

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

Dissertação de Mestrado

“Determinação dos parâmetros de quebra do calcário calcítico usado na pelotização de minério de ferro”

Autor: Nemer Saib Neto  
Orientador: Prof. Roberto Galéry  
Fevereiro/2011

S132d

Saib Neto, Nemer.

Determinação dos parâmetros de quebra do calcário calcítico usado na pelotização de minério de ferro [manuscrito] / Nemer Saib Neto. - 2011. xii, 107 f., enc.: il.

Orientador: Roberto Galery.

Dissertação (mestrado) - Universidade Federal de Minas Gerais, Escola de Engenharia.

Anexos: f. 92-107.

Bibliografia: f. 86-91.

1. Engenharia de minas - Teses. 2. Tecnologia mineral - Teses. 3. Moagem (Beneficiamento de minério) - Teses. 4. Calcário - Teses. I. Galery, Roberto. II. Universidade Federal de Minas Gerais. Escola de Engenharia. III. Título.

CDU: 622(043)

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

Nemer Saib Neto

“DETERMINAÇÃO DOS PARÂMETROS DE QUEBRA DO CALCÁRIO CALCÍTI  
USADO NA PELOTIZAÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO”

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  
2011

À minha esposa, Juliana e  
meus pais Nemer e Denise.

## **AGRADECIMENTOS**

Agradeço à Deus por sua eterna presença na minha caminhada e pela força. Sempre venceremos com Ele!

À minha esposa Juliana Silveira Barbosa Saib pelo apoio incondicional, paciência e carinho nos momentos adversos.

Aos meus pais Nemer Saib Filho e Denise F. Marcelino Saib pelo exemplo de vida, pela confiança no meu trabalho e dedicação irrestrita.

Aos meus irmãos Juliano T. Saib Marcelino e Patrícia Marcelino Saib pelo incentivo e pelo grande aprendizado de vida compartilhado.

À Samarco Mineração S/A pela grande oportunidade de desenvolvimento profissional, em especial aos engenheiros Kléber Luiz de Mendonça Terra, D. Sc. Denilson Rodrigues de Araújo e M. Sc. Alexandre Portilho Matos.

Aos engenheiros D. Sc. Henrique Dias Gatti Turrer e D. Sc. Joaquim Donizetti Donda pelas ótimas contribuições técnicas e pelo companheirismo.

Aos engenheiros Gustavo Barros e Anderson Lúcio de Souza pela amizade e apoio.

Às equipes de produção, processo e do laboratório da Samarco Mineração S/A, pelo trabalho em conjunto: esta conquista é nossa!

Ao meu orientador D. Sc. Roberto Galéry pelos ensinamentos, paciência e amizade.

Ao professor Ph. D. Antônio Eduardo Clark Peres pelas intermediações, pelo cortês acolhimento e amizade.

Ao engenheiro Dirceu Valadares Nascimento pelo apoio e empenho na construção do trabalho.

À equipe do laboratório de tratamento de minérios da UFMG, pelo apoio no desenvolvimento da metodologia.

Muito obrigado!

## SUMÁRIO

<b>LISTA DE FIGURAS.....</b>	<b>VI</b>
<b>LISTA DE TABELAS.....</b>	<b>IX</b>
<b>LISTA DE SÍMBOLOS.....</b>	<b>X</b>
<b>RESUMO.....</b>	<b>XI</b>
<b>ABSTRACT.....</b>	<b>XII</b>
<b>1. INTRODUÇÃO.....</b>	<b>1</b>
<b>2. OBJETIVO.....</b>	<b>3</b>
<b>3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....</b>	<b>4</b>
3.1 ASPECTOS RELEVANTES DO PROCESSO DE COMINUIÇÃO.....	4
3.2 MECANISMOS DE FRATURA.....	6
3.3 TIPOS DE MOINHOS REVOLVENTES.....	8
3.3.1 <i>Processos de moagem</i> .....	9
3.3.2 <i>Corpos moedores</i> .....	10
3.3.3 <i>Tipos de revestimento</i> .....	12
3.4 PARÂMETROS DE OPERAÇÃO.....	17
3.4.1 <i>Carga de bolas</i> .....	17
3.4.2 <i>Velocidade crítica</i> .....	20
3.4.3 <i>Potência</i> .....	20
3.4.4 <i>Hold up</i> .....	21
3.4.5 <i>Tempo de residência</i> .....	22
3.5 MODELOS DE COMINUIÇÃO.....	22
3.5.1 <i>Balanços redundantes</i> .....	22
3.5.2 <i>Balanco de massas populacional</i> .....	23
3.5.3 <i>Função quebra</i> .....	23
3.5.4 <i>Função seleção</i> .....	26
3.5.5 <i>Modelo de Herbst e Fuerstenau</i> .....	30
3.5.6 <i>Modelo de Austin</i> .....	31
3.5.6.1 Método para determinação da função quebra.....	31
3.5.6.2 Função seleção de Austin.....	32
3.5.6.3 Modelo de balanço populacional de Austin.....	32
3.6 CLASSIFICAÇÃO A SECO.....	34
3.6.1 <i>Curva de Tromp</i> .....	38
3.6.2 <i>Modelagem da curva de Tromp</i> .....	40
<b>4. METODOLOGIA.....</b>	<b>43</b>
4.1 CIRCUITO DE MOAGEM A SECO DA SAMARCO MINERAÇÃO.....	43
4.1.1 <i>Parâmetros do moinho industrial</i> .....	44
4.2 AMOSTRAGEM DO CIRCUITO INDUSTRIAL.....	47
4.3 AMOSTRAGEM DA CARGA MOEDORA DO MOINHO INDUSTRIAL.....	49
4.4 AVALIAÇÃO DO SISTEMA DE DESCARGA DO MOINHO.....	50
4.5 DETERMINAÇÃO DAS FUNÇÕES QUEBRA E SELEÇÃO NO MOINHO DE BANCADA.....	53
4.6 DETERMINAÇÃO DA FUNÇÃO SELEÇÃO ESPECÍFICA.....	54

<b>5. RESULTADOS E DISCUSSÃO .....</b>	<b>58</b>
5.1 RESULTADOS DA AMOSTRAGEM DO CIRCUITO INDUSTRIAL .....	58
5.2 RESULTADOS DA CONSOLIDAÇÃO DO BALANÇO DE MASSAS .....	63
5.3 RESULTADOS DA ANÁLISE DA CARGA MOEDORA .....	65
5.4 RESULTADOS DA AVALIAÇÃO DO SISTEMA DE DESCARGA DOS MOINHOS .....	70
5.5 RESULTADOS DA AVALIAÇÃO DO SEPARADOR DE PARTÍCULAS .....	72
5.6 RESULTADOS DAS SIMULAÇÕES DO MOINHO DE BANCADA .....	74
5.7 RESULTADOS DAS SIMULAÇÕES DO MOINHO DE TORQUE .....	75
5.8 VALIDAÇÃO DO MODELO DE AUSTIN .....	80
<b>6. CONCLUSÕES.....</b>	<b>83</b>
<b>7. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS .....</b>	<b>85</b>
<b>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>86</b>
<b>ANEXOS .....</b>	<b>92</b>

## LISTA DE FIGURAS

FIGURA 3.1: MECANISMOS DE FRATURA – (A) COMPRESSÃO; (B) IMPACTO; (C) ATRITO (METSO MINERALS, 2002). .....	7
FIGURA 3.2: ESQUEMA DE INTERAÇÃO DOS MECANISMOS DE COMINUIÇÃO EM MOINHOS REVOLVENTES (BERALDO, 1987). .....	7
FIGURA 3.3: MECANISMOS DE COMINUIÇÃO NO INTERIOR DOS MOINHOS. (A) REGIME DE CASCATA; (B) REGIME DE CATARATA (BERALDO, 1987). .....	8
FIGURA 3.4: PRINCIPAIS TIPOS DE MOINHOS. (A) MOINHO DE BARRAS - DESCARGA POR <i>OVERFLOW</i> ; (B) MOINHO DE BARRAS - DESCARGA PERIFÉRICA DE TOPO; (C) MOINHO DE BARRAS - DESCARGA PERIFÉRICA CENTRAL; (D) MOINHO DE BOLAS - DESCARGA POR <i>OVERFLOW</i> ; (E) MOINHO DE BOLAS - DESCARGA POR DIAFRAGMA; (F) MOINHO SEMI-AUTÓGENO TIPO AMERICANO (METSO MINERALS, 2002). .....	9
FIGURA 3.5: CIRCUITOS FECHADOS DE COMINUIÇÃO DIRETO E INVERSO. ....	10
FIGURA 3.6: TIPOS DE REVESTIMENTO DE MOINHOS (AUSTIN ET AL, 1984). ....	13
FIGURA 3.7: REVESTIMENTOS TÍPICOS DOS MOINHOS – PERFIL DE APLICAÇÃO PARA MATERIAIS COM GRANULOMETRIA DE ALIMENTAÇÃO GROSSEIRA (TAGGART, 1927). .....	14
FIGURA 3.8: PERFIL DOS REVESTIMENTOS TÍPICOS DOS MOINHOS – GRANULOMETRIA DA ALIMENTAÇÃO FINA (TAGGART, 1927). .....	14
FIGURA 3.9: DISTRIBUIÇÃO DECRESCENTE DA CARGA MOEDORA NO INTERIOR DO MOINHO, PROMOVIDA PELO USO DOS REVESTIMENTOS CLASSIFICADORES (AUSTIN ET AL., 1984). .....	15
FIGURA 3.10: TIPO DE MONTAGEM DE REVESTIMENTO. (A) TIPO ONDA SIMPLES; (B) TIPO BARRA <i>WEDGE</i> (GALÉRY, 2002). .....	15
FIGURA 3.11: CAMADA PROTETORA DE CORPOS MOEDORES (ELLSWORTH, 2009). .....	16
FIGURA 3.12: AMOSTRA DO REVESTIMENTO MAGNÉTICO (ELLSWORTH, 2009). .....	16
FIGURA 3.13: VISÃO INTERNA DO MOINHO COM REVESTIMENTO MAGNÉTICO (ELLSWORTH, 2009). .....	16
FIGURA 3.14: CONFIGURAÇÃO DA CARGA VOLUMÉTRICA DO MOINHO EM FUNÇÃO DA POTÊNCIA (BERALDO, 1987). .....	17
FIGURA 3.15: VARIAÇÃO DA TAXA RELATIVA DE QUEBRA COM O PREENCHIMENTO DE PARTÍCULAS E BOLAS (AUSTIN ET AL., 1984). .....	18
FIGURA 3.16: COMPORTAMENTO DA POTÊNCIA DO MOINHO EM RELAÇÃO À VELOCIDADE DE ROTAÇÃO (BERALDO, 1987). .....	20
FIGURA 3.17: REPRESENTAÇÃO GRÁFICA DA FUNÇÃO QUEBRA EM RELAÇÃO AO TAMANHO DE PARTÍCULA (MAZZINGHY, 2009). .....	24
FIGURA 3.18: REPRESENTAÇÃO GRÁFICA DA FUNÇÃO QUEBRA PARA DIFERENTES NÍVEIS DE ENERGIA DE IMPACTO (DATTA E RAJAMANI, 2002). .....	25
FIGURA 3.19: FUNÇÃO QUEBRA DE DISTRIBUIÇÃO PARA CALCITA (TEKE ET AL., 2002). ....	25
FIGURA 3.20: FUNÇÃO SELEÇÃO DETERMINADA PARA DIFERENTES GRANULOMETRIAS DE ALIMENTAÇÃO (TAVARES E CARVALHO, 2009). .....	27
FIGURA 3.21: VELOCIDADE ESPECÍFICA DE QUEBRA EM FUNÇÃO DO TAMANHO DA PARTÍCULA (AUSTIN ET AL., 1984). .....	28
FIGURA 3.22: VARIAÇÃO DA FUNÇÃO SELEÇÃO EM RELAÇÃO AO TAMANHO DE PARTÍCULAS PARA DIFERENTES DIÂMETROS DE BOLAS (AUSTIN ET AL., 1984). .....	28



FIGURA 3.23: VARIAÇÃO DA FUNÇÃO SELEÇÃO EM RELAÇÃO AO TIPO DE MATERIAL E AO DIÂMETRO DE BOLAS (DENIZ, 2003).....	29
FIGURA 3.24: VARIAÇÃO DA EFICIÊNCIA ENERGÉTICA EM RELAÇÃO A FUNÇÃO SELEÇÃO ESPECÍFICA (TOUIL ET AL., 2008).....	29
FIGURA 3.25: (A) ESQUEMA DO CONJUNTO DE PALHETAS (ADAPTADO DE TAVARES ET AL., 2007); (B) ESQUEMA DO CLASSIFICADOR ESTÁTICO (DUHAMEL ET AL., 1996). ...	35
FIGURA 3.26: ESQUEMA DE FUNCIONAMENTO DO CLASSIFICADOR DE PRIMEIRA GERAÇÃO (DUHAMEL ET AL., 1996, TAVARES ET AL., 2007). ....	35
FIGURA 3.27: ESQUEMA DE FUNCIONAMENTO DO CLASSIFICADOR DE SEGUNDA GERAÇÃO (ADAPTADO DE DUHAMEL ET AL., 1996). ....	36
FIGURA 3.28: SEPARADOR DINÂMICO DE SEGUNDA GERAÇÃO.....	36
FIGURA 3.29: VARIAÇÕES DO CLASSIFICADOR DE TERCEIRA GERAÇÃO (DUHAMEL ET AL., 1996).....	37
FIGURA 3.30: SEPARADOR DINÂMICO DE TERCEIRA GERAÇÃO.....	37
FIGURA 3.31: CURVA DE PARTIÇÃO DE UM HIDROCICLONE – RAZÃO DE DISTRIBUIÇÃO DE TAMANHO DE $\sqrt{2}$ (AUSTIN ET AL., 1984).....	38
FIGURA 3.32: MEDIÇÕES DE SELETIVIDADE DA CLASSIFICAÇÃO: (A) VARIAÇÕES DA IMPERFEIÇÃO, COM $D_{50} = 75\mu\text{m}$ E $BY-PASS A = 0,3$ E (B) VARIAÇÕES DO $BY-PASS$ , COM $D_{50} = 75\mu\text{m}$ E S.I. (IMPERFEIÇÃO) = 0,5 (AUSTIN ET AL., 1984). ....	39
FIGURA 3.33: FLUXOS DE MASSA DO CLASSIFICADOR (AUSTIN ET AL., 1984).....	40
FIGURA 3.34: VARIÁVEIS DO CIRCUITO DE COMINUIÇÃO (AUSTIN ET AL., 1984).....	41
FIGURA 4.1: CIRCUITO DE MOAGEM A SECO DE CALCÁRIO – MOINHO DE BOLAS 2. ....	44
FIGURA 4.2: REVESTIMENTO AUTO-CLASSIFICADOR DA MAGOTTEAUX MONTADO NO MOINHO DE BOLAS DA SAMARCO PARA COMINUIÇÃO DE CALCÁRIO.....	45
FIGURA 4.3: MEDIDAS GEOMÉTRICAS DO REVESTIMENTO AUTO-CLASSIFICADOR DA MAGOTTEAUX. ....	45
FIGURA 4.4: DISPOSIÇÃO INTERNA DO REVESTIMENTO AUTO-CLASSIFICADOR. (A) MONTAGEM NO INÍCIO DA CÂMARA DE FRAGMENTAÇÃO; (B) PADRÃO DE MONTAGEM DO REVESTIMENTO AO LONGO DO MOINHO; (C) PERFIL DO CONJUNTO DE PEÇAS DO REVESTIMENTO. ....	46
FIGURA 4.5: CORPOS MOEDORES UTILIZADOS NA COMINUIÇÃO DO CALCÁRIO – TAMANHOS MÉDIOS DE 50, 40, 30 E 25MM.....	47
FIGURA 4.6: FLUXOGRAMA DO CIRCUITO DE AMOSTRAGEM – COLETA DE ALÍQUOTAS DOS FLUXOS PARA FORMAÇÃO DO COMPOSTO, A CADA 15 MINUTOS.....	48
FIGURA 4.7: AMOSTRAGEM DOS CORPOS MOEDORES POR QUADRANTE – AS REGIÕES DE COLETA FORAM REPRESENTADAS PELAS SETAS BRANCAS (INDICAÇÃO DAS CAVIDADES).....	49
FIGURA 4.8: AMOSTRAS DOS CORPOS MOEDORES SEPARADAS POR QUADRANTE – DIVISÃO DO 1º (Q1) AO 4º (Q4) QUADRANTE REPRESENTANDO AS ÁREAS DA ALIMENTAÇÃO À DESCARGA DO MOINHO. ....	50
FIGURA 4.9: DIAFRAGMA DA DESCARGA DO MOINHO ANTES DO REPOTENCIAMENTO. (A) REGIÃO PERIFÉRICA COM SUPERFÍCIE DE PASSAGEM; (B) REGIÃO CENTRAL VEDADA À VENTILAÇÃO.....	51
FIGURA 4.10: DIAFRAGMA DA DESCARGA DO MOINHO APÓS O REPOTENCIAMENTO. (A) REGIÃO PERIFÉRICA COM SUPERFÍCIE DE PASSAGEM AMPLIADA; (B) REGIÃO CENTRAL OTIMIZADA COM A SUBSTITUIÇÃO DA CHAPARIA POR PENEIRA.....	52

FIGURA 4.11: MOINHO DE BANCADA UTILIZADO PARA A DETERMINAÇÃO DA FUNÇÃO QUEBRA DO CALCÁRIO.....	54
FIGURA 4.12: MOINHO DE TORQUE UTILIZADO NOS ENSAIOS DE DETERMINAÇÃO DA FUNÇÃO SELEÇÃO ESPECÍFICA. ....	54
FIGURA 4.13: ALOCAÇÃO DA MASSA DE MINÉRIO E DA CARGA DE BOLAS NO MOINHO DE TORQUE PARA REALIZAÇÃO DOS TESTES CINÉTICOS ( $U = 0,8$ ). ....	56
FIGURA 4.14: DESCARREGAMENTO DO MOINHO APÓS A REALIZAÇÃO DE UM TESTE CINÉTICO. (A) MASSA DE MINÉRIO E CARGA DE BOLAS, PÓS-MOAGEM; (B) CARGA DE BOLAS, PÓS-SEPARAÇÃO; (C) MASSA DE MINÉRIO DISPONIBILIZADA PARA O QUARTEAMENTO.....	56
FIGURA 4.15: QUARTEAMENTO DA AMOSTRA. (A) QUARTEAMENTO PRIMÁRIO DA MASSA DE 15,2KG DE MINÉRIO; (B) HOMOGENEIZAÇÃO DA AMOSTRA; (C) QUARTEAMENTO FINAL; (D) ALÍQUOTA DISPONIBILIZADA PARA O PENEIRAMENTO. ....	57
FIGURA 5.1: DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DOS FLUXOS DO CIRCUITO DE MOAGEM. ....	59
FIGURA 5.2: CONSOLIDAÇÃO DO BALANÇO DE MASSAS DO CIRCUITO DE MOAGEM. ....	64
FIGURA 5.3: AJUSTE DAS DISTRIBUIÇÕES GRANULOMÉTRICAS – CALCULADA E EXPERIMENTAL. ....	64
FIGURA 5.4: <i>BOXPLOT</i> DAS MEDIDAS GRANULOMÉTRICAS MÁXIMAS E MÍNIMAS DOS CORPOS MOEDORES, POR QUADRANTE. ....	67
FIGURA 5.5: ANÁLISE DE VARIÂNCIA REALIZADA PARA A AVALIAÇÃO DA EFICIÊNCIA DE SEPARAÇÃO DOS REVESTIMENTOS AUTO-CLASSIFICADORES. (A) ANÁLISE ENTRE OS QUATRO QUADRANTES; (B) ANÁLISE DOS QUADRANTES CENTRAIS.....	68
FIGURA 5.6: COMPARATIVO DAS DISTRIBUIÇÕES DE CARGA MOEDORA NO INTERIOR DO MOINHO. ....	69
FIGURA 5.7: OBSTRUÇÃO DO DIAFRAGMA DE DESCARGA DO MOINHO, COM VEDAÇÃO INCISIVA DA REGIÃO PERIFÉRICA. ....	70
FIGURA 5.8: EFEITO DO PROCEDIMENTO DE LIMPEZA DO DIAFRAGMA DE DESCARGA DO MOINHO. ....	71
FIGURA 5.9: CURVA DE EFICIÊNCIA DO SEPARADOR DINÂMICO DE PARTÍCULAS.....	73
FIGURA 5.10: FUNÇÃO QUEBRA DO CALCÁRIO DETERMINADA NO MOINHO DE BANCADA.....	74
FIGURA 5.11: DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DOS ENSAIOS REALIZADOS NO MOINHO DE TORQUE. ....	76
FIGURA 5.12: FUNÇÃO SELEÇÃO DETERMINADA NO MOINHO DE TORQUE.....	77
FIGURA 5.13: FUNÇÃO SELEÇÃO ESPECÍFICA DETERMINADA NO MOINHO DE TORQUE. ....	77
FIGURA 5.14: FUNÇÃO SELEÇÃO ESCALONADA PARA O MOINHO INDUSTRIAL.....	79
FIGURA 5.15: COMPARATIVO DAS FUNÇÕES SELEÇÃO E FUNÇÃO SELEÇÃO ESPECÍFICA. ....	80
FIGURA 5.16: AJUSTE DO MODELO DE REATOR DE MISTURA PERFEITA PARA A COMINUIÇÃO DE CALCÁRIO EM MOINHO DE BOLAS. ....	81
FIGURA 5.17: VALIDAÇÃO DO MODELO DE SIMULAÇÃO DE AUSTIN ET AL. (1984) PARA A COMINUIÇÃO DE CALCÁRIO EM MOINHO DE BOLAS. ....	82

## LISTA DE TABELAS

TABELA 3.1: TIPOS DE MATERIAIS PARA REVESTIMENTO DE MOINHOS (BERALDO, 1987). ....	12
TABELA 4.1: DISTRIBUIÇÃO DA CARGA MOEDORA DO MOINHO DE BOLAS 2. ....	47
TABELA 4.2: DADOS UTILIZADOS NO CÁLCULO DA FUNÇÃO SELEÇÃO ESPECÍFICA. ....	55
TABELA 5.1 – DADOS DA DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DA ALIMENTAÇÃO NOVA. ....	58
TABELA 5.2A – DADOS DA DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DO RETORNO DE PRODUÇÃO... ..	59
TABELA 5.2B – DADOS DA DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DO RETORNO DE PRODUÇÃO AJUSTADOS. ....	60
TABELA 5.3 – DADOS DA DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DA ALIMENTAÇÃO NOVA, COM O RETORNO DE PRODUÇÃO. ....	61
TABELA 5.4 – DADOS DA DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DA DESCARGA DO MOINHO. ....	62
TABELA 5.5 – DADOS DA DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DO PRODUTO FINAL DO CIRCUITO DE MOAGEM. ....	63
TABELA 5.6 – MEDIDAS DESCRITIVAS DO DIÂMETRO DOS CORPOS MOEDORES EM MILÍMETROS. .....	65
TABELA 5.7 – TESTES DE HIPÓTESE DA VARIAÇÃO DAS DIMENSÕES DO CORPO MOEDOR. ....	66
TABELA 5.8 – PARÂMETROS DA FUNÇÃO QUEBRA DETERMINADOS EM MOINHO DE BANCADA. .....	74
TABELA 5.9 – PARÂMETROS DA FUNÇÃO SELEÇÃO DETERMINADOS EM MOINHO DE TORQUE. ....	75
TABELA 5.10 – DADOS UTILIZADOS NO ESCALONAMENTO DA FUNÇÃO SELEÇÃO. ....	77
TABELA 5.11 – PARÂMETROS DO MOINHO DE BOLAS – ESCALA INDUSTRIAL. ....	78
TABELA 5.12 – PARÂMETROS DO MOINHO DE BOLAS – ESCALA INDUSTRIAL. ....	78
TABELA 5.13 – DADOS DA FUNÇÃO SELEÇÃO DOS MOINHOS DE TORQUE E INDUSTRIAL. ....	79
TABELA 5.14 – TESTE DE HIPÓTESES REALIZADO PARA A VALIDAÇÃO QUANTITATIVA DO MODELO. ....	82

## LISTA DE SÍMBOLOS

$a, \alpha, \Lambda$	parâmetros da equação da função seleção;
$b_{ij}$	função de distribuição quebra;
$B_{ij}$	função quebra acumulada;
D	diâmetro interno do moinho;
$f_c$	volume fracionado de preenchimento ( <i>hold up</i> );
F	taxa de alimentação do moinho;
$j$	tamanho da fração cumulativa do material fraturado;
J	percentual de enchimento da carga;
L	comprimento interno do moinho;
$m_i$	massa de material da fração $i$ ;
$m_j$	massa de material da fração $j$ ;
$N_c$	velocidade crítica de operação;
$S_i$	função seleção;
$S_i^E$	função seleção específica;
U	relação de preenchimento partículas/carga de bolas;
$\rho_s$	peso específico dos sólidos;
$\gamma, \beta, \Phi$	parâmetros da equação da função quebra;
$x_i$	tamanho de partícula;
$w_I(t)$	massa cominuída após o intervalo de tempo t.

## RESUMO

O uso de modelos matemáticos para a previsão e simulação de desempenho dos processos industriais, de beneficiamento de minério, tem sido aplicado com relativo sucesso na atualidade. O desenvolvimento dessa metodologia apresenta resultados significativos, visto que os dados obtidos na operação industrial são correlacionados com os parâmetros de quebra determinados em moinho de laboratório.

A metodologia de escalonamento da função seleção foi aplicada para a determinação dos parâmetros de quebra do calcário calcítico, utilizado como insumo na fabricação de pelotas de minério de ferro, processado num circuito fechado de moagem à seco.

Uma análise de campo foi realizada para a avaliação dos principais parâmetros do processo de cominuição que, invariavelmente, influenciam a velocidade específica de quebra das partículas. Essa investigação, qualitativa e quantitativa, proporcionou a validação da eficácia das modificações realizadas no moinho após o repotenciamento.

Algumas oportunidades de melhoria foram identificadas para o gerenciamento da distribuição granulométrica dos corpos moedores no interior do moinho e para o controle de recebimento de insumos.

A determinação dos parâmetros de quebra do calcário calcítico proporcionou a criação de uma base de desenvolvimento do processo de cominuição à seco da Samarco Mineração S/A.

A análise final do modelo de escalonamento mostrou um ajuste satisfatório, validado quantitativamente por métodos estatísticos.

## **ABSTRACT**

Nowadays, the mathematical models application to the ore beneficiation process performance forecast and simulation has been successfully well-applied. This methodology development discloses relevant outcomes allowing for correlation of the industrial operation data and the breakage parameters determined in laboratory mills.

The selection function scale-up methodology was applied to determinate the breakage parameters of the limestone, used as an intake in the iron ore pellet production, processed in a closed dry-grinding circuit.

An industrial scale analysis was developed for the main grinding process parameters evaluation that consistently manipulates the particles specific breakage rate. This qualitatively and quantitatively research enabled the validation of the grinding mill revamp modification effectiveness.

A few improvement opportunities were identified for the grinding media size distribution management into the mill and for the intake receiving control.

The limestone breakage parameters determination allowed the construction of the Samarco's dry-grinding process development background.

The final analysis of the scale-up model shows a suitable adjustment, quantitatively checked by statistic methods.

## 1. INTRODUÇÃO

As matérias-primas disponíveis para o setor produtivo de aço possuem propriedades características que determinam a qualidade final do produto e os significativos ganhos de produtividade. Os fatores físicos, químicos, físico-químicos e metalúrgicos são os principais condicionantes do desempenho. A excelência destas propriedades pode ser encontrada em um dos produtos finais do beneficiamento do minério de ferro, chamado “pelota”.

A pelota é o resultado de um extenso trabalho de beneficiamento do minério de ferro. A sua formação é viabilizada pela adição de insumos no *pellet feed*, que é homogeneizado e aglomerado para a posterior queima no forno de endurecimento. Um dos principais insumos utilizados na formação da pelota é o calcário, que passa por um processo de beneficiamento de menor complexidade, comparando-o com o minério de ferro.

O beneficiamento do calcário para aplicação nos processos das usinas de pelotização passa pelas etapas de britagem, classificação e moagem. Na Samarco Mineração S/A o calcário é processado apenas na moagem, visto que este é adquirido na especificação granulométrica adequada para esta operação. O processo de cominuição é acompanhado da operação de classificação das partículas, onde a especificação física do calcário é obtida, podendo assim, posteriormente, ser aplicado no processo de pelotização.

Para aumentar o desempenho do processamento do calcário, a literatura apresenta um volume representativo de metodologias que viabilizam a interpretação dos fenômenos de fragmentação e a otimização do desempenho dos processos de cominuição (Bond, 1958; Reid, 1965; Herbst e Fuerstenau, 1973; Austin et al., 1981; Klimpel e Austin, 1984; King e Bourgeois, 1993; Verma e Rajamani, 1995; Das et al. 1995; Morrell e Man, 1997; Yildirim et al., 1999; Kolacz, 1999; Austin, 1999; Yekeler et al., 2001; Benzer et al., 2001a; Benzer et al., 2001b; Austin, 2002; Galéry, 2002; Teke et al., 2002; Datta e Rajamani, 2002; Silva, 2003; Tavares e King, 2004; Touil et al., 2006; Touil et al., 2008). Galéry (2002) revela que uma parte significativa é baseada em conceitos solidamente fundamentados nos princípios da física e da mecânica das rochas. Outra é embasada em proposições remotas, repletas de empirismo, que de certa forma apresentam um resultado aceitável.

Atualmente, o desenvolvimento de estudos e pesquisas focados na compreensão dos fenômenos e mecanismos associados ao processo de quebra das partículas minerais tem crescido consideravelmente. O acervo literário das últimas décadas apresenta o bom desempenho dos modelos matemáticos na função descritiva do comportamento de quebra (Herbst e Fuerstenau, 1973; Klimpel e Austin, 1984; Kelly e Spottiswood, 1990; King e Bourgeois, 1993; Morrell e Man, 1997; Yildirim et al., 1999; Benzer et al., 2001a; Benzer et al., 2001b; Austin, 2002; Galéry et al., 2002; Silva, 2003; Tavares e Carvalho, 2009). A teoria é baseada no balanço populacional que representa, explicitamente, por equações descritivas, os principais subprocessos de cominuição. Entre eles destacam-se: a quebra de partículas, a distribuição por tamanhos apresentada pelos novos fragmentos, o transporte e a classificação do material fragmentado (Galéry, 2002).

A aplicação do balanço populacional na fragmentação tem proporcionado um ganho significativo na área industrial viabilizando o dimensionamento, a simulação e a otimização dos diferentes circuitos de cominuição, além de promover um gerenciamento apropriado das variáveis operacionais (Galéry, 2002).

O método de escalonamento de Austin (Austin et al., 1984) é um dos mais conceituados entre as técnicas de simulação. Embasado pelo trabalho de Reid (1965), Herbst e Fuerstenau (1973) e Austin et al. (1984) desenvolveram técnicas de modelagem e simulação que viabilizaram a comparação do desempenho de diferentes sistemas de cominuição, baseado nos experimentos realizados em escala piloto e industrial.

As instalações de cominuição de calcário na Samarco passaram por um repotenciamento, no período de outubro de 2007 a maio de 2008, e apresentam um cenário interessante para a realização de uma verificação da eficácia das modificações e para o desenvolvimento de melhorias focadas no processo, baseado nos trabalhos de Herbst e Fuerstenau (1973) e Austin et al.(1984).



## **2. OBJETIVO**

Este trabalho tem como objetivo a aplicação da metodologia de escalonamento de Austin, associada a uma análise estatística e qualitativa das principais modificações realizadas no moinho de bolas, como ferramenta de identificação de melhoria de processos, referentes ao sistema de cominuição de calcário da Samarco Mineração S/A.

Uma das vertentes de melhoria se concentra na adequação do gerenciamento das variáveis de processo. A outra enfatiza o aumento do desempenho da carga moedora dos moinhos de bolas.

O escopo será abordado considerando os seguintes tópicos:

1. Determinar a função quebra do calcário calcítico utilizado como insumo na produção de pelotas de minério de ferro;
2. Validar o modelo de escalonamento da função seleção específica proposto por Austin, para o processo de cominuição à seco do calcário utilizado como insumo nas operações de pelletização da Samarco Mineração S/A;
3. Verificar a eficiência das modificações promovidas no revestimento e no diafragma da descarga do moinho.

### **3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA**

#### **3.1 Aspectos relevantes do processo de cominuição**

O ponto de partida dos estudos sobre o processo de cominuição foi marcado pela necessidade de redução dos custos relacionados ao consumo de energia. Esta análise foi preponderantemente influenciada pelos fatores econômicos, visto que a etapa de cominuição contribui significativamente para o aumento dos custos de tratamento dos minérios, determinado fundamentalmente pelo consumo de energia (Lynch, 1977).

A cominuição pode ser interpretada como um processo de fragmentação de uma estrutura sólida quando submetida a forças mecânicas. Para alcançar esse resultado, a aplicação de energia é fundamental para vencer as forças das ligações interatômicas que mantêm as partículas integralmente unidas. A energia mecânica é aplicada nas partículas através dos circuitos de moagem, provocando a deformação das partículas. As deformações provocam a geração de tensões internas que são, conseqüentemente, as causas motrizes de fragmentação dos corpos (Neubert apud Wellenkamp, 1999).

O processo de cominuição pode ser analisado por três princípios básicos que ponderam os dados resultantes do processo de fragmentação. A base teórica para a fundamentação destes conceitos é uma abordagem específica das leis de cominuição (Galéry et al., 2005).

O primeiro princípio retrata que a redução de tamanho demanda um fornecimento de energia e que toda partícula possui um “estado energético” antes e após a fragmentação. O segundo princípio determina que o trabalho útil requerido na fragmentação é proporcional ao comprimento da trinca gerada, ou seja, está diretamente relacionado ao comprimento da nova superfície formada pelo trabalho de fragmentação. O terceiro princípio estabelece que existe uma relação direta entre as fragilidades estruturais pré-existentes no minério e o trabalho de fragmentação (Bond, 1952).

Rittinger (apud Lynch 1977) foi o pioneiro na postulação das leis de cominuição, sendo responsável pela criação da primeira lei que, intrinsecamente, possui informações que remetem ao segundo princípio da cominuição. A primeira lei foi definida como: “O trabalho necessário para realizar a fragmentação é proporcional à superfície nova nela gerada”.

O trabalho de Rittinger (apud Lynch 1977) foi enriquecido com a contribuição de Kick (1885) que estabeleceu a segunda lei de cominuição: “O trabalho necessário para produzir mudanças análogas na configuração de corpos geometricamente semelhantes e do mesmo estado tecnológico é proporcional ao volume ou peso dos corpos”.

Posteriormente, Blanc (apud Pereira 2004) desenvolveu um estudo sobre as postulações de Rittinger e Kick, onde a ausência de sobreposição dos conceitos estabelecidos por ambos foi reportada. Entretanto, a evidência fundamental retratada para as interações entre as leis foi a aplicabilidade dos postulados em diferentes faixas granulométricas. O trabalho definiu

a aplicação do postulado de Kick para a faixa granulométrica grosseira e a de Rittinger para a mais fina (Galéry et al., 2005).

Bond (1952) foi responsável pela formulação da terceira lei de cominuição e se tornou referência nos trabalhos de desenvolvimento de processos.

A terceira lei de cominuição foi postulada com referência substancial às outras duas: “O trabalho despendido por unidade de volume ou de peso é inversamente proporcional à raiz quadrada do tamanho” (Galéry et al., 2005).

A partir destes trabalhos, novos estudos foram elaborados com o objetivo de garantir um bom gerenciamento das variáveis do processo de cominuição.

Hukki (1961) evidenciou a significância do escalonamento do trabalho de cominuição, revelando que as diferentes leis são indispensáveis para a interpretação das variações do escalonamento da energia de fragmentação de materiais de tamanhos variados.

Reid (1965) apresentou um modelo do balanço populacional (MBP) que possui ampla aplicação nos processos de simulação, otimização e dimensionamento de circuitos industriais de cominuição.

Herbst e Fuerstenau (1973), através da simulação matemática, apresentaram o comportamento da função quebra e da função seleção para uma moagem a seco utilizando as informações de energia específica.

Kelly e Spottiswood (1990) descreveram a função quebra amplamente empregada no método de balanço populacional de análise de redução de tamanho.

King e Bourgeois (1993) propuseram um novo modelo conceitual que integrava, com excelência, os conceitos da função seleção e da função quebra, base do modelo de balanço populacional para a fragmentação – MBP.

Donda (2003) desenvolveu um novo método para prever o consumo específico de energia na (re)moagem de concentrados de minério de ferro em moinho de bolas, baseado na aplicação da equação adaptada de Rowland.

Alves et al.(2004) mostraram que a utilização dos modelos matemáticos na simulação de processos de cominuição apresenta um resultado satisfatório para a caracterização, avaliação e otimização de plantas industriais.

Galéry et al.(2005) relataram que, depois de Bond, os simuladores baseados no modelo de balanço populacional – MBP – têm se mostrado como uma das metodologias mais utilizadas na otimização dos processos de fragmentação.

### 3.2 Mecanismos de fratura

Os mecanismos de fratura podem ser agrupados em três segmentos distintos (Beraldo, 1987):

- Quebra por compressão;
- Quebra por impacto;
- Quebra por atrito (cisalhamento).

A quebra por compressão ocorre com a aplicação de forças externas no corpo à ser fraturado, atuando como agente gerador de trincas. A pressão recebida pelo corpo tende a uma distribuição interna de energia no arranjo cristalino que promove o surgimento de trincas. A geração das trincas é fruto da tentativa do corpo de dissipar o esforço recebido.

Segundo Beraldo (1987), a compressão ocorre quando “a força é aplicada de forma lenta e permite que, com o aparecimento da fratura, o esforço seja aliviado. Assim a força é pouco superior à resistência da partícula”. Esse mecanismo de fratura é geralmente promovido em britadores de mandíbula, giratórios e cônicos. Em moinhos revolventes a fratura está associada às partículas comprimidas entre o leito de corpos moedores e/ou às partículas de maior granulometria.

A fratura por impacto foi definida pelo choque promovido pela rápida aplicação de força com intensidade significativamente superior à resistência da partícula (Beraldo, 1987). Este mecanismo de cominuição ocorre na zona de queda de bolas, no interior dos moinhos revolventes, e gera uma distribuição granulométrica mais fina do material cominuído (Pereira, 2004).

A fragmentação por atrito ocorre através do cisalhamento entre partículas ou blocos e o leito de corpos moedores.

Beraldo (1987) definiu a quebra por atrito como a concentração pontual de esforços que promove a geração de trincas. A propagação destas trincas gera uma distribuição granulométrica de partículas finas paralelas às progêntas, com uma diferença expressiva de tamanho. A diferença existe por efeito de baixa propagação da trinca, que por sua vez não recebe energia suficiente para fraturar toda a partícula e conseqüentemente gerar partículas de tamanhos mais homogêneos. Este processo apresenta um elevado consumo de energia.

