou-se uma retração em relação a 2015 de 26,1% na produção interna de concentrado de tungstênio (de 625 t em 2015 para 462,1 t em 2016) e de 25,1% no contido (de 432 t em 2015 para 322,6 t em 2016).

A oscilação entre os anos de 2008 e 2016 foi devido à crise e a instabilidade dos comércios mundiais e nacionais, decorrente dos acontecimentos econômicos da época e políticos que influenciaram diretamente, tanto o consumo quanto os preços do metal no Brasil. No exterior, foi afetada por conta das alterações nas bolsas de valores mundiais. O quadro brasileiro do tungstênio demonstrou dificuldades, mas continuou crescendo, trazendo pesquisas que podem melhorar o consumo e produção da matéria prima no território nacional, sendo esse o atual cenário (BARROS et.al , 2018).

## 2.3 COMINUIÇÃO

### 2.3.1 Princípios da Cominuição

Podemos definir cominuição como técnicas, cujo principal objetivo, é reduzir, de forma controlada, o tamanho de um determinado material, por meio da aplicação de forças externas e internas. Em tratamento de minérios, as operações de cominuição são usadas para garantir que os constituintes de valor (minerais de interesse) serão fisicamente liberados dos constituintes sem valor (ganga) antes das separações físicas ou químicas.

Outra importância associada à etapa de cominuição, é que a mesma é extremamente útil para atingir uma granulometria adequada do produto ao processo de concentração utilizado, assim como, para a obtenção de uma liberação adequada dos minerais a serem separados (PEREIRA, 1989).

É imprescindível a obtenção de um grau de liberação satisfatório, a fim de se tornar possível o alcance de concentrados com teores adequados a uma taxa de recuperação razoável do mineral útil.

Foggiatto (2009) afirma que a redução do tamanho das partículas de forma controlada, como assim ocorre na cominuição, além das vantagens já citadas, tem como outros objetivos:

- a) Alcançar um produto final com uma granulometria de interesse;
- b) Ajustar o material de acordo com a sua área específica para possíveis reações químicas subsequentes;
- c) Permitir o transporte contínuo do minério em transportadores de correia, por exemplo.

As principais operações de cominuição são compreendidas como as etapas de britagem e moagem, no qual possuem diferentes mecanismos de redução de tamanhos

envolvidos. Chaves e Peres (2009) afirmam que no processo de britagem ocorre uma redução mais grosseira, em que as partículas sofrem a ação das forças de compressão ou de impacto.

No processo de moagem ocorre uma redução mais fina, utilizando-se os mecanismos de abrasão e arredondamento. Para ocorrer a britagem, é necessário certo volume de partículas, e tal como, resulta das forças de compressão, impacto ou cisalhamento, para que haja a operação. Logo, fica limitado a partículas de tamanho maiores.

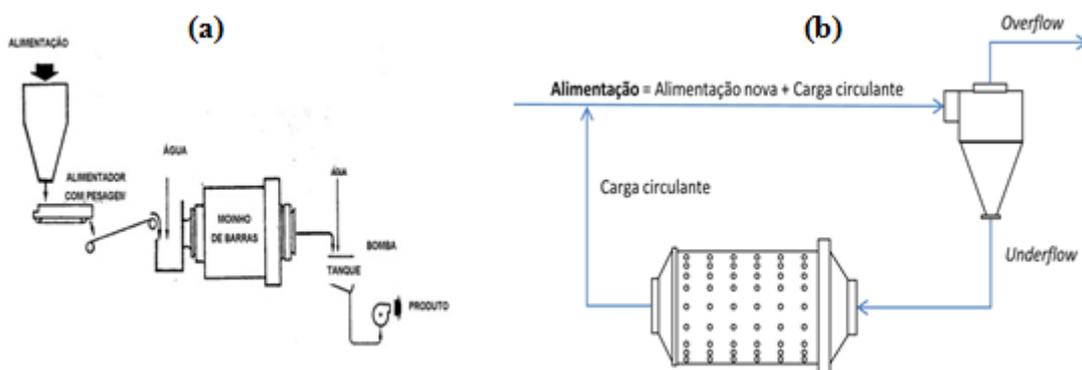
Gupta e Yan (2006) define que os principais mecanismos atuantes na britagem são os de compressão e impacto, o que lhe diferencia em relação à moagem, que predominam as forças de atrição, onde são muito maiores.

A etapa de moagem é normalmente executada em estágios e seu poder de redução é bastante alto, podendo chegar facilmente em tamanhos microns. Entre as principais forças aplicadas durante a moagem, temos a abrasão que é responsável pela quebra das arestas e arredondamento das partículas e, conseqüentemente, resultando numa baixa eficiência da energia de fragmentação propriamente dita, uma vez que a energia aplicada por partícula é pequena, apesar de haver uma energia total do sistema bastante alta (FOGGIATTO, 2009).

Em relação aos tipos de circuitos de cominuição, podem ser na forma aberta ou fechada. No regime aberto as partículas saem do moinho direto para o próximo estágio do processo. Já no circuito fechado, que é o mais utilizado, o produto grosseiro passar por uma etapa de classificação ou peneiramento, de tal maneira que ocorra a recirculação da fração grossa para dentro do moinho, até quantas vezes for preciso para atingir uma determinada granulometria (LUZ, FRANÇA E BRAGA, 2018).

Geralmente, os circuitos fechados possuem melhor eficácia para o controle do tamanho de partícula desejada e, por conseguinte, há uma diminuição no consumo de energia (NAPIER-MUNN, 1996). A Figura 5 abaixo mostra exemplos dos dois circuitos.

Figura 5 – (a) Aberto com moinho de barras. (b) Fechado com hidrociclone



Fonte: Adaptado de CETEM (2014).

### 2.3.2 Mecanismos de Fragmentação

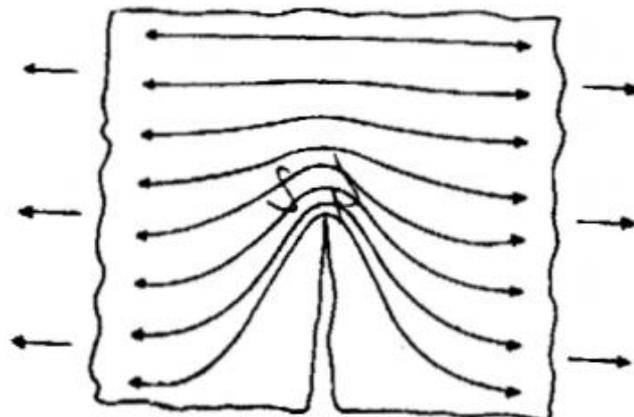
A fragmentação das partículas no processo de moagem é feita decorrente da junção de mecanismo de quebra, que resulta em um tamanho adequado a liberação mineral-minério, geralmente, a ser concentrado nos processos subsequentes.

Os principais mecanismos de quebra em circuitos de cominuição, tais como moinhos de bolas e barras, ocorrem mediante um conjunto de fatores, como o arredondamento das partículas, quebra de pontas e abrasão (GOMES, 2014). No entanto, as eficácias desses fatores estão relacionadas à fratura existente que, conseqüentemente, depende do tamanho das partículas, do tamanho e orientação das falhas existentes e da força de carga aplicada. Hukki (1961) determinou que é necessário energia de entrada mais específica no sistema, à medida que o tamanho da partícula diminui, uma vez que partículas menores inevitavelmente contêm menos falhas e fraturas.

Forças de impacto opostas em uma partícula criam tensões de tração, que pode levar a fratura, dependendo da distribuição e orientação de falhas dentro da partícula. A resistência à tração da rocha é apenas em torno de 10% da resistência à compressão, devido à presença de falhas pré-existentes ou rachaduras dentro do material da rocha. À medida que a carga compressiva avança, induz a tração indireta que controla a fratura da rocha (NAPIER-MUNN et al, 1996).

Silva (2003) afirma que o fraturamento, ou a quebra, das partículas minerais são decorrentes da geração de novas superfícies que ocorre por conta do rompimento de suas forças internas de coesão. Esse processo é conseqüente à aplicação de uma determinada quantidade de energia, de tal maneira que ocorra a ruptura (Figura 6).

Figura 6 – Concentração de forças até o surgimento de ruptura



Fonte: Silva (2003).

As rochas são formadas, segundo Foggiatto (2009), por vários minerais que estão dispersos com diferentes tamanhos de grãos, o que resulta em má distribuição das pressões internas ao longo da superfície rochosa. Logo, a formação das forças atuantes não depende apenas das propriedades mecânicas de cada mineral, assim como, também, da existência de fendas e falhas por toda a extensão do material que agem como concentrador de forças.

Beraldo (1987) atesta que existem três mecanismos de quebra de partícula que se faz presente nos processos de cominuição que são: compressão, impacto e abrasão.

### 2.3.2.1 Mecanismo de Compressão

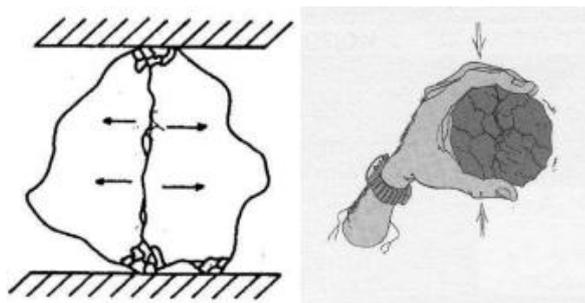
As fraturas se desenvolvem ao longo do corpo sólido devido ao crescimento lento das forças de esforço sobre o fragmento de rocha. A componente oblíqua da força sobre a superfície da partícula é responsável pela quebra da partícula (LUZ, FRANÇA E BRAGA, 2018).

Logo, a energia que é aplicada na rocha é inferior à energia necessária para ocasionar a primeira ruptura (BERALDO, 1987). Sampaio, Delboni e Silva (2007) aborda que, os produtos que resultam desse mecanismo, possuem duas nítidas diferentes faixas de tamanho, sendo uma grossa (quebra por tração) e a outra relativamente fina (quebra por compressão).

No entanto, a quantidade de finos é bem menor do que o material grosso. Sendo que, ambas produzem um número relativamente pequeno de fragmentos. Nos britadores de mandíbula, giratórios e cônicos é comumente empregado esse tipo de quebra de partícula e nos moinhos está relacionado aos fragmentos comprimidos entre os corpos moedores e/ou as partículas de tamanhos maiores (SILVA, 2014).

A Figura 7 apresenta um exemplo de aplicação da força de compressão sobre a partícula.

Figura 7 – Exemplo de aplicação da força de compressão

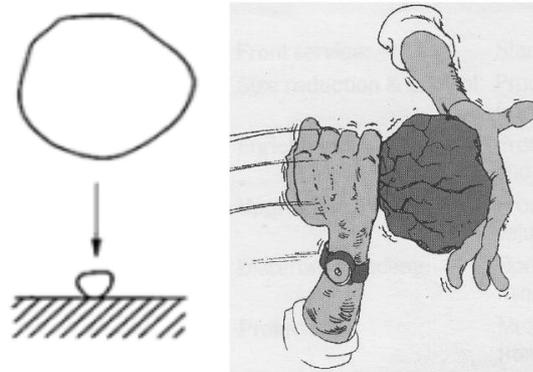


Fonte: Adaptado de Metso Minerals (2002).

### 2.3.2.2 Mecanismo de Impacto

Beraldo (1987) questiona a respeito desse mecanismo, no qual a energia é exercida de forma muito rápida, e, logo, bastante superior em relação à energia necessária para ocorrer à primeira fratura. Nesse tipo de situação, a energia cinética é transferida quase, instantaneamente, para a partícula, em que ocorre a absorção dessa energia, além do necessário, para a fratura e fragmentação simples. Ocorrendo assim, a quebra por atração (Figura 8) no qual o produto final possui tamanho e formas semelhantes e, habitualmente, de granulometria fina (SAMPAIO E DELBONI, 2018).

Figura 8 – Exemplo de aplicação da força de impacto



Fonte: Adaptado de Metso Minerals (2002).

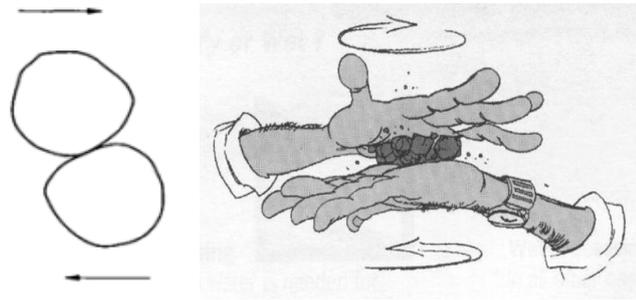
### 2.3.2.3 Mecanismo de Abrasão

Napier-Munn et. al. (1999) declara que esse mecanismo é resultante do movimento de duas partículas de forma paralela ocorrendo ao longo da superfície de contato, o que resulta na origem de pequenos pedaços de partícula, em que as partículas originais, em maioria, permanecem intactas.

Beraldo (1987) afirma que o mecanismo de abrasão ocorre quando não existe força suficiente para ocasionar uma fratura em toda a partícula. Pequenas fraturas surgem decorrentes a concentração local de esforços e provocando o aparecimento de partículas finas ao lado da original, de tamanho um pouco menor.

A Figura 9 mostra um exemplo de força de abrasão aplicada a uma partícula.

Figura 9 – Exemplo de aplicação da força de abrasão



Fonte: Adaptado de Metso Minerals (2002).

Podemos citar que esse mecanismo é o resultado do atrito que ocorre entre as partículas minerais e os corpos moedores, como por exemplo, a fragmentação das partículas dentro do moinho de bolas, em que temos um processo com alto consumo de energia (PEREIRA, 1989). Luz, França e Braga (2018) mencionam tal que “o mecanismo de abrasão ocorre com mais intensidade em moinhos autógenos (AG) e semiautógenos (SAG)”.

### 2.3.3 Teorias Clássicas da Cominuição

#### 2.3.3.1 Introdução

Um dos principais desafios no beneficiamento de minérios é a estimativa da quantidade de energia consumida no processo de moagem, uma vez que essa etapa corresponde a importante parcela nos custos envolvendo o processamento mineral.

Portanto, ao longo do tempo foram formuladas várias leis que abordavam a questão da associação entre a energia fornecida ao sistema e a consequente redução de tamanho do minério, no entanto, como sabemos o aproveitamento efetivo dessa energia para a quebra de fato da partícula é um percentual muito pequeno devido a sua dissipação em outras formas como térmica e acústica, por exemplo, o que intriga os pesquisadores que estudam a energia necessária de fragmentação (MOSHER, 2002).

Sampaio e Delboni Jr. (2018) mencionam que a relação existente entre a granulometria das partículas e os custos pertencentes à fragmentação de minérios que são influenciados diretamente pelo consumo de energia específica. O processo de fragmentação, de acordo com as operações mineiras, subdivide-se em desmonte, britagem e moagem, no qual a energia específica cresce de forma demasiada, respectivamente. A título de exemplo, para uma noção dos fatos, a operação de desmonte de rocha por explosivo consome em torno

de 0,1 kWh/t, enquanto nos britadores essa grandeza eleva para 1 kWh/t até atingir incrível níveis de 10 kWh/t no processo de moagem.

O postulado de Taggart (1945) propõe que a eficiência de moagem depende diretamente do seu consumo energético, assim como, também, da granulométrica do produto proposto. No entanto, a etapa de moagem visa primeiramente à liberação mineral-minério, logo a mensuração do desempenho deveria ser baseada no grau de liberação atingido e, em seguida, relacionar os custos envolvidos no processo. Entretanto, duas premissas limitam a afirmação dita acima, conforme Rosa (2013):

- a) O grau de liberação é uma grandeza de difícil estimativa e, conseqüentemente, de uso limitado para o controle de processos. Desse modo, é relacionado à malha de controle do circuito com o grau de liberação alcançado;
- b) Um dos maiores custos do processo de moagem é o consumo de corpos moedores e dos revestimentos dos moinhos, porém esse mesmo parâmetro deve estar diretamente alusivo ao consumo energético total da operação, logo se tornando de difícil avaliação precisa.

Podemos definir a eficiência de moagem como a razão que envolve a energia consumida numa determinada operação pela quantidade de massa do produto moído de granulometria estabelecida (TAGGART 1945). Sendo assim, será revisto as principais leis de cominuição que relaciona a energia aplicada e a fragmentação resultante.

### 2.3.3.2 Lei de Rittinger

A primeira lei de moagem foi estabelecida por Rittinger, em 1867. Essa teoria afirma que área da superfície nova gerada é diretamente proporcional a energia útil de cominuição.

Rittinger (1867) considerou as partículas no formato esférico em que sua área superficial tem uma relação direta com o seu diâmetro.

Logo, o postulado ficou conhecido com a primeira lei da cominuição e é representado pela Equação 1 abaixo.

$$E = Kr \left( \frac{1}{d_1} - \frac{1}{d_2} \right) \quad (1)$$

Onde:  $E$ = energia específica consumida no sistema;  $d_1$  e  $d_2$  = diâmetro da alimentação e do produto, respectivamente,  $e$ ;  $K_r$ = constante de Rittinger.

No entanto, a aplicação da lei de Rittinger é atualmente limitada para os processos de moagem no qual o produto seja bastante fino (remoagem), assim como também, em situações que exige um aumento de área superficial, por exemplo, o desenvolvimento de *pellet feed* usando o material remoído de concentrado de minério de ferro (WILLS, 2006).

#### 2.3.3.3 Lei de Kick

Kick (1883) elaborou o que seria a segunda lei de cominuição que estabelecia, caso o minério fosse homogêneo, a energia de fragmentação necessária dependeria exclusivamente da relação de redução e não apenas da granulometria do minério.

Essa teoria foi proposta por Kick, matematicamente, o qual demonstrou que existe uma relação proporcional entre a energia para quebra e deformação das partículas, é de tal forma proporcional ao volume das mesmas (FOGGIATO, 2009). Logo, essa relação é estritamente referida à energia consumida. A Equação 2 abaixo mostra o postulado de Kick.

$$E = K_k \ln \left( \frac{d_1}{d_2} \right) \quad (2)$$

Em que:  $E$ =Energia específica dissipada na partícula;  $d_1$  e  $d_2$ =diâmetro da alimentação e do produto, respectivamente;  $K_k$ =Constante de Kick.

Gomes (2014, p. 32) diz que “as variáveis são as mesmas da teoria de Rittinger, com a diferença que o tamanho característico é a média logarítmica da população de partículas ensaiadas”.

São muito comentados os postulados de Rittinger e Kick, no entanto é nítido que cada teoria se relaciona a sua aplicabilidade para tamanho de partículas diferentes, ou seja, tanto um quanto o outro, não é conciso no que foi declarado inicialmente pelos pertinentes autores.

Wills e Napier-Munn (2006) consideram que a lei de Kick tem a sua aplicação restrita para operações de cominuição de partículas grossas, isto é, para os processos de britagem.

#### 2.3.3.4 Lei de Bond

Determinou-se o índice como o trabalho necessário para a redução de uma massa de uma tonelada curta (907 kg), em que o tamanho inicial é infinito, até um tamanho final menor que 100  $\mu\text{m}$  (MACHADO, 2016).

Logo, essa energia mecânica de fragmentação para a redução de tamanho do minério, é baseada nos cálculos de *Work Index* (*WI*) estabelecido por *Bond* (1952; 1985).

*Bond* (1961) afirma que a “terceira lei de cominuição” trata de uma relação proporcional entre a energia consumida na cominuição de  $F_{80}$  até  $P_{80}$  e a diferença necessária das energias de redução de um material de tamanho  $F_{80}$  hipoteticamente infinito e o mesmo material de tamanho  $P_{80}$ .

Essa Equação 3, que ficou conhecida como a Lei de *Bond*, é mostrada abaixo:

$$W = 10WI \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (3)$$

Onde: *WI*=consumo de potência por tonelada curta em KWh/st do material a ser analisado; *P* = tamanho do produto ( $\mu\text{m}$ ), no qual 80% é passante na mesma malha e; *F* = tamanho da alimentação ( $\mu\text{m}$ ), no qual 80% da alimentação é passante na mesma malha.

Devido às condições existentes de moagem em moinhos de bolas e barras, temos que o ensaio de *Bond* fornece, para essa situação, de forma eficaz a potência de moagem calculada com o *WI* resultante da moabilidade, no entanto pode haver discordâncias se as condições de operação forem diferentes daquelas praticadas normalmente nos ensaios de laboratório, uma vez que as circunstâncias no qual *Bond* trabalhou, tais como moinho com 8 pés de diâmetro, moinhos de barras a úmido em circuito aberto ou moinho de bolas a úmido em circuito fechado com carga circulante de 250%, por exemplo, limitou-se algumas práticas de operação. Logo, existiu uma necessidade de corrigir o postulado de *Bond* por conta das condições já citadas (CHAVES E PERES, 2009).

#### 2.3.3.5 Forma Genérica das Leis de Moagem

Charles (1957) declara que as três teorias citadas são interpretadas pela Equação 4 a seguir.

$$dE = -k \left( \frac{dx}{x^n} \right) \quad (4)$$

Onde:  $E$ =energia aplicada a uma massa unitária de material;  $x$ = diâmetro das partículas e;  $K$  e  $n$  = constantes associados ao material.

Para constante  $n$  existe um valor referente para cada uma das leis, tal que para  $n = 1$ ; 1,5 e 2, têm, respectivamente, as expressões para a lei de Kick, *Bond* e Rittinger.

Porém, Huuki (1962) reafirma que para cada faixa de tamanho de partícula existe uma certa lei de cominuição para ser aplicada. Em resumo, as equações de Rittinger, Kick e *Bond* têm uma relação e aplicação de acordo com a Tabela 3 abaixo.

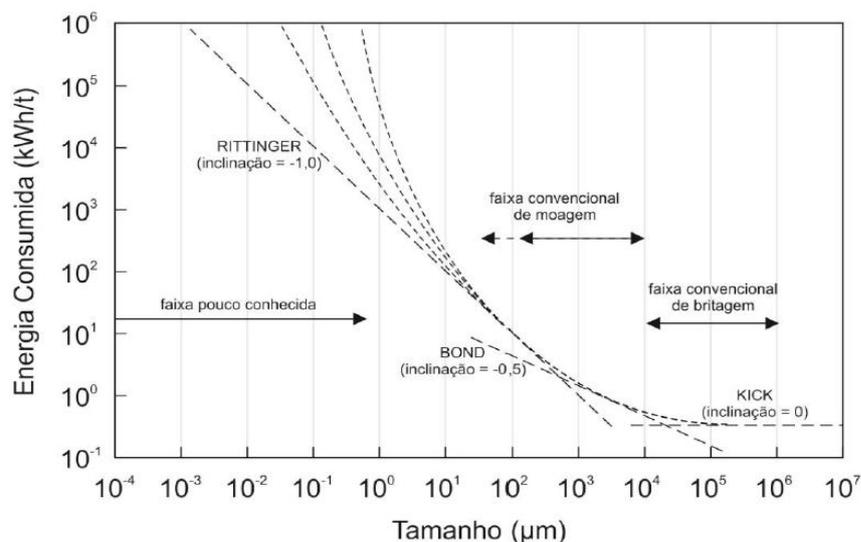
Tabela 3 – Resumo das leis de cominuição

Autor	Princípio	Tipo de operação
<b>Rittinger (1867)</b>	Área da superfície nova gerada	Moagem fina ou remoagem
<b>Kick (1885)</b>	Relação de redução	Britagem
<b>Bond (1952)</b>	Inversamente proporcional à raiz quadrada do diâmetro	Moagem fina convencional

Fonte: Indicado (2020).

O gráfico apresentado na Figura 10 ilustra muito bem o que foi afirmado por Huuki (1961), ao correlacionar às três leis associado aos seus intervalos granulométricos pertencentes.

Figura 10 – Aplicações das teorias de cominuição



Fonte: Huuki (1961).

Donda (1998) analisou e comparou as leis de *Bond* e *Rittinger* para moagens do tipo ultrafinas e chegou a conclusão que o modelo de *Rittinger* é melhor do que o de *Bond*, já que a primeira é possível determinar o consumo de energia específica em função da área, enquanto a teoria de *Bond* requer um trabalho laborioso muito maior.

## 2.4 PROCESSOS DE MOAGEM CONVENCIONAL

### 2.4.1 Considerações Iniciais

A moagem é considerada como última etapa do processo de fragmentação, no qual as partículas sofrem redução por intermédio da junção das forças de impacto, compressão, abrasão e atrito, de tal forma que resulta em um tamanho apropriado para ocorrer a liberação do mineral de interesse, e conseqüentemente, útil para ser concentrado nos processos posteriores no beneficiamento de minérios.

Taggart (1951 apud FOGGIATTO, 2009, p. 21) classifica a moagem da seguinte maneira: moagem grossa – produto com tamanho máximo de 3,360 e 0,841 mm, moagem intermediária - produto com tamanho máximo de 0,600 mm e com no máximo 75% passante em 0,074mm, e moagem fina - produto com tamanho máximo de 0,074mm.

Normalmente, utilizam-se equipamentos como os moinhos cilíndricos, tubulares (barras, bolas ou seixos), moinho de martelos, moinhos de câmara e moinhos AG/SAG. Temos os principais os parâmetros e variáveis operacionais do moinho:

- a) Dimensões (diâmetro e comprimento);
- b) Potência instalada;
- c) Fator de enchimento;
- d) Porcentagem de sólidos na polpa;
- e) Velocidade de operação.

Chaves e Peres (2012) consideram o diâmetro e o comprimento do moinho, assim como também, a potência instalada, as variáveis em função das dimensões do moinho e ao mesmo tempo influenciado pelos parâmetros operacionais (fator de enchimento, velocidade de operação e porcentagem de sólidos na polpa).

O fator de enchimento é tido como o valor percentual do volume interno de um determinado moinho ocupado com a carga moedora, englobando, também, os vazios entre os mesmos (LUZ et. al, 2010).

A Tabela 4 abaixo apresenta os valores mais utilizados para o fator de enchimento dos corpos moedores.

Tabela 4 – Valores do fator de enchimento dos corpos moedores

<b>Tipo de moinho</b>	<b>Fator de enchimento</b>
Descarga por transbordo	45-30%
Descarga por grade	55-35%
Barras	40-22%

Fonte: Adaptado de CETEM (2018).

A porcentagem de sólidos é um parâmetro avaliado cuidadosamente, uma vez que a quantidade de água adicionada influencia nas alterações do tempo de residência das partículas no interior do moinho, na viscosidade e densidade da polpa. Logo, situações as quais tem como consequências variações no desempenho e eficiência do processo de moagem (GOMES, 2014).

Em relação à velocidade de operação, a mesma é vista como uma variável importante para a obtenção da granulometria almejada e diminuição do desgaste do revestimento.

Temos que, quando o moinho opera em velocidades mais baixas, ocorre um deslizamento dos corpos moedores sobre a superfície, resultando assim no regime cascata, cujo mecanismo de abrasão é responsável pela fragmentação. O movimento em cascata é útil quando o objetivo é atingir um produto com granulometria mais fina, no entanto, ocorre uma produção maior de lamas, e conseqüentemente, maior desgaste no revestimento das paredes do moinho. Outra característica do uso de velocidades mais baixas é quando a capacidade máxima do moinho não pode ser utilizada (CARVALHO, 2015).

No que diz respeito ao valor quantitativo da velocidade de operação dos moinhos, os mesmos são operados de 50 a 90% da velocidade crítica. À medida que se aumenta a velocidade, maior será a capacidade obtida, como, também, maior o desgaste da carga moedora e do revestimento do moinho (TAGGART, 1954).

