

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Dissertação de Mestrado

AVALIAÇÃO E OTIMIZAÇÃO DA ETAPA DE MOAGEM PRIMÁRIA E
REMOAGEM DE UM MINÉRIO DE FERRO ITABIRÍTICO DA REGIÃO DE
MORRO DO PILAR

Autora: Kelly Cristina Ferreira

Orientador: Roberto Galéry

Janeiro de 2016

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Kelly Cristina Ferreira

“AVALIAÇÃO E OTIMIZAÇÃO DA ETAPA DE MOAGEM PRIMÁRIA E
REMOAGEM DE UM MINÉRIO DE FERRO ITABIRÍTICO DA REGIÃO DE
MORRO DO PILAR”

Dissertação de Mestrado apresentada ao Programa de Pós-Graduação em
Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da Universidade Federal de
Minas Gerais
como parte dos requisitos necessários à obtenção do título de Mestre em
Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Área de concentração: Tecnologia Mineral
Orientador: Roberto Galéry

Belo Horizonte
Escola de Engenharia da UFMG
2016

Ao meu marido, Leandro.

AGRADECIMENTOS

A autora agradece a todos aqueles que, direta ou indiretamente, colaboraram na preparação deste trabalho e, em particular:

Aos meus pais que sempre me apoiaram e sempre entenderam minha ausência devido à minha dedicação aos estudos. À minha irmã.

Ao professor Roberto Galéry, por todo apoio, orientação, amizade e preocupação. Ao professor Luiz Cláudio pelo auxílio.

Aos engenheiros Vladmir Kronemberg e Cláudio Schneider por todas as conversas sobre moagem. Aos engenheiros Douglas Mazzinghy e Joaquim Donda por toda atenção e ajuda.

Ao Sandro Marino da Interfusão pela imensa ajuda com dicas e auxílio no uso dos dados.

Ao Itamar e Isabel por me ajudarem na caracterização do material. Ao Alberto pela ajuda sempre que se fez necessária.

Em especial ao professor Antônio Eduardo Clark Peres, por sempre acreditar em mim e me direcionar nesta etapa tão importante da minha vida.

À Dodora, Ângelo, Marina e Mário pela amizade.

Aos graduandos João Francisco, Elias e Rafael pela imensurável ajuda no desenvolvimento experimental.

À SGS, SERGEO e FUNDAÇÃO GORCEIX, representadas respectivamente nas pessoas de Orivaldo Savassi, Airton Souza e Professor Fernando Krüger pela ajuda na preparação de algumas amostras e experimentos.

À Manabi por doar a amostra de minério de ferro itabirítico.

A Camilo Silva, Leandro Maciel, Adriano Santos e toda equipe da Manabi, por todo aprendizado e convívio durante o tempo que estive com eles.

A PROEX CAPES, CNPq e FAPEMIG pelo apoio financeiro e ao PPGEM.

SUMÁRIO

LISTA DE FIGURAS	ixi
LISTA DE TABELAS	xi
LISTA DE ANEXOS	xiv
RESUMO	xv
ABSTRACT	xv
1. INTRODUÇÃO	1
2. OBJETIVOS	2
2.1 Objetivos gerais	3
2.2 Objetivos específicos	3
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	3
3.1 Teorias Clássicas da Cominuição	3
3.1.1 Introdução.....	3
3.1.2 Lei de Rittinger.....	3
3.1.3 Lei de Kick	4
3.1.4 Lei de Bond.....	4
3.1.5 Forma genérica das leis de moagem	4
3.2 Modelos empíricos para determinação do consumo de energia.....	8
3.2.1 Índice de Trabalho de Bond para moinho de bolas	8
3.2.1.1 Histórico.....	8
3.2.1.2 Determinação do <i>WI</i> em laboratório para moagem em moinhos de bolas ...	8
3.2.1.3 Fatores que influenciam o <i>WI</i> de Bond	12
3.2.1.4 Comparação industrial do método de Bond	15
3.2.1.5 Deficiências e limitações do método de Bond	16
3.2.1.6 Scale-up através do método de Bond	16
3.2.2 Estimativa de consumo específico de energia proposto por Donda	21
3.2.2.1 Introdução.....	21
3.2.2.2 Scale up através do método de Donda	22
3.2.2.3 Aplicações do método de Donda	25

3.2.2.4	Limites de aplicação do método.....	25
3.2.3	Estimativa de consumo específico de energia proposto por Kruger (Fundação Gorceix)	26
3.3	Modelos fenomenológicos	26
3.3.1	Modelo do balanço populacional.....	26
3.3.1.1	Modelo Cinético de um Processo de Moagem em Batelada	27
3.3.1.2	Modelo Cinético de Moagem Contínua	28
3.3.2	Parâmetros do modelo do balanço populacional.....	29
3.3.2.1	Taxa Específica de Quebra ou Função Seleção	29
3.3.2.2	Função Quebra.....	34
3.3.2.3	Estimação de Parâmetros do modelo cinético	37
3.3.2.4	Exemplos de aplicações do modelo do balanço populacional no Brasil – Modelo de Austin	38
3.3.3	Método de Herbst e Fuerstenau.....	39
3.3.3.1	Introdução.....	39
3.3.3.2	Exemplos de aplicações do modelo do balanço populacional no Brasil – Modelo de Herbst-Fuerstenau.....	41
3.4	Modelos Fundamentais.....	42
3.5	Modelos de Classificação em Hidrociclones	43
4.	MATERIAIS E MÉTODOS	46
4.1	Materiais	49
4.2	Etapa de Moagem Primária	50
4.2.1	Desenvolvimento experimental – Método Fundação Gorceix.....	50
4.2.2	Desenvolvimento experimental método de Herbst e Fuerstenau e moagem piloto	51
4.3	Etapa de Remoagem	55
4.3.1	Desenvolvimento experimental do método de Donda – Remoagem	55
4.3.2	Desenvolvimento experimental do método de Herbst e Fuerstenau.....	56
4.4	Análise granulométrica.....	57
5.	RESULTADOS E DISCUSSÃO	58
5.1	Caracterização das amostras	5858

5.1.1	Análise química	58
5.1.2	Difração de raios-X	58
5.1.3	Análise Mineralógica – Determinação do tamanho de grão	59
5.1.4	Determinação da massa específica	60
5.1.5	Grau de Liberação	61
5.1.6	Análise química – Fluorescência de raios-X.....	61
5.1.7	Difração de raios-X	62
5.1.8	Determinação da massa específica	62
5.1.9	Distribuição granulométrica.....	62
5.2	Etapa de Moagem Primária	63
5.2.1	WI de Bond	63
5.2.2	Moabilidade Fundação Gorceix.....	66
5.2.3	Metodo Herbst e Fuerstenau (Moinho de Torque).....	67
5.2.4	Teste Piloto.....	70
5.3	Etapa de Remoagem	73
5.3.1	Método Donda	73
5.3.2	Método Herbst e Fuerstenau	74
6.	CONCLUSÕES.....	78
7.	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	80
8.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	81

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 - Relação entre energia fornecida e o tamanho da partícula na cominuição (BERALDO, 1985).....	6
Figura 3.2 - Procedimento experimental do método de Bond (Autoria própria).....	9
Figura 3.3 - Moinho de Bond e carga de bolas padrão do teste. Laboratório de Tratamento de Minérios. Departamento de Engenharia de Minas UFMG.....	11
Figura 3.4 - Redução do valor de WI de Bond em amostras processadas em HPGR (ALVES, 2013).	14
Figura 3.5 - Porcentagem retida em 0,149 mm e a energia consumida no ensaio para uma amostra de calcário (Autoria própria).....	23
Figura 3.6 - Porcentagem retida em 0,149 mm e a energia consumida no ensaio para uma amostra de calcário, com ordenada em escala logarítmica (Autoria própria).	24
Figura 3.7 - Balanço populacional de um processo de moagem em batelada (FERNANDES,1997, adaptado pela autora).....	28
Figura 3.8 - Gráfico de primeira ordem para diversas faixas de tamanho (ANDRADE LIMA e NUNES, 2014).	31
Figura 3.9 - Parâmetros gráficos da velocidade específica de quebra com o tamanho das partículas (SCHENEIDER, 2015, adaptado).....	34
Figura 3.10 - Função quebra normalizada pelo tamanho de partícula (CONCHA, 1992).....	35
Figura 3.11 - Determinação da taxa de desaparecimento de uma classe de tamanho pelo consumo específico de energia (SIDDIQUE, 1977, adaptado).	40
Figura 3.12 - Função seleção e função quebra das amostras de itabirito compacto e friável (MAZZINGHY <i>et al.</i> , 2013).....	41
Figura 3.13 - Estudo de movimentação da carga moedora utilizando DEM.	43
Figura 4.1 - Rota de Processo Projeto Morro do Pilar	46

Figura 4.2 - Fluxograma dos testes realizados	48
Figura 4.3 - Amostra de ROM utilizada nos estudos de moagem	49
Figura 4.4 - Moinho utilizado na metodologia da Fundação Gorceix para moagem primária.....	51
Figura 4.5 - Moinho de laboratório com sensor de torque - Laboratório de Tratamento de Minérios do Departamento de Engenharia de Minas - UFMG.....	52
Figura 4.6 - Moinho piloto. Centro de Pesquisas – Projeto Morro do Pilar.....	54
Figura 4.7 - Moinho e carga de bolas utilizados na metodologia Donda para moagem primária.....	55
Figura 5.1 - Resultados da difração de raios-X de amostra de ROM.....	58
Figura 5.2 - ROM Fração -6,35 mm - Detalhe de parte de uma partícula mista e composta por agregados de quartzo + hematita lamelar + hematita martita ($\uparrow$). Luz refletida, nicois paralelos, objetiva de 5x, ocular de 10x.....	59
Figura 5.3 - Liberação da hematita em diferentes faixas de tamanho. a) 150 μ m b) 106 μ m c) 74 μ m.....	61
Figura 5.4 - Resultados da Difração de raios-X de amostra de concentrado final.....	62
Figura 5.5 - Análise granulométrica do concentrado da flotação de grossos.....	63
Figura 5.6 - Distribuição acumulada dos ensaios de WI de Bond.....	64
Figura 5.7 - Porcentagem retida em 0,149 mm e a energia consumida.....	66
Figura 5.8 - Distribuição granulométrica do teste em moinho de laboratório nas mesmas condições do teste piloto.....	67
Figura 5.9 - Função Quebra da etapa de moagem primária.....	69
Figura 5.10 - Função Seleção da etapa de moagem primária em condições otimizadas.....	69
Figura 5.13 - Área da carga moedora para os diferentes testes realizados.....	76

LISTA DE TABELAS

Tabela III.1 - Resumo das teorias clássicas de cominuição	6
Tabela III.2 - Distribuição dos diâmetros das bolas da carga moedora, utilizadas no teste de moabilidade	9
Tabela III.3 - Explicação do procedimento de <i>WI</i> de Bond	12
Tabela III.4 - Fator de conversão de circuito fechado para circuito aberto	17
Tabela III.5 - Limites de aplicação do método (DONDA, 2014)	26
Tabela IV.1 - Condições dos ensaios para previsão de consumo específico de energia na moagem – Fundação Gorceix	50
Tabela IV.2 – Condições do Moinho de Torque	53
Tabela IV.3 - Condições Testes - Moinho de Torque	53
Tabela IV.4 - Distribuição da carga de bolas do moinho piloto	53
Tabela IV.5 - Condições dos ensaios para previsão de consumo específico de energia na remoagem (DONDA e ROSA, 2014).	53
Tabela IV.6 - Condições dos Testes de Remoagem	53
Tabela IV.7 - Procedimento para determinação da distribuição granulométrica dos produtos utilizando peneirador suspenso	53
Tabela V.1 - Análise química do ROM	58
Tabela V.2 - Granulação dos Cristais Individuais	60
Tabela V.3 - Determinação da massa específica para amostra de ROM	60
Tabela V.4 - Número de partículas por faixa	61
Tabela V.5 - Análise química concentrado recleaner da flotação de grossos.....	61
Tabela V.6 - Determinação da massa específica para amostra de concentrado final..	62

Tabela V.7 - Estatísticas referentes aos valores de <i>WI</i> de Bond.....	64
Tabela V.8 - Fatores de eficiência de Rowland (1980).....	65
Tabela V.9 – Resumo resultados <i>WI</i> padrão e <i>WI</i> com escalpe.....	65
Tabela V.10 - Resultados do teste em moinho de laboratório na condição base	67
Tabela V.11 - Influência da carga moedora	68
Tabela V.12 - Função quebra e seleção para a moagem primária.....	68
Tabela V.13 - Parâmetros cinéticos das funções quebra e seleção do concentrado da flotação de grossos	74

LISTA DE ANEXOS

Anexo 1 - Variáveis do Moinho de Laboratório	92
Anexo 2 - Resultados de Densidade Real Medida com Picnômetro a Gás.....	96
Anexo 3 - Difrátogramas das Frações utilizadas no Grau de Liberação.....	98
Anexo 4 - Dados Resumidos do WI de Bond do Estudo Geometalúrgico	101
Anexo 5 - Work Index de Bond – Amostra Padrão.....	105
Anexo 6 - Resultados Moabilidade Fundação Gorceix	108
Anexo 7 - Determinação dos Parâmetros de Quebra em Laboratório para a Etapa de Moagem Primária.....	110
Anexo 8 - Determinação dos Parâmetros de Quebra em Laboratório para a Etapa de Remoagem.....	118
Anexo 9 - Resultados Teste de Remoagem Donda	126
Anexo 10 - Resultados Simulação Moagem Primária e Remoagem.....	128

RESUMO

A determinação do consumo energético e o dimensionamento da etapa de moagem tem sido objeto de estudo de diversos pesquisadores desde o século XIX, iniciando-se com Rittinger e Kick. Mais recentemente, outras técnicas, envolvendo modelagem matemática do processo têm sido aplicadas com sucesso.

O material em estudo é um minério de ferro itabirítico da região de Morro do Pilar, que será fragmentado através de um circuito fechado de moagem de bolas e classificado por hidrociclones. Foram estudadas as etapas de moagem primária e remoagem.

Diferentes metodologias foram utilizadas para determinação do consumo específico de energia na moagem primária, além da determinação dos parâmetros de quebra e seleção para diferentes colares de corpos moedores e otimização do circuito pré-dimensionado. Os resultados indicaram um consumo específico de energia pequeno para o minério em questão. Além disso, o teste de *WI* de Bond, com escalpe inicial na malha de controle, apresentou valores mais próximos do valor simulado.

Para a etapa de remoagem foi realizado ensaio com método empírico de Donda e foram determinados os parâmetros de quebra e seleção para diferentes corpos moedores e otimização do circuito pré-dimensionado. Para a remoagem, o consumo pelo método de Donda ficou bem superior ao valor simulado.

ABSTRACT

Determining energy consumption and the mill scale-up has been target of the scientists since the XIX century, starting with Rittinger and Kick. Recently, techniques involving mathematical modeling have been successfully applied to both processes.

The material for our study is an itabirite iron ore from Morro do Pilar region, that was ground in a closed ball mill circuit using hidrocyclones. The primary grinding and the regrinding stages were the focus of our study.

Several methodologies have been used in order to determine the primary grinding energy consumption, as well as determining the selection and breakage parameters for different grinding media and the optimization of the pre-designed circuit. The results indicated small specific energy consumption for the iron ore used in our study. Besides, the Bond Work Index in the absence of the initial fines presented values closer to those achieved in the simulation.

For the regrinding stage, “Donda’s” empirical method was applied and the breakage and selection functions were determined for distinct grinding media as optimization of the pre-designed circuit. For the regrinding circuit, the energy consumption using Donda’s method yielded higher values than those from the simulation.

1. INTRODUÇÃO

A grande demanda, em contrapartida à diminuição da qualidade e dos teores de mineral útil dos minérios de ferro brasileiros, tem feito com que o custo associado a etapa de moagem, tanto na implantação quanto na operação, ganhasse uma importância cada dia maior.

O aumento dos custos de energia, a pressão socioambiental e a constante desvalorização dos preços de mercado dos concentrados de minério de ferro, têm induzido a necessidade, na indústria mineral em geral e em suas plantas de beneficiamento em particular, de uma melhora na eficiência de suas operações, iniciando-se com um dimensionamento mais correto de seus equipamentos.

Diversas metodologias para determinação do consumo energético na moagem e posterior dimensionamento dos circuitos podem ser utilizadas, porém, muitas se apresentam ultrapassadas em relação à realidade dos minérios brasileiros, em especial os minérios de ferro itabiríticos. Esses minérios, de maneira geral, apresentam quantidades expressivas de finos, trazendo distorções para os valores de consumo específico de energia encontrados, usualmente superestimando-os.

Dentro deste contexto, ferramentas de modelamento matemático podem ser de grande eficácia, pois, adquirem a cada dia uma relevância maior, dada a sua confiabilidade comprovada e potencial.

A aplicação desta metodologia é de grande interesse tanto do ponto de vista de dimensionamento de projetos *greenfield* quanto otimização de circuitos já existentes, quer a partir de dados experimentais (testes em laboratório e/ou ensaios pilotos), ou obtidos através de dados da planta em si.

O objetivo deste trabalho está em um dimensionamento mais fidedigno desta etapa do processamento para um minério de ferro ainda em fase de projeto, já que a demanda energética apresenta valores extremos, e os testes de bancada baseados em métodos empíricos apresentam, comprovadamente, grandes desvios do industrial.

2. OBJETIVOS

2.1 Objetivos gerais

Os objetivos deste trabalho são comuns às duas etapas de moagem estudadas, que são a saber:

- Determinação dos parâmetros de quebra
- Determinação do consumo energético através de diferentes metodologias

2.2 Objetivos específicos

- Realizar a caracterização química, física e mineralógica das amostras estudadas.
- Obtenção de um simulador calibrado das etapas estudadas, para que, em uma possível mudança nos parâmetros de processo e do minério, seus impactos possam ser avaliados.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1 Teorias Clássicas da Cominuição

3.1.1 Introdução

As teorias da cominuição foram amplamente estudadas e relacionam a quantidade de energia fornecida e o tamanho das partículas do produto a partir de um tamanho de alimentação. Essa preocupação em relação a energia específica de fragmentação é devido ao fato de a energia representar uma boa parcela nos custos operacionais da cominuição.

Diversas foram as leis propostas e faz-se necessária uma revisão das mais importantes.

3.1.2 Lei de Rittinger

Peter Ritter von Rittinger, professor da Universidade de Leipzig na Alemanha, desenvolveu as primeiras ideias sobre os modelos de cominuição, e em 1867 elaborou a chamada “Primeira Lei de Cominuição” que sugere que a energia útil absorvida pela ruptura é proporcional à nova superfície criada.

$$E = K(S_1 - S_0) \quad (3.1)$$

Porém, a superfície específica dos materiais é inversamente proporcional ao diâmetro das partículas, de que se origina, sendo a equação de Rittinger expressa da seguinte maneira:

$$E = K\left(\frac{1}{P} - \frac{1}{F}\right) \quad (3.2)$$

3.1.3 Lei de Kick

Foi desenvolvida em 1885 por Friedrich Kick, um professor da Universidade de Berlim, e conhecida como a “Segunda Lei de Cominuição”. Sugere que a energia necessária para realizar a fragmentação depende apenas da relação de redução, sendo independente da granulometria original. É expressa através da equação abaixo:

$$E = K \ln \left(\frac{F}{P} \right) \quad (3.3)$$

3.1.4 Lei de Bond

Após uma intensa campanha de ensaios de laboratório e correlações industriais, o então engenheiro da *Allis Chalmers*, Fred Chester Bond, desenvolveu em 1952, a famosa “Terceira Lei da Cominuição”.

Esta lei sugere que o trabalho despendido por unidade de volume ou peso é inversamente proporcional à raiz quadrada do tamanho.

$$E = K \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad (3.4)$$

Após a sua formulação e, devido ao fato de levar a resultados ajustados aos reais, a Lei de Bond passou a ser amplamente utilizada na seguinte expressão:

$$W = 10Wi \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad (3.5)$$

3.1.5 Forma genérica das leis de moagem

CHARLES (apud CHAVES e PERES,) observou experimentalmente que a relação entre a variação de diâmetro das partículas e a energia consumida é inversamente proporcional a uma função-potência do diâmetro conforme a relação a seguir

(BERALDO, 1985; AUSTIN *et al.*, 1984; NAPIER-MUNN *et al.*, 1996):

$$dE = -K \frac{dx}{x^n} \quad (3.6)$$

onde:

E = energia aplicada a uma massa unitária do material;

x = diâmetro das partículas;

K e n = constantes dependentes do material.

Nesta expressão, n é uma constante que tem um valor para cada lei. Com $n = 1$, tem-se a lei de Kick. Para $n = 2$ resulta a lei de Rittinger e a lei de Bond considera $n = 1,5$.

Uma segunda equação, proposta por Hukki (1962), é dada por:

$$dE = -K \frac{dx}{x^{f(x)}} \quad (3.7)$$

A equação de Hukki (1962) verificou que as leis da cominuição tinham aplicação a certos intervalos de cominuição em função da granulometria do produto. A figura 3.1 sintetiza a relação de Hukki, demonstrando que as relações propostas por Rittinger, Kick e Bond são aplicáveis em determinadas faixas de tamanho do material a ser fragmentado (BERALDO, 1985)

A equação de Kick seria aplicável nas faixas de britagem, a de Rittinger nas faixas de moagem fina ou remoagem e a de Bond seria aplicável no intervalo granulométrico em que normalmente se desenvolve a operação de moagem de minérios.

A figura 3.1 mostra a relação entre a energia fornecida e o tamanho da partícula na cominuição, e a tabela III.1 apresenta um resumo das leis da cominuição.

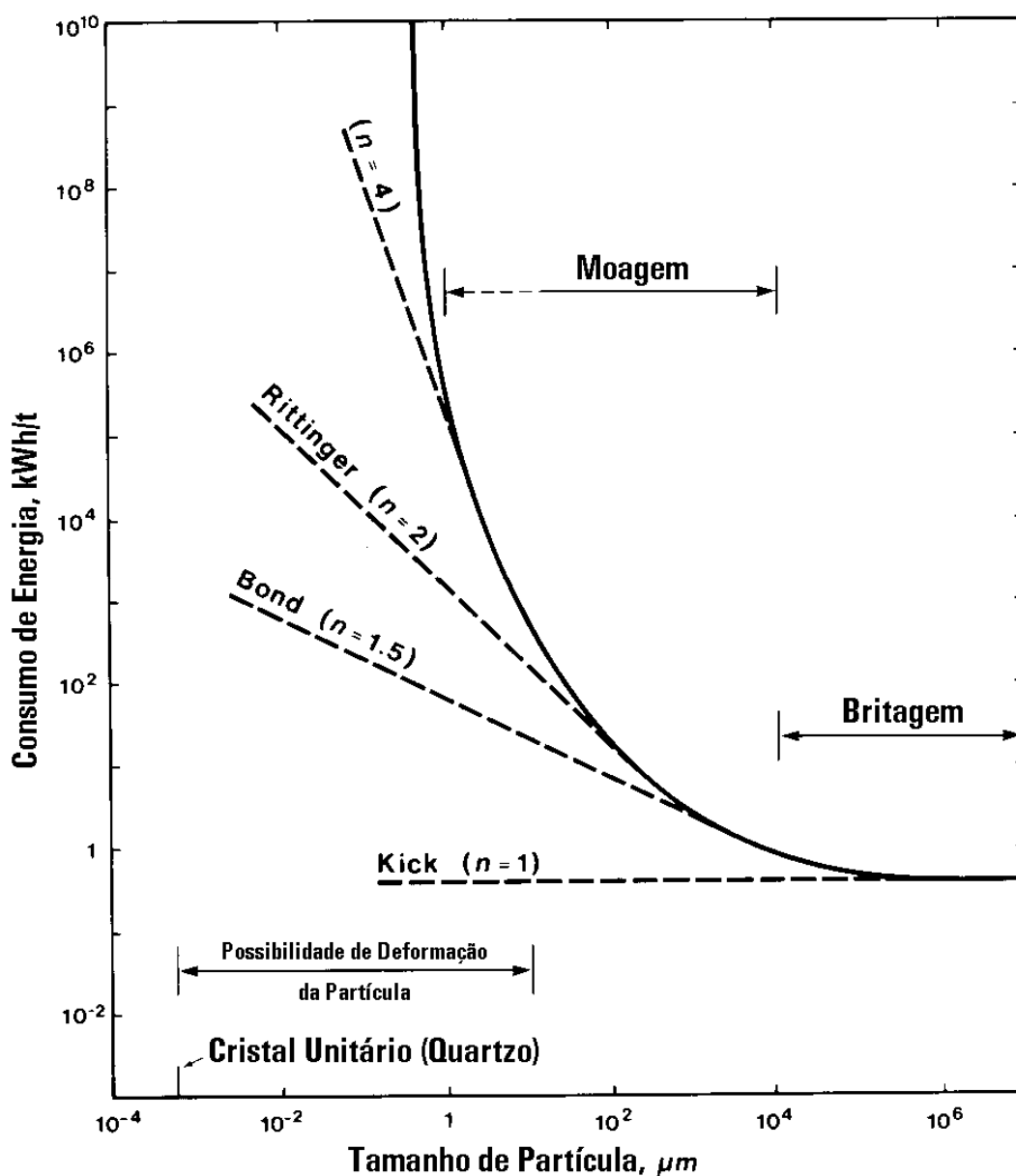


Figura 3.1 - Relação entre energia fornecida e o tamanho da partícula na cominuição
(BERALDO, 1985)

Tabela III.1 - Resumo das teorias clássicas de cominuição

Cronologia	Autor	Princípio	Aplicação
1ª Lei 1867	Rittinger	Nova Superfície Gerada	Remoagem
2ª Lei 1885	Kick	Razão de Redução	Britagem
3ª Lei 1951	Bond	Inverso da Raiz Quadrada do Diâmetro	Moagem

A aplicação destas leis foi amplamente discutida e estudada por diversos autores, e em muitos casos foram utilizadas com bastante sucesso.

AUSTIN (1973a) alcançou fórmulas mais amplas e confirmou a aplicação e restrição de cada uma delas. De acordo com Austin, as leis de Rittinger e Bond podem ser aplicadas, com boa aproximação, para um mesmo conjunto de dados, e ressaltou que a aplicação destas leis deve-se restringir aos ensaios de moagem em batelada e serem usadas apenas como uma aproximação para os circuitos de moagem industrial.

A lei de Bond é amplamente utilizada em todo o mundo e a lei de Rittinger tem atingido bastante sucesso em sua aplicação para moagem fina, sendo comprovada sua aplicabilidade em diversos trabalhos, alguns desses citados a seguir.

Baseando-se na lei de Rittinger, foi desenvolvido um ensaio para medir e comparar as moabilidades de diferentes estruturas (mineralogias) de minérios (MOURÃO e STEGMILLER, 1990). Os autores calculam o índice de moabilidade através da determinação do consumo de energia, utilizando um medidor de consumo de energia elétrica e das áreas específicas da alimentação e do produto do teste.

RABELO *et al.* (2007), discutiram a utilização da lei de Rittinger para aplicação em operações de remoagem para pelotização na Samarco. Neste trabalho é apresentada a relação entre os resultados industrial e de laboratório para o índice BSA/kWh/t, relacionando área superficial específica com consumo específico de energia.

DONDA (1998) apresentou um estudo comparativo entre os consumos específicos de energia em laboratório e obtidos industrialmente utilizando a lei de Bond e a lei de Rittinger. Donda observou um valor de 9,53% maior que o industrial para a metodologia de Bond e 9,44% menor para a metodologia aplicando-se a lei de Rittinger. Além disso, estudou a aplicabilidade da lei de Rittinger além dos limites normais de trabalho e mesmo assim esta se mostrou razoável.

Além disso, DONDA (2003) apresenta um estudo sobre a determinação do consumo de energia e a relação com o Blaine para a etapa de remoagem da Samarco, demonstrando com elevado grau de confiança a fidedignidade da relação proposta por Rittinger.

3.2 Modelos empíricos para determinação do consumo de energia

3.2.1 Índice de Trabalho de Bond para moinho de bolas

3.2.1.1 Histórico

Fred Chester Bond iniciou sua carreira na Allis Chalmers, tradicional fabricante de moinhos e equipamentos para mineração (atualmente faz parte da linha de produtos da Metso) em 1930, foi contratado pela empresa para a construção de um laboratório para testes de minérios e o desenvolvimento de informações que auxiliariam os vendedores e técnicos da empresa. Seu primeiro trabalho foi o desenvolvimento de um teste de moabilidade, validado com o auxílio de centenas de testes em laboratório além de muitos outros com os resultados divulgados. Este teste foi modificado diversas vezes até que a versão de 1962 permanece inalterada até os dias atuais (BOND, 1962). Anteriormente a este trabalho, a determinação do consumo de energia na moagem era realizada somente em escala piloto.

Seu trabalho continuou e assim, em 1952, Bond introduz o conceito de work index, um novo método para determinação da energia requerida nas operações de moagem, a partir do seu teste de moabilidade.

E assim, tantas décadas depois, o teste de moabilidade de Bond continua sendo o método mais utilizado em milhares de empreendimentos minerários.

3.2.1.2 Determinação do *WI* em laboratório para moagem em moinhos de bolas

O moinho utilizado nos testes tem um diâmetro interno de 305 mm e 305 mm de comprimento sem aletas, liso e com bordas arredondadas. Também é recomendável, a utilização de moinhos fabricados com aço ASTM-A36, conforme indicado por Alves (2007).

A carga de bolas consiste em um número específico de bolas, pesando aproximadamente 20,125 kg, massa específica de 7,83 g/cm³, com diâmetros variando

entre 15,9 a 36,5 mm. A velocidade de rotação do moinho é igual a 70 rpm, representando 91,4% da velocidade crítica.

Tabela III.2 - Distribuição dos diâmetros das bolas da carga moedora, utilizadas no teste de moabilidade

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

A amostra é britada em 3,35 mm. Para diminuir a produção de finos, é recomendável que a britagem seja realizada em etapas cuidadosas, estagiadas, incluindo a utilização de britador de rolos. A preparação da alimentação para o teste deve-se realizar em circuito fechado com peneira de 3,35 mm para minimizar a produção de finos (Sampaio *et al.*, 2007).

A moagem é conduzida, a seco, em circuito fechado, com a carga circulante de 250%, quando a operação atinge o seu estado de equilíbrio.

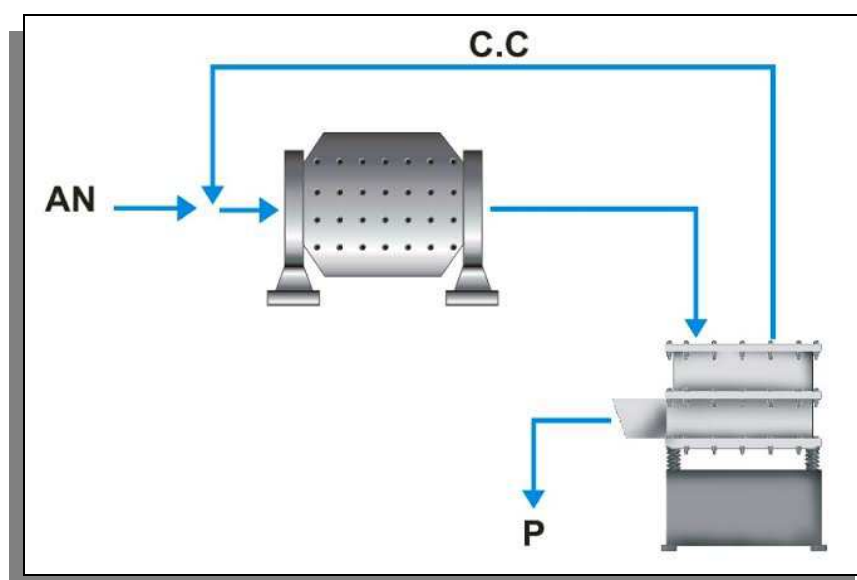


Figura 3.2 - Procedimento experimental do método de Bond (Autoria própria).

