

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Dissertação de Mestrado

**“MODELAGEM E SIMULAÇÃO DE CIRCUITO DE MOAGEM
ATRAVÉS DA DETERMINAÇÃO DOS PARÂMETROS DE QUEBRA
E DA ENERGIA ESPECÍFICA DE FRAGMENTAÇÃO”**

Autor: Douglas Batista Mazzinghy
Orientador: Prof. Roberto Galéry

Fevereiro/2009

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Douglas Batista Mazzinghy

**MODELAGEM E SIMULAÇÃO DE CIRCUITO DE MOAGEM
ATRAVÉS DA DETERMINAÇÃO DOS PARÂMETROS DE QUEBRA
E DA ENERGIA ESPECÍFICA DE FRAGMENTAÇÃO**

Dissertação de Mestrado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia
Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais

Área de concentração: Tecnologia Mineral
Orientador: Prof. Roberto Galéry

Belo Horizonte
Escola de Engenharia da UFMG
2009

À Raquel, pelo amor, amizade e apoio durante todo o tempo, e à minha mãe, por acreditar em mim e sempre me apoiar nos estudos.

AGRADECIMENTOS

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

Ao professor Roberto Galéry, pela orientação e amizade ao longo da trajetória acadêmica.

Ao professor Armando Araujo, pelo incentivo inicial e pela orientação, mesmo antes do início do mestrado. Ao professor George Valadão, orientador no início do curso. Ao professor Luíz Cláudio Montenegro, pela ajuda na análise dos dados. Ao professor Antônio Peres, pelo incentivo e pelas revisões no trabalho. Ao professor Homero Delboni, pelo apoio e discussões sobre o assunto.

Ao engenheiro Ozéias, por apoiar o importante contato entre empresa e universidade. À AngloGold Ashanti, por autorizar a utilização de dados e a coleta de amostras do seu circuito de moagem para o estudo de caso deste trabalho. Aos técnicos da usina de Cuiabá, pela grande ajuda na coletas de dados e amostras.

Ao graduando José Guilherme, pela grande ajuda no desenvolvimento experimental.

Aos engenheiros Alberto Biava, Olímpio Salgado, João Segato, Walker Lage e Clóvis Almeida, pelos grandes ensinamentos no dia-a-dia profissional, e aos colegas da SNC-Lavalin Minerconsult.

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	13
2	OBJETIVOS	14
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	15
3.1	Conceitos Básicos	15
3.1.1	Distribuição Granulométrica	15
3.1.2	Cominuição	17
3.1.3	Mecanismos de Fratura.....	18
3.1.4	Tipos de Processos de Moagem	20
3.2	Teorias Clássicas de Cominuição	22
3.3	Dimensionamento	25
3.4	Condições de Operação	29
3.4.1	Velocidade Crítica	29
3.4.2	Volume da Carga Moedora	30
3.4.3	<i>Hold up</i>	30
3.4.4	Tempo de Residência	31
3.4.5	Potência.....	31
3.5	Corpos Moedores	37
3.6	Modelos Matemáticos	40
3.7	Modelos de Cominuição	40
3.7.1	Balanço Populacional.....	41
3.7.2	Função Seleção	46
3.7.3	Função Quebra	50
3.7.4	Modelo de Herbst e Fuerstenau	54
3.7.5	Modelo de Kapur (Método <i>G-H</i>)	55
3.8	Modelos de Classificação em Hidrociclones	58
3.9	Balanço de Massas	60

3.10	Estimação de Parâmetros	63
4	MATERIAIS E MÉTODOS	65
5	RESULTADOS E DISCUSSÃO	68
5.1	Amostragem da Carga de Bolas	68
5.2	Fechamento do Balanço de Massas e Determinação das Constantes de Classificação do Circuito Industrial	70
5.3	Determinação dos Parâmetros de Quebra em Laboratório e Simulação do Moinho Industrial	71
5.4	Confirmação da Condição Otimizada do Moinho Industrial	77
6	CONCLUSÕES	87
7	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	88
8	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	89
9	ANEXOS	94

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 - Mecanismos de fratura e energia aplicada com a distribuição dos fragmentos resultantes da quebra.	19
Figura 3.2 - Circuito direto e reverso de moagem.....	20
Figura 3.3 - Relação entre a energia fornecida e o tamanho da partícula na cominuição.	24
Figura 3.4 - Moagem em regime de cascata e catarata.....	30
Figura 3.5 - Raio da carga moedora comprimida contra as paredes de um moinho operado em regime de catarata.....	34
Figura 3.6 - Representação da distribuição das partículas nas várias faixas granulométricas após eventos de quebra.	43
Figura 3.7 - Variação da velocidade específica de quebra com o tamanho das partículas.....	47
Figura 3.8 - Determinação da taxa de desaparecimento de uma classe de tamanho pelo tempo.....	49
Figura 3.9 - Determinação da taxa de desaparecimento de uma classe de tamanho pelo consumo específico de energia.....	50
Figura 3.10 - Distribuição granulométrica após tempos de moagem.	51
Figura 3.11 - Determinação da função quebra.	52
Figura 3.12 - Função quebra normalizada pelo tamanho de partícula.	52
Figura 4.1 - Fluxograma simplificado do circuito de moagem de Cuiabá.	65
Figura 4.2 - Metodologia aplicada ao estudo.....	66
Figura 5.1 - Distribuição de carga de bolas.	69
Figura 5.2 - Exemplo de bolas expulsas do moinho durante a operação.....	69

Figura 5.3 - Dados experimentais e calculados do circuito.....	71
Figura 5.4 - Moinho de laboratório com sensor de torque - Laboratório de Tratamento de Minérios do Departamento de Engenharia de Minas - UFMG.....	72
Figura 5.5 - Energia específica experimental e teórica do teste em moinho de laboratório nas mesmas condições do moinho industrial.....	75
Figura 5.6 - Distribuição granulométrica do teste em moinho de laboratório nas mesmas condições do moinho industrial.	76
Figura 5.7 - Energia específica experimental e teórica do teste em moinho de laboratório na condição otimizada prevista pela simulação do moinho industrial.....	79
Figura 5.8 - Distribuição granulométrica do teste em moinho de laboratório na condição otimizada prevista pela simulação do moinho industrial.....	80
Figura 5.9 - Resultado do teste padrão de Austin.....	82
Figura 5.10 - Moinho de laboratório utilizado no teste padrão de Austin.....	83
Figura 5.11 - Função quebra normalizada.....	84
Figura 5.12 - Comparativo da função seleção do moinho industrial na condição atual e na condição otimizada.....	85
Figura 5.13 - Potência líquida com relação à porcentagem de enchimento.....	86

LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1 - Escalas granulométricas.....	16
Tabela 3.2 - Fator de conversão de circuito fechado para circuito aberto.....	25
Tabela 3.3 - Fator K	38
Tabela 3.4 - Distribuição da carga de bolas para início de operação.....	39
Tabela 4.1 - Dados do circuito de moagem de Cuiabá	66
Tabela 5.1 - Constantes de classificação para as equações de Plitt	70
Tabela 5.2 - Dados do teste em moinho de laboratório nas mesmas condições do moinho industrial	74
Tabela 5.3 - Resultados do teste em moinho de laboratório nas mesmas condições do moinho industrial	74
Tabela 5.4 - Parâmetros de quebra determinados através do ensaio em moinho de laboratório nas mesmas condições do moinho industrial.....	76
Tabela 5.5 - Dados do teste em moinho de laboratório na condição otimizada prevista pela simulação do moinho industrial	78
Tabela 5.6 - Resultados do teste em moinho de laboratório na condição otimizada prevista pela simulação do moinho industrial.....	78
Tabela 5.7 - Parâmetros de quebra determinados através do ensaio em moinho de laboratório na condição otimizada prevista pela simulação do moinho industrial.....	80
Tabela 5.8 - Parâmetros de quebra determinados através do teste padrão de Austin	83
Tabela 5.9 - Potência líquida com relação à porcentagem de enchimento e o tipo de distribuição da carga de bolas utilizada	85

LISTA DE NOTAÇÕES PRINCIPAIS

a, α, λ	Parâmetros da equação da função seleção
b_{ij}	Função de distribuição de quebra
B_{ij}	Função quebra acumulada
m_i	Massa de material da fração i
m_j	Massa de material da fração j
S_i	Função seleção
S_i^E	Função seleção específica
Φ, γ, β	Parâmetros da equação da função quebra
μ	Tamanho de partícula crítico

RESUMO

A otimização de circuitos industriais de moagem tem sido realizada com sucesso, utilizando modelos matemáticos que relacionam dados industriais com parâmetros de quebra e energia específica de fragmentação determinados em laboratório.

Neste estudo, é apresentado um exemplo clássico da utilização desta metodologia, onde os parâmetros de quebra e dados de consumo específico de energia foram determinados em ensaios laboratoriais, utilizando um moinho dotado de um sensor de torque.

O material em estudo é um minério de ouro contendo sulfetos, que é fragmentado através de um circuito fechado de moagem de bolas e classificação realizada por hidrociclones.

Várias campanhas de amostragens foram realizadas com o objetivo de fechar um balanço de massas e fornecer material para a determinação dos parâmetros de quebra em laboratório.

Através dos dados levantados em laboratório foi possível prever, por simulação, o comportamento do circuito frente a alterações de variáveis operacionais específicas. Como resultado, as alterações propostas podem possibilitar ganhos de produtividade e de aproveitamento energético.

ABSTRACT

The optimization of industrial grinding circuits has been accomplished with success, using mathematical models that relate industrial data with breakage parameters and specific energy of fragmentation determined in the laboratory.

In this study, a classical example of the use of this methodology is presented, where the breakage parameters and data for the specific energy consumption were established by laboratory tests using a grinding mill equipped with a torque sensor.

The material in this study is a gold sulfide ore ground in a closed ball mill circuit that utilizes hydrocyclones.

Several sampling campaigns were carried out with the objective to provide a mass balance and to produce sufficient material for the determination of the breakage parameters in the laboratory.

The data obtained in the laboratory allowed for estimating, by simulation modeling, the behavior of the circuit based upon the changes of specific operation variables. The proposed changes should make it possible to increase productivity and save energy in the ball mill grinding circuit.

1 INTRODUÇÃO

A demanda por bens minerais tem se tornado crescente, devido ao alto nível tecnológico de nossa sociedade. Dessa forma, os profissionais envolvidos com a extração e o beneficiamento mineral têm sido solicitados com o intuito de aperfeiçoar os processos existentes, além de projetar instalações novas que trabalhem com maior eficiência.

A cominuição é, sem dúvida, a etapa do processo de beneficiamento mineral que possui o mais elevado consumo energético, fato este decorrente da grande ineficiência deste processo.

A metodologia aplicada à simulação de circuitos de moagem e classificação via modelamento matemático será discutida e uma avaliação de sua aplicação será realizada.

São diversas as ferramentas de modelamento matemático disponíveis atualmente no mercado. Um bom entendimento dos mecanismos de quebra e do levantamento dos parâmetros necessários para a calibração dos modelos se faz necessário para a correta utilização e interpretação dos resultados das simulações. Através de ensaios em laboratório, com pequenas amostras de minério, é possível determinar a taxa de quebra específica de um minério e assim dimensionar ou otimizar uma instalação já existente.

O que será apresentado a seguir é apenas uma das maneiras existentes para se avaliar um circuito de moagem. Não serão, portanto, discutidas diferenças entre os diversos modelos aplicáveis a este caso. Os conceitos fundamentais sobre cominuição serão revisados de maneira clara e objetiva. Os modelos de classificação não são o foco deste trabalho, conseqüentemente, apenas serão apresentadas as equações do modelo utilizado.

A base matemática que será apresentada foi formulada há algumas décadas atrás, segundo o modelo do balanço populacional. Este modelo é fundamentado em conceitos simples e de fácil entendimento, de aplicação em algumas áreas do conhecimento, inclusive no beneficiamento de minérios.

2 OBJETIVOS

- Determinação dos parâmetros de quebra;
- Calibração de modelos matemáticos;
- Obtenção de uma plataforma de simulação ajustada;
- Otimização de circuito de moagem através de simulação.

A proposta deste trabalho é utilizar de maneira adequada as ferramentas de modelagem matemática aplicada à simulação e otimização de um circuito de fragmentação de minérios.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1 Conceitos Básicos

3.1.1 Distribuição Granulométrica

A análise granulométrica tem como objetivo quantificar as partículas com relação ao seu tamanho. Na área mineral, geralmente, utiliza-se uma sequência de peneiras com aberturas padronizadas que mantêm uma relação constante entre si⁽¹⁾.

A primeira escala granulométrica foi proposta por Rittinger, na Alemanha, e obedeceu à seguinte equação:

$$a_n = a_0 \cdot r^n \quad (3.1)$$

onde:

a_n = abertura de ordem n ;

a_0 = abertura de referência ($a_0 = 1 \text{ mm}$);

r = razão de escala ($r = \sqrt{2} \approx 1,41$).

Posteriormente, a U.S. Tyler Company alterou a escala de Rittinger, tomando como abertura de referência (a_0) $74 \mu\text{m}$. Esta escala tornou-se de uso geral em todo o mundo. Uma segunda escala foi sugerida por Richards, nos Estados Unidos, que seguiu a mesma escala de Rittinger, sendo que adotou como razão de escala $r = \sqrt[4]{2} \approx 1,19$.

As aberturas das peneiras para as duas escalas (Tyler e Richards) foram relacionadas ao número de malhas (*mesh*) que representa o número de aberturas de uma mesma dimensão contido num comprimento de 1 (uma) polegada (25,4mm). A escala ISO (International Standard Opening) adotou como abertura de referência a_0 igual a 1mm, que corresponde a 18 (dezoito) malhas (*mesh*) na escala U.S. Bureau of Standards, e como razão de escala r igual a $\sqrt{2}$. Na tabela 3.1, são apresentadas as escalas Tyler, Richards e ISO e suas associações com o número de malhas (*mesh*).

Tabela 3.1 - Escalas granulométricas

TYLER STANDARD SCREEN 1910		U.S. BUREAU OF STANDARDS A.S.T.M. E 11-87		INTERNATIONAL ISO 565				
MESH		OPENING		OPENING		OPENING	WIRE	
Basic	Secondary	inches	mm	inches	mm	mm	mm	
				Inches				
				5	5,0000	127,0000	128,00	8,000
				4 1/4	4,2500	107,9500		6,400
				4	4,0000	101,6000	107,63	6,300
				3 1/2	3,5000	88,9000	90,51	6,080
				3	3,0000	76,2000	76,11	5,800
				2 1/2	2,5000	63,5000	64,00	5,500
				2 1/4	2,2500	57,1500	53,82	5,150
				2	2,0000	50,8000		5,050
				1 3/4	1,7500	44,4500	45,25	4,850
				1 1/2	1,5000	38,1000	38,05	4,590
				1 1/4	1,2500	31,7500	32,00	4,230
					1,0600	26,9240	26,91	3,900
				1	1,0000	25,4000		3,800
				7/8	0,8750	22,2250	22,63	3,500
				3/4	0,7500	19,0500	19,03	3,300
				5/8	0,6250	15,8750	16,00	3,000
					0,5300	13,4620	13,45	2,750
				1/2	0,5000	12,7000		2,670
				7/16	0,4375	11,1125	11,31	2,450
				3/8	0,3750	9,5250	9,51	2,270
				5/16	0,3125	7,9375	8,00	2,070
					0,2650	6,7310	6,73	1,870
				1/4	0,2500	6,3500	6,30	1,820
				Mesh				
	2 1/2	0,3121	7,9284	2 1/2	0,3150	8,0000	8,00	2,070
3		0,2625	6,6669	3	0,2648	6,7272	6,73	1,870
	3 1/2	0,2207	5,6062	3 1/2	0,2227	5,6569	5,66	1,680
4		0,1856	4,7142	4	0,1873	4,7568	4,76	1,540
	5	0,1561	3,9642	5	0,1575	4,0000	4,00	1,370
6		0,1312	3,3335	6	0,1324	3,3636	3,36	1,230
	7	0,1104	2,8031	7	0,1114	2,8284	2,83	1,100
8		0,0928	2,3571	8	0,0936	2,3784	2,38	1,000
	9	0,0780	1,9821	10	0,0787	2,0000	2,00	0,900
10		0,0656	1,6667	12	0,0662	1,6818	1,68	0,810
	12	0,0552	1,4016	14	0,0557	1,4142	1,41	0,725
14		0,0464	1,1786	16	0,0468	1,1892	1,19	0,650
	16	0,0390	991	18 **	0,0394	1000	1000	0,580
20		0,0328	833	20	0,0331	841	841	0,510
	24	0,0276	701	25	0,0278	707	707	0,450
28		0,0232	589	30	0,0234	595	595	0,390
	32	0,0195	496	35	0,0197	500	500	0,340
35		0,0164	417	40	0,0166	420	420	0,290
	42	0,0138	350	45	0,0139	354	354	0,247
48		0,0116	295	50	0,0117	297	297	0,215
	60	0,0098	248	60	0,0098	250	250	0,180
65		0,0082	208	70	0,0083	210	210	0,152
	80	0,0069	175	80	0,0070	177	177	0,131
100		0,0058	147	100	0,0059	149	149	0,110
	115	0,0049	124	120	0,0049	125	125	0,091
150		0,0041	104	140	0,0041	105	105	0,076
	170	0,0034	88	170	0,0035	88	88	0,064
200 *		0,0029	74	200	0,0029	74	74	0,053
	250	0,0024	62	230	0,0025	63	63	0,044
270		0,0021	52	270	0,0021	53	53	0,037
	325	0,0017	44	325	0,0017	44	44	0,030
400		0,0015	37	400	0,0015	37	37	0,025
				450	0,0013	32	31	0,028
				500	0,0010	25	26	0,025
				635	0,0008	20	22	0,020

* Peneira de referência: 200 malhas. Série básica 2^{0,5}; Série secundária 2^{0,25}

** Peneira de referência: 18 malhas. Série básica 2^{0,25}

3.1.2 Cominuição

A cominuição, palavra derivada do latim *comminuere*, consiste de métodos específicos para redução de tamanho de partículas através de compressão, impacto e abrasão.

Cominuição é um processo no qual partículas minerais são reduzidas por meio de detonação, britagem e moagem, para se atingir o tamanho do produto necessário às operações subsequentes ou do produto final. Em tratamento de minérios, as operações de cominuição são usadas para assegurar que os constituintes de valor serão fisicamente liberados dos constituintes sem valor antes das separações físicas ou químicas⁽²⁾.

No beneficiamento de minérios, a cominuição é necessária para se obter uma granulometria adequada ao processo de concentração utilizado, assim como para a consecução de uma liberação adequada dos minerais a serem separados. É imprescindível a obtenção de elevado grau de liberação, para ser possível a consecução de concentrados com teores adequados a uma taxa de recuperação razoável do mineral útil⁽³⁾.

Portanto, os objetivos da cominuição podem ser resumidos como a seguir:

- produzir partículas de um dado tamanho ou forma;
- liberar o mineral-minério dos minerais de ganga de maneira que eles possam ser posteriormente concentrados;
- aumentar a área superficial específica dos minerais de um minério expondo-os mais facilmente ao ataque por reagentes químicos.

O processo de cominuição é muito ineficiente. Devido a este motivo, muitos pesquisadores concentram esforços nesta área, pois, por menor que seja o aumento de eficiência obtido, pode-se diminuir em muito o consumo energético do processo ou mesmo aumentar a produtividade.

3.1.3 Mecanismos de Fratura

O fraturamento ou quebra de partículas minerais se dá pelo rompimento das forças de coesão ao longo das superfícies que se formam. Isso implica no fornecimento de certa quantidade de energia de fragmentação que tem de ser proporcional à energia de coesão interna rompida. Portanto, o resultado do processo de fraturamento é uma distribuição de fragmentos menores. A distribuição característica do produto de fragmentação depende não só da natureza das forças de coesão interna das partículas como também da forma de energia e da intensidade com que elas foram aplicadas sobre a partícula⁽⁴⁾.

Existem três mecanismos de quebra que estão sempre presentes nos processos de cominuição: abrasão, compressão e impacto. A Figura 3.1⁽⁵⁾ mostra esquematicamente os tipos de mecanismos de fratura de partículas juntamente com a distribuição granulométrica dos produtos da quebra.

- **Abrasão:** ocorre quando a força é insuficiente para provocar uma fratura em toda a partícula. Há a concentração local de esforços, que provoca o aparecimento de pequenas fraturas, com o surgimento de uma distribuição granulométrica de partículas finas ao lado da partícula original, cujo diâmetro é pouco diminuído. Esse tipo de fratura pode ser provocado por atrito entre as partículas ou de bolas com as partículas⁽³⁾.
- **Compressão:** ocorre quando a força é aplicada de forma lenta e permite que, com o aparecimento da fratura, o esforço seja aliviado. Assim, a força é pouco superior à resistência da partícula. Desse tipo de fratura resultam poucos fragmentos de grande diâmetro. Esse tipo de fratura ocorre em britadores de mandíbulas, giratórios, cônicos e em moinhos quando as partículas são comprimidas entre dois ou mais corpos moedores, ou partículas maiores⁽³⁾.
- **Impacto:** ocorre quando a força é aplicada de forma rápida e em intensidade muito superior à resistência da partícula, como acontece, por exemplo, com britadores de impacto ou em moinhos, nas zonas de queda das bolas ou barras. Resulta dessa fratura uma distribuição granulométrica de partículas finas⁽³⁾.

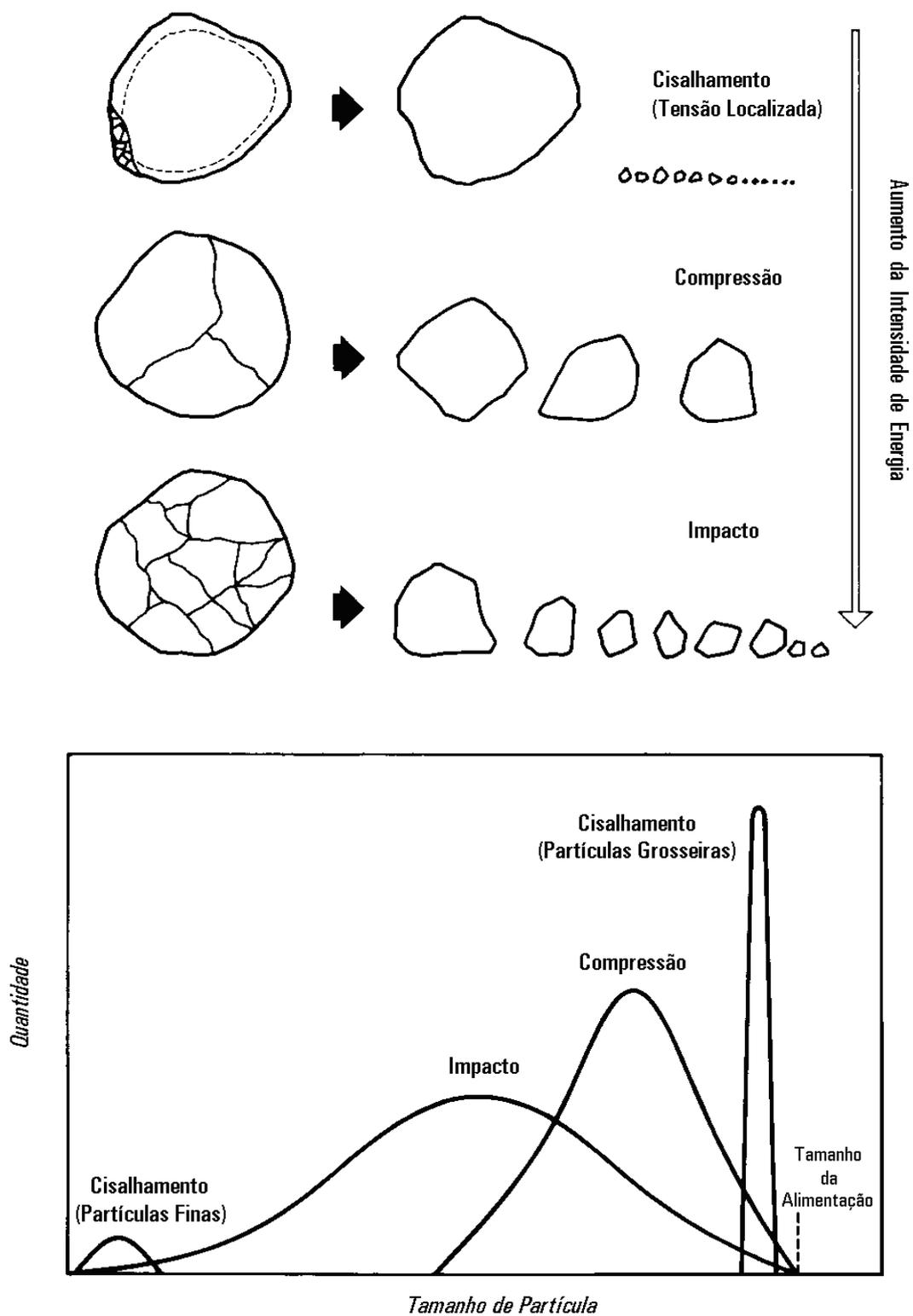


Figura 3.1 - Mecanismos de fratura e energia aplicada com a distribuição dos fragmentos resultantes da quebra.

3.1.4 Tipos de Processos de Moagem

Os processos de moagem são usualmente classificados em dois grupos:

- Moagem em via úmida: o material é misturado com água de modo a formar uma polpa;
- Moagem em via seca: o material sofre o processo de redução a seco.

Os circuitos de moagem são usualmente classificados em dois grupos:

- Circuito aberto: o material é alimentado diretamente no moinho, o produto sai pela descarga em uma só passagem pelo moinho (sem classificação);
- Circuito fechado: a descarga do moinho é conduzida a um equipamento de classificação e o *undersize* é retornado para alimentar o moinho. Neste tipo de circuito, uma partícula pode passar várias vezes pelo moinho até atingir o tamanho desejado. Este tipo de circuito pode ser classificado em dois grupos:
 - . Direto: o minério alimenta diretamente o moinho junto com o *underflow* do classificador;
 - . Reverso: o minério alimenta diretamente o classificador cujo *underflow* alimenta o moinho.

A Figura 3.2 mostra a configuração dos circuitos de moagem direto e reverso.

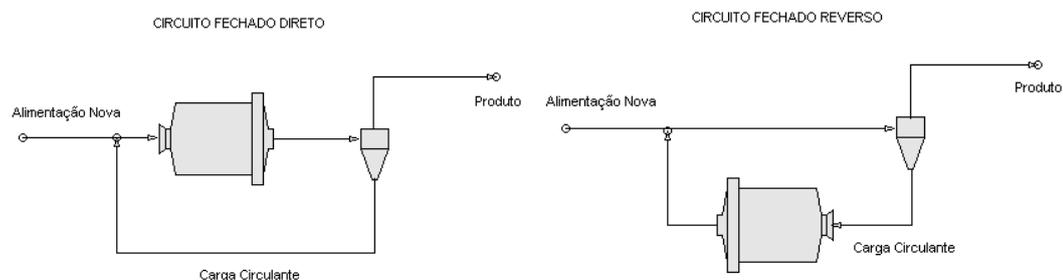


Figura 3.2 - Circuito direto e reverso de moagem.

Outros conceitos importantes são:

Carga circulante: *undersize* de um classificador que retorna à alimentação do moinho, expressa usualmente em porcentagem sobre a alimentação nova do moinho.

Os objetivos da carga circulante são:

- Garantir o tamanho máximo do produto de moagem;
- Diminuir a geração de finos dentro do moinho, já que funciona como um amortecedor da alimentação nova, dissipando a energia mecânica aplicada sobre as partículas.

Consumo específico de energia: expresso em kWh/t, que representa o consumo líquido de energia (kWh) por cada tonelada de alimentação nova processada, o equivalente à potência demandada (kW) por t/h de minério processado.

Work Index (WI): índice de trabalho definido como sendo o trabalho necessário para reduzir uma tonelada curta (907kg), de um dado material, de um tamanho inicial infinito até o tamanho final de 100 μ m.

O *WI* é determinado através de teste padronizado em moinho de laboratório em condições operacionais definidas.

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 a cominuição.

Classificação: Em termos conceituais, classificação é a separação de uma população original (denominada “alimentação”) em duas outras populações, que diferem entre si pela distribuição relativa dos tamanhos das partículas que as constituem⁽⁶⁾.

3.2 Teorias Clássicas de Cominuição

Durante muito tempo, os processos de cominuição foram amplamente estudados em relação à energia consumida, o que é lógico devido ao fato de a energia representar uma parcela importante nos custos de cominuição.

