MAURÍCIO GUIMARÃES BERGERMAN

MODELAGEM E SIMULAÇÃO DO CIRCUITO DE MOAGEM DO
SOSSEGO

São Paulo
2009

MAURÍCIO GUIMARÃES BERGERMAN

MODELAGEM E SIMULAÇÃO DO CIRCUITO DE MOAGEM DO
SOSSEGO

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. Dr. Homero Delboni

São Paulo
2009

MAURÍCIO GUIMARÃES BERGERMAN

MODELAGEM E SIMULAÇÃO DO CIRCUITO DE MOAGEM DO
SOSSEGO

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

Área de concentração:
Engenharia Mineral

Orientador: Prof. Dr. Homero Delboni

São Paulo
2009

Este exemplar foi revisado e alterado em relação à versão original, sob responsabilidade única do autor e com a anuência de seu orientador.

São Paulo, 17 de agosto de 2009.

Assinatura do autor _____

Assinatura do orientador _____

FICHA CATALOGRÁFICA

Bergerman, Maurício Guimarães
Modelagem e simulação do circuito de moagem do Sossego /
M.G. Bergerman. -- ed.rev. -- São Paulo, 2009.
207 p.

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

1. Cominuição (Otimização) 2. Simulação 3. Cobre – Canaã
dos Carajás (PA) I. Universidade de São Paulo. Escola Politéc-
nica. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo II. t.

DEDICATÓRIA

Dedico este trabalho a minha esposa e família.

AGRADECIMENTOS

Aos meus pais e irmãos, pelo apoio e estímulo constante ao estudo.

À Raissa, pelo companheirismo, amor e paciência durante a elaboração deste trabalho.

Ao meu orientador, Prof. Dr. Homero Delboni, pelo incentivo e apoio constante.

Ao Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves pelos conselhos e conversas desde o início do curso de engenharia e ao longo deste estudo.

À Prof^a. Dr^a. Carolina Chieregati pelos comentários e sugestões.

À Maria Cristina Martinez Bonesio, pelos esclarecimentos quanto às normas de revisão e empréstimos de livros.

À Maristela, da secretaria do Departamento de Engenharia de Minas.

Aos amigos da Vale, principalmente o Eng. Marco Nankran, Eng. Halen Carvalho e Geol. Marcio Godoy, pelo apoio na realização deste estudo. Aos engs. Eugênio Oliveira, Kênio Figueiredo, Roberto Teixeira e Wendel Rodrigues, que apoiaram as primeiras iniciativas de se estudar a variabilidade e a otimização do Sossego.

A toda a equipe de Processo da usina do Sossego, Anderson Miranda, Ronaldo Fonseca, Lidiane Rabelo, Francisco Olegário, Deivison Silva, Marlon Souza, José Batista, Washington Cardoso, Jorge Oliveira, Edmilson Santos e Marília Lima, que realizam seu trabalho com toda a qualidade e o detalhismo que a área necessita, tornando, sem dúvida, um grande prazer à rotina de trabalho nesta usina.

Por fim, a todos que colaboraram, direta ou indiretamente, na execução deste estudo.

Talvez o resultado mais valioso de toda a educação seja a sua
capacidade de nos levar a fazer o que devemos fazer,
quando devemos fazê-lo, quer gostemos ou não.
(Thomas Henry Huxley)

RESUMO

A prática de simulação computacional é tradicionalmente utilizada para a otimização de circuitos industriais de cominuição. Neste tipo de trabalho, a metodologia geralmente inclui as etapas de amostragem, modelamento e a simulação de diversas alternativas para a otimização do circuito. Esta prática se destaca por não envolver a necessidade de plantas piloto ou testes industriais. Com isso, configura-se como uma opção de baixo custo e ágil, permitindo a análise detalhada de diversas opções de fluxograma e condições operacionais, exigindo, para tanto, mão de obra qualificada nesta metodologia e um computador com o *software* adequado. Este trabalho demonstra a aplicação da prática de simulação computacional no circuito de moagem do Sossego, da Vale, localizada na região sudeste do Estado do Pará. Tendo em vista o caráter pioneiro do circuito de moagem existente no Sossego, que inclui o primeiro moinho semi-autógeno de grande porte do Brasil, foi realizada também uma extensa revisão bibliográfica sobre a operação e a otimização desse tipo de circuito, visando contribuir para a consolidação deste conhecimento no país.

Palavras-chave: Moagem semi-autógena. Simulação. Cobre. Otimização.

ABSTRACT

The practice of computer simulation is traditionally used for the optimization of industrial grinding circuits. The methodology usually includes surveying campaigns at the selected circuit, followed by data analysis, mass balancing and modeling. The latter consists in fitting mathematical models of each process equipment. Once the simulator is calibrated, a number of simulations may be carried out in order to explore different operating scenarios, related to optimization on the basis of selected performance indices. The simulation is thus an alternative for extensive and expensive pilot plant campaigns, as well as industrial tests. Accordingly, simulation is a low cost and low time demanding alternative, allowing the detailed assessment of several flowsheet options and/or operation conditions, even though it demands a qualified person and a professional software.

This work presents an application of computer simulation program carried out at the Vale's Sossego industrial grinding plant, located at the south-east part of Para state. As the Sossego circuit includes the first large diameter semiautogenous mill installed in Brazil, the literature review was largely focused on operating and optimization aspects of such a process, thus seeking to consolidate this kind of knowledge in Brazil.

Key-words: Semiautogenous grinding. Simulation. Copper. Optimization

SUMÁRIO

1. OBJETIVO	22
2. INTRODUÇÃO	23
3. REVISÃO DA LITERATURA	28
3.1. AMOSTRAGEM	28
3.1.1. Tamanho da amostra	31
3.1.2. Planejamento da amostragem.....	33
3.1.3. Equipamentos e recursos necessários.....	35
3.1.3.1. Alimentação do moinho semi-autógeno.....	36
3.1.3.2. Carga do moinho	37
3.1.3.3. Alimentação e produto dos rebritadores de pebbles.....	37
3.1.3.4. Descarga do moinho.....	38
3.1.3.5. Alimentação, overflow e underflow da ciclonagem	38
3.1.4. Análise da amostra.....	39
3.2. BALANÇO DE MASSAS	40
3.2.1. Análise inicial dos dados	41
3.2.2. Ajuste dos dados.....	43
3.3. CARACTERIZAÇÃO DO MINÉRIO QUANTO À FRAGMENTAÇÃO	47
3.3.1. O ensaio de Bond.....	47
3.3.2. <i>Drop Weight Test</i>	50
3.3.3. Ensaio de abrasão	53
3.3.4. Relação entre o WI de Bond, DWT e t_a	54
3.4. MODELOS MATEMÁTICOS DE SIMULAÇÃO DE PROCESSOS MINERAIS	55

3.4.1. Modelos matemáticos de britagem.....	59
3.4.1.1. <i>Função Seleção</i>	63
3.4.1.2. <i>Fragmentação</i>	65
3.4.2. Modelos matemáticos de moinho de bolas	66
3.4.3. Modelos matemáticos de peneiras e ciclones.....	72
3.4.3.1. <i>Curvas de partição</i>	73
3.4.3.2. <i>Modelo de ciclones</i>	76
3.4.3.3. <i>Modelo de peneiras</i>	79
3.4.4. Modelo matemático de moagem semi-autógena.....	80
3.5. OPERAÇÃO E OTIMIZAÇÃO DE CIRCUITOS DE MOAGEM SEMI-AUTÓGENOS.....	83
3.5.1. Circuito em estágio único	85
3.5.2. Circuito moinho autógeno – moinho de <i>pebbles</i> (FAP)	86
3.5.3. Circuito moinho autógeno – moinho de bolas (FAB).....	87
3.5.4. Circuito moinho semi-autógeno – moinho de bolas (SAB)	88
3.5.5. Circuito moinho semi-autógeno – britador de reciclo – moinho de bolas (SABC)	89
3.5.6. Operação	90
3.5.7. Otimização	96
3.5.7.1. <i>Revestimentos e grelhas</i>	96
3.5.7.2. <i>Distribuição granulométrica de alimentação e resistência do minério</i>	103
3.5.7.3. <i>Variação da velocidade de rotação do moinho semi-autógeno</i>	106
3.5.7.4. <i>Aumento do tamanho de bolas</i>	107
3.5.7.5. <i>Sistemas avançados de controle</i>	108
3.5.7.6. <i>Rebritagem de pebbles</i>	108
3.5.7.7. <i>Modificações da grelha</i>	109

3.5.7.8. Abertura da tela da peneira de descarga do moinho semi-autógeno	111
3.5.7.9. Porcentagem de sólidos da alimentação do moinho semi-autógeno	112
3.5.7.10. Viscosidade da polpa.....	112
3.5.7.11. Abertura do circuito.....	114
3.5.7.12. Aumento do grau de enchimento de bolas	115
3.5.7.13. Britagem secundária.....	116
3.5.7.14. Dois estágios de classificação	117
4. MINA DO SOSSEGO	119
4.1. GEOLOGIA.....	120
4.2. LAVRA	125
4.3. CIRCUITO DE BENEFICIAMENTO	125
5. MATERIAIS E MÉTODOS	130
5.1. AMOSTRAGEM NA USINA	130
5.2. CAMPANHA DE ENSAIOS DE CARACTERIZAÇÃO	139
6. RESULTADOS E DISCUSSÃO	142
6.1. AMOSTRAGEM.....	142
6.2. BALANÇO DE MASSAS.....	150
6.3. AJUSTES DOS MODELOS	151
6.4. ANÁLISES DE PROCESSO	157
6.5. ESTABELECIMENTO DO CASO BASE	164
6.6. SIMULAÇÕES – VARIÁVEIS ISOLADAS DE OPERAÇÃO E PROJETO	168
6.6.1. Mudança da distribuição granulométrica de alimentação do moinho semi-autógeno	168
6.6.2. Abertura do circuito de moagem	170
6.6.3. Adição de um circuito de britagem secundária.....	172

6.6.4. Variação do grau de enchimento de bolas do moinho semi-autógeno...	173
6.6.5. Variação da velocidade do moinho semi-autógeno.....	175
6.6.6. Abertura da malha da peneira de descarga do moinho semi-autógeno .	177
6.6.7. Dois estágios de classificação.....	178
6.6.8. Sumário dos resultados das simulações	179
6.7. ESTUDO DE VARIABILIDADE	181
6.8. SIMULAÇÕES – CARACTERÍSTICAS DO MINÉRIO	184
7. CONCLUSÕES	188
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	190

LISTA DE FIGURAS

Figura 2.1 - Consumo de bens minerais nos EUA de 1900 a 2000.....	23
Figura 2.2 – Concentração de dióxido de carbono na atmosfera nos últimos 10.000 anos (painel maior) e desde 1.750 (painel menor).....	24
Figura 3.1 – Amostrador para fluxos de polpa.....	39
Figura 3.2 - Balanço de massa em um ciclone.....	41
Figura 3.3 - Representação da relação energia/fragmentação obtida a partir de ensaios sobre amostras de minérios.....	52
Figura 3.4 – Correlações entre os parâmetros IQ, t_a e o <i>work index</i>	55
Figura 3.5 – Balanço de massa para uma única fração granulométrica dentro do moinho.....	57
Figura 3.6 - Representação esquemática do modelo de operação de britadores.....	61
Figura 3.7 - Função classificação ou seleção.....	63
Figura 3.8 - Fluxos mássicos correspondentes às partículas encaminhadas a uma determinada fração granulométrica e dela descarregadas.....	68
Figura 3.9 - Distribuição típica do parâmetro r/d	69
Figura 3.10 - Curvas de partição – medido (X) e corrigida (Δ).....	74
Figura 3.11 - Curvas padrão de partição.....	74
Figura 3.12 - Moinho semi-autógeno de aspecto alto.....	81
Figura 3.13 - Função taxa de quebra calculada para moinhos autógenos e semi-autógenos.....	82
Figura 3.14 – Capacidade instalada (kW) de moagem autógena e semi-autógena vendida por ano.....	84
Figura 3.15 - Circuito autógeno/semi-autógeno em estágio único.....	85
Figura 3.16 - Moagem autógena seguida de moagem com seixos, circuito (FAP)....	86
Figura 3.17 - Moagem autógena seguida de moagem com bolas, circuito (FAB)....	87
Figura 3.18 – Circuito SAB – moinho semi-autógeno seguido de moinho de bolas..	88
Figura 3.19 – Circuito SABC – moinho semi-autógeno, britador de reciclo e moinho de bolas.....	90
Figura 3.20 – Representação esquemática de um moinho semi-autógeno.....	91
Figura 3.21 – Movimento da carga no interior do moinho semi-autógeno.....	94

Figura 3.22 - Componentes de um moinho semi-autógeno.....	100
Figura 3.23 – Suavização dos ângulos das placas de revestimentos moinhos semi-autógenos. Linha azul com menor ângulo, passando pela linha rosa com ângulo intermediário e linha vermelha com ângulo mais suave.....	102
Figura 3.24 - Revestimento com 4 anéis de placas.....	102
Figura 3.25 - Revestimento com 3 anéis de placas.....	102
Figura 3.26 – Grelha sem <i>pebble port</i>	111
Figura 3.27 – Grelha com <i>pebble port</i>	111
Figura 3.28 – Grelha com <i>pebble port</i> na porção mais externa.....	111
Figura 3.29 – Grelha com <i>pebble port</i> na parte mais interna.....	111
Figura 3.30 – Variação da taxa de quebra com o aumento da viscosidade.....	113
Figura 3.31 – Variação do consumo específico de energia com a variação da viscosidade de polpa.....	113
Figura 3.32 – Circuito SABC-A.....	115
Figura 3.33 – Circuito SABC com britagem secundária em circuito fechado.....	117
Figura 4.1. Localização do Sossego.....	119
Figura 4.2 - Fluxograma de processo da usina do Sossego.....	126
Figura 5.1 – Pontos de amostragem na usina.....	133
Figura 5.2 – Diferentes metodologias utilizadas na coleta de amostras para variabilidade.....	140
Figura 6.1 – Vazão do moinho semi-autógeno e peso da célula de carga.....	142
Figura 6.2 - Potência do moinho de bolas 2.....	143
Figura 6.3 – Potência do moinho de bolas 3.....	143
Figura 6.4 – Pressão da bateria de ciclones 2.....	144
Figura 6.5 – Vazão de polpa da bomba 2.....	144
Figura 6.6 – Retido em 0,210 mm do <i>overflow</i> da bateria de ciclones 2.....	145
Figura 6.7 – Distribuição granulométrica da alimentação do moinho semi-autógeno.....	153
Figura 6.8 – Distribuição granulométrica do <i>oversize</i> da peneira do moinho semi-autógeno.....	153
Figura 6.9 – Distribuição granulométrica do <i>undersize</i> da peneira do moinho semi-autógeno.....	154
Figura 6.10 – Distribuição granulométrica do produto do rebritador.....	154

Figura 6.11 – Distribuição granulométrica da alimentação dos ciclones.....	155
Figura 6.12 – Distribuição granulométrica do <i>overflow</i> dos ciclones.....	155
Figura 6.13 – Distribuição granulométrica do <i>underflow</i> dos ciclones.....	156
Figura 6.14 – Distribuição granulométrica da descarga dos moinhos de bolas.....	156
Figura 6.15 – Taxa de quebra do moinho semi-autógeno.....	160
Figura 6.16 – Partição da peneira de descarga do moinho semi-autógeno.....	161
Figura 6.17 – Função classificação do britador de <i>pebbles</i>	162
Figura 6.18 – Taxa de quebra do moinho de bolas.....	162
Figura 6.19 – Curva de partição do ciclone.....	164
Figura 6.20 – Caso Base para as simulações do circuito de moagem.....	165
Figura 6.21 – Distribuição granulométrica da alimentação e do produto do moinho semi-autógeno Caso Base.....	166
Figura 6.22 – Distribuição granulométrica do <i>oversize</i> e do <i>undersize</i> da peneira de descarga do moinho semi-autógena – Caso Base.....	166
Figura 6.23 – Distribuição granulométrica da alimentação e do produto do rebritador – Caso Base.....	167
Figura 6.24 – Distribuição granulométrica da ciclonagem e da moagem de bolas – Caso Base.....	167
Figura 6.25 – Distribuições granulométricas simuladas da alimentação do moinho semi-autógeno.....	169
Figura 6.26 – Fluxograma da abertura da etapa de moagem primária.....	171
Figura 6.27 – Distribuição granulométrica dos produtos da peneira de descarga do moinho semi-autógeno.....	171
Figura 6.28 – Fluxograma do circuito com britagem secundária.....	173
Figura 6.29 – Distribuição granulométrica da peneira de descarga do moinho semi-autógeno com aumento do grau de enchimento.....	174
Figura 6.30 – Fluxograma do circuito com o aumento do enchimento de bolas do moinho semi-autógeno.....	175
Figura 6.31 – Fluxograma do circuito com o aumento da velocidade do moinho semi-autógeno.....	176
Figura 6.32 – Fluxograma do circuito com o aumento da abertura da peneira de descarga do moinho semi-autógeno.....	177
Figura 6.33 – Fluxograma do circuito com dois estágios de classificação.....	178

Figura 6.34 – Perfil geológico com indicação dos pontos de coleta das amostras para ensaio DWT.....	182
Figura 6.35 – Distribuições dos resultados de DWT.....	183
Figura 6.36 – Valor de IQ para a porção mais resistente do depósito.....	185
Figura 6.37 – Valor de IQ para a porção mais macia do depósito.....	186

LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1 - Ordenadas normais (da distribuição normal).....	33
Tabela 3.2 - Dados a serem registrados em amostragens de circuitos com moinhos semi-autógenos.....	35
Tabela 3.3 - Balanço de massa em um ciclone.....	43
Tabela 3.4 - Exemplo de cálculo de erro ponderado.....	44
Tabela 3.5 – Erros assumidos para dados de granulometria.....	46
Tabela 3.6 - Critério de avaliação da qualidade de dados experimentais em função do parâmetro SSQ.....	46
Tabela 3.7 – Distribuição dos diâmetros das bolas da carga moedora.....	47
Tabela 3.8 – Classificação dos valores de <i>work index</i>	49
Tabela 3.9 - Classificação de resistência ao impacto de amostras conforme IQ.....	53
Tabela 3.10 - Classificação de resistência à abrasão de amostras conforme t_a	54
Tabela 3.11 - Critério de avaliação da qualidade de ajustes de modelos.....	59
Tabela 3.12 - Distribuição granulométrica normalizada do produto de ensaios de caracterização.....	65
Tabela 3.13 – Aços baixa liga do tipo Cr-Mo perlítico com boa resistência ao impacto e à abrasão.....	98
Tabela 3.14 – Composição química e dureza de revestimentos de moinhos semi-autógenos produzidos pelos principais fornecedores mundiais.....	98
Tabela 3.15 – Projetos de otimização que focaram granulometria e resistência do minério.....	104
Tabela 3.16 - Adequações nas áreas abertas e tamanho de <i>pebble ports</i> das grelhas.....	110
Tabela 4.1 – Sumário do cronograma de implantação do Projeto Sossego.....	119
Tabela 4.2 – Composição mineralógica média dos minérios das cavas do Sossego e Sequeirinho (%) a partir de amostras de testemunhos de sondagem.....	121
Tabela 4.3 - Composição química média do minério do Sossego no período de lavra inicial.....	121
Tabela 4.4 – Principais litotipos observados nos depósitos Sossego e Sequeirinho.....	122

Tabela 4.5 – Equipamentos atualmente utilizados para a lavra.....	125
Tabela 4.6 - Valores típicos dos produtos da etapa <i>rougher</i>	127
Tabela 4.7 - Valores típicos dos produtos da etapa <i>cleaner</i>	128
Tabela 4.8 - Valores típicos dos produtos da etapa <i>scavenger</i>	128
Tabela 4.9 - Dosagens típicas de reagentes na flotação do Sossego.....	129
Tabela 5.1 – Principais informações para a amostragem do circuito de moagem...	136
Tabela 5.2 – Cálculo das massas mínimas usando a fórmula de Pierre Gy.....	139
Tabela 6.1 – Dados medidos em campo e resultados de laboratório – moinho semi-autógeno.....	147
Tabela 6.2 – Dados medidos em campo – abertura da tela da peneira de descarga do moinho semi-autógeno.....	147
Tabela 6.3 – Dados medidos em campo e resultados de laboratório – rebitagem.....	147
Tabela 6.4 – Dados medidos em campo – ciclonagem.....	148
Tabela 6.5 – Dados medidos em campo e resultados de laboratório – moagem de bolas.....	148
Tabela 6.6 - Dados experimentais.....	149
Tabela 6.7 - Erros e soma global dos erros ponderados de cada ponto no balanço de massas.....	151
Tabela 6.8 - Erros utilizados e erro global obtido no ajuste dos modelos.....	152
Tabela 6.9 - Valores de vazões e porcentagens de sólidos medidos, balanceados e ajustados.....	157
Tabela 6.10 – Consumo específico de energia dos equipamentos de moagem.....	158
Tabela 6.11 – <i>Work index</i> operacional e de laboratório.....	159
Tabela 6.12 – <i>By-pass</i> de finos para o <i>underflow</i> da ciclonagem.....	159
Tabela 6.13 – Critérios para avaliar o <i>by-pass</i> na malha de corte do ciclone.....	159
Tabela 6.14 – Resultados das simulações variando a distribuição granulométrica de alimentação do moinho semi-autógeno.....	169
Tabela 6.15 – Resumo de todas as simulações realizadas.....	180

LISTA DE FOTOS

Foto 3.1 – Moinho semi-autógeno de 38 pés de diâmetro da usina do Sossego.....	92
Foto 3.2 – Interior de um moinho semi-autógeno. Ao fundo, observam-se as grelhas de descarga do material.....	92
Foto 3.3 – Manipulador de placas, equipamento utilizado para troca dos revestimentos de moinhos de grandes diâmetros.....	92
Foto 3.4 – Detalhe da grelha de descarga de um moinho semi-autógeno.....	92
Foto 3.5 – Carga de um moinho semi-autógeno após o procedimento de <i>grind-out</i>	92
Foto 3.6 – Carga de um moinho semi-autógeno.....	92
Foto 3.7 - Detalhe do descarregador de polpa de um moinho semi-autógeno. Ao fundo, na porção iluminada, nota-se a grelha de descarga.....	93
Foto 3.8 – Detalhe de uma grelha de descarga danificada.....	95
Foto 3.9 – Chapa de aço protegendo grelha danificada. Procedimento paliativo para evitar paradas prolongadas do moinho devido a quebras de revestimento.....	95
Foto 3.10 – Detalhe de uma placa do espelho de descarga do moinho semi-autógeno quebrada.....	95
Foto 3.11 – Acúmulo de polpa dentro do moinho.....	96
Foto 3.12 – Detalhe de carga com muita polpa, tendendo a ocorrer <i>slurry pool</i>	96
Foto 3.13 – Grelha mais nova, com menor abertura.....	101
Foto 3.14 Grelha mais desgastada, com maior área de abertura.....	101
Foto 3.15 – Bola do moinho semi-autógeno nova, quebrada ao meio, logo após ser alimentada no moinho.....	107
Foto 3.16 – Fragmentos de bolas no transportador de correia do <i>oversize</i> da peneira de descarga de um moinho semi-autógeno.....	116
Foto 3.17 – Sucata retirada de um moinho semi-autógeno.....	116
Foto 5.1 – Amostragem no transportador de correia da descarga dos rebitadores.....	134
Foto 5.2 – Amostragem do <i>underflow</i> da ciclonagem.....	134
Foto 5.3 – Detalhe da amostragem do <i>underflow</i> da ciclonagem.....	134

Foto 5.4 – Amostrador utilizado para amostragem da ciclonagem.....	134
Foto 5.5 – Detalhe do amostrador utilizado para amostragem da ciclonagem.....	134

LISTA DE SÍMBOLOS

d_{80} - Tamanho no qual passam 80% da distribuição granulométrica de uma amostra.

F_{80} - Tamanho no qual passam 80% da massa de sólidos do fluxo de alimentação.

P_{80} - Tamanho no qual passam 80% da massa de sólidos do fluxo de produto.

1. OBJETIVO

O presente trabalho tem por objetivo demonstrar o emprego de modelagem e simulação de circuitos industriais de cominuição como um recurso eficaz para a análise do seu desempenho e para a otimização da sua operação. Pretende-se apresentar, por meio de um estudo de caso, como esta metodologia pode trazer, além de benefícios econômicos à empresa, melhores resultados ambientais e sociais. Isto porque esta conseguirá realizar um melhor aproveitamento do recurso natural, produzindo uma maior quantidade de produto com a utilização da mesma quantidade de energia elétrica e demais insumos.

2. INTRODUÇÃO

Desde o início da Revolução Industrial, no século XVIII, a demanda por recursos naturais tem sido cada vez maior, em função de mudanças nos campos econômico, técnico, social e intelectual, que foram rápidas e de longo efeito, transformando economias agrícolas nas modernas sociedades industrializadas¹. Atualmente, no século XXI, continua crescente a demanda humana por recursos naturais, o que causa preocupação, principalmente em relação aos recursos não renováveis (BERGERMAN, 2003). Apenas no século XX, a população mundial passou de 2 para 6,5 bilhões de pessoas (SCLIAR, 2004), o que conseqüentemente multiplicou a extração e o consumo de bens minerais, como ilustrado na figura 2.1.

Figura 2.1 - Consumo de bens minerais nos EUA de 1900 a 2000 (fonte: USGS, 2002 apud SCLIAR, 2004)

Esta pressão sobre o meio ambiente se traduz, em grande parte, no aumento das

¹ Verboete "Revolução Industrial" do **Dicionário de Ciências Sociais**. Rio de Janeiro: Fundação Getúlio Vargas, 1986. 1 ed. p. 1077.

emissões para a atmosfera de gases que contribuem para o efeito estufa², em função da necessidade de geração de energia, em grande parte proveniente da queima de combustíveis fósseis. No ano de 2008, 86% da energia consumida no mundo foi proveniente do petróleo, gás natural ou carvão (ENERGY, 2008). A figura 2.2 ilustra a concentração de dióxido de carbono, que é um dos principais gases que contribuem para o efeito estufa, na atmosfera nos últimos 10.000 anos, deixando bem claro o aumento após o início da Revolução Industrial.

Figura 2.2 – Concentração de dióxido de carbono na atmosfera nos últimos 10.000 anos (painel maior) e desde 1.750 (painel menor) (Fonte: UNITED NATIONS, 2007)

Quando se fala em processos de cominuição³, a preocupação com a emissão de gases do efeito estufa se torna evidente, tendo em vista que estes processos são responsáveis por grande parte do consumo de energia do mundo, totalizando

² Efeito Estufa: Processo que ocorre quando uma parte da radiação solar refletida pela superfície terrestre é absorvida por determinados gases presentes na atmosfera. Como consequência, o calor fica retido, não sendo liberado ao espaço. O efeito estufa dentro de uma determinada faixa é de vital importância pois, sem ele, a vida como a conhecemos não poderia existir. Acima de certos níveis de acúmulo destes gases, provenientes da queima de combustíveis fósseis, significativos aumentos de temperatura podem ocorrer. É o chamado efeito estufa. (**Decifrando a terra**. São Paulo: Oficina de Textos, 2000. p. 510).

³ A palavra cominuição vem do latim *comminuere* e significa “fazer menor”. Esta é uma atividade que acompanha o homem desde sua pré-história, adequando os bens minerais retirados da natureza às suas utilizações finais (Napier-munn et al., 1999). No contexto da mineração, o termo cominuição engloba as operações unitárias de britagem, moagem e classificação. Os processos de classificação não são estritamente processos de redução de tamanhos, mas sim parte integral de qualquer circuito de cominuição, contribuindo diretamente para o desempenho do circuito e eficiência energética.

aproximadamente 29 bilhões de kWh/ano (THE NATIONAL, 2000). Apenas nos EUA, 1,5% de toda a energia elétrica é consumida em processos de cominuição, incluindo a fabricação de corpos moedores (NAPIER-MUNN et al.,1999). Segundo estudo de Napier-Munn et al. (1999), otimizações nesses processos poderiam gerar uma economia equivalente a 15% do consumo de toda a Austrália. Por isso, a otimização de processos de cominuição vem sendo incentivada de forma oficial por entidades ligadas à mineração ao redor do mundo (THE NATIONAL, 1998).

Os ganhos obtidos em processos industriais, inclusive os de cominuição, podem ser de duas formas (NAPIER-MUNN et al.,1999):

- mudanças fundamentais na tecnologia ou a introdução de novas técnicas (revolução);
- melhorias incrementais na tecnologia, na sua aplicação e na prática operacional (evolução).

Por sua natureza, as otimizações pertencem à segunda forma de ganhos em processos industriais, uma vez que visam utilizar da maneira mais eficiente possível, do ponto de vista econômico, o capital instalado. De modo geral, os benefícios da otimização, quando se trata de equipamentos de cominuição, são:

- redução do custo unitário de operação;
- aumento de produtividade (massa processada por hora) e, conseqüentemente, de produção;
- melhoria do desempenho dos processos seguintes, como flotação e lixiviação, em função da melhor adequação granulométrica.

Isto do ponto de vista meramente econômico, na medida em que, conforme exposto anteriormente, há um ganho ambiental e social embutido na melhoria da tecnologia disponível. Neste contexto, são muito importantes os esforços para a melhoria do desempenho de processos industriais de cominuição, tendo em vista que sua otimização diminui o consumo de energia, e conseqüentemente, a diminuição na queima de combustíveis fósseis, contribuindo assim significativamente para a diminuição da emissão de gases que contribuem para o efeito estufa, além de disponibilizar uma quantidade extra de energia, que pode ser utilizada para outros fins pela sociedade.

A grande vantagem da simulação computacional como ferramenta de otimização é a sua habilidade de explorar diferentes cenários de forma rápida e eficiente, podendo-

se avaliar uma grande quantidade de opções. Isto permite que se preveja, com razoável grau de confiança, uma série de condições que podem permitir melhorias no desempenho do circuito, sem a necessidade de ensaios piloto ou industriais, que são mais caros e muitas vezes não conclusivos.

No entanto, a simulação não é uma atividade trivial tampouco simples. Os modelos de processo buscam separar as características do minério e do equipamento. No atual estágio de desenvolvimento, os modelos mais empregados e eficazes devem ser calibrados, sob condições reais de operação. A prática usual de otimização via simulação inclui os seguintes passos:

- amostragem do circuito industrial;
- análise da consistência dos dados e das informações obtidas;
- caracterização em laboratório do material de alimentação da usina;
- estimativa dos parâmetros do modelo de cada equipamento, a partir de dados da amostragem em campo;
- execução de simulações para explorar formas de se alcançar os objetivos da otimização, por meio da mudança de fluxogramas, equipamentos ou condições operacionais;
- testes e implementação das condições avaliadas.

Esta técnica já é plenamente dominada e executada com sucesso ao redor do mundo e em diversas minerações no Brasil (DELBIM, 2001; DELBONI, 1999; NASCHENVENG, 2003). O caráter pioneiro da aplicação desta metodologia, na mina do Sossego, justifica-se por tratar-se do primeiro moinho semi-autógeno de grande porte do país. Desta forma, espera-se contribuir para a consolidação dos conhecimentos sobre moagem semi-autógena no Brasil.

Este trabalho está dividido em cinco partes. Na primeira, foi realizada uma revisão bibliográfica, apresentada no capítulo 3, descrevendo os principais conceitos ligados à amostragem de uma usina, ressaltando as dificuldades de se amostrarem grandes fluxos, do balanço de massas, da caracterização de amostras quanto à fragmentação, dos modelos matemáticos de circuitos de cominuição e, por fim, aspectos relevantes da operação e da otimização de moinhos semi-autógenos, buscando resumir as iniciativas que têm sido adotadas nas principais minerações do mundo que utilizam este tipo de equipamento.

No capítulo 4, são apresentadas as principais características de geologia, lavra e

beneficiamento mineral da mina do Sossego, objeto do estudo de caso deste trabalho.

O capítulo 5 ilustra de forma detalhada a metodologia utilizada para a amostragem do circuito industrial do Sossego e o tratamento dos dados obtidos.

Os resultados de uma campanha de amostragem realizado na usina do Sossego, assim como as discussões quanto aos dados obtidos e às simulações realizadas são apresentadas no capítulo 6, que busca ilustrar como o modelamento matemático pode ser útil, em um trabalho de otimização de um circuito de cominuição com moinho semi-autógeno.

Por fim, no capítulo 7, são apresentadas as principais conclusões do estudo, assim como as principais alternativas de otimização efetivamente implementadas na usina do Sossego.

3. REVISÃO DA LITERATURA

Neste capítulo é apresentada uma revisão sobre a literatura referente à amostragem de circuitos industriais, ao balanço de massas, às técnicas de caracterização de minério para moagem, aos modelos matemáticos de britadores, moagem semi-autógena, moagem de bolas e classificação, à modelagem e a simulação computacional. O objetivo não foi esgotar esses temas, mas sim apresentar uma visão geral sobre os mesmos a fim de melhor situar o estudo de caso, objeto desta dissertação. Importante ressaltar que não serão detalhados aspectos elementares de moagem convencional, classificação e equipamentos, tendo em vista que será dada maior atenção às práticas operacionais e de otimização de circuitos de moagem semi-autógena.

A despeito da existência de outras práticas, as aqui descritas são as mais freqüentemente utilizadas em trabalhos de amostragem e modelamento de circuitos de cominuição, conforme literatura corrente da área, principalmente a da chamada escola australiana.

3.1. AMOSTRAGEM

A amostragem é o conjunto de operações destinado à obtenção de uma amostra representativa de uma dada população ou universo (OLIVEIRA; AQUINO, 2007).

Na literatura selecionada, destaca-se a importância da etapa de amostragem, uma vez que é a partir desta que são obtidas informações sobre o circuito que se deseja estudar (GY, 1992; CHIEREGATI, 2007). É a etapa que merece maior atenção no processo de modelagem e simulação, tendo em vista que caso sejam coletados dados e informações incorretas, tanto a calibração dos modelos como a simulação serão incorretas. A literatura ilustra a importância de uma boa amostragem e os benefícios que esta pode trazer para os trabalhos de otimização de circuitos de moagem semi-autógena, conforme demonstrado por Powell et al. (2006).

Esta etapa é particularmente desafiadora em usinas com grandes vazões, como é o caso da usina do Sossego, nas quais fluxos da ordem de 4.000 m³/h precisam ser amostrados.

Em um trabalho de amostragem industrial, deve-se atentar para os seguintes pontos (NAPIER-MUNN et al., 1999):

- dinâmica da usina: é importante que se obtenham amostras compostas em um período relativamente longo (1 a 2 h), visando a minimização das variações do processo;
- tipo de cortador: para fluxos com partículas maiores que 3 mm, a abertura do cortador deve ter 3 vezes o tamanho da maior partícula. Se as partículas forem menores que 3 mm, a abertura do cortador deve ter 10 mm. Deve-se atentar para a forma dos amostradores, de modo a evitar a saída de material durante a coleta da amostra. Para materiais em transportadores de correia, o ideal seria um amostrador fixo do tipo corta-fluxo. No entanto, este tipo de equipamento tem um custo muito alto para fluxos com frações muito grosseiras, além de coletar amostras de volumes muito grandes. Assim, é aceitável parar o transportador de correia e retirar um comprimento adequado de material, visando à obtenção da massa de amostra desejada, além de garantir que irá se interceptar totalmente o fluxo de material.
- quarteamento da amostra, atentando para a utilização dos métodos de quarteamento adequados;
- erros analíticos no tratamento das amostras, como precisão de balanças, abertura das peneiras, tempo inadequado de peneiramento, etc.;
- propagação de erros quando valores são estimados e não medidos, como por exemplo, o cálculo da porcentagem de sólidos em uma polpa, a partir da densidade de polpa medida em balança do tipo *Marcy*;
- a incerteza estatística fundamental (erro fundamental) sempre presente em processos de amostragem e resultante da seleção de uma quantidade pequena de amostra para representar uma população muito grande.

Durante a amostragem, é possível controlar, minimizar e/ou eliminar os erros associados aos cinco primeiros itens. No entanto, não é possível eliminar o erro fundamental, que é uma propriedade intrínseca ao material estudado. Desta forma, deve-se coletar uma amostra de tamanho suficiente para que se tenha um grau de confiança adequado frente ao erro fundamental.

Segundo Pierre Gy (1982) apud Goes; Luz e Possa (2002), o erro total de amostragem (E_a) é igual ao somatório dos erros provenientes das etapas da amostragem propriamente dita (E_{ap}) e da preparação da amostra primária (E_p) para obtenção da amostra final. Logo:

$$E_a = E_{ap} + E_p \quad (1)$$

O erro de amostragem propriamente dito é o somatório de sete erros independentes, envolvidos no processo de seleção da amostra primária, e provenientes, principalmente, da variabilidade do material que está sendo estudado, conforme ilustrado pela eq. (2) abaixo.

$$E_{ap} = E_{a1} + E_{a2} + E_{a3} + E_{a4} + E_{a5} + E_{a6} + E_{a7} \quad (2)$$

Definindo-se:

- E_{a1} é o erro de ponderação, resultante da não uniformidade da densidade ou da vazão do material;
- E_{a2} é o erro de integração, resultante do grau de heterogeneidade de distribuição do material;
- E_{a3} é o erro de periodicidade, resultante de variações periódicas da qualidade do material;
- E_{a4} é o erro fundamental, resultante da heterogeneidade de constituição do material. Depende fundamentalmente da massa da amostra e, em menor instância, do material amostrado. É o erro que se comete quando a amostragem é realizada em condições ideais;
- E_{a5} é o erro de segregação, resultante da heterogeneidade de distribuição localizada do material;
- E_{a6} é o erro de delimitação, resultante da configuração incorreta da delimitação da dimensão dos incrementos;
- E_{a7} é o erro de operação (ou extração), resultante da operação de tomada dos incrementos.

Os erros E_{a1} a E_{a5} podem ser definidos quantitativamente. Os demais não podem

ser medidos experimentalmente. No entanto, podem ser minimizados utilizando-se procedimentos padronizados.

O erro de preparação (E_p) é o somatório de cinco erros, provenientes das operações de redução de granulometria, homogeneização e quarteamento a que a amostra primária é submetida, conforme eq. (3).

$$E_p = E_{p1} + E_{p2} + E_{p3} + E_{p4} + E_{p5} \quad (3)$$

Definindo-se:

- E_{p1} deve-se à perda de material pertencente à amostra;
- E_{p2} deve-se à contaminação da amostra por material estranho;
- E_{p3} deve-se à alteração não intencional do parâmetro de interesse a ser medido na amostra final;
- E_{p4} deve-se a erros não intencionais do operador;
- E_{p5} deve-se à alteração intencional do parâmetro a ser medido na amostra final.

Esses erros não podem ser estimados experimentalmente, mas, por meio de procedimentos padronizados, é possível minimizá-los, e também eliminar erros sistemáticos.

3.1.1. Tamanho da amostra

Para este trabalho, utilizou-se a expressão de Barbary (1972) apud Napier-Munn et al. (1999), que derivou uma expressão baseada na teoria da amostragem de Pierre Gy, que é de fácil aplicação e ampla utilização:

$$M = \frac{f \cdot \rho \cdot d_m^3}{\theta^2 \cdot P} \quad (4)$$

Definindo-se:

- M = Massa de amostra requerida (g);

- f = Fator de forma do material ($0 < f < 1$, sendo 0,1 para partículas lamelares e 1 para partículas esféricas. Para maioria dos minérios, usa-se 0,3 a 0,7, sendo 0,6 o valor mais usado);
- ρ = Densidade do material (g/cm^3);
- d_m = Granulometria média na faixa granulométrica de interesse (cm), que pode ser calculada conforme a eq. (5);
- P = Proporção esperada de material na faixa granulométrica de interesse (a ser medida);
- θ = Desvio padrão do tamanho de partículas naquela faixa granulométrica (θ^2 é o erro fundamental);

A granulometria média (d_m) pode ser calculada segundo a equação:

$$d_m^3 = \frac{d_1^3 + d_2^3}{2} \quad (5)$$

Na equação acima, d_1 e d_2 são os tamanhos limites da faixa de tamanhos de interesse. Uma boa regra geral sugere escolher d_1 e d_2 de modo que a quantidade de material esperada na faixa granulométrica de interesse (P) fique na faixa de 5%.

θ é determinado a partir da precisão da estimativa e confiança requerida:

$$\theta = \frac{\phi}{z} \quad (6)$$

Definindo-se:

- θ = Precisão escolhida (proporção relativa)
- z = Ordenada normal para um determinado nível de confiança

A tabela 3.1 ilustra o valor de z para diferentes níveis de confiança:

Tabela 3.1 - Ordenadas normais (da distribuição normal)

Nível de confiança (%)	Z
50	0,6745
80	1,2816
90	1,6449
95	1,9600
99	2,5758
99,9	3,2905

Fonte: Napier-Munn et al. (1999)

Um nível de confiança de 90% ($z = 1,64$) é usualmente adequado. A definição de θ é interpretada como a seguir: se a proporção de material esperado na fração grosseira é de 5% ($P=0,05$) e deseja-se uma precisão de 10% com 90% de confiança, obtêm-se:

$$\theta = \frac{10/100}{1,64} = 0,061, \text{ e } P = 5\% \pm 0,5\%, \text{ com } 90\% \text{ de confiança}$$

No capítulo 5 deste trabalho são apresentados os cálculos das massas mínimas para o estudo de caso em questão.

3.1.2. Planejamento da amostragem

De acordo com Napier-Munn et al. (1999) os seguintes pontos devem ser observados durante o planejamento e a execução de um trabalho de amostragem:

- avaliar as condições de estabilidade da usina. Uma boa indicação do estado da usina pode ser obtida pela avaliação da corrente elétrica e da velocidade da bomba de polpa da moagem;
- proceder à calibração das balanças dinâmicas da área da usina;
- se possível, medidas de potência dos motores devem ser tomadas manualmente, com equipamentos adequados;
- a vazão de alimentação da usina deve ser mantida constante, visando à maior estabilidade possível durante a amostragem;
- a amostragem deve durar ao menos uma hora, com incrementos a cada 15 minutos;

- deve-se ter uma equipe suficientemente grande, para que as amostras possam ser coletadas simultaneamente ou em uma seqüência lógica, em função dos tempos de residência;
- é importante identificar corretamente os recipientes para a coleta de amostras;
- se a usina apresentar um grande distúrbio durante a amostragem, esta deve ser encerrada, caso já existam um número adequado de incrementos, ou interrompida;
- deve-se prever a separação de parte das amostras coletadas para ensaios de caracterização e como arquivo, em caso de problemas no laboratório;
- determinar quais dados devem ser levantados em sala de controle e quais os coletados em campo, assim como a necessidade de medição do grau de enchimento de moinhos, amostragem de suas cargas, etc.

De acordo com Napier-Munn et al. (1999), para um circuito de moagem semi-autógena, em geral é necessária ainda a obtenção dos dados listados na tabela 3.2.

Tabela 3.2 - Dados a serem registrados em amostragens de circuitos com moinho semi-autógenos

Britadores	Ciclones
Tipo	Tipo
Abertura na posição fechada	Número de ciclones
Excentricidade	Pressão (kPa)
Potência sem carga (kW)	Vazão e densidade de alimentação
Potência com carga (kW)	Diâmetro do <i>inlet</i>
Estado de desgaste do revestimento	Diâmetro do cilindro
Vazão de alimentação (t/h)	Diâmetro do <i>vortex</i>
	Diâmetro do <i>apex</i>
	Ângulo do cone
Moinhos	Peneira vibratória horizontal
Tipo	Tipo
Número de moinhos	Número de decks
Diâmetro (interno ao revestimento)	
Comprimento do cilindro (interno ao revestimento)	Comprimento e largura
Comprimento da parte cônica (interno ao revestimento)	
Velocidade (RPM ou fração da velocidade crítica)	Abertura da tela (comprimento e largura)
Mecanismo de descarga	Tipo de abertura (quadrada, retangular, etc.)
Abertura da grelha de descarga / <i>layout</i> / área aberta	Área aberta
Profundidade dos elevadores de polpa	Inclinação da tela
Dimensões e abertura do <i>trommel</i>	Material da tela (metal, poliuretano, etc.)
Altura dos <i>lifters</i> ⁴	
Diâmetro do munhão	Transportadores de correia
Grau de enchimento de bolas (%)	
Grau de enchimento total (%)	Velocidade
Densidade do minério	Largura
Umidade da alimentação nova (%)	
Potência sem carga (kW)	Dados do minério
Potência com carga (kW)	
Vazão de alimentação (t/h)	Tipo de minério
Peso ou pressão sobre os mancais (t ou kPa)	Índices de caracterização (WI, DWT, etc.)

Fonte: Napier-Munn et al. (1999). Adaptado pelo autor

3.1.3. Equipamentos e recursos necessários

Para cada circuito são definidos pela literatura os recursos e os equipamentos para a realização da amostragem de circuitos industriais. Tendo em vista a grande variedade de opções, particular para cada equipamento e condição de trabalho, estão aqui listadas apenas os que se aplicam à amostragem realizada na usina do

⁴ Termo em inglês referente à parte elevada da placa de revestimento dos moinhos, que tem a função de levantar a carga, por isso também chamado de levantador de carga. Por ser um termo utilizado no setor mineral brasileiro, optou-se aqui por manter o termo em sua versão original.

Sossego.

3.1.3.1. Alimentação do moinho semi-autógeno

Inicialmente, deve ser avaliada a origem do material que alimenta o moinho semi-autógeno, de forma a se conhecer quais frentes de lavra compõem esta amostra, a fim de se avaliar se a alimentação corresponde a realidade do depósito que se deseja amostrar.

Como pode ser observado pela eq. (4), a quantidade de massa necessária para pontos de amostragem com granulometria muito grosseira pode ser muito grande, facilmente chegando a algumas toneladas, tornando-a impraticável. A fim de lidar com esse problema, Napier-Munn et al. (1999) sugerem um método que combina a amostragem de material grosseiro e fino do transportador de correia.

Após a parada do moinho e do transportador de correia de alimentação, deve-se coletar 2 a 5 m de minério fino e 50 fragmentos de rochas maiores que 75 mm. Em geral, esse método leva à coleta de uma amostra de aproximadamente 500 – 800 kg, o que irá requerer o apoio de 4 a 6 pessoas e aproximadamente 30 minutos. É importante seguir-se os seguintes passos:

- deve-se medir a velocidade do transportador de correia de alimentação nova com um tacômetro ou com um cronômetro, medindo-se o intervalo de tempo que uma marca leva para percorrer o transportador de correia;
- determinar em que local o transportador de correia será amostrado e dispor tambores ou caixas para a coleta do material;
- assim que o transportador de correia estiver parado e todos os procedimentos de segurança para a subida no transportador de correia tiverem sido tomados, deve-se subir na mesma e coletar 50 amostras de material acima de 75 mm. É importante que se marque o comprimento de correia ao longo do qual tal material foi retirado. Deve-se certificar que dentro deste intervalo todas as amostras de rocha acima deste tamanho foram retiradas;
- após a retirada do material grosseiro, deve-se marcar a faixa de 2 a 5 m, da qual será retirada a amostra de material fino e então proceder à coleta;

- o material grosseiro pode ser classificado, com a ajuda de gabaritos com as diferentes granulometrias desejadas e pesado na própria área de coleta, evitando o transporte deste material para o laboratório.

3.1.3.2. Carga do moinho

Caso se deseje obter a distribuição da carga, deve ser tomada uma amostra suficientemente grande no interior do moinho, utilizando-se pás e tambores de 200 l. Tal procedimento é extremamente trabalhoso e os resultados apresentam desvios relevantes. Deve-se, portanto, avaliar os benefícios destas informações, tratando-as adequadamente.

Para se estimar o enchimento do mesmo, deve-se fazer um *crash stop*⁵. A carga de bolas deve ser sempre avaliada e, para tanto, utiliza-se o procedimento conhecido como *grind-out*⁶.

3.1.3.3. Alimentação e produto dos rebitadores de pebbles

Assim como na alimentação do moinho semi-autógeno, retira-se uma amostra do *oversize* da peneira de descarga do moinho semi-autógeno e produto dos rebitadores, parando-se os transportadores de correia que recebem estes produtos. Esta amostra serve como uma boa estimativa da abertura das grelhas⁷ de descarga

⁵ *Crash stop* é o termo em inglês usado para descrever a parada do moinho, cortando-se a alimentação da água e do minério ao mesmo tempo em que o moinho é parado. O objetivo é ter uma fotografia de como o moinho estava operando, em termos de enchimento, acúmulo de polpa em seu interior, etc. Caso a parada do moinho não seja realizada exatamente no mesmo momento em que se para a alimentação de água e do minério, a observação não poderá ser realizada, pois a situação da carga não será a mesma que se observaria durante a operação do moinho.

⁶ *Grind Out* é o termo em inglês usado para descrever a operação do moinho sem alimentação de sólidos, visando deixar no interior do moinho apenas a carga de bolas. É realizado para que se possa estimar a carga de bolas em um moinho semi-autógeno.

⁷ Em moinhos de bolas, chamamos este componente de diafragma. Na área de moagem semi-autógena, é chamado de grelha, por possuir aberturas significativamente maiores que as dos

do moinho semi-autógeno.

3.1.3.4. Descarga do moinho

Trata-se de uma amostra freqüentemente impraticável de ser obtida em moinhos de grandes diâmetros sem erros significativos. Assim, estima-se a vazão por meio do *oversize* da peneira de descarga do moinho semi-autógeno somada à diferença entre a alimentação dos ciclones e a descarga dos moinhos de bolas, que representa o *undersize* da peneira do moinho semi-autógeno.

3.1.3.5. Alimentação, overflow e underflow da ciclonagem

Para que se possa retirar uma alíquota da alimentação dos ciclones, pode-se realizar a amostragem com uma saída extra da bateria de ciclones (ou uma sonda interna a caixa de distribuição dos ciclones), em uma saída de um ciclone desmontado ou ainda fazendo-se com que todo o fluxo siga para o *underflow*, por meio do fechamento parcial da válvula de alimentação do ciclone. Neste caso, assim como para a amostragem dos *overflows* e *underflows*, recomenda-se a utilização do amostrador ilustrado na figura 3.1, que evita que o material que já entrou no amostrador saia, devido à forma de suas paredes, que favorecem a retenção de material dentro do amostrador.

Figura 3.1 – Amostrador para fluxos de polpa (NAPIER-MUNN et al., 1999. Adaptado pelo autor)

De preferência, deve-se coletar o produto reunido dos *overflows* e *underflows* de todos os ciclones.

3.1.4. Análise da amostra

Após a obtenção das amostras, deve-se proceder à análise das mesmas, seguindo os seguintes procedimentos:

- quarteamento: os melhores métodos são o quarteamento em pilhas cônicas, nas pilhas alongadas ou no divisor rotativo. Para amostras muito grandes, pode-se usar o método chamado padejamento alternado⁸;
- determinação da densidade real: utiliza-se picnômetros ou instrumentos de gás hélio;
- granulometria: utilizam-se peneiras com aberturas que sejam a seqüência raiz de

⁸ Tradução do termo em inglês *fractional shovelling*, citado na referência consultada (NAPPIER MUNN et al., 1999).

2, mais raiz quarta de 2 ao redor da malha de corte, para melhor cálculo da eficiência. Não se deve obter mais que 3% de material retido na primeira peneira. Caso isso ocorra, devem-se utilizar peneiras de maior abertura em adição às demais. É importante também a determinação da massa adequada de peneiramento, para evitar quantidades muito grandes de material retido em malhas muito finas, como 45 ou 38 μm , o que pode levar a ineficiências neste peneiramento;

- análise dos dados: inicialmente, os dados devem ser avaliados quanto à sua consistência, para identificar possíveis grandes erros na etapa de amostragem. Por exemplo, é importante avaliar a consistência dos resultados de análises granulométricas e de porcentagem de sólidos. É comum ocorrerem erros nestas determinações, devido tanto a problemas de estabilidade da operação, como de amostragem e ainda de tratamento de amostras e análises em laboratório.

3.2. BALANÇO DE MASSAS

Segundo Chaves (1996), o balanço de uma usina, seja de massas, metalúrgico ou de água, é o conceito mais importante do Tratamento de Minérios. Ele consiste em nada mais nada menos que a aplicação da Lei de Lavoisier: todas as massas que entram numa operação de tratamento têm que sair em seus produtos – não há geração, nem consumo de massa no Tratamento de Minérios.

Os balanços de massa e metalúrgico de um circuito podem ser estimados através de vários procedimentos independentes. Se os valores medidos não contivessem erros, todos os procedimentos gerariam os mesmos resultados. No entanto, isto não se observa na prática, tendo em vista que a medida experimental está sujeita a erros provenientes de várias fontes, citadas anteriormente, e que acabam por não satisfazer os princípios da conservação de massas. Desta forma, é necessária a realização de ajustes, utilizando-se métodos matemáticos, a fim de se obterem valores consistentes. O uso desses procedimentos matemáticos para ajustes dos dados não dispensa o conhecimento técnico por parte de quem formula a solução, pois é necessária uma análise crítica das respostas, que poderão ser corretas do ponto de vista matemático, mas nem sempre serão verdadeiras no que se refere ao

beneficiamento mineral (NUNES, 1992).

3.2.1. Análise inicial dos dados

Antes de se partir para o balanço de massas e metalúrgico, utilizando programas disponíveis no mercado como *Bilco*[®], *Bilmat*[®], *JKMetAccount*[®], *JKSimMet*[®] e *Molicop Tools*[®], dentre outros, deve-se proceder a uma análise inicial dos dados, que pode ser muito útil para avaliar a consistência dos dados.

Em geral, essa avaliação é feita na etapa de classificação e/ou bombeamento, pelo balanço de água ou partição de massa em cada fração granulométrica dos fluxos de um ciclone.

Ambos os cálculos podem ser feitos pela fórmula dos dois produtos, conforme demonstrado a seguir, utilizando a metodologia descrita por Napier-Munn et al. (1999). Consideremos a vazão de sólidos como A, O, U, o percentual de massa em cada fração granulométrica como a_i , o_i e u_i , e a porcentagem de sólidos como $\%SOL_a$, $\%SOL_o$ e $\%SOL_u$, sendo o indicador (A) relativo à alimentação, (O) relativo a *overflow* e (U) relativo a *underflow*, ilustrados na figura 3.2.

Figura 3.2 - Balanço de massa em um ciclone.

O balanço de massa neste nó para os sólidos é dado por:

$$A = O + U \quad (7)$$

E para cada fração granulométrica:

$$A \cdot a_i = O \cdot o_i + U \cdot u_i \quad (8)$$

E para a água:

$$\left(\frac{100}{\%SOL_a} - 1 \right) \cdot A = \left(\frac{100}{\%SOL_o} - 1 \right) \cdot O + \left(\frac{100}{\%SOL_u} - 1 \right) \cdot U \quad (9)$$

Desta forma, podemos calcular a partição de massa para *underflow* a partir da distribuição granulométrica, conforme eq. (10), ou pela porcentagem de sólidos, conforme eq. (11).

$$\frac{U}{A} = \frac{a_i - o_i}{u_i - o_i} \quad (10)$$

$$\frac{U}{A} = \frac{\frac{1}{\%SOL_a} - \frac{1}{\%SOL_o}}{\frac{1}{\%SOL_u} - \frac{1}{\%SOL_o}} \quad (11)$$

A tabela 3.3 apresenta um exemplo de cálculo de partição em massa para o *underflow* de um ciclone, tendo por base as distribuições granulométricas de alimentação, *underflow* e *overflow*, bem como as porcentagens de sólidos:

Tabela 3.3 - Balanço de massa em um ciclone

Tamanho (μm)	a_i	o_i	u_i	Partição para <i>underflow</i>
212	10,1	1,8	21,7	0,42
150	12,4	4,5	19,1	0,54
106	15,5	11	16,8	0,78
75	16,2	11,2	11,9	7,14
53	7,8	3,9	4,8	4,33
38	4,9	7,9	3,7	0,71
-38	33,1	59,9	21,9	0,70
Sólidos (%)	49	44	67	0,30

É importante lembrar que, em todos os casos, o valor da granulometria e da porcentagem de sólidos da alimentação do ciclone devem estar entre o do *underflow* e do *overflow*.

Pode-se observar pelos dados listados na tabela 3.3 que as partições das frações 75 e 53 μm estão inconsistentes. Mesmo excluindo-se estes valores, as partições calculadas a partir das massas estão muito distantes dos valores de partição da porcentagem de sólidos. Desta forma, antes de se iniciar o procedimento de ajuste, deve-se avaliar quais os dados podem conter mais erros, que tipo de problema existiu na coleta e a medida de cada dado, a fim de que o *software* possa se basear nos melhores dados para fazer as devidas correções.

3.2.2. Ajuste dos dados

Após a análise inicial, deve-se realizar o balanço de massas da amostragem, a fim de se investigar, com o maior nível possível de detalhes, inconsistências nos dados obtidos durante a amostragem e tentar corrigi-los. Ressalta-se aqui que alguns autores preferem, na etapa de balanço de massas, apenas avaliar a qualidade dos dados, sem corrigir os mesmos. Nestes casos, se os dados não forem considerados adequados, uma nova coleta de dados deve ser realizada.

Os programas de balanço de massas disponíveis no mercado buscam minimizar a diferença entre os valores medidos e os valores estimados, respeitando o desvio atribuído a cada medida, que será definido em função da maior ou menor confiança que se tem em cada dado, devido, por exemplo, a maior dificuldade de amostragem de certo fluxo, aos problemas em uma balança, etc. Dentre os métodos de ajustes

dos dados existentes, podem-se salientar os seguintes (NUNES, 1992):

- minimização da soma dos quadrados dos resíduos do fechamento do balanço;
- método dos mínimos quadrados;
- método da busca indireta.

A descrição matemática detalhada dos métodos citados acima está além do escopo deste trabalho, sendo que diversos autores realizaram uma análise detalhada dos mesmos (LYNCH, 1977; NUNES, 1992).

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). Este ponto é ilustrado por Delboni (2003). Este erro, chamado de erro ponderado (E) inclui a estimativa da qualidade de cada dado medido, conforme a equação que se segue.

$$E = \left(\frac{\text{Medido} - \text{Estimado}}{\sigma} \right)^2 \quad (12)$$

Definindo-se:

- Medido: valor medido;
- Estimado: valor estimado;
- σ : desvio atribuído a variável.

Dessa forma, medidas com diferentes magnitudes são comparadas na mesma base, segundo o exemplo ilustrado na tabela 3.4, relativo a uma bateria de ciclones.

Tabela 3.4 - Exemplo de cálculo de erro ponderado

Variável	Valor Medido	Valor estimado Após correção	Desvio atribuído a variável	Erro Ponderado
Vazão de polpa (m ³ /h)	7,5	6,0	1,5	1,0
Sólidos (%)	58	53	5	1,0
Retido em 0,21 mm (%)	1,2	0,8	0,4	1,0

Ou seja,

$$\left(\frac{7,5 - 6,0}{1,5}\right)^2 = \left(\frac{58 - 53}{5}\right)^2 = \left(\frac{1,2 - 0,8}{0,4}\right)^2 \quad (13)$$

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

O somatório dos erros ponderados calculados para as variáveis medidas pode ser calculado conforme a equação a seguir:

$$SSQ = \sum_i^n \left(\frac{x_{mi} - x_{ei}}{\sigma_i} \right)^2 A, U, O + \sum_j^3 \left(\frac{Cw_{mj} - Cw_{ej}}{\sigma_j} \right)^2 + \sum_k^3 \left(\frac{Qs_{mk} - Qs_{ek}}{\sigma_k} \right)^2 \quad (14)$$

A qualidade dos ajustes é assim avaliada por meio do somatório dos quadrados dos desvios (SSQ), que representa a soma dos erros devido às variáveis medidas. Nesse caso, os erros são devido às distribuições granulométricas de alimentação, *underflow* e *overflow* (x_i), às concentrações de sólidos (Cw_j), e às vazões (Qs_k), ponderadas pelo desvio (σ_i) e o indicador ($_m$) significa medido e o indicador ($_e$) estimado.

A qualidade das estimativas ou dos valores estimados pelo balanço de massas é assim inferida por meio do parâmetro SSQ. O valor de SSQ é evidentemente função dos desvios que se atribui a cada variável.

A determinação dos desvios que serão considerados para o ajuste dos dados depende da existência de dados redundantes, a fim de se determinar os dados com maiores desvios. É importante que se considere um dos fluxos a ser balanceado como referência. A alimentação, num circuito de moagem, é geralmente medida com uma balança dinâmica, podendo ser considerada referência, caso a balança esteja calibrada. No caso da análise granulométrica, utilizam-se os erros denominados de Whiten, baseados nas seguintes premissas (NAPIER-MUNN et al., 1999):

- quando a massa retida em uma fração granulométrica é maior que 9% da massa total, o erro é assumido como 1% absoluto;
- para frações granulométricas com menos de 9% da massa total, o erro é 0,1 mais a atual porcentagem dividida por 10.

A tabela 3.5 ilustra os valores de erro conforme Whiten.

Tabela 3.5 – Erros assumidos para dados de granulometria		
Retido	Desvio padrão absoluto	Desvio padrão relativo
0,1	0,11	110
0,5	0,15	30
1,0	0,2	20
5,0	0,6	12
10,0	1,0	10
20,0	1,0	5
50,0	1,0	2

Fonte: Napier-Munn et al. 1999

Valores de desvios maiores dos que os descritos acima indicam graus decrescentes de confiança nos dados experimentais.

Uma vez atribuídos os valores de desvios aos dados experimentais e conduzido o balanço de massas, a qualidade do trabalho experimental pode ser estimada por meio do parâmetro SSQ. Para testes em circuito fechado com operação de um estágio de classificação, o critério descrito na tabela 3.6 permite avaliar a qualidade dos dados experimentais.

Tabela 3.6 - Critério de avaliação da 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

Fonte: Delboni (2003).

Portanto, a classificação do trabalho experimental, em função do SSQ obtido no balanço de massas, pode estar entre excelente, $SSQ < 5$, até a recomendação de desconsiderar os dados experimentais, caso o SSQ seja maior que 20.

Os valores listados são aditivos e proporcionais ao número de estágios de classificação, ou seja, os valores listados na tabela 3.6 deverão ser multiplicados pelo número de estágios de classificação presentes no circuito considerado.

3.3. CARACTERIZAÇÃO DO MINÉRIO QUANTO À FRAGMENTAÇÃO

Há uma longa história de pesquisas relacionadas à caracterização da fragmentação de partículas e das rochas na mineração (NAPIER-MUNN et al., 1999). Na área de cominuição, o principal objetivo tem sido o de identificar, de forma confiável, como um determinado material irá fragmentar em um equipamento de cominuição.

Nesta seção, discutem-se os dois principais métodos de caracterização utilizados para determinar as propriedades de materiais quanto à moagem em moinhos de bolas e semi-autógenos, que são os métodos de Bond e o *Drop Weight Test* (DWT).

3.3.1. O ensaio de Bond

O método de Bond para o dimensionamento de moinhos tem por base as características do material a ser moído, avaliadas por meio do índice de moabilidade ou *work index* de Bond (WI-B).

O WI-B representa a quantidade de energia necessária, em kW, para reduzir uma tonelada de material de uma granulometria teoricamente infinita até 80% passante em 100 μm .

Para realização do ensaio existe uma norma brasileira, a MB-3253, que detalha os procedimentos experimentais (ASSOCIAÇÃO, 1990). Deve-se atentar ao moinho, que deve girar a uma rotação de 70 ± 3 rpm, ter um diâmetro de 305 ± 2 mm e o comprimento de 305 mm, revestimento liso e tampa de abertura no corpo. A carga de bolas de aço deve ser distribuída conforme a tabela 3.7.

Tabela 3.7 – Distribuição dos diâmetros das bolas da carga moedora.

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

Deve-se britar 20 kg de minério abaixo de 3,36 mm, minimizando a produção de

finos. Em seguida, determina-se em uma proveta a massa de minério que ocupa 700 ml, assim como a distribuição granulométrica da amostra para identificar a malha na qual passam 80% da amostra. Deve-se ainda determinar a malha de classificação do ensaio (malha teste), que é a malha que indica o tamanho máximo do produto esperado no circuito industrial em estudo. Caso não se tenha essa informação, deve-se utilizar a malha convencional de 150 μm .

O primeiro ciclo será iniciado com a massa determinada na proveta, moendo-se o material por 100 rotações. Após esse ciclo de moagem, peneira-se o material na malha teste, acrescentando uma quantidade de alimentação nova de igual quantidade ao produto passante na peneira. Calcula-se o novo número de revoluções para se obter uma carga circulante de 250%. Devem-se repetir os ciclos até que a carga circulante atinja o equilíbrio ou inverta a tendência de crescimento ou decrescimento em três ciclos. Uma vez alcançado o equilíbrio, deve-se realizar a análise granulométrica do passante na malha de ensaio do último ciclo. Com este dado, além da granulometria da alimentação, da malha de abertura do ensaio e da média dos gramas por revolução dos três últimos ciclos, calcula-se o WI-B, utilizando-se as eq. (15) e eq. (16).

$$IT = \frac{44,5}{Am^{0,23} \cdot Mob^{0,82} \cdot 10 \cdot [(P)^{-0,05} \cdot (A)^{-0,5}]} \cdot 1,102 \quad (15)$$

$$WI = 10 \cdot IT \cdot [(P)^{-0,05} - (A)^{-0,5}] \quad (16)$$

Definindo-se:

- IT é o índice de trabalho para moagem (kWh/t);
- Am é a abertura da malha teste do ensaio (μm);
- P é a abertura da peneira por onde passam 80% da massa do produto (μm);
- A é a abertura por onde passam 80% da massa de alimentação (μm);
- Mob é a média dos últimos três valores da moabilidade. Moabilidade é a massa passante na malha de classificação em cada rotação do moinho.
- 1,102 é o fator de conversão de toneladas curtas para toneladas;
- WI é a energia necessária para a moagem (kWh/t).

A tabela 3.8 apresenta a classificação dos valores de WI.

Tabela 3.8 – Classificação dos valores de <i>work index</i>	
Valor de WI (kWh/t)	Classificação (resistência à moagem)
7-9	Baixa
9-14	Média
14-20	Alta
>20	Muito alta

Fonte: Napier-Munn et al., 1999

Além de ser útil para estimar a energia necessária à moagem, o WI é também um índice que permite a comparação de diferentes minérios, conforme mostra a tabela 3.8. Além disso, pode ser empregado, segundo Rowland e Kjos (1978), como indicador da eficiência energética da operação industrial de moagem com base no WI operacional. Este último é obtido mediante a utilização da fórmula de Bond tendo como valores de entrada os valores de d_{80} de alimentação e produto do circuito, da vazão de alimentação e da potência aplicada ao moinho, ou seja, a potência do motor descontadas as perdas na linha de alimentação elétrica, no motor e, eventualmente, no redutor. Tendo calculado o WI operacional, deve-se proceder a correção dos mesmos utilizando os fatores citados pelo autor. A seguir são citados os fatores que se aplicam ao caso do Sossego. A íntegra dos mesmos pode ser encontrada no trabalho original do autor (ROWLAND e KJOS, 1978).

- EF_3 : fator associado ao diâmetro do moinho de bolas. Conforme o diâmetro interno ao revestimento seja maior ou menor do que 2,44 m, a moagem será respectivamente, mais ou menos eficiente. EF_3 é determinado por meio da eq. (17), apresentada abaixo. Para moinhos com diâmetros superiores a 3,81 m, a eficiência se mantém constante, com EF_3 assumindo o valor 0,914.

$$EF_3 = \left(\frac{2,44}{D} \right)^{0,2} \quad (17)$$

Definindo-se D como o diâmetro interno ao revestimento do moinho.

- EF_4 : fator associado à alimentação grosseira na alimentação do moinho. Aplica-se quando a alimentação contém partículas muito grandes para serem moídas

eficientemente. O tamanho ótimo, para moinhos de bolas, é definido pela eq. (18). Na eq. (19), que define o valor do EF_4 , R_r é a relação de redução definida pela razão entre o F_{80} e o P_{80} .

$$F_o = 4000 \times \left(\frac{13}{WI} \right)^{0.5} \quad (18)$$

$$EF_4 = \frac{R_r + (WI - 7) \times \left(\frac{F - F_o}{F_o} \right)}{R_r} \quad (19)$$

Divide-se então o WI_{op} calculado por EF_3 e EF_4 e se obtém assim o WI_{op} corrigido. A eficiência do processo é, então, calculada por meio da relação WI/WI_{op} corrigido, ou seja, a razão entre o índice encontrado em ensaios de laboratório e o índice operacional corrigido.

3.3.2. Drop Weight Test

A metodologia de caracterização tecnológica para a moagem semi-autógena, empregada neste trabalho, baseia-se em índices paramétricos da relação entre a energia aplicada e a fragmentação resultante, segundo duas faixas de intensidade de energia. Os valores altos de energia aplicada são obtidos mediante impactos sobre partículas, no equipamento denominado Célula de Impacto (CI). Esta metodologia foi analisada por Delboni (2003), conforme descrito a seguir.

Os ensaios em célula de impacto foram criados e desenvolvidos pela equipe técnica do *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre* (JKMRC), na Austrália, cujos resultados têm sido empregados no dimensionamento e/ou otimização de circuitos industriais de cominuição, ao longo dos últimos 25 anos. O ensaio padrão desenvolvido pelo JKMRC é executado no equipamento denominado *Drop Weight Tester*, que é derivado das células de impactos (NAPIER-MUNN et al., 1999).

O procedimento padrão do ensaio, conforme o JKMRC, estabelece que fragmentos

sejam submetidos a impacto em cada uma das cinco faixas granulométricas que 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;
- 16,0 x 13,2 mm.

Posteriormente, foi criado por Chieragati e Delboni (2004) o teste denominado *Drop Weight Test* Simplificado (DWT-S), para caracterização de amostras de testemunhos de sondagens de menor diâmetro, como por exemplo, testemunhos de 2", que são em geral os que os tratamentistas têm disponível nas etapas iniciais de pesquisa.

O procedimento padrão do ensaio DWT-S estabelece que fragmentos com tamanho entre 22,4 e 19,0 mm sejam individualmente submetidos a impacto. Assim, os fragmentos classificados são preparados em três lotes compostos de 30 fragmentos cada e, na sequência, submetidos a impactos com energia específica entre 0,25 kWh/t e 2,5 kWh/t. As partículas são assim impactadas individual e separadamente, em cada lote de 30 fragmentos. O material fragmentado proveniente de cada lote é então, reunido, e encaminhado ao peneiramento, do qual se obtêm parâmetros selecionados de distribuição granulométrica.

Além de gerar parâmetros para a simulação do desempenho de britadores e moinhos, os resultados dos ensaios permitem analisar uma série de dados e informações das características tecnológicas do minério, que serão determinantes da aplicabilidade e, quando viável, do desempenho do futuro circuito de moagem, que inclui moinhos autógenos e semi-autógenos. A partir dos resultados dos ensaios na célula de impacto é possível analisar:

- a competência do minério para geração de corpos moedores;
- o efeito do tamanho na resistência ao impacto;
- a tendência do minério em gerar fragmentos densos e competentes.

O método de caracterização tecnológica empregando-se a CI contrasta conceitualmente com os métodos baseados em índices de consumo energético específico (kWh/t), ou mesmo com as equações empíricas dele derivadas. O principal fator de diferenciação reside na capacidade da CI de reproduzir, separadamente, mecanismos de fragmentação que ocorrem no interior de moinhos

autógenos e semi-autógenos, tanto em termos de intensidade como em termos de tamanho do fragmento. Em particular, a avaliação do efeito do tamanho do fragmento na resistência ao impacto é determinante da viabilidade da moagem autógena e semi-autógena.

Os ensaios de impacto executados na CI visam determinar os parâmetros descritivos da função paramétrica entre a energia aplicada e a fragmentação resultante, mostrada a seguir:

$$t_{10} = A(1 - e^{-bE_{cs}}) \quad (20)$$

Definindo-se:

- t_{10} é a porcentagem passante na malha igual a 10% do tamanho original do fragmento;
- E_{cs} é a energia específica aplicada ao fragmento de minério (kWh/t);
- A , b são parâmetros dependentes da resistência à fragmentação do minério.

A função acima representa, portanto, o comportamento característico do minério ensaiado, quando submetido a impactos que ocorrem no interior da câmara de moagem de moinhos autógenos e semi-autógenos. O fenômeno de fragmentação é convenientemente descrito por uma curva, que apresenta rápido crescimento inicial, determinado pelo parâmetro b , tendendo posteriormente a um valor assintótico, determinado pelo parâmetro A , conforme ilustra o gráfico da figura 3.3.

Figura 3.3 - Representação da relação energia/fragmentação obtida a partir de ensaios sobre amostras de minérios

Os parâmetros A e b são, portanto, característicos de cada amostra de minério ensaiada. De acordo com a figura 3.3, a fragmentação é crescente conforme o aumento da energia específica aplicada à partícula, até que um limite superior seja atingido.

Em termos práticos, isto significa que não existem ganhos adicionais no processo de fragmentação a partir de um determinado valor de energia aplicada às partículas. Assim, quanto menores os valores dos parâmetros A e b, maior a resistência da amostra à fragmentação por impacto. Por apresentarem a mesma tendência, o produto dos parâmetros A e b, denominado Índice de Quebra (IQ) constitui-se em um índice singular de caracterização quanto ao impacto.

O índice IQ é, conforme descrito na tabela 3.9, também empregado para análise comparativa entre minérios.

Tabela 3.9 - Classificação de resistência ao impacto de amostras conforme IQ

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

Fonte: Delboni (2003)

3.3.3. Ensaio de 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 meio de ensaio de tamboramento em condições padronizadas, quais sejam, 3 kg de amostra de fragmentos com tamanho compreendido entre 55 mm e 38 mm, submetidos a 10 minutos de tamboramento em moinho de 12" de diâmetro por 12" de comprimento. O

valor do parâmetro t_a é numericamente igual a um décimo do valor do t_{10} , obtido por meio de peneiramento do produto tamborado. Desta forma, quanto menor o t_a , maior a resistência da amostra à fragmentação por abrasão.

Em processos industriais de moagem, a abrasão é o principal mecanismo atribuído à fragmentação do minério com tamanho próximo ao extremo superior da carga do moinho. A tabela 3.10 apresenta a classificação de amostras, em termos de resistência à abrasão, conforme o valor do índice t_a obtido.

Tabela 3.10 - Classificação de resistência à abrasão de amostras conforme t_a

Intervalo de Valores do Parâmetro t_a		Resistência à Abrasão	Sigla
Menor	Maior		
0,00	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

Fonte: Delboni (2003)

3.3.4. Relação entre o WI de Bond, DWT e t_a

Como apresentado por Chieregati (2001), estudos realizados no JKMRC, baseados em 47 tipos de minérios diferentes, mostraram a relação entre os parâmetros de impacto (IQ) e de abrasão (t_a) do minério e o *work index* de moinhos de bolas de Bond, como ilustrado na figura 3.4.

Figura 3.4 – Correlações entre os parâmetros IQ, t_a e o *work index* (NAPIER-MUNN et al. 1999)

Como se pode observar nos gráficos acima, o *work index* de Bond não se correlaciona adequadamente com os parâmetros IQ e t_a . Isto é devido ao fato de que o ensaio de Bond para determinação do *work index* visa reproduzir, sob condições controladas, o processo de moagem em moinhos de bolas, ou seja, o comportamento coletivo das partículas. Já o DWT tem por objetivo avaliar a fragmentação de partículas individuais, separando a quebra por impacto da quebra por abrasão. Desta forma, os ensaios são essencialmente diferentes sob aspectos conceituais.

3.4. MODELOS MATEMÁTICOS DE SIMULAÇÃO DE PROCESSOS MINERAIS

Segundo Napier-Munn et al. (1999), os modelos de cominuição devem representar a aplicação de energia por um equipamento de cominuição ao minério, a fim de resolver problemas práticos de otimização. O modelo deve incluir dois elementos básicos do problema:

- propriedades de fragmentação do minério - essencialmente a fragmentação que ocorre devido à aplicação de uma energia específica;
- características do equipamento de cominuição - a quantidade e a maneira de

energia aplicada, bem como o transporte de sólidos pelo equipamento.

O desenvolvimento dos modelos de cominuição é historicamente limitado pela capacidade computacional. Antes do desenvolvimento dos computadores pessoais, os modelos geralmente correlacionavam a energia aplicada a características da alimentação e do produto. As formulações inicialmente criadas derivavam da eq. (21), base das teorias de Kick; Rittinger e Bond (Kick, 1865; Rittinger, 1867 e Bond, 1952 apud Chaves, 1999):

$$dE = -K \cdot dx / x^n \quad (21)$$

Definindo-se:

- dE é o diferencial de energia necessária para gerar um diferencial de tamanho dx;
- n e k são constantes referentes ao tipo de material.

Um dos problemas desses modelos é que não levam em conta a diferença de resistência à moagem em função do tamanho das partículas individuais. Além disso, eles não consideram o transporte de partículas e a energia que não resulta em fragmentação. Outro problema identificado nesses modelos é assumir que a distribuição granulométrica permanece constante, independentemente de fragmentações prévias que o material pode ter sofrido em etapas anteriores de desmonte, manuseio e britagem, que geram fraquezas induzidas. Bond, genialmente, instituiu isto ao mencionar a “história prévia” do material como fator que afeta a moagem. A granulometria constante é geralmente válida para moinhos de barras e de bolas, mas não para os britadores e moinhos autógenos. A fim de superar estes pontos, os pesquisadores passaram a considerar a fragmentação e o transporte em níveis maiores de complexidade.

Os modelos em uso, atualmente, podem ser divididos em duas classes principais:

- modelo *black box*: considera que um equipamento de cominuição promove uma transformação entre a distribuição granulométrica da alimentação e a do produto. Mais utilizado atualmente, ele tenta prever a granulometria do produto a partir da granulometria da alimentação, da caracterização de como a partícula se fragmenta, das condições operacionais e da experiência com equipamentos similares, conforme eq. (22) abaixo.

$$P = F(f, b, m, s, C) \quad (22)$$

Definindo-se:

- f e p são a distribuição granulométrica da alimentação e a do produto;
- b é a matriz ou vetor de quebra normalizado;
- m são fatores do moinho;
- s são outras condições operacionais do moinho, incluindo capacidade; e
- C é um conjunto de parâmetros experimentais derivados de outros equipamentos.

A notação padrão é usar um vetor que contenha a vazão de sólidos em cada fração granulométrica, começando pelas mais grossas. Similarmente, uma função quebra consiste em um vetor de frações de partículas fragmentadas. Taxas de seleção ou quebra também podem ser consideradas como vetores.

Dentro de um moinho, podemos considerar um balanço de massas em um momento qualquer, para uma particular fração granulométrica i , com transporte para uma zona de fragmentação e transporte para fora do moinho, como mostrado na figura 3.5.

Figura 3.5 – Balanço de massa para uma única fração granulométrica dentro do moinho

- modelo fundamental: considera cada elemento do processo, demandando alta capacidade computacional. Este modelo considera diretamente as interações entre as partículas de minério e os elementos da máquina, baseado em mecânica newtoniana. Por isso, também são conhecidos como mecanísticos.

Conforme descrito por Delboni (2003), os procedimentos de ajuste ou 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 demais condições de operação dos testes.

A qualidade dos ajustes é estimada por meio do desvio padrão global dos valores ajustados pelo modelo em relação aos valores iniciais. Numericamente, o desvio padrão global (SD) é calculado pela raiz quadrada do quociente da divisão da somatória dos quadrados dos erros ponderados pelo número de valores ajustados, conforme a equação abaixo.

$$SD = \sqrt{\frac{\sum_i^n \left(\frac{Medido_i - Ajustado_i}{\sigma_i} \right)^2}{n}} \quad (23)$$

Definindo-se:

- Medido: valor medido;
- Ajustado: valor ajustado ao modelo;
- σ : desvio atribuído a variável;
- n: número de valores ajustados.

Para o trabalho conduzido com o minério de cobre do Sossego, a qualidade dos ajustes foi avaliada por meio do SD global, que representa a soma dos erros devido às variáveis medidas em relação às ajustadas ao modelo, conforme ilustrado na eq. (24). Nesse caso, os erros são devido às distribuições granulométricas de alimentação, do *underflow* e do *overflow* (xi), às porcentagens de sólidos (Cwj), às vazões (Qsk) e às constantes das equações do modelo (Km), sendo os indicadores (_m) referentes aos valores medidos e os indicadores (_a) relativo aos ajustados pelos modelos, σ referente aos desvios atribuídos, (A) referente à alimentação, (U) referente ao *underflow* e (O) referente ao *overflow*.

$$SD = \sqrt{\frac{\sum_i^n \left(\frac{x_{ei} - x_{ci}}{\sigma_i} \right)^2 A, U, O + \sum_j^3 \left(\frac{Cw_{ej} - Cw_{cj}}{\sigma_j} \right)^2 + \sum_k^3 \left(\frac{Qs_{ek} - Qs_{ck}}{\sigma_k} \right)^2 + \sum_m^4 \left(\frac{K_m}{\sigma_m} \right)^2}{n + 3 + 3 + 4}} \quad (24)$$

Analogamente ao balanço de massas, a qualidade dos ajustes de modelos pode ser estimada por meio do parâmetro SD. Para testes em circuito fechado com operação de um estágio de classificação, o critério descrito na tabela 3.11 permite avaliar a qualidade dos ajustes do modelo.

Tabela 3.11 - Critério de avaliação da qualidade de ajustes de modelos

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

Fonte: Delboni (2003)

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

A seguir, estão descritas as principais características dos modelos matemáticos utilizados neste trabalho, relativos às operações de britagem, moagem de bolas, peneiras e ciclones e moagem semi-autógena.

3.4.1. Modelos matemáticos de britagem

O principal objetivo do processo de britagem, independente do tipo de britador, é a redução da granulometria. No caso da britagem que antecede uma etapa de moagem, o objetivo é a redução máxima das rochas (NAPIER-MUNN et al., 1999). Em operações de moagem semi-autógena, a britagem possui grande importância, pois determina o tamanho máximo e o tamanho crítico das rochas que alimentarão o moinho (DANCE, 2001).

A modelagem de britadores foi detalhadamente descrita por Delboni (2003). Segundo ele, o modelo de operação de britadores aqui descrito foi proposto por Andersen (1988) apud Delboni (2003), que por sua vez baseou-se nos conceitos inicialmente introduzidos por Whiten (1972) apud Delboni (2003). Assim como outros

modelos fenomenológicos de operação de equipamentos de cominuição, este incorpora dois aspectos fundamentais: as características de fragmentação do material e as características peculiares do equipamento de cominuição.

No caso de britadores, o processo de cominuição descrito por Delboni (2003), é composto, de maneira simplificada, como uma sucessão de eventos de classificação e de quebra, à medida que o material caminha no sentido da descarga do equipamento. Essa observação é válida para britadores de mandíbula, giratórios, cônicos e de rolos, nos quais, independente do tipo de equipamento, existe um estreitamento contínuo da câmara de britagem. Trataremos aqui exclusivamente desta classe de equipamentos, excluindo, portanto, os britadores de eixos dentados (*sizers*), britadores de impacto ou equipamentos que envolvem fragmentação por impacto, cuja modelagem apresenta outras peculiaridades.

Para o autor, a forma de aplicação de energia aos fragmentos em britadores condiciona certas características próprias aos eventos de cominuição. Esses eventos acontecem de forma relativamente lenta e gradual, com o elemento móvel do britador exercendo esforços compressivos de forma progressiva até certo ponto, seguido de um relaxamento da força aplicada. A maioria dos equipamentos também produz esforços cisalhantes no material, porém a magnitude deste efeito é bastante inferior àqueles causados pela compressão. Igualmente, apesar da fragmentação causada pelos esforços compressivos ser muito maior que a causada por esforços cisalhantes, são estes últimos os grandes responsáveis pelo desgaste de revestimentos dos equipamentos.

Os britadores são considerados equipamentos relativamente mais eficientes do que moinhos, sob o ponto de vista de utilização da energia para gerar fragmentação, já que em moinhos a cominuição se dá por variados mecanismos, que na prática são mais difíceis de serem controlados.

A câmara interna de britadores apresenta uma redução gradual de volume em direção à descarga do equipamento, fato este que condiciona uma diminuição progressiva do tamanho máximo dos fragmentos à medida que estes penetram na câmara de britagem. Assim sendo, a probabilidade de um fragmento ser cominuído na câmara interna de um britador é função, principalmente, da relação entre o tamanho do fragmento e a abertura de descarga do equipamento, bem como, secundariamente, do regime de alimentação do equipamento (afogado ou não). Em

termos de modelagem matemática, a função seleção representa a probabilidade de um fragmento ser cominuído.

A distribuição granulométrica do produto de um evento de cominuição depende diretamente do tamanho do fragmento inicial e das características físicas do material. Para fins de modelagem, a função quebra representa a distribuição granulométrica do produto da cominuição.

O processo de britagem pode ser descrito como uma seqüência de fenômenos de classificação e de eventos de cominuição. Inicialmente, todo fragmento é classificado (selecionado) dentro da câmara interna de um britador. As frações muito finas serão descarregadas diretamente, não sofrendo cominuição alguma. Fragmentos maiores serão quebrados e o produto será classificado, tornando a ser quebrado, de modo contínuo, até que seja descarregado pela abertura inferior do equipamento.

O modelo do misturador perfeito (*perfect mixing*) representa o processo de britagem, por meio de equações relativas às funções seleção e quebra, para a condição de equilíbrio. A figura 3.6 apresenta, em forma de diagrama, as interações acima descritas.

Figura 3.6 - Representação esquemática do modelo de operação de britadores (fonte: NAPIER-MUNN et al., 1999)

O balanço de massas do fluxo acima é quantificado da seguinte forma:

$$x = f + A.C.x \quad (25)$$

$$x = p + C.x \quad (26)$$

Definindo-se:

- x é o vetor que representa a massa de cada fração granulométrica no interior da câmara do britador;
- f é o vetor que representa a distribuição granulométrica da alimentação do britador;
- p é o vetor que representa a distribuição granulométrica do produto do britador;
- C é a função classificação, matriz diagonal que contém a proporção de cada fração granulométrica que entrará cominuição;
- A é a função aparecimento⁹, matriz triangular contendo a distribuição granulométrica de cada fração granulométrica, após um evento de cominuição;

Combinando-se as equações (25) e (26) e considerando I a matriz identidade, chega-se ao modelo de Whiten, para a operação de britadores, cuja relação principal é a que segue (DELBONI, 2003):

$$p = \frac{(I - C)}{(I - A * C)} \quad (27)$$

A representação matricial do modelo é bastante conveniente, uma vez que os fluxos de entrada e saída dos equipamentos são expressos em forma vetorial e as propriedades do material e do equipamento definidas em função dos tamanhos médios de cada intervalo granulométrico.

O modelo fica, portanto, reduzido à determinação dos parâmetros que definem o processo de seleção de partículas, já que os ensaios de caracterização tecnológica, anteriormente descritos, fornecem as informações sobre a distribuição granulométrica do produto. A seguir, serão descritos resumidamente os conceitos envolvidos na determinação da função classificação, assim como as peculiaridades do tratamento dos dados oriundos dos ensaios de caracterização, para fins de modelagem da operação de britadores.

Antes de passar à descrição, convém salientar que o presente modelo permite o cálculo da potência consumida pelo equipamento, item este que pode representar uma importante informação em determinados exercícios de simulação.

⁹ Tradução literal do inglês para a expressão *appearance function*. Refere-se à distribuição granulométrica que irá surgir após um evento de quebra de uma dada partícula ou conjunto de partículas.

3.4.1.1. Função Seleção

A distribuição de probabilidades de um fragmento de tamanho qualquer sofrer um evento de cominuição está mostrada na figura 3.7.

Figura 3.7 - Função classificação ou seleção.

Considerando-se x_i o tamanho da partícula, a função seleção é assim descrita em termos analíticos:

$$C(x_i) = 1 \quad \text{se } x_i > K2 \quad (28)$$

$$C(x_i) = 1 - \left(\frac{K2 - x_i}{K2 - K1} \right)^{K3} \quad \text{se } K1 < x_i < K2 \quad (29)$$

$$C(x_i) = 0 \quad \text{se } x_i < K1 \quad (30)$$

Para a determinação das equações paramétricas relativas aos elementos K_n , são

utilizadas técnicas de regressão linear múltipla de modo a correlacionar as variáveis de operação e as físicas do equipamento aos valores obtidos a partir de amostragens em circuitos industriais.

Para a maioria dos britadores, o parâmetro K_1 representa a APF (abertura na posição fechada), K_2 representa a APA (abertura na posição aberta), ou a APF acrescentado do movimento do excêntrico ou da mandíbula do equipamento e K_3 geralmente uma constante simples. Entretanto, a vazão mássica e a distribuição granulométrica de alimentação do equipamento, também apresentam influência no perfil da função seleção. As equações abaixo descrevem a forma da parametrização dos elementos K_n , trazendo ainda a possibilidade de levar em consideração as variáveis secundárias para o processo, tais como o comprimento do revestimento e o período de utilização.

$$K_1 = A_0 \cdot APF + A_1 \cdot TPH + A_2 \cdot F_{80} + A_3 \cdot Llen + A_4 \quad (31)$$

$$K_2 = B_0 \cdot APF + B_1 \cdot TPH + B_2 \cdot F_{80} + B_3 \cdot Llen + B_4 \cdot ET + B_5 \quad (32)$$

$$K_3 = C_0 \quad (33)$$

Definindo-se:

- APF = abertura na posição fechada (cm);
- TPH = vazão mássica de alimentação do britador (t/h);
- F_{80} = tamanho da malha na qual passam 80% do fluxo de alimentação do britador (mm);
- Llen = comprimento do revestimento (cm);
- ET = movimento do excêntrico (cm);
- A, B e C = constantes;

Observa-se, na prática, que os valores de K_1 e K_2 decrescem na medida em que se aumenta o afogamento do britador. Esse fenômeno pode ser interpretado como consequência do surgimento de pacotes de material no interior da câmara de britagem, que proporcionam:

- a quebra entre fragmentos e não somente quebra fragmento/revestimento,

causando a diminuição de K_2 ; e

- o impedimento no escoamento para baixo de fragmentos, que, de outra maneira, encontrar-se-iam em posições inferiores na câmara de britagem. Esta condição conduz à diminuição de K_1 .

3.4.1.2. Fragmentação

As informações provenientes dos ensaios de caracterização tecnológica, como o *drop weight test*, são tratadas de modo diferente para sua utilização no modelo de operação de britadores.

Duas características inequívocas do processo de britagem condicionam condições especiais para os ensaios de caracterização com amostras do material que se deseje estudar. A primeira refere-se ao tamanho dos fragmentos processados, uma vez que existe uma forte dependência entre a resistência do fragmento e o seu tamanho. Assim sendo, há necessidade de utilizar nos ensaios, fragmentos com tamanhos próximos aos processados pelo equipamento, o que, entretanto, nem sempre é possível. A segunda refere-se ao valor de energia específica praticado no ensaio, dado que britadores raramente proporcionam condições para níveis maiores do que 1 kWh/t.

A primeira consideração acima introduz uma modificação substancial no tratamento dos dados oriundos dos ensaios de fragmentação, pois não se pode representar adequadamente a relação t_{10} versus t_n , para qualquer material, por um único feixe de curvas. Para tanto, utiliza-se uma matriz que correlaciona os valores de t_{10} iguais a 10, 20 e 30 com a distribuição granulométrica correspondente, representada pelos valores de t_2 , t_4 , t_{25} , t_{50} e t_{75} , conforme mostra a tabela 3.12.

Tabela 3.12 - Distribuição granulométrica normalizada do produto de ensaios de caracterização

t_{10}	t_{75}	t_{50}	t_{25}	t_4	t_2
10	2,8	3,3	5,4	21,2	49,6
20	5,7	7,2	10,3	45,0	74,9
30	8,1	10,8	15,7	61,4	85,2

Os valores intermediários são obtidos por interpolação tipo *spline*. A fragmentação em britadores é, portanto, convenientemente representada por meio do parâmetro t_{10} , sendo que este é calculado por meio de uma equação que correlaciona os valores experimentais observados com as variáveis de operação empregadas. Uma vez ajustada, a eq. (34) pode ser empregada em exercícios de simulação para diversas condições de operação:

$$t_{10} = D_0 \cdot APF + D_1 \cdot TPH + D_2 \cdot F80 + D_3 \quad (34)$$

Definindo-se:

- APF = abertura na posição fechada (cm);
- TPH = vazão mássica de alimentação do britador (t/h);
- F_{80} = tamanho da malha na qual passam 80% do fluxo de alimentação do britador (mm);
- D_i = constantes;

Valores típicos de t_{10} calculados a partir de operações industriais apontam 10 a 15 para britadores cônicos secundários e terciários, 5 a 10 para britadores primários de mandíbulas (não afogados) e 25 para britadores cônicos terciários operando afogados.

3.4.2. Modelos matemáticos de moinho de bolas

Os moinhos de bolas são fabricados em uma ampla faixa de relações de comprimento / diâmetro. Podem ser usados como moinhos primários ou de estágio único, no caso de alimentações inferiores a 10 até 15 mm. Têm ampla aplicação no segundo estágio de moagem, com o primeiro sendo constituído por moinhos de barras ou autógenos e semi-autógenos, assim como em estágios de remoagem (BERALDO, 1987).

A descrição de modelos de moinhos de bolas usados neste texto é baseada em Delboni (2003), que descreve os conceitos de modelos de balanço populacional.

Whiten considera este fenômeno como um misturador perfeito, eliminando assim as dificuldades em estabelecer o tempo de residência para cada fração granulométrica no interior do moinho (DELBONI, 2003).

O Modelo de Misturador Perfeito ou *Perfect Mixing Model* (PMM) baseia-se, portanto, 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:

$$f_i + \sum_{j=1}^i r_j s_j a_{ij} = p_i + r_i s_i \quad \text{ou} \quad (35)$$

$$f_i - p_i + \sum_{j=1}^i r_j s_j a_{ij} - r_i s_i = 0 \quad (36)$$

Subtraindo-se a condição em que $j = i$ no somatório da massa proveniente da fragmentação de frações mais grossas que a considerada na equação acima, chega-se à forma mais comum da equação básica do PMM, conforme mostrada abaixo.

$$f_i - p_i + \sum_{j=1}^{i-1} r_j s_j a_{ij} - r_i s_i (1 - a_{ii}) = 0 \quad (37)$$

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. A variável a_{ij} representa a fração retida na malha i proveniente da malha j , após um evento de fragmentação, e o parâmetro r_i corresponde à frequência desses eventos para a i -ésima faixa de tamanhos.

Para o melhor entendimento de cada um dos termos da equação acima, a figura 3.8 apresenta os fluxos mássicos correspondentes às partículas cominuídas até uma determinada fração granulométrica e as dela descarregadas.

Figura 3.8 - Fluxos mássicos correspondentes às partículas encaminhadas a uma determinada fração granulométrica e dela descarregadas (Delboni, 1999)

Os fluxos da figura acima são detalhados abaixo:

- fluxo (1) f_i = vazão de alimentação da fração i do moinho;
- fluxo (2) $\sum_{j=1}^{i-1} a_{ij} r_j s_j$ = vazão para a i -ésima faixa granulométrica da carga do moinho, proveniente de quebra que ocorre em faixas granulométricas mais grossas que i ;
- fluxo (3) $(r_i s_i - a_{ii} r_i s_i)$ = vazão na qual o material deixa a fração i e passa para frações mais finas da carga do moinho;
- fluxo (4) p_i = vazão na qual o material deixa a fração i e é descarregado do moinho;

Uma limitação de ordem prática importante, sob o ponto de vista da modelagem matemática, é a impossibilidade de se quantificar diretamente a distribuição granulométrica do minério contido na câmara interna de moagem de moinhos de bolas. Para tanto, as duas equações básicas do PMM, abaixo apresentadas, foram modificadas para possibilitar a aplicação no caso específico de modelagem de moinhos de bolas, de forma a condensar e permitir a normalização dos parâmetros taxa de quebra e descarga.

Para a sua aplicação aos moinhos de bolas, o modelo de misturador perfeito necessita ser adaptado, uma vez que a carga de minério de moinhos industriais é raramente conhecida ou mesmo acessível. Assim, considera-se que como o conteúdo do moinho está perfeitamente misturado, a carga do moinho está relacionada com o produto por meio de uma taxa de descarga, d_i , para cada faixa

granulométrica.

$$p_i = d_i s_i \quad \text{ou} \quad s_i = \frac{p_i}{d_i} \quad (38)$$

$$f_i - p_i + \sum_{j=1}^{i-1} r_j s_j a_{ij} - r_i s_i (1 - a_{ii}) = 0 \quad (39)$$

Combinando as equações acima teremos:

$$f_i - p_i \left(1 + \frac{r_i}{d_i} (1 - a_{ii}) \right) + \sum_{j=1}^{i-1} a_{ij} \left(\frac{r_j}{d_j} \right) p_j = 0 \quad (40)$$

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 o minério processado. A figura 3.9 mostra a distribuição de valores r/d em função do tamanho de partícula.

Figura 3.9 - Distribuição típica do parâmetro r/d

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

a normalização do parâmetro r/d .

$$\frac{r_i}{d_i} = \frac{r_i}{d_i^*} \times \left(\frac{D^2 L}{4Q} \right) \quad (41)$$

Definindo-se:

- D = diâmetro interno do moinho (m);
- L = comprimento interno do moinho (m);
- Q = vazão volumétrica de alimentação do moinho (m^3/h).

Desta forma, o modelo matemático da operação de moinhos de bolas é definido a partir das características do minério (função aparecimento) e das características do equipamento (r/d^*). Este último sendo representado por uma curva quadrática, definida por 3 ou, no máximo, 4 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 este motivo, em exercícios de otimização de operações existentes, recomenda-se a realização de amostragens para calibração do modelo. Já em projetos de novas instalações são empregados valores de operações similares contidas em bancos de dados ou, se forem disponíveis, dados de plantas piloto a partir do minério estudado.

O modelo apresentado provou ser robusto o suficiente para permitir o cálculo do desempenho em moinhos de bolas, segundo uma ampla gama de condições de operação, muitas vezes significativamente diferentes das quais foi calibrado.

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 os 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, portanto, de base para exercícios de simulação empregando o modelo de moinhos de bolas.

$$\left(\frac{r_i}{d_i^*} \right)_{SIM} = (FATOR \ DE \ ESCALA) \times \left(\frac{r_i}{d_i^*} \right)_{AJUS} \quad (42)$$

A equação acima indica que a função taxa de quebra normalizada (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^* ajustado) serão calculados para as simulações (r/d^* simulado) com base na equação acima.

Os cinco fatores de escala são relativos às variáveis de operação passíveis de alteração e aos seus efeitos no parâmetro r/d^* , estando abaixo resumidamente descritos.

Efeito do Diâmetro (D) do Moinho:

$$F_A = \sqrt{\left(\frac{D_{SIM}}{D_{AJUS}} \right)} \quad (43)$$

Efeito do Grau de Enchimento (GE) do Moinho:

$$F_B = \left[\frac{(1 - GE_{sim}) GE_{sim}}{(1 - GE_{ajust}) GE_{ajust}} \right] \quad (44)$$

Efeito da velocidade (velocidade em porcentagem da velocidade crítica) do moinho:

$$F_C = \left(\frac{Vel_{sim}}{Vel_{ajust}} \right) \quad (45)$$

O fator de correção acima é válido para variações da velocidade do moinho (V_m) dentro dos seguintes limites, $55\% \text{ Cs} < V_m < 78\% \text{ Cs}$, no qual Cs corresponde ao valor da velocidade crítica do moinho.

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

$$F_D = \left(\frac{WI_{ajust}}{WI_{sim}} \right)^{0,8} \quad (46)$$

O efeito da variação do tamanho de bolas no desempenho do moinho foi também objeto de investigações, sendo quantificado da seguinte forma:

Efeito do diâmetro (D_b) de bolas:

$$X_{\max} = K D_b^2 \quad (47)$$

Definindo-se:

- $x_{\max}$ = tamanho de partícula no qual ocorre a máxima taxa de quebra (mm);
- D_b = diâmetro de bola (mm);
- K = constante (aproximadamente $4,4 \times 10^{-4} \text{ mm}^{-1}$).

Assim sendo, os fatores de correção são os seguintes:

$$F_E = \left(\frac{D_{b \text{ sim}}}{D_{b \text{ ajust}}} \right)^2 \quad \text{para } x > x_{\max} \quad (48)$$

$$F_E = \left[\frac{\left(\frac{1}{D_{b \text{ sim}}} \right)}{\left(\frac{1}{D_{b \text{ ajust}}} \right)} \right] \quad \text{para } x < x_{\max} \quad (49)$$

3.4.3. Modelos matemáticos de peneiras e ciclones

A grande maioria das instalações de moagem de minério se faz em um circuito fechado. Em moagem a úmido, são utilizados principalmente ciclones ou ainda peneiras para alimentações mais grosseiras. O classificador recebe o material do

moinho e o separa em dois produtos: o grosso, constituído pela fração que retorna ao moinho, também chamada de carga circulante, e o fino, que corresponde ao produto final da moagem (BERALDO, 1987).

O texto sobre modelagem de peneiras e ciclones é baseado no texto de Delboni (2003). Segundo o autor, modelos matemáticos da operação de equipamentos de classificação são baseados em dois componentes. O primeiro é o modelo da curva de partição do sistema minério/equipamento e o segundo, o modelo de operação do equipamento, que fornece, principalmente, valores de capacidade. Ambos os modelos são tratados em detalhe nas próximas seções.

3.4.3.1. *Curvas de partição*

Define-se partição, numa operação de classificação, como a proporção da alimentação que passa para o produto mais grosso, contendo a maioria relativa de grossos. Em se tratando de equipamentos de classificação por sedimentação, refere-se ao *underflow*. Esta definição pode ser tomada em carácter global, ou seja, o quociente da divisão entre as vazões totais de *underflow* e de alimentação ou, em carácter individual, para cada faixa discreta de tamanhos.

A curva assim obtida denomina-se curva de partição real do sistema. É comum, entretanto, observar que curvas reais não passam pela origem, característica esta devida à presença de finos no *underflow*.

Segundo Delboni (2003), vários mecanismos foram propostos para quantificar tal fenômeno, denominado *by-pass* ou curto-circuito, porém, o mais utilizado é o de Kelsall, que associa a todas as classes granulométricas o mesmo valor de *by-pass*, igual à recuperação de água no *underflow*.

Uma vez subtraída à parcela correspondente ao *by-pass* de cada classe granulométrica, obtém-se a curva de partição corrigida do sistema. Ao dividirem-se os valores das abscissas desta pelo diâmetro mediano de partição (d_{50_c}), chega-se à curva padrão do sistema, conforme proposto por Yoshioka e Hota (YOSHIOKA; HOTA, 1955 apud DELBONI, 2003).

A curva padrão de partição reveste-se de importância fundamental para a

modelagem matemática, visto que, segundo Lynch e Rao (LYNCH; RAO, 1975 apud DELBONI, 2003), (a) independe da condição operacional do sistema e (b) mostra-se válida para ciclones de diferentes tamanhos.

Devido à sua importância, a curva padrão de partição foi objeto de parametrizações diversas. As figuras 3.10 e 3.11 apresentam, de forma esquemática, as curvas de partição descritas.

Figura 3.10 - Curvas de partição – real (X) e corrigida (Δ)

Figura 3.11 - Curvas padrão de partição

Independentemente da equação empregada, são três os parâmetros necessários para se caracterizar a operação por meio de curvas de partição, a saber:

- inclinação (α) da curva no segmento próximo ao d_{50c} . Sendo um parâmetro de

- dispersão, α está associado, ainda que erroneamente¹⁰, à qualidade da separação;
- diâmetro mediano da separação (d_{50c}) que indica o tamanho da partícula que possui as mesmas chances de ser encaminhado tanto para o *underflow* como para o *overflow*. É um parâmetro de posição da curva de partição;
 - partição de água do *underflow* (R_f), associado à parcela correspondente ao *bypass*.

A sequência de um exercício típico de simulação da operação de classificadores inicia-se a partir da curva padrão de partição do sistema, passando pela curva corrigida e calculando a curva real, de modo a permitir o cálculo das distribuições granulométricas dos produtos gerados.

A curva padrão de partição do sistema é caracterizada apenas pelo parâmetro de inclinação (α) da mesma. Para se obter a curva corrigida a partir da curva padrão, basta multiplicar os valores das abscissas (d_i/d_{50c}) desta última, pelo valor calculado do diâmetro mediano da separação (d_{50c}).

A curva real é calculada mediante a incorporação do valor de partição de água para o *underflow* (R_f), conforme a equação abaixo:

$$P_{r_i} = P_{c_i} (1 - R_f) + R_f \quad (50)$$

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

$$P_{c_i} = 1 - \exp(-0,693 x_i^m) \quad \text{Plitt} \quad (51)$$

Definindo-se:

$$x_i = \frac{d_i}{d_{50c}} \quad (52)$$

¹⁰ Tendo em vista que não leva em conta a forma das partículas e nem o comportamento de materiais com diferentes minerais. Para uma separação de um material que contém apenas um mineral, podemos dizer que este parâmetro representa a eficiência da separação. Nos demais, o índice deve ser avaliado levando-se em conta as características do material e do processo em questão.

$$P_{p_i} = \frac{e^{\alpha} - 1}{e^{\alpha x_i} + e^{\alpha} - 2} \quad \text{Whiten} \quad (53)$$

A parametrização proposta por Plitt (PLITT, 1976 apud DELBONI, 2003), apresenta a conveniência de poder ser obtida diretamente sobre papel bi-logarítmico e, por meio de uma simples regressão linear, permite calcular diretamente o valor da inclinação (m) da curva de partição. Segundo Delboni (2003), a equação de Whiten requer regressões não-lineares para cálculo de sua inclinação (α).

Apesar das parametrizações acima apresentadas representarem satisfatoriamente a grande maioria das operações de classificação em tratamento de minérios, há 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 o *spline function* (WHITEN, 1972 apud DELBONI, 2003), o método discretizante (DELBONI, 1989), dentre outros.

Os métodos numéricos apresentam como grande vantagem a sua adaptabilidade a qualquer situação, porém, suprimem o conceito de inclinação da curva que, em muitos casos, representa uma informação qualitativa útil acerca do processo.

3.4.3.2. Modelo de ciclones

Há na literatura específica uma série de modelos de operação de ciclones, porém os modelos consagrados são os de Plitt e Nageswararao, este último originado diretamente do modelo criado por Lynch e Rao, conforme descrito por Delboni (2003). Existem, entretanto, diferenças conceituais entre estes dois modelos, que serão abordadas oportunamente neste texto. A seguir será descrito o modelo de Nageswararao (NAGESWARARAO, 1978 apud DELBONI, 2003), em termos das equações paramétricas, assim como suas peculiaridades e limitações.

O modelo de Nageswararao tem por base quatro equações 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 equação relativa ao diâmetro mediano da separação é a seguinte:

$$d_{50c} = K_{D_0} \left(\frac{D_i}{D_c} \right)^{-0,5} (\theta)^{0,15} \left(\frac{L_c}{D_c} \right)^{0,2} D_c^{0,35} \left(\frac{D_o}{D_c} \right)^{0,52} \left(\frac{D_u}{D_c} \right)^{-0,47} \lambda^{0,93} \left(\frac{P}{\rho_p g D_c} \right)^{-0,22} \quad (54)$$

A constante K_{D_0} permite a calibração da equação e depende das características do minério que alimenta o ciclone, principalmente quanto à distribuição granulométrica e ao peso específico.

Um fenômeno importante, sob a ótica do processo de classificação, é a variação do d_{50c} em função da densidade dos minerais presentes. Uma vez calculado o d_{50c} do minério pela equação acima, é possível calcular os valores desse parâmetro para os minerais individuais presentes por meio da equação que segue:

$$d_{50c}(m) = \left(\frac{sg_f - 1}{sg_m - 1} \right) d_{50c} \quad (55)$$

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

$$R_f = K_{W_1} \left(\frac{D_i}{D_c} \right)^{-0,5} (\theta)^{-0,24} \left(\frac{L_c}{D_c} \right)^{0,22} \left(\frac{D_o}{D_c} \right)^{-1,19} \left(\frac{D_u}{D_c} \right)^{2,40} \lambda^{0,27} \left(\frac{P}{\rho_p g D_c} \right)^{-0,53} \quad (56)$$

$$R_v = K_{V_1} \left(\frac{D_i}{D_c} \right)^{-0,25} (\theta)^{-0,24} \left(\frac{L_c}{D_c} \right)^{0,22} \left(\frac{D_o}{D_c} \right)^{-0,94} \left(\frac{D_u}{D_c} \right)^{1,83} \left(\frac{P}{\rho_p g D_c} \right)^{-0,31} \quad (57)$$

Definindo-se:

D_i = diâmetro equivalente ao orifício de entrada do ciclone (m);

D_o = diâmetro do *vortex finder* (m);

D_u = diâmetro do *apex* (m);

D_c = diâmetro do ciclone (m);

L_c = comprimento da seção cilíndrica (m);

Θ = ângulo da seção cônica (graus);

P = pressão na alimentação (kPa);

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

g = aceleração da gravidade (m/s^2);

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

R_f = recuperação de água para *underflow* (%);

R_v = recuperação de polpa para *underflow* (%);

K = constante de equação, estimada a partir dos dados experimentais;

λ = termo de correção para sedimentação retardada = $10^{1,82C_v}/[8,05(1-C_v)^2]$;

C_v = concentração volumétrica de sólidos na alimentação;

Sg_f = densidade média dos sólidos de alimentação;

Sg_m = densidade média do mineral de interesse;

$D50_c$ = é o $d50_c$ do sistema incluindo todas espécies minerais;

$d50_c$ (m) = é o $d50$ corrigido do mineral de interesse.

Essas equações apresentam constantes de proporcionalidade que, da mesma forma que a constante da equação do d_{50c} , dependem exclusivamente das características do minério alimentado no ciclone. Deve-se notar, entretanto, que pequenas quantidades de modificadores de viscosidade, tais como argilas, têm forte efeito sobre ambas as variáveis.

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

$$Q = K_{Q_0} \left(\frac{D_i}{D_c} \right)^{0,45} (\theta)^{-0,1} \left(\frac{L_c}{D_c} \right)^{0,2} D_c^2 \left(\frac{P}{\rho_p} \right)^{0,5} \left(\frac{D_o}{D_c} \right)^{0,68} \quad (58)$$

O modelo de Nageswararao tem por premissa fundamental a dependência da curva padrão de partição em relação às condições de operação do ciclone, além de ser

válida para equipamentos que guardem aproximadamente as mesmas relações geométricas entre seus elementos.

Desta forma, é necessária a realização de pelo menos um ensaio 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, segundo Delboni (2003), 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 este 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, já que neste modelo estão explicitadas as equações específicas para o 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 as vazões volumétricas do *underflow* e as do *overflow*.

Para se determinar as vazões dos produtos, emprega-se normalmente um procedimento iterativo, o que introduz um grau de liberdade indesejável no sistema. Dentro da categoria de métodos numéricos, é útil destacar a chamada curva padrão de partição de finos de Nageswararao. Apesar de ter sido originalmente desenvolvida para classificação de minérios com granulometrias finas, esta parametrização é bastante adequada à modelagem de operações com ciclones de fundo plano, nos quais se observam curvas alongadas, bastante diferentes da tradicional forma bi-caudal encontrada em ciclones convencionais.

O modelo para finos de Nageswararao necessita dos valores de partição nos tamanhos iguais a 33% e 66% do d_{50_c} . Com a adição de dois pontos fixos ao sistema, quais sejam, 0,5 (para $d_i/d_{50_c}=1$) e 1,0 (para $d_i/d_{50_c}=0$), pode-se obter, por interpolação, a descrição completa da curva de partição.

3.4.3.3. Modelo de peneiras

Embora existam modelos de natureza mecânica, capazes de descrever com razoável grau de fidelidade o caminhamento das partículas sobre a tela de peneiras,

o modelo utilizado no presente trabalho constou de curva de partição, uma vez que para o emprego de modelos mecanísticos mais sofisticados haveria necessidade de executar-se um número elevado de ensaios, para variação de cada parâmetro do modelo, de forma individual.

Ademais, como não há interesse no escalonamento ou dimensionamento destes equipamentos com base em modelos matemáticos, o modelo de curva de partição, com base nos parâmetros d_{50c} , inclinação e partição de água, serviu aos propósitos do presente estudo.

3.4.4. Modelo matemático de moagem semi-autógena

Segundo Jones (2006), um moinho semi-autógeno é um moinho autógeno que utiliza bolas de aço em adição aos corpos moedores naturais, de minério. A adição de bolas, tipicamente de 6 a 12% do volume e de diâmetros de 100 a 125 mm, melhora o desempenho de moinhos autógenos para patamares ideais com minérios de alta resistência à moagem e quantidades insuficientes de corpos moedores naturais. Moinhos semi-autógenos podem tratar uma grande variedade de minérios. Estes moinhos são ideais para britagem, lavagem, atrição e moagem grosseiras de minérios com quantidades significativas de argilas e umidade alta. Moinhos autógenos e semi-autógenos são empregados, geralmente, para preparar o minério para moagem final em moagem de bolas. Diferente de seus predecessores, este equipamentos podem processar, em um único estágio, o produto dos britadores primários, ou até mesmo o *run of mine* de minas subterrâneas, com tamanhos de até 300 mm, gerando produtos finos.

Estes moinhos são classificados em geral pelo aspecto (relação entre diâmetro e comprimento). Moinhos de aspecto alto são aqueles com relação de diâmetro / comprimento igual ou maior que 1, enquanto que os moinhos com relação diâmetro / comprimento menor que 1 são chamados de aspecto baixo. A figura 3.12 ilustra um moinho do primeiro tipo.

Figura 3.12 - Moinho semi-autógeno de aspecto alto

A descrição apresentada nesta seção sobre o modelo empregado é baseada no texto de Delboni (2003). O modelo para moinhos semi-autógenos baseia-se no modelo do misturador perfeito, utilizado para os moinhos de bolas, conforme apresentado na eq. (37). Este modelo tem por base dois grupos de parâmetros, um relativo ao equipamento, representado pela taxa de quebra (*breakage rate*), conforme apresentado na figura 3.13, e o outro grupo relativo ao minério, obtido pelo ensaio *Drop Weight Test*. A distribuição taxa de quebra (r_i) é definida como a fração fragmentada do material, em uma faixa granulométrica, por unidade de tempo. A distribuição dos valores da taxa de quebra é assimilada a uma função, utilizando-se a técnica denominada *Cubic Splines*, em cinco nós (abscissas) situados nos pontos 0,25 , 4,0, 16, 44 e 125 mm. A figura 3.13 apresenta, em forma de gráfico, um exemplo de uma função taxa de quebra calculada a partir de dados de operação de moinhos autógenos e semi-autógenos.

Figura 3.13 - Função taxa de quebra calculada para moinhos autógenos e semi-autógenos

Conforme pode ser observado na figura 3.13, a função taxa de quebra exibe, via de regra, a forma de uma função cúbica, com dois pontos de inflexão, bem definidos. O ponto de inflexão superior determina a taxa de quebra máxima, segundo o mecanismo de atrição. O ponto de inflexão inferior representa a transição entre os mecanismos de fragmentação por abrasão¹¹, que se caracteriza por ser de baixa energia (que pode ser causado pela movimentação no meio da carga ou impactos na base da carga) e atrição¹², que se caracteriza por ser de alta energia, proveniente do impacto gerado pela queda de partículas maiores levantadas pelo revestimento do moinho.

A faixa granulométrica que se acumula nesta inflexão da curva é denominada tamanho crítico e pode ser interpretada como a classe de fragmentos que é muito grande para ser fragmentada por atrição e/ou impacto e, por encontrar-se bastante arredondada, tem uma taxa de quebra por abrasão relativamente baixa. Essa fração tende a se acumular no interior do moinho, diminuindo o desempenho do mesmo. Uma das soluções para se contornar o problema é a instalação de aberturas maiores de descarga, denominada *pebble ports*, de forma a propiciar a descarga dessa fração que, via de regra, é britada no chamado britador de reciclo, e o produto encaminhado de volta ao moinho.

Sobre o segundo grupo de parâmetros do modelo, referente às características do

¹¹ Abrasão é o desgaste por fricção, raspagem.

¹² Atrição é uma fricção energética sobre o corpo, onde uma partícula fica entre outras duas partículas ou entre uma partícula e uma superfície sólida.

mineiro, a variável a_{ij} , da eq. (36), representa a fração retida na malha i proveniente da malha j , após um evento de fragmentação. O conjunto de valores desta variável é calculado a partir dos ensaios de caracterização com o minério.

A eq. (38) introduz a função taxa de descarga do moinho (d_i) ou a taxa segundo a qual a polpa é descarregada do moinho, tendo a dimensão de inverso de tempo. Para faixas de tamanho superiores à abertura da grelha, esta função tem valor nulo, atingindo um máximo, com o decréscimo do tamanho da partícula.

Apesar da interdependência entre as variáveis do modelo, a taxa de quebra é assumida como exclusivamente dependente das características de projeto e de operação do moinho. Na estrutura do modelo aqui descrito, a função taxa de quebra é retro-calculada pelas equações do modelo, em função dos ensaios em escala piloto ou provenientes de amostragem industrial.

Após a calibração, o modelo é empregado para prever a distribuição granulométrica do produto, o nível da carga e a potência consumida por um dado moinho, baseados na vazão e na distribuição granulométrica da sua alimentação, assim como nas características do minério alimentado.

3.5. OPERAÇÃO E OTIMIZAÇÃO DE CIRCUITOS DE MOAGEM SEMI-AUTÓGENOS

A história da moagem autógena está ligada à moagem de minérios de ouro. O primeiro trabalho publicado sobre o tema foi de Kenneth L. Graham (1907) apud Bond (1985), na África do Sul, que fez um estudo comparativo de moagem entre um moinho que utilizava corpos moedores do próprio minério e um moinho usando *pebbles*¹³ importados (oriundos de outras minas), mostrando os ganhos de se trabalhar com o próprio minério. O primeiro relato de moagem autógena fora da África do Sul data de 1912, no México, seguida de uma instalação, em 1914, em

¹³ Fragmentos de rocha gerados em processos de britagem ou moagem, em geral entre 35 e 70 mm, que em alguns casos são usados como corpos moedores. Em português, na área de moagem de bolas, usa-se o termo seixos. Neste trabalho, usou-se a conotação *pebbles*, por ser a mais usada na área de moagem semi-autógena, mesmo no Brasil.

Nevada, EUA. A moagem autógena continuou sendo usada na África do Sul, mas foi substituída pela moagem de bolas no restante das operações. Em 1949, o método foi revisto por B.S. Crocker, para uma aplicação de moagem de minério de ouro muito fina, abaixo de 30 μm , com a substituição das bolas de aço por corpos moedores do próprio minério (BOND, 1985).

A partir de 1950, este revolucionário equipamento foi introduzido com sucesso nas instalações de processamento mineral. Apesar de inicialmente confinado às minas de ouro, a utilização de moinhos autógenos aumentou na indústria de processamento mineral, principalmente nas duas últimas décadas. Esta opção se mostrou tão viável que hoje não é incomum observar, em usinas com altas capacidades, a substituição dos tradicionais circuitos com britagem, moagem de barras e bolas por circuitos de moagem autógena com um único estágio (DELBONI, 1999). Deve-se destacar também os problemas observados no processamento de minérios muito úmidos em britadores e de minérios muito viscosos em moinhos de barras e bolas. Em ambos os casos, os moinhos autógenos e semi-autógenos são alternativas interessantes, como é o caso do moinho de bauxita da Vale em operação em Paragominas, PA.

A figura 3.14 ilustra a venda anual de moinhos autógenos e semi-autógenos, pela capacidade instalada (kW).

Figura 3.14 – Capacidade instalada (kW) de moagem autógena / semi-autógena vendida por ano (fonte: JONES, 2006)

Há diversos tipos de configurações de circuitos de moagem que utilizam moinhos

3.5.2. Circuito moinho autógeno – moinho de *pebbles* (FAP)

Este circuito combina um estágio de moagem autógena primária com um estágio de moagem secundária que utiliza os *pebbles* gerados na moagem autógena como corpos moedores. É uma solução interessante para circuitos em estágio único que apresentam alta geração de *pebbles*, pois absorvem no estágio secundário as oscilações de vazão observadas no circuito primário, mediante o ajuste da carga do estágio secundário, garantindo assim a capacidade do circuito.

O custo de capital deste circuito é um pouco superior à opção de moagem autógena seguido de moinho de bolas, tendo em vista os maiores custos dos moinhos de *pebbles*, que costumam ser maiores que os moinhos de bolas. No entanto, os custos de operação são muitos menores, devido à economia com corpos moedores. É um circuito usualmente utilizado na Suécia e na Finlândia. A figura 3.16 ilustra este tipo de circuito.

Figura 3.16 - Moagem autógena seguida de moagem com *pebbles*, circuito FAP
(Fonte: Delboni, 2007)

3.5.3. Circuito moinho autógeno – moinho de bolas (FAB)

É a opção que utiliza o moinho autógeno seguido de moinho de bolas. É uma boa opção para minérios que apresentam fração grosseira competente como corpo moedor, mas, no entanto, a fração crítica não é adequada para moagem secundária de *pebbles*. Desta forma, a fração crítica retorna ao moinho autógeno e os finos são encaminhados para a moagem de bolas. Em relação ao circuito FAP, apresenta maior estabilidade na moagem de bolas, podendo minimizar possíveis oscilações no circuito primário. Essa configuração apresenta consumo energético específico mais próximo do circuito convencional de britagem multi-estagiada e moagem barras/bolas.

Um exemplo brasileiro é a usina da São Bento, que operou por cerca de 20 anos e está localizada em Santa Bárbara, MG. O minério aurífero lavrado em sub-solo era encaminhado ao moinho primário e, na seqüência, ao estágio secundário, composto por um moinho de bolas que operava em circuito fechado com ciclones. Não havia britagem no circuito. A economia com corpos moedores no moinho primário contribuiu para a redução dos custos de operação, que eram bastante altos, principalmente devido à etapa de lixiviação do ouro. A figura 3.17 ilustra este tipo de circuito.

Figura 3.17 - Moagem autógena seguida de moagem com bolas, circuito (FAB)
(Fonte: DELBONI, 2007)

3.5.4. Circuito moinho semi-autógeno – moinho de bolas (SAB)

Este circuito apresenta maior flexibilidade em relação ao circuito FAB, suportando melhor as oscilações devido às variações de granulometria e à competência do minério alimentado ao circuito. Alguns circuitos FAB foram convertidos a SAB, no qual o incremento de produção foi superior ao aumento de custos devidos à adição de corpos moedores. Na comparação do *Capex*, a alternativa SAB resulta em reduções de até 25% em relação aos circuitos convencionais de britagem e moagem. Exemplos de aplicações podem ser observados na Austrália e no Chile. No Brasil, destaca-se o circuito originalmente implantado na Mineração Serra da Fortaleza, em Fortaleza de Minas, MG, em operação. O projeto de expansão da usina da Rio Paracatu Mineração (RPM), localizada em Paracatu, MG, incluirá, após totalmente implantado, britagem primária, moagem primária em moinho semi-autógeno e secundária em moinhos de bolas, com aproveitamento dos cinco moinhos existentes, além de mais três unidades adicionais. A figura 3.18 ilustra o circuito.

Figura 3.18 – Circuito SAB – moinho semi-autógeno seguido de moinho de bolas (Fonte: DELBONI, 2007)

3.5.5. Circuito moinho semi-autógeno – britador de reciclo – moinho de bolas (SABC)

Nos casos em que o minério tem maior tendência de formar *pebbles*, que não são adequadamente cominuídos no moinho semi-autógeno, pode-se aumentar a abertura das grelhas de descarga do moinho, retirando este material da câmara de moagem e cominuindo os mesmos em britadores de reciclo. Esta é a opção denominada SABC. Caso o produto dos britadores de reciclo sejam encaminhados diretamente aos moinhos de bolas, a opção é denominada SABC aberta. Nos últimos dez anos, circuitos SABC passaram a ser praticamente padrão na indústria, quer em expansões de linhas existentes ou, ainda, em novas instalações, demonstrando, assim, o grau de confiança neste tipo de circuito. Conversões de circuitos SAB em SABC indicaram aumentos de produção de 8 a 60%, com a maior frequência na faixa de 10 a 15%. Uma vez ajustados e bem operados, circuitos de cominuição SABC são extremamente robustos, pois absorvem amplas faixas de variações de tipos de minério, tanto no estágio primário como no secundário. Sob o ponto de vista de projeto, possuem o menor investimento unitário dentre todas as demais opções de circuito. No Brasil, há dois circuitos em operação sob a configuração SABC. O mais antigo é o da Mineração Serra da Fortaleza, localizada em Fortaleza de Minas, MG, que iniciou sua operação em modo SAB, sendo posteriormente convertido para SABC, incluindo ainda uma variante de britagem secundária. O outro é o circuito da Mina do Sossego, operada pela Vale, em Canaã dos Carajás, PA, que inclui um britador giratório primário, um moinho semi-autógeno, dois britadores cônicos de reciclo, além de dois moinhos de bolas. A figura 3.19 ilustra este circuito.

Figura 3.19 – Circuito SABC – moagem semi-autógena, britador de reciclo e moinho de bolas
(Fonte: DELBONI, 2007)

3.5.6. Operação

Napier-Munn et al. (1999) descrevem com muitos detalhes as características básicas de operação de um moinho semi-autógeno. A seguir, foi feito um levantamento de diversas experiências ressaltando os pontos a serem observados na operação e otimização de um moinho semi-autógeno.

Como ilustração, a figura 3.20 representa o interior de um moinho semi-autógeno. As fotos 3.1 a 3.7 ilustram um moinho semi-autógeno industrial, seu interior, uma operação de troca de revestimentos, assim como detalhes da carga e dos revestimentos.

Figura 3.20 – Representação esquemática de um moinho semi-autógeno (Fonte: VALE, 2003)

Foto 3.1 – Moinho semi-autógeno de 38 pés de diâmetro da usina do Sossego¹⁴

Foto 3.2 – Interior de um moinho semi-autógeno. Ao fundo, observam-se as grelhas de descarga do material

Foto 3.3 – Manipulador de placas, equipamento utilizado para troca dos revestimentos de moinhos de grandes diâmetros

Foto 3.4 – Detalhe da grelha de descarga de um moinho semi-autógeno

Foto 3.5 – Carga de um moinho semi-autógeno após o procedimento de *grind-out*

Foto 3.6 – Carga de um moinho semi-autógeno

¹⁴ Todas as fotos desta página pertencem ao acervo particular do autor.

Foto 3.7 - Detalhe do descarregador de polpa de um moinho semi-autógeno. Ao fundo, na porção iluminada, nota-se a grelha de descarga¹⁵

Segundo Mular e Burkertz (1989), a operação de moinhos semi-autógenos deve visar à maximização da vazão de alimentação dos mesmos. Os fatores que afetam a operação de circuitos com moinhos semi-autógenos são classificados como distúrbios, variáveis do equipamento e variáveis operacionais, conforme descrito abaixo:

- distúrbios: relacionados a características da alimentação, como a resistência à moagem, à distribuição granulométrica e à densidade. Mesmo que não possam ser controlados diretamente, devem ser identificados e compensados com controles operacionais;
- variáveis do equipamento: relacionadas a características do equipamento, como a velocidade de rotação, a distribuição de tamanhos de bolas, a quantidade de carga, a área aberta de grelha, etc. Com exceção da velocidade, as demais características não podem ser mudadas rapidamente. Por isso, modificações nestas variáveis devem levar em conta as características atuais e futuras do minério que alimenta o moinho;
- variáveis operacionais: envolve a vazão de sólidos e água, a carga circulante, potência, a carga de bolas e de minério, a velocidade, o nível de ruído devido ao impacto e a granulometria de alimentação do moinho.

Ressalta-se que a operação é altamente influenciada pela velocidade de rotação do moinho, pelo tamanho de corpos moedores, pela granulometria da alimentação, pela carga de bolas, pela carga total (WESTHUIZEN; POWELL, 2006) e pela resistência

¹⁵ A foto desta página pertence ao acervo particular do autor.

do minério (MORELL; VALERY, 2001).

Devem-se evitar o choque da carga contra o revestimento, provocada pela velocidade de rotação do moinho muito alta ou volumes baixos, para prevenir quebras de revestimentos (PARKS; KJOS, 1989; DUPONT, 2006; SHERMAN, 2006 e WESTHUIZEN; POWELL, 2006). Para controlar esta variável, além de se conhecer o peso ou a potência que representam o enchimento adequado, deve-se ficar atento ao ruído próximo à carcaça, tendo em vista que a ocorrência de impacto de bolas no revestimento irá gerar um ruído facilmente perceptível, seja pelo operador, seja por equipamentos automatizados que fazem este monitoramento (SCHAFFNER; MILE, 1996; MIRANDA; BASSAURE; MASDEN, 1996; PARKS; KJOS, 1989; COLEMAN; NUGROHO; NEALE, 2001 e VELOO et al., 2006). A figura 3.21 ilustra o movimento da carga no interior do moinho, mostrando que para cargas muito baixas ou velocidades muito altas, pode ocorrer o impacto da carga contra o revestimento.

Figura 3.21 – Movimento da carga no interior do moinho semi-autógeno (Fonte: VALE, 2003. Adaptado pelo autor)

Caso o ruído seja considerado elevado, deve-se baixar a velocidade de rotação do moinho, nos casos em que este possui motor com rotação variável (MIRANDA; BASSAURE; MASDEN, 1996) ou aumentar o enchimento de minério do moinho, caso o equipamento não seja provido de velocidade variável. É importante ressaltar, nestes casos, que se deve realizar uma inspeção visual na carga, no primeiro momento em que o moinho possa ser parado. Quando ocorre a quebra de uma placa, em geral, há o vazamento de polpa pelos parafusos de fixação da placa. No caso de quebra de uma grelha, em geral, observam-se fragmentos muito grosseiros na peneira de descarga do moinho. As fotos 3.8 a 3.10 ilustram revestimentos de

moinho semi-autógenos danificados.

Foto 3.8 – Detalhe de uma grelha de descarga danificada¹⁶

Foto 3.9 – Chapa de aço protegendo grelha danificada. Procedimento paliativo para evitar paradas prolongadas do moinho devido a quebras de revestimento

Foto 3.10 – Detalhe de uma placa do espelho de descarga do moinho semi-autógeno quebrada

É importante também ficar atento à acumulação de polpa no moinho, fenômeno chamado de *slurry pool* (POWELL; VALERY, 2006), que ocorre quando o volume de polpa a ser descarregado do moinho é maior que a capacidade de descarga do descarregador de polpa. Pode-se constatar a ocorrência deste fenômeno mediante a observação do aspecto da carga durante os *crash stops*, momento em que o nível de polpa deve estar abaixo da carga. Quando ocorre o *slurry pool*, há a redução da eficiência da moagem e a diminuição da potência devido à contra torque, além do engrossamento do produto. As fotos 3.11 e 3.12 ilustram o fenômeno do *slurry pool*.

¹⁶ Todas as fotos desta página pertencem ao acervo particular do autor.

Foto 3.11 – Acúmulo de polpa dentro do moinho.

Fonte: Powell; Valery, 2006

Foto 3.12 – Detalhe de carga com muita polpa, tendendo a ocorrer *slurry pool*.

3.5.7. Otimização

Diversos autores apresentam uma série de trabalhos sobre a otimização da operação de moinhos semi-autógenos. A seguir, é apresentado um sumário de trabalhos selecionados, segundo a variável analisada, a modificação realizada e, quando citado, o ganho obtido.

3.5.7.1. Revestimentos e grelhas

São de importância fundamental para a manutenção e o desempenho do processo de moagem. Revestimentos têm importância primária para proteger o moinho de desgaste e de danos estruturais e transferir energia à carga. As grelhas retêm os corpos moedores e classificam o material. Grelhas e descarregadores de polpa, (*pulp lifters*), controlam a descarga. Para o controle do desempenho dos revestimentos, deve-se monitorar as peças utilizadas em aspectos como peso, tipo, fornecedor, material, bem como as condições de operação e as trocas prematuras. Parte importante dos cuidados de operação de um moinho semi-autógeno refere-se aos revestimentos, principalmente após o início da operação de moinhos de grande diâmetro, nos anos 1970. Como apontado por Parks e Kjos (1989), usinas com circuitos convencionais possuíam rendimentos operacionais (disponibilidade x utilização) aproximadas de 95%, enquanto circuitos com moinhos semi-autógenos

tinham dificuldade para atingir 80%. Ganhos significativos na vida dos revestimentos podem ser obtidos tomando-se alguns cuidados, que são descritos a seguir.

O desgaste dos revestimentos é um processo complexo que envolve três mecanismos básicos: abrasão, corrosão e impacto. A contribuição de cada mecanismo e a conseqüente contribuição ao desgaste pode variar em função das características do minério, da granulometria da partícula, da química da polpa, das condições de operação do moinho, assim como das características químicas e físicas do revestimento.

Conforme relatado por Oliveira (2009)¹⁷, usualmente, o revestimento metálico de moinhos semi-autógenos é produzido com aços baixa liga contendo cromo e molibdênio (*chrome moly steels*). Os aços do tipo Cr-Mo possuem boa resistência ao impacto e à abrasão. A vantagem do uso destes aços é que, dependendo da composição química e do tratamento térmico utilizado, podem-se obter vários níveis de dureza associados a uma alta tenacidade, garantindo um bom desempenho ao impacto e à abrasão.

Aços baixa liga do tipo Cr-Mo nos quais o teor de carbono é igual ou levemente superior à composição eutetóide no diagrama ferro-carbono têm geralmente textura perlítica. Normalmente, para aplicações que exigem resistência ao desgaste e ao impacto, são utilizados três tipos de aços perlíticos em função do nível de carbono, apresentados na tabela 3.13.

¹⁷ OLIVEIRA, E. **Revestimentos utilizados em moinhos SAG**. [comunicação pessoal] Mensagem recebida por: <mauricio.bergerman@vale.com> em 09 de jan.2009.

Tabela 3.13 – Aços baixa liga do tipo Cr-Mo perlítico com boa resistência ao impacto e à abrasão

Tipo	Composição química*								Dureza Brinell	Tenacidade (Joules)**
	C	Mn	Si	Ni	Cr	Mo	S	P		
Baixo carbono	≤0,55	0,60	0,3	0	2,0	0,3	0	0	275	9 – 14
	0,65	0,90	0,7	0,2	2,5	0,4	0,03	0,03	325	
Médio carbono	0,65	0,60	0,3	0	2,0	0,3	0	0	321	8 – 12
	0,75	0,90	0,7	0,2	2,5	0,4	0,03	0,03	363	
Alto carbono	0,75	0,60	0,3	0	2,0	0,3	0	0	350	7 - 11
	≥0,85	0,90	0,7	0,2	2,5	0,4	0,03	0,03	400	

* % em massa

** ensaio Charpy (Cp com entalhe v, temperatura ambiente).

Fonte: Oliveira (2009)

A tabela 3.14 apresenta a composição química e a dureza dos aços utilizados em revestimentos para moinhos semi-autógenos, produzidos pelos principais fornecedores mundiais.

Tabela 3.14 – Composição química e dureza de revestimentos de moinhos semi-autógenos produzidos pelos principais fornecedores mundiais

Fornecedor	Liga/estrutura	Composição química*								Dureza Brinell
		C	Mn***	Si***	Ni	Cr	Mo	P***	S***	
Elecmetal	CM1 / P	0,53	0,90	0,50	0	2,15	0,35	0,04	0,04	311-375
Elecmetal	CM2 / P	0,53	0,90	0,50	0	2,15	0,45	0,04	0,04	311-375
Bradken	L2C / P**	0,7 – 0,9	0,5-1,2	0,75	0	1,3-2,4	0,2-0,4	0,06	0,06	325-375
Norcast	8X / P	0,6	1,5	0,80	0	1,9-2,5	0,5	0,06	0,05	300-350
Metso	8C5 / B	≤0,42	1,0	0,90	0	1,8-2,3	0,3-0,7	0,06	0,06	280-330
Metso	8C6 / P	≤0,70	1,0	0,90	0	1,8-2,3	0,3-0,7	0,06	0,06	300-350

* % em massa Estrutura – P: perlita; B: bainita

** AS2074 L2C

*** Máximo

Fonte: Oliveira (2009)

Dependendo do desempenho do revestimento quanto a quebras e ao desgaste abrasivo no processo de moagem semi-autógena, alguns fornecedores utilizam durezas diferenciadas para o revestimento do corpo do cilindro e das grelhas de descarga. O processo de otimização dos revestimentos, avaliando-se o melhor material é constante e costuma ser realizado ao longo de toda a vida da usina, tendo em vista as constantes evoluções observadas no desenvolvimento destes materiais. Ultimamente, alguns fornecedores de revestimentos para moinhos semi-autógenos têm ofertado ao mercado revestimentos mistos compostos por borracha e aço. É o caso da Weir, com o revestimento Polygrid®, e da Metso, com o revestimento Polymet®. O conceito combina as propriedades da borracha e do aço de forma a obter a máxima vantagem destes materiais. Esta combinação possibilita o uso de material metálico mais duro (aços planos temperados e revenidos com dureza

superficial superior a 500 HB) e, conseqüentemente, mais resistente ao desgaste abrasivo do que uma peça fundida de aço, apoiado sobre uma camada de borracha natural que irá absorver os esforços de impacto. Este tipo de revestimento tem sido utilizado na substituição das placas baixas fundidas no revestimento do corpo do cilindro dos moinhos semi-autógenos.

O procedimento de *grind out*, que consiste na prática de se rodar o moinho sem alimentação, de modo a esvaziá-lo de sua carga de minério, deixando assim apenas a carga de bolas em seu interior, deve ser evitado, por representar um grande potencial de quebra de revestimentos (MIRANDA; BASSAURE; MASDEN, 1996 e ROSAS et al, 1996). Ressalta-se aqui que nos moinhos com velocidade variável este procedimento pode ser realizado com um menor impacto, tendo em vista que, à medida que o moinho é esvaziado, pode-se ir diminuindo a velocidade de rotação, evitando-se assim o impacto bola – revestimento. Em moinhos com velocidade fixa este procedimento é mais crítico, pois à medida que o moinho ficar sem o minério, a probabilidade de ocorrer o impacto de bolas contra o revestimento é maior. Desta forma, nestes tipos de moinhos, recomenda-se a execução do *grind out* apenas no final da vida do revestimento, quando o moinho já estiver sendo parado para a sua troca de revestimento.

Os revestimentos do corpo do moinho semi-autógeno são do tipo placa e barra elevatória. Os ângulos de ataque desses revestimentos, altura e número das barras têm influência relevante no desgaste e na movimentação da carga no moinho.

A figura 3.22 ilustra as principais partes dos revestimentos de um moinho semi-autógeno.

Figura 3.22 - Componentes de um moinho semi-autógeno Fonte: Parks e Kjos (1989). Adaptado pelo autor

Com exceção das modificações dos primeiros perfis, utilizados nos primeiros moinhos de grande diâmetro, que possuíam ângulos muito baixos, as atuais otimizações de revestimentos não geram ganhos tão significativos em termos de capacidade, mas sim em termos de vida útil do revestimento. Em geral, o que se observa na literatura analisada é uma suavização dos ângulos de ataque dos revestimentos, assim como modificações na estratégia de trocas, no uso de placas maiores e nos descarregadores de polpa curvos e duplos, pontos detalhados abaixo.

- estratégia de troca: evitar a troca de todo o revestimento de uma única vez, trocando apenas as placas baixas, deixando que as altas se tornem baixas (PARKS, 1996). Tem se usado também a troca alternada de placas, trocando-se uma parte das grelhas de descarga em cada parada do moinho, evitando assim uma parada de maior duração. Outro ponto positivo desta estratégia é evitar uma mudança abrupta na área aberta das grelhas, tendo em vista que após a troca, como todas as grelhas são novas, a área aberta é menor do que após certo tempo de utilização, quando ela se desgasta. As fotos 3.13 e 3.14 ilustram a diferença de área aberta entre uma

grelha nova e uma usada.

Foto 3.13 – Grelha mais nova, com menor abertura¹⁸

Foto 3.14 – Grelha mais desgastada, com maior área de abertura

- suavização de ângulos: ângulos menores geram muitas quebras, acúmulo de material entre *lifters* (efeito chamado de *packing*, ou empacotamento, que também pode ser corrigido modificando-se o espaçamento entre os *lifters*), restrição de velocidade e menores vazões de alimentação do moinho. A suavização dos ângulos, saindo de patamares de 7° a 12° para 25 a 30° gerou aumentos de vazão variando de 2,5% (HART et al., 2001) a 11% (VILLOUTA, 2001), além de ganhos de vida do revestimento (STAPLES et al., 2001). Outros autores citam ganhos, porém sem quantificação, como Strohmayr e Valery (2001); Bird; Lamb e Partridge (2001); Kendrick e Marsden (2001); Burguer et al. (2006); Vello et al. (2006) e Dupont (2006). É importante que se avalie adequadamente os ângulos e espaçamento entre as placas, para evitar quebra do revestimento ou acúmulo de material entre os levantadores de polpa. A figura 3.23 ilustra a suavização dos ângulos dos revestimentos.

¹⁸ Todas as fotos desta página pertencem ao acervo particular do autor.

Figura 3.23 – Suavização dos ângulos das placas de revestimentos moinhos semi-autógenos. Linha azul com menor ângulo, passando pela linha rosa com ângulo intermediário e linha vermelha com ângulo mais suave. (Fonte: GOUVEIA, 2006¹⁹)

- uso de placas maiores: com o desenvolvimento da tecnologia dos manipuladores de placas, que cada vez pode carregar placas de maior peso, tem sido observada uma tendência à utilização de placas maiores, visando diminuir a quantidade de placas a serem trocadas, minimizando, assim, o tempo de parada dos moinhos em aproximadamente 25% (SOUSA; FAGUNDES, 2006). As figuras 3.24 e 3.25 ilustram estas placas.

Figura 3.24 - Revestimento com 4 anéis de placas (Fonte: SOUSA; FAGUNDES, 2006)

Figura 3.25 - Revestimento com 3 anéis de placas (Fonte: SOUSA; FAGUNDES, 2006)

- descarregadores de polpa curvos e de câmara dupla: nos últimos anos, os fornecedores de revestimentos passaram a oferecer descarregadores de polpa curvos, a fim de melhorar a descarga de material dos moinhos, evitando o *flowback*, que é o retorno de material que já estava no descarregador de polpa para o moinho.

¹⁹ GOUVEIA, R. **Revestimentos do cilindro de moinhos semi-autógenos**. Metso. 2006. 23 p. Acesso Restrito.

Latchireddi (2006); Hart et al. (2001) e Staples et al. (2001) citam ganhos com esta prática. Nicoli et al. (2001) cita ganhos de 20% de capacidade com a utilização de descarregador de polpa de câmara dupla, que é composta de duas câmaras, sendo que a primeira recebe o material das grelhas e passa o material à segunda, que não tem contato com as grelhas, evitando assim o retorno do material.

3.5.7.2. Distribuição granulométrica de alimentação e resistência do minério

Tendo em vista que os principais fatores que impactam a capacidade dos moinhos semi-autógenos são a granulometria e a resistência do minério, diversos trabalhos avaliam o impacto destas variáveis. Morell e Valery (2001) propõem que a variável que mais impacta a capacidade é a resistência do minério, seguida da granulometria. Os autores ressaltam a importância de se usar métodos *on line* de análise granulométrica e usar o F_{80} e o tamanho máximo para o controle dos resultados da granulometria de alimentação. Afirmam também que é importante usar os alimentadores laterais de retomada do material das pilhas pulmões de alimentação dos moinhos, que recebem material grosseiro, quando o moinho semi-autógeno não está limitando a vazão da usina, para formar uma pilha pulmão com granulometria mais fina.

A tabela 3.15 ilustra exemplos de trabalhos que focaram essas duas variáveis e os ganhos obtidos.

Tabela 3.15 – Projetos de otimização que focaram granulometria e resistência do minério

Autor / operação	Característica do minério	Variação vazão mínima e máxima	Variável estudada	Estratégia de otimização adotada	Ganho obtido
Veillette e Courchesne (1989) Yuan Vezina	Wi 12 a 21 kWh/t	890 a 1.300 t/h	ND*	ND*	ND*
Mitchel e Holowachuk (1996) Highland Valley copper	ND*	300 a 2400 t/h	Tipo de rocha, falhas e grau de alteração hidrotermal	Mapa e reunião diária para <i>blend</i> (Problema em mudar grau de enchimento de bolas devido a velocidade fixa)	ND*
Karageorgos et al. (2001) Fimiston	ND*	ND*	Fragmentação	ND*	Aumento de vazão de 1250 para 1480 t/h com P_{80} de 3,21 para 3,11 mm
Hart et al. (2001) Cadia Hill	ND*	25%	Fragmentação e tipo de minério	Melhora no desmonte (carga, espaçamento e qualidade explosivos)	ND*
Morell e Vallery (2001)	ND*	ND*	ND*	Melhora no desmonte	20%
Kendrick e Marsden (2001) Candelaria	SPI 120 a 300 Wi 14,5	2000 a 3800 t/h	ND*	Aumento do fator de carga na mina Fechamento do britador primário de 6 para 5,5	
Lam et al. (2001) Porgera	Wi de 18 a 9,8 kWh/t A*b 40,45 a 41,15 Ta 0,29 a 0,33	ND*	ND*	Melhora no desmonte e britagem primária	15%
Strohmayr e Valery (2001) Ernest Henry	Wi 8,4 a 15,1 A*b 41 a 109	ND*	ND*	Melhora no desmonte e britagem primária	12%
Burger et al. (2006) Batu Hijau	ND*	ND*	ND*	Maior fator de carga em minérios duros	Aumento de 15% de capacidade nos minérios duros e 2 a 7% na média anual

Tabela 3.15 – Projetos de otimização que focaram granulometria e resistência do minério

Autor / operação	Característica do minério	Variação vazão mínima e máxima	Variável estudada	Estratégia de otimização adotada	Ganho obtido
McCaferry et al (2006) Batu Hijau	ND*	Variação da capacidade entre 4.500 e 7.300 t/h. Melhorou variabilidade e capacidade.	P ₈₀ , RQD, elevação, teor de cobre e alteração (conteúdo de clorita)	Elaboração de um <i>cook book</i> para o desmonte, dividindo em zonas, diminuindo espaçamento, tamanho do furo, fator de carga e espoleta eletrônica.	ND*
Morales; Monteiro e Viveres (2006) Codelco Norte	ND*	ND*	ND*	Blend adequado de material na mina	1,1%
Renner et al. (2006) Iduapriem	ND*	ND*	ND*	Aumento de 60% no fator de carga	Aumento de 21 a 32% na capacidade, além de melhora na escavação e britagem primária
Dance et al. (2006)	ND*	ND*	ND*	Otimização do desmonte	Aumento de 21 a 32% na produtividade da britagem e 15 a 20 % de melhora na capacidade da usina com melhora do desmonte

* Informação não disponível no artigo

Pelos dados apresentados na tabela 3.15, pode-se observar que uma série de operações conseguiu otimizações na granulometria de alimentação do moinho semi-autógeno, principalmente pela melhora do desmonte. Também há registros de alterações nas características de alimentação, otimizando-se os *blends* realizados, conseguindo ganhos significativos de vazão, que chegaram a 20%.

Uma questão pertinente quando se aborda a resistência à moagem da rocha alimentada a um moinho semi-autógeno é que não se trata de variável aditiva. O *blend* de um minério duro com um macio pode resultar em um minério duro. A mina de High Valley Copper (MITCHEL; HOLOWACHUK, 1996) apresenta a seguinte fórmula para esta questão.

Suponha que a mina disponibilizou 4.000 t de minério para alimentar a usina, sendo que 2.000 t se referem a um material que costuma ser processador a uma vazão de 500 t/h no moinho. As outras 2.000 t/h são de um minério que costuma ser processado a uma vazão de 1.200 t/h. A média aritmética indicaria uma vazão esperada no moinho de 850 t/h $((500 + 1200)/2)$. No entanto, os autores propõem que se pondere a massa pelo tempo que ela levará para ser processada:

- 2000 t de minério que rende 500 t/h é processada em 4 h
- 2000 t de minério que rende 1200 t/h é processada em 1,66 h

Desta forma, o *blend* dos dois materiais iria resultar em uma vazão de $(2000+2000)/(1,66+4) = 790$ t/h, significativamente menor que a vazão de 850 t/h que seria a média aritmética dos dois materiais.

3.5.7.3. Variação da velocidade de rotação do moinho semi-autógeno

Há uma relação direta entre o aumento de velocidade de rotação e o incremento de vazão de alimentação do moinho semi-autógeno. Ganhos de 6 a 10% são citados por Smith e Courchesne (1989) e Kendrick e Marsden (2001). Schaffner e Mile (1996) citam também ganhos de vazão, porém sem quantificação. Hart et al. (2001) ressaltam a importância de se aumentar a velocidade até os valores máximos permitidos, observando a ocorrência de ruídos críticos devido aos impactos das bolas contra o revestimento. Em alguns casos, aumentou-se o enchimento total do

moinho para evitar impactos (SMITH; COURCHESNE, 1989).

3.5.7.4. Aumento do tamanho de bolas

Assim como o aumento da velocidade, o aumento do tamanho das bolas tende a aumentar a energia de quebra, melhorando a fragmentação das partículas maiores, resultando, assim, em aumentos de capacidade. Em moinhos de grande porte, aumentos no diâmetro das bolas empregadas, de 4,5" para 5", 5,5" e até 6" são relatados (MURRL; WENNEN, 1996; STAPLES et al, 2001; KENDRICK; MARSDEN, 2001 e BURGUER et al, 2006). Não é apresentada a quantificação desses ganhos, mas tratam-se de ganhos relativamente pequenos, conforme pode ser observado em simulação computacional.

Outro aspecto positivo de se aumentar o tamanho das bolas do moinho é o aumento de sua vida útil. É preciso apenas ficar atento quanto à qualidade das bolas fornecidas, tendo em vista que quanto maior o tamanho, maior é a dificuldade de produção, e, conseqüentemente, maior a chance de problemas com sua qualidade. Desta forma, ainda não é uma prática comum o uso de bolas de 6" (MARINO, 2009²⁰). A foto 3.15 mostra uma bola nova quebrada ao meio, devido a problemas de fabricação.

Foto 3.15 – Bola do moinho semi-autógeno nova, quebrada ao meio, logo após ser alimentada ao moinho²¹

²⁰ MARINO, S. **Tamanho de bolas moinho SAG**. [comunicação pessoal] Mensagem recebida por: <mauricio.bergerman@vale.com> em 14 de jan.2009.

²¹ Esta foto pertence ao arquivo pessoal do autor.

Maia (1994) mostra que existe uma significativa diferença de qualidade de corpos moedores de diversos fornecedores, ressaltando a importância de se ter um controle efetivo quanto à qualidade dos corpos moedores utilizados em processos de moagem.

3.5.7.5. Sistemas avançados de controle

A fim de manter a operação de moinhos semi-autógenos o mais estável possível, diversas minas têm instalado sistemas avançados de controle. Trata-se de programas que fazem a leitura das variáveis de processo dos sistemas de controle das usinas, analisam os mesmos e retornam novos *set points* para o sistema de controle (COUTINHO et al. 2008). Tais sistemas substituem o trabalho que o operador faria em intervalos de tempos maiores, realizando o mesmo serviço diversas vezes por minuto. Mediante a adoção destes sistemas, foram relatados ganhos de até 4% de vazão e redução de até 3% no consumo de energia (MORALES; MONTERO e VIVEROS, 2006).

3.5.7.6. Rebritagem de pebbles

Tendo em vista que moinhos semi-autógenos apresentam, via de regra, baixa fragmentação de material intermediário, da chamada fração crítica, composta por material em torno de 35 - 70 mm, diversas usinas instalaram rebritadores para reduzir esta fração, retornando este material já britado ao moinho semi-autógeno ou ao moinho de bolas, conforme circuito SABC ou SABC-A. Ganhos de até 60% de capacidade são reportados para minérios duros (VANDERBEEK; COURCHESNE, 1989; CLEMENTS; BENDE e APLAND, 1996; MULAR; BURKERTZ, 1989; HART et al., 2001; VILLOUTA, 2001).

3.5.7.7. Modificações da grelha

A descarga do produto dos moinhos semi-autógenos é feita por grelhas. Estas determinam qual o tamanho máximo de material que irá deixar a câmara de moagem e qual irá continuar retido dentro dela. Tendo em vista que diversos minérios têm a característica de formar *pebbles* na chamada fração crítica, que apresentam baixa eficiência de fragmentação nos moinhos semi-autógenos, o correto dimensionamento do tamanho das aberturas das grelhas se mostra de fundamental importância para que o moinho atinja as vazões requeridas. De modo contrário, a fração crítica tenderá a se acumular no moinho, causando a diminuição da vazão de alimentação do mesmo.

A literatura apresenta vários exemplos de trabalhos sobