ANDRÉIA DE LOURDES NUNES

MODELAGEM E SIMULAÇÃO DO CIRCUITO DE MOAGEM DA VOTORANTIM METAIS ZINCO MORRO AGUDO

SÃO PAULO

2012

ANDRÉIA DE LOURDES NUNES

MODELAGEM E SIMULAÇÃO DO CIRCUITO DE MOAGEM DA VOTORANTIM METAIS ZINCO MORRO AGUDO

Dissertação apresentada à Escola Politécnica da Universidade de São Paulo para obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Área de Concentração: Engenharia Mineral

Orientador: Prof. Homero Delboni Jr.

SÃO PAULO

2012

FICHA CATALOGRÁFICA

Nunes, Andréia de Lourdes
Modelagem e simulação do circuito de moagem da Votorantim Metais Zinco Morro Agudo / A.L. Nunes. -- São Paulo, 2012.
117 p.

Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo.

1. Cominuição (Modelagem matemática) 2. Simulação (Estatística) 3. Estudo de caso I. Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo II. t.

AGRADECIMENTOS

Ao Prof. Homero Delboni Jr., pela orientação e pela determinação em superar os desafios durante todo o trabalho.

À Votorantim Metais Zinco, pelo apoio técnico que se configurou através de pessoas como Fernando Rezende, Marcelo Silvestre, Maximiliano Rezende, Haline Santos, Alexandre Caitano, Adair Resende, Jackson Vitor, além da equipe do Laboratório de Processos da Votorantim Metais Zinco Morro Agudo.

À equipe do Laboratório de Tratamento de Minérios da EPUSP, principalmente à Bianca Foggiato, que tanto ajudaram na etapa de caracterização.

Aos meus pais Alberto e Manoela, pela alegria e exemplo de caráter que sempre serão. Ao meu esposo, Marcos Paulo e minhas filhas Paula e Bárbara, pelo amor e apoio em minha vida profissional.

RESUMO

Atualmente, o circuito de moagem da Votorantim Metais Zinco Morro Agudo (VMZMA) inclui dois moinhos de bolas com capacidade combinada média de 145 t/h, sendo 95 t/h processadas na Linha 1 e 50 t/h na Linha 2. A alimentação de ambas as linhas provém de uma única pilha pulmão, formada pela fração passante em peneira de 10 mm, resultante dos estágios de britagem. As duas linhas de moagem operam de forma independente, cada uma sob circuito fechado com as respectivas baterias de ciclones de 10 polegadas de diâmetro. O produto nominal do circuito deve apresentar 75% passantes na malha 44 µm. A operação atual do circuito apresenta carga circulante elevada, da ordem de 400%, bem como eventos regulares de curto-circuito (*by-pass*) de grossos para o *overflow* dos ciclones, o que resulta em produto mais grosso do que o estipulado para a moagem. Com o intuito de analisar a eficiência de moagem foram realizadas campanhas de amostragem no circuito industrial da VMZMA, cujo resultado apontou para um melhor desempenho de um dos moinhos. Os dados obtidos por meio das amostragens e de caracterização tecnológica serviram de base para a calibração dos modelos matemáticos dos equipamentos de processo. Simulações indicaram potencial elevado de aumento de capacidade do circuito mediante o emprego de peneiras de alta frequência em substituição ou combinação com ciclones existentes. Recomenda-se avaliar o potencial de melhoria de desempenho metalúrgico no processo de flotação de produtos de peneiramento, ante a produtos de ciclones.

Palavras-chave: modelagem, simulação, moagem, classificação, peneiras de alta frequência.

ABSTRACT

Votorantim Metais Zinco Morro Agudo (VMZMA) grinding circuit has a combined capacity of 145 t/h i.e. 95 t\h in Line 1 and 50 t/h in Line 2. The feed comprises crushed 10 mm obtained in a three-staged crushing circuit. The two ball mills operate in independent parallel lines configured in a closed circuit with 10 inch cyclones, resulting in a 75% passing in 0.044 mm nominal products. The operation shows a high recirculating load (~400%), as well as frequent oversize by pass to the products, which results in a relatively coarse product.

Survey campaigns were conducted in the grinding circuit for assessing its overall performance, as well as for fitting the corresponding mathematical models. The results indicated a better performance associated with one of the two existing ball mill lines.

The simulations indicate a high potencial for increasing the circuit throughput by introducing high frequency screens in substitution or in combination with the existing cyclones. Further studies were recommended for assessing the metallurgical performance associated with the product, as compared with cyclone products.

Keywords: modelling, simulation, grinding, classification, high-frequency screening.

LISTA DE FIGURAS

Figura 4.1 – Mecanismos de fratura, energia aplicada e distribuição granulométrica dos produtos. 16
Figura 4.2 – Movimento da carga no interior do moinho. 18
Figura 4.3 – Circuito aberto e fechado de moagem. 18
Figura 4.4 – Relação entre energia fornecida e tamanho de partícula de cominuição. 26
Figura 4.5 – Distribuição típica do parâmetro *r/d*. 32
Figura 4.6 – Curvas de partição real e corrigida. 35
Figura 5.1 – Circuito de britagem da VMZMA. 47
Figura 5.2 – Fluxograma do circuito de moagem da VMZMA. 48
Figura 5.3 – Fluxograma dos circuitos de flotação de galena e esfalerita. 49
Figura 6.1 – Circuito de cominuição da VMZMA. 53
Figura 6.2 – Moinho de Bond da Escola Politécnica. 59
Figura 6.3 – *Drop Weight Tester*. 61
Figura 6.4 – Representação da relação entre energia e fragmentação. 62
Figura 6.5 – Moinho para AI 65
Figura 6.6 – Fluxograma dos ensaios de peneiramento. 67
Figura 7.1 – Distribuições granulométricas do o*verflow* dos ciclones e u*ndersize* das peneiras. 72
Figura 7.2 – Fluxograma de processo e balanço de massas do ajuste - Ensaio 23. 73
Figura 7.3 – Distribuições granulométricas experimentais e calculadas – Ensaio 23. 75
Figura 7.4 – Valores experimentais e curva paramétrica da relação entre energia e fragmentação. 77
Figura 7.5 – Fluxograma de processo e balanço de massas do circuito de moagem – Linhas 01 e 02. 80
Figura 7.6 – Distribuições granulométricas experimentais e calculadas – Linha 1. 83
Figura 7.7 – Distribuições granulométricas experimentais e calculadas – Linha 2. 85
Figura 7.8 – Parâmetro taxa de quebra para o moinho – Linha 1. 88
Figura 7.9 – Parâmetro de quebra do moinho – Linha 2. 89
Figura 7.10 – Parâmetro de quebra dos moinhos – Linhas 1 e 2. 90
Figura 8.1 – Fluxograma e sumário de balanço de massas de simulação – Primeira alternativa de circuito. 95
Figura 8.2 – Granulometria do produto em função da vazão de alimentação do circuito de moagem 98
Figura 8.3 – Fluxograma e sumário de balanço de massas de simulação – Segunda alternativa de circuito 99

LISTA DE TABELAS

Tabela 4.1 – Critério de avaliação da qualidade da calibração de modelos. 41
Tabela 5.1 – Descrição dos principais equipamentos do circuito de britagem. 47
Tabela 5.2 – Descrição dos principais equipamentos do circuito de moagem da VMZMA. 48
Tabela 5.3 – Descrição dos principais equipamentos do circuito de flotação de galena da VMZMA. 50
Tabela 5.4 – Descrição dos principais equipamentos do circuito de flotação de esfalerita da VMZMA. 50
Tabela 6.1 – Qualidade de dados experimentais em função do parâmetro SSQ. 55
Tabela 6.2 – Distribuição de tamanhos das bolas da carga moedora do moinho de Bond. 59
Tabela 6.3 – Classificação de resistência ao impacto. 63
Tabela 6.4 – Classificação de resistência à abrasão de amostras 64
Tabela 7.1 – Sumários dos ensaios de peneiramento. 70
Tabela 7.2 – Resultados dos ensaios de peneiramento de alta frequência. 71
Tabela 7.3 – Balanços de massas e distribuições granulométricas 74
Tabela 7.4 – Calibração do modelo de peneiramento. 76
Tabela 7.5 – Resultados de resistência ao impacto e fragmentação por abrasão. 77
Tabela 7.6 – Resultado do ensaio WI de Bond. 78
Tabela 7.7 – Resultado do ensaio de abrasividade de Bond. 78
Tabela 7.8 – Valores médios das variáveis de processo obtidos no supervisório da usina. 79
Tabela 7.9 – Balanços de massas e distribuições granulométricas – Linha 1. 81
Tabela 7.10 – Balanços de massas e distribuições granulométricas – Linha 2. 84
Tabela 7.11 – Calibração do modelo de moinho de bolas – Linhas 1 e 2. 86
Tabela 7.12 – Calibração do modelo de ciclones – Linhas 1 e 2. 87
Tabela 7.13 – Análise consolidada de desempenho do circuito de moagem. 92
Tabela 8.1 – Balanço de massas de simulação – Primeira alternativa de circuito. 96
Tabela 8.2 – Sumário dos resultados das simulações – Primeira alternativa de circuito. 97
Tabela 8.3 – Balanço de massas de simulação – Segunda alternativa de circuito. 100
Tabela 8.4 – Comparações entre o cenário base e os simulados 102

LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

ABNT – Associação Brasileira de Normas Técnicas

AI – Abrasividade de Bond

BBM – *Black Box Model*

DEM – *Descrite Element Model*

DSM – *Dutch States Mine*

DWT – *Drop Weight Test*

IBGE – Instituto Brasileiro de Geografia e Estatística

IBRAM – Instituto Brasileiro de Mineração

JKMRC – *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre*

LCT-USP – Laboratório de Caracterização Tecnológica da Universidade de São Paulo

LSC-EPUSP – Laboratório de Simulação e Controle da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo

PBM – Modelo de Balanço Populacional

PCA – Pó Calcário Agrícola

PIB – Produto Interno Bruto

PMM – *Perfect Mixing Model*

PNM – Plano Nacional de Mineração

SAD – Sequência Argilo-Dolomítica

VMZMA – Votorantim Metais Zinco Morro Agudo

WI – *Work Index*

SUMÁRIO

1 INTRODUÇÃO 11
2 OBJETIVO 12
3 ESTRUTURA DO TRABALHO 13
4 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA 14
4.1 COMINUIÇÃO NO TRATAMENTO DE MINÉRIOS 14
4.1.1 Princípios de cominuição 15
4.1.2 Processo de britagem 16
4.1.3 Processo de moagem 16
4.1.4 Classificação industrial 19
4.1.4.1 Peneiramento 20
4.1.4.2 Ciclonagem 22
4.1.5 Leis da cominuição 23
4.2 MODELAGEM DE PROCESSOS DE COMINUIÇÃO 27
4.2.1 Modelo de Balanço Populacional 28
4.2.2 Modelo do Misturador Perfeito 29
4.3 MODELAGEM DE PENEIRAMENTO E CLASSIFICAÇÃO 33
4.3.1 Modelo de curva de partição 33
4.3.2 Modelo de ciclones 36
4.3.3 Modelo de peneiras 39
4.4 CALIBRAÇÃO DE MODELOS 40
4.4.1 Calibração e simulação do modelo de moinho de bolas 41
4.4.2 Calibração do modelo de peneiras 43
4.4.3 Calibração do modelo de ciclone 43
5 OPERAÇÕES NA VOTORANTIM METAIS ZINCO MORRO AGUDO 44
5.1 VOTORANTIM METAIS ZINCO 44
5.2 VOTORANTIM METAIS ZINCO MORRO AGUDO 44
5.2.1 Jazida 45
5.2.2 Lavra 45
5.2.3 Circuito de cominuição 46
5.2.4 Circuito de flotação 48
6 MATERIAIS E MÉTODOS 51
6.1 PRIMEIRA AMOSTRAGEM 51
6.2 SEGUNDA AMOSTRAGEM 51
6.3 BALANÇOS DE MASSA 53

6.4 CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA 55
6.4.1 WI de Bond 56
6.4.1.1 Descrição do ensaio WI de Bond 58
6.4.1.2 Eficiência energética 60
6.4.2 *Drop Weight Test* - DWT 60
6.4.2.1 Descrição do ensaio DWT 61
6.4.3 Abrasão 63
6.4.3.1 Descrição do ensaio de tamboramento 63
6.4.4 Abrasividade de Bond 64
6.4.4.1 Descrição do ensaio AI 65
6.4.4.2 Procedimento 65
6.5 PENEIRAMENTO DE ALTA FREQUÊNCIA 66
6.5.1 Descrição do ensaio 66
7 RESULTADOS E DISCUSSÕES – MODELAGEM MATEMÁTICA E DESEMPENHO 69
7.1 PENEIRAMENTO DE ALTA FREQUÊNCIA 69
7.2 CIRCUITO INDUSTRIAL DE MOAGEM 76
7.2.1 Resistência ao impacto e abrasão 76
7.2.2 WI de Bond 77
7.2.3 Abrasividade de Bond 78
7.2.4 Modelagem e análises de desempenho 78
7.2.4.1 Balanços resultantes das modelagens 79
7.2.4.2 Parâmetros dos modelos 86
7.2.4.3 Modelo balanço populacional 87
7.2.4.4 Modelo energético 91
8 RESULTADOS E DISCUSSÕES - SIMULAÇÕES 94
8.1 PRIMEIRO CENÁRIO 95
8.2 SEGUNDO CENÁRIO 99
9 SUMÁRIO, CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES 103
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS 105
ANEXO 1 – DADOS REFERENTES AOS EQUIPAMENTOS INDUSTRIAIS DA MOAGEM DA VMZMA 111
ANEXO 2 – RESULTADOS EXPERIMENTAIS PENEIRAMENTO DE ALTA FREQUÊNCIA – ENSAIO 23 113
ANEXO 3 – RESULTADOS DOS ENSAIOS NA CÉLULA DE IMPACTO 114
ANEXO 4 – RESULTADOS DOS ENSAIOS DE MOABILIDADE DE BOND 115
ANEXO 5 – VARIÁVEIS DE PROCESSO – SEGUNDA CAMPANHA DE AMOSTRAGEM 116
ANEXO 6 – VALORES EXPERIMENTAIS DE GRANULOMETRIAS E PORCENTAGENS DE SÓLIDOS OBTIDOS NA SEGUNDA CAMPANHA DE AMOSTRAGEM 117

1 INTRODUÇÃO

A atividade de mineração é destaque na economia brasileira registrando em 2010, segundo o Instituto Brasileiro de Geografia e Estatística (IBGE), o maior crescimento dentro do Produto Interno Bruto (PIB). O aumento dos preços das *commodities* e a diversidade de bens minerais produzidos no país foram os fatores que possibilitaram tal sucesso.

Segundo o Instituto Brasileiro de Mineração (IBRAM), para os próximos anos é previsto um novo ciclo recorde de investimentos que alcançará US$ 64,8 bilhões até 2015 e US$ 270 bilhões nos próximos 20 anos, de acordo com o Plano Nacional de Mineração (PNM) 2030.

Alinhada a estas expectativas a Votorantim Metais Zinco S/A, integrante do grupo Votorantim, tem como direcionadores importantes projetos de modernização e ampliação de sua capacidade produtiva. Estes, somados aos fatores como mineração própria, tecnologia de tratamento de minérios e eficiente gestão de processos garantem a competitividade da empresa.

Potencializar tal competitividade, principalmente em custos por meio do crescimento da produção e captura de valores, é estratégia para a Votorantim Metais Zinco Morro Agudo (VMZMA). E dentre os processos que garantem o incremento da produção necessária está a etapa de cominuição que, por adequar o tamanho das partículas aos processos subsequentes, é determinante no desempenho do circuito industrial. Além disso, o elevado consumo de energia a constitui também como prioritária no desempenho econômico.

Neste contexto, o aperfeiçoamento tecnológico do processo de cominuição existente, seja através da melhoria de desempenho, seja aliado à pesquisa sobre novas técnicas e/ou processos, maximiza os resultados. A prática de simulação computacional é tradicionalmente utilizada para a otimização de circuitos industriais e se destaca por seu baixo custo e agilidade, além de permitir a análise detalhada de diversas opções de circuitos e condições operacionais. Este trabalho demonstra a aplicação prática de simulação no circuito de moagem da VMZMA.

2 OBJETIVO

A modelagem matemática permite uma análise detalhada do desempenho de equipamentos e do processo integrado de cominuição, bem como explora, através de simulações, alternativas de melhoria de desempenho. O objetivo do presente trabalho foi, portanto, demonstrar a aplicação da modelagem matemática no circuito de moagem da VMZMA, incluindo a simulação da substituição parcial ou total de ciclones por peneiras de alta frequência.

3 ESTRUTURA DO TRABALHO

O trabalho desenvolvido foi estruturado conforme as seguintes etapas:

- Revisão da bibliografia referente aos aspectos abordados;
- Planejamento e execução de duas amostragens no circuito industrial da VMZMA: a primeira teve como objetivo a obtenção de amostras para ensaios de peneiramento de alta de frequência e a segunda serviu de base para análise de desempenho e criação de plataforma para simulações;
- Execução de balanços de massa, análises de desempenho e modelagem matemática;
- Execução de ensaios de peneiramento em peneiras de alta frequência;
- Simulações;
- Análise dos resultados e discussões;
- Conclusões.

4 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo, são apresentados os conceitos sobre os processos de cominuição e classificação, além de descrições sobre as propriedades de fragmentação de minérios. Também são descritos a modelagem do circuito de moagem e calibração de modelos.

4.1 COMINUIÇÃO NO TRATAMENTO DE MINÉRIOS

A cominuição, ou redução controlada do tamanho das partículas, é um processo industrial de tratamento de minérios que tem os seguintes objetivos principais:

- obter um produto com granulometria determinada;
- liberar o(s) mineral(is) de interesse econômico da ganga;
- aumentar a superfície específica das partículas facilitando as reações químicas subsequentes e/ou permitir o manuseio e o transporte contínuo do material.

A distribuição granulométrica dos produtos resultantes da cominuição é de grande importância, uma vez que modula o desempenho das etapas subsequentes de concentração. Em particular, a presença de finos ou grossos em excesso é igualmente deletéria, pois ambos podem causar diminuição na recuperação metalúrgica do mineral de interesse em processos como flotação, concentração gravítica e lixiviação, entre outros.

O grau de cominuição deve ser determinado em função de parâmetros técnicos e da influência destes sobre os índices econômicos do processo. Assim, o consumo energético, o consumo de corpos moedores e as recuperações mássicas e metalúrgicas dos processos subsequentes são parâmetros que exercem influência em custos de operação e investimentos.

De acordo com a granulometria do minério e os princípios de cominuição envolvidos, os processos de cominuição empregados em tratamento de minérios podem ser classificados em britagem ou moagem.

Tais processos apresentam baixa eficiência mecânica e são grandes consumidores de energia representando um desafio para a indústria e a ciência. Beraldo (1987) estima como sendo da ordem de 2 a 3% a eficiência energética da moagem.

4.1.1 Princípios de cominuição

A fragmentação de uma partícula ocorre ao longo de pontos ou planos de fraqueza ou de falhas na estrutura atômica do material. A forma como a fragmentação ocorre, bem como a energia envolvida dependem da natureza das partículas e das forças aplicadas. Portanto, a distribuição característica de tamanhos do produto depende não só da natureza das forças de coesão interna das partículas como também da forma e da intensidade de energia que foi aplicada sobre a partícula.

Conforme Beraldo (1987) existem três mecanismos de quebra que estão sempre presentes nos processos de cominuição. Os quais são:

Abrasão: ocorre quando a força é insuficiente para provocar uma fratura em toda a partícula. Prevalece uma concentração de forças periféricas que provoca pequenas fraturas superficiais, gerando partículas finas e pouca diminuição de tamanho da partícula original. Esse tipo de fratura ocorre quando partículas se encontram entre superfícies que se movimentam em sentido contrário.

Compressão: ocorre quando a força é aplicada de forma lenta e progressiva, permitindo o alívio do esforço com o aparecimento da fratura. Em geral as forças aplicadas são pouco superiores à resistência das rochas ou das partículas. Esse é o tipo de fratura que ocorre em britadores e produz poucos fragmentos de grande diâmetro e cujos produtos se apresentam em duas faixas de tamanho: partículas grossas resultantes da quebra induzida pela tensão, e partículas finas da quebra por compressão no local onde a carga é aplicada.

Impacto: ocorre quando os esforços de fragmentação são aplicados rapidamente e em intensidade muito superior à resistência das partículas submetidas à fragmentação. Esse tipo de fratura ocorre em britadores de mandíbulas, giratórios, cônicos e em moinhos, nas zonas de queda das bolas ou barras. Predominam na distribuição granulométrica resultante dessa fratura partículas mais finas.

A Figura 4.1 mostra esquematicamente estes mecanismos e energia aplicada juntamente com a distribuição granulométrica dos produtos da quebra.

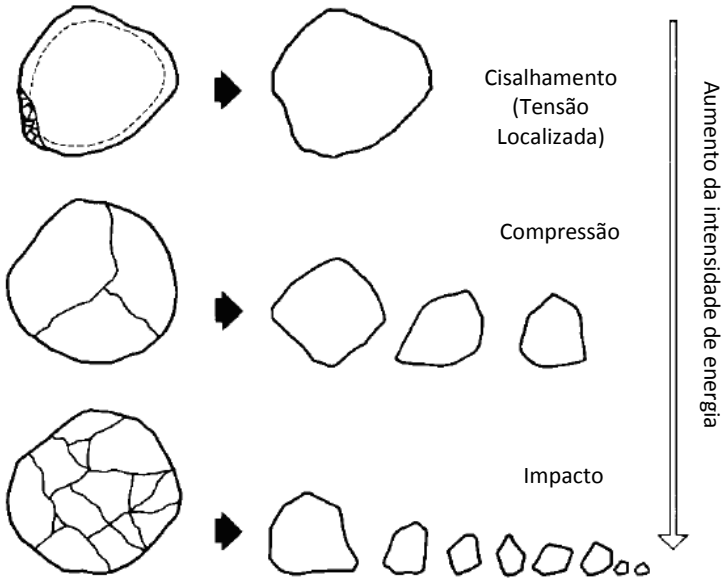


Figura 4.1 – Mecanismos de fratura, energia aplicada e distribuição granulométrica dos produtos.
Fonte: Adaptada de Kelly & Spottswood (1982).

4.1.2 Processo de britagem

A britagem é aplicada a fragmentos de distintos tamanhos, variando desde rochas de 100 mm até 10 mm.

Normalmente, para que possa haver uma liberação satisfatória do mineral valioso é necessário que o minério seja reduzido a uma granulometria fina. Nestas condições, a fragmentação desenvolve-se por meio de sucessivas etapas e equipamentos apropriados e reduz as partículas a tamanhos centimétricos. A britagem pode ser realizada em circuito fechado, com peneira, cuja fração grossa retorna ao britador como carga circulante. Outra alternativa é a configuração aberta, com uma única passagem do material pelo equipamento.

4.1.3 Processo de moagem

A moagem é comumente executada em estágios e, segundo Taggart (1951) é classificada em: moagem grossa (produto com tamanho máximo entre 3,36 e 0,84 mm), moagem intermediária (produto com tamanho máximo de 0,600 mm e com no máximo 75% passante em 0,074 mm), e moagem fina (produto com tamanho máximo de 0,074 mm).

A moagem é geralmente o último estágio do processo de cominuição, onde as partículas são reduzidas pela combinação de impacto, compressão, abrasão e atrito a um tamanho adequado à liberação do mineral que provavelmente será concentrado nos processos subsequentes.

Os equipamentos normalmente empregados são o moinho cilíndrico ou tubular (barras, bolas ou seixos) e o moinho de martelos. Embora a moagem seja conduzida a seco ou a úmido, esta última apresenta vantagens, pois a água é um excelente meio de transporte e dissipação de calor (Chaves, 2001).

As principais variáveis de um moinho são suas dimensões (diâmetro e comprimento) e as variáveis operacionais (grau de enchimento, velocidade de rotação, porcentagem de sólidos da polpa alimentada).

Segundo Luz et al. (2004), o grau de enchimento é a porcentagem do volume interno do moinho ocupado com corpos moedores, incluindo os vazios entre os mesmos. A maior capacidade do moinho é com um fator de enchimento (carga do meio moedor) de 50%.

A porcentagem de sólidos ótima é função da distribuição granulométrica da carga circulante do circuito e deve ser cuidadosamente avaliada, uma vez que a quantidade de água adicionada causa mudanças no tempo de residência das partículas no interior do moinho, na viscosidade e na densidade da polpa, que levam a variações no desempenho do processo de moagem.

A velocidade de rotação influencia o movimento da carga dentro do moinho. Sob baixas rotações, a carga rola sobre ela mesma, fenômeno a que Taggart (1951) denominou movimento de “cascata”. Com o aumento progressivo da rotação, os corpos moedores são lançados em trajetórias parabólicas, movimento denominado “catarata”. A Figura 4.2 ilustra ambos os movimentos.

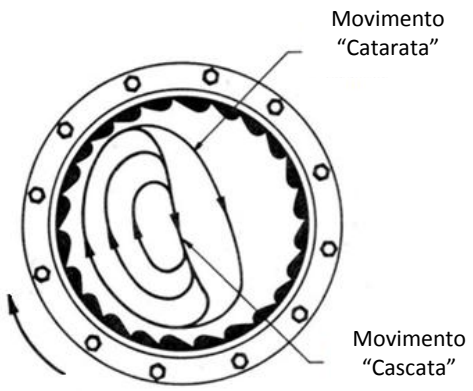


Figura 4.2 – Movimento da carga no interior do moinho.
Fonte: Adaptado de Austin e Klimpel (1964)

A velocidade em que ocorre a centrifugação completa de um único corpo moedor é denominada velocidade crítica, cuja expressão é a que segue:

$$V_c = \frac{42{,}305}{\sqrt{D}} \tag{4.1}$$

onde:

V_c = velocidade crítica (rpm);

D = diâmetro do moinho (m).

Os circuitos de moagem são classificados, conforme a Figura 4.3, em dois grupos.

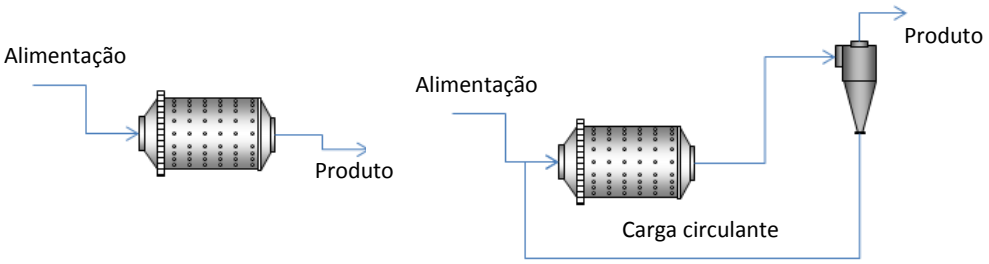


Figura 4.3 – Circuito aberto e fechado de moagem.

Aberto: o material é alimentado diretamente no moinho e o produto sai pela descarga sem etapa de classificação;

Fechado: a descarga do moinho é conduzida a um equipamento de classificação e o produto grosseiro é retornado à alimentação do moinho, enquanto o produto fino segue para etapas subsequentes. Neste tipo de circuito uma partícula pode passar

várias vezes pelo moinho até atingir o tamanho desejado. Este tipo de circuito pode ter duas configurações:

- Direto: o minério alimenta diretamente o moinho junto com o *underflow* do classificador;
- Reverso: o minério alimenta diretamente o classificador cujo *underflow* alimenta o moinho.