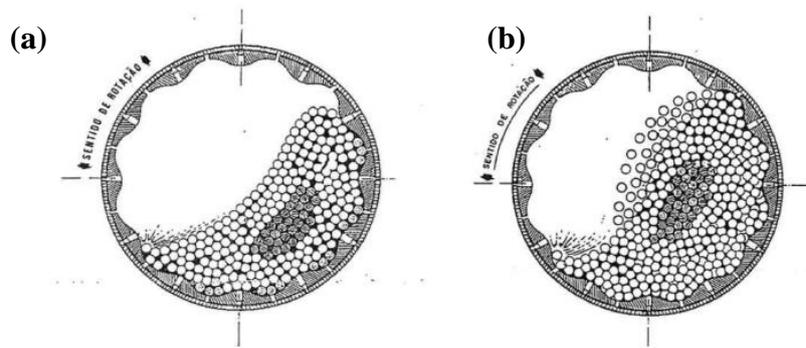
Velocidades acima da faixa de 40 a 50% da velocidade crítica resultam na redução da eficiência da moagem (WILLS, 2007).

Wills (2007) descreveu que, em velocidades maiores de operação do moinho, os corpos moedores são projetados para cima, num movimento semelhante a uma parábola, ocasionando o regime catarata. Nessa situação, a energia potencial é convertida em energia cinética de impacto por conta das altas velocidades no interior do moinho. Esse regime tem

como característica a produção de material mais grosseiro e ao mesmo tempo gera desgaste menor no revestimento interno do moinho.

A Figura 11 apresenta os dois regimes cascata e catarata, respectivamente.

Figura 11 – Modelo de operação em regime cascata (a) e catarata(b)



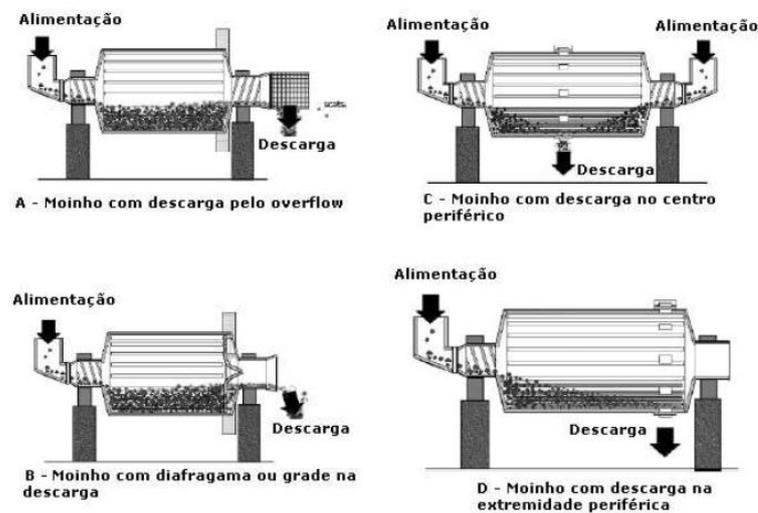
Fonte: Beraldo (1987).

Machado (2015) aborda a respeito das dimensões do moinho, quando o diâmetro estabelece a pressão a ser exercida sobre as partículas minerais pela carga moedora. Portanto, maior a granulometria da alimentação, maior será o diâmetro do moinho a ser usado.

É conclusivo que o volume e a capacidade do moinho são determinados pelo comprimento e dimensão do moinho (WILLS, 2007).

A Figura 12 ilustra os principais tipos de moinhos rotativos em relação a sua descarga.

Figura 12 – Tipos de moinhos rotativos em relação a sua descarga



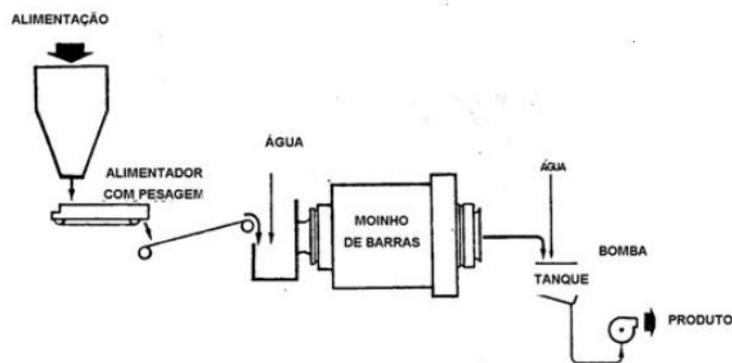
Fonte: Gupta e Yan (2008).

Os processos de moagem podem ser via seco ou úmido. O tipo depende das características do material a ser cominuído, das operações necessárias subseqüentes e dos aspectos econômicos. Contudo, a moagem a úmido é considerada mais vantajosa, uma vez que a água é um ótimo meio de transporte e um excelente dissipador de calor (ALMEIDA E CHAVES, 2001).

Os tipos de circuitos de moagem são do tipo aberto ou fechado. O circuito aberto é caracterizado pelo material que percorre uma única vez dentro do moinho, de tal maneira que o produto esteja com as suas especificações determinadas e, assim, não precisando do processo de classificação para viabilizar o material para as próximas etapas (WILLS, 2007; BERALDO, 1987). Esse tipo de circuito é raramente utilizado em processamento mineral, já que não se tem controle da distribuição granulométrica do produto e, ainda, necessita de uma taxa de alimentação baixa por conta do tempo de permanência do material dentro dos moinhos para que tenha condições de fragmentar.

A Figura 13 representa um exemplo, habitualmente, de um moinho de barras operando em circuito aberto.

Figura 13 – Exemplo de um circuito aberto com moinho de barras

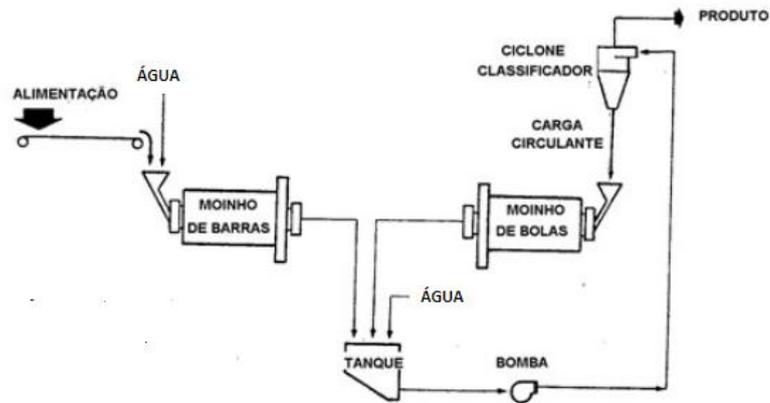


Fonte: Adaptado de Chaves (2006).

O circuito fechado é o mais utilizado industrialmente, nele o moinho, geralmente, opera junto com um classificador ou uma peneira, do qual a fração mais grosseira (carga circulante) retorna ao mesmo moinho (ARBITER, 1964).

A Figura 14 exemplifica um circuito fechado com um moinho de barras antecedendo ao moinho de bolas.

Figura 14 – Exemplo de um circuito fechado com moinhos de barra e bolas



Fonte: Adaptado de Chaves (2006).

O tamanho do produto a ser moído é relacionado de acordo com a maneira que o mineral-minério se encontra na ganga e, por conseguinte, o tipo de concentração a ser utilizado. Um dos problemas encontrados no processo de moagem é a sua falta de controle, que acarreta na submoagem e na sobremoagem. A primeira, o produto final será de tamanho grosseiro, com baixo grau de liberação, o que influencia diretamente na sua concentração, recuperação e fator de enriquecimento. Na segunda, tanto a ganga quanto o mineral-minério são liberados e reduzidos de forma excessiva a tamanhos menores do que o previsto e com gasto demasiado de energia. Através da equação de *Bond*, é visto que são necessários por volta 19% de energia a mais para reduzir a granulometria de uma partícula para uma faixa inferior (WILLS, 2007).

## 2.4.2 Moinho de Barras

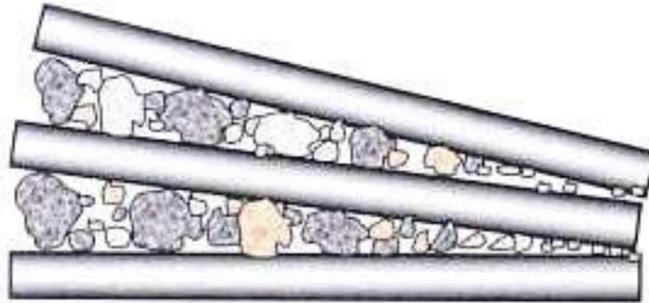
### 2.4.2.1 Introdução

Chaves e Peres (2009) cita que esse tipo de moinho cilíndrico é aplicado para moagem grosseira com alimentação na faixa de 3/4" a 3/8" (80% passante) e gera produtos de até 28 mesh (100% passante), ou seja, suporta alimentação grossa e fornece produto muito fino.

A operação consiste da ocupação das partículas minerais no feixe entre barras. O espaçamento disponível na entrada é preenchido pelas partículas mais grossas, separando assim uma barra da outra, e a outra extremidade do feixe, na descarga, tem-se a presença de partículas menores, logo assim o espaço entre as barras estará mais fechado (CHAVES E

PERES, 2009). Criando assim um aspecto de um formato afunilado, conforme mostra a Figura 15.

Figura 15 – Ação das barras sobre as partículas



Fonte: Chaves e Peres (2009).

Trabalha essencialmente em circuito aberto (raramente em circuito fechado), em rotações mais baixas que os moinhos de bolas, uma vez que as barras devem apenas rolar e ser sutilmente arremetidas contra as partículas para evitar fragmentação excessiva do minério e desgaste da carga moedora, logo possui velocidade de operação mais baixa (BERALDO, 1987).

A fragmentação do minério nesse regime de operação ocorre pela ação resultante do impacto entre as barras e o material a ser cominuído. O moinho de barras geralmente antecede, no circuito de beneficiamento, o moinho de bolas por conta da sua redução grosseira. Outra característica importante é que possui uma relação comprimento/diâmetro maior que 1,25:1. O motivo dessa razão é que usualmente as barras são poucos centímetros menores do que o comprimento total da carcaça do moinho, visto que barras muito longas poderiam se deformar, ficar atravessadas ou emaranhar-se entre elas (LUZ, ALMEIDA E BRAGA, 2018).

Rowland (1985) descreve uma relação existente entre o comprimento e o diâmetro do moinho que deve ser entre 1,2 a 2,3, no qual o maior comprimento necessário é em torno de 7 metros. Gupta e Yan (2008) aborda que a correspondência recomendada na relação comprimento da barra/diâmetro do moinho é entre uma taxa de 1,4 e 1,6.

É dito que “os revestimentos dos moinhos de barras são feitos de borracha ou aço e são aparafusados a carcaça com ou sem revestimento protetor de borracha. Os revestimentos possuem de 65 a 75 mm de espessura e 60 a 90 mm de altura” Gupta e Yan (2008) apud Teixeira (2013 p. 89).

Luz, Braga e Sampaio (2018) considera o fator de enchimento como valor percentual do volume de um determinado moinho ocupado com os seus respectivos corpos moedores, envolvendo também os vazios entre os mesmos. Considera-se que a maior capacidade do moinho é através do fator de enchimento de 50%. No entanto, esse valor não é levado em consideração como o mais usual e valia de acordo com o tipo de moinho e o tipo de descarga.

Geralmente um volume interno de um moinho de barras é ocupado por 45% a 50% por carga moedora, se tivermos uma sobrecarga haverá uma moagem pobre e com grandes perdas por causa da abrasão das barras e do revestimento. Uma carga muito baixa também promove a abrasividade das barras. A altura (ou profundidade) da carga é calculada da mesma forma como nos moinhos de bolas. Os tamanhos das partículas do produto para um moinho de barras são mais grossos do que para moinhos de bolas. O tamanho da alimentação varia de 6 – 25 mm (GUPTA E YAN, 2008).

Gomes (2014) mediu os efeitos do aumento do grau de enchimento e chegou à conclusão que isso implica numa diminuição da velocidade de rotação, afim de que a carga centrifugue, ou seja, a velocidade de centrifugação não é dependente apenas do balanço das forças centrífugas e gravitacionais. Porém, a ação desses parâmetros é ignorada. Outro aspecto importante é a interação entre as cargas, uma vez que por conta da pressão exercida pela carga moedora, temos que o material mais abaixo empurra o material que se localiza logo acima, resultando numa elevação das cargas maior do que o habitual. Tal efeito está ligado com a velocidade do moinho e a magnitude das forças de atrito da carga.

Quanto maior o grau de enchimento do moinho, mais notável será esse fenômeno.

É útil frisar que o moinho de barras raramente é usado na moagem ultrafina de minerais industriais, já que a sua operacionalidade não são uteis para partículas muito finas.

Essa relação é porque a produção de energia é insuficiente para promover a quebra entre o corpo moedor e os finos (WELLENKAMP, 1999).

O moinho de barras é uma opção viável para minérios que possuem recuperação difícil, incluindo minérios de fosfato e vários outros minérios (estanho, tungstênio, cromo, entre outros), que podem ser recuperados principalmente por concentração gravítica. No comparativo com o moinho de bolas, o moinho de barras possui um produto mais uniforme, no entanto, os tamanhos das partículas são mais grosseiros. Por isso, que o moinho de barras precede o de bolas em um circuito de moagem, principalmente quando o produto de material fino é requerido (GOMES, 2014).

#### 2.4.2.2 Parâmetros Operacionais do Moinho de Barras

A discussão a respeito dos parâmetros operacionais na moagem é de extrema importância, uma vez que grande parte da energia consumida durante a etapa de beneficiamento mineral é oriundo dos processos de moagem. No entanto, a maioria dessa energia demandada não é empregada para a cominuição e quebra das partículas. Esse enorme valor energético é dissipado em outras fontes como calor, ruído, vibração, atrito e outros. A estimativa eficiente do consumo energético na etapa de moagem ainda é objeto de estudo de vários pesquisadores tanto na indústria da mineração como no meio acadêmico (FRANCIOLI, CARVALHO E TAVARES, 2015).

É importante o dimensionamento dos moinhos em relação aos seus fatores que influenciam no consumo de energia. Dessa forma, os itens abaixo abordam uma fundamentação teórica dos principais parâmetros operacionais utilizados na configuração dos ensaios de moagem.

##### a) Porcentagem de sólidos na polpa

A porcentagem de sólidos na polpa é considerada como variável importante no desempenho da moagem. O volume de água a acrescentar influencia diretamente em alguns outros parâmetros como o tempo de permanência das partículas no interior do moinho e a densidade e viscosidade da polpa. No objetivo de uma moagem mais eficiente, é preciso que ocorra um melhor controle sobre a distribuição granulométrica da carga circulante do circuito, sob esses aspectos (NUNES, 2018).

Taggart (1951) observou uma relação entre o tamanho da alimentação, o tipo do moinho e a porcentagem de sólidos ideal conforme a Tabela 5.

Tabela 5 – Relação entre tamanho da alimentação e % de sólidos por tipos de moinhos.

Tipos de moinhos	Tamanho da alimentação e % de Sólidos				
	3x14 malhas	14x28 malhas	28x48 malhas	48x65 malhas	<65 malhas
<b>Barras</b>	80 a 60%	75 a 70%	70 a 65%		
<b>Bolas (descarga por overflow)</b>	75 a 50%	80 a 65%	85 a 65%	85 a 65%	80 a 60%
<b>Bolas (descarga por grade)</b>	80 a 75%	75 a 65%	80 a 70%	85 a 70%	80 a 65%

Fonte: Adaptado de Taggart (1951).

Figueira et.al (2004) considera que a relação entre a porcentagem de sólidos na polpa e a granulometria da alimentação é de tal maneira que uma polpa mais diluída resulta numa moagem menos eficiente, já que o choque entre as partículas é reduzido por conta da

dispersão entre as mesmas e a carga moedora. Em contrapartida, quando aumentado à quantidade de sólidos ocorre uma maior eficiência do moinho até um determinado ponto, o que significa uma notável redução no consumo do corpo moedor.

Luz, França e Braga (2018) relatam que uma situação com ausência de finos reduz drasticamente a viscosidade da polpa, e, portanto, o desempenho da moagem é afetado.

No que condiz ao moinho de barras existe uma relação ótima de teor de finos, na condição de máxima capacidade de produção do mesmo (ROWLAND, 1986).

Sepulveda (1996) esclarece que para uma determinada moagem é fundamental que haja um nível mínimo de concentração de partículas finas e que a etapa de classificação eficiente aumenta entre 10 a 15% da produção em um circuito de moagem.

Os estudos apontados por Austin et.al (1984) mostraram através do efeito do uso de espécies aditivas químicas na moagem a úmido que o controle da fluidez da polpa é uma maneira bastante econômica de otimizar a performance da velocidade de moagem sem que ocorra um aumento nos gastos de energia e nem do consumo dos corpos moedores.

#### b) Tamanho da alimentação

O parâmetro do tamanho da alimentação é uma das principais variáveis de controle em um moinho de barras, uma vez que esse tipo de moagem resulta numa grande quantidade de finos, por causa da carga moedora composta por barras de peso considerável, o que torna este moinho ideal para moagem de material mais grosso, já que as quedas das barras no regime de operação no interior do moinho resultam na produção de impactos significativos entre os corpos moedores e as partículas a serem moídas. O resultado da redução da granulometria de uma partícula depende da probabilidade de sua localização entre os espaçamentos das barras. Além dessa situação, podemos citar que a taxa de alimentação, tipo de movimento (cascata, catarata ou centrífuga), quantidade de carga moedora e velocidade de rotação do moinho, também, são variáveis que influenciam na escolha do tamanho da alimentação para a moagem (WILLS, 2007).

Observou-se por Wills (2007), que quanto maior for o tamanho da granulometria do material de entrada no moinho maior será o diâmetro do moinho de barras. Logo, o comprimento e o diâmetro do moinho, junto com o tamanho da alimentação, determinam o seu volume e capacidade de operação.

Taggart (1954) afirma também que a granulometria da alimentação interfere na escolha do tipo de revestimento do moinho de barras.

A relação da redução é vista principalmente quando a medida que há um aumento do tamanho da alimentação resulta em produtos cada vez mais grossos, caso mantenha a taxa de alimentação constante. Produto vindo de granulometria grossa tem como principal consequência melhor cargas circulantes (caso ocorra em alguma parte do circuito de moagem) e um aumento de taxa, tal que o controle dessa carga circulante é importante para o comando da granulometria do produto moído (CARVALHO, 2015).

O diâmetro das barras depende, entre outros fatores, da granulometria da alimentação e do produto desejado, uma vez que esses cálculos são necessários para achar a superfície de moagem ideal. Alimentação e produtos mais grossos requerem barras com diâmetros maiores. Uma alimentação grossa solicita moinho com maiores diâmetros a fim de aumentar o impacto e a pressão exercida sobre as partículas minerais e, ao mesmo tempo, o comprimento tem que ser de tamanho menor para alcançar uma grandeza eficiente da polpa útil para diminuir o tempo de residência e assim permitir cargas circulantes maiores no circuito (WILLS, 2007).

O tamanho da alimentação adequado, em relação a cada tipo de moinho, foi visto na Tabela 5

#### c) Tempo de residência

Pinto (2016) considera como tempo de residência ou tempo de permanência das partículas dentro do moinho, um parâmetro que depende tanto da vazão da alimentação do moinho como também do tamanho das partículas da alimentação.

No que diz respeito à alimentação do moinho, temos que o aumento da carga circulante elevar a taxa de alimentação, o que resulta numa diminuição do tempo de residência do material no interior do moinho. Para Wills, et al. (2006) essa relação torna o produto da moagem mais grosseiro, e por conseguinte, a corrente do *underflow* do classificador aumenta. Nesse sistema, as partículas finas voltam para a alimentação e de tal maneira que, ocorre uma diminuição do tamanho médio das partículas entre a alimentação e o produto.

Silva (2003) atenta em relação ao comportamento das partículas no interior do moinho, afirmando que caso as mesmas possuíssem a mesma velocidade ao longo do eixo do moinho e, portanto, todas as partículas possuiriam, de forma igual, o mesmo de tempo de residência dentro do moinho, o que não haveria mistura de partículas no sentido axial. Designando assim o fluxo como pistonar (*plug flow*). Os processos experimentais em laboratório da forma batelada são desse tipo. No entanto para os processos contínuos ocorre a mistura, o que tem como efeito, se afastar do fluxo pistonar. O benefício da moagem contínua

sem interrupção é que a mesma contém materiais com distintos tempos de residência. A distribuição ótima do tempo de residência (DTP) é de suma importância para a avaliação dos resultados de uma determinada moagem.

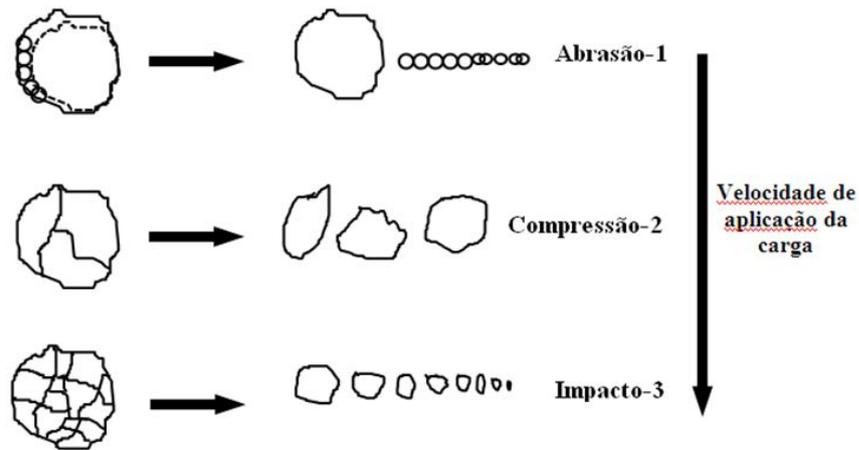
#### 2.4.2.3 Eficiência Energética da Moagem

Luz et. al (2010) ressalta que a moagem é um dos processos que ocorre maior gasto de energia para a fragmentação e redução no beneficiamento de minérios e também, entre as etapas de cominuição, a que requerem maiores investimentos em equipamentos, manutenção, implantação e controle.

Em relação à microanálise das partículas na sua matriz energética, segundo Wills (2007), afirma que as características mineralógicas e a presença de fissuras ou falhas na matriz rochosa influenciam na intensidade da força que liga os minerais. Logo, para a fratura da rocha é necessário certa concentração de tensão na partícula, de tal forma, que ocorra o rompimento da ligação atômica naquele ponto específico. O comportamento elástico dos cristais é um aspecto muito importante, uma vez que podem armazenar energia sem haver quebra de partícula e liberá-la no momento que é retirada a tensão. Portanto, parte da energia armazenada se transforma em superfície livre, ou seja, compreendendo assim na energia potencial da superfície recém-formada. Um exemplo da aplicabilidade do aumento da energia na superfície é que as partículas ficam quimicamente mais ativas e, por conseguinte, vulneráveis à ação dos reagentes de flotação, assim como também da oxidação.

Como foi dito anteriormente, para que se possa alcançar a granulometria e a área superficial adequada é necessária à aplicação de forças com intensidade maior que as forças de coesão das partículas. Sendo que, os mecanismos de quebra, em ordem crescente de intensidade de energia aplicada, são: abrasão, compressão e impacto (RIBEIRO, 2004). A Figura 16 mostra a relação entre o gasto de energia e os processos de fragmentação.

Figura 16 – Relação entre mecanismo de fratura e a energia desprendida



Fonte: Ribeiro (2004).

O consumo de energia representa os maiores custos no setor de mineração. Alguns autores indicaram que entre 56% e 70% dessa energia está relacionada com a cominuição de minério (NORGATE; JAHANSHAHI, 2010; SILVA; CASALI, 2015).

Entre os diferentes processos envolvidos na indústria mineral, a cominuição é conhecida por ser intensiva em termos de energia (SALAZAR et al, 2014).

Para Lowrinson (1974) a nova energia superficial produzida na partícula corresponde a menos de 1% da total consumida por uma determinada usina. No entanto, Tromans (2008) define que essa eficiência estar em torno de 5%, o que podemos concluir que os processos de cominuição são muito ineficientes.

Porém, a energia contida durante o processo de moagem dissipa em grande quantidade em energia térmica ou acústica. A parte principal da dissipação de energia ocorre em processos que não são revertidos em quebra de partículas, como, por exemplo, fricção das cargas moedoras com as paredes do moinho cilíndrico ou uns com os outros, resultando em atrito e movimento de suspensão ou deformação elástica das próprias cargas moedoras. A eficiência energética dos equipamentos de moagem pode ser definida como a relação entre a dissipação de energia superficial e a entrada de energia. Usando esta definição, a eficiência da fragmentação de cominuição é da ordem de 1-2% (FUERSTENAU; ABOUZEID, 2009; TROMANS; MEECH, 2002). Esta é a faixa típica em eficiência de moagem que consome a maior parte da energia total usada durante a recuperação mineral.

Nos moinhos cilíndricos existe uma desvantagem em termo de eficiência de energia do que os outros tipos, como por exemplo, moinhos de martelos, discos, vibratório, rolos e HPGR (*high pressure grindind rolls*). A sua intensidade de energia limitada por conta do fator

gravidade para causar ruptura do minério, enquanto nos moinhos tabulares a energia é transferida através de mecanismos que permite intensidades muito maiores (LIU E JIANG, 2015).

Segundo Choi et.al (2009), a efetividade da energia útil para a moagem é um parâmetro muito importante a ser considerada que afeta continuamente a quantidade de energia consumida durante a moagem. Essa dissipação energética é afetada pela conversão da energia mecânica, o modo e o tipo de quebra na partícula e entre a energia perdida de forma elástica e a plástica usada na deformação quando as partículas sólidas são quebradas.

(VALERY E JANKOVIC, 2002, p.4, tradução nossa) indicaram que “a britagem produz partículas de tamanhos grosseiros (tipicamente 5 mm) e consome relativamente baixa energia, enquanto a moagem produz partículas de tamanhos finos e faz uso fortemente por meio de energia intensiva”. No mesmo assunto, Ballantyne et.al (2018) indicou que 97% da energia consumida na cominuição está relacionada circuitos de moagem.

As eficiências dos britadores são ligeiramente mais altas em 2–3%. Britadores de rolos de alta pressão (HPGR) e britador de rolos são relatados para operar em níveis, talvez, tanto quanto 30-50% maior. Para se tiver uma ideia, a eficiência do desmonte de rocha com explosivo, por exemplo, varia de 13% a 20%, ou seja, são várias vezes acima do equipamento convencional de britagem (WORKMAN E ELORANTA, 2003, p.3, tradução nossa).

Na cominuição, a baixa eficiência energética da quebra de rochas é limitada pela efetiva transformação da carga compressiva em um componente de tração, portanto, características essas que limitam uma efetiva conversão da energia de entrada em energia útil, o que resulta em grande parte da energia dissipada em calor, acústica e outros correlacionados.