A massa do teste é a massa que ocupa o volume de 700 cm³, determinado em uma proveta de 1L.

MOSHER e TAGUE (2001) recomendaram, para a determinação da alimentação do teste, que a compactação do material na proveta seja feita através de um mecanismo mecânico vibratório ao invés de manualmente. Já na norma NBR 11376 é recomendado que a massa de material para o teste seja feita batendo o fundo da proveta, compactando levemente o material, em superfície de borracha. Há casos em que técnicos experientes ainda ditam o número de “batidas”. Esse ponto da metodologia deixa margem para erros, pois a forma de compactação do material pode variar muito para os diferentes laboratórios e centros de pesquisa.

Deve-se iniciar o teste com um número de revoluções dependente do tipo de material estudado. A norma indica que o operador deve escolher entre 100 e 200 rotações como número inicial para o ensaio, sendo que 100 rotações seriam apropriadas para minérios mais friáveis e 200 rotações para minérios mais tenazes. Trata-se na verdade de uma sugestão e o número inicial de rotações é escolhido pelo operador com base em experiências anteriores. Tecnicamente, o ensaio pode ser iniciado com qualquer valor maior do que uma rotação (SCHENEIDER *et al.*, 2013).

SCHENEIDER *et al.* (2013) apresentaram uma equação para determinar o número de ciclos iniciais do ensaio de moabilidade de Bond. Com o uso desta equação, garante-se que o ensaio convirja com até 7 ciclos.

A malha de teste deve ser aquela que forneça um produto próximo ao da aplicação industrial. A abertura da peneira-teste (A_m) escolhida foi igual a 150 μm , sendo a malha de abertura do projeto industrial do minério itabirítico em estudo (ROWLAND, 2006). Ao final de um determinado número de revoluções, o material é descarregado do moinho e peneirado na malha teste.

A massa é recomposta, com a adição de alimentação nova igual ao material passante e começa-se outro ciclo. O material é moído por uma quantidade de rotações calculada através de uma fórmula para que a carga circulante seja igual à quantidade de alimentação nova adicionada. Repete-se este procedimento até que o equilíbrio seja alcançado (carga circulante de 250%). A partir daí calcula-se a moabilidade, que

é a razão entre a massa líquida de produto gerada e o número de rotações do moinho (Grp). O produto deve ser peneirado e o P80 determinado.



Figura 3.3 - Moinho de Bond e carga de bolas padrão do teste. Laboratório de Tratamento de Minérios. Departamento de Engenharia de Minas UFMG.

A partir deste procedimento pode-se calcular o WI , através da equação 3.8:

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,28} \times Mob^{0,82} \times \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \times 1,1 \quad (3.8)$$

MAN (2002) explicou os motivos pelos quais o teste de Bond é realizado da forma descrita acima. Ele aponta três motivos principais. Em primeiro lugar para manter o teste relativamente fácil e rápido de se realizar. Em segundo lugar, para que a massa requerida para o ensaio seja pequena (cerca de 10 kg) e, finalmente, para que o ensaio possa dar resultados que são adequados para o escalonamento e para comparação com materiais diferentes. A tabela III.3 apresenta um resumo da explicação do procedimento de WI de Bond.

Tabela III.3 - Explicação do procedimento de *WI* de Bond

Procedimento	Motivo
Circuito fechado	Simular um moinho de bolas contínuo em circuito fechado com um classificador
Abertura da peneira próxima do requerido industrialmente	O valor de <i>WI</i> de Bond varia com o tamanho
Classificação em peneira	Simplificar os procedimentos experimentais
Peneiramento a seco	Simplificar os procedimentos experimentais. Evitar problemas de variação de densidade de polpa
Moinho liso (sem <i>lifters</i>)	É mais fácil de esvaziar a cada ciclo. Não há acúmulo de material impedindo a moagem
Velocidade crítica de 91%	A velocidade crítica deve ser alta pela falta de <i>lifters</i> . Proporciona a carga alcançar movimentação semelhante ao industrial
Carga com top size de 3,35 mm	Tamanho do moinho padrão (30 cm). Impedir quebra anormal
Volume de 700 cm ³ constante	Para comparar materiais diferentes. 35% de Enchimento (700 cm ³) deixa o teste mais rápido.
250% de carga circulante	Valor comum para a carga circulante dos moinhos da época

Conforme mencionado por Donda (1998), é admissível algumas diferenças ou adaptações nos procedimentos de peneiramento, critério de chegada no equilíbrio, etc, para um minério já conhecido.

SCHNEIDER *et al.* (2013) defenderam a criação de amostras de referência certificadas de índice de trabalho de moagem de bolas. A criação da amostra de referência teria o intuito de calibração de laboratórios em empresas de mineração e prestadoras de serviços para fornecimento do correto valor de *WI* de Bond.

3.2.1.3 Fatores que influenciam o *WI* de Bond

O *WI* não é uma propriedade física do material como, por exemplo, o peso específico, sendo apenas um dado obtido experimentalmente relacionado com a dureza ou resistência do material à cominuição, sendo influenciado pelas condições aplicadas.

BOND (1952), MARTINS (1984) e MAGDALINOVIC (1989) estudaram a mudança do valor de *WI* com as mudanças no tamanho das malhas teste. Os valores de *WI* aumentam com a diminuição da malha teste. Os autores chegaram à mesma

conclusão, e é recomendado utilizar a malha do teste próxima à situação requerida industrialmente. De acordo com MARTINS (1984) e ROWLAND (2006), a malha de 0,15 mm se aproxima da média, sendo portanto recomendado seu uso quando não existe a malha industrial.

SCHNEIDER *et al.* (2013) também discutiram a variação do *WI* com a malha de teste. Verificou-se um mínimo, em torno de 300 μm , a partir do qual os valores de *WI* voltam a aumentar com a diminuição da malha do teste, para um minério de titânio. Postulou-se que este comportamento ocorre para todos os minérios.

MOSHER e TAGUE (2001) apresentaram um artigo sobre a repetibilidade do teste de moabilidade de Bond. Eles concluíram que a precisão do teste padrão de Bond pode ser melhorada adotando procedimentos de laboratório ligeiramente mais rigorosos.

KAYA *et al.* (2001) estudaram a influência da carga de bolas e o tipo de moinho no resultado do *WI* de Bond. Um fator importante mencionado por Kaya, foi a utilização de um moinho recém-fabricado, que tendeu a apresentar valores mais baixos de *WI* de Bond do que os mais antigos, isto devido as imperfeições da superfície, indicando uma maior eficiência do mesmo, conforme menciona o autor. ALVES (2007) também concluiu uma maior influência do tipo de material de construção do moinho no resultado do *WI* de Bond. Estudos apontaram que os resultados obtidos com o moinho fabricado com aço inox foram sempre maiores do que os alcançados com o moinho fabricado com aço ASTM-A36 (aço carbono).

ALVES *et al.* (2013) demonstraram em seu artigo, a influência sofrida pela maioria dos minérios da Vale S.A. em relação a realização de ensaios de *WI* antes e após processamento em HPGR. Na grande maioria é observada uma redução do valor de work index de bolas e consumo energético após esse processamento. AYDOGAN *et al.* (2005) associam esse valor reduzido do índice de trabalho de Bond às microtrincas criadas devido as altas forças de compressão do leito de partículas da HPGR.

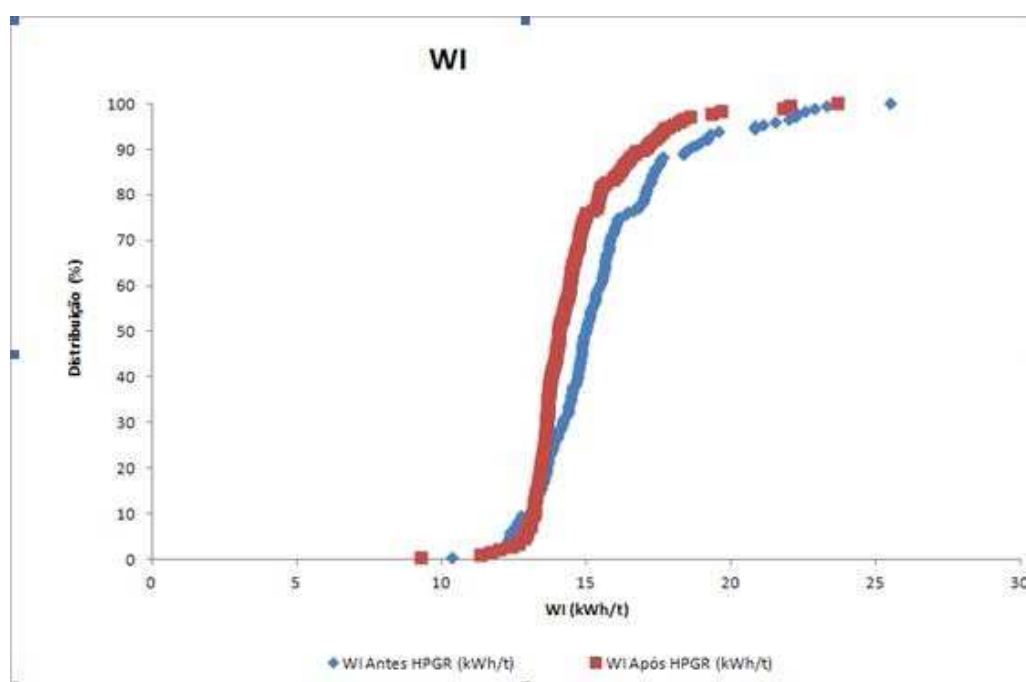


Figura 3.4 - Redução do valor de WI de Bond em amostras processadas em HPGR (ALVES, 2013).

TÜZÜN (2001) discutiu o uso do procedimento a úmido para minérios friáveis, e/ou quando são usadas peneiras de teste muito finas. Os resultados do teste a úmido devem ser multiplicados por 1,3, conforme verificado em seu trabalho.

Como uma alternativa à condução do teste de Bond, Bergstrom (1985) recomendou que, quando a % passante de material na malha controle, Am, da amostra “natural” britada a 3,35 mm for superior a 28%, o ciclo do ensaio padrão de Bond deve ser conduzido sem moagem, descartando o material passante e incorporando a alimentação nova correspondente até que o material composto para o ciclo possua % passante maior que 28%. Essa metodologia alternativa deveria conduzir a resultados idênticos para moabilidade das amostras, o que não foi identificado por Tavares *et. al* (2012).

TAVARES *et al.* (2012) ainda apresentam uma comparação entre os valores de work index obtidos pelos diferentes métodos, com e sem remoção parcial de finos, e o WI operacional calculado através de simulação. Os resultados apontaram que o WI operacional apresentou valores mais próximos daqueles obtidos com o procedimento com remoção parcial dos finos.

SILVA (2011) apresentou um estudo sobre a aplicação de uma equação alternativa proposta por Bond para o cálculo onde o minério possui excesso de finos naturais, na qual apresenta F80 muito pequeno e a razão de redução é menor que 6:1. A equação alternativa é apresentada abaixo:

$$WI_{mob} = \frac{16}{M_{ob}^{0,82}} \times \sqrt{\frac{A_m}{100}} \quad (3.9)$$

Este estudo determinou que a utilização da equação alternativa proposta por Bond (1960b) resulta em valores suficientemente próximos daqueles calculados pela equação convencional, porém mais próximos dos esperados e encontrados na literatura, determinando que em amostras onde a geração de finos na preparação do material é inevitável e proveniente das características físicas do mesmo, a utilização da equação alternativa é adequada para o cálculo do *WI* de Bond.

3.2.1.4 Comparação industrial do método de Bond

ROWLAND (1983) comparou os valores obtidos entre *WI* e *W/o* (work index de Bond operacional) de várias plantas industriais. O *W/o* é o valor do *WI* calculado com os valores de consumo específico de energia e F80 e P80 industriais. Os limites obtidos para a relação *W/o/WI* situam-se entre 0,89 e 1,16 para moinhos de bolas operando em estágio único, e 0,78 e 1,29 para moinhos de bolas operando em circuitos barra-bola. Para moinho de barras os limites situam-se entre 0,97 e 1,72.

DONDA e PEREIRA (1983) discutiram a teoria de Bond, os limites de sua aplicação e os ajustes necessários para sua utilização no minério da Carajás Metais. O índice de moabilidade obtido em laboratório (moinho de Bond) e o operacional foram comparados. Os autores mostraram como utilizar este parâmetro como controle de eficiência do processo de moagem. Os valores obtidos do fator de eficiência de moagem, determinada como a razão entre *WI* operacional corrigido e o *WI* determinado nos testes de laboratório, ficaram próximos de 1. Este trabalho demonstrou a aplicabilidade industrial do índice de Bond.

Mais modernamente, IMBELLONI *et al.* (2007) apresentaram um estudo de caso na Usina de Sossego, sobre a correlação entre o *WI* operacional e o *WI* de Bond. Os resultados apontaram uma correlação linear de 0,95, caracterizando uma forte correlação entre ambos.

3.2.1.5 Deficiências e limitações do método de Bond

AUSTIN *et al.* (1984), abordaram as deficiências do método de Bond, dentre elas pode-se citar:

- O método de Bond não leva em conta as seguintes variáveis que influenciam a operação em circuito fechado:
 - a. Carga circulante
 - b. Eficiência do classificador
 - c. Distribuição e nível de enchimento da carga de bolas
 - d. Diferentes reologias da polpa e as variações no nível de polpa no interior do moinho (devido a variações nas taxas de alimentação)
 - e. *Design* do revestimento
- Utiliza como referência granulométrica estritamente F80 e P80, sem considerar a distribuição em sua amplitude,
- Não inclui variações na distribuição de tempo de residência (devido à geometria do moinho)
- Não distingue claramente as causas da ineficiência de operação do moinho, em determinadas condições.

De acordo com Herbst e Fuerstenau (1980), citado por Tavares (2013), as deficiências apresentadas pelo método de Bond podem determinar desvios da ordem de 20% entre experimental e industrial, o que pode ser ainda maior, para moinhos de maiores diâmetros, como os que têm sido implantados em novos projetos no Brasil e no mundo.

3.2.1.6 Scale-up através do método de Bond

No período de seus estudos, final da década de 30 e durante a década de 1940, Bond utilizou dados operacionais e amostras provenientes de moinhos com 8 pés de

diâmetro. Sendo assim, foi determinado que o método de Bond funcionaria para condições muito específicas. Para moinhos de bolas, estas foram definidas como: moagem a úmido, circuito fechado, moinho de diâmetro interno de 8 pés “inside liners”. Este é o problema de métodos experimentais, como o método de Bond: um desvio nas condições testadas e a metodologia já não se aplicaria.

São os seguintes os fatores de correção de Rowland:

EF_1 - Fator de Moagem por via seca

No caso de moagem por via seca, deve-se multiplicar o valor de W por 1,3, pois a moagem a seco consome 30% de energia a mais que a moagem por via úmida.

EF_2 - Fator de moagem de bolas em circuito aberto

Este tipo de moagem requer uma energia extra se comparada com o circuito fechado. Esta energia extra é função da quantidade de *oversize* permitida no produto final. A tabela III.4 a seguir apresenta os valores de ineficiência para o circuito aberto.

Tabela III.4 - Fator de conversão de circuito fechado para circuito aberto

Referência de Controle (% do produto menor que o nominal)	EF_2
50	1,035
60	1,05
70	1,10
80	1,20
90	1,40
92	1,46
95	1,57
98	1,70

Quando não for especificada ou obtida nenhuma referência de controle, usar 1,2.

EF_3 - Fator de diâmetro

A potência por tonelada de corpos moedores aumenta com o diâmetro do moinho na

potência de expoente 2,3, enquanto que a capacidade aumenta com o mesmo diâmetro na potência de expoente 2,5. Portanto, a eficiência de moagem varia com o diâmetro.

Para coincidir com a fórmula de Bond, o diâmetro de base para o cálculo de EF_3 é de 8 pés (2438mm), medido internamente às placas do revestimento.

$$EF_3 = \left(\frac{8}{D} \right)^{0,2}, D \text{ em pés} \quad (3.10)$$

A equação 3.9 é aplicada em moinhos com diâmetros inferiores a 3,8m (12,5'). Para moinhos com diâmetros superiores a este valor, considera-se o fator de diâmetro como constante com valor de 0,9146.

EF_4 - Fator de alimentação com tamanho excessivo

O tamanho ótimo de alimentação para moinhos de bolas e de barras é estabelecido pelo tamanho de alimentação que a carga mais eficientemente distribuída possa moer. Um moinho alimentado com tamanhos maiores requer corpos moedores maiores, resultando numa maior dispersão dos tamanhos desses corpos moedores, o que reduz a eficiência da ação de moagem.

O tamanho máximo ótimo de alimentação é também função do work index (WI) do minério. O tamanho máximo ótimo de alimentação correspondente a 80% passante no tamanho F_0 e é dado pelas seguintes equações:

Para moinhos de barras:

$$F_0 = \sqrt{\frac{13}{WI}} \cdot 16.000(\mu m) \quad (3.11)$$

Para moinhos de bolas:

$$F_0 = \sqrt{\frac{13}{Wi}} \cdot 4.000(\mu m) \quad (3.12)$$

O fator EF_4 é calculado pela equação a seguir:

$$EF_4 = \left[\frac{\frac{R_r + (Wi - 7)(F - F_0)}{F_0}}{R_r} \right] \quad (3.13)$$

onde:

$R_r = F / P$ = relação de redução.

EF_5 - Fator de finura para moinhos de bolas

O tamanho das bolas requeridas para gerar produtos mais finos que 80% passante em $74\mu m$ é menor que aqueles que podem ser fabricados economicamente. Como resultado disso, são usadas bolas maiores que o devido, com a resultante perda de eficiência.

A perda de eficiência, quando se usam formatos econômicos de bolas para realizar moagem fina, é dada pela equação:

$$EF_5 = \frac{(P_{80} + 10,3)}{1,145P_{80}} \quad (3.14)$$

EF_6 - Fator de taxa de redução - moinho de barras

A taxa de redução ótima é dada por:

$$R_{r0} = 8 + \frac{5L}{D} \quad (3.15)$$

onde:

L = comprimento das barras, em pés;

D = diâmetro interno do moinho, em pés.

Para moinhos de barras de descarga central periférica, a taxa de redução ótima será metade do valor R_{r0} calculado.

O fator EF_6 é calculado pela equação:

$$EF_6 = 1 + \frac{(R_r - R_{r0})^2}{150} \quad (3.16)$$

EF_7 - Fator de taxa de redução em moinho de bolas

Nas relações de redução em moinhos de bolas menor que 6:1, deve-se corrigir o consumo energético conforme a equação:

$$EF_7 = \frac{(R_r - 122)}{(R_r - 135)} \quad (3.17)$$

EF_8 - Fator de ineficiência para moinhos de barras

Diversos estudos mostram que os moinhos de barras são ineficientes quando se comparam os WI obtidos de dados operacionais com os WI obtidos através de testes em laboratório. Isto é devido à presença de barras gastas, finas e quebradas no moinho, assim como às variações no tamanho de alimentação.

Para moinho de barras operando isoladamente no processo de moagem, utiliza-se:

- $EF_8 = 1,4$, se a alimentação vier de circuito aberto de britagem;
- $EF_8 = 1,2$, se a alimentação vier de circuito fechado de britagem.

Para moinho de barras operando em conjunto com moinho de bolas, sem classificação entre eles, utiliza-se:

- $EF_8 = 1,2$, se a alimentação do moinho de barras vier de um circuito aberto de britagem;
- $EF_8 = 1,0$, se a alimentação do moinho de barras vier de um circuito fechado de britagem e se essa alimentação for constantemente 80% passante em $\frac{1}{2}$ " (12,7 mm) ou mais fina ($<\frac{1}{2}$ ").

Esses fatores são decorrentes da prática industrial. São empíricos e arbitrários. Sendo assim, a determinação do consumo específico de energia para o método de Bond fica:

$$W = \left[\frac{10WI}{\sqrt{F_{80}}} - \frac{10WI}{\sqrt{P_{80}}} \right] \cdot \prod EF_i \quad (3.18)$$

3.2.2 Estimativa de consumo específico de energia proposto por Donda

3.2.2.1 Introdução

DONDA *et al.* (1999) apresentaram os estudos de uma metodologia desenvolvida na Samarco para previsão de consumo específico de energia para moagem primária que vinha sendo estudada desde 1995. O objetivo de Donda era desenvolver um ensaio simples e de rápida execução, além disso utilizando pouca massa com intuito de possibilitar estudos geometalúrgicos.

Este método desenvolvido apresentava resultados com uma variação média em relação aos resultados obtidos industrialmente de 2%, com variações de no máximo 10%, se mostrando um método bastante acurado (DONDA *et al.*, 1999).

Em 2003, o autor adaptou o método da moagem primária desenvolvido em 1995, e consolidou-o também para remoagem através de técnicas estatísticas de planejamento fatorial de experimentos, estabelecendo as melhores condições de operação para o ensaio desenvolvido (DONDA, 2003). De fato, o método para remoagem é mais difundido entre os profissionais de mineração.

O método consiste em efetuar moagens em diferentes tempos, em condições padronizadas, convertendo-se tempo em consumo específico de energia.

O consumo específico de energia é obtido através da multiplicação do tempo de moagem, em minutos, por um fator de conversão, cujo valor é determinado pela equação 3.19. Esse fator de conversão é calculado através da fórmula para cálculo de potência para moinhos de pequeno diâmetro de ROWLAND (1986).

$$kWb = 6,3.D^{0,3} \cdot \sin \left(51 - 22 \left(\frac{2,44 - D}{2,44} \right) \right) \cdot (3,2 - 3V_p) C_s \cdot \left(1 - \frac{0,1}{2^{(9-10C_s)}} \right) \quad (3.19)$$

Onde:

kW_b = kilowatts por tonelada de bolas, no eixo pinhão

D = Diâmetro do moinho, em metros, interno ao revestimento

V_p = fração do volume do moinho ocupada pelas bolas

C_s = fração da velocidade crítica

A potência do moinho é obtida multiplicando-se o valor de kW_b pelo peso da carga. A energia consumida em um ensaio pode ser obtida através da multiplicação da potência deste moinho pelo tempo de moagem.

3.2.2.2 Scale up através do método de Donda

A partir da obtenção das curvas, determina-se que a energia específica necessária para a redução de tamanho dos minérios do Quadrilátero Ferrífero, no eixo pinhão de um moinho de bola que, de acordo com Donda e Rosa (2014), com a equação 3.20.

$$E = \frac{1}{K} \cdot \ln \frac{R_f}{R_p} \quad (3.20)$$

Onde

E = Energia específica em kWh/t, em moinhos tubulares, no eixo pinhão do moinho.

K = parâmetro característico do minério

R_f = porcentagem retida de partículas na malha de interesse na alimentação do circuito

R_p = porcentagem retida de partículas na malha de interesse no produto do circuito

Que descrita na forma exponencial:

$$R_p = R_f \cdot e^{-K \times E} \quad (3.21)$$

Onde K é expresso em t/kWh e é dependente das condições de moagem.

Através do ajuste aos dados laboratoriais pode-se obter o parâmetro K.

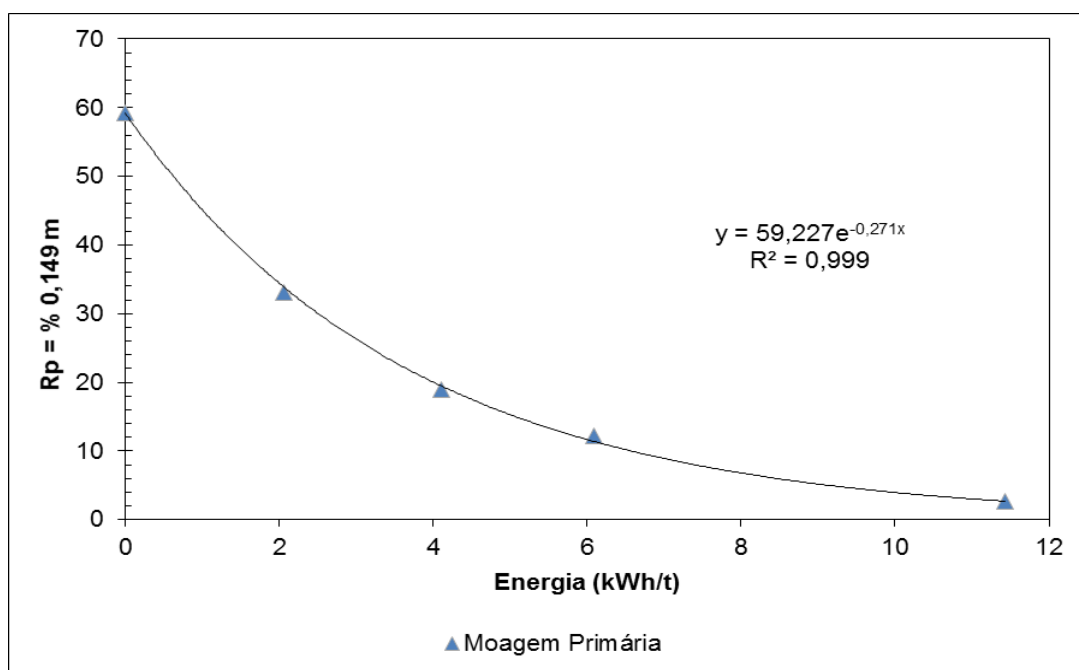


Figura 3.5 - Porcentagem retida em 0,149 mm e a energia consumida no ensaio para uma amostra de calcário (Autoria própria).

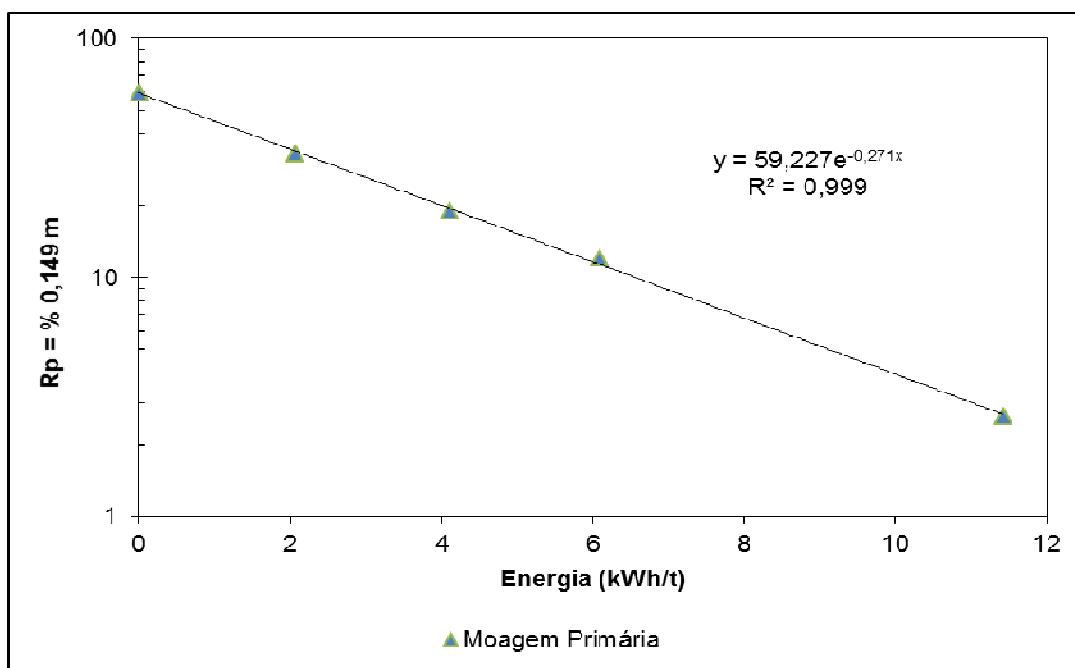


Figura 3.6 - Porcentagem retida em 0,149 mm e a energia consumida no ensaio para uma amostra de calcário, com ordenada em escala logarítmica (Autoria própria).

Neste caso do experimento com esta amostra de calcário para moagem primária, o valor do parâmetro K obtido foi de 0,271 t/kWh, com um bom ajuste dos dados à curva, obtendo um coeficiente de correlação próximo a 1, indicando uma boa adequação dos dados a regressão.

Conforme Donda e Rosa (2014), o parâmetro K seria o parâmetro característico do minério para a malha de interesse, naquela condição específica de moagem.

De acordo com Donda¹, considerando a malha de interesse de 0,150 mm, os valores de K encontrados para os vários minérios de ferro de diferentes regiões variam desde valores próximos a 0,14 t/kWh a extremos como 0,50 t/kWh. Para unidades que atualmente operam com moagem primária, este fator está na faixa de 0,30 a 0,45 t/kWh. O valor de 0,14 t/kWh é encontrado em região com materiais muito compactos.

Para a etapa de remoagem a malha é a de 45 µm, pois é a referência da pelletização. Os valores de K encontrados para as diferentes regiões do Quadrilátero, na remoagem de pellet feed variam entre 0,085 t/kWh a 0,15 t/kWh. Em alguns casos pode chegar a

¹ Comunicação pessoal

0,19 t/kWh. Os menores valores de K são para minérios de baixa hidratação, essencialmente especularíticos. Os maiores valores são para os minérios de alta hidratação (perda ao fogo alta), com parcela significativa de martitas e goethitas.¹

3.2.2.3 Aplicações do método de Donda

Sendo um método recente, ainda não há muitas referências na literatura do uso e assertividade do teste. Há que se discutir a aplicação dos conceitos apresentados para outros minérios, com características variadas e com parâmetros operacionais diferentes daqueles utilizados como padrão do teste.

Em seu trabalho, ROSA (2013) utiliza a metodologia de Donda para verificar o desempenho dos circuitos direto e reverso da samarco.

Em outras aplicações têm sido utilizados os conceitos apresentados por Donda. GONÇALVES (2014) apresentou estudo sobre ganhos de produtividade em um laboratório de tratamento de minérios, com diminuição de tempo de preparação de amostras em moinho de bancada utilizando os conceitos expressos por Donda.

E, apesar do método ser indicado para aplicação em minérios de ferro do quadrilátero ferrífero, outros estudos têm sido realizados com diferentes tipos de materiais, como é o caso do trabalho publicado por IMBELLONI (2014), que estudou a aplicação do método empírico de Donda para estimar o consumo energético da moagem primária de um minério de níquel. Utilizando-se em paralelo outras abordagens, foi determinado que o consumo energético ficou bem próximo ao obtido industrialmente.

3.2.2.4 Limites de aplicação do método

DONDA e ROSA (2014) apresentaram os limites de aplicação do método, e recomendam que a utilização fora destes limites devem estar embasados por estudos prévios para verificação de sua aplicabilidade.

¹ Donda, comunicação pessoal

Tabela III.5 - Limites de aplicação do método (DONDA, 2014)

Tipo de moinho	Descarga por <i>overflow</i>
Tipo de corpo moedor	Bolas de aço ou ferro fundido
Tipo de circuito	Fechado com hidrociclones, direto ou reverso
Ponto de tomada da amostra para realização dos ensaios	Alimentação nova do circuito
Faixa de aplicação	Moinhos de 2,44 a 6,6m de diâmetro
Tamanho máximo da partícula na alimentação do ensaio	Moagem primária =9,35 mm
Material	Minérios e concentrados de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero
Malha limite para cálculo da energia	Mínimo 5% retido na malha

Da mesma forma que o método de Bond, o método de Donda pode ser caracterizado como uma equação empírica de redução baseada em energia. De acordo com Faria (2015), a cinética de quebra, processos de transporte através do moinho e de classificação são caracterizados por apenas um parâmetro, o “K” da equação 3.20.