A Figura 3.1 apresenta os mecanismos de fratura ilustrados por operações manuais de cominuição conforme o manual da Metso Minerals (2002).

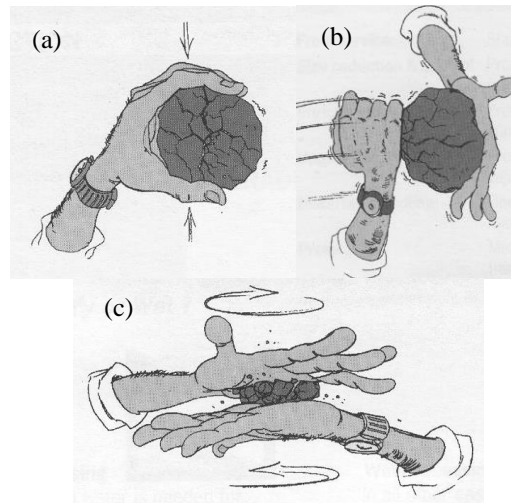


Figura 3.1: Mecanismos de fratura – (a) compressão; (b) impacto; (c) atrito (Metso Minerals, 2002).

Os três mecanismos de quebra podem ocorrer simultaneamente no interior dos moinhos revolventes. O ajuste dos parâmetros operacionais do moinho determina qual o mecanismo de fratura predominante. A configuração destes afeta diretamente a granulometria resultante do processo de cominuição nos moinhos.

Beraldo (1987) estratificou as zonas de fragmentação em moinhos revolventes e esquematizou a tônica dos mecanismos de quebra no interior dos mesmos. A Figura 3.2 mostra a delimitação das zonas de cominuição propostas.

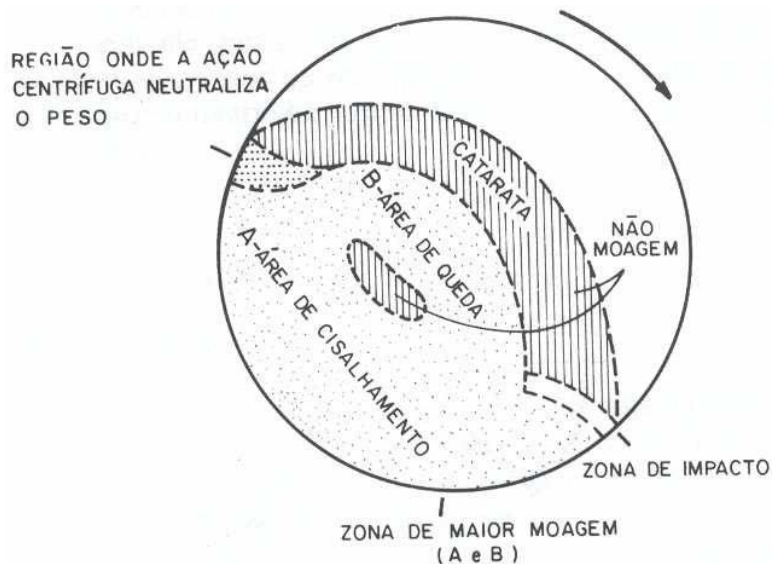


Figura 3.2: Esquema de interação dos mecanismos de cominuição em moinhos revolventes (Beraldo, 1987).

A zona “A” representa os mecanismos de fratura, predominantemente, por atrito e compressão. O atrito é promovido pelo movimento dos corpos moedores e a compressão pelo peso do leito de bolas.

Na zona “B”, a rolagem dos corpos moedores associada à queda dos mesmos gera um intenso processo de fragmentação por choque e compressão.

A zona “morta” caracterizada na Figura 3.2 pela área de “não moagem” representa a região ausente de cominuição.

A região retratada pela zona de catarata remete ao regime de operação do moinho. O incremento acentuado da velocidade de rotação provoca a alteração do mecanismo denominado “cascata”, presente nas zonas A e B, para o movimento de “catarata” (movimento predominante nos moinhos industriais), onde surgem duas novas zonas de fragmentação.

Nas zonas referentes ao mecanismo de catarata, os corpos moedores presentes na zona B são projetados, caindo na região denominada zona de impacto, onde a fragmentação dominante está ligada ao processo de impacto.

A Figura 3.3 retrata os regimes de cominuição no interior dos moinhos revolventes apresentados por Beraldo (1987).

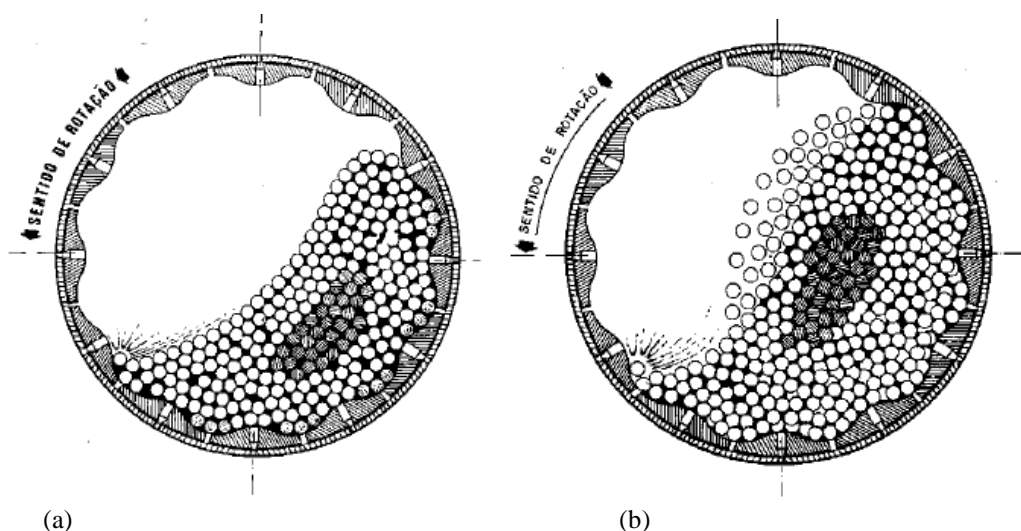


Figura 3.3: Mecanismos de cominuição no interior dos moinhos. (a) Regime de cascata; (b) Regime de catarata (Beraldo, 1987).

### 3.3 Tipos de moinhos revolventes

Os moinhos revolventes tubulares são definidos como cilindros rotativos que promovem a cominuição de partículas através da ação dinâmica dos corpos moedores (Silva, 2003).

Os principais tipos de moinhos revolventes podem ser agrupados como (Pereira, 2004):

- Moinhos de barras;
- Moinhos de bolas;
- Moinhos de *cylpebs*;
- Moinhos de seixos;
- Moinhos autógenos e semi-autógenos.

A aplicação de cada tipo de moinho, nos processos de cominuição, está vinculada ao tipo de material a ser fragmentado e à especificação final do produto aspirada. Outros fatores relevantes na escolha do equipamento referem-se ao custo operacional e ao capital total de investimento. A interação destes fatores converge para o desígnio do circuito de cominuição e seus respectivos equipamentos.

Na Figura 3.4, os tipos de moinhos foram agrupados e classificados com relação ao método de descarga.

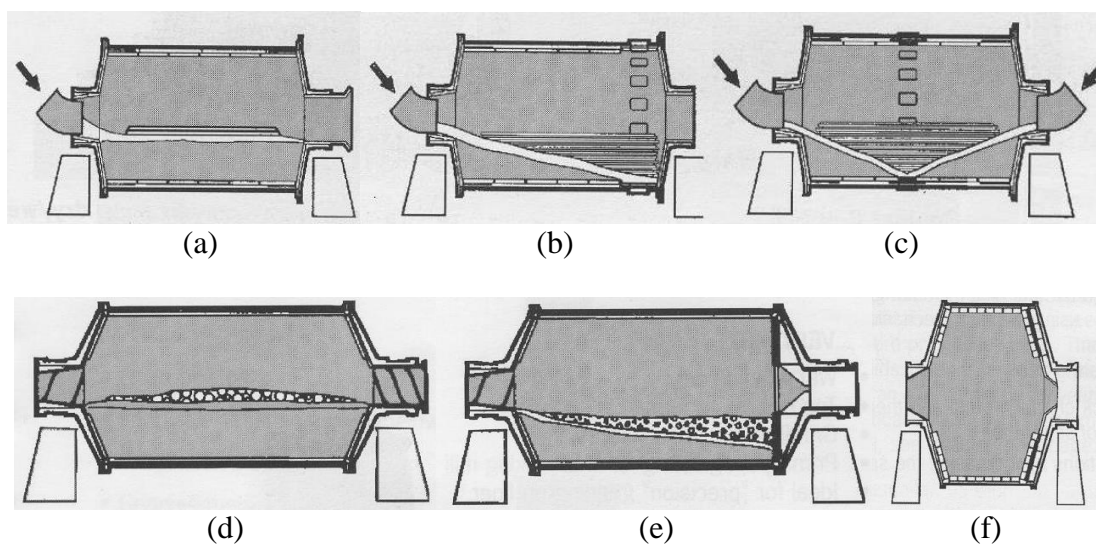


Figura 3.4: Principais tipos de moinhos. (a) moinho de barras - descarga por *overflow*; (b) moinho de barras - descarga periférica de topo; (c) moinho de barras - descarga periférica central; (d) moinho de bolas - descarga por *overflow*; (e) moinho de bolas - descarga por diafragma; (f) moinho semi-autógeno tipo americano (Metso Minerals, 2002).

### 3.3.1 Processos de moagem

Os processos de moagem podem ser desenvolvidos em dois ambientes distintos, que se denominam: “via úmida” e “via seca”. No primeiro, o material é processado com água a fim de se formar uma polpa. A inserção da água viabiliza a continuidade do tratamento do minério nas etapas posteriores. Geralmente, o processo de moagem “via úmida” trabalha com os objetivos de fragmentação e liberação de minérios em conjunto. Na moagem “via seca”, o minério passa pelo processo de fragmentação, sem a adição de água, ou seja, a liberação mineral não é condicionante para o processo.

O processamento dos minérios pode ocorrer tanto em circuito aberto quanto fechado. No circuito aberto o material é alimentado no moinho e não retorna após a saída. Diferentemente, em circuito fechado o produto da moagem é conduzido a um equipamento de classificação e o material grosseiro (*undersize*) retorna para ser processado novamente. Neste processo, uma partícula pode repetir o circuito de moagem e classificação até atingir a granulometria aspirada (Mazginghy, 2009).

O circuito fechado pode ser classificado em dois grupos. A Figura 3.5 ilustra os circuitos fechados de cominuição, do tipo direto e inverso:

- Direto: a alimentação nova do moinho é realizada junto com o *underflow* do classificador;
- Inverso: a alimentação nova é recebida no classificador, cujo *underflow* alimenta o moinho.

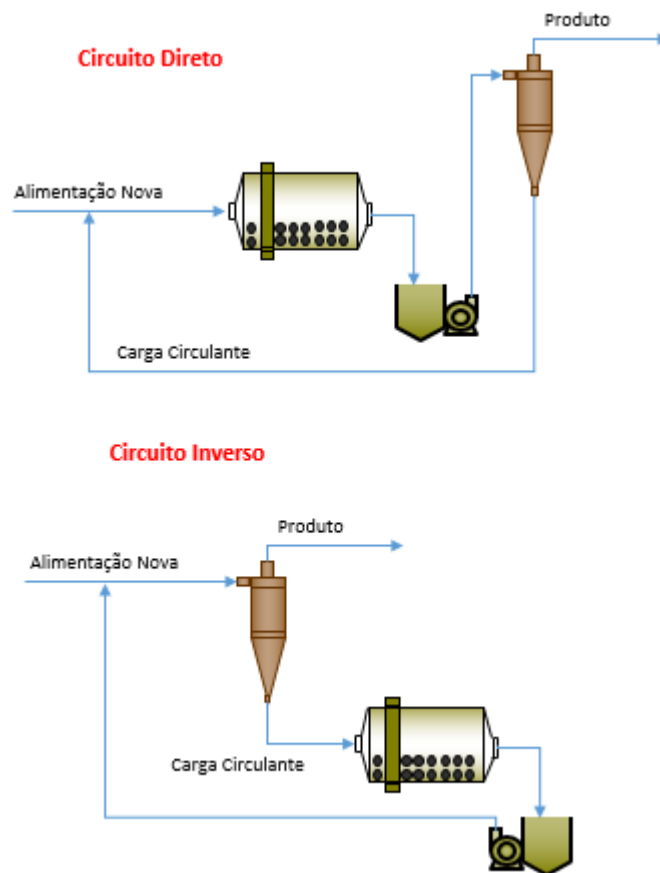


Figura 3.5: Circuitos fechados de cominuição direto e inverso.

### 3.3.2 Corpos moedores

A carga dos moinhos revolventes pode ser composta de barras, bolas, *cylpebs* (do inglês *Cylindrical Pebbles*, ou seja, seixos cilíndricos) ou fragmentos de rochas (Taggart,



1927; Beraldo, 1987; Silva, 2003; Cassola et al., 2004; Chaves e Peres, 2006; Valadão e Araújo, 2007).

Os corpos moedores são elementos responsáveis pela produção do trabalho útil no interior dos moinhos. A intensidade deste trabalho depende intrinsecamente da forma dos corpos moedores, do seu tamanho em relação ao material em processamento, da sua carga (enchimento) e do material que os compõem (composição química e tratamento térmico) (Taggart, 1927; Kruger, 2004).

A escolha da forma dos corpos moedores está intimamente associada ao seu desempenho no processo de cominuição e à redução dos custos de operação. O volume de preenchimento intersticial da carga moedora é fortemente influenciado por este parâmetro que, conseqüentemente, determina o peso total da carga do moinho (corpos moedores + minério). Comparativamente, as barras preenchem um percentual de volume superior às bolas que, a uma determinada profundidade do leito, gera uma pressão mais elevada (Taggart, 1927).

Taggart (1927) revela que as barras apresentam um melhor desempenho de cominuição em relação às bolas, considerando a faixa de alimentação de 12,7 à 25,4mm (0,5 à 1in), desde que a especificação final do produto não ultrapasse o tamanho médio de 1,4mm (as barras não são indicadas para a geração de partículas mais finas).

Para as faixas mais grosseiras o comportamento de cominuição das bolas é mais adequado, principalmente por viabilizar a quebra por impacto, promovido pelo efeito catarata da carga moedora, que no caso das barras deve ser evitado para mitigar o atravessamento da carga no interior do moinho (Taggart, 1927; Beraldo, 1987; Valadão e Araújo, 2007).

Os diâmetros dos corpos moedores podem variar entre 25 e 150 mm. As faixas maiores são empregadas em moagem grosseira, em moinhos de grandes dimensões, as quais podem variar entre 75 e 150mm. Na moagem mais fina, o diâmetro utilizado foi estimado no intervalo de 25 à 75mm (Taggart, 1927; Beraldo, 1987; Galéry, 2002; Chaves e Peres, 2006).

Diversos autores afirmam que o melhor desempenho de cominuição ocorre quando o conjunto de bolas atinge uma condição de equilíbrio, também conhecida como carga sazoadada. Normalmente, para inserir esta característica escalonada de tamanho dos corpos moedores, a carga inicial de bolas, nos moinhos, é composta por faixas distintas de diâmetro, com o intuito de aproximar à condição ideal de fragmentação obtida após a estabilização do processo de cominuição (Taggart, 1927; Bond, 1958; Bond, 1961a; Austin, et al. 1976; Austin, et al. 1984; Beraldo, 1987; Galéry, 2002; Chaves e Peres, 2006).

O sazoadamento da carga é conseqüência do desgaste natural dos corpos moedores. Esse comportamento foi avaliado por diversos autores com objetivo de determinar os principais processos de desgaste dos corpos moedores. Basicamente, os parâmetros que exercem maior influência no processo de desgaste estão relacionados às propriedades físicas, químicas e metalúrgicas do corpo moedor, ao tipo de material à ser cominuído, ao tipo de

moagem (via úmido/seco), à presença de reagentes químicos, ao diâmetro do moinho, à velocidade de operação (% da velocidade crítica), ao tipo de descarga, à taxa de alimentação, à densidade da polpa, ao tipo de revestimento do moinho, à forma e ao diâmetro dos corpos moedores. O desgaste pode ocorrer espontaneamente por quebra, abrasão e corrosão dos corpos moedores (Taggart, 1927; Bond, 1958; Bond, 1961b; Austin et al. 1984; Austin e Klimpel, 1985; Moore et al., 1988; Albertin, 1993; Dong e Moys, 2001; Cassola et al., 2004).

### 3.3.3 Tipos de revestimento

Os tipos de revestimento podem ser classificados de acordo com a sua forma e com o seu método de montagem (Galéry, 2002). A utilização de revestimentos está ligada à proteção da carcaça contra o desgaste, à redução do deslize da carga moedora sobre a parede do moinho, à classificação interna da carga moedora e à distribuição de energia para a carga do moinho (Taggart, 1927; Austin et al., 1984, Beraldo, 1987).

Os materiais mais utilizados na constituição dos revestimentos são os metálicos e de borracha. A escolha do tipo de material está associada aos seguintes fatores (Beraldo, 1987):

- Tipo de moinho (de bolas ou de barras, por exemplo);
- Tamanho do moinho;
- Velocidade do moinho;
- Tipo de descarga;
- Material a processar – minério;
- Dureza do minério;
- Granulometria da alimentação;
- Granulometria do produto;
- Diâmetro dos corpos moedores;
- Operação a úmido ou a seco;
- Densidade dos corpos moedores;
- Presença de pedaços de corpos moedores;
- Prática de recarga dos corpos moedores.

A Tabela 3.1 apresenta os materiais com grande aplicação no revestimento de moinhos revolventes (Beraldo, 1987).

Tabela 3.1: Tipos de materiais para revestimento de moinhos (Beraldo, 1987).

<b>Material</b>	<b>Dureza BHN</b>	<b>Desgaste relativo</b>
Ferro fundido Cr-Mo	600 - 740	100 - 105
Ferro fundido alto cromo	550 - 650	110 - 115
Ni-Hard	520 - 650	120 - 130
Aço martensítico Cr-Mo, de carbono médio	450 - 555	135 - 145
Aço austenítico ao Mn 6-Mo 1	190 - 230	150 - 175
Aço perlítico Cr-Mo, de alto carbono	250 - 420	155 - 200
Aço austenítico ao Mn 12 ( <i>Hadfield</i> )	180 - 220	200 - 300

Os revestimentos podem ser do tipo placas lisas, que promovem um maior deslizamento da carga (destinada à moagem fina de rochas friáveis), ou corrugadas que permite o levantamento da carga, gerando uma moagem mais energética (Taggart, 1927).

A Figura 3.6 mostra algumas configurações típicas dos revestimentos dos moinhos. Os modelos Barra Wedge, Lorain e Tipo Bloco são comumente utilizados na moagem de materiais com a granulometria mais grosseira, por viabilizar um alçamento expressivo da carga de bolas (efeito “catarata”). Já os modelos Onda Simples, Onda Dupla, Corrugado e Shiplap são aplicados nas atividades de cominuição de partículas mais finas (Austin et al., 1984).

A distinção da aplicação dos revestimentos pode ser visualizada nas Figuras 3.7 e 3.8, as quais representam respectivamente os modelos destinados à cominuição de partículas grosseiras e finas.

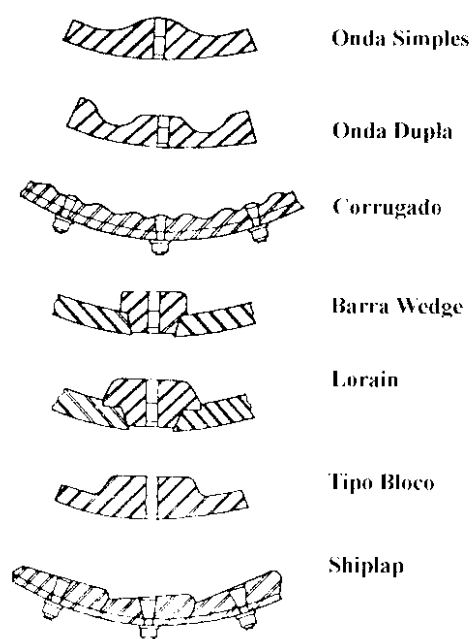


Figura 3.6: Tipos de revestimento de moinhos (Austin et al, 1984).

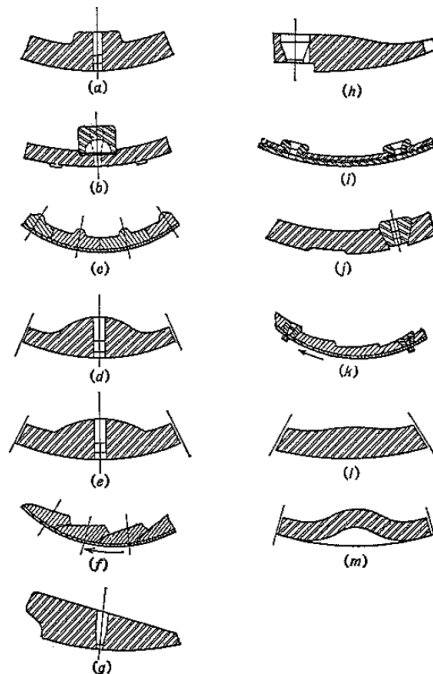


Figura 3.7: Revestimentos típicos dos moinhos – perfil de aplicação para materiais com granulometria de alimentação grosseira (Taggart, 1927).

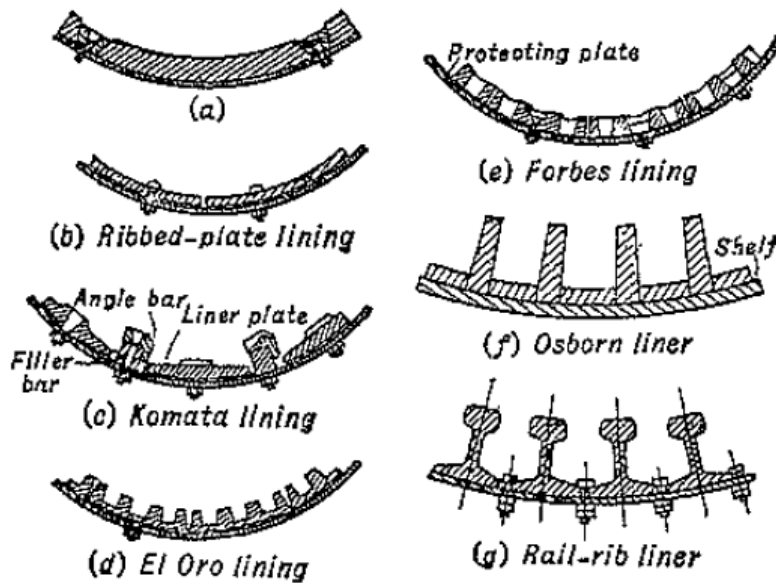


Figura 3.8: Perfil dos revestimentos típicos dos moinhos – granulometria da alimentação fina (Taggart, 1927).

Além das variações de aplicação dos revestimentos referentes à granulometria da alimentação existe uma alternativa específica relacionada à classificação da carga moedora, que promove o aumento direto da eficiência de moagem à seco. Estes revestimentos promovem a distribuição da carga moedora ao longo da câmara de fragmentação, mantendo os corpos maiores na região de alimentação e os menores próximos à descarga. A Figura

3.9 apresenta o desenho esquemático da aplicação destes revestimentos em moinhos tubulares da indústria de cimento (Austin et al., 1984).

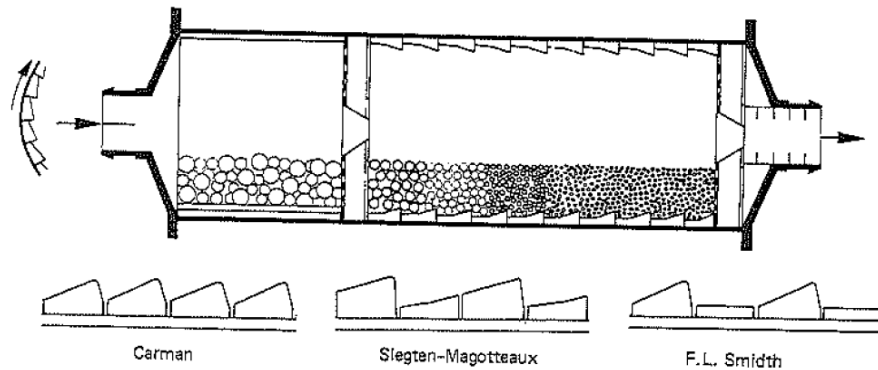


Figura 3.9: Distribuição decrescente da carga moedora no interior do moinho, promovida pelo uso dos revestimentos classificadores (Austin et al., 1984).

A Figura 3.10 apresenta os tipos de montagem dos revestimentos de onda simples. Estes, normalmente, são parafusados à carcaça do moinho e usualmente na montagem adiciona-se uma cola a base de epóxi para melhorar a adesão e promover a vedação entre as peças do revestimento (Galéry, 2002).

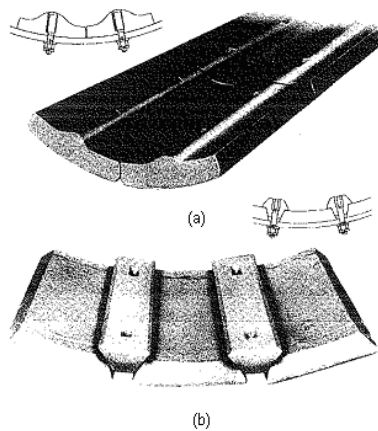


Figura 3.10: Tipo de montagem de revestimento. (a) tipo onda simples; (b) tipo barra *wedge* (Galéry, 2002).

Algumas melhorias relacionadas aos revestimentos, associadas à montagem e à resistência ao desgaste na operação, foram desenvolvidas nos últimos anos. Os estudos foram conduzidos, inicialmente, na China avaliando a capacidade de inserção de material magnético nos revestimentos de aço inoxidável (Norrgran, 2009).

A montagem do revestimento, no interior do moinho, é realizada através da atração das forças magnéticas, isentando a necessidade de colas e parafusos. A partir da montagem, uma camada protetora de corpos moedores é formada, pelo mesmo princípio de atração magnética, na superfície interna dos revestimentos. À medida que esta camada se torna

mais espessa, maior a proteção obtida para o revestimento. Esta inovação permite a aplicação de revestimentos com espessuras reduzidas, que proporcionam um aumento do volume útil do moinho. Esse aumento, por sua vez, gera uma capacidade produtiva de cominuição elevada, garantida pelo aumento da carga moedora e sustentada pela maior vida útil do revestimento (Norrgran, 2009).

A camada protetora de corpos moedores, o perfil do revestimento e a sua montagem finalizada podem ser visualizados nas Figuras 3.11 – 3.13 (Ellsworth et al., 2009).



Figura 3.11: Camada protetora de corpos moedores (Ellsworth et al., 2009).



Figura 3.12: Amostra do revestimento magnético (Ellsworth et al., 2009).



Figura 3.13: Visão interna do moinho com revestimento magnético (Ellsworth et al., 2009).

Norrgran (2009) resume os ganhos associados a esta nova tecnologia em: maior vida útil e peso reduzido do revestimento, baixo nível de ruído na operação de moagem, montagem facilitada e alta produtividade.

### 3.4 Parâmetros de operação

#### 3.4.1 Carga de bolas

O volume da carga do moinho é determinado pela fração ou porcentagem do seu volume preenchido pelos corpos moedores, incluindo os espaços vazios presentes. A equação 3.1 representa o cálculo do volume da carga do moinho (Beraldo, 1987).

$$V = 113 - 126.Hc/Dm \quad (\text{Equação 3.1})$$

Onde:

$V$  – volume da carga em fração;

$Hc$  – distância do topo do moinho ao topo da carga em repouso, em m;

$Dm$  – diâmetro do moinho, em m.

A Figura 3.14 apresenta o comparativo entre a potência do moinho em função da carga de bolas. A área retratada pelo “limite de operação prática” representa a faixa normal de operação. Os moinhos de diafragma apresentam carga de bolas de até 50% de enchimento, enquanto os do tipo *overflow* não ultrapassam 45% e os de barras são limitados a 40%. Na moagem a seco o padrão está na faixa entre 35 e 40%, no caso de moinho com diafragma. Para os tipos *air-swept* (descarga por arraste de partículas via exaustão) usa-se uma carga abaixo de 30% do volume (Beraldo, 1987).

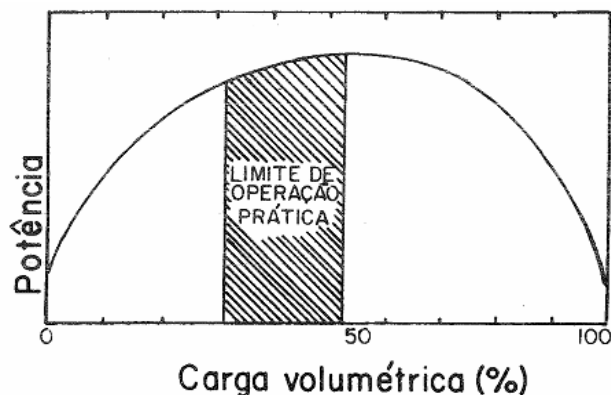


Figura 3.14: Configuração da carga volumétrica do moinho em função da potência (Beraldo, 1987).

Conforme a Figura 3.14, o aumento do percentual de enchimento da carga de bolas proporciona o incremento do consumo energético da moagem, porém não proporcional à carga. O incremento atinge um valor máximo e posteriormente decresce gradativamente chegando a um valor próximo de zero. Este comportamento está associado ao deslocamento

do centro de gravidade do moinho, que diminui o efeito alavanca necessário para a sua movimentação. Desta forma, a velocidade crítica de operação do moinho deve ser a maior possível, sem que ocorra a centrifugação da carga de bolas (Galéry, 2002).

A carga de bolas possui outro aspecto relevante relacionado à interação com as partículas finas no interior do moinho. O preenchimento intersticial equilibrado viabiliza a cominuição, além de reduzir significativamente o desgaste dos corpos moedores. Entretanto, existe um ajuste ótimo para ambos os parâmetros que determina a elevação da taxa de quebra, conforme a Figura 3.15, ou a redução por saturação do preenchimento intersticial. A relação de preenchimento partículas/carga de bolas é definida pela equação 3.2, onde  $J$  refere-se ao percentual de enchimento da carga e  $f_c$  ao volume fracionado de preenchimento (também conhecido como *hold-up* –  $W$ ) (Austin et al., 1984).

$$U = f_c / 0,4.J \quad (\text{Equação 3.2})$$

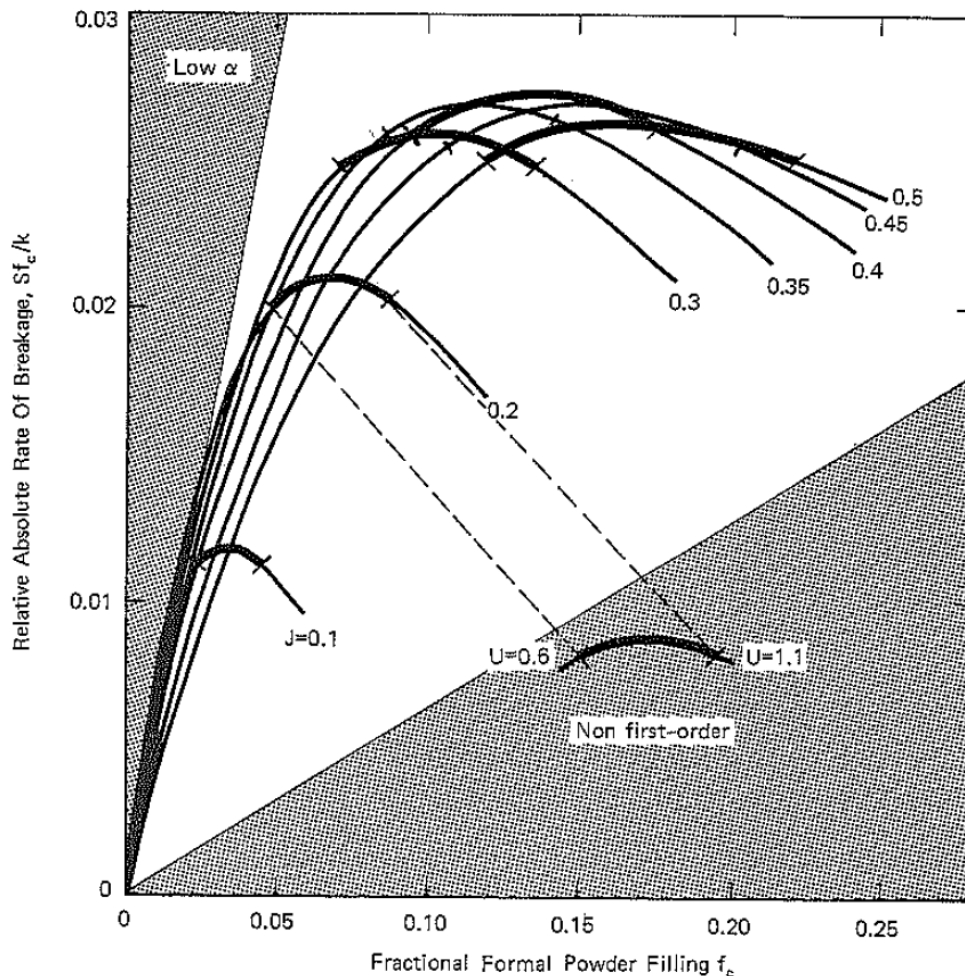


Figura 3.15: Variação da taxa relativa de quebra com o preenchimento de partículas e bolas (Austin et al., 1984).

A adição de uma carga nova e/ou reposição de corpos moedores, ao longo do processo operacional da moagem, é uma atividade de extrema importância. Existem peculiaridades



associadas aos processos de cominuição em via úmida e seca, e às propriedades físicas do minério, que direcionam a aplicação dos métodos mais adequados de composição e reposição da carga moedora (Bond, 1958).

A equação 3.3 representa o cálculo de identificação do diâmetro do corpo moedor que pode ser utilizado como referência, para a composição e reposição da carga de cominuição. A composição inicial da carga deve ser sazoadada, para simular o equilíbrio obtido após um determinado período de operação. Essa configuração inicial pode ser alterada significativamente nos processos de moagem à seco, como a do calcário e do *clinker*, que promovem um desgaste relativamente baixo dos corpos moedores, devido à seus respectivos *work index* ( $Wi$  – energia necessária para promover a quebra do material) (Bond, 1958; Bond, 1961a).

$$B = \left( \frac{F}{K} \right)^{1/2} \cdot \left( \frac{S \cdot Wi}{C_s \cdot \sqrt{D}} \right)^{1/3} \quad (\text{Equação 3.3})$$

Onde:

B = diâmetro em polegadas das bolas, barras ou *cylpebs*;

F =  $F_{80}$  (tamanho da partícula referente ao valor de 80% passante acumulado da alimentação nova -  $\mu\text{m}$ );

$Wi$  = *work index* calculado a partir de F;

$C_s$  = % da velocidade crítica;

S = densidade específica do material da alimentação;

D = diâmetro interno do moinho – pés (descontando o revestimento);

K = constante de proporcionalidade (200 para bolas, 300 para barras e 100 para *cylpebs*).

A manutenção do grau de enchimento do moinho, promovida pelo controle adequado de reposição dos corpos moedores, deve ser feita com extrema perícia. O efeito dessa gestão promove ganhos de produtividade, redução de custos operacionais e ganhos de qualidade do material cominuído. A distribuição de tamanhos dos corpos moedores, para a formação da carga em equilíbrio, e o efeito da correta reposição dos mesmos foram estudados por diversos autores (Bond, 1958; Bond, 1961a; Austin e Klimpel, 1984; Tüzün et al., 1995). A análise da distribuição granulométrica da carga moedora pode ser realizada pelo método proposto por Bond (1958), determinado fundamentalmente pelo gráfico log-log do % passante acumulado de corpos moedores em relação ao *top-size* e do diâmetro referência do intervalo. A inclinação de reta  $m$ , proposta por Bond (1958), para os moinhos de bolas é de 3,84 e os de barras 3,01. O cálculo de Bond, do % passante acumulado dos corpos moedores, para o moinho de bolas pode ser realizado aplicando a equação 3.4, possivelmente deduzida a partir da equação de Gates-Gaudin-Schuhmann (Gaudin e Hukki, 1944; Bond, 1958; Bond, 1961a).

$$Y = 100 * \left( \frac{x}{B} \right)^{3,8} \quad (\text{Equação 3.4})$$

Onde:

$Y$  = % passante acumulado dos corpos moedores em relação à referência de *top-size*;

$x$  = diâmetro do corpo moedor da faixa passante (mm);

$B$  = diâmetro do corpo moedor referência – *top-size* (mm).

### 3.4.2 Velocidade crítica

A velocidade crítica de rotação do moinho está diretamente relacionada com o consumo de energia elétrica. No início da operação, o consumo é proporcional à velocidade de rotação do moinho, entretanto, com o movimento de deslizamento da carga de bolas, que aumenta gradativamente, o dispêndio de energia cresce com menor intensidade em relação à velocidade. Este consumo aumenta até um valor crítico de velocidade, reduzindo gradativamente até um valor mínimo próximo de zero. Nesta condição, o material presente no interior do moinho é centrifugado na direção do revestimento, eliminando o efeito de fragmentação do moinho (Galéry, 2002).

A Figura 3.16 mostra o gráfico de variação da potência do moinho em relação à velocidade de rotação em fração da velocidade crítica (Beraldo, 1987). O cálculo da velocidade crítica pode ser desenvolvido pela equação 3.5, onde  $D$  e  $d$  referem-se, respectivamente, ao diâmetro interno do moinho e da maior bola utilizada, em metros (Yang et al., 1967; Galéry, 2002).

$$N_c = 42,2 / (D - d)^{1/2} \quad (\text{Equação 3.5})$$

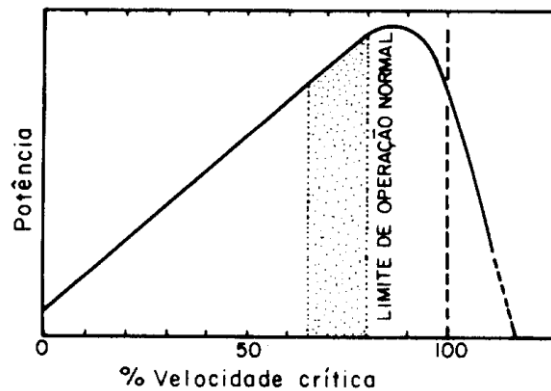


Figura 3.16: Comportamento da potência do moinho em relação à velocidade de rotação (Beraldo, 1987).

### 3.4.3 Potência

O cálculo de potência do moinho foi desenvolvido por diversos autores (Donda, 2003). Kelly e Spottiswood (1982) apresentaram os parâmetros que influenciavam com relativa significância o cálculo da potência, dos quais se destacavam: diâmetro, comprimento, volume da carga, velocidade e tipo de moinho (Donda, 2003).