## 2.5 ENSAIOS DE COMINUIÇÃO EM LABORATÓRIO

### 2.5.1 Cominuição das Partículas Múltiplas: Ensaio do *WI* da Moagem

O desempenho da planta de beneficiamento de minérios é de importância fundamental para a viabilidade de projetos de mineração. A maioria dos custos operacionais é associada ao planejamento, desempenho e operação da etapa de processamento mineral, bem como a produção, a recuperação e a qualidade do produto. Além disso, a cominuição é o principal fator de gastos de energia. Normalmente, a maior quantidade de energia é consumida no circuito de moagem, no qual o minério é moído fino até que o tamanho das partículas seja o

suficiente para a sua liberação e encaminhado para os processos de concentração subsequentes. Sistemas modernos de dimensionamentos de moinhos demanda uma série de ensaios de moagem para determinar parâmetros de modelo de balanço populacional que possam ser utilizados para prever a capacidade operacional do circuito para qualquer dimensão do moinho de bolas, taxa de alimentação e especificação do produto. Logo, surge a alternativa de utilizar o *WI* de *Bond* medido em cada amostra de minério. A distribuição do *WI* de *Bond* é, por sua vez, utilizada como um parâmetro de moabilidade, e o dimensionamento do moinho utilizando técnicas de balanço populacional realizado tão somente para uma amostra que apresente um valor de *WI* representativo de uma determinada jazida (SCHNEIDER, ALVES E MAZZINGHY, 2013).

Sobre a utilidade e aplicabilidade da lei de *Bond*, é dito que:

A Lei de *Bond*, devido à sua fórmula simplificada aplicável na análise de projetos e nas variáveis operacionais diretamente relacionadas à eficácia do processo de moagem, mas ela não é aplicável àquelas que determinam o nível de eficiência. Para tanto, a contribuição mais importante de *Bond* e de seus predecessores, foi reconhecer o papel crítico do consumo específico de energia como a principal variável controladora do processo de moagem. (SEPULVEDA, 1990 apud CHAGAS, 2008 p.24).

#### 2.5.1.1 Índice de Moabilidade de Bond (Work Index)

*Bond* (1952; 1961) apresentou um modelo empírico que tinha como principal objetivo representar a resistência à moagem de minérios para os moinhos de barras e bolas, no qual ambos operando em circuitos clássicos de cominuição (britagem secundária ou terciária acrescido de moinho de barras seguido de moinho de bolas). Esse modelo ficou conhecido como índice de moabilidade ou *work index (WI)*. O valor do *WI* varia conforme a malha de classificação do circuito a ser analisado, mesmo considerando-se as características do minério (GOMES, 2014).

A Lei de *Bond* foi modificada e incluída uma nova equação com oito novos fatores de natureza mecânica e operacional e que conseqüentemente serve atualmente de base para o dimensionamento real de moagem, conforme e revisado por Rowland & Kjos (1997).

Alguns fatores de correção já foram considerados por *Bond* (1961), quando analisava seus estudos para uma possível ampliação. No entanto, Rowland (1986) ao analisar a lei de *Bond* para a aplicação em moinhos industriais confirmou a necessidade da introdução dos fatores de correção publicados por *Bond*.

O modelo de *Bond* (terceira lei de cominuição) teve grande acolhimento na indústria mineral, e ainda é bastante utilizado no dimensionamento de moinhos. Essa aceitação é

também, por conta que o método de *Bond* usado na caracterização de um minério tem a possibilidade de ser ajustado para uma grande variedade de outros tipos de minérios (GOMES, 2014).

Bergeman (2009) afirma que, o *WI* de *Bond* além de permitir o cálculo da energia necessária à moagem, também é útil para a comparação de diversos minérios (Tabela 6).

Tabela 6 – Valores que corresponde à classificação conforme o *Work Index*

<b>Valor WI (kWh/t)</b>	<b>Classificação (resistência à moagem)</b>
<b>7-9</b>	Baixa
<b>9-14</b>	Média
<b>14-20</b>	Alta
<b>&gt;20</b>	Muito Alta

Fonte: Napier-Munn et. al.,1999.

O modelo de *Bond* (terceira lei de cominuição) junto com os valores propostos por Rowland & Kjos (1997) foram de notável aceitação na indústria mineral, e até atualmente, é bastante utilizada como parâmetro principal no dimensionamento de novos equipamentos de moagem. A justificativa é que esses métodos de caracterização mineral podem ser ajustados para uma grande diversidade de minérios diferentes (GOMES, 2014).

No entanto é importante frisar que a maior parte da energia total consumida nos equipamentos de cominuição é perdida e apenas uma pequena fração é utilizado como trabalho útil da moagem (BERALDO, 1987).

Embora, o método de *Bond* tenha uma grande popularidade, no entanto, é excessivamente limitado na previsão do consumo energético, assim como, quando se quer melhorar a eficiência dos circuitos de moagem, tais como moinhos autógenos, moinhos verticais e de rolos de alta pressão. Outra limitação importante é quando aplicado a minérios com predisposição a gerar finos de forma demasiada ou que contenha uma fração significativa de finos naturais (GOMES, 2014).

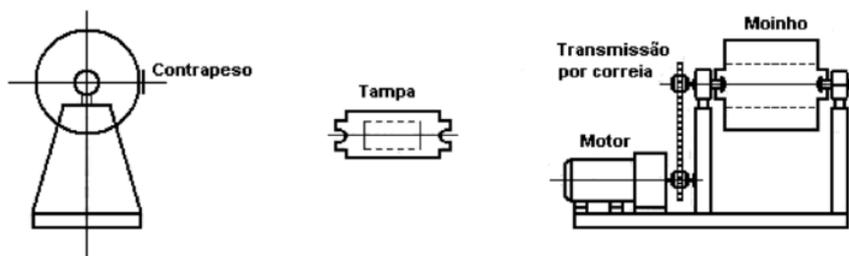
Alves (2006) afirma que *Bond* não leva em consideração o fator da quantidade de água nos circuitos fechado de moagem á úmido operando com hidrociclones. Condição essa errônea, uma vez que uma boa eficiência de um hidrociclone está diretamente ligada com a partição de água.

### 2.5.1.2 Ensaio pelo Método Direto

Em relação ao ensaio de *WI*, a sua determinação pode ser pelo método direto ou comparativo, no entanto, para o minério in natura cuja granulometria encontra-se entre 3,327 mm e a malha teste, de acordo com as normas definido por *Bond*. O método direto é o mais utilizado (BARBATO E SAMPAIO, 2007).

Luz e Penna (1982) explica que o equipamento utilizado para esse tipo de ensaio é o moinho de bolas, cujo exemplo é mostrado através de uma ilustração na Figura 17. Sua característica de tamanho real do moinho nos testes é 12 polegadas de comprimento por 12 polegadas de diâmetro com uma rotação de 70 RPM.

Figura 17 – Representação do moinho de bolas nos ensaios de *WI* pelo método direto



Fonte: CETEM (2007).

Em relação a sua carga moedora de bolas, temos a seguinte distribuição de quantidade de bolas associado com seus respectivos diâmetros conforme a Tabela 7.

Tabela 7 – Distribuição das bolas da carga moedora de acordo com seu diâmetro

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

Fonte: Bond (1952).

A carga moedora possui o total de 285 bolas de aço, pesando em torno de 20,125 kg e com massa específica 7,83 g/cm<sup>3</sup>. A área ocupada pelas bolas é de 842 polegadas quadradas.

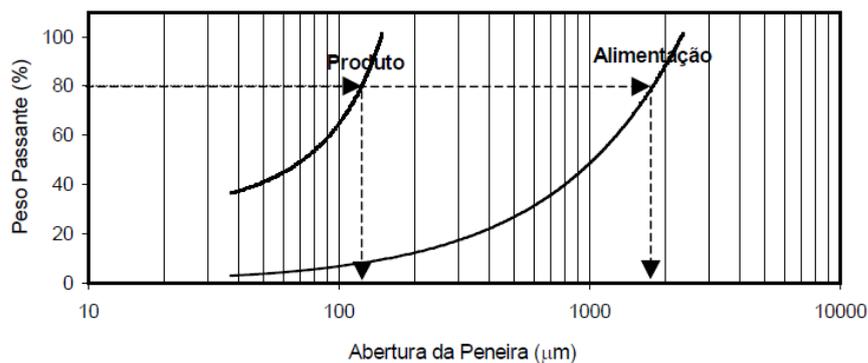
A moagem é realizada a seco, em circuito fechado, no qual a carga circulante é de 250%, ocasião em que a operação atinge o estado de equilíbrio.

Para cada teste é necessário por volta de 10 a 15 kg de minério na granulometria já citada. A princípio é feito uma pilha prismática com a amostra inicial no intuito de homogeneizar o material, e em seguida, para a massa do teste, temos que a mesma tem que ocupar um volume de  $700 \text{ cm}^3$ , o qual é definido por intermédio de uma proveta de 1L ocupada pelo material da pilha. Para as realizações dos ensaios é retirada alíquotas desta pilha, servindo assim, de alimentação nova para todas as etapas posteriores (LUZ E PENNA, 1982).

No que se refere a análise granulométrica é procedida de acordo com a série Taylor  $\sqrt{2}$ . O material sofre britagem abaixo de 3,327 mm até a malha teste de 104  $\mu\text{m}$  (0,104mm). Através dos resultados é feito um gráfico log-log, em que a porcentagem passante (%) se encontra nos eixos da ordenadas e as aberturas das respectivas peneiras ( $\mu\text{m}$ ) no eixo das abscissas. Com isso, teremos o  $P_{80}$  e o  $F_{80}$  que serão úteis para o cálculo da energia de *Bond* (SAMPAIO, FRANÇA E BRAGA, 2007).

A Figura 18 mostra um exemplo da curva de análise granulométrica para o ensaio do método direto.

Figura 18 – Curva de distribuição granulométrica usado na determinação do WI



Fonte: CETEM (2007).

Para Scheineder et. al (2013), na moagem no moinho de *Bond*, o número de rotações a ser aplicado, depende do tipo de material analisado. A norma NBR 11376 afirma que o número ideal inicial são entre 100 e 200 rotações, no qual a primeira é mais adequada para minérios frágeis e a segunda para minérios dúcteis.

A prática do ensaio consiste inicialmente após o primeiro ciclo, o peneiramento do material na malha teste convencional de 100 malhas e a cada ciclo é acrescentado uma nova quantidade de alimentação que é igual à quantidade obtida pelo produto passante na mesma malha na peneira. Em seguida é calculado um novo número de rotações com o objetivo de manter uma carga circulante de 250%. Esse procedimento é feito até que a carga alcance o equilíbrio ou haja uma mudança na tendência de crescimento ou decrescimento em 3 ciclos. Com isso, é feito o cálculo da moabilidade que compreende a razão entre a massa líquida gerada no produto e o número de rotações aplicadas no moinho (Grp) (BERGEMAN, 2009).

Bergeman (2009) ressalta que depois de atingido o equilíbrio, é feita uma análise granulométrica do material passante na malha de ensaio pertencente ao último ciclo.

Através dessas informações, juntamente com a granulometria da alimentação, a abertura da malha teste do ensaio e a média dos últimos três valores da moabilidade, é calculado o valor de *WI* conforme a Equação 5 abaixo:

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

Em que: Am=abertura da malha teste do ensaio(μm); WI=Índice de trabalho para moagem (kWh/t); P=abertura da peneira por onde passam 80% da massa do produto (μm); F=abertura da peneira por onde passam 80% da massa da alimentação (μm); Mob=média dos últimos três valores da moabilidade no estado de equilíbrio e; 1,1=fator de convenção de tonelada curta para tonelada métrica.

Ferreira (2016) cita três principais motivos pelos quais o teste de *Bond* é realizado conforme as condições descritas, entre as quais, temos:

- a) Assegura que o teste seja relativamente fácil e rápido de se realizar;
- b) Que haja uma pequena massa disponível (aproximadamente 10 kg) para a realização dos ensaios;
- c) Que os resultados dos ensaios sejam congruentes para a disposição dos dados.

A Tabela 8 apresenta um resumo explicativo dos procedimentos para o *WI* de *Bond*.

Tabela 8 – Explicação dos procedimentos aplicados para o ensaio de *WI* de *Bond*

Procedimento	Motivo
Circuito Fechado	Simulação de um circuito fechado de um moinho de bolas operando junto com um classificador
Abertura da peneira	O valor de <i>WI</i> de Bond varia com o tamanho da peneira
Classificação em peneira	Executar de maneira simplificada os procedimentos experimentais
Peneiramento a seco	Facilitar os procedimentos experimentais. Evitar problemas de variação de densidade de polpa
Velocidade crítica de 91%	Proporciona a carga moedora de bolas alcançarem a movimentação idêntica a uma situação industrial
Material com top size de 3,35mm	De acordo com o tamanho do moinho padrão (30 cm). Evitar que ocorra uma quebra anormal das partículas
Volume de 700 cm <sup>3</sup> constante	Viabiliza a comparação de materiais diferentes. Enchimento de 35% (700 cm <sup>3</sup> ) deixa o teste mais rápido.
250% de carga circulante	Valor utilizado normalmente para a carga circulante dos moinhos de época

Fonte: Adaptado de Ferreira (2016).

## 2.5.2 Cominuição de Partículas Unitárias: Ensaio do Pêndulo

A cominuição deixou de ser apenas uma atividade industrial típica para virar objeto de estudo e pesquisa. Modelos matemáticos vêm auxiliando no entendimento dos processos de fragmentação que ocorrem nas etapas de britagem e moagem (KING, 2001).

Para Narayanan e Whiten (1988) atualmente a compreensão do comportamento das partículas através da relação entre forças externas aplicadas e as propriedades mecânicas dos minerais (por exemplo: rigidez, resistência, dureza e tenacidade à fratura) é auxiliado pela ferramenta da simulação numérica. Assim sendo, tais parâmetros como a energia de fragmentação específica e a distribuição de tamanho das partículas geradas pela quebra das mesmas tem sido determinada por ensaios de cominuição em partículas isoladas.

Conforme Guzzo, Barros e Pimentel (2007), afirmam, principalmente, que existem três principais tipos de ensaios de fragmentação em partículas isoladas propostas, entre as quais: a célula de carga de impacto; o sistema de duplo pêndulo e a compressão com baixas taxas de carregamento.

O teste do duplo pêndulo foi considerado como o primeiro dispositivo utilizado para quebra de partículas simples e foi desenvolvido pela JKRCM (Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre) da University of Queensland – Austrália. A sua principal utilização é a

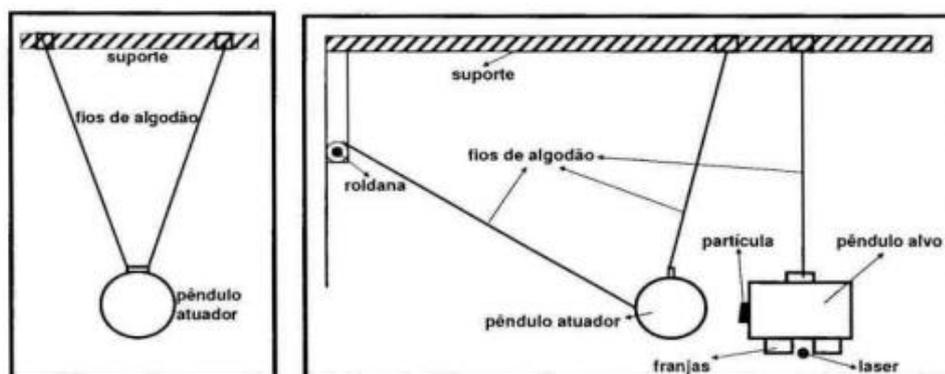
realização de testes de ruptura de partículas individuais e através disso determinar a energia de cominuição, ou seja, a energia livre disponível para a quebra de uma determinada partícula.

São geradas partículas fragmentadas resultantes do tamanho da distribuição do produto (NARAYANAN, 1985).

Os resultados provenientes dos testes de quebra de partícula são usados para gerar funções de quebra específicas do minério para cada um dos modelos de energia de cominuição relacionado. A taxa de ruptura é uma variável totalmente dependente do ensaio aplicado (NAPPIER-MUNN, 1996).

Sampaio e Delboni (2018) relatam que o equipamento usado para o ensaio é formado por dois pêndulos, sendo que o primeiro realiza a ação de impacto, enquanto o segundo será o impactado (balanço), no qual a amostra do minério se encontra preso. O pêndulo rebote (impacto) encontra-se suspenso em uma estrutura rígida, no qual o mesmo pêndulo oscila em torno de um laser detector que é montada em uma bancada posicionada próximo a estrutura do sistema. Lira (2002 apud GUZZO; BARROS e PIMENTEL, 2007, p.157) determinou que a leitura da oscilação do pêndulo geralmente é efetuada através de um sistema óptico formado especificamente por um laser de 3 mW (650nm), um detector fotodiodo, uma fonte de 5 VDC(2A), um circuito eletrônico para encaminhamento e conversão do sinal luminoso e um computador. A Figura 19 representa o sistema de duplo pêndulo do Laboratório de Tecnologia Mineral da UFPE que foi projetado e construído por Lira et al (2002).

Figura 19 – Representação esquemática de um sistema de duplo pêndulo



Fonte: Guzzo, Barros e Pimentel (2007).

A Equação 6 mostra a expressão matemática para a determinação da energia específica de cominuição, seguindo o método do duplo pêndulo.

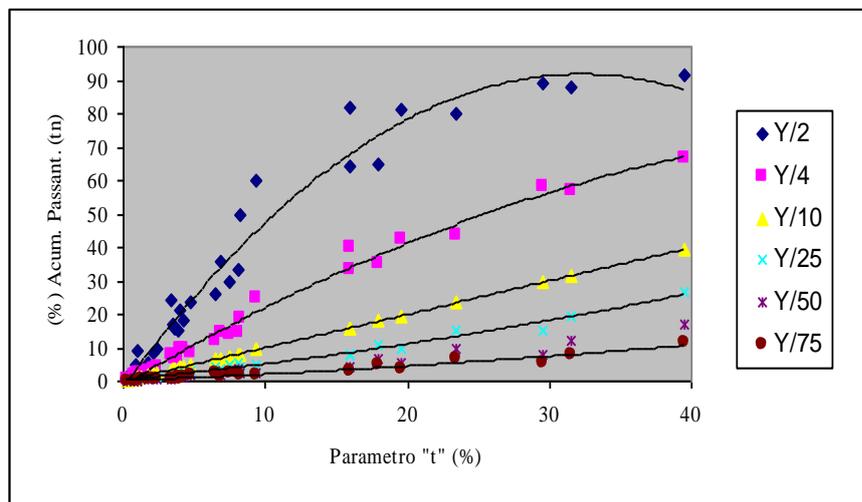
$$Ecs = \left[ \frac{mr}{mi+mr} \right] (1 - e^2) Eis \quad (6)$$

Em que: Ecs = Energia específica de cominuição (kWh/t); mi e mr = Massas dos pêndulos de impacto e balanço (rebound), respectivamente; e = Coeficiente de restituição e; (Eis = Energia específica utilizada kWh/t).

### 2.5.2.1 Descrição do Produto da Distribuição Granulométrica

Através de ensaios foi visto que o produto da distribuição granulométrica resultante da fragmentação das partículas unitária mineral, pode ser representado através de um único parâmetro. Podemos relacionar o parâmetro “t” como o percentual acumulado passante em Y/10, em que Y é dito o tamanho máximo de partícula no teste. No entanto, o parâmetro “t” é relacionado da mesma forma, com outros parâmetros, no qual tn é a porcentagem acumulado passante em Y/n, sendo n= 2, 4, 25, 50 e 75, respectivamente. A Figura 20 mostra um exemplo da família de curvas de fragmentação que retrata uma característica do depósito mineral da mina Igarapé-BA.

Figura 20 – Família de curvas de fragmentação



Fonte: Lira (2002).

Por meio da interpolação da curva de Rosin-Rammler da análise granulométrica, consegue-se achar o parâmetro tn, contudo o parâmetro t10, descrito meramente como “t”, é associado com os demais parâmetros tn. Essa correspondência é representada em uma única

família de curvas (NARAYANAN, 1986; NARAYANAN e WHITEN, 1988; LIRA, 1990; e LIRA e KAVETSKY, 1991/92).

O ensaio do pêndulo permite a determinação precisa da energia de cominuição específica (Ecs) usada na quebra de partículas de um determinado tamanho e tipo de minério.

As distribuições de tamanho obtido da quebra de uma série de partículas individuais, com uma gama de energias no pêndulo, foram encontradas para formar uma família de parâmetros. Este parâmetro (denotado por  $t_{10}$  ou simplesmente  $t$ ) é a porcentagem média por massa de um dado tamanho de partícula, que após a ruptura, é menor do que 1/10 do tamanho original (LIRA e KAVETSKY, 1990).

Os resultados dos testes de pêndulo em várias faixas de tamanho de partículas pertencentes a uma série de amostras de minério relacionam o parâmetro de distribuição de tamanho com a energia específica de cominuição (Ecs). Os efeitos do tamanho de partícula são normalizados nessa relação, ou seja, em um determinado nível de energia de cominuição específica, a distribuição de tamanho do produto resultante da quebra de vários tamanhos de partículas de minério permanece uma constante (NARAYANAN, 1985; NARAYANAN E WHITEN, 1985; NARAYANAN et al, 1987).

#### 2.5.2.2 Relação entre Energia Específica de Cominuição e Parâmetro "t"

Lira (2002) explica que a energia específica de cominuição “Ecs” e o parâmetro “t” são determinados a partir dos testes no duplo pêndulo. As distribuições pertencentes aos ensaios são independentes do tamanho inicial da partícula, e assim consideradas de tal maneira uma única família de curvas. No entanto, no intuito de normalizar o efeito do tamanho da partícula, a energia de cominuição é padronizada pela massa da partícula e utilizada para associar com o parâmetro “t”. Para o cálculo da variável Ecs é usado a Equação 6 que associa a relação entre a energia específica de cominuição e o seu produto em cada teste.

Podemos definir a energia específica de cominuição como sendo a diferença entre energia do "input" pêndulo antes do impacto e a energia do "rebound" pêndulo após o choque.

Logo, é importante enfatizar que essa energia também compreende outras formas de energia para redução, como por exemplo, tais como, energias acústicas, cinéticas e caloríferas produzidas durante o processo de cominuição, que são comuns e corriqueiras nessa etapa (LIRA, 2002; NARAYANAN, 1985).

No entanto, Narayanan (1985) observou que durante os testes, o movimento de colisão tende a seguir o pêndulo “rebound”, assinalando assim que há uma colisão inelástica, em que a velocidade final do pêndulo “imput” é de tal forma igual à velocidade inicial, desta maneira, o coeficiente de restituição “e” aproxima-se do valor zero. Existe evidências que mostra uma relação entre o aumento do coeficiente de restituição com a energia específica de cominuição, porém esse aumento é insignificante. O coeficiente da razão de massa na Equação 6 é de aproximadamente 0,58, e para coeficientes baixos de restituição a mesma pode ser usado para calcular a energia de cominuição específica com a mesma precisão como determinada a partir do monitoramento do pêndulo. Um valor do coeficiente de restituição entre 0,0 e 0,2 resulta em um erro máximo inferior a 5% no cálculo da energia específica de cominuição. Esta suposição pode, portanto, simplificar o procedimento experimental com uma economia significativa no tempo (ANDERSEN, 1988).

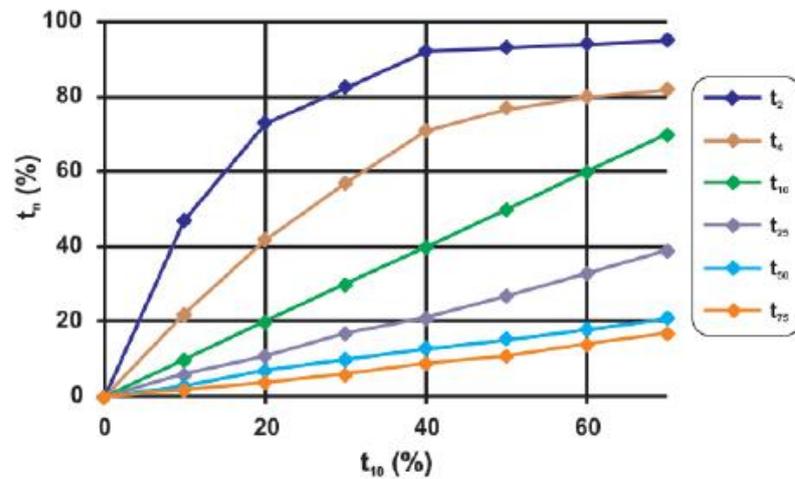
A relação que ocorre entre a energia aplicada e a fragmentação resultante para os diversos tipos de intervalos granulométricos é parametrizada com o auxílio de regressão linear múltipla, e, por conseguinte, a determinação dos parâmetros a e b da curva  $t_{10}$  através da Equação 7 abaixo (NARAYANAN, 1985).

$$t_{10} = a(1 - e^{-bEcs}) \quad (7)$$

No qual:  $t_{10}$  = tamanho correspondente a 10% do fragmento passante; a, b= parâmetros e; Ecs= energia específica de cominuição.

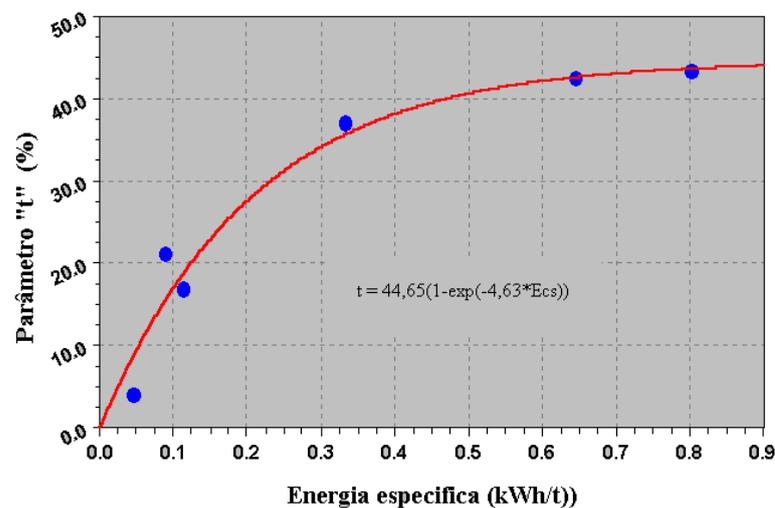
Os resultados desses ensaios são compostos de nove pares ordenados de energia aplicada (kWh/t) e tem como resultante da fragmentação o parâmetro  $t_{10}$ , que significa a fração passante na malha semelhante a 1/10 do tamanho original médio das partículas de cada lote.

Os parâmetros a e b provenientes da Equação 7 são intrínsecos a amostra ensaiada e à medida que se aumenta a energia específica também cresce a fragmentação, tendo assim uma relação direta até atingir um determinado limite. A partir dos parâmetros a e b é exequível achar o  $t_{10}$  e, conseqüentemente, através dessa variável, a função quebra pode ser definida por um modelo de gráfico (Figura 21), conforme Narayanan (1985), que relaciona as curvas da relação % passante x  $t_{10}$ .

Figura 21 – Gráfico da função  $t_n$  (% passante) x  $t_{10}$ 

Fonte: Adaptado de Nayaranan (1985).

Portanto, existe uma ligação entre a energia específica de cominuição e o parâmetro “ $t$ ”. A Figura 22 mostra um exemplo desta relação em forma de gráfico para um minério específico, onde são observados ajustes dos dados conforme a Equação 7 (LIRA, et. al. 1999).

Figura 22 – Relação entre energia específica de cominuição e o parâmetro “ $t$ ”

Fonte: Lira *et al.* (1999).

No entanto, alguns autores questionam a eficiência dos ensaios de cominuição de partículas individuais e expõe as suas limitações, conforme é dito por Duque e Schneider (2013), afirmando que a determinação de parâmetros de quebra para aplicação na previsão do desempenho dos equipamentos de cominuição, por exemplo, os valores dos parâmetros  $a$  e  $b$ , tão somente, não são suficientes.