Observou-se 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⁽³⁾⁽⁷⁾⁽⁸⁾:

$$dE = -K \frac{dx}{x^n} \quad (3.2)$$

onde:

E = energia aplicada a uma massa unitária do material;

x = diâmetro das partículas;

K e n = constantes dependentes do material.

Vários estudiosos interpretaram de diferentes maneiras esta relação, que, integrada, dá origem a duas outras expressões.

Para $x \neq 1$, tem-se:

$$E = K \left[\frac{1}{x_2^{(n-1)}} - \frac{1}{x_1^{(n-1)}} \right] \quad (3.3)$$

Esta é a conhecida expressão de Charles.

Para $x = 1$, tem-se:

$$E = K \ln \left(\frac{x_1}{x_2} \right) \quad (3.4)$$

Esta expressão é a conhecida Lei de Kick, considerada a Segunda Lei da Cominuição, desenvolvida em 1885. Sugere que a energia necessária para realizar a fragmentação depende apenas da relação de redução, sendo independente da granulometria original.

Adotando-se valores de $n = 2$ e $n = 1,5$, respectivamente, e levando-se à expressão de Charles, resultam novas expressões.

Para $n = 2$, tem-se:

$$E = K \left(\frac{1}{x_2} - \frac{1}{x_1} \right) \quad (3.5)$$

Esta é a expressão da chamada Lei de Rittinger, considerada a Primeira Lei da Cominuição, desenvolvida em 1867. Sugere que a energia necessária para realizar a fragmentação é proporcional à nova superfície gerada.

Para $n = 1,5$, tem-se:

$$E = K \left(\frac{1}{\sqrt{x_2}} - \frac{1}{\sqrt{x_1}} \right) \quad (3.6)$$

Esta é a expressão da Lei de Bond, considerada a Terceira Lei da Cominuição, desenvolvida em 1952. Sugere que o trabalho despendido por unidade de volume ou peso é inversamente proporcional à raiz quadrada do tamanho.

Hukki⁽⁹⁾ verificou, em 1961, que as leis da cominuição tinham aplicação a certos intervalos de cominuição em função da granulometria do produto. O gráfico apresentado na figura 3.3⁽³⁾ mostra que as três leis seriam aplicáveis para certos intervalos granulométricos, mas a Lei de Bond seria aplicável no intervalo granulométrico em que normalmente se desenvolve a operação de moagem de minério⁽³⁾.

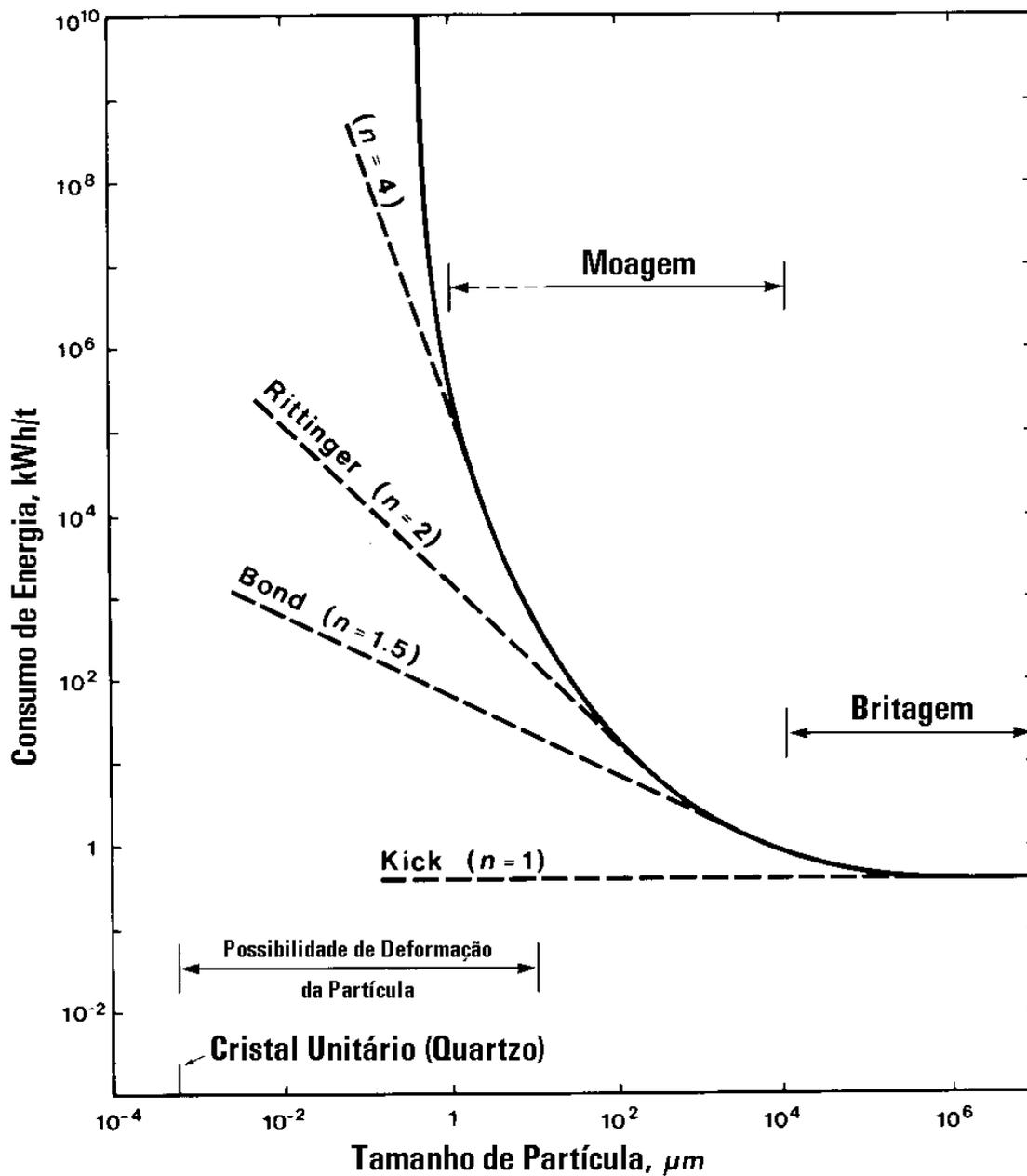


Figura 3.3 - Relação entre a energia fornecida e o tamanho da partícula na cominuição.

3.3 Dimensionamento

A equação de Bond fornece o consumo de energia em quilowatts-hora por tonelada curta para moagem por via úmida num moinho de diâmetro interno de 8 pés (2438mm), sendo válida para moinhos de barras em circuito aberto e moinhos de bolas em circuito fechado.

Para obter os valores de consumo de potência relativos a outras condições de trabalho diferentes das consideradas acima, o valor de consumo de energia (W) deverá ser multiplicado pelos fatores de eficiência (EF) aplicáveis ao caso em consideração. Até a presente data são usados oito fatores de eficiência conhecidos como Fatores de Rowland⁽¹⁰⁾⁽¹¹⁾⁽¹²⁾.

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 3.2 a seguir apresenta os valores de ineficiência para o circuito aberto.

Tabela 3.2 - 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.

$$EF_3 = \left(\frac{8}{D}\right)^{0,2}, \quad D \text{ em pés} \quad (3.7)$$

A equação 3.7 é aplicada em moinhos com diâmetro 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:

$$F_0 = \sqrt{\frac{13}{W_i}} \cdot 16.000(\mu m) \quad (3.8)$$

Para moinhos de bolas:

$$F_0 = \sqrt{\frac{13}{W_i}} \cdot 4.000(\mu m) \quad (3.9)$$

O fator EF_4 é calculado pela equação a seguir:

$$EF_4 = \left[\frac{R_r + (W_i - 7)(F - F_0)}{\frac{F_0}{R_r}} \right] \quad (3.10)$$

onde:

$R_r = F / P =$ relação de redução.

EF_5 - Fator de finura para moinhos de bolas

O tamanho das bolas requeridas para fazer produtos mais finos que 80% passante em 74 μ 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 equação para a perda de eficiência, quando se usam formatos econômicos de bolas para realizar moagem fina, é dada pela equação:

$$EF_5 = \frac{(P_{80} + 10,3)}{1,145P_{80}} \quad (3.11)$$

EF_6 - Fator de taxa de redução - moinho de barras

A taxa de redução ótima é dada por:

$$R_{r0} = 8 + \frac{5L}{D} \quad (3.12)$$

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:

$$EF_6 = 1 + \frac{(R_r - R_{r0})^2}{150} \quad (3.13)$$

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:

$$EF_7 = \frac{(R_r - 1,22)}{(R_r - 1,35)} \quad (3.14)$$

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:

- $EF_g = 1,2$, se a alimentação do moinho de barras vier de um circuito aberto de britagem;
- $EF_g = 1,0$, 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 ($<\frac{1}{2}$ ").

3.4 Condições de Operação

3.4.1 Velocidade Crítica

Velocidade crítica é aquela na qual a bola consegue atingir o ponto mais elevado do moinho sem se desprender da parede. É calculada igualando-se naquele ponto a força centrífuga ao peso da bola conforme a equação:

$$N = \frac{76,6}{\sqrt{D-d}} \quad (3.15)$$

onde:

D = diâmetro interno do moinho, em pés;

d = diâmetro máximo das bolas, em pés;

N = velocidade crítica, em rotações por minuto.

Os moinhos de bolas podem operar em dois regimes distintos: cascata e catarata. No regime de cascata é menos importante a moagem por choque, sendo a moagem por atrito mais evidenciada, usualmente utilizada quando se procura uma moagem mais fina. No regime de catarata o choque é mais evidenciado.

A figura 3.4⁽³⁾ ilustra o movimento da carga moedora conforme a velocidade do moinho.

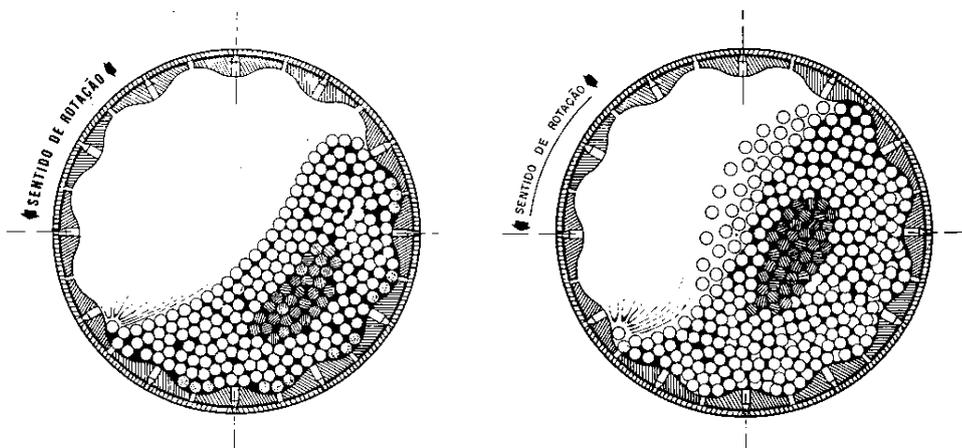


Figura 3.4 - Moagem em regime de cascata e catarata.

3.4.2 Volume da Carga Moedora

O volume ocupado pela carga, num moinho, representa a fração ou percentagem do seu volume ocupada por esta carga, incluindo também o espaço vazio existente entre os corpos moedores. Este número pode ser aproximado pela seguinte relação:

$$V_c = 113 - 126 \frac{H_c}{D_m} \quad (3.16)$$

onde:

V_c = é o volume percentual ocupado pela carga moedora;

H_c = é a distância entre o topo da carga em repouso ao topo da carcaça interna (considerando o revestimento), em metros;

D_m = diâmetro interno do moinho, em metros.

3.4.3 Hold up

O *Hold up* é a quantidade de sólidos em massa contida dentro do moinho. Este valor pode ser obtido conforme a equação a seguir⁽⁵⁾.

$$H = \frac{\pi D^2}{4} \cdot L \cdot J \cdot V \cdot V_v \cdot \rho_s \quad (3.17)$$

onde:

H = *hold up*, em toneladas;

D = diâmetro interno do moinho, em metros;

L = comprimento interno do moinho, em metros;

J = porcentagem de enchimento, em %;

V = porcentagem de sólidos em volume, em %;

V_v = porosidade, em %;

ρ_s = peso específico dos sólidos, em t/m³.

3.4.4 Tempo de Residência

O tempo de residência do material, no moinho industrial, pode ser determinado conforme a equação a seguir⁽⁵⁾.

$$T = \frac{H}{F} \quad (3.18)$$

onde:

T = tempo de residência, em minutos;

F = taxa de alimentação do moinho, em t/h.

3.4.5 Potência

O cálculo de potência em moinhos revolventes tem sido melhorado ao longo dos anos, dessa forma, segue a formulação de alguns autores para tal cálculo.

Conforme Bond⁽¹³⁾⁽¹⁴⁾, a potência em um moinho de bolas pode ser calculada conforme a equação 3.19 a seguir:

$$kW_b = 3,1D^{0,3}(3,2 - 3V_P)CS \left(1 - \frac{0,1}{2^9 - 10CS} \right) \quad (3.19)$$

onde:

kW_b = potência em kW por tonelada curta (907kg) de bolas no moinho;

D = diâmetro interno do moinho, em pés;

V_p = porcentagem do volume do moinho carregado com bolas;

CS = porcentagem da velocidade crítica;

Conforme Rowland⁽¹⁵⁾, a potência em um moinho de bolas pode ser calculada conforme a equação 3.20 a seguir:

$$kW_b = 4,879D^{0,3}(3,2 - 3V_p)CS \left(1 - \frac{0,1}{29 - 10CS} \right) + S_s \quad (3.20)$$

onde:

kW_b = potência em kW por tonelada de bolas no moinho;

D = diâmetro interno do moinho, em metros;

V_p = porcentagem do volume do moinho carregado com bolas;

CS = porcentagem da velocidade crítica;

S_s = fator de tamanho de bola.

O fator de tamanho de bolas utilizada pode ser calculado conforme a equação 3.21 a seguir.

$$S_s = 1,102 \left(\frac{B - 12,5D}{50,8} \right) \quad (3.21)$$

onde:

S_s = fator de tamanho de bolas;

B = tamanho da bola, em milímetros;

D = diâmetro interno do moinho, em metros.

Segundo Hogg e Fuerstenau⁽¹⁶⁾, a potência demandada de um moinho revolvente convencional pode ser estimada em função das suas dimensões e condições

operacionais.

Este modelo foi expandido de sua formulação original para representar independentemente a contribuição de cada componente da carga, bolas e polpa, para a potência total do moinho conforme a equação 3.22⁽¹⁷⁾.

$$P_{liq.} = \eta P_{inst.} = 0,238 D^{3,5} \left(\frac{L}{D} \right) N_c \rho_{ap} \left(J - 1,065 J^2 \right) \text{sen} \alpha \quad (3.22)$$

onde:

$P_{liq.}$ = potência líquida;

$P_{inst.}$ = potência instalada (kW) = $P_{cons.} / \eta$;

η = eficiência de transmissão elétrica e de potência, %;

D = diâmetro interno do moinho, em pés;

L = comprimento efetivo do moinho, em pés;

N_c = Fração da velocidade crítica: $N_{crit} = 76,6 / D^{0,5}$;

J = enchimento volumétrico parcial aparente, % (incluindo as bolas e os vazios intersticiais entre as bolas). Em casos especiais, particularmente com moinhos com descarga por *overflow* operando com baixa carga de bolas, deve-se também incluir como parte do volume aparente da carga o excesso de polpa que poderia acumular no topo da carga de bolas. Isso é referente ao transbordo da polpa, para distinguir da polpa intersticial a qual, por definição, limita-se aos vazios disponíveis entre as bolas;

α = ângulo de levantamento da carga (define a posição dinâmica do centro de gravidade da carga no moinho com relação a direção vertical). Tipicamente entre 35° a 40°;

ρ_{ap} = densidade aparente da carga (t/m³). Esta pode ser estimada com base nos componentes da carga (bolas, preenchimento intersticial da polpa e transbordo de polpa) como mostra a equação 3.23⁽¹⁷⁾ a seguir:

$$\rho_{ap} = \frac{(1 - f_v) \rho_b J_b + \rho_p J_p f_v J_b + \rho_p (J - J_b)}{J} \quad (3.23)$$

onde:

f_v = volume (%) de vazios intersticiais entre as bolas (tipicamente assume ser 40% do volume aparente ocupado pelas bolas);

J_b = enchimento aparente de bolas (%) (incluindo bolas, polpa e vazios intersticiais entre as bolas);

J_p = enchimento intersticial da polpa (%), corresponde à fração intersticial de vazios disponíveis (entre a carga de bolas) na verdade ocupada pela polpa e partículas finas;

ρ_p = peso específico da polpa (t/m^3).

Em trabalho recente, Arentzen e Bhappu⁽¹⁸⁾ apresentam novo cálculo para determinar a potência em moinhos operados com enchimento reduzido.

Segundo eles, pode-se aumentar a eficiência de fragmentação de um moinho através de três modificações: uso correto do tamanho das bolas de reposição, operação em regime de catarata e reposição controlada das bolas.

As equações a seguir são aplicáveis a moinhos com descarga periférica operados em regime de catarata. Portanto, para moinhos com descarga por *overflow* devem-se corrigir os valores de potência calculados.

A figura 3.5 mostra o raio da carga moedora (r_2) comprimida contra as paredes do moinho.

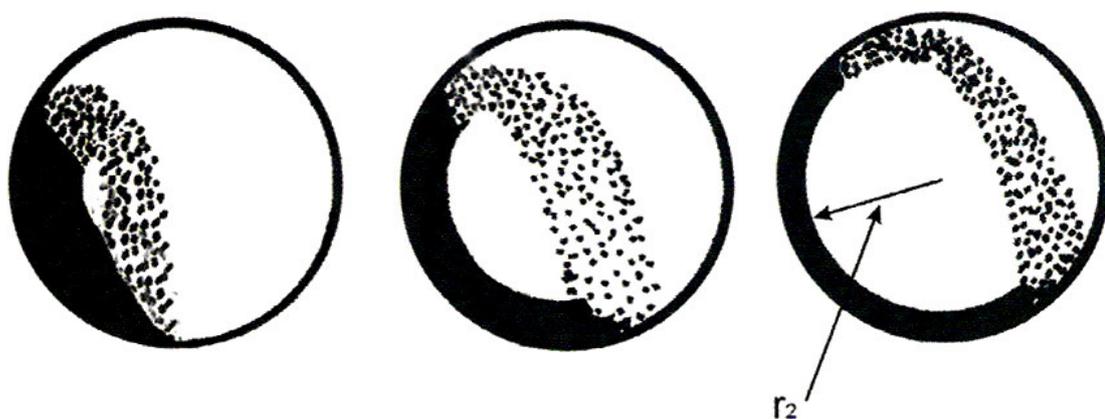


Figura 3.5 - Raio da carga moedora comprimida contra as paredes de um moinho operado em regime de catarata.

$$V_1 = \pi.r^2 - \frac{1}{\left(k^2\right)\left[2.k^2.r^2 - 1.\text{acos}(k.r) - k.r.\sqrt{\left(1 - k^2.r^2\right)}\right]} \quad (3.24)$$

,para r_1 até r_2 por pé de comprimento do moinho

onde:

V_1 = volume da carga moedora contra as paredes do moinho em pés cúbicos para cada pé do comprimento do moinho;

$r = (r_1 - r_2)$ = raio do moinho - raio da carga moedora comprimida contra as paredes do moinho, em pés;

k = constante.

$$k = \frac{4\pi^2.n^2}{g} \quad (3.25)$$

onde:

g = aceleração da gravidade em pés por segundo ao quadrado.

$$V_2 = 4.k^2 \left\{ -\left(\frac{r}{4}\right) \left[\sqrt{\left(\frac{1}{k^2 - r^2}\right)^3} + \left(\frac{1}{8k^2}\right) \left(r.\sqrt{\left(\frac{1}{k^2 - r^2}\right)} + \left(\frac{1}{k^2}\right) \text{asen}(r.k) \right) \right] \right\} \quad (3.26)$$

,para r_1 até r_2 por pé de comprimento do moinho

onde:

V_2 = volume da carga moedora lançada em pés cúbicos para cada pé do comprimento do moinho.

A partir das equações (3.24) e (3.26) é calculado a porcentagem de enchimento do moinho para um valor inicial de r_2 . Através de uma interação é determinado o valor de r_2 que atende a porcentagem de enchimento desejada.

Segundo Davis⁽¹⁹⁾ a equação a seguir fornece o raio mínimo da carga moedora contra as paredes do moinho.

$$r_{\min} = \left(\frac{0,2283}{n^2} \right) \quad (3.27)$$

onde:

n = rotações por segundos.

Uma vez determinado o valor de r_2 , calcula-se a potência consumida pelo moinho segundo a equação a seguir.

$$kW = \left(\frac{16\pi w}{737,56} \right) \cdot \left[\left(\frac{1,227 n^3 r^4}{4} \right) - \left(\frac{1,227^3 n^7 r^6}{3} \right) + \left(\frac{1,227^5 n^{11} r^8}{8} \right) \right] \quad (3.28)$$

,para r_1 até r_2 por pé de comprimento do moinho

onde:

w = densidade aparente da carga moedora (285 libras por pé cúbico).

Deve-se somar a potência calculada pela equação (3.28) a potência consumida pelo moinho sem carga.

Segundo Morrell e Napier-Munn⁽²⁰⁾ a equação a seguir fornece a potência consumida pelo moinho sem carga.

$$kW = 3,345 \cdot (D^3 \cdot L \cdot n)^{0,861} \quad (3.29)$$

onde:

D = diâmetro interno do moinho, em metros;

L = comprimento interno do moinho, em metros.

Os circuitos industriais de Copperhill, Isabella e Sydvaranger são exemplos de operações que tiveram consideráveis ganhos de energia com baixo enchimento e reposição controlada de corpos moedores em tamanhos adequados. Estas modificações também foram testadas em escala piloto e apresentaram bons resultados.

3.5 Corpos Moedores

A carga de corpos moedores é o componente de um moinho que produz trabalho útil. A quantidade de trabalho útil depende da forma dos corpos moedores, do seu tamanho em relação ao tamanho do material que está sendo moído, da sua quantidade e do material de que eles são feitos⁽²¹⁾⁽²²⁾.

Os corpos moedores mais frequentemente empregados no setor mineral são cilindros, cylpebs e bolas, podendo ser usados seixos ou fragmentos do próprio minério⁽²³⁾.

Análise das bolas

Existem dois tipos de análise que podem ser realizadas. São elas:

- Análise Sequencial: comparação de consumos históricos do moinho antes e depois da troca de carga;
- Análise Simultânea: comparação de consumos do moinho de prova com um moinho padrão operando em paralelo.

Determinação do tamanho dos corpos moedores

A escolha do tamanho das bolas representa um problema, pois existem dois fatores principais que se opõem:

- À medida que o tamanho das bolas aumenta, a pressão entre as superfícies em contato aumenta, tornando possível a quebra de partículas maiores;

- À medida que o tamanho das bolas diminui, a superfície disponível de atrito entre as bolas, para moagem de pequenas partículas, aumenta, resultando em um aumento na capacidade de moagem.

O maior diâmetro de bola para a carga inicial e para a reposição é dado pela equação a seguir:

$$d_B = \sqrt{\frac{F_{80}}{K}} \cdot \sqrt[.3]{\frac{\rho_s \cdot W_i}{N_c \cdot \sqrt{D}}} \quad (3.30)$$

onde:

d_B = diâmetro da bola, em polegadas;

F_{80} = abertura da peneira pela qual passam 80% da massa da alimentação (μm);

ρ_s = peso específico do material a moer;

WI = Work Index (kWh/st);

N_c = fração da velocidade crítica;

D = diâmetro interno do moinho, em pés;

K = constante conforme configuração do circuito.

A tabela 3.3 mostra o fator K conforme a configuração do circuito.

Tabela 3.3 - Fator K

Tipo de moinho e de circuito			Valor K para bolas de aço ou ferro fundido
Descarga	Moagem (Via)	Circuito	
Overflow	Úmida	Aberto	350
Overflow	Úmida	Fechado	350
Diafragma	Úmida	Aberto	330
Diafragma	Úmida	Fechado	330
Diafragma	Seca	Aberto	335
Diafragma	Seca	Fechado	335

A tabela 3.4 mostra a distribuição da carga de bolas para início de operação.

Tabela 3.4 - Distribuição da carga de bolas para início de operação

Diâmetro da bola calculado		Distribuição do tamanho das bolas para carga de equilíbrio à partida (% do peso total)						
mm	pol.	115mm	100mm	90mm	75mm	65mm	50mm	40mm
115	4,5	23,0						
100	4,0	31,0	23,0					
90	3,5	18,0	34,0	24,0				
75	3,0	15,0	21,0	38,0	31,0			
65	2,5	7,0	12,0	20,5	39,0	34,0		
50	2,0	3,8	6,5	11,5	19,0	43,0	40,0	
40	1,5	1,7	2,5	4,5	8,0	17,0	45,0	51,0
25	1,0	0,5	1,0	1,5	3,0	6,0	15,0	49,0

Fórmula de Ettore Azzaroni⁽²⁴⁾:

$$d_B = 4,5 \cdot F_{80}^{0,263} \left(\frac{(\rho_s \cdot W_i)^{0,4}}{N \cdot D^{0,25}} \right) \quad (3.31)$$

Formula da Allis Chalmers⁽¹⁵⁾:

$$d_B = 1,354 \cdot F_{80}^{0,5} \left[\frac{\rho_s \cdot W_i}{N_c \cdot D^{0,5}} \right]^{1/3} \quad (3.32)$$

onde:

d_B = tamanho ideal das bolas de reposição, em milímetros;

F_{80} = 80% do tamanho passante na alimentação fresca, em micrômetros;

ρ_s = Peso específico do minério, t/m³;

W_i = Bond Work Index, kWh/t;

N = rotação do moinho, rpm;

N_c = rotação do moinho como percentagem da velocidade crítica;

D = diâmetro interno do moinho, em pés.

3.6 Modelos Matemáticos

Um modelo matemático é uma equação ou conjunto de equações que representa um processo real.

A definição para o termo simulação segundo o dicionário *Encarta World Dictionary* é: “construção de um modelo matemático para reproduzir as características de um fenômeno, sistema ou processo, usando frequentemente um computador, a fim de pressupor uma informação ou resolver problemas”⁽²⁾.

Existem três tipos de modelos que podem representar um processo de simulação:

- Empírico: frequentemente um conjunto de equações algébricas desenvolvidas por regressão, estatística multivariada ou rede neural. Existem os chamados “Black Box Model”, os quais são tratados por um conjunto de dados de entrada e saída (Exemplo: A equação de Bond é um modelo semi-empírico);
- Fenomenológico: frequentemente um conjunto de equações algébricas e diferenciais utilizadas em alguns princípios de engenharia, física e química, mas requerem calibração (Exemplo: Modelo do balanço populacional);
- Fundamental: frequentemente um conjunto de equações algébricas e diferenciais baseadas em leis fundamentais da física e da química, requerendo um mínimo de calibração (Exemplo: Métodos de elemento discreto e dinâmica dos fluidos computacional).

3.7 Modelos de Cominuição

Um histórico dos pesquisadores que desenvolveram os modelos de cominuição utilizados hoje em dia é apresentado em detalhe por Austin et al⁽⁷⁾. Conforme esses autores, Brown⁽²⁵⁾, em 1941, parece ter sido o primeiro a tentar construir um balanço de massa-tamanho diferencial para descrever o processo de moagem, mas a sua formulação era deselegante e pesada para ser aplicada. Seu trabalho foi estendido por Broadbent e Callcott⁽²⁶⁾ em 1956, os quais usaram álgebra matricial e conceitos de quebra estagiada para descrever o processo, e por Epstein⁽²⁷⁾ em 1947, o qual usou

uma formulação de probabilidade contínua. Independentemente, Sedlatschek e Bass⁽²⁸⁾, em 1953, forneceram, basicamente, a formulação apresentada por Austin et al⁽⁷⁾. Filippov⁽²⁹⁾, em 1961, Gaudin e Meloy⁽³⁰⁾, em 1962, e Gardner e Austin⁽³¹⁾, em 1962, também, independentemente, estenderam e verificaram os conceitos. Esses últimos citados foram os primeiros a demonstrar convincentemente a aplicabilidade dos conceitos para dados experimentais.

3.7.1 Balanço Populacional

O modelo do balanço populacional, inicialmente proposto por Epstein⁽²⁷⁾, descreve o processo de moagem 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.