Bond e Rowland estabeleceram duas equações, uma para moinhos de bolas e outra para moinhos de barras, as quais viabilizaram o cálculo de potência absorvida por tonelada de

corpos moedores utilizados. As equações 3.6 e 3.7 referem-se aos cálculos propostos por ambos os autores (Donda, 2003; Alves, 2006).

Equação de Bond (Alves, 2006):

$$kW = 7,33.A.J\varphi_c(1 - 0,937.J)\left(1 - \frac{0,1}{2^{9-10\varphi_c}}\right).\rho_b.L.D^{2,3} \quad (\text{Equação 3.6})$$

Onde:

$A = 1$  (moagem a úmido e descarga por *overflow*);

$A = 1,16$  (moagem a úmido e descarga por grelha);

$A = 1,08$  (moagem a seco);

$D$  = diâmetro do moinho (m), interno ao revestimento;

$L$  = comprimento (m);

$J$  = fração de enchimento de carga do moinho;

$\varphi_c$  = fração da velocidade crítica do moinho.

Equação de Bond e Rowland (Donda, 2003; Alves, 2006):

$$kW / t \text{ bolas} = 4,879.D^{0,3}.(3,2 - 3.J)\varphi_c\left(1 - \frac{0,1}{2^{9-10\varphi_c}}\right) + S \quad (\text{Equação 3.7a})$$

Onde:

$$S = 1,102.\left(\frac{b - 12,5.D}{50,8}\right) \quad (\text{Equação 3.7b})$$

$kW / t \text{ bolas}$  = consumo de energia por tonelada de bolas (no eixo pinhão do moinho);

$J$  = fração de enchimento de carga do moinho;

$\varphi_c$  = fração da velocidade crítica do moinho;

$S$  = fator de tamanho de bolas (aplicado para moinhos com diâmetro interno do revestimento maior que 3,0 metros) (Donda, 2003);

$b$  = tamanho da bola de reposição em polegadas;

$D$  = diâmetro do moinho (m), interno ao revestimento.

Rowland recomenda multiplicar o valor da potência por (Alves, 2006):

- 1,16 – moagem a seco, diafragma no nível mais baixo;
- 1,08 – moagem a seco, diafragma no nível mais alto.

### 3.4.4 Hold up

Kelly e Spottiswood (1982) relatam que o *hold up* refere-se à quantidade de sólidos, em massa, contida no interior do moinho. A equação 3.8 apresenta o cálculo para obtenção do valor de *hold up* do moinho.

$$H = \frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot L \cdot J \cdot V \cdot V_v \cdot \rho_s \quad (\text{Equação 3.8})$$

Onde:

$H$  = hold up (t);

$D$  = diâmetro interno do moinho (m);

$L$  = comprimento interno do moinho (m);

$J$  = porcentagem de enchimento (%);

$V$  = porcentagem de sólidos em volume (%);

$V_v$  = porosidade (%);

$\rho_s$  = peso específico dos sólidos (t/m<sup>3</sup>).

### 3.4.5 Tempo de residência

O cálculo do tempo de residência, no interior do moinho industrial, foi apresentado por Kelly e Spottiswood (1982), conforme a equação 3.9:

$$T = H / F \quad (\text{Equação 3.9})$$

Onde:

$T$  = tempo de residência (minutos);

$F$  = taxa de alimentação do moinho (t/h);

## 3.5 Modelos de cominuição

### 3.5.1 Balanços redundantes

O balanço de massas com dados redundantes pode ser aplicado para a obtenção de estimativas específicas de novos parâmetros, independentes do balanço de massas. Essas informações podem ser coletadas e utilizadas para o fornecimento de aproximações relativamente precisas do balanço de materiais (Valadão e Araújo, 2007).

O método dos multiplicadores de Lagrange representado pela equação 3.10, apresenta uma das aplicações do uso de informação redundante para minimização da função objetivo dada pela equação 3.11. Na equação 3.11, o parâmetro  $a_{ic}$  representa o valor analítico do elemento  $i$  no concentrado,  $a_{ir}$  o valor do elemento  $i$  no rejeito e  $a_{ia}$  o valor do mesmo elemento na alimentação, reportados em fração percentual. A notação  $\hat{a}_{ic}$  refere-se ao valor analítico ajustado do elemento  $i$  no concentrado. A mesma simbologia foi replicada para os parâmetros adicionais.

$$L = SS + \sum 2\lambda_i(C \cdot \hat{a}_{ic} + R \cdot \hat{a}_{ir} - A \cdot \hat{a}_{ia}) \quad (\text{Equação 3.10})$$

Onde:

$\lambda_i$  - multiplicadores de Lagrange.

$$SS = \sum_{i=1}^n (a_{ic} - \hat{a}_{ic})^2 + \sum_{i=1}^n (a_{ir} - \hat{a}_{ir})^2 + \sum_{i=1}^n (a_{ia} - \hat{a}_{ia})^2 \quad (\text{Equação 3.11})$$

O desenvolvimento das soluções matemáticas promove a obtenção da equação 3.12, que pode ser utilizada para a determinação de valores específicos, que podem garantir o fechamento do balanço de massas com dados redundantes.

$$Y = \frac{\sum_{i=1}^n (1 - a_{ir})(a_{ic} - a_{ir})}{\sum_{i=1}^n (a_{ic} - a_{ia})^2} \quad (\text{Equação 3.12})$$

### 3.5.2 Balanço de massas populacional

O modelo do balanço populacional desenvolvido por Reid (1965) e estudado por diversos autores está representado pela equação 3.13 (Herbst e Fuerstenau, 1973; Lynch, 1977; Morozov et al. 1983; Austin et al., 1984; Tüzün et al., 1995; Verma et al., 1995; Berthiaux et al., 1996a; Berthiaux et al., 1996b; Das, 2001; Galéry, 2002; Datta e Rajamani, 2002; Sand e Subasinghe, 2004; Mazzinghy, 2009; Ozkan et al., 2009).

$$\frac{dm_i(t)}{dt} = -S_i \cdot m_i(t) + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} \cdot S_j \cdot m_j(t), \quad i = 1, 2, \dots, n \quad (\text{Equação 3.13})$$

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  $i$ .

O bom desempenho deste modelo foi atribuído à representação, por equações descritivas, de diversos sub-processos da moagem integrando os modelos funcionais da função seleção e da função quebra (Galéry et al., 2005).

### 3.5.3 Função quebra

A função quebra descreve como os fragmentos progênitos da quebra da partícula serão distribuídos nos tamanhos menores. É comum denominar a função de distribuição de quebra como uma fração cumulativa do material fraturado no tamanho  $j$ , apresentando valores inferiores a fração de tamanho  $i$  (Sand et al., 2004). É definida pela distribuição granulométrica das partículas provenientes da quebra primária de uma partícula maior. Usualmente é determinada em laboratório através de ensaios de curta duração em um moinho padrão ou através de retro-cálculo (Mazzinghy, 2009).

O método funcional de cálculo da função quebra acumulada está representado pela equação 3.14, sugerida à priori por Austin et al. (1984), o qual está descrito pela interação de duas funções de potência (Kelly et al., 1982; Tüzün et al., 1995; Das et al., 1995; Austin, 1999; Yildirim et al., 1999; Yekeler et al., 2001; Teke et al. 2002; Sand et al. 2004; Mazzinghy, 2009; Ozkan et al., 2009). A representação gráfica dos valores calculados da equação 3.11, em escala log-log, foi ilustrada na Figura 3.17, onde os dados assumem a forma de duas retas com inclinações distintas (Galéry, 2002).

$$B_{ij} = \Phi_j \left( \frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^\gamma + (1 - \Phi_j) \cdot \left( \frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^\beta, \quad 0 \leq \Phi \leq 1 \quad (\text{Equação 3.14})$$

Onde:

$\Phi$ ,  $\gamma$  e  $\beta$  foram definidos na Figura 3.17, que são característicos do material.

A função quebra mostra a distribuição completa de partículas menores que o tamanho  $i$ , formadas a partir da quebra das partículas representadas pelo tamanho  $j$  (Galéry, 2002).

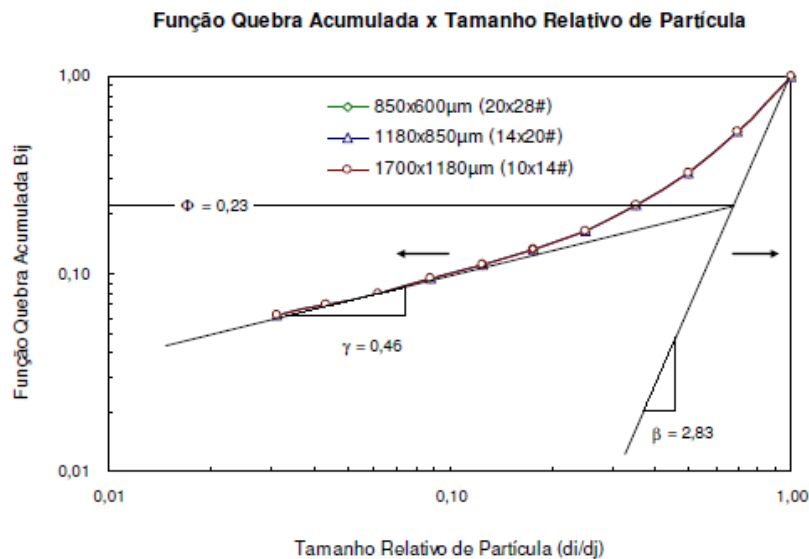


Figura 3.17: Representação gráfica da função quebra em relação ao tamanho de partícula (Mazzinghy, 2009).

Kelly e Spottiswood (1982) mostraram que os parâmetros de quebra estão associados a distintos mecanismos de quebra. A inclinação da parte inferior da curva, caracterizada pela letra grega  $\gamma$ , representa a distribuição dos fragmentos resultantes da quebra por impacto. A inclinação da parte superior da curva representa a quebra por compressão, ilustrada por  $\beta$ . O parâmetro  $\Phi$  simula a fração do material que foi fragmentado por impacto, obtido pela reta de origem da interseção das retas  $\gamma$  e  $\beta$ , que se apresenta paralelamente ao eixo das abscissas. Desta forma, a quebra por compressão pode ser representada por  $(1 - \Phi)$ .

As tendências gerais relacionadas à função quebra de distribuição foram ilustradas por Datta e Rajamani (2002), utilizando o calcário como material de referência. A Figura 3.18 apresenta a função quebra para diferentes energias de impacto.

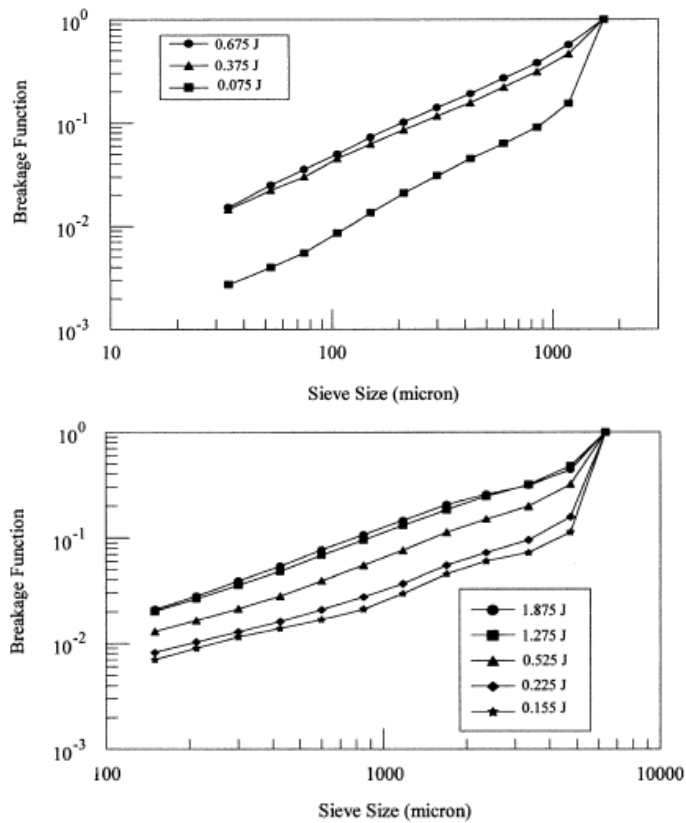


Figura 3.18: Representação gráfica da função quebra para diferentes níveis de energia de impacto (Datta e Rajamani, 2002).

A Figura 3.19 apresentada por Teke et al. (2002) mostra a função quebra calculada para uma calcita, no trabalho de investigação do comportamento da moagem a seco.

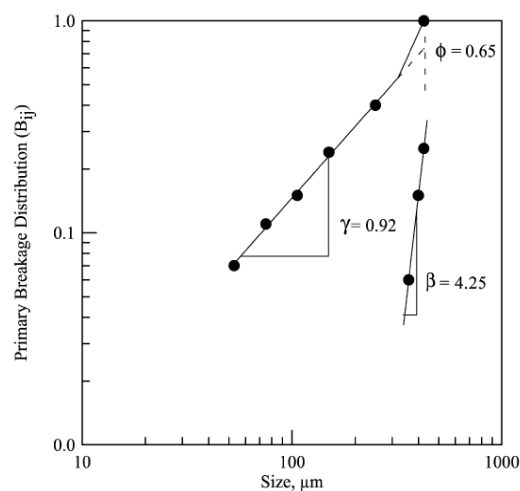


Figura 3.19: Função quebra de distribuição para calcita (Teke et al., 2002).

### 3.5.4 Função seleção

A função seleção ou velocidade específica de quebra ( $S_i$ ) representa a probabilidade de uma partícula sofrer cominuição (Lynch, 1977; Yildirim et al., 1999; Datta e Rajamani, 2002; Deniz, 2003; Schneider e Alves, 2007; Touil et al., 2008; Mazzinghy, 2009; Tavares e Carvalho, 2009; Ozkan et al., 2009). É a interação da massa cominuída e a da massa inicial do material processado conforme a equação 3.15 (Austin et al., 1984):

$$w_1(t) = w_1(0) \cdot e^{(-S_i \cdot t)} \quad (\text{Equação 3.15})$$

Onde:

$S_i$  – é a probabilidade de uma partícula sofrer cominuição;

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

$w_1(0)$  – massa inicial no intervalo de tamanho  $I$ .

A função seleção de uma partícula pode ser expressa pelas equações 3.16 e 3.17, descritas por Austin et al. (1984).

$$S_i = a \cdot x_i^\alpha, \quad x_i \ll d \quad (\text{Equação 3.16})$$

$$S_i = a \cdot \left( \frac{x_i}{x_0} \right)^\alpha \quad (\text{Equação 3.17})$$

Onde:

$a$  – constante que é função das condições de moagem ( $\text{min}^{-1}$ );

$d$  – 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);

$\alpha$  – constante que depende das características do material (número positivo normalmente compreendido entre 0,5 e 1,5).

Austin et al. (1984) revela que a função descrita nas equações 3.16 e 3.17 não possuem fundamentação teórica, entretanto pode ser verificada experimentalmente. Partículas com tamanhos maiores apresentam taxa de dissipação do intervalo superior de tamanho fora do padrão de primeira ordem, reduzindo com o aumento de tamanho.

Este comportamento não linear da função seleção foi reportado por Tavares e Carvalho (2009) no estudo de modelamento das taxas de quebra de partículas grosseiras, para moagem a seco, conforme a Figura 3.20. Este efeito é freqüentemente associado à acomodação das partículas grosseiras no leito de bolas, que viabiliza a fragmentação das partículas mais macias, enquanto as mais resistentes se misturam na carga do moinho (Austin et al. 1981; Tavares e Carvalho, 2009).



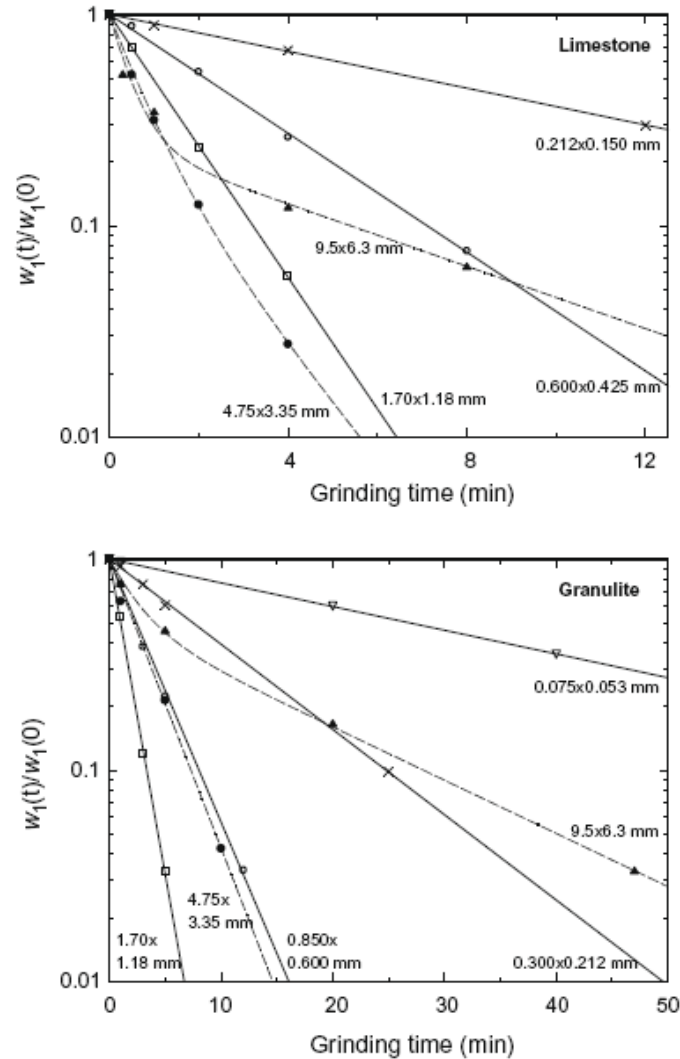


Figura 3.20: Função seleção determinada para diferentes granulometrias de alimentação (Tavares e Carvalho, 2009).

O exemplo de comportamento não linear da Figura 3.20 foi denominado por Austin et al. (1981) como “região anormal de quebra”, promovida pela intensa contribuição do mecanismo abrasão de cominuição.

Austin et al. (1984) apresentaram o resultado da variação da velocidade específica de quebra,  $S_i$ , em função do tamanho de partículas,  $x_i$ , conforme a Figura 3.21, que demonstra o efeito não linear da função seleção. A velocidade específica de quebra, para tamanhos crescentes, reduz a partir de um determinado tamanho  $x_m$ . Este é um resultado típico de moagem que se fundamenta na lei de primeira ordem em relação à fragmentação de partículas mono-tamanho (Galéry, 2002). Na região anormal de quebra, a energia fornecida para a cominuição das partículas é insuficiente, o que explica o padrão de comportamento, que igualmente foi ilustrado na Figura 3.20.

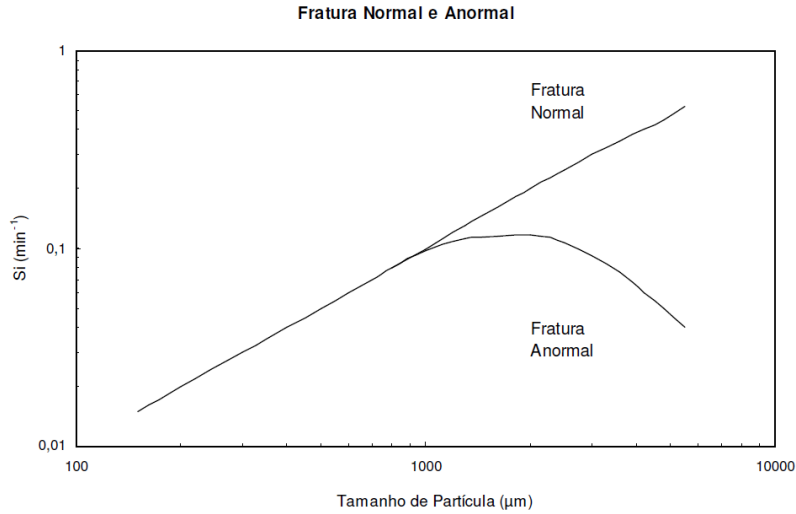


Figura 3.21: Velocidade específica de quebra em função do tamanho da partícula (Austin et al., 1984).

A variação da taxa específica de quebra em relação ao tamanho de partícula, simulada em um moinho revolvente com vários tamanhos de bolas foi apresentado por Austin et al. (1984), conforme a Figura 3.22. Percebe-se que a taxa de quebra das partículas de menor tamanho é maior para as bolas de menor diâmetro.

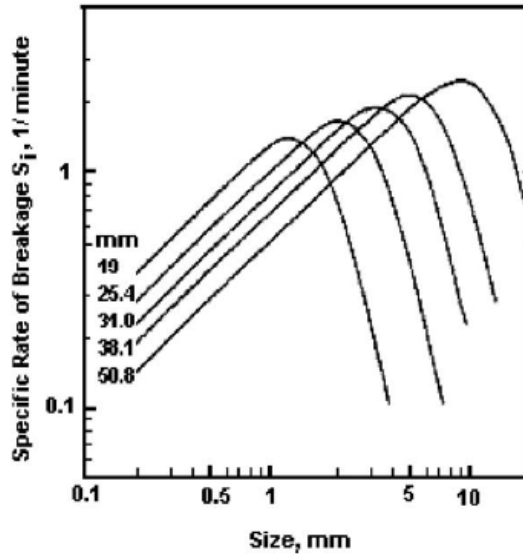


Figura 3.22: Variação da função seleção em relação ao tamanho de partículas para diferentes diâmetros de bolas (Austin et al., 1984).

Deniz (2003) avaliou o efeito do tamanho das partículas na alimentação dos moinhos, do tipo de material e do diâmetro das bolas, na função seleção. A Figura 3.23 mostra os resultados encontrados para o efeito do tipo de material e do diâmetro das bolas, os quais influenciam significativamente a taxa específica de quebra.

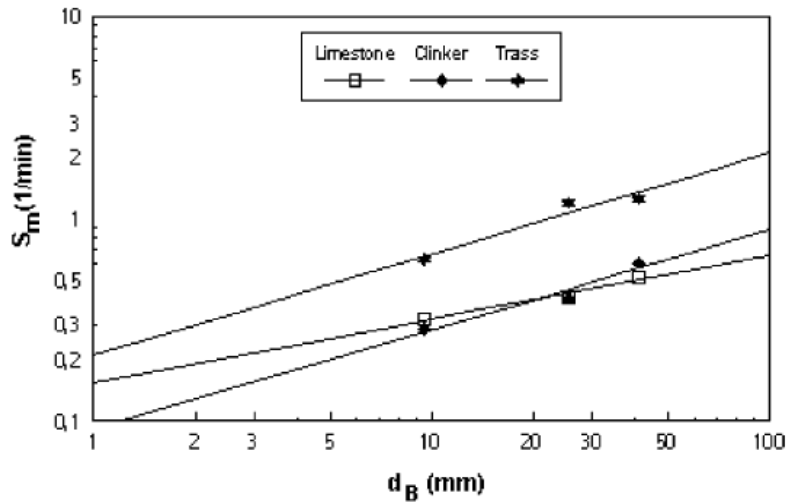


Figura 3.23: Variação da função seleção em relação ao tipo de material e ao diâmetro de bolas (Deniz, 2003).

Touil et al. (2008) estudaram a variação da eficiência energética de moagem em relação à função seleção específica. A Figura 3.24 mostra que o valor máximo de eficiência energética, próximo a  $28 \text{ cm}^2/\text{J}$ , é obtido para o valor de função seleção específica igual a  $0,55 \text{ (kWh/t)}^{-1}$ . Neste caso, o fator de eficiência  $\eta$  foi definido pela geração de área superficial específica de  $3500 \text{ cm}^2/\text{g}$  por unidade de energia específica consumida, com o uso de bolas de 30mm de diâmetro. Para os valores de função seleção específica menores do que o ponto ótimo, os resultados de moagem foram improdutivos devido ao baixo processo de quebra que inviabiliza a fragmentação das partículas. Para os valores maiores, o processo de fragmentação é maior do que o necessário, acarretando na geração excessiva de finos.

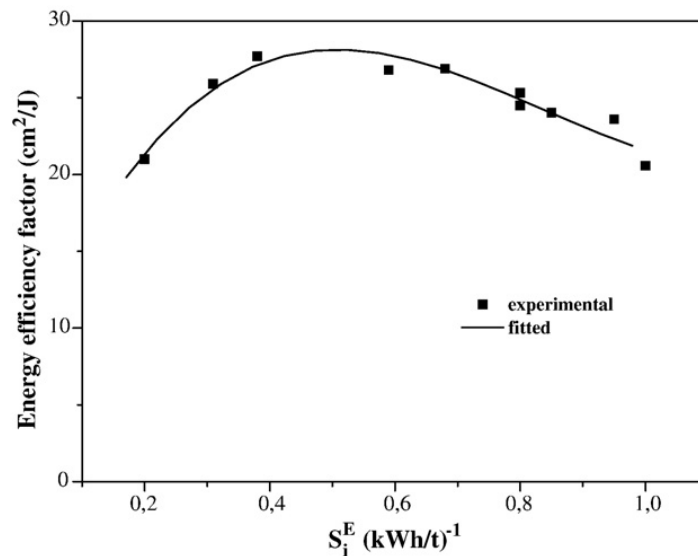


Figura 3.24: Variação da eficiência energética em relação a função seleção específica (Touil et al., 2008).

### 3.5.5 Modelo de Herbst e Fuerstenau

O estudo de Herbst e Fuerstenau (1973) foi desenvolvido para moinhos de bolas a seco, o qual foi representado pelo modelo do balanço populacional, em duas versões, descrito pelas equações 3.18 e 3.19.

#### Balanço Populacional

$$\frac{dm_i(t)}{dt} = -S_i^E \cdot \left( \frac{P}{M_p} \right) \cdot m_i(t) + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} \cdot S_j^E \cdot \left( \frac{P}{M_p} \right) \cdot m_j(t) \quad (\text{Equação 3.18})$$

#### Balanço Populacional Normalizado

$$\frac{dm_i(\bar{E})}{dE} = -S_i^E \cdot m_i(\bar{E}) + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} \cdot S_j^E \cdot m_j(\bar{E}) \quad (\text{Equação 3.19})$$

Onde as funções seleção de redução ( $S_i^E$ ;  $i = 1; n - 1$ ) e os parâmetros da função quebra ( $b_{ij}$ ;  $j = 1; n$ ;  $i = j + 1, n$ ) foram ajustados para uma primeira aproximação independente da velocidade do moinho, da carga de bolas e do carregamento das partículas, considerando a faixa normal de operação. A equação 3.20 representa o escalonamento da função seleção específica, que utiliza os valores de potência  $P$  e *hold-up*  $H$  do moinho industrial para a calibração do modelo. A solução da equação 3.19 foi descrita pela notação de matriz exposta pela equação 3.21 (Herbst e Fuerstenau, 1973; Tüzün et al., 1995, Galéry, 2002).

$$S_i = S_i^E \left( \frac{P}{H} \right) \quad (\text{Equação 3.20})$$

$$m(\bar{E}) = T \cdot J(\bar{E}) \cdot T^{-1} \cdot m(0) \quad (\text{Equação 3.21})$$

A notação  $m(\bar{E})$  representa uma matriz de frações mássicas ( $n \times 1$ ) resultante da aplicação de uma energia específica  $\bar{E}$  e  $T$  uma matriz ( $n \times n$ ) de vetores das respostas, cujos elementos são designados pela equação 3.22:

$$T_{ij} = \begin{cases} 0 & i < j \\ 1 & i = j \\ \sum_{k=j}^{i-1} \frac{b_{ik} \cdot S_k^E}{S_i^E - S_j^E} & T_{kj} \quad i > j \end{cases} \quad (\text{Equação 3.22})$$

O parâmetro  $J(\bar{E})$  é o modelo de matriz ( $n \times n$ ) para resposta, composta pelos elementos da equação 3.23:

$$J_{ij}(\bar{E}) = \begin{cases} 0 & i \neq j \\ e^{-S_i^E \cdot \bar{E}} = e^{-S_i^E \cdot \left(\frac{P}{M_p}\right) \cdot t} & i = 1 \end{cases} \quad (\text{Equação 3.23})$$

A equação 3.21 prevê que o fluxo de distribuição de tamanho do produto, durante o processo de cominuição, é independente do método de operação do moinho (devido à constância dos vetores). Apenas a velocidade de quebra que ocorre em cada faixa de tamanho, durante o processamento, é influenciada pelas alterações realizadas nas condições de operação do moinho (Herbst e Fuerstenau, 1973).

### 3.5.6 Modelo de Austin

#### 3.5.6.1 Método para determinação da função quebra

O método de determinação da distribuição de quebra primária das partículas desenvolvido por Austin e Luckie (1971) foi desenvolvido em moinhos de bancada para aplicações de curto intervalo de tempo de cominuição. Basicamente, a avaliação inicial é promovida após a realização de ensaios de moagem em escala laboratorial, dentro de um intervalo de tempo padrão, para uma amostra com tamanho de partícula previamente definido, também denominado mono-tamanho.

Após a cominuição, a amostra de mono-tamanho é subdividida em diversas frações, que normalmente obedecem a uma progressão geométrica de distribuição de tamanho. A amostra referente ao *top-size* recebe a notação de intervalo  $i = 1$ , o segundo intervalo igual a 2 e assim sucessivamente até a faixa determinada por  $n$  ( $i = 1, 2, 3, \dots, n$ ). A notação da função dada por  $B_{ij}$  representa a fração em peso do material fragmentado do tamanho  $j$  (mono-tamanho) até o tamanho representado pelo intervalo  $i$  (Austin e Luckie, 1971).

O aperfeiçoamento destes conceitos proporcionou a criação de 3 métodos de determinação da distribuição de quebra das partículas, denominados BI, BII e BIII. O método BI pode ser aplicado para curtos intervalos de tempo de moagem, considerando sempre o tamanho inicial  $j$  e o final  $i = n$ . A inconveniência do método BI está associada ao procedimento de minimização de erros, que foi eliminado com o desenvolvimento do método BII (Austin e Luckie, 1971).

No cálculo realizado pelo método BII, Austin e Luckie (1971) assumem que a expressão  $S_j B_{ij}$  é função apenas de  $i$  e não de  $j$ , o que determina a independência da taxa de quebra em relação ao tamanho selecionado como *top-size*.

O método BIII foi recomendado por Austin e Luckie (1971) como o mais versátil. Ele permite a aplicação da metodologia nas condições mais adversas, com grande eficiência de

mitigação dos ruídos. Entretanto, o método BII, descrito pela equação 3.24, tornou-se mais difundido por ter uma relativa simplicidade de aplicação (Galéry, 2002).

$$B_{i,1} \approx \frac{\log [(1 - P_i(0))/(1 - P_i(t))]}{\log [(1 - \delta)/(1 - P_2(t))]} \quad (\text{Equação 3.24})$$

A equação 3.24 é aplicada para corrigir o efeito de quebra secundária das partículas, onde (Austin e Luckie, 1971):

- $B_{ij}$  – fração de material  $j$  que foi fragmentada e distribuída no tamanho menor que  $i$ ;
- $P_i(t)$  – distribuição fracionária acumulada dos fragmentos progênitos do *top-size* ( $j = 1$ ) após o tempo de moagem  $t$ ;
- $P_i(0)$  – fração de material acumulado nos intervalos  $i$  no tempo  $t = 0$ ;
- $\delta$  – erro de peneiramento.

### 3.5.6.2 Função seleção de Austin

A forma funcional discretizada da velocidade específica de quebra, proposta por Austin et al. (1984), para diversas faixas granulométricas, pode ser identificada pela equação 3.25.

$$S_i = a \cdot \left( \frac{x_i}{x_0} \right)^\alpha \cdot Q_i \quad (\text{Equação 3.25})$$

Onde:

- $a$  – constante que é função das condições de moagem ( $\text{min}^{-1}$ );
- $x_0$  – 1 (mm);
- $x_i$  – tamanho de partícula do limite superior do intervalo de tamanho  $i$  (mm);
- $\alpha$  – constante que depende das características do material (número positivo normalmente compreendido entre 0,5 e 1,5).

O parâmetro  $Q_i$  é um fator de correção que assume valores próximos a 1 para materiais com granulometria mais fina (apresentam um perfil de quebra normal) e valores inferiores a 1, para as partículas mais grosseiras que fratura de forma anormal. A equação 3.26 descreve o cálculo empírico do fator de correção. Os parâmetros  $\mu$  e  $\Lambda$  são característicos do material e das condições do teste de moagem (Austin et al., 1984).

$$Q_i = \frac{1}{1 + (x_i / \mu)^\Lambda}, \quad \Lambda \geq 0 \quad (\text{Equação 3.26})$$

### 3.5.6.3 Modelo de balanço populacional de Austin

A solução matemática para o modelo de cominuição, proposta por Austin et al. (1984), foi desenvolvida à partir do modelo de balanço populacional de Reid (1965), descrito pelas

equações 3.27 e 3.28. Nesse caso, os valores de  $a_{ij}$  não dependem do tempo de moagem, mas sim da distribuição granulométrica da alimentação (Austin et al., 1984).

$$w_i(t) = \sum_{j=1}^i a_{ij} e^{-S_j t}, \quad n \geq i \geq 1 \quad (\text{Equação 3.27})$$

$$a_{ij} = \begin{cases} 0 & i < j \\ w_i(0) - \sum_{\substack{k=1 \\ i > 1}}^{i-1} a_{ik} & i = j \\ \frac{1}{S_i - S_j} \sum_{k=j}^{i-1} S_k b_{ik} a_{kj} & i > j \end{cases} \quad (\text{Equação 3.28})$$

O modelo final apresentado por Austin et al. (1984) foi resumido pelas equações 3.29 – 3.31, onde  $f_j$  e  $p_i$  são os vetores de valores da distribuição granulométrica da alimentação e do produto final do moinho, respectivamente.

$$p_i = \sum_{j=1}^i d_{ij} f_j(0), \quad n \geq i \geq 1 \quad (\text{Equação 3.29})$$

$$d_{ij} = \begin{cases} e_j, & i = j \\ \sum_{k=j}^{i-1} c_{ik} c_{jk} (e_k - e_i) & i > j \end{cases} \quad (\text{Equação 3.30})$$

$$c_{ij} = \begin{cases} - \sum_{k=1}^{j-1} c_{ik} c_{jk} & i < j \\ 1, & i = j \\ \frac{1}{S_i - S_j} \sum_{k=j}^{i-1} S_k b_{ik} c_{kj} & i > j \end{cases} \quad (\text{Equação 3.31})$$

O modelo de distribuição do tempo de residência  $e_j$  foi desenvolvido para três condições: fluxo em batelada (*batch/plug flow*), reator de mistura perfeita (*fully mixed*

reactor) e série de reatores de mistura perfeita (*series of fully mixed reactor*). As equações 3.32 – 3.34 caracterizam os modelos citados, onde o tempo de residência é representado por  $\tau$  e o número de reatores por  $m$  (Austin et al., 1984).

$$e_j = \exp(-S_j \tau) \quad (\text{Equação 3.32})$$

$$e_j = \frac{1}{(1 + S_j \tau)} \quad (\text{Equação 3.33})$$

$$e_j = \frac{1}{\left(1 + \frac{S_j \tau}{m}\right)^m} \quad (\text{Equação 3.34})$$

### 3.6 Classificação a seco

Os classificadores dinâmicos utilizados na indústria de moagem podem ser classificados, em três tipos, de acordo com os mecanismos adotados na separação, também denominados: gerações. Basicamente, o processo de separação das partículas no interior dos classificadores é resultado da ação das forças centrífuga, gravitacional e de arraste do fluido (tipicamente o ar) (Tavares et al., 2007).

A evolução da tecnologia de separação pode ser resumida em quatro etapas: classificadores estáticos e classificadores de primeira à terceira geração.

Os classificadores estáticos realizam a separação entre as partículas finas e grosseiras por efeito de ciclone. A ação de classificação é restrita substancialmente pela taxa de alimentação de material e pela eficiência de separação deste equipamento. O fluxo de gás ascendente promove o arraste de partículas no interior do classificador, que perdem aceleração através do impacto das mesmas contra as palhetas classificadoras representadas pela Figura 3.25 (a). O conjunto de palhetas pode ser posicionado em diferentes ângulos de abertura  $\theta$ , que por sua vez determinam a eficiência de separação. Com a perda de aceleração, as partículas grosseiras sedimentam e retornam para o interior do moinho transversalmente pelo cone direcionador, enquanto as finas são arrastadas pelo fluxo contínuo de gás. A Figura 3.25 (b) mostra o desenho esquemático do classificador estático.



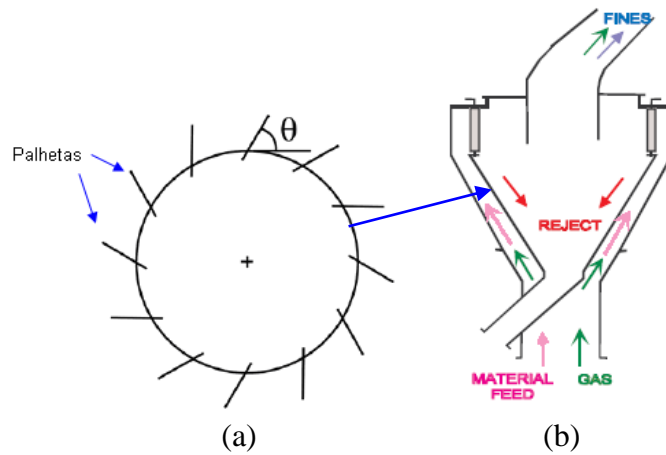


Figura 3.25: (a) Esquema do conjunto de palhetas (adaptado de Tavares et al., 2007); (b) Esquema do classificador estático (Duhamel et al., 1996).

Os separadores de primeira geração realizam a alimentação via prato distribuidor, cuja frequência de rotações é a mesma do ventilador e das palhetas. Desta forma, o fluxo de ar no interior do separador não pode ser controlado independentemente. A ventilação é interna e a separação dos finos da corrente do fluido é realizada dentro do próprio separador, que caracteriza um processo pouco eficiente. Exemplos desse tipo de separador são o Whirlwind<sup>®</sup> da Sturtevant e o separador aerodinâmico da Furlan (Tavares et al., 2007). O desenho esquemático dos separadores de primeira geração é apresentado na Figura 3.26.