Para este tipo de aplicação, é necessário conhecer a distribuição granulométrica completa que é gerada a partir da quebra de partículas de um dado tamanho com uma dada energia específica. Cada tipo de minério representada na amostra possui parâmetros  $a$  e  $b$  associados, e, à proporção em que são menores esses valores, maior será a resistência do material amostrado em relação à energia de fragmentação por impacto. Podemos chamar essa relação dos produtos desses parâmetros de índice de quebra (IQ) (CHIEREGATI E DELBONI, 2001).

### 2.5.3 Relação do Parâmetro de “t” em Função do Valor do Work Index de Bond

Lira (1990) relaciona o  $WI$  (work index) de Bond como um dos principais métodos usado para descrever o comportamento do processo de redução de partículas múltiplas. Essa correlação entre o  $WI$  e o parâmetro “t” é bem visível na Equação 7 mostrada, em que as variáveis  $a$  e  $b$  estão relacionadas entre si.

Porém, através de trabalhos experimentais, Lira (1990) determinou que existisse uma relação entre os resultados de fragmentação da quebra das partículas individuais resultantes dos ensaios do pêndulo duplo (*TWIn Pendulum Test*) com ensaios de work index de Bond para moinhos de bolas. Portanto, esse padrão definido pelo mesmo autor pode ser usado para determinar aproximadamente o vínculo da associação energia-ruptura da partícula. Através de regressão não linear matemática “cubic sprime”, chegou-se as Equações 8 e 9 abaixo, que tem por finalidade descobrir os parâmetros “a” e “b”, em função do valor de  $WI$ .

$$a = 23,791 + 1,186WI \quad (8)$$

$$b = 2,192e^{-0,056WI} \quad (9)$$

Em que:  $WI$  = valor do ensaio de work index da moagem (kWh/t); os parâmetros “a” e “b” são os mesmos da Equação 7.

A correspondência citada pelas equações acima, entre os métodos do ensaio do duplo pêndulo e a energia de Bond para calcular a energia específica de cominuição do minério, tende a ser um pouco conservador, particularmente para os moinhos de bolas, uma vez que a precisão do presente método não pode ser julgada independentemente, pois os parâmetros representam dados dos quais o método foi derivado (LIRA, et. al. 1990). Além disso, alguns dos índices de trabalho usados no cálculo final foram obtidos a partir de dados históricos do

JKMRC (Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre) da University of Queensland – Austrália e podem não representar os minérios reais testados no pêndulo, segundo Lira (1989). Contudo, estes resultados sugerem que o viés desse método da regressão não linear *cubic spline* para o cálculo da energia específica de cominuição pode ser significativo, e há uma considerável aplicação para o presente método alternativo na obtenção do resultado final dessa energia.

### 3 METODOLOGIA

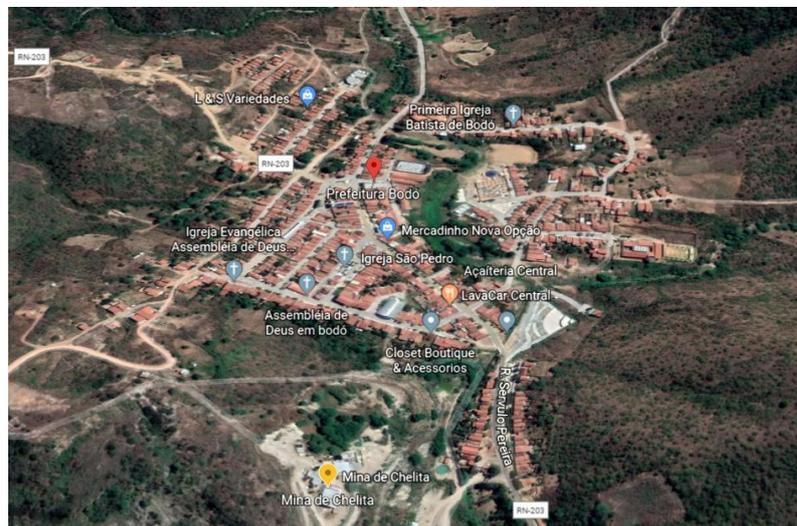
Este capítulo trata da metodologia utilizada na coleta das amostras, da preparação do minério para caracterização por análises granulométrica, química e mineralógica, da determinação da energia de cominuição do minério, dos ensaios de moagem com variação da faixa de tamanho da alimentação, tempo de residência e % em peso de sólidos na polpa e, por fim, da análise dimensional de seus produtos.

#### 3.1 LOCALIZAÇÃO

Este trabalho foi realizado no Município de Bodó-RN, localizado no Semiárido do Estado do Rio Grande do Norte, no Nordeste do Brasil.

O Município de Bodó-RN tem as seguintes coordenadas geográficas: 5° 59' 18" de latitude sul e 36° 24' 47" de longitude oeste. A altitude é de 560 m acima do nível do mar e a distância rodoviária até a capital Natal-RN é de 188 km. A Figura 23 mostra a vista aérea da cidade de Bodó-RN e o local da coleta das amostras (em amarelo).

Figura 23 – Vista do Município Bodó-RN e o local da coleta das amostras (em amarelo)



Fonte: Google Earth (2019).

#### 3.2 COLETA DAS AMOSTRAS

As amostras foram retiradas de pilhas de minério existente na mina de tungstênio, no Município de Bodó-RN. A Figura 24 mostra os sacos plásticos, onde foram acondicionadas as amostras do minério selecionadas na mina de tungstênio. O minério coletado foi transportado

para o Laboratório de Tecnologia Mineral (LTM), da Universidade Federal de Pernambuco, para a realização da caracterização, determinação da energia de cominuição e os ensaios de moagem.

Figura 24 – Sacos plásticos contendo o minério coletado na mina



Fonte: Indicado

### 3.3 PREPARAÇÃO DAS AMOSTRAS

O minério coletado foi retirado dos sacos e espalhado sobre uma lona para a secagem ao ar livre. Uma semana depois, o minério foi colocado em baldes.

As Figuras 25 (a) e 25 (b) mostram o minério depois de ter sido transferido da superfície da lona para os baldes e a balança mecânica utilizada na sua pesagem, respectivamente. A massa total de minério coletada foi de 128 kg, aproximadamente.

Figura 25 – (a) Minério em baldes. (b) Balança mecânica usada na pesagem



Fonte: O Autor (2017).

Na sequência, fez-se o peneiramento do minério numa tela com abertura quadrada de  $\frac{3}{4}$  pol (19,0 mm). O retido (*oversize*) foi para um britador de mandíbulas (Figura 26), até que todo minério ficasse 100% passante em  $\frac{3}{4}$  polegadas.

Figura 26 – Britador de mandíbulas que reduziu o minério abaixo de  $\frac{3}{4}$  pol.



Fonte: Indicado

Uma pilha cônica (Figura 27(a)) foi preparada com o propósito de homogeneizar todo o minério coletado, que já se encontrava abaixo de  $\frac{3}{4}$  polegadas (19,0 mm). Este processo foi repetido por duas vezes, a fim de garantir uma melhor homogeneização.

Em seguida, preparou-se uma pilha alongada (Figura 27(b)) com o material homogeneizado da pilha cônica. A pilha alongada foi fatiada em 12 (doze) partes, para a obtenção das alíquotas representativas do minério.

Figura 27 – (a) Pilha cônica homogeneizada. (b) Pilha alongada homogeneizada



Fonte: O Autor (2017).

As 12 (doze) alíquotas fatiadas representativas do minério foram colocadas em sacos plásticos e numeradas de 1 a 12. A Figura 28 mostra os 8 (oito) dos 12 (doze) sacos contendo o minério com as alíquotas fatiadas. A britagem abaixo de  $\frac{3}{4}$  pol (19,0 mm) e a formação das

pilhas de homogeneização (cônica e alongada) resultaram numa perda de cerca de 2,0 kg de minério, passando a massa das amostras coletadas a totalizar cerca de 126 kg. Em média, cada saco de minério ficou com uma massa de 10,5 kg.

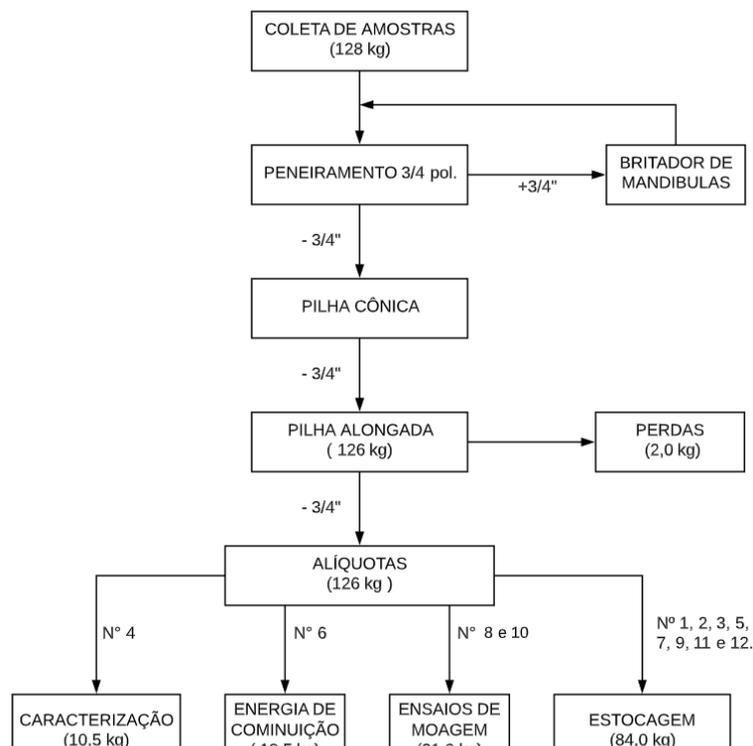
Figura 28 – Alíquotas (8 de 12) representativas do minério abaixo de 3/4 pol.



Fonte: Indicado (2017).

A Figura 29 mostra o fluxograma de preparação das amostras destinado à caracterização do minério, determinação da energia e aos ensaios de moagem.

Figura 29 – Fluxograma de preparação das amostras



Fonte: Indicado

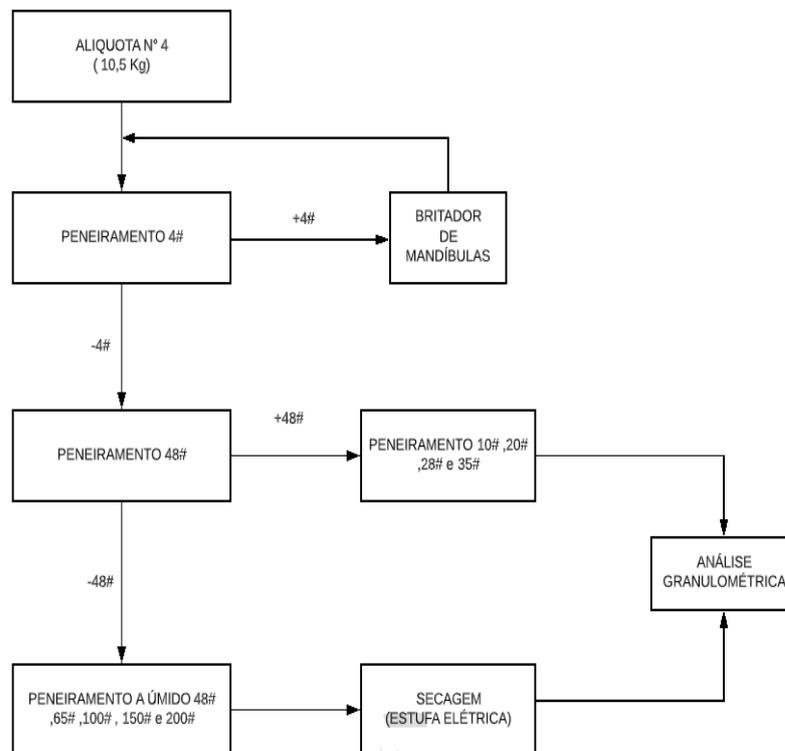
A alíquota de nº 4, com 10,5 kg, foi destinada a caracterização de minério por distribuição de tamanhos, composições mineralógica e química. A alíquota nº 6, com 10,5 kg, foi utilizada na determinação da energia de cominuição do minério. As alíquotas de números 8 e 10, cada uma com 10,5 kg, totalizando 21 kg, foram reservadas para os ensaios de moagem a seco e úmido com 20 e 30% em peso de sólidos, respectivamente. A massa de minério restante (84 kg) foi estocada.

### 3.4 CARACTERIZAÇÃO DO MINÉRIO

#### 3.4.1 Distribuição de Tamanhos

A distribuição de tamanhos do minério foi realizada em 3 (três) amostras representativas, retiradas por quarteamento da alíquota nº 4 (10,5 kg). A massa de cada amostra pesou em torno 0,656 kg. As análises granulométricas foram conduzidas com as seguintes peneiras: 10, 20, 28, 35, 48, 65, 100, 150 e 200 malhas. A figura 30 mostra o fluxograma desse processo.

Figura 30- Fluxograma da análise granulométrica



Fonte: Indicado (2019).

Durante a realização da primeira análise, foi observado que as partículas menores estavam ficando agregadas as superfícies dos grãos maiores. Por isto, foi necessária a subdivisão das amostras em duas frações, uma retida em 48 malhas (0,295 mm) e outra passante nesta mesma abertura. As amostras retidas em 48 malhas foram levadas separadamente para secar numa estufa elétrica (Figura 31(a)). As amostras passantes em 48 malhas foram colocadas em baldes para sedimentação

Então, as análises granulométricas, das frações maiores que 48 malhas (0,295 mm), foram realizadas a seco, utilizando-se somente as peneiras de 10, 20, 28 e 35 malhas (Figura 31 (b)). As análises granulométricas das frações menores que 48 malhas (0,295 mm) foram realizadas a úmido, empregando-se as peneiras de 48, 65, 100, 150 e 200 malhas. As amostras retidas em cada peneira foram secas numa estufa e os passantes em 200 malhas foram colocados em três baldes para sedimentação. Os excessos de água dos materiais passantes em 200 malhas foram retirados com o auxílio de um sifão e os sedimentados foram secados separadamente numa estufa.

As massas retidas em cada peneira foram medidas com o auxílio de uma balança digital. O tamanho médio das partículas, por cada faixa granulométrica, foi determinado pela média geométrica das aberturas das peneiras passantes e retidas e a distribuição granulométrica do minério foi calculada pela média aritmética dos três resultados.

Figura 31 – (a) Estufa elétrica para a secagem. (b) Conjunto de peneiras vibratórias



Fonte: Indicado

### 3.4.2 Composição Mineralógica

Uma amostra de 0,656 kg foi retirada da alíquota de nº 4 (10,5 kg), com o quarteador Jones (Figura 32), para análise por difração de raios X. Esta amostra (0,656 kg), que se

encontrava com tamanho inferior a  $\frac{3}{4}$  polegadas, foi reduzida toda abaixo de 4 malhas (4,75 mm) e, depois, ao tamanho menor que 200 malhas (0,075 mm), de onde uma amostra de 10 g foi retirada e enviada para análise por difração de raios X (DRX).

Figura 32 – Quarteador Jones usado na obtenção da alíquota de 0,656 kg



Fonte: O Autor (2017).

A composição mineralógica do minério foi determinada por meio de um difratômetro de raios X, usando o método do pó total, no equipamento *Bruker D2 PHASER*, operando com voltagem de 30 KV e a corrente de 10 mA ( $P = 300 \text{ W}$ ), radiação  $\text{Cu-K}\alpha = 1,54060 \text{ \AA}$ , empregando-se um detector *Bruker-AXS -Lynxeye*. A faixa de varredura ( $2\theta$ ) foi de 4 a  $80^\circ$ , com passo do goniômetro de  $0,02019^\circ$  e rotação constante da amostra em 10 rpm. A abertura da fenda primária foi de 0,4 mm, a faca utilizada de 3 mm e o tempo de contagem por passo de 1 segundo. Os minerais foram indexados com o aplicativo *DIFFRAC.EVA* e o banco de dados COD (REV 89244 20131011).

### 3.4.3 Composição Química

Inicialmente, uma amostra de 0,656 kg foi retida por quarteamento da alíquota nº 4, empregando-se as seguintes peneiras: 10, 20, 28, 35, 48, 65, 100, 150 e 200 malhas. O retido em cada peneira foi reduzido separadamente ao tamanho inferior a 200 malhas (0,074 mm). Uma amostra representativa de 10 g foi retirada de cada fração retida e, também, no passante em 200 malhas. Estas amostras foram encaminhadas para o Laboratório de Estudos Geoquímicos e de Isótopos Estáveis (NEG-LABISE-UFPE) e analisadas por fluorescência de raios X. A composição química do minério de tungstênio foi indicada.

A determinação da perda ao fogo foi realizada em cada amostra de minério retida nas peneiras e no passante em 200 malhas. Elas foram secas numa estufa a  $110^\circ\text{C}$ , depois numa

mufla a 1.000°C, pelo tempo de 12 horas. As pérolas fundidas foram preparadas com o fundente tetraborato de lítio e analisadas no Espectrômetro de Fluorescência de Raios-X Rigaku, modelo ZSX. Os resultados da varredura semiquantitativa foram recalculados para 100%, após a incorporação do valor da perda ao fogo e expressos globalmente em percentagem em peso.

### 3.5 ENERGIA ESPECÍFICA DE COMINUIÇÃO

#### 3.5.1 Work Index (WI) de Bond

A determinação da energia específica de cominuição ( $E_{cs}$ ) de um minério (kWh/t) depende do valor do  $WI$  de *Bond*, cujo cálculo é possível mediante a realização de vários ensaios e a construção de uma planilha correspondente.

O índice de trabalho ( $WI$ ) corresponde, numericamente, à energia total, expressa em kWh por tonelada curta (907 kg), necessária para reduzir o minério, desde um tamanho teoricamente infinito até 80% passante em 106  $\mu\text{m}$  (Figueira et al., 2004).

O  $WI$  corresponde à resistência do minério à moagem e, com esse parâmetro, torna-se possível calcular a energia (kWh/t) necessária para moer o minério a uma determinada granulometria, além de ser um parâmetro importante para o dimensionamento de moinhos de bolas (Herbst et. al., 2003).

O minério de tungstênio utilizado na determinação do  $WI$  foi proveniente da alíquota nº 6, com massa de 10,5 kg, conforme pode ser visto na Figura 29. Este minério (alíquota nº 6), com tamanho inferior a  $\frac{3}{4}$  polegadas (19,0 mm), foi todo reduzido abaixo de 6 malhas (3,35 mm), com o auxílio de um britador de rolos e uma peneira.

O minério foi homogeneizado por meio de uma pilha cônica. Em seguida, uma pilha alongada foi preparada para a retirada das alíquotas representativas do minério destinadas à determinação do  $WI$ .

O  $WI$  foi calculado empregando-se as normas e regras estabelecidas por *Bond* e os ensaios foram realizados no Laboratório de Tecnologia Mineral (UFPE), usando o moinho de bolas de *Bond* mostrado na Figura 33.

Figura 33 – Moinho de bolas de *Bond* (UFPE)



Fonte: Indicado

A moagem foi realizada a seco, em circuito fechado, com uma carga circulante de cerca de 250%, no qual o sistema atinge o seu estado de equilíbrio. A carga de bolas do moinho experimental proposto por *Bond* pode ser vista na Tabela 7.

### 3.5.2 Procedimentos para o Cálculo de *WI*

Os procedimentos para a determinação do *WI* estão descritos abaixo:

- a) A amostra do minério de tungstênio usada para calcular o *WI* foi retirada da recente pilha alongada e colocada numa proveta graduada de 1 litro até a marca de 700 ml (Figura 34). Esta operação foi realizada em triplicata. A Tabela 9 mostra a massa média inicial da alimentação para o moinho de *Bond*;

Figura 34 – Proveta graduada usada nos ensaios



Fonte: Indicado

Tabela 9 – Massa da alimentação inicial do moinho de *Bond*

Amostra	Massa (g)
1	1.160,00
2	1.157,05
3	1.141,10
Média	1.152,72

Fonte: Indicado (2019).

- b) A massa de minério (g) da alimentação do moinho de *Bond* (P.A.), passante em 100 malhas (0,150 mm), foi determinada no laboratório para cada ciclo;
- c) O moinho de *Bond* foi alimentado com a massa de minério (1.152,72 g), com a carga de bolas especificada na Tabela 7 e a velocidade inicial de 200 rpm;
- d) O produto da moagem foi separado das bolas e peneirado em 100 malhas (0,150 mm), para a obtenção das massas retida e passante, em g, para cada ciclo;
- e) O *undersize* líquido (U.L.), em gramas, foi obtido pela diferença entre as massas passantes em 100 malhas (0,150 mm) do produto da moagem e da alimentação do moinho de *Bond* em cada ciclo. A Equação 10 utilizada é apresentada abaixo;

$$U.L. = \text{produto da moagem} (-100 \text{ malhas}) - \text{alimentação} (-100 \text{ malhas}) \quad (10)$$

- f) A alimentação a acrescentar (AAR), em gramas, foi determinada a partir da Equação 11 mostrada abaixo (SAMPAIO, FRANÇA E BRAGA, 2007);

$$AAR = \frac{\text{Alimentação inicial}}{3,5} \quad (11)$$

- g) A alimentação adicional (A.A.), em gramas, foi calculada pela diferença entre as massas inicial da alimentação do moinho de *Bond* e produto da moagem maior que 100 malhas, conforme a Equação 12 abaixo;

$$A.A. = \text{Alimentação do moinho} - \text{produto da moagem} (+100 \text{ malhas}) \quad (12)$$

- h) O cálculo do desvio, em gramas, foi determinado pela diferença entre as massas da alimentação adicional (A.A.) e a alimentação a acrescentar (AAR). A Equação 13 foi utilizada para o cálculo no desvio;

$$Desvio (g) = A.A. - AAR \quad (13)$$

- i) A carga circulante (C.C.), em percentagem, foi determinada pela divisão entre as massas retida do produto da moagem (+100 malhas) e a alimentação adicional (A.A). A Equação 14 representa esta relação;

$$C.C. = \frac{\text{produto da moagem (+100 malhas)}}{A.A.} \quad (14)$$

- j) A moabilidade, em g/rpm, foi calculada dividindo-se o undersize líquido (U.L.) pela velocidade de rotação do moinho de *Bond* em cada ciclo. A moabilidade (Mob) foi obtida por meio da Equação 15 mostrada abaixo;

$$Mob = \frac{\text{Undersize líquido (U.L.)}}{\text{Velocidade do moinho de Bond}} \quad (15)$$

- k) A rotação do moinho (R.M.), em rpm, foi determinada empregando-se a Equação 16 abaixo (SAMPAIO, FRANÇA E BRAGA, 2007), ou seja, a R.M. foi calculada pela diferença entre a alimentação a acrescentar (AAR) e massa passante em 100 malhas da alimentação e, depois, dividida pela moabilidade em cada ciclo;

$$R.M. (rpm) = \frac{AAR - \text{massa da alimentação (-100 malhas)}}{\text{moabilidade(mob)}} \quad (16)$$

É importante ressaltar que os ciclos dos ensaios de energia foram finalizados quando os valores da moabilidade alcançaram o seu estado de equilíbrio, ou seja, quando a carga circulante do moinho ficou próxima a 250%.

### 3.5.3 Determinação do WI

O WI foi determinado pela Equação 17, que é mostrada abaixo (*Bond*, 1952):

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,23} \times Mob^{0,82} \times \left( \frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \times 1,1 \quad (17)$$

Onde  $WI$  é índice de trabalho para moagem (kWh/t),  $Am$  é abertura da malha de classificação do ensaio ( $\mu\text{m}$ ),  $Mob$  é a média dos três últimos valores do índice de moabilidade,  $P_{80}$  é abertura da peneira pela qual passa 80% da massa dos produtos da moagem ( $\mu\text{m}$ ),  $F_{80}$  é abertura da peneira pela qual passa 80% da massa da alimentação ( $\mu\text{m}$ ) e 1,1 é o fator de conversão de tonelada curta para tonelada métrica.

Em seguida, uma análise granulométrica a úmido foi realizada com o produto da moagem (-100 malhas) do ciclo 5, empregando-se as seguintes peneiras: 150, 200, 270 e 325 malhas. Os resultados desta análise granulométrica foram plotados num gráfico mono logarítmico e o  $P_{80}$  foi determinado.

Alíquotas foram retiradas de cada uma das amostras 1, 2 e 3, referentes à alimentação inicial do moinho de *Bond* (Tabela 10), para a realização de três análises granulométricas a seco, utilizando-se as seguintes peneiras: 8, 10, 14, 20, 28, 35, 48, 65, 100, 150 e 200 malhas. O resultado médio destas análises foi plotado num gráfico mono logarítmico, de onde foi calculado o  $F_{80}$ .

#### 3.5.4 Energia Específica de Cominuição (Ecs)

Os ensaios de duplo pêndulo podem ser utilizados para se determinar a energia específica de cominuição (Ecs) de um minério. Este método é considerado mais preciso, porque esta energia disponível atua diretamente sobre as partículas, diminuindo as perdas. Entretanto, o método do duplo pêndulo é bastante oneroso e requer longos períodos de tempo para a sua execução. Lira (1990) desenvolveu um método alternativo para se calcular a energia específica de cominuição de forma mais simples, a partir do  $WI$  de *Bond*, conforme é mostrado pela Equação 18 abaixo.

$$t_{10} = a(1 - e^{-bEcs}) \quad (18)$$

Onde:  $t_{10}$  é a porcentagem do passante na malha equivalente a 1/10 do tamanho original da partícula a ser cominuída e;  $a$  e  $b$  são os parâmetros dependentes da resistência à quebra do minério.

Os parâmetros  $a$  e  $b$  são calculados pelas Equações 19 e 20, que foram propostos por Lira (1990), conforme abaixo:

$$a = 23,791 + 1,186WI \quad (19)$$

$$b = 2,192e^{-0,056WI} \quad (20)$$

Onde  $WI$  é o *work index* de *Bond*.

### 3.6 ENSAIOS DE MOAGEM

Neste trabalho, o comportamento dos produtos da moagem, com tamanho menor que 200 malhas, foram avaliadas em função dos seguintes parâmetros: alimentação do moinho com duas faixas de tamanhos 4x10 (4,75/1,70 mm) e 4x20 malhas (4,75/0,85 mm), tempo de residência do minério no moinho em 3, 6, 9 e 12 minutos e a influência da alternância da moagem a seco para úmida com 20 e 30% em peso de sólidos.

No ensaio de moagem, os parâmetros mantidos inalterados foram os seguintes: rotação do moinho fixada em 74 rpm; carga moedora com 16 (dezesesseis); barras cilíndricas com 25,5 cm de comprimento, sendo 8 (oito) com diâmetro de 1 polegada e 8 (oito) com  $\frac{3}{4}$  polegadas e; a alimentação em 400 gramas. As demais configurações do moinho de barras são apresentadas na Tabela 10.

Este estudo é de suma importância para minimizar a presença do mineral de interesse econômico nas frações menores que 200 malhas, uma vez que a recuperação de minerais pesados pequenos com forças gravitacionais é praticamente impossível. Lembra-se que a scheelita é um mineral denso e friável.