Na indústria o circuito aberto é pouco utilizado, pois não possui nenhum tipo de controle da distribuição de tamanho do produto.

Segundo Napier-Munn (1996), os circuitos fechados são mais eficientes na obtenção da granulometria desejada, o que evita a sobremoagem e, consequentemente, diminui o consumo de energia. Por este motivo, geralmente, a moagem é realizada nesta configuração com um classificador cuja fração grossa retorna ao moinho como carga circulante.

Independentemente de qual seja a configuração, os índices a serem calculados e/ou controlados são os seguintes:

Granulometria do produto: geralmente P_{80} do *overflow* do equipamento de classificação;

Vazão de alimentação nova do circuito;

Consumo específico de energia (E): definido em kWh/t, representa o consumo líquido de energia (kWh) por tonelada de alimentação nova processada, é equivalente também à potência demandada (kW) por t/h processada;

Carga circulante (CC): definida como a razão entre as vazões de *underflow* e *overflow* do equipamento de classificação.

4.1.4 Classificação industrial

Conforme descrito na seção 4.1 o objetivo da cominuição é a redução controlada do tamanho das partículas, para tanto, deve existir no circuito um equipamento que faça a separação entre o material que já se encontra no tamanho especificado e o restante. No tratamento de minérios a separação por tamanho é realizada em equipamentos como peneiras, ciclones, entre outros.

O classificador recebe o material do moinho e o separa em duas populações distintas, denominadas grossos e finos. Os grossos são constituídos pela fração da alimentação do

classificador que retorna ao moinho ou carga circulante, enquanto os finos correspondem ao produto final do circuito de moagem.

O desempenho de um classificador pode ser caracterizado pela análise da sua curva de partição ou seletividade, que consiste em um gráfico com diâmetro das partículas nas abscissas e, na ordenada, a fração da alimentação que é direcionada à fração grossa (Delboni Jr., 1989).

Conforme Carrisso e Correia (2004) no peneiramento a separação tem por base o tamanho geométrico das partículas, enquanto na ciclonagem, a separação é realizada tomando-se como base a velocidade em que os grãos atravessam um meio fluido. No processamento mineral, o meio fluido mais utilizado é a água. A classificação a úmido é aplicada, habitualmente, para populações de partículas com granulometria relativamente fina, nas quais o peneiramento não funciona de forma eficiente.

A etapa de classificação exerce grande influência sobre o desempenho do circuito de moagem por determinar sua carga circulante e a capacidade de produção do circuito, além do tamanho do produto final.

4.1.4.1 Peneiramento

Peneiramento é a separação de uma população de partículas em duas ou mais classes, estando estas limitadas a uma parte superior e outra inferior. No peneiramento a úmido adiciona-se água para facilitar a passagem das partículas finas através da tela. O material retido na tela da peneira é denominado *oversize* e o passante *undersize*, este último possui a maior proporção de partículas finas.

Os equipamentos utilizados no peneiramento podem ser divididos em três tipos:

Grelhas: constituídas por barras metálicas dispostas paralelamente, regularmente espaçadas entre si;

Crivos: formados por chapas metálicas planas ou curvas, perfuradas por um sistema de furos de várias formas e dimensões determinadas;

Telas: constituídas por fios metálicos, trançados geralmente em duas direções ortogonais, ou ainda painéis de borracha ou poliuretano de forma a deixarem entre si "malhas" ou "aberturas" de dimensões determinadas.

Esses equipamentos podem ser classificados de acordo com o seu movimento, em duas categorias:

Fixa: a única força atuante é a força da gravidade e por esta razão esses equipamentos possuem superfície inclinada. Como exemplo há grelhas fixas e peneiras DSM, introduzidas pela *Dutch States Mine*, que são utilizadas para desaguamento de suspensões e para uma separação de suspensões de partículas finas;

Móvel: grelhas, peneiras rotativas, peneiras horizontais e peneiras vibratórias.

A eficiência de peneiramento se refere à quantidade de material que ficou retido ou passou corretamente na peneira e, na maioria das vezes, é expressa em porcentagem. Dependendo do produto considerado três valores de eficiência podem ser calculados:

Eficiência *do oversize*: refere-se à quantidade do *oversize* da alimentação que foi direcionado ao *oversize*;

Eficiência *do undersize*: refere-se à quantidade do *undersize* da alimentação que foi direcionado ao *undersize*;

Eficiência global: refere-se à quantidade de material total separado corretamente.

A eficiência é, portanto calculada a partir da distribuição granulométrica da alimentação e dos produtos (*oversize* e *undersize*). Em peneiramento de alta frequência a eficiência é definida em uma determinada malha e, geralmente, no material fino conforme mostra as fórmulas que se seguem:

$$E_U = \frac{UD}{B} \tag{4.2}$$

$$U = \frac{100*(C-A)}{C+D-100} \tag{4.3}$$

onde:

E_U = eficiência do u*ndersize;*

U = % peso no *undersize*;

A = % *oversize* na alimentação;

B = % *undersize* na alimentação;

C = % o*versize* no produto *oversize*;

D = % u*ndersize* no produto *undersize*.

4.1.4.2 Ciclonagem

Atualmente o ciclone é o equipamento mais utilizado pela indústria mineral para a classificação de partículas finas devido a características como alta capacidade, fácil controle operacional e ausência de partes móveis.

Seu funcionamento se deve à alimentação tangencial na parte cilíndrica do mesmo, que forma um movimento em espiral descendente, arrastando as partículas maiores e mais pesadas para a saída inferior do equipamento (*apex*), cujo fluxo é denominado *underflow*. Já as partículas menores e menos densas são arrastadas para o centro do equipamento, onde forma-se um vórtice ascendente, e saem pelo *vortex*, formando o *overflow*.

As vazões do *underflow* e *overflow* são obtidas pelo diâmetro dos orifícios do *vortex* e *apex* e pela pressão em que o equipamento é submetido. Segundo Kelly e Spottiswood (1982), a velocidade da polpa em qualquer ponto do ciclone pode ser dividida em três componentes quais sejam:

Tangencial: confere o movimento de rotação à polpa;

Radial: faz com que as partículas se direcionem à parede do ciclone. Como as partículas relativamente grossas apresentam maior massa, estas se encaminham rapidamente à região mais próxima à parede do ciclone, onde perdem a velocidade e fluem em movimento espiral para baixo, em direção ao *apex*. Como as partículas relativamente finas não possuem massa suficiente para se encaminharem às paredes do ciclone, estas seguem o fluxo vertical ascendente, em direção ao *vortex*;

Vertical: determina se a partícula será encaminhada ao *vortex* ou ao *apex*. No primeiro caso a partícula segue o fluxo ascendente, mais diluído, formado por uma maioria de finos, enquanto no segundo caso, a partícula segue o fluxo descendente, com maioria de grossos. A componente vertical determina, portanto, a partição de sólidos do ciclone.

Dessa forma, a região próxima à parede do ciclone é ocupada predominantemente por partículas grosseiras, e a região central, preferencialmente por partículas finas (Kelly & Spottiswood, 1982).

4.1.5 Leis da cominuição

Os processos de cominuição envolvem uma grande quantidade de energia, pois cada partícula deve ser submetida a grandes esforços antes que ocorra qualquer fratura significativa. A maioria dos processos industriais de cominuição apresenta baixa eficiência, considerando-se a energia teórica necessária para criar uma nova superfície (Austin et al., 1984).

Devido à baixa eficiência energética e à grande contribuição da energia nos custos de produção, durante muito tempo, os processos de cominuição foram estudados somente com respeito à energia consumida, e todos os modelos anteriores de avaliação do processo de fragmentação associavam a energia consumida ao grau de redução de tamanho, expresso como porcentagem passante em uma determinada peneira (Chieregati, 2001).

Quanto mais fino o produto, maior a quantidade de energia necessária para se alcançar uma redução de tamanho equivalente. Logo, energia e fragmentação podem ser relacionadas conforme a relação a seguir (Napier-Munn et al., 1996):

$$dE = -K\frac{dx}{x^n} \tag{4.4}$$

onde:

dE = incremento de energia aplicada a uma massa unitária de minério;

dx = incremento na diminuição de tamanho das partículas;

x = tamanho das partículas;

K = constante que depende do minério;

n = expoente que depende da lei considerada.

Foram propostas diferentes teorias relacionadas à energia de fragmentação, que resultaram em diferentes interpretações dessa relação, principalmente no que se refere ao expoente *n*. Algumas das assim denominadas “Leis” derivadas da relação acima são descritas a seguir.

Lei de Rittinger (*n* = 2)

A teoria mais antiga foi publicada por Rittinger em 1867, considerada a Primeira Lei da cominuição, específica que a energia consumida é diretamente proporcional à nova superfície gerada pela britagem ou moagem. Como a área específica é inversamente proporcional ao diâmetro das partículas, a expressão do consumo de energia proposta por Rittinger foi:

$$E = K\left(\frac{1}{x_2} - \frac{1}{x_1}\right) \tag{4.5}$$

onde:

x_1 e x_2 = tamanhos das partículas da alimentação e do produto, respectivamente.

Esta teoria considera somente a energia necessária para produzir a ruptura de corpos sólidos ideais (homogêneos, isotrópicos e sem falhas), uma vez que o material tenha alcançado sua deformação crítica do limite de ruptura.

À primeira vista parece ser uma teoria razoável, mas uma análise mais profunda revela simplificações, uma vez que Rittinger assumiu que toda energia consumida é transferida à carga a ser moída e não considerou a deformação que ocorre antes da quebra das partículas (Bond, 1952). Em resumo, a Primeira Lei define o fenômeno fundamental, ou propriedade macro-fenomenológica, e o seu *scale-up* para a operação contínua industrial.

Lei de Kick (*n* = 1)

Em 1885, Kick demonstrou matematicamente que a energia necessária para realizar a fragmentação depende apenas da relação de redução, sendo independente da granulometria original. Portanto, a relação de redução dependeria apenas da energia consumida. A expressão da energia consumida desenvolvida por Kick, conhecida como Segunda Lei da cominuição, foi a seguinte:

$$E = K \ln\left(\frac{x_1}{x_2}\right) \tag{4.6}$$

Embora a teoria de Kick seja aceitável para materiais homogêneos, a energia calculada não corresponde àquela requerida na prática, devido à influência de fraturas e outras zonas de fraquezas no processo de fragmentação. Em resumo, com a Segunda Lei da cominuição se obtém a expressão matemática que descreve o processo em estado estacionário.

Lei de Bond (*n* = 3/2)

Em 1952, Bond postulou a Terceira Lei ou Teoria da cominuição como resultado de um extenso trabalho experimental em escala de laboratório, piloto e industrial. Bond sugere que o trabalho despendido por unidade de volume ou peso é inversamente proporcional à raiz quadrada do tamanho e derivou a equação a seguir:

$$E = K\left(\frac{1}{\sqrt{x_2}} - \frac{1}{\sqrt{x_1}}\right) \tag{4.7}$$

A relação de Bond (1952) é utilizada até hoje, embora em muitos casos sua aplicação seja restrita.

Charles (1957) e Holmes (1957) apresentaram, independentemente, uma equação na qual o expoente do tamanho deixa de ser 1 e passa ser uma variável cujo valor deve estar entre 0 e 1. A expressão simplificada proposta por esses autores foi:

$$E = K\left(\frac{1}{x_2^{(n-1)}} - \frac{1}{x_1^{(n-1)}}\right) \tag{4.8}$$

Entretanto, uma vez que o trabalho envolvido na determinação da variável *n* para os diferentes materiais sob condições de operação distintas é muito grande, as ideias de Charles (1957) e Holmes (1957) não foram utilizadas na prática.

Segundo Prasher (1987), todas essas expressões, propostas para a relação entre energia consumida e fragmentação, requerem correções para aplicações.

Em 1961, Hukki verificou que as leis da cominuição poderiam ser aplicadas em certos intervalos de cominuição em função da granulometria do produto. O gráfico apresentado na Figura 4.4 mostra que as três leis seriam aplicáveis para certos intervalos granulométricos, mas a Lei de Bond seria aplicável no intervalo granulométrico em que normalmente se desenvolve a operação de moagem de minério.

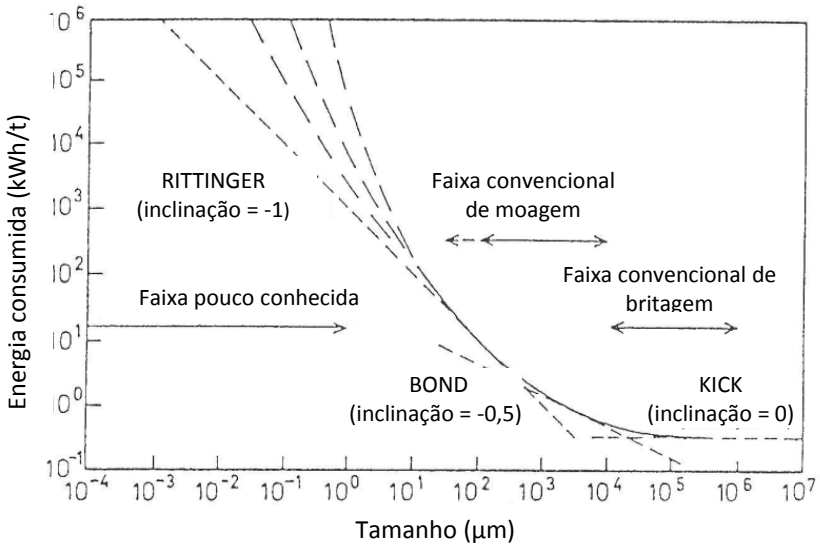


Figura 4.4 – Relação entre energia fornecida e tamanho de partícula de cominuição.
Fonte: Adaptado de Hukki (1961).

Entretanto, a Lei de Bond pode levar a discrepâncias em função das condições de operação quando estas são muito distintas das condições estipuladas como padrão por Bond. O próprio Bond e posteriormente Rowland (1978) procuraram corrigir algumas dessas discrepâncias introduzindo outros fatores.

Em resumo, as três primeiras leis da cominuição, particularmente a terceira, têm sido extensivamente aplicadas para o dimensionamento de novas instalações nas últimas décadas, se tornando a metodologia padrão adotada pelas empresas especializadas em engenharia para dimensionamento de operações.

No entanto, apesar da Lei de Bond reconhecer a relação existente entre o consumo específico de energia e tamanho do produto e ser amplamente aplicada, não é suficiente para explicar os fenômenos envolvidos nos processos de cominuição. Por exemplo, a Lei de Bond não considera como variável o desempenho do classificador, tampouco a influência da

carga circulante no sistema, cujo impacto no comportamento operacional do circuito é relevante.

Essas e outras limitações motivaram o interesse de diversos grupos de pesquisadores na tentativa de melhor quantificar os fenômenos dos processos de cominuição. Interesse este que propiciou, modernamente, o surgimento de uma abordagem diferente, denominada Modelagem de Processos de Cominuição, que será apresentada na seção seguinte. Suas aplicações são principalmente: sugestões de otimização, alterações no *layout,* programas para otimização de processos, máxima capacidade e/ou mínimo custo de operação, melhores resultados metalúrgicos, sistemas especialistas de controle e estabilidade operacional.

4.2 MODELAGEM DE PROCESSOS DE COMINUIÇÃO

Segundo Girolamo (1997) a modelagem matemática é um conjunto de técnicas que visam à obtenção de um modelo. O modelo é uma equação ou conjunto de equações que transformam os dados de entrada em um conjunto de dados de saída, representando um fenômeno ou um processo. Os modelos também podem ser apresentados na forma de tabelas, ábacos ou gráficos.

Em cominuição, os modelos, segundo Napier-Munn et all. (1999), devem representar a aplicação de energia por um equipamento a fim de resolver problemas práticos de otimização. O modelo deve incluir dois elementos básicos:

Propriedades de fragmentação do minério: essencialmente a fragmentação que ocorre em função de aplicação de energia;

Características do equipamento de cominuição: a quantidade e a maneira de energia aplicada, bem como o transporte de sólidos pelo equipamento.

Os modelos para cominuição, especificamente na moagem, são divididos em duas classes principais, quais sejam, os fenomenológicos e os fundamentais, que são descritos a seguir:

Fenomenológicos: aqueles que consideram a cominuição como uma transformação entre a alimentação e distribuição granulométrica do produto, levando em consideração a caracterização do material e a representação dos processos de fragmentação através de variáveis fenomenológicas como a taxa de quebra.

Teóricos ou fundamentais: aqueles que consideram cada elemento dentro do processo, com detalhes da fragmentação, levando em consideração a mecânica newtoniana e as interações entre partículas do minério e elementos do equipamento. Estes modelos requerem uma grande capacidade computacional para simulação por considerar um número substancial de variáveis. Atualmente se emprega a técnica dos elementos discretos (DEM – *Discrite Element Method*) para tal classe de modelos.

Segundo Girolamo é importante também considerar os modelos empíricos, que são derivados inteiramente da observação de dados de saída em resposta à procura da melhor expressão que os correlacione. Estes modelos são bastante úteis para desenvolvimento de modelos teóricos.

Os modelos fenomenológicos conhecidos também como *Black Box Models* (BBM), visam prever a distribuição granulométrica do produto a partir da distribuição granulométrica da alimentação, da maneira pela qual as partículas se quebram e de experiências anteriores com equipamentos similares. Utilizam variáveis artificiais para representar o fenômeno de quebra e não os princípios físicos envolvidos.

A partir do desenvolvimento computacional foi possível analisar a fragmentação de diferentes classes de tamanho no processo de cominuição, segundo o Modelo de Balanço Populacional (PBM).

4.2.1 Modelo de Balanço Populacional

Mazzinghy (2009), em sua dissertação de mestrado relatou que o Modelo de Balanço Populacional (PBM) inicialmente proposto por Epstein, descreve o processo de moagem através de eventos sucessivos de quebra das partículas. Cada um dos sub-processos da moagem (fragmentação do material, redistribuição dos fragmentos, transporte e classificação das partículas dentro do moinho) é representado por equações descritivas.

Conforme Beraldo (1987) o PBM baseia-se nos seguintes conceitos:

Função seleção (velocidade específica de quebra): é a velocidade com que as partículas contidas em um intervalo granulométrico são fragmentadas. Refere-se à probabilidade de uma partícula sofrer cominuição e é expresso pela relação entre a

massa que foi cominuída e a massa inicial de material em uma dada faixa de tamanhos. Depende principalmente das condições operacionais da moagem;

Função quebra (*appearance function*): é a estequiometria da fragmentação, ou seja, como se dá a distribuição do material proveniente de um dado intervalo de tamanho quando este se quebra. Representa as características de fragmentação do material, que é a relação entre energia aplicada e fragmentação resultante. A função quebra pode ser estimada através de ensaios de laboratório, pois é uma característica intrínseca ao minério;

Função classificação: caracteriza o movimento diferencial das partículas para dentro e fora de um sistema contínuo de moagem e depende do tamanho das partículas. Após uma sucessão de eventos de quebra, cada fração é submetida a uma classificação antes de sofrer o próximo estágio. Desta forma, partículas mais grossas são retidas através do bloqueio de sua passagem para o próximo evento de quebra.

4.2.2 Modelo do Misturador Perfeito

A descrição deste texto é baseada em Delboni (2007).

Com base nos conceitos de Modelos de Balanço Populacional, Whiten (1976) considerou o fenômeno como um misturador perfeito, eliminando assim as dificuldades em estabelecer o tempo de residência para cada fração granulométrica no interior do moinho.

O Modelo de Misturador Perfeito ou *Perfect Mixing Model* (PMM) para moinho de bolas baseia-se no balanço de massas para cada faixa granulométrica, considerando o equilíbrio entre os fluxos que entram e os que saem da fração considerada. A equação que descreve tal equilíbrio é a seguinte:

$$f_i + \sum_{j=1}^{i} r_j s_j a_{ij} = p_i + r_j s_j \qquad (4.9)$$

ou

$$f_i - P_i + \sum_{j=1}^{i} r_j s_j a_{ij} - r_j s_j = 0 \qquad (4.10)$$

Subtraindo-se a condição de *j* igual a *i* na somatória da massa proveniente da fragmentação de frações mais grossas que a considerada a equação 4.10 adquire a seguinte forma:

$$f_i - P_i + \sum_{j=1}^{i-1} r_j s_j a_{ij} - r_j s_j (1 - a_{ii}) = 0 \qquad (4.11)$$

Os vetores f_i, p_i e s_i representam, respectivamente, a vazão de alimentação do moinho, a vazão de descarga do moinho e o conteúdo interno do moinho (carga) em cada intervalo granulométrico *i*. A variável a_{ij} representa a fração retida na malha *i* proveniente da malha *j* após um evento de fragmentação, enquanto o parâmetro *ri* corresponde à frequência desses eventos para a i-ésima faixa de tamanhos.

Portanto,

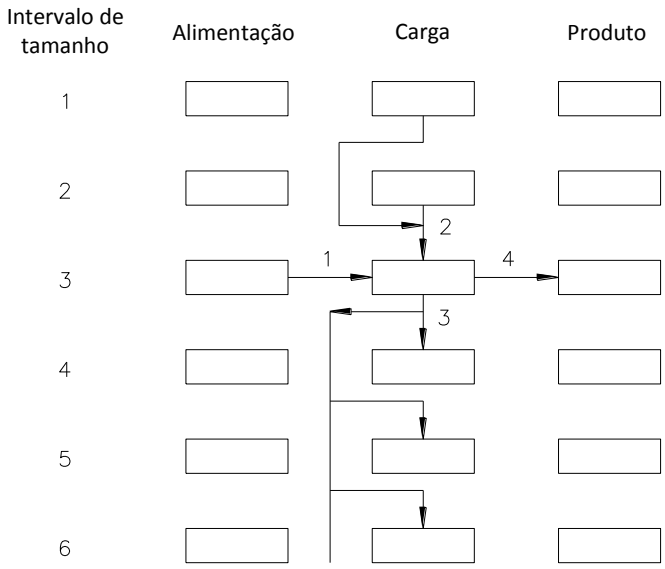
f_i = vazão de alimentação da fração *i* do moinho;

$\sum_{j=1}^{i-1} a_{ij} r_j s_j$ = vazão para a i-ésima faixa granulométrica da carga do moinho, proveniente de quebra que ocorrem em faixas granulométricas mais grossas que *i*;

($r_i s_i$ - $a_{ii} r_i s_i$) = vazão na qual o material deixa a fração *i* e passa para frações mais finas da carga do moinho;

p_i = vazão na qual o material deixa a fração *i* e é descarregado do moinho.

Para melhor entendimento de cada um dos termos da equação acima, o diagrama abaixo, conforme Delboni Jr. (2006), apresenta os fluxos mássicos correspondentes às partículas encaminhadas a uma determinada fração granulométrica e dela descarregadas.



Para sua aplicação em moinhos de bolas, o PMM necessita ser adaptado, uma vez que a carga de minério de moinhos industriais é raramente conhecida ou mesmo acessível. Assim, considerando-se que o conteúdo do moinho está perfeitamente misturado (PMM), a carga do moinho está relacionada com o produto através de uma taxa de descarga *di*, para cada faixa granulométrica, conforme mostra a fórmula que se segue:

$$P_i = d_i s_i \qquad \text{ou} \qquad s_i = \frac{Pi}{d_i} \tag{4.12}$$

Combinando as equações 4.11 e 4.12 acima teremos:

$$f_i - P_i\left(1 + \frac{r_i}{di}\left(1 - a_{ii}\right)\right) + \sum_{j=1}^{i-1} a_{ij}\left(\frac{r_i}{d_i}\right)p_i = 0 \tag{4.13}$$

Fica assim definido o parâmetro principal do modelo de operação de moinho de bolas, que é o quociente *r/d*. Esse parâmetro pode ser calculado diretamente a partir de estimativas das distribuições granulométricas da alimentação e do produto do moinho, bem como uma função quebra que represente com fidelidade as características de fragmentação do minério processado. A Figura 4.5 mostra uma distribuição típica de valores *r/d* em função do tamanho da partícula.

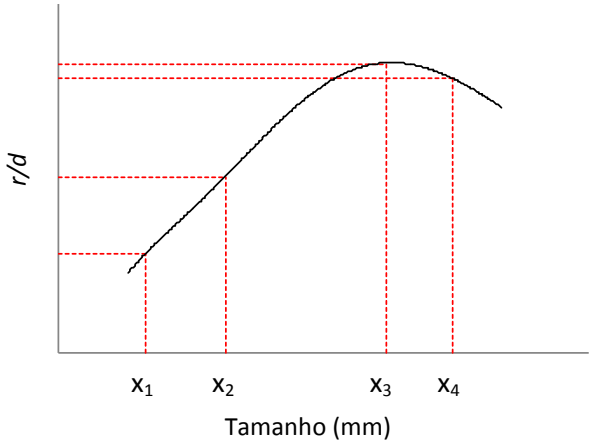


Figura 4.5 – Distribuição típica do parâmetro *r/d*.
Fonte: Adaptado de Foggiato, 2009.

A divisão deste parâmetro pelo tempo de residência médio das partículas no interior do moinho leva à normalização do mesmo, qual seja, independe das dimensões ou mesmo condições operacionais do moinho estudado. A equação abaixo representa a normalização do parâmetro *r/d*.

$$\frac{r_i}{d_i} = \frac{r_i}{d_i^*} x \left(\frac{D^2 L}{4Q} \right) \qquad (4.14)$$

onde:

D = diâmetro interno do moinho (m);

L = comprimento interno do moinho (m);

Q = vazão volumétrica de alimentação do moinho (m^3/h).

Desta forma, segundo Delboni Jr. (2006) o modelo matemático da operação de moinhos de bolas é definido a partir das características do minério (*appearance function*) e características do equipamento (*r/d**). Este último sendo representado por uma curva quadrática, definida por três ou no máximo quatro pontos, utilizando-se o método *spline function* para cobrir toda a faixa granulométrica estudada. Na prática, entretanto, o parâmetro *r/d** não é função somente do equipamento, mas também de uma complexa interação entre o binômio equipamento/minério processado. Por esse motivo, em exercícios de otimização de operações existentes recomenda-se a realização de amostragens para calibração do modelo.

4.3 MODELAGEM DE PENEIRAMENTO E CLASSIFICAÇÃO

Esta seção sobre modelagem de peneiras e ciclones é baseado em Delboni (2007). Segundo o autor, modelos matemáticos da operação de equipamentos de classificação são baseados em dois componentes, a saber:

- Modelo da curva de partição do sistema minério/equipamento;
- Modelo de operação do equipamento, que fornece principalmente, valores de capacidade. Ambos os modelos serão tratados nas seções 4.3.1, 4.3.2 e 4.3.3 que seguem.

4.3.1 Modelo de curva de partição

As curvas de partição representam o desempenho de qualquer separador em termos de separação de tamanhos ou recuperação de sólidos e constituem a base de um dos modelos propostos para os equipamentos de separação por tamanhos.

A partição advém de dados obtidos em campanhas de amostragem e é definida numa operação de classificação como a proporção da alimentação que passa para o produto que contém a maioria relativa de grossos. Quando o equipamento é o ciclone o produto assim definido é o *underflow* e, se tratando de peneira refere-se ao *oversize*.

A descrição a seguir é baseada nos equipamentos de classificação hidráulica, como os ciclones.

A partição pode ser tomada em caráter global, ou seja, o quociente da divisão entre as vazões totais de *underflow* e de alimentação ou, em caráter individual para cada faixa discreta de tamanhos segundo a fórmula abaixo:

$$P_{ri} = \frac{m_{ui} M_u}{m_{Ai} M_A} \tag{4.15}$$

onde:

m_{Ui} e m_{Ai} = porcentagens retidas simples em massa da i-ésima fração granulométrica do *underflow* e da alimentação, respectivamente;

M_U e M_A = vazões globais de sólidos dos fluxos de *underflow* e de alimentação, respectivamente.

É comum, entretanto, observar que curvas de partição baseadas em dados experimentais não passam pela origem. Isto acontece porque a separação não é ideal. Há, portanto, mecanismos que controlam o processo de classificação e que fazem com que partículas finas sejam endereçadas ao *underflow*. Vários mecanismos foram propostos para quantificar tal fenômeno, denominado *by-pass* ou curto-circuito, porém, o mais utilizado é o de Kelsall (1953), que associa a todas as classes granulométricas o mesmo valor de *by-pass* igual à recuperação de água no *underflow*.

$$P_{ci} = \frac{P_{ri} - R_f}{1 - R_f} \tag{4.16}$$

onde:

R_f = partição de água, neste caso igual ao *by-pass*;

P_{ci} = partição corrigida.

Uma vez subtraída a parcela correspondente ao *by-pass* de cada classe granulométrica, obtém-se a curva de partição corrigida do sistema. Para normalizar a curva de partição corrigida, segundo Yoshioka e Hota (1955 apud Chaves, 2001) deve-se dividir os valores das abscissas (tamanho de partícula) pelo diâmetro mediano de partição (d_{50c}) obtendo-se, desta forma, a curva padrão do sistema, conforme proposto por Yoshioka e Hota.

A curva padrão de partição reveste-se de importância para a modelagem de processos, visto que, segundo Lynch e Rao (1975), dentro de certos limites independe da condição operacional do sistema e mostra-se válida para ciclones de diferentes tamanhos.

Devido à sua importância, a curva padrão de partição foi objeto de diversas parametrizações. A Figura 4.6 apresenta, de forma esquemática, as curvas de partição real e corrigida.

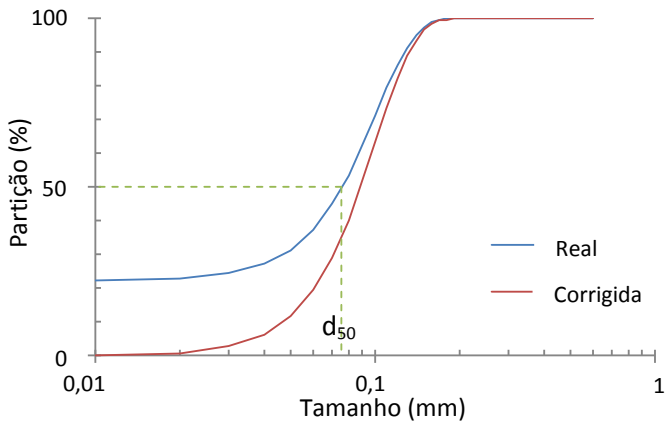


Figura 4.6 – Curvas de partição real e corrigida.

Independente da equação empregada, os parâmetros necessários para caracterizar a operação através de curvas de partição são:

Diâmetro mediano corrigido *(d_{50c})*: indica o tamanho de partículas que tem as mesmas possibilidades de ser encaminhadas para o *underflow* ou para o *overflow*. É um parâmetro de posição da curva de partição;

Inclinação da curva (α): segmento próximo ao d_{50c} e por ser um parâmetro de dispersão está associado, ainda que erroneamente, à qualidade da separação;

Partição de água para o *underflow* (R_f): associada à parcela correspondente ao *by-pass*.

As fórmulas mais utilizadas para representar a curva padrão de partição são a de Plitt (1986) (adaptação da distribuição de Rosin-Rammler) e a de Whiten, apresentadas a seguir:

$$P_{ci} = 1 - e\left(-\ln 2 (x_i)^m\right) \qquad (4.17) \qquad \text{Plitt}$$

$$P_{c_i} = \frac{\left(1 + \left(\beta.\beta^*.x_i\right)\right).\left(e^{\alpha} - 1\right)}{e^{\alpha.\beta.x_i} + e^{\alpha} - 2} \qquad (4.18) \qquad \text{Whiten}$$

onde:

$$x_i = \frac{d_i}{d_{50c}}$$

α = inclinação próxima da abscissa igual a 1 ($d_i = d_{50c}$) da curva padrão de partição;

β e *β** = parâmetros que modulam a conformação da curva de partição e a descrevem;

m = inclinação da curva de partição.

A parametrização proposta por Plitt apresenta a conveniência de poder ser obtida diretamente sobre gráfico bi-logarítmico e, através de uma simples regressão linear, ser calculado diretamente o valor da inclinação (*m*) da curva de partição. Já a equação de Whiten requer regressões não-lineares para cálculo de sua inclinação (α).

Apesar das parametrizações acima representarem satisfatoriamente a grande maioria das operações de classificação em tratamento de minérios, existem situações em que a curva de partição do sistema não corresponde ao formato de "S" esperado, sendo então necessária a utilização de outros métodos para sua parametrização. Nessas situações, utilizam-se geralmente métodos numéricos como *spline function* (Whiten), método discretizante (Delboni), dentre outros.

4.3.2 Modelo de ciclones

Existe na literatura específica uma série de modelos de operação de ciclones, porém os modelos consagrados são os de Plitt (1976) e Nageswararao (1995), este último originado diretamente do modelo criado por Lynch e Rao (1975). A seguir será descrito o modelo de Nageswararao, em termos das equações paramétricas, suas peculiaridades e limitações.

O modelo de Nageswararao tem por base quatro equações que são relativas ao cálculo do diâmetro mediano da separação, da partição de água, da partição de polpa e da vazão volumétrica de alimentação do ciclone.

Os três primeiros parâmetros são necessários para o estabelecimento dos valores de partição real, que serão atribuídos a cada intervalo granulométrico. As últimas três variáveis definem as vazões da alimentação e dos produtos gerados.

A relação para cálculo do diâmetro mediano corrigido de separação é a seguinte:

$$d_{50c} = K_{D_O}\left(\frac{D_i}{D_c}\right)^{-0,5}(\theta)^{-0,5}\left(\frac{L_c}{D_c}\right)^{0,2}(D_c)^{0,35}\left(\frac{D_o}{D_c}\right)^{0,52}\left(\frac{D_u}{D_c}\right)^{-0,47}(\lambda)^{0,93}\left(\frac{P}{P_p g D_c}\right)^{-0,22} \quad (4.19)$$

onde:

D_i = diâmetro equivalente do *inlet* (m);

D_o = diâmetro do *vortex* (m);

D_u = diâmetro do *apex* (m);

D_c = diâmetro do ciclone (m);

L_c = comprimento da seção cilíndrica do ciclone (m);

θ = ângulo da parte cônica do ciclone (^{o});

P = pressão de alimentação da polpa (kPa);

ρ_p = densidade de polpa na alimentação (t/m^3);

g = aceleração da gravidade (9,81 m/s^2);

K_{D0} = constante a ser estimada a partir dos dados;

λ = termo relativo à fração volumétrica de sólidos, que obedece à seguinte equação:

$$\lambda = \frac{10^{1,82_{c_v}}}{8,05(1-c_v)^2} \quad (4.20)$$

c_v = fração volumétrica de sólidos na alimentação.

A constante K_{D0} permite a calibração da equação e depende das características do minério que alimenta o ciclone, principalmente quanto à distribuição granulométrica e peso específico.

A relação para cálculo da vazão volumétrica de alimentação é a seguinte:

$$Q = K_{Qo}\left(\frac{D_i}{D_c}\right)^{0,45}(\theta)^{-0,1}\left(\frac{L_c}{D_c}\right)^{0,2}(D_c)^2\left(\frac{P}{P_p}\right)^{0,5}\left(\frac{D_o}{D_c}\right)^{0,68} \qquad (4.21)$$

onde:

Q = vazão volumétrica de polpa de alimentação (m^3/h);

K_{Q0} = constante a ser estimada a partir dos dados.

As partições de água (R_f) e polpa (R_v) para o *underflow* são calculadas pelas relações abaixo:

$$R_f = K_{W_1}\left(\frac{D_i}{D_c}\right)^{-0,5}(\theta)^{-0,24}\left(\frac{L_c}{D_c}\right)^{0,22}\left(\frac{D_O}{D_c}\right)^{-1,19}\left(\frac{D_u}{D_c}\right)^{2,4}(\lambda)^{0,27}\left(\frac{P}{P_p g D_c}\right)^{-0,53} \qquad (4.22)$$

$$R_v = K_{V_1}\left(\frac{D_i}{D_c}\right)^{-0,25}(\theta)^{-0,24}\left(\frac{L_c}{D_c}\right)^{0,22}\left(\frac{D_O}{D_c}\right)^{-0,94}\left(\frac{D_u}{D_c}\right)^{1,83}(\lambda)^{0,27}\left(\frac{P}{P_p g D_c}\right)^{-0,31} \qquad (4.23)$$

onde:

R_f = partição de água para o *underflow* (%);

R_v = partição volumétrica de polpa para o *underflow* (%);

K_{W1} e K_{V1} = constantes a serem estimadas a partir dos dados.

As constantes K_{D0}, K_{Q0}, K_{W1} e K_{V1} dependem exclusivamente das características do minério que alimenta o ciclone principalmente quanto à distribuição granulométrica e ao peso específico (Nageswararao, 1995) e permitem a calibração das relações. Deve-se notar, entretanto, que pequenas quantidades de modificadores de viscosidade, tais como argilas, têm forte efeito nos valores das constantes.

A fórmula para cálculo da vazão (pressão) de alimentação é a seguinte:

$$Q = K_{Q_0}\left(\frac{D_i}{D_c}\right)^{0,45}(\theta)^{-0,1}\left(\frac{L_c}{D_c}\right)^{0,2}D_c^2\left(\frac{P}{\rho_p}\right)^{0,5}\left(\frac{D_o}{D_c}\right)^{0,68} \qquad (4.24)$$

O modelo de Nageswararao (1995) tem como premissa fundamental o fato da curva padrão de partição não depender das condições de operação do ciclone. Essa curva é válida para equipamentos que guardem aproximadamente as mesmas relações geométricas entre seus elementos, bem como condições de operação próximas às obtidas em amostragens.

Dessa forma, é necessária a realização de pelo menos uma amostragem com o minério para se obter a curva padrão de partição do sistema, e esta servirá para simulações posteriores. Neste ponto os modelos de Plitt e Nageswararao diferem conceitualmente, já que Plitt introduziu uma equação específica para o cálculo do coeficiente de inclinação da curva padrão de partição, ao passo que no modelo de Nageswararao, esse parâmetro deve ser obtido a partir de dados experimentais.

Uma característica favorável ao modelo de Nageswararao é a obtenção direta das partições globais de massa e água, uma vez que neste modelo estão explicitadas as equações específicas para cálculo dos parâmetros R_f e R_v. No modelo de Plitt, apenas uma das equações é dedicada a esses parâmetros, qual seja, S que representa o quociente entre vazões volumétricas do *underflow* e *overflow*.

No modelo de Plitt, para se determinar as vazões dos produtos, emprega-se, normalmente, um procedimento interativo, o que introduz um grau de liberdade indesejável no sistema.

4.3.3 Modelo de peneiras

Embora existam modelos de natureza mecanística, capazes de descrever com razoável grau de fidelidade o “comportamento” de partículas sobre a tela de peneiras, o modelo utilizado no presente trabalho constou de curva de partição simples. Ou seja, trata de um modelo de separação de sólidos por tamanho e não relativo a um equipamento específico de processo.

Os modelos mecanísticos de peneiras são considerados complexos e dotados de vários parâmetros que dependem de ensaios específicos para calibração. Ademais, como não há interesse no escalonamento ou dimensionamento destes equipamentos com base em modelos matemáticos, o modelo de curva de partição simples, com base nos parâmetros d_{50c}, inclinação e partição de água, serviu aos propósitos do presente estudo.

4.4 CALIBRAÇÃO DE MODELOS

Após a obtenção de dados experimentais os modelos devem ser calibrados ou ajustados para o sistema ou processo analisado. Assim, ajuste do modelo (*fitting*) é o conjunto de simulações com os dados de entrada e de saída previamente conhecidos e representativos do sistema, visando tornar os parâmetros ("constantes") do modelo adequados ao processo específico e tornar as respostas destes representativas.

Segundo Delboni (2003), os procedimentos de calibração do modelo de ciclones, peneiras e moinhos consistem em calcular as constantes de cada equação (peneiras e ciclones) ou taxa de quebra (moinhos) com base nos valores experimentais dos parâmetros utilizados pelo modelo, assim como das condições de operação dos testes.

A qualidade da calibração é estimada através do desvio padrão global dos valores calculados pelo modelo ajustado em relação aos valores iniciais. Numericamente o desvio padrão global (*SD*) é calculado pela raiz quadrada do quociente da divisão da somatória dos erros ponderados pelo número de valores estimados (*n*), conforme a equação abaixo.

$$SD = \sqrt{\frac{\sum_{i}^{n}\left(\frac{Exp_i - Calc_i}{\sigma_i}\right)^2}{n}} \tag{4.25}$$

Para os ensaios conduzidos no presente trabalho a qualidade dos ajustes foi avaliada através do *SD* global que representa a soma dos erros devidos às variáveis medidas que, nesse caso, são: as distribuições granulométricas de alimentação, *underflow* e *overflow* (x_i), porcentagens de sólidos (C_{wj}), vazões (Q_{sk}) e constantes das equações do modelo (K_m). A fórmula abaixo apresenta o cálculo do *SD* global.

$$SD = \sqrt{\frac{\sum_{i}^{n}\left(\frac{x_{ei} - x_{ci}}{\sigma_i}\right)^2 F,U,O + \sum_{j}^{3}\left(\frac{Cw_{ej} - Cw_{cj}}{\sigma_j}\right)^2 + \sum_{k}^{3}\left(\frac{Qs_{ek} - Qs_{ck}}{\sigma_k}\right)^2 + \sum_{m}^{4}\left(\frac{K_m}{\sigma_m}\right)^2}{n + 3 + 3 + 4}} \tag{4.26}$$

Para circuitos fechados com operação de um estágio de classificação, o critério descrito na Tabela 4.1 permite avaliar a qualidade da calibração do modelo.

Tabela 4.1 – Critério de avaliação da qualidade da calibração de modelos.

Intervalo	Qualidade
$SD < 1$	Excelente
$1 \leq SD < 1.5$	Boa
$1,5 \leq SD < 2$	Razoável
$SD \geq 2$	Baixa

Portanto, a classificação da qualidade do ajuste de modelo em função do *SD* pode estar entre excelente, $SD < 1$ ou baixa caso o *SD* seja maior ou igual a 2.

4.4.1 Calibração e simulação do modelo de moinho de bolas

A calibração de modelo de moinhos de bolas consiste basicamente em calcular o valor de *r/d** para cada fração granulométrica. Nesta etapa ficam definidos os valores de três nós da função *r/d** se utilizado o método *spline function* para cobrir toda a faixa granulométrica.

Uma vez calculados, ou selecionados, os valores do parâmetro *r/d**, em conjunto com as características do minério (a_{ij}), o modelo encontra-se calibrado para exercícios de simulação. Nessas condições, os valores normalizados do parâmetro *r/d** servirão de base para o cálculo de *r/d*, conforme as condições específicas simuladas.

A equação abaixo serve de base para exercícios de simulação empregando-se o modelo de moinhos de bolas, o que indica que a função *r/d** pode ser escalonada em função dos valores empregados em simulações. Ou seja, os valores obtidos a partir de ajuste de modelos (r/d^*_{AJUS}) serão calculados para as simulações (r/d^*_{SIM}).

$$\left(\frac{r_i}{d_i^*}\right)_{SIM} = Fator\ de\ Escala * \left(\frac{r_i}{d_i^*}\right)_{AJUS} \tag{4.27}$$

Os cinco fatores de escala relativos às variáveis de operação passíveis de alteração e seus efeitos no parâmetro *r/d** são descritos resumidamente a seguir.

Efeito do diâmetro (*D*) do moinho: F_A

$$F_A = \sqrt{\left(\frac{D_{SIM}}{D_{AJUS}}\right)} \tag{4.28}$$

Efeito do grau de enchimento (*GE*) do moinho: F_B

$$F_B = \left[\frac{(1 - GE_{SIM})GE_{SIM}}{(1 - GE_{AJUS})GE_{AJUS}}\right] \tag{4.29}$$

Efeito da velocidade do moinho (velocidade em % da velocidade crítica): F_C

$$F_C = \left(\frac{Vel_{SIM}}{Vel_{AJUS}}\right) \tag{4.30}$$

O fator de correção *Fc* é válido para variações da velocidade do moinho (V_m) dentro dos seguintes limites, 55% $C_s < V_m <$ 78% C_s, onde C_s corresponde ao valor da velocidade crítica do moinho.

Efeito da variação das características de moabilidade (WI) do minério: F_D

$$F_D = \left(\frac{WI_{AJUS}}{WI_{SIM}}\right)^{0,8} \tag{4.31}$$

Efeito do diâmetro (D_b) de bolas:

$$X_{Max} = KD_b^{\ 2} \tag{4.32}$$

onde:

X_{Max} = tamanho de partícula no qual ocorre a máxima taxa de quebra (mm);

D_b = diâmetro de bola (mm);

K = constante (aproximadamente 4,4 x 10^{-4} mm^{-1})

Os fatores de correção são os seguintes:

$$F_E = \left(\frac{D_{bSIM}}{D_{bAJUS}} \right)^2 \qquad \text{para} \quad X > X_{Max} \qquad (4.33)$$

$$F_E = \left[\frac{\left(\frac{1}{D_{bSIM}} \right)}{\left(\frac{1}{D_{bAJUS}} \right)} \right] \qquad \text{para} \quad X < X_{Max} \qquad (4.34)$$

4.4.2 Calibração do modelo de peneiras

A calibração do modelo de peneiras aqui empregada consiste essencialmente no estabelecimento da curva de partição do sistema, bem como nos parâmetros da equação paramétrica selecionada. A equação de Whiten foi selecionada e a calibração feita a partir da determinação do parâmetro α da equação conforme equação 4.18.

4.4.3 Calibração do modelo de ciclone

O modelo de operação de ciclones aqui selecionado (Nageswararo) requer a calibração do modelo da curva de partição, conforme descrita na seção anterior. Além disso, há a necessidade de se calibrar as constantes K_{DO}, K_{QO}, K_{W1} e K_{V1}, conforme descritas na seção 4.3.2 do presente texto.

5 OPERAÇÕES NA VOTORANTIM METAIS ZINCO MORRO AGUDO

5.1 VOTORANTIM METAIS ZINCO

A Votorantim Metais Zinco S/A, empresa de capital nacional integrante do grupo Votorantim, é a maior produtora de zinco da América Latina e está entre as dez maiores produtoras mundiais.

Iniciou sua trajetória em 1956 com a criação da Companhia Mineira de Metais, em Três Marias, Minas Gerais. Atualmente designada Votorantim Metais Zinco, possui dez unidades produtivas no Brasil, EUA, China e Peru, além da participação majoritária na quarta maior mineradora de zinco do Peru (Compañia Minera MILPO).

Os ativos produtivos no Brasil estão localizados em Minas Gerais com dois empreendimentos mineiros, em Vazante e Paracatu, duas usinas metalúrgicas, em Três Marias e Juiz de Fora. Desde 2009, aliados a uma nova tecnologia de lixiviação sob pressão em autoclave, os concentrados dos empreendimentos mineiros de Vazante e Paracatu garantem, nas respectivas proporções de 86% e 14%, a autossuficiência em concentrados à metalurgia de Três Marias.

O sistema Três Marias, composto pelos dois empreendimentos mineiros e a metalurgia de zinco tem, em um mercado com forte concorrência, a competitividade garantida por fatores como mineração própria, tecnologia de tratamento de minérios, gestão eficiente de processos e investimentos permanentes na ampliação de sua capacidade de produção.

A seguir são apresentadas as operações do empreendimento mineiro Votorantim Metais Zinco Morro Agudo, onde foi conduzido o presente trabalho.

5.2 VOTORANTIM METAIS ZINCO MORRO AGUDO

A VMZMA iniciou suas operações em meados da década de 1980 e está localizada no município de Paracatu, noroeste de Minas Gerais, onde explora e beneficia minério sulfetado contendo zinco e chumbo nos minerais-minérios esfalerita e galena respectivamente, com geração de calcário dolomítico como coproduto.

5.2.1 Jazida

O depósito de zinco e chumbo da VMZMA encontra-se associado a rochas carbonáticas de ambiente recifal, idade Pré-Cambriana Superior, pertencentes à Formação Vazante, Grupo Bambuí.

A jazida está localizada no flanco oeste do Morro do Calcário e tem dimensões aproximadas de dois quilômetros no sentido norte-sul e 0,8 quilômetros no sentido leste-oeste.

As mineralizações estão contidas em uma unidade dolomítica, denominada dolarenito, rocha dolomítica com clastos milimétricos também de composição dolomítica. Na capa do jazimento encontra-se a unidade denominada Sequência Argilo-Dolomítica (SAD), constituída de rocha rítmica composta por níveis milimétricos argilosos e dolomíticos; e na base por uma unidade denominada Brecha Dolomítica, composta por brecha intraformacional.

Os minérios têm como principais componentes os minerais esfalerita e galena, que ocorrem predominantemente de forma disseminada e, subordinadamente, há a presença de pirita e barita. A galena é muito pobre em prata, enquanto a esfalerita mostra enriquecimento em cádmio (cerca de 300 ppm).

A presença reduzida de pirita e o baixo teor de ferro na esfalerita conferem aos concentrados produzidos pela VMZMA baixos níveis de impureza de ferro. Os teores médios dos minérios da jazida são da ordem de 3,78% e 1,30% de Zn e Pb, respectivamente, no recurso mineral; e de 3,20% e 1,20% de Zn e Pb, respectivamente, na reserva mineral. Os recursos e as reservas são da ordem de 12 Mt e 10 Mt de minério, respectivamente.

5.2.2 Lavra

A lavra é executada em mina subterrânea e está atualmente a uma profundidade de 600 metros da superfície com previsão de extensão a 900 metros. A mina produz três mil toneladas de minério por dia com teores médios de 3,2% de Zn e de 1,2% de Pb.

O método de lavra adotado é câmaras e pilares, com acesso por níveis que seccionam a mina a cada 33 metros, sendo determinado pela inclinação dos corpos de minério. Por estes níveis desenvolvem-se rampas no mergulho aparente dos corpos que configuram um

lay-out final de câmaras com dez metros de largura, altura correspondente a espessura do corpo e pilares entre uma câmara e outra de 6 x 6 metros espaçados longitudinalmente de oito metros.

A mina tem um alto grau de mecanização com frota de jumbos à diesel e elétricos, carregadeiras tipo LHD, caminhões traçados além de equipamentos para apoio como *scaler,* para saneamento de tetos, *anfo loader*, para carregamento de frentes e outros.

A infra-estrutura da mina contempla dois acessos básicos: um *shaft* com profundidade de 320 metros, com dois *skips* cujas capacidades são de 6,5 toneladas de minério cada, assim como uma rampa para acesso de equipamentos e pessoas. Abaixo da estação de carga o transporte ocorre por caminhões.

O minério chega à superfície pelos *skips* e alimenta o processo de britagem.

O estéril gerado durante as etapas de desenvolvimento da mina é direcionado para o enchimento das câmaras já lavradas, eliminando-se o transporte de material para a superfície e, consequentemente, a necessidade de formação de pilha de estéril. Buscando o maior aproveitamento do bem mineral em função da evolução tecnológica e do valor do minério o planejamento de lavra contempla atualmente lavra em áreas já exauridas, bem como reprocessamento de material de barragem.

5.2.3 Circuito de cominuição

O circuito de cominuição da VMZMA se divide em duas etapas: britagem e moagem. O circuito de britagem é realizado a seco em três estágios: britagem primária, secundária e terciária, conforme mostra a Figura 5.1.

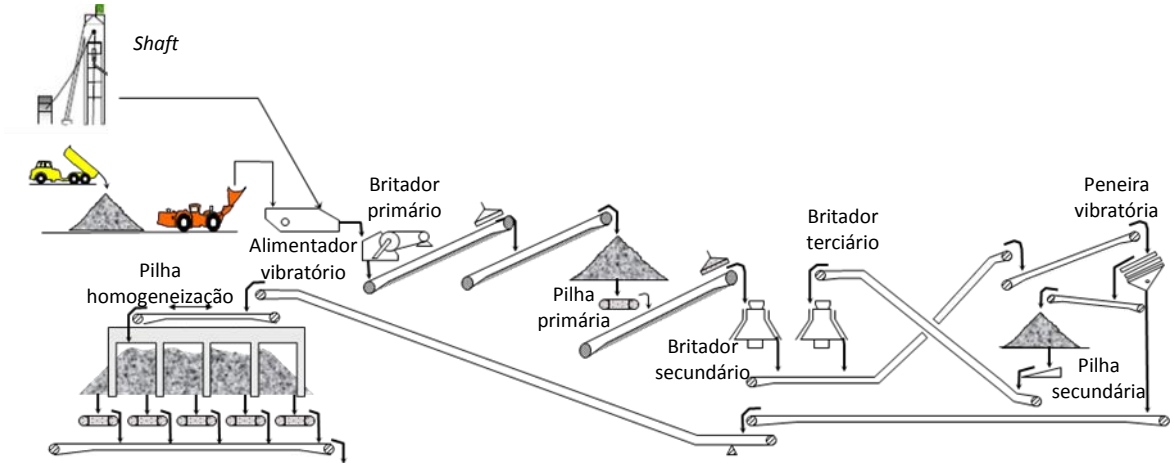


Figura 5.1 – Circuito de britagem da VMZMA.

A britagem primária é realizada em circuito aberto, onde o britador primário é alimentado por minério descarregado do alimentador vibratório. O material britado é armazenado em uma pilha primária que alimenta a britagem secundária. O produto da britagem secundária alimenta uma peneira vibratória de dois *decks;* o *undersize*, fração passante em 10 mm, é o produto final da britagem e forma a pilha de homogeneização através de *tripper*, enquanto o *oversize* segue para o britador terciário fechando o circuito com a peneira. A Tabela 5.1 apresenta a descrição dos principais equipamentos instalados no circuito industrial da VMZMA.

Tabela 5.1 – Descrição dos principais equipamentos do circuito de britagem.

Equipamento	**Fabricante**	**Modelo**	**Capacidade(t/h)**
Britador primário	Nordberg	M-2504	200
Britador secundário	Nordberg	M-1352	200
Britador terciário	Nordberg	HP 400	200
Peneira vibratória	Haver & Boecker	D2200-6500	350

O material estocado na pilha de homogeneização é retomado e alimenta a moagem através de cinco alimentadores. A etapa de moagem consiste em duas linhas paralelas com moinhos de bolas em circuito fechado com ciclones, sendo designadas como Linha 1 e Linha 2, conforme mostra a Figura 5.2.

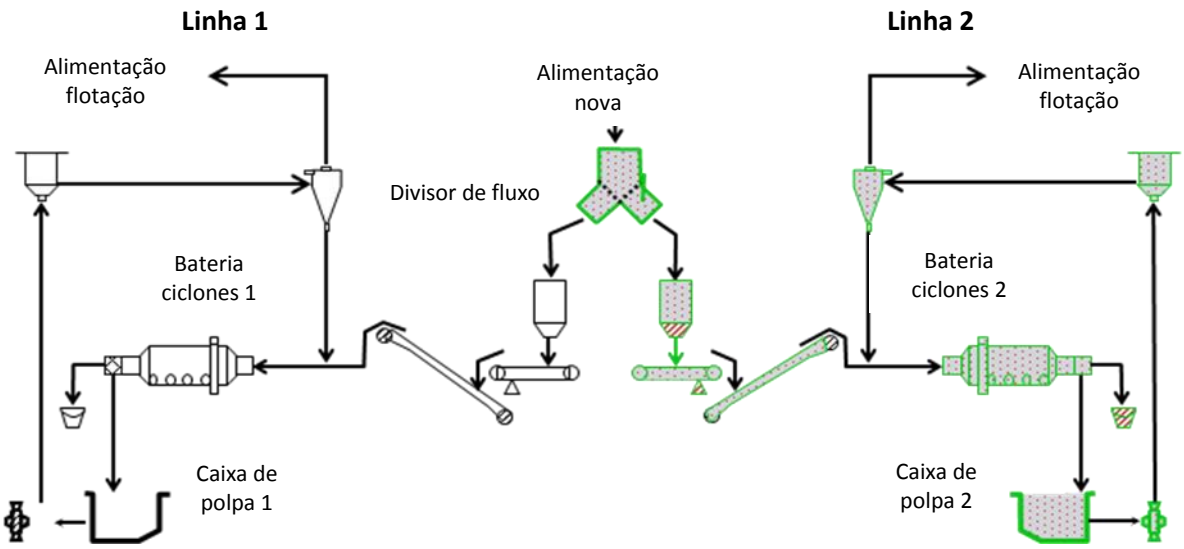


Figura 5.2 – Fluxograma do circuito de moagem da VMZMA.

Nesta configuração a alimentação nova é direcionada aos silos pelo divisor de fluxo e encaminhada ao respectivo moinho. O produto do moinho alimenta os ciclones, cujos *overflows*, com produto 75% passantes na malha 325 Tyler (0,044 mm) são encaminhados à etapa de flotação e o *underflow* dos ciclones é conduzido à alimentação dos moinhos, fechando, portanto, o circuito. Há adição de água na alimentação dos moinhos de bolas e nas caixas de bomba de polpa. A Tabela 5.2 apresenta uma descrição dos principais equipamentos da etapa de moagem. A descrição completa encontra-se no Anexo 1.

Tabela 5.2 – Descrição dos principais equipamentos do circuito de moagem da VMZMA.

Equipamento	Fabricante	Modelo	Capacidade nominal
Moinho de bolas 13,6 x 20 pés	Nordberg	Descarga por *Overflow*	95 t/h
Moinho de bolas 12 x 18,3 pés	Nordberg	Descarga por *Overflow*	45 t/h
Ciclones	Krebs	D10LB10,5	12 ciclones
Ciclones	Krebs	8D10Gmax3061	8 ciclones

5.2.4 Circuito de flotação

O processo de flotação na usina industrial da VMZMA ocorre em dois circuitos distintos. No primeiro flota-se a galena e, em seguida, a esfalerita. A concentração da galena e da esfalerita consistem em circuito de flotação que reúnem estágios *rougher, cleaner* e *scavenger* conforme mostrado na Figura 5.3.

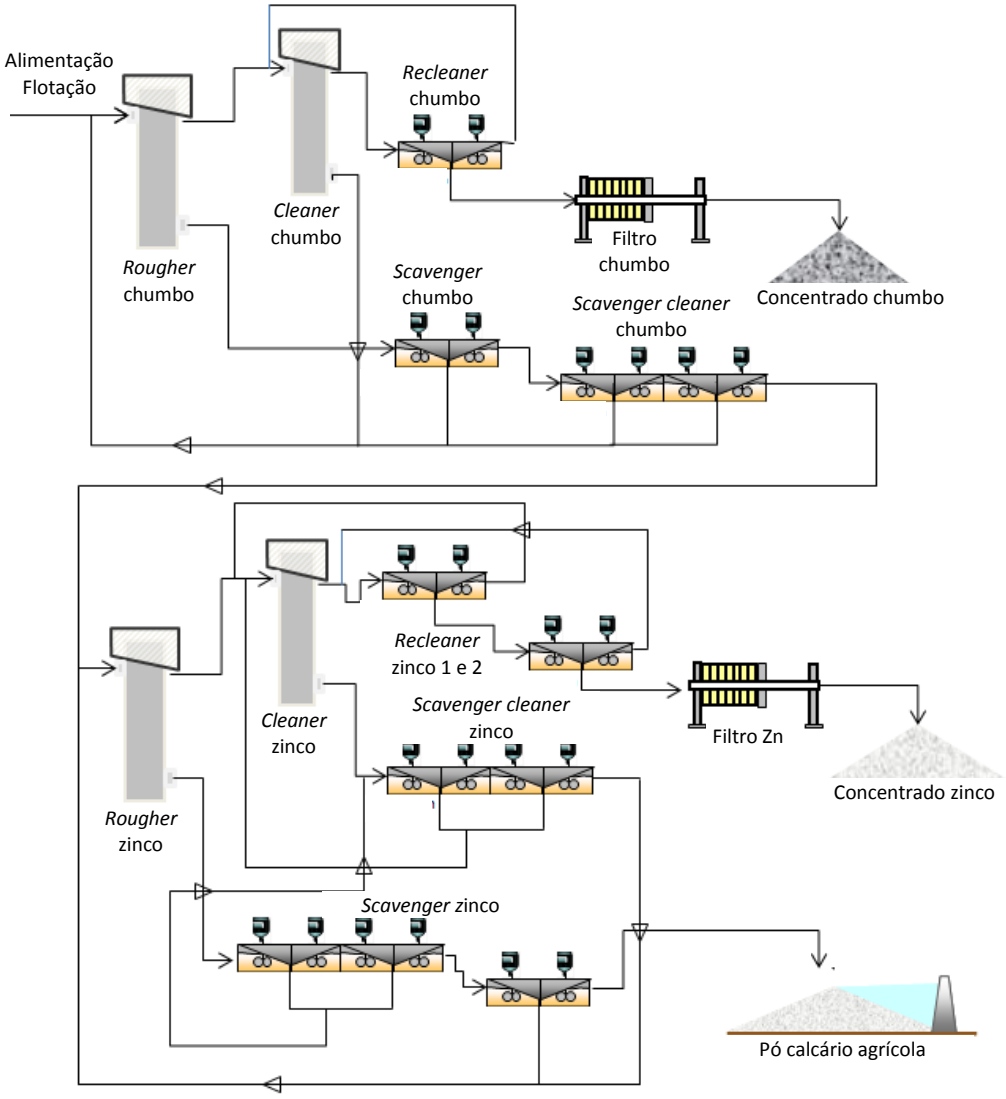


Figura 5.3 – Fluxograma dos circuitos de flotação de galena e esfalerita.

O *overflow* da classificação é condicionado e alimenta a flotação de galena que ocorre de forma direta. O produto desta etapa, concentrado de chumbo, é armazenado para posterior exportação.

O rejeito do circuito de galena é preparado e encaminhado à alimentação da concentração de esfalerita. Nesta etapa, o produto da flotação é o concentrado de zinco. Esse material é expedido para a Votorantim Metais Zinco Três Marias.

Como coproduto do processo de concentração tem-se o pó calcário agrícola (PCA). Diversas melhorias de processo ocorreram ao longo dos últimos anos de forma a não gerar rejeitos durante o processo industrial.

As Tabelas 5.3 e 5.4 apresentam uma descrição dos principais equipamentos do circuito de flotação. Em ambos os circuitos os estágios *rougher* e *cleaner* são realizados em colunas, e os estágios *scavenger* em bancos de células mecânicas.

Tabela 5.3 – Descrição dos principais equipamentos do circuito de flotação de galena da VMZMA.

Etapa	**Equipamento**	**Fabricante**	**Dimensão**	**Quantidade**
Rougher	Coluna	CPT	12,0 x 3,40 m	1
Cleaner	Coluna	CPT	10,0 x 1,50 m	1
Recleaner	Convencional	Wenco	100 pes^3	2
Scavenger 1	Convencional	Wenco	500 pes^3	2
Scavenger 2	Convencional	Wenco	500 pes^3	4

Tabela 5.4 – Descrição dos principais equipamentos do circuito de flotação de esfalerita da VMZMA.

Etapa	**Equipamento**	**Fabricante**	**Dimensão**	**Quantidade**
Rougher	Coluna	CPT	12 x 4,4 m	1
Cleaner	Coluna	CPT	10 x 3,75 m	1
Recleaner 1 e2	Convencional	Wenco	100 pes^3	4
Scavenger Cleaner	Convencional	Wenco	500 pes^3	4
Scavenger 1	Convencional	Wenco	500 pes^3	2
Scavenger 2	Convencional	Wenco	500 pes^3	4

6 MATERIAIS E MÉTODOS

O objetivo desta etapa foi obter uma base de dados que representasse a operação estável do circuito estudado. Para tanto foram programadas duas amostragens englobando o circuito industrial de britagem e moagem da VMZMA. O método empregado consistiu em:

- Planejamento e execução das amostragens;
- Execução de balanços de massas;
- Caracterização tecnológica de amostras;

O trabalho experimental incluiu também a execução de campanha específica de ensaios de peneiramento com peneiras de alta frequência.

As etapas listadas acima são descritas nas próximas seções.

6.1 PRIMEIRA AMOSTRAGEM

A primeira amostragem realizada no âmbito do presente trabalho teve por objetivo a obtenção de amostra para a campanha de ensaios de peneiramento com peneiras de alta frequência.

Para tanto foi realizada uma amostragem durante os dias 19 e 20 de maio de 2010, e o ponto amostrado foi a alimentação da classificação, Linha 1, do circuito industrial da VMZMA.

A amostra consistiu em incrementos tomados em intervalos de duas horas durante um período de 48 horas, resultando, portanto, em 24 incrementos.

O resultado da primeira amostragem foi uma única amostra em polpa que, após acondicionamento apropriado e embalagem, foi remetida integralmente aos laboratórios de processo da empresa Derrick Corporation, em Buffalo, estado de Nova Iorque, nos EUA.

6.2 SEGUNDA AMOSTRAGEM

O objetivo da segunda campanha de amostragem foi obter uma base de dados que representasse a operação estável do circuito de moagem da VMZMA.

Desta forma foi realizada no dia 04 de novembro de 2010 uma amostragem cujo planejamento consistiu nos seguintes pontos:

1. Seleção dos locais de amostragem;
2. Inspeção dos pontos de amostragem e dispositivos específicos empregados;
3. Treinamento de pessoal encarregado das amostragens, incluindo operadores, especialistas e engenheiros;
4. Seleção de indicadores de estabilidade do circuito, quais sejam, vazão de alimentação nova do circuito, nível de caixa da bomba e pressão dos ciclones;
5. Parâmetro de estabilidade: variação igual ou maior que 5% duas horas antes, bem como durante o período de amostragem;
6. Período de coleta de amostras de duas horas;
7. Amostragem incremental com incrementos tomados a cada 20 minutos;
8. Estabelecimento de protocolo de tratamento de amostras nos laboratórios da VMZMA, que inclui determinação de percentagem de sólidos e granulometria de todas as amostras obtidas.

Finalizada a amostragem nos fluxos de polpa, os fluxos produto da britagem secundária e alimentação nova da moagem foram amostrados com a parada dos respectivos transportadores de correia e seleção com uso de gabarito de aproximadamente 1 m de amostra do transportador. Com uso de equipamentos acessórios as amostras internas ao gabarito foram recolhidas separadamente.

Alíquotas das amostras do produto da britagem secundária e alimentação nova da moagem foram encaminhadas ao Laboratório de Caracterização Tecnológica da Universidade de São Paulo (LCT-USP) para os ensaios de caracterização tecnológica quanto à fragmentação, conforme passos especificados na seção 6.4.

Para monitoramento durante o período das amostragens foram selecionados os seguintes parâmetros, como indicados no sistema supervisório:

- Potência registrada na conexão elétrica dos moinhos de bolas (kW);
- Corrente do motor de cada moinho (A);
- Pressão nos ciclones (kgf/cm^2);
- Vazão de alimentação nova de cada linha (t/h);
- Vazão de água na alimentação de cada moinho (m^3/h);
- Vazão de água para cada caixa de bomba (m^3/h).

As determinações da concentração de sólidos de polpa e distribuição granulométrica de todos os pontos seguiram os procedimentos padronizados pelo laboratório de processo da VMZMA.

A Figura 6.1 mostra o fluxograma do circuito de cominuição da VMZMA no qual estão destacados os pontos de tomada de amostras listados em sequência.

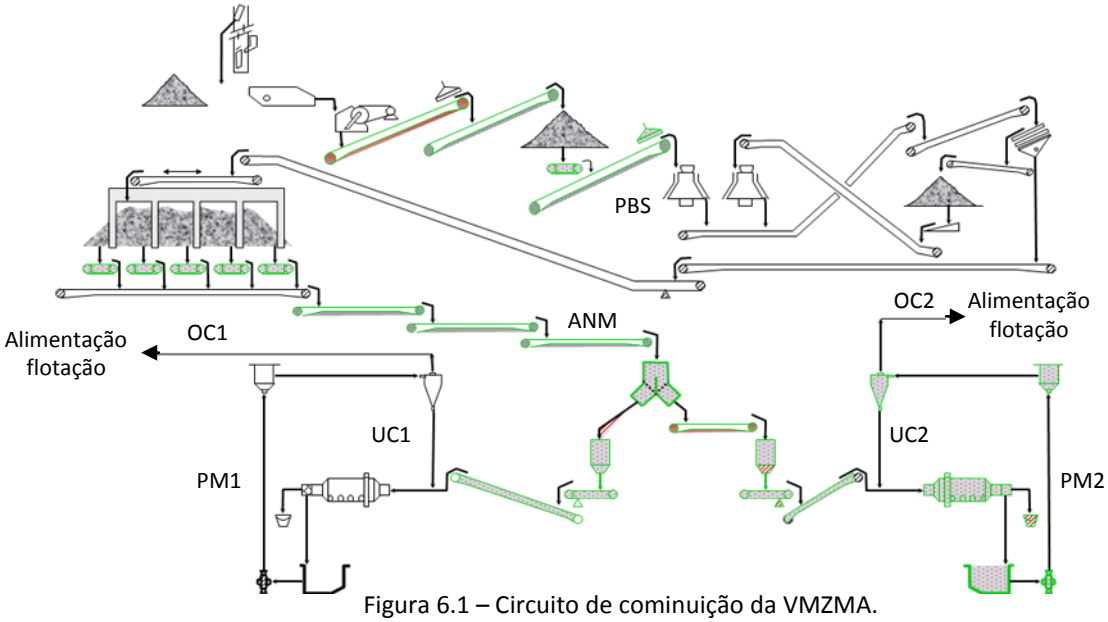


Figura 6.1 – Circuito de cominuição da VMZMA.

- PBS = Produto da Britagem Secundária;
- ANM = Alimentação Nova do Moinho;
- PM1 = Produto do Moinho Linha 1;
- UC1 = *Underflow* da Classificação Linha 1;
- OC1 = O*verflow* da Classificação Linha 1;
- PM2 = Produto do Moinho Linha 2;
- UC2 = *Underflow* da Classificação Linha 2;
- OC2 = *Overflow* da Classificação Linha 2.

6.3 BALANÇOS DE MASSA

Segundo Chaves (1996), o balanço de uma usina, seja de massas, metalúrgico ou de água, é o conceito mais importante no tratamento de minérios. Ele consiste em nada mais nada menos que a aplicação da Lei de Lavoisier: todas as massas que entram em uma

operação de tratamento de minério têm que sair em seus produtos. Não há, portanto, geração nem consumo de massa.

Os objetivos dos exercícios de balanços de massas são consolidar as vazões mássicas e de água em todos os fluxos dos circuitos, assim como compatibilizar as distribuições granulométricas de alimentação e produtos do circuito.

Os valores medidos estão sujeitos a erros de várias fontes e acabam por não satisfazer os princípios de conservação de massas. Desta forma, é necessário avaliar corretamente a qualidade dos dados obtidos e, quando forem detectados problemas, as técnicas experimentais devem ser revisadas.

Em geral esta avaliação é feita na etapa de classificação pelo balanço de água ou partição de massas em cada fração granulométrica dos fluxos de um ciclone. Ambos os cálculos podem ser feitos segundo Napier-Munn et al. (1999) pela fórmula dos dois produtos.

Neste caso, a partição de massa para o *underflow* é calculada a partir da distribuição granulométrica conforme a equação 6.1, que tem como base o porcentual de massa em cada fração granulométrica da alimentação (a_i), *underflow* (u_i) e *overflow* (o_i).

$$\frac{U}{A} = \left(\frac{a_i - o_i}{u_i - o_i} \right) \qquad (6.1)$$

Após a análise inicial dos dados deve-se iniciar o balanço de massas. Um balanço de massas adequado deve minimizar a diferença entre os valores medidos e os valores estimados, tendo por base o desvio atribuído a cada medida. Cada desvio é estipulado em função da maior ou menor confiança que se tem em cada dado, devido, por exemplo, à maior dificuldade de amostragem de certo fluxo, precisão de balança, etc.

Uma forma de definir o erro do ajuste é ponderar a diferença entre o valor medido e o estimado após a correção pelo desvio atribuído à variável, elevando-se ao quadrado o quociente assim calculado (Delboni, 2003; Lynch, 1977). O erro ponderado (E) inclui, portanto a estimativa da qualidade de cada dado experimental (*Exp*) e o desvio atribuído (σ) ante o correspondente dado calculado (*Calc)*, conforme a equação que se segue.

$$E = \left(\frac{Exp - Calc}{\sigma} \right)^2 \tag{6.2}$$

Deste modo, os erros calculados a partir de variáveis com diferentes ordens de magnitude podem ser comparados em uma mesma base, bem como somados para verificação relativa da qualidade de diversas campanhas de amostragens, em circuitos diferentes.

A somatória dos erros ponderados calculados para as variáveis medidas no presente trabalho é apresentada na equação que se segue.

$$SSQ = \sum_{i}^{n} \left(\frac{x_{ei} - x_{ci}}{\sigma_i} \right)^2 F,U,O + \sum_{j}^{3} \left(\frac{Cw_{ej} - C_{cj}}{\sigma_j} \right)^2 + \sum_{k}^{3} \left(\frac{Qs_{ek} - Qs_{ck}}{\sigma_k} \right)^2 \tag{6.3}$$

A qualidade das estimativas, ou valores calculados pelo balanço de massas é assim avaliada pelo valor de SSQ. No presente trabalho a soma dos erros devido às variáveis medidas foram: distribuições granulométricas de alimentação, *underflow* e *overflow* (x_i), concentrações de sólidos (C_{wj}), e vazões (Q_{sk}). Para ensaios em circuito fechado com operação de um estágio de classificação o critério descrito na Tabela 6.1, segundo Delboni (2003), permite avaliar a qualidade dos dados experimentais.

Tabela 6.1 – Qualidade de dados experimentais em função do parâmetro SSQ.

Intervalo	**Qualidade**
SSQ < 5	Excelente
5 ≤ SSQ < 10	Boa
10 ≤ SSQ < 15	Razoável
15 ≤ SSQ < 25	Pobre
SSQ ≥ 25	Desconsiderar dados

6.4 CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA

O objetivo da caracterização tecnológica para a cominuição é descrever, através de índices, a fragmentação de amostras segundo os mecanismos aplicados. Segundo Naschenveng (2003), as informações necessárias para alimentação da maioria dos modelos de cominuição são traduzidas pela parametrização da relação entre a energia aplicada e a

fragmentação resultante. As demais variáveis dos modelos representam as características dos equipamentos e/ou dos fenômenos que ali ocorrem.

Existem diversos ensaios desenvolvidos para caracterizar a fragmentação, compreendendo os que utilizam mecanismos isolados (compressão, impacto e abrasão), bem como os que empregam uma combinação desses mecanismos de fragmentação. Nesta seção serão apresentados os quatro métodos utilizados no presente trabalho: WI de Bond, *Drop Weight Test* (DWT), Abrasão e Abrasividade de Bond (AI).

6.4.1 WI de Bond

O índice de trabalho (WI) corresponde, numericamente, à energia total, expressa em kWh por tonelada curta (907 kg), necessária para reduzir o minério, desde um tamanho teoricamente infinito até 80% passante em 106 µm (Figueira et al., 2004). O WI corresponde à resistência do minério à moagem e, com esse parâmetro, torna-se possível calcular a energia (kWh/t) necessária para moer o minério a uma determinada granulometria, além de ser um parâmetro importante para o dimensionamento de moinhos de bolas (Herbst et al., 2003).

A Lei de Bond estabelece que a energia necessária para fragmentar uma massa unitária de um minério homogêneo é inversamente proporcional à raiz quadrada do diâmetro das partículas (Barrat & Sherman, 2002). Portanto, a expressão utilizada por Bond para calcular a energia aplicada é:

$$W = WI\left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}}\right] \qquad (6.4)$$

onde:

W = energia aplicada (kWh/st);

WI = *Work Index* (kWh/st);

P_{80} e F_{80} = tamanhos, em micrômetros, em que passam 80% da massa do produto e da alimentação do circuito, respectivamente (µm).

Bond (1952) considerou, ainda, a seguinte equação para potência consumida:

$$P = TW \tag{6.5}$$

onde:

P = potência consumida (kW);

T = vazão de sólidos de alimentação do circuito (t/h).

Embora característico do material, o valor do WI é função da relação de redução requerida, ou seja, varia de acordo com a malha de controle selecionada conforme segue:

$$WI = \frac{44{,}5}{P_1^{0,23} G_{bp}^{0,82} \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} \tag{6.6}$$

onde:

$F = P_{80}$ da alimentação (μm);

$P = P_{80}$ do produto passante no último ciclo (μm);

P_1 = malha de controle do teste (μm);

G_{bp} = média dos valores de gramas por revolução referente aos três últimos ciclos do ensaio.

Após estudos sobre a aplicabilidade da 3ª Lei da Fragmentação a moinhos industriais, Rowland (1978) verificou a necessidade de se introduzir novos fatores de correção além daqueles considerados por Bond o que resultou na seguinte expressão revisada:

$$W = 10Wi \left[\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right] \times EF_i \tag{6.7}$$

Onde EF_i representa o produto dos fatores de correção de Rowland. A seguir, são citados os dois fatores que foram aplicados aos resultados obtidos no presente trabalho. A íntegra dos fatores pode ser encontrada nos trabalhos dos autores (Rowland & Kjos, 1978).

Fator do diâmetro do moinho (*EF_3*)

Segundo Rowland a eficiência do moinho cresce com o aumento do diâmetro até 3,81 m. Este fator é representado pela expressão 6.8 e acima do qual a eficiência se mantém constante assumindo valor de 0,914.

$$EF_3 = \left(\frac{2{,}44}{D}\right)^{0{,}2} \qquad (6.8)$$

Fator de *oversize* (*EF_4*)

Este fator deve ser aplicado, segundo Rowland, quando a alimentação contém partículas muito grandes para serem moídas de forma eficiente e deve ser empregado aos moinhos de bolas e barras. O tamanho ótimo de alimentação (*F_0*) é aplicado respectivamente aos moinhos de bolas e barras e a equação para o cálculo de *EF_4* é a seguinte:

$$EF_4 = \frac{Rr + (Wi - 7)x\left(\frac{F - F_0}{F_0}\right)}{Rr} \qquad (6.9)$$

onde:

$$F_0 = 4000\sqrt{\frac{13}{Wi}}$$

$Rr = \frac{F_{80}}{P_{80}}$ (relação de redução).

6.4.1.1 Descrição do ensaio WI de Bond

A amostra da alimentação da moagem obtida na segunda campanha de amostragem foi submetida ao ensaio de WI de Bond para moinho de bolas. O material foi britado e peneirado sucessivamente até que todo o material passasse pela tela de abertura igual a 3,32 mm (6# Tyler).

Em seguida o material foi homogeneizado e dividido em frações igualmente representativas, por meio de pilhas prismáticas. Uma das frações foi encaminhada ao peneiramento para que pudesse ser determinada a distribuição granulométrica do material e o P_{80} da alimentação.

Com uma das frações e auxílio de uma proveta de 1000 ml foi calculada a densidade aparente da amostra, necessária para o cálculo da massa a ser utilizada no ensaio.

O ensaio para determinar o WI, em laboratório, foi realizado a seco, em circuito fechado com peneiramento, com carga circulante de 250% até que a operação atingisse seu estado de equilíbrio. Os ensaios foram realizados em um moinho de bolas (Figura 6.2) que apresenta dimensões padronizadas de diâmetro e comprimento iguais a 12 polegadas (305 x 305 mm) e opera com 70 rpm. A carga moedora consiste de 285 bolas de aço, pesando 20,125 kg e massa específica de 7,83 g/cm3, conforme distribuição da Tabela 6.2.

Figura 6.2 – Moinho de Bond da Escola Politécnica.
Fonte: Foggiato (2009).

Tabela 6.2 – Distribuição de tamanhos das bolas da carga moedora do moinho de Bond.

Número de bolas	Tamanho (mm)
43	36,5
67	30,6
10	25,4
71	19,0
94	15,9

Fonte: ABNT (1990).

Os ensaios foram realizados conforme descrito na norma NBR 11376 da ABNT. A abertura de malha de fechamento foi estipulada em 0,105 mm (150# Tyler).

6.4.1.2 Eficiência energética

Segundo Beraldo apud Rowland (1987), a eficiência energética de um circuito de moagem deve ser estimada com base no WI operacional (WI_o), determinado pela seguinte relação:

$$WI_o = \frac{W}{\left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}}\right) - \left(\frac{10}{\sqrt{F_{80}}}\right)} \qquad (6.10)$$

Com a aplicação dos fatores de Rowland obtém-se o WI Operacional Corrigido (WI_{oc}):

$$WI_{oc} = \frac{WI_o}{EF_i} \qquad (6.11)$$

Assim, de acordo com Rowland, a eficiência (ε) do processo de moagem pode ser determinada pela relação que se segue:

$$\varepsilon = 100 \times \frac{WI}{WI_{oc}} \qquad (6.12)$$

Beraldo (1987) ressalta que o valor da eficiência energética pode ser utilizado para registro de desempenho de moagem, comparação de circuitos alternativos paralelos em trabalhos de otimização e até comparação de condições diversas em um mesmo circuito de moagem.

6.4.2 Drop Weight Test - DWT

Com o objetivo de desvincular as características do material àquelas relativas ao equipamento, o *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre* (JKMRC) desenvolveu ensaios específicos de cominuição. O método criado e desenvolvido pela equipe técnica do JKMRC

baseia-se em índices paramétricos da relação entre energia aplicada e a fragmentação resultante, segundo duas faixas de intensidade de energia.

Os resultados têm sido empregados ao longo dos últimos anos para:

- Dimensionar ou otimizar circuitos industriais de cominuição;
- Avaliar a competência do minério para geração de corpos moedores;
- Avaliar o efeito do tamanho na resistência ao impacto;
- Avaliar a tendência do minério em gerar fragmentos densos e competentes.

6.4.2.1 Descrição do ensaio DWT

O ensaio consiste inicialmente na preparação por peneiramento de fragmentos em cada uma das cinco faixas granulométricas que se seguem: 63,0 x 53,0 mm; 45,0 x 37,5 mm; 31,5 x 26,5 mm; 22,4 x 19,0 mm e 16,0 x 13,2 mm. Cada uma das cinco frações obtidas são divididas em três lotes compostos de 30 fragmentos cada.

Os valores altos de energia aplicada são obtidos mediante impactos sobre partículas, no equipamento denominado DWT instalado no Laboratório de Simulação e Controle da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo (LSC-EPUSP). Figura 6.3.

Figura 6.3 – *Drop Weight Tester*.
Fonte: Gomes, (mensagem pessoal) [1].

[1] Gomes, W. L. Foto DWT. Mensagem recebida por andréia.nunes@vmetais.com.br em 18 out. 2010.

Os ensaios de fragmentação por impacto seguiram os procedimentos descritos por Napier-Munn (1996). Cada um dos lotes obtidos foi submetido a impacto com energia específica entre 0,25 kWh/t e 2,5 kWh/t no DWT. As partículas foram impactadas individual e separadamente, em cada lote de 30 fragmentos.

O material fragmentado proveniente de cada lote foi reunido e encaminhado ao peneiramento, do qual foi possível se obter parâmetros selecionados de distribuição granulométrica. Através da distribuição granulométrica foi obtido o parâmetro t_{10}, que corresponde à porcentagem passante na malha igual a 10% do tamanho original do fragmento, para cada energia específica de impacto.

Os ensaios de impacto executados no DWT visam determinar as constantes descritivas da função paramétrica entre energia aplicada e a fragmentação resultante a partir da equação:

$$t_{10} = A\left(1 - e^{-b\,E_{cs}}\right) \qquad (6.13)$$

onde:

E_{cs} = energia específica aplicada ao fragmento de minério (kWh/t);

A, b = constantes dependentes da resistência à quebra do minério.

De acordo com a equação 6.13, o fenômeno de fragmentação é convenientemente descrito por uma curva com rápido crescimento inicial, determinado pelo parâmetro *b*, tendendo posteriormente a um valor assintótico, determinado pelo parâmetro *A*, conforme ilustra o gráfico da Figura 6.4.

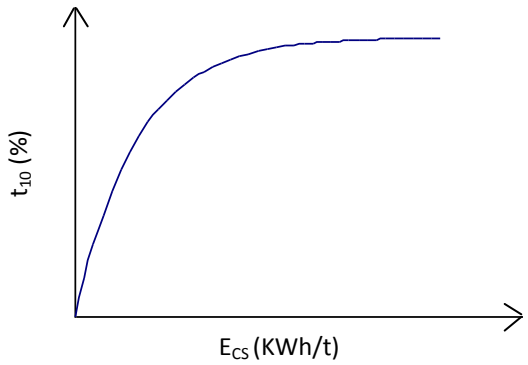


Figura 6.4 – Representação da relação entre energia e fragmentação.

Os parâmetros *A* e *b* são, portanto, característicos de cada amostra de minério ensaiada e quanto menores os valores, maior a resistência da amostra à fragmentação por impacto. Por apresentar a mesma tendência, o produto dos parâmetros *A* e *b*, denominado Índice de Quebra (IQ), representa o índice de resistência da amostra.

O índice IQ é, conforme descrito na Tabela 6.3, criada por Delboni (2003), também empregado para análise comparativa entre minérios.

Tabela 6.3 – Classificação de resistência ao impacto.

Intervalo de valores do parâmetro IQ		**Resistência ao Impacto**	**Sigla**
Menor	**Maior**		
0	9,9	Excepcionalmente alta	ETA
10	19,9	Extremamente alta	EXA
20	29,9	Muito alta	MTA
30	39,9	Alta	ALT
40	49,9	Moderadamente alta	MDA
50	59,9	Média	MED
60	69,9	Moderadamente baixa	MDB
70	89,9	Baixa	BAI
90	109,9	Muito baixa	MTB
> 110		Extremamente baixa	ETB

6.4.3 Abrasão

O parâmetro representativo da resistência da amostra à fragmentação por abrasão é o índice de abrasão denominado t_a. Este índice é obtido por método desenvolvido pelo JKMRC através de ensaio de tamboramento.

6.4.3.1 Descrição do ensaio de tamboramento

O ensaio de tamboramento consiste inicialmente no preparo por peneiramento de 3 kg de fragmentos com tamanho compreendido entre 55 mm e 38 mm.

O ensaio de tamboreamento para determinação do t_a foi realizado em moinho instalado no LSC-EPUSP. Este moinho apresenta dimensões padronizadas com diâmetro e comprimento de 12 polegadas, girando sob rotação de 58 rpm.

O ensaio foi realizado em condições padronizadas, ou seja, a amostra obtida foi submetida a dez minutos de tamboramento. Ao final do ensaio, o produto tamborado foi peneirado e o valor de t_{10}, que corresponde à porcentagem passante na malha igual a 10% do tamanho original do fragmento, foi determinado. O valor do parâmetro t_a é numericamente igual a 10% do valor do t_{10} obtido. Desta forma, quanto menor o t_a, maior a resistência da amostra à fragmentação por abrasão.

A Tabela 6.4, criada por Delboni (2003), apresenta a classificação de amostras, em termos de resistência à abrasão, conforme o valor do índice t_a obtido.

Tabela 6.4 – Classificação de resistência à abrasão de amostras.

Intervalo de valores do parâmetro t_a		**Resistência à Abrasão**	**Sigla**
Menor	**Maior**		
0	0,19	Extremamente alta	EAAb
0,20	0,39	Muito alta	MTAb
0,40	0,59	Alta	ALAb
0,60	0,79	Moderadamente alta	MAAb
0,80	0,99	Média	MDAb
1,00	1,19	Moderadamente baixa	MOAb
1,20	1,39	Baixa	BAAb
1,40	1,59	Muito baixa	MBAb
> 1,60		Extremamente baixa	EBAb

6.4.4 Abrasividade de Bond

Para caracterizar o consumo de metais, Bond criou um ensaio específico de abrasividade, do qual deriva o, assim denominado, índice de abrasão de Bond (AI).

O consumo de metais durante o processo de moagem é devido aos esforços no interior do equipamento e à corrosão, os quais provocam um considerável impacto nos custos da moagem.

O AI definido por Bond em 1964 é a perda de massa de um elemento de desgaste padronizado provocada pela abrasão do material ensaiado e é característico do material.

Bond relacionou o AI, obtido nos ensaios de laboratório, ao desgaste de metal observado em equipamentos industriais como britadores e moinhos. Baseado nos resultados de uma grande quantidade de ensaios determinou fórmulas empíricas de

desgaste para se determinar o consumo de metal, que constituem em uma referência para estudos sobre o desgaste de metal em equipamentos de cominuição.

6.4.4.1 Descrição do ensaio AI

Com uma alíquota da amostra produto na britagem secundária obtida da segunda campanha de amostragem, foi obtido, por britagem estagiada, 1,6 kg de material contido no intervalo de 19 x 12,5 mm. Esta fração foi homogeneizada e quarteada em quatro lotes de material com massa de 400 +/- 0,1 g.

O ensaio de medida de índice de abrasão de Bond foi realizado em aparelho instalado no LSC-EPUSP conforme representado na Figura 6.5. Este moinho apresenta dimensões padronizadas (305 mm de diâmetro e 114 mm de comprimento), operando à frequência de 70 +/- 3 rpm (90% da velocidade crítica), dentro do qual gira em sentido contrário um elemento de desgaste a uma frequência de 632 +/- 10 rpm.

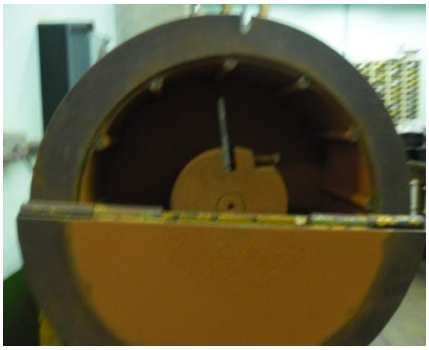


Figura 6.5 – Moinho para AI
Fonte: Gomes, (mensagem pessoal)[2].

6.4.4.2 Procedimento

O procedimento para a execução do ensaio consiste das seguintes etapas (Bergstrom, 1985):

- Seleção de uma palheta nova (com dureza de 50 +/- 2 HRC);
- Pesagem da palheta, previamente limpa e seca, em uma balança analítica;
- Inserção e fixação da palheta no rotor do equipamento;
- Operação do moinho por 15 minutos, com uma das alíquotas de 400 g;

[2] Gomes, W. L. Foto DWT. Mensagem recebida por andréia.nunes@vmetais.com.br em 18 out. 2010.

- Esvaziamento do moinho e substituição do material por uma outra alíquota de 400 g;
- Operação do equipamento por 15 minutos, repetindo esta etapa para as demais alíquotas;
- Remoção da palheta, limpando-a com álcool, e deixando-a secar ao ar ou acetona.
- Pesar a palheta, já seca, na balança analítica.

O material descarregado das quatro bateladas é reunido em uma amostra única e submetido à análise granulométrica por peneiramento a seco para obtenção do parâmetro P_{80} (mm).

A variação no peso da palheta, isto é, o número de gramas de metal removido por abrasão, é definido como o índice de abrasividade (AI) para o material que foi testado.

6.5 PENEIRAMENTO DE ALTA FREQUÊNCIA

Os ensaios realizados tiveram por objetivo analisar o desempenho da classificação com peneiras de alta frequência.

6.5.1 Descrição do ensaio

A amostra alimentação da classificação obtida da primeira campanha de amostragem conforme procedimento descrito na seção 6.1 foi encaminhada aos laboratórios de processo da empresa Derrick Corporation para ensaios de peneiramento a úmido em peneira vibratória de alta frequência. Os produtos destes ensaios foram caracterizados quanto à concentração de sólidos e granulometria no laboratório de processo da referida empresa.

A peneira utilizada teve as seguintes características:

- Modelo: 2SG48-60W -5STK at 22½;
- Inclinação: 22,5^{o};
- Largura: 48" (1,22 m);
- Comprimento por painel: 60" (1,52 m);
- Comprimento total da área de peneiramento: 120" (3,04 m);
- Telas de poliuretano;
- Motor: 2,5 hp.

Em todos os 24 ensaios realizados a velocidade do motor de vibração da peneira se manteve fixa em 1200 rpm , variando-se os seguintes parâmetros:

- Porcentagem de sólidos na faixa de 43% a 51% (em massa);
- Vazão de alimentação entre de 57 e 212 t/h;
- Abertura das telas de poliuretano: 0,300 mm, 0,210 mm, 0,180 mm, 0,150 mm, 0,125 mm e 0,100 mm.

O circuito adotado e os pontos de tomadas de amostras, alimentação, *oversize* e *undersize*, são representados na Figura 6.6.

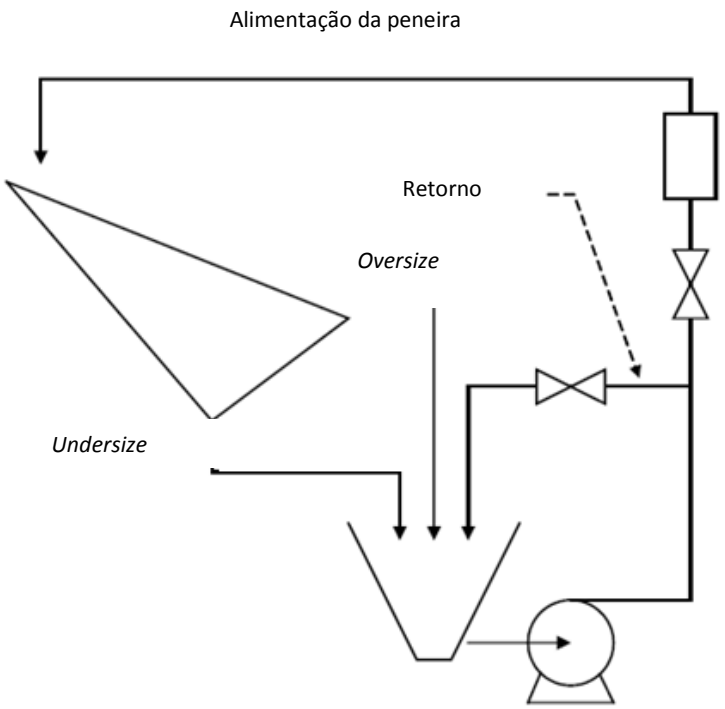


Figura 6.6 – Fluxograma dos ensaios de peneiramento.
Fonte: Derrick Corporation (2010).

A preparação dos ensaios consistiu inicialmente no ajuste da porcentagem de sólidos do fluxo de alimentação. Por se tratar de circuito fechado, não houve adição de água sobre a tela durante a execução dos ensaios, de forma a evitar diluição da alimentação e consequentemente alteração no desempenho do circuito.

Como se trata de circuito fechado, tanto a fração retida como a passante na peneira fluem para a caixa de polpa, retornando assim à alimentação da peneira mediante bombeamento.

A vazão volumétrica foi medida com um medidor de fluxo magnético e ajustada por meio de válvulas *pinch* na alimentação das peneiras e na linha de retorno.

Em cada ensaio amostras de *oversize* e *undersize* foram coletadas, assim como a alimentação para posterior tratamento.

7 RESULTADOS E DISCUSSÕES – MODELAGEM MATEMÁTICA E DESEMPENHO

O presente capítulo apresenta os resultados obtidos nas duas campanhas de amostragem.

7.1 PENEIRAMENTO DE ALTA FREQUÊNCIA

Os resultados apresentados a seguir referem-se à campanha de ensaios de peneiramento de alta frequência realizada na empresa Derrick Corporation.

A Tabela 7.1 lista os 24 ensaios realizados com seis diferentes aberturas de telas, variação da vazão de sólidos e porcentagem de sólidos da alimentação. Nota-se que para cada valor de porcentagem de sólidos foram praticadas duas vazões de alimentação.

As vazões de polpa e sólidos listadas referem-se à vazão de uma peneira com cinco *decks*. Assim, para obtenção das vazões unitárias, os valores deverão ser divididos por cinco.

Tabela 7.1 – Sumários dos ensaios de peneiramento.

Abertura da tela (mm)	Ensaio	Rotação do motor (rpm)	Vazão de polpa* (m^3/h)	Vazão de sólidos* (t/h)	Porcentagem de sólidos da alimentação
0,300	11	1200	295	181	43,1
	12	1200	318	195	43,1
	13	1200	256	199	50,6
	14	1200	273	212	50,6
0,210	9	1200	256	157	43,1
	10	1200	273	167	43,1
	15	1200	227	177	50,6
	16	1200	193	150	50,6
0,180	7	1200	216	140	44,8
	8	1200	244	158	44,8
	17	1200	159	125	50,9
	18	1200	182	142	50,9
0,150	5	1200	170	110	44,8
	6	1200	193	125	44,8
	19	1200	165	129	50,9
	20	1200	136	107	50,9
0,125	3	1200	114	76	45,7
	4	1200	148	98	45,7
	21	1200	102	78	50,2
	22	1200	85	65	50,2
0,100	1	1200	102	68	45,7
	2	1200	114	76	45,7
	23	1200	97	74	50,2
	24	1200	74	57	50,2

* Vazões multiplicadas por 5.

O principal aspecto observado foi o seguinte:

- As vazões de polpa de alimentação foram decrescentes com a diminuição da abertura da tela empregada, sendo que a vazão máxima foi obtida para as telas de abertura 0,30 mm (318 m^3/h) e a mínima para 0,10 mm (74 m^3/h). Ensaios 12 e 24 respectivamente.

A Tabela 7.2 apresenta resultados da alimentação, características dos fluxos retido e passante em cada ensaio, bem como eficiência global de peneiramento na malha de 0,150 mm e a fração passante em 0,045 mm.

Tabela 7.2 – Resultados dos ensaios de peneiramento de alta frequência.

Teste número	Alimentação	*Oversize*			*Undersize*				Eficiência na malha 0,150 mm *undersize*
	Retido em 0,150 mm	Partição	Sólidos	Retido em 0,150 mm	Partição	Sólidos	Retido em 0,150 mm	Passante em 0,045 mm	
	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
0,300 mm									
11	54.1	43.0	85.3	95.9	57.0	31.4	23.3	38.5	96.2
12	54.1	41.3	84.6	95.8	58.7	32.1	23.3	39.5	96.1
13	62.4	49.7	83.4	94.0	50.3	36.5	31.1	31.6	92.0
14	62.4	50.1	83.4	93.7	49.9	36.3	31.2	32.6	91.6
0,210 mm									
9	54.1	47.9	82.7	94.4	52.1	30.0	18.0	41.2	94.2
10	54.1	48.3	83.2	94.4	51.7	29.8	17.5	41.8	94.1
15	62.4	58.4	82.7	92.8	41.6	32.8	20.7	38.9	89.0
16	62.4	57.8	81.4	91.6	42.2	33.4	22.0	26.7	87.1
0,180 mm									
7	59.5	54.2	83.9	95.3	45.8	28.9	18.6	38.7	93.8
8	59.5	55.0	80.6	95.2	45.0	29.1	18.2	40.4	93.7
17	60.7	60.4	84.8	92.6	39.6	31.6	14.3	44.3	88.8
18	60.7	61.8	82.2	91.0	38.2	31.5	15.1	44.0	86.2
0,150 mm									
5	59.5	59.8	83.6	93.3	40.2	26.5	10.2	43.7	90.2
6	59.5	60.2	81.6	93.2	39.8	26.6	10.3	43.5	90.0
19	60.7	62.6	82.1	91.4	37.4	31.1	12.6	50.7	86.6
20	60.7	65.4	84.1	92.2	34.6	29.2	7.3	50.7	87.4
0,125 mm									
3	59.1	64.9	82.4	89.7	32.1	25.0	3.5	47.0	83.8
4	59.1	65.7	81.5	89.1	34.3	24.8	3.4	47.6	82.8
21	59.2	67.3	82.9	88.2	32.7	27.7	3.7	48.3	80.9
22	59.2	63.8	83.0	89.2	36.2	29.6	6.2	48.3	83.1
0,100 mm									
1	59.1	65.5	82.0	88.1	34.5	24.8	3.3	47.3	81.0
2	59.1	65.8	81.5	88.2	34.2	24.7	3.9	48.3	81.2
23	59.2	65.7	84.2	88.4	34.3	28.3	5.7	55.5	81.5
24	59.2	65.4	85.5	88.9	34.6	28.2	6.0	55.5	82.5

Os aspectos mais importantes são descritos a seguir:

- A menor partição para a fração retida (41,3%) foi registrada na tela de 0,300 mm do ensaio 12 , enquanto o maior valor (67,3%) foi na tela de 0,125 mm do ensaio 21;
- A fração retida em 0,150 mm no *oversize* variou de 95,9% na tela de 0,300 mm do ensaio 11, a 88,1% na tela de 0,100 mm do ensaio 1. Analogamente, no *undersize* a variação da fração retida em 0,150 mm variou de 31,2% na tela de 0,300 mm do ensaio 14, a 3,3% na tela de 0,100 mm do ensaio 1;
- Usando as fórmulas 4.2 e 4.3 descritas na seção 4.1.4.1, a eficiência de *undersize* foi calculada na malha de 0,150 mm, tendo por referência a porcentagem em peso do *undersize* e as porcentagens de *undersize* nos produto *undersize* e alimentação. Os

valores de eficiência assim definidos variaram entre 80% e 96,2%, nas malhas 0,125 mm e 0,300 mm dos ensaios 21 e 12, respectivamente;

- A quantidade de material passante em 0,045 mm no *undersize* teve como menor valor a malha 0,210 mm com 26,7% para o ensaio 16 enquanto o maior valor de 55,5% foi obtido com telas de 0,100mm para os ensaios 23 e 24;
- Dentre os dois ensaios que apresentaram a maior quantidade de material passante em 0,045 mm no *undersize* (55,5%), ensaios 23 e 24, respectivamente, o primeiro apresentou maior vazão de sólidos de alimentação (74 t/h), o que o configura como o de melhor desempenho da campanha realizada.

O gráfico da Figura 7.1 apresenta as distribuições granulométricas de *undersize* de ensaios de peneiramento selecionados, bem como o produto do circuito de moagem industrial, este último representado pelo *overflow* dos ciclones obtidos na segunda campanha de amostragem.

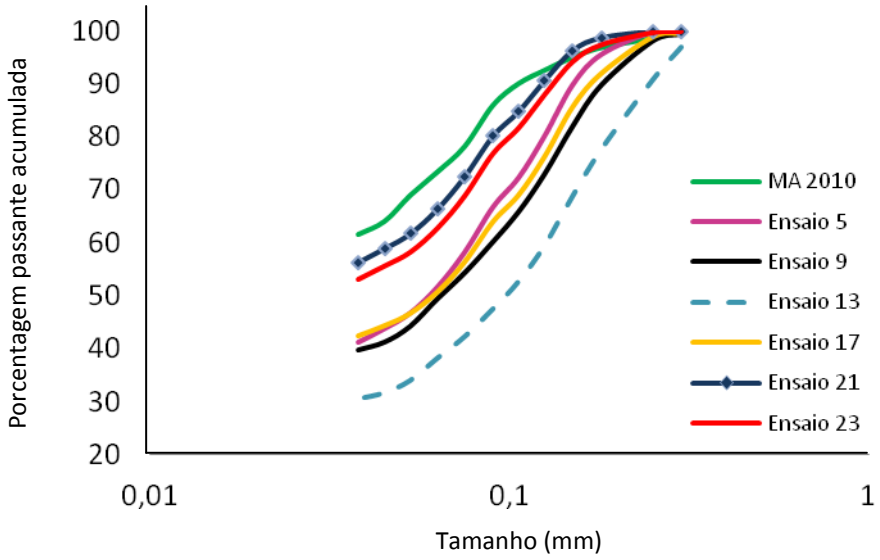


Figura 7.1 – Distribuições granulométricas do o*verflow* dos ciclones e u*ndersize* das peneiras.

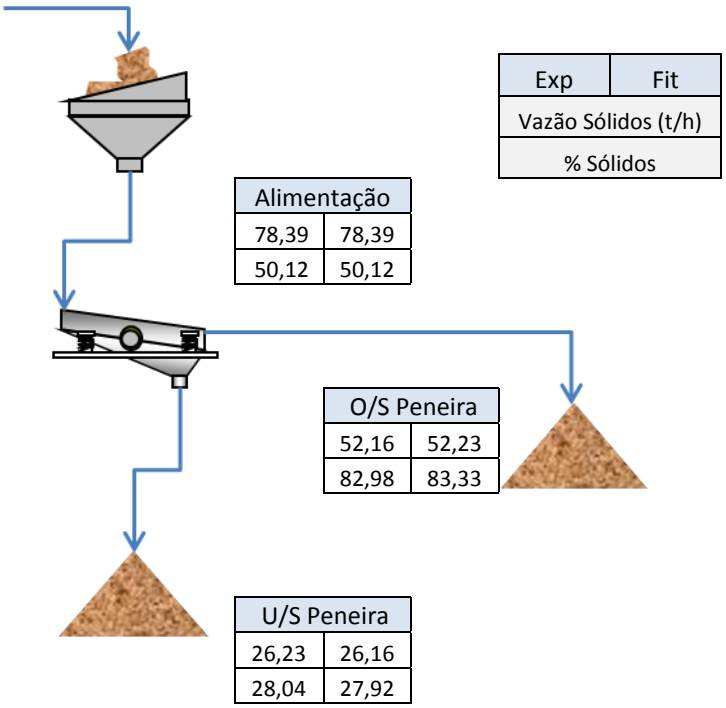
De acordo com o gráfico, observa-se que:

- A granulometria do *overflow* da segunda campanha de amostragem é significantemente mais fina do que a maioria das curvas obtidas nos ensaios de peneiramento;

- As curvas de *undersize* cujas granulometrias mais se aproximam da granulometria do circuito industrial foram as obtidas com tela de 0,100 mm e 0,125 mm dos ensaios 23 e 21 respectivamente;
- Considerando-se o percentual passante na malha 0,045 mm o ensaio 23 indica ser o que mais se aproxima das condições desejadas;
- O ensaio 23 foi, portanto selecionado para representar o peneiramento no circuito industrial da VMZMA.

Para modelagem do desempenho de peneiramento de alta frequência no simulador *JKSimMet*, a estratégia adotada foi estabelecer o balanço de massas a partir dos dados experimentais do ensaio 23, quais sejam, porcentagens de sólidos, medidas de vazão mássica e distribuições granulométricas dos fluxos de alimentação, *oversize* e *undersize* da peneira. Estes dados estão descritos em detalhe no Anexo 2.

Em seguida foi realizada a calibração do modelo matemático de peneiramento conforme fluxograma da Figura 7.2.



Exp – Dados experimentais balanceados
Fit – Dados ajustados

Figura 7.2 – Fluxograma de processo e balanço de massas do ajuste - Ensaio 23.

A Tabela 7.3 a seguir apresenta os resultados detalhados deste balanço de massas conforme calculados a partir das rotinas de ajuste do modelo, que assim incluiu vazões de sólidos, de água, de polpa, porcentagens de sólidos, densidades de polpa, bem como distribuições granulométricas completas para todos os fluxos do circuito.

Tabela 7.3 – Balanços de massas e distribuições granulométricas.
Modelo ajustado para o peneiramento de alta frequência – Ensaio 23.

	Ensaio 23		
	Alimentação	***Oversize***	***Undersize***
Vazão de sólidos (t/h)	78,4	52,2	26,2
Peso específico dos sólidos	3,1	3,1	3,1
Vazão de água (m^3/h)	78,0	10,5	67,6
Porcentagem de sólidos	50,1	83,3	27,9
Peso específico da polpa	1,5	2,4	1,2
Vazão de polpa (m^3/h)	101,8	26,3	75,5
P_{80} (mm)	0,629	0,673	0,101
Tamanho (mm)	**Porcentagem passante acumulada**		
12,7	100	100	100
0,60	73,2	59,8	100
0,30	58,4	37,6	100
0,25	53,6	30,4	99,8
0,212	49,0	23,8	99,2
0,180	44,5	17,8	97,7
0,150	39,6	12,3	94,3
0,125	35,1	8,4	88,4
0,106	31,5	6,2	81,8
0,075	25,9	4,4	68,8
0,063	23,7	4,1	63,0
0,053	22,0	3,8	58,3
0,045	20,9	3,7	55,2
0,038	20,1	3,6	52,9

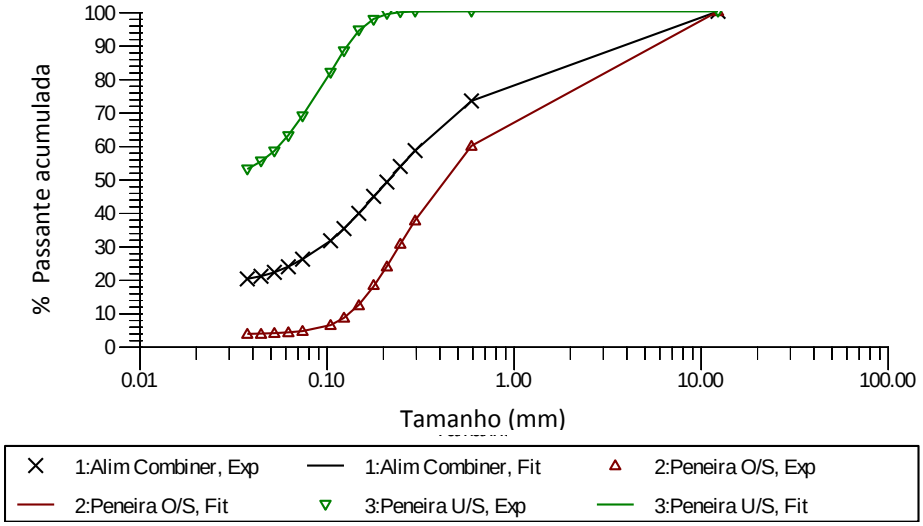
Os resultados obtidos mostram que:

- O *undersize* da peneira apresentou P_{80} de 0,101 mm e 5,7% retido na malha 100 Tyler (0,150 mm) neste mesmo fluxo;

- Através das fórmulas 4.2 e 4.3 descritas na seção 4.1.4.1, a eficiência de *undersize* foi calculada em 87,8% para a malha 0,106 mm;
- A fração *by-pass*, aquela que embora com granulometria inferior ao produto do circuito retorna ao moinho, pode ser considerada ótima (6,2%) para a malha 0,106 mm e excelente (3,7%) para a malha 0,045 mm, ressaltando o excelente desempenho do processo.

As distribuições granulométricas do ensaio 23 são representadas no gráfico da Figura 7.3, onde os pontos se referem a valores experimentais e as linhas aos valores estimados conforme o modelo ajustado.

As curvas de distribuição granulométrica apresentadas na Figura 7.3 indicam excelente aderência dos resultados calculados aos valores experimentais. Neste caso o parâmetro SSQ foi calculado em 2,1 indicando conforme Tabela 6.1 resultado excelente do ajuste de modelo de curva de partição com dados experimentais.



Exp – Dados experimentais balanceados
Fit – Dados ajustados

Figura 7.3 – Distribuições granulométricas experimentais e calculadas – Ensaio 23.

O modelo empregado para representar o peneiramento de alta frequência tal qual obtido no ensaio 23 foi o de uma curva de partição simples, o que indica que se trata de um

modelo de separação de sólidos por tamanho e não relativo a um equipamento específico de processo.

Vale aqui ressaltar que modelos mecanísticos de peneiras são considerados complexos e dotados de vários parâmetros que dependem de ensaios específicos para calibração. Como o enfoque foi avaliar o desempenho do circuito de moagem com introdução de peneiramento, o modelo adotado foi considerado adequado a tais propósitos. Aspectos como capacidade e número de equipamentos foram, portanto, abordados de forma preliminar no presente trabalho.

A Tabela 7.4 apresenta os valores e os parâmetros relacionados à equação paramétrica de Whiten, equação 4.18, para o ensaio 23.

Tabela 7.4 – Calibração do modelo de peneiramento.

Parâmetro	**Valor**
Parâmetro α	3,24
Parâmetro β	0,46
Parâmetro β^*	1,23
Partição de água (%)	86,6
d_{50c}	0,138

7.2 CIRCUITO INDUSTRIAL DE MOAGEM

Os resultados a seguir referem-se à segunda campanha de amostragem realizada no produto da britagem secundária e circuito de moagem da VMZMA.

7.2.1 Resistência ao impacto e abrasão

A amostra produto da britagem secundária foi submetida a ensaios de fragmentação individual de partículas por impacto, bem como ensaios de fragmentação por abrasão, conforme descritos nas seções 6.4.2 e 6.4.3.

A Tabela 7.5 a seguir apresenta os resultados obtidos, enquanto os resultados detalhados estão apresentados no Anexo 3.

Tabela 7.5 – Resultados de resistência ao impacto e fragmentação por abrasão.

Impacto				Abrasão	
A	***B***	**IQ**	**Classificação**	t_a	**Classificação**
59,7	0,8	47	MDA	0,37	MTAb

Os resultados indicaram valor de 47 para o parâmetro IQ, classificando-o como moderadamente alto. O parâmetro t_a indicativo da resistência da amostra à fragmentação por abrasão indicou valor de 0,37, classificando-o como muito alto para a mesma amostra.

Os valores dos parâmetros *A* e *b* foram determinados a partir da regressão matemática entre os 15 pares de valores de energia aplicada (E_{cs}, (kWh/t)) e fragmentação resultante (t_{10} (%)), conforme seção 6.4.2. Estes 15 valores e a curva relativa à equação paramétrica são apresentados sob a forma de gráfico na Figura 7.4.

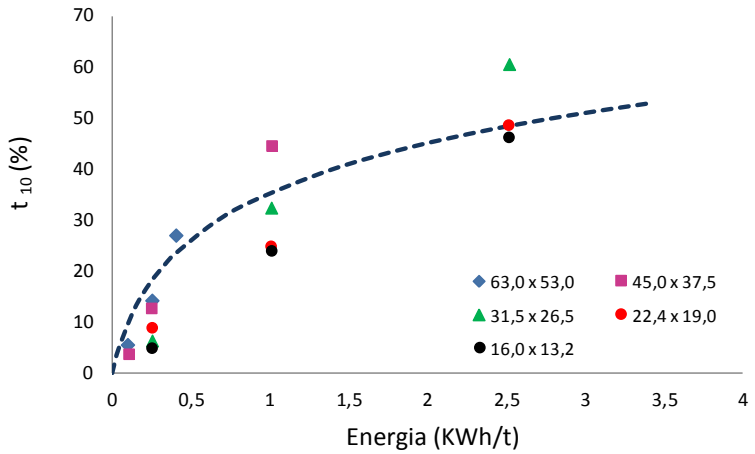


Figura 7.4 – Valores experimentais e curva paramétrica da relação entre energia e fragmentação.

7.2.2 WI de Bond

O ensaio para determinação do WI de Bond foi realizado sobre a amostra de alimentação do circuito de moagem da VMZMA, conforme os procedimentos descritos na seção 6.4.1. A malha teste selecionada foi 0,105 mm (150# Tyler).

Os resultados obtidos estão apresentados na Tabela 7.6, enquanto os dados detalhados são descritos no Anexo 4.

Tabela 7.6 – Resultado do ensaio WI de Bond.

Malha teste (mm)	Fração passante na malha teste na alimentação do ensaio (%)	F_{80} (mm)	P_{80} (mm)	G_{bp} (g/rev)	WI (KWh/st)	WI (KWh/t)
0,105	9,53	2,85	0,085	1,341	13,4	14,7

O resultado dos ensaios WI de Bond indicou valor de 14,7 KWh/t, o que significa que a tenacidade da amostra da VMZMA foi classificada como média-alta.

7.2.3 Abrasividade de Bond

A mesma amostra da alimentação da peneira da britagem secundária utilizada na execução dos ensaios de resistência ao impacto foi submetida ao ensaio de abrasividade de Bond, de acordo com os procedimentos padronizados descritos na seção 6.4.4. A Tabela 7.7 apresenta o sumário dos resultados obtidos para o ensaio de abrasividade de Bond (AIB).

Tabela 7.7 – Resultado do ensaio de abrasividade de Bond.

Massa inicial (g)	Massa final (g)	AI
2,582	92,516	0,066

O resultado do ensaio AIB indicou valor de 0,066, considerado baixo, que assim indica abrasividade baixa da amostra de minério da VMZMA.

7.2.4 Modelagem e análises de desempenho

Os parâmetros operacionais médios obtidos durante a amostragem e os dados obtidos no programa supervisório da usina são apresentados na Tabela 7.8.

A avaliação da qualidade dos dados foi realizada através da partição de massa para o *underflow*, calculada conforme a equação 6.1, que originou percentual para as Linhas 1 e 2 respectivamente de 90% ± 2 e 81 ± 2% nas faixas granulométrica e que pela pouca oscilação nos valores a qualidade da amostragem realizada foi considerada como adequada.

Os principais dados referentes aos equipamentos de processo instalados na usina industrial da VMZMA, quais sejam: moinhos, ciclones e bombas de polpa encontram-se no Anexo 1; e as variáveis monitoradas encontram-se no Anexo 5, conforme obtidos durante o

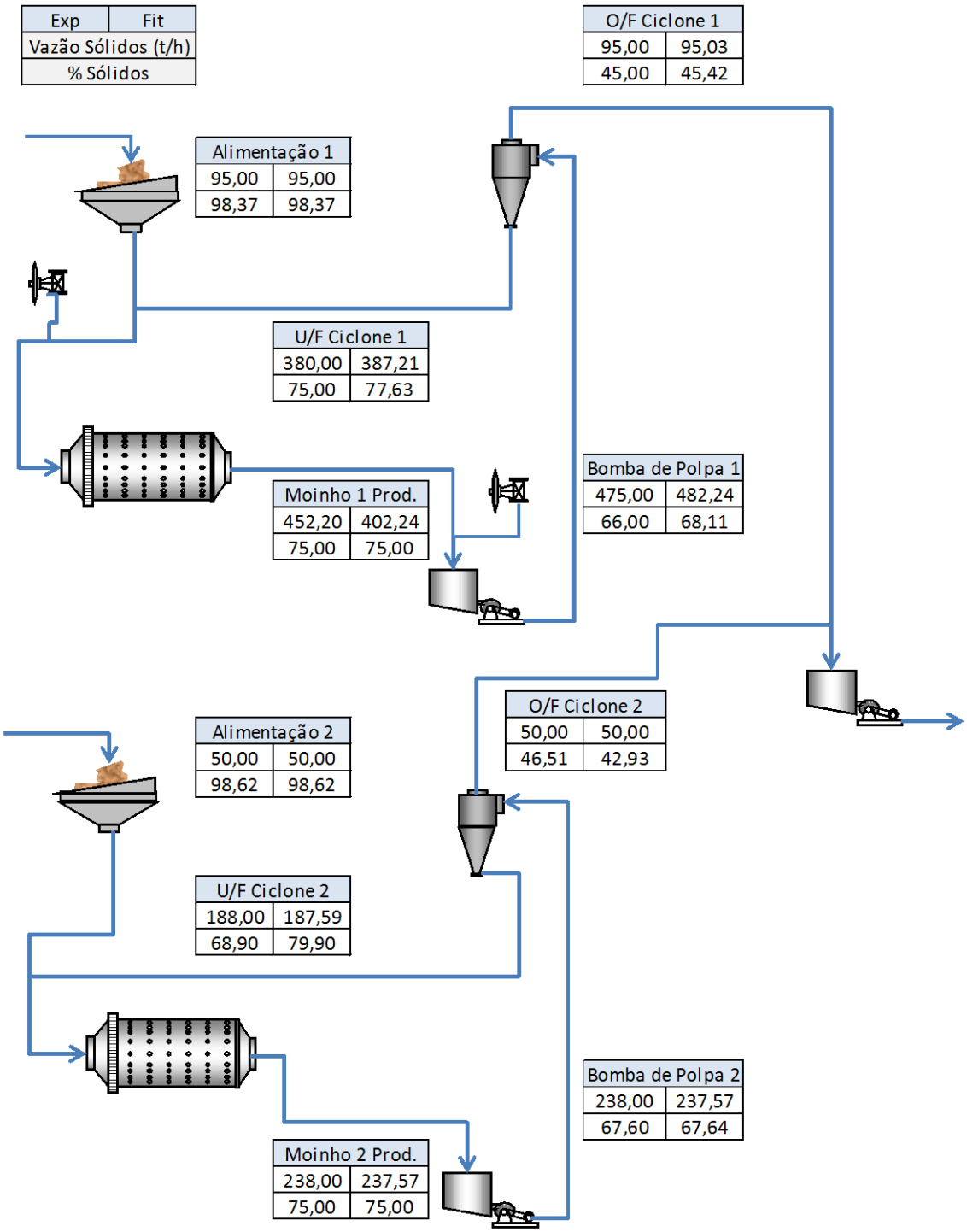
período de amostragem. Os resultados de granulometria e porcentagens de sólidos das amostras estão no Anexo 6.

Tabela 7.8 – Valores médios das variáveis de processo obtidos no supervisório da usina.

Variáveis	**Segunda campanha**	
	Linha 1	**Linha 2**
Potência no motor do moinho (kW)	1908	823
Corrente do motor do moinho (A)	265	115
Vazão de alimentação nova (t/h)	95	50
Pressão na alimentação dos ciclones (kgf/cm^2)	1,14	1,16
Vazão de água no moinho (m^3/h)	40	17
Vazão de água na caixa de bomba (m^3/h)	65	52

7.2.4.1 Balanços resultantes das modelagens

Os resultados do balanço de massas estão apresentados no fluxograma da Figura 7.5.



Exp – Dados experimentais balanceados
Fit – Dados ajustados
Figura 7.5 – Fluxograma de processo e balanço de massas do circuito de moagem – Linhas 01 e 02.

A Tabela 7.9 apresenta os resultados detalhados do balanço de massas da Linha 1 calculados a partir das rotinas de ajuste dos modelos, que assim incluiu vazões de sólidos, de água, de polpa, porcentagens de sólidos, densidades de polpa, bem como distribuições granulométricas completas para todos os fluxos do circuito.

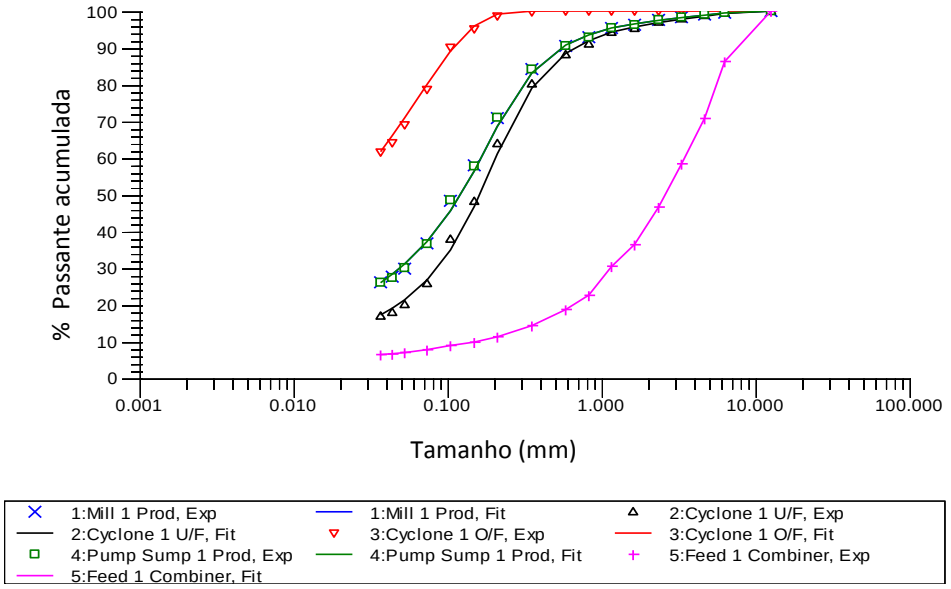
Tabela 7.9 – Balanços de massas e distribuições granulométricas – Linha 1.

	Alimentação nova	**Moinho de bolas**		**Ciclones**		
		Alimentação	**Produto**	**Alimentação**	***Underflow***	***Overflow***
Vazão de sólidos (t/h)	95,0	482,2	482,2	482,2	387,2	95,0
Peso específico dos sólidos	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1
Vazão de água (m^3/h)	1,6	160,7	160,7	225,7	111,6	114,2
Porcentagem de sólidos	98,4	75,0	75,0	68,1	77,6	45,4
Peso específico da polpa	3,0	2,03	2,03	1,86	2,11	1,44
Vazão de polpa (m^3/h)	32	316	316	381	237	145
P_{80} (mm)	5,56	0,990	0,314	0,314	0,372	0,074
Tamanho (mm)	**Porcentagem passante acumulada**					
12,7	100	100	100	100	100	100
6,35	86,3	96,8	99,5	99,5	99,4	100
4,70	70,8	93,2	98,9	98,9	98,6	100
3,33	58,3	90,0	98,2	98,2	97,8	100
2,36	46,6	87,0	97,5	97,5	96,8	100
1,65	36,4	84,0	96,5	96,5	95,7	100
1,168	30,4	81,7	95,4	95,4	94,3	100
0,833	22,6	78,3	93,5	93,5	91,9	100
0,589	18,7	74,7	90,7	90,7	88,5	100
0,355	14,3	66,3	83,2	83,2	79,0	100
0,212	11,2	51,3	68,6	68,6	61,1	99,2
0,150	9,8	39,5	56,4	56,4	46,7	95,9
0,105	8,9	29,8	45,5	45,5	34,9	89,1
0,074	7,8	23,0	37,2	37,2	26,7	80,0
0,053	6,9	18,5	31,1	31,1	21,3	70,9
0,044	6,6	16,6	28,3	28,3	19,0	66,0
0,037	6,4	15,1	26,0	26,0	17,2	61,7

Os aspectos de destaque da Tabela 7.9 foram os seguintes:

- A carga circulante para a Linha 1 foi calculada em 407%, obtida pelo quociente da divisão da vazão de sólidos do *underflow* (387 t/h) pela vazão de sólidos da alimentação nova do circuito (95 t/h);
- O produto final do circuito (*overflow* dos ciclones) apresentou P_{80} de 0,074 mm, com 66% passantes na malha 0,044 mm (325# Tyler), bem como 4,1% retidos na malha 100 Tyler (0,150 mm). Neste caso a relação de redução do circuito foi de 75:1, tendo por referência P_{80} de alimentação nova e produto, respectivamente de 5,56 mm e 0,074 mm;
- No circuito de classificação verifica-se 26,7% passante na malha 0,074mm no *underflow* dos ciclones. Esta malha foi selecionada por coincidir com o P_{80} do circuito e assim representa o *by-pass* da etapa de classificação*;*
- A partição de água para o *underflow* dos ciclones é outro indicador da qualidade da separação. Neste caso, o valor foi calculado em 50%, obtido em função da divisão da vazão de água do *underflow* pela vazão de água da alimentação dos ciclones, respectivamente 112 m^3/h e 226 m^3/h. O valor obtido foi considerado muito elevado, o que indica baixa qualidade de separação;
- O produto da Linha 1 de moagem apresentou P_{75} de 0,061 mm, portanto mais grosso do que a especificação do circuito, de P_{75} igual a 0,044 mm (325# Tyler).

A Figura 7.6 mostra os valores de distribuições granulométricas experimentais (símbolos) e calculadas (linhas), para todos os fluxos do circuito para a Linha 1.



Exp – Dados experimentais balanceados
Fit – Dados ajustados

Figura 7.6 – Distribuições granulométricas experimentais e calculadas – Linha 1.

A aderência dos dados experimentais aos valores calculados foi considerada plenamente adequada aos propósitos do presente trabalho. O parâmetro SSQ indicou valor de cálculo de 4,8, ou seja, qualidade excelente de aderência. Tal resultado é também uma indicação da adequação do protocolo de amostragem, bem como das técnicas empregadas para execução dos trabalhos correspondentes.

Devido à elevada carga circulante do circuito, as curvas de distribuição granulométrica de *underflow* dos ciclones e produto do moinho estão bastante próximas, o que é também um indicador da baixa relação de redução do moinho. Trata-se de uma situação típica de circuitos com relação de redução elevada, ou seja, carga circulante e tempo de residência elevados no circuito.

De forma análoga, a Tabela 7.10 apresenta os resultados do balanço de massas conduzido sobre os dados obtidos para a Linha 2 .

Tabela 7.10 – Balanços de massas e distribuições granulométricas – Linha 2.

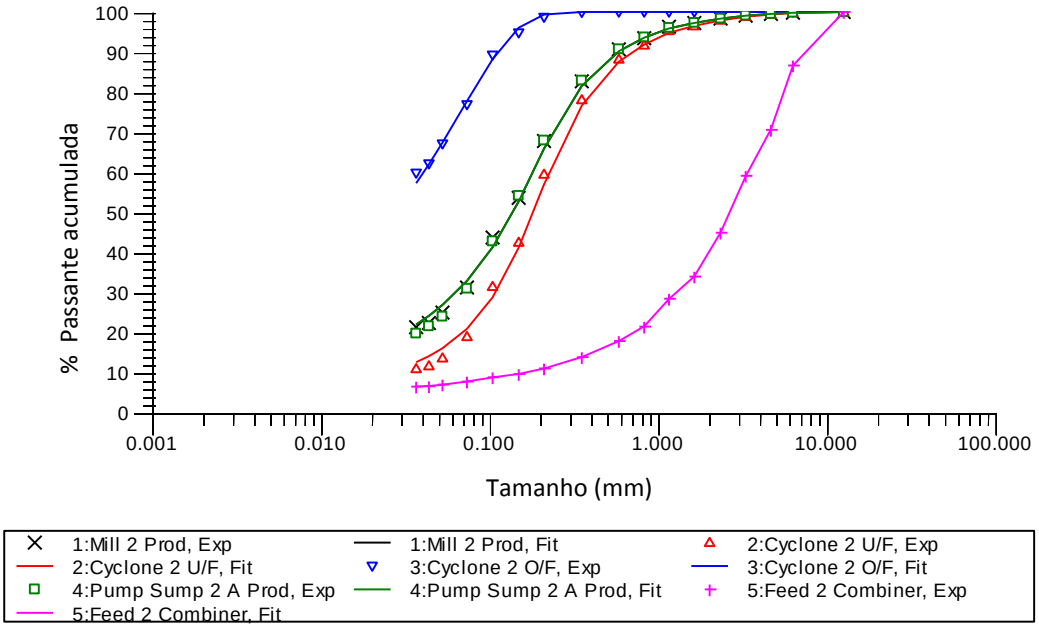
	Alimentação nova	Moinho de bolas		Ciclones		
		Alimentação	Produto	Alimentação	*Underflow*	*Overflow*
Vazão de sólidos (t/h)	50,0	237,6	237,6	237,6	187,6	50,0
Peso específico dos sólidos	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1
Vazão de água (m^3/h)	0,7	79,2	79,2	113,7	47,2	66,5
Porcentagem de sólidos	98,6	75,0	75,0	67,6	79,9	42,9
Peso específico da polpa	3,0	2,03	2,03	1,85	2,18	1,41
Vazão de polpa (m^3/h)	16,8	155,8	155,8	190,3	107,7	82,6
P_{80} (mm)	5,54	1,08	0,336	0,336	0,409	0,079
Tamanho (mm)	**Porcentagem passante acumulada**					
12,7	100	100	100	100	100	100
6,35	86,6	97,0	99,8	99,8	99,8	100
4,70	70,7	93,4	99,5	99,5	99,4	100
3,33	59,0	90,4	99,1	99,1	98,8	100
2,36	45,0	86,8	98,3	98,3	97,9	100
1,65	34,0	83,4	97,3	97,3	96,5	100
1,168	28,4	80,8	95,9	95,9	94,8	100
0,833	21,5	77,1	93,6	93,6	91,9	100
0,589	17,9	72,9	90,2	90,2	87,6	100
0,355	13,9	63,4	81,6	81,6	76,6	100
0,212	11,0	47,3	65,9	65,9	57,0	99,4
0,150	9,7	34,6	52,8	52,8	41,2	96,1
0,105	8,8	24,6	41,3	41,3	28,8	88,2
0,074	7,8	18,2	32,9	32,9	20,9	77,7
0,053	7,0	14,2	26,9	26,9	16,1	67,4
0,044	6,7	12,6	24,2	24,2	14,1	62,0
0,037	6,5	11,3	22,0	22,0	12,6	57,3

Os seguintes aspectos foram destacados a partir dos valores obtidos na Tabela 7.10:

- A carga circulante para a Linha 2 foi calculada em 376%, obtida pelo quociente da divisão da vazão de sólidos do *underflow* (188 t/h) pela vazão de sólidos da alimentação nova do circuito (50 t/h);
- O produto final do circuito (*overflow* dos ciclones) apresentou P_{80} de 0,079 mm, com 62% passantes na malha 0,044 mm (325# Tyler), bem como 3,9% retidos na malha 100 Tyler (0,150 mm) neste mesmo fluxo;

- A relação de redução do circuito foi calculada em 70:1, tendo como referência P_{80} de alimentação nova e produto, respectivamente de 5,54 mm e 0,079 mm;
- O *underflow* dos ciclones apresentou 21% passante na malha 0,074 mm. Tal malha foi aqui selecionada para análise em função de estar próxima ao P_{80} do circuito. A assim denominada fração *by-pass*, aquela que embora com granulometria inferior ao P_{80} do produto do circuito retorna ao moinho, foi considerada típica;
- A partição de água para o *underflow* dos ciclones foi calculada em 41%, obtido em função da divisão da vazão de água do *underflow* pela vazão de água da alimentação dos ciclones, respectivamente 47 m^3/h e 114 m^3/h. O valor obtido foi considerado muito elevado, o que indica baixa qualidade de separação;
- O produto da Linha 2 de moagem, com P_{75} de 0,068 mm foi considerado mais grosso do que a especificação do circuito de P_{75} igual a 0,044 mm (325# Tyler).

A Figura 7.7 mostra os valores de distribuições granulométricas experimentais (símbolos) e calculadas (linhas), para todos os fluxos do circuito da Linha 2 da moagem da VMZMA.



Exp – Dados experimentais balanceados
Fit – Dados ajustados

Figura 7.7 – Distribuições granulométricas experimentais e calculadas – Linha 2.

Assim como na Linha 1, a aderência dos dados experimentais aos valores calculados foi considerada plenamente adequada. O parâmetro SSQ indicou valor de cálculo de 4,5, ou seja, qualidade excelente de aderência. A elevada carga circulante do circuito na Linha 2, as curvas de distribuição granulométrica de *underflow* dos ciclones, e o produto do moinho estão bastante próximas, o que também é um indicador da relativa baixa relação de redução registrada para o moinho. Trata-se de uma situação típica de circuitos com relação de redução elevada, ou seja, carga circulante e tempo de residência elevados.

7.2.4.2 Parâmetros dos modelos

Com base nos dados e informações obtidos a partir do balanço de massas foi conduzido o ajuste dos modelos de moinho de bolas e ciclones para cada uma das duas linhas de moagem industrial da VMZMA.

Os exercícios de ajustes de modelos foram iniciados mediante a calibração individual do modelo de ciclones e do modelo de moinho de bolas para cada linha. Uma vez calibrados, os modelos foram integrados de forma que a calibração contasse com a recirculação (carga circulante) em cada caso. Neste ponto pequenos desvios são geralmente amplificados, pois os modelos se realimentam, requerendo, portanto, ajustes específicos e bem mais elaborados.

Os valores obtidos para os parâmetros do modelo de Whiten para moinho de bolas, para cada uma das duas linhas de moagem estão listados na Tabela 7.11 que indicam:

- Valores relativamente próximos, muito embora sejam valores logarítmicos;
- Houve, em ambos os casos, uma tendência de aumento da taxa de quebra ou *breakage rate* com o aumento da malha. O gradiente deste aumento é, entretanto, diferente entre os moinhos e é abordado em maior detalhe na seção 7.2.4.3.

Tabela 7.11 – Calibração do modelo de moinho de bolas – Linhas 1 e 2.

Nó	**Tamanho (mm)**	**Logaritmo natural da *breakage rate***	
		Moinho Linha 1	**Moinho Linha 2**
1	0,070	0,90	0,40
2	0,200	1,34	1,10
3	1,50	3,90	3,56
4	15,0	4,12	5,70

Os valores obtidos para os parâmetros do modelo de ciclones de Nageswararo, conforme exposto na seção 4.3.2 para cada uma das duas linhas estão listados na Tabela 7.12.

Tabela 7.12 – Calibração do modelo de ciclones – Linhas 1 e 2.

Parâmetro	Ciclones Linha 1	Ciclones Linha 2
Pressão (kPa)	115	115
Vazão de Polpa (m^3/h) – por ciclone	42	38
d_{50c} (mm)	0,076	0,081
K_d	$4,64x10^{-5}$	$5,17x10^{-5}$
K_Q	453	404
α	1,39	1,76

Os resultados indicam que:

- Valores próximos entre ambas as linhas, com destaque para o parâmetro α, neste caso indicador da inclinação da curva de partição corrigida. O valor mais baixo para a Linha 1 indica menor nitidez de separação, muito embora este parâmetro seja influenciado pelas diferentes densidades dos minerais presentes no minério;
- A faixa obtida de 1,4 a 1,8 do parâmetro α foi aqui classificada como inferior a operações similares, representando assim uma classificação de desempenho intermediário a baixo.

A porcentagem de sólidos elevada na alimentação dos ciclones certamente contribui tanto para se obter a capacidade mais alta de sólidos, quanto pelo valor relativamente baixo do parâmetro α.

7.2.4.3 Modelo balanço populacional

A Figura 7.8 apresenta os resultados obtidos para o principal parâmetro de desempenho do circuito, que consiste na distribuição da cinética de fragmentação do moinho de bolas, neste caso da Linha 1.

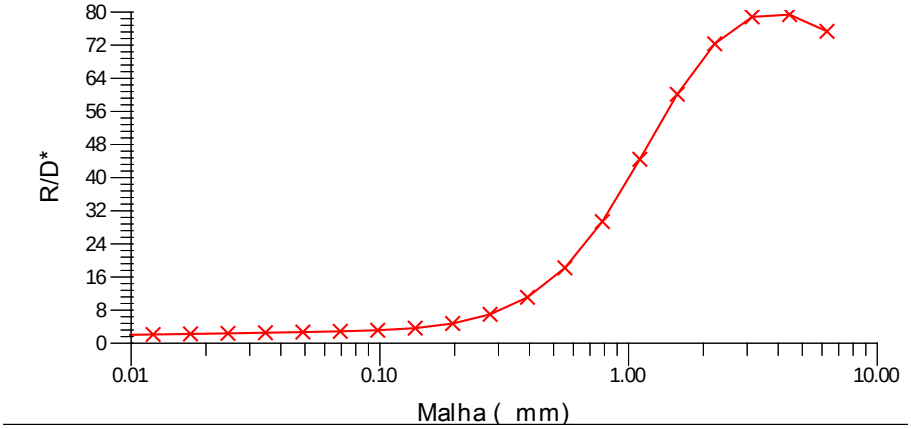


Figura 7.8 – Parâmetro taxa de quebra para o moinho – Linha 1.

Nota-se pelo gráfico:

- Uma curva ascendente, apresentando valor máximo e posterior diminuição. O valor máximo foi calculado em cerca de 80 h^{-1} para partículas com tamanho de 3-4 mm, com queda para tamanhos mais grossos. O valor 80 h^{-1} é considerado intermediário, demonstrando energia adequada para quebra de fragmentos contidos nas faixas mais grossas da alimentação do moinho;
- Valores relativamente baixos de cinética de quebra para malhas menores do que 0,20 mm. Neste caso a cinética foi inferior a 5 h^{-1}, valor este considerado baixo;
- Próximo ao P_{80} do circuito (0,074 mm) o valor da cinética de fragmentação é de cerca de 2,5 h^{-1}, valor baixo, que assim justifica a carga circulante relativamente alta da Linha 1, calculada em 407%. Assim, quanto menor for o valor da cinética de fragmentação neste ponto, menor será a capacidade do moinho em fragmentar partículas com tal tamanho, aumentando a recirculação de tal fração, que assim norteia a carga circulante global do circuito.

O perfil da curva do modelo de Whiten indica, portanto, fragmentação adequada de partículas grossas e relativamente baixas para as partículas com tamanho próximo ao produto do circuito.

De forma análoga, a Figura 7.9 apresenta a seguir os resultados obtidos para a distribuição do modelo do balanço populacional do moinho de bolas da Linha 2.

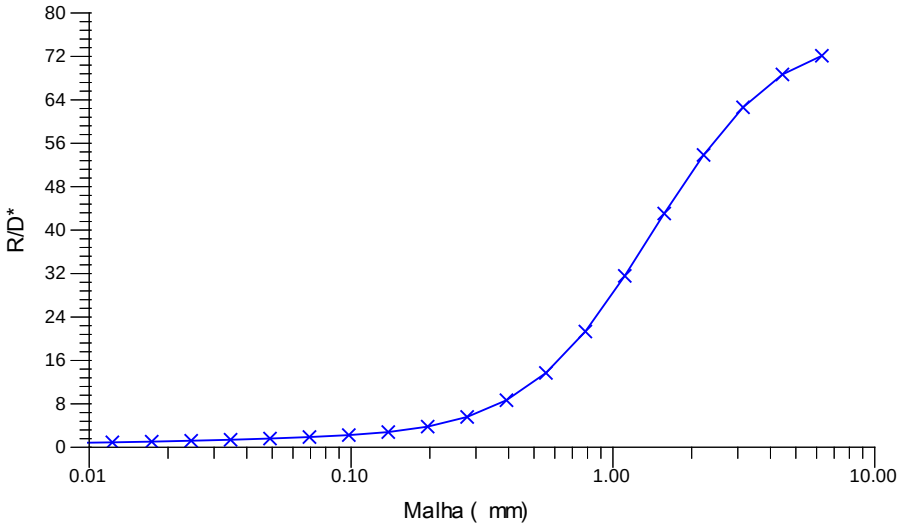


Figura 7.9 – Parâmetro de quebra do moinho – Linha 2.

Onde se verifica:

- Curva continuamente ascendente com valor próximo a 75 h^{-1} para partículas com tamanho de 7-8 mm. O valor 75 h^{-1} é considerado intermediário, mostrando energia adequada para quebra de fragmentos contidos nas faixas mais grossas da alimentação do moinho;
- Valores relativamente baixos de cinética de quebra para malhas menores do que 0,20 mm. Neste caso a cinética foi inferior a 4-5 h^{-1}, valor considerado baixo.
- Próximo ao P_{80} do circuito (0,074 mm) o valor da cinética de fragmentação é de cerca de 1,7 h^{-1}, valor baixo, que uma vez mais justifica a carga circulante relativamente alta do circuito, calculada em 375%. Assim, quanto menor for o valor da cinética de fragmentação neste ponto, menor será a capacidade do moinho em fragmentar partículas com tal tamanho, aumentando a recirculação de tal fração, que norteia a carga circulante global do circuito.

O perfil da curva indica fragmentação adequada de partículas grossas e relativamente baixa para as partículas com tamanho próximo ao produto do circuito.

A Figura 7.10 apresenta os resultados da distribuição da cinética de fragmentação de ambos os moinhos de bolas, Linhas 1 e 2.

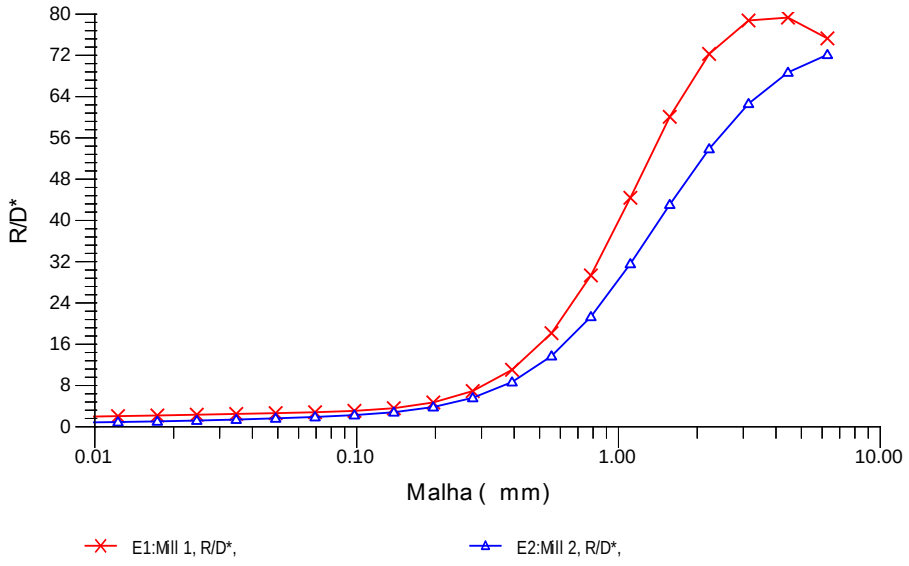


Figura 7.10 – Parâmetro de quebra dos moinhos – Linhas 1 e 2.

Onde se pode observar que:

- Os resultados das duas distribuições de modelo de balanço populacional indicam valores maiores para o moinho da Linha 1, em todo o espectro de tamanhos analisados;
- A partir de valores muito próximos e baixos para ambas as linhas de moagem até o tamanho 0,2-0,3 mm, a curva da Linha 2 segue um crescimento contínuo, porém inferior ao verificado para a Linha 1. Além disto, a distribuição da Linha 1 apresenta um ponto de máximo, com queda acentuada a partir de 2-3 mm;

A diferença entre as curvas da Figura 7.10 pode ser explicada pela diferença de velocidade de rotação entre os dois moinhos, já que o desgaste de revestimentos era equivalente em ambos à época da amostragem. Assim, a menor velocidade de rotação do moinho da Linha 2 (67%) resultou em menor levantamento da carga e portanto, menor energia por tonelada processada, conforme demonstra o valor de energia específica listado na Tabela 5.14 (16,5 kWh/t). Já a Linha 1 indica maior velocidade relativa de rotação (74%), maior consumo de energia por tonelada processada (20,1 kWh/t) e valores maiores de cinética de fragmentação em todo o espectro de tamanhos analisado.

Nota-se, entretanto um melhor aproveitamento de energia na Linha 2 do que o registrado na Linha 1. Ou seja, embora houvesse maior disponibilidade de energia na Linha 1, foi a Linha 2 que apresentou o melhor desempenho, conforme resultante da eficiência de

Bond/Rowland, neste caso de 71% e 90% (sem fatores), respectivamente. Conclui-se assim que a maior energia específica disponível na Linha 1 não foi convertida em trabalho adicional de fragmentação, ou seja, houve excesso de energia disponível na Linha 1.

A Linha 2, embora com menor rotação, indicou cinética de fragmentação de partículas grossas, praticamente coincidente com a Linha 1 na faixa de 7 mm. Assim, embora o levantamento relativo fosse menor na Linha 2, este foi suficiente para fragmentar partículas relativamente grossas. A maior energia proporcionada pelo maior levantamento relativo da carga pela Linha 1 não apresentou, portanto, vantagem relativa.

7.2.4.4 Modelo energético

A Tabela 7.13 apresenta um sumário dos resultados obtidos a partir dos balanços de massas em termos de P_{80} de alimentação nova e produto do circuito, vazão de sólidos de alimentação, dimensões do moinho, bem como a potência registrada no respectivo motor.

A mesma tabela inclui ao final os resultados dos cálculos de WI Operacional (WI_{op}), com base na potência registrada na conexão elétrica do motor e sem qualquer fator de correção.

Tabela 7.13 – Análise consolidada de desempenho do circuito de moagem.

Parâmetro	Linha 1	Linha 2
Minério		
Vazão de alimentação do circuito (t/h)	95	50
P_{80} da alimentação (µm)	5564	5540
P_{80} do produto (µm)	74	79
P_{75} do produto (µm)	61	68
WI de Bond - Laboratório (kWh/t)	14,7	14,7
Peso específico do minério	3,1	3,1
Moinhos		
Diâmetro nominal - Interno à carcaça (pé)	12,6	10,8
Comprimento nominal - Interno à carcaça (pé)	19,7	16,7
Velocidade de rotação (% crítica)	74	67
Carga de bolas (%)	36	32
Potência de operação do motor (kW)	1908	823
Potência de placa do motor (kW)	1928	832
Desempenho		
Energia específica @ motor (kWh/t)	20,1	16,5
WI Operacional @ motor (kWh/t)	20,7	16,3

Os resultados mostram que:

- A potência efetiva média registrada no motor do moinho da Linha 1 durante o período de amostragem foi de 1908 kW, que equivale a 99% da potência de placa do motor, neste caso de 1928 kW;
- A potência efetiva média registrada no motor do moinho da Linha 2 durante o período de amostragem foi de 823 kW que equivale também a 99% da potência de placa do motor, neste caso de 832 kW;
- O quociente da divisão da potência de operação do moinho pela vazão de sólidos de alimentação representa o consumo energético específico, neste caso calculado em 20,1 kWh/t para a Linha 1 e 16,5 kWh/t para a Linha 2;
- WI operacional, obtido mediante inversão da fórmula de Bond, para valores de energia específica e P_{80} de alimentação e produto indicou 20,7 kWh/t e 16,3 kWh/t, respectivamente, para as Linhas 1 e 2, valores estes superiores ao resultado de laboratório, de 14,7 kWh/t.

Observando-se fatores de potência fica claro que, na oportunidade, ambos os moinhos operavam com grau de enchimento máximo para as velocidades praticadas e motores disponíveis.

Segundo Rowland, o quociente da divisão do WI de laboratório pelo WI operacional representa a eficiência da operação analisada conforme descrito na equação 6.12. Neste caso o resultado foi de 71% para a Linha 1 e de 90% para a Linha 2, indicando desempenho considerado razoável para a Linha 1 e excelente para Linha 2. No entanto, se forem empregados os fatores de correção de Bond/Rowland, cujo produto (fatores 3 e 4) foi calculado em 0,95 e 0,98, respectivamente, para as Linhas 1 e 2, os resultados indicariam valores relativamente mais baixos, neste caso 68% e 88%, respectivamente, para as Linhas 1 e 2 de moagem da VMZMA.

8 RESULTADOS E DISCUSSÕES - SIMULAÇÕES

Com base nos modelos calibrados a partir da amostragem realizada no circuito industrial, bem como nos resultados do ensaio selecionado de peneiramento executado com equipamento industrial na Derrick Corporation foram simulados dois cenários de operação do circuito de moagem da VMZMA.

O primeiro cenário consistiu na substituição integral da bateria de ciclones existente no circuito de moagem por peneiras vibratórias de alta frequência, enquanto que no segundo cenário foi simulado um circuito híbrido, com os ciclones existentes em combinação com peneiras de alta frequência.

Em ambos os casos, as simulações tiveram o objetivo de avaliar o potencial de aumento de capacidade da Linha 1 de moagem. No entanto, simulações preliminares indicaram produto com granulometria significativamente diferente em relação ao especificado pela operação da VMZMA. Assim decidiu-se estabelecer para cada cenário um denominado Caso Base, tendo como critério a vazão de sólidos e distribuição granulométrica da alimentação iguais às obtidas na segunda campanha de amostragem para a Linha 1, que serviu de referência para todas as demais comparações. As simulações realizadas foram comparadas ao Caso Base e não, em termos absolutos, aos dados obtidos a partir das amostragens na operação industrial.

O critério aqui adotado teve como base os resultados da campanha de peneiramento de alta frequência que apontaram, para o produto mais fino obtido (Ensaio 23), 55-56% passantes na malha 0,045 mm.

8.1 PRIMEIRO CENÁRIO

Os resultados da primeira configuração de circuito simulada estão apresentados no fluxograma da Figura 8.1. A mesma figura inclui um sumário de balanço de massas para o assim denominado Caso Base desta configuração, com vazão de alimentação nova de 95 t/h de sólidos.

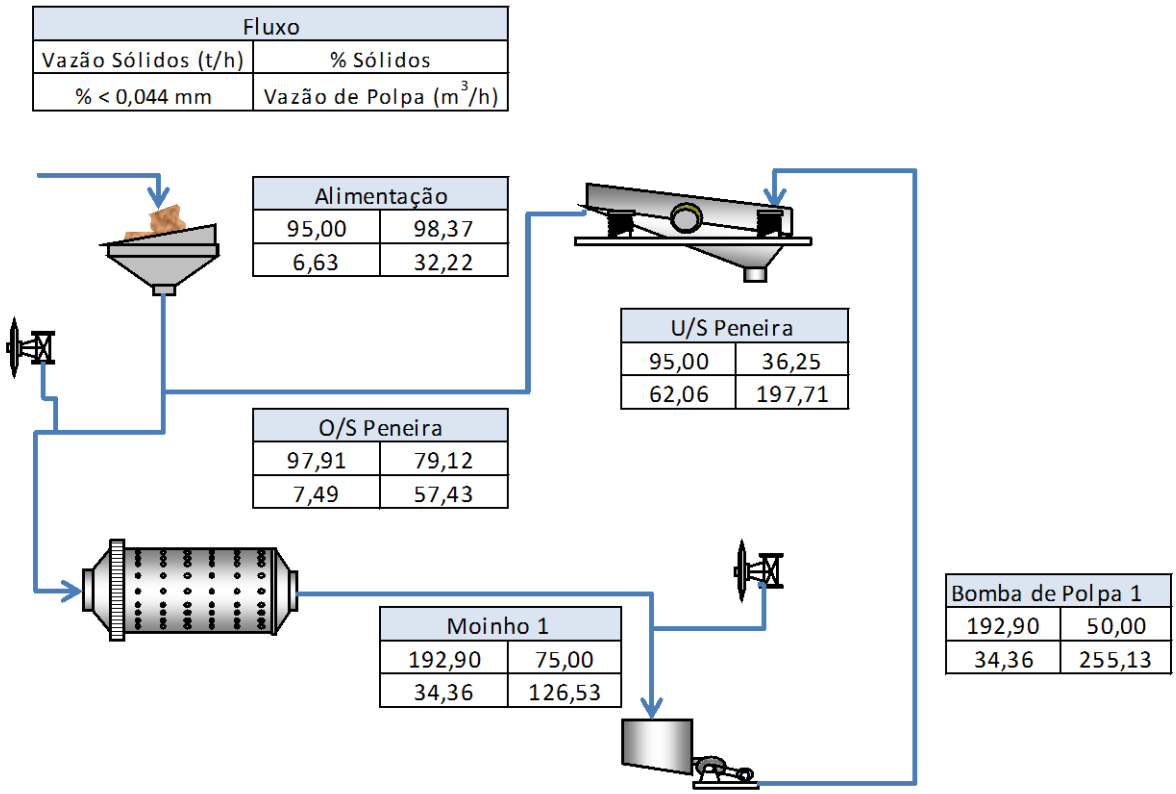


Figura 8.1 – Fluxograma e sumário de balanço de massas de simulação – Primeira alternativa de circuito.

Na sequencia, a Tabela 8.1 apresenta os resultados do balanços de massas completo para a primeira alternativa simulada. O critério adotado foi manter a distribuição granulométrica de alimentação do circuito e simular a operação em modo fechado direto com peneiras de alta frequência. O balanço contém vazões de sólidos, água, polpa, porcentagem de sólidos e densidade de polpa, assim como distribuição granulométrica de cada um dos seis fluxos que compõem o circuito industrial simulado de moagem.

Tabela 8.1 – Balanço de massas de simulação – Primeira alternativa de circuito.

	Alimentação nova	Moinho de bolas		Peneiras		
		Alimentação	Produto	Alimentação	*Oversize*	*Undersize*
Vazão de sólidos (t/h)	95.0	192.9	192.9	192.9	97.9	95.0
Peso específico dos sólidos	3.1	3.1	3.1	3.1	3.1	3.1
Vazão de água (m^3/h)	1.6	64.3	64.3	192.9	25.8	167.1
Porcentagem de sólidos	98.4	75.0	75.0	50.0	79.1	36.3
Peso específico da polpa	2.997	2.033	2.033	1.512	2.155	1.325
Vazão de polpa (m^3/h)	32.2	126.5	126.5	255.1	57.4	197.7
P_{80} (mm)	5.56	3.72	0.315	0.315	0.552	0.084
Tamanho (mm)	**Porcentagem passante acumulada**					
12,7	100	100	100	100	100	100
6,35	86.3	92.7	99.5	99.5	99.0	100
4,70	70.8	84.5	98.9	98.9	97.8	100
3,33	58.3	77.7	98.2	98.2	96.5	100
2,36	46.6	71.2	97.5	97.5	95.0	100
1,65	36.4	65.2	96.5	96.5	93.1	100
1,168	30.4	61.1	95.4	95.4	90.9	100
0,833	22.6	55.4	93.5	93.5	87.2	100
0,589	18.7	50.7	90.7	90.7	81.8	100
0,355	14.3	41.0	83.2	83.2	66.8	100
0,212	11.2	25.1	68.5	68.5	38.5	99.4
0,150	9.8	14.9	57.0	57.0	19.9	95.3
0,105	8.9	10.2	48.3	48.3	11.5	86.2
0,074	7.8	8.3	41.9	41.9	8.9	76.0
0,053	6.9	7.4	36.9	36.9	7.9	66.7
0,044	6.6	7.1	34.4	34.4	7.5	62.1
0,037	6.4	6.8	32.2	32.2	7.2	58.0

Os resultados indicam que:

- O produto do circuito de moagem apresentou P_{80} de 0,084 mm, bem como 62,1% passantes na malha 0,044 mm. Trata-se, portanto de um produto mais grosso do que o obtido a partir da segunda campanha de amostragem na mesma Linha 1 de moagem, que assim apresentou 66,0% passantes na malha 0,044 mm e P_{80} de 0,074 mm;
- O produto obtido na simulação, embora mais grosso do que o registrado para a amostragem, apresentou-se mais fino do que o registrado no ensaio de

peneiramento ao qual se baseou. Assim, enquanto o produto simulado do circuito de moagem apresentou P_{80} de 0,084 mm e 62,1% passantes na malha 0,044 mm, o ensaio 23 indicou 55,2% passantes na malha 0,044 mm e P_{80} de 0,101 mm. Este resultado é atribuído à recirculação de minério pelo moinho que modifica continuamente a distribuição do produto moído e, consequentemente, muda o perfil da distribuição granulométrica da alimentação das peneiras. Conforme as interações da carga circulante evoluem o simulador replica a dinâmica de um circuito industrial;

- A carga circulante obtida foi calculada em 103%, resultante do quociente da divisão da vazão de sólidos do fluxo de *oversize* da peneira (98 t/h), pela vazão de alimentação nova do circuito (95 t/h). Trata-se de um valor bastante diferente daquele registrado para a segunda campanha de amostragem na Linha 1 de moagem da VMZMA, calculado em 407%.

A redução substancial da carga circulante indicou a possibilidade de aumento de vazão de alimentação do circuito e na sequência foram realizadas seis simulações, mediante o aumento progressivo da vazão de alimentação nova do circuito. Os principais aspectos analisados foram a granulometria do produto, neste caso tendo por referência a fração passante em 0,044 mm, bem como o valor de carga circulante. Os resultados de tais simulações estão listados na Tabela 8.2.

Tabela 8.2 – Sumário dos resultados das simulações – Primeira alternativa de circuito.

Cenário	**Vazão de alimentação do circuito**		**Carga circulante**		**Passante em 0,044 mm (%)**
	(t/h)	**Em relação ao caso base (%)**	**(t/h)**	**(%)**	
Caso base	95	0	98	103	62,0
1	100	5,3	110	110	61,0
2	105	10,5	124	118	59,9
3	110	15,8	138	125	58,9
4	120	26,3	171	143	57,1
5	130	36,8	210	162	55,4
6	140	47,4	255	182	53,8

Pelos resultados verifica-se um aumento relativo na carga circulante do circuito, bem como produtos finais (*undersize* das peneiras) progressivamente mais grossos, conforme o aumento da vazão de alimentação nova do circuito. Os dados de vazão nova de alimentação

e granulometria dos produtos acima listados estão apresentados na forma de gráfico na Figura 8.2 a seguir.

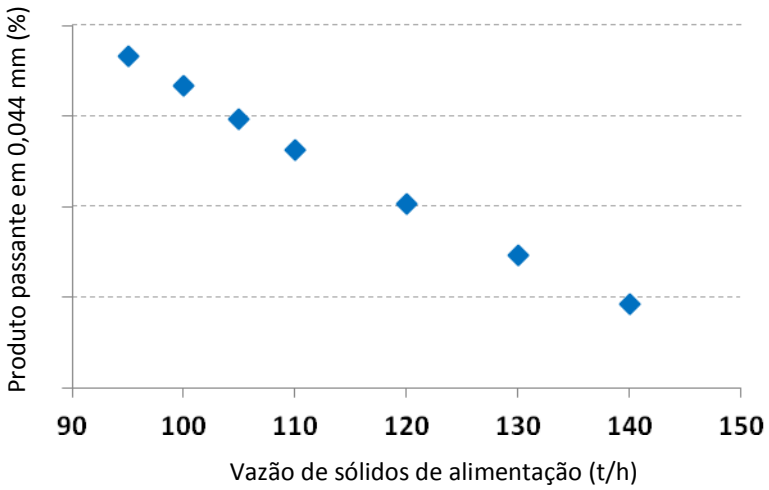


Figura 8.2 – Granulometria do produto em função da vazão de alimentação do circuito de moagem

De acordo com os dados apresentados na Figura 8.2 a quantidade passante em 0,044 mm no produto *undersize* tem relação praticamente linear com o aumento de vazão de alimentação, sendo que a cada 10% de aumento de vazão de alimentação corresponde a cerca de 2 pontos percentuais de diminuição da porcentagem de material passante na malha considerada.

É interessante observar que à medida que se aumenta a vazão de sólidos através do moinho, o produto final do circuito (passante na peneira) torna-se progressivamente mais grosso. Em ciclones a granulometria do produto (*overflow*) pode ser modulada mediante ajustes em variáveis como porcentagem de sólidos e/ou pressão de alimentação. Já em peneiras, por se tratarem de gabaritos fixos, não há possibilidade de ajustes para se obter a granulometria de produto estabelecida. Neste caso, o produto é função da distribuição de alimentação do equipamento.

Assim, com o aumento da vazão de alimentação há uma tendência de se gerar produtos mais grossos do moinho, o que se reflete no produto final do circuito. Uma forma de se ajustar o produto seria utilizar telas com menor abertura, o que não foi aqui simulado.

8.2 SEGUNDO CENÁRIO

No segundo cenário foi simulado um circuito híbrido com os ciclones existentes em combinação com peneiras de alta frequência. Nesta alternativa o peneiramento foi efetuado na carga circulante do circuito existente, como tentativa de diminuir a vazão de alimentação das peneiras em relação à primeira alternativa simulada.

Os resultados das simulações estão apresentados no fluxograma da Figura 8.3. A mesma figura inclui um sumário de balanço de massas para o assim denominado Caso Base desta configuração, qual seja vazão de alimentação nova de 95 t/h de sólidos.

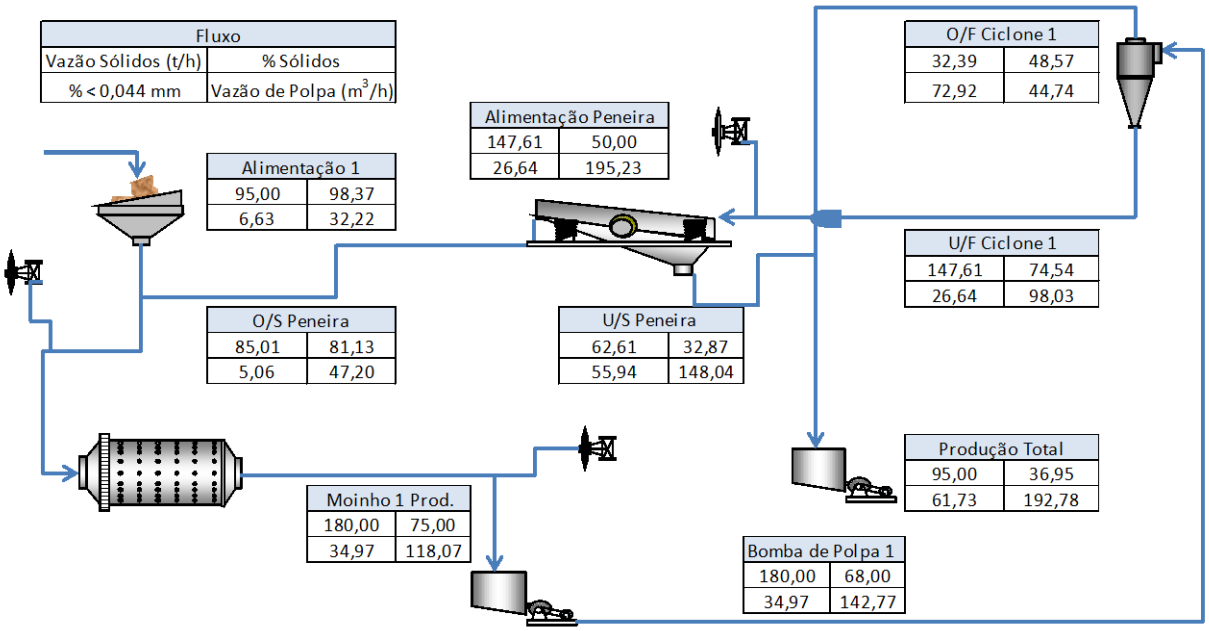


Figura 8.3 – Fluxograma e sumário de balanço de massas de simulação – Segunda alternativa de circuito

Na sequencia, a Tabela 8.3 apresenta os resultados do balanço de massas completo para a segunda alternativa simulada. O critério adotado foi manter a distribuição granulométrica de alimentação do circuito da Linha 1, obtido na segunda campanha de amostragem, e simular a operação em modo fechado direto com peneiras de alta frequência. O balanço contém vazões de sólidos, água, polpa, porcentagem de sólidos e densidade de polpa, assim como distribuição granulométrica de cada um dos seis fluxos que compõem o circuito industrial simulado de moagem da VMZMA.

Tabela 8.3 – Balanço de massas de simulação – Segunda alternativa de circuito.

	Alimentação nova	Moinho de bolas		Ciclones			Peneiras			Produto final do circuito
		Alimentação	Produto	Alimentação	*Underflow*	*Overflow*	Alimentação	*Oversize*	*Undersize*	
Vazão de sólidos (t/h)	95,0	180,0	180,0	180,0	147,6	32,4	147,6	85,0	62,6	95,0
Peso específico dos sólidos	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1
Vazão de água (m^3/h)	1,6	60,0	60,0	84,7	50,4	34,3	147,6	19,8	127,8	162,1
Porcentagem de sólidos	98,4	75,0	75,0	68,0	74,5	48,6	50,0	81,1	32,9	36,9
Peso específico da polpa	2,997	2,033	2,033	1,854	2,020	1,490	1,512	2,220	1,287	1,334
Vazão de polpa (m^3/h)	32,2	118,1	118,1	142,8	98,0	44,7	195,2	47,2	148,0	192,8
P_{80} (mm)	5,56	3,96	0,314	0,314	0,364	0,061	0,364	0,581	0,096	0,086
Tamanho (mm)	**Porcentagem passante acumulada**									
12,7	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
6,35	86,3	92,2	99,5	99,5	99,4	100	99,4	98,9	100	100
4,70	70,8	83,5	98,9	98,9	98,6	100	98,6	97,6	100	100
3,33	58,3	76,2	98,2	98,2	97,8	100	97,8	96,2	100	100
2,36	46,6	69,3	97,5	97,5	96,9	100	96,9	94,6	100	100
1,65	36,4	63,0	96,5	96,5	95,8	100	95,8	92,6	100	100
1,17	30,4	58,6	95,4	95,4	94,4	100	94,4	90,3	100	100
0,833	22,6	52,7	93,5	93,5	92,1	100	92,1	86,2	100	100
0,589	18,7	47,8	90,7	90,7	88,7	100	88,7	80,4	100	100
0,355	14,3	38,0	83,2	83,2	79,5	100	79,5	64,4	100	100
0,212	11,2	22,3	68,6	68,6	62,0	99,0	62,0	34,6	99,2	99,1
0,150	9,8	12,9	57,6	57,6	49,2	95,9	49,2	16,3	93,8	94,5
0,105	8,9	8,7	49,1	49,1	40,0	90,6	40,0	8,5	82,8	85,4
0,074	7,8	7,0	42,7	42,7	33,6	84,0	33,6	6,2	70,9	75,3
0,053	6,9	6,2	37,5	37,5	28,9	76,9	28,9	5,4	60,8	66,3
0,044	6,6	5,9	35,0	35,0	26,6	72,9	26,6	5,1	55,9	61,7
0,037	6,4	5,7	32,7	32,7	24,8	69,2	24,8	4,8	51,8	57,7

Os resultados da Tabela 8.3 indicam que:

- O produto da etapa de classificação nos ciclones apresentou P_{80} de 0,061 mm, bem como 73% passantes na malha 0,044 mm. Trata-se, portanto, de um produto mais fino do que o obtido a partir da segunda campanha de amostragem de 2010, na mesma Linha 1 de moagem, que assim apresentou 66% passantes na malha 0,044 mm e P_{80} de 0,074 mm. No entanto, o produto do peneiramento apresentou *undersize* com P_{80} de 0,096 mm, bem como 56% passantes na malha 0,044 mm. A combinação de ambos os fluxos resultou em produto com P_{80} de 0,086 mm, bem como 62% passantes na malha 0,044 mm;
- A carga circulante para o Caso Base da segunda alternativa foi calculada em 90%, resultante do quociente da divisão da vazão de sólidos do fluxo de *oversize* da peneira (85 t/h), pela vazão de alimentação nova do circuito (95 t/h).

A operação dos ciclones foi ajustada na simulação, de forma a compatibilizar a pressão de operação com a porcentagem de sólidos do *underflow*. A combinação simulada apontou a operação de quatro ciclones (*versus* nove da operação amostrada) e pressão de operação de 85 kPa, mais baixa portanto do que os 115 kPa registrados na condição amostrada em 2010.

A simulação do mesmo circuito da segunda alternativa para 140 t/h de alimentação indicou praticamente a mesma granulometria de produto (53,5% < 0,044 mm) ante o correspondente cenário da primeira alternativa (53,8% < 0,044 mm). Analogamente a carga circulante foi calculada em 156% (segundo cenário), ante a 182% do primeiro cenário.

A Tabela 8.4 mostra uma síntese dos principais resultados comparando o cenário base com o primeiro e segundo cenário.

Tabela 8.4 – Comparações entre o cenário base e os simulados

Referência	**Resultado para diferentes taxas de alimentação**	
	95 t/h	**140 t/h**
Caso base	P_{80} = 0,074 mm 66% < 0,044 mm Carga circulante = 407%	-
Primeiro cenário	P_{80} = 0,084 mm 62,1% < 0,044 mm Carga circulante = 103%	53,8% < 0,044 mm Carga circulante = 182%
Segundo cenário	P_{80} = 0,086 mm 62% < 0,044 mm Carga circulante = 90%	53,5% < 0,044 mm Carga circulante = 156%

Estes resultados indicam que:

- A granulometria dos produtos tanto para o case base quanto para as alternativas simuladas são praticamente os mesmos para a mesma taxa de alimentação;
- Independente da taxa de alimentação ocorre redução da carga circulante no segundo cenário;
- Existe potencial de aumento da taxa de alimentação de moagem.

9 SUMÁRIO, CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

A campanha de amostragens no circuito de moagem da VMZMA resultou em uma base de dados sólida e consistente para as etapas subsequentes do trabalho. Os critérios, procedimentos e técnicas adotadas foram, portanto, considerados adequados.

A etapa de modelagem do circuito teve como referência os dados dos balanços de massas e os modelos ajustados representam com boa fidelidade as condições do circuito de moagem da VMZMA.

A campanha de ensaios com peneiras de alta de frequência abrangem uma ampla faixa de condições de operações, das quais uma foi selecionada e devidamente modelada.

As simulações de operação do circuito foram conduzidas com base em dois cenários. No primeiro, os ciclones existentes foram totalmente substituídos, enquanto que no segundo foi simulada uma combinação entre peneiras e ciclones.

Nas condições avaliadas, o circuito com peneiras de alta frequência gerou produtos mais grossos do que a especificação estipulada, porém com carga circulante reduzida.

Simulações adicionais indicam que o circuito configurado com peneiras apresenta potencial elevado de aumento de capacidade. Sob tais condições seria possível inclusive a desativação de um dos moinhos mantendo-se inalterada a produção atual.

Embora a granulometria do produto do circuito com peneiras seja mais grossa, deve ser notado que o mecanismo de separação é diferente entre ciclones e peneiras. Uma vez que os minerais sulfetados apresentam densidade superior aos de ganga, ciclones tendem a gerar produtos com sobremoagem dos sulfetos. Como o efeito de densidade não tem influência importante no desempenho de peneiramento, a sobremoagem dos sulfetos seria, assim, potencialmente evitada. Neste contexto, distribuições mais grossas resultantes de circuitos de moagem com peneiramento poderiam apresentar desempenho metalúrgico equivalente em processo de concentração às distribuições mais finas geradas em circuitos de moagem com classificação em ciclones.

Recomenda-se, portanto, a execução de ensaios de flotação em bancada de produtos de peneiramento, de forma a avaliar os desempenhos metalúrgicos, bem como compará-los aos correspondentes obtidos a partir de amostras de produto de ciclones. A justificativa para tal recomendação é o grande potencial de elevação de capacidade do

circuito de moagem da VMZMA apontado pelas simulações mediante o emprego de peneiras vibratórias de alta frequência.

As análises conduzidas mostraram também, através de abordagens de modelagem matemática e energética, o melhor desempenho do moinho que opera atualmente com velocidade relativamente mais baixa. Tal resultado justifica modificações no equipamento que opera sob velocidade mais alta.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS. **NBR 11376:** moinho de bolas, determinação do índice de trabalho. Rio de Janeiro, 1990.

ALLEN, T. **Particles Size Measurement**. New York: Chapman and Hall, 1981. 678 p.

ARAÚJO, I. **Análise de Desempenho do Ciclone Stairmand**. Rio de Janeiro: COOPE/UFRJ, 1988. 75 p.

AUSTIN, L.G.; KLIMPEL, R.R.; LUCKIE, P.T. **Process Engineering of Size Reduction**: Ball Milling. [*S.l.*]: SME, AIME, 1984.

BARONE, R.H.D.T. **Perfil Analítico do Zinco**. Rio de Janeiro: DNPM, 1973. 37 p. (Boletim 26)

BARRATT, D.J.; SOCHOCKY, M.A. Factors which influence selection of comminution circuits. In: **Design and Installation of Comminution Circuits**. New York: American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, 1982. p. 1-26.

BARRAT, D.; SHERMAN, M. Factors which influence the selection of comminuition circuit. In: MULAR, A. L.; HALBE, D. N.; BARRAT, D. J. (Ed.). **Mineral Processing Plant Design, Practice and Control**. [*S.l.*]: SME, 2002. vol.1. p.539-565.

BERALDO, J.L. **Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares**. 1.ed. São Paulo: Edgar Blücher, 1987. p.1-47.

BERGSTROM, B.H. Crushability and grindability. In: WEISS, N.L. (Ed.). **SME Mineral Processing Handbook**. [*S.l.*], 1985. . p. 30-65 to 30-68.

BLANC, C. *apud* BERALDO, J.L. **Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares**. 1.ed. São Paulo: Edgar Blucher, 1987. p.1-47.

BOGDANOV, O.S. *et al*. **Influence of Some Factors on Fine Particle Flotation**. [*S.l.*],1980.

BOND, F.C. **Crushing and Grinding Calculations**. Parts I and II. Allis Chalmers Bulletin n° 07R9235B. Reprinted from British Chemical Engineering, 1961. 13 p.

BOND, F.C. **The Third Theory of Comminution**. Mining Engineering. Transactions AIME 193, May, 1952. p. 484-494.

BRADLEY, D. **The Hydrocyclone**. Londres: Pergamon Press, 1965. 330 p.

B R O O K H U N T (**Mining & Metal Industry Consultants**) – The Long Term Outulook for Zinc – Zinc Metal Service (www.base-metals.crugroup.com/)

BUSTAMANTES, H. *et al.* **Surface Chemistry and Flotation of Zinc Oxide Minerals** 2: Flotation with Chelating Reagents. Trans. Am. Institute Mining and Metallurgy, (Sec. C Mineral Process Extractive Metallurgy), 1983 [2] p. C208–C215.

CARRISO, R. C. C.; CORREIA, J. C. G. Classificação e Peneiramento. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. S.; ALMEIDA, S. L. M. (Ed.). **Tratamento de Minérios**. 4ª ed. Rio de Janeiro: CETEM, 2004. p. 197-237.

CHARLES, R. J. Energy-size reduction relationships in comminution. **Transactions of SME/AIME**. New York, v. 208, p. 80–88, jan. 1957.

CHAVES, A. P. Classificação. In: CHAVES, A. P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**. 3ª ed. São Paulo: Signus, 2001. v. 1, cap. 3, p. 151-232.

CHAVES, A. P. Moagem. In: CHAVES, A. P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**. 3ª ed. São Paulo: Signus, 2006. v. 3, cap. 1. p. 571-652.

CHAVES, A. P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**. São Paulo: Signus, 1996. Vol.1.

CHIEREGATI A.C. **Novo Método de Caracterização Tecnológica para Cominuição de Minérios**. Tese (Mestrado) – Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo. São Paulo. 2001.

DELBONI JR. H. **Modelagem e Simulação de Circuitos de Cominuição e Classificação**. Apostila do curso PMI-5004 – Modelagem e simulação de circuitos de cominuição e classificação. São Paulo: Universidade de São Paulo, 2003.

DELBONI JR. H. **Modelagem de Operação de Moinhos de Bolas.** Apostila. Universidade de São Paulo. São Paulo, 2006.

DELBONI JR. H. **Tratamento de Minérios: Cominuição e Classificação**. São Paulo: Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, 2007. 21 transparências (Anotações de Aula, PMI 2854).

DELBONI JR. H. **Ajuste de Modelos Empíricos de Operação de Ciclones**. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São Paulo, 1989. 182 p.

Derrick - Test Report - **Wet Screening Lead/Zinc Ore**, emitido em 11/06/2010, pela Derrick Corporation.

FIGUEIRA, H. V. O.; ALMEIDA, S. L. M.; LUZ, A. B. Cominuição. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; ALMEIDA, S. L. M. (Ed.). **Tratamento de Minérios**. 4a ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004. p.113-182.

FOGGIATTO, B. **Previsão de Desempenho do Circuito de Moagem de Carajás**. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São Paulo, 2009. 230 p.

FRANCALANZA, H. **Coleta e Reciclagem de Baterias de Chumbo:** problemas ambientais e perspectives. Seminário de reciclagem de Metais Não Ferrosos 2000.

GALERY, R.; VALADÃO, G. E. S.; MONTENEGRO, L. C. M. Separação por tamanho. In: VALADÃO, G. E.; ARAÚJO, A. C. **Introdução ao Tratamento de Minérios**. 1ª ed. Belo Horizonte: UFMG, 2007. Cap. 4, p. 61-84.

GALERY, R. **Moagem: Modelagem de Parâmetros de Quebra através da Análise da Energia de Fragmentação**. Tese (Doutorado) – CPGEM, Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, 2002.

GIROLAMO, D. de. **Considerações sobre a Utilização de Modelos Matemáticos para a Operação de Moagem**. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 1997. 81 p.

HERBST, J. A.; LO, Y. C.; FLINTOFF, B. Size liberation. In: FUERSTENAU, M. C.; HAN, K. N. (Ed.). **Principles of Mineral Processing**. SME, 2003. p. 61-118.

HOLMES, J.A. A Contribution to the study of comminution: a modified form of Kick's Law. **Transactions of the Institute of Chemical Engineering**. London, 1957. v. 35, p. 126–156.

HUKKI, R. T. **Proposal for a Solomonic Settlement between the Theories of Von Rittinger, Rick and Bond.** Transactions of the SME/AIME 220, 403–408. 1961.

ICZ – **Instituto de Metais Não Ferrosos** (www.icz.org.br)

JKMRC – Julius Kruttschnitt Mineral Research Center. **Mineral Comminution Circuits**: their operation and optimisation. Australia, 1995. 413 p.

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

KELSALL, D. F. 1953. A further study of the hydraulic cyclone. **Chemical Engineering Science**. P. 254-272.

LEJA, J. **Surface Chemistry of Froth Flotation**. New York: Plenum Press, 1982. 758 p.

LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.A.; ALMEIDA, S. L. M. **Tratamento de Minérios**. 4º ed. Rio de Janeiro: CETEM-MTC, 2004.

LYNCH, A. J. **Mineral Crushing and Grinding Circuits**: their simulation, optimisation, design and control. New York: Elsevier. 1977. 342 p.

LYNCH, A. J.; RAO, T. C. **Modeling and Scale-up of Hydrocyclone Classifiers**. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 11., Cagliari, 1975. Proceedings… Cagliari: Istituto di Arte Mineraria, 1975. p. 245-269.

MARCHETTO, R. I. **A Reciclagem de Chumbo no Brasil**. Seminário de reciclagem de Metais Não Ferrosos, 2000.

MAZZINGHY, B. D. **Modelagem e Simulação de Circuito de Moagem Através da Determinação dos Parâmetros de Quebra e da Energia Específica de Fragmentação.** Dissertação (mestrado) - Universidade Federal de Minas Gerais, 2009.

NAGESWARARAO. K. **A Generalized Model for Hydrocyclone Classifiers**. AusIMM Proceedings… Parkville, v. 2, n. 300, p. 21, Dec. 1995.

NAPIER-MUNN, T. J. **Mineral Comminution Circuits**: their operation and optimisation. Indooroopilly: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, 1996. 413 p.

NAPIER-MUNN, T. J. *et al*. **Mineral Cominution Circuits**: their operation and optimization. Julius Kruttchintt Mineral Research Centre / University of Queensland, 1999 (JKMRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing).

NASCHENVENG, A. C. **Modelagem e Simulação do Circuito de Moagem da Ultrafértil**. Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São Paulo, 2003. 101p.

PLITT, L. R. **A Mathematical Model for the Hydrocyclone Classifier**. CIM Bulletin, p. 114, Dec., 1976.

PRASHER, C. L. **Crushing and Grinding Process Handbook**. 1st ed. New York: Wiley, 1987. 474p.

PRYOR, E. J. **Mineral Processing**. 3rd ed. Amsterdam: Elsevier, 1965. 844 p.

RIETEMA, K. **Performance and Design of Hydrocyclones**: Parts I to IV. Chem. Eng. Science, v.15, p.298-325, 1961.

ROWLAND, C.A.; KJOS, D.M. Rod and ball mills. In: **Mineral Processing Plant Design**. Cap. 12, New York: SME, 1969. p. 239-78.

ROWLAND, C. A. **Determination and Use of Operating Work-Indices in Controlled Grinding Circuits**: a proposed concept, Mill Operator's Conference and Exhibit do Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1978.

ROWLAND JR., C. A. **Using the Bond Work Index to Measure Operating Comminution Efficiency**. Minerals & Metallurgical Processing, Littletown, v. 15, n. 4, p. 32-36, Nov. 1998.

SATO, C. H. **Estudo da Dessulfurização da Pasta de Baterias Automotivas visando a Recuperação de Chumbo**, CETEM, série anais IX, 2001.

SOMASUNDARAN, P. **Fine Particles Processing**, (2 vol.).New York: AIME, 1980. 1865 p. p. 707–719.

TAGGART, A. F. **Elements of Ore Dressing**. 2nd ed. v. 1. New York: Wiley, 1951. cap. 22, p. 388-433.

Votorantim. **Descrição Votorantim Metais**. Disponível em:
< http://www.portalvotorantim.com.br.

WHITEN, W.J. Ball mill simulation using small calculators. Proceedings. **Australasian Institute of Mining and Metallurgy**, n.258, p. 47-51, June 1976.

Zinc Market Outlook. **Análises de Zinco e Chumbo** (Outubro de 2006) – CRU Analysis (relatórios internos)

ANEXO 1 – DADOS REFERENTES AOS EQUIPAMENTOS INDUSTRIAIS DA MOAGEM DA VMZMA

Dados da Linha 1

Moinho de bolas MG1. 010:

- Potência instalada: 2.000 cv (1.490 kW)
- Dimensões nominais: 4,1 m de diâmetro por 6,0 m de comprimento
- Descarga: *overflow*
- Velocidade do moinho: 14,9 rpm, equivalente a 74% do valor crítico
- Grau de enchimento: 39% do volume da câmara de moagem
- Número de equipamentos instalados: 1
- Número de equipamentos em operação: 1

Ciclones:

- Fabricante: Krebbs
- Diâmetro nominal: 10 pol
- Diâmetro do orifício do *vortex*: 2 ½ pol
- Diâmetro do orifício do *apex*: 1 ¾ pol (1 ½ adaptado)
- Área de entrada: 7,1 pol^2
- Número de equipamentos instalados: 12
- Número de equipamentos em operação: 9

Dados da Linha 2

Moinho de bolas MG1.035:

- Potência instalada: 1.218 cv (908 kW)
- Dimensões nominais: 3,6 m de diâmetro por 5,4 m de comprimento
- Descarga: *overflow*
- Velocidade do moinho: 14,9 rpm, equivalente a 67% do valor crítico
- Grau de enchimento: 36% do volume da câmara de moagem

- Número de equipamentos instalados: 1
- Número de equipamentos em operação: 1

Ciclones:

- Fabricante: Krebbs (G-max)
- Diâmetro nominal: 10 pol
- Diâmetro do orifício do *vortex*: 2 ½ pol
- Diâmetro do orifício do *apex*: 1 ¾ pol
- Área de entrada: 12,6 pol^2
- Comprimento da parte cilíndrica: 46,0 cm
- Número de equipamentos instalados: 8
- Número de equipamentos em operação: 5

ANEXO 2 – RESULTADOS EXPERIMENTAIS PENEIRAMENTO DE ALTA FREQUÊNCIA – ENSAIO 23

Amostra: Produto do moinho - Linha 1

	Alimentação	***Oversize***	***Undersize***
Vazão de sólidos (t/h)	74,0	48,7	25,3
Porcentagem de sólidos	50,2	84,2	28,3
Malha (mm)	**Porcentagem passante acumulada**		
0,600	71,5	61,2	100
0,300	58,3	38,1	100
0,250	54,0	30,6	99,8
0,212	49,6	23,6	99,3
0,180	45,5	18,0	97,5
0,150	40,8	11,7	94,3
0,125	36,1	8,1	88,0
0,106	32,2	6,0	81,7
0,075	26,2	4,3	68,8
0,063	24,0	3,9	62,7
0,053	22,3	3,7	58,1
0,045	20,8	3,5	55,5
0,038	20,1	3,5	53,0

ANEXO 3 – RESULTADOS DOS ENSAIOS NA CÉLULA DE IMPACTO

Amostra: Produto da britagem secundária

Lote	Tamanho (mm)	ECS (kWh/t)	t_{10} (%)
1	63,0 x 53,0	0,399	27,0
2	63,0 x 53,0	0,247	14,2
3	63,0 x 53,0	0,241	5,5
4	45,0 x 37,5	1,007	44,6
5	45,0 x 37,5	0,243	12,7
6	45,0 x 37,5	0,242	3,7
7	31,5 x 26,5	2,516	60,6
8	31,5 x 26,5	1,005	32,4
9	31,5 x 26,5	0,248	6,3
10	22,4 x 19,0	2,510	48,7
11	22,4 x 19,0	1,001	24,9
12	22,4 x 19,0	0,246	8,9
13	16,0 x 13,2	2,512	46,3
14	16,0 x 13,2	1,005	24,0
15	16,0 x 13,2	0,245	4,9

ANEXO 4 – RESULTADOS DOS ENSAIOS DE MOABILIDADE DE BOND

Amostra: Alimentação nova da moagem

Malha do teste:	104	Micrômetros
Massa original: [MO]	1559	g
Fração da alimentação passante na malha do teste (P):	9,53	%
Produto ideal (Z):	446	g
Densidade aparente:	139	lb/ft^3

CÁLCULO DO VALOR DO WI

Abertura da malha do teste (P1):	104	micrômetros
P_{80} da alimentação do teste (F):	2850	micrômetros
P_{80} da fração passante na malha teste no último período (P):	85	micrômetros
Média dos últimos três valores de gramas por revolução (Gbp):	1,341	g / revolução

WI = 13,4 kWh/t

Malha (mm)	% Passante acumulada	
	Alimentação do teste	**Malha teste do último período**
3,33	100,00	-
2,38	68,92	-
1,68	58,43	-
1,19	44,76	-
0,84	34,36	-
0,59	27,98	-
0,42	21,08	-
0,297	16,41	-
0,210	13,29	-
0,149	11,35	-
0,104	9,53	100,00
0,074	7,64	67,71
0,053	5,24	44,25
0,044	3,03	35,88
***d80* (mm)**	**2,85**	**0,09**

ANEXO 5 – VARIÁVEIS DE PROCESSO – SEGUNDA CAMPANHA DE AMOSTRAGEM

Variáveis	2ª Campanha					
	Linha 1			Linha 2		
Tempo de amostragem (min)	0	45	90	0	45	90
Potência no motor do moinho (kW)	1893	1913	1919	837	810	823
Corrente do motor do moinho (A)	264	264	266	114	115	115
Vazão de alimentação nova (t/h)	95	95	95	50	50	50
Pressão na alimentação dos ciclones (kgf/cm^2)	1,14	1,14	1,14	1,16	1,16	1,16
Vazão de água no moinho (m^3/h)	40	40	40	17	17	17
Vazão de água na caixa de bomba (m^3/h)	65	65	65	52	52	52

ANEXO 6 – VALORES EXPERIMENTAIS DE GRANULOMETRIAS E PORCENTAGENS DE SÓLIDOS OBTIDOS NA SEGUNDA CAMPANHA DE AMOSTRAGEM

Porcentagem Passante Acumulada							
		Linha 1			Linha 2		
Malha (mm)	**Alim. Nova**	**Descarga do Moinho**	***Underflow***	***Overflow***	**Descarga do Moinho**	***Underflow***	***Overflow***
12,7	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
6,35	86,25	100,00	99,47	0,00	99,32	99,94	0,00
4,7	70,73	99,59	98,90	0,00	98,90	99,70	0,00
3,33	58,38	99,31	98,06	0,00	98,42	99,26	0,00
2,36	46,60	99,09	97,24	0,00	97,68	98,36	0,00
1,65	36,35	98,51	95,66	0,00	96,64	96,80	0,00
1,17	30,46	97,82	94,68	0,00	95,73	95,58	0,00
0,833	22,54	94,40	90,96	0,00	92,67	91,80	0,00
0,355	14,28	83,77	79,21	99,77	82,05	78,79	99,90
0,212	11,25	69,40	63,49	98,53	67,15	60,58	98,69
0,15	9,77	56,02	49,02	94,70	52,91	43,99	94,83
0,105	8,90	44,90	37,28	90,91	42,91	32,75	89,27
0,053	6,98	26,93	19,17	75,22	24,07	14,59	67,09
0,044	6,56	23,90	16,43	69,89	21,56	12,59	62,12
0,037	6,39	22,76	15,51	67,12	20,50	11,83	59,81
<0,037	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0,00	0,00

	Fluxo	**Porcentagem de sólidos (%)**
Linha 1	Alimentação Nova	98,4
	Descarga do Moinho	72,1
	Underflow	78,4
	Overflow	36,2
Linha 2	Alimentação Nova	98,6
	Descarga do Moinho	73,5
	Underflow	73,1
	Overflow	38,2