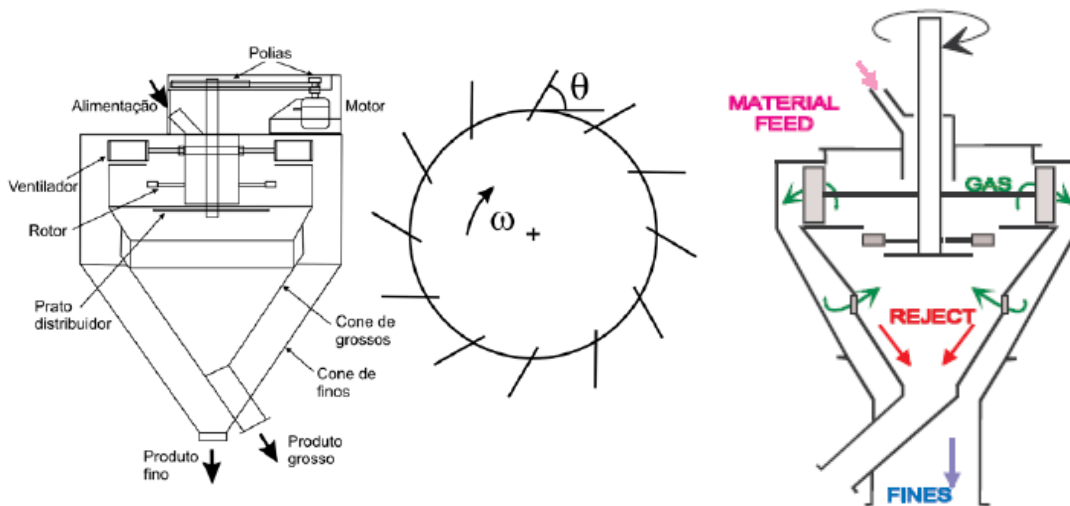


Figura 3.26: Esquema de funcionamento do classificador de primeira geração (Duhamel et al., 1996, Tavares et al., 2007).

A aplicação do processo com ventilação externa é feita nos classificadores de segunda geração, que permite o controle independente do fluxo de ar ao separador. Esses separadores também proporcionam uma melhor separação dos finos da corrente do fluido pelo uso de pequenos ciclones externos, conforme a Figura 3.27 e 3.28 (Duhamel et al., 1996, Tavares et al., 2007).

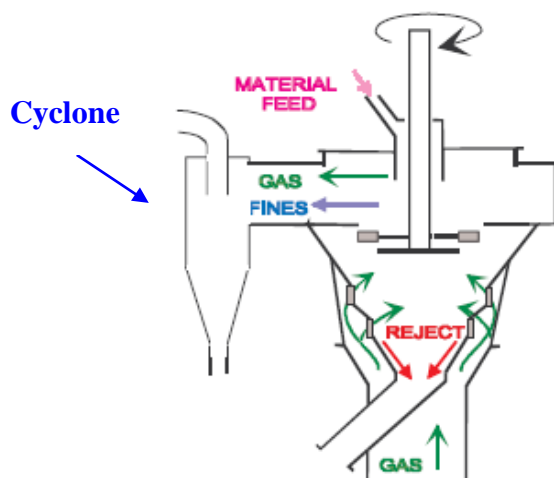


Figura 3.27: Esquema de funcionamento do classificador de segunda geração (adaptado de Duhamel et al., 1996).

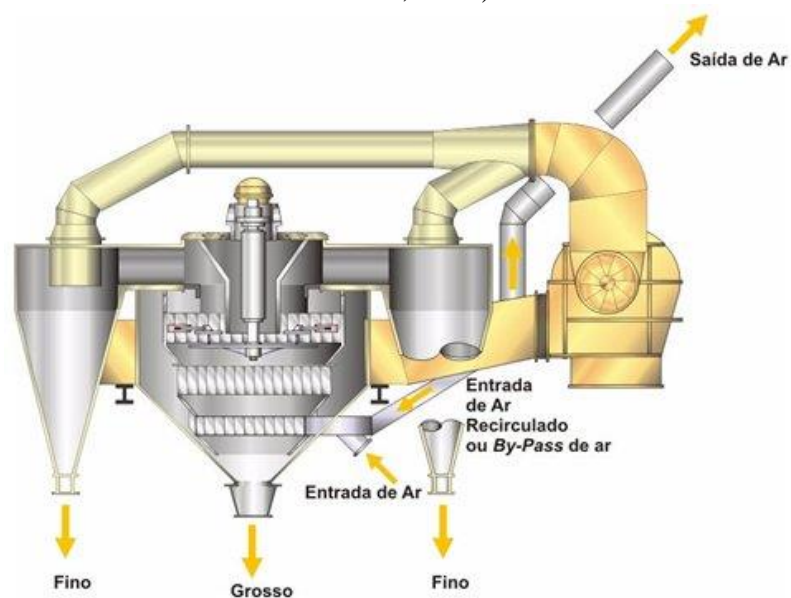


Figura 3.28: Separador dinâmico de segunda geração.

A diferença entre os separadores de terceira e de segunda geração é representada pela utilização de uma gaiola na qual as palhetas são acondicionadas. Este ajuste gera um aumento da área efetiva de separação, significativamente representativa, em relação aos separadores de primeira e segunda geração. A alimentação é realizada via gaiola (Tavares et al., 2007).

A inclusão de uma turbina radial garante a predominância da separação de partículas em movimento radial em relação à axial (Duhamel et al., 1996). Exemplos desse tipo de separador em uso no Brasil são o SEPOL<sup>®</sup> da Polysius, o Sturtevant SD<sup>®</sup> da Sturtevant e o Presep VTP<sup>®</sup> da PSP Engineering (Tavares et al., 2007). As Figuras 3.29 e 3.30 mostram exemplos dos separadores de terceira geração e suas variações.

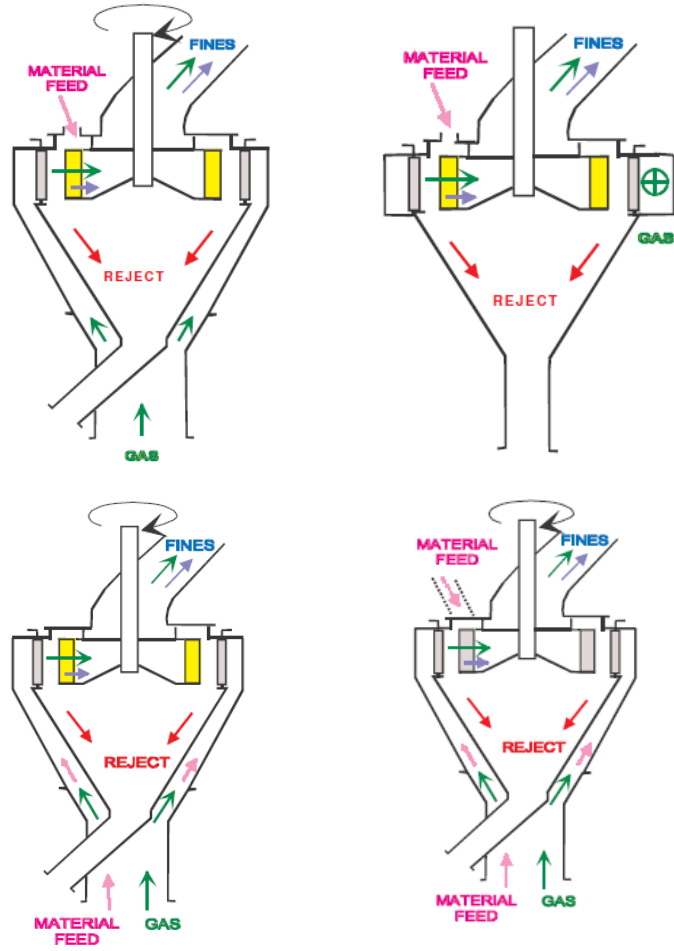


Figura 3.29: Variações do classificador de terceira geração (Duhamel et al., 1996).

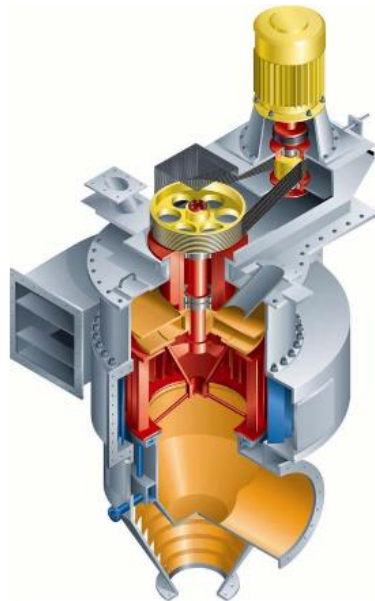


Figura 3.30: Separador dinâmico de terceira geração.

### 3.6.1 Curva de Tromp

A curva de *Tromp*, também conhecida como curva de partição ou seletividade, possui vasta aplicação na avaliação de desempenho de classificadores e separadores gravimétricos. (Lynch, 1977; Austin et al., 1984; Yildirim et al., 1999; Benzer, 2005; Tavares et al. 2007).

A Figura 3.31 mostra em detalhes a aplicação da curva de partição, segundo Austin et al. (1984). O valor  $x_i$  pode ser representado pelo maior tamanho de partícula do intervalo  $i$  ou pela menor malha de peneira, seguindo uma média geométrica de tamanho para cada intervalo de  $\sqrt{2}$  ou  $\sqrt[4]{2}$ , sendo a primeira razão a mais empregada (Austin et al., 1984).

A condição de separação ideal é caracterizada quando as partículas menores do que um determinado tamanho de corte são direcionadas à faixa mais fina e as maiores à mais grosseira, conforme a Figura 3.31 (S.I.= 1,0). Na prática, como os classificadores não apresentam um comportamento ideal, alguns parâmetros adicionais são requeridos para avaliar os dados do separador. O comportamento não ideal pode ser caracterizado pelo *by-pass* aparente de partículas, o qual pode ser definido pela presença de uma parcela  $a$  tal qual a alimentação no rejeito da separação (faixa grosseira). O *by-pass* ocorre normalmente na maioria dos separadores, em várias proporções. Entretanto, o *by-pass* para a faixa mais fina não é comum, o que pode caracterizar um descontrole do processo ou um erro de dimensionamento do equipamento. A fração do *by-pass* aparente está retratada na Figura 3.31 pelo parâmetro  $a$  (Austin et al., 1984).

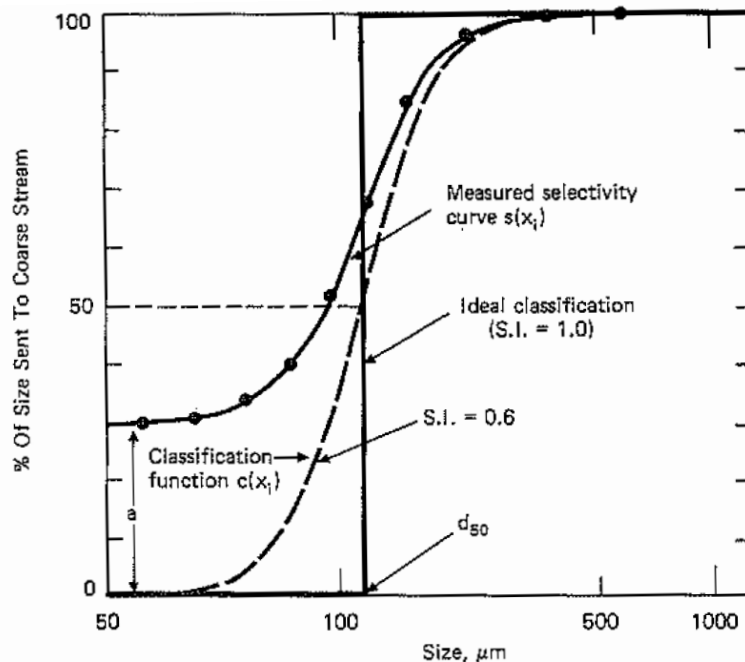


Figura 3.31: Curva de partição de um hidrociclone – razão de distribuição de tamanho de  $\sqrt{2}$  (Austin et al., 1984).

A fração remanescente da alimentação, denominada  $1 - a$ , é submetida à ação de classificação. Para qualquer intervalo de tamanho, uma fração  $c_i$  é encaminhada para a faixa grosseira e a outra parte,  $1 - c_i$ , para faixa mais fina. O parâmetro  $s_i$  representa a fração de material de determinado tamanho, referente ao material alimentado, que passou para a faixa grosseira após a classificação. A equação 3.35 mostra o cálculo referente à função de classificação  $c_i$  (Austin et al., 1984).

$$c_i = \frac{s_i - a}{(1 - a)} \quad (\text{Equação 3.35})$$

Os valores referentes ao cálculo do  $c_i$  podem ser colocados em gráficos assim como o  $s_i$ . O tamanho de partícula onde  $c(x) = 0,5$  é conhecido como  $d_{50}$ , e a curva  $c(x_i)$  é denominada função de classificação, como pode ser notado na Figura 3.31. A inclinação da curva obtida através da função de classificação é determinada pelo índice de imperfeição, definido por  $d_{25}$  e  $d_{75}$ , onde  $c(d_{25}) = 0,25$ ,  $c(d_{75}) = 0,75$  e  $S.I. = d_{25}/d_{75}$ . Os valores de S.I. variam de 0 à 1, os quais correspondem respectivamente a ausência de classificação e separação ideal. As variações da seletividade em função da imperfeição e do *by-pass* estão representadas na Figura 3.32 (Austin et al., 1984; Beraldo, 1987).

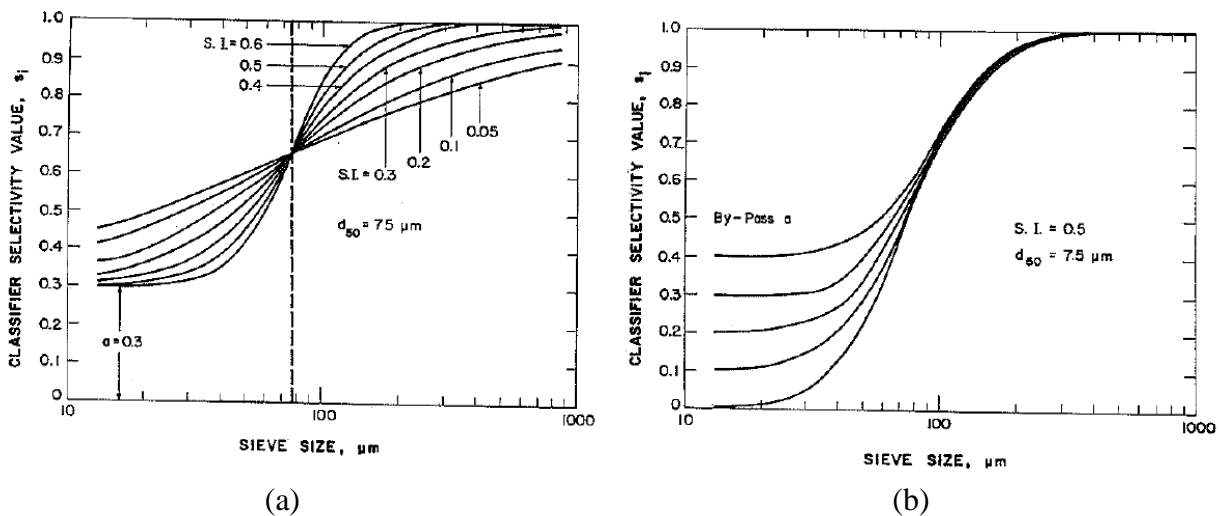


Figura 3.32: Medições de seletividade da classificação: (a) variações da imperfeição, com  $d_{50} = 75\mu\text{m}$  e *by-pass*  $a = 0,3$  e (b) variações do *by-pass*, com  $d_{50} = 75\mu\text{m}$  e S.I. (imperfeição) = 0,5 (Austin et al., 1984).

### 3.6.2 Modelagem da curva de *Tromp*

O cálculo da curva de *Tromp* pode ser feito por diversos métodos (Klumpar, 1992). A base para a criação do modelo da curva de partição é o fluxo de massa ilustrado na Figura 3.33 (Austin et al., 1984).

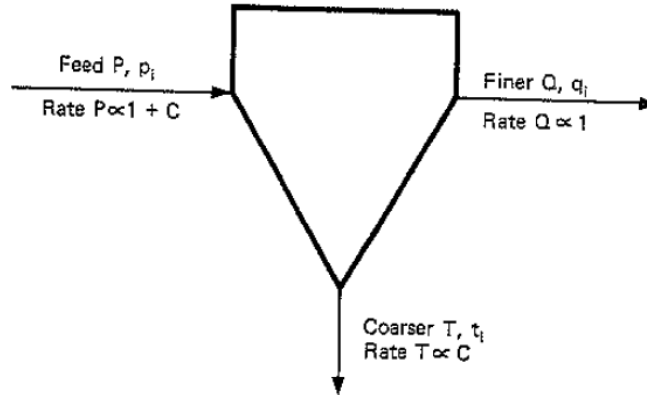


Figura 3.33: Fluxos de massa do classificador (Austin et al., 1984).

Os parâmetros  $p_i$ ,  $q_i$  e  $t_i$  representam a respectiva fração em peso para um determinado tamanho  $i$ . A carga circulante é definida por  $C$ , que é obtida através do quociente da massa grosseira que retorna para o interior do moinho (*overflow*) pelo massa obtida no fluxo de material fino, denotada por  $C = T/Q$ . Esta notação pode ser expressa em percentual, resultando na definição  $F/Q = 1 + C$ . O valor de  $s_i$ , que representa o número de seletividade para um determinado tamanho  $i$  (fração de material da alimentação do tamanho  $i$  que é encaminhado para o fluxo grosso), pode ser mensurado pela equação 3.36. A fração de material encaminhada para o fluxo mais fino é igual a  $1 - s_i$ . A adaptação da fórmula foi realizada conforme os parâmetros dos fluxos apresentados na Figura 3.29 (Austin et al., 1984).

$$s_i = \frac{t_i \cdot T}{p_i \cdot P} \longrightarrow s_i = \frac{C \cdot t_i}{(1 + C) \cdot p_i} \quad (\text{Equação 3.36})$$

Desta forma, o processo de separação é denominado de primeira ordem, quando uma determinada massa de tamanho  $i$ , selecionada para o encaminhamento num fluxo específico, é proporcional a massa de tamanho  $i$  presente na alimentação do classificador (Austin et al., 1984).

A Figura 3.34 mostra a integração do circuito de classificação com o moinho e suas respectivas variáveis. O comportamento da classificação pode ser avaliado com relativa independência da distribuição granulométrica da alimentação, sendo o tempo de moagem a variável mais relevante (Austin et al., 1984; Yildirim et al., 1999; Benzer, 2005; Tavares et al. 2007).

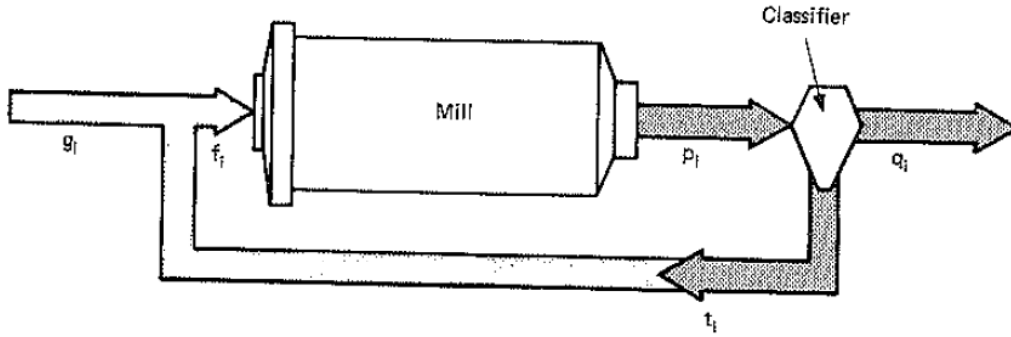


Figura 3.34: Variáveis do circuito de cominuição (Austin et al., 1984).

Benzer (2005) modelou o comportamento dos classificadores dinâmicos utilizando uma aproximação da curva de *Tromp*. O modelo matemático possui a forma geral descrita pela equação 3.37.  $\beta^*$  é uma variável introduzida para preservar a definição de  $d50_c$  e pode ser calculada iterativamente (Reyes-Bahena, 2001; Benzer, 2005).

$$E_{oi} = C \cdot \left[ \frac{(1 + \beta \cdot \beta^* \cdot X) \cdot e^{(\alpha)-1}}{e^{\alpha \cdot \beta^* \cdot X} + e^{(\alpha)-2}} \right]; X = \frac{x_i}{d50_c} \quad (\text{Equação 3.37})$$

Quando a curva de classificação não apresenta um comportamento de “anzol”, o parâmetro  $\beta^*$  torna-se igual a zero, simplificando o cálculo conforme a equação 3.38 (Reyes-Bahena, 2001; Benzer, 2005).

$$E_{oi} = C \cdot \left[ \frac{e^{(\alpha)-1}}{e^{(\alpha \cdot X)} + e^{(\alpha)-2}} \right] \quad (\text{Equação 3.38})$$

Sendo:

$E_{oi}$  – representa a fração mássica de material na faixa de tamanho denominada  $i$  que é encaminhada para o produto grosseiro do classificador;

$C$  – representa a proporção de partículas alimentadas que são sujeitas à ação de classificação no separador (é igual a  $1 - bypass$ );

$\alpha$  – representa um parâmetro do modelo que defini a sutileza da classificação;

$\beta$  – representa um parâmetro do modelo que defini a curvatura do anzol;

$\beta^*$  – representa um parâmetro do modelo introduzido para preservar a definição de  $d50_c$  (quando  $E = (1/2) \cdot C$ );

$x_i$  – tamanho de partícula;

$d50_c$  – representa o corte de tamanho que separa a fração grosseira da fina.

A calibração do modelo de classificação envolve o retro-cálculo dos melhores ajustes para os parâmetros  $\alpha$ ,  $\beta$ ,  $d50_c$  e  $C$  utilizando os dados operacionais do classificador (Benzer, 2005).

Tavares et al. (2007) utilizaram as equações 3.39 e 3.40 para determinar os coeficientes de partição do produto grosseiro ( $E_{ui}$ ), no trabalho de avaliação da influência de variáveis operacionais no desempenho de um classificador aerodinâmico.

$$E_{ui} = 100 \cdot \frac{W_{ui} \cdot Y}{\hat{W}_{fi}} \quad (\text{Equação 3.39})$$

$W_{ui}$  e  $\hat{W}_{fi}$  representam as distribuições granulométricas do produto *underflow* e da alimentação (reconstituída), respectivamente. O rendimento  $Y$  foi calculado através da equação 3.40:

$$Y = \frac{\sum_{i=1}^N (W_{fi} - W_{oi}) \cdot (W_{ui} - W_{oi})}{\sum_{i=1}^N (W_{ui} - W_{oi})^2} \quad (\text{Equação 3.40})$$

Onde:

$W_{oi}$  e  $W_{fi}$  referem-se às análises granulométricas do produto fino e da alimentação, respectivamente e  $N$  retrata o número de intervalos de tamanhos analisados.



## **4. METODOLOGIA**

O trabalho foi desenvolvido em duas vertentes de análise: uma fundamentada nos conceitos de modelagem e simulação e a outra na avaliação qualitativa e quantitativa de alguns parâmetros do processo de cominuição.

As técnicas de simulação de processos de cominuição, baseadas em modelos de balanço populacional, demandam uma estrutura laboratorial simples. Basicamente, os equipamentos necessários são: um moinho de bancada e um moinho de torque para emprego da metodologia de escalonamento de Austin et al. (1987), um conjunto de peneiras para a realização das análises granulométricas e um software para avaliar a significância dos dados obtidos nos testes cinéticos de moagem (Alves et al., 2004).

Donda (2003) revela que existe uma grande dificuldade de correlação dos dados laboratoriais com os industriais. Entretanto, apesar dos ensaios de laboratório não serem executados em condições que representam na totalidade a realidade industrial, se bem dirigidos, não estão sujeitos aos mesmos erros industriais.

A metodologia adotada para a realização deste estudo está vinculada ao trabalho de Galéry (2002), que abordou de forma generalizada a modelagem dos parâmetros de quebra, baseada na análise da energia de fratura do minério.

O modelo de escalonamento de Austin foi aplicado para aferição do ajuste da função seleção específica, utilizando os dados gerados nos ensaios de laboratório (moinho de bancada) e no moinho de torque. Os resultados gerados no experimento realizado no moinho de torque foram comparados com os dados de granulometria calculados através do modelo de escalonamento. Após a verificação do ajuste adequado dos dados e da representatividade da comparação, o modelo de simulação foi validado.

### **4.1 Circuito de moagem a seco da Samarco Mineração**

A moagem de calcário a seco na Samarco Mineração é realizada em 2 moinhos de bolas, com capacidade produtiva de 50 e 80t/h. A diferença básica do circuito de ambos os moinhos se refere ao sistema de classificação. No moinho de menor capacidade produtiva, denominado circuito 1, o processo de transporte é mecânico e a classificação de partículas é realizada no separador dinâmico de primeira geração da Sturtevant. No circuito 2, o transporte é pneumático e a separação é desenvolvida pelo separador dinâmico de segunda geração da Svedala (Gyrotor e ciclone), conforme a Figura 4.1. As vazões e temperaturas do sistema podem ser observadas na Figura 4.1.

A granulometria do calcário alimentado nos circuitos é de 100% passante na malha de 10mm, com especificação do teor de umidade máximo de 1,1%. O calcário bruto é armazenado em dois silos de estocagem de capacidade individual de 350t, os quais alimentam os circuitos 1 e 2 de cominuição.

O produto final é obtido após as etapas de moagem e classificação, no *underflow* dos ciclones e no filtro de mangas. Esse apresenta uma área superficial específica de 5200  $\text{cm}^2/\text{g}$  e 65% de material passante na malha de 325 *mesh* (0,044mm).

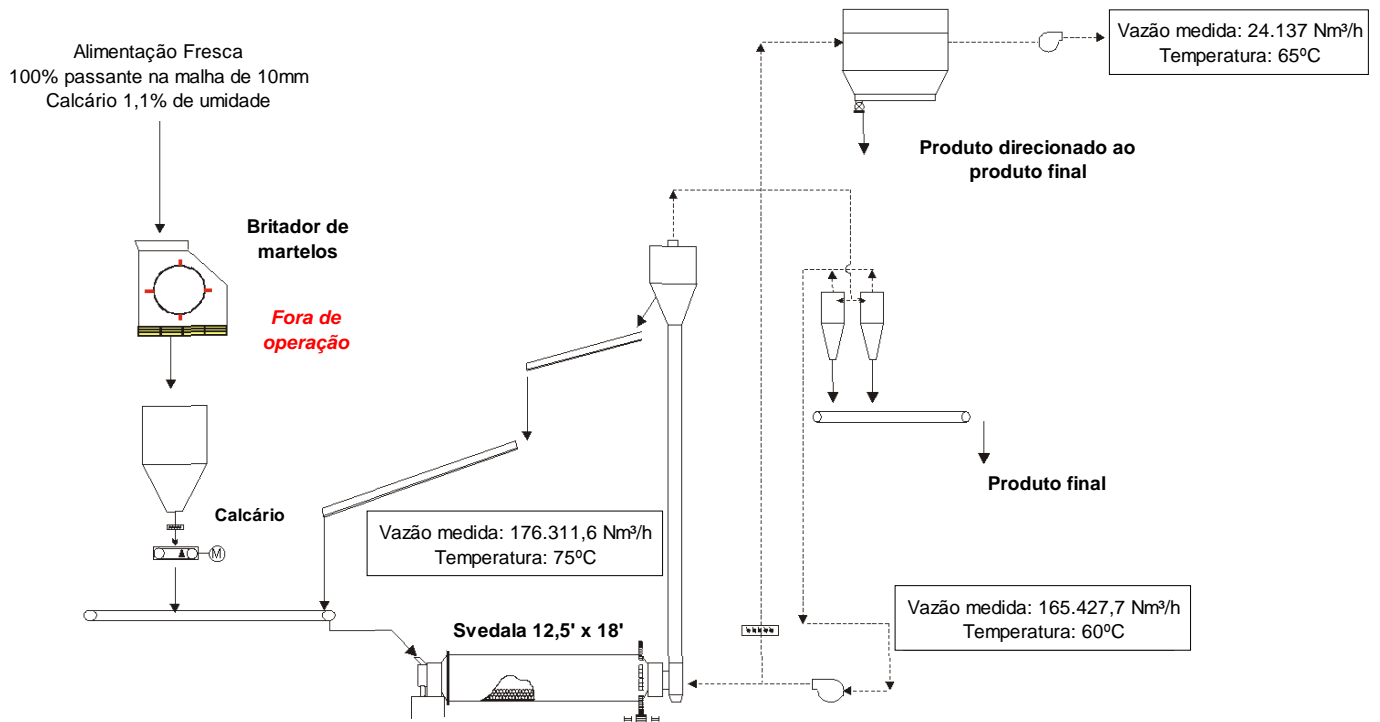


Figura 4.1: Circuito de moagem a seco de calcário – Moinho de bolas 2.

#### 4.1.1 Parâmetros do moinho industrial

O moinho de bolas do circuito 2 é um Svedala 12'5 x 18' (relação comprimento/diâmetro de 1,55). Ele é constituído de um compartimento de 3,81m de diâmetro e 5,895m de comprimento (considerando a espessura do revestimento de 76,5mm e de 10mm do diafragma da descarga, esse valor é reduzido para 5,75m).

O revestimento atual do moinho é o auto-classificador *classoline* da Magotteaux. As Figuras 4.2 e 4.3 apresentam os detalhes desse tipo de revestimento. A disposição interna das peças do revestimento obedece à seqüência de alocação que posiciona, no início do moinho, a peça de menor tamanho e posteriormente a de maior tamanho. Esse padrão é aplicado ao longo de todo o comprimento do moinho e modificado no último conjunto, o qual recebe uma montagem rebatida (invertido-espelhada), para viabilizar o direcionamento do fluxo para a descarga no diafragma. A Figura 4.4 retrata o perfil interno do moinho com o respectivo padrão de montagem. Na Figura 4.4 (a) observa-se a montagem do revestimento a partir do espelho da alimentação e nas Figuras 4.4 (b) e (c) os detalhes da disposição interna das peças.

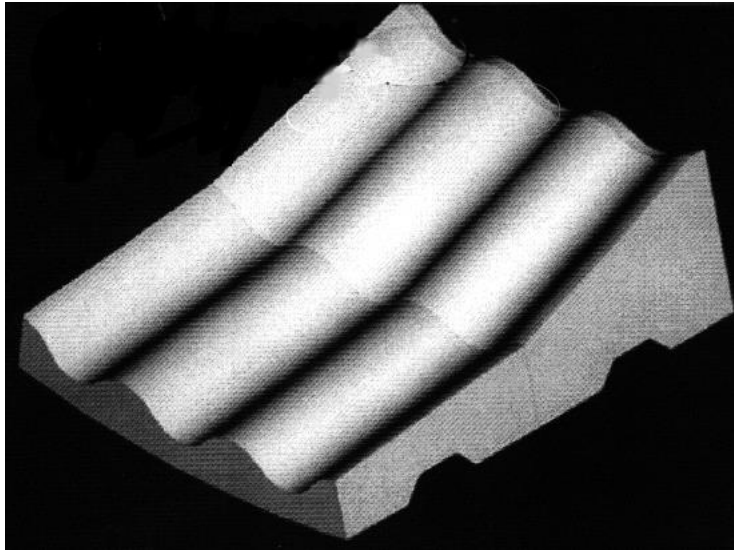


Figura 4.2: Revestimento auto-classificador da Magotteaux montado no moinho de bolas da Samarco para cominuição de calcário.

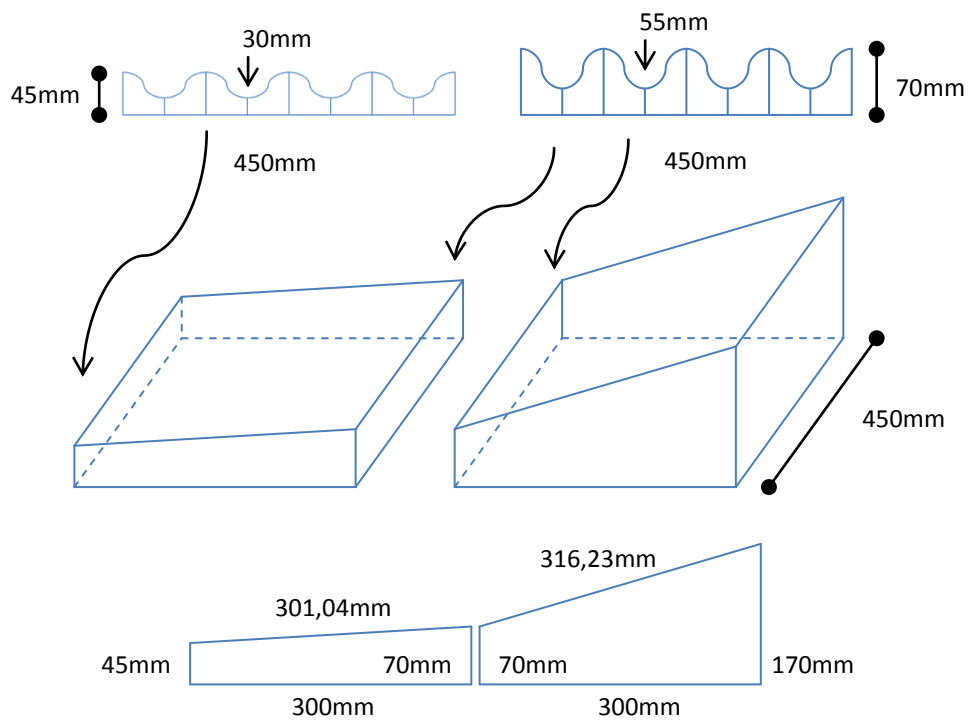


Figura 4.3: Medidas geométricas do revestimento auto-classificador da Magotteaux.



(a)



(b)



(c)

Figura 4.4: Disposição interna do revestimento auto-classificador. (a) Montagem no início da câmara de fragmentação; (b) Padrão de montagem do revestimento ao longo do moinho; (c) Perfil do conjunto de peças do revestimento.

A potência instalada do moinho é de 1118,5KW (potência calculada de 1098KW), com uma carga de bolas de 79t, um grau de enchimento de 28,75% e uma velocidade crítica de operação de 77,3%. A distribuição da carga de bolas original está descrita na Tabela 4.1. O consumo específico teórico de energia do moinho é de 11,1KWh/t.

Tabela 4.1: Distribuição da carga moedora do moinho de bolas 2.

<b>Diâmetro (mm)</b>	<b>Toneladas</b>	<b>% da Carga</b>
50	7,00	8,9
40	12,00	15,2
30	34,00	43,0
25	26,00	32,9

A Figura 4.5 apresenta os quatro tamanhos distintos dos corpos moedores utilizados na composição da carga em equilíbrio do moinho de bolas. As respectivas medidas geométricas foram descritas na Tabela 4.1. A recarga de corpos moedores deve ser realizada periodicamente, obedecendo ao padrão de abastecimento de 1,5 tonelada/mês, com material de 50mm de diâmetro.

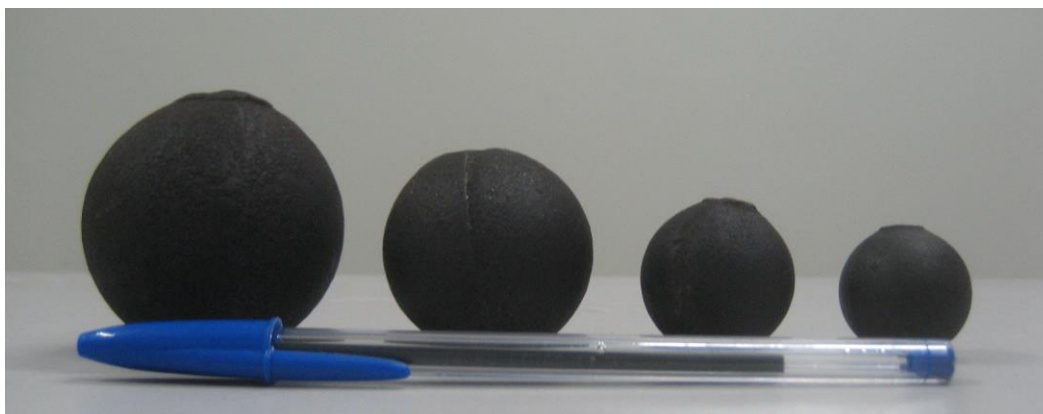


Figura 4.5: Corpos moedores utilizados na cominuição do calcário – tamanhos médios de 50, 40, 30 e 25mm.

## 4.2 Amostragem do circuito industrial

O trabalho de amostragem do circuito industrial foi realizado no moinho de bolas 2 da Samarco Mineração. As amostras foram obtidas nos fluxos da alimentação do moinho, do retorno da classificação do separador de partículas de segunda geração, do fluxo composto pelo material da alimentação e pelo retorno do separador, do produto final da saída dos ciclones e do material do filtro de mangas, para análise da distribuição granulométrica.

Os compostos de cada fluxo foram formados por 8 alíquotas, coletadas a cada 15 minutos no intervalo de 2 horas. Todos os fluxos foram amostrados no mesmo período, seguindo um circuito de coleta padronizado, que obedeceu a seqüência descrita no fluxo

apresentado pela Figura 4.6. O procedimento de formação dos compostos foi repetido, para garantir um número total de 3 amostras por fluxo. Os resultados da distribuição granulométrica das amostras foram utilizados para o fechamento do balanço de massas, feito pelo método de Lagrange.

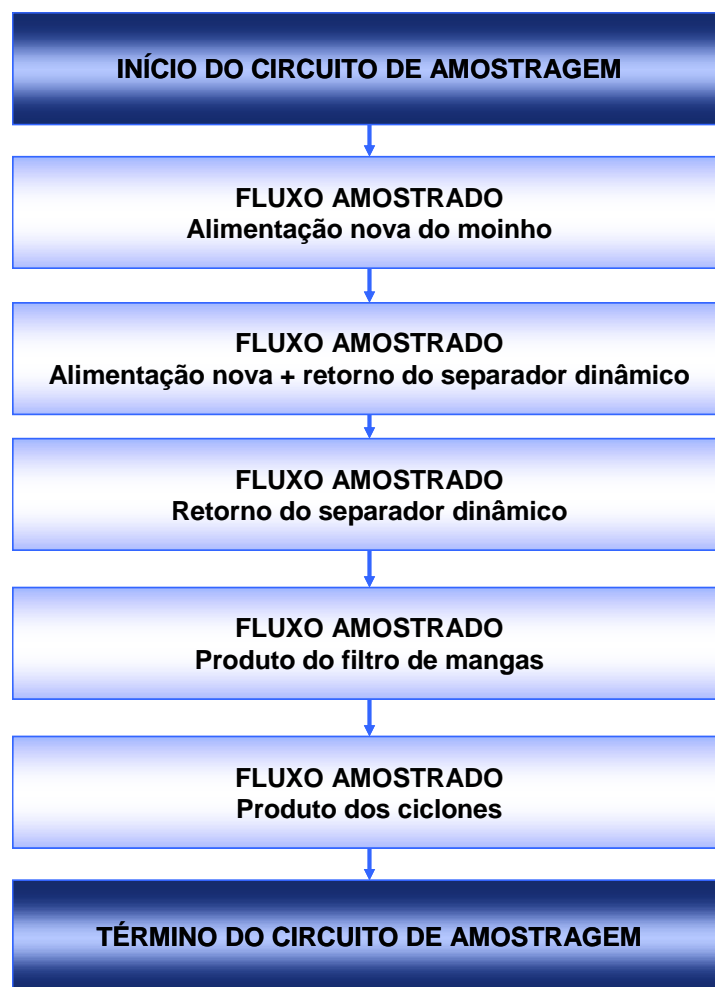


Figura 4.6: Fluxograma do circuito de amostragem – coleta de alíquotas dos fluxos para formação do composto, a cada 15 minutos.