Tabela 10 – Configuração do moinho de barras

<b>Moinho de barras</b>	<b>Característica</b>
Comprimento (cm)	29,5
Diâmetro (cm)	20,0
Peso (g)	8.980,7
Volume (cm <sup>3</sup> )	9.263,0
Rotação (rpm)	74
Tipo de material	Ferro fundido

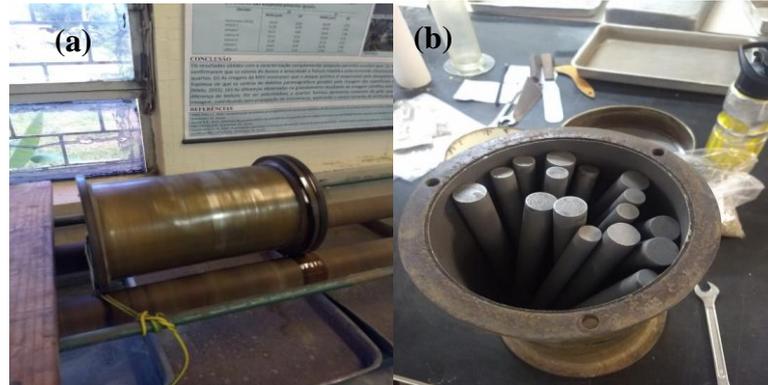
Fonte: Indicado (2019).

A recuperação de minerais pesados poderá, também, ser feita com o uso das forças centrífugas. Este processo pode ser aplicado para partículas maiores quando menores que 200 malhas. Todavia, enfatiza-se que este processo de concentração é mais caro, porque são mais elevados os custos de energia e manutenção dos equipamentos centrífugos. Entende-se que a melhor alternativa é minimização da produção de finos.

### 3.6.1 Preparação das Amostras

Os ensaios de moagem foram realizados no Laboratório de Tecnologia Mineral (UFPE). As Figuras 35(a) e 35(b) mostram o moinho de barras em escala de bancada e a carga moedora empregada nesta operação, respectivamente.

Figura 35 – (a) Moinho de barras de bancada. (b) Carga de barras



Fonte: Indicado

As alíquotas números 8 e 10 (21 kg), com tamanhos inferiores a  $\frac{3}{4}$  polegadas, foram todas reduzidas abaixo de 4 malhas (4,75 mm), empregando-se britadores de mandíbulas, rolos e uma peneira.

A peneira de 4 malhas (4,75 mm) foi selecionada neste processo, porque, caracteristicamente, os moinhos de barras são alimentados com minérios, cujos tamanhos variam entre  $\frac{1}{2}$  (12,7 mm) e  $\frac{1}{8}$  (3,18 mm) polegadas.

O emprego do britador de rolos é justificado pela baixa relação de redução de tamanho e uma menor produção de finos (Figura 36).

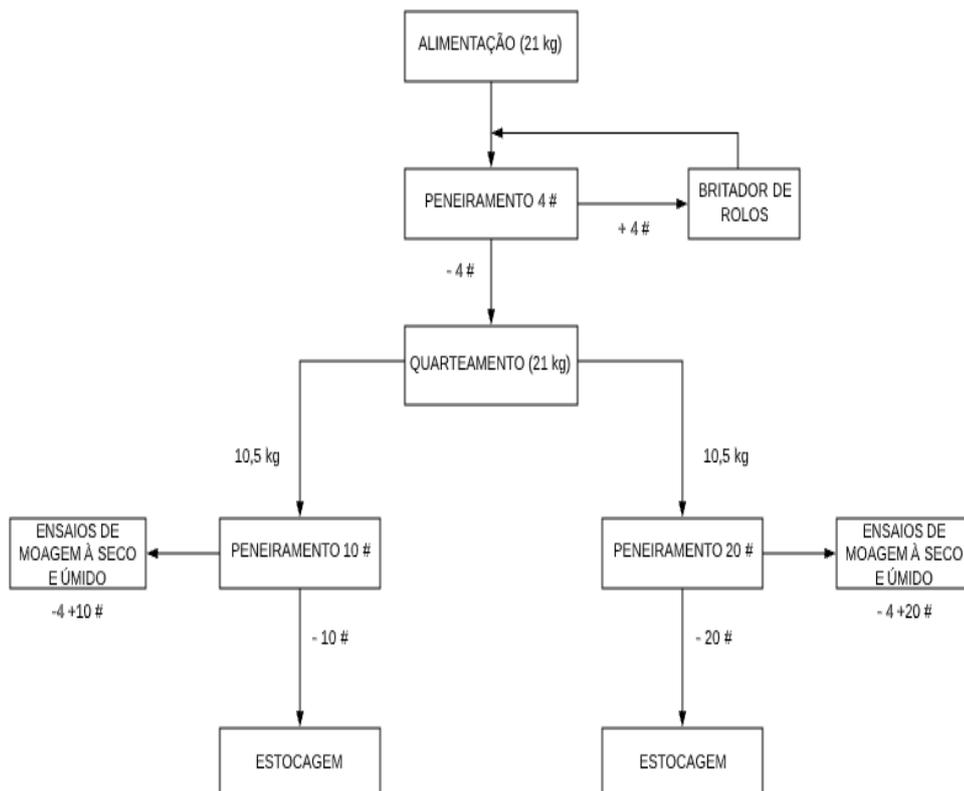
Figura 36 – Britador de rolos para redução do minério abaixo de 4 malhas (4,76 mm)



Fonte: O Autor (2017).

A Figura 37 mostra o fluxograma adotado para a preparação das amostras para os ensaios de moagem a seco e a úmido (20 e 30 % em peso de sólidos). O minério de tungstênio, proveniente das alíquotas nº 6 e 8, num total de 21 kg, foi peneirado em 4 malhas (4,75 mm). O retido na peneira de 4 malhas retornou ao processo, depois que passou pelo britador de rolos, até que ficasse 100% passante em 4 malhas. O minério passante em 4 malhas (4,75 mm) foi dividido em duas frações por meio de um quateador Jones, cada uma contendo 10,5 kg, aproximadamente. A primeira amostra (10,5 kg) foi encaminhada para a peneira de 10 malhas (1,70 mm), resultando no minério destinado a alimentação do moinho, com tamanhos entre 4x10 malhas. Identicamente, a segunda amostra (10,5 kg) foi enviada para a peneira de 20 malhas (0,85 mm), resultando no minério destinado a alimentação do moinho de barras, com tamanhos entre 4x20 malhas. As frações -10 e -20 malhas foram estocadas.

Figura 37 – Fluxograma de preparação das amostras para os ensaios de moagem



Fonte: Indicado (2019).

### 3.6.2 Ensaios de Moagem a Seco e Úmido

Os ensaios de moagem a seco e úmido (20 e 30% em peso de sólidos) foram todos realizados com cerca de 400 gramas de minério, retirados das frações 4x10 e 4x20 malhas (Figura 38), para os tempos de residência de 3, 6, 9 e 12 minutos. A Tabela 11 mostra a sequência dos 24 (vinte e quatro) ensaios de moagem.

Tabela 11 – Sequência dos ensaios de moagem a seco e úmido

Ensaio	Alimentação moinho (g)	Faixa tamanho (malhas)	Polpa (% peso sólidos)	Tempo residência (min)
1, 2, 3 e 4	400	4x10	seco	3, 6, 9 e 12
5, 6, 7 e 8	400	4x10	20	3, 6, 9 e 12
9, 10, 11 e 12	400	4x10	30	3, 6, 9 e 12
13, 14, 15 e 16	400	4x20	seco	3, 6, 9 e 12
17, 18, 19 e 20	400	4x20	20	3, 6, 9 e 12
21, 22, 23 e 24	400	4x20	30	3, 6, 9 e 12

Fonte: Indicado (2019).

Os produtos da moagem dos 24 (vinte e quatro) ensaios foram peneirados em 200 malhas. Os produtos moídos retidos, de todos os ensaios, em 200 malhas, foram estocados. Os produtos moídos passantes em 200 malhas foram pesados e amostras de 10 g retiradas para a determinação do teor de  $WO_3$  por FRX.

As massas de  $WO_3$  nos 24 (vinte e quatro) ensaios, na fração menor que 200 malhas, foram determinadas. Em seguida, os resultados dos ensaios de 1 a 12 foram parametrizados em relação ao contido na fração 4x10 malhas. Identicamente, os resultados das massas de  $WO_3$  dos ensaios 13 a 24 foram parametrizados em relação ao contido na fração 4x20 malhas.

### 3.6.3 Apresentação e Comparação dos Resultados

Os resultados dos ensaios com o moinho de barras foram tabulados pelos seguintes parâmetros: moagem a seco e úmida (20% e 30% em peso de sólidos); tempo de residência do minério no moinho; teor de  $WO_3$  e a massa de  $WO_3$  para os tamanhos menores que 200 malhas. Em seguida, os resultados foram comparados entre si para se verificar a influência dos parâmetros estudados na massa de  $WO_3$  presentes na fração com tamanhos inferiores a 200 malhas.

### 3.7 ANÁLISE DIMENSIONAL DO PRODUTO DA MOAGEM

#### 3.7.1 Análise Granulométrica

Os produtos resultantes das diversas configurações dos ensaios de moagem foram submetidos ao peneiramento a seco, num conjunto vibratório de peneiras com 10, 20, 28, 35, 48, 65, 100, 150 e 200 malhas, para ter a distribuição das partículas por tamanhos. A análise dimensional foi realizada com o moinho de barras, sendo alimentado por dois grupos de partículas 4x10 e 4x20 malhas, variando-se o tempo de residência em 3, 6, 9 e 12 minutos e o tipo da moagem: Seca e úmida.

#### 3.7.2 Diâmetros Característicos e Heterogeneidade da Distribuição

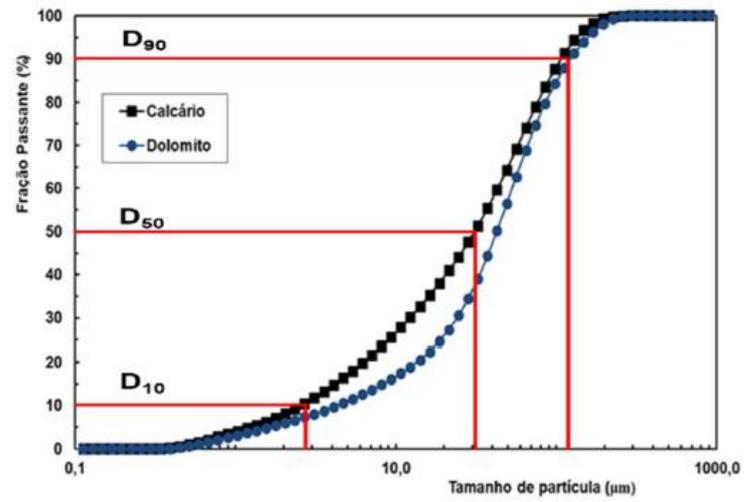
As curvas de distribuição granulométrica para cada ensaio foram traçadas, os diâmetros característicos ( $d_{10}$ ,  $d_{50}$ ,  $d_{90}$ ) determinados e a heterogeneidade da distribuição de tamanho das partículas ( $Hd$ ) foi apresentada.

Em relação aos parâmetros  $d_{10}$ ,  $d_{50}$  e  $d_{90}$ , Barros (2019) afirma que esses valores são relacionados aos tamanhos dos diâmetros das partículas da curva de distribuição que retrata o valor de 10, 50 e 90% do total acumulado, respectivamente.

A variável  $Hd$  foi calculada através da Equação 21 em função dos diâmetros característicos das partículas. Este estudo seguiu as orientações dos trabalhos sobre materiais particulados de GUO et al, 2016, OHENOJA et al, 2014 e TINO, 2016.

$$Hd = \frac{(d_{90} - d_{10})}{d_{50}} \quad (21)$$

A Figura 38 mostra um exemplo curva de distribuição granulométrica aplicada aos materiais particulados como calcário e o dolomito, segundo Barros (2019).

Figura 38 – Curva granulométrica para determinar os diâmetros  $d_{10}$ ,  $d_{50}$  e  $d_{90}$ 

Fonte: Barros (2019).

## 4 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Este capítulo trata-se dos resultados e discussão sobre a caracterização do minério de tungstênio por análise granulométrica, composições mineralógica e química e a distribuição das massas de  $WO_3$  e  $TiO_2$  no minério em várias faixas de tamanho, bem como da determinação da energia de cominuição e dos ensaios de moagem.

### 4.1 CARACTERIZAÇÃO DO MINÉRIO

#### 4.1.1 Análise Granulométrica

A Tabela 12 apresenta a distribuição de tamanhos do minério de tungstênio, depois que o mesmo foi reduzido abaixo de 4 malhas. Este resultado foi obtido pela média aritmética das análises granulométricas realizadas em três amostras.

A análise de distribuição de tamanhos revela que 36,62 e 49,71% da massa de minério ficaram, respectivamente, compreendidas entre as frações 4x10 (4,75/1,70 mm) e 4x20 malhas (4,75/0,85 mm) e 12,59% abaixo de 200 malhas (0,075 mm).

Os resultados das análises granulométricas permitiram avaliar o comportamento da fragmentação do minério.

Tabela 12 – Análise granulométrica do minério de tungstênio

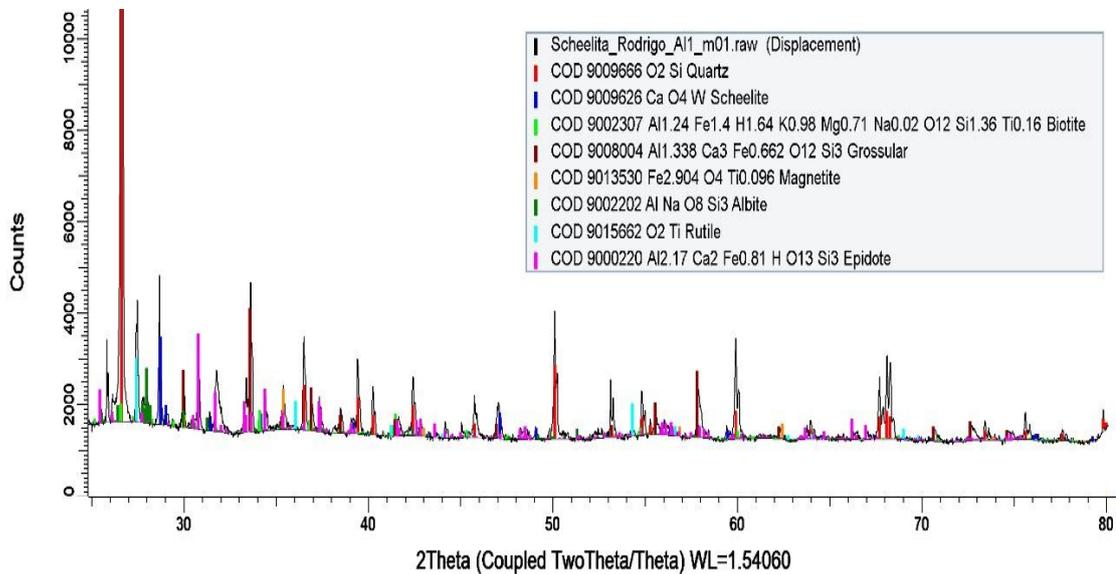
Malha	Abertura		Retida (g)	Retida (%)	Passante (%)
	( $\mu\text{m}$ )	média ( $\mu\text{m}$ )			
4x10	1700	2842	179,89	36,62	63,38
10x20	850	1202	64,31	13,09	50,29
20x28	600	714	33,48	6,82	43,47
28x35	425	505	22,47	4,57	38,90
35x48	300	357	55,26	11,23	27,67
48x65	212	252	12,17	2,46	25,21
65x100	150	178	23,96	4,88	20,33
100x150	106	126	20,55	4,18	16,14
150x200	75	89	17,42	3,55	12,59
-200	0	0	61,89	12,59	0,00
Total			491,40	100,00	

Fonte: Indicador (2019).

### 4.1.2 Composição Mineralógica

A Figura 39 mostra a difratometria de raios X (DRX) do minério de tungstênio. Esta análise forneceu a composição mineralógica do minério, cujo resultado foi o seguinte: quartzo, biotita, scheelita, granada, magnetita, albita, rutilo, epídoto e hornblenda. A scheelita e o rutilo são os minerais de interesse econômicos e mais densos. A magnetita, granada e epídoto são os minerais magnéticos. A albita, biotita, hornblenda e quartzo são os minerais mais leves deste minério.

Figura 39 – Difratograma de raios X do minério de tungstênio



Fonte: Indicado

### 4.1.3 Composição Química

A Tabela 13 apresenta o resultado da composição química do minério de tungstênio por faixas de tamanhos determinado por fluorescência de raios X.

No minério, foram identificados os seguintes compostos químicos:  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{V}_2\text{O}_5$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  e  $\text{WO}_3$ .

A Tabela 14 revela que o minério tem um teor médio de 1,27%  $\text{WO}_3$ , com os seus valores variando desde o mínimo de 0,70 e máximo de 2,11%  $\text{WO}_3$ . O minério apresenta também um teor médio de 0,41%  $\text{TiO}_2$ , com os valores extremos entre 0,20 a 0,56%  $\text{TiO}_2$ , distribuídos ao longo dos intervalos de tamanhos.

A análise química mostra que há traços de vanádio no minério e perda ao fogo variando entre 3,48 e 8,86% considerando todas as faixas granulométricas.

As análises mineralógica e química indicam que o óxido de tungstênio ( $\text{WO}_3$ ) e titânio ( $\text{TiO}_2$ ) são provenientes dos minerais scheelita e rutilo, respectivamente.

Tabela 13 – Composição química do minério de tungstênio por faixa granulométrica

Elemento	Faixa de tamanho do minério de tungstênio										
	Teor (%)	-4+10	-10+20	-20+28	-28+35	-35+48	-48+65	-65+100	-100+150	-150+200	-200
$\text{Na}_2\text{O}$	0,78	0,28	0,42	0,23	0,22	0,58	0,42	0,27	0,35	0,27	0,32
$\text{MgO}$	0,66	0,50	0,51	0,47	0,46	0,51	0,60	0,53	0,64	0,67	1,35
$\text{Al}_2\text{O}_3$	10,73	8,75	8,61	9,05	10,15	12,38	13,28	14,32	14,88	15,27	15,69
$\text{SiO}_2$	64,89	70,79	70,93	69,15	66,01	60,41	57,75	55,81	54,68	52,82	50,69
$\text{P}_2\text{O}_5$	0,12	0,10	0,10	0,09	0,08	0,10	0,19	0,20	0,16	0,25	0,30
$\text{K}_2\text{O}$	0,62	0,60	0,59	0,68	0,57	0,64	0,65	0,61	0,67	0,67	0,49
$\text{CaO}$	8,82	7,55	7,39	8,43	10,30	12,67	13,58	14,53	14,20	14,46	8,51
$\text{TiO}_2$	0,41	0,28	0,28	0,27	0,28	0,20	0,27	0,22	0,28	0,34	0,56
$\text{V}_2\text{O}_5$	nd	nd	nd	nd	nd	nd	nd	0,05	0,04	nd	0,05
$\text{MnO}$	0,24	0,29	0,29	0,22	0,27	0,21	0,22	0,22	0,28	0,25	0,38
$\text{Fe}_2\text{O}_3$	6,70	5,87	5,46	5,73	6,07	7,17	7,63	8,19	8,61	9,27	11,97
$\text{WO}_3$	1,27	0,70	1,63	1,94	2,11	1,54	1,69	1,28	0,95	1,11	0,83
PF	4,76	4,29	3,79	3,74	3,48	3,59	3,72	3,77	4,26	4,62	8,86
TOTAL	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Fonte: Indicado (2019).

#### 4.1.4 Massas de $\text{WO}_3$ e $\text{TiO}_2$ por Tamanho

A Tabela 14 apresenta as distribuições das massas de  $\text{WO}_3$  e  $\text{TiO}_2$  do minério, para cada uma das faixas granulométricas relacionadas.

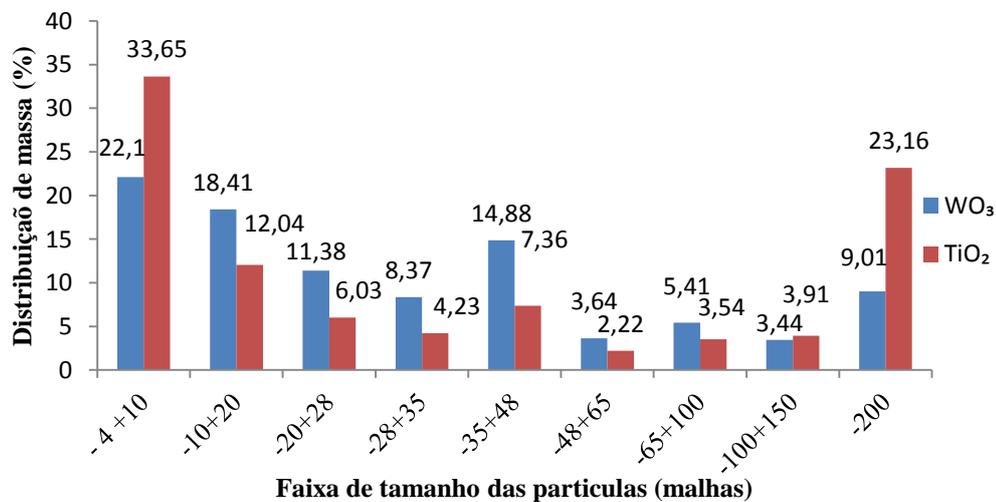
Os resultados revelam que, após a fragmentação do minério abaixo de 4 malhas (4,75 mm), as massas de  $\text{WO}_3$  ficaram, respectivamente, distribuídas, nas frações 4x10, 4x20 e abaixo de 200 malhas, da seguinte maneira: 22,10, 40,51 e 9,01%. Em relação ao rutilo, a distribuição das massas de  $\text{TiO}_2$ , nas frações entre 4x10, 4x20 e menor que 200 malhas, ficou em 33,65, 45,69 e 23,16%, nesta ordem.

Tabela 14 – Distribuição das massas (%) de  $WO_3$  e  $TiO_2$  por tamanhos

Malha	Abertura mm	Retida (%)	Teor (%)		Massa (%)	
			$WO_3$	$TiO_2$	$WO_3$	$TiO_2$
-4+10	1,700	36,62	0,70	0,28	22,10	33,65
-10+20	0,850	13,09	1,63	0,28	18,41	12,04
-20+28	0,600	6,82	1,94	0,27	11,38	6,03
-28+35	0,425	4,57	2,11	0,28	8,37	4,23
-35+48	0,300	11,23	1,54	0,20	14,88	7,36
-48+65	0,212	2,46	1,69	0,27	3,64	2,22
-65+100	0,150	4,88	1,28	0,22	5,41	3,54
-100+150	0,106	4,19	0,95	0,28	3,44	3,86
-150+200	0,075	3,55	1,11	0,34	3,36	3,91
<200	.	12,59	0,83	0,56	9,01	23,16
Total		100	1,16	0,30	100,00	100,00

Fonte : Indicado (2020).

A Figura 40 faz uma comparação entre as massas de  $WO_3$  e  $TiO_2$ , em percentagem, para cada uma das faixas de tamanhos do minério.

Figura 40 – Distribuição da massa de  $WO_3$  e  $TiO_2$  (%) faixa de tamanho

Fonte: Indicado (2020).

Os resultados mostram que as massas de  $WO_3$  e  $TiO_2$  estão distribuídas, predominantemente, nas frações maiores (4x10 e 10x20 malhas) e menores que 200 malhas. Nos tamanhos menores que 200 malhas, as massas de  $WO_3$  e  $TiO_2$ , ficaram, respectivamente, distribuídas da seguinte forma: 9,01 e 23,16%. A massa de  $TiO_2$  (23,16%) é maior que do  $WO_3$  (9,01%) nos tamanhos abaixo de 200 malhas.

É notável que as massas de  $WO_3$  e  $TiO_2$ , nas frações menores que 200 malhas, são relativamente elevadas (9,01 e 23,16%), quando o minério foi reduzido abaixo de 4 malhas.

Então, as recuperações de  $WO_3$  e  $TiO_2$  seriam no próximas a 90,99% e 76,84%, respectivamente, tendo em vista que os processos densitários com forças gravitacionais não conseguiria concentrar estas partículas abaixo de 200 malhas.

Conforme SAMPAIO E TAVARES, 2005, os processos de concentração gravitacional empregando-se mesas vibratórias e/ou jigues são pouco eficientes para a recuperação de partículas densas abaixo de 200 malhas.

Segundo Lins et. al. (1992), os concentradores Falcon ou Knelson, que usam forças centrífugas de até 600G, têm capacidade para concentrar minérios ultrafinos de até 3  $\mu m$  (bem abaixo de 400 malhas) e podem tratar operacionalmente entre 0,9 a 150 t/h. Estes equipamentos são de alto custo de aquisição e manutenção. Todavia, a utilização destes equipamentos depende do valor do produto concentrado final.

Os minerais scheelita (5,9  $g/cm^3$ ) e rutilo (4,0  $g/cm^3$ ) têm densidades elevadas. Nos processos densitários, o rutilo estará presente nos produtos concentrados de scheelita, no qual os dois minerais são considerados pesados. Em consequência, infere-se que o rutilo tem potencial para ser recuperado como subproduto da scheelita por separação magnética.

## 4.2 ENERGIA ESPECÍFICA DE COMINUIÇÃO

### 4.2.1 Cálculo do WI de Bond

A Equação 22 foi utilizada para o cálculo do WI de Bond.

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,23} \times Mob^{0,82} \times \left( \frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \times 1,1 \quad (22)$$

Onde *WI* é o *work index* de Bond, *Am* é abertura de classificação (100 malhas), *Mob* é o índice de moabilidade,  $P_{80}$  e  $F_{80}$  são as aberturas das peneiras ( $\mu m$ ) por onde passam 80% das massas do produto da moagem e da alimentação do minério no moinho de Bond. O *Mob* é obtido pela média aritmética dos 3 (três) últimos ensaios, tendo sido calculado o valor de 1,70 g/rotação.

A Tabela 15 mostra os resultados do ensaio de moabilidade do minério de tungstênio.

Tabela 15 – Ensaio de moabilidade do minério de tungstênio

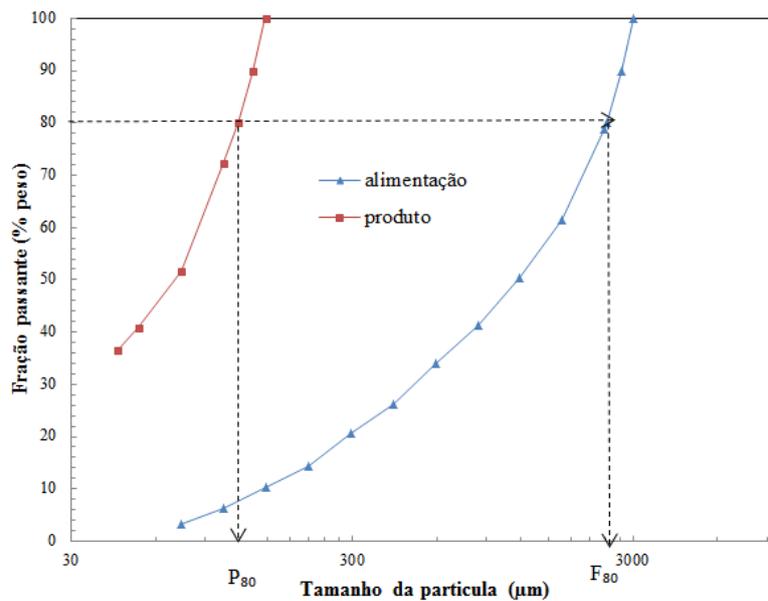
Ciclo	R.M. (rpm)	P.A. (g) (-100 #)	Moagem (g)		U.L. (g)	A.A. (g)	Desvio (g)	C.C. (%)	Mob (g/rotação)
			(+100 #)	(-100 #)					
1	200	123,75	704,75	439,93	316,18	447,97	118,62	157,32	1,581
2	173	55,55	748,73	401,35	345,80	403,99	74,64	185,33	1,997
3	137	55,47	853,67	295,55	240,08	299,05	-30,30	285,46	1,750
4	163	44,29	827,83	316,78	272,49	324,89	-4,46	254,80	1,673
5	168	47,67	817,68	331,61	283,94	335,04	5,69	244,05	1,686

R.M = Rotação do moinho, P.A. = Passante da alimentação em 100 malhas, U.L. = *Under* líquido, A.A. = Alimentação adicional, C.C = Carga circulante e Mob = Moabilidade.