Montenegro⁽³²⁾ define cada um destes eventos como premissas apresentadas a seguir:

- i. Velocidade Específica de Quebra ou Função Seleção – é a velocidade com que as partículas contidas em um intervalo granulométrico são fragmentadas e atravessam o seu limite inferior;
- ii. Função Distribuição ou Função Quebra – é a estequiometria da fragmentação, ou seja, como se dá a distribuição do material proveniente de um dado intervalo de tamanho quando este se quebra;
- iii. Função Classificação ou Coeficiente de Difusão – representa o movimento diferencial das partículas para dentro e para fora de um sistema contínuo de moagem, sendo dependente do tamanho das partículas;
- iv. Tempo de Residência ou Tempo de Permanência – essa variável diz respeito ao fato das partículas da alimentação não possuírem exatamente a mesma velocidade ao longo do moinho, havendo sempre mistura no sentido axial.

Resumidamente, tem-se o seguinte balanço:

$$ACUMULAÇÃO + GERAÇÃO ESPONTÂNEA = ENTRA - SAI \quad (3.33)$$

A equação a seguir descreve o modelo do balanço populacional para a moagem desenvolvido por Reid em 1965⁽⁴⁾⁽⁷⁾⁽³³⁾⁽³⁴⁾⁽³⁵⁾⁽³⁶⁾⁽³⁷⁾⁽³⁸⁾.

$$\frac{dm_i(t)}{dt} = -S_i m_i(t) + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} S_j m_j(t), \quad i = 1, 2, \dots, n \quad (3.34)$$

onde:

$m_i(t)$ = representa a fração em massa de partículas contidas no intervalo de tamanho i após o tempo t de moagem;

S_i = representa a velocidade específica de quebra das partículas no intervalo de tamanho i ;

b_{ij} = representa a distribuição sofrida pelos fragmentos após a quebra, ou seja, a fração do material do tamanho superior j que após a quebra se dirige para o tamanho i .

A figura 3.6⁽³⁹⁾ representa a distribuição das partículas nas várias faixas granulométricas após cada evento de quebra. Considera que em algum dado instante t , a distribuição granulométrica do material muda em um hipotético moinho de batelada e é quantificada pelas frações f_i ($i = 1, n$) retida em n diferentes peneiras representadas no lado esquerdo da figura. Após um intervalo de tempo dt , o resultado da distribuição granulométrica é representado pelo lado direito da figura. Durante este intervalo de tempo, algumas partículas serão fragmentadas e seus fragmentos serão redistribuídos para as peneiras inferiores. Para as partículas retidas na malha ' $i+1$ ' (a fração ' i '), a função seleção S_i (min^{-1}) denota a velocidade de quebra, que é a fração das partículas de um conjunto de tamanhos (d_{i+1}, d_i) na qual são fraturadas, por unidade de tempo. Entretanto, o produto $(S_i \Delta t)$ representa a fração de material retido na malha ' $i+1$ ', no tempo t , que será fraturada pela ação dos corpos moedores, durante o período seguinte de tempo Δt . Conseqüentemente, a função quebra b_{ij} denota a fração, em peso, de fragmentos que surgem da quebra das partículas retidas na malha ' $j+1$ ' que foram retidas na malha inferior ' $i+1$ '.

Define-se como malha ' 1 ' a peneira com abertura maior e de malha ' n ' a peneira de abertura menor. Então, pela seguinte equação, B_{ij} representa a fração acumulada de fragmentos da quebra das partículas retidas na malha ' j ' que se tornaram menores que

a malha i' .

$$B_{ij} = \sum_{k=n}^{i+1} b_{kj} \quad (3.35)$$

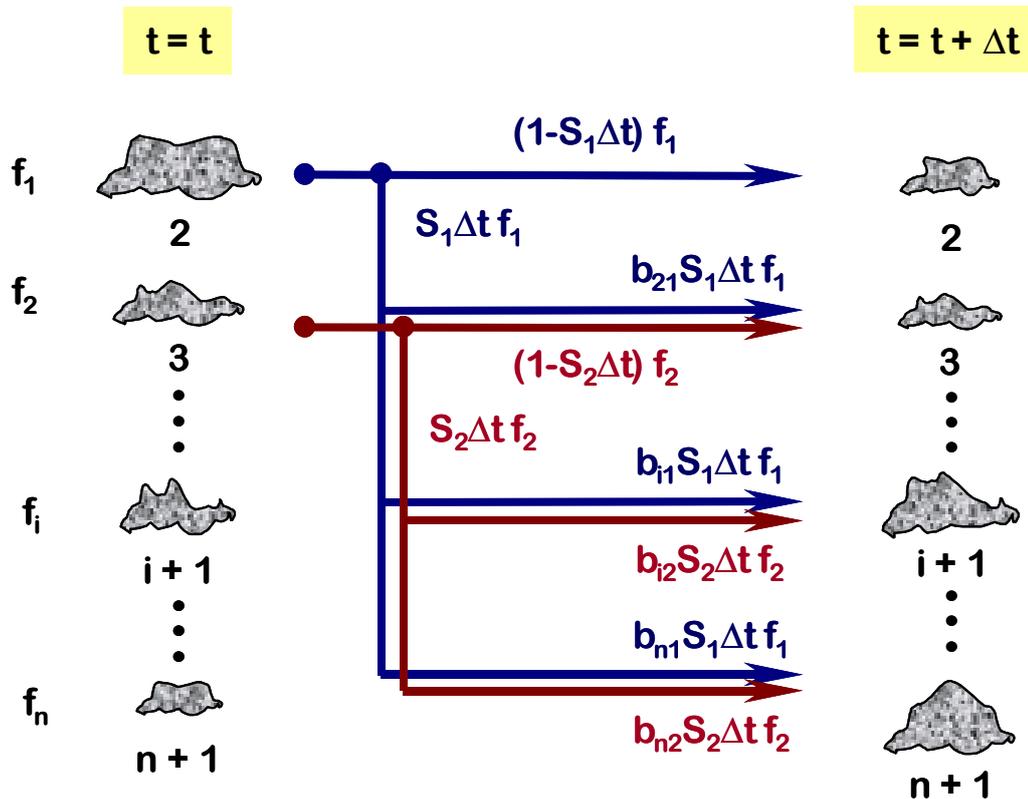


Figura 3.6 - Representação da distribuição das partículas nas várias faixas granulométricas após eventos de quebra.

De acordo com a figura 3.6, é possível estabelecer, para cada fração de tamanho i' , o seguinte balanço populacional de partículas:

$$\begin{aligned} & [\text{partículas na fração } i' \text{ no tempo } (t + \Delta t)] = [\text{partículas na fração } i' \text{ no tempo } t] - \\ & \quad [\text{partículas na fração } i' \text{ quebradas durante o intervalo de tempo } \Delta t] + \\ & \quad [\text{novas partículas adicionadas a fração } i' \text{ como resultado da quebra de partículas} \\ & \quad \quad \text{retidas nas frações grossas } (j = 1, i-1)] \end{aligned}$$

Então, se H representa a massa total de minério no moinho, tem-se:

$$f_i(t+\Delta t)H = f_i(t)H - S_i\Delta t.f_i(t)H + b_{i1}S_1\Delta t.f_1(t)H + b_{i2}S_2\Delta t.f_2(t)H + \dots + b_{i,i-1}S_{i-1}\Delta t.f_{i-1}(t)H$$

$$i = 1,2,\dots,n \quad (3.36)$$

Considerando a condição limite, quando Δt aproxima-se de zero, a equação acima se reduz a um sistema de equações diferenciais de primeira ordem como mostra a equação a seguir.

$$\frac{d(f_i)}{dt} = -S_i f_i + \sum_{j=i-1}^1 b_{ij} S_j f_j, \quad i = 1,2,\dots,n \quad (3.37)$$

Este é o modelo geral de moagem na sua forma diferencial.

A solução analítica deste complexo sistema de equações diferenciais é conhecida. Assume-se que os parâmetros S e B não variam com o tempo, então uma solução geral do sistema, denominada de 'modelo linear', pode ser expressa, na sua forma matricial, como:

$$f = (TJT^{-1})f^0 \quad (3.38)$$

onde:

$f = \{f_i / i = 1,2,\dots,n\}$ = vetor que contém a distribuição granulométrica da descarga do moinho

$f^0 = \{f_i^0 / i = 1,2,\dots,n\}$ = vetor que contém a distribuição granulométrica da alimentação do moinho

$T = \{T_{ij} / i,j = 1,2,\dots,n\}$ = matriz triangular inferior dos valores de T_{ij}

$T_{ij} = 0$; quando $i < j$

$T_{ij} = 1$; quando $i = j$

$$T_{ij} = \frac{\sum_{k=j}^{i-1} (b_{ik} S_k T_{kj})}{(S_i - S_j)}, \quad i > j \quad (3.39)$$

$J = \{J_{ij} / i,j = 1,2,\dots,n\}$ = matriz diagonal dos valores de J_{ij} definida como:

$$J_{ij} = e^{\left(\frac{-s_i t}{N}\right)}, \text{ quando } i = j \text{ (batelada)} \quad (3.40)$$

$$J_{ij} = \left(1 + \frac{S_i \tau}{N}\right)^{-N}, \text{ quando } i = j \text{ (contínuo)} \quad (3.41)$$

$$J_{ij} = 0, \text{ para as demais situações} \quad (3.42)$$

onde:

τ = média do tempo de residência;

N = parâmetros característicos da distribuição do tempo de residência da polpa no moinho, representado pela seguinte modelo dos N misturadores em série, sendo que n pode ser aproximado pela razão efetiva do comprimento pelo diâmetro do moinho.

$$E(t) = \left[\frac{N^N \cdot \left(\frac{t}{\tau}\right)^{N-1}}{\tau \cdot \Gamma(N)} \right] \cdot e^{\left(\frac{-Nt}{\tau}\right)} \quad (3.43)$$

Os parâmetros do modelo de moagem, função seleção e função quebra, são diferentes para partículas de diferentes tamanhos.

Métodos de determinação dos parâmetros de quebra

Podem-se determinar os parâmetros de quebra através de dois métodos:

- retro-cálculo que é baseado em técnicas não lineares de otimização;
- experimental que é baseado em testes de moagem de longa e curta duração, onde o objetivo é medir a taxa de desaparecimento do material na granulometria da alimentação.

3.7.2 Função Seleção

A função seleção ou velocidade específica de quebra (S_i) é a probabilidade que uma partícula tem em sofrer cominuição. É a relação entre a massa que sofreu cominuição e a massa inicial de material conforme a relação a seguir⁽⁷⁾⁽³⁹⁾⁽⁴⁰⁾⁽⁴¹⁾:

$$w_1(t) = w_1(0).e^{(-S_1 t)} \quad (3.44)$$

onde:

S_i = é a probabilidade que uma partícula tem em sofrer cominuição;

$w_1(t)$ = massa cominuída após o intervalo de tempo t ;

$w_1(0)$ = massa inicial no intervalo de tamanho 1.

A velocidade específica de quebra, ou função seleção, de uma partícula pode ser dada por uma expressão da forma:

$$S_i = a.x_i^\alpha \quad , \quad x_i \ll d \quad (3.45)$$

ou

$$S_i = a.\left(\frac{x_i}{x_0}\right)^\alpha \quad (3.46)$$

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 (número positivo normalmente compreendido entre 0,5 e 1,5).

Essa função não tem base teórica, mas é verificada experimentalmente. Para tamanhos maiores de partículas, é frequentemente observado que a taxa de

desaparecimento do intervalo superior de tamanho não segue uma lei de primeira ordem, diminuindo com o aumento de tamanho, sendo chamada então de fratura anormal⁽⁷⁾.

Na Figura 3.7⁽⁷⁾, observa-se que a função seleção para tamanhos crescentes diminui a partir de um determinado tamanho x_m . Isso é devido ao fato da energia fornecida ser insuficiente para fraturar eficientemente essas partículas.

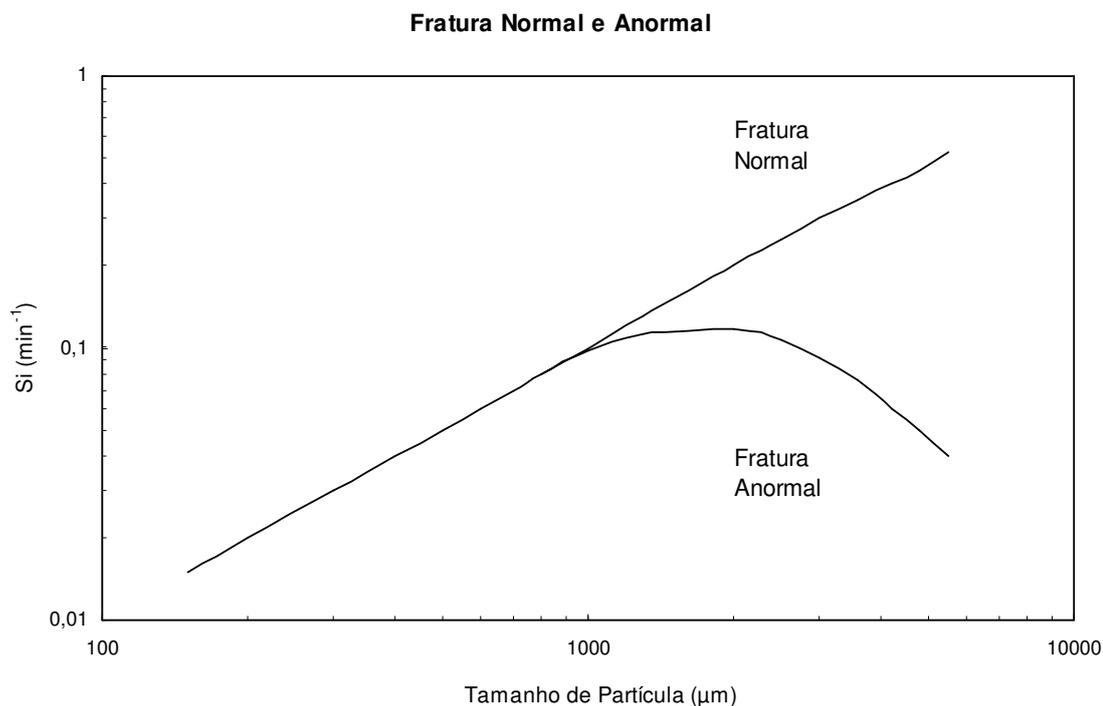


Figura 3.7 - Variação da velocidade específica de quebra com o tamanho das partículas.

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

$$Q_i = \frac{1}{1 + \left(\frac{x_i}{\mu}\right)^\Lambda}, \quad \Lambda \geq 0 \quad (3.47)$$

A expressão da velocidade específica de quebra torna-se:

$$S_i = a.x_i^\alpha.Qi \quad (3.48)$$

onde:

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

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

$$\mu = x_m \left(\frac{\Lambda - \alpha}{\alpha} \right)^{\frac{1}{\Lambda}} \quad (3.49)$$

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

O valor de x_m , para o qual S_i é máximo, varia com o material e está relacionado com μ .

A figura 3.8⁽³⁹⁾ mostra a determinação da função seleção por mono-tamanho em função do tempo.

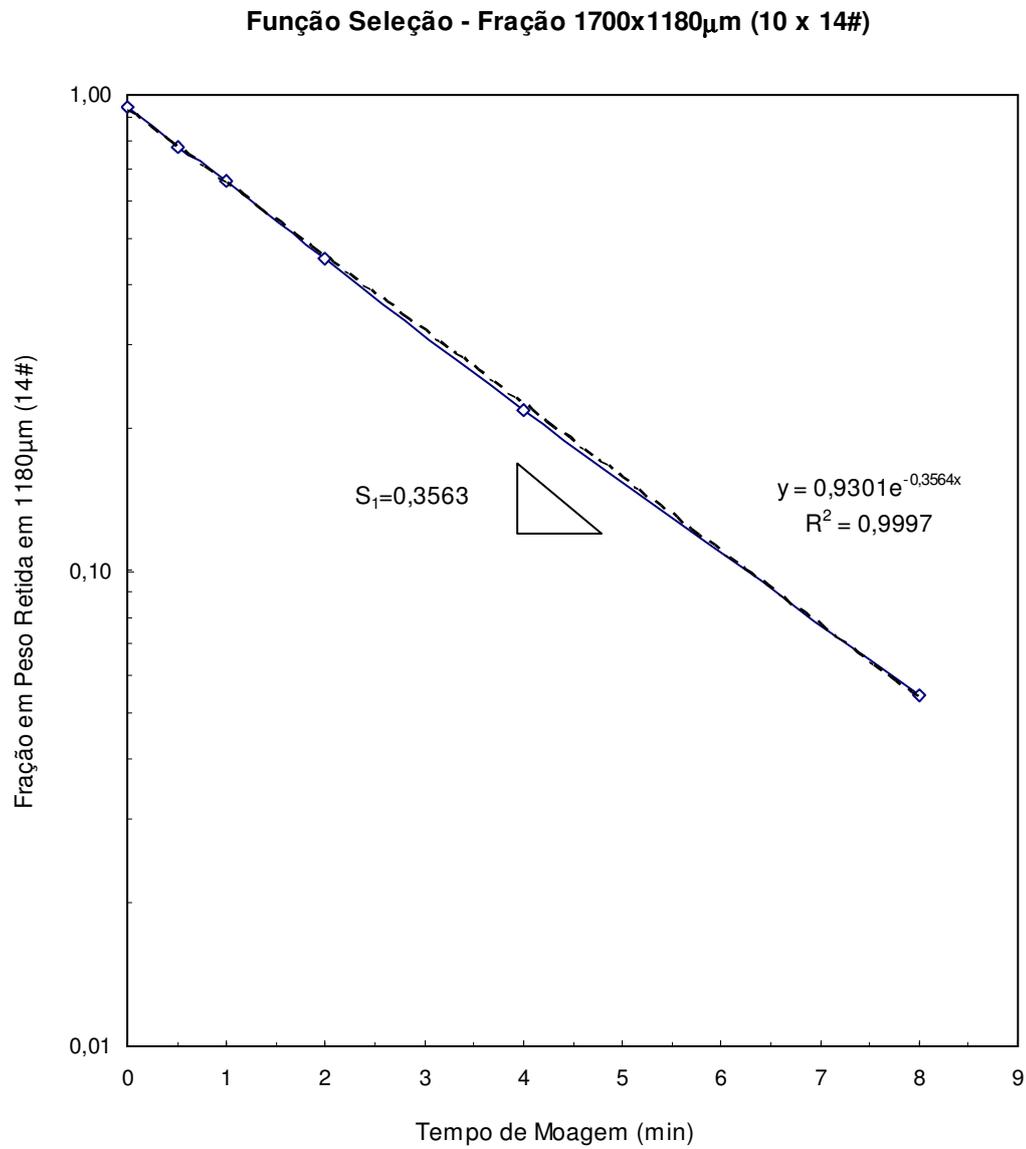


Figura 3.8 - Determinação da taxa de desaparecimento de uma classe de tamanho pelo tempo.

A taxa de desaparecimento também pode ser determinada em função da energia específica consumida. A figura 3.9⁽³⁹⁾ mostra a determinação da função seleção por mono-tamanho utilizando o consumo específico de energia.

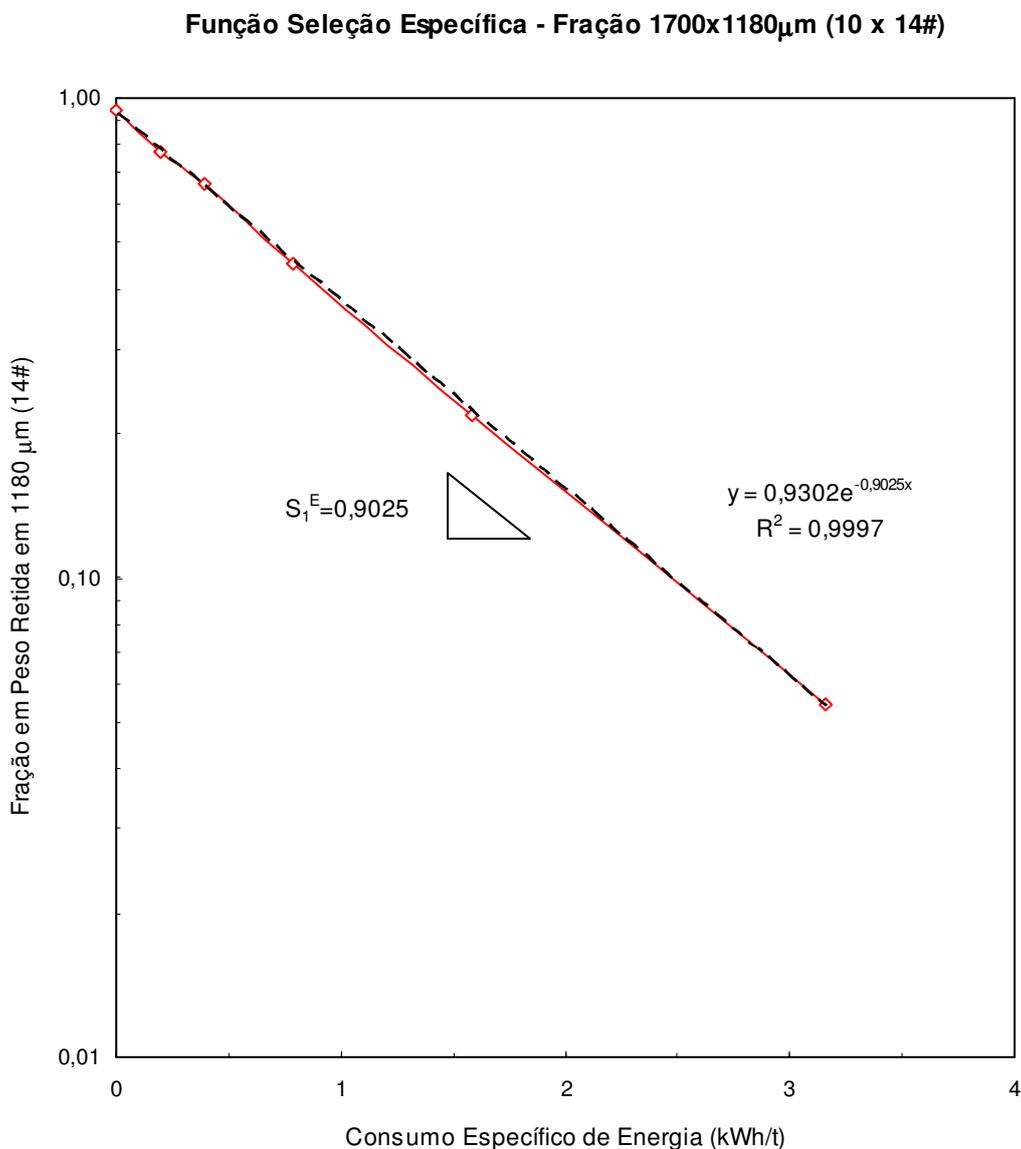


Figura 3.9 - Determinação da taxa de desaparecimento de uma classe de tamanho pelo consumo específico de energia.

3.7.3 Função Quebra

Quando um material de um determinado tamanho se quebra, produz-se uma distribuição granulométrica completa de partículas menores. Define-se como função quebra a distribuição granulométrica das partículas provenientes da quebra primária de uma partícula maior.

A função quebra normalmente é determinada em laboratório através de ensaios de curta duração em um moinho padrão ou através de retro-cálculo.

Conforme von Kruger⁽²²⁾, a moagem, mesmo de um tamanho único, tem como resultado, evidentemente, um produto distribuído em todas as faixas granulométricas. Para descrever um processo de moagem é necessário descrever essa distribuição granulométrica.

Quando o material de tamanho j se quebra, produz-se uma distribuição granulométrica completa de partículas menores; estas se misturam à carga do moinho, sendo submetidas a novas quebras. As figuras 3.10⁽³⁹⁾ e 3.11⁽³⁹⁾ mostram o resultado para a determinação da função quebra.

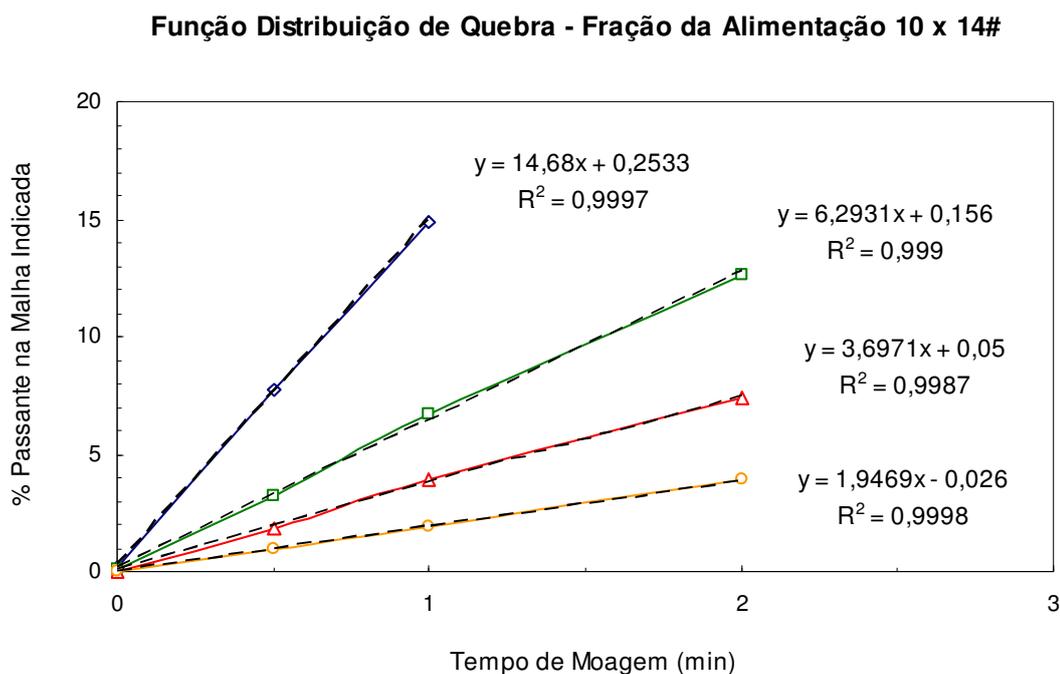


Figura 3.10 - Distribuição granulométrica após tempos de moagem.

Função Distribuição de Quebra Acumulada x Tamanho de Partículas

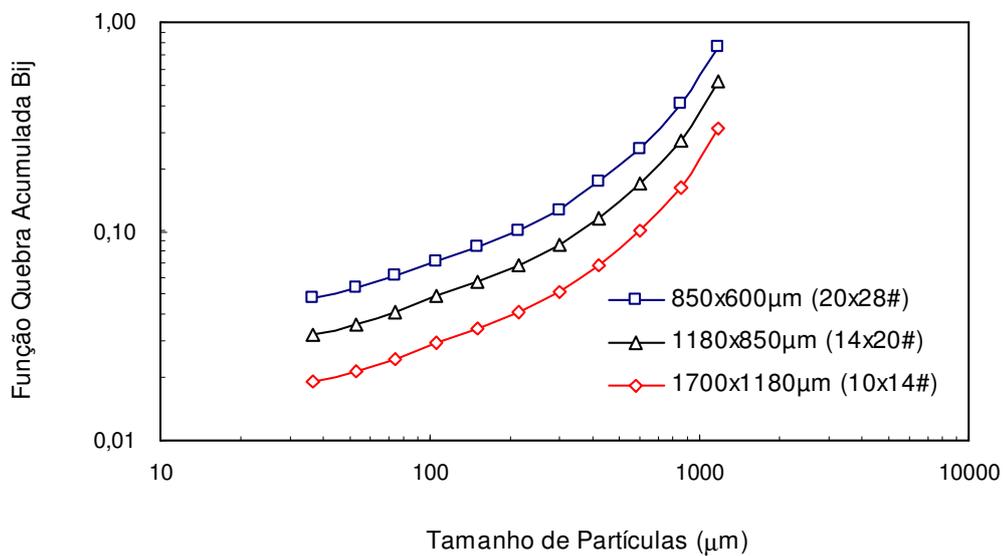


Figura 3.11 - Determinação da função quebra.