3.2.3 Estimativa de consumo específico de energia proposto por Krüger (Fundação Gorceix)

O método para determinação do consumo específico de energia proposto por Krüger se assemelha ao apresentado por Donda. Na parte experimental segue-se o mesmo padrão de moagens sucessivas e a utilização da equação de Rowland para cálculo da energia consumida. A diferença está nos parâmetros de moagem como por exemplo, diâmetro do moinho, *top size* do minério, distribuição da carga moedora entre outros.

3.3 Modelos Fenomenológicos

3.3.1 Modelo do balanço populacional

O modelo do balanço populacional é um conceito aplicado a diversas áreas das ciências. Sua primeira utilização foi na área das ciências biológicas onde se estudava o crescimento de populações de algas e de cultura de bactérias entre outros. Além

dessas aplicações, o modelo de balanço populacional é utilizado nas áreas de engenharia química, também, para descrever uma ampla gama de processos de partículas como: pulverização, aglomeração, floculação, cristalização, polimerização e combustão (VERKOEIJEN *et al.*, 2002 apud Mazzinghy, 2012)

Aplicado ao processo de moagem, o modelo a descreve através de eventos sucessivos de quebra das partículas. Cada um dos sub-processos da moagem (fragmentação do material, redistribuição dos fragmentos, transporte e classificação das partículas dentro do moinho) é representado por equações descritivas.

Historicamente, a aplicação do modelo de balanço populacional para modelamento da moagem teve seu início com o pesquisador EPSTEIN (1947), que propôs uma formulação probabilística da moagem e uma separação do conceito de velocidade de quebra e de distribuição dos produtos fraturados.

3.3.1.1 Modelo Cinético de um Processo de Moagem em Batelada

A equação de cinética de primeira ordem (3.22) diz que a variação da massa de determinado tamanho é proporcional à massa, onde a constante de proporcionalidade é S_i (função seleção).

$$\frac{dm_i(t)}{dt} = -S_i \cdot m_i(t) \quad (3.22)$$

Além da perda de massa o intervalo granulométrico i recebe partículas quebradas dos tamanhos superiores.

A figura 3.7 a seguir representa o balanço populacional do processo de moagem em batelada. A primeira fração granulométrica perde massa a uma taxa S_1 . Já a segunda malha perde massa a uma taxa S_2 e recebe um percentual b_{21} de massa quebrada da primeira malha e assim por diante (FERNANDES, 1997).

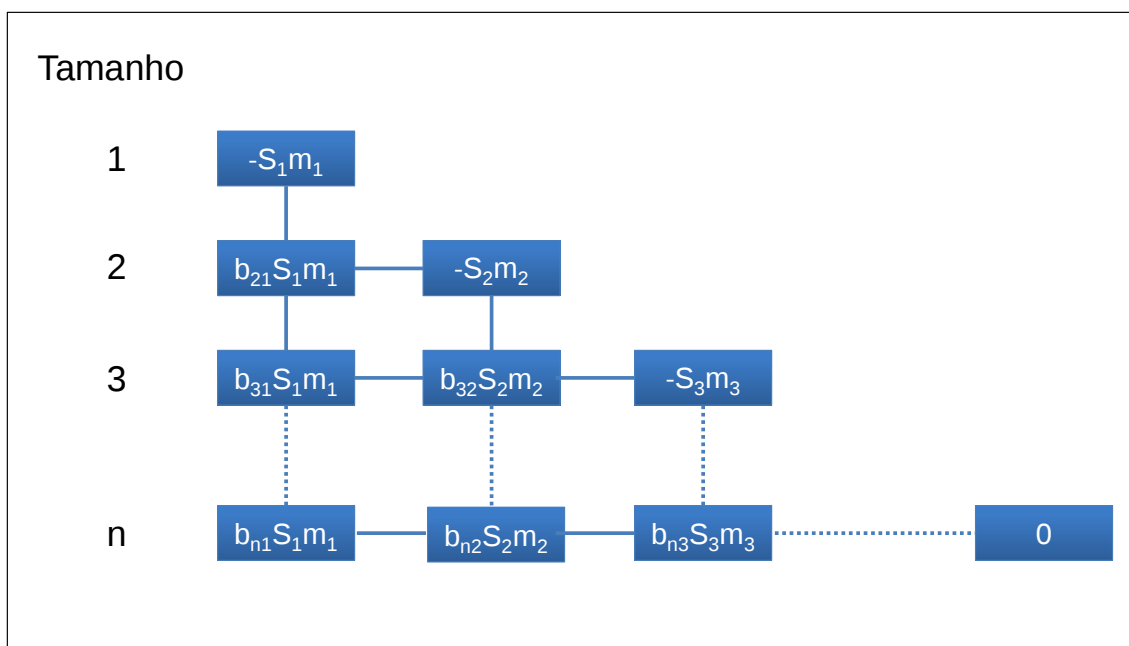


Figura 3.7 - Balanço populacional de um processo de moagem em batelada
(FERNANDES,1997, adaptado pela autora).

Desta forma, a equação de moagem em BATELADA é expressa matematicamente por:

$$\frac{dm_i(t)}{dt} = -S_i m_i(t) + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} S_j m_j(t) \quad (3.23)$$

3.3.1.2 Modelo Cinético de Moagem Contínua

A representação matemática de um processo de moagem contínuo é complicado pelo fato das partículas não permanecerem o mesmo tempo no interior do moinho. Com isso, utiliza-se o conceito de distribuição do tempo de residência.

A formulação do modelo contínuo estabelece que a distribuição granulométrica do produto do moinho, em estado estacionário, corresponde à média ponderada das granulometrias do produto resultado de uma infinidade de processos de batelada de incrementos de tempo t no intervalo de $[0, \infty]$. Logo, tem-se:

$$p(\text{contínuo}) = \int_0^t p(\text{batelada})(t) \cdot H(t) dt \quad (3.24)$$

Onde:

p (contínuo) = vetor de granulometria do produto de moagem

p (batelada) = vetor de granulometria do produto de moagem em batelada do tempo t

Sendo $H(t)$ a função de distribuição do tempo de residência. O comportamento das partículas dentro do moinho pode ser modelado como sendo do tipo misturador perfeito e pode ser obtido a partir de ensaios com traçadores. A distribuição do tempo de residência pode ser calculada como:

$$H(t) = \frac{N^N (t/\tau)^{N-1} \exp(-Nt/\tau)}{\tau(N-1)!} \quad (3.25)$$

Sendo:

N = número de misturadores perfeitos

τ = tempo médio de residência

A distribuição granulométrica do produto é calculada a partir da granulometria de alimentação do moinho e dos parâmetros característicos do sistema: S , b , N e τ .

Nas próximas seções serão descritas as funções integrantes do modelo cinético.

3.3.2 Parâmetros do modelo do balanço populacional

Os parâmetros do modelo do balanço populacional podem ser melhor entendidos através da descrição do modelo de Austin com a metodologia do monotamanho, conforme segue.

3.3.2.1 Taxa Específica de Quebra ou Função Seleção

Representada por S , a taxa específica de quebra é a velocidade com a qual as partículas em um intervalo granulométrico são fragmentadas e atravessam o seu limite inferior, tendo a unidade do inverso do tempo (tempo^{-1}) (MONTENEGRO, 1997; FERNANDES, 1997).

A taxa específica de quebra, por motivos históricos, pode também ser chamada de função seleção. Um dos primeiros conceitos apresentados para este evento estava

relacionado à probabilidade de a partícula ser selecionada para ser quebrada, daí sua denominação.

A taxa específica de quebra é, como aproximação, considerada como um processo de primeira ordem onde o peso de partículas quebradas é proporcional ao peso do material contido no intervalo (MARTINS, 2003).

Chamando a taxa de desaparecimento devido à quebra do material do intervalo i de S_i , pode-se escrever:

$$\frac{dm_i(t)}{dt} = -S_i \cdot m_i(t) \quad (3.26)$$

Onde S_i é a constante de proporcionalidade.

A analogia da taxa específica de quebra com a taxa específica de uma reação química é evidente, e $m_i(t)$ tem um significado comparável ao da concentração molar parcial de um reator em batelada (AUSTIN, 1984).

Se S_i não varia com o tempo, integrando e determinando a constante de integração

$$\frac{m_i(t)}{m_i(0)} = \exp(-S_i \cdot t) \quad (3.27)$$

Ou,

$$\ln \left[\frac{m_i(t)}{m_i(0)} \right] = -S_i \cdot t \quad (3.28)$$

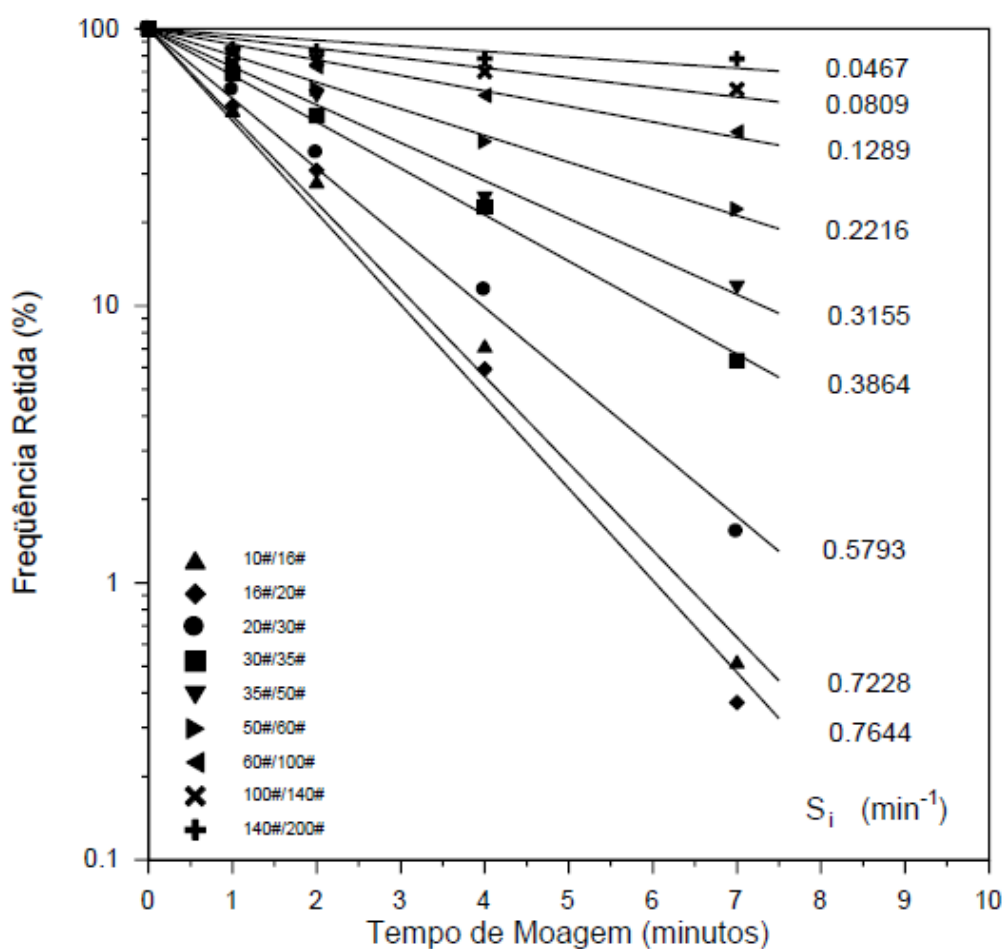


Figura 3.8 - Gráfico de primeira ordem para diversas faixas de tamanho (ANDRADE LIMA e NUNES, 2014).

Esse gráfico representa a fração de material remanescente de uma determinada granulometria em função do tempo.

Plotando-se a equação 3.27 para os diversos tamanhos, obtém-se a figura 3.8. A inclinação desta reta representa a taxa específica de quebra ou função seleção para esta única granulometria.

Através dos dados da figura 3.8, dos diversos monotamanhos, é possível obter a curva de S_i versus o tamanho da partícula, que permite interpolação e extrapolação para obtenção da taxa específica de quebra para os diversos intervalos envolvidos.

Pela figura 3.8 é possível então inferir que, a taxa específica de quebra depende do diâmetro da partícula. A velocidade específica de quebra é menor para os tamanhos

menores. Isso se deve ao fato de que é mais difícil transmitir esforços a uma massa unitária composta por partículas menores.

Experiências têm demonstrado que, sob um dado conjunto de condições experimentais de moagem, os valores de S_i aumentam com o tamanho das partículas até um certo limite, a partir do qual decrescem.

A partir deste tamanho limite, é frequentemente observado que a taxa de desaparecimento não segue uma lei de primeira ordem diminuindo com o aumento de tamanho, sendo chamada então de fratura anormal. Isso é devido ao fato da energia fornecida ser insuficiente para fraturar eficientemente essas partículas, ou seja, as partículas são grandes demais em relação ao tamanho das bolas e ao diâmetro do moinho (AUSTIN, 1973).

O tamanho onde ocorre esse afastamento da fratura normal é chamado de tamanho crítico.

Para a região de quebra normal, a velocidade específica de quebra, ou função seleção, de uma partícula pode ser dada por uma expressão matemática da forma:

$$S_i = a \cdot x_i^\alpha, \quad x_i \ll d \quad (3.29)$$

ou

$$S_i = a \cdot \left(\frac{x_i}{x_0} \right)^\alpha \quad (3.30)$$

onde:

a = constante que é função das condições de moagem (min^{-1});

d = dimensão do corpo moedor;

x_0 = tamanho de partícula no qual S_i é máximo (mm);

x_i = tamanho de partícula do limite superior do intervalo de tamanho i (mm);

α = constante que depende das características do material

O fato de as velocidades de quebra serem uma simples função-potência do diâmetro da partícula não tem sido adequadamente explicado em bases teóricas, mas amplamente demonstrado experimentalmente (SILVA, 2003).

O valor de α é positivo, normalmente variando entre 0,5 e 1,5. O valor de a varia com mudanças nas condições operacionais do moinho. Os valores de a mostram uma grande variação de materiais moles a materiais duros.

Para corrigir os valores de S_i na região de fratura anormal, deve-se introduzir um fator de correção empírico dado pela expressão:

$$Q_i = \frac{1}{1 + \left(\frac{x_i}{\mu}\right)^\Lambda}, \quad \Lambda \geq 0 \quad (3.31)$$

A expressão da velocidade específica de quebra torna-se então:

$$S_i = a \cdot x_i^\alpha \cdot Q_i \quad (3.32)$$

onde:

Λ = tamanho da partícula que corresponde ao fator de correção 0,5;

μ = número positivo que indica quão rapidamente a taxa específica de quebra diminui com o aumento de tamanho.

$$\mu = x_m \cdot \left(\frac{\Lambda - \alpha}{\alpha}\right)^{\frac{1}{\Lambda}} \quad (3.33)$$

O valor de Λ é função principalmente do material e o de μ das condições de moagem.

O tamanho máximo (x_m), para o qual S_i é máximo, varia com o material e está relacionado com μ .

Para dimensionamento de moinhos considerando o método de Austin só deve ser considerada a parte normal da curva (SCHNEIDER, 2015).

A figura 3.9 mostra a determinação da função seleção por monotamanho em função do tamanho de partícula.

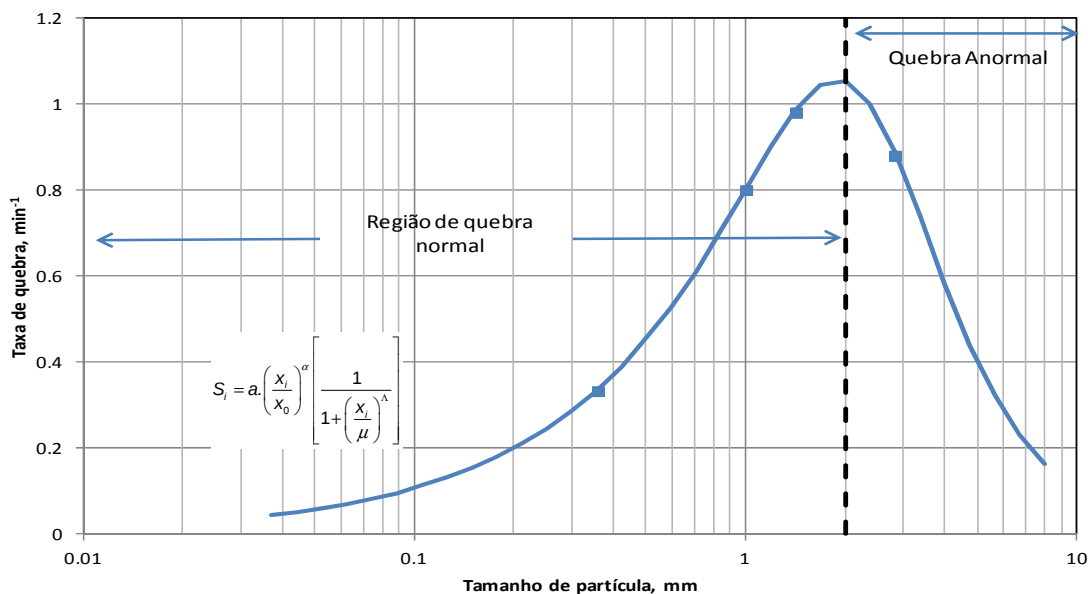


Figura 3.9 - Parâmetros gráficos da velocidade específica de quebra com o tamanho das partículas (SCHENEIDER, 2015, adaptado).

3.3.2.2 Função Quebra

Ocorre quebra quando as partículas dela resultantes tenham ultrapassado o limite inferior da sua faixa de tamanho original. Define-se quebra primária como sendo a distribuição granulométrica resultante da quebra de uma partícula que foi submetida a um evento único de quebra.

Representada por $b_{i,j}$ a função de quebra ou distribuição de quebra descreve a distribuição da massa moída que deixa o tamanho j , maior, e se desloca para o tamanho i , inferior. É expressa em percentual da massa, sendo, portanto, adimensional.

Define-se a distribuição de quebra acumulada como:

$$B_{i,j} = \sum_{k=i+1}^n b_{k,j} \quad (3.34)$$

Os valores de b_{ij} e B_{ij} são nulos para $i \leq j$ posto que o produto moído se dirige

necessariamente, segundo definição, para as frações granulométricas mais finas. Obviamente, mesmo para moagens com tamanho único, o produto é distribuído em todas as faixas granulométricas (von KRÜGER, 2004)

Para muitos materiais a função quebra é normalizada, ou seja, é função apenas da relação de tamanhos, sendo independente do tamanho inicial e, assim a distribuição é idêntica para todas as faixas de tamanhos. Abaixo a figura 3.10 apresenta um exemplo de uma função de quebra normalizável.

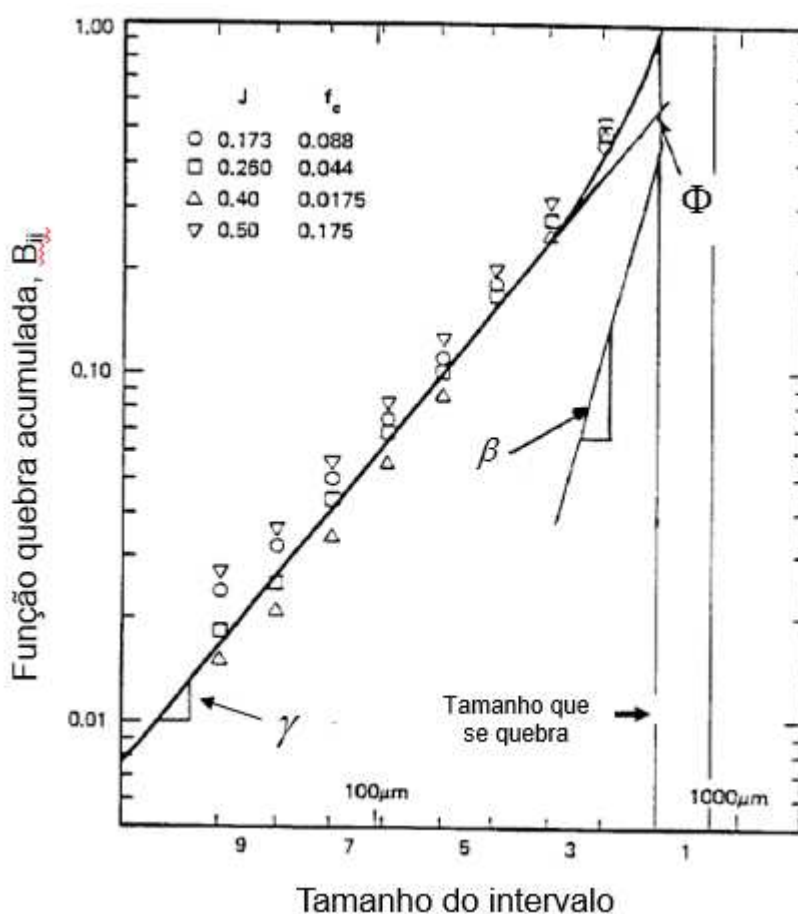


Figura 3.10 - Função quebra normalizada pelo tamanho de partícula (CONCHA, 1992).

Para materiais cuja função quebra, B_{ij} , não seja normalizável, a situação se torna bem mais complexa. O grau de não-normalização pode, frequentemente, ser caracterizado por um fator adicional de correção, Φ_j . Este fator pode ser definido por:

$$\Phi_{j+1} = \Phi_j \cdot R^{-\delta} \quad (3.35)$$

onde $\delta \geq 0$, sendo $R = 1/\sqrt{2}$

Também é importante enfatizar que função quebra ser normalizável ou não normalizável é um conceito inteiramente diferente de fratura normal e fratura anormal.

Os valores de B não parecem ser influenciados pelas condições de moagem, tais como carga do material, carga de bolas, diâmetro do moinho, etc. Estes podem ser ajustados por uma relação empírica feita da soma de duas funções lineares em escala log-log, que será:

$$B_{i,j} = \Phi_j \left(\frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^\gamma + (1 - \Phi_j) \left(\frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^\beta, \quad 0 \leq \Phi \leq 1 \quad (3.36)$$

onde Φ , γ e β são definidos na Figura 3.12 e são característicos do material. Os valores de γ estão entre 0,5 e 1,5 e de β estão tipicamente na faixa de 2,5 a 5,0. A função da equação acima pode ser chamada de função distribuição da quebra primária.

KELLY e SPOTIWOOD (1982) associam os parâmetros de quebra a diferentes mecanismos de quebra. São eles:

γ = inclinação da parte inferior da curva que representa a distribuição dos fragmentos resultantes da quebra pelo mecanismo de impacto;

β = inclinação da parte superior da curva que representa a distribuição dos fragmentos resultantes da quebra pelo mecanismo de compressão;

Φ = é obtido através de uma reta com origem no ponto de interseção das duas retas de inclinação γ e β , paralela a abscissa, que representa a fração do material que sofreu quebra pelo mecanismo de impacto. Assim, $(1 - \Phi)$ representa a fração de material que sofreu quebra por compressão.

De acordo com Austin (1984), diferentes materiais apresentam diferentes valores de γ , pois este é um parâmetro característico da curva de distribuição de um determinado

material.

3.3.2.3 Estimação de Parâmetros do modelo cinético

Conforme descrito por Wills (2006), a estimação dos parâmetros pode ser realizada de acordo com os seguintes métodos:

- Métodos gráficos, baseado na análise dos dados de testes em moinhos de bancada com monotamanhos.
- Métodos de traçadores combinados com retro-cálculo, nos quais um elemento traço é introduzido na alimentação do moinho, que se comporta de maneira similar ao material da alimentação, mas que possui uma propriedade que o distingue, o que permite sua detecção na saída do moinho (SOUZA, 2003, FARIA, 2015).
- Métodos de regressão não linear, nos quais uma função objetivo através da distribuição granulométrica de uma unidade industrial, ou mesmo piloto, pode-se estimar os parâmetros de quebra através da minimização dos quadrados de uma função objetivo como apresentado a seguir (AUSTIN, 1980).

$$F_{ob} = \sum_{i=1}^n w \left[\frac{(f_i - f_i^*)}{f_i^*} \right]^2 \quad (3.37)$$

onde:

F_{ob} = função objetivo;

f_i = distribuição granulométrica experimental do produto do moinho (% retida);

f_i^* = distribuição granulométrica simulada do produto do moinho (% retida) através dos parâmetros de quebra;

w = fator que representa a qualidade ou confiança da distribuição granulométrica.

No software Molycop Tools é utilizado w igual a 1 para a obtenção dos parâmetros.

Para a determinação experimental dos parâmetros da função quebra são considerados tempos de moagem muito curtos para evitar a quebra secundária das

partículas (quando há refratura das partículas provenientes da quebra primária). Para dados industriais é utilizada a técnica de retrocálculo (AUSTIN, 1971b).

Para determinação dos valores de S é necessária determinar somente a fração do material que permanece no monotamanho, logo depois de cada intervalo de tempo de moagem, de modo que somente bastaria utilizar uma peneira e aplicar toda a sequência já descrita acima.

Porém, para determinar os valores de B_{ij} é necessária uma análise granulométrica completa depois de cada pequeno intervalo de tempo de moagem.

Existem três métodos para determinação da função quebra cumulativa B_{ij} . Os diferentes métodos para o cálculo são baseados nas diferentes aproximações para a correção da quebra secundária, pois seguramente esta ocorreu (AUSTIN e LUCKIE, 1971b). O método BII é o mais utilizado e o mais robusto para correção de erros devido a quebra secundária:

$$B_{i,j} = \frac{\ln \left[\frac{(1 - P_i(0))}{1 - P_i(t)} \right]}{\ln \left[\frac{(1 - P_{j+1}(0))}{1 - P_{j+1}(t)} \right]} \quad (3.38)$$

3.3.2.4 Exemplos de aplicações do modelo do balanço populacional no Brasil – Modelo de Austin

MONTENEGRO *et al.* (2005) utilizaram o modelo do balanço populacional para determinar o efeito de mudanças do teor de cinzas e na distribuição granulométrica no consumo de energia na moagem de carvão de vegetal, que são utilizados para injeção em altos-fornos.

ANDRADE LIMA *et al.* (2014) determinaram as funções quebra e seleção para o minério aurífero da Jacobina Mineração e Comércio usando nove faixas granulométricas, indicando que os parâmetros poderão ser utilizados para simulações e otimizações do circuito de moagem.

ALVES *et al.* (2004) utilizaram o modelo de Austin no simulador de plantas Modsim™ na Usina 5 Nibrasco-CVRD-Vitória com o objetivo de comparar a performance de moinhos usando carga de bolas e cylpebs, na moagem de minério de ferro para a preparação de *pellet feed* moído. Estudos em escala industrial, piloto e bancada demonstraram a boa aplicabilidade do método de Austin a circuitos de moagem empregando cargas de cylpebs em lugar da carga de bolas convencional.

Até mesmo estudos para demonstrar os desempenhos na moagem de minérios de ferro com diferentes microtexturas, associados a diferentes gêneses (SILVA *et al.*, 2001), foram realizados utilizando o modelo de Austin através de ensaios de monotamanhos. Os dois minérios apresentaram funções quebra muito semelhantes, mas funções seleção bem distintas, sendo que o minério de Capanema (supergênico) tem uma velocidade de quebra muito maior que Cauê (metamórfico).

3.3.3 Método de Herbst e Fuerstenau

3.3.3.1 Introdução

HERBST e FUERSTENAU (1973) desenvolveram um trabalho em que se verificava a variação da taxa específica de quebra e da função de quebra, em função da energia específica fornecida ao moinho. O método se desenvolve da seguinte maneira:

Os autores substituíram o tempo t (min) da Equação 3.22 pela energia específica E (kWh/t), tem-se:

$$\frac{dm_i(E)}{dE} = -S_i E m_i(E) \quad (3.39)$$

Estes pesquisadores citaram que a taxa específica de quebra de um determinado tamanho i , S_i , apresentam uma relação de proporcionalidade com a potência absorvida pelo moinho, conforme a equação abaixo:

$$S_i = S_i^E \left(\frac{P_{liq}}{H} \right) \quad (3.40)$$

sendo:

S_i = função seleção ou taxa de quebra das partículas no intervalo de tamanho i (min^{-1});

S_i^E = função seleção específica em energia (t/kWh);

H = massa de material contida no moinho - *hold up* (t);

P_{liq} = potência líquida (kW).

E assim, a equação do balanço populacional para moinho em batelada em função da energia fica:

$$\frac{dm_i(\bar{E})}{dt} = -S_i^E m_i(\bar{E}) + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} S_j^E m_j(\bar{E}) \quad (3.41)$$

A característica essencial do modelo de Herbst e Fuerstenau é que a função S_i^E é dependente apenas do material, não variando com as condições do moinho ou com o tamanho do moinho (HERBST e FUERSTENAU, 1980).

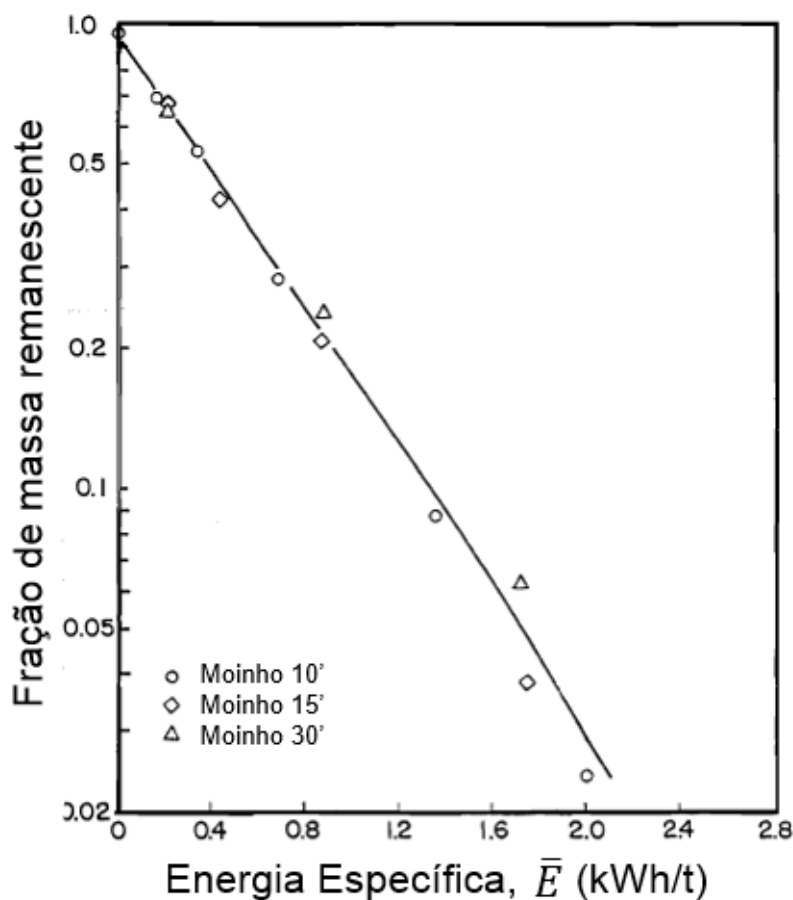


Figura 3.11 - Determinação da taxa de desaparecimento de uma classe de tamanho pelo consumo específico de energia (SIDDIQUE, 1977, adaptado).

Os valores de SiE são dependentes do tamanho das bolas (LO e HERBST, 1986).

A obtenção dos parâmetros para o modelo de Herbst e Fuerstenau é feita com testes de moagem em batelada com o material em sua distribuição natural de tamanhos, conforme será descrito.

3.3.3.2 Exemplos de aplicações do modelo do balanço populacional no Brasil – Modelo de Herbst e Fuerstenau

MONTENEGRO *et al.* (2004) utilizaram técnicas de retrocálculo, além de técnicas experimentais diretas, para obtenção dos parâmetros do modelo com diferentes condições de carga de bolas na moagem de um minério pegmatítico.

FERNANDES *et al.* (1999) apresentaram um trabalho de modelamento matemático de cinética da moagem de minério fosfático apatítico de Araxá em Minas Gerais.

MAZZINGHY *et al.* (2013) apresentam um estudo comparativo de moabilidade utilizando parâmetros de quebra e seleção para dois itabiritos classificados como compacto e friável do projeto Minas-Rio.

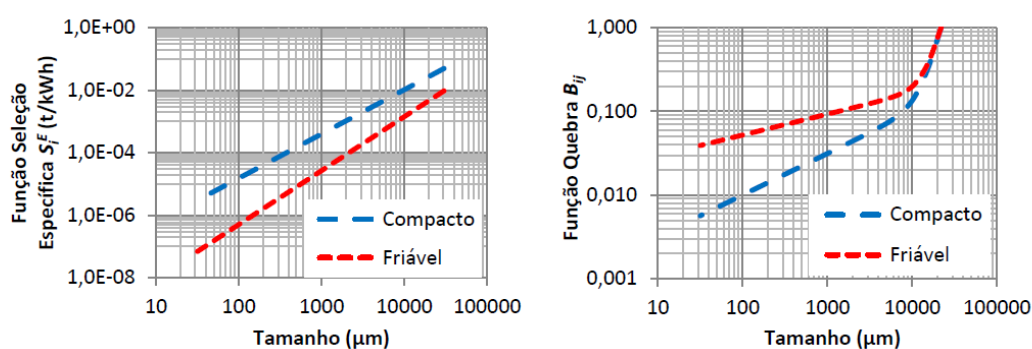


Figura 3.12 - Função seleção e função quebra das amostras de itabirito compacto e friável (MAZZINGHY *et al.*, 2013)

ALVES (2006) realizou estudos utilizando moinho de torque para avaliar o desempenho na moagem de dois corpos moedores diferentes. Ele comparou a utilização de carga de bolas e cylpebs através do levantamento dos parâmetros de

quebra em escala de bancada e posteriormente através da confirmação em escala piloto e industrial.

3.4 Modelos Fundamentais

Os modelos fundamentais consistem de um conjunto de equações algébricas e diferenciais baseadas em leis fundamentais da física e da química, requerendo um mínimo de calibração. Neste contexto, modelos baseados nos métodos de elementos discretos (DEM) se apresentam como uma opção para o estudo de diversos campos da ciência.

O DEM foi inicialmente apresentado por Cundall e Stack (1972) como um método numérico capaz de descrever o comportamento mecânico de um conjunto de discos ou esferas submetidas à ação de forças de natureza diversas (GALLERY, 2004).

De acordo com Magne et al. (2005), o DEM é um método numérico que permite seguir trajetórias e rotação de todas as partículas e objetos que compõem um sistema. Além disso, pode-se prever seu comportamento e a interação com outras partículas no entorno, considerando-as como corpos rígidos.

O modelo DEM utiliza a segunda lei de Newton para os discos em movimento e modelo de força de deslocamento para os discos em colisão. Para cada partícula pertencente a um domínio, se aplicam as leis do movimento, calculando sua velocidade, posição e movimento a cada instante de tempo. O torque aplicado pode ser calculado através das forças de cisalhamento na carcaça do moinho, e um valor médio é reportado no final da simulação (MISHRA e RAJAMANI, 1992a)

MAGNE et al. (2005) utilizaram o simulador *MillMED* desenvolvido na Universidade de Santiago do Chile para obter a movimentação da carga interna em moinhos revolventes, aplicado a moinho SAG. Este software é capaz de analisar as características da carga interna de um moinho revolvente, podendo determinar níveis de energia, forças de impacto, interação entre diferentes componentes da carga interna, consumo de potência devido ao movimento da carga, assim como avaliar o comportamento dessas variáveis com a modificação de condições operacionais (por exemplo, modificações no revestimento do moinho).

TAVARES (2011) desenvolveu simulações utilizando conceitos de elementos discretos para minério de ferro utilizando um software, EDEM®, que permite simular centena de milhares de partículas em uma única simulação. O software permite extrair dados sobre a distribuição energética das colisões, velocidade, posição em função do tempo, volumes, preenchimentos, captura de vídeos e imagens entre outras informações. O modelo requerer parâmetros de contato para descrever o comportamento da população de partículas no interior do moinho de laboratórios, operando sob condições operacionais variadas.

MISHRA e RAJAMANI (1992b) estudaram o efeito da configuração e geometria do revestimento na performance de moinhos alterando a trajetória das bolas.

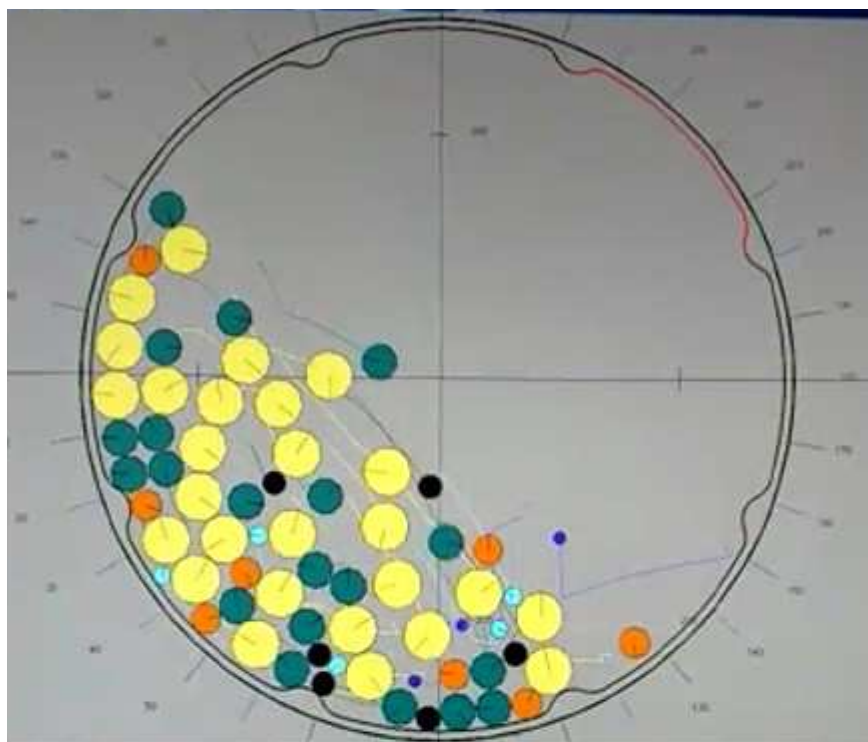


Figura 3.13 - Estudo de movimentação da carga moedora utilizando DEM.

3.5 Modelos de Classificação em Hidrociclones

Os hidrociclones são os equipamentos mais empregados na operação de classificação para fechamento do circuito de moagem apresentando diversas vantagens.

Será apresentada apenas a formulação básica do modelo de classificação de Plitt, utilizado para modelar a classificação do circuito em estudo. No presente trabalho não serão determinados os parâmetros de modelos de classificação, serão usados os valores padrão, recomendados pelos softwares de simulação.

Modelo de Plitt

O modelo de Plitt foi desenvolvido em 1976 a partir da análise estatística de 297 ensaios. A seguir, são apresentadas as equações do modelo.

Correlação 1: Pressão de alimentação do ciclone

$$a_1 = H \cdot \left(\frac{(Dc)^{0,20} \cdot h^{0,15} \cdot (Di)^{0,51} \cdot (Do)^{1,65} \cdot (Du)^{0,53}}{Q^{1,46} \exp(-7,63\phi + 10,79\phi^2)} \right) \quad (3.42)$$

onde:

a_1 = constante dependente da aplicação;

D_c = diâmetro do ciclone, em polegadas;

D_i = diâmetro de entrada do ciclone, em polegadas;

D_o = *vortex*, em polegadas;

D_u = *apex*, em polegadas;

h = altura do ciclone em polegadas definida como sendo a distância entre a parte inferior do *vortex* e a parte superior do *apex*;

H = pressão de alimentação do ciclone, em pés de coluna de polpa;

Q = vazão de alimentação, em m³/h;

ϕ = fração de sólidos em volume na alimentação.

Correlação 2: tamanho de corte corrigido, d_{50c}

O tamanho de corte corrigido, d_{50c} , é definido como sendo um tamanho de partícula que deveria ser dividido em 50% indo para o *underflow* e 50% indo para o *overflow* baseado na curva de eficiência corrigida.

$$a_2 = d_{50c} \cdot \left(\frac{(Du)^{0,80} \cdot h^{0,37} \cdot Q^{0,44} \cdot (\rho_s - 1)^{0,5}}{(Dc)^{0,44} \cdot (Di)^{0,58} \cdot (Do)^{1,91} \cdot \exp(11,12\phi)} \right) \quad (3.43)$$

onde:

a_2 = constante dependente da aplicação.

Correlação 3: Divisão de Fluxo

$$S = \frac{Qu}{Qo} = a_3 \cdot \frac{h^{0,19} \cdot \left(\frac{Du}{Do} \right)^{2,64} \cdot \exp(-4,33\phi + 8,77\phi^2)}{H^{0,54} \cdot (Dc)^{0,38}} \quad (3.44)$$

onde:

S = carga circulante volumétrica (razão entre *underflow* e *overflow*);

a_3 = constante dependente da aplicação.

Correlação 4: Eficiência de Classificação Corrigida

$$E_i^c = 1 - \exp \left[-0,693 \left(\frac{d_i}{d_{50c}} \right)^m \right] \quad (3.45)$$

O parâmetro m de Plitt pode ser calculado como segue:

$$m = \exp \left[a_4 - 158 \cdot \frac{S}{(S+1)} \right] \cdot \left[\frac{(Dc)^2 \cdot h}{Q} \right]^{0,15} \quad (3.46)$$

onde:

a_4 = constante dependente da aplicação.

4. MATERIAIS E MÉTODOS

O circuito de moagem estudado é proveniente do projeto Morro do Pilar que prevê o processamento de 54,7 Mtpa base seca de minério de ferro.

O projeto prevê a produção de 25 Mta de pellet feed para redução direta, ou seja, partindo de um minério de baixo teor para obtenção de concentrados com alta porcentagem de ferro. A rota de processos é apresentada na figura 4.1 abaixo.

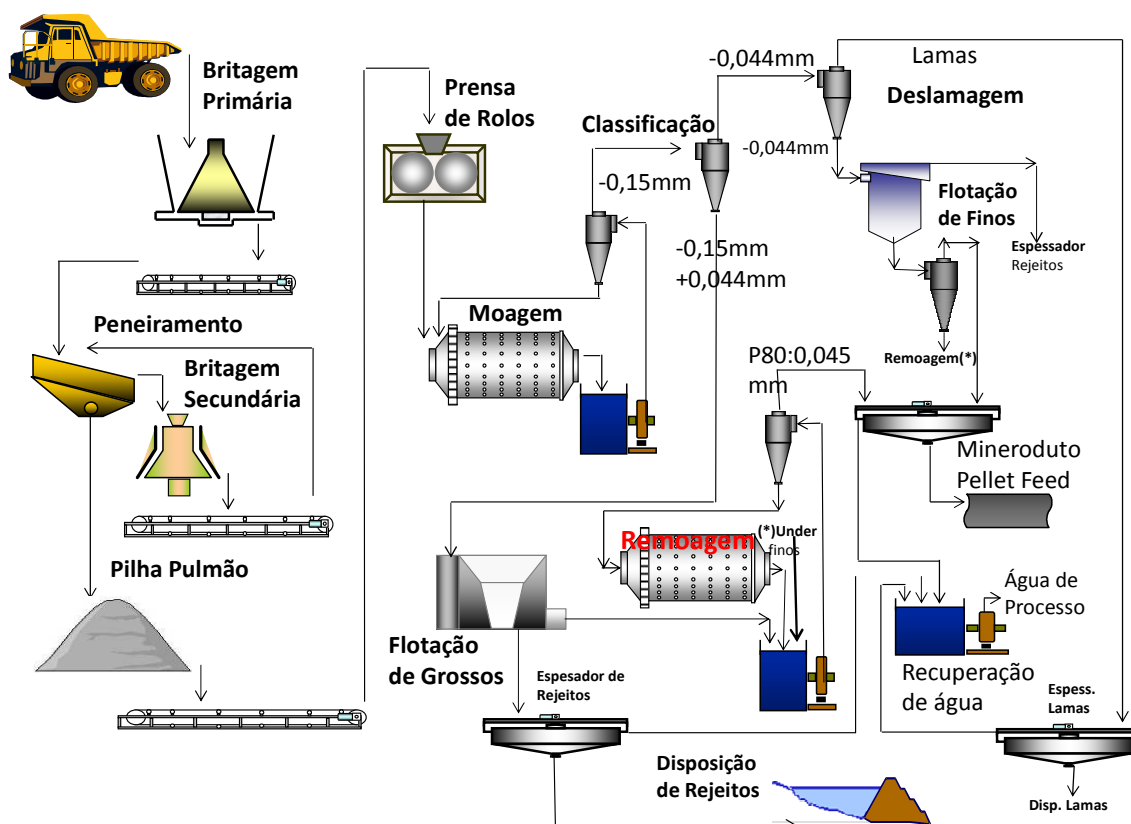


Figura 4.1 - Rota de Processo Projeto Morro do Pilar

O projeto irá apresentar duas fases de operação, sendo denominadas pit norte e pit sul. As etapas de moagem primária e remoagem irão requerer grande parcela da energia gasta na usina. Serão dimensionados moinhos para atender a uma taxa horária de 6938,7 t/h para moagem primária, sendo esta em circuito direto, e 1784,8 t/h de concentrado da flotação de grossos para remoagem, em circuito reverso.

O minério estudado é proveniente de um afloramento do pit norte do projeto. Serão avaliadas tanto a etapa de moagem primária quanto de remoagem.

Moagem Primária

Para a etapa de moagem primária, a metodologia utilizada neste estudo foi dividida em duas partes. A primeira envolveu um estudo geometalúrgico com amostras de furo de sonda, sendo determinado um valor representativo do consumo energético através do método de Bond.

A segunda parte envolveu a realização de testes de bancada e piloto com uma amostra com alta representatividade encontrada na etapa anterior. Esta amostra representativa foi quarteada e utilizada para todos os testes de caracterização.

O procedimento experimental do método de Bond já foi citado no texto. A complementação dos demais métodos é descrita abaixo.

Remoagem

Para a etapa de remoagem foi utilizado o concentrado final do circuito de flotação de grossos. Foram desenvolvidos estudos com metodologia empírica proposta por Donda e em moinho de torque para obtenção dos parâmetros do modelo e otimização do circuito previamente dimensionado.

Abaixo segue fluxograma explicativo da campanha de testes realizados.

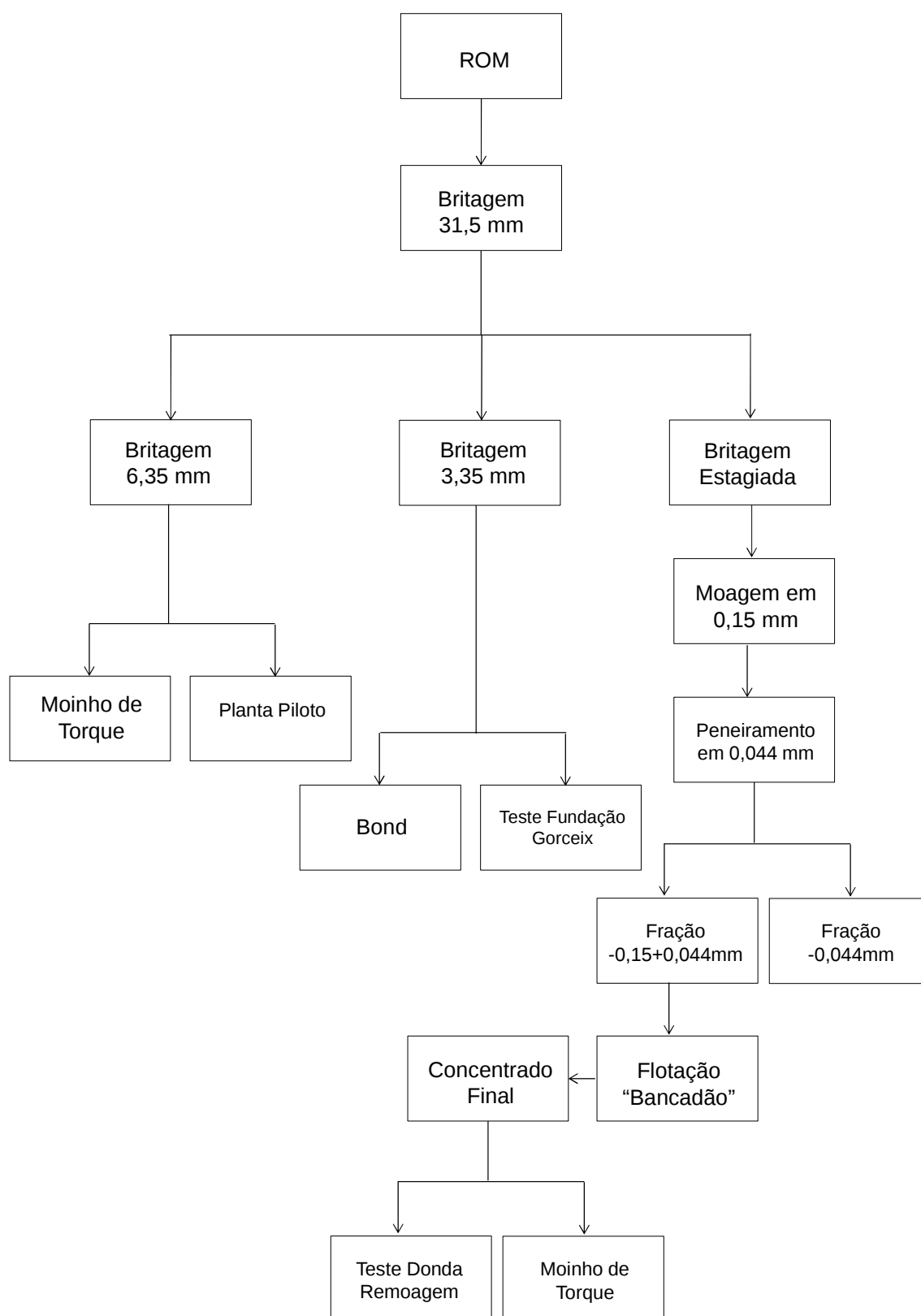


Figura 4.2 - Fluxograma dos testes realizados

4.1 Materiais

Os materiais usados para os testes de bancada e piloto foram obtidos na região de Morro do Pilar. Para moagem primária o material utilizado foi obtido através de regiões de afloramento. Para os testes de remoagem, o mesmo minério foi preparado e concentrado no Centro de Pesquisas em Morro do Pilar.



Figura 4.3 - Amostra de ROM utilizada nos estudos de moagem

Grande parte desta amostra foi britada em 31,5 mm, quarteada e preparada para os respectivos testes bancada e piloto realizados no Laboratório de Tratamento de Minérios da UFMG e no Centro de Pesquisas em Morro do Pilar.

Na etapa de remoagem utilizou-se o concentrado da flotação de grossos.

As análises químicas foram realizadas na empresa SGS GEOSOL e a realização foi feita pelo método de fluorescência de raios-x com a utilização de pastilhas fundidas, sendo analisados os seguintes elementos e compostos: Fe, SiO₂, Al₂O₃, Mn, TiO₂, Na₂O, K₂O, CaO e MgO. O teor de PPC foi obtido por calcinação.

A identificação dos minerais foi feita por difração de raios-x. O difratômetro utilizado é da marca Phillips PANalytical modelo EMPYREAN utilizando radiação $\text{Cu}\alpha$ do Departamento de Engenharia de Minas – UFMG. A amostra foi cominuída a $-38\ \mu\text{m}$.

Para determinação da massa específica o método utilizado foi o picnômetro à gás.

A determinação do tamanho dos cristais individuais foi realizada junto à OPEN Brasil através da técnica de microscopia óptica com contagem de no mínimo 100 cristais de cada mineral.

O grau de liberação foi determinado através de um sistema de processamento e análise digital de imagens denominado *LibMin*. O *LibMin* analisa imagens de elétrons retroespalhados tomadas em microscópio eletrônico de varredura (MEV).

4.2 Etapa de Moagem Primária

4.2.1 Desenvolvimento experimental – Método Fundação Gorceix

O método utilizado na Fundação Gorceix, localizada em Ouro Preto, Minas Gerais, também consiste na realização de moagens sucessivas e a conversão do tempo de moagem em energia através da equação para moinhos de pequenos diâmetros de Rowland. A tabela IV.1 apresenta as condições do teste.

Tabela IV.1 - Condições dos ensaios para previsão de consumo específico de energia na moagem – Fundação Gorceix

Diâmetro Interno (m)	0,25
Comprimento Interno (m)	0,15
% Velocidade Crítica	74
Dens. Aparente das bolas (t/m ³)	4,56
%Enchimento	40%
Preenchimento Intersticial da carga ($V_{\text{polpa}}/V_{\text{vazios}}$)	110%
Carga de Bolas	Distribuída (15 a 30 mm)
%Sólidos em volume	40%



Figura 4.4 - Moinho utilizado na metodologia da Fundação Gorceix para moagem primária.

4.2.2 Desenvolvimento experimental método de Herbst e Fuerstenau e moagem piloto

O teste em moinho de laboratório com medição de torque determinou a função seleção específica (S_r^F).

O teste em moinho de laboratório possui um sistema de medição do torque e da velocidade de rotação (rps). O torque é calculado através da equação 4.1, na qual é considerado como sendo o esforço necessário para manter o equilíbrio da massa de bolas em movimento em relação a uma mudança do centro de gravidade no interior do moinho, resultante desse movimento, conforme descrito por Galéry (2004).

$$T = M_b r_g \text{sen} \alpha \quad (4.1)$$

Sendo:

M_b = massa total da carga moedora,

R_g = distância do centro do moinho ao centro de gravidade

α = ângulo de repouso da carga moedora

A potência está relacionada com o torque de acordo com a equação 4.2

$$P = 2\pi(T)(v) \quad (4.2)$$

onde:

P = potência em W;

T = torque medido (N.m);

v = velocidade em rps.

Através do modelo de Herbst e Fuerstenau, pode-se escalonar a função seleção determinada em condições de laboratório para a função seleção associada às condições de operação industrial (pré-determinadas no método de Bond, por exemplo, no caso de projetos *greenfield*).



Figura 4.5 - Moinho de laboratório com sensor de torque - Laboratório de Tratamento de Minérios do Departamento de Engenharia de Minas - UFMG.

Seguem abaixo as condições e parâmetros do moinho de torque do DEMIN-UFMG.

Tabela IV.2 – Condições do Moinho de Torque

Diâmetro Interno (m)	0,456
Comprimento Interno (m)	0,36
% Velocidade Crítica	73
Dens. Aparente das bolas (t/m ³)	4,56
Velocidade (rpm)	47,6
Volume do moinho (m ³)	0,0598
Massa de Minério (kg)	18,18
Massa de Bolas (kg)	88,76

Foram realizados testes com diferentes cargas de bolas conforme tabela IV.3.

Tabela IV.3 - Condições Testes - Moinho de Torque

Teste	Massa de Sólidos (kg)	Volume de água (L)	Sólidos (%)	Enchimento (%)	Carga Moedora (kg)	Perfil da Carga (Bolas)
1	18,18	6,29	74	32	88,76	<i>Top size 40 mm</i>
2	18,18	6,29	74	32	88,76	<i>Top size 50 mm</i>
3	18,18	6,29	74	32	88,76	<i>Top size 60 mm</i>

A metodologia para o cálculo para cada teste em moinho de torque é descrita no anexo 1.

No teste 1, foram realizadas as moagens variando o tempo em 0,5, 1, 2, 4 e 8 minutos. Nos testes seguintes, como comparativo, realizou-se a moagem somente em 8 minutos.

Durante a moagem o valor do torque foi registrado a cada 2 (dois) segundos. Após cada intervalo de tempo o moinho era descarregado, todo o material seco e uma amostra representativa era obtida para análise granulométrica.

O teste piloto para o projeto *greenfield* é o que mais se aproxima do industrial, devendo sempre que possível, ser realizado.

O teste piloto foi realizado com as mesmas condições do teste base (teste 1) no moinho de torque. Os fluxos foram amostrados e o balanço de massa fechado.



Figura 4.6 - Moinho piloto. Centro de Pesquisas – Projeto Morro do Pilar.

O teste piloto foi realizado no centro de pesquisas em Morro do Pilar. A alimentação do moinho foi realizada com o auxílio de uma correia e o material era despejado em um silo. Do silo, o material era despejado em um chute para alimentação do moinho onde também ocorria a adição de água de diluição.

O circuito foi fechado com ciclone akaflex de diâmetro de 40 mm. O underflow da classificação retornava ao moinho gerando a carga circulante, que na planta piloto realizada com esta amostra era de 200%, o overflow era o produto da moagem e seguia por gravidade para um ponto de armazenagem. A taxa de alimentação aplicada foi de 229 kg/h.

A distribuição da carga de bolas foi calculada simulando uma carga estabilizada de Bond, a mesma utilizada no teste base do moinho de torque. A mesma é apresentada na tabela IV.4.

Tabela IV.4 - Distribuição da carga de bolas do moinho piloto

Diâmetro (mm)	Peso (kg)	% (Peso)
40	229	61,1
30	96	25,6
25	28	7,5
20	14	3,7
15	6	1,6
10	2	0,5
Total	375	-

O grau de enchimento do moinho utilizado na planta piloto foi de 32%. A rotação aplicada foi de 40 rpm, o que representa 73% da velocidade crítica.

4.3 Etapa de Remoagem

Para a etapa de remoagem foram realizados testes de moabilidade Donda e testes com moinho de torque.

4.3.1 Desenvolvimento experimental do método de Donda – Remoagem

Para o teste de moabilidade Donda, utilizando a equação de Rowland para moinhos de pequenos diâmetros, seguem as condições na tabela IV.5.



Figura 4.7 - Moinho e carga de bolas utilizados na metodologia Donda para moagem primária.

Tabela IV.5- Condições dos ensaios para previsão de consumo específico de energia na remoagem (DONDA e ROSA, 2014).

Parâmetro	Condição estabelecida			
Diâmetro interno do moinho (m)	0,254 (10 pol)			
Comprimento interno (m)	0,254 (10 pol)			
% de enchimento	30,08			
Relação V_{polpa}/V_{vazios}	1,21			
% de sólidos em peso*	75			
% velocidade crítica	65			
Peso de minério (kg) para *peso específico 4,95 t/m³	3,50			
Peso da carga (kg)	18,0			
Tipo de corpo moedor	Bolas			
Distribuição da carga	Diâmetro	%	Peso (kg)	
	30	29	5,220	
	25	38	6,840	
	20	21	3,780	
	15	12	2,160	
Área específica da carga	34,0 m2/t			
Potência (kW) no eixo pinhão	0,0573			
Fator de conversão do tempo de moagem (minutos) em energia (kWh/t)	0,2727			
Energia (kWh/t) /tempos de moagem (minutos)	3	6	12	18
Energia no eixo pinhão	11	22	44	66
Revestimento/ "lifters"	Sem revestimento e sem <i>lifters</i>			
Limite para o cálculo do K	Malha com no máximo 5% retido			
Amostra para execução dos ensaios	Alimentação do circuito de remoagem de concentrado, 100% passante em 1,00 mm			

4.3.2 Desenvolvimento experimental do método de Herbst e Fuerstenau

Foi utilizado um moinho com sensor de torque variando a carga moedora. Os testes com diferentes cargas moedoras foram realizados na Moly-Cop no Chile e os dados dos mesmos seguem abaixo:

Tabela IV.6 - Condições dos testes de remoagem

Diâmetro Interno (m)	0,456
Comprimento Interno (m)	0,381
% Velocidade Crítica	75,2
Dens. Aparente das bolas (t/m ³)	4,56
Velocidade (rpm)	47
Massa da Carga (kg)	87,2
Massa de Minério (kg)	12,1

Foram testadas bolas com os diâmetros de 25 e 38,1 mm, além de cylpebs de 20 e 28 mm.

Foram realizadas as moagens variando o tempo em 3,5 e 5,5 minutos para todos os testes.

4.4 Análise granulométrica

Todas as análises granulométricas foram realizadas em peneirador suspenso com peneiras redondas de 20 cm de diâmetro.

Realizou-se a análise granulométrica através de um conjunto de peneiras com razão entre aberturas consecutivas igual a $\sqrt{2}$. A sequência utilizada dependia da maior peneira. O procedimento geral no entanto, segue abaixo.

Tabela IV.7 - Procedimento para determinação da distribuição granulométrica dos produtos utilizando peneirador suspenso

Sequência	Método
da maior peneira até 0,425 mm	à seco, 30 min
de 0,300 a 0,038 mm	a úmido, 10 minutos ("deslamagem") à seco, 30 min

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1 Caracterização das amostras

ROM

5.1.1 Análise química

Na tabela V.1 segue a análise química da amostra de ROM utilizada nos testes

Tabela V.1 - Análise química do ROM

Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	CaO	TiO ₂	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	Mn	LOI	FeO
34,8	50,2	0,27	0,006	0,007	0,01	<0,1	0,03	<0,1	0,04	0,08	0,83

A tabela demonstra a elevada quantidade de sílica na alimentação, caracterizando um minério com baixo teor de mineral útil no ROM.

5.1.2 Difração de raios-X

O difratograma obtido é apresentado na figura 5.1.

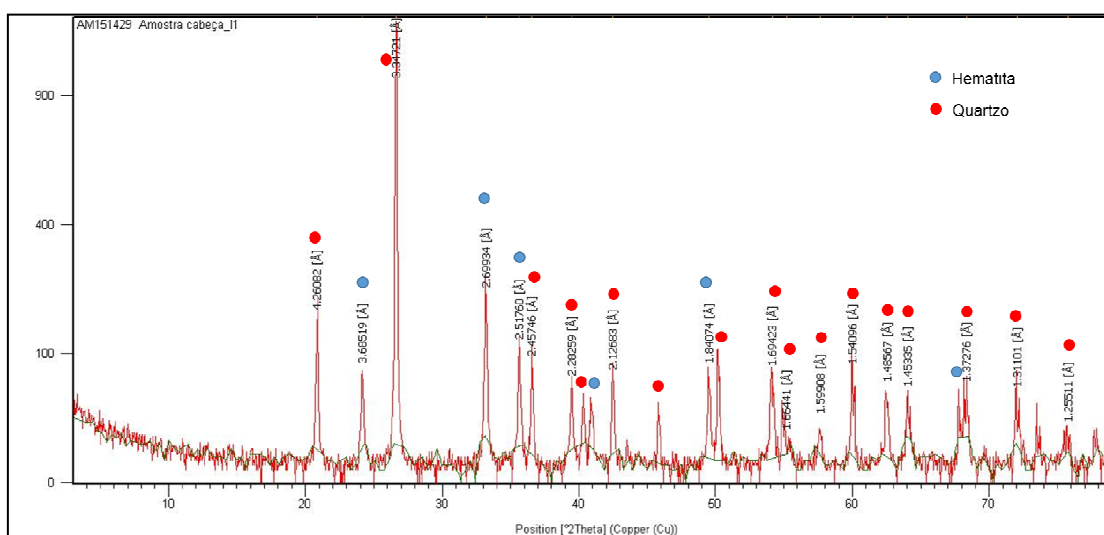


Figura 5.1 - Resultados da difração de raios-X de amostra de ROM.

Conforme pode ser observado na figura 5.1, os minerais predominantes na amostra de ferro itabirítico são quartzo e hematita, não sendo observados nenhum mineral hidratado.