AAR = 329,35 (Alimentação a acrescentar)

Fonte: Indicado (2020).

A Figura 41 exibe a distribuição granulométrica do minério na alimentação e o produto de moagem proveniente do moinho de Bond para determinação do  $P_{80}$  e  $F_{80}$ .

Figura 41 – Fração passante (%) x tamanho da partícula ( $\mu\text{m}$ ) no ensaio de Bond

Fonte: Indicado (2020).

A Tabela 16 apresenta um resumo dos valores que foram determinados e empregados na determinação do  $WI$  de Bond. Deste modo, depois da aplicação da Equação 22, o  $WI$  de Bond foi calculado como sendo 14,25 kWh/t.

Napier-Munn (1999) classifica um minério em baixa, média, alta e muito alta resistência à moagem. Portanto, o minério de tungstênio por esta classificação seria considerado como de alta resistência à moagem.

Tabela 16 – Resumo dos parâmetros para o cálculo de *WI*

<b>Parâmetro</b>	<b>Valor</b>
<b>Abertura da malha de classificação (<math>\mu\text{m}</math>)</b>	149
<b>F<sub>80</sub> da alimentação (<math>\mu\text{m}</math>)</b>	2417
<b>P<sub>80</sub> do produto (<math>\mu\text{m}</math>)</b>	118
<b>Média dos 3 últimos valores de Mob (g/rot)</b>	1,70

Fonte: Indicado (2020).

#### 4.2.2 Cálculo da Energia Específica de Cominuição

A Tabela 17 mostra os valores calculados para os parâmetros *a*, *b* e  $t_{10}$ . Estes elementos e o *WI* de Bond foram necessários à determinação da energia específica de cominuição do minério, cujo resultado foi o seguinte:  $E_{cs} = 1,34 \text{ kWh/t}$ .

Tabela 17 – Valores dos parâmetros calculados

<b>Parâmetro</b>	<b>Valor calculado</b>
<b>a</b>	40,611
<b>b</b>	0,986
<b><math>t_{10}</math></b>	40,32 %
<b><math>E_{cs}</math></b>	1,34 kWh/t

Fonte: Indicado (2020).

Como visto acima, a energia específica de cominuição ( $E_{cs}$ ) e o *WI* de Bond para o minério de tungstênio foram calculados e os resultados foram, respectivamente, os seguintes: 1,34 kWh/t e 14,25 kWh/h. Constata-se que a  $E_{cs}$  equivale a 9,4% do *WI* de Bond e enfatiza-se que a  $E_{cs}$  foi determinada pelo método alternativo proposto por Lira (1990), que equivale ao ensaio do duplo pêndulo. O *WI* foi determinado com o emprego do moinho de Bond, por meio de ensaio padronizado em laboratório.

Essa grande diferença, entre a energia específica de cominuição e o *WI* de Bond, é explicada da seguinte forma: a) no ensaio do duplo pêndulo, os impactos são individuais e a energia aplicada é empregada, praticamente, na integralidade, para fazer a fragmentação do minério e; b) no ensaio de Bond, os impactos são múltiplos e apenas uma pequena fração da energia calculada é empregada para a fragmentação do minério. A parte restante é dissipada sob outras formas de energia.

É mencionado por Lira (2002) que os ensaios por duplo pêndulo apresentam o valor de Ecs na ordem de 1 kWh/t. A diferença entre a energia específica de cominuição (Ecs) e o índice de trabalho (*WI*) é decorrente do fato de que a energia disponível para a fragmentação no pêndulo incide diretamente sobre as partículas.

No que se refere ao dimensionamento de moinhos, a eficiência energética dos equipamentos de moagem pode ser definida pela relação entre as energias para a fragmentação e a que foi aplicada. A eficiência da fragmentação, por esta definição, é da ordem de 1-2% (FUERSTENAU; ABOUZEID, 2009; TROMANS; MEECH, 2002).

Nos ensaios de carga cadente (DWT), por exemplo, em laboratório, desenvolvido por Napier-Munn et al. (1996), a ordem das alturas do peso em queda livre são entre 5 até 100 cm, no qual a massa cadente pode atingir até 50 kgf, resultando assim numa vasta faixa de energia específica. Este valor sempre se situa entre 0,1 a 2,5 kWh/t, o que garante a confiabilidade dos dados obtidos também em relação aos outros métodos equivalentes para o valor de Ecs.

### 4.3 ENSAIOS DE MOAGEM

#### 4.3.1 Moagem a Seco

A Tabela 18 mostra os produtos da moagem a seco para os tamanhos menores que 200 malhas e vários tempos de residência, quando o moinho foi alimentado com o minério de tungstênio nas duas faixas de tamanhos (4x10 e 4x20 malhas).

Tabela 18 – Produto da moagem a seco abaixo de 200 malhas

Tempo de residência (min)	Alimentação do moinho a seco			
	4x10 malhas		4x20 malhas	
	Produto da moagem < 200 malhas			
	Teor (% WO <sub>3</sub> )	Massa WO <sub>3</sub> (%)	Teor (% WO <sub>3</sub> )	Massa WO <sub>3</sub> (%)
3	0,55	1,54	0,72	3,59
6	0,57	2,75	0,74	5,66
9	0,60	3,01	0,76	6,04
12	0,70	2,77	0,94	5,98

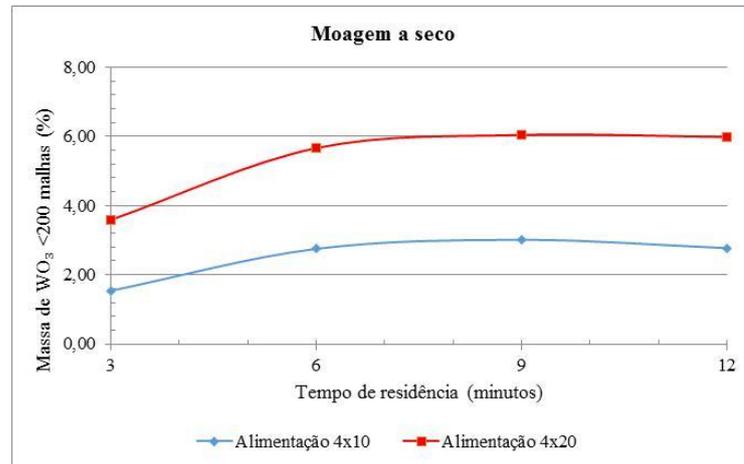
Fonte: Indicado (2020).

No moinho de barras, alimentado com tamanho na faixa de 4x10, teve-se uma pequena mudança no teor (0,55 a 0,70% WO<sub>3</sub>) e a massa de WO<sub>3</sub> variou entre 1,54 e 3,01%. Na faixa

de tamanho 4x20 malhas, o teor de  $WO_3$  houve também uma mudança (0,72 para 0,94%) e a massa de  $WO_3$  variou entre 3,59 para 6,04%.

A Figura 42 mostra a variação da massa de  $WO_3 < 200$  malhas com o tempo de residência, quando o moinho foi alimentado a seco com tamanhos entre 4x10 e 4x20.

Figura 42 – Massa de  $WO_3 < 200$  malhas com o tempo residência, moagem seca



Fonte: Indicado (2020).

As massas de  $WO_3 < 200$  malhas cresceram rapidamente nos primeiros 6 minutos e depois houve uma estabilização, considerando as alimentações 4x10 e 4x20. A massa de  $WO_3 < 200$  malhas ficou mais reduzida quando o moinho foi alimentado com a fração mais grosseira (4x10) do que com as faixas de tamanhos finas (4x20).

#### 4.3.2 Moagem com 20% em Peso de Sólidos na Polpa

A Tabela 19 mostra o produto da moagem com 20% em peso de sólidos, nos tamanhos inferiores a 200 malhas, para os vários tempos de residência, quando o moinho foi alimentado com duas faixas de tamanhos 4x10 e 4x20 malhas.

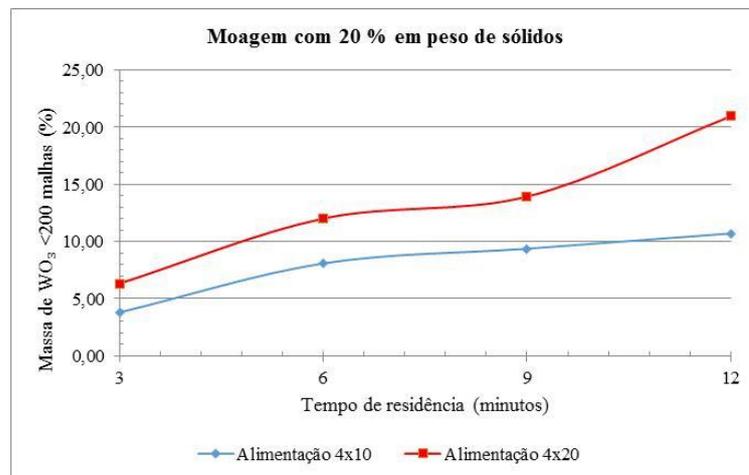
Tabela 19 – Produto da moagem com 20% em peso de sólidos abaixo de 200 malhas

Tempo de residência (min)	Alimentação da moagem com 20% em peso de sólidos			
	4x10 malhas		4x20 malhas	
	Produto da moagem < 200 malhas			
	Teor (% WO <sub>3</sub> )	Massa WO <sub>3</sub> (%)	Teor (% WO <sub>3</sub> )	Massa WO <sub>3</sub> (%)
3	0,53	3,81	0,62	6,33
6	0,74	8,09	0,76	12,01
9	0,65	9,38	0,65	13,93
12	0,66	10,71	0,77	20,95

Fonte: Indicado

No moinho de barras alimentado com tamanho na faixa de 4x10, o teor de WO<sub>3</sub> teve uma pequena variação (0,53 a 0,74% WO<sub>3</sub>) e a massa de WO<sub>3</sub> passou de 3,81 para 10,71% WO<sub>3</sub>. Nos tamanhos entre 4x20 malhas, o teor de WO<sub>3</sub> ocorreu uma breve mudança (0,62 para 0,77%), porém a massa de WO<sub>3</sub> variou de 6,33 para 20,95%. A Figura 43 mostra a variação da massa de WO<sub>3</sub> < 200 malhas com o tempo de residência. O moinho foi alimentado com 20% sólidos nos tamanhos entre 4x10 e 4x20.

As massas de WO<sub>3</sub> <200 malhas cresceram com o tempo de residência para os dois tamanhos de alimentação (4x10 e 4x20). A moagem em frações grosseiras (4x10 malhas) reduziu a presença da massa de WO<sub>3</sub> <200 malhas em comparação com a alimentação no tamanho na faixa granulométrica entre 4x20 malhas.

Figura 43 – Massa de WO<sub>3</sub> < 200 malhas com o tempo residência, moagem 20% sólidos

Fonte: Indicado

### 4.3.3 Moagem com 30% em Peso de Sólidos na Polpa

A Tabela 20 mostra o produto da moagem, nos tamanhos inferiores a 200 malhas, para vários tempos de residência, quando o moinho foi alimentado com 30% em peso de sólidos, em duas faixas de tamanhos 4x10 e 4x20 malhas.

No moinho de barras alimentado com tamanho na faixa de 4x10, o teor de  $WO_3$  variou-se (0,44 a 0,67%  $WO_3$ ) e a massa de  $WO_3$  passou de 3,32 para 7,95%  $WO_3$ . Nos tamanhos entre 4x20 malhas, o teor de  $WO_3$  mudou-se (0,63 para 0,68%  $WO_3$ ) e a massa de  $WO_3$  variou entre 7,11 e 19,94%.

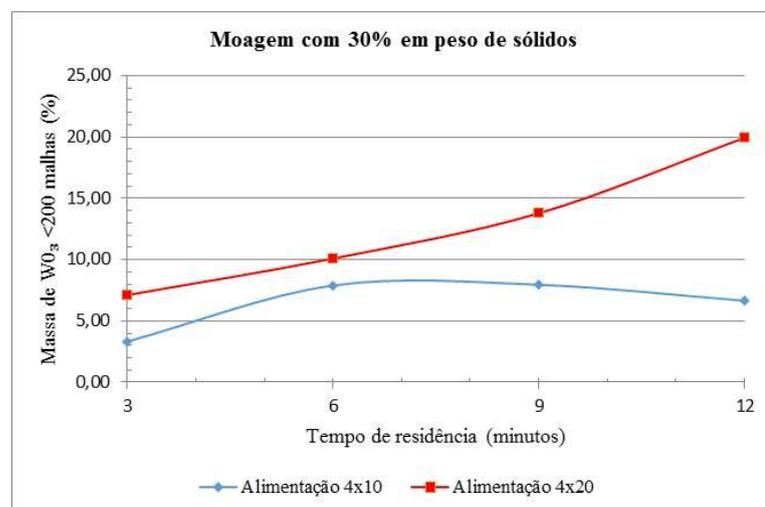
**Tabela 20 – Produto da moagem com 30% em peso de sólidos abaixo de 200 malhas.**

Tempo de residência (min)	Alimentação do moinho com 30% em peso de sólidos			
	4x10 malhas		4x20 malhas	
	Produto da moagem < 200 malhas			
	Teor (% $WO_3$ )	Massa $WO_3$ (%)	Teor (% $WO_3$ )	Massa $WO_3$ (%)
3	0,45	3,32	0,68	7,11
6	0,67	7,89	0,63	10,09
9	0,50	7,95	0,64	13,78
12	0,44	6,65	0,68	19,94

Fonte: Indicado

A Figura 44 mostra a variação da massa de  $WO_3 < 200$  malhas com o tempo de residência. O moinho foi alimentado com 30% sólidos nos tamanhos entre 4x10 e 4x20.

Figura 44 – Massa de  $WO_3 < 200$  malhas com o tempo residência, moagem 30% sólidos



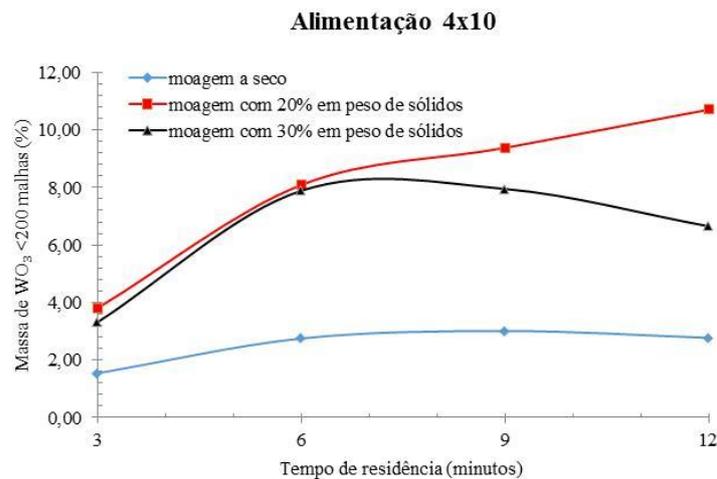
Fonte: Indicado

A massa de  $WO_3 < 200$  malhas, na alimentação com 4x20, cresceu de acordo com o tempo de residência do minério e em 4x10 subiu até 6 minutos e depois teve uma leve decaída nos tempos seguintes. A moagem em frações grosseiras (4x10 malhas) reduziu a presença da massa de  $WO_3 < 200$  malhas em comparação com a alimentação nos tamanhos entre 4x20 malhas.

#### 4.3.4 Comparação dos Resultados dos Ensaio de Moagem

A Figura 45 apresenta a relação entre a massa de  $WO_3 < 200$  malhas com o tempo de residência e a % de sólidos na polpa, quando o moinho é alimentado com a faixa de tamanho compreendida entre 4x10 malhas.

Figura 45 – Massa de  $WO_3 < 200$  malhas com a % de sólidos com alimentação 4x10

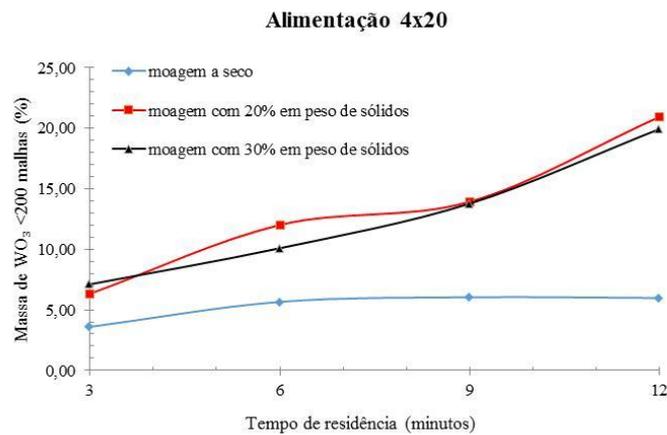


Fonte: Indicado

A Figura 45 mostra uma maior produção de massa de  $WO_3 < 200$  malhas, quando se fez a moagem com 20% em peso de sólidos e a alimentação do moinho com os tamanhos compreendidos entre 4x10. Este resultado indica que o excesso de água na polpa de alimentação (mais diluída) transporta uma maior quantidade de massa de  $WO_3 < 200$  malhas, a partir de 6 minutos. Inversamente, com uma polpa menos diluída, ou seja, com mais sólidos na polpa, a massa de  $WO_3 < 200$  malhas teve uma diminuição à medida que aumenta o tempo de residência do minério no moinho. Este fato é relacionado com uma maior produção de finos com o avanço da moagem.

A Figura 46 apresenta a relação entre a massa de  $WO_3$  <200 malhas com o tempo de residência e a % de sólidos na polpa, quando o moinho é alimentado com a faixa de tamanho compreendida entre 4x20 malhas.

Figura 46 – Massa de  $WO_3$  <200 malhas com a % de sólidos com alimentação 4x20



Fonte: Indicado

A Figura 46 mostra que as massas de  $WO_3$  <200 malhas resultantes das moagens com 20 e 30% de peso de sólidos são bem próximas à proporção que o tempo de residência do minério aumenta, considerando a alimentação na faixa de 4x20 malhas. Este resultado deve-se a presença de partículas menores na alimentação no moinho.

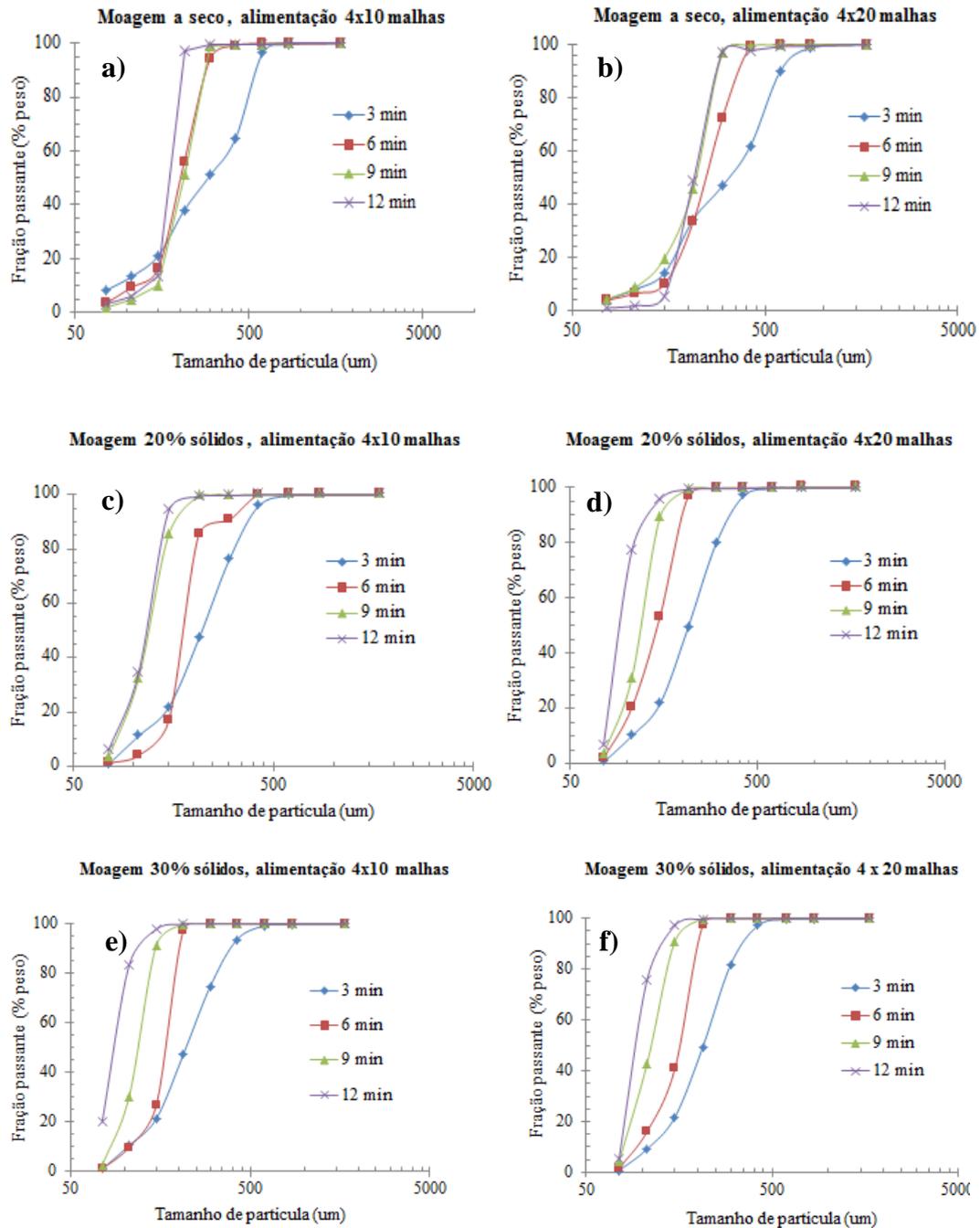
#### 4.4 ANALISE DIMENSIONAL DO PRODUTO DA MOAGEM

##### 4.4.1 Análise Granulométrica

O objetivo da análise dimensional foi mostrar as diferenças entre os comportamentos das partículas, em conformidade com seus parâmetros de moagens.

A Figura 47 mostra as curvas granulométricas dos produtos da moagem relacionando a fração passante (% peso) com o tamanho da partícula ( $\mu\text{m}$ ), para as diferentes condições operacionais.

Figura 47 – Curvas granulométricas: (a, b) seca, (c, d) 20% sólidos e (e, f) 30% sólidos



Fonte: Indicado

A Figura 47 mostra que a moagem a seco e úmida, nos seis ensaios, com as variadas faixas de alimentação, que houve uma redução no tamanho das partículas, caracterizado pelo deslocamento das curvas para esquerda.

A Figura 47(a), nos tempos 6 e 9 minutos de moagem, mostra que ocorreu uma sobreposição das curvas. Esse mesmo comportamento é também visto nas Figuras 47 (b, c), nos tempos de 9 e 12 minutos. Isso sugere que as taxas de fragmentação, relativas aos tempos

de moagem citados, foram idênticas e não houve aglomerações de partículas pequenas. A aglomeração caracteriza-se, graficamente, pelo deslocamento da curva de distribuição granulométrica para direita, sugerindo assim o aumento do tamanho de partículas, ou seja, a formação de aglomerados.

#### 4.4.2 Diâmetros Característicos e Heterogeneidade

A Figura 48 mostra os diâmetros característicos ( $D_{10}$ ,  $D_{50}$ ,  $D_{90}$ ) em relação aos produtos dos ensaios executados em função do tempo de residência. O tempo 0 (zero) minuto é referente as condições dos diâmetros característicos do material da alimentação (4x10 e 4x20 malhas) antes da entrada no moinho de barras.

A Figura 48 (a,b) mostra que o diâmetro nominal de partícula  $D_{10}$  comporta-se de forma semelhante, quando comparado a  $D_{90}$  e  $D_{50}$ , onde as curvas do gráfico caem consideravelmente até 3 minutos de residência das partículas no moinho. Entretanto, após esse período, observamos que o valor do tamanho de  $D_{10}$ , em um determinado momento, cresce e no outro diminui, até 12 minutos de moagem. Característica que é observada, pelo menos uma vez, para todas as moagens. Esse comportamento repetido de aumento e redução, alternadamente, no valor de  $D_{10}$ , indica um aspecto operacional dos moinhos de barras, no qual, no espaçamento entre as barras, a quebra é controlada pelas partículas maiores, que tem prioridade na ocupação desse espaço por conta da sua natureza granulométrica, e conseqüentemente, sofrem cominuição de forma mais rápida do que as partículas menores. Ou seja, as partículas finas não sofrem uma significativa quebra pela carga moedora de barras, em que há a predominância do mecanismo de impacto, quando os finos estão juntos, sem a presença de partículas grossas.

Analisando quantitativamente, observa-se que ocorreu uma redução bastante significativa do  $D_{50}$  até 3 minutos para todos os ensaios, conforme pode ser visto na Figura 49 (c, d). Os resultados mostram que, em 3 minutos de moagem, o valor de  $D_{50}$  sofreu as seguintes taxas de redução, para a moagem a seco, de 89,69 e 83,81%, nas alimentações em 4x10 e 4x20 malhas, respectivamente. Na moagem a úmido, no mesmo tempo de moagem citado, as reduções foram as seguintes: a) Alimentação 4x10 malhas, tiveram os valores bem próximos, em 92,21 e 92,22%, para 20% e 30% de sólidos, respectivamente; b) Alimentação 4x20 malhas, os resultados também foram próximos, em 89,33 e 89,37%, para 20% e 30% de sólidos, nessa devida ordem. Por conseguinte, é evidente uma diminuição na taxa de redução de  $D_{50}$  para todos os ensaios a partir de 3 minutos, resultando na desaceleração da curva,

presumindo que ocorra um começo de estagnação na fragmentação e perda da eficiência de moagem. Considerando que o limite aparente de moagem é o tamanho mínimo que o  $D_{50}$  pode atingir, o qual depende do tipo de moinho utilizado, pode ser explicado pelo fato do momento de início da competição envolvendo a redução de tamanho e a aglomeração das partículas.

Observa-se então que, todos os ensaios de moagem alcançaram esse valor em 12 minutos e em granulometrias diferentes. Para a moagem a seco, esse limite foi atingido com os valores de 176,98 e 214,26  $\mu\text{m}$ , nas alimentações em 4x10 e 4x20 malhas, respectivamente. Na moagem a úmido, na alimentação em 4x10 malhas, os valores referentes ao limite de moagem são 117,60 e 89,73  $\mu\text{m}$ , para 20% e 30% de sólidos, nessa ordem, e na alimentação em 4x20 malhas, tiveram os resultados bem próximos, em 94,12 e 94,69  $\mu\text{m}$  para 20% e 30% de sólidos, mutuamente. As moagens atingiram seus respectivos limites a uma taxa de redução: a) no método a seco em 93,77 (alimentação 4x10 malhas) e 89,34% (alimentação 4x20 malhas); b) úmido com 20% sólidos em 95,86 (alimentação 4x10 malhas) e 95,31% (alimentação 4x20 malhas) e; com 30% de sólido em 96,84 (alimentação 4x10 malhas) e 95,29% (alimentação 4x20 malhas).

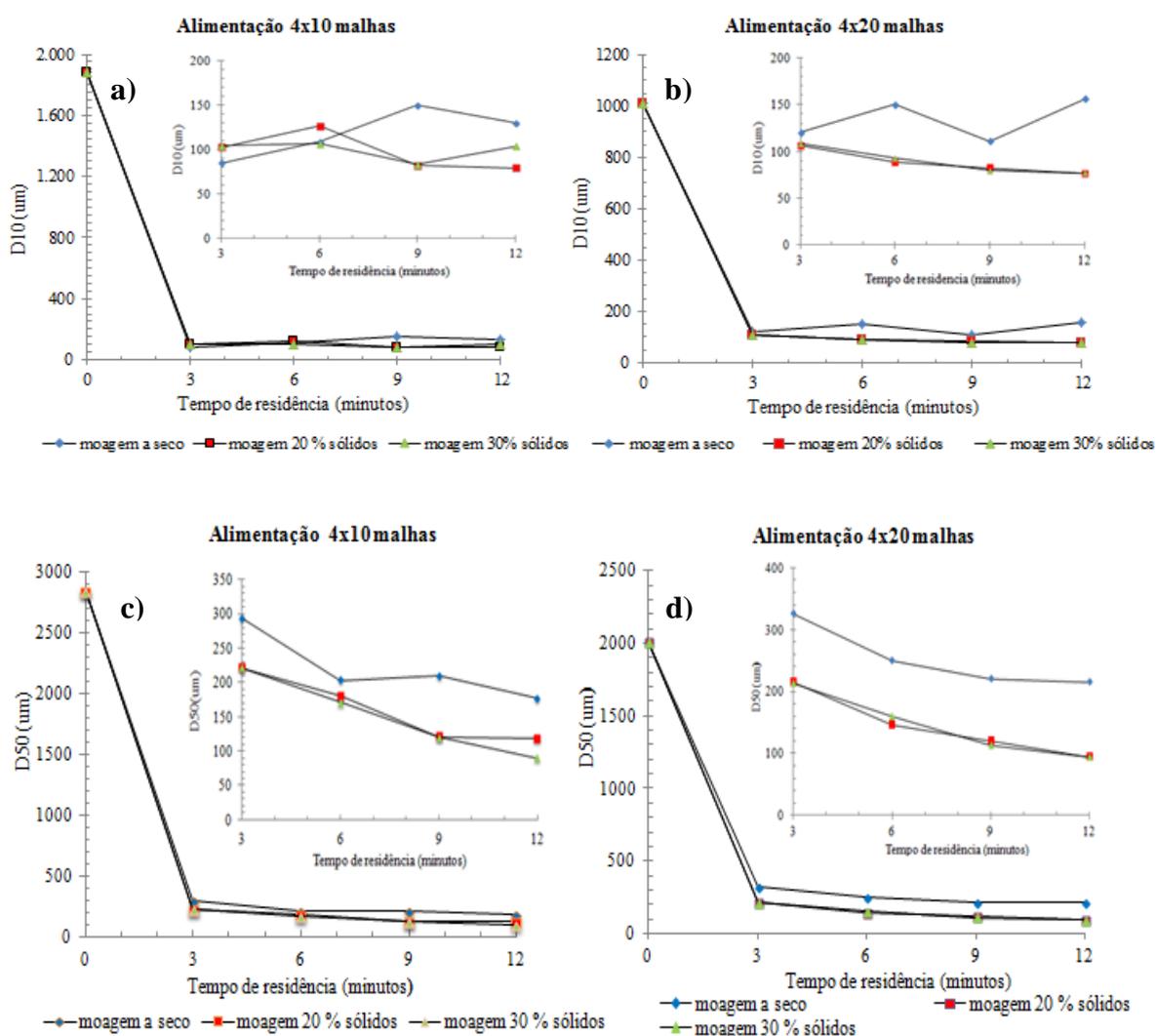
Pela razão dos valores da granulometria dos limites de moagens serem diferentes, propõem que apesar das propriedades mecânicas (como a dureza, tenacidade à fratura e índice de fragilidade) pertenceram ao mesmo material, nesse caso a scheelita, provavelmente as microestruturas (por exemplo, a textura dos grãos, população de microtrincas e porosidade) relacionados aos diversos tamanhos de partículas, possuem características distintas, o que teria procedido nos diferentes resultados. Porém, somente uma análise morfológica mais detalhada das partículas, por exemplo, poderia fornecer mais informações a respeito disso. Os resultados apresentaram que, analisando os limites de moagem, em relação à fragmentação das partículas, após 12 minutos de ensaio, as taxas de redução nos valores de  $D_{50}$  para todas as moagens a úmido foram praticamente equivalentes, no qual tiveram um valor médio de 95,82%.

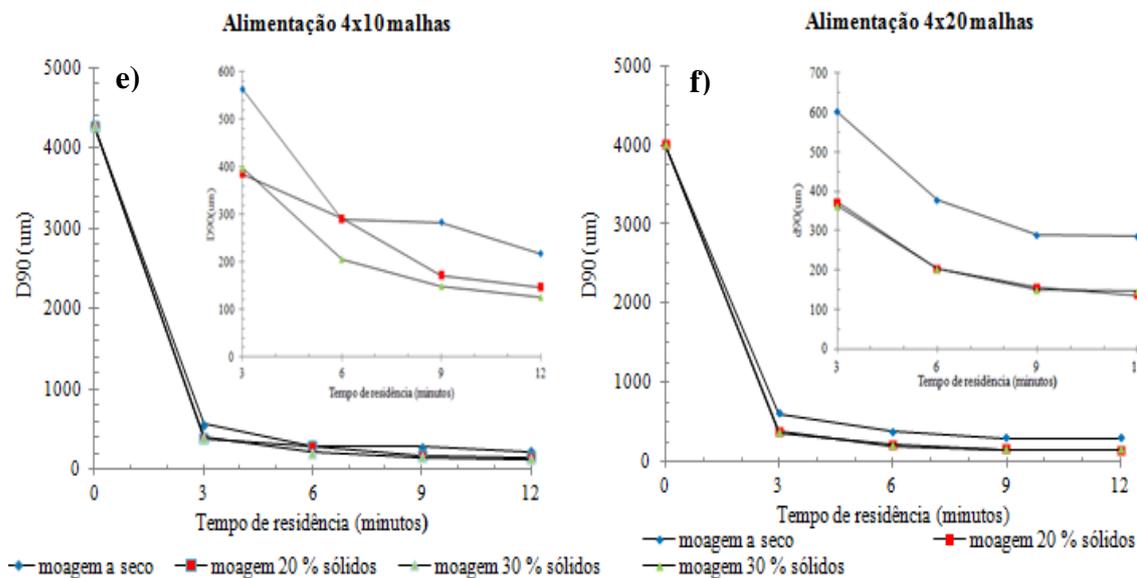
Podemos concluir que, para esse método (úmido), a variação dos parâmetros de moagem não alterou significativamente na taxa de cominuição do minério, onde as partículas ficaram sujeitas à fragmentação de valor alto, principalmente até 3 minutos de residência no moinho. No método a seco, os resultados revelam que o valor de  $D_{50}$  diminuiu, em média, de 91,55 %, desde começo da moagem (0 minuto) até o final (12 minutos), para as duas alimentações. No qual, a diferença entre os valores máximo (alimentação 4x10 malhas) e mínimo (alimentação 4x20 malhas) foi de 4,43%.

Como os valores de  $D_{50}$  em nenhum momento ocorreu um crescimento de maneira notável em função do tempo, logo é sugestivo afirmar que não ocorreu uma aglomeração de partículas micrométricas em nenhum tipo de ensaio realizado.

Portanto, conclui-se que o mineral scheelita é bastante friável e, conseqüentemente, de fácil fragmentação quando submetido à ação da carga moedora de barras no interior do moinho. Havendo assim cominuição de forma rápida com pouco tempo de residência.

Figura 48 – Diâmetros característicos das partículas:  $D_{10}$  (a, b),  $D_{50}$  (c, d) e  $D_{90}$  (e, f)





Fonte: Indicado

Em relação às partículas grossas ( $D_{90}$ ), analisando de forma quantitativa a figura 48 (e,f), as reduções no valor de  $D_{90}$  após 12 minutos de moagem, nas alimentações 4x10 e 4x20 malhas, foram por essa ordem: 96,57 e 92,82% (seco); 96,57 e 96,58% (20% sólidos); e 96,84 e 96,30% (30% sólidos na polpa).

Consequentemente, implica que teve taxas de reduções bastante significativas (95,95 %, em média) para todas as moagens realizadas.

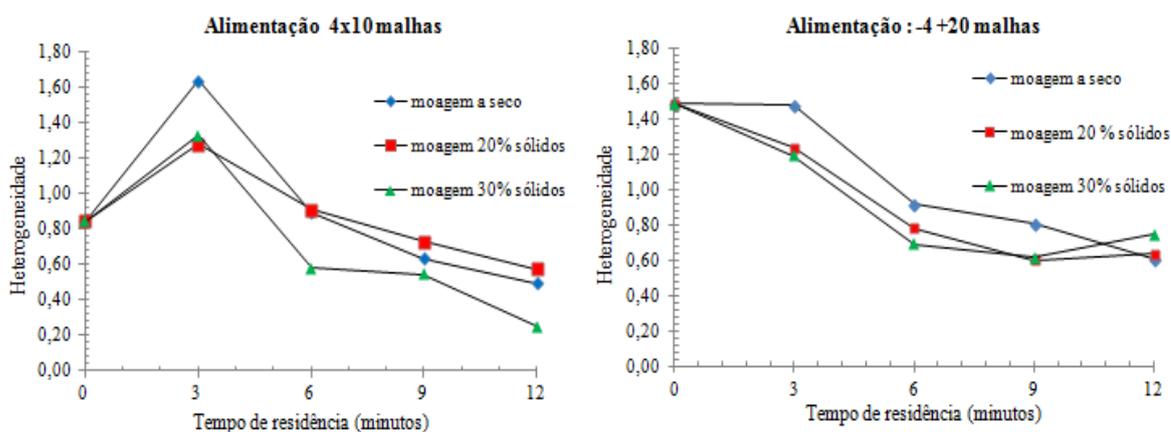
Também é observado através dos gráficos de  $D_{90}$ , que as maiores reduções ocorreram entre 0 e 3 minutos de moagem e em seguida (a partir de 3 minutos) houve uma normalização na queda da curva até o final dos ensaios. Dessa maneira, conforme analisou-se, é visto que esse comportamento de  $D_{90}$ , essencialmente, é devido por causa do modo de fragmentação do moinho de barras, o qual o mesmo tem uma melhor preferência por cominuição de partículas grossas, uma vez que, quando essas partículas estão próximas umas das outras, são cominuídas através da ação do mecanismo de compressão aplicada pelas barras, implicando assim em altas taxas de fragmentação do material grosso em pouco tempo de moagem.

A figura 49 (a, b) apresenta a variação da heterogeneidade na distribuição de tamanho de partículas dos ensaios de moagem em função do tempo. O tempo 0 (zero) minuto é referente as condições da heterogeneidade da distribuição de partículas do material da alimentação (4x10 e 4x20 malhas) antes da entrada no moinho de barras.

Observam-se para as duas alimentações que houve uma redução no valor da heterogeneidade. No entanto, como a heterogeneidade representa “largura” da curva de

distribuição granulométrica, temos que quanto maior o seu valor, mais disperso é a distribuição de tamanhos de partículas e consequentemente mais larga é a curva. Logo, pela análise dos resultados conclui-se que as alíquotas estudadas dos ensaios possui uma ampla faixa de tamanho de partículas, porém gradativamente à medida que o tempo de residência das partículas no moinho aumenta, precisamente após 3 minutos, a alíquota fica composta por partículas com uma estreita faixa de tamanhos, uma vez que ocorre a redução nos valores da heterogeneidade.

Figura 49 – Heterogeneidade da distribuição do tamanho de partículas



Fonte: Indicado

## 5 CONCLUSÕES

O minério de tungstênio do Município Bodó-RN é composto pelos seguintes minerais: quartzo, biotita, scheelita, granada, magnetita, albita, rutilo, epídoto e hornblenda. Os minerais de interesse econômico são a scheelita e o rutilo, com teores médios de 1,27%  $WO_3$  e 0,41%  $TiO_2$  (subproduto). As massas do minério, depois de fragmentado em tamanhos menores que 4 malhas, ficaram distribuída nas frações 4x10, 4x20 e abaixo de 200 malhas, da seguinte maneira, respectivamente: 36,62, 49,71 e 12,59%.

As massas de  $WO_3$  e  $TiO_2$  nas frações 4x10, 4x20 e abaixo de 200 malhas ficaram distribuídas da seguinte forma: 22,10, 40,51 e 9,01% de  $WO_3$  e 33,65, 45,69 e 23,16% de  $TiO_2$ . Estes resultados mostram que o rutilo (23,16%) está mais presente na fração fina (<200 malhas) do que a scheelita (9,01%).

Os resultados das análises mineralógica e química do minério de tungstênio permitem inferir que os óxidos de tungstênio ( $WO_3$ ) e titânio ( $TiO_2$ ) são provenientes dos minerais de scheelita e rutilo, respectivamente.

O método alternativo do duplo pêndulo e o *Work Index* de Bond indicaram que são necessários 1,34 e 14,25 kWh de energia, respectivamente, para a fragmentação de uma tonelada métrica do minério. Entretanto, enfatiza-se que estes resultados não são conflitantes, porque o primeiro determinou a energia para a fragmentação de partículas individualizadas e o segundo, ao contrário, para um conjunto de partículas.

A produção de partículas com tamanho menor que 200 malhas é bastante influenciada pelo tempo de residência do minério (3, 6, 9 e 12 minutos), faixas de tamanhos de alimentação do moinho (4x10 e 4x20) e a tipificação da polpa de alimentação do minério. Em todos os 24 (vinte e quatro) ensaios de moagem, as perdas massa de  $WO_3$ , na fração menor que 200 malhas, foram menores quando o moinho foi alimentado com o minério de tungstênio no tamanho compreendido entre 4x10 malhas. Este resultado sugere que as partículas entre 10x20 malhas presentes na alimentação com 4x20 malhas sofreram, também, redução de tamanho durante a moagem. As perdas de massas de  $WO_3$ , abaixo de 200 malhas, foram de 1,54 e 20,95%, respectivamente. Estes resultados representam uma variação entre estes extremos de 13,60 vezes. O primeiro resultado foi obtido na moagem a seco, tamanho 4x10 e tempo de residência 3 minutos. O segundo foi alcançado na moagem com 20% em peso de sólidos, tamanho 4x20 e o tempo de residência 12 minutos.

A análise dimensional dos produtos da moagem indicou que houve uma redução do tamanho das partículas em todos os ensaios. O minério teve a mesma taxa de fragmentação nos tempos de 6 a 9 minutos, na moagem a seco e alimentação 4x10 malhas. A mesma situação ocorreu nos tempos

de 9 a 12 minutos, para moagens a seco e com 20% de sólidos, nos tamanhos 4x20 e 4x10 malhas, respectivamente. Não houve nenhum indício de aglomeração de partículas finas. O limite aparente de moagem do minério de tungstênio, descrito pelo menor valor do diâmetro médio ( $D_{50}$ ) e o tempo de moagem, foi atingido no tamanho de 89,73  $\mu\text{m}$  (uma redução de 96,84%) após 12 minutos para 30 % sólidos e alimentação em 4x10 malhas. Evidenciou-se que o minério, em todos os ensaios, sofreu uma fragmentação bastante significativa entre 0 e 3 min de moagem, uma diminuição média de 89,44% no valor de  $D_{50}$ . O minério de tungstênio teve 95,95 % de todo o material reduzido após 12 minutos.

Para futuros trabalhos, temos que poderia ser feito um estudo mais aprimorado da cominuição do minério de tungstênio variando outros parâmetros operacionais de moagem e assim ajudar a entender os efeitos da fragmentação sobre o produto final. Assim como também aplicar outro tipo de moinho para essa análise e procurar entender melhor a relação e os impactos gerados sobre o minério. Tal qual também poderia investigar as modificações estruturais, de forma mais aprofundada, através de análise estrutural e morfológica, as condições do material abaixo de 200 malhas após as moagens. Por fim, também seria bastante útil analisar outros minerais identificados no minério de tungstênio, além da scheelita, e propor alternativas de aproveitamento para a sua recuperação como subproduto.

## REFERÊNCIAS

- ABOUZEID, Abdel-zaher & FUERSTENAU, Douglas. Grinding of mineral mixtures in high-pressure grinding rolls. **International Journal of Mineral Processing**, 93: 59-65, 2009.
- ALLIS-CHALMERS. **Allis-Chalmers High Energy Crushing Test System User Manual**, Version 1.0.(1985).
- ALMEIDA, A.B.D. DE, SOUZA, M. M. DE, FARIAS, D.S.U. DE, LIMA, T.C. DE, NOBREGA, L.F.P. DE M., & MENDES, L.B. (2016). **Addition of schelita residue from the mine in Cerro Cora Bodó/RN in the composition of ceramic materials**. 22 CBECIMAT: Brazilian congress of engineering and materials science, Brazil.
- ALMEIDA, S. L.; CHAVES, A. P. Minimização do impacto ambiental através do aproveitamento dos rejeitos. **Rochas de Qualidade**, v. 10, p. 112-116, 2001.
- ALVES, V. K. **Otimização de carga moedora utilizando ferramentas de modelamento matemático e simulação de moagem**. 2006. Dissertação (Mestrado) - Escola de Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2006.
- ANDERSEN, J. S. **Development of a Cone Crusher Model**. MEng Thesis – University of Queensland, Australia. (1988).
- ANUÁRIO MINERAL BRASILEIRO. **Principais substâncias metálicas**. Coord. Geral Osvaldo Barbosa Ferreira Filho; Equipe Técnica por Marina Dalla Costa et al. Brasília: ANM, 2019.
- ARAUJO, A. C. **Curso de beneficiamento de minérios**. Belo Horizonte, 1989. p. 60-65.
- ARAÚJO, F. A. **Mina Brejuí e geoturismo: aspectos sociais e econômicos**: entrevista [21 out. 2015]. (2015). Disponível em [mixcloud.com/silas-samuel/mina-breju%C3%AD-e-geoturismo-aspectos-sociais-e-econ%C3%B4micos-entrevista](http://mixcloud.com/silas-samuel/mina-breju%C3%AD-e-geoturismo-aspectos-sociais-e-econ%C3%B4micos-entrevista)- Acesso em 17 jul. 2019.
- ARBITER, N. **Milling methods in the americas**. New York: Gordon & Breach Science Publisher, 1964, p. 6-8.
- AUSTIN, L. G. **Experimental procedures for batch grinding tests**. Setembro, 2004. (Nota pessoal).
- AUSTIN, L. G.; KLIMPEL, R. R.; LUCKIE, P.T. **Process engineering of size reduction**. New York: Soc. Min. Eng. AIME, 1984.
- BALLANTYNE, G. R., HILDEN, M., VAN DER MEER, F. P. Improved characterisation of ball milling energy requirements for HPGR products. **Minerals Engineering** 116, 72-81, 2018.
- BARBATO, C. N.; SAMPAIO, J. A. Determinação experimental do Índice de Trabalho (*W<sub>I</sub>*). *In: Tratamento de minérios: práticas laboratoriais*. Rio de Janeiro: CETEM/MCTI, 2007. p. 179-189.

BARRETO, A. **Mineração Igarapé-Bahia**. Relatório de Conclusão de Curso (Graduação) - Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 1998. p. 5-10.

BARROS, F. B. M. **Caracterização dimensional, morfológica e estrutural de partículas de calcário e dolomito cominuídas em moinho planetário e o estudo da aglomeração de ultrafinos**. 2019. Dissertação (Mestrado em Tecnologias Energéticas e Nucleares) – Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2019.

BARROS, F. B. M. **Efeito do tamanho de partícula na decomposição térmica de calcário metamórfico e sedimentar**. 33 f. Monografia (Graduação) - Curso de Engenharia de Minas, UFPE, Recife, 2016.

BARROS, YARA LORRANE SOUZA. ET AL. Panorama brasileiro de tungstênio (w) entre os anos de 2008 e 2014. **Revista Científica Multidisciplinar Núcleo do Conhecimento**. Ano 03, Ed. 09, Vol. 08, pp. 22-29, setembro de 2018. ISSN:2448-0959.

BERALDO, J. L. **Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares**. Pró-Minério; Secretaria de Estado da Indústria, Comércio, Ciência e Tecnologia do Estado de São Paulo, Editora Edgard Blücher Ltda, 1987.

BERGERMAN, Maurício Guimarães. **Modelagem e simulação do circuito de moagem do Sossego**. 2009. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2009. doi:10.11606/D.3.2009.tde-21102009-100600. Acesso em: 04 out. 2020.

BERGERMAN, Mauricio Guimarães. **Dimensionamento e simulação de moinhos verticais/M.G.** São Paulo, 2013. p. 284.

BEZERRA, Ângela Maria. **A céu aberto: garimpendo a memória e a identidade dos mineradores de Brejuí**. 2014. 40f. Dissertação (Mestrado em Antropologia Social) - Centro de Ciências Humanas, Letras e Artes, Universidade Federal do Rio Grande do Norte, Natal, 2014.

BOND, F. C. **Crushing and Grinding Calculations**. Processing Machinery Department, Allis-Chalmers Manufacturing Company, Milwaukee, Wisconsin. Reprinted from British Chemical Engineering, 1961.

BRAGA, P. F. A. Operação de moinho Palla 20U. In: SAMPAIO, J.A. *et al.* (Eds.). **Tratamento de minérios: práticas laboratoriais**. Rio de Janeiro: Centro de Tecnologia Mineral, 2007. 570p.

BRASIL. Agência Nacional de Mineração. **Anuário mineral brasileiro: principais substâncias metálicas**. Coord. Geral Osvaldo Barbosa Ferreira Filho; Equipe Técnica por Marina Dalla Costa *et al.* Brasília: ANM, 2017.

BRASIL. Departamento Nacional de Produção Mineral. **Sumário mineral**. Coordenadores Thiers Muniz Lima, Carlos Augusto Ramos Neves. Brasília: DNPM, 2018. 131 p.: il.; 29 cm 019. 34 p.: il.

BRASIL. Departamento Nacional de Produção Mineral. **Sumário mineral**. Coordenadores Thiers Muniz Lima, Carlos Augusto Ramos Neves Brasília: DNPM, 2014. 141 p.: il.; 29 cm.

BRASIL. Departamento Nacional de Produção Mineral. **Sumário mineral**. Coordenadores Thiers Muniz Lima, Carlos Augusto Ramos Neves Brasília: DNPM, 2012. 136 p.: il.; 29 cm.

BRASIL. Departamento Nacional de Produção Mineral. **Sumário mineral**. Ministério de Minas e Energia, Departamento Nacional de Produção Mineral, coordenação Sumário Mineral Thiers Muniz Lima, Carlos Augusto Ramos Neves – Brasília: DNPM/DIPLAM, 2011. 128p. il.; 29 cm.

CANO, T. M.; COSTA, J. L.; NESI, J. R. **Tungstênio**. Brasília: Departamento Nacional da Produção Mineral DNPM 2009.

CANO, TELMA MONREAL. Tungstênio. *In*: LIMA, Thiers Muniz; NEVES, Carlos Augusto Ramos. **Sumário Mineral**, v. 30, n. 1, dez. 2014. Disponível em: <http://www.dnpm.gov.br/dnpm/sumarios/sumario-mineral-2014>. Acesso em: 15 jul. 2019.

CARVALHO, E. B.; LIMA, R. F. S.; PETTA, R. A.; PAULO, J. B. A.; SOUZA, L. C. **Caracterização de rejeitos provenientes da usina de beneficiamento do minério da Mina Brejuí/RN**. XIX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Recife, 2002, vol. 1, p.75.

CARVALHO, Marly Ávila de. **Avaliação da disposição de moinhos em circuitos de moagem de minério de ferro**. 2015. 102 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) - Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2015.

CASTRO, C.; BORGES, L.E.P.; MADRUGA FILHO, J.D. Principais minerais de skarnitos existentes na região do Seridó, RN de interesse para museus. Coleções Didáticas e Pesquisadores. **Estudos Geológicos** (UFPE), vol. 21, p.120-129, 2011.

CHAGAS, T. T. R. das. **A moabilidade na moagem secundária de pellet-feeds de minérios de ferro em função da mineralogia, química e microestrutura**. 2008. 74 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia de Materiais) – Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2008.

CHARLES, R. J. Energy-size reduction relationships in comminution. **Transactions of the AIME**, Jan. 1957, vol. 208.

CHAVES, A. P.; PERES, A. E. C. **Teoria e prática do tratamento de minérios: britagem, peneiramento e moagem**. 4. ed. São Paulo: Signus Editora, 2009. v. 3.

CHAVES, A. P.; PERES, A. E. C. **Teoria e prática do tratamento de minérios**. 5. ed. São Paulo: Signus Editora, 2012. v. 3.

CHAVES, Arthur Pinto; CHAVES FILHO, Rotênio Castelo. **Teoria e prática do tratamento de minérios: separação densitária**. [S.l: s.n.], 2013.

CHIEREGATI, Ana Carolina; DELBONI JÚNIOR, Homero. **Novo método de caracterização tecnológica para cominuição de minérios**. [S.l: s.n.], 2001

CHOI, H. & LEE, WOONG & KIM, D.U. & KUMAR, SHALENDRA & KIM, S.S. & CHUNG, H.S. & KIM, JIN-HAHN & AHN, Y. Effect of grinding aids on the grinding energy consumed during grinding of calcite in a stirred ball mill. **Minerals Engineering - MINER ENG.** 23. 54-57, 2010.

COSTA, J. L. **Balanco mineral brasileiro: tungstênio.** Brasília: DNPM, 2001.

CPRM. **Mapa geodiversidade do Estado do Rio Grande do Norte:** Escala 1:500.000. Recife: CPRM/Serv. Geol. Brasil, SGM, MME, 2009. Disponível em: <http://rigeo.cprm.gov.br/jspui/handle/doc/14709>. Acesso em: 28 jul. 2019.

DANA, J. D.; HURLBUT JR, C. S. **Manual de Mineralogia.** Rio de Janeiro: Livros Técnicos e Científicos, 1976. 2 v. 642 pp.

DARDENNE, M. A., SCHOBENHAUS, C. **Geologia, tectônica e recursos minerais do Brasil:** depósitos minerais no tempo geológico e épocas metalogenéticas. Brasília: CPRM, 2003. cap. 7, p.365-377.

DELBONI JR, H. Cominuição. *In: Tendências Tecnológicas Brasil, 2015 – Geociência e Tecnologia Mineral.* Rio de Janeiro, Centro de Tecnologia Mineral, p. 103-131, Dissertação de mestrado da USP, São Paulo, 2007.

DONDA, J.D.; PERES, A.E.C. **Comparação entre Cylpebs e Bolas na moagem secundária da Samarco Mineração.** São Paulo: Universidade de São Paulo, 1998. 16p. (Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP, BT/PMI/079).

FERNANDES, B. B.; MACHADO, A. O. **Lixiviação de Scheelita – Uma Revisão do Estado da Arte.** IV Congresso de Pesquisa e Inovação da Rede Norte Nordeste de Educação Tecnológica (). Leite, J. Y. (2009), Belém-PA: CONNEPI 2009.