Função Quebra Acumulada x Tamanho Relativo de Partícula

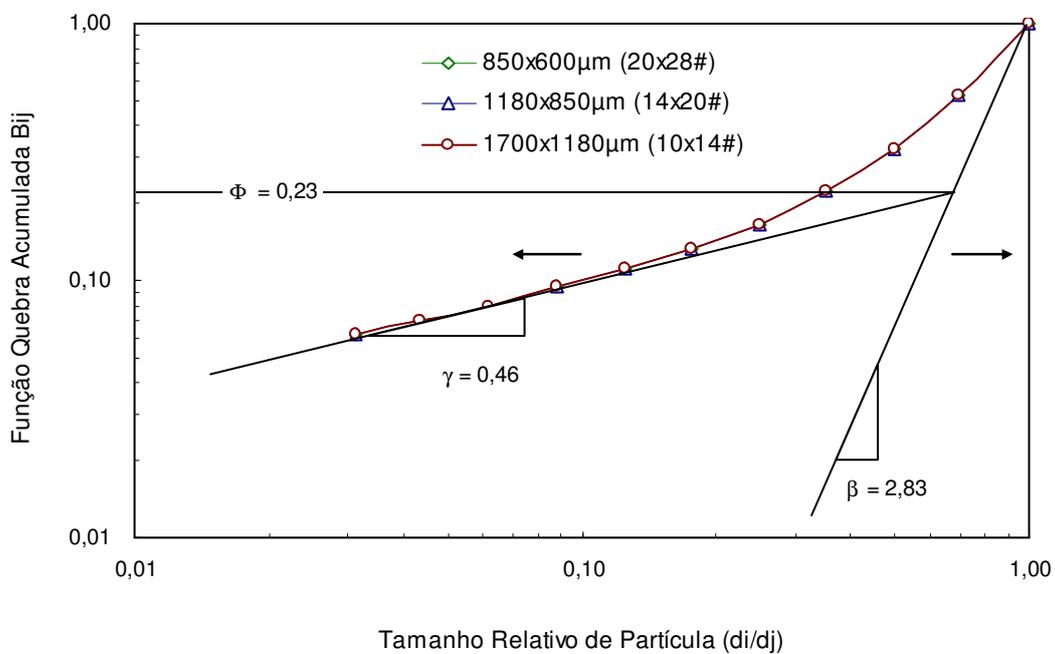


Figura 3.12 - Função quebra normalizada pelo tamanho de partícula.

A distribuição dos fragmentos provenientes da geração primária, para quebra normal, tem a forma ilustrada na Figura 3.12⁽⁷⁾⁽³⁹⁾, onde estão representados na forma acumulada B_{ij} versus a fração do tamanho d_i/d_j .

Destacam-se três importantes aspectos:

- i. os valores de B não parecem ser influenciados pelas condições de moagem, tais como carga do material, carga de bolas, diâmetro do moinho, etc. Os resultados sugerem que a ação média de quebra causada pela colisão bola-bola é a mesma para diferentes diâmetros, o que implica no fato do efeito cascata ser o principal;
- ii. para alguns materiais, os valores de B_{ij} se superpõem, para todos valores de j . Diz-se, então, que os valores de B são normalizados e isso significa que todas as partículas se quebram com uma distribuição dimensionalmente similar, ou seja, a fração em peso do produto menor de que, digamos, $1/2$, é constante;
- iii. os valores de B_{ij} podem ser ajustados por uma relação empírica feita da soma de duas funções lineares em escala log-log, que será:

$$B_{i,j} = \Phi_j \left(\frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^\gamma + (1 - \Phi_j) \left(\frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^\beta, \quad 0 \leq \Phi \leq 1 \quad (3.50)$$

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.

Se os valores de B_{ij} não são normalizados, o grau de não-normalização pode, frequentemente, ser caracterizado por um parâmetro adicional definido por:

$$\Phi_{j+1} = \Phi_j \cdot R^{-\delta} \quad (3.51)$$

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

Segundo Kelly e Spotiswood⁽⁵⁾, os parâmetros de quebra estão associados 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.

Segundo Austin⁽⁷⁾, diferentes materiais apresentam diferentes valores de γ , pois este é um parâmetro característico da curva de distribuição de um determinado material.

3.7.4 Modelo de Herbst e Fuerstenau

Duas tendências principais têm sido apresentadas sobre este assunto. Segundo Herbst e Fuerstenau⁽³³⁾⁽³⁴⁾, informações precisas de alguns desses parâmetros têm sido obtidas através da aplicação de algoritmos, desenvolvidos em computador, que utilizam técnicas de regressão não lineares para a obtenção dos parâmetros associados à equação do balanço populacional. Na prática, tem se observado que os valores da função seleção discretizada por tamanhos, S_i , apresentam relações de proporcionalidade com a potência absorvida pelo moinho na forma da equação:

$$S_i = S_i^E \left(\frac{P}{H} \right) \quad (3.52)$$

onde:

S_i^E = função seleção específica (independente das condições geométricas e operacionais do moinho);

H = massa de material contida no moinho;

P = potência líquida consumida.

A potência líquida P e a massa contida no moinho H podem ser expressas conforme as seguintes equações:

$$P = \phi_1(N^*, M_B^*, M_P^*, d_B).LD^{(2.5+\delta)} \quad (3.53)$$

$$M = \phi_2(M_B^*, M_P^*).LD^{2.0} \quad (3.54)$$

Substituindo P e H na equação 3.52 tem-se:

$$S_i = S_i^E \cdot \phi_3(N^*, M_B^*, M_P^*, d_B).D^{(0.5+\delta)} \quad (3.55)$$

onde:

D = diâmetro do moinho;

L = comprimento do moinho;

N^* = fração da velocidade crítica do moinho;

M_B^* = fração do volume do moinho ocupado por bolas;

M_P^* = fração intersticial ou porosidade da carga de bolas ocupada por partículas minerais;

d_B = diâmetro de bolas.

Estas equações têm sido utilizadas para se determinar o consumo energético requerido na moagem e podem ser empregadas também no dimensionamento de circuitos industriais de moagem, partindo-se de resultados obtidos em escala de laboratório.

Os valores de S_i^E são dependentes do tamanho das bolas⁽⁷⁾.

3.7.5 Modelo de Kapur (Método $G-H$)

Kapur⁽⁴²⁾⁽⁴³⁾ apresenta um método para a determinação dos parâmetros de quebra utilizando a distribuição natural do material e não a distribuição em mono-tamanhos⁽⁴⁾.

A formulação deste modelo é apresentada a seguir:

A solução da equação da moagem em bancada para tamanhos discretos pode ser formulada baseada em séries de potência como uma função do tempo:

$$\ln \frac{R_i(t)}{R_i(0)} = G_i t + \frac{H_i t^2}{2!} + \frac{I_i t^3}{3!} + \dots \quad (3.56)$$

Nessa equação (3.56) R_i é a fração acumulada retida na malha inferior do intervalo i . G, H , e I , são coeficientes da polinomial no tempo. Simulações baseadas em dados experimentais e moagem em circuito fechado mostraram que a série apresentada pode ser truncada logo após o segundo termo, sem perda da precisão, para qualquer tempo razoável de moagem (por exemplo, $T \leq 95$). Daí uma solução aproximada para a equação da moagem é:

$$\ln \frac{R_i(t)}{R_i(0)} = G_i t + \frac{H_i t^2}{2!} \quad (3.57)$$

onde:

$$G_i = -S_i + \sum_{j=1}^{i-1} \frac{R_j(0)}{R_i(0)} [S_{j+1} B_{i,j+1} - S_j B_{i,j}] \quad (3.58)$$

sendo:

$$H_i = \sum_{j=1}^{i-1} \frac{R_j(0)}{R_i(0)} [S_{j+1} B_{i,j+1} - S_j B_{i,j}] [G_j - G_i], \quad \text{para } i=2,3,4,\dots,n \quad (3.59)$$

e

$$H_i = 0, \quad \text{para } i=1 \quad (3.60)$$

Na equação (3.58), S é a velocidade específica de quebra e B_{ij} é a função distribuição acumulada de fragmentos relativo a fração de material quebrado pertencente ao intervalo j . Pode-se observar que nas expressões G e H , os parâmetros de quebra não necessitam ser similares nas diferenças (ou normalizáveis) e que a constante da

velocidade específica de quebra não necessita se ajustar a nenhuma forma funcional. O interesse agora está localizado principalmente no primeiro coeficiente G . Para uma alimentação constituída por um único intervalo de tamanho (mono-tamanho), tem-se: $Ri(0) = 1, i=1,2,3,\dots,n$ o coeficiente G reduz-se a:

$$G_i = -S_1 \quad \text{e} \quad G_i = -S_1 B_{i,1} \quad \text{para} \quad i = 2,3,4,\dots,n \quad (3.61)$$

Tem-se então que a função distribuição acumulada do tamanho da alimentação torna-se:

$$B_{i,1} = \frac{G_i}{G_1} \quad (3.62)$$

Da mesma forma, para a alimentação baseada em um único tamanho o coeficiente H será:

$$H_i = S_1 \sum_{j=1}^{i-1} [S_{j+1} B_{i,j+1} - S_j B_{i,j}] \cdot [B_{j,1} - B_{i,1}] \quad (3.63)$$

E quando a seguinte relação entre as distribuições são válidas:

$$S_j B_{i,j} = S_i \quad (3.64)$$

Substituindo a equação (3.64) na equação (3.63) tem-se:

$$H_i = 0 \quad (3.65)$$

Observa-se que a equação (3.62) é linear nos coeficientes G e H . Dessa forma, esses coeficientes, podem ser estimados baseando-se em dados experimentais. Neste caso, isto pode ser feito através de soluções algébricas simultâneas usando os dois conjuntos de dados ou por via do método padronizado dos mínimos quadrados. Se os dados experimentais são obtidos de testes realizados em um só intervalo de tamanho, os parâmetros de quebra podem ser computados dos valores de G conforme a equação (3.59).

É possível também empregar o método *G-H* através de técnicas gráficas. Para tanto, divide-se a equação (3.62) pelo tempo e reconsiderando que $R_i(0) = 1$ tem-se:

$$\frac{1}{t} \ln R_i(t) = G_i + \frac{H_i}{2} t \quad (3.66)$$

A equação (3.64), se reformulada, pode ser analisada graficamente obtendo-se uma linha reta que apresenta inclinação igual a H , sendo a interseção com o eixo y igual a G . Este procedimento de reduzir a polinomial em um grau tem sido praticado rotineiramente. Posteriormente, combinando a equação (3.62) com a (3.66) tem-se;

$$\frac{\ln R_i(t)}{-S_1 t} = B_{i,1} - \frac{H_i}{S_1} t \quad (3.67)$$

mas, considerando que $\ln R_i(t) = -S_1 t$, tem-se:

$$\frac{\ln R_i(t)}{\ln R_i(t)} = B_{i,1} - \frac{H_i}{S_1} t \quad (3.68)$$

3.8 Modelos de Classificação em Hidrociclones

Do ponto de vista mecânico, o ciclone é um equipamento capaz de transformar a energia potencial do fluxo da alimentação (pressão) em energia cinética (movimento)⁽⁶⁾. O princípio de operação dos hidrociclones é baseado no conceito de velocidade de sedimentação de uma partícula sólida em um campo centrífugo⁽⁴⁴⁾.

Os hidrociclones são os equipamentos mais empregados na operação de classificação para fechamento do circuito de moagem. A grande preferência dada a esses equipamentos se deve a uma série de vantagens apresentadas por eles, quais sejam: apresentam capacidade elevada em relação ao seu volume e à área ocupada. Isso os tem tornado os equipamentos de utilização praticamente exclusiva em instalações de moagem de grande capacidade⁽³⁾.

Será apresentada apenas a formulação básica do modelo de classificação de Plitt, utilizado para modelar a classificação do circuito em estudo, uma vez que os modelos

de classificação não são o foco deste trabalho.

Modelo de Plitt

O modelo de Plitt⁽³⁹⁾⁽⁴⁵⁾⁽⁴⁶⁾ foi desenvolvido em 1976 a partir da análise estatística de, aproximadamente, trezentos ensaios experimentais. A seguir, são apresentadas as equações do modelo.

Correlação 1: Pressão de alimentação do ciclone

$$a_1 = H \cdot \left(\frac{(Dc)^{0,20} \cdot h^{0,15} \cdot (Di)^{0,51} \cdot (Do)^{1,65} \cdot (Du)^{0,53}}{Q^{1,46} \exp(-7,63\phi + 10,79\phi^2)} \right) \quad (3.69)$$

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.

$$a_2 = d_{50c} \cdot \left(\frac{(Du)^{0,80} \cdot h^{0,37} \cdot Q^{0,44} \cdot (\rho_s - 1)^{0,5}}{(Dc)^{0,44} \cdot (Di)^{0,58} \cdot (Do)^{1,91} \cdot \exp(11,12\phi)} \right) \quad (3.70)$$

onde:

a_2 = constante dependente da aplicação.

Correlação 3: Divisão de Fluxo

$$S = \frac{Qu}{Qo} = a_3 \cdot \frac{h^{0,19} \cdot \left(\frac{Du}{Do}\right)^{2,64} \cdot \exp(-4,33\phi + 8,77\phi^2)}{H^{0,54} \cdot (Dc)^{0,38}} \quad (3.71)$$

onde:

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

a_3 = constante dependente da aplicação.

Correlação 4: Eficiência de Classificação Corrigida

$$E_i^c = 1 - \exp\left[-0,693 \left(\frac{d_i}{d_{50c}}\right)^m\right] \quad (3.72)$$

O parâmetro m de Plitt pode ser calculado como segue:

$$m = \exp\left[a_4 - 1,58 \cdot \frac{S}{(S+1)}\right] \cdot \left[\frac{(Dc)^2 \cdot h}{Q}\right]^{0,15} \quad (3.73)$$

onde:

a_4 = constante dependente da aplicação.

3.9 Balanço de Massas

As amostragens feitas em um circuito industrial são processadas em um laboratório e são afetadas por erros experimentais. A equação a seguir apresenta o balanço de massas para as partículas de tamanho d_i nos fluxos alimentação, *underflow* e *overflow*⁽³⁹⁾.

$$f_i^A \cdot A = f_i^U \cdot U + f_i^O \cdot O, \quad \text{para } i = 1, n \quad (3.74)$$

onde:

A = fluxo de sólidos na alimentação;

U = fluxo de sólidos no *underflow*;

O = fluxo de sólidos no *overflow*;

f_i^A = fração da alimentação que correspondente as partículas de tamanho d_i ;

f_i^U = fração do *underflow* que correspondente as partículas de tamanho d_i ;

f_i^O = fração do *overflow* que correspondente as partículas de tamanho d_i .

Através de uma função objetivo F_{Obj} , é possível calcular, para cada fluxo, a fração correspondente as partículas de tamanho d_i ajustada f_i^{A*} , f_i^{U*} , f_i^{O*} .

$$f_{Obj} = w^A \cdot (f_i^A - f_i^{A*})^2 + w^U \cdot (f_i^U - f_i^{U*})^2 + w^O \cdot (f_i^O - f_i^{O*})^2 \quad (3.75)$$

w^A = fator que representa a qualidade ou confiança da amostragem da alimentação;

w^U = fator que representa a qualidade ou confiança da amostragem do *underflow*;

w^O = fator que representa a qualidade ou confiança da amostragem do *overflow*;

f_i^{A*} = fração da alimentação que correspondente as partículas de tamanho d_i ajustada;

f_i^{U*} = fração do *underflow* que correspondente as partículas de tamanho d_i ajustada;

f_i^{O*} = fração do *overflow* que correspondente as partículas de tamanho d_i ajustada.

Todas as partículas de tamanho d_i serão minimizadas e os valores ajustados conforme as restrições da equação a seguir:

$$f_i^{A*} \cdot A = f_i^{U*} \cdot U + f_i^{O*} \cdot O \quad (3.76)$$

Os fluxos podem ser calculados conforme as equações a seguir:

$$A = A^F \cdot (1 + CC) \quad (3.77)$$

$$U = A^F \cdot CC \quad (3.78)$$

$$O = F \quad (3.79)$$

onde:

A^F = representa a alimentação nova no circuito;

CC = carga circulante.

A carga circulante pode ser estimada conforme a equação:

$$CC = \left\{ w^D \cdot \sum_{\text{Todos}} \left[\frac{(f_i^O - f_i^A)}{(f_i^A - f_i^U)} \right] + w^S \cdot \left[\frac{\left(\frac{1}{f_s^O} - \frac{1}{f_s^A} \right)}{\left(\frac{1}{f_s^A} - \frac{1}{f_s^U} \right)} \right] \right\} \quad (3.80)$$

onde:

w^D = fator que representa a qualidade ou confiança da distribuição granulométrica;

w^S = fator que representa a qualidade ou confiança da porcentagem de sólidos;

f_s^A = porcentagem de sólidos da alimentação;

f_s^U = porcentagem de sólidos do *underflow*;

f_s^O = porcentagem de sólidos do *overflow*.

Em geral, estatisticamente, os fatores w^D e w^S podem ser calculados conforme a equação:

$$Fator = \frac{100}{(\%erro)^2} \quad (3.81)$$

sendo que (% erro) corresponde a combinação de amostras e erros de medidas.

O problema de minimização dos quadrados pode ser linearizado e resolvido pelo método dos multiplicados de Lagrange para obter as seguintes equações:

$$f_i^{A*} \cdot A^F = f_i^A \cdot A^F - \frac{\lambda}{w^A} \quad (3.82)$$

$$f_i^{U*} \cdot U^F = f_i^U \cdot U^F - \frac{\lambda}{w^U} \quad (3.83)$$

$$f_i^{O^*} \cdot O^F = f_i^O \cdot O^F - \frac{\lambda}{w^O} \quad (3.84)$$

Para $n = 1$, sendo n dado pelo multiplicador de Lagrange como a equação a seguir.

$$\lambda = \frac{(f_i^A \cdot A - f_i^U \cdot U + f_i^O \cdot O)}{\left(\frac{1}{w^A} + \frac{1}{w^U} + \frac{1}{w^O}\right)} \quad (3.85)$$

A partição, ou função classificação, definida como sendo a fração em peso recuperada no *underflow* de alguma fração de tamanho dada na alimentação, é composta por dois efeitos: a porção da alimentação que sofre curto-circuito e é encaminhada diretamente ao *underflow* e a classificação ideal ou corrigida que representa a não ocorrência de curto-circuito conforme a equação:

$$E_i = B_{pf} + (1 - B_{pf})E_{ic} \quad (3.86)$$

onde:

E_i = eficiência atual de classificação para as partículas de tamanho d_i ;

E_{ic} = eficiência corrigida de classificação para as partículas de tamanho d_i ;

B_{pf} = fração da alimentação que sofre curto-circuito diretamente para o *underflow*.

Uma revisão detalhada sobre balanço de massas é feita por Lynch⁽⁴⁷⁾ que apresenta, inclusive, exemplos numéricos.

3.10 Estimação de Parâmetros

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⁽³⁹⁾⁽⁴⁸⁾.

$$F_{ob} = \sum_{i=1}^n w \left[\frac{(f_i - f_i^*)}{f_i^*} \right]^2 \quad (3.87)$$

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.

Altos valores para w significam maior confiabilidade nas medidas e um valor igual a zero significa que este não será considerado na função objetivo.

4 MATERIAIS E MÉTODOS

O circuito de moagem, objeto do presente estudo, é fruto do Projeto de Expansão Cuiabá de propriedade da AngloGold Ashanti, localizado no Município de Sabará, no estado de Minas Gerais. O projeto objetivou elevar a capacidade de tratamento de minério de ouro sulfetado de 830.000 para 1.400.000 toneladas/ano. O novo circuito entrou em funcionamento no início de 2007.

Os principais dados do circuito e a metodologia utilizada serão apresentados a seguir.

A figura 4.1 mostra o fluxograma simplificado do circuito de moagem de Cuiabá.

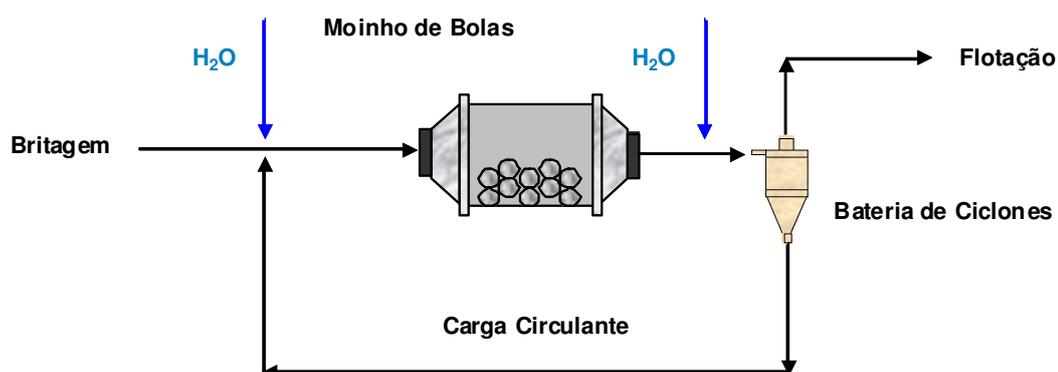


Figura 4.1 - Fluxograma simplificado do circuito de moagem de Cuiabá.

O circuito de moagem em estudo é do tipo direto, onde o minério proveniente da britagem é alimentado diretamente no moinho de bolas. A descarga do moinho possui uma peneira circular na qual o material passante nesta é direcionado para uma caixa de bomba. A polpa é então bombeada para uma bateria de ciclones, onde o material é classificado. O *underflow* dos ciclones é direcionado para a alimentação do moinho e o *overflow* é direcionado para a etapa de flotação. A tabela 4.1 apresenta os principais dados do circuito em estudo.

Utilizou-se programas desenvolvidos pelo autor e o aplicativo da *Moly-Cop Tools™*, versão 2.0, para a realização das simulações. Este último utiliza-se das equações (3.22), (3.34), (3.43), (3.48), (3.50) e (3.52) para a modelagem do moinho de bolas.

Tabela 4.1 - Dados do circuito de moagem de Cuiabá

Tipo de Circuito	Direto
Dimensões do Moinho	5,2 x 7,8m (17' x 25,5')
Tipo de Moinho	Descarga por Overflow
Potência Instalada	4.000kW
Porcentagem da Velocidade Crítica	75
Classificação	6 ciclones de 500mm (20")

O estudo foi conduzido conforme a metodologia apresentada na figura 4.2.

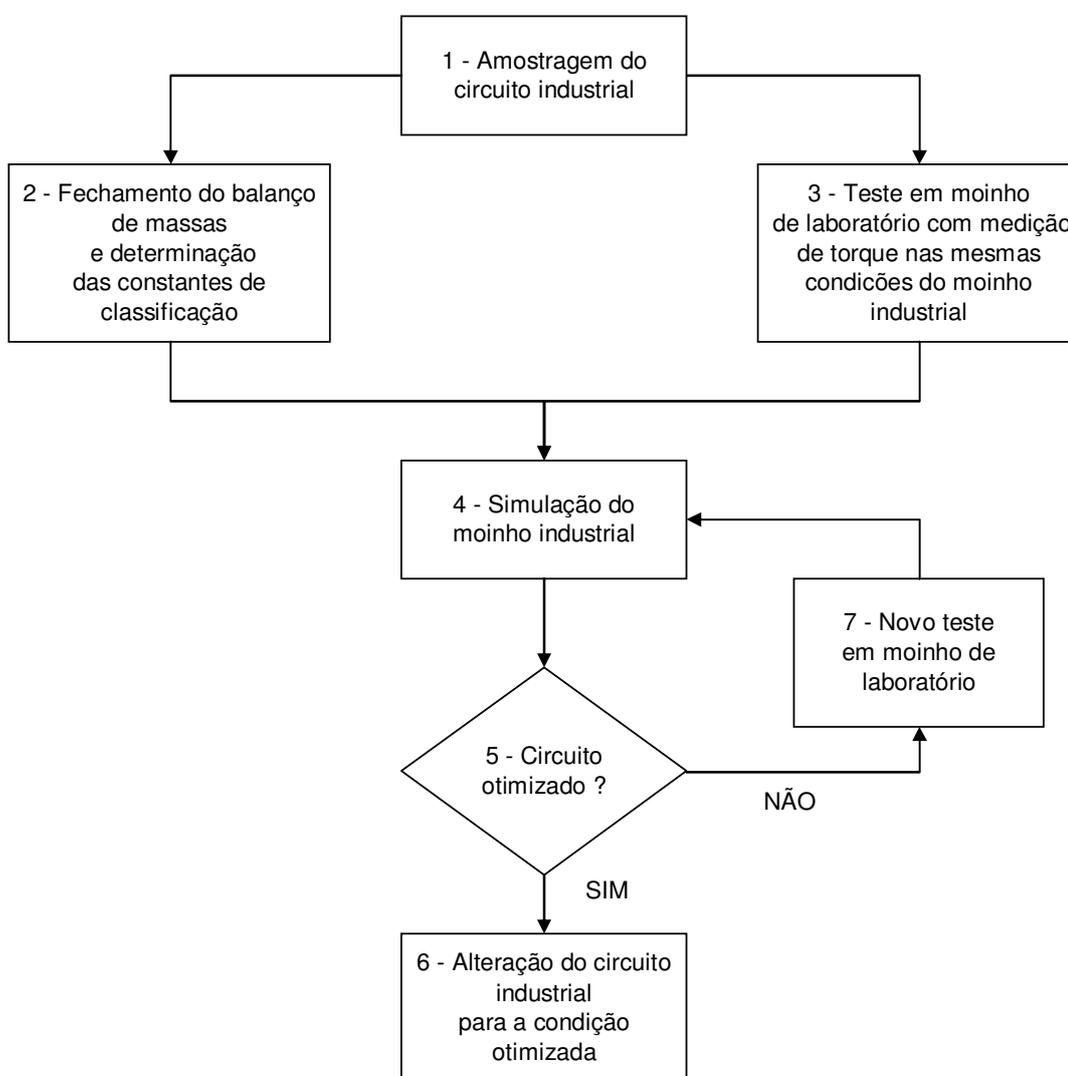


Figura 4.2 - Metodologia aplicada ao estudo.

A seguir será apresentado um descritivo de cada item da figura 4.2.

1 - A amostragem do circuito industrial resultou na determinação da distribuição granulométrica e da porcentagem de sólidos de todos os fluxos do circuito de moagem e obtenção de amostra suficiente para testes em laboratório. Os dados operacionais, como taxa de alimentação do circuito (massa de sólidos em t/h), pressão e vazão de alimentação da bateria de ciclones, potência do moinho e outros foram extraídos da sala de controle no momento da coleta das amostras. Foi realizada amostragem da carga moedora do moinho industrial e esta indicou que as bolas estavam, principalmente nos tamanhos menores, degradada.

2 - O fechamento do balanço de massas resultou na distribuição dos erros dos dados obtidos na amostragem do circuito industrial e na determinação das constantes de classificação.

3 - O teste em moinho de laboratório com medição de torque nas mesmas condições do moinho industrial resultou na determinação da função seleção específica (S_i^E) e da função quebra. O teste foi realizado com carga de bolas segundo a distribuição de equilíbrio de Bond.

4 - A simulação do moinho industrial resultou na previsão do comportamento do circuito com a carga de bolas segundo a distribuição de equilíbrio de Bond. Para a realização desta simulação foram utilizados os dados dos itens 2 (constantes de classificação) e 3 (função seleção específica, S_i^E , e função quebra).

5 - Obtenção do circuito otimizado que atende ao P_{80} de $74\mu\text{m}$ com o menor consumo de energia específica (kWh/t).

6 - No caso de ser atingida a condição de circuito otimizado, alterar as condições do moinho industrial para a condição otimizada prevista por simulação.

7 - No caso de não ser atingida a condição de circuito otimizado, realizar novo teste em moinho de laboratório com medição de torque na condição prevista pela simulação. Voltar ao item 4, isto é, fazer nova simulação do moinho industrial com os novos parâmetros obtidos em laboratório.

5 RESULTADOS E DISCUSSÃO

A seguir serão apresentados: a amostragem da carga de bolas, o fechamento do balanço de massas, as constantes de classificação em hidrociclones, os parâmetros de quebra determinados através de testes em laboratório e os resultados previstos por simulação.

5.1 Amostragem da Carga de Bolas

A obtenção de uma amostra representativa da carga de bolas de um moinho é, certamente, uma tarefa difícil e trabalhosa. Uma amostragem da carga moedora do moinho de bolas em estudo foi realizada com o objetivo de verificar a distribuição e a qualidade da carga moedora em operação. A massa de bolas retirada do moinho para esta amostragem foi reduzida, portanto, a amostragem realizada não pode ser considerada como representativa.

Portanto, os dados apresentados a seguir servem, apenas, como um indicativo da situação da carga moedora.

A figura 5.1 mostra a distribuição da primeira carga de bolas utilizada no moinho, carga esta conforme a distribuição de equilíbrio de Bond, além da carga amostrada durante uma das paradas para manutenção do moinho.

A figura 5.2 mostra algumas bolas facetadas, principalmente as de menores tamanhos, coletadas durante a amostragem da carga moedora.