5.1.3 Análise Mineralógica – Determinação do tamanho de grão

Além da identificação dos minerais presentes na amostra, foi avaliado o tamanho médio dos cristais de quartzo e hematita. Os resultados são apresentados na tabela V.2. A figura 5.2 apresenta o detalhe de uma partícula mista proveniente da britagem em 6,35 mm do ROM.

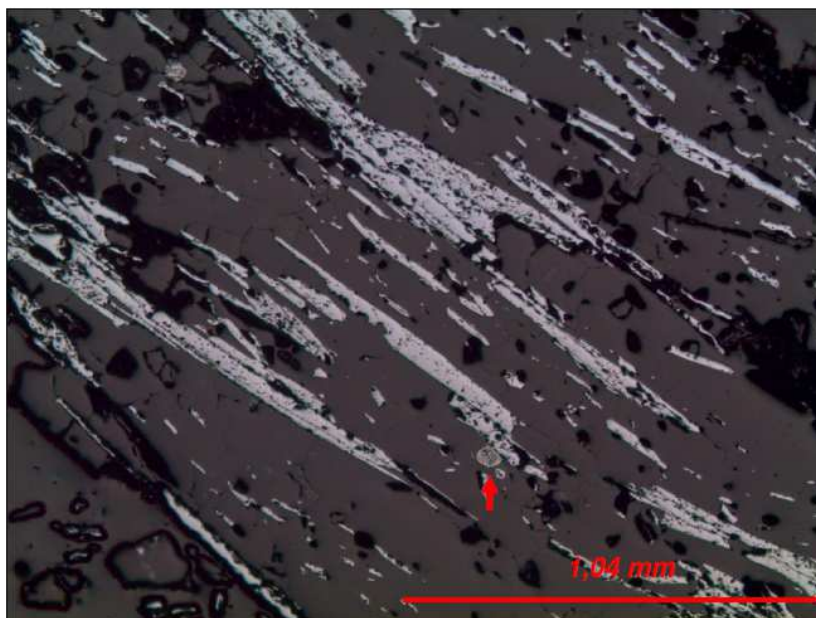


Figura 5.2 - ROM Fração -6,35 mm - Detalhe de parte de uma partícula mista e composta por agregados de quartzo + hematita lamelar + hematita martita ($\uparrow$). Luz refletida, nicois paralelos, objetiva de 5x, ocular de 10x.

Tabela V.2 - Granulação dos Cristais Individuais

	Quartzo (% em peso)	Óxido de Ferro (% em peso)
Muito Fina (<0,01 mm)	1	7
Fina (0,01 - 0,04 mm)	4	13
Média (0,05 - 0,15 mm)	65	48
Grossa (0,16 - 0,30 mm)	23	21
Muito Grossa (> 0,30 mm)	7	10
Tamanho Médio (mm)	0,14 mm	0,13 mm

Como pode ser observado, o tamanho médio dos cristais de quartzo é ligeiramente superior ao dos cristais de hematita. Ambos os minerais têm tamanho médio inferior ao objetivo da etapa de moagem primária (0,15 mm).

5.1.4 Determinação da massa específica

A determinação da massa específica foi realizada em triplicata.

Tabela V.3 - Determinação da massa específica para amostra de ROM

Medição 1	Medição 2	Medição 3	Média
3,467	3,468	3,467	3,467

É apresentado o resultado completo no anexo 2.

5.1.5 Grau de Liberação

Os resultados são apresentados na figura 5.3.

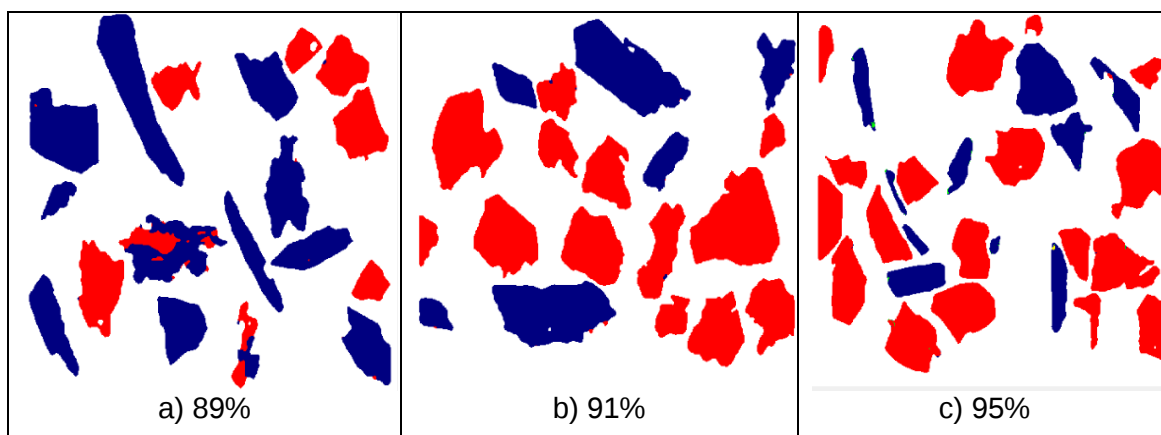


Figura 5.3 - Liberação da hematita em diferentes faixas de tamanho. a) 150µm
b) 106 µm c) 74 µm.

As partículas em azul consistem de hematita e as partículas em vermelho consistem de ganga (quartzo).

Tabela V.4 - Número de partículas por faixa

Tamanho (µm)	150	106	74
Número de partículas	895	820	566

Os difratogramas das diferentes faixas de tamanho são apresentados no anexo 3.

Concentrado da Flotação de Grossos – Remoagem

5.1.6 Análise química – fluorescência de raios-X

A análise química do concentrado final utilizado nos testes de bancada é apresentado na tabela V.5

Tabela V.5 - Análise química concentrado recleaner da flotação de grossos

Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	CaO	TiO ₂	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	Mn	LOI	FeO
68,8	0,51	<0,1	<0,005	<0,01	0,02	0,11	<0,01	0,18	0,01	0,04	0,2

5.1.7 Difração de raios-X

A figura abaixo apresenta o difratograma da amostra de concentrado final.

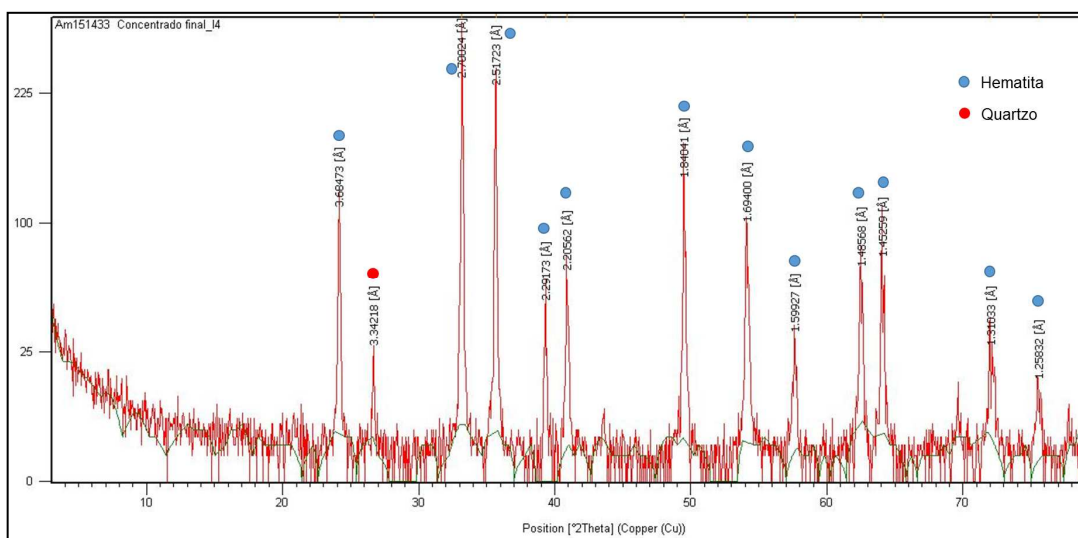


Figura 5.4 - Resultados da Difração de raios-X de amostra de concentrado final.

5.1.8 Determinação da massa específica

Na tabela V.6 é apresentado o resultado para determinação da massa específica.

Tabela V.6 - Determinação da massa específica para amostra de concentrado final

Medição 1	Medição 2	Medição 3	Média
5,126	5,138	5,134	5,133

No anexo 2 é apresentado o resultado completo.

5.1.9 Distribuição granulométrica

Na figura 5.5 é apresentada a distribuição granulométrica da alimentação dos testes.

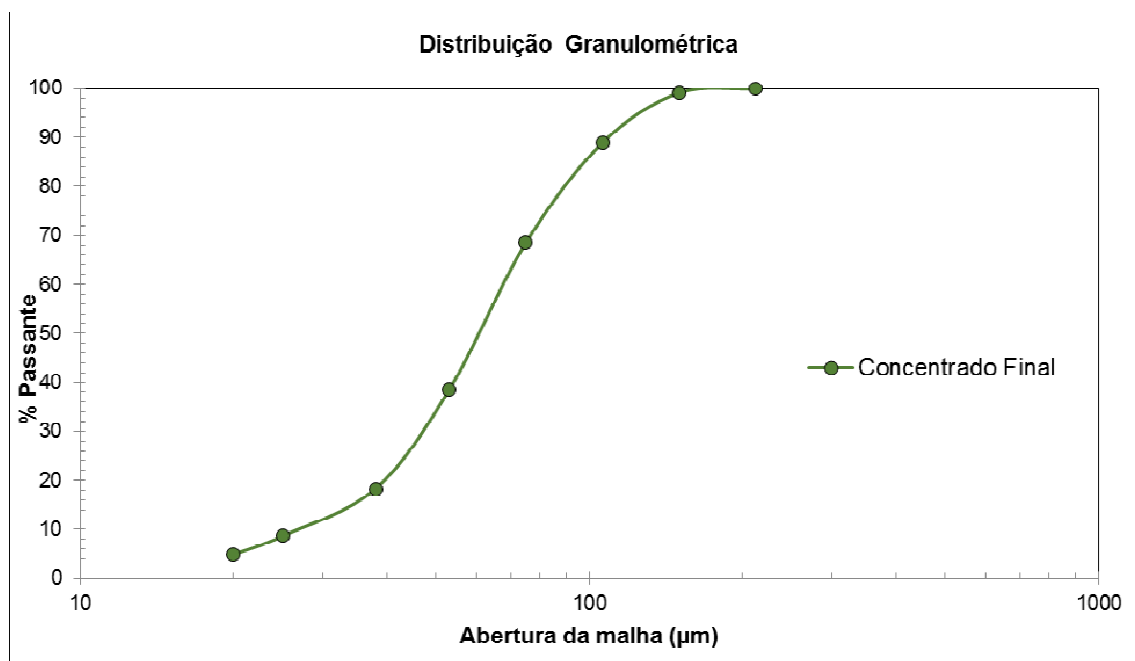


Figura 5.5 - Análise granulométrica do concentrado da flotação de grossos.

5.2 Etapa de Moagem Primária

Para a etapa de moagem primária é importante mencionar os parâmetros de projeto considerados para este estudo.

Dados industriais (projeto):

Alimentação (t/h) = 2312 (por moinho)

F80 = 8000 μm

P80 = 90 μm

5.2.1 WI de Bond

O ensaio de *WI* de Bond para diferentes amostras foi realizado com intuito de analisar a variabilidade de diferentes etapas de um plano de lavra do projeto em estudo (ALVES, 2013). Foram realizados 95 ensaios padrão de Bond e o gráfico de frequência acumulada versus *WI* é apresentado abaixo.

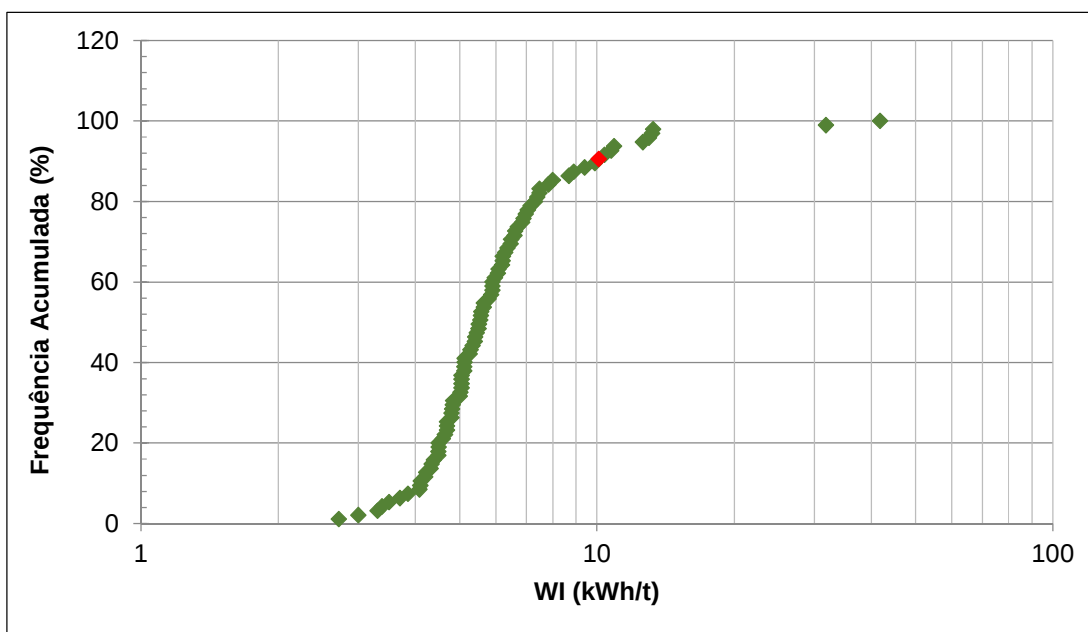


Figura 5.6 - Distribuição acumulada dos ensaios de WI de Bond.

No anexo 4 é apresentado um resumo dos dados dos ensaios de WI.

Tabela V.7 - Estatísticas referentes aos valores de WI de Bond

Estatística	Valor, kWh/t
Média	6,75
Desvio Padrão	5,00
WI90	10,0
WI80	7,31
WI50	5,55
Mínimo	2,72
Máximo	41,8
Número de amostras	95

Devido ao alto desvio padrão obtido, novas amostras devem ser testadas quanto ao WI de Bond

WI de Bond – Procedimento Padrão

A amostra padrão, utilizada para todos os testes de caracterização e determinação de consumo específico de energia, apresentou um valor de work index de 10,1 kWh/t. O valor encontrado para a amostra padrão atenderia a capacidade do projeto para mais de 90% das amostras estudadas (ponto em vermelho), conforme apresentado na

figura 5.6. A representatividade citada está relacionada à porcentagem de valores de WI de Bond que possuem valor inferior à amostra utilizada para o estudo.

Com este valor de WI de Bond e, considerando os fatores de eficiência de Rowland aplicáveis (tabela V.8), o consumo específico de energia para o projeto conforme equação 3.18 é de 8,67 kWh/t.

Tabela V.8 - Fatores de eficiência de Rowland (1980).

EF1	EF2	EF3	EF4	EF5	EF6	EF7	EF8	EF9
1,000	1,000	0,914	0,998	1,000	1,000	1,000	1,000	0,912

WI de Bond – Amostra Escalpada

Também foi realizado o teste de WI de Bond com a amostra escalpada em 0,15 mm. O procedimento é citado por Bergstrom (1989) como uma alternativa para os minérios mais friáveis. Conforme o autor, para minérios com porcentagens iniciais de finos maiores que 28% adota-se o procedimento de escalpe.

Para o procedimento com escalpe dos finos naturais o valor encontrado do WI de Bond é de 5,2 kWh/t. Sendo assim, o consumo específico de energia para este caso seria de 4,47 kWh/t.

Na tabela V.9 é apresentado o resumo para WI realizado com procedimento padrão e com a alimentação com escalpe, além disso, foi calculado o WI para ambas as amostras utilizando a equação 3.9, que não requer o uso de valores relacionados a granulometria.

Tabela V.9 – Resumo resultados WI padrão e WI com escalpe

	% Passante Inicial (0,150 mm)	Mob (g/rot)	F80	P80	WI (kWh/t)	WI_{mob} (kWh/t) Eq. 3.9
WI Padrão	55,31	5,03	417	125	10,1	5,21
WI com Escalpe	0	5,64	2673	122	5,2	4,74

Essa tendência está de acordo com os resultados encontrados por FERREIRA *et al.*

(2015).

Os valores de WI de Bond utilizando a equação 3.9 apresentaram valores mais próximos ao valor encontrado na amostra escalpada.

5.2.2 Moabilidade Fundação Gorceix

O ensaio de moabilidade proposto pela Fundação Gorceix também foi realizado e o gráfico com os resultados encontrados se encontra abaixo.

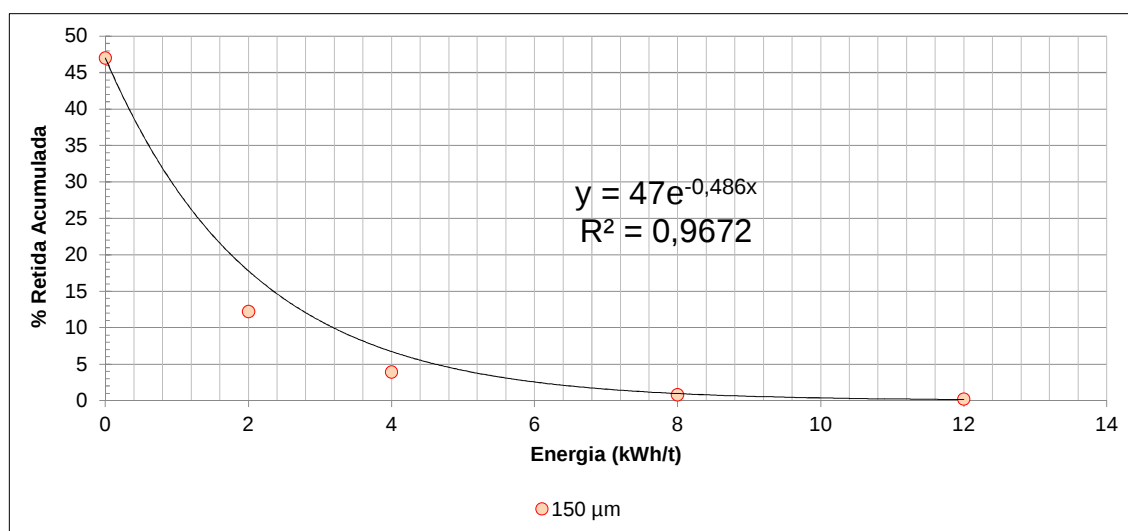


Figura 5.7 - Porcentagem retida em 0,149 mm e a energia consumida.

Os dados se adequaram bem a linha de tendência com valor de coeficiente de correlação alto, $R^2=0,9672$. O valor da constante K encontrado foi de 0,486 e assim, utilizando-se a equação 3.20, para determinação do consumo de energia, fica:

$$E = \frac{1}{0,486} \ln\left(\frac{8000}{90}\right) = 9,23 \text{ kWh/t} \quad (5.1)$$

Ou seja, para este teste empírico, o valor de energia consumida na etapa de moagem primária industrial seria de 9,23 kWh/t.

O ideal, e profundamente divulgado atualmente, é investigar com técnicas mais precisas, como por exemplo, os métodos que envolvem os conceitos de balanço

populacional.

5.2.3 Método Herbst e Fuerstenau (Moinho de Torque)

A figura 5.8 apresenta as distribuições granulométricas para cada tempo de moagem.

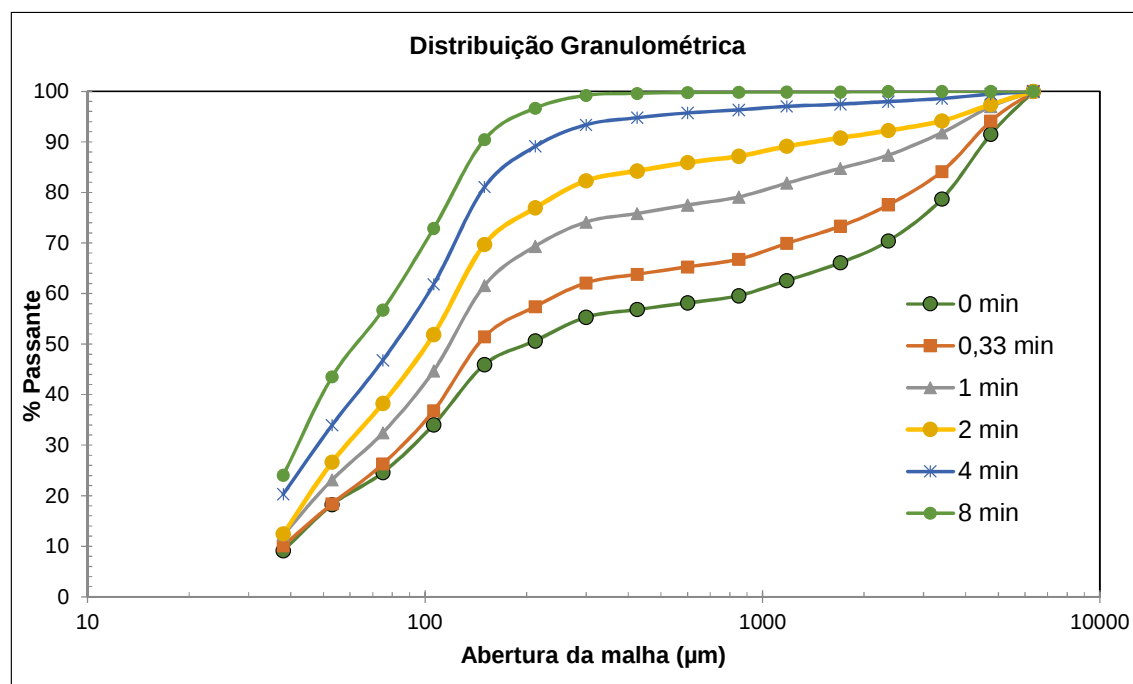


Figura 5.8 - Distribuição granulométrica do teste em moinho de laboratório nas mesmas condições do teste piloto.

No anexo 7 é apresentada a determinação dos parâmetros de quebra para todos os testes realizados no moinho com sensor de torque para a condição base.

A tabela V.10 apresenta os valores de torque medidos durante o ensaio e a energia específica de fragmentação (Ecs) calculada para cada tempo de moagem para o teste base.

Tabela V.10 - Resultados do teste em moinho de laboratório na condição base

Tempo (min)	0,33	1	2	4	8
Torque Vazio (N.m)	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75
Torque Carregado (N.m)	73,6	73,9	72,11	71,6	71,6
Torque Líquido (N.m)	72,85	73,15	71,36	70,85	70,85
Ecs (kWh/t)	0,37	1,11	2,16	4,28	8,57

Influência da carga moedora

Foram realizados diferentes testes variando a carga moedora com intuito de se obter a maior velocidade de quebra. Na tabela V.11 são apresentados os resultados da função seleção específica em energia para os testes realizados. Considerando que o *holdup* dos testes não variou devido à utilização do mesmo *top size* de alimentação e portanto, mesma densidade aparente, o valor de $S1^E$ representa a velocidade de quebra da maior partícula e foi o parâmetro escolhido para a determinação das melhores condições.

Tabela V.11 - Influência da carga moedora

Teste	Top Size (mm)	$S1^E$ (t/kWh)
1	40	50,9
2	50	109,2
3	60	106,9

A carga de bolas com *top size* 50 mm propiciou um maior valor de $S1^E$ em relação as outras cargas testadas, esta se mostrou a melhor opção para uma maior eficiência de moagem.

Segue na tabela V.12 os resultados das funções quebra e seleção para o teste 2 e nas figuras 5.9 e 5.10 os gráficos das funções.

Tabela V.12 - Função quebra e seleção para a moagem primária

Função Seleção				Função Quebra		
α_0 (a)	α_1 (α)	α_2 (Λ)	$D_{\text{crítico}}$ (μ)	β_0 (Φ)	β_1 (γ)	β_2 (β)
0,00043	1,299	2,47	9957	0,04309	0,488	3,914

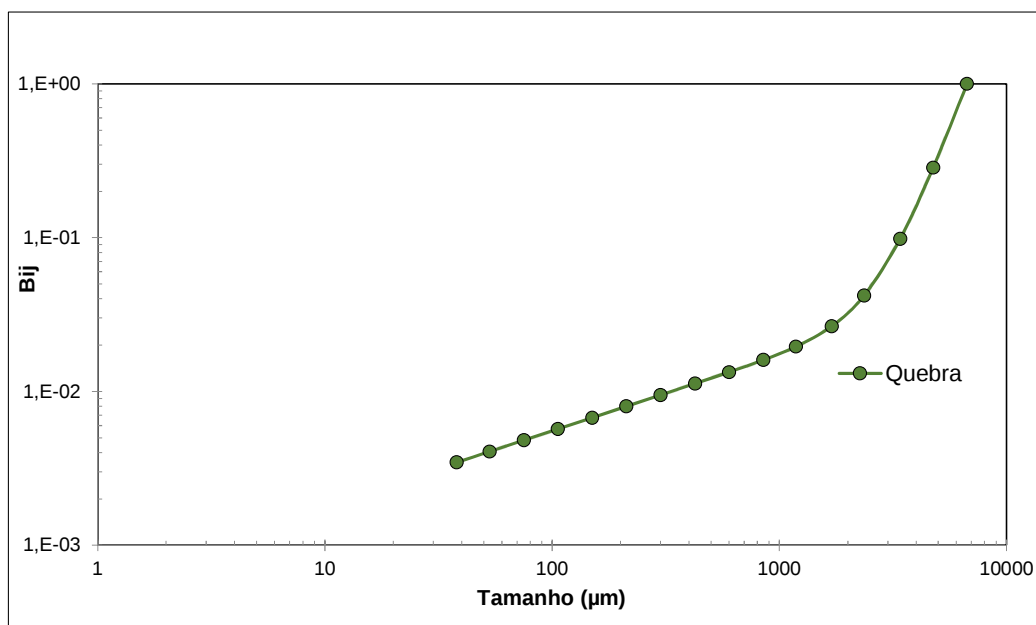


Figura 5.9 - Função Quebra da etapa de moagem primária.

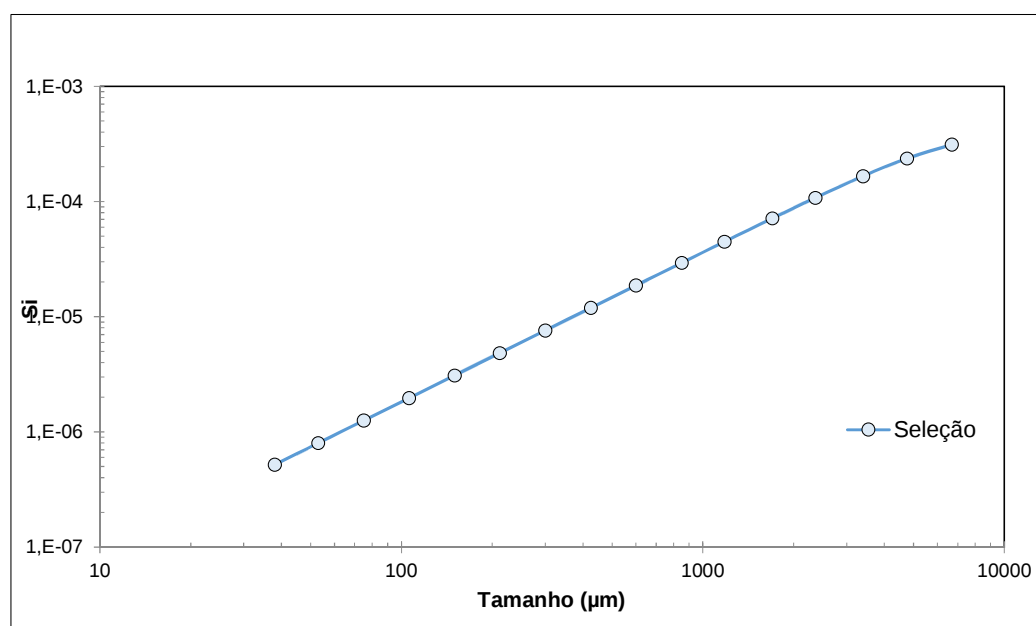


Figura 5.10 - Função Seleção da etapa de moagem primária em condições otimizadas.

Simulação

Os parâmetros das funções quebra e seleção para a etapa de moagem primária foram inseridos numa planilha de simulação da Moly-Cop Tools (*BallSim_Reverse.xls*) e a simulação foi conduzida a fim de se encontrar um $P_{80}=90 \mu\text{m}$. Abaixo segue figura com

resultados e no anexo 10 é apresentada a simulação completa.

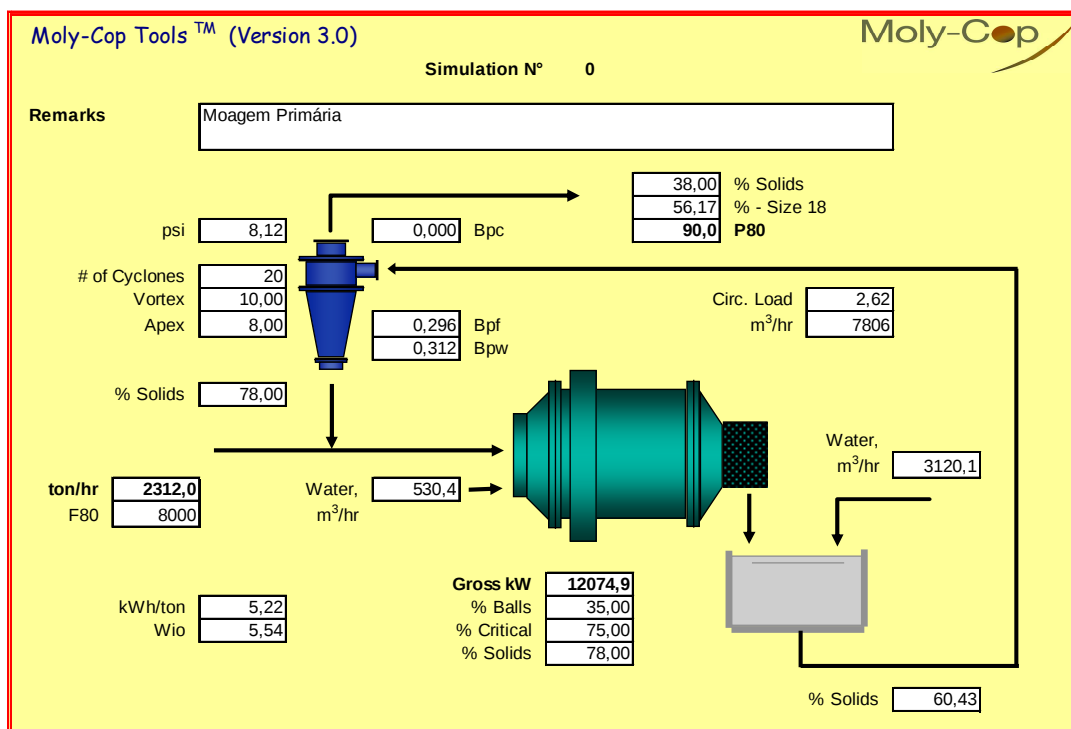


Figura 5.8 - Resultado simulação moagem primária otimizada.

A simulação que atingiu um P80=90,0 µm apresentou um consumo específico de energia muito baixo, apenas 5,22 kWh/t, com carga circulante de 262 e by-pass de finos de aproximadamente 30%.

Este resultado de consumo de energia implica no dimensionamento de moinho com 22x42 pés, devendo ser verificada a disponibilidade com os fornecedores.

Os resultados estão de acordo com Herbst e Fuerstenau (1980) e Tavares (2014) que afirmam que os dimensionamentos baseados no método de Bond podem ter desvios médios de 20% entre experimental e industrial e que levam a moinhos maiores com maiores diâmetros.