As variáveis de processo monitoradas e levantadas para o fechamento do balanço de massas foram listadas abaixo:

- ✓ Taxa de alimentação do moinho;
- ✓ Granulometria da alimentação nova;
- ✓ Granulometria dos produtos do circuito;
- ✓ Carga circulante;
- ✓ Potência consumida pelo moinho.

### 4.3 Amostragem da carga moedora do moinho industrial

O estudo referente à distribuição granulométrica das bolas do moinho de calcário 2 foi pautado na amostragem do corpo moedor, na medição do diâmetro e na análise estatística dos resultados.

A amostragem realizada ao longo da câmara de fragmentação foi subdividida em quatro quadrantes, para viabilizar a análise comparativa de tamanhos de corpo moedor por região do moinho. A Figura 4.7 ilustra as regiões de coleta das amostras de corpo moedor, representada pelas cavidades. O leito de corpos moedores foi amostrado a partir da profundidade de 400mm, onde a coleta foi realizada, por quadrante, de forma aleatória dentro das cavidades indicadas pelas setas brancas, totalizando um número de 90 amostras, aproximadamente. A Figura 4.8 retrata as amostras divididas por área de coleta.

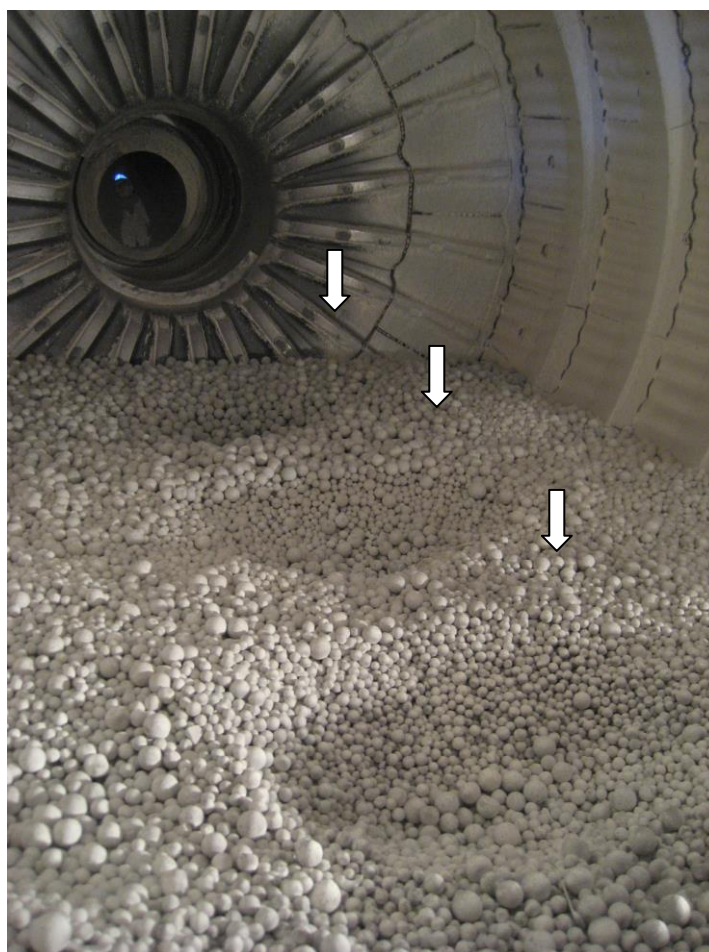


Figura 4.7: Amostragem dos corpos moedores por quadrante – as regiões de coleta foram representadas pelas setas brancas (indicação das cavidades).

O diâmetro de cada bola foi medido com paquímetro, em duas orientações, para avaliar as variações de tamanho que podem sugerir uma deformidade fora do padrão. Foram desenvolvidos estudos estatísticos para a determinação do desempenho do revestimento

auto-classificador e para a análise de deformação dos corpos moedores, utilizando os métodos ANOVA (análise de variância) e Teste de hipóteses do *software* Minitab. Adicionalmente, o método de Bond (1961a) foi aplicado para a realização do diagnóstico da distribuição de tamanhos dos corpos moedores no interior do moinho, comparando os resultados da amostragem com o padrão de carga estabilizada da Magotteaux e o padrão de Bond (1961a).

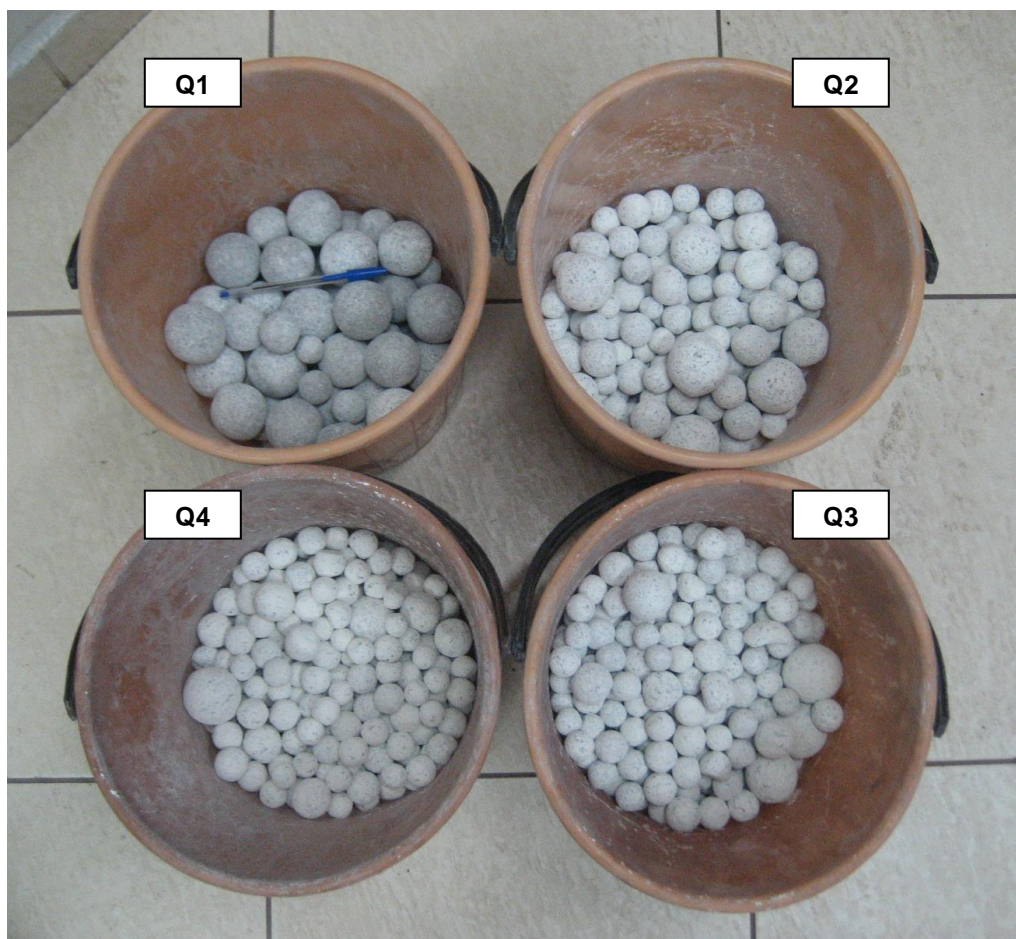


Figura 4.8: Amostras dos corpos moedores separadas por quadrante – divisão do 1° (Q1) ao 4° (Q4) quadrante representando as áreas da alimentação à descarga do moinho.

#### **4.4 Avaliação do sistema de descarga do moinho**

O moinho de bolas da Samarco foi repotenciado em 2007 com foco no aumento da produção horária, de 50t/h para 80t/h. Para garantir esse incremento significativo, o diafragma da descarga foi substituído. A área útil da peneira (superfície de passagem de material cominuído) foi ampliada na região central, visando à adequação da ventilação interna do moinho e o correto transporte de material. Os materiais do diafragma, empregados antes e após o repotenciamento, possuem composição metálica. As Figuras 4.9 e 4.10 apresentam os detalhes desta modificação.





(a)

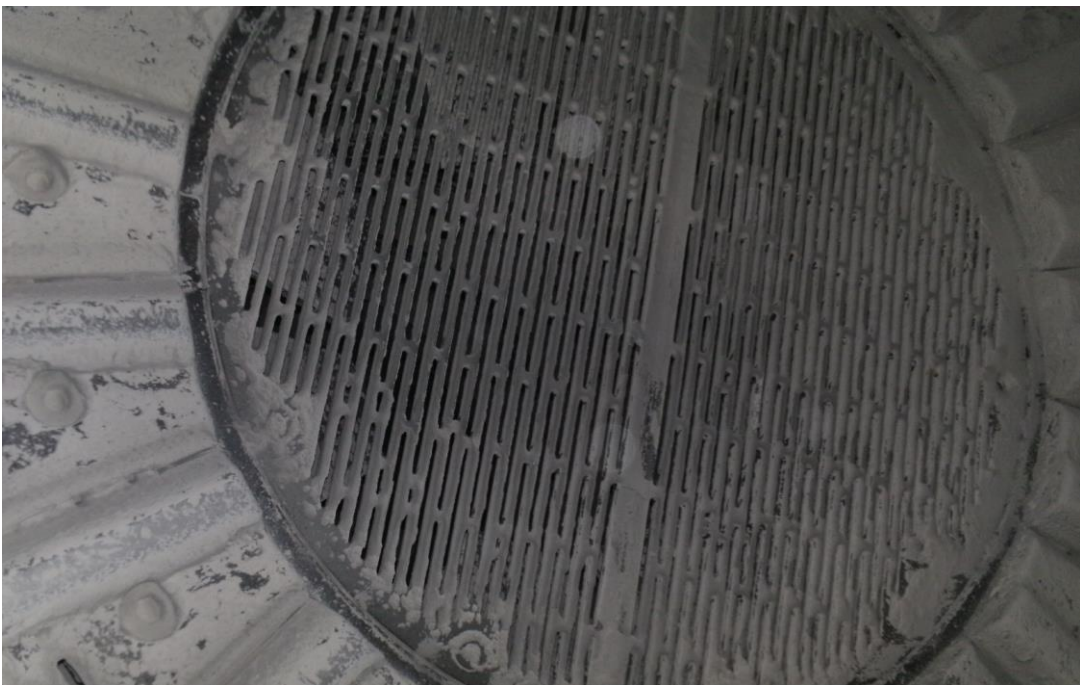


(b)

Figura 4.9: Diafragma da descarga do moinho antes do repotenciamento. (a) Região periférica com superfície de passagem; (b) Região central vedada à ventilação.



(a)



(b)

Figura 4.10: Diafragma da descarga do moinho após o repotenciamento. (a) Região periférica com superfície de passagem ampliada; (b) Região central otimizada com a substituição da chaparia por peneira.

#### 4.5 Determinação das funções quebra e seleção no moinho de bancada

Inicialmente, amostras da alimentação da moagem de calcário da Samarco Mineração foram coletadas para a realização dos testes laboratoriais (moinho de bancada) de determinação da função quebra e função seleção. A amostra foi composta por 20 alíquotas de 1kg, que foram coletadas diariamente no circuito de abastecimento dos silos de material britado (padrão da alimentação nova do moinho), utilizando um cortador de fluxo *cross-belt*. Foram gerados 4 incrementos diários a cada 2 horas que, após o quarteamento, contabilizaram a amostra diária. O produto final da campanha de amostragem gerou o montante de 20kg que foi destinado à execução dos testes laboratoriais.

O teste cinético de moagem foi realizado com partículas de mono-tamanho, com granulometria compreendida entre os tamanhos 1,4 e 1,0mm, para determinar a função quebra do calcário e a função seleção, utilizando um moinho padrão de Austin, de dimensões  $D = 252\text{mm}$  e  $L = 260\text{mm}$  (moinho de bancada). As bolas utilizadas possuíam um diâmetro médio de 1 polegada (entre 25 e 26mm). O grau de enchimento adotado foi de 20% do volume interno do moinho que é dado por  $V = 12.968\text{cm}^3$ . A carga de bolas, para uma porosidade de leito 0,4, foi de 11,95kg. Foram utilizadas 8 barras internas, espaçadas proporcionalmente, para a realização do revolvimento da carga de bolas. A velocidade crítica de rotação determinada para os ensaios foi de 70%. A fração de preenchimento dos interstícios do leito de bolas foi apresentada por  $U = 0,5$ . Desta forma, a massa da carga de minério empregada para o teste foi de 1421g.

A amostra de minério foi carregada no moinho junto com a carga de bolas e os testes cinéticos foram desenvolvidos para os 5 intervalos de tempo:

- 0,33 min;
- 0,66 min;
- 1,00 min;
- 2,00 min;
- 4,00 min.

Para cada intervalo de moagem, a massa de minério foi cuidadosamente separada da carga de bolas, homogeneizada e quarteada até gerar uma amostra de aproximadamente 100g, para o ensaio de peneiramento via seca. A distribuição granulométrica, das amostras geradas, foi determinada para todos os intervalos de moagem praticados.

A Figura 4.11 mostra os detalhes do equipamento utilizado, nas instalações do laboratório de tratamento de minérios da UFMG. Os parâmetros relacionados às funções quebra e seleção de laboratório foram determinados utilizando as técnicas de retro-cálculo de Austin e Luckie (1971), baseadas no método BII.



Figura 4.11: Moinho de bancada utilizado para a determinação da função quebra do calcário.

#### 4.6 Determinação da função seleção específica

O segundo teste cinético de moagem foi desenvolvido com o padrão de granulometria da alimentação do moinho de bolas, que utiliza o calcário de granulometria 100% passante na malha de 10mm (material da mesma procedência do primeiro teste cinético). Foram coletados 20kg de calcário por dia, na correia de alimentação do moinho, até finalizar a composição final de uma amostra representativa de 100kg. Esse minério foi utilizado na determinação da função seleção específica, que foi calculada após a realização dos testes cinéticos no moinho de torque, ilustrado pela Figura 4.12. Os parâmetros reais de operação do moinho industrial foram utilizados para o cálculo da função seleção específica. A metodologia de escalonamento foi baseada nos trabalhos de Austin et al. (1984) e Herbst e Fuerstenau (1973).



Figura 4.12: Moinho de torque utilizado nos ensaios de determinação da função seleção específica.

A Tabela 4.2 apresenta o resumo dos parâmetros utilizados para a determinação da função seleção específica e a função seleção do moinho industrial.

Tabela 4.2: Dados utilizados no cálculo da função seleção específica.

<b>Minério</b>		
Densidade (g/cm <sup>3</sup> ) =		2,74
Massa de minério (kg) =		15,12
<b>Moinho</b>		
D (m)=		0,45
L (m)=		0,38
Vol (m <sup>3</sup> ) =		0,06
Vc (%) =		0,773
rpm =		48,63
J (%) =		0,2875
U =		0,8
<b>Bolas</b>		
Densidade (g/cm <sup>3</sup> ) =		7,68
<b>Carga de bolas</b>		
Massa de bolas do moinho calculada:		79,5 kg
50 mm	8,90%	7,075 kg
40 mm	15,20%	12,084 kg
30 mm	43,00%	34,185 kg
25 mm	32,90%	26,155 kg
<b>Equações</b>		
$U = \frac{f_c}{0,4 \cdot J} \quad J = \left( \frac{\text{massa de bolas} / \text{densidade das bolas}}{\text{volume do moinho}} \right) \frac{1,0}{0,6}$		
$f_c = \left( \frac{\text{massa de minério} / \text{densidade do minério}}{\text{volume do moinho}} \right) \frac{1,0}{0,6}$		

Os testes cinéticos foram desenvolvidos para 5 intervalos de tempo, dados por:

- 0,00 min;
- 0,38 min;
- 1,00 min;
- 2,00 min;
- 4,00 min.

A Figura 4.13 apresenta o carregamento da carga de bolas e do calcário, para a realização dos testes. A massa de bolas e de minério utilizada nos ensaios foi de 79,5 e 15,2kg, respectivamente. Após cada intervalo de moagem, as amostras foram descarregadas, quarteadas e peneiradas. As Figuras 4.14 e 4.15 mostram os detalhes das etapas de descarga e quarteamento da amostra. As alíquotas finais geradas para a realização dos peneiramentos, via seca, foram de aproximadamente 100g. Essas amostras foram utilizadas para a determinação da distribuição granulométrica gerada em todos os intervalos de moagem praticados.



Figura 4.13: Alocação da massa de minério e da carga de bolas no moinho de torque para realização dos testes cinéticos ( $U = 0,8$ ).

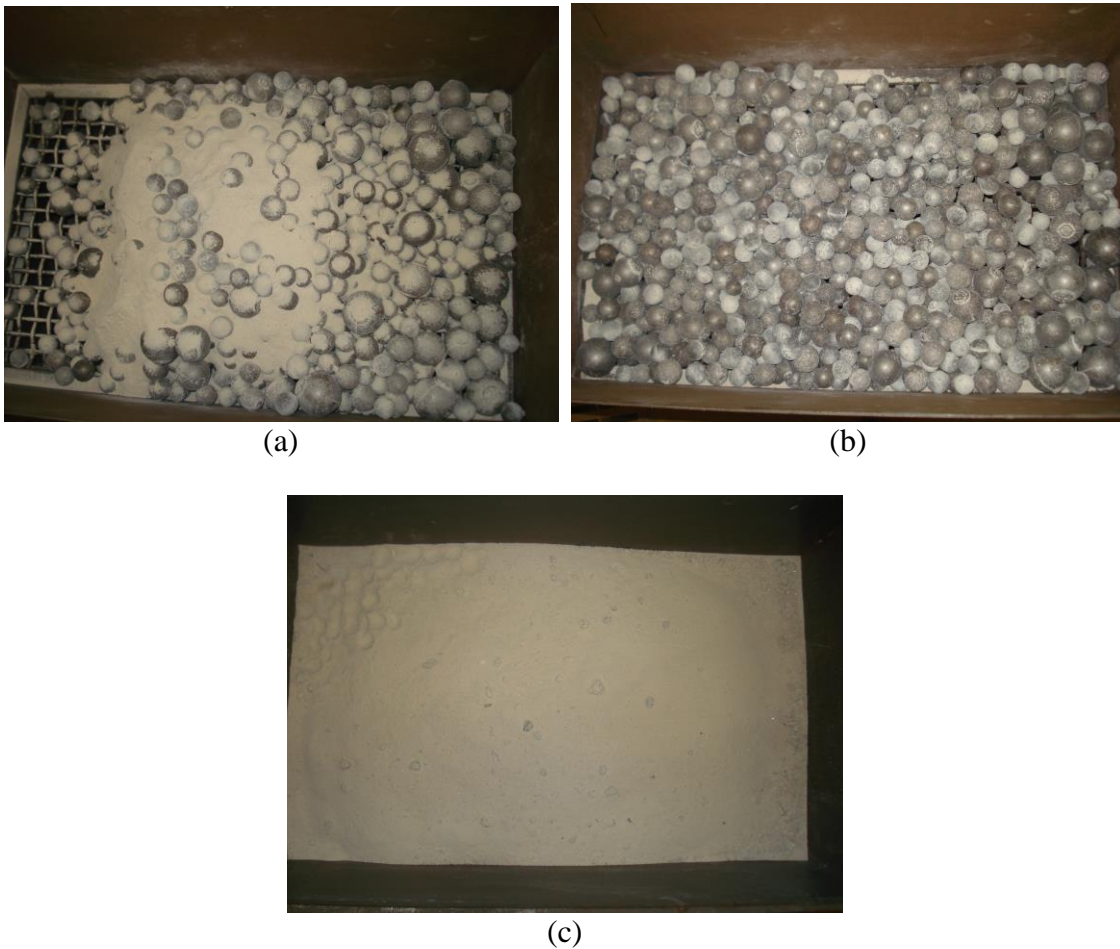


Figura 4.14: Descarregamento do moinho após a realização de um teste cinético. (a) Massa de minério e carga de bolas, pós-moagem; (b) Carga de bolas, pós-separação; (c) Massa de minério disponibilizada para o quarteamo.



(a)



(b)



(c)



(d)

Figura 4.15: Quarteamento da amostra. (a) Quarteamento primário da massa de 15,2kg de minério; (b) Homogeneização da amostra; (c) Quarteamento final; (d) Alíquota disponibilizada para o peneiramento.

## 5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

### 5.1 Resultados da amostragem do circuito industrial

Os resultados referentes às análises granulométricas dos materiais coletados no circuito industrial foram agrupados pelos fluxos: alimentação nova, retorno do separador (*underflow*), alimentação nova com retorno da classificação, descarga do moinho e produto da separação (*overflow*). Os dados foram agrupados nas Tabelas 5.1 – 5.5. Durante o período de amostragem, a média de produção dos moinhos foi de aproximadamente 80t/h, com uma potência média consumida de 884kW. Essas informações foram utilizadas para o fechamento do balanço de massas do circuito industrial de moagem.

Os ajustes das curvas de distribuição granulométrica, dos fluxos referentes ao *overflow* e *underflow* do separador mecânico, foram feitos pela equação de Rosin-Rammler. A determinação da distribuição granulométrica do produto da moagem (saída do moinho) foi realizada pelo método de Lagrange. A Figura 5.1 apresenta as curvas de distribuição granulométrica referente aos fluxos amostrados.

Tabela 5.1 – Dados da distribuição granulométrica da alimentação nova.

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA			
ALIMENTAÇÃO NOVA			
Peneiras (mm)	Massa ret. (g)	% Retido	% Passante Ac.
12,5	0,00	0,0%	100,0%
9,5	0,00	0,0%	100,0%
6,3	2,85	0,6%	99,4%
4,8	8,25	1,9%	97,5%
3,35	18,45	4,2%	93,3%
2,36	30,57	6,9%	86,4%
1	85,97	19,4%	67,0%
0,85	30,62	6,9%	60,1%
0,6	35,26	8,0%	52,2%
0,5	35,28	8,0%	44,2%
0,425	16,90	3,8%	40,4%
0,3	35,28	8,0%	32,4%
0,212	34,42	7,8%	24,7%
0,15	22,53	5,1%	19,6%
0,106	25,58	5,8%	13,8%
0,075	12,23	2,8%	11,1%
0,053	13,77	3,1%	7,9%
0,045	4,81	1,1%	6,9%
Fundo	30,41	6,9%	0,0%
TOTAL	443,18	100,00%	



Tabela 5.2a – Dados da distribuição granulométrica do retorno de produção.

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA				
UNDERFLOW (RETORNO DE PRODUÇÃO)				
Peneiras (mm)	Massa ret. (g)	% Retido	% Retido Ac.	% Passante Ac.
12,5	0,00	0,0%	0,0%	1,00
9,5	0,00	0,0%	0,0%	1,00
6,3	1,62	0,4%	0,4%	1,00
4,8	1,00	0,3%	0,7%	0,99
3,35	2,90	0,8%	1,5%	0,99
2,36	4,30	1,2%	2,6%	0,97
1	17,90	4,8%	7,4%	0,93
0,85	9,40	2,5%	9,9%	0,90
0,6	12,68	3,4%	13,3%	0,87
0,5	13,60	3,6%	17,0%	0,83
0,425	13,06	3,5%	20,5%	0,80
0,3	34,10	9,1%	29,6%	0,70
0,212	48,94	13,1%	42,7%	0,57
0,15	43,93	11,8%	54,4%	0,46
0,106	63,30	16,9%	71,4%	0,29
0,075	30,80	8,2%	79,6%	0,20
0,053	33,10	8,9%	88,5%	0,12
0,045	24,83	6,6%	95,1%	0,05
Fundo	18,16	4,9%	100,0%	0,00
TOTAL	373,62	100,00%		
RR	d50	276,9137965		
	m	1,073625523		

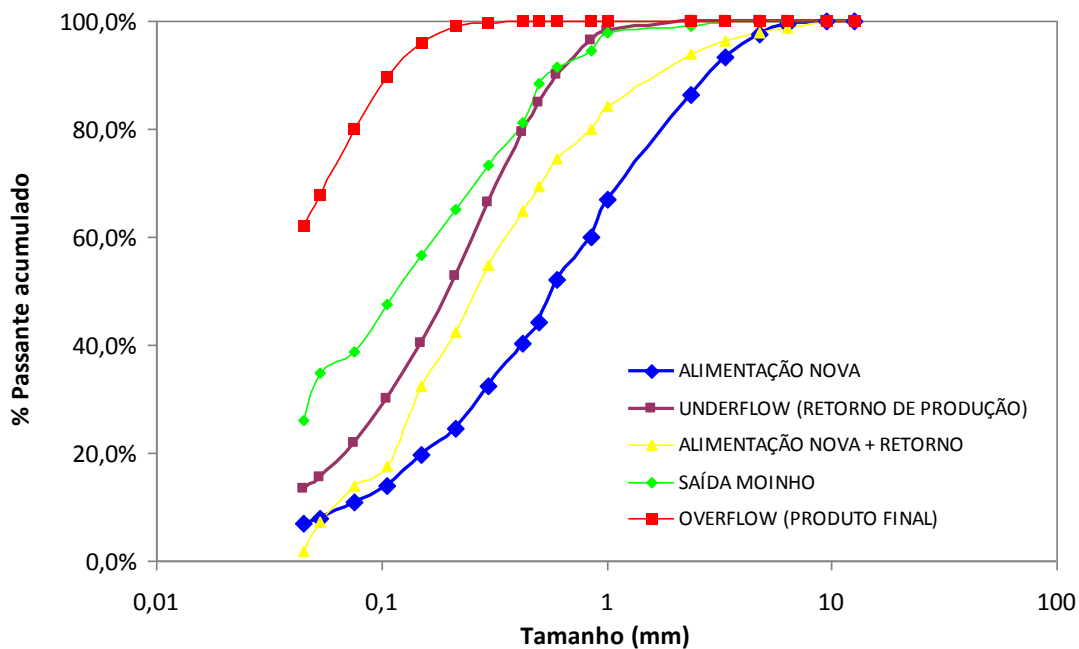


Figura 5.1: Distribuição granulométrica dos fluxos do circuito de moagem.

Tabela 5.2b – Dados da distribuição granulométrica do retorno de produção ajustados.

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA			
UNDERFLOW (RETORNO DE PRODUÇÃO)			
Peneiras (mm)	RR	% Retido Recalc	Massa recalc
12,5	1,00	0,0%	0,00
9,5	1,00	0,0%	0,00
6,3	1,00	0,0%	0,00
4,8	1,00	0,0%	0,00
3,35	1,00	0,0%	0,00
2,36	1,00	1,9%	1,88
1	0,98	1,7%	1,68
0,85	0,96	6,5%	6,52
0,6	0,90	5,1%	5,08
0,5	0,85	5,3%	5,35
0,425	0,79	13,1%	13,11
0,3	0,66	13,6%	13,58
0,212	0,53	12,4%	12,38
0,15	0,40	10,4%	10,42
0,106	0,30	8,2%	8,19
0,075	0,22	6,2%	6,22
0,053	0,16	2,3%	2,34
0,045	0,13	4,2%	4,24
Fundo	0,09	9,0%	9,01
TOTAL			100,00

Tabela 5.3 – Dados da distribuição granulométrica da alimentação nova, com o retorno de produção.

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA			
ALIMENTAÇÃO NOVA + RETORNO			
Peneiras (mm)	Massa ret. (g)	Retido	Passante Ac.
12,5	0,00	0,0%	100,0%
9,5	0,00	0,0%	100,0%
6,3	6,50	1,3%	98,7%
4,8	4,30	0,9%	97,8%
3,35	6,90	1,4%	96,4%
2,36	12,70	2,6%	93,9%
1	48,30	9,8%	84,1%
0,85	20,80	4,2%	79,9%
0,6	26,80	5,4%	74,5%
0,5	25,50	5,2%	69,3%
0,425	22,40	4,5%	64,8%
0,3	49,40	10,0%	54,8%
0,212	61,20	12,4%	42,5%
0,15	49,50	10,0%	32,5%
0,106	74,40	15,0%	17,4%
0,075	17,10	3,5%	14,0%
0,053	32,60	6,6%	7,4%
0,045	27,00	5,5%	1,9%
Fundo	9,60	1,9%	0,0%
TOTAL	495,00	100,00%	

Tabela 5.4 – Dados da distribuição granulométrica da descarga do moinho.

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA			
SAÍDA MOINHO			
Peneiras (mm)	Massa ret. (g)	Retido	Passante Ac.
12,5	0,00	0,0%	100,0%
9,5	0,00	0,0%	100,0%
6,3	0,00	0,0%	100,0%
4,8	0,00	0,0%	100,0%
3,35	0,01	0,0%	100,0%
2,36	2,36	1,0%	99,0%
1	2,10	0,9%	98,0%
0,85	8,15	3,6%	94,4%
0,6	6,35	2,8%	91,6%
0,5	6,69	3,0%	88,6%
0,425	16,54	7,4%	81,2%
0,3	17,86	7,9%	73,3%
0,212	18,40	8,2%	65,1%
0,15	19,28	8,6%	56,6%
0,106	19,94	8,9%	47,7%
0,075	19,83	8,8%	38,9%
0,053	8,93	4,0%	34,9%
0,045	19,76	8,8%	26,1%
Fundo	58,80	26,1%	0,0%
TOTAL	225,00	100,00%	
<b>CC</b>	<b>1,25</b>		

Tabela 5.5 – Dados da distribuição granulométrica do produto final do circuito de moagem.

ANÁLISE GRANULOMÉTRICA			
OVERFLOW (PRODUTO FINAL)			
Peneiras (mm)	Massa ret. (g)	Retido	Passante Ac.
12,5	0,00	0,0%	100,0%
9,5	0,00	0,0%	100,0%
6,3	0,00	0,0%	100,0%
4,8	0,00	0,0%	100,0%
3,35	0,00	0,0%	100,0%
2,36	0,00	0,0%	100,0%
1	0,00	0,0%	100,0%
0,85	0,00	0,0%	100,0%
0,6	0,00	0,0%	100,0%
0,5	0,01	0,0%	100,0%
0,425	0,15	0,1%	100,0%
0,3	0,89	0,9%	99,8%
0,212	2,93	2,9%	99,0%
0,15	6,26	6,3%	96,0%
0,106	9,70	9,7%	89,8%
0,075	12,06	12,1%	80,1%
0,053	6,01	6,0%	68,0%
0,045	14,46	14,5%	62,0%
Fundo	47,54	47,5%	47,5%
TOTAL	100,00		
RR	d50	0,083574948	
	m	1,797018063	

## 5.2 Resultados da consolidação do balanço de massas

O balanço de massas foi consolidado utilizando os dados listados nas Tabelas 5.1 – 5.5. O método de Lagrange foi aplicado para a determinação da carga circulante do sistema ilustrado na Figura 5.2. Desta forma, foi possível encontrar um valor médio de 1,08 (108%) para a carga circulante do moinho de bolas 1. Esse valor de referência, do moinho de bolas 1, foi utilizado como padrão para a determinação da carga circulante do moinho de bolas 2.

O valor encontrado para o moinho de bolas 2 foi de 1,25 (125%). A determinação foi realizada utilizando os valores de composição da carga total de alimentação do moinho, feita pelos fluxos de alimentação nova e retorno de produção do separador mecânico (*underflow*). A distribuição granulométrica dos fluxos citados foi gerada em análise anterior (Tabelas 5.1 e 5.2), sendo elas comparadas para a validação da carga circulante do moinho 2.

Utilizando os valores de alimentação nova, a referência de carga circulante do moinho 1 e as distribuições granulométricas alusivas à alimentação nova e retorno de produção, a distribuição granulométrica da alimentação total do moinho foi projetada. O valor encontrado nesse cálculo foi comparado com a amostra experimental apresentada pela Tabela 5.3. A diferença encontrada entre os valores das distribuições granulométricas, calculada e experimental, foi reduzida à zero variando o valor da carga circulante inicial, até a aferição final da referência (125%). A Figura 5.3 ilustra o ajuste das curvas granulométricas, após a validação do cálculo.

### Fechamento do balanço de massas - Método Lagrange

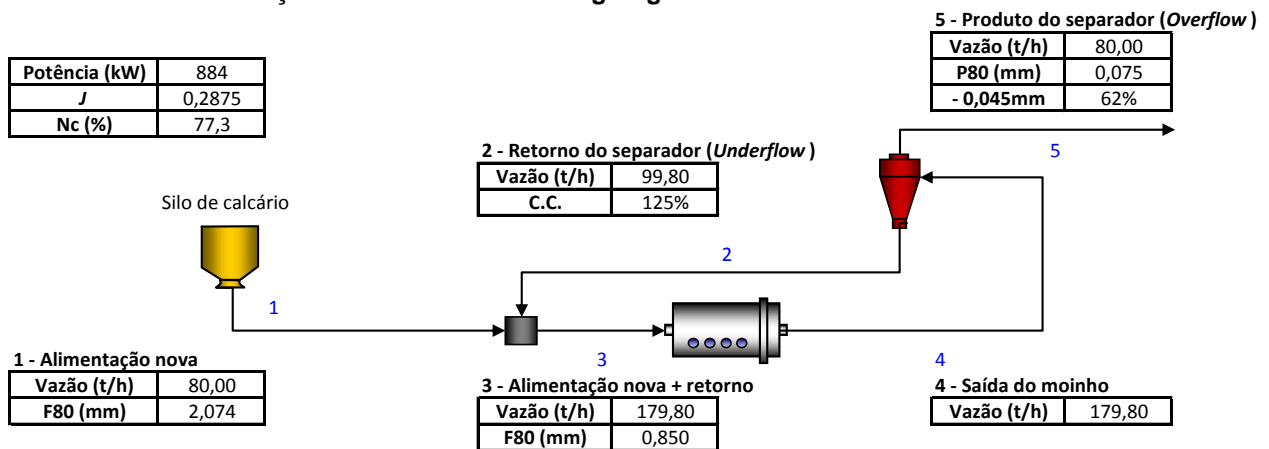


Figura 5.2: Consolidação do balanço de massas do circuito de moagem.

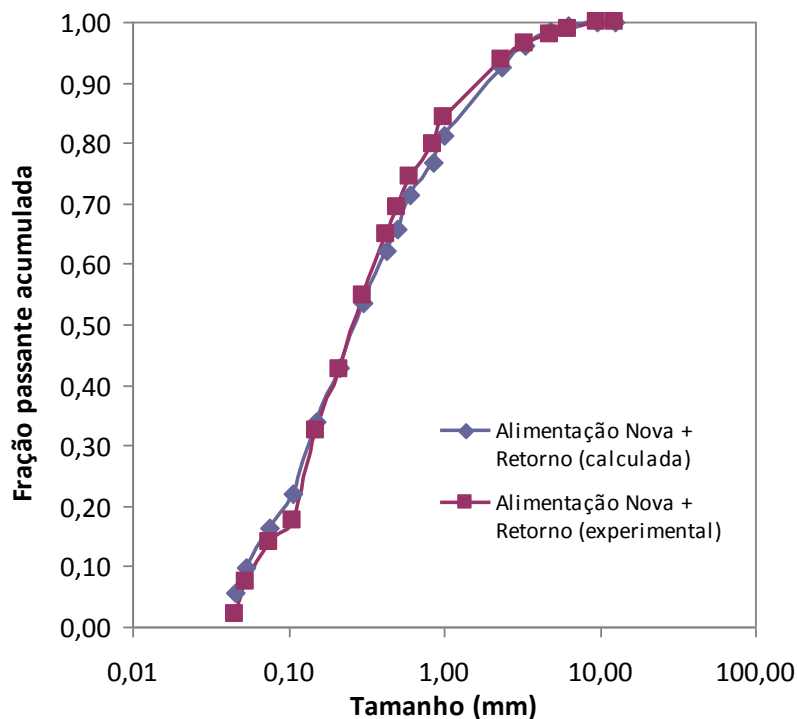


Figura 5.3: Ajuste das distribuições granulométricas – calculada e experimental.

A alimentação total do moinho calculada, considerando o valor de carga circulante de 1,25, foi de 179,8t/h. A determinação desses valores, pelo método proposto, foi extremamente relevante. O circuito não possui balança para medição da carga circulante, nem mesmo locais apropriados para a coleta de minério na descarga do moinho. Sem essas informações o balanço de massas não seria fechado.

Os valores encontrados para F80 e P80 foram iguais a 2,074 e 0,075mm, respectivamente. A fração passante do produto do classificador mecânico (*overflow*) na malha de abertura de 0,045mm foi igual a 0,62.

### 5.3 Resultados da análise da carga moedora

A Tabela 5.6 apresenta o descritivo estatístico das medidas realizadas nos corpos moedores.

Tabela 5.6 – Medidas descritivas do diâmetro dos corpos moedores em milímetros.

Variável	Número de amostras	Média	Desvio-padrão	Mínimo	1º Quartil	Mediana	3º Quartil	Máximo
Máximo_Q1	84	37,17	9,61	23,40	28,65	35,65	47,42	53,40
Mínimo_Q1	84	35,16	10,21	20,80	26,05	32,60	45,15	51,90
Máximo_Q2	89	29,92	6,52	21,10	25,80	27,90	31,50	52,00
Mínimo_Q2	89	28,11	6,69	19,50	23,80	25,70	30,80	51,10
Máximo_Q3	90	29,73	6,01	21,20	26,00	28,00	31,13	51,80
Mínimo_Q3	90	27,60	5,65	19,20	24,33	25,95	29,68	51,40
Máximo_Q4	90	26,01	2,18	21,50	24,58	26,10	27,83	30,30
Mínimo_Q4	90	24,27	2,12	19,80	22,98	24,25	25,53	30,10

A primeira informação relevante da Tabela 5.6 refere-se aos valores máximos encontrados para o diâmetro dos corpos moedores. Os valores variam de 53,40 a 30,10mm, do primeiro quadrante ao quarto, o que sugere uma distribuição decrescente de tamanho ao longo da câmara de cominuição. Um fator importante é a granulometria padrão da carga de bolas do moinho. Após o repotenciamento do moinho, a carga completa de corpos moedores foi composta por 7t de 50mm, 10t de 40mm, 31t de 30mm e 23t de 25mm. As cargas complementares, para a manutenção do grau de enchimento (recarga), foram inseridas com um diâmetro médio de 50mm.

Outro ponto importante trata da variação das medições da forma do corpo moedor. A análise visual permite a identificação de um corpo amorfo, sem a característica circular intrínseca. Esta diferença de medida foi quantificada e demonstrada através de testes de hipóteses e de gráficos *boxplot*.

Os testes de hipóteses foram realizados para cada quadrante de amostragem, comparando a medida de maior dimensão com a de menor. O teste utilizado foi o *t-student* pareado. Os resultados foram resumidos na Tabela 5.7. A hipótese nula testada ( $h_0$ ) referiu-se a igualdade das medidas e a alternativa ( $h_1$ ) mostrou a diferença entre elas.

Pode-se observar nos resultados dos quatro quadrantes a diferença estatística entre as medidas. Em todos os casos o p-valor foi igual a zero, o que permite afirmar que a hipótese de igualdade entre as medidas de máximo e mínimo do corpo moedor não é válida.

Tabela 5.7 – Testes de hipótese da variação das dimensões do corpo moedor.