FERNANDES, B. R. B. **Concentração centrífuga aplicada aos rejeitos da Mina Brejuí.** Monografia - IFRN, 2008, p. 25.

FERNANDES, BRUNO RODRIGO BORGES. **Aproveitamento dos finos de scheelita utilizando concentração centrífuga e lixiviação ácida.** Recife: O Autor, 2011. v, 88f.

FERREIRA, K. C.; GALERY, R.; PERES, A. E. C. **Determinação do consumo energético da etapa de moagem primária de um minério de ferro itabirítico da Região de pilar.** *In: ABM WEEK 2016,* Rio de Janeiro, 2016.

FIGUEIRA H.V.O., ALMEIDA S.L.M., LUZ, A.B. **Cominuição.** Tratamento de minérios. 4a. ed. Rio de Janeiro, 2004.

FOGGIATTO, Bianca. **Previsão de desempenho do circuito de moagem de Carajás.** ed. rev. São Paulo, 2009. 230p.

FRANCIOLI, D. M; CARVALHO, R. M; TAVARES, L. M. M. **Efeito das variáveis operacionais na moagem descontínua.** *In: ENTMME,* 26, 2015. Poços de Caldas.

FREIRE, GABRIELLA CRISTINA DE FIGUEIREDO. F862b **Biolixiviação: Uma rota biotecnológica para extração da Scheelita** / Gabriella Cristina de Figueiredo Freire. – 2017.

GODEIRO, M.L.S.; BORGES JUNIOR, J.P FERNANDES, B.R.B.; LEITE, J. Y.P. **Caracterização de pré concentrado do rejeito de scheelita da Mina Brejuí em concentrador centrífugo**. HOLOS, 26, p. 81-90, 2010.

GOMES, WELLINGTON LACERDA. **Integração de modelos energéticos e de balanço populacional para simulação de moagem em moinho de bolas** /W.L. Gomes. São Paulo, 2014. 197 p.

GUO, Y.; YAN, K.; CUI, L.; CHENG, F. **Improved extraction of alumina from coal gangue by surface mechanically grinding modification**. *Powder Technology*, v. 302, p. 33–41, 2016.

GUZZO, P. L. NEUMANN, R.; BALTAR, C. A. M. **Moagem ultrafina de gipsita em moinho planetário de bolas: caracterização dimensional, morfológica e estrutural do estado particulado**. 2016. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) - Universidade Federal de Pernambuco.

GUZZO, P. L.; BARROS, Diogo Gonçalves de; PIMENTEL, B. J. O. . **Operacionalização de um sistema de duplo pêndulo para determinação da energia de fragmentação de minerais industriais**. In: XXII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 2007, Ouro Preto. Anais do XXII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Ouro Preto: UFOP; UFMG; CDTN, 2007. v. 1. p. 157-164.

HERBST, J. A.; Lo, Y. C. e Flintoff, B. **Size liberation**. In: Fuerstenau, M. C. E Han, K. N. (Ed.). Principles of mineral processing. SME, 2003, p.61-118.

HOUSEMAN, L. A., JOACHIM SCHUBERT, JOHN RENNIE HART AND WARREN DOUGLAS CAREW. **“Plant Star 2000: a plant-Wide control platform for minerals processing.”** (2001).

HUKKI, R. T. (1962). **Proposal for a solomonic settlement between the theories of Von Rittinger, Kick and Bond**. AIME Transactions, v. 223, 403-408.

HUKKI, R.T. **Minerals beneficiation: proposal for a solomonic settlement between the theories of von Rittinger, Kick, and Bond**. AIME Transactions, New York, January, 1961. v.220, p.403-408.

JANKOVIC A., VALERY W., CLARKE G. **Design and Implementation of an AVC Grinding Circuit at BHP Billiton Cannington**, SAG 2006 Conference, 2006.

JANKOVIC, ALEX & VALERY, WALTER. (2013). **Closed circuit ball mill – Basics revisited**. *Minerals Engineering*. P. 43–44, 148–153.

KELLY, E. G.; SPOTTISWOOD, D. J. **Introduction to Mineral Processing**. New York: John Wiley and Sons. p.516, 1982.

KING, R.P. **Modelling and Simulation of Mineral Processing System**. Woburn: Butterworth-Heinemann, 2001. 403 p.

KLEIN, C. & DUTROW, B. **Manual de Ciência dos Materiais, 23a ed.** Bookman, 2012.

LEITE, J. Y. P., ARAÚJO, F. S. D., SANTOS, E. P. (2007). **Análise das plantas de concentração de scheelita no Estado do Rio Grande do Norte.** In: II Jornada Nacional da Produção Científica em Educação Profissional.

LINS, F.F.; COSTA, L. S. N.; DELGADO, O. C.; GUTIERREZ, J. M. A. **Concentrador centrífugo: revisão e aplicações potenciais.** Série Tecnologia Mineral, n.55, CETEM – MCT, 1992, p. 1-30.

LIRA, B. B. and KAVETSKY, A. **A Breakage Power in a Grinding Process.** XV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia e III Encontro sobre Tecnologia Mineral do Hemisfério Sul. São Lourenço, Minas Gerais.1992

LIRA, B. B. and KAVETSKY, A. **Application of a New Model-Based Method of Ball Mill Simulation and Design.** Minerals Engineering, 3 No 1;2. 149-163p. London.1991.

LIRA, B. B. and SAITO, F. **Grinding Parameters for Copper Slags.** *Processing in Mineral Technology*, Demirel & Ersayin. 519-526p. Rotterdam.1991.

LIRA, B. B. **Modelos Matemático de Moagem: Parâmetros e Aplicação.** XIV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia. Salvador - BA. 1990.

LIRA, B. B., COSTA, M. M. P. e NARCISO, C. P. da S., Relatório a Companhia Vale do Rio Doce - CVRD: **Ensaio de Cominuição em Laboratório com os Minérios da Mina Igarapé Bahia.** Departamento de Engenharia de Minas da UFPE. Recife. 129p. 1999.

LIRA, B.B., **The Development and Application of an Energy - Based Ball Mill Simulation and Design Technique,** Julius Kruttschnitt Mineral Centre, Department of Mining and Metallurgical Engineering, University of Queensland, Australia. Ph.D. Thesis. 1990.

LOWRINSON, G.C., 1974. **Crushing and Grinding,** Butterworths, London

LUZ, A. B.; ALMEIDA, S. L. M.; BRAGA, P. F. A. **Cominuição: Britagem e moagem.** In: LUZ, A. B., FRANÇA, S. C. A., BRAGA, P. F. A. (Eds.). Tratamento de minérios, 6.ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2018. Cap.4.2, p.135-183.

LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; MONTE, M. B. M.; FRANÇA, S. C. A. **Tratamento de Minérios. 5ª ed.,** Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010.

LUZ, A.; PENNA, M. T. M. - **Flotação dos sulfetos de chumbo, zinco e cobre.** In: Anais do I Encontro do Hemisfério Sul sobre Tecnologia Mineral e IX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia. Vol. I, 174-183, Rio de Janeiro, dezembro de 1982.

LUZ, A.B., JOÃO, A.S., FRANÇA, S.C.A. **Tratamento de Minérios. 6ª. ed.** Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC 2018.

METSO MINERALS. **Manual de Britagem.** Sorocaba, SP: 6ª Edição, 1 v., 2005.

MIGLIONICO, M. C.; BERTOLINO, L. C. **Caracterização mineralógica de rejeitos de scheelita de Currais Novos.** In: JORNADA DE INICIAÇÃO CIENTÍFICA, 3. Rio de Janeiro. Anais. Rio de Janeiro: CETEM/CNPq, 1995.

MINA BREJUÍ, **História, Home e Produtos.** Disponível em: <http://minabrejuí.com.br>. Acesso em: 12 de maio de 2018.

MOSHER, J. AND BIGG, A.C.T. **Bench-scale testing and pilot plant tests for comminution circuit design in *Proceedings of Mineral Processing Plant Design, Practice and Control.*** Edited by A.L. Mular, D.Halbe and D.J Barrat. Littleton. CO SME. 2002.

MULAR, A.L. e BHAPPU, R.B. **Mineral Processing Plant Design. Soc. Min. Eng. AIME.** New York, 1980.

NAPIER-MUNN, T. J.; MORRELL, S.; MORRISON, R. D.; KOJOVIC, T. **Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimisation,** JKMRRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing 2, The University of Queensland, Brisbane, Australia, 1996.

NAPIER-MUNN, T.J., MORRELL, S., MORRISON, R.D., AND KOJOVIC, T. (1999). **Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimisation.** JKMRRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing, 2nd edition, 154–191.

NARAYANAN, S.S. e WHITEN, W. J., 1988. **Determination of comminution characteristics of ores from single particle breakage tests and its application to ball mill scale-up.** *Trans. Inst. Min. Metall.*, Section C. 97, 115-124.

NARAYANAN, S.S., 1986. **Development of a laboratory single particle breakage technique and its application to ball mill modelling and scale-up.** Ph.D. Thesis. University of Queensland.

NARAYANAN, S.S., LIRA B.B. and RONG, R.X., 1987. **A single particle breakage technique for the determination of comminution characterisation of coal.** Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre. Queensland, Australia. *Coal Preparation*. 5, 211-227.  
NORGATE, T AND JAHANSHAH, S, 2010. **Low grade ores – Smelt, leach or concentrate?** *Minerals Engineering*, 23:65-73.

NUNES, ANDREIA DE LOURDES. **Modelagem e simulação do circuito de moagem da Votorantim Metais Zinco Morro Agudo/A.L. Nunes.** São Paulo, 2012. 117 p.

OHENOJA, K. et al. **Effect of polydispersity index on the grinding limits of highly concentrated limestone suspensions.** *Chemical Engineering Technology*, 37, n. 5, p. 833–839, 2014.

PEREIRA, C.E.; da SILVA, J.M.; DE ARAUJO, A.C., **Curso de Beneficiamento de minérios.** Belo Horizonte: 1989. p. 60-65.

PINTO, PEDRO. **Desenvolvimento de rotas para cominuição de itabiritos compactos do quadrilátero ferrífero/P.** Pinto-- versão corr. -- São Paulo, 2016. 185 p.

PRYOR, E.J **Mineral Processing,** Ch.5. London Applied Publishers, 1965.

RITTINGER, R.P. **Textbook of mineral dressing**. Ernst and Korn. Berlin, 1867.

ROSA, ANDREIA CAROLINA, **Desempenho dos circuitos de moagem direto e inverso da Samarco**. 2013. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, São Paulo, 2013. Disponível em: <http://www.teses.usp.br/teses/disponiveis/3/3134/tde-26072013-115108/en.php>. Acesso em: 02/07/2019.

ROWLAND C.A.: **"Large Ball Mills - Length and Diameter"**. XVI International Mineral Processing Congress, Edited by E. Forssberg, Elsevier Science Publishers B.V., Amsterdam, 1988.

ROWLAND, C.A. **Grinding calculations related to the application of large rod and ball mills**. Allis Chalmers Publication, 1986.

ROWLAND, C.A., AND KJOS, D.M., 1997, **"Rod and ball mills,"** *Comminution Practices*, S. Komar Kawatra, ed., SME, Chapter 39, pp. 319–338 (Originally published in Minerals Process Plant Design, 1978, A.L. Mular and R.B. Bhappu, eds., Chapter 12, pp. pp238–278).

SALAZAR NAVARRETE, JOSÉ LUIS & VALDÉS-GONZÁLEZ, HÉCTOR & VYHMESITER, EDUARDO & CUBILLOS, FRANCISCO. **Model predictive control of semiautogenous mills (sag)**. Minerals Engineering. 64. 92–96. 2014.

SALIM J., VERKAEREN J. GIULIANI G. **Alteração Hidrotermal dos Skarns da Mina Brejuí, Currais Novos (RN)**. In: XXXVII CONG. BRAS. GEOL. CAMBURIU (SC), vol. 4.p. 279. 1994.

SAMPAIO, J. A.; DELBONI JUNIOR, H. **Princípios da cominuição**. In: **Tratamento de minérios**. 6.ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2018. Cap.4.1, p.107-131.

SAMPAIO, J. A.; DELBONI JR., H.; SILVA, A. O. **Moagem autógena: um estudo em escala piloto**. IN: **Tratamento de Minérios: práticas laboratoriais**. Rio de Janeiro: CETEM/MCTI, 2007. p. 193-217.

SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A.; BRAGA, P. F. A. **Tratamento de minérios - práticas laboratoriais**. Rio de Janeiro, CETEM/MCT, p. 557, 2007.

SAMPAIO. C.H., TAVARES, L. M. M. **Beneficiamento gravimétrico: uma introdução aos processos de concentração mineral e reciclagem de materiais por densidade**. Porto Alegre: Ed. da UFRGS, 2005, p. 271-414.

SANTANDREA, T.C.S. **Caracterização e concentração por flotação de scheelita proveniente de um rejeito**. In: XXVI ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, 3, 2015, Poço de Caldas. Anais... Rio de Janeiro: Centro de Tecnologia Mineral, 2015. p. 374.

SCHNEIDER CL, DUQUE, TFMB. **Ensaio de Laboratório para Escalonamento de Moinhos de Bolas Usando o Modelo de Herbst-Fuerstenau**. XXVI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, volume 2, pp. 84-92, Poços de Caldas - MG, 2015.

SCHNEIDER, C. L. ALVES, V. K. MAZZINGHY, D. B. **O WI de Bond como parâmetro para avaliação da variabilidade em projetos de plantas de moagem.** In: 14 Brazilian Symposium on Iron Ore, 2013, Belo Horizonte. Proceedings of the 14 Brazilian Symposium on Iron Ore. São Paulo.

SCHNEIDER, C. L.; Brasil, T. F. M.; MAZZINGHY, D. B.; ALVES, V. K. **Sobre a medição do BWI.** In: XXV ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, Goiânia. Anais. Goiânia: v. 1, p. 515-523, 2013.

SCHONERT, K. **Advances in comminution: fundamental and impacts on technology.** In: **INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONFERENCE**, 17.,1991, Dresden. Proceedings. Dresden; IMPC, 1991. p. 1-21.

SCHONERT, K. **Aspects of very fine grinding.** Littleton: SME, 1990. Chap. 9, p.155-172.

SEPÚLVEDA, J. **Recomendaciones prácticas para la evaluación de cuerpos moledores a escala industrial.** In: SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO: CARACTERIZAÇÃO, BENEFICIAMENTO E PELOTIZAÇÃO, 1. Ouro Preto,1996. *Anais.* Ouro Preto: ABM,1996. p.595-614.

SEPÚLVEDA, J.E. (1990) **Ball Mill Grinding: 40 Years After Bond**, In: **Symposium Sobre Molienda**, VI, Viña del Mar. Anais. Armco Chile Procemin, p13 – 32.

SEPULVEDA, J.E.; GUTIERREZ, L.R. **Dimensionamento y optimizacion de plantas concentradores mediante técnicas de modelacion matemática.** S.L.: CIMM,1986. 319 p.

SEPÚLVEDA, J.M. (2001), **Manual do usuário do Moly-Cop Tools**, Moly-Cop Chile S.A.

SILVA, ANDRÉ CARLOS. S586s **Simulação de moagem implementada a partir do modelo de Austin.** /André Carlos Silva. -- Ouro Preto: UFOP, 2003. xv, 198p. : il.  
SILVA, C.C., **A influência das características microestruturais de minério de ferro em suas moagens.** Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2003. 100p. (Tese, Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).

SILVA, MARIA MANUELA AND ANA CASALI. **“Modelling SAG milling power and specific energy consumption including the feed percentage of intermediate size particles.”** Minerals Engineering 70 (2015): 156-161.

SILVA, Mariana Chianca Lúcio da. **Estudo do efeito da alumina no sistema WC-Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> via metalurgia do pó.** 2017. 80f. Dissertação (Mestrado em Ciência e Engenharia de Materiais) - Centro de Ciências Exatas e da Terra, Universidade Federal do Rio Grande do Norte, Natal, 2017.

SOUZA NETO, J. A., LEGRAND, J. M., VOLFINGER, M., PASCAL, M. L., SONNET, P. (2008). **W-Au skarns in the Neo-Proterozoic Seridó Mobile Belt, Borborema Province in northeastern Brazil: an overview With emphasis on the Bonfim deposit.** *Mineralium Deposita*, 43(2), 185-205. <https://doi.org/10.1007/s00126-007-0155-1>.

TAGGART, A. (ed). **Handbook of Mineral Dressing**. Sec. 6,6. N.Y.J. Wiley and Sons Inc., 1954.

TAGGART, A. F. **Handbook of mineral dressing**. New York: John Wiley, 1945.

TAGGART, A.F. **Elements of Ore Dressing**. p.388-433. N. Y. J. Wiley and Sons Inc.,1951.

TINO, A. A. A. **Moagem ultrafina de gipsita em moinho planetário de bolas: caracterização dimensional, morfológica e estrutural do estado particulado**. 107 f. Dissertação (Mestrado) - Engenharia Mineral, UFPE, Recife, 2016.

TROMANS, D & MEECH, JOHN. (2002). **Fracture Toughness and Surface Energies of Minerals: Theoretical Estimates for Oxides, Sulphides, Silicates and Halides**. *Minerals Engineering*. 15. 1027-1041.

WELLENKAMP F.J. 1999. "**Moagem Fina e Ultrafina de Minerais Industriais: Uma Revisão**", Série Tecnologia Mineral / CETEM, n. 75, 55p.

WILLS, B. A. **Mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery 7ª Edição**. Oxford: Butterworth-Heinemann, p. 444, 2007.

WILLS, B.A. e NAPPIER-MUNN, T.J **Mineral Processing Technology. 7<sup>th</sup> ed.**, Sidney: Published by Elsevier, p. 145-185, 2006.

WORKMAN, LYALL AND JACK ELORANTA. "**The Effects of Blasting on Crushing and Grinding Efficiency and Energy Consumption.**" (2003).

YAN, D. AND GUPTA, A. **Mineral Processing Design & Operation: An Introduction**. Elsevier Publisher, Netherlands, Chapter 3. 2008.

YAN, D. and GUPTA, A.; **Mineral Processing Design and Operations**. Amsterdam. 1 ed. Elsevier. 2006.

ZHAO, QING & LIU, CHENG JUN & JIANG, MAO FA & SAXEN, HENRIK & ZEVENHOVEN, RON. (2015). **Preparation of magnesium hydroxide from serpentinite by sulfuric acid leaching for CO2 mineral carbonation**. *Minerals Engineering*. 79. 10.1016.

**ANEXO A - RESULTADOS DA ANÁLISE GRANULOMÉTRICA DA  
ALIMENTAÇÃO E DO PRODUTO DAS AMOSTRAS DO ENSAIO DE  
MOABILIDADE DE BOND**

Abertura (malha)	Abertura (um)	% Passante Acumulada	
		Alimentação	Produto
-	2417	F80	-
8	2380	78,79	-
8x10	1680	61,33	-
10x14	1180	50,25	-
14x20	841	41,34	-
20x28	595	34,04	-
28x32	420	26,24	-
32x48	297	20,53	-
48x65	210	14,45	-
65x100	149	10,31	-
100x150	118	-	P80
150x200	105	6,22	72,38
200x270	74	3,23	51,55
270x325	52	0,00	40,91
325	44	-	36,55

**ANEXO B - RESULTADOS DOS DIÂMETROS CARACTERÍSTICOS E DA  
HETEROGENEIDADE DAS PARTICULAS DO PRODUTO DOS ENSAIOS DE  
MOAGEM**

<b>Moagem a seco: Alimentação em -4+10 malhas</b>				
<b>Tempo (min)</b>	<b>D10 (um)</b>	<b>D50 (um)</b>	<b>D90 (um)</b>	<b>heterogeneidade</b>
0	1884,00	2841,70	4286,24	0,85
3	85,20	292,96	563,94	1,63
6	109,01	202,78	290,07	0,89
9	150,18	209,69	283,00	0,63
12	130,12	176,98	217,49	0,49
<b>Moagem a seco : Alimentação em -4+20 malhas</b>				
<b>Tempo (min)</b>	<b>D10 (um)</b>	<b>D50 (um)</b>	<b>D90 (um)</b>	<b>heterogeneidade</b>
0	1009,54	2009,25	3998,85	1,49
3	120,63	325,21	601,62	1,48
6	150,26	249,31	378,72	0,92
9	111,23	219,22	288,39	0,81
12	156,45	214,26	286,92	0,61
<b>Moagem 20% sólidos: Alimentação em -4+10 malhas</b>				
<b>Tempo (min)</b>	<b>D10 (um)</b>	<b>D50 (um)</b>	<b>D90 (um)</b>	<b>heterogeneidade</b>
0	1884,00	2841,70	4286,24	0,85
3	102,70	221,47	385,82	1,28
6	126,94	180,12	290,65	0,91
9	82,51	120,84	170,73	0,73
12	79,68	117,60	146,98	0,57
<b>Moagem 20% sólidos: Alimentação em -4+20 malhas</b>				
<b>Tempo (min)</b>	<b>D10 (um)</b>	<b>D50 (um)</b>	<b>D90 (um)</b>	<b>heterogeneidade</b>
0	1009,54	2009,25	3998,95	1,49
3	105,86	214,45	371,74	1,24
6	88,69	145,96	202,68	0,78
9	82,43	120,51	155,17	0,60
12	76,46	94,12	136,70	0,64
<b>Moagem 30% sólidos: Alimentação em -4+10 malhas</b>				
<b>Tempo (min)</b>	<b>D10 (um)</b>	<b>D50 (um)</b>	<b>D90 (um)</b>	<b>heterogeneidade</b>
0	1884,00	2841,70	4286,24	0,85
3	104,25	221,18	398,03	1,33
6	106,84	170,57	205,66	0,58
9	83,49	120,30	149,11	0,55
12	103,76	89,73	126,31	0,25
<b>Moagem 30% sólidos: Alimentação em -4+20 malhas</b>				
<b>Tempo (min)</b>	<b>D10 (um)</b>	<b>D50 (um)</b>	<b>D90 (um)</b>	<b>heterogeneidade</b>
0	1009,54	2009,25	3998,95	1,49
3	108,88	213,66	363,82	1,19
6	93,12	160,06	204,04	0,69
9	79,67	112,76	149,07	0,62
12	77,00	94,69	147,90	0,75

## ANEXO C - CÁLCULO DO TEOR E DA MASSA DE WO<sub>3</sub> DOS PRODUTOS DA MOAGEM

Ensato	Tempo (min)	Alim. (malha)	Massa (% WO <sub>3</sub> )	Massa alim. moinho (g)	Fração (malha)	Massa (g)	Teor (% WO <sub>3</sub> )	Massa (% WO <sub>3</sub> )	Massa WO <sub>3</sub> (%) Parametrizada	Massa total de WO <sub>3</sub> (%)	Recup.	
AL-17	3	-4+10	22,10	368,8	+200	335,0	-	93,03	20,56	10,55	89,45	
						-200	32,6	0,55	6,97			1,54
							367,6	0,70	100,00			22,10
AL-18	6	-4+10	22,10	396,1	+200	333,8	-	87,58	19,35	11,76	88,24	
						-200	60,1	0,57	12,42			2,75
							393,9	0,70	100,00			22,10
AL-19	9	-4+10	22,10	368,0	+200	306,4	-	86,40	19,09	12,02	87,98	
						-200	57,8	0,60	13,60			3,01
							364,2	0,70	100,00			22,10
AL-20	12	-4+10	22,10	385,0	+200	335,7	-	87,44	19,33	11,78	88,22	
						-200	48,2	0,70	12,56			2,77
							383,9	0,70	100,00			22,10
AL-21	3	-4+20	40,51	404,0	+200	355,7	-	91,13	36,92	12,60	87,40	
						-200	46,6	0,72	8,87			3,59
							402,3	0,94	100,00			40,51
AL-22	6	-4+20	40,51	402,6	+200	329,6	-	86,03	34,85	14,67	85,33	
						-200	71,1	0,74	13,97			5,66
							400,7	0,94	100,00			40,51
AL-23	9	-4+20	40,51	374,6	+200	302,9	-	85,09	34,47	15,05	84,95	
						-200	68,5	0,76	14,91			6,04
							371,4	0,94	100,00			40,51
AL-24	12	-4+20	40,51	389,3	+200	328,2	-	85,25	34,53	14,99	85,01	
						-200	56,8	0,94	14,75			5,98
							385,0	0,94	100,00			40,51
AL-01	3	-4+10	22,10	432,7	+200	326,1	-	82,78	18,29	12,82	87,18	
						-200	96,0	0,53	17,22			3,81
							422,1	0,70	100,00			22,10
AL-02	6	-4+10	22,10	433,5	+200	270,8	-	63,43	14,02	17,09	82,91	
						-200	143,2	0,74	36,57			8,08
							414	0,70	100,00			22,10
AL-03	9	-4+10	22,10	427,6	+200	219,0	-	57,58	12,72	18,39	81,61	
						-200	184,2	0,65	42,42			9,38
							403,2	0,70	100			22,10
AL-04	12	-4+10	22,10	458,4	+200	207,8	-	51,54	11,39	19,72	80,28	
						-200	219,7	0,66	48,46			10,71
							427,5	0,70	100			22,10
AL-05	3	-4+20	40,51	413,3	+200	303,5	-	84,36	34,18	15,34	84,66	
						-200	94,3	0,62	15,64			6,33
							397,8	0,94	100			40,51
AL-06	6	-4+20	40,51	403,8	+200	247,7	-	70,34	28,50	21,02	78,98	
						-200	143,5	0,76	29,66			12,01
							391,2	0,94	100			40,51
AL-07	9	-4+20	40,51	402	+200	195,7	-	65,61	26,58	22,94	77,06	
						-200	193,6	0,65	34,39			13,93
							389,3	0,94	100			40,51
AL-08	12	-4+20	40,51	411,3	+200	143,5	-	48,29	19,56	29,96	70,04	
						-200	245,7	0,77	51,71			20,95
							389,2	0,94	100			40,51
AL-09	3	-4+10	22,10	412,9	+200	304,1	-	84,96	18,78	12,33	87,67	
						-200	92,9	0,45	15,04			3,32
							397	0,70	100			22,10
AL-10	6	-4+10	22,10	414,3	+200	247,7	-	64,29	14,21	16,90	83,10	
						-200	147,4	0,67	35,71			7,89
							395,1	0,70	100			22,10
AL-11	9	-4+10	22,10	411,3	+200	196	-	64,02	14,15	16,96	83,04	
						-200	198,9	0,5	35,98			7,95
							394,9	0,70	100			22,10
AL-12	12	-4+10	22,10	411,4	+200	202,7	-	69,91	15,45	15,66	84,34	
						-200	186,1	0,44	30,09			6,65
							388,8	0,70	100			22,10
AL-13	3	-4+20	40,51	412,2	+200	299,6	-	82,46	33,40	16,12	83,88	
						-200	95,9	0,68	17,54			7,11
							395,5	0,94	100			40,51
AL-14	6	-4+20	40,51	410,6	+200	245,5	-	75,09	30,42	19,10	80,90	
						-200	145,2	0,63	24,91			10,09
							390,7	0,94	100			40,51
AL-15	9	-4+20	40,51	408,8	+200	194,5	-	65,97	26,73	22,79	77,21	
						-200	194,3	0,64	34,03			13,78
							388,8	0,94	100			40,51
AL-16	12	-4+20	40,51	411,6	+200	124,7	-	50,77	20,57	28,95	71,05	
						+200	265,6	0,68	49,23			19,94
							390,3	0,94	100			40,51