5.2.4 Teste Piloto

Um teste em escala piloto foi realizado para testar o escalonamento dos testes em escala de bancada e os parâmetros de quebra e seleção obtidos através dos mesmos.

O teste piloto não constitui nenhuma informação nova somente servirá como confirmação da metodologia utilizada em escala de laboratório.

A seguir é apresentado o balanço de massa de todos os fluxos do teste.

O objetivo do teste piloto é testar a rotina de escalonamento, e os parâmetros obtidos nos testes de batelada em moinho de torque. Os parâmetros são ajustados à realidade do moinho piloto, de acordo com equação 3.40.

Na figura 5.9 é apresentado a distribuição granulométrica dos fluxos medidos no teste piloto e a prevista no produto do moinho.

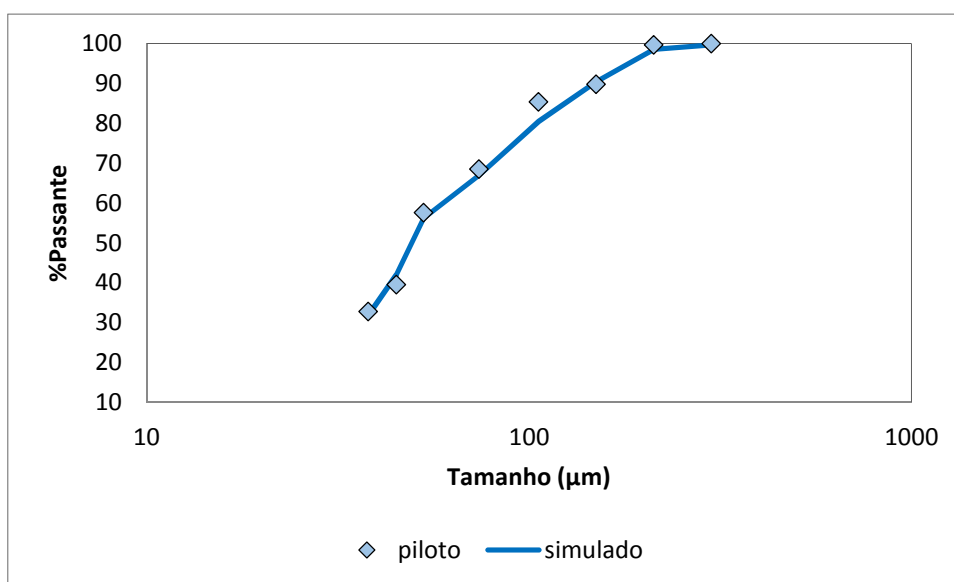


Figura 5.9 - Distribuição granulométrica do produto do moinho para o teste piloto (medido) e previsto (simulado).

Moly-Cop Tools™, Version 3.0

Sample: GVN3

BALLBAL

Grinding Circuit Mass Balance Estimator

Remarks: Piloto GVN3

CIRCUIT MASS BALANCE*Configuration : DIRECT*

	Fresh Feed	Mill Feed	Mill Discharge	Sump Water	Cyclone Feed	Cyclone U'flow	Cyclone O'flow
Ore, ton/hr	0,229	0,692	0,692	0,000	0,692	0,463	0,229
Water, m3/hr	0,065	0,240	0,195	0,232	0,427	0,175	0,252
Slurry, ton/hr	0,294	0,932	0,887	0,232	1,119	0,638	0,481
Slurry, m3/hr	0,130	0,438	0,393	0,232	0,625	0,308	0,317
Slurry Dens., ton/m3	2,258	2,130	2,258	1,000	1,791	2,076	1,516
% Solids (by volume)	50,3	45,2	50,3	0,0	31,7	43,0	20,6
% Solids (by weight)	78,0	74,3	78,0	0,0	61,8	72,5	47,6

Particle Size Distributions (*Cummulative % Passing*)

Mesh	Opening							
1,05	25400	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
0,742	19050	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
0,525	12700	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
0,371	9500	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
3	8000	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
4	7000	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
6	6350	99,51	99,84	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
8	4000	92,96	97,67	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
10	3350	89,22	96,43	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
14	2000	85,50	95,20	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
20	1000	79,78	93,29	99,98	0,00	99,98	99,97	99,99
28	500	75,65	91,86	99,90	0,00	99,90	99,88	99,93
35	300	72,61	90,52	99,47	0,00	99,47	99,38	99,64
48	212	65,82	87,00	97,84	0,00	97,84	97,48	98,55
65	150	50,84	72,61	85,71	0,00	85,71	83,38	90,42
100	106	41,21	57,87	70,87	0,00	70,87	66,12	80,48
150	74	24,23	36,78	50,94	0,00	50,94	42,99	67,00
200	53	17,49	24,83	37,67	0,00	37,67	28,46	56,29
270	45	15,30	15,58	24,46	0,00	24,46	15,72	42,14
400	38	7,63	8,49	16,54	0,00	16,54	8,91	31,97
D80, microns		1028	181	132	0	132	141	104,8

Pode-se observar a boa concordância do escalonamento dos dados de laboratório para piloto.

5.3 Etapa de Remoagem

O concentrado final da flotação de grossos deverá ser remoído para a adequação da granulometria para envio por mineroduto além da adequação para posterior pelotização.

É importante mencionar os parâmetros de projeto considerados para este estudo.

Dados industriais (projeto):

Alimentação (t/h) = 892,4 t/h

F80 = 80 μm

P80 = 45 μm

5.3.1 Método Donda

Abaixo seguem resultados do teste de moabilidade com as condições da remoagem

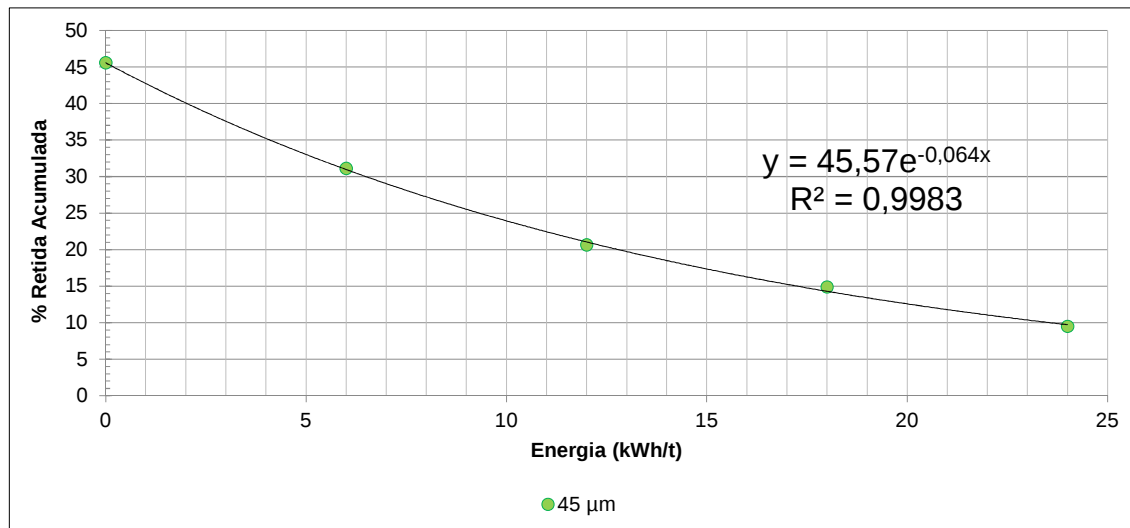


Figura 5.10 - % Retida em 45 μm versus Energia (kWh/t).

O valor de K obtido para o concentrado do minério em estudo apresentou valor menor que os comumente encontrados na região do Quadrilátero Ferrífero conforme citado. Os valores para remoagem na malha de 45 μm se encontram na faixa de 0,085 t/kWh e o valor encontrado de K foi igual a 0,064 t/kWh.

Com este valor da constante, o consumo energético na remoagem fica:

$$E = \frac{1}{0,064} \ln\left(\frac{80}{45}\right) = 8,99 \text{ kWh/t} \quad (5.2)$$

Todos os dados do teste de remoagem se encontram no anexo 9.

5.3.2 Método Herbst e Fuerstenau

Abaixo seguem os resultados dos parâmetros dos diferentes testes de bancada com o moinho de torque para remoagem.

Tabela V.13 - Parâmetros cinéticos das funções quebra e seleção do concentrado da flotação de grossos

Corpo Moedor Diâmetro (mm)	Bolas 25	Bolas 38,1	Cylpebs 20	Cylpebs 28
α_0 (a)	0,00846	0,00573	0,0124	0,00896
D crítico (μ)	1991	2045	1893	2033
β_0 (Φ)	0,198	0,194	0,201	0,196

Inicialmente é feito um estudo comparativo dos parâmetros. Para a etapa de remoagem, o parâmetro “a” será o parâmetro analisado pois representa a eficiência de moagem das partículas finas. Sendo assim, foi encontrado o melhor conjunto de parâmetros para cada teste e fez-se uma média. Após esta determinação, variaram-se os parâmetros de interesse.

Nesse caso, os cylpebs se destacaram, pois apresentam elevada eficiência de moagem de finos (maior valor de “a”).

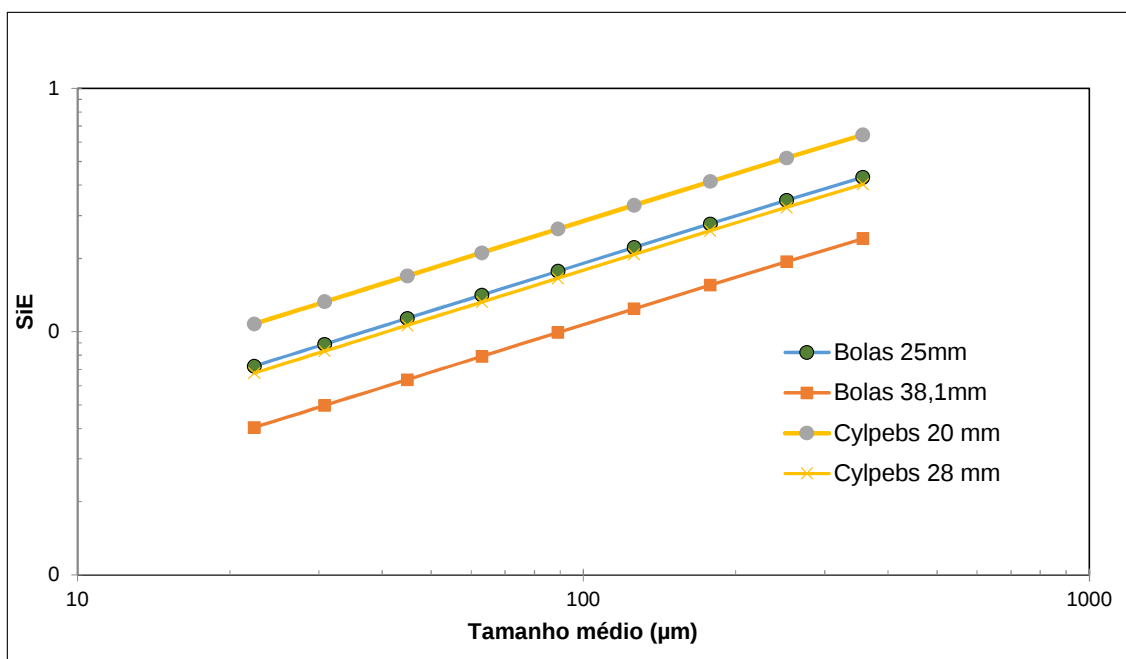


Figura 5.11 - Função seleção para diferentes corpos moedores.

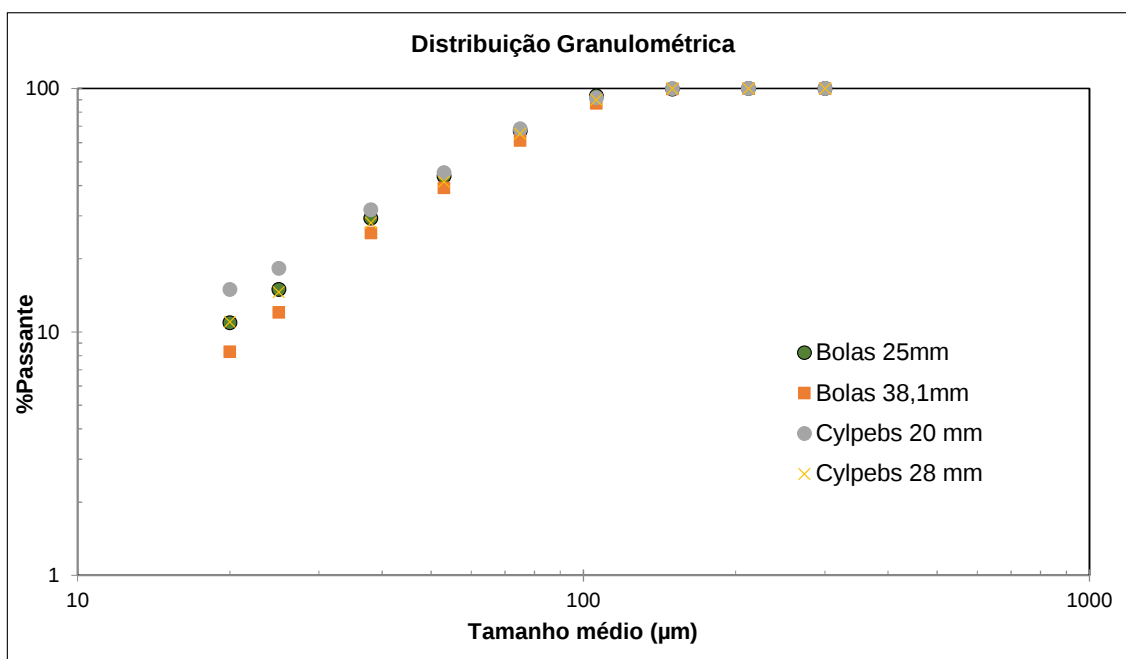


Figura 5.12 - Distribuição granulométrica dos testes com diferentes corpos moedores.

Os parâmetros são apresentados na tabela V.14.

Tabela V.14- Parâmetros de quebra e seleção da etapa de remoagem (cylpebs de 20 mm)

Função Seleção				Função Quebra		
α_0 (a)	α_1 (α)	α_2 ($\wedge$)	$D_{\text{crítico}}$ (μ)	β_0 (Φ)	β_1 (γ)	β_2 (β)
0,00895	0,65	2,5	1999	0,211	0,2341	0,41

No anexo 8, é apresentada a determinação dos parâmetros de quebra para cada um dos testes realizados em moinho de laboratório.

Uma comparação entre as áreas da carga moedora explica uma maior taxa de quebra para os cylpebs de 20 mm. Na figura 5.13 esses valores são apresentados.

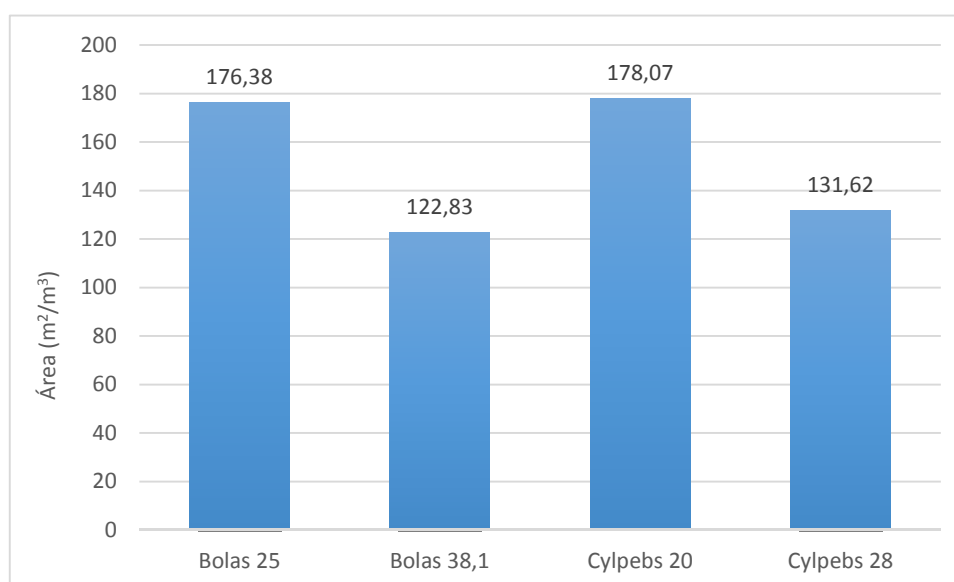


Figura 5.13 - Área da carga moedora para os diferentes testes realizados.

Simulação

Os parâmetros da função quebra e seleção para os cylpebs de 20 mm foram então inseridos numa planilha de simulação da Moly-Cop Tools (*BallSim_Reverse.xls*) e a simulação foi conduzida a fim de se encontrar um $P_{80}=45 \mu\text{m}$. Na figura 5.14 é apresentado o resultado da simulação, no anexo 10 é apresentada a simulação completa.

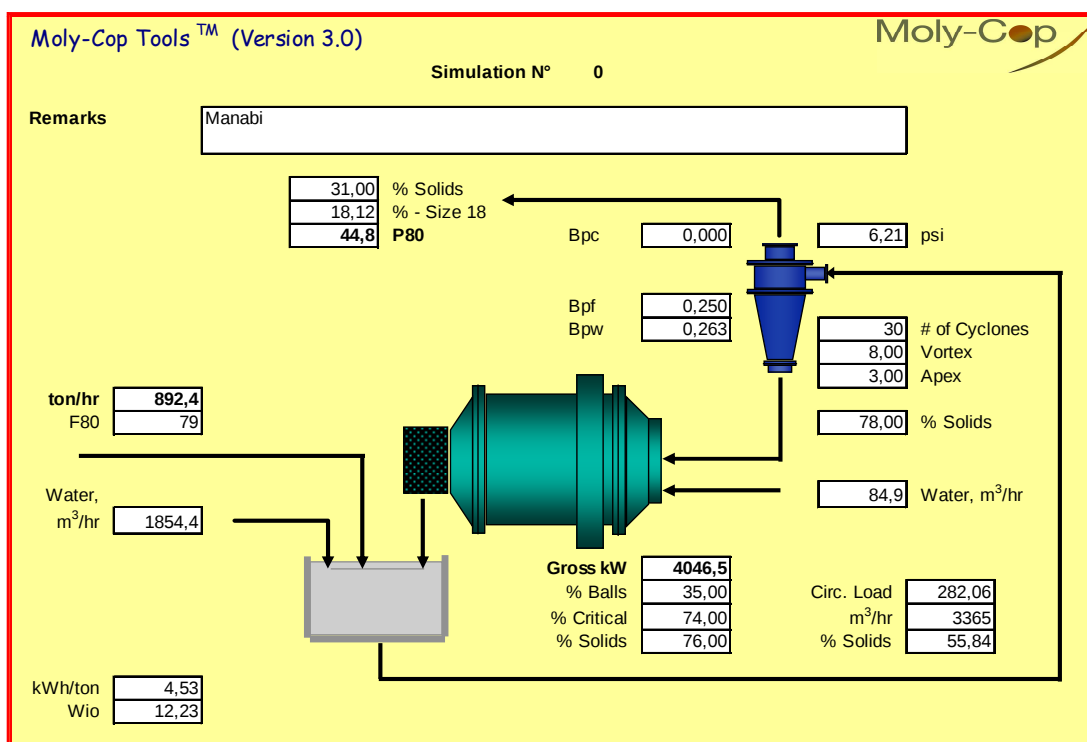


Figura 5.14 - Resultado simulação remoagem otimizada.

A simulação que atingiu um P80=44,8 µm apresentou um consumo específico de energia muito baixo, apenas 4,53 kWh/t, com carga circulante de 282,06 e by-pass de finos de 25%.

Este resultado de consumo de energia implica no dimensionamento de um moinho com 17x30 pés, devendo ser verificada a disponibilidade com os fornecedores.

6. CONCLUSÕES

Moagem Primária

- ✓ O minério de ferro itabirítico do projeto Morro do Pilar apresentou como minerais predominantes a hematita e o quartzo, não sendo evidenciada presença de minerais hidratados.
- ✓ Os grãos individuais de quartzo e hematita apresentaram tamanhos menores que o objetivo da moagem primária, podendo justificar um baixo consumo específico de energia, uma vez que o mecanismo de quebra predominante seria interparticular.
- ✓ Entre os métodos empíricos estudados, o método padrão de Bond apresentou valor de consumo específico de moagem de 8,67 kWh/t, valor 6,5% menor que o método utilizado pela Fundação Gorceix.
- ✓ Considerando o escalpe dos finos no método de Bond o valor de consumo específico de energia cai de 8,67 para 4,47 kWh/t para esta amostra.
- ✓ Para os diferentes colares de carga de bolas testados, o ensaio com *top size* de 50 mm apresentou a maior taxa específica de quebra e estes foram utilizados para simulação do circuito industrial e determinação do consumo específico de energia na moagem.
- ✓ A metodologia de Herbst e Fuerstenau apresentou consumo específico de energia 67% menor que o determinado pelo método de Bond padrão
- ✓ O WI de Bond com alimentação escalpada em 0,15 mm e o WI_{mob} foram os que apresentaram valores mais próximos ao obtido na simulação

Remoagem

- ✓ Os cylpebs de 20 mm apresentaram maior taxa específica de quebra, sendo os escolhidos para determinações das funções completas e para inserção de seus parâmetros para simulação

- ✓ O método de Donda, apresentou valor muito superior ao obtido através de simulação. Enquanto no modelo empírico o consumo específico de energia alcançou valores de 8,99 kWh/t, o valor calculado através de simulação apresentou valor de 4,53 kWh/t, 98,5% maior para o método empírico.

7. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

- ✓ Realizar uma análise comparativa dos métodos para determinação do consumo específico de energia para diferentes minerais.
- ✓ Realizar uma análise comparativa dos métodos para determinação do consumo específico de energia para um minério de ferro itabirítico no qual a etapa de moagem esteja operando e bem ajustada para comparação com o processo industrial.
- ✓ Comparar o consumo específico de energia para os diferentes *pits* do projeto Morro do Pilar.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS¹

ALVES, V.K.; FREITAS, R.; VIEIRA, J.R.; COSTA, E.; BEZERRA, H. Estudo de otimização do circuito de moagem de antracito da Vale – Planta II. In: XXIII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia. Florianópolis, Junho de 2004, vol.2, p.227 - 234.

ALVES, Vladimir Kronemberger. **Otimização de Carga Moedora Utilizando Ferramentas de Modelamento Matemático e Simulação de Moagem**, Belo Horizonte, Dissertação de Mestrado, CPGE, Universidade Federal de Minas Gerais, 2006. Disponível em: <http://www.ppgem.eng.ufmg.br/defesas/637M.PDF> Acesso em: 21/06/2015.

ALVES, V. K. Estudo de avaliação dos parâmetros que influenciam de maneira significativa nos resultados de ensaio de WI de Bond. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, 22., 2007, Ouro Preto. **Anais...** Ouro Preto: s.n., 2007. v. 1, p. 151-156.

ALVES, V.K.; GALERY, R.; PERES, A.E.C.; SCHNEIDER, C.L. Optimization of mill charge using simulation. ME - Comminution 10. 17 de abril de 2010.

ALVES, V. K.; FONSECA, A.; SCHNEIDER, C. Metodologia para Dimensionamento e Mapeamento Geometalúrgico de Circuitos de Cominuição, Contribuição técnica ao 68º Congresso ABM Internacional (68th ABM Congress), 30 de julho a 2 de agosto de 2013, Belo Horizonte, MG.

ANDRADE, A.G. ; MENEZES, R.L.A.; ATHAYDE, M. Desenvolvimento de metodologia de avaliação da moagem baseada na lei de Bond modificada na Samarco Mineração. 15º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, 15 a 18 de Setembro, 2014, Belo Horizonte, MG, Brasil.

AYDOGAN, N.A.; ERGUN, L.; BENZER, H.; High pressure grinding rolls (HPGR) application in the cement industry. Minerals Engineering, 2005, p.130-139.

¹ Baseadas na norma NBR 6023, de 2002, da Associação Brasileira de Normas Técnicas (ABNT).

AUSTIN, L. G.; BHATIA, V. K. Experimental methods for grinding studies in laboratory mills. Powder Technology, Vol. 5, pp. 261-266, 1971a.

AUSTIN, L. G.; LUCKIE, P. T. Methods for determination of breakage distribution parameters. Powder Technology, Vol. 5, pp. 215-222, 1971b.

AUSTIN, L. G.; BHATIA, V. K. Experimental methods for grinding studies in laboratory mills. Powder Tecnology, Vol. 5, p.261-266, 1972.

AUSTIN, L. G. *A commentary on the Kick, Bond and Rittinger Laws of Grinding*. Powder Technology, 7, pp. 315-317, 1973a.

AUSTIN, L. G.; SHOJI, K.; EVERETT, M.D. An explanation of abnormal breakage of large particles sizes in laboratory mills. Powder Tecnology, Vol. 7, p.3-7, 1973b.

AUSTIN, L. G.; KLIMPEL, R. R.; LUCKIE, P. T. Process Engineering of Size Reduction, SME AIME, pp. 79-117, 1984.

Austin, L. G.; Concha, F. *Diseño y Simulación de Circuitos de Molienda y Clasificacion*. Cytec, 1994.

AUSTIN, L. G. Experimental Procedures for Batch Grinding Tests. Setembro, 2004. Nota pessoal.

BERALDO, J. L. *Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares*, São Paulo, Editora Edgard Blücher Ltda, 1987.

BERGSTROM, B. H. Crushability and Grindability. In *SME Minerals Processing Handbook*, edited by N.L. Weiss. SME Inc., Littleton, 1985, pp. 30-65-68.

BOND, F. C. The third theory of comminution. Transaction AIME, 193, 484-494, 1952.

BOND, F. C. Confirmation of the third theory. Transactions AIME: San Francisco, 1960a.

BOND, F. C. New Equation for Calculating the Work Index from A-C closed circuits ball mill grindability tests. Allis Chalmers Publication, 1960b.

CHAVES, A. P.; PERES, A. E. C. Cominuição do Carvão. In: Teoria e Prática do Tratamento de Minérios – Vol.3, Signus Editora, 2009, cap 4, p.257-258.

DE ANDRADE LIMA, L. R. P.; NUNES, J. N. Avaliação da cinética de moagem do minério da Jacobina Mineração e Comércio. Holos, Vol. 5, p. 393-401, 2014.

DONDA, Joaquim Donizetti. **Estudo do comportamento de um itabirito do quadrilátero ferrífero quanto à superfície.** São Paulo, Dissertação de Mestrado, EPUSP, Universidade de São Paulo, 1998.

DONDA J. D.; GALINARI C. M.; RABELO, P. J. B. O Controle da Eficiência Energética nos Circuitos de Pré-moagem e Moagem Primária da Samarco Mineração. In: II Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro - ABM, Ouro Preto, p. 144-150, 1999.

DONDA, Joaquim Donizetti, **Um método para prever o consumo específico de energia na (re)moagem de concentrados de minério de ferro em moinhos de bolas.** Belo Horizonte, Tese (doutorado), CPGEM, Universidade Federal de Minas Gerais, 2003.

DONDA, J. D.; ROSA, A. C. Uma constatação sobre moagem de minérios de ferro do Quadrilátero Ferrífero. Notas pessoais, 2013.

DONDA, J. D.; ROSA, A. C. *A lei de Moagem – Comprovação para minério de ferro*, 1ª Edição, Ouro Preto, Livraria e Editora Graphar, 2014.

FARIA, Patrícia Mundim Campos. Pellet feed grinding process optimization through simulation tools and mathematical modeling. Dissertação de Mestrado, COPPE, Universidade Federal do Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, 2015.

FERREIRA, K. C.; GALERY, R.; MONTENEGRO, L. C. M.; PERES, A. E. C. Efeito do Escalpe no WI de Bond. In: XXVI ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, Poços de Caldas. **Anais...** Poços de Caldas: v. 2, p. 78-83, 2007.

FERNANDES, Cláudio. **Otimização do circuito de remoagem da Arafertil através de modelamento matemático**, São Paulo, Dissertação de Mestrado, EPUSP, Universidade de São Paulo, 1997.

FERNANDES, C., PERES, A. E. C. Optimisation of the Grinding Circuit At Arafertil, Brazil, Mineral Engineering, Vol. 12, N° 8, pp. 969-984, 1999.

GALÉRY, R., FREITAS, R.O., MONTENEGRO, L.C.M., PERES, A.E.C. Moagem: Simulação do movimento da carga moedora utilizando o modelo do elemento discreto – DEM. In: XX ENTMME, 2004, Florianopolis. XX ENTMME. **v. 2.** p. 219-226.

GONÇALVES, T. A. R.; SILVEIRA, M. A. C. W.; PAULA, N. N.; FERREIRA, R. F.; DONDA, J. D. Aumento de produtividade de ensaios de moagem em escala de laboratório, utilizando equações matemáticas simples. 15º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, 15 a 18 de Setembro, 2014, Belo Horizonte, MG, Brasil.

HUKKI, R. T. Proposal for a Solomonic Settlement Between the Theories of von Rittinger, Kick, and Bond, Trans. AIME, Vol. 223, 1962.

IMBELLONI, A. M.; Macêdo, A. J. B.; Machado, L. C. R. Wi: Correlação entre metodologias. O caso prático da usina de Sossego. In: XXIV ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, Salvador. **Anais...** Salvador: v. 1, p. 473-480, 2007.

IMBELLONI, A. M.; SILVA, J. P.; PEREIRA, C. A. Determinação energética da moagem do minério de níquel. REM: Revista Escola de Minas, Ouro Preto, v.67, No.2, p.185-189, 2014.

JAUREGUI, R. O. Simplified Bond Work Index determination, In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E HIDROMETALURGIA, 9., 1982, Rio de Janeiro. **Anais**. Porto Alegre: Gráfica e Editora NSB, 1983. p. 358-367.

HERBST, J. A., FUERSTENAU, D. W. Influence of Mill Speed and Ball Loading on the Parameters of the Batch Grinding Equation, **Trans. SME, AIME**, v.252, pp. 169-176, 1972.

HERBST, J. A.; FUERSTENAU, D. W. Mathematical Simulation of Dry Ball Milling Using Specific Power Information, **Trans. AIME/SME**, 254, pp. 343-348, 1973.

HERBST, J. A.; FUERSTENAU, D. W. Scale-Up Procedure for Continuous Grinding Mill Design Using Population Balance Models, **International Journal of Mineral Processing**, Vol. 7, pp. 1-31, 1980.

KAYA, E.; FLETCHER, P. C.; THOMPSON, P. Reproducibility of Bond work index with different standard ball mills. SME Annual Meeting. 25-27 Feb., Phoenix, Arizona. 2001.

KING, R. P. Modeling e Simulation of Mineral Processing Systems, Department of Metallurgical Engineering, University of Utah, USA, Oxford, 2001. Comminution operations, p.127-212.

LO, Y. C.; HERBST, J.A. Consideration of ball size effects in the population balance approach to mill scale-up. **Adv. Miner. Process. Chap. 2**, pp. 33- 47, 1986.

RABELO, P. J. B.; DONDA, J.D.; PERES, A.E.C.; CHAVES, A.P.; *Rittinger, 1,4 séculos depois uma demonstração de sua aplicação a uma instalação industrial*. Metalurgia e Materiais. Caderno Técnico, Vol. 63, Setembro 2007.

RAJAMANI, K.; HERBST, J. A. Simultaneous estimation of selection and breakage functions from batch and continuous grinding data, **Transactions of Institution of Mining and Metallurgy**, Vol. 93, pp.74-85, 1984.

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: 02/07/2014.