Houve uma diminuição considerável nos tamanhos das bolas utilizadas na primeira carga do moinho. Atualmente, a reposição de bolas é realizada com apenas o tamanho 76,2mm (3"). Esta reposição poderia ser realizada com tamanhos menores e assim ajustar a carga atual para próxima da distribuição de equilíbrio de Bond.

Decidiu-se, então, realizar os testes em moinho de laboratório com a carga de bolas segundo a distribuição de equilíbrio de Bond, uma vez que a amostragem da carga de bolas do moinho industrial não atingiu uma massa suficiente para ser considerada representativa.

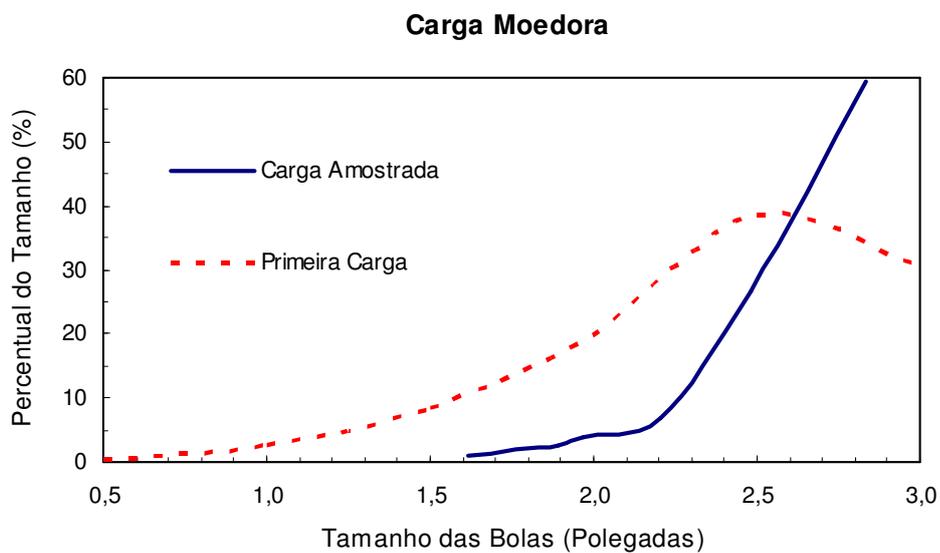


Figura 5.1 - Distribuição de carga de bolas.



Figura 5.2 - Exemplo de bolas expuldas do moinho durante a operação.

5.2 Fechamento do Balanço de Massas e Determinação das Constantes de Classificação do Circuito Industrial

O balanço de massas foi fechado utilizando a porcentagem de sólidos e a distribuição granulométrica de cada fluxo do circuito de moagem através do método dos mínimos quadrados.

No anexo I, são apresentadas as quantidades em massa de sólidos e de água para cada fluxo, além da distribuição granulométrica ajustada.

O modelo de Plitt foi utilizado para a modelagem da classificação do circuito de moagem em estudo.

A tabela 5.1 apresenta as constantes de classificação para cada uma das equações de Plitt.

Tabela 5.1 - Constantes de classificação para as equações de Plitt

Equação	Fator de Correção
Pressão de Alimentação (P)	13,4203
Tamanho de Corte Corrigido (d50c)	0,6017
Partição de Polpa (S)	98,9528
Parâmetro de Plitt (m)	0,2562

Este fator de correção deve ser aplicado às equações do modelo de Plitt, uma vez que estas equações foram obtidas através de testes com sílica, com peso específico de 2,60 e em condições operacionais específicas. Estas constantes, para as equações de Plitt, serão utilizadas nas simulações do circuito, onde foram variadas algumas condições operacionais.

A figura 5.3 apresenta os dados experimentais e calculados para os diversos fluxos do circuito.

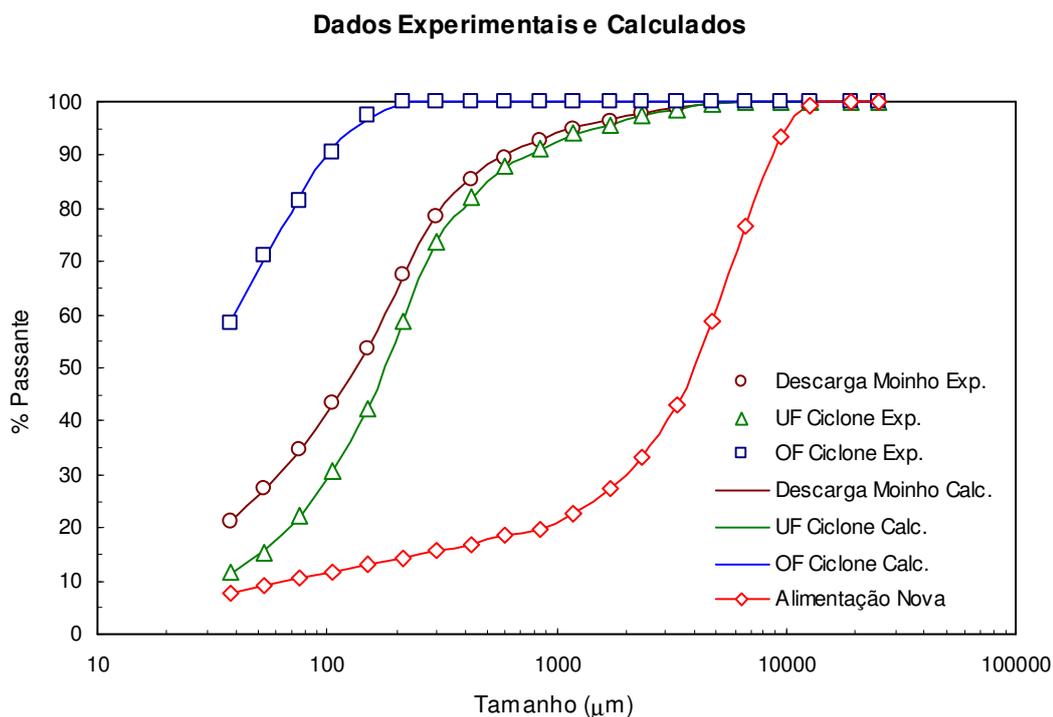


Figura 5.3 - Dados experimentais e calculados do circuito.

5.3 Determinação dos Parâmetros de Quebra em Laboratório e Simulação do Moinho Industrial

Os testes para a determinação dos parâmetros de quebra foram realizados no Laboratório de Tratamento de Minérios do Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais.

Foi utilizado um moinho de laboratório de 460mm de diâmetro e 360mm de comprimento, com 04 (quatro) barras internas que funcionam como levantadores da carga (*lifters*).

A Figura 5.4 apresenta o moinho utilizado para a determinação dos parâmetros de quebra.



Figura 5.4 - Moinho de laboratório com sensor de torque - Laboratório de Tratamento de Minérios do Departamento de Engenharia de Minas - UFMG.

O moinho de laboratório possui um sistema de medição do torque e da velocidade de rotação (rps). Através destas variáveis, pode-se calcular a potência consumida na moagem através da equação 5.1:

$$P = 2\pi(T)(v) \quad (5.1)$$

onde:

P = potência em W;

T = torque medido (N.m);

v = velocidade em rps.

Através do modelo desenvolvido por Herbst e Fuerstenau⁽³³⁾⁽³⁴⁾, pode-se determinar a correlação entre a potência específica consumida (P/H) e a função seleção através da relação:

$$S_i = S_i^E \frac{P}{H} \quad (5.2)$$

onde:

S_i^E = constante denominada função seleção específica;

P = potência consumida, em kWh;

H = *Hold up* - massa de partículas no interior de moinho, em toneladas.

Este modelo permite escalonar a função seleção determinada em condições de laboratório para a função seleção associada às condições de operação industrial.

Obtendo-se a velocidade específica de quebra das partículas S_i^E em laboratório, a correspondente industrial pode ser calculada conhecendo-se as informações dos respectivos valores da potência consumida pelo moinho industrial e da massa de minérios (*hold up*) retida no interior do mesmo.

O procedimento que foi adotado em cada teste cinético de moagem será descrito a seguir.

O moinho foi carregado alternadamente com carga de bolas e minério. Depois de completada a carga de bolas e minério, adicionou-se água para atingir a porcentagem de sólidos utilizada. O moinho foi lacrado e a velocidade de rotação ajustada.

O tempo de moagem foi ajustado e controlado. Durante a moagem, o valor do torque foi registrado a cada 2 (dois) segundos. Após o término do primeiro intervalo de tempo do teste, o moinho foi descarregado e uma amostra representativa foi retirada.

Realizou-se um peneiramento utilizando um conjunto de peneiras padrão para se obter a distribuição granulométrica. Utilizaram-se peneiras com uma razão entre aberturas consecutivas igual a $\sqrt{2}$. A amostra inicial foi então reconstituída, pesada e as perdas avaliadas. O material foi devolvido ao moinho para a continuação do teste e o mesmo procedimento foi repetido a cada término de intervalo de tempo do teste.

Neste teste, foi utilizada a carga de bolas segundo a distribuição de equilíbrio de Bond,

portanto, espera-se que a fragmentação do material em laboratório seja mais eficiente que a fragmentação industrial.

A tabela 5.2 apresenta as condições operacionais do teste em moinho de laboratório.

Tabela 5.2 - Dados do teste em moinho de laboratório nas mesmas condições do moinho industrial

Diâmetro Interno (m)	0,46
Comprimento Interno (m)	0,36
% Velocidade Crítica	75,0
Tamanho Máx. Bolas (mm)	76,2
Dens. Aparente das bolas (t/m ³)	4,56
Enchimento (%)	23,3
% de Sólidos	77,9
Dens. Sólidos (t/m ³)	3,00
Velocidade (rpm)	51,1
Volume do moinho (m ³)	0,06
Massa de Minério (kg)	10,0
Massa de Bolas (kg)	63,6
Água Adicionada (L)	2,85

A tabela 5.3 apresenta os valores de torque medidos durante o ensaio e a energia específica de fragmentação (Ecs) calculada para cada tempo de moagem, além da energia específica teórica, segundo a equação de Rowland (3.20).

Tabela 5.3 - Resultados do teste em moinho de laboratório nas mesmas condições do moinho industrial

Tempo (min)	0,5	1,0	2,0	4,0	8,0	16,0
Torque Vazio (N.m)	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75
Torque Carregado (N.m)	57,50	58,20	58,70	56,00	57,90	49,60
Torque Líquido (N.m)	56,75	57,45	57,95	55,25	57,15	48,85
Potência (kW)	0,30	0,31	0,31	0,30	0,31	0,26
Ecs (kWh/t) - Experimental	0,25	0,51	1,03	1,96	4,06	6,94
Ecs (kWh/t) - Teórica (Rowland)	0,29	0,58	1,15	2,31	4,62	9,23

A figura 5.5 apresenta os valores de energia específica experimental e teórica.

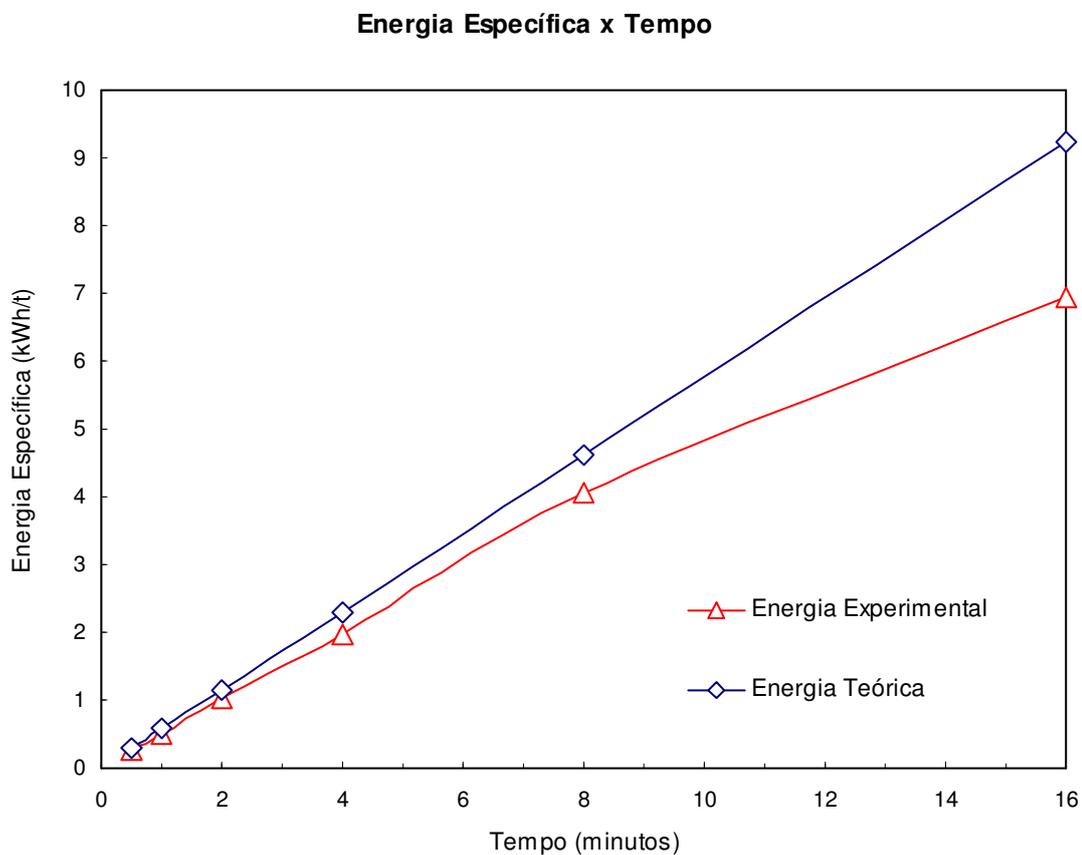


Figura 5.5 - Energia específica experimental e teórica do teste em moinho de laboratório nas mesmas condições do moinho industrial.

A figura 5.6 apresenta as distribuições granulométricas para cada tempo de moagem.

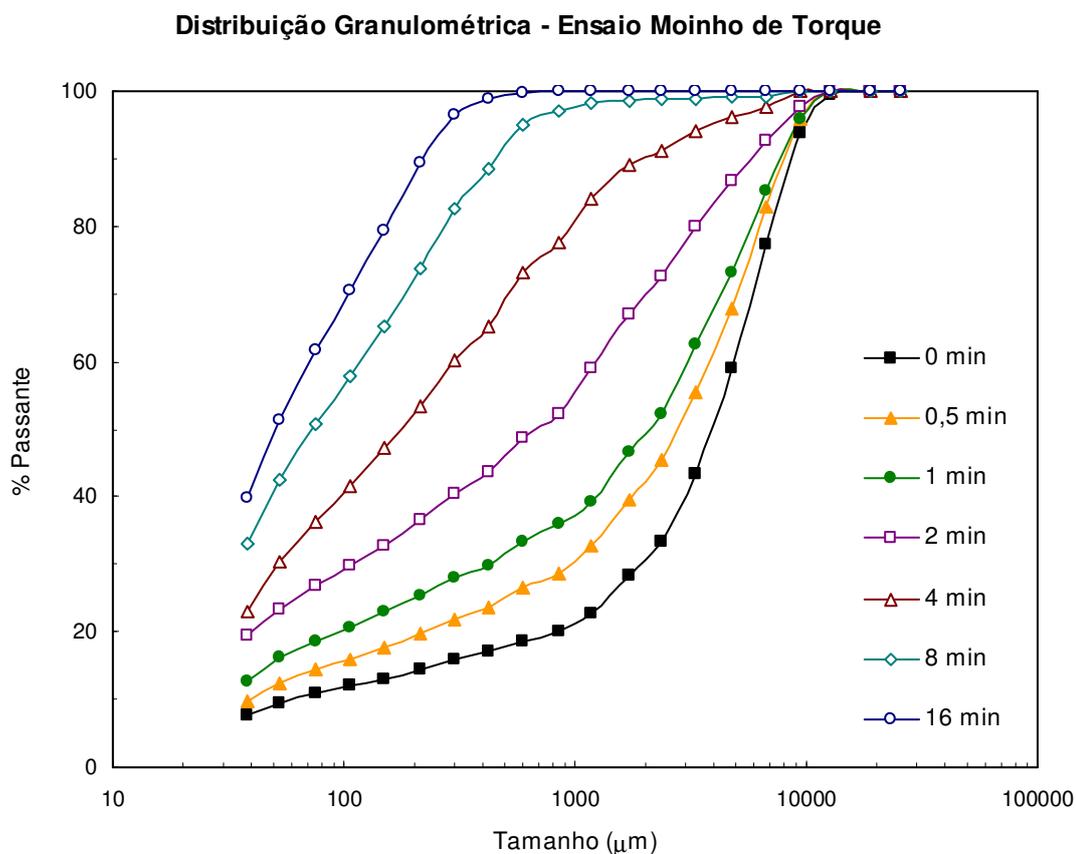


Figura 5.6 - Distribuição granulométrica do teste em moinho de laboratório nas mesmas condições do moinho industrial.

No anexo II, é apresentada a determinação dos parâmetros de quebra para cada um dos seis testes realizados em moinho de laboratório. A tabela 5.4 apresenta as funções seleção específica e quebra determinadas nestes testes.

Tabela 5.4 - Parâmetros de quebra determinados através do ensaio em moinho de laboratório nas mesmas condições do moinho industrial

Função Seleção Específica		Função Quebra	
Parâmetro	Valor	Parâmetro	Valor
a	0,007415	Φ	0,6280
α	0,6875	γ	0,5903
Λ	2,5000	β	4,00
μ	7144		
Função Objetivo		1,13	

Os dados obtidos através do teste em moinho de laboratório, função seleção específica e função quebra, foram alimentados no simulador para prever o comportamento do circuito se operado com a carga de bolas segundo a distribuição de Bond.

Conforme simulação apresentada no anexo III, o P_{80} do moinho industrial, estimado pelo simulador, seria de $49,1\mu\text{m}$, portanto, o enchimento do moinho industrial poderia ser reduzido, já que o P_{80} necessário para alimentação do circuito de flotação é de $74\mu\text{m}$. Outra alternativa seria elevar a capacidade do circuito, porém existe uma limitação de capacidade da etapa de flotação.

Nova simulação foi realizada em busca da porcentagem de enchimento necessária para atingir o P_{80} desejado. Segundo o simulador, o P_{80} de $74\mu\text{m}$ seria atingido com 15% de enchimento, caso fosse utilizada a carga de equilíbrio de Bond. Nesta condição, a potência líquida do moinho seria de aproximadamente 1.753kW. Esta simulação encontra-se no anexo IV.

5.4 Confirmação da Condição Otimizada do Moinho Industrial

A fim de se confirmar os resultados previstos pela simulação realizada com os parâmetros de quebra determinados em moinho de laboratório, nas mesmas condições do moinho industrial, realizou-se um novo teste em moinho de laboratório com a porcentagem de enchimento 15%, prevista pela simulação.

A tabela 5.5 apresenta as condições operacionais do teste em moinho de laboratório.

Tabela 5.5 - Dados do teste em moinho de laboratório na condição otimizada prevista pela simulação do moinho industrial

Diâmetro Interno (m)	0,46
Comprimento Interno (m)	0,36
% Velocidade Crítica	75,0
Tamanho Máx. Bolas (mm)	76,2
Dens. Aparente das bolas (t/m ³)	4,56
Enchimento (%)	15,0
% de Sólidos	77,9
Dens. Sólidos (t/m ³)	3,00
Velocidade (rpm)	51,1
Volume do moinho (m ³)	0,06
Massa de Minério (kg)	6,5
Massa de Bolas (kg)	40,9
Água Adicionada (L)	1,83

A tabela 5.6 apresenta os valores de torque medidos durante o ensaio e a energia específica de fragmentação (Ecs) calculada para cada tempo de moagem, além da energia específica teórica, segundo a equação de Rowland (3.20).

Tabela 5.6 - Resultados do teste em moinho de laboratório na condição otimizada prevista pela simulação do moinho industrial

Tempo (min)	0,5	1,0	2,0	4,0	8,0	16,0
Torque Vazio (N.m)	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75
Torque Carregado (N.m)	41,30	40,70	41,00	39,60	37,50	36,20
Torque Líquido (N.m)	40,55	39,95	40,25	38,85	36,75	35,45
Potência (kW)	0,22	0,21	0,22	0,21	0,20	0,19
Ecs (kWh/t) - Experimental	0,28	0,55	1,11	2,14	4,06	7,83
Ecs (kWh/t) - Teórica (Rowland)	0,33	0,65	1,30	2,60	5,20	10,41

A figura 5.7 apresenta os valores de energia específica experimental e teórica.

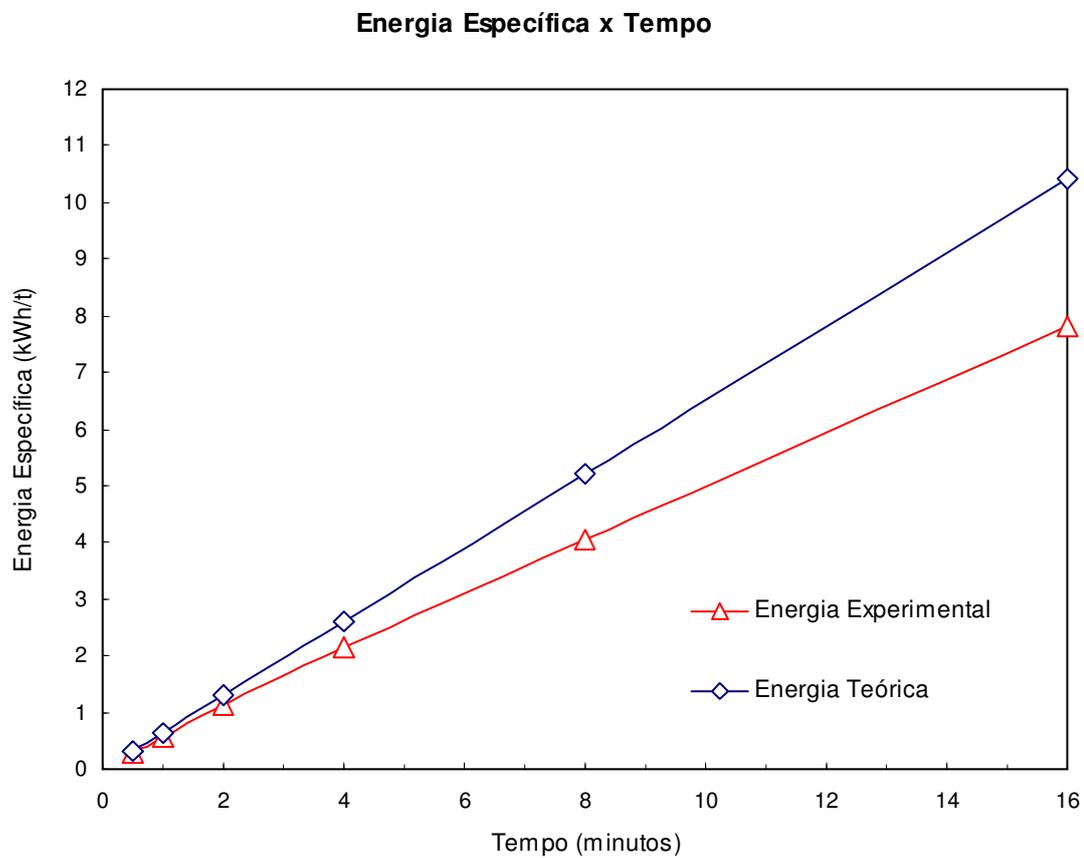


Figura 5.7 - Energia específica experimental e teórica do teste em moinho de laboratório na condição otimizada prevista pela simulação do moinho industrial.

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

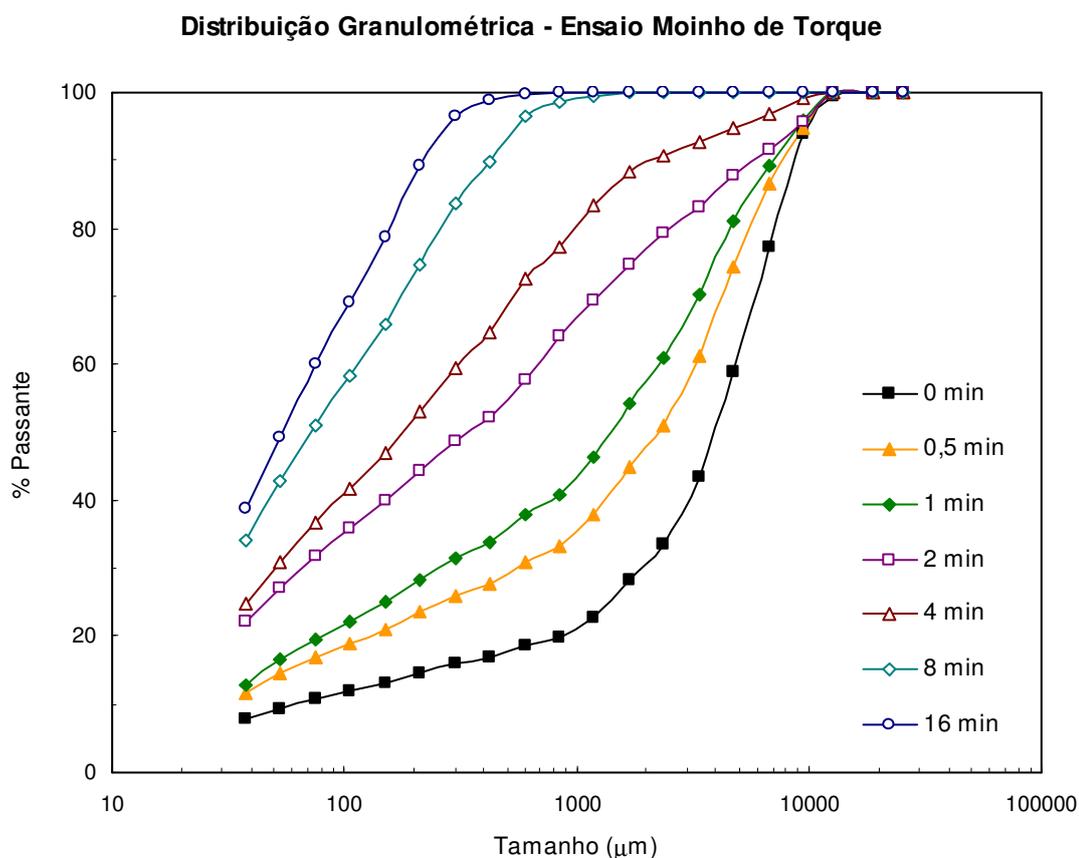


Figura 5.8 - Distribuição granulométrica do teste em moinho de laboratório na condição otimizada prevista pela simulação do moinho industrial.

No anexo V, é apresentada a determinação dos parâmetros de quebra para cada um dos seis testes realizados em moinho de laboratório. A tabela 5.7 apresenta as funções seleção específica e quebra determinadas nesses testes.

Tabela 5.7 - Parâmetros de quebra determinados através do ensaio em moinho de laboratório na condição otimizada prevista pela simulação do moinho industrial

Função Seleção Específica		Função Quebra	
Parâmetro	Valor	Parâmetro	Valor
a	0,005110	Φ	0,6280
α	0,7404	γ	0,5903
Λ	2,5000	β	4,00
μ	7585		
Função Objetivo		0,99	

Os dados obtidos através do teste em moinho de torque com enchimento de 15%, função seleção e função quebra, foram alimentados no simulador para confirmar a condição otimizada prevista anteriormente pelo modelo.

Segundo o simulador, o P_{80} do moinho industrial, aproximadamente 74 μm , não seria atingido com 15% de enchimento. O P_{80} atingido seria de 80,4 μm , conforme a simulação apresentada no anexo VI.

Dessa forma nova simulação foi conduzida a fim de se encontrar a porcentagem de enchimento na qual seria atingido o P_{80} necessário.

O P_{80} desejado seria atingido com um enchimento de 16,2%, conforme a simulação apresentada no anexo VII.

Confirmação da função quebra através de teste padrão de Austin

Realizou-se um teste padrão de Austin com o objetivo de confirmar a função quebra obtida através do teste em moinho de laboratório com medição de torque.

Foram separadas cinco faixas granulométricas em intervalos na razão $\sqrt{2}$ (monotamanho). Cada uma das faixas granulométricas foi submetida à moagem por intervalos de tempos de 0,5, 1, 2, 4, 8 e 16 minutos. Após cada tempo de moagem, uma amostra foi retirada do moinho, peneirada, pesada e as perdas avaliadas. O material foi devolvido ao moinho para a continuação do teste.