Paired T-Test and CI: Máximo\_Q1; Mínimo\_Q1

Paired T for Máximo\_Q1 - Mínimo\_Q1

	N	Mean	StDev	SE Mean
Máximo_Q1	84	37,17	9,61	1,05
Mínimo_Q1	84	35,16	10,21	1,11
Difference	84	2,011	1,527	0,167

95% CI for mean difference: (1,679; 2,342)

T-Test of mean difference = 0 (vs not = 0): T-Value = 12,07 P-Value = 0,000

Paired T-Test and CI: Máximo\_Q2; Mínimo\_Q2

Paired T for Máximo\_Q2 - Mínimo\_Q2

	N	Mean	StDev	SE Mean
Máximo_Q2	89	29,924	6,522	0,691
Mínimo_Q2	89	28,113	6,691	0,709
Difference	89	1,81	1,467	0,156

95% CI for mean difference: (1,501; 2,119)

T-Test of mean difference = 0 (vs not = 0): T-Value = 11,64 P-Value = 0,000

Paired T-Test and CI: Máximo\_Q3; Mínimo\_Q3

Paired T for Máximo\_Q3 - Mínimo\_Q3

	N	Mean	StDev	SE Mean
Máximo_Q3	90	29,728	6,013	0,634
Mínimo_Q3	90	27,597	5,645	0,595
Difference	90	2,131	1,579	0,166

95% CI for mean difference: (1,800; 2,462)

T-Test of mean difference = 0 (vs not = 0): T-Value = 12,80 P-Value = 0,000

Paired T-Test and CI: Máximo\_Q4; Mínimo\_Q4

Paired T for Máximo\_Q4 - Mínimo\_Q4

	N	Mean	StDev	SE Mean
Máximo_Q4	90	26,013	2,181	0,23
Mínimo_Q4	90	24,271	2,118	0,223
Difference	90	1,742	1,276	0,134

Difference

95% CI for mean difference: (1,475; 2,009)

T-Test of mean difference = 0 (vs not = 0): T-Value = 12,96 P-Value = 0,000



A Figura 5.4 ilustra a variação das medidas de diâmetro por quadrante e por dimensão. Percebe-se que o diâmetro dos corpos moedores diminui ao longo dos quadrantes, o que caracteriza a ação eficiente de classificação do revestimento do moinho. A variação encontrada no primeiro quadrante é significativamente maior em relação aos outros três. Em contrapartida, a presença de *outliers* no mesmo não foi detectada, algo recorrente nos quadrantes 2, 3 e 4, em ambas as dimensões medidas.

A ocorrência dos *outliers* pode ser atribuída à eficiência de classificação dos corpos moedores pelo revestimento do moinho. Apesar de desempenhar um papel significativo de separação, entende-se como natural uma eventual contaminação, conforme explicitado na Figura 5.4.

Mesmo com a dispersão apresentada no quadrante 1 e com os *outliers* dos quadrantes 2, 3 e 4, o resultado foi positivo, pois mostrou que o processo de segregação das bolas, no interior do moinho, por faixa granulométrica, ocorre naturalmente conforme o projetado. A diferença dos valores encontrados para cada quadrante foi comprovada pelo método de análise de variância (ANOVA), que apresentou um resultado de p-valor igual a zero. Entretanto, a comparação isolada dos quadrantes 2 e 3 mostra a igualdade estatística do diâmetro das bolas (p-valor igual a 0,7), o que não compromete consideravelmente a eficácia de separação do revestimento. A Figura 5.5 mostra o resumo estatístico das análises, bem como a interação quantitativa e qualitativa dos intervalos de confiança.

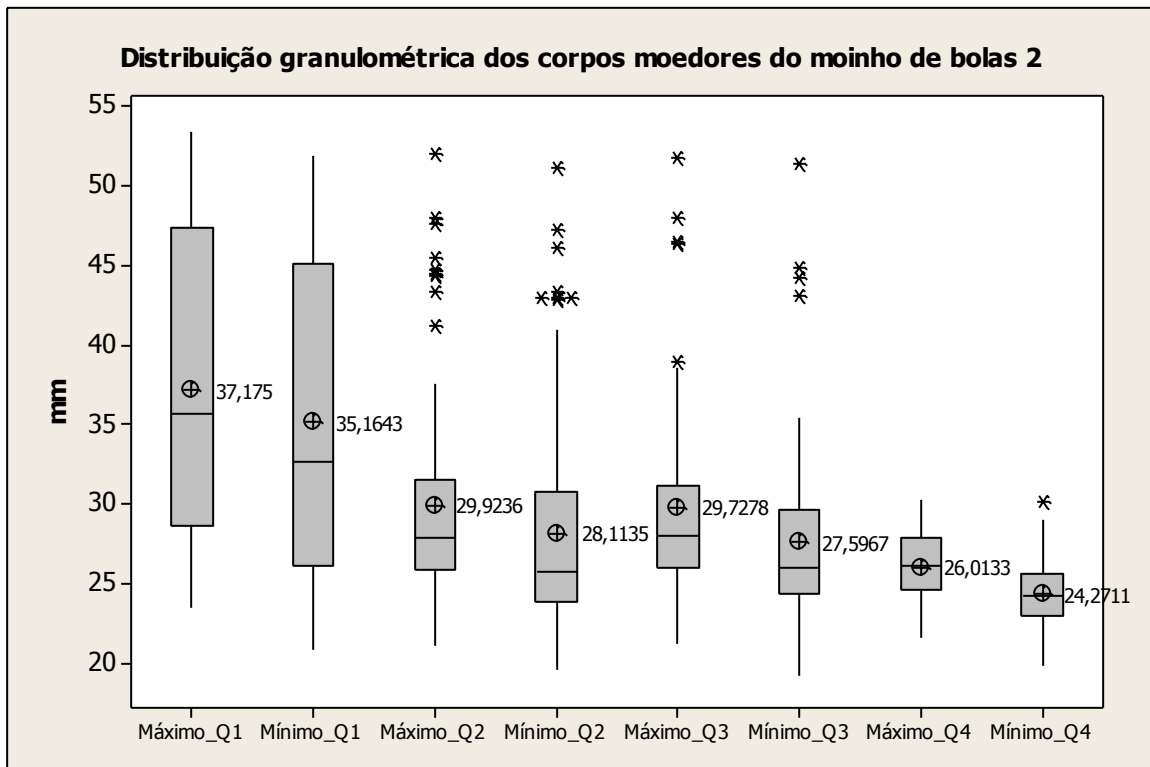
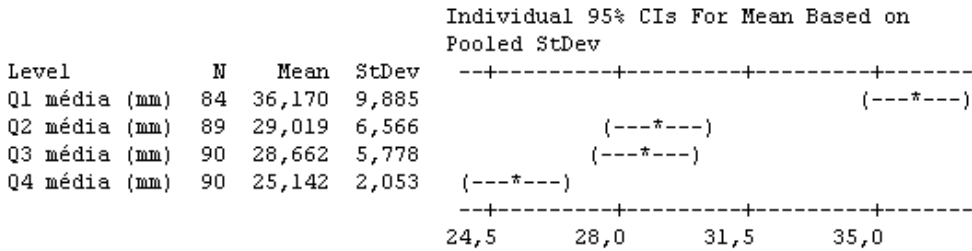


Figura 5.4: *Boxplot* das medidas granulométricas máximas e mínimas dos corpos moedores, por quadrante.

**One-way ANOVA: Q1 média (mm); Q2 média (mm); Q3 média (mm); Q4 média (mm)**

Source	DF	SS	MS	F	P
Factor	3	5522,6	1840,9	42,12	<b>0,000</b>
Error	349	15251,4	43,7		
Total	352	20774,0			

S = 6,611 R-Sq = 26,58% R-Sq(adj) = 25,95%



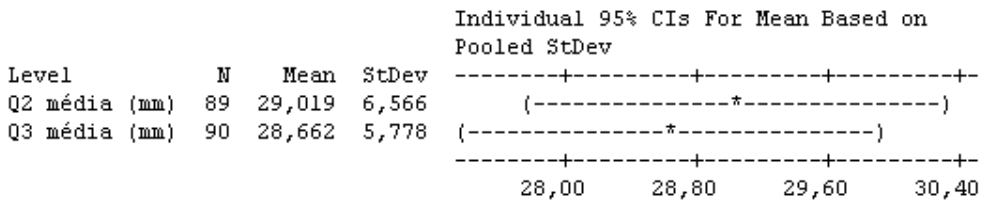
Pooled StDev = 6,611

(a)

**One-way ANOVA: Q2 média (mm); Q3 média (mm)**

Source	DF	SS	MS	F	P
Factor	1	5,7	5,7	0,15	<b>0,700</b>
Error	177	6765,4	38,2		
Total	178	6771,1			

S = 6,182 R-Sq = 0,08% R-Sq(adj) = 0,00%



Pooled StDev = 6,182

(b)

Figura 5.5: Análise de variância realizada para a avaliação da eficiência de separação dos revestimentos auto-classificadores. (a) Análise entre os quatro quadrantes; (b) Análise dos quadrantes centrais.

Uma política de controle de recebimento de insumos pode contribuir, significativamente, para a identificação de problemas físicos e metalúrgicos das bolas, que estão diretamente associados ao desgaste e à deformação prematura das mesmas.

A avaliação gráfica da distribuição granulométrica da carga moedora do moinho foi ilustrada na Figura 5.6. As retas e pontos representados pelas cores preta e vermelha remetem-se à proposta de Bond (1961a), sendo a primeira referente ao cálculo direto da distribuição pela equação 3.4 e a segunda calculada manualmente a partir do conceito básico da distribuição acumulada de tamanhos. Existe uma pequena diferença de ajuste entre em as curvas, determinadas pelos coeficientes  $m$  de inclinação, onde Bond (1961a) propõe um valor igual a 3,8, diferente do real calculado de 4,25. Bond (1961a) não apresentou o método utilizado para a efetivação do ajuste de inclinação da curva. Contudo, ambas as retas servem de referência para uma adequada avaliação da distribuição da carga moedora.

A reta representada pela equação  $y = 2,0368x - 1,4584$  ( $R^2 = 0,9226$ ) mostra a distribuição da carga moedora estabilizada, proposta pela Magotteaux, e implantada durante o processo de repotenciamento do moinho. Nota-se que a inclinação da reta sugere uma distribuição mais fina da carga moedora. Essa composição está de acordo com as recomendações feitas por de Bond (1958, 1961a) para aplicações em circuitos de moagem à seco.

A distribuição da carga real foi reportada pelo polinômio da equação  $y = -27,202x^2 + 86,796x - 67,202$  ( $R^2 = 0,8989$ ), no gráfico da Figura 5.6. O perfil encontrado para amostra retrata um comportamento atípico. O ajuste não apresentou linearidade, sendo representado matematicamente por uma regressão polinomial. Esse resultado pode estar associado ao fato da carga moedora não ter sido reclassificada após o repotenciamento, que ocorreu há mais de 3 anos, e às oportunidades de melhoria referentes ao cumprimento do padrão de reposição das bolas.

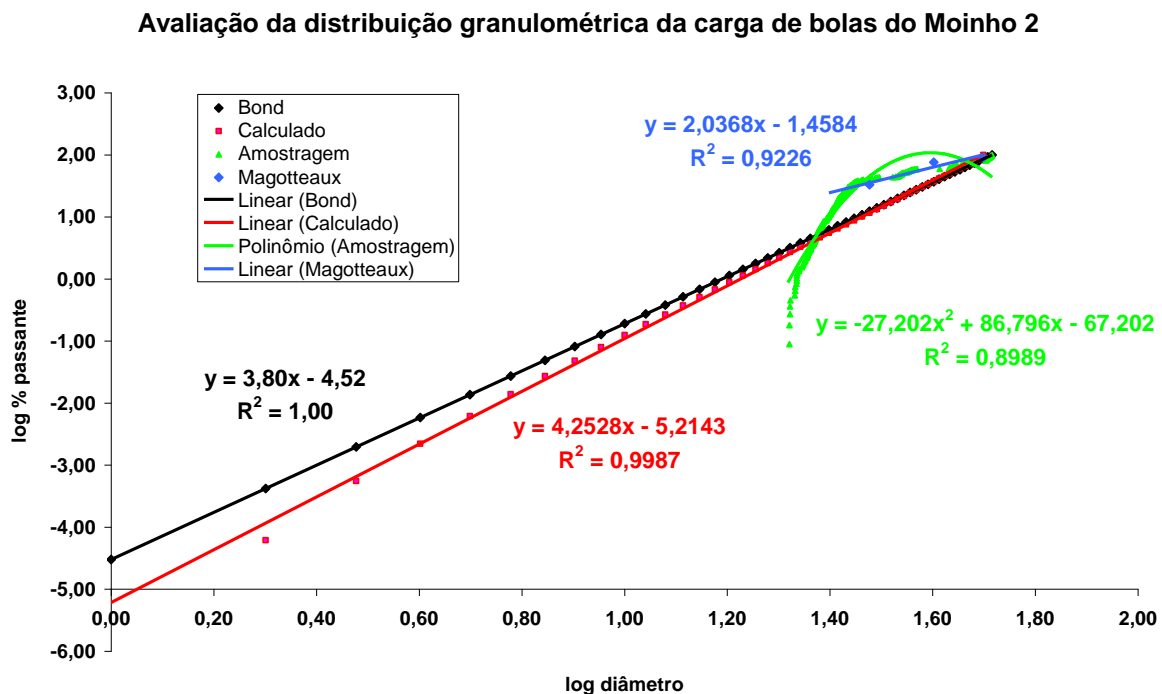


Figura 5.6: Comparativo das distribuições de carga moedora no interior do moinho.

#### 5.4 Resultados da avaliação do sistema de descarga dos moinhos

A substituição da estrutura do diafragma foi realizada visando à otimização de dois aspectos fundamentais: adequar a ventilação interna do moinho e viabilizar o transporte apropriado do material cominuído.

O desempenho da modificação foi notavelmente atendido, visto que o patamar de produção foi alterado, partindo de valores médios de produção da ordem de 50t/h para 80t/h, cumprindo os requisitos de qualidade (granulometria e área superficial específica dentro dos padrões estabelecidos como meta). Entretanto, algumas oportunidades de melhoria foram identificadas durante a execução de inspeções internas no moinho.

Durante o processo de cominuição, as partículas de calcário mais grosseiras, com tamanho superior a 10mm, que tem uma ocorrência aleatória (contaminação da alimentação nova – conforme conhecimento empírico) e não foi evidenciada na amostragem deste trabalho, associadas aos corpos moedores naturalmente desgastados, de mesma proporção de tamanho, são alojados no diafragma da descarga, principalmente na região periférica, obstruindo a passagem de material e vedando a ventilação interna do moinho. A Figura 5.7 apresenta os detalhes desse ponto fundamental de melhoria.



Figura 5.7: Obstrução do diafragma de descarga do moinho, com vedação incisiva da região periférica.

Diante deste fato, o procedimento adotado para a desobstrução do diafragma foi o de fusão das partículas, via eletrodo de solda. A Figura 5.8 mostra a situação do diafragma após a execução do procedimento de limpeza.



Figura 5.8: Efeito do procedimento de limpeza do diafragma de descarga do moinho.

A desobstrução via eletrodo de solda, além de comprometer a integridade física do diafragma, visto que o mesmo possui composição integral metálica, é pouco eficaz. A ação focada no efeito e não na causa promove o rápido reestabelecimento da condição anterior, de vedação do diafragma. Esse cenário foi evidenciado e comprovado após a execução do procedimento acompanhado por uma inspeção póstuma (realizada 7 dias após a limpeza).

Existem alternativas que podem contribuir para a redução ou até mesmo mitigação do efeito de obstrução. A primeira opção está associada ao controle da granulometria de alimentação do moinho. A atual especificação recomenda a cominuição de partículas 100% passante na malha de abertura de 10mm. Cumprindo esse padrão, além de eliminar o efeito de obstrução proveniente de uma das potenciais fontes existentes, o desempenho do processo de cominuição pode melhorar significativamente, visto que a carga moedora foi dimensionada para a fragmentação de partículas menores e, dificilmente, promoverá a quebra de partículas de tamanho superior à 10mm (embora não tenha sido evidenciada a presença de material retido na malha em questão, nas amostras deste estudo, foi possível identifica-lo como fonte de obstrução no diafragma). Esta relação de tamanho ideal de corpo moedor (carga estabilizada) e partícula a ser fragmentada já foi estudada em diversos trabalhos (Taggart, 1927; Bond, 1958; Austin, et al. 1984; Beraldo, 1987; Galéry, 2002; Kruger, 2004; Chaves e Peres, 2006; Valadão e Araújo, 2007).

A segunda opção refere-se ao peneiramento periódico da carga moedora. De acordo com a demonstração de diversos autores, o desgaste dos corpos moedores pode ocorrer de forma natural e/ou casual, destacando-se as falhas físicas e químicas prematuras associadas à abrasão, fadiga e corrosão (Taggart, 1927; Bond, 1958; Austin et al. 1984; Austin e Klimpel, 1985; Moore et al., 1988; Albertin, 1993; Cassola et al., 2004). Desta forma, a redução granulométrica gradativa dos corpos moedores torna-se uma realidade, que pode contribuir expressivamente para a obstrução do diafragma da descarga do moinho, considerando a inexistência de uma alternativa de remoção dos mesmos (com exceção do método de peneiramento). Nesse caso, levando em consideração o longo período de operação dos moinhos, sem a devida reclassificação da carga moedora (a eliminação dos expurgos fica limitada pelo diafragma culminando na obstrução do mesmo), e por ter uma baixa ocorrência de alimentação nova fora da especificação (inclusive não evidenciada nas amostras deste trabalho), seria razoável inferir uma contribuição mais expressiva da carga moedora no processo de obstrução do diafragma.

A determinação da periodicidade de aplicação do método de peneiramento pode ser realizada via amostragem da carga moedora, que possui um erro relevante de representatividade considerando a relação amostra/campo amostral. Os resultados de granulometria da carga moedora, referentes à amostragem, podem ser comparados com o padrão de carga estabilizada do moinho em estudo. A eventual anomalia detectada pode avaliar a necessidade de classificação da carga moedora, via peneiramento, e o restabelecimento do padrão de carga (Bond, 1958). Outra opção está associada à busca de referências empíricas e/ou acadêmicas na área de cominuição à seco. As referências empíricas podem ser levantadas junto às grandes empresas produtoras de cimento e cal hidratada que, eventualmente (os ciclos podem variar de 2 à 3 anos, dependendo da taxa de desgaste da carga moedora), promovem a classificação da carga dos moinhos e a substituição parcial/total da mesma (prática comum de processo para moinhos com descarga por diafragma).

Em resumo, a classificação periódica da carga moedora e a garantia de recebimento do calcário britado dentro da especificação granulométrica, 100% passante na malha de abertura de 10mm, podem contribuir expressivamente para a solução do problema de obstrução do diafragma.

## **5.5 Resultados da avaliação do separador de partículas**

A análise do desempenho do separador dinâmico de partículas foi realizada pela curva de *Tromp* retratada na Figura 5.9. A eficiência operacional desse equipamento nunca foi avaliada anteriormente, devido ao transporte pneumático do material cominuído na descarga do moinho. A tubulação que transporta o minério fragmentado é integralmente vedada e desprovida de pontos de amostragem. Adicionalmente, a informação de carga circulante do circuito foi medida pela primeira vez neste trabalho.

A imperfeição da classificação não foi calculada pela falta da informação do d25, fato isolado que já caracteriza uma anomalia do processo. Esse efeito foi provocado pelo

elevado *by-pass* do circuito dado por  $a = 0,29$ , que compromete, sensivelmente, o desempenho da moagem.

O *by-pass* é peculiar dos separadores, apresentando diversos graus de impacto. O retorno de material fino para o circuito de cominuição provoca um efeito de amortecimento da carga moedora, preenchendo os interstícios do leito de moagem e reduzindo significativamente a taxa de quebra das partículas. Esse problema associado à distribuição granulométrica irregular da carga de bolas e à vedação do diafragma da descarga pode prejudicar, expressivamente, o desempenho produtivo do processo.

A interação destes efeitos foi comprovada pela avaliação da função seleção do moinho industrial, que apresentou uma velocidade específica de quebra das partículas relativamente baixa e pelo modelo matemático que apresentou ajuste satisfatório para um tempo de residência elevado. Essas informações serão discutidas nos tópicos 5.7 e 5.8.

Um fato importante está associado à repetibilidade do teste. Esse foi o primeiro estudo realizado para o separador dinâmico da Samarco Mineração S/A. Os resultados indicam uma tendência de comportamento, entretanto, ponderações conclusivas sobre o desempenho devem ser propostas após a realização de novos estudos. A continuidade dos estudos nessa linha de investigação pode contribuir incisivamente para o ganho de produção e qualidade do produto cominuído.

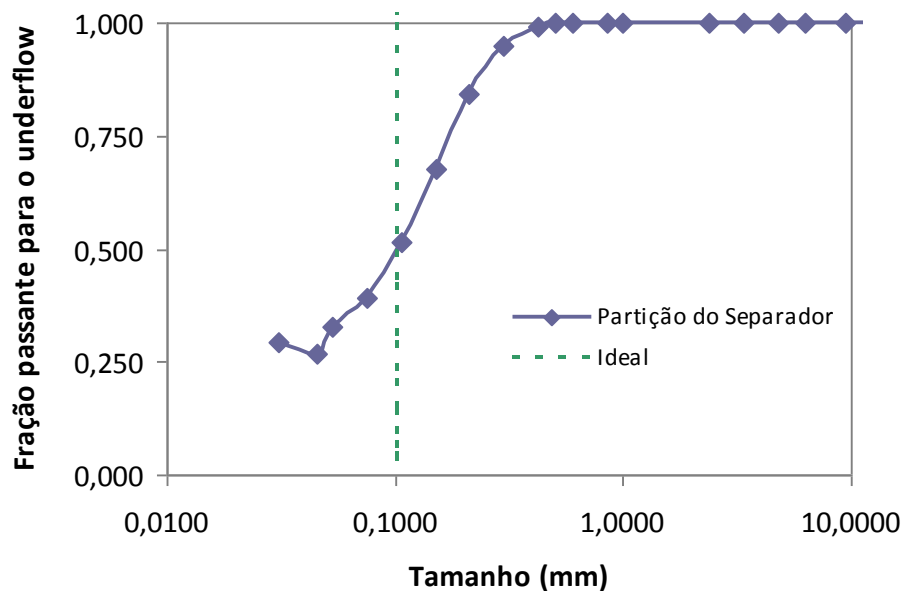


Figura 5.9: Curva de eficiência do separador dinâmico de partículas.

## 5.6 Resultados das simulações do moinho de bancada

A função quebra do calcário calcítico, apresentada na Figura 5.10, foi determinada pelo método BII de Austin e Luckie (1971). O software do laboratório de tratamento de minérios da UFMG foi utilizado para a realização dos cálculos matemáticos. A Tabela 5.8 apresenta o resumo das informações relacionadas aos resultados obtidos no moinho de bancada.

O ensaio de laboratório foi realizado com partículas de mono-tamanho do calcário calcítico, 100% passante na malha de abertura de 10mm. O material utilizado nos testes foi peneirado, gerando a amostra final compreendida na faixa granulométrica de 1,4 à 1,0mm.

Tabela 5.8 – Parâmetros da função quebra determinados em moinho de bancada.

Função Quebra - $B_{ij}$	
$\Phi$	0.610666
$\gamma$	1.042677
$\beta$	4.809556

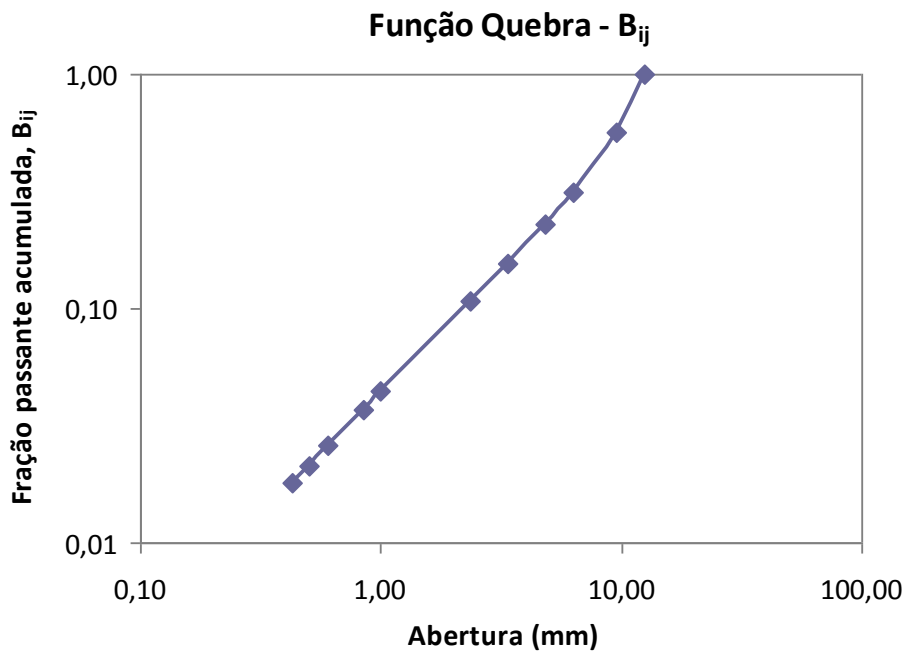
$$B_{ij} = \Phi_j \left( \frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^\gamma + (1 - \Phi_j) \left( \frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^\beta, \quad 0 \leq \Phi \leq 1$$


Figura 5.10: Função quebra do calcário determinada no moinho de bancada.



Os diferentes mecanismos de quebra da partícula podem ser descritos pelos parâmetros  $\Phi$ ,  $\beta$  e  $\gamma$ . Na Figura 5.10, a inclinação da parte inferior da curva é representada por  $\gamma$ , região em que as partículas de calcário apresentam uma distribuição granulométrica mais fina. O fenômeno de quebra associado a esse parâmetro é o de impacto. Alguns autores demonstraram que  $\gamma$  é peculiar do material, ou seja, não deve variar conforme as modificações promovidas no meio (Austin et al., 1984; Galéry, 2002).

O mecanismo de quebra por compressão é determinado por  $\beta$ , que descreve o comportamento da parte superior da curva. O parâmetro  $\Phi$ , obtido através do prolongamento do ponto de interseção das duas retas de inclinação  $\gamma$  e  $\beta$ , até o eixo das ordenadas, mostrou que 61% do calcário foi fragmentado pelo mecanismo de quebra por impacto e 39% por compressão.

## 5.7 Resultados das simulações do moinho de torque

Os resultados referentes ao cálculo da função seleção do moinho de torque foram agrupados na Tabela 5.9. Esses dados foram utilizados para a determinação da função seleção específica. Os ensaios no moinho de torque foram realizados para 5 intervalos de tempo de moagem. A Figura 5.11 apresenta os resultados referentes às distribuições granulométricas obtidas em cada ensaio.

Tabela 5.9 – Parâmetros da função seleção determinados em moinho de torque.

Função Seleção - $S_i$	
$x_0$	0.9633
$a$	1.154656749
$\alpha$	0.887500448
$\mu$	2.194291571
$\Lambda$	1.451360549

$$S_i = \frac{a \cdot \left(\frac{x_i}{x_0}\right)^\alpha}{1 + \left(\frac{x_i}{\mu}\right)^\Lambda} \quad \Lambda \geq 0$$

A Figura 5.12 mostra o comportamento não linear da velocidade específica de quebra  $S_i$ . A energia fornecida às partículas para a efetuação da fragmentação foi insuficiente, o que comprometeu significativamente a taxa específica de cominuição e promoveu a quebra anormal da partícula.

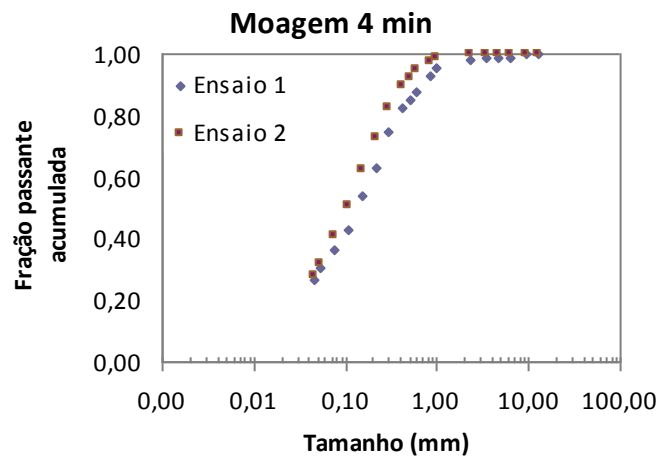
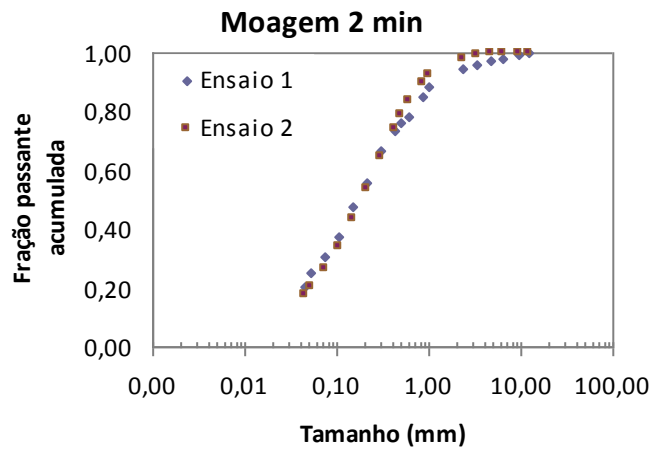
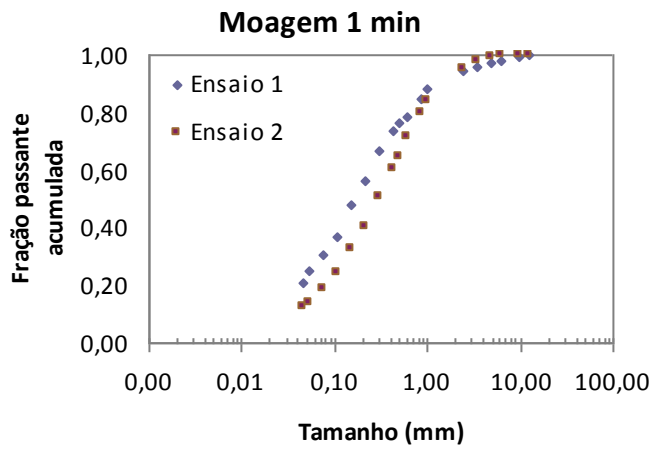
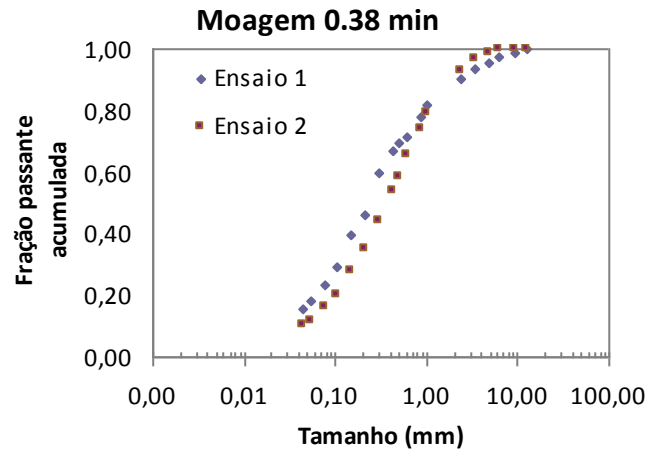
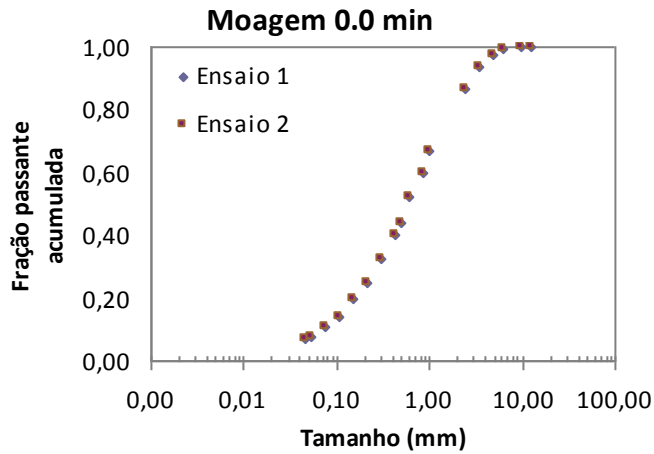


Figura 5.11: Distribuição granulométrica dos ensaios realizados no moinho de torque.

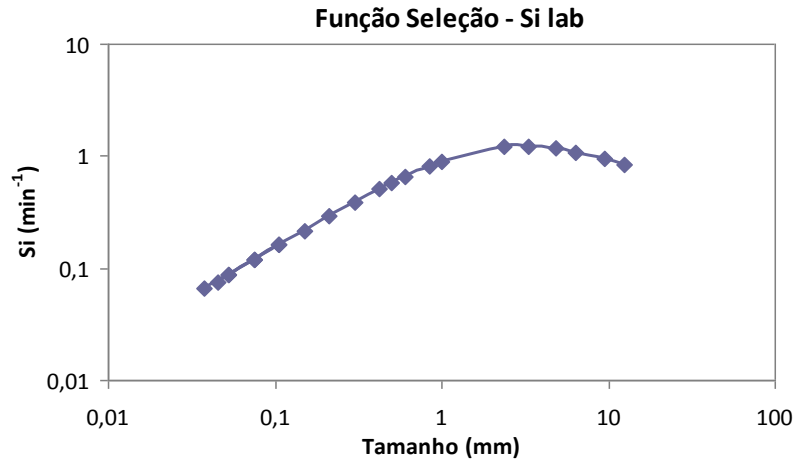


Figura 5.12: Função seleção determinada no moinho de torque.

A velocidade específica de quebra das partículas foi determinada no moinho de torque, utilizando os dados apresentados na Tabela 5.10. O gráfico referente à função seleção específica foi ilustrado na Figura 5.13.

Tabela 5.10 – Dados utilizados no escalonamento da função seleção.

Moinho de torque	
Potência (kW)	5.09
Massa carregada (t)	0.01512
P/M	336.8069902

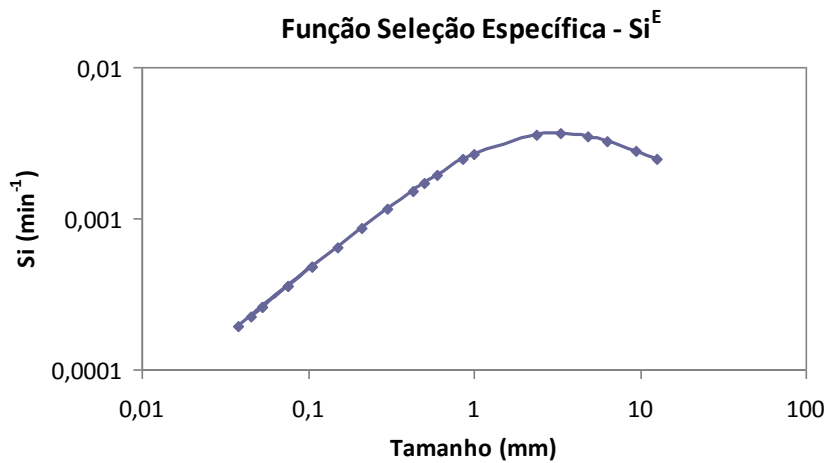
$$S_i = S_i^E \left( \frac{P}{H} \right)$$


Figura 5.13: Função seleção específica determinada no moinho de torque.

À partir da determinação da função seleção específica no moinho de torque, o escalonamento da função seleção para o moinho industrial foi viabilizada. As informações associadas aos parâmetros industriais do moinho de bolas, da Samarco Mineração S/A, utilizadas nesse procedimento foram descritas na Tabela 5.11.

Tabela 5.11 – Parâmetros do moinho de bolas – escala industrial.

<b>Moinho industrial</b>	
<b>Diâmetro (m)</b>	3.81
<b>Largura (m)</b>	5.875
<b>Volume (m<sup>3</sup>)</b>	66.98039
<b>J</b>	0.2875
<b>Densidade da rocha (t/m<sup>3</sup>)</b>	4.65
<b>Massa de minério (t)</b>	53.72665
<b>Potência absorvida (kW)</b>	884
<b>P/M</b>	16.45366

Os resultados obtidos para a velocidade específica de quebra do moinho industrial foram agrupados na Tabela 5.12. A Figura 5.14 mostra o comportamento da função seleção, escalonada para o moinho industrial utilizando o método proposto por Austin et al. (1984).

Tabela 5.12 – Parâmetros do moinho de bolas – escala industrial.

<b>Função Seleção - S<sub>IND</sub></b>	
<b>x<sub>0</sub></b>	2.2128
<b>a</b>	0.116965
<b>α</b>	0.883311
<b>μ</b>	2.220985
<b>Λ</b>	1.452206

$$S_i = \frac{a \left( \frac{x_i}{x_0} \right)^\alpha}{1 + \left( \frac{x_i}{\mu} \right)^\Lambda} \quad \Lambda \geq 0$$

A Tabela 5.13 apresenta o resumo das informações referentes às distribuições de tamanho da partícula para a função seleção dos moinhos de torque e industrial. Adicionalmente, os valores utilizados para o escalonamento da função seleção do moinho industrial também foram disponibilizados. Essas informações foram utilizadas para a construção do modelo de balanço populacional.

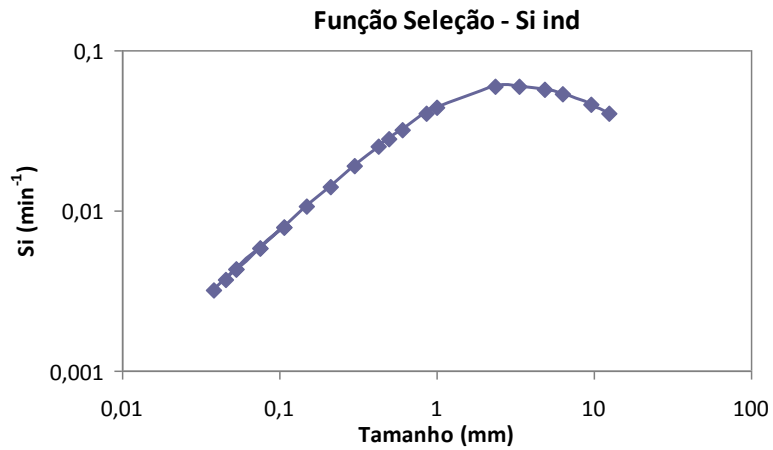


Figura 5.14: Função seleção escalonada para o moinho industrial.

Tabela 5.13 – Dados da função seleção dos moinhos de torque e industrial.