MAGNE, L.; GUTIÉRREZ, A.; TITICHOCA, G. Análisis de la operación de molinos rotatórios a través de simulaciones MED. In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios, 2005, Natal-RN. p. 512-519.

MAN, Y. T. Why is the Bond ball mill grindability test done the way it is done? The European Journal of Mineral Processing and Environmental Protection. Vol 2, No. 1, p.34-39, 2002.

Manual de Molinos. Ingeniería de Molturación. Hoderbank.

MARTINS, M. A. S. Determinação do work index pelo método direto, comparativo e comparativo de remoagem de acordo com a 3ª teoria da cominuição. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS, 10., 1984, Belo Horizonte. **Anais**. Belo Horizonte: s.n., 1984. p. 147-153.

MARTINS, M. A. S. Moagem de Minérios e Minerais Industriais. Belo Horizonte: CEMI: Consultoria em Engenharia Mineral, 2003. 333p. Apostila.

MAZZINGHY, Douglas Batista. **Estudo de Modelagem e Simulação de Circuito de Moagem Baseado na Determinação dos Parâmetros de Quebra e Energia Específica de Fragmentação**, Belo Horizonte, Dissertação de Mestrado, CPGEM, Universidade Federal de Minas Gerais, 2009. Disponível: <http://www.ppgem.eng.ufmg.br/defesas/1177M.PDF>. Acesso em: 18/10/2014.

MAZZINGHY, Douglas Batista. **Metodologia para escalonamento e simulação de moinho vertical**, Belo Horizonte, Tese de Doutorado, PPGEM, Universidade Federal de Minas Gerais, 2012.

MAZZINGHY, D. B.; RUSSO, J. F. C.; PIMENTEL, D. A. Avaliação dos parâmetros cinéticos de moagem para amostras de itabiritos compacto e friável. In: XXV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa e VIII Meeting of Southern

Hemisphere on Mineral Technology; Goiânia, Goiás. Editora Graff Cor, 2013. V.1 p. 451 – 458.

MISHRA B. K.; RAJAMANI R. K. Numerical Simulation of charge motion in ball mills: lifter bar effect. SME Annual Meeting. Phoenix, Arizona – February 24-27, 1992a.

MISHRA B. K.; RAJAMANI R. K. The discrete element method for the simulation of ball mills. Applied Mathematic Modelling, Vol. 16, p. 598-604, 1992b.

MONTENEGRO, Luiz Claudio Montenegro. **Aplicação de Métodos Numéricos na Simulação da Moagem em Moinho de Bolas Utilizando o Modelo do Balanço Populacional**, Belo Horizonte, Dissertação de Mestrado, CPGEM, Universidade Federal de Minas Gerais, 1997.

MONTENEGRO, L. C. M.; GALERY, R.; SILVA, G. G.; PAULA, R. A.; PERES, A. E. C. Estudo de otimização da carga de bolas na moagem por meio do modelo do balanço populacional – Parte 1. In: XX ENTMME, 2004, Florianopolis. XX ENTMME. v. 2. p. 251-260.

MONTENEGRO, L. C. M.; GALERY, R.; BARROSO, R.; PERES, A. E. C. Modelagem matemática da moagem de carvão em moinho de bolas. In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia. Natal-RN, Novembro de 2005, vol.1, p.496 - 503.

MOSHER, J. B.; TAGUE, C. B. Conduct and precision of Bond grindability testing. Minerals Engineering, Vol.14, No. 10, p.1187-1197, 2001.

MOURÃO, J. M.; STEGMILLER, L. Influência da estrutura dos minérios de ferro na sua moabilidade. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E HIDROMETALURGIA, 14., 1990, Salvador. **Anais.** : São Paulo: ABM, 1990. p. 228-243.

NASCIMENTO, Dirceu Valadares. **Análise da Dinâmica da Carga Moedora nos Moinhos de Bolas**, Belo Horizonte, Dissertação de Mestrado, CPGEM, Universidade Federal de Minas Gerais, 2013. Disponível: <http://www.ppgem.eng.ufmg.br/defesas/2101M.PDF> . Acesso em: 07/07/2015.

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

PEREIRA, C. E.; DONDA, J. D. O controle da eficiência energética na moagem – a aplicação na Caraíba Metais S/A. Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, 10. Belo Horizonte, Maio 1984.

ROWLAND JR, C. A. Comparison of Work Indices Calculated from Operating Data with those from Laboratory Test Data. In: Selection Circuits to Prepare Beneficiation Feeds. Allis Chalmers Bulletin, May 1983.

ROWLAND JR, C. A. (1986) Ball Mill scale-up – diameter factors. In: SOMASUNDARAM, P. Advances in Mineral Processing. New York, Society of Mining Engineers, Inc., American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, p. 606-617

ROWLAND, C. A. Bond's Method for Selection of Ball Mills. In: KAWATRA, K. (Ed.). Advances in Comminution. SME, 2006. p.385-398.

SAMPAIO J. A.; FRANÇA S. C. A.; BRAGA, P. F. A. Tratamento de Minérios – Práticas Laboratoriais. 1a. ed. Rio de Janeiro. Capítulo 10, Determinação Experimental do Índice de Trabalho (WI), p. 179-192, 2007.

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.

SCHNEIDER, C. L.; DUQUE, T. F. M. B. O ensaio de caracterização para escalonamento de moinhos pelo método de Austin. In: 16º Seminário Brasileiro de Minério de Ferro. 2015, Rio de Janeiro, Brasil.

SEPÚLVEDA, J. M. *Manual do usuário do Moly-Cop Tools*, Moly-Cop Chile S.A, 2002.

SIDDIQUE, Mohammad. **A kinetic approach to ball mill scale-up for dry and wet systems**, Utah, Master of Science in Metallurgy, Department of Mining, Metallurgical and Fuels Engineering, University of Utah, USA, June 1977. Disponível em: <http://content.lib.utah.edu/utils/getfile/collection/etd2/id/718/filename/2068.pdf> Acesso em: 18/03/2015.

SILVA, C. C.; VALADÃO, G. E. S. Funções quebra e seleção de minérios de ferro com diferentes microtexturas. 3º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, 23 a 25 de Novembro de 2001, Ouro Preto.

SILVA, André Carlos. **Simulação de moagem implementada a partir do modelo de Austin**, Ouro Preto, Dissertação de Mestrado, UFOP, Universidade Federal de Ouro Preto, 2003. Disponível em: http://200.131.208.43/jspui/bitstream/123456789/3119/1/DISSERTA%C3%87%C3%83O_Simula%C3%A7%C3%A3oMoagemImplementada.pdf. Acesso em: 04/03/2014.

SILVA, Diogo Souza Figueiredo. **Uma revisão do método de cálculo do Work Index de Bond para minérios com excesso de finos naturais**. Belo Horizonte, Trabalho de Conclusão de Curso. Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, 2011.

SOUZA, Vlória Cristina Gonçalves de Souza. **Modelagem matemática do circuito de moagem de cimento**, Porto Alegre, Dissertação de Mestrado, PPGEM, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2002. Disponível em: http://www.lume.ufrgs.br/bitstream/handle/10183/16314/000376391.pdf?sequence=1&locale=pt_BR. Acesso em: 09/09/2014.

TAVARES, L. M. M.; CARVALHO, R. M.; ALVES, V. K.; LIMA, N. On the Design of Ball Mills for Grinding Itabirite Ores. In: 13º Seminário Brasileiro de Minério de Ferro. 2012, Rio de Janeiro, Brasil, p.742-752.

TÜZÜN, M. A. Wet Bond Mill Test. Minerals engineering. Vol.14. No.3. p.369-373, 2001.

VERKOEIJEN, D.; POUWA, G. A.; MEESTERS, G. M. H.; SCARLETT, B. Population balances for particulate processes—a volume approach, **Chemical Engineering Science**, Vol. 57, pp. 2287-2303, 2002.

von KRUGER, Fernando Leopoldo. **Corpos Moedores Côncavos**, Belo Horizonte, Tese de Doutorado, CPGEM, Universidade Federal de Minas Gerais, 2004. Disponível em: <http://www.ppgem.eng.ufmg.br/defesas/203D.PDF>. Acesso em: 23/03/2015.

ANEXOS

ANEXO 1

VARIÁVEIS DO MOINHO DE LABORATÓRIO

As principais variáveis de um moinho de bolas de laboratório são apresentadas a seguir:

J = enchimento de bolas (volume de bolas carregado no moinho);

ε = porosidade - fração de vazios entre as bolas (adimensional);

U = enchimento de material (volume de material que preenche os vazios da carga moedora).

A Figura A.1 apresenta uma vista frontal de um moinho de bolas de laboratório carregado com bolas.

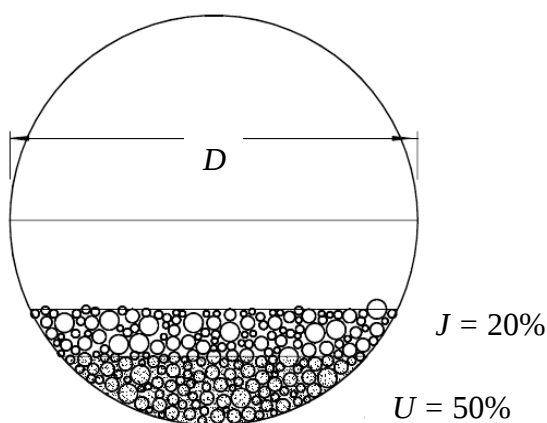


Figura A.1 – Definições para testes com moinho de bolas em escala de laboratório.

Massa da carga moedora

A massa da carga moedora M_c pode ser calculada conforme a Equação 3.65.

$$M_c = V_m \rho_b J (1 - \varepsilon) \quad (\text{A.1})$$

sendo:

M_c = massa da carga moedora (kg);

V_m = volume do moinho (m^3);

ρ_b = densidade das bolas (t/m^3);

J = enchimento de bolas (volume de bolas carregado no moinho);

ε = porosidade - fração de vazios entre as bolas (adimensional).

Massa de sólidos

A massa de sólidos M_s pode ser calculada conforme a Equação A.2

$$M_s = V_m \rho_a J \varepsilon U \quad (\text{A.2})$$

sendo:

M_s = massa de sólidos (kg);

V_m = volume do moinho (m^3);

ρ_a = densidade aparente dos sólidos (t/m^3);

J = enchimento de bolas (volume de bolas carregado no moinho);

ε = porosidade - fração de vazios entre as bolas (adimensional);

U = enchimento de material (volume de material que preenche os vazios da carga moedora).

Velocidade Crítica

A velocidade crítica N_c é obtida quando a bola consegue atingir o ponto mais elevado do moinho sem se desprender da parede. Para calcular a velocidade crítica N_c , iguale-se a força centrífuga ao peso da bola no ponto mais elevado do moinho, conforme a Equação A.3

$$N_c = \frac{42,306}{\sqrt{D_m - d_{\max}}} \quad (\text{A.3})$$

sendo:

N_c = velocidade crítica (rpm);

D_m = diâmetro interno do moinho (m);

$d_{\max}$ = diâmetro máximo das bolas (m).

O preenchimento intersticial é a fração do volume entre as bolas ocupada pelo leito de partículas. É calculado através da fórmula A.4 abaixo:

$$U = \frac{f_c}{P_b \times J} \quad (\text{A.4})$$

O minério se encaixa nos espaços vazios entre as bolas, e ocupa os 40% de espaços vazios da porosidade. Quando se diz que o U é igual a 100%, quer dizer que todos os espaços vazios entre as bolas estão preenchidos, se o U for 50%, metade dos espaços vazios estão preenchidos.

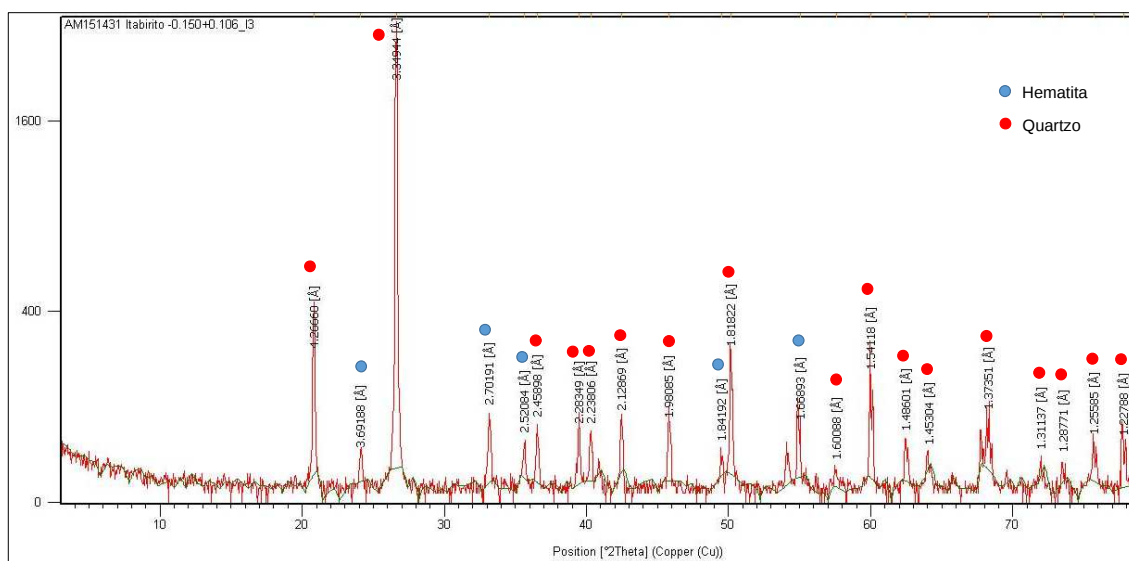
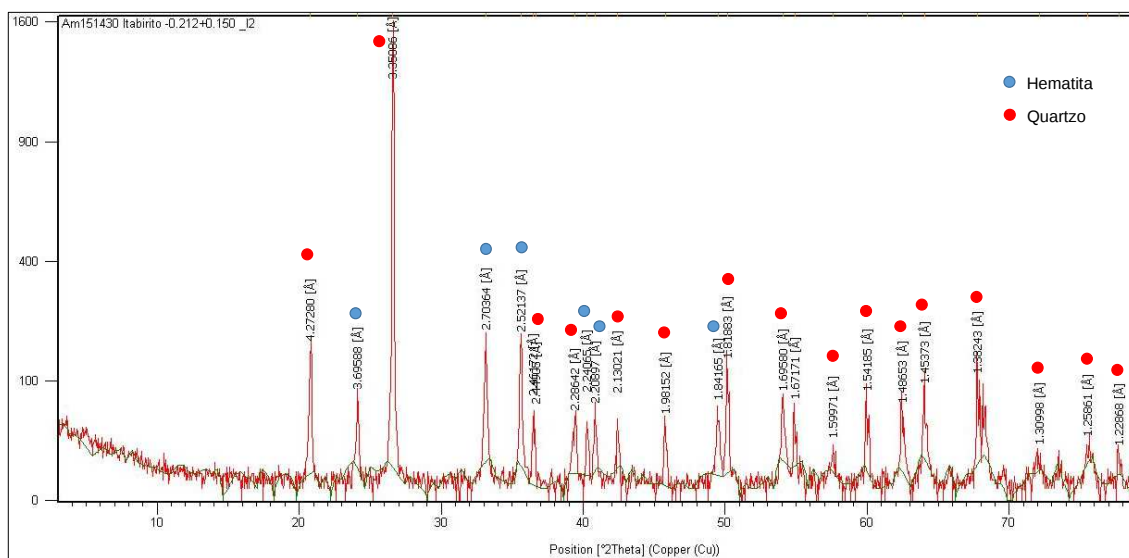
ANEXO 2

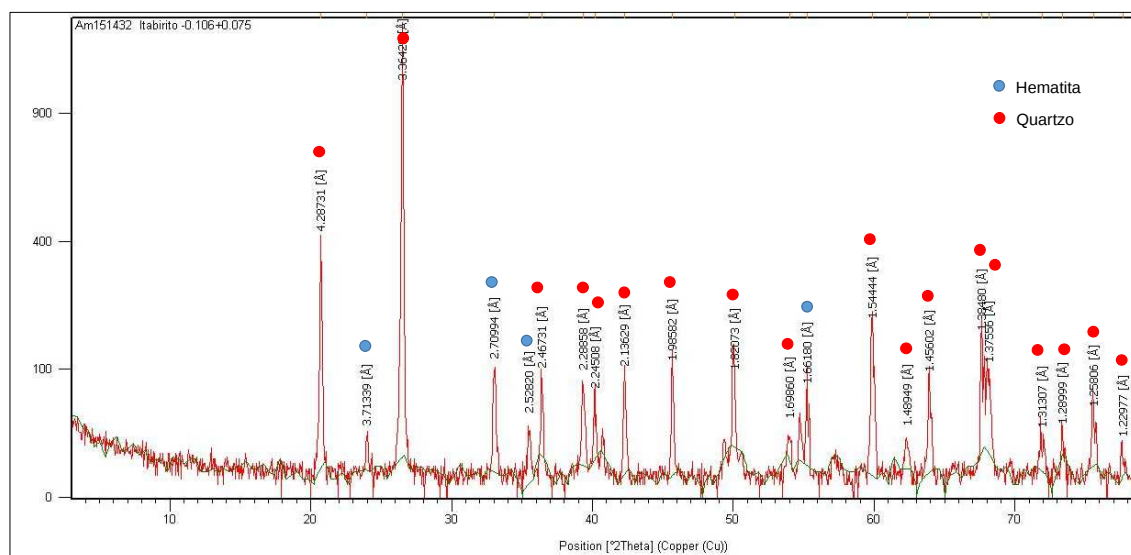
RESULTADOS DENSIDADE REAL MEDIDA COM PICNÔMETRO A GÁS

 DEPEC - DETEMM - FUNDAÇÃO GORCEIX			
Projeto -	Kelly	Amostra itabirito	ROM britado a 3,36mm
Medidas de densidade em picnômetro a gás			Visto - F.Krüger
	Massa	Volume	Densidade
P1	22,411	6,465	3,467
P2		6,462	3,468
P3		6,465	3,467
Desvpad.	0,001	Média	3,467
Data:	04/08/2015	Operador	LCF

DEPEC - DETEMM - FUNDAÇÃO GORCEIX			
Projeto -		MANABÍ	
BSA (cm2 / g) =		2548	
Medidas de densidade em picnômetro a gás			
	Massa	Volume	Densidade
P1	162,1089	31,626	5,126
P2		31,551	5,138
P3		31,574	5,134
Desvpad.	0,006	Média	5,133
Aparelho -	Solotest FG,	Calibração	09/04/2012
Vol.Cel. (Vc) =	1,889	k2 =	1391,92
Porosidade (p) -	0,50	Correção (Cp) -	1,00
Massa (0,5)	4,85	Massa real	4,85

ANEXO 3
DIFRATOGRAMAS DAS FRAÇÕES UTILIZADAS NO GRAU DE
LIBERAÇÃO





ANEXO 4

DADOS RESUMIDOS DO WORK INDEX DE BOND DO ESTUDO GEOMETALÚRGICO

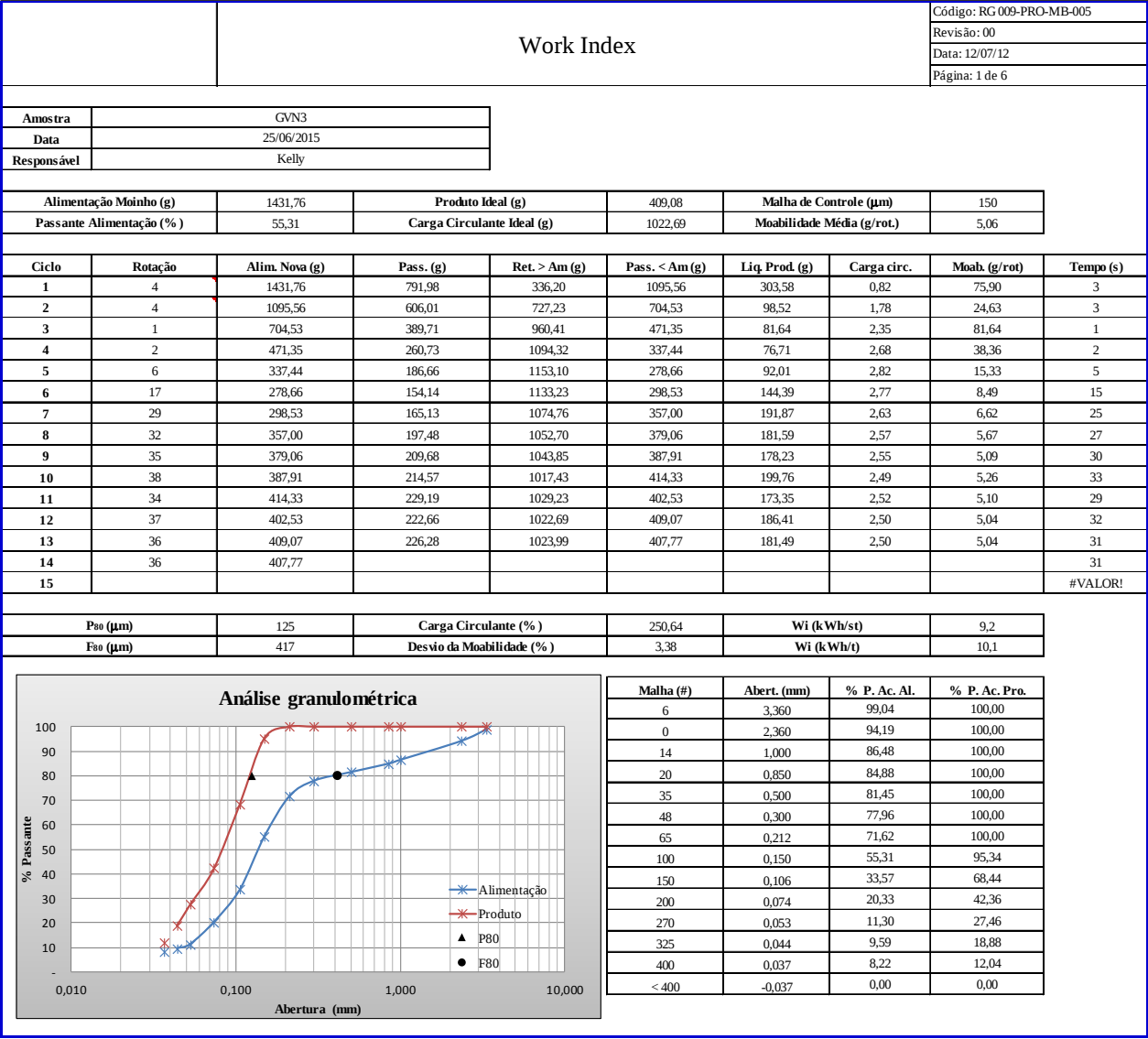
Amostra	A80	P80	Mob	WI	% Passante
	(μm)	(μm)	(g/rot)	kWh/t	0,150mm
1	604,4	107,7	5,5	6,9	68,2
2	210,2	97,0	19,8	4,1	75,9
3	1255,8	118,9	6,8	5,1	59,3
4	728,5	83,7	5,7	5,1	65,0
5	1140,9	121,5	8,2	4,5	59,4
6	1533,8	112,1	7,4	4,3	51,1
7	1122,7	112,4	14,2	2,7	51,5
8	1289,4	114,5	7,2	4,7	50,3
9	2230,1	116,8	6,3	4,8	43,5
10	2026,2	120,2	6,5	4,8	46,8
11	1834,1	119,4	6,3	5,0	44,6
12	1772,8	124,4	7,2	4,6	42,9
13	2209,3	124,4	5,9	5,3	40,2
14	2433,2	121,9	5,4	5,6	40,0
15	2378,9	119,8	6,3	4,8	31,4
16	2403,2	120,9	6,6	4,7	36,7
17	2107,6	117,8	5,2	5,7	43,3
18	2172,6	126,7	7,3	4,5	40,5
19	1986,5	112,6	8,2	3,9	37,1
20	2092,3	122,1	5,2	5,8	39,6
21	2190,1	119,1	5,3	5,6	41,8
22	2190,4	124,0	6,1	5,1	39,6
23	1594,3	125,3	3,5	8,7	45,7
24	1729,6	125,1	4,3	7,2	43,9
25	1723,7	123,9	4,9	6,4	33,6
26	2367,1	128,6	5,0	6,1	33,6
27	1783,5	122,6	5,9	5,4	37,1
28	1810,1	125,8	5,1	6,2	39,7
29	2302,8	114,1	5,8	5,1	34,9
30	1863,5	125,5	5,7	5,7	39,7
31	2035,1	121,1	5,6	5,5	39,9
32	1826,9	124,8	5,4	5,9	39,2
33	2351,0	119,9	5,3	5,6	33,5
34	2380,6	125,4	6,2	5,1	35,9
35	2296,3	123,3	3,6	7,8	28,3
36	1887,0	130,8	6,3	5,3	34,7
37	2047,9	126,0	6,0	5,3	35,8
38	1883,4	128,3	6,5	5,1	35,2
39	1941,4	131,1	5,2	6,2	34,0
40	2091,6	128,0	4,7	6,5	38,9
41	1678,0	99,0	5,8	3,4	47,0

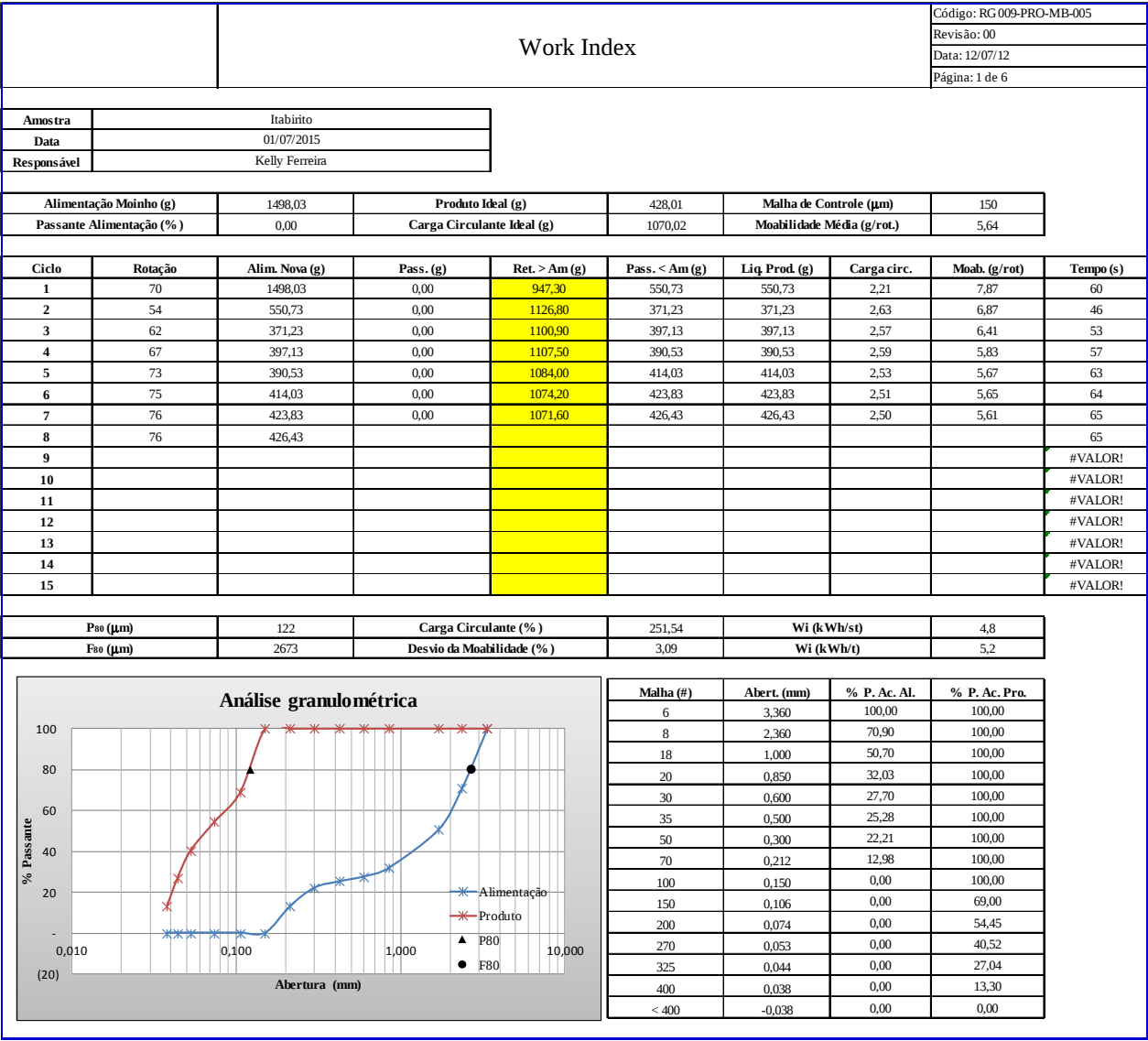
42	1656,0	97,0	7,0	4,1	55,0
43	1639,0	115,0	4,2	7,0	49,0
44	1414,0	114,0	7,7	4,3	62,0
45	1786,0	101,0	6,5	4,4	52,0
46	1487,0	97,0	6,2	4,6	57,0
47	1517,0	109,0	4,7	6,2	49,0
48	1633,0	99,0	6,0	4,7	55,0
49	1521,0	121,0	7,6	4,5	51,0
50	1282,0	118,0	6,6	5,1	57,0
51	1596,0	100,0	5,9	4,8	56,0
52	1494,0	116,0	4,6	6,6	53,0
53	1406,0	111,0	4,6	6,5	58,0
54	1432,0	110,0	3,8	7,5	52,0
55	1394,0	104,0	3,9	7,1	56,0
56	1514,0	92,0	4,4	5,9	53,0
57	1528,0	97,0	4,3	6,1	49,0
58	1216,0	95,0	3,6	7,3	52,0
59	1631,0	98,0	3,4	7,5	46,0
60	1243,0	92,0	5,0	5,5	59,0
61	1761,0	109,0	7,3	4,2	51,0
62	211,0	105,0	7,1	10,8	74,0
63	641,0	118,0	7,0	6,0	66,0
64	356,0	102,0	10,0	5,1	71,0
65	401,0	113,0	5,0	9,4	68,0
66	1697,0	121,0	2,7	10,2	62,7
67	2287,0	105,0	6,8	4,2	52,5
68	2520,0	108,0	3,7	6,9	61,1
69	1262,0	120,0	2,8	10,4	53,7
70	1423,0	117,0	3,7	8,0	51,3
71	1710,0	104,0	1,8	13,0	51,4
72	1471,0	125,0	4,3	7,4	50,8
73	2323,0	114,0	1,8	13,3	59,7
74	1240,0	65,0	3,2	6,3	45,3
75	1750,0	122,0	4,6	6,6	46,7
76	1134,0	108,0	3,2	8,9	37,1
77	1485,0	127,0	3,0	9,9	52,9
78	1899,0	115,0	6,4	4,8	52,5
79	642,0	126,0	1,0	31,8	60,5
80	2030,0	111,0	1,9	12,6	48,7
81	1458,0	111,0	5,1	5,9	46,0
82	2007,0	100,0	6,9	4,1	48,8
83	1699,0	109,0	5,9	5,0	44,4
84	253,0	127,0	1,5	41,8	41,9
85	1701,0	102,0	8,1	3,7	45,2

86	647,0	112,0	6,2	13,2	56,0
87	1283,0	108,0	2,5	4,5	49,4
88	2261,0	98,0	7,3	3,0	40,4
89	1684,0	108,0	9,8	3,3	54,8
90	1523,0	104,0	9,8	5,9	50,3
91	956,0	124,0	4,8	6,7	53,5
92	1164,0	107,0	5,5	5,5	53,5
93	1615,0	105,0	5,7	3,5	56,0
94	1710,0	102,0	1,9	10,9	58,4
95	1687,0	110,0	9,1	5,4	50,7

ANEXO 5

WORK INDEX DE BOND – AMOSTRA PADRÃO





ANEXO 6

RESULTADOS MOABILIDADE FUNDAÇÃO GORCEIX

Moabilidade	Kelly	ROM britado a 3,36mm			Amostra itabirito	
Parâmetros	Enchimento	29,6%	% sol V/V	49,8%	% sol. w/w	77,4%
Dens. real do minério	3,47	Taxa de decaimento granulométrico				
Bolas (15mm a 30mm)	Distribuida	100#	150#	200#	270#	325#
Fração da vel. crítica	0,75	-0,502	-0,311	-0,188	-0,081	-0,066
Preenchimento intersticial		107,0%	107,0%	107,0%	107,0%	
Mesh	% Acumulada retida					Micrometros
4#	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	4760
6#	0,1%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	3366
8#	12,8%	3,2%	0,0%	0,0%	0,0%	2380
10#	21,1%	4,8%	0,9%	0,0%	0,0%	1680
14#	26,1%	5,4%	1,0%	0,0%	0,0%	1190
20#	29,7%	5,8%	1,1%	0,0%	0,0%	840
28#	32,0%	6,0%	1,2%	0,0%	0,0%	594
35#	33,6%	6,1%	1,2%	0,0%	0,0%	420
48#	35,6%	6,3%	1,2%	0,0%	0,0%	297
65#	39,8%	7,5%	1,6%	0,1%	0,0%	210
100#	47,0%	12,2%	3,9%	0,8%	0,2%	149
150#	55,4%	21,2%	9,3%	2,9%	1,2%	105
200#	69,5%	42,4%	29,2%	14,5%	7,0%	74
270#	82,3%	65,1%	54,9%	42,2%	30,0%	53
325#	85,4%	70,0%	60,6%	50,2%	37,0%	44
C1	92,7%	83,0%	66,1%	57,6%	43,6%	42
C2	95,4%	88,8%	81,7%	74,5%	62,5%	26
C3	97,2%	93,2%	88,4%	83,5%	75,2%	19
C4	98,0%	95,5%	92,1%	88,7%	82,3%	9
C5	98,4%	96,8%	94,1%	92,2%	87,5%	6
P80	1016	107	85	68	57	µm
Energia Especifica	0	2,0	4,0	8,0	12,0	Wh/kg

ANEXO 7

DETERMINAÇÃO DOS PARÂMETROS DE QUEBRA EM LABORATÓRIO PARA ETAPA DE MOAGEM PRIMÁRIA

Moly-Cop Tools™, Version 3.0

Test N°

1

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Teste Base

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	18,2	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	6,3	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	24,5	Balls Filling, %	31,8
Slurry, lt	13,9	Speed, % Critical	73,0
Slurry Dens., kg/lt	1,765	App. Dens., ton/m3	4,473
% Solids (by weight)	74,3	Power, kW	0,36
Grinding Time, min	0,3	Energy, kWh/ton	0,11

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge		
			Exp.	Adj.	
1,05	25400	100,00	100,00	/	100,00
0,742	19050	100,00	100,00	/	100,00
0,525	12700	100,00	100,00	/	100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/	100,00
3	6700	100,00	100,00	/	100,00
4	4750	91,50	94,11	/	95,02
6	3400	78,68	84,13	/	86,80
8	2360	70,40	77,54	/	79,52
10	1700	66,09	73,31	/	74,37
14	1180	62,56	69,92	/	70,22
20	850	59,58	66,79	/	66,96
28	600	58,16	65,28	/	64,13
35	425	56,83	63,81	/	61,56
48	300	55,32	62,11	/	58,99
65	212	50,65	57,40	/	54,74
100	150	45,95	51,44	/	49,29
150	106	34,05	36,82	/	37,68
200	75	24,59	26,29	/	27,06
270	53	18,23	18,41	/	19,68
400	38	9,12	10,13	/	10,16
D80, microns		3528	2714	/	2420

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,000447	beta00	0,04309
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	1,770	beta1	0,488
alpha12	1,000	beta2	3,914
alpha2	2,500		
Dcrit	5660	Obj. Function	2,91

Moly-Cop Tools™, Version 3.0

Test N°

1

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Teste Base

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	18,2	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	6,3	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	24,5	Balls Filling, %	31,8
Slurry, lt	13,9	Speed, % Critical	73,0
Slurry Dens., kg/lt	1,765	App. Dens., ton/m3	4,473
% Solids (by weight)	74,3	Power, kW	0,36
Grinding Time, min	1,0	Energy, kWh/ton	0,33

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge		
			Exp.	Adj.	
1,05	25400	100,00	100,00	/	100,00
0,742	19050	100,00	100,00	/	100,00
0,525	12700	100,00	100,00	/	100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/	100,00
3	6700	100,00	100,00	/	100,00
4	4750	91,50	97,00	/	98,28
6	3400	78,68	91,82	/	94,95
8	2360	70,40	87,37	/	90,96
10	1700	66,09	84,76	/	85,67
14	1180	62,56	81,83	/	82,73
20	850	59,58	79,08	/	79,34
28	600	58,16	77,53	/	77,50
35	425	56,83	75,84	/	75,08
48	300	55,32	74,14	/	69,91
65	212	50,65	69,35	/	64,46
100	150	45,95	61,59	/	57,34
150	106	34,05	44,69	/	45,40
200	75	24,59	32,45	/	32,52
270	53	18,23	23,14	/	22,90
400	38	9,12	12,28	/	12,38
D80, microns		3528	949	/	907

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,000337	beta00	0,04309
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	1,832	beta1	0,488
alpha12	1,000	beta2	3,914
alpha2	2,498		
Dcrit	5510	Obj. Function	3,28

Moly-Cop Tools™, Version 3.0

Test N°

1

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Teste Base

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	18,2	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	6,3	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	24,5	Balls Filling, %	31,8
Slurry, lt	13,9	Speed, % Critical	73,0
Slurry Dens., kg/lt	1,765	App. Dens., ton/m3	4,473
% Solids (by weight)	74,3	Power, kW	0,36
Grinding Time, min	2,0	Energy, kWh/ton	0,66

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge		
			Exp.	Adj.	
1,05	25400	100,00	100,00	/	100,00
0,742	19050	100,00	100,00	/	100,00
0,525	12700	100,00	100,00	/	100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/	100,00
3	6700	100,00	100,00	/	100,00
4	4750	91,50	97,41	/	99,51
6	3400	78,68	94,15	/	98,30
8	2360	70,40	92,23	/	96,46
10	1700	66,09	90,78	/	94,34
14	1180	62,56	89,13	/	91,95
20	850	59,58	87,18	/	89,58
28	600	58,16	85,90	/	86,98
35	425	56,83	84,25	/	83,94
48	300	55,32	82,30	/	81,87
65	212	50,65	76,92	/	75,32
100	150	45,95	69,72	/	65,59
150	106	34,05	51,85	/	52,59
200	75	24,59	38,29	/	37,50
270	53	18,23	26,62	/	25,73
400	38	9,12	12,45	/	14,14
D80, microns		3528	259	/	272

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,000123	beta00	0,04309
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	1,994	beta1	0,488
alpha12	1,000	beta2	3,914
alpha2	2,498		
Dcrit	4152	Obj. Function	2,89

Moly-Cop Tools™, Version 3.0

Test N°

1

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Teste Base

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	18,2	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	6,3	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	24,5	Balls Filling, %	31,8
Slurry, lt	13,9	Speed, % Critical	73,0
Slurry Dens., kg/lt	1,765	App. Dens., ton/m3	4,473
% Solids (by weight)	74,3	Power, kW	0,35
Grinding Time, min	8,0	Energy, kWh/ton	2,57

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge		
			Exp.	Adj.	
1,05	25400	100,00	100,00	/	100,00
0,742	19050	100,00	100,00	/	100,00
0,525	12700	100,00	100,00	/	100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/	100,00
3	6700	100,00	100,00	/	100,00
4	4750	91,50	99,96	/	100,00
6	3400	78,68	99,89	/	100,00
8	2360	70,40	99,89	/	100,00
10	1700	66,09	99,83	/	100,00
14	1180	62,56	99,77	/	100,00
20	850	59,58	99,60	/	100,00
28	600	58,16	99,20	/	99,92
35	425	56,83	96,66	/	97,81
48	300	55,32	90,46	/	90,65
65	212	50,65	72,86	/	73,69
100	150	45,95	56,75	/	58,90
150	106	34,05	43,49	/	44,50
200	75	24,59	24,04	/	27,17
270	53	18,23	33,96	/	31,50
400	38	9,12	20,32	/	19,24
D80, microns			3528	246 /	243

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,000240	beta00	0,04309
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	1,299	beta1	0,488
alpha12	1,000	beta2	3,914
alpha2	2,470		
Dcrit	9957	Obj. Function	3,93

Moly-Cop Tools™, Version 3.0

Test N°

1

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Teste Base

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	18,2	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	6,3	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	24,5	Balls Filling, %	31,8
Slurry, lt	13,9	Speed, % Critical	73,0
Slurry Dens., kg/lt	1,765	App. Dens., ton/m3	4,473
% Solids (by weight)	74,3	Power, kW	0,35
Grinding Time, min	4,0	Energy, kWh/ton	1,28

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge		
			Exp.	Adj.	
1,05	25400	100,00	100,00	/	100,00
0,742	19050	100,00	100,00	/	100,00
0,525	12700	100,00	100,00	/	100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/	100,00
3	6700	100,00	100,00	/	100,00
4	4750	91,50	99,46	/	99,83
6	3400	78,68	98,58	/	99,42
8	2360	70,40	97,96	/	98,80
10	1700	66,09	97,46	/	98,10
14	1180	62,56	97,01	/	97,29
20	850	59,58	96,34	/	96,46
28	600	58,16	95,73	/	95,48
35	425	56,83	94,78	/	94,16
48	300	55,32	93,39	/	91,94
65	212	50,65	89,11	/	87,55
100	150	45,95	81,04	/	79,24
150	106	34,05	61,80	/	65,37
200	75	24,59	46,81	/	47,55
270	53	18,23	33,96	/	31,99
400	38	9,12	20,32	/	18,17
D80, microns		3528	148	/	155

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,003900	beta00	0,04309
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	1,560	beta1	0,488
alpha12	1,000	beta2	3,914
alpha2	2,498		
Dcrit	4860	Obj. Function	3,43

Moly-Cop Tools™, Version 3.0

Test N°

1

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Bolas 50 mm

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	18,2	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	6,3	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	24,5	Balls Filling, %	31,8
Slurry, lt	13,9	Speed, % Critical	73,0
Slurry Dens., kg/lt	1,765	App. Dens., ton/m3	4,473
% Solids (by weight)	74,3	Power, kW	0,40
Grinding Time, min	8,0	Energy, kWh/ton	2,93

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge	
			Exp.	Adj.
1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/ 100,00
3	6700	100,00	100,00	/ 100,00
4	4750	91,50	100,00	/ 100,00
6	3400	78,68	100,00	/ 100,00
8	2360	70,40	100,00	/ 100,00
10	1700	66,09	99,93	/ 100,00
14	1180	62,56	99,93	/ 100,00
20	850	59,58	99,85	/ 100,00
28	600	58,16	99,78	/ 99,99
35	425	56,83	99,48	/ 99,74
48	300	55,32	98,81	/ 97,47
65	212	50,65	95,02	/ 96,30
100	150	45,95	81,71	/ 80,70
150	106	34,05	60,22	/ 59,98
200	75	24,59	42,97	/ 43,19
270	53	18,23	29,96	/ 30,03
400	38	9,12	15,39	/ 16,21
D80, microns		3528	146	/ 148

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,000430	beta00	0,04309
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	1,299	beta1	0,488
alpha12	1,000	beta2	3,914
alpha2	2,470		
Dcrit	9957	Obj. Function	2,66

Moly-Cop Tools™, Version 3.0

Test N°

1

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Bolas 60 mm

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	18,2	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	6,0	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	24,2	Balls Filling, %	30,1
Slurry, lt	13,6	Speed, % Critical	73,0
Slurry Dens., kg/lt	1,781	App. Dens., ton/m3	4,430
% Solids (by weight)	75,2	Power, kW	0,35
Grinding Time, min	8,0	Energy, kWh/ton	2,56

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge	
			Exp.	Adj.
1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/ 100,00
3	6700	99,31	100,00	/ 100,00
4	4750	96,06	100,00	/ 100,00
6	3400	92,83	100,00	/ 100,00
8	2360	89,80	100,00	/ 100,00
10	1700	87,60	100,00	/ 100,00
14	1180	86,09	100,00	/ 100,00
20	850	84,25	100,00	/ 100,00
28	600	82,99	99,83	/ 99,98
35	425	81,12	99,41	/ 99,58
48	300	78,88	98,49	/ 97,49
65	212	71,46	93,23	/ 91,89
100	150	57,41	78,34	/ 80,58
150	106	34,22	55,85	/ 59,88
200	75	21,68	39,30	/ 39,14
270	53	13,14	26,76	/ 23,47
400	38	10,25	13,21	/ 14,78
D80, microns		357	156	/ 149

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,000317	beta00	0,04309
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	1,299	beta1	0,488
alpha12	1,000	beta2	3,914
alpha2	2,470		
Dcrit	9957	Obj. Function	5,22

ANEXO 8

DETERMINAÇÃO DOS PARÂMETROS DE QUEBRA EM LABORATÓRIO DA ETAPA DE REMOAGEM



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N°

1

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Base Case Example

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	12,1	Eff. Diameter, ft	1,50
Water, lt	5,2	Eff. Length, ft	1,25
Slurry, kg	17,3	Balls Filling, %	29,9
Slurry, lt	7,5	Speed, % Critical	75,2
Slurry Dens., kg/lt	2,301	App. Dens., ton/m3	5,568
% Solids (by weight)	70,0	Power, kW	0,48
Grinding Time, min	3,5	Energy, kWh/ton	2,34

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge	
			Exp.	Adj.
0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/ 100,00
3	6700	100,00	100,00	/ 100,00
4	4750	100,00	100,00	/ 100,00
6	3350	100,00	100,00	/ 100,00
8	2360	100,00	100,00	/ 100,00
10	1700	100,00	100,00	/ 100,00
14	1180	100,00	100,00	/ 100,00
20	850	100,00	100,00	/ 100,00
28	600	100,00	100,00	/ 100,00
35	425	100,00	100,00	/ 100,00
48	300	100,00	100,00	/ 100,00
65	212	100,00	100,00	/ 100,00
100	150	99,10	99,64	/ 99,48
150	106	88,90	93,19	/ 92,67
200	75	68,50	67,04	/ 76,31
270	53	38,45	43,64	/ 49,57
400	38	18,30	29,30	/ 28,09
500	25	8,70	14,96	/ 15,37
635	20	4,90	10,93	/ 10,41
D80, microns		92	90	/ 82

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,009576	beta00	0,20000
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,650	beta1	0,250
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	1998	Obj. Function	4,24



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N°

2

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Base Case Example

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	12,1	Eff. Diameter, ft	1,50
Water, lt	5,2	Eff. Length, ft	1,25
Slurry, kg	17,3	Balls Filling, %	29,9
Slurry, lt	7,5	Speed, % Critical	75,2
Slurry Dens., kg/lt	2,301	App. Dens., ton/m3	5,568
% Solids (by weight)	70,0	Power, kW	0,48
Grinding Time, min	5,5	Energy, kWh/ton	3,62

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge	
			Exp.	Adj.
0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/ 100,00
3	6700	100,00	100,00	/ 100,00
4	4750	100,00	100,00	/ 100,00
6	3350	100,00	100,00	/ 100,00
8	2360	100,00	100,00	/ 100,00
10	1700	100,00	100,00	/ 100,00
14	1180	100,00	100,00	/ 100,00
20	850	100,00	100,00	/ 100,00
28	600	100,00	100,00	/ 100,00
35	425	100,00	100,00	/ 100,00
48	300	100,00	100,00	/ 100,00
65	212	100,00	100,00	/ 100,00
100	150	99,15	99,76	/ 99,55
150	106	89,00	90,71	/ 93,29
200	75	68,65	68,72	/ 77,68
270	53	38,50	46,17	/ 51,51
400	38	18,30	31,28	/ 29,86
500	25	8,65	16,38	/ 16,57
635	20	4,90	11,81	/ 11,43
D80, microns		92	91	/ 79

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,007337	beta00	0,20000
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,650	beta1	0,250
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	1998	Obj. Function	3,86



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N°

3

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Base Case Example

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	12,1	Eff. Diameter, ft	1,50
Water, lt	5,2	Eff. Length, ft	1,25
Slurry, kg	17,3	Balls Filling, %	29,9
Slurry, lt	7,5	Speed, % Critical	75,2
Slurry Dens., kg/lt	2,301	App. Dens., ton/m3	5,568
% Solids (by weight)	70,0	Power, kW	0,48
Grinding Time, min	3,5	Energy, kWh/ton	2,33

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge	
			Exp.	Adj.
0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/ 100,00
3	6700	100,00	100,00	/ 100,00
4	4750	100,00	100,00	/ 100,00
6	3350	100,00	100,00	/ 100,00
8	2360	100,00	100,00	/ 100,00
10	1700	100,00	100,00	/ 100,00
14	1180	100,00	100,00	/ 100,00
20	850	100,00	100,00	/ 100,00
28	600	100,00	100,00	/ 100,00
35	425	100,00	100,00	/ 100,00
48	300	100,00	100,00	/ 100,00
65	212	100,00	100,00	/ 100,00
100	150	99,20	99,56	/ 99,41
150	106	88,95	86,89	/ 91,25
200	75	68,55	61,21	/ 73,16
270	53	38,45	38,99	/ 44,90
400	38	18,35	25,50	/ 23,90
500	25	8,65	12,01	/ 12,39
635	20	4,85	8,28	/ 7,94
D80, microns		92	98	/ 86

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,005361	beta00	0,20000
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,650	beta1	0,250
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	1998	Obj. Function	5,30



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N°

4

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Base Case Example

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	12,1	Eff. Diameter, ft	1,50
Water, lt	5,2	Eff. Length, ft	1,25
Slurry, kg	17,3	Balls Filling, %	29,9
Slurry, lt	7,5	Speed, % Critical	75,2
Slurry Dens., kg/lt	2,301	App. Dens., ton/m3	5,568
% Solids (by weight)	70,0	Power, kW	0,48
Grinding Time, min	5,5	Energy, kWh/ton	3,68

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge	
			Exp.	Adj.
0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/ 100,00
3	6700	100,00	100,00	/ 100,00
4	4750	100,00	100,00	/ 100,00
6	3350	100,00	100,00	/ 100,00
8	2360	100,00	100,00	/ 100,00
10	1700	100,00	100,00	/ 100,00
14	1180	100,00	100,00	/ 100,00
20	850	100,00	100,00	/ 100,00
28	600	100,00	100,00	/ 100,00
35	425	100,00	100,00	/ 100,00
48	300	100,00	100,00	/ 100,00
65	212	100,00	100,00	/ 100,00
100	150	99,10	99,64	/ 99,48
150	106	88,90	89,56	/ 92,69
200	75	68,55	66,27	/ 76,38
270	53	38,35	43,25	/ 49,55
400	38	18,20	29,13	/ 28,05
500	25	8,60	15,00	/ 15,31
635	20	4,80	10,89	/ 10,34
D80, microns		92	93	/ 81

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,006108	beta00	0,20000
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,650	beta1	0,250
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	1998	Obj. Function	4,56



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N°

5

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Base Case Example

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	12,1	Eff. Diameter, ft	1,50
Water, lt	5,2	Eff. Length, ft	1,25
Slurry, kg	17,3	Balls Filling, %	29,9
Slurry, lt	7,5	Speed, % Critical	75,2
Slurry Dens., kg/lt	2,301	App. Dens., ton/m3	5,568
% Solids (by weight)	70,0	Power, kW	0,51
Grinding Time, min	3,5	Energy, kWh/ton	2,45

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge	
			Exp.	Adj.
0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/ 100,00
3	6700	100,00	100,00	/ 100,00
4	4750	100,00	100,00	/ 100,00
6	3350	100,00	100,00	/ 100,00
8	2360	100,00	100,00	/ 100,00
10	1700	100,00	100,00	/ 100,00
14	1180	100,00	100,00	/ 100,00
20	850	100,00	100,00	/ 100,00
28	600	100,00	100,00	/ 100,00
35	425	100,00	100,00	/ 100,00
48	300	100,00	100,00	/ 100,00
65	212	100,00	100,00	/ 100,00
100	150	99,15	99,91	/ 99,64
150	106	88,90	91,60	/ 94,22
200	75	68,55	68,34	/ 79,95
270	53	38,35	45,21	/ 55,05
400	38	18,15	31,75	/ 33,22
500	25	8,40	18,28	/ 18,89
635	20	4,70	14,97	/ 13,32
D80, microns		92	90	/ 75

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,014297	beta00	0,20000
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,650	beta1	0,250
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	1998	Obj. Function	6,17



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N°

6

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Base Case Example

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	12,1	Eff. Diameter, ft	1,50
Water, lt	5,2	Eff. Length, ft	1,25
Slurry, kg	17,3	Balls Filling, %	29,9
Slurry, lt	7,5	Speed, % Critical	75,2
Slurry Dens., kg/lt	2,301	App. Dens., ton/m3	5,568
% Solids (by weight)	70,0	Power, kW	0,50
Grinding Time, min	5,5	Energy, kWh/ton	3,81

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge	
			Exp.	Adj.
0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/ 100,00
3	6700	100,00	100,00	/ 100,00
4	4750	100,00	100,00	/ 100,00
6	3350	100,00	100,00	/ 100,00
8	2360	100,00	100,00	/ 100,00
10	1700	100,00	100,00	/ 100,00
14	1180	100,00	100,00	/ 100,00
20	850	100,00	100,00	/ 100,00
28	600	100,00	100,00	/ 100,00
35	425	100,00	100,00	/ 100,00
48	300	100,00	100,00	/ 100,00
65	212	100,00	100,00	/ 100,00
100	150	99,25	100,00	/ 99,72
150	106	88,90	93,59	/ 94,76
200	75	68,60	71,89	/ 81,26
270	53	38,45	48,46	/ 57,17
400	38	18,20	33,89	/ 35,29
500	25	8,50	19,32	/ 20,46
635	20	4,75	16,46	/ 14,59
D80, microns		92	86	/ 74

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,010511	beta00	0,20000
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,650	beta1	0,250
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	1998	Obj. Function	5,52



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N°

7

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Base Case Example

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	12,1	Eff. Diameter, ft	1,50
Water, lt	5,2	Eff. Length, ft	1,25
Slurry, kg	17,3	Balls Filling, %	29,9
Slurry, lt	7,5	Speed, % Critical	75,2
Slurry Dens., kg/lt	2,301	App. Dens., ton/m3	5,568
% Solids (by weight)	70,0	Power, kW	0,52
Grinding Time, min	3,5	Energy, kWh/ton	2,50

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

Mesh	Opening	Feed	Discharge	
			Exp.	Adj.
0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
0,371	9500	100,00	100,00	/ 100,00
3	6700	100,00	100,00	/ 100,00
4	4750	100,00	100,00	/ 100,00
6	3350	100,00	100,00	/ 100,00
8	2360	100,00	100,00	/ 100,00
10	1700	100,00	100,00	/ 100,00
14	1180	100,00	100,00	/ 100,00
20	850	100,00	100,00	/ 100,00
28	600	100,00	100,00	/ 100,00
35	425	100,00	100,00	/ 100,00
48	300	100,00	100,00	/ 100,00
65	212	100,00	100,00	/ 100,00
100	150	99,10	99,78	/ 99,48
150	106	88,85	89,93	/ 92,65
200	75	68,50	65,21	/ 76,33
270	53	38,25	41,49	/ 49,45
400	38	18,00	28,03	/ 27,86
500	25	8,35	14,57	/ 15,07
635	20	4,55	10,99	/ 10,10
D80, microns			92	93 / 82

MODEL PARAMETERS			
Selection		Breakage	
alpha01	0,008964	beta00	0,20000
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,650	beta1	0,250
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	1999	Obj. Function	5,48

ANEXO 9

RESULTADOS TESTE DE REMOAGEM DONDA

Peneiramento		Alimentação				Primeira moagem				Segunda moagem				Terceira moagem				Quarta moagem			
Malha	Abertura	Massa	% Ret.	% Ret.	% Pas-	Massa	% Ret.	% Ret.	% Pas-	Massa	% Ret.	% Ret.	% Pas-	Massa	% Ret.	% Ret.	% Pas-	Massa	% Ret.	% Ret.	% Pas-
Tyler	µm	(g)	Simples	Acumul.	sante	(g)	Simples	Acumul.	sante	(g)	Simples	Acumul.	sante	(g)	Simples	Acumul.	sante	(g)	Simples	Acumul.	sante
16	1.000	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
20	840	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
28	595	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
35	420	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
48	297	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
65	210	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,03	99,97	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
100	149	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,03	99,97	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
150	105	2,78	2,47	2,47	97,53	0,82	0,87	0,87	99,13	0,22	0,23	0,26	99,74	0,70	0,70	0,70	99,30	0,03	0,03	0,03	99,97
200	74	14,30	12,73	15,20	84,80	3,69	3,90	4,76	95,24	1,86	1,97	2,24	97,76	0,74	0,74	1,43	98,57	0,42	0,42	0,45	99,55
270	53	14,70	13,08	28,29	71,71	8,39	8,86	13,63	86,37	5,04	5,35	7,58	92,42	3,61	3,50	4,93	95,07	2,13	2,12	2,57	97,43
325	44	19,41	17,28	45,56	54,44	16,55	17,48	31,11	68,89	12,31	13,06	20,65	79,35	15,38	14,90	19,83	80,17	6,98	6,95	9,52	90,48
-325	-44	61,16	54,44	100	0,00	65,21	68,89	100,00	0,00	74,82	79,38	100	0,0	82,82	80,21	100,0	0,00	90,91	90,48	100,00	0,00
Total		112,35	100,00	---	---	94,66	100,00	---	---	94,25	100,00	---	---	103,25	100,00	---	---	100,47	100,00	---	---
Blaine		0				0				0				0				0			
Tempo (min)		0				22,0				44,0				66,0				88,0			
Energia (kWh/t)		0				6,00				12,00				18,00				24,00			

ANEXO 10

RESULTADOS SIMULAÇÃO MOAGEM PRIMÁRIA E REMOAGEM



Moly-Cop Tools™, Version 3.0

Simulation N° 0

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Manabi

CIRCUIT MASS BALANCE*Configuration : REVERSE*

	Fresh Feed	Mill Feed	Mill Discharge	Sump Water	Cyclone Feed	Cyclone U'flow	Cyclone O'flow
Ore, ton/hr	892,4	2516,9	2516,9	0,0	3409,3	2516,9	892,4
Water, m3/hr	47,0	709,9	794,8	1854,4	2696,2	709,9	1986,3
Slurry, ton/hr	939,4	3226,9	3311,8	1854,4	6105,6	3226,9	2878,7
Slurry, m3/hr	221,9	1203,4	1288,3	1854,4	3364,7	1203,4	2161,3
Slurry Dens., ton/m3	4,232	2,681	2,571	1,000	1,815	2,681	1,332
% Solids (by volume)	78,8	41,0	38,3	0,0	19,9	41,0	8,1
% Solids (by weight)	95,0	78,0	76,0	0,0	55,8	78,0	31,0

Particle Size Distributions (*Cummulative % Passing*)

Mesh	Opening							
1,05	25400	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
0,742	19050	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
0,525	12700	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
0,371	9500	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
3	6700	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
100	149	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
150	105	87,50	79,23	83,66	0,00	84,67	79,23	99,99
200	74	78,26	59,01	66,49	0,00	69,57	59,01	99,35
270	53	66,77	39,10	48,63	0,00	53,38	39,10	93,64
325	44	46,87	20,12	31,38	0,00	35,44	20,12	78,63
400	38	40,09	14,88	26,17	0,00	29,81	14,88	71,92
28	25	29,65	9,32	19,60	0,00	22,23	9,32	58,64
35	20	24,42	7,53	17,17	0,00	19,07	7,53	51,62
48	15	16,82	5,60	14,44	0,00	15,06	5,60	41,75
65	13	11,61	4,56	13,03	0,00	12,66	4,56	35,49
100	9	5,81	3,31	10,81	0,00	9,50	3,31	26,96
150	7	2,50	2,64	9,53	0,00	7,69	2,64	21,93
200	5	0,82	2,16	8,29	0,00	6,34	2,16	18,12
270	3	0,62	1,79	6,93	0,00	5,28	1,79	15,10
400	2	0,32	1,53	5,99	0,00	4,51	1,53	12,90
D80, microns		79	107	98	0	95	107	44,8

Specific Energy Consumption : 4,53 kWh/ton (Gross)

Operational Work Index : 12,23 kWh/ton



Moly-Cop Tools™, Version 3.0

Simulation Nº 0

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Moagem Primária

CIRCUIT MASS BALANCE*Configuration : DIRECT*

	Fresh Feed	Mill Feed	Mill Discharge	Sump Water	Cyclone Feed	Cyclone U'flow	Cyclone O'flow
Ore, ton/hr	2312,0	8370,5	8370,5	0,0	8370,5	6058,5	2312,0
Water, m3/hr	121,7	1830,5	2360,9	3120,1	5481,0	1708,8	3772,2
Slurry, ton/hr	2433,7	10201,0	10731,4	3120,1	13851,5	7767,3	6084,2
Slurry, m3/hr	763,9	4155,6	4686,1	3120,1	7806,2	3391,7	4414,4
Slurry Dens., ton/m3	3,186	2,455	2,290	1,000	1,774	2,290	1,378
% Solids (by volume)	84,1	56,0	49,6	0,0	29,8	49,6	14,5
% Solids (by weight)	95,00	82,06	78,00	0,00	60,43	78,00	38,00

Particle Size Distributions (*Cummulative % Passing*)

Mesh	Opening							
1,05	100000	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
0,742	90000	94,70	98,51	99,98	0,00	99,98	99,97	100,00
0,525	40000	93,10	98,04	99,95	0,00	99,95	99,93	100,00
0,371	32000	90,60	97,34	99,93	0,00	99,93	99,91	100,00
3	22400	88,10	96,63	99,92	0,00	99,92	99,89	100,00
4	16000	85,40	95,88	99,91	0,00	99,91	99,87	100,00
6	11200	82,80	95,15	99,90	0,00	99,90	99,86	100,00
8	8000	80,00	94,36	99,89	0,00	99,89	99,85	100,00
10	5600	77,30	93,60	99,87	0,00	99,87	99,83	100,00
14	4000	74,40	92,78	99,85	0,00	99,85	99,80	100,00
20	2800	71,60	91,97	99,81	0,00	99,81	99,74	100,00
28	2000	65,80	90,28	99,72	0,00	99,72	99,62	100,00
35	1000	59,80	88,10	99,21	0,00	99,21	98,90	100,00
48	500	55,80	83,72	95,92	0,00	95,92	94,37	100,00
65	315	52,30	73,75	86,92	0,00	86,92	81,93	100,00
100	125	49,20	45,42	58,88	0,00	58,88	43,97	97,94
150	75	47,50	26,44	33,07	0,00	33,07	18,40	71,52
200	53	44,60	20,85	24,04	0,00	24,04	11,78	56,17
270	45	39,80	17,76	20,14	0,00	20,14	9,35	48,42
400	38	36,70	15,88	17,66	0,00	17,66	7,93	43,15
D80, microns	8000	424	259	0	259	304	90,0	

Specific Energy Consumption : 5,22 kWh/ton (Gross)
 Operational Work Index : 5,54 kWh/ton