As condições do teste padrão de Austin são as seguintes: o moinho deve ter diâmetro e comprimento iguais, possuir oito aletas igualmente espaçadas (*lifters*), bolas com diâmetro igual a 1/10 do diâmetro interno do moinho, carregamento $J = 20\%$, enchimento $U = 50\%$ e velocidade de 70% da velocidade crítica.

Neste teste foi utilizado um moinho com 254mm de diâmetro por 254mm de comprimento. Os testes foram realizados a seco e as faixas granulométricas utilizadas foram: 6800x4800, 2400x1700, 1200x840, 600x425, 300x212 μm .

A figura 5.9 mostra o resultado do teste padrão de Austin.

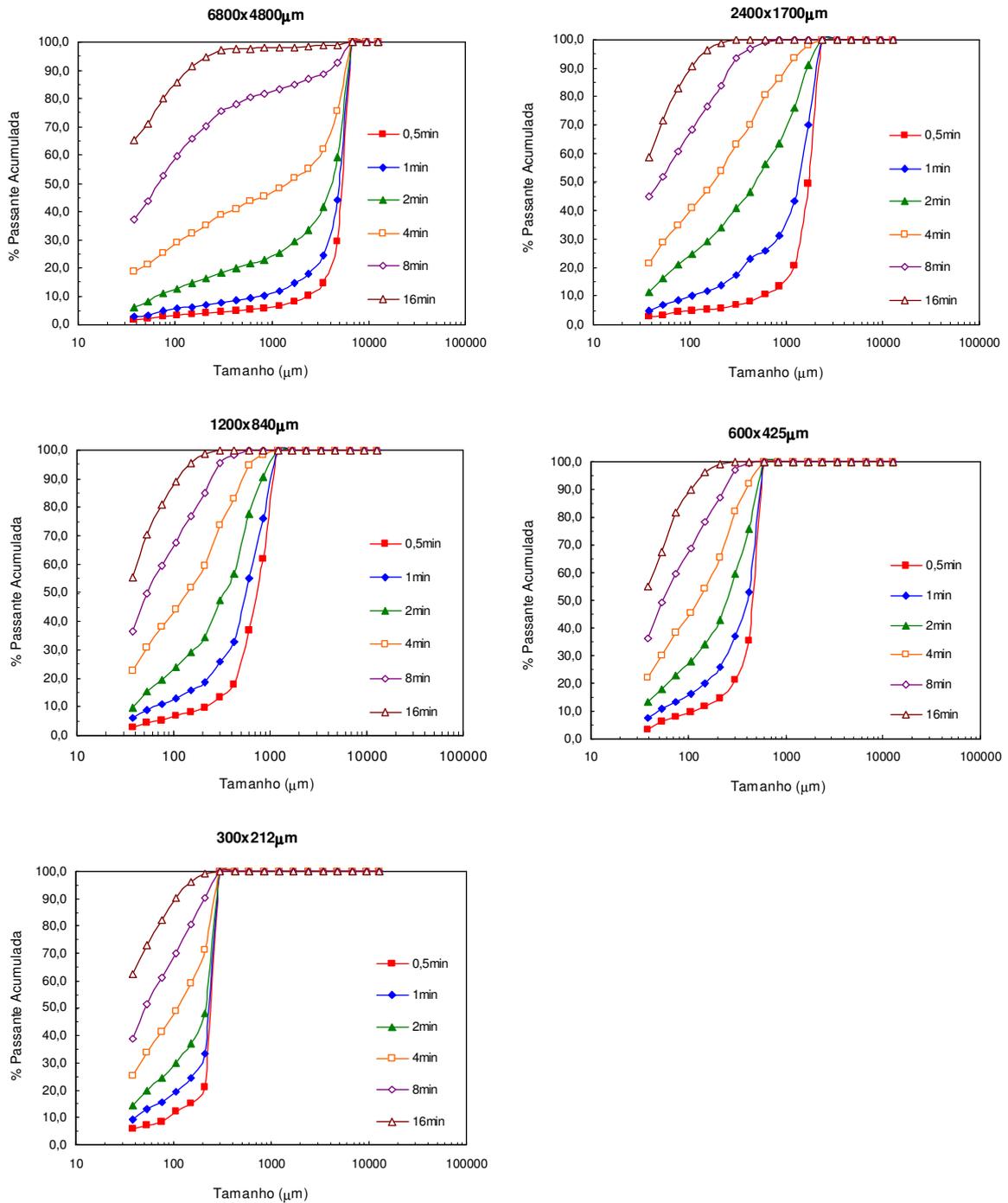


Figura 5.9 - Resultado do teste padrão de Austin.

Realizou-se um teste a úmido na faixa de 2400x1700 μm para determinar o fator de correção para a moagem a úmido, uma vez que a taxa de moagem a úmido é maior que a taxa de moagem a seco.

A tabela 5.8 apresenta a função quebra determinada no teste padrão de Austin.

Tabela 5.8 - Parâmetros de quebra determinados através do teste padrão de Austin

Função Quebra	
Parâmetro	Valor
Φ	0,6213
γ	0,5798
β	3,6722

A figura 5.10 apresenta o moinho de laboratório utilizado no teste padrão de Austin.



Figura 5.10 - Moinho de laboratório utilizado no teste padrão de Austin.

A figura 5.11 apresenta a função quebra normalizada do minério estudado determinada pelo teste em moinho de laboratório, com medição de torque, e com moinho padrão de Austin.

Função Quebra Normalizada X Tamanho

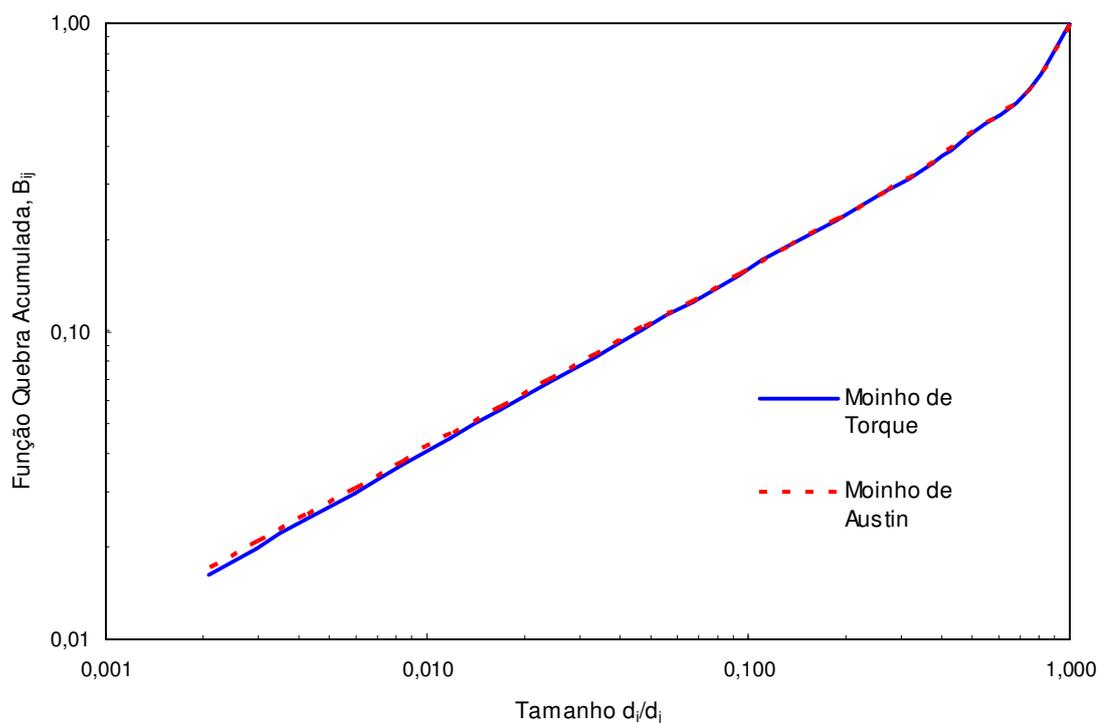


Figura 5.11 - Função quebra normalizada.

A figura 5.12 apresenta um comparativo da função seleção do moinho industrial na condição atual (enchimento de 23,3% e carga moedora degradada) e na condição otimizada (enchimento de 16,2% e carga de bolas segundo distribuição ideal de Bond).

A função seleção do moinho industrial, na condição atual, foi obtida através de retro-cálculo a partir da função quebra determinada em laboratório. Já a função seleção do moinho industrial, na condição otimizada, foi obtida através da função seleção específica determinada em laboratório, além da função quebra, também obtida em laboratório. Utilizou-se o modelo de Herbst e Fuerstenau para escalonar a função seleção de laboratório para a função seleção industrial conforme a equação (3.52).

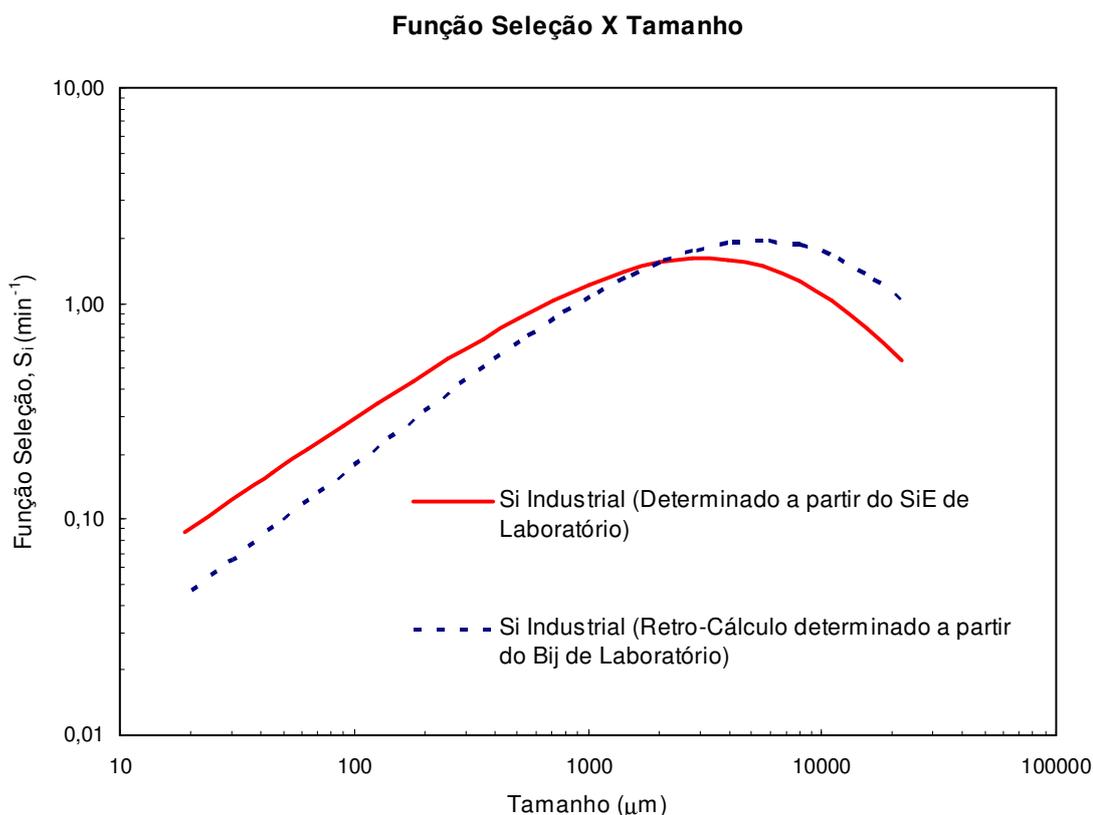


Figura 5.12 - Comparativo da função seleção do moinho industrial na condição atual e na condição otimizada.

A tabela 5.9 apresenta a potência líquida com relação à porcentagem de enchimento do moinho e o tipo de distribuição da carga de bolas utilizada.

Tabela 5.9 - Potência líquida com relação à porcentagem de enchimento e o tipo de distribuição da carga de bolas utilizada

Distribuição da Carga de Bolas	% Enchimento	Potência Líquida (kW)
Distribuição Atual - Degradada	23,3	2436
Distribuição de Equilíbrio de Bond	16,2	1864
Economia (%)	30,5	23,5

A reposição de bolas de tamanhos menores poderia aproximar a carga de bolas atual para próxima da distribuição de equilíbrio de Bond e assim reduzir o enchimento em 30,5% e a energia líquida consumida em 23,5%.

As simulações indicaram que o moinho industrial pode ser otimizado com a redução do enchimento e a reposição controlada das bolas no tamanho adequado.

A figura 5.13 apresenta a potência líquida com relação à porcentagem de enchimento.

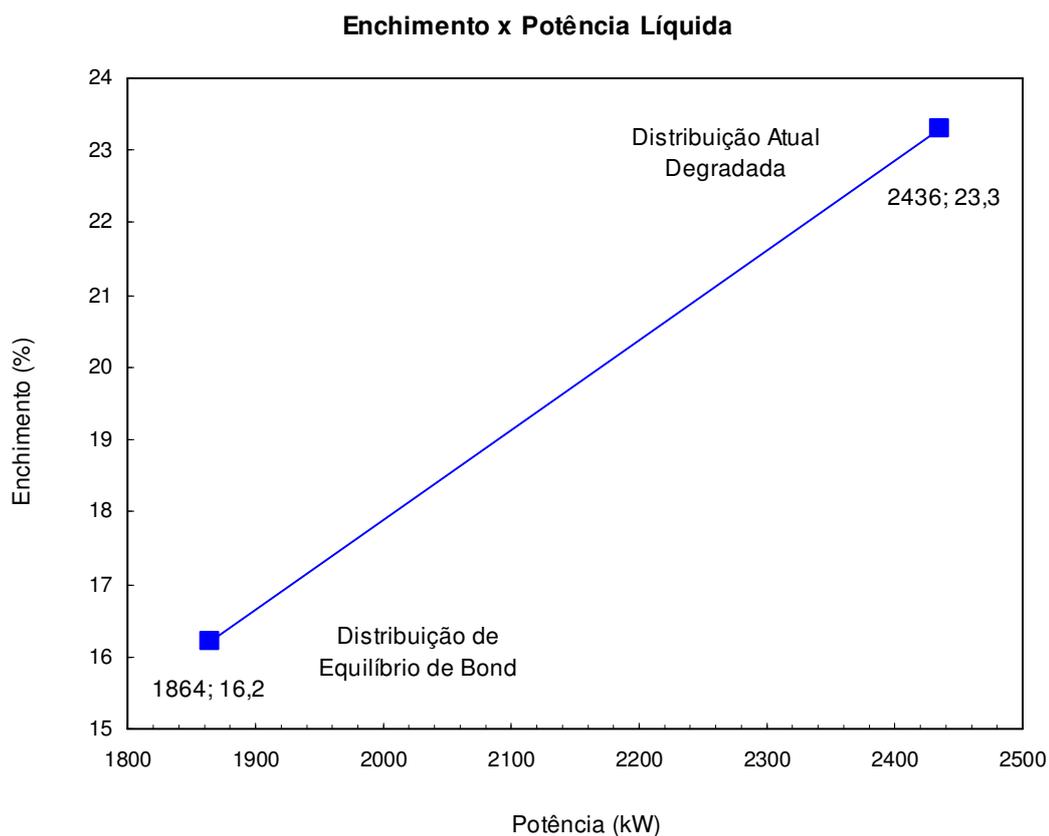


Figura 5.13 - Potência líquida com relação à porcentagem de enchimento.

Este resultado está de acordo com os dados apresentados por Arentzen e Bhappu⁽¹⁸⁾, que investigaram a otimização dos circuitos de Copperhill, Isabella e Sydvaranger, circuitos operados conforme sugerido neste estudo. A potência calculada pela equação (3.28), conforme Arentzen e Bhappu⁽¹⁸⁾, seria de 1.677kW, valor menor que o calculado pela equação (3.22) de Hogg e Fuerstenau⁽¹⁶⁾. A potência do moinho sem carga moedora, calculada através da equação (3.29), segundo Morrell e Napier-Munn⁽²⁰⁾, seria de 359kW. Portanto, a potência consumida pelo motor do moinho seria de 2.036kW.

6 CONCLUSÕES

- A determinação dos parâmetros de quebra realizados em laboratório forneceram informações importantes para a otimização do circuito;
- O escalonamento através da determinação da função seleção específica mostrou que a carga de bolas pode ser otimizada;
- A distribuição da carga de bolas pode ser ajustada para próxima da distribuição ideal de Bond através da reposição controlada com mais de um tamanho de bolas;
- Os resultados também indicaram que com a manutenção da distribuição da carga ideal de Bond, pode-se reduzir o enchimento do moinho para valores próximos de 16,2% com ganhos energéticos de aproximadamente 23,5%;
- Não é necessária nenhuma alteração física do circuito industrial, apenas adoção de reposição controlada das bolas e alteração do tamanho destas. Esta modificação poderá proporcionar ganhos econômicos consideráveis;
- Devem-se considerar os dados obtidos pelo simulador como uma tendência a ser verificada industrialmente. As informações dos testes laboratoriais confirmam essa possibilidade.

7 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

- Utilização de modelagem através de DEM (Discrete Element Method) para simulação do movimento da carga moedora;
- Estudo do efeito da redução da carga moedora no desgaste dos revestimentos do moinho;
- Aplicação do DEM para otimização das condições operacionais da moagem tais como: velocidade crítica, distribuição da carga moedora e grau de enchimento;
- Através de testes em laboratório, avaliar e propor um modelo para escolha de uma distribuição de carga moedora e um grau de enchimento que possibilite que um moinho de bolas qualquer opere de forma otimizada.

8 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- (1) Figueira, H. V. O., Almeida, S. L. M. *Tratamento de Minérios*, 3ª Edição, Rio de Janeiro, Ed. CETEM, Cap. 4, pp. 113, 2002.
- (2) Herbst, J. A., Rajamani, R. K., Mular, A. L., Flintoff, B. *Mineral Processing Plant Design, Practice and Control*, Published by Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Chapter - Circuit Simulators: An Overview, pp. 383, 2002.
- (3) Beraldo, J. L. *Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares*, São Paulo, Editora Edgard Blücher Ltda, 1987.
- (4) Galéry, R. *Moagem: Modelagem de Parâmetros de Quebra Através da Análise da Energia de Fragmentação*, Belo Horizonte, Tese de Doutorado, CPGEM, Universidade Federal de Minas Gerais, 2002.
- (5) Kelly, E. G. & Spottiswood, D. J. *Introduction to Mineral Processing*, J. Wiley & Sons, New York, 1982.
- (6) Chaves, A. P. *Teoria e Prática do Tratamento de Minérios*, 2ª Edição, São Paulo, Editora Signus, Vol. 1, 2002.
- (7) Austin, L. G., Klimpel, R. R., Luckie, P. T. *Process Engineering of Size Reduction*, SME AIME, pp. 79-117, 1984.
- (8) Napier-Munn, T. J., Morrell, S., Morrison, R. D., Kojovic, T. *Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimisation*, JKMRRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing 2, The University of Queensland, Brisbane, Australia, 1996.
- (9) Hukki, R. T. *Proposal for a Solomonic Settlement Between the Theories of von Rittinger, Kick, and Bond*, Trans. AIME, Vol. 223, 1962.
- (10) Rowland, C. A. *Grinding Calculations Related to the Application of Large Rod and Ball Mills*, Canadian Mineral Processors, Ottawa, Ontario, 1972.

- (11) Rowland, C. A. *How to Evaluate Grinding Mill Performance Using the Bond Work Index to Measure Grinding Efficiency*, Annual Meeting of the AIME, Tucson, Arizona, 1975.
- (12) Rowland, C. A. & Kjos, D. M. *Mineral Processing Plant Design*, Chapter Rod and Ball Mills, SME-AIME, New York, 1980.
- (13) Bond, F. C. *The Third Theory of Comminution*, Transaction AIME (Mining), Vol. 193, pp. 484-494, 1952.
- (14) Bond, F. C. *Crushing and Grinding Calculations*, Br. Chem. Eng., 6, pp. 378-385, 543-548, 1961.
- (15) Rowland, C. A. & Kjos, D. M. *Mineral Processing Plant Design*, Ed. Society of Mining Engineers, New York, Chapter 12 - Rod and Ball Mills, pp. 239, 1978.
- (16) Hogg, R. & Fuerstenau, D. W. *Power Relations for Tumbling Mills*, Trans. SME-AIME, Vol. 252, pp. 418-432, 1972.
- (17) Sepúlveda, J. E. *Methodologies for the Evaluation of Grinding Media Consumption Rates at Full Plant Scale*, Minerals Engineering, 17, pp. 1269-1279, 2004.
- (18) Arentzen, C. & Bhappu, R. *High Efficiency Ball Mill Grinding*, Denver, Engineering and Mining Journal, Vol. 209, N°3, pp. 62, 2008.
- (19) Davis, E. W. *Fine Crushing in Ball Mills*, Trans. AIME, Vol. XVI, 1919.
- (20) Morrell, S. & Napier-Munn, T. J. *Comminution-Theory and Practice*, SME, Article - The Prediction of Power Draw in Comminution Machines, pp. 233-247, 1992.
- (21) Taggart, A. F. *Handbook of Mineral Dressing*, 8th Printing, New York, John Wiley & Sons, Section 5, pp. 5.1 - 5.133, 1964.

- (22) von Kruger, F. L. *Corpos Moedores Côncavos*, Belo Horizonte, Tese de Doutorado, CPGEM, Universidade Federal de Minas Gerais, 2004.
- (23) Alves, V. K. *Otimização de Carga Moedora Utilizando Ferramentas de Modelamento Matemático e Simulação de Moagem*, Belo Horizonte, Dissertação de Mestrado, CPGEM, Universidade Federal de Minas Gerais, 2006.
- (24) Azzaroni, E. *Determinación de la Ley de Desgaste de Bolas y Aplicación de Computadora*, Chile, III Simposium de Molienda, Armco, 1977.
- (25) Brown, R. L. *Broken Coal-III Generalized Law of Size Reduction*, Journal of the Institute of Fuel, Vol. 14, pp.129-134, London, 1941.
- (26) Broadbent, S. R. & Callcott, T. G. *A Matrix Analysis of Process Involving Particle Assemblies*, Philosophical Transactions of the Royal Society of London, Vol. A 249, pp. 99-123, 1956.
- (27) Epstein, B. *Journal of the Franklin Institute*, Vol. 244, pp. 471-477, 1947.
- (28) Sedlatschek, K. & Bass, L. *Contribution to the Theory of Milling Processes*, Powder Metallurgy Bulletin, Vol. 6, pp. 148-153, 1953.
- (29) Filippov, A. F. *Distribution of the Sizes Which Undergo Splitting*, Theory of Probability and Its Applications, Vol. 6, pp. 275-280, English Translation, USSR, 1961.
- (30) Gaudin, A. M. & Meloy, T. P. *Model and Comminution Distribution Equation for Repeated Fracture*, Trans. SME-AIME, Vol, 223, pp. 43-50, 1962.
- (31) Gardner, R. P. & Austin, L. G. *A Chemical Engineering Treatment of Batch Grinding Proceedings*, 1st European Symposium Zerkleinern, H. Rumpf and D. Behrens, eds., Veriag Chemie, Weinheim, pp. 217-247, 1962.

- (32) Montenegro, L. C. M. *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.
- (33) Herbst, J. A. & Fuerstenau, D. W. *Mathematical Simulation of Dry Ball Milling Using Specific Power Information*, Trans. AIME/SME, 254, pp. 343-348, 1973.
- (34) 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.
- (35) Herbst, J. A., Grandy, G. A, Fuerstenau, D. W. *Population Balance Models for Design of Continuous Grinding Mills*, The Institution of Mining and Metallurgy, London, 1973.
- (36) Reid, K. J. *A Solution to the Batch Grinding Equation*, Chemical Engineering Science, Vol. 20, pp. 953-963, 1965.
- (37) Fuerstenau, M. C. & Han, K. N. *Principles of Mineral Processing*, Chapter 3 - Size Reduction and Liberation, Ed. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2003.
- (38) Austin, L. G., Julianelli, K., Souza, A. S., Schneider, C. L. *Simulation of Wet Ball Milling of Ore at Carajas Brazil*, International Journal of Mineral Processing, N° 84, pp. 157-171, Elsevier, 2007.
- (39) Gutiérrez, L., Sepúlveda, J. E. *Dimensionamiento y Optimización de Plantas Concentradoras mediante Técnicas de Modelación Matemática*, Publicación CIMM – Centro de Investigación Minera y Metalúrgica, Santiago, Chile, 1986.
- (40) Alves, V. K., Galéry, R., Peres, A. E. C., Schneider, C. L. *Estudo de Otimização de Carga de Moinho Utilizando Tecnologia de Simulação*, XX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Florianópolis, Vol. 2, pp. 227-234, 2004.

- (41) Silva, C. C. *A Influência das Características Microestruturais de Minérios de Ferro em suas Moagens*, Belo Horizonte, Tese de Doutorado, CPGEM, Universidade Federal de Minas Gerais, 2003.
- (42) Kapur, P. C. *Kinetics of Batch Grinding, Part A: Reduction of the Grinding Equation*, Trans. AIME/SME, 247, pp. 299-303, 1970.
- (43) Kapur, P. C. *An improved Method for Estimating the Feed-Size Breakage Distribution Functions*, Powder Technology, 33, pp. 269-275, 1982.
- (44) King, R. P. *Modeling & Simulation of Mineral Processing Systems*, Department of Metallurgical Engineering, University of Utah, USA, Oxford, 2001.
- (45) Plitt, L. R. *A Mathematical Model for the Hydrocyclone Classifier*, CIM Bulletin, pp. 114, December, 1976.
- (46) Sepúlveda, J. M. *Manual do usuário do Moly-Cop Tools*, Moly-Cop Chile S.A, 2002.
- (47) Lynch, A. J. *Mineral Crushing and Grinding Circuits Their Simulation, Optimizations, Design and Control*, Elsevier Scientific Publishing Company, Amsterdam, Oxford, New York, pp. 137-162, 1977.
- (48) Fernandes, C. & Peres, A. E. C. *Optimisation of the Grinding Circuit At Arafertil, Brazil*, Mineral Engineering, Vol. 12, N° 8, pp. 969-984, 1999.

9 ANEXOS

ANEXO I - FECHAMENTO DO BALANÇO DE MASSAS E DETERMINAÇÃO DAS CONSTANTES DE CLASSIFICAÇÃO DO MOINHO INDUSTRIAL;

ANEXO II - DETERMINAÇÃO DOS PARÂMETROS DE QUEBRA EM LABORATÓRIO COM CARGA DE BOLAS SEGUNDO A DISTRIBUIÇÃO DE EQUILÍBRIO DE BOND;

ANEXO III - SIMULAÇÃO DO MOINHO INDUSTRIAL COM A DISTRIBUIÇÃO DE EQUILÍBRIO DE BOND;

ANEXO IV - SIMULAÇÃO DO MOINHO INDUSTRIAL COM A DISTRIBUIÇÃO DE EQUILÍBRIO DE BOND NA CONDIÇÃO OTIMIZADA;

ANEXO V - DETERMINAÇÃO DOS PARÂMETROS DE QUEBRA EM LABORATÓRIO PARA A CONDIÇÃO OTIMIZADA;

ANEXO VI - SIMULAÇÃO DO MOINHO INDUSTRIAL COM OS PARÂMETROS DETERMINADOS EM LABORATÓRIO PARA A CONDIÇÃO OTIMIZADA;

ANEXO VII - SIMULAÇÃO DA CONDIÇÃO OTIMIZADA DO MOINHO INDUSTRIAL.

NOTAS

O aplicativo *Moly-Cop ToolsTM*, utilizado nas simulações deste estudo, possui nomenclatura diferente da utilizada no texto. Portanto, seguem abaixo as letras utilizadas neste estudo com as correspondentes apresentadas nos relatórios do aplicativo utilizado.