Tamanho de partícula (mm)	$S_{LAB}$	$S_i^E$	$S_{IND}$
12.5	0.832253	0.002471	0.040657
9.5	0.93754	0.002784	0.045801
6.3	1.087468	0.003229	0.053125
4.8	1.167204	0.003465	0.05702
3.35	1.22548	0.003639	0.059867
2.36	1.211265	0.003596	0.059173
1	0.904492	0.002685	0.044186
0.85	0.824991	0.002449	0.040302
0.6	0.658273	0.001954	0.032158
0.5	0.57768	0.001715	0.028221
0.425	0.511332	0.001518	0.02498
0.3	0.38839	0.001153	0.018974
0.212	0.291481	0.000865	0.014239
0.15	0.217213	0.000645	0.010611
0.106	0.160882	0.000478	0.007859
0.075	0.11892	0.000353	0.005809
0.053	0.08764	0.00026	0.004281
0.045	0.075866	0.000225	0.003706
0.106	0.160882	0.000478	0.007859
0.075	0.11892	0.000353	0.005809
0.053	0.08764	0.00026	0.004281
0.038	0.065345	0.000194	0.003192

A Figura 5.15 apresenta o comparativo das funções seleção dos moinhos industrial e de torque, bem como da função seleção específica. Foi identificada uma baixa taxa de quebra das partículas no moinho industrial, diferentemente do resultado obtido para o moinho de torque. Parte dessa divergência pode ser associada às condições de controle de um ensaio laboratorial, que são muito mais apuradas. Porém, esse comportamento pode, também, ser influenciado por outros aspectos de cunho operacional.

Conforme visto anteriormente, existem oportunidades de melhoria relacionadas à carga de bolas, ao diafragma da descarga e ao separador dinâmico de partículas. A interação negativa desses três parâmetros, certamente, promove a redução da velocidade de quebra das partículas no moinho industrial. Como a análise do desempenho do separador dinâmico deve ser aprofundada, para caracterizar consistentemente uma anomalia, podemos direcionar grande parte do esforço para a adequação da distribuição granulométrica da carga de bolas que, indiretamente, pode contribuir para a mitigação do problema de obstrução do diafragma da descarga do moinho.

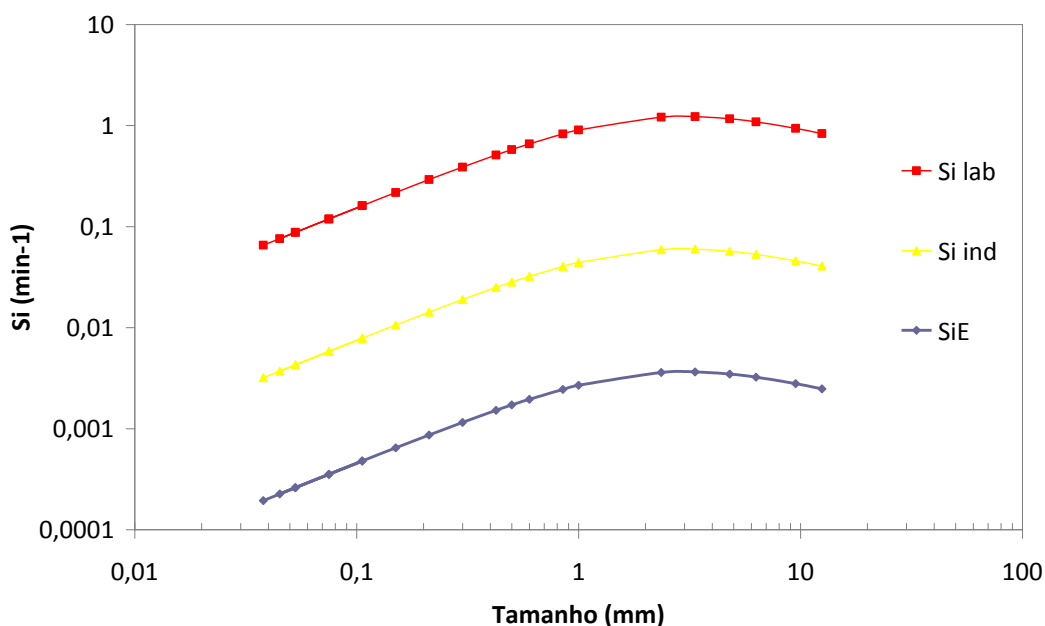


Figura 5.15: Comparativo das funções seleção e função seleção específica.

## 5.8 Validação do modelo de Austin

O modelo de balanço populacional de Austin et al. (1984) foi utilizado e as equações 3.32 – 3.34 foram aplicadas para a determinação do melhor ajuste para o modelo. As simulações foram realizadas para o fluxo em batelada, reator de mistura perfeita e série de reatores de mistura perfeita. A identificação do modelo ideal foi realizada através da observação dos ajustes das curvas granulométricas.

O reator de mistura perfeita apresentou o ajuste mais apropriado. O tempo de residência encontrado para o ajuste foi de 75 minutos. Uma série de fatores pode contribuir para esse desempenho inadequado. O efeito de vedação do diafragma da descarga, a distribuição granulométrica irregular da carga moedora e o *by-pass* relevante do classificador de partículas podem ser os grandes pivôs desse padrão observado. O comparativo das funções seleção mostrado na Figura 5.15 evidenciou a baixa velocidade específica de quebra do moinho industrial, que está diretamente associada ao tempo de residência citado.

O ajuste ideal das curvas de distribuição granulométrica referente ao produto obtido na amostragem industrial e no cálculo do modelo foi apresentado na Figura 5.16. Apesar do nítido ajuste das curvas, duas análises complementares foram realizadas para gerar uma redundância da validação do modelo.

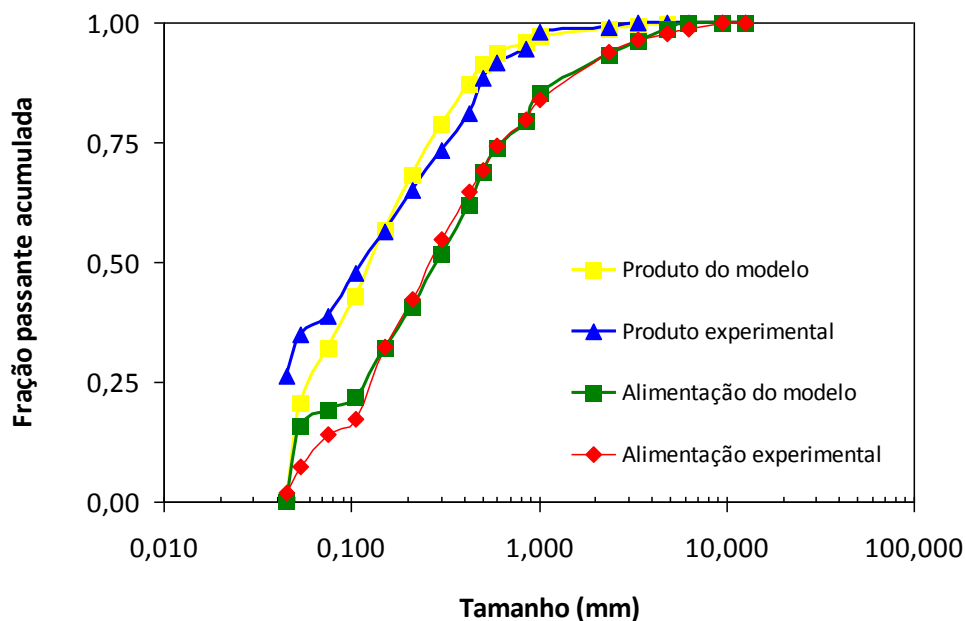


Figura 5.16: Ajuste do modelo de reator de mistura perfeita para a cominuição de calcário em moinho de bolas.

O teste de hipóteses pareado (*t-paired test*) comparou os valores passantes de cada faixa granulométrica, de ambos os produtos, agrupados em pares. O resultado encontrado para o p-valor foi de 0,320, o que valida a igualdade estatística entre os valores encontrados para as duas distribuições granulométricas do produto (calculada e experimental). O cálculo foi realizado no *software* Minitab. A Tabela 5.14 apresenta os resultados desta análise.

Tabela 5.14 – Teste de hipóteses realizado para a validação quantitativa do modelo.

**Paired T-Test and CI: Produto calculado; Produto experimental**

Paired T for Produto calculado - Produto experimental

	N	Mean	StDev	SE Mean
Produto calculado	18	0,757222	0,317449	0,074824
Produto experimental	18	0,775556	0,259507	0,061166
Difference	18	-0,018333	0,075945	0,017900

95% CI for mean difference: (-0,056100; 0,019433)

T-Test of mean difference = 0 (vs not = 0): T-Value = -1,02 **P-Value = 0,320**

A análise de regressão linear mostrou uma correlação extremamente relevante, da distribuição granulométrica do produto experimental e calculado pelo modelo, representada pelo valor de R<sup>2</sup> ajustado de 96,9%, apresentado na Figura 5.17.

Embora o ajuste do modelo matemático tenha sido comprovado, qualitativamente e quantitativamente, é recomendável a replicação da metodologia num circuito de moagem piloto ou industrial para a confirmação dos resultados de forma contínua.

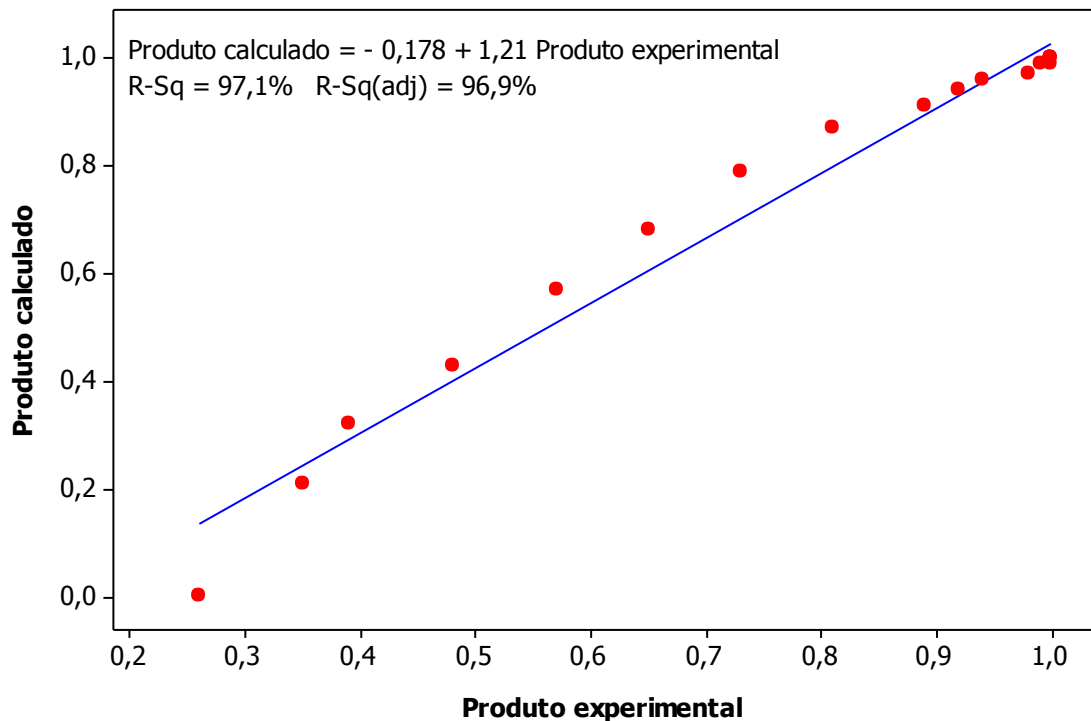


Figura 5.17: Validação do modelo de simulação de Austin et al. (1984) para a cominuição de calcário em moinho de bolas.



## 6. CONCLUSÕES

O teste de hipóteses pareado realizado para a avaliação da deformação dos corpos moedores indicou uma falta de uniformidade geométrica, para todos os tamanhos avaliados.

A avaliação da eficiência de classificação dos revestimentos auto-classificadores mostrou um resultado positivo. A distribuição decrescente da carga moedora, no interior do moinho, favorece a interação de partículas e corpos moedores na proporção ideal de tamanho, visto que as partículas grosseiras de calcário se concentram no início do moinho e as mais finas posicionam-se próximas à descarga.

A vedação do diafragma de descarga é um item crônico, visto que compromete incisivamente a produtividade do moinho e o consumo específico de energia, devido à inadequada ventilação do sistema e transporte dificultado do material cominuído.

A distribuição granulométrica dos corpos moedores no interior do moinho apresentou um comportamento fora dos padrões utilizados como referência (cálculo ideal de Bond e carga estabilizada proposta pela Magotteaux).

A rotina de amostragem da carga moedora deve ser estabelecida para garantir uma gestão eficiente do processo de cominuição.

O método para a avaliação de desempenho do separador dinâmico de partículas foi determinado a partir do fechamento de balanço de massas redundantes. A primeira referência foi criada e pode-se perceber uma oportunidade de desenvolvimento do processo de classificação das partículas.

O fechamento do balanço de massas, pelo método de Lagrange, foi fundamental para a determinação da carga circulante e da distribuição granulométrica da saída do moinho. As cargas circulantes encontradas para os moinhos de bolas 1 e 2 apresentaram os valores de 108% e 125%, respectivamente.

A otimização das curvas de distribuição granulométrica da alimentação total do moinho foi feita pela equação de Rosin-Rammler, apresentando uma boa aderência.

A aplicação da metodologia de escalonamento da função seleção promoveu a geração de um conhecimento técnico de processo básico, do sistema de moagem de calcário da Samarco Mineração S/A, não reportado anteriormente.

A função quebra do calcário foi determinada e o princípio predominante de fragmentação identificado foi o de impacto, corroborado pelo parâmetro  $\Phi = 0,61$ .

O efeito deletério dos parâmetros de processo foi identificado pela baixa velocidade de quebra das partículas no moinho industrial, representada pela função seleção, e pelo tempo de residência elevado, encontrado para o melhor ajuste do modelo. A interação dos parâmetros associados à distribuição granulométrica da carga moedora e à obstrução do diafragma de descarga foi, preponderantemente, significativa para a queda do desempenho de cominuição.

O modelo matemático ajustado para um reator de mistura perfeita e tempo de residência igual a 75 minutos apresentou um resultado representativo, diante das ineficiências de processo identificadas ao longo do estudo.

O desenvolvimento deste trabalho viabilizou a validação de uma nova metodologia para a Samarco Mineração S/A, que pode embasar novos trabalhos de dimensionamento e otimização de circuitos de moagem, utilizando aparatos laboratoriais e modelos matemáticos.

## 7. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Utilizar o modelo criado neste trabalho para simular o desempenho de diferentes cargas moedoras, correlacionado diferentes *top-size* de minério e corpo moedor, visando o aumento de produção e/ou ganho de qualidade do produto cominuído.

Avaliar novos padrões de recarga do moinho, considerando o abastecimento de corpos moedores de diferentes diâmetros.

Realizar a modelagem do separador dinâmico de partículas e integrá-lo ao modelo de cominuição, para otimização integral do conjunto de moagem.

Avaliar a aplicabilidade da metodologia de determinação dos parâmetros de quebra do minério para a modelagem do desgaste físico das pelotas de minério de ferro, nas operações de manuseio e transporte.

Realizar estudo quantitativo para estimar as perdas de produção e de qualidade do produto final da moagem associadas à falta de classificação da carga moedora.

Criar uma rotina de amostragem da carga moedora para geração de histórico e garantir o estabelecimento de um ciclo de renovação do colar.

## REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALBERTIN, E., “Efeito da porcentagem de carbonetos e da microestrutura da matriz metálica sobre a resistência ao desgaste de ferros fundidos brancos de alto cromo – ensaios em moinhos de bolas”, Tese de Doutorado, Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, São Paulo – SP, 1993.

ALVES, V. K., GALÉRY, R., PERES, A. E. C.; SCHNEIDER, C. L., “Estudo de otimização de carga de moinho utilizando tecnologia de simulação”. In: XX ENTMME, Anais do XX ENTMME, Vol. 2, Florianópolis - SC, p.227-234, 2004.

ALVES, V. K., “Otimização de carga moedora utilizando ferramentas de modelamento matemático e simulação de moagem”, Dissertação de Mestrado, CPGEM / UFMG, Janeiro 2006.

AUSTIN, L. G., LUCKIE, P. T., “Methods for determination of breakage distribution parameters”, Powder Technology 5, 215-222, 1971.

AUSTIN, L. G., SHOJI, K., LUCKIE, P. T., “The effect of ball size on mill performance”, Powder Technology 14, 71-79, 1976.

AUSTIN, L. G., BAGGA, P., CELIK, M., “Breakage properties of some materials in a laboratory ball mill”, Powder Technology 28, 235–241, 1981.

AUSTIN, L. G., KLIMPEL, R. R., LUCKIE, P. T., “Process Engineering of Size Reduction: Ball Milling”, A.I.M.E., S.M.E., New York, USA, 1984.

AUSTIN, L. G., KLIMPEL, R. R., “Ball wear and ball size distributions in tumbling ball mills”, Powder Technology 41, 279-286, 1985.

AUSTIN, L. G., MENACHO, J. M., PEARCY, F., “A general model for semi-autogenous and autogenous milling”, Proc. 20th Int. Symposium on the Application of Computers and Mathematics in the Mineral Industries, S. Afr. Inst. Min. Metall., Johannesburg, p.107-126, 1987.

AUSTIN, L. G., “A discussion of equations for the analysis of batch grinding data”, Powder Technology 106, 71-77, 1999.

AUSTIN, L. G., “A treatment of impact breakage of particles”. Powder Technology, Elsevier, p. 85-90, 2002.

BENZER, H., “Modeling and simulation of a fully air swept ball mill in a raw material grinding circuit”, Powder Technology 150, p. 145-154, 2005.

BENZER, H., ERGÜN, L., LYNCH, A. J., ÖNER, M., GUNLU, A., CELIK, I. B., AYDOGAN, N., “Modelling cement grinding circuits”, Minerals Engineering, vol. 14, No. 11, p. 1469-1482, 2001a.

BENZER, H., ERGÜN, L., ÖNER, M., LYNCH, A. J., “Simulation of open circuit clinker grinding”, Minerals Engineering, vol. 14, No. 7, p. 701-710, 2001b.

BERALDO, J. L., “Moagem de minérios em moinhos tubulares”. 1ª ed. São Paulo: Edgar Blücher, p.1-47, 1987.

BERTHIAUX, H., VARINOT, C., DODDS, J., “Approximate calculation of breakage parameters from batch grinding tests”, Chemical Engineering Science, Vol. 51, No. 19, p. 4509-4516, 1996a.

BERTHIAUX, H., HEITZMANN, D., DODDS, J. A., “Validation of a model of a stirred bead mill by comparing results obtained in batch and continuous mode grinding”, International Journal of Mineral Processing 44-45, p. 653-661, 1996b.

BLANC, C. apud PEREIRA, P. E. C., “Comparação entre diferentes testes de moagem SAG para determinação da energia unitária para cominuição de minérios sulfetados de cobre”, Dissertação de Mestrado, CPGEM / UFMG, Abril 2004.

BOND, F. C., “Third Theory of Comminution”, Trans. AIME, Vol. 193, 1952.

BOND, F. C., “Grinding ball size selection”, Trans. AIME, Mining Engineering, p. 592-595, 1958.

BOND, F. C., “Crushing & grinding calculations I”, British Chemical Engineering, Vol. 6, N. 6, p. 378-385, 1961a.

BOND, F. C., “Crushing & grinding calculations II”, British Chemical Engineering, Vol. 6, N. 8, p. 543-548, 1961b.

CASSOLA, M. S., MORAES, S. L., ALBERTIN, E., “Ensaio de moagem piloto: referência para avaliação da taxa de desgaste de corpos moedores”, Tecnologia em Metalurgia e Materiais, Vol. 1, N. 2, p. 28-33, São Paulo – SP, 2004.

CHAVES, A. P., PERES, A. E. C., “Teoria e prática do tratamento de minérios: Britagem, Peneiramento e Moagem”, Vol.3, Signus Editora, 3ª Edição, São Paulo – SP, 2006.

DAS, P. K., KHAN, A. A., PITCHUMANI, B., “Solution of the batch grinding equation”, Powder Technology 85, p. 189-192, 1995.

DAS, P. K., “Use of cumulative size distribution to back-calculate the breakage parameters in batch grinding”, Computers and Chemical Engineering 25, p. 1235-1239, 2001.

DATTA, A. RAJAMANI, R. K., “A direct approach of modeling batch grinding in ball mills using population balance principles and impact energy distribution”, International Journal of Mineral Processing 64, p. 181-200, 2002.

DENIZ, V., “A study on the specific rate of breakage of cement materials in a laboratory ball Mill”, *Cement and Concrete Research* 33, p. 439-445, 2003.

DONDA, J. D., “Um método para prever o consumo específico de energia na (re)moagem de concentrados de minérios de ferro em moinhos de bolas”, Tese de Doutorado, CPGEM / UFMG, Abril 2003.

DONG, H., MOYS, M. H., “A technique to measure velocities of a ball moving in a tumbling mill and its applications”, *Minerals Engineering*, Vol. 14, No. 8, p. 841-850, 2001.

DUHAMEL, Ph., CORDONNIER A., LEMAIRE, D., “TSV®: The high-efficiency dynamic classifier and its latest developments”, FCB – Research Centre Cement and Mineral Industries – CRCM, 1996.

ELLSWORTH, A., HOFF, S., ZHOU, L., ZHAO, M., JIANG, X., MERWIN, R. A., “Application of metal magnetic liners in the US iron ore industry”, 2009. Disponível em: <<http://en-us.eriez.com/Products/MineralsProcessing/MML>>. Acesso em: 02 de maio, 2010.

GALÉRY, R., “Moagem: Modelagem de parâmetros de quebra através da análise da energia de fratura”, Tese de Doutorado, CPGEM / UFMG, Maio 2002.

GALÉRY, R., VIDAL, L. S., FREITAS, R. O., PERES, A. E. C., “Modelagem de parâmetros de quebra através da análise da fragmentação por impacto simples sobre partículas individuais”, XIX ENTMME, Recife – PE, 2002.

GALÉRY, R., ALVES, V. K., MONTENEGRO, L. C. M., PERES, A. E. C., “Avaliação da tecnologia utilizada para o dimensionamento, modelagem, simulação e otimização de processos de fragmentação”, XXI ENTMME, Natal – RN, Novembro 2005.

GAUDIN, A. M., HUKKI, R. T., “Principles of comminution – size and surface distribution”, *New York Meeting*, p. 67-87, 1944.

HERBST, J. A., FUERSTENAU, D. W., “Mathematical simulation of dry ball milling using specific power information”, *Trans. AIME*, Vol. 254, 1973.

HUKKI, R. T., “Proposal of a Solomonic Settlement between the Theories of von Rittinger, Kick and Bond”, *AIME/SME*, Vol. 220, p. 403-408, 1961.

KELLY, E. G., SPOTTISWOOD, D. J., “Introduction to Mineral Processing”, J. Wiley & Sons, New York, 1982.

KELLY, E. G., SPOTTISWOOD, D.J., “The breakage function; what is it really?”, *Minerals Engineering*, Vol. 3, n.5, p.405-414,1990.

KICK, F., Das Gesetz der proportionalem Widerstand und Science Anwerdung, Leipzig, 1885.

KING, R. P., BOURGEOIS, F., "A New Conceptual Model for Ball Milling", XVIII International Mineral Processing Congress, Sydney, p.23-28, 1993.

KLIMPEL, R. R., AUSTIN, L. G., "The Back-Calculation of Specific Rates of Breakage from Continuous Mill Data", Powder Technology, Vol. 38, p.77-91, 1984.

KLUMPAR, I.V., "Measuring and optimizing air classifier performance", Separation Technology, Vol. 2, p. 124-135, 1992.

KOLACZ, J., "Control of the mill charge behavior in dry tumbling mills", Minerals Engineering, Vol. 12, No. 1, p. 51-64, 1999.

KRUGER, F. L., "Corpos Moedores Côncavos", Belo Horizonte, Tese de Doutorado, CPGEM, CPGEM / UFMG, 2004.

LYNCH, A. J., "Mineral crushing and grinding circuits: their simulation, optimization, design and control", Elsevier Scientific Publishing Company, vol. 1, New York, 1977.

MAZZINGHY, D. B., "Modelagem e simulação de circuito de moagem através da determinação dos parâmetros de quebra e da energia específica de fragmentação", Dissertação de Mestrado, CPGEM / UFMG, Fevereiro 2009.

METSO MINERALS, Basics in Minerals Processing, USA, 2002.

MOORE, M. A., PEREZ, R., GANGOPADHYAY, A., EGGERT, J. F., "Factor affecting wear in tumbling mills: influence of composition and microstructures", International Journal of Mineral Processing, Vol. 22, No. 1-4, p. 313-343, 1988.

MORRELL, S., MAN, Y. T., "Using modelling and simulation for the design of full scale ball mill circuits", Minerals Engineering, Vol. 10, No. 12, p. 1311-1327, 1997.

MOROZOV, E. F., SHUMAILOV, V. K., "Modified solution of the batch grinding equation", Plenum Publishing Corporation, 1983.

NEUBERT, H. apud WELLENKAMP, F. J., "Moagens fina e ultrafina de minerais industriais: uma revisão". Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 1999.

NORRGRAN, D., "Magnetic liners increase productivity, reduce energy consumption in iron ore grinding mills", Mining Engineering, p. 28-30, December 2009.

OZKAN, A., YEKELER, M., CALKAYA, M., "Kinetics of fine wet grinding of zeolite in a steel ball mill in comparison to dry grinding", International Journal of Mineral Processing 90, p. 67-73, 2009.

PEREIRA, P. E. C., “Comparação entre diferentes testes de moagem SAG para determinação da energia unitária para cominuição de minérios sulfetados de cobre”, Dissertação de Mestrado, CPGEM / UFMG, Abril 2004.

REID, K. J., "A Solution to the Batch Grinding Equation", Chem. Eng. Sci., Vol. 20, 1965.

REYES-BAHENA, J. L.; “Modelling and simulation of the grinding circuit at ‘El Pilon’ mine”, KMRC Conference, p. 181-196, 2001.

RITTINGER, P. R. apud LYNCH, A. J., “Mineral crushing and grinding circuits: their simulation, optimization, design and control”, Elsevier Scientific Publishing Company, vol. 1, New York, 1977.

SAND, G. W., SUBASINGHE, G. K. N., “A novel approach to evaluating breakage parameters and modelling batch grinding”, Minerals Engineering 17, p. 1111-1116, 2004.

SCHNEIDER, C. L., ALVES, V. K., “Previsão do resultado do ensaio completo de Bond a partir de parâmetros de balanço populacional medidos em simples ensaios de batelada nas condições do ensaio de Bond”, XXII ENTMMME / VII MSHMT, Ouro Preto – MG, Novembro 2007.

SILVA, A. C., “Simulação de moagem implementada a partir do modelo de Austin”, Dissertação de Mestrado, UFOP, Setembro 2003.

TAGGART, A. F., “Handbook of Mineral Dressing: Ores and Industrial Minerals”, John Wiley & Sons, Sections 5 and 6, pp. 5.01 - 6.54, New York, 1927.

TAVARES, L. M., KING, R. P., “Measurement of the load-deformation response from impact-breakage of particles”, International Journal of Mineral Processing 74S, p. S267-S277, 2004.

TAVARES, L. M., CUNHA, E. R., ALMEIDA, S. L., “Influência de variáveis operacionais no desempenho de classificador aerodinâmico”, Revista Escola Minas, Vol.60, N. 3, Ouro Preto – MG, 2007.

TAVARES, L. M., CARVALHO, R. M., “Modeling breakage rates of coarse particles in ball mills”, Minerals Engineering 22, p. 650-659, 2009.

TEKE, E., YEKELER, M., ULUSOY, U., CANBAZOGLU, M., “Kinetics of dry grinding of industrial minerals: calcite and barite”, International Journal of Mineral Processing 67, 29-42, 2002.

TOUIL, D., BELAADI, S., FRANCES, C., “Energy efficiency of cement finish grinding in a dry batch ball mill”, Cement and Concrete Research 36, p. 416-421, 2006.



TOUIL, D., BELAADI, S., FRANCES, C., “The specific selection function effect on clinker grinding efficiency in a dry batch ball mill”, *International Journal of Mineral Processing* 87, p. 141-145, 2008.

TÜZÜN, M. A., LOVEDAY, B. K., HINDE, A. L., “Effect of pin tip velocity, ball density and ball size on grinding kinetics in a stirred ball mill”, *International Journal of Mineral Processing* 43, p. 179-191, 1995.

VALADÃO, G. E. S., ARAÚJO, A. C., “Introdução ao tratamento de minérios”, Editora UFMG, Belo Horizonte, 2007.

VERMA, R., RAJAMANI, R. K., “Environment-dependent breakages in ball milling”, *Powder Technology* 84, p. 127- 137, 1995.

WELLENKAMP, F. J., “Moagens fina e ultrafina de minerais industriais: uma revisão”. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 1999.

YANG, D. C., MEMPEL, G., FUERSTENAU, D. W., “A laboratory mill for batch grinding experimentation”, *Society of Mining Engineers*, p. 273 – 275, September 1967.

YEKELER, M., OZKAN, A., AUSTIN, L. G., “Kinetics of fine wet grinding in a laboratory ball mill”, *Powder Technology* 114, p. 224-228, 2001.

YILDIRIM, K., CHO, H., AUSTIN, L. G., “The modeling of dry grinding of quartz in tumbling media mills”, *Powder Technology* 105, p. 210-221, 1999.

## ANEXOS

### ANEXO I – Dados utilizados para o fechamento do balanço de massas.

#### Alimentação Nova

Peneiras (mm)	Massa ret. (g)	Massa norm (t)	% Retido	% Passante Ac.
12,50	0,00	<b>0,00</b>	0,00	1,00
9,50	0,00	<b>0,00</b>	0,00	1,00
6,30	2,85	<b>0,51</b>	0,01	0,99
4,80	8,25	<b>1,49</b>	0,02	0,97
3,35	18,45	<b>3,33</b>	0,04	0,93
2,36	30,57	<b>5,52</b>	0,07	0,86
1,00	85,97	<b>15,52</b>	0,19	0,67
0,85	30,62	<b>5,53</b>	0,07	0,60
0,60	35,26	<b>6,36</b>	0,08	0,52
0,50	35,28	<b>6,37</b>	0,08	0,44
0,43	16,90	<b>3,05</b>	0,04	0,40
0,300	35,28	<b>6,37</b>	0,08	0,32
0,212	34,42	<b>6,21</b>	0,08	0,25
0,150	22,53	<b>4,07</b>	0,05	0,20
0,106	25,58	<b>4,62</b>	0,06	0,14
0,075	12,23	<b>2,21</b>	0,03	0,11
0,053	13,77	<b>2,49</b>	0,03	0,08
0,045	4,81	<b>0,87</b>	0,01	0,07
0,000	30,41	<b>5,49</b>	0,07	0,00
	443,18	<b>80,00</b>	1,00	

#### Retorno (UF)

Peneiras (mm)	% Retido	% Passante Ac.	Massa ret. (g)	Massa norm. (t)
12,500	0,00	1,00	0,00	<b>0,00</b>
9,500	0,00	1,00	0,00	<b>0,00</b>
6,300	0,00	1,00	1,62	<b>0,43</b>
4,800	0,00	0,99	1,00	<b>0,27</b>
3,350	0,01	0,99	2,90	<b>0,77</b>
2,360	0,01	0,97	4,30	<b>1,15</b>
1,000	0,05	0,93	17,90	<b>4,78</b>
0,850	0,03	0,90	9,40	<b>2,51</b>
0,600	0,03	0,87	12,68	<b>3,39</b>
0,500	0,04	0,83	13,60	<b>3,63</b>
0,425	0,03	0,80	13,06	<b>3,49</b>
0,300	0,09	0,70	34,10	<b>9,11</b>
0,212	0,13	0,57	48,94	<b>13,07</b>
0,150	0,12	0,46	43,93	<b>11,73</b>
0,106	0,17	0,29	63,30	<b>16,91</b>
0,075	0,08	0,20	30,80	<b>8,23</b>
0,053	0,09	0,12	33,10	<b>8,84</b>
0,045	0,07	0,05	24,83	<b>6,63</b>
0,030	0,05	0,00	18,16	<b>4,85</b>
	1,00		373,62	<b>99,80</b>

t/h

CC	1,248	} t/h
Retorno	99,8	

Determinado através da minimização do erro da Alim. Nova + Retorno (Real x Calculada)

**CC inicial de 1,08** - Referência do moinho 1

Composição final determinada por simulação

**Saída do Moinho** 179,80 t/h

**Alimentação Nova + Retorno (experimental)**

Peneiras (mm)	Massa ret. (g)	Massa norm (t)	Retido	Passante Ac.
12,50	0,00	0,00	0,00	1,00
9,50	0,00	0,00	0,00	1,00
6,30	6,50	2,19	0,01	0,99
4,80	4,30	1,45	0,01	0,98
3,35	6,90	2,32	0,01	0,96
2,36	12,70	4,27	0,03	0,94
1,00	48,30	16,24	0,10	0,84
0,85	20,80	6,99	0,04	0,80
0,60	26,80	9,01	0,05	0,74
0,500	25,50	8,57	0,05	0,69
0,425	22,40	7,53	0,05	0,65
0,300	49,40	16,61	0,10	0,55
0,212	61,20	20,57	0,12	0,42
0,150	49,50	16,64	0,10	0,32
0,106	74,40	25,01	0,15	0,17
0,075	17,10	5,75	0,03	0,14
0,053	32,60	10,96	0,07	0,07
0,045	27,00	9,08	0,05	0,02
0,000	9,60	3,23	0,02	0,00
	495,00	166,40	1,00	

**Normalização da massa pela produção base de 80t/h**

**Premissa:** Carga circulante de 108% - Referência do moinho de bolas 1

**Saída do Moinho**

Peneiras (mm)	Massa (t)	frac	PA
12,500	0,00	0,00	1,00
9,500	0,00	0,00	1,00
6,300	0,43	0,00	1,00
4,800	0,27	0,00	1,00
3,350	0,77	0,00	0,99
2,360	1,15	0,01	0,99
1,000	4,78	0,03	0,96
0,850	2,51	0,01	0,94
0,600	3,39	0,02	0,93
0,500	3,64	0,02	0,91
0,425	3,61	0,02	0,89
0,300	9,82	0,05	0,83
0,212	15,41	0,09	0,75
0,150	16,74	0,09	0,65
0,106	24,67	0,14	0,52
0,075	17,87	0,10	0,42
0,053	13,65	0,08	0,34
0,045	18,20	0,10	0,24
0,030	42,88	0,24	0,00
	<b>179,80</b>		

**179,80** t/h

**Determinação da granulometria da saída do moinho**

Composição do Underflow Real + Overflow Real + CC calculada

**Produto (OF)**

Peneiras (mm)	Massa (g)	Massa norm. (t)	% Retido	% Passante Ac.
12,500	0,00	<b>0,00</b>	0,00	1,00
9,500	0,00	<b>0,00</b>	0,00	1,00
6,300	0,00	<b>0,00</b>	0,00	1,00
4,800	0,00	<b>0,00</b>	0,00	1,00
3,350	0,00	<b>0,00</b>	0,00	1,00
2,360	0,00	<b>0,00</b>	0,00	1,00
1,000	0,00	<b>0,00</b>	0,00	1,00
0,850	0,00	<b>0,00</b>	0,00	1,00
0,600	0,00	<b>0,00</b>	0,00	1,00
0,500	0,00	<b>0,01</b>	0,00	1,00
0,425	0,00	<b>0,12</b>	0,00	1,00
0,300	0,01	<b>0,71</b>	0,01	1,00
0,212	0,03	<b>2,34</b>	0,03	0,99
0,150	0,06	<b>5,01</b>	0,06	0,96
0,106	0,10	<b>7,76</b>	0,10	0,90
0,075	0,12	<b>9,65</b>	0,12	0,80
0,053	0,06	<b>4,80</b>	0,06	0,68
0,045	0,14	<b>11,57</b>	0,14	0,62
0,030	0,48	<b>38,03</b>	0,48	0,48
	1,00	<b>80,00</b>	1,00	

**Alimentação Nova + Retorno (calculada)**

<b>Massa (t)</b>	<b>Frac</b>	<b>PA</b>	<b>e</b>
0,00	0,00	<b>1,00</b>	0,00
0,00	0,00	<b>1,00</b>	0,00
0,95	0,01	<b>0,99</b>	1,53
1,76	0,01	<b>0,98</b>	0,10
4,11	0,02	<b>0,96</b>	3,19
6,67	0,04	<b>0,93</b>	5,75
20,30	0,11	<b>0,81</b>	16,51
8,04	0,04	<b>0,77</b>	1,09
9,75	0,05	<b>0,71</b>	0,55
10,00	0,06	<b>0,66</b>	2,04
6,54	0,04	<b>0,62</b>	0,98
15,48	0,09	<b>0,54</b>	1,27
19,29	0,11	<b>0,43</b>	1,66
15,80	0,09	<b>0,34</b>	0,70
21,53	0,12	<b>0,22</b>	12,14
10,43	0,06	<b>0,16</b>	21,96
11,33	0,06	<b>0,10</b>	0,14
7,50	0,04	<b>0,06</b>	2,48
10,34	0,06	<b>0,00</b>	50,60
<b>179,80</b>	<b>t/h</b>		122,70

ANEXO II – Dados utilizados para o cálculo da curva de partição.

**Produto do Separador (OF)**

<b>Peneiras (mm)</b>	<b>Massa ret. (g)</b>	<b>Retido</b>	<b>PA</b>	<b>Massa *(1.0/2.24)</b>	<b>Massa *(1.0/2.25)</b>
12,5000	0,00	0,000	1,000	<b>0,00000</b>	<b>0,00000</b>
9,5000	0,00	0,000	1,000	<b>0,00000</b>	<b>0,00000</b>
6,3000	0,00	0,000	1,000	<b>0,00000</b>	<b>0,00000</b>
4,8000	0,00	0,000	1,000	<b>0,00000</b>	<b>0,00000</b>
3,3500	0,00	0,000	1,000	<b>0,00000</b>	<b>0,00000</b>
2,3600	0,00	0,000	1,000	<b>0,00000</b>	<b>0,00000</b>
1,0000	0,00	0,000	1,000	<b>0,00000</b>	<b>0,00000</b>
0,8500	0,00	0,000	1,000	<b>0,00011</b>	<b>0,00011</b>
0,6000	0,00	0,000	1,000	<b>0,00085</b>	<b>0,00084</b>
0,5000	0,01	0,000	1,000	<b>0,00384</b>	<b>0,00382</b>
0,4250	0,15	0,001	1,000	<b>0,06572</b>	<b>0,06543</b>
0,3000	0,89	0,009	0,998	<b>0,39729</b>	<b>0,39552</b>
0,2120	2,93	0,029	0,990	<b>1,30651</b>	<b>1,30070</b>
0,1500	6,26	0,063	0,960	<b>2,79561</b>	<b>2,78318</b>
0,1060	9,70	0,097	0,898	<b>4,33010</b>	<b>4,31086</b>
0,0750	12,06	0,121	0,801	<b>5,38333</b>	<b>5,35941</b>
0,0530	6,01	0,060	0,680	<b>2,68092</b>	<b>2,66901</b>
0,0450	14,46	0,145	0,620	<b>6,45684</b>	<b>6,42814</b>
0,0308	27,23	0,272	0,475	<b>12,15659</b>	<b>12,10256</b>
0,0213	3,70	0,037	0,203	<b>1,65227</b>	<b>1,64493</b>
Fundo	16,60	0,166	0,166	<b>7,41288</b>	<b>7,37994</b>
<b>TOTAL</b>	<b>100,00</b>			<b>44,64</b>	<b>44,44</b>
<b>RR</b>	<b>a</b>	6,389894955	<b>b</b>	0,27319601	

**Retorno do Separador (UF)**

Peneiras (mm)	Massa ret. (g)	Massa Norm.	Retido	RR	% Retido		PA	Massa *(1.24/2.24)	Massa *(1.25/2.25)
					Recalc	Massa recalc			
12,5000	0,00	0,000	0,000	1,000	0,000	0,000	1,000	0,00000	0,00000
9,5000	0,00	0,000	0,000	1,000	0,000	0,000	1,000	0,00000	0,00000
6,3000	1,62	0,434	0,004	1,000	0,000	0,000	0,996	0,00000	0,00000
4,8000	1,00	0,268	0,003	1,000	0,000	0,000	0,993	0,00003	0,00003
3,3500	2,90	0,776	0,008	1,000	0,000	0,005	0,985	0,00254	0,00255
2,3600	4,30	1,151	0,012	1,000	0,019	1,884	0,974	1,04295	1,04669
1,0000	17,90	4,791	0,048	0,981	0,017	1,677	0,926	0,92843	0,93176
0,8500	9,40	2,516	0,025	0,964	0,065	6,524	0,901	3,61135	3,62429
0,6000	12,68	3,394	0,034	0,899	0,051	5,080	0,867	2,81193	2,82201
0,5000	13,60	3,640	0,036	0,848	0,053	5,347	0,830	2,96000	2,97060
0,4250	13,06	3,496	0,035	0,795	0,131	13,113	0,795	7,25894	7,28495
0,3000	34,10	9,127	0,091	0,664	0,136	13,576	0,704	7,51514	7,54208
0,2120	48,94	13,099	0,131	0,528	0,124	12,379	0,573	6,85286	6,87743
0,1500	43,93	11,758	0,118	0,404	0,104	10,417	0,456	5,76634	5,78701
0,1060	63,30	16,942	0,169	0,300	0,082	8,191	0,286	4,53410	4,55035
0,0750	30,80	8,244	0,082	0,218	0,062	6,221	0,204	3,44356	3,45591
0,0530	33,10	8,859	0,089	0,156	0,023	2,336	0,115	1,29333	1,29796
0,0450	24,83	6,646	0,066	0,133	0,042	4,237	0,049	2,34567	2,35408
0,0308	18,16	4,861	0,049	0,090	0,090	9,014	0,000	4,98997	5,00785
0,0213			0,000	0,000	0,000	0,000	0,000		
Fundo			0,000	0,000	0,000	0,000	0,000		
<b>TOTAL</b>	<b>373,62</b>	<b>100,00</b>				<b>100,00</b>		<b>55,36</b>	<b>55,56</b>

Saída do Moinho CC 1,24	Saída do Moinho CC 1,25
0,00000	0,00000
0,00000	0,00000
0,00000	0,00000
0,00003	0,00003
0,00254	0,00255
1,04295	1,04669
0,92843	0,93176
3,61146	3,62440
2,81278	2,82285
2,96384	2,97443
7,32466	7,35038
7,91243	7,93760
8,15937	8,17813
8,56195	8,57019
8,86420	8,86121
8,82690	8,81531
3,97425	3,96697
8,80251	8,78222
17,14655	17,11041
1,65227	1,64493
7,41288	7,37994
<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

**Partição do Separador**

Malha	CC 1,24	CC1,25	Ideal
12,5000	1,000	1,000	0,104
9,5000	1,000	1,000	0,104
6,3000	1,000	1,000	0,104
4,8000	1,000	1,000	0,104
3,3500	1,000	1,000	0,104
2,3600	1,000	1,000	0,104
1,0000	1,000	1,000	0,104
0,8500	1,000	1,000	0,104
0,6000	1,000	1,000	0,104
0,5000	0,999	0,999	0,104
0,4250	0,991	0,991	0,104
0,3000	0,950	0,950	0,104
0,2120	0,840	0,841	0,104
0,1500	0,673	0,675	0,104
0,1060	0,512	0,514	0,104
0,0750	0,390	0,392	0,104
0,0530	0,325	0,327	0,104
0,0450	0,266	0,268	0,104
0,0308	0,291	0,293	0,104

**Interpolação d50**

0,104      0,50

**Lagrange**

$$y = y_0 * (x - x_1)/(x_0 - x_1) + y_1*(x - x_0)/(x_1 - x_0)$$



# ANEXO III – Análises granulométricas feitas no *mastersizer* do laboratório da Samarco.



Gerência de Engenharia de Processo e Automação



## RESULTADO DA ANÁLISE

**Identificação da amostra**  
 AMOSTRA 01 BATCH PUMP - Average  
**Sample Source & type:**  
 Origem = SOLIC 090/10

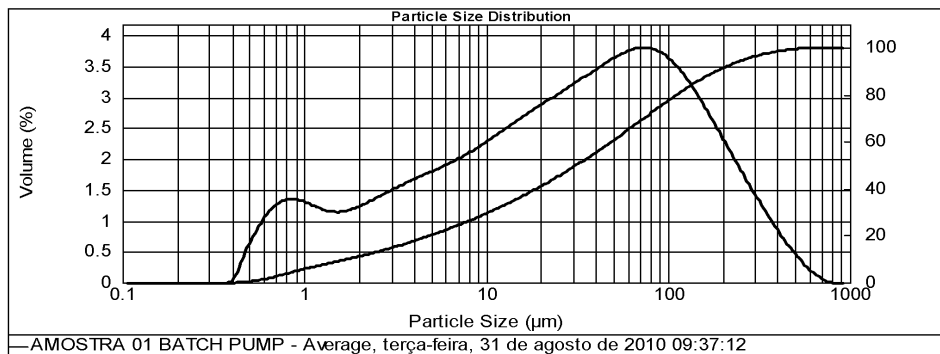
**SOP Name:**  
 b 02 - Calcário Samarco  
**Analista:**  
 MARCO1737

**Analysed:**  
 terça-feira, 31 de agosto de 2010 09:37:13

<b>Tipo de partícula:</b> Calcário Samarco	<b>Accessory Name:</b> Hydro 2000MU (A)	<b>Analysis model:</b> General purpose	<b>Sensibilidade:</b> Enhanced
<b>Índice de refração da partícula:</b> 1.550	<b>Absorption:</b> 0.1	<b>Range do tamanho de partícula:</b> 0.020 to 1000.000 um	<b>Obscuration:</b> 14.91 %
<b>Dispersante:</b> Water	<b>Índice de refração do dispersante:</b> 1.330	<b>Exatidão Residual:</b> 0.638 %	<b>Result Emulation:</b> Off
<b>Concentração:</b> 0.0133 %Vol	<b>Span :</b> 5.814	<b>Uniformidade:</b> 1.85	<b>Unidade do resultado:</b> Volume
<b>Superfície Específica:</b> 0.383 m <sup>2</sup> /g	<b>Diâmetro médio da área D[3,2]:</b> 5.462 um	<b>Diâmetro médio do volume D[4,3]:</b> 67.942 um	

Superfície específica: 3827,.. cm<sup>2</sup>/g

D(0.10) : 1.73 µm      D(0.25) : 7.31 µm      D(0.50) : 31.30 µm      D(0.75) : 90.24 µm      D(0.90) : 183.68 µm



Volume Retido:

Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %
1.000	14.51	20.000	4.33	37.000	3.91	105.000	7.59	420.000	1.09		
5.000	9.14	25.000	3.73	44.000	4.38	149.000	5.87	600.000	0.15		
10.000	6.48	30.000	3.29	53.000	8.19	210.000	4.17	840.000	0.15		
15.000	5.17	35.000	1.22	74.000	8.53	297.000	2.49				
20.000		37.000		105.000		420.000					

Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %
1.000	94.25	20.000	58.95	37.000	46.38	105.000	21.37	420.000	1.24		
5.000	79.74	25.000	54.62	44.000	42.47	149.000	13.78	600.000	0.15		
10.000	70.61	30.000	50.89	53.000	38.09	210.000	7.91	840.000	0.00		
15.000	64.12	35.000	47.60	74.000	29.90	297.000	3.74				
20.000		37.000		105.000		420.000					

Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %
1.000	5.75	20.000	41.05	37.000	53.62	105.000	78.63	420.000	98.76		
5.000	20.26	25.000	45.38	44.000	57.53	149.000	86.22	600.000	99.85		
10.000	29.39	30.000	49.11	53.000	61.91	210.000	92.09	840.000	100.00		
15.000	35.88	35.000	52.40	74.000	70.10	297.000	96.26				
20.000		37.000		105.000		420.000					

RESULTADO DA ANÁLISE

Identificação da amostra  
AMOSTRA 02 BATCH PUMP - Average  
Sample Source & type:  
Origem = SOLIC 090/10

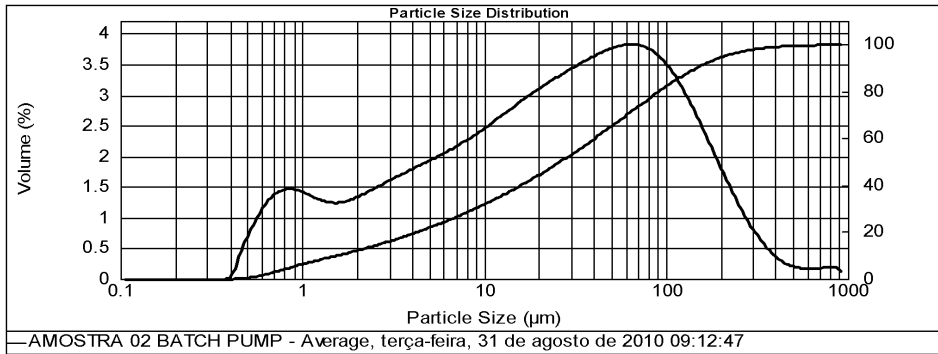
SOP Name:  
b 02 - Calcário Samarco  
Analista:  
MARCO1737

Analysed:  
terça-feira, 31 de agosto de 2010 09:12:48

Tipo de partícula: Calcário Samarco	Accessory Name: Hydro 2000MU (A)	Analysis model: General purpose	Sensibilidade: Enhanced
Índice de refração da partícula: 1.550	Absorption: 0.1	Range do tamanho de partícula: 0.020 to 1000.000 um	Obscuration: 14.86 %
Dispersante: Water	Índice de refração do dispersante: 1.330	Exatidão Residual: 0.675 %	Result Emulation: Off
Concentração: 0.0123 %Vol	Span : 5.588	Uniformidade: 1.89	Unidade do resultado: Volume
Súperficie Específica: 0.413 m <sup>2</sup> /g	Diâmetro médio da área D[3,2]: 5.063 um	Diâmetro médio do volume D[4,3]: 58.192 um	

Superfície específica: 4128, .. cm<sup>2</sup>/g

D(0.10) : 1.56 µm      D(0.25) : 6.36 µm      D(0.50) : 26.27 µm      D(0.75) : 74.87 µm      D(0.90) : 148.35 µm



Volume Retido:

Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %
1.000	15.62	20.000	4.66	37.000	4.12	105.000	7.01	420.000	0.50		
5.000	9.84	25.000	4.00	44.000	4.55	149.000	4.85	600.000	0.39		
10.000	7.00	30.000	3.51	53.000	8.32	210.000	2.81	840.000			
15.000	5.58	35.000	1.29	74.000	8.36	297.000	1.23				
20.000		37.000		105.000		420.000					

Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %
1.000	93.76	20.000	55.72	37.000	42.27	105.000	16.93	420.000	1.03		
5.000	78.14	25.000	51.07	44.000	38.16	149.000	9.92	600.000	0.53		
10.000	68.30	30.000	47.07	53.000	33.61	210.000	5.07	840.000	0.14		
15.000	61.30	35.000	43.56	74.000	25.29	297.000	2.26				

Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %
1.000	6.24	20.000	44.28	37.000	57.73	105.000	83.07	420.000	98.97		
5.000	21.86	25.000	48.93	44.000	61.84	149.000	90.08	600.000	99.47		
10.000	31.70	30.000	52.93	53.000	66.39	210.000	94.93	840.000	99.86		
15.000	38.70	35.000	56.44	74.000	74.71	297.000	97.74				



# MASTERSIZER 2000

## RESULTADO DA ANÁLISE

Identificação da amostra  
 AMOSTRA 03 BTCH PUMP - Average  
 Sample Source & type:  
 Origem = SOLIC 090/10

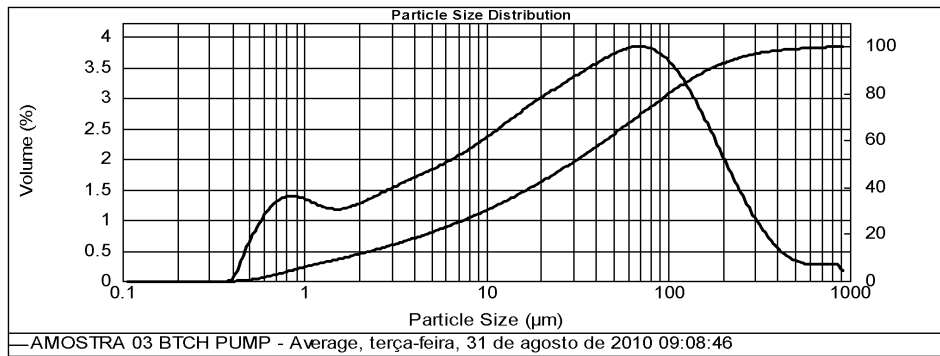
SOP Name:  
 b 02 - Calcário Samarco  
 Analista:  
 MARCO1737

Analysed:  
 terça-feira, 31 de agosto de 2010 09:08:47

<b>Tipo de partícula:</b> Calcário Samarco	<b>Accessory Name:</b> Hydro 2000MU (A)	<b>Analysis model:</b> General purpose	<b>Sensibilidade:</b> Enhanced
<b>Índice de refração da partícula:</b> 1.550	<b>Absorption:</b> 0.1	<b>Range do tamanho de partícula:</b> 0.020 to 1000.000 um	<b>Obscuration:</b> 13.76 %
<b>Dispersante:</b> Water	<b>Índice de refração do dispersante:</b> 1.330	<b>Exatidão Residual:</b> 0.656 %	<b>Result Emulation:</b> Off
<b>Concentração:</b> 0.0120 %Vol	<b>Span :</b> 5.650	<b>Uniformidade:</b> 1.93	<b>Unidade do resultado:</b> Volume
<b>Súperficie Específica:</b> 0.392 m <sup>2</sup> /g	<b>Diâmetro médio da área D[3,2]:</b> 5.331 um	<b>Diâmetro médio do volume D[4,3]:</b> 65.871 um	

Superfície específica: 3921, .. cm<sup>2</sup>/g

D(0.10) : 1.67 µm      D(0.25) : 7.03 µm      D(0.50) : 29.23 µm      D(0.75) : 83.12 µm      D(0.90) : 166.80 µm



Volume Retido:

Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %
1.000	14.80	20.000	4.51	37.000	4.03	105.000	7.37	420.000	0.81		
5.000	9.36	25.000	3.88	44.000	4.49	149.000	5.35	600.000	0.60		
10.000	6.73	30.000	3.42	53.000	8.33	210.000	3.36	840.000			
15.000	5.39	35.000	1.26	74.000	8.54	297.000	1.68				
20.000		37.000		105.000		420.000					

Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %
1.000	94.10	20.000	57.83	37.000	44.76	105.000	19.36	420.000	1.60		
5.000	79.30	25.000	53.32	44.000	40.72	149.000	11.99	600.000	0.79		
10.000	69.94	30.000	49.44	53.000	36.23	210.000	6.63	840.000	0.19		
15.000	63.22	35.000	46.02	74.000	27.90	297.000	3.27				

Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %
1.000	5.90	20.000	42.17	37.000	55.24	105.000	80.64	420.000	98.40		
5.000	20.70	25.000	46.68	44.000	59.28	149.000	88.01	600.000	99.21		
10.000	30.06	30.000	50.56	53.000	63.77	210.000	93.37	840.000	99.81		
15.000	36.78	35.000	53.98	74.000	72.10	297.000	96.73				

RESULTADO DA ANÁLISE

Identificação da amostra  
AMOSTRA 01 CICLONE - Average  
Sample Source & type:  
Origem = SOLIC 090/10

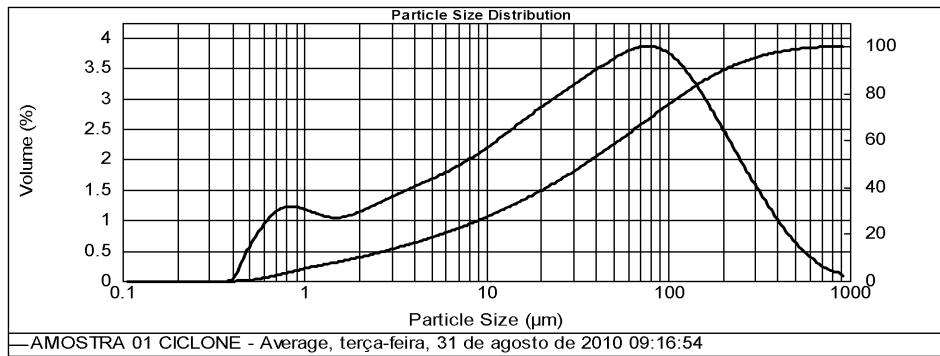
SOP Name:  
b 02 - Calcário Samarco  
Analista:  
MARCO 1737

Analysed:  
terça-feira, 31 de agosto de 2010 09:16:55

Tipo de partícula: Calcário Samarco	Accessory Name: Hydro 2000MU (A)	Analysis model: General purpose	Sensibilidade: Enhanced
Índice de refração da partícula: 1.550	Absorption: 0.1	Range do tamanho de partícula: 0.020 to 1000.000 um	Obscuration: 14.28 %
Dispersante: Water	Índice de refração do dispersante: 1.330	Exatidão Residual: 0.605 %	Result Emulation: Off
Concentração: 0.0138 %Vol	Span : 5.723	Uniformidade: 1.85	Unidade do resultado: Volume
Súperficie Específica: 0.351 m <sup>2</sup> /g	Diâmetro médio da área D[3,2]: 5.960 um	Diâmetro médio do volume D[4,3]: 77.010 um	

Superfície específica: 3507, .. cm<sup>2</sup>/g

D(0.10) : 1.98 µm      D(0.25) : 8.58 µm      D(0.50) : 35.27 µm      D(0.75) : 99.36 µm      D(0.90) : 203.85 µm



Volume Retido:

Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %
1.000	13.32	20.000	4.30	37.000	3.92	105.000	7.90	420.000	1.49		
5.000	8.64	25.000	3.73	44.000	4.40	149.000	6.23	600.000	0.56		
10.000	6.28	30.000	3.30	53.000	8.26	210.000	4.53	840.000			
15.000	5.09	35.000	1.22	74.000	8.71	297.000	2.85				
20.000		37.000		105.000		420.000					

Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %
1.000	94.84	20.000	61.51	37.000	48.95	105.000	23.66	420.000	2.15		
5.000	81.52	25.000	57.20	44.000	45.02	149.000	15.76	600.000	0.65		
10.000	72.88	30.000	53.47	53.000	40.63	210.000	9.53	840.000	0.10		
15.000	66.60	35.000	50.17	74.000	32.37	297.000	4.99				

Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %
1.000	5.16	20.000	38.49	37.000	51.05	105.000	76.34	420.000	97.85		
5.000	18.48	25.000	42.80	44.000	54.98	149.000	84.24	600.000	99.35		
10.000	27.12	30.000	46.53	53.000	59.37	210.000	90.47	840.000	99.90		
15.000	33.40	35.000	49.83	74.000	67.63	297.000	95.01				



# MASTERSIZER 2000

## RESULTADO DA ANÁLISE

Identificação da amostra  
 AMOSTRA 02 CICLONE - Average  
 Sample Source & type:  
 Origem = SOLIC 090/10

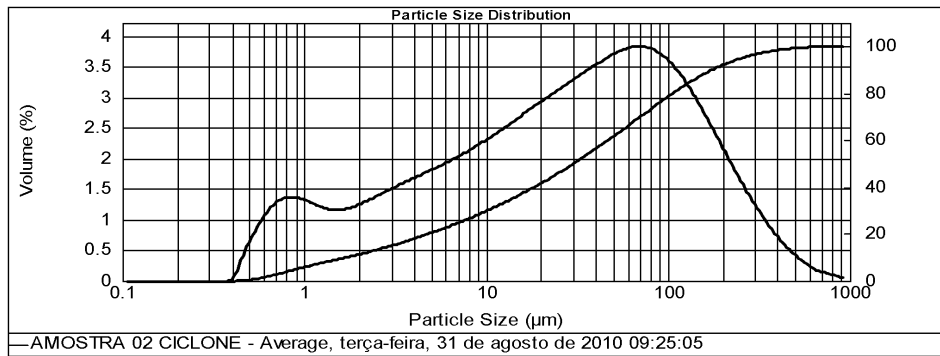
SOP Name:  
 b 02 - Calcário Samarco  
 Analista:  
 MARCO1737

Analysed:  
 terça-feira, 31 de agosto de 2010 09:25:06

<b>Tipo de partícula:</b> Calcário Samarco	<b>Accessory Name:</b> Hydro 2000MU (A)	<b>Analysis model:</b> General purpose	<b>Sensibilidade:</b> Enhanced
<b>Índice de refração da partícula:</b> 1.550	<b>Absorption:</b> 0.1	<b>Range do tamanho de partícula:</b> 0.020 to 1000.000 um	<b>Obscuration:</b> 15.47 %
<b>Dispersante:</b> Water	<b>Índice de refração do dispersante:</b> 1.330	<b>Exatidão Residual:</b> 0.637 %	<b>Result Emulation:</b> Off
<b>Concentração:</b> 0.0137 %Vol	<b>Span :</b> 5.729	<b>Uniformidade:</b> 1.87	<b>Unidade do resultado:</b> Volume
<b>Súperficie Específica:</b> 0.388 m <sup>2</sup> /g	<b>Diâmetro médio da área D[3,2]:</b> 5.390 um	<b>Diâmetro médio do volume D[4,3]:</b> 66.534 um	

Superfície específica: 3878, .. cm<sup>2</sup>/g

D(0.10) : 1.69 µm      D(0.25) : 7.16 µm      D(0.50) : 30.29 µm      D(0.75) : 86.23 µm      D(0.90) : 175.24 µm



Volume Retido:

Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %
1.000	14.65	20.000	4.40	37.000	4.00	105.000	7.42	420.000	1.00		
5.000	9.27	25.000	3.81	44.000	4.47	149.000	5.56	600.000	0.33		
10.000	6.58	30.000	3.37	53.000	8.31	210.000	3.77	840.000			
15.000	5.25	35.000	1.25	74.000	8.52	297.000	2.14				
20.000		37.000		105.000		420.000					

Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %
1.000	94.17	20.000	58.42	37.000	45.59	105.000	20.28	420.000	1.38		
5.000	79.51	25.000	54.02	44.000	41.59	149.000	12.86	600.000	0.38		
10.000	70.25	30.000	50.21	53.000	37.11	210.000	7.29	840.000	0.05		
15.000	63.67	35.000	46.84	74.000	28.80	297.000	3.52				

Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %
1.000	5.83	20.000	41.58	37.000	54.41	105.000	79.72	420.000	98.62		
5.000	20.49	25.000	45.98	44.000	58.41	149.000	87.14	600.000	99.62		
10.000	29.75	30.000	49.79	53.000	62.89	210.000	92.71	840.000	99.95		
15.000	36.33	35.000	53.16	74.000	71.20	297.000	96.48				

RESULTADO DA ANÁLISE

Identificação da amostra  
AMOSTRA 03 CICLONE - Average

SOP Name:  
b 02 - Calcário Samarco

Analysed:  
terça-feira, 31 de agosto de 2010 09:33:12

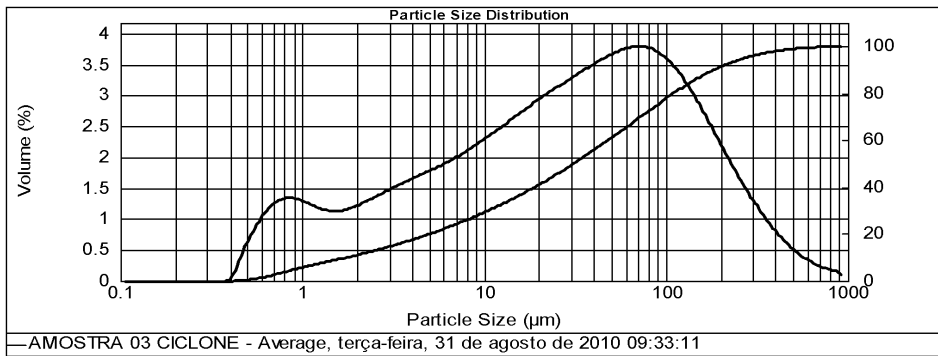
Sample Source & type:  
Origem = SOLIC 090/10

Analista:  
MARCO1737

Tipo de partícula: Calcário Samarco	Accessory Name: Hydro 2000MU (A)	Analysis model: General purpose	Sensibilidade: Enhanced
Índice de refração da partícula: 1.550	Absorption: 0.1	Range do tamanho de partícula: 0.020 to 1000.000 um	Obscuration: 14.51 %
Dispersante: Water	Índice de refração do dispersante: 1.330	Exatidão Residual: 0.638 %	Result Emulation: Off
Concentração: 0.0130 %Vol	Span : 5.849	Uniformidade: 1.93	Unidade do resultado: Volume
Súperficie Específica: 0.38 m <sup>2</sup> /g	Diâmetro médio da área D[3,2]: 5.502 um	Diâmetro médio do volume D[4,3]: 70.364 um	

Superfície específica: 3799, .. cm<sup>2</sup>/g

D(0.10) : 1.75 µm      D(0.25) : 7.45 µm      D(0.50) : 31.12 µm      D(0.75) : 89.12 µm      D(0.90) : 183.76 µm



Volume Retido:

Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %
1.000	14.34	20.000	4.42	37.000	3.97	105.000	7.45	420.000	1.21		
5.000	9.12	25.000	3.81	44.000	4.43	149.000	5.63	600.000	0.53		
10.000	6.55	30.000	3.36	53.000	8.21	210.000	3.87	840.000			
15.000	5.27	35.000	1.24	74.000	8.47	297.000	2.30				
20.000		37.000		105.000		420.000					

Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %
1.000	94.30	20.000	59.02	37.000	46.18	105.000	21.10	420.000	1.85		
5.000	79.96	25.000	54.60	44.000	42.21	149.000	13.65	600.000	0.64		
10.000	70.84	30.000	50.79	53.000	37.78	210.000	8.03	840.000	0.11		
15.000	64.28	35.000	47.43	74.000	29.57	297.000	4.16				

Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %
1.000	5.70	20.000	40.98	37.000	53.82	105.000	78.90	420.000	98.15		
5.000	20.04	25.000	45.40	44.000	57.79	149.000	86.35	600.000	99.36		
10.000	29.16	30.000	49.21	53.000	62.22	210.000	91.97	840.000	99.89		
15.000	35.72	35.000	52.57	74.000	70.43	297.000	95.84				

RESULTADO DA ANÁLISE

Identificação da amostra  
AMOSTRA 01 FILTRO DE MANGA -  
Sample Source & type:  
Origem = SOLIC 090/10

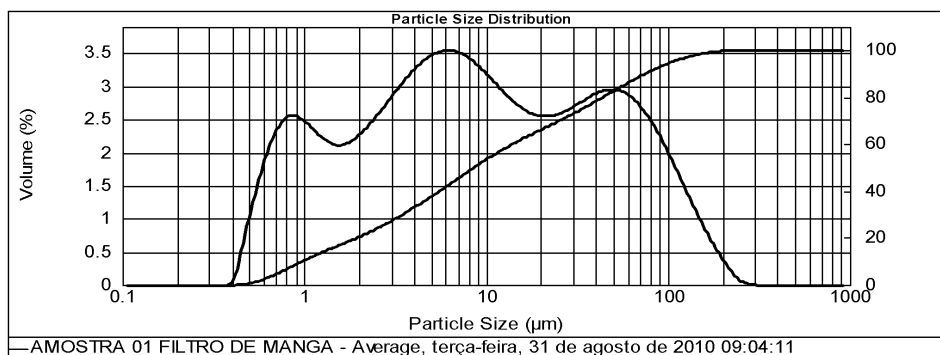
SOP Name:  
b 02 - Calcário Samarco  
Analista:  
MARCO 1737

Analysed:  
terça-feira, 31 de agosto de 2010 09:04:13

<b>Tipo de partícula:</b> Calcário Samarco	<b>Accessory Name:</b> Hydro 2000MU (A)	<b>Analysis model:</b> General purpose	<b>Sensibilidade:</b> Enhanced
<b>Índice de refração da partícula:</b> 1.550	<b>Absorption:</b> 0.1	<b>Range do tamanho de partícula:</b> 0.020 to 1000.000 um	<b>Obscuration:</b> 16.73 %
<b>Dispersante:</b> Water	<b>Índice de refração do dispersante:</b> 1.330	<b>Exatidão Residual:</b> 0.985 %	<b>Result Emulation:</b> Off
<b>Concentração:</b> 0.0087 %Vol	<b>Span :</b> 8.663	<b>Uniformidade:</b> 2.59	<b>Unidade do Volume</b>
<b>Súperficie Específica:</b> 0.662 m <sup>2</sup> /g	<b>Diâmetro médio da área D[3,2]:</b> 3.156 um	<b>Diâmetro médio do volume D[4,3]:</b> 25.283 um	

Superfície específica: 6624, .. cm<sup>2</sup>/g

D(0.10) : 0.98 µm      D(0.25) : 2.66 µm      D(0.50) : 8.52 µm      D(0.75) : 33.57 µm      D(0.90) : 74.82 µm



AMOSTRA 01 FILTRO DE MANGA - Average, terça-feira, 31 de agosto de 2010 09:04:11

Volume Retido:

Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %
1.000	27.39	20.000	3.72	37.000	3.27	105.000	3.30	420.000	0.00		
5.000	15.64	25.000	3.13	44.000	3.59	149.000	1.43	600.000	0.00		
10.000	7.80	30.000	2.76	53.000	6.17	210.000	0.22	840.000	0.00		
15.000	4.91	35.000	1.02	74.000	5.24	297.000	0.00				
20.000		37.000		105.000		420.000					

Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %
1.000	89.59	20.000	33.86	37.000	23.22	105.000	4.95	420.000	0.00		
5.000	62.20	25.000	30.13	44.000	19.94	149.000	1.65	600.000	0.00		
10.000	46.56	30.000	27.00	53.000	16.36	210.000	0.22	840.000	0.00		
15.000	38.76	35.000	24.24	74.000	10.19	297.000	0.00				

Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %
1.000	10.41	20.000	66.14	37.000	76.78	105.000	95.05	420.000	100.00		
5.000	37.80	25.000	69.87	44.000	80.06	149.000	98.35	600.000	100.00		
10.000	53.44	30.000	73.00	53.000	83.64	210.000	99.78	840.000	100.00		
15.000	61.24	35.000	75.76	74.000	89.81	297.000	100.00				

RESULTADO DA ANÁLISE

Identificação da amostra  
AMOSTRA 02 FILTRO DE MANGA -  
Sample Source & type:  
Origem = SOLIC 090/10

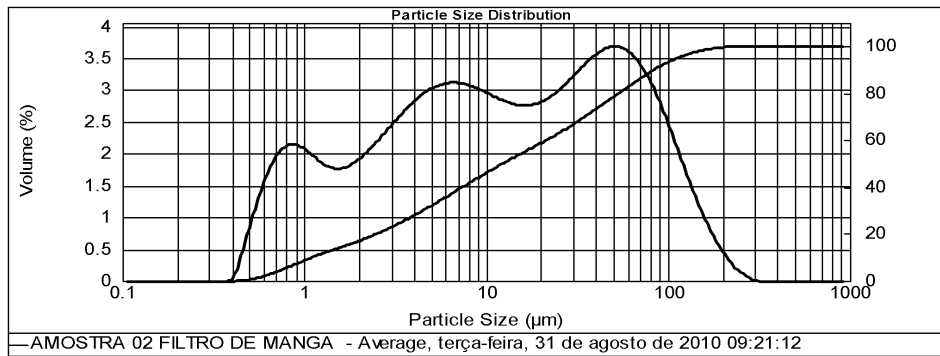
SOP Name:  
b 02 - Calcário Samarco  
Analista:  
MARCO1737

Analysed:  
terça-feira, 31 de agosto de 2010 09:21:13

Tipo de partícula: Calcário Samarco	Accessory Name: Hydro 2000MU (A)	Analysis model: General purpose	Sensibilidade: Enhanced
Índice de refração da partícula: 1.550	Absorption: 0.1	Range do tamanho de partícula: 0.020 to 1000.000 um	Obscuration: 15.24 %
Dispersante: Water	Índice de refração do dispersante: 1.330	Exatidão Residual: 0.851 %	Result Emulation: Off
Concentração: 0.0091 %Vol	Span : 6.668	Uniformidade: 2.08	Unidade do resultado: Volume
Súperficie Específica: 0.567 m <sup>2</sup> /g	Diâmetro médio da área D[3,2]: 3.685 um	Diâmetro médio do volume D[4,3]: 30.038 um	

Superfície específica: 5672,0 cm<sup>2</sup>/g

D(0.10) : 1.10 µm      D(0.25) : 3.42 µm      D(0.50) : 12.37 µm      D(0.75) : 43.53 µm      D(0.90) : 83.59 µm



Volume Retido:

Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %
1.000	23.35	20.000	4.22	37.000	4.03	105.000	3.97	420.000	0.00		
5.000	13.92	25.000	3.69	44.000	4.47	149.000	1.66	600.000	0.00		
10.000	7.55	30.000	3.33	53.000	7.75	210.000	0.36	840.000	0.00		
15.000	5.21	35.000	1.25	74.000	6.53	297.000	0.00				
20.000		37.000		105.000		420.000					

Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %
1.000	91.30	20.000	41.27	37.000	28.78	105.000	6.00	420.000	0.00		
5.000	67.95	25.000	37.06	44.000	24.75	149.000	2.02	600.000	0.00		
10.000	54.03	30.000	33.37	53.000	20.28	210.000	0.36	840.000	0.00		
15.000	46.48	35.000	30.03	74.000	12.53	297.000	0.00				

Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %
1.000	8.70	20.000	58.73	37.000	71.22	105.000	94.00	420.000	100.00		
5.000	32.05	25.000	62.94	44.000	75.25	149.000	97.98	600.000	100.00		
10.000	45.97	30.000	66.63	53.000	79.72	210.000	99.64	840.000	100.00		
15.000	53.52	35.000	69.97	74.000	87.47	297.000	100.00				





# MASTERSIZER 2000

## RESULTADO DA ANÁLISE

Identificação da amostra  
 AMOSTRA 02 FILTRO DE MANGA - Average  
 Sample Source & type:  
 Origem = SOLIC 090/10

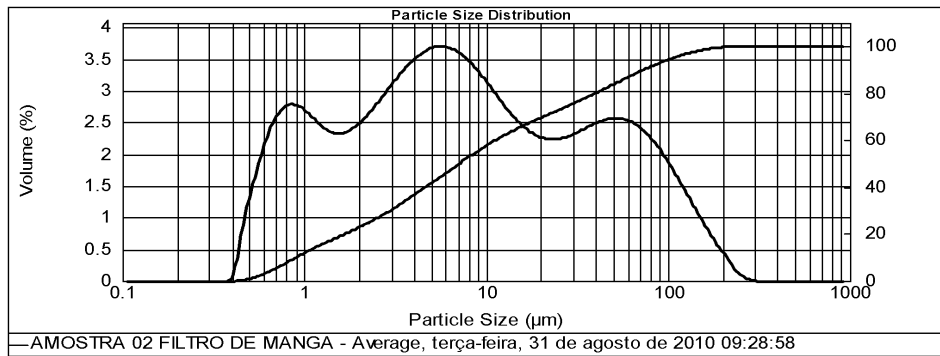
SOP Name:  
 b 02 - Calcário Samarco  
 Analista:  
 MARCO1737

Analysed:  
 terça-feira, 31 de agosto de 2010 09:28:59

<b>Tipo de partícula:</b> Calcário Samarco	<b>Accessory Name:</b> Hydro 2000MU (A)	<b>Analysis model:</b> General purpose	<b>Sensibilidade:</b> Enhanced
<b>Índice de refração da partícula:</b> 1.550	<b>Absorption:</b> 0.1	<b>Range do tamanho de partícula:</b> 0.020 to 1000.000 um	<b>Obscuration:</b> 19.31 %
<b>Dispersante:</b> Water	<b>Índice de refração do dispersante:</b> 1.330	<b>Exatidão Residual:</b> 1.093 %	<b>Result Emulation:</b> Off
<b>Concentração:</b> 0.0093 %Vol	<b>Span :</b> 10.214	<b>Uniformidade:</b> 2.98	<b>Unidade do resultado:</b> Volume
<b>Súperficie Específica:</b> 0.733 m <sup>2</sup> /g	<b>Diâmetro médio da área D[3,2]:</b> 2.853 um	<b>Diâmetro médio do volume D[4,3]:</b> 23.909 um	

Superfície específica: 7326, .. cm<sup>2</sup>/g

D(0.10) : 0.90 µm      D(0.25) : 2.27 µm      D(0.50) : 7.09 µm      D(0.75) : 29.00 µm      D(0.90) : 73.35 µm



Volume Retido:

Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %	Size (µm)	Volume In %
1.000	29.77	20.000	3.26	37.000	2.82	105.000	3.22	420.000	0.00		
5.000	16.03	25.000	2.70	44.000	3.11	149.000	1.54	600.000	0.00		
10.000	7.47	30.000	2.37	53.000	5.45	210.000	0.30	840.000	0.00		
15.000	4.45	35.000	0.88	74.000	4.80	297.000	0.00				
20.000		37.000		105.000	4.80	420.000	0.00				

Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %	Size (µm)	Vol Over %
1.000	88.17	20.000	30.45	37.000	21.24	105.000	5.06	420.000	0.00		
5.000	58.40	25.000	27.19	44.000	18.42	149.000	1.84	600.000	0.00		
10.000	42.37	30.000	24.49	53.000	15.31	210.000	0.30	840.000	0.00		
15.000	34.90	35.000	22.12	74.000	9.86	297.000	0.00				

Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %	Size (µm)	Vol Under %
1.000	11.83	20.000	69.55	37.000	78.76	105.000	94.94	420.000	100.00		
5.000	41.60	25.000	72.81	44.000	81.58	149.000	98.16	600.000	100.00		
10.000	57.63	30.000	75.51	53.000	84.69	210.000	99.70	840.000	100.00		
15.000	65.10	35.000	77.88	74.000	90.14	297.000	100.00				