Função Seleção

$$a = \alpha_{01}$$

$$\alpha = \alpha_{11}$$

$$\Lambda = \alpha_2$$

$$\mu = D_{\text{crit}}$$

Função Quebra

$$\Phi = \beta_{00}$$

$$\gamma = \beta_1$$

$$\beta = \beta_2$$

**ANEXO I - FECHAMENTO DO BALANÇO DE MASSAS E DETERMINAÇÃO
DAS CONSTANTES DE CLASSIFICAÇÃO DO MOINHO INDUSTRIAL**



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Sample: 1

BALLBAL

Grinding Circuit Mass Balance Estimator

Remarks: Cuiaba - Amostragem 4

CIRCUIT MASS BALANCE*Configuration : DIRECT*

	Fresh Feed	Mill Feed	Mill Discharge	Sump Water	Cyclone Feed	Cyclone U'flow	Cyclone O'flow
Ore, ton/hr	186,8	904,1	904,1	0,0	904,1	717,4	186,8
Water, m3/hr	3,2	221,2	256,5	432,1	688,6	218,0	470,7
Slurry, ton/hr	190,0	1125,3	1160,6	432,1	1592,8	935,3	657,4
Slurry, m3/hr	65,5	522,6	557,9	432,1	990,0	457,1	532,9
Slurry Dens., ton/m3	2,901	2,153	2,080	1,000	1,609	2,046	1,234
% Solids (by volume)	95,1	57,7	54,0	0,0	30,4	52,3	11,7
% Solids (by weight)	98,3	80,3	77,9	0,0	56,8	76,7	28,4

Particle Size Distributions (*Cummulative % Passing*)

i	Mesh	Opening							
1	1,05	25400	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
3	0,525	12700	99,44	99,88	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
4	0,371	9500	93,31	98,62	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
5	3	6700	76,77	95,20	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
6	4	4750	58,60	91,07	99,63	0,00	99,63	99,53	100,00
7	6	3350	43,15	87,02	98,76	0,00	98,76	98,44	100,00
8	8	2360	33,23	84,11	97,90	0,00	97,90	97,35	100,00
9	10	1700	27,20	81,51	96,55	0,00	96,55	95,65	100,00
10	14	1180	22,61	79,16	95,15	0,00	95,15	93,88	100,00
11	20	850	19,78	76,26	92,83	0,00	92,83	90,97	100,00
12	28	600	18,44	73,20	90,04	0,00	90,04	87,45	100,00
13	35	425	16,85	68,42	85,60	0,00	85,60	81,85	100,00
14	48	300	15,79	61,61	79,00	0,00	79,00	73,54	99,98
15	65	212	14,35	49,71	67,29	0,00	67,29	58,91	99,49
16	100	150	12,97	36,32	53,63	0,00	53,63	42,40	96,77
17	150	106	11,84	26,78	43,14	0,00	43,14	30,67	91,06
18	200	75	10,68	19,65	34,39	0,00	34,39	21,99	82,01
19	270	53	9,30	14,40	27,05	0,00	27,05	15,72	70,56
20	400	38	7,64	10,65	21,21	0,00	21,21	11,43	58,75
D80, microns			7213	1346	317	0	317	395	70,8

Specific Energy Consumption : 14,10 KWH/ton (Gross)
Operational Work Index : 13,17 KWH/ton



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Sample: 1

BALLBAL

Grinding Circuit Mass Balance Estimator

Remarks: Cuiaba - Amostragem 4

CLASSIFIERS PERFORMANCE

Number of Cyclones :	6	Operating Conditions :	
Cyclone Dimensions, in :		Feed Flowrate, m3/hr	990,0
Diameter	19,69	Pressure, psi	10,9
Height	54,80	D50 (corr.), microns	60,6
Inlet	6,30	Water By-Pass, %	31,7
Vortex	7,28	Solids By-Pass, %	33,2
Apex	2,95	Pliitt's Parameter	1,29
Ore Density, ton/m3	3,00	Circulating Load, %	384

Mass Balance around the Classifiers

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Size Distributions, % Passing			Classifier Efficiency	
				Feed	U'flow	O'flow	Actual	Corrected
1	1,05	25400	21997	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
2	0,742	19050	15554	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
3	0,525	12700	10984	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
4	0,371	9500	7978	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
5	3	6700	5641	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
6	4	4750	3989	99,63	99,53	100,00	1,000	1,000
7	6	3350	2812	98,76	98,44	100,00	1,000	1,000
8	8	2360	2003	97,90	97,35	100,00	1,000	1,000
9	10	1700	1416	96,55	95,65	100,00	1,000	1,000
10	14	1180	1001	95,15	93,88	100,00	1,000	1,000
11	20	850	714	92,83	90,97	100,00	1,000	1,000
12	28	600	505	90,04	87,45	100,00	1,000	1,000
13	35	425	357	85,60	81,85	100,00	0,999	0,999
14	48	300	252	79,00	73,54	99,98	0,991	0,987
15	65	212	178	67,29	58,91	99,49	0,959	0,938
16	100	150	126	53,63	42,40	96,77	0,888	0,832
17	150	106	89	43,14	30,67	91,06	0,786	0,680
18	200	75	63	34,39	21,99	82,01	0,678	0,518
19	270	53	45	27,05	15,72	70,56	0,582	0,375
20	400	38	19	21,21	11,43	58,75	0,428	0,144
Ore, ton/hr				904,1	717,4	186,8	Classifier Constants	
Water, m3/hr				688,6	218,0	470,7	a1	13,420
Slurry, ton/hr				1592,8	935,3	657,4	a2	0,602
Slurry, m3/hr				990,0	457,1	532,9	a3	98,953
Slurry Dens., ton/m3				1,609	2,046	1,234	a4	0,256
% Solids (by volume)				30,4	52,3	11,7	λ	1,048
% Solids (by weight)				56,8	76,7	28,4	Bpc	0,000



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Sample: 1

BALLBAL

Grinding Circuit Mass Balance Estimator

Remarks: Cuiaba - Amostragem 4

BALL MILL PERFORMANCE

Eff. Diameter, ft	16,5	Mill Power, kW (Gross)	2634
Eff. Length, ft	25,0	Mill Power, kW (Net)	2436
Speed, % Critical	75,0	Throughput, ton/hr	904,1
App. Density, ton/m ³	5,48	% Solids (by weight)	80,3
Charge Level, %	23,3	Sp. Energy, KWH/ton	2,91
Balls Filling, %	23,3	Reduction Ratio	4,25
Lift Angle, (°)	30,9	Arbiter's Flow Number	1,10

Size Distributions

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Size Distributions	
				Mill Feed	Mill Discharge
1	1,05	25400	21997	100,00	100,00
2	0,742	19050	15554	100,00	100,00
3	0,525	12700	10984	99,88	100,00
4	0,371	9500	7978	98,62	100,00
5	3	6700	5641	95,20	100,00
6	4	4750	3989	91,07	99,63
7	6	3350	2812	87,02	98,76
8	8	2360	2003	84,11	97,90
9	10	1700	1416	81,51	96,55
10	14	1180	1001	79,16	95,15
11	20	850	714	76,26	92,83
12	28	600	505	73,20	90,04
13	35	425	357	68,42	85,60
14	48	300	252	61,61	79,00
15	65	212	178	49,71	67,29
16	100	150	126	36,32	53,63
17	150	106	89	26,78	43,14
18	200	75	63	19,65	34,39
19	270	53	45	14,40	27,05
20	400	38	19	10,65	21,21
D80, microns				1346	317

**ANEXO II - DETERMINAÇÃO DOS PARÂMETROS DE QUEBRA EM
LABORATÓRIO COM CARGA DE BOLAS SEGUNDO A
DISTRIBUIÇÃO DE EQUILÍBRIO DE BOND**

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
Determinação dos parâmetros de quebra com carga bolas de Bond

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	10,0	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	2,8	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	12,8	Balls Filling, %	22,2
Slurry, lt	6,2	Speed, % Critical	75,0
Slurry Dens., kg/lt	2,080	App. Dens., ton/m3	5,279
% Solids (by weight)	77,9	Power, kW	0,30
Grinding Time, min	0,5	Energy, kWh/ton	0,25

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

i	Mesh	Opening	Feed	Discharge	
				Exp.	Adj.
1	1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
3	0,525	12700	99,44	100,00	/ 99,53
4	0,371	9500	93,84	95,95	/ 95,16
5	3	6700	77,21	82,93	/ 82,62
6	4	4750	58,96	67,74	/ 68,29
7	6	3350	43,43	55,41	/ 55,00
8	8	2360	33,46	45,44	/ 45,27
9	10	1700	28,18	39,46	/ 39,21
10	14	1180	22,79	32,61	/ 32,91
11	20	850	19,94	28,47	/ 28,99
12	28	600	18,60	26,42	/ 26,47
13	35	425	16,99	23,71	/ 23,87
14	48	300	15,93	21,93	/ 21,89
15	65	212	14,48	19,86	/ 19,66
16	100	150	13,10	17,83	/ 17,59
17	150	106	11,96	16,07	/ 15,84
18	200	75	10,79	14,36	/ 14,14
19	270	53	9,41	12,44	/ 12,30
20	400	38	7,74	9,82	/ 10,26
D80, microns			7139	6302	/ 6322

MODEL PARAMETERS

Selection		Breakage	
alpha01	0,006828	beta00	0,86500
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,654	beta1	0,451
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	9419	Obj. Function	1,36



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N°

2

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Determinação dos parâmetros de quebra com carga bolas de Bond

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	10,0	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	2,8	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	12,8	Balls Filling, %	22,2
Slurry, lt	6,2	Speed, % Critical	75,0
Slurry Dens., kg/lt	2,080	App. Dens., ton/m3	5,279
% Solids (by weight)	77,9	Power, kW	0,31
Grinding Time, min	1,0	Energy, kWh/ton	0,52

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

i	Mesh	Opening	Feed	Discharge	
				Exp.	Adj.
1	1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
3	0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
4	0,371	9500	95,95	95,91	/ 96,45
5	3	6700	82,93	85,23	/ 85,44
6	4	4750	67,74	73,02	/ 72,68
7	6	3350	55,41	62,57	/ 61,99
8	8	2360	45,44	52,34	/ 52,93
9	10	1700	39,46	46,52	/ 47,08
10	14	1180	32,61	39,34	/ 40,26
11	20	850	28,47	35,93	/ 35,81
12	28	600	26,42	33,41	/ 33,20
13	35	425	23,71	29,91	/ 30,00
14	48	300	21,93	27,98	/ 27,69
15	65	212	19,86	25,45	/ 25,13
16	100	150	17,83	22,91	/ 22,65
17	150	106	16,07	20,73	/ 20,45
18	200	75	14,36	18,57	/ 18,34
19	270	53	12,44	16,11	/ 16,06
20	400	38	9,82	12,66	/ 13,13
D80, microns			6302	5820	/ 5825

MODEL PARAMETERS

Selection		Breakage	
alpha01	0,008011	beta00	1,04541
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,499	beta1	0,322
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	8915	Obj. Function	1,26

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Determinação dos parâmetros de quebra com carga bolas de Bond

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	10,0	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	2,8	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	12,8	Balls Filling, %	22,2
Slurry, lt	6,2	Speed, % Critical	75,0
Slurry Dens., kg/lt	2,080	App. Dens., ton/m3	5,279
% Solids (by weight)	77,9	Power, kW	0,31
Grinding Time, min	2,0	Energy, kWh/ton	1,03

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

i	Mesh	Opening	Feed	Discharge	
				Exp.	Adj.
1	1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
3	0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
4	0,371	9500	95,91	97,71	/ 97,67
5	3	6700	85,23	92,67	/ 92,49
6	4	4750	73,02	86,75	/ 86,48
7	6	3350	62,57	79,81	/ 80,12
8	8	2360	52,34	72,47	/ 72,89
9	10	1700	46,52	66,88	/ 66,22
10	14	1180	39,34	58,92	/ 58,79
11	20	850	35,93	52,28	/ 53,11
12	28	600	33,41	48,81	/ 48,43
13	35	425	29,91	43,68	/ 43,75
14	48	300	27,98	40,56	/ 40,18
15	65	212	25,45	36,63	/ 36,54
16	100	150	22,91	32,85	/ 32,98
17	150	106	20,73	29,71	/ 29,78
18	200	75	18,57	26,70	/ 26,72
19	270	53	16,11	23,29	/ 23,48
20	400	38	12,66	19,58	/ 19,44
D80, microns			5820	3384	/ 3331

MODEL PARAMETERS

Selection		Breakage	
alpha01	0,012542	beta00	0,34750
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,612	beta1	0,334
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	5943	Obj. Function	0,61



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N° 4

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Determinação dos parâmetros de quebra com carga bolas de Bond

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	10,0	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	2,8	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	12,8	Balls Filling, %	22,2
Slurry, lt	6,2	Speed, % Critical	75,0
Slurry Dens., kg/lt	2,080	App. Dens., ton/m3	5,279
% Solids (by weight)	77,9	Power, kW	0,30
Grinding Time, min	4,0	Energy, kWh/ton	2,00

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

i	Mesh	Opening	Feed	Discharge	
				Exp.	Adj.
1	1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
3	0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
4	0,371	9500	97,71	100,00	/ 98,82
5	3	6700	92,67	97,79	/ 96,89
6	4	4750	86,75	96,21	/ 95,14
7	6	3350	79,81	93,99	/ 93,35
8	8	2360	72,47	91,28	/ 91,21
9	10	1700	66,88	89,00	/ 88,60
10	14	1180	58,92	83,94	/ 84,47
11	20	850	52,28	77,62	/ 79,34
12	28	600	48,81	73,07	/ 73,49
13	35	425	43,68	65,17	/ 66,60
14	48	300	40,56	60,18	/ 59,95
15	65	212	36,63	53,54	/ 53,08
16	100	150	32,85	47,16	/ 46,48
17	150	106	29,71	41,72	/ 40,60
18	200	75	26,70	36,35	/ 35,28
19	270	53	23,29	30,47	/ 30,10
20	400	38	19,58	23,14	/ 25,09
D80, microns			3384	964	/ 888

MODEL PARAMETERS

Selection		Breakage	
alpha01	0,012330	beta00	1,00579
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,634	beta1	1,227
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	4325	Obj. Function	2,25

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Determinação dos parâmetros de quebra com carga bolas de Bond

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	10,0	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	2,8	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	12,8	Balls Filling, %	22,2
Slurry, lt	6,2	Speed, % Critical	75,0
Slurry Dens., kg/lt	2,080	App. Dens., ton/m3	5,279
% Solids (by weight)	77,9	Power, kW	0,31
Grinding Time, min	8,0	Energy, kWh/ton	4,13

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

i	Mesh	Opening	Feed	Discharge	
				Exp.	Adj.
1	1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
3	0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
4	0,371	9500	100,00	100,00	/ 100,00
5	3	6700	97,79	99,11	/ 99,81
6	4	4750	96,21	98,99	/ 99,63
7	6	3350	93,99	98,93	/ 99,44
8	8	2360	91,28	98,75	/ 99,19
9	10	1700	89,00	98,57	/ 98,80
10	14	1180	83,94	98,16	/ 98,01
11	20	850	77,62	96,91	/ 96,41
12	28	600	73,07	94,89	/ 93,47
13	35	425	65,17	88,47	/ 88,55
14	48	300	60,18	82,47	/ 82,19
15	65	212	53,54	73,86	/ 74,49
16	100	150	47,16	65,12	/ 66,09
17	150	106	41,72	57,69	/ 57,90
18	200	75	36,35	50,86	/ 50,04
19	270	53	30,47	42,36	/ 42,10
20	400	38	23,14	33,16	/ 33,35
D80, microns			964	273	/ 273

MODEL PARAMETERS

Selection		Breakage	
alpha01	0,004016	beta00	0,38691
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,783	beta1	0,702
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	4092	Obj. Function	0,75

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Determinação dos parâmetros de quebra com carga bolas de Bond

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	10,0	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	2,8	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	12,8	Balls Filling, %	22,2
Slurry, lt	6,2	Speed, % Critical	75,0
Slurry Dens., kg/lt	2,080	App. Dens., ton/m3	5,279
% Solids (by weight)	77,9	Power, kW	0,45
Grinding Time, min	16,0	Energy, kWh/ton	12,00

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

i	Mesh	Opening	Feed	Discharge	
				Exp.	Adj.
1	1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
3	0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
4	0,371	9500	100,00	100,00	/ 100,00
5	3	6700	99,11	100,00	/ 100,00
6	4	4750	98,99	100,00	/ 100,00
7	6	3350	98,93	100,00	/ 100,00
8	8	2360	98,75	100,00	/ 100,00
9	10	1700	98,57	100,00	/ 100,00
10	14	1180	98,16	100,00	/ 99,99
11	20	850	96,91	99,87	/ 99,94
12	28	600	94,89	99,68	/ 99,69
13	35	425	88,47	98,79	/ 98,61
14	48	300	82,47	96,49	/ 95,59
15	65	212	73,86	89,36	/ 89,48
16	100	150	65,12	79,48	/ 80,48
17	150	106	57,69	70,36	/ 70,46
18	200	75	50,86	61,57	/ 60,86
19	270	53	42,36	51,24	/ 50,73
20	400	38	33,16	39,77	/ 40,26
D80, microns			273	153	/ 148

MODEL PARAMETERS

Selection		Breakage	
alpha01	0,000766	beta00	0,11732
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,944	beta1	0,506
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	10172	Obj. Function	0,58

**ANEXO III - SIMULAÇÃO DO MOINHO INDUSTRIAL COM A DISTRIBUIÇÃO
DE EQUILÍBRIO DE BOND**



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Simulation N° 1

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Simulação do Moinho Industrial c/ Distribuição de Equilíbrio de Bond

CIRCUIT MASS BALANCE*Configuration : DIRECT*

	Fresh Feed	Mill Feed	Mill Discharge	Sump Water	Cyclone Feed	Cyclone U'flow	Cyclone O'flow
Ore, ton/hr	186,8	723,0	723,0	0,0	723,0	536,2	186,8
Water, m3/hr	3,2	170,7	205,1	433,3	638,4	167,5	470,9
Slurry, ton/hr	190,0	893,7	928,1	433,3	1361,4	703,7	657,7
Slurry, m3/hr	65,5	411,7	446,1	433,3	879,4	346,2	533,2
Slurry Dens., ton/m3	2,901	2,171	2,080	1,000	1,548	2,033	1,234
% Solids (by volume)	95,1	58,5	54,0	0,0	27,4	51,6	11,7
% Solids (by weight)	98,30	80,90	77,90	0,00	53,11	76,20	28,40

Particle Size Distributions (*Cummulative % Passing*)

i	Mesh	Opening							
1	1,05	25400	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
3	0,525	12700	99,44	99,81	99,95	0,00	99,95	99,94	100,00
4	0,371	9500	93,31	97,94	99,67	0,00	99,67	99,56	100,00
5	3	6700	76,77	93,10	99,10	0,00	99,10	98,78	100,00
6	4	4750	58,60	87,70	98,40	0,00	98,40	97,84	100,00
7	6	3350	43,15	82,84	97,53	0,00	97,53	96,67	100,00
8	8	2360	33,23	79,21	96,46	0,00	96,46	95,23	100,00
9	10	1700	27,20	76,36	95,17	0,00	95,17	93,49	100,00
10	14	1180	22,61	73,39	93,38	0,00	93,38	91,08	100,00
11	20	850	19,78	70,50	91,22	0,00	91,22	88,16	100,00
12	28	600	18,44	67,34	88,41	0,00	88,41	84,37	100,00
13	35	425	16,85	63,27	84,76	0,00	84,76	79,45	100,00
14	48	300	15,79	58,28	80,04	0,00	80,04	73,08	100,00
15	65	212	14,35	51,74	73,86	0,00	73,86	64,76	99,99
16	100	150	12,97	43,53	65,94	0,00	65,94	54,17	99,73
17	150	106	11,84	34,15	56,39	0,00	56,39	41,93	97,89
18	200	75	10,68	25,28	46,37	0,00	46,37	30,37	92,29
19	270	53	9,30	18,36	37,33	0,00	37,33	21,52	82,69
20	400	38	7,64	13,65	30,16	0,00	30,16	15,74	71,55
	D80, microns		7213	2550	299	0	299	442	49,1

Specific Energy Consumption : 14,10 kWh/ton (Gross)

Operational Work Index : 10,77 kWh/ton



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Simulation N° 1

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Simulação do Moinho Industrial c/ Distribuição de Equilíbrio de Bond

CLASSIFIERS PERFORMANCE

Number of Cyclones :	6	Operating Conditions :	
Cyclone Dimensions, in :		Feed Flowrate, m3/hr	879,4
Diameter	19,69	Pressure, psi	9,7
Height	54,80	D50 (corr.), microns	50,0
Inlet	6,30	Water By-Pass, %	26,2
Vortex	7,28	Solids By-Pass, %	27,5
Apex	2,64	Plitt's Parameter	1,46
Ore Density, ton/m3	3,00	Circulating Load, %	287

Mass Balance around the Classifiers

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Size Distributions, % Passing			Classifier Efficiency	
				Feed	U'flow	O'flow	Actual	Corrected
1	1,05	25400	21997	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
2	0,742	19050	15554	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
3	0,525	12700	10984	99,95	99,94	100,00	1,000	1,000
4	0,371	9500	7978	99,67	99,56	100,00	1,000	1,000
5	3	6700	5641	99,10	98,78	100,00	1,000	1,000
6	4	4750	3989	98,40	97,84	100,00	1,000	1,000
7	6	3350	2812	97,53	96,67	100,00	1,000	1,000
8	8	2360	2003	96,46	95,23	100,00	1,000	1,000
9	10	1700	1416	95,17	93,49	100,00	1,000	1,000
10	14	1180	1001	93,38	91,08	100,00	1,000	1,000
11	20	850	714	91,22	88,16	100,00	1,000	1,000
12	28	600	505	88,41	84,37	100,00	1,000	1,000
13	35	425	357	84,76	79,45	100,00	1,000	1,000
14	48	300	252	80,04	73,08	100,00	1,000	0,999
15	65	212	178	73,86	64,76	99,99	0,992	0,988
16	100	150	126	65,94	54,17	99,73	0,950	0,931
17	150	106	89	56,39	41,93	97,89	0,856	0,801
18	200	75	63	46,37	30,37	92,29	0,726	0,622
19	270	53	45	37,33	21,52	82,69	0,598	0,446
20	400	38	19	30,16	15,74	71,55	0,387	0,155
Ore, ton/hr				723,0	536,2	186,8	Classifier Constants	
Water, m3/hr				638,4	167,5	470,9	a1	13,420
Slurry, ton/hr				1361,4	703,7	657,7	a2	0,602
Slurry, m3/hr				879,4	346,2	533,2	a3	98,953
Slurry Dens., ton/m3				1,548	2,033	1,234	a4	0,256
% Solids (by volume)				27,4	51,6	11,7	λ	1,048
% Solids (by weight)				53,1	76,2	28,4	Bpc	0,000



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Simulation N° 1

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Simulação do Moinho Industrial c/ Distribuição de Equilíbrio de Bond

BALL MILL PERFORMANCE

Eff. Diameter, ft	16,5	Mill Power, kW (Gross)	2634
Eff. Length, ft	25,0	Mill Power, kW (Net)	2436
Speed, % Critical	75,0	Throughput, ton/hr	723,0
App. Density, ton/m ³	5,48	% Solids (by weight)	77,9
Charge Level, %	23,3	Sp. Energy, kWh/ton	3,64
Balls Filling, %	23,3	Reduction Ratio	8,52
Lift Angle, (°)	30,9	Arbiter's Flow Number	0,88

Size Distributions

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Mill	
				Feed	Discharge
1	1,05	25400	21997	100,00	100,00
2	0,742	19050	15554	100,00	100,00
3	0,525	12700	10984	99,81	99,95
4	0,371	9500	7978	97,94	99,67
5	3	6700	5641	93,10	99,10
6	4	4750	3989	87,70	98,40
7	6	3350	2812	82,84	97,53
8	8	2360	2003	79,21	96,46
9	10	1700	1416	76,36	95,17
10	14	1180	1001	73,39	93,38
11	20	850	714	70,50	91,22
12	28	600	505	67,34	88,41
13	35	425	357	63,27	84,76
14	48	300	252	58,28	80,04
15	65	212	178	51,74	73,86
16	100	150	126	43,53	65,94
17	150	106	89	34,15	56,39
18	200	75	63	25,28	46,37
19	270	53	45	18,36	37,33
20	400	38	19	13,65	30,16
D80, microns				2550	299

Selection Function Parameters						Breakage Function Parameters			
alpha01	alpha02	alpha11	alpha12	alpha2	Dcrit	Beta00	Beta01	Beta1	Beta2
0,00742	0,00000	0,687	1,000	2,50	7144	0,628	0,000	0,59	4,00

**ANEXO IV - SIMULAÇÃO DO MOINHO INDUSTRIAL COM A DISTRIBUIÇÃO
DE EQUILÍBRIO DE BOND NA CONDIÇÃO OTIMIZADA**



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Simulation N° 2

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Simulação do Moinho Industrial c/ Distribuição de Equilíbrio de Bond - Condição Otimizada

CIRCUIT MASS BALANCE*Configuration : DIRECT*

	Fresh Feed	Mill Feed	Mill Discharge	Sump Water	Cyclone Feed	Cyclone U'flow	Cyclone O'flow
Ore, ton/hr	186,8	970,4	970,4	0,0	970,4	783,6	186,8
Water, m3/hr	3,2	248,0	275,3	440,4	715,7	244,7	470,9
Slurry, ton/hr	190,0	1218,3	1245,7	440,4	1686,1	1028,3	657,7
Slurry, m3/hr	65,5	571,4	598,7	440,4	1039,1	505,9	533,2
Slurry Dens., ton/m3	2,901	2,132	2,080	1,000	1,623	2,033	1,234
% Solids (by volume)	95,1	56,6	54,0	0,0	31,1	51,6	11,7
% Solids (by weight)	98,30	79,65	77,90	0,00	57,55	76,20	28,40

Particle Size Distributions (*Cummulative % Passing*)

i	Mesh	Opening							
1	1,05	25400	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
3	0,525	12700	99,44	99,82	99,92	0,00	99,92	99,91	100,00
4	0,371	9500	93,31	98,17	99,46	0,00	99,46	99,33	100,00
5	3	6700	76,77	94,01	98,48	0,00	98,48	98,12	100,00
6	4	4750	58,60	89,33	97,30	0,00	97,30	96,65	100,00
7	6	3350	43,15	84,91	95,85	0,00	95,85	94,86	100,00
8	8	2360	33,23	81,26	94,12	0,00	94,12	92,71	100,00
9	10	1700	27,20	78,07	92,08	0,00	92,08	90,19	100,00
10	14	1180	22,61	74,43	89,33	0,00	89,33	86,79	100,00
11	20	850	19,78	70,65	86,10	0,00	86,10	82,78	100,00
12	28	600	18,44	66,28	81,98	0,00	81,98	77,68	100,00
13	35	425	16,85	60,69	76,69	0,00	76,69	71,14	100,00
14	48	300	15,79	53,77	69,97	0,00	69,97	62,83	99,94
15	65	212	14,35	45,05	61,42	0,00	61,42	52,37	99,36
16	100	150	12,97	35,27	51,40	0,00	51,40	40,59	96,73
17	150	106	11,84	26,18	41,29	0,00	41,29	29,60	90,30
18	200	75	10,68	19,15	32,58	0,00	32,58	21,17	80,47
19	270	53	9,30	14,19	25,72	0,00	25,72	15,36	69,17
20	400	38	7,64	10,81	20,58	0,00	20,58	11,56	58,40
	D80, microns		7213	2076	529	0	529	705	74,0

Specific Energy Consumption : 10,14 kWh/ton (Gross)

Operational Work Index : 9,71 kWh/ton



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Simulation N° 2

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Simulação do Moinho Industrial c/ Distribuição de Equilíbrio de Bond - Condição Otimizada

CLASSIFIERS PERFORMANCE

Number of Cyclones :	6	Operating Conditions :	
Cyclone Dimensions, in :		Feed Flowrate, m3/hr	1039,1
Diameter	19,69	Pressure, psi	11,4
Height	54,80	D50 (corr.), microns	62,1
Inlet	6,30	Water By-Pass, %	34,2
Vortex	7,28	Solids By-Pass, %	35,8
Apex	3,08	Plitt's Parameter	1,23
Ore Density, ton/m3	3,00	Circulating Load, %	419

Mass Balance around the Classifiers

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Size Distributions, % Passing			Classifier Efficiency	
				Feed	U'flow	O'flow	Actual	Corrected
1	1,05	25400	21997	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
2	0,742	19050	15554	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
3	0,525	12700	10984	99,92	99,91	100,00	1,000	1,000
4	0,371	9500	7978	99,46	99,33	100,00	1,000	1,000
5	3	6700	5641	98,48	98,12	100,00	1,000	1,000
6	4	4750	3989	97,30	96,65	100,00	1,000	1,000
7	6	3350	2812	95,85	94,86	100,00	1,000	1,000
8	8	2360	2003	94,12	92,71	100,00	1,000	1,000
9	10	1700	1416	92,08	90,19	100,00	1,000	1,000
10	14	1180	1001	89,33	86,79	100,00	1,000	1,000
11	20	850	714	86,10	82,78	100,00	1,000	1,000
12	28	600	505	81,98	77,68	100,00	1,000	1,000
13	35	425	357	76,69	71,14	100,00	0,998	0,997
14	48	300	252	69,97	62,83	99,94	0,987	0,980
15	65	212	178	61,42	52,37	99,36	0,949	0,921
16	100	150	126	51,40	40,59	96,73	0,878	0,809
17	150	106	89	41,29	29,60	90,30	0,782	0,661
18	200	75	63	32,58	21,17	80,47	0,683	0,506
19	270	53	45	25,72	15,36	69,17	0,597	0,372
20	400	38	19	20,58	11,56	58,40	0,454	0,149
Ore, ton/hr				970,4	783,6	186,8	Classifier Constants	
Water, m3/hr				715,7	244,7	470,9	a1	13,420
Slurry, ton/hr				1686,1	1028,3	657,7	a2	0,602
Slurry, m3/hr				1039,1	505,9	533,2	a3	98,953
Slurry Dens., ton/m3				1,623	2,033	1,234	a4	0,256
% Solids (by volume)				31,1	51,6	11,7	λ	1,048
% Solids (by weight)				57,6	76,2	28,4	Bpc	0,000



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Simulation N° 2

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Simulação do Moinho Industrial c/ Distribuição de Equilíbrio de Bond - Condição Otimizada

BALL MILL PERFORMANCE

Eff. Diameter, ft	16,5	Mill Power, kW (Gross)	1895
Eff. Length, ft	25,0	Mill Power, kW (Net)	1753
Speed, % Critical	75,0	Throughput, ton/hr	970,4
App. Density, ton/m ³	5,48	% Solids (by weight)	77,9
Charge Level, %	15,0	Sp. Energy, kWh/ton	1,95
Balls Filling, %	15,0	Reduction Ratio	3,93
Lift Angle, (°)	30,9	Arbiter's Flow Number	1,04

Size Distributions

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Mill	
				Feed	Discharge
1	1,05	25400	21997	100,00	100,00
2	0,742	19050	15554	100,00	100,00
3	0,525	12700	10984	99,82	99,92
4	0,371	9500	7978	98,17	99,46
5	3	6700	5641	94,01	98,48
6	4	4750	3989	89,33	97,30
7	6	3350	2812	84,91	95,85
8	8	2360	2003	81,26	94,12
9	10	1700	1416	78,07	92,08
10	14	1180	1001	74,43	89,33
11	20	850	714	70,65	86,10
12	28	600	505	66,28	81,98
13	35	425	357	60,69	76,69
14	48	300	252	53,77	69,97
15	65	212	178	45,05	61,42
16	100	150	126	35,27	51,40
17	150	106	89	26,18	41,29
18	200	75	63	19,15	32,58
19	270	53	45	14,19	25,72
20	400	38	19	10,81	20,58
D80, microns				2076	529

Selection Function Parameters						Breakage Function Parameters			
alpha01	alpha02	alpha11	alpha12	alpha2	Dcrit	Beta00	Beta01	Beta1	Beta2
0,00742	0,00000	0,687	1,000	2,50	7144	0,628	0,000	0,59	4,00

**ANEXO V - DETERMINAÇÃO DOS PARÂMETROS DE QUEBRA EM
LABORATÓRIO PARA A CONDIÇÃO OTIMIZADA**

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Determinação dos Parâmetros de Quebra para a Condição Otimizada

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	6,5	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	1,8	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	8,3	Balls Filling, %	14,7
Slurry, lt	4,0	Speed, % Critical	75,0
Slurry Dens., kg/lt	2,080	App. Dens., ton/m3	5,302
% Solids (by weight)	77,9	Power, kW	0,22
Grinding Time, min	0,5	Energy, kWh/ton	0,28

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

i	Mesh	Opening	Feed	Discharge	
				Exp.	Adj.
1	1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
3	0,525	12700	99,44	100,00	/ 99,62
4	0,371	9500	93,84	94,85	/ 96,26
5	3	6700	77,21	86,70	/ 86,25
6	4	4750	58,96	74,42	/ 73,71
7	6	3350	43,43	61,28	/ 61,17
8	8	2360	33,46	51,14	/ 51,34
9	10	1700	28,18	44,90	/ 44,87
10	14	1180	22,79	37,85	/ 38,22
11	20	850	19,94	33,20	/ 33,90
12	28	600	18,60	30,84	/ 30,95
13	35	425	16,99	27,76	/ 27,98
14	48	300	15,93	25,96	/ 25,64
15	65	212	14,48	23,57	/ 23,09
16	100	150	13,10	21,13	/ 20,71
17	150	106	11,96	19,00	/ 18,67
18	200	75	10,79	16,99	/ 16,71
19	270	53	9,41	14,62	/ 14,62
20	400	38	7,74	11,78	/ 12,36
D80, microns			7139	5590	/ 5682

MODEL PARAMETERS

Selection		Breakage	
alpha01	0,007700	beta00	0,76174
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,674	beta1	0,385
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	11825	Obj. Function	1,58



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N° 2

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Determinação dos Parâmetros de Quebra para a Condição Otimizada

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	6,5	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	1,8	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	8,3	Balls Filling, %	14,7
Slurry, lt	4,0	Speed, % Critical	75,0
Slurry Dens., kg/lt	2,080	App. Dens., ton/m3	5,302
% Solids (by weight)	77,9	Power, kW	0,21
Grinding Time, min	1,0	Energy, kWh/ton	0,54

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

i	Mesh	Opening	Feed	Discharge	
				Exp.	Adj.
1	1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
3	0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
4	0,371	9500	94,85	95,91	/ 95,86
5	3	6700	86,70	89,27	/ 89,61
6	4	4750	74,42	80,98	/ 80,38
7	6	3350	61,28	70,26	/ 69,99
8	8	2360	51,14	61,06	/ 60,96
9	10	1700	44,90	54,28	/ 54,47
10	14	1180	37,85	46,25	/ 46,92
11	20	850	33,20	40,68	/ 41,40
12	28	600	30,84	37,77	/ 37,79
13	35	425	27,76	33,80	/ 33,72
14	48	300	25,96	31,41	/ 30,91
15	65	212	23,57	28,19	/ 27,72
16	100	150	21,13	25,08	/ 24,61
17	150	106	19,00	22,26	/ 21,89
18	200	75	16,99	19,49	/ 19,38
19	270	53	14,62	16,51	/ 16,61
20	400	38	11,78	12,88	/ 13,46
D80, microns			5590	4609	/ 4693

MODEL PARAMETERS

Selection		Breakage	
alpha01	0,004956	beta00	1,30158
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,628	beta1	0,649
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	7591	Obj. Function	1,41

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Determinação dos Parâmetros de Quebra para a Condição Otimizada

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	6,5	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	1,8	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	8,3	Balls Filling, %	14,7
Slurry, lt	4,0	Speed, % Critical	75,0
Slurry Dens., kg/lt	2,080	App. Dens., ton/m3	5,302
% Solids (by weight)	77,9	Power, kW	0,22
Grinding Time, min	2,0	Energy, kWh/ton	1,13

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

i	Mesh	Opening	Feed	Discharge	
				Exp.	Adj.
1	1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
3	0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
4	0,371	9500	95,91	95,69	/ 96,98
5	3	6700	89,27	91,57	/ 92,60
6	4	4750	80,98	87,71	/ 88,06
7	6	3350	70,26	83,17	/ 83,31
8	8	2360	61,06	79,31	/ 78,83
9	10	1700	54,28	74,77	/ 74,50
10	14	1180	46,25	69,34	/ 69,10
11	20	850	40,68	64,27	/ 63,58
12	28	600	37,77	57,78	/ 58,50
13	35	425	33,80	52,22	/ 53,30
14	48	300	31,41	48,78	/ 48,86
15	65	212	28,19	44,45	/ 44,23
16	100	150	25,08	39,96	/ 39,69
17	150	106	22,26	35,76	/ 35,42
18	200	75	19,49	31,79	/ 31,33
19	270	53	16,51	26,99	/ 27,16
20	400	38	12,88	22,29	/ 22,56
D80, microns			4609	2515	/ 2590

MODEL PARAMETERS

Selection		Breakage	
alpha01	0,009716	beta00	0,44611
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,711	beta1	0,364
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	3219	Obj. Function	0,92



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N°

4

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Determinação dos Parâmetros de Quebra para a Condição Otimizada

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	6,5	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	1,8	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	8,3	Balls Filling, %	14,7
Slurry, lt	4,0	Speed, % Critical	75,0
Slurry Dens., kg/lt	2,080	App. Dens., ton/m3	5,302
% Solids (by weight)	77,9	Power, kW	0,21
Grinding Time, min	4,0	Energy, kWh/ton	2,15

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

i	Mesh	Opening	Feed	Discharge	
				Exp.	Adj.
1	1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
3	0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
4	0,371	9500	95,69	99,18	/ 98,12
5	3	6700	91,57	96,68	/ 96,41
6	4	4750	87,71	94,73	/ 94,85
7	6	3350	83,17	92,71	/ 93,03
8	8	2360	79,31	90,54	/ 90,78
9	10	1700	74,77	88,25	/ 87,82
10	14	1180	69,34	83,52	/ 83,48
11	20	850	64,27	77,32	/ 78,47
12	28	600	57,78	72,70	/ 71,89
13	35	425	52,22	64,60	/ 65,03
14	48	300	48,78	59,60	/ 59,20
15	65	212	44,45	53,02	/ 53,10
16	100	150	39,96	46,87	/ 47,08
17	150	106	35,76	41,65	/ 41,47
18	200	75	31,79	36,76	/ 36,31
19	270	53	26,99	30,89	/ 30,64
20	400	38	22,29	24,74	/ 25,25
D80, microns			2515	982	/ 942

MODEL PARAMETERS

Selection		Breakage	
alpha01	0,003910	beta00	0,82030
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,716	beta1	1,144
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	5510	Obj. Function	0,81



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N°

5

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Determinação dos Parâmetros de Quebra para a Condição Otimizada

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	6,5	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	1,8	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	8,3	Balls Filling, %	14,7
Slurry, lt	4,0	Speed, % Critical	75,0
Slurry Dens., kg/lt	2,080	App. Dens., ton/m3	5,302
% Solids (by weight)	77,9	Power, kW	0,20
Grinding Time, min	8,0	Energy, kWh/ton	4,10

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

i	Mesh	Opening	Feed	Discharge	
				Exp.	Adj.
1	1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
3	0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
4	0,371	9500	99,18	100,00	/ 100,00
5	3	6700	96,68	100,00	/ 100,00
6	4	4750	94,73	100,00	/ 100,00
7	6	3350	92,71	100,00	/ 100,00
8	8	2360	90,54	100,00	/ 99,98
9	10	1700	88,25	100,00	/ 99,89
10	14	1180	83,52	99,53	/ 99,46
11	20	850	77,32	98,60	/ 98,17
12	28	600	72,70	96,64	/ 95,35
13	35	425	64,60	89,75	/ 90,24
14	48	300	59,60	83,69	/ 83,50
15	65	212	53,02	74,74	/ 75,33
16	100	150	46,87	65,89	/ 66,59
17	150	106	41,65	58,34	/ 58,25
18	200	75	36,76	51,16	/ 50,50
19	270	53	30,89	42,96	/ 42,45
20	400	38	24,74	34,02	/ 34,49
D80, microns			982	261	/ 260

MODEL PARAMETERS

Selection		Breakage	
alpha01	0,002380	beta00	0,42764
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,864	beta1	0,714
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	10703	Obj. Function	0,70



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Test N°

6

BALL_PARAM

Ball Mill Grinding Model Parameter Estimator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Determinação dos Parâmetros de Quebra para a Condição Otimizada

DESIGN AND OPERATING CONDITIONS*Configuration : BATCH*

Ore, kg	6,5	Eff. Diameter, ft	1,51
Water, lt	1,8	Eff. Length, ft	1,18
Slurry, kg	8,3	Balls Filling, %	14,7
Slurry, lt	4,0	Speed, % Critical	75,0
Slurry Dens., kg/lt	2,080	App. Dens., ton/m3	5,302
% Solids (by weight)	77,9	Power, kW	0,19
Grinding Time, min	16,0	Energy, kWh/ton	7,79

Particle Size Distributions (Cumm. % Passing)

i	Mesh	Opening	Feed	Discharge	
				Exp.	Adj.
1	1,05	25400	100,00	100,00	/ 100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	/ 100,00
3	0,525	12700	100,00	100,00	/ 100,00
4	0,371	9500	100,00	100,00	/ 100,00
5	3	6700	100,00	100,00	/ 100,00
6	4	4750	100,00	100,00	/ 100,00
7	6	3350	100,00	100,00	/ 100,00
8	8	2360	100,00	100,00	/ 100,00
9	10	1700	100,00	100,00	/ 100,00
10	14	1180	99,53	100,00	/ 100,00
11	20	850	98,60	99,92	/ 99,98
12	28	600	96,64	99,85	/ 99,81
13	35	425	89,75	98,94	/ 98,76
14	48	300	83,69	96,59	/ 95,62
15	65	212	74,74	89,15	/ 89,21
16	100	150	65,89	78,76	/ 79,80
17	150	106	58,34	69,20	/ 69,34
18	200	75	51,16	60,17	/ 59,26
19	270	53	42,96	49,24	/ 49,22
20	400	38	34,02	38,85	/ 39,06
D80, microns			261	157	/ 151

MODEL PARAMETERS

Selection		Breakage	
alpha01	0,001998	beta00	0,01062
alpha02	0,0000000	beta01	0,000
alpha11	0,849	beta1	0,286
alpha12	1,000	beta2	4,000
alpha2	2,500		
Dcrit	6662	Obj. Function	0,54

**ANEXO VI - SIMULAÇÃO DO MOINHO INDUSTRIAL COM OS
PARÂMETROS DETERMINADOS EM LABORATÓRIO
PARA A CONDIÇÃO OTIMIZADA**

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Simulação com Parâmetros de Quebra da Condição Otimizada

CIRCUIT MASS BALANCE*Configuration : DIRECT*

	Fresh Feed	Mill Feed	Mill Discharge	Sump Water	Cyclone Feed	Cyclone U'flow	Cyclone O'flow
Ore, ton/hr	186,8	1003,7	1003,7	0,0	1003,7	816,9	186,8
Water, m3/hr	3,2	258,4	284,7	441,3	726,1	255,1	470,9
Slurry, ton/hr	190,0	1262,1	1288,4	441,3	1729,8	1072,0	657,7
Slurry, m3/hr	65,5	592,9	619,3	441,3	1060,6	527,4	533,2
Slurry Dens., ton/m3	2,901	2,128	2,080	1,000	1,631	2,033	1,234
% Solids (by volume)	95,1	56,4	54,0	0,0	31,5	51,6	11,7
% Solids (by weight)	98,30	79,53	77,90	0,00	58,02	76,20	28,40

Particle Size Distributions (*Cummulative % Passing*)

i	Mesh	Opening							
1	1,05	25400	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
3	0,525	12700	99,44	99,84	99,95	0,00	99,95	99,93	100,00
4	0,371	9500	93,31	98,36	99,60	0,00	99,60	99,51	100,00
5	3	6700	76,77	94,53	98,85	0,00	98,85	98,59	100,00
6	4	4750	58,60	90,16	97,87	0,00	97,87	97,38	100,00
7	6	3350	43,15	86,01	96,59	0,00	96,59	95,81	100,00
8	8	2360	33,23	82,56	94,98	0,00	94,98	93,84	100,00
9	10	1700	27,20	79,48	93,03	0,00	93,03	91,44	100,00
10	14	1180	22,61	75,93	90,33	0,00	90,33	88,12	100,00
11	20	850	19,78	72,15	87,08	0,00	87,08	84,12	100,00
12	28	600	18,44	67,68	82,85	0,00	82,85	78,93	100,00
13	35	425	16,85	61,86	77,34	0,00	77,34	72,16	100,00
14	48	300	15,79	54,54	70,19	0,00	70,19	63,40	99,90
15	65	212	14,35	45,23	61,01	0,00	61,01	52,29	99,10
16	100	150	12,97	34,89	50,31	0,00	50,31	39,90	95,84
17	150	106	11,84	25,51	39,78	0,00	39,78	28,64	88,51
18	200	75	10,68	18,48	31,01	0,00	31,01	20,26	78,01
19	270	53	9,30	13,63	24,27	0,00	24,27	14,61	66,48
20	400	38	7,64	10,34	19,30	0,00	19,30	10,96	55,79
D80, microns			7213	1798	503	0	503	646	80,4

Specific Energy Consumption : 10,14 kWh/ton (Gross)

Operational Work Index : 10,17 kWh/ton



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Simulation N° 3

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Simulação com Parâmetros de Quebra da Condição Otimizada

CLASSIFIERS PERFORMANCE

Number of Cyclones :	6	Operating Conditions :	
Cyclone Dimensions, in :		Feed Flowrate, m3/hr	1060,6
Diameter	19,69	Pressure, psi	11,6
Height	54,80	D50 (corr.), microns	63,6
Inlet	6,30	Water By-Pass, %	35,1
Vortex	7,28	Solids By-Pass, %	36,8
Apex	3,13	Plitt's Parameter	1,21
Ore Density, ton/m3	3,00	Circulating Load, %	437

Mass Balance around the Classifiers

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Size Distributions, % Passing			Classifier Efficiency	
				Feed	U'flow	O'flow	Actual	Corrected
1	1,05	25400	21997	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
2	0,742	19050	15554	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
3	0,525	12700	10984	99,95	99,93	100,00	1,000	1,000
4	0,371	9500	7978	99,60	99,51	100,00	1,000	1,000
5	3	6700	5641	98,85	98,59	100,00	1,000	1,000
6	4	4750	3989	97,87	97,38	100,00	1,000	1,000
7	6	3350	2812	96,59	95,81	100,00	1,000	1,000
8	8	2360	2003	94,98	93,84	100,00	1,000	1,000
9	10	1700	1416	93,03	91,44	100,00	1,000	1,000
10	14	1180	1001	90,33	88,12	100,00	1,000	1,000
11	20	850	714	87,08	84,12	100,00	1,000	1,000
12	28	600	505	82,85	78,93	100,00	1,000	1,000
13	35	425	357	77,34	72,16	100,00	0,998	0,996
14	48	300	252	70,19	63,40	99,90	0,984	0,974
15	65	212	178	61,01	52,29	99,10	0,943	0,910
16	100	150	126	50,31	39,90	95,84	0,870	0,795
17	150	106	89	39,78	28,64	88,51	0,777	0,648
18	200	75	63	31,01	20,26	78,01	0,682	0,496
19	270	53	45	24,27	14,61	66,48	0,599	0,366
20	400	38	19	19,30	10,96	55,79	0,462	0,149
Ore, ton/hr				1003,7	816,9	186,8	Classifier Constants	
Water, m3/hr				726,1	255,1	470,9	a1	13,420
Slurry, ton/hr				1729,8	1072,0	657,7	a2	0,602
Slurry, m3/hr				1060,6	527,4	533,2	a3	98,953
Slurry Dens., ton/m3				1,631	2,033	1,234	a4	0,256
% Solids (by volume)				31,5	51,6	11,7	λ	1,048
% Solids (by weight)				58,0	76,2	28,4	Bpc	0,000

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Simulação com Parâmetros de Quebra da Condição Otimizada

BALL MILL PERFORMANCE

Eff. Diameter, ft	16,5	Mill Power, kW (Gross)	1895
Eff. Length, ft	25,0	Mill Power, kW (Net)	1753
Speed, % Critical	75,0	Throughput, ton/hr	1003,7
App. Density, ton/m ³	5,48	% Solids (by weight)	77,9
Charge Level, %	15,0	Sp. Energy, kWh/ton	1,89
Balls Filling, %	15,0	Reduction Ratio	3,57
Lift Angle, (°)	30,9	Arbiter's Flow Number	1,07

Size Distributions

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Mill	
				Feed	Discharge
1	1,05	25400	21997	100,00	100,00
2	0,742	19050	15554	100,00	100,00
3	0,525	12700	10984	99,84	99,95
4	0,371	9500	7978	98,36	99,60
5	3	6700	5641	94,53	98,85
6	4	4750	3989	90,16	97,87
7	6	3350	2812	86,01	96,59
8	8	2360	2003	82,56	94,98
9	10	1700	1416	79,48	93,03
10	14	1180	1001	75,93	90,33
11	20	850	714	72,15	87,08
12	28	600	505	67,68	82,85
13	35	425	357	61,86	77,34
14	48	300	252	54,54	70,19
15	65	212	178	45,23	61,01
16	100	150	126	34,89	50,31
17	150	106	89	25,51	39,78
18	200	75	63	18,48	31,01
19	270	53	45	13,63	24,27
20	400	38	19	10,34	19,30
D80, microns				1798	503

Selection Function Parameters						Breakage Function Parameters			
alpha01	alpha02	alpha11	alpha12	alpha2	Dcrit	Beta00	Beta01	Beta1	Beta2
0,00511	0,00000	0,740	1,000	2,50	7585	0,628	0,000	0,59	4,00

ANEXO VII - SIMULAÇÃO DA CONDIÇÃO OTIMIZADA DO MOINHO INDUSTRIAL



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Simulation N° 4

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Simulação da Condição Otimizada do Moinho Industrial

CIRCUIT MASS BALANCE*Configuration : DIRECT*

	Fresh Feed	Mill Feed	Mill Discharge	Sump Water	Cyclone Feed	Cyclone U'flow	Cyclone O'flow
Ore, ton/hr	186,8	950,7	950,7	0,0	950,7	763,9	186,8
Water, m3/hr	3,2	241,8	269,7	439,8	709,6	238,6	470,9
Slurry, ton/hr	190,0	1192,6	1220,5	439,8	1660,3	1002,5	657,7
Slurry, m3/hr	65,5	558,7	586,6	439,8	1026,5	493,3	533,2
Slurry Dens., ton/m3	2,901	2,134	2,080	1,000	1,617	2,033	1,234
% Solids (by volume)	95,1	56,7	54,0	0,0	30,9	51,6	11,7
% Solids (by weight)	98,30	79,72	77,90	0,00	57,26	76,20	28,40

Particle Size Distributions (*Cummulative % Passing*)

i	Mesh	Opening	Fresh Feed	Mill Feed	Mill Discharge	Sump Water	Cyclone Feed	Cyclone U'flow	Cyclone O'flow
1	1,05	25400	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
3	0,525	12700	99,44	99,84	99,95	0,00	99,95	99,94	100,00
4	0,371	9500	93,31	98,32	99,64	0,00	99,64	99,55	100,00
5	3	6700	76,77	94,39	98,96	0,00	98,96	98,70	100,00
6	4	4750	58,60	89,93	98,07	0,00	98,07	97,59	100,00
7	6	3350	43,15	85,74	96,91	0,00	96,91	96,15	100,00
8	8	2360	33,23	82,32	95,44	0,00	95,44	94,32	100,00
9	10	1700	27,20	79,34	93,64	0,00	93,64	92,09	100,00
10	14	1180	22,61	75,93	91,14	0,00	91,14	88,97	100,00
11	20	850	19,78	72,35	88,12	0,00	88,12	85,21	100,00
12	28	600	18,44	68,15	84,17	0,00	84,17	80,30	100,00
13	35	425	16,85	62,67	79,01	0,00	79,01	73,88	100,00
14	48	300	15,79	55,77	72,30	0,00	72,30	65,54	99,96
15	65	212	14,35	46,85	63,57	0,00	63,57	54,80	99,45
16	100	150	12,97	36,61	53,11	0,00	53,11	42,39	96,96
17	150	106	11,84	26,93	42,39	0,00	42,39	30,62	90,53
18	200	75	10,68	19,46	33,17	0,00	33,17	21,60	80,49
19	270	53	9,30	14,26	25,98	0,00	25,98	15,48	68,93
20	400	38	7,64	10,78	20,67	0,00	20,67	11,54	57,99
D80, microns			7213	1830	455	0	455	591	74,0

Specific Energy Consumption : 10,79 kWh/ton (Gross)

Operational Work Index : 10,33 kWh/ton

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
Simulação da Condição Otimizada do Moinho Industrial

CLASSIFIERS PERFORMANCE

Number of Cyclones :	6	Operating Conditions :	
Cyclone Dimensions, in :		Feed Flowrate, m3/hr	1026,5
Diameter	19,69	Pressure, psi	11,2
Height	54,80	D50 (corr.), microns	61,2
Inlet	6,30	Water By-Pass, %	33,6
Vortex	7,28	Solids By-Pass, %	35,2
Apex	3,05	Plitt's Parameter	1,25
Ore Density, ton/m3	3,00	Circulating Load, %	409

Mass Balance around the Classifiers

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Size Distributions, % Passing			Classifier Efficiency	
				Feed	U'flow	O'flow	Actual	Corrected
1	1,05	25400	21997	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
2	0,742	19050	15554	100,00	100,00	100,00	1,000	1,000
3	0,525	12700	10984	99,95	99,94	100,00	1,000	1,000
4	0,371	9500	7978	99,64	99,55	100,00	1,000	1,000
5	3	6700	5641	98,96	98,70	100,00	1,000	1,000
6	4	4750	3989	98,07	97,59	100,00	1,000	1,000
7	6	3350	2812	96,91	96,15	100,00	1,000	1,000
8	8	2360	2003	95,44	94,32	100,00	1,000	1,000
9	10	1700	1416	93,64	92,09	100,00	1,000	1,000
10	14	1180	1001	91,14	88,97	100,00	1,000	1,000
11	20	850	714	88,12	85,21	100,00	1,000	1,000
12	28	600	505	84,17	80,30	100,00	1,000	1,000
13	35	425	357	79,01	73,88	100,00	0,999	0,998
14	48	300	252	72,30	65,54	99,96	0,989	0,982
15	65	212	178	63,57	54,80	99,45	0,953	0,928
16	100	150	126	53,11	42,39	96,96	0,882	0,818
17	150	106	89	42,39	30,62	90,53	0,786	0,669
18	200	75	63	33,17	21,60	80,49	0,684	0,513
19	270	53	45	25,98	15,48	68,93	0,595	0,375
20	400	38	19	20,67	11,54	57,99	0,449	0,149
Ore, ton/hr				950,7	763,9	186,8	Classifier Constants	
Water, m3/hr				709,6	238,6	470,9	a1	13,420
Slurry, ton/hr				1660,3	1002,5	657,7	a2	0,602
Slurry, m3/hr				1026,5	493,3	533,2	a3	98,953
Slurry Dens., ton/m3				1,617	2,033	1,234	a4	0,256
% Solids (by volume)				30,9	51,6	11,7	λ	1,048
% Solids (by weight)				57,3	76,2	28,4	Bpc	0,000



Moly-Cop Tools™, Version 2.0

Simulation N° 4

BALLSIM

Conventional Closed Circuit Grinding Simulator

Remarks : Cuiabá - Amostragem 4
 Simulação da Condição Otimizada do Moinho Industrial

BALL MILL PERFORMANCE

Eff. Diameter, ft	16,5	Mill Power, kW (Gross)	2016
Eff. Length, ft	25,0	Mill Power, kW (Net)	1864
Speed, % Critical	75,0	Throughput, ton/hr	950,7
App. Density, ton/m ³	5,48	% Solids (by weight)	77,9
Charge Level, %	16,2	Sp. Energy, kWh/ton	2,12
Balls Filling, %	16,2	Reduction Ratio	4,02
Lift Angle, (°)	30,9	Arbiter's Flow Number	1,03

Size Distributions

i	Mesh	Opening	Mid-Size	Mill	
				Feed	Discharge
1	1,05	25400	21997	100,00	100,00
2	0,742	19050	15554	100,00	100,00
3	0,525	12700	10984	99,84	99,95
4	0,371	9500	7978	98,32	99,64
5	3	6700	5641	94,39	98,96
6	4	4750	3989	89,93	98,07
7	6	3350	2812	85,74	96,91
8	8	2360	2003	82,32	95,44
9	10	1700	1416	79,34	93,64
10	14	1180	1001	75,93	91,14
11	20	850	714	72,35	88,12
12	28	600	505	68,15	84,17
13	35	425	357	62,67	79,01
14	48	300	252	55,77	72,30
15	65	212	178	46,85	63,57
16	100	150	126	36,61	53,11
17	150	106	89	26,93	42,39
18	200	75	63	19,46	33,17
19	270	53	45	14,26	25,98
20	400	38	19	10,78	20,67
D80, microns				1830	455

Selection Function Parameters						Breakage Function Parameters			
alpha01	alpha02	alpha11	alpha12	alpha2	Dcrit	Beta00	Beta01	Beta1	Beta2
0,00511	0,00000	0,740	1,000	2,50	7585	0,628	0,000	0,59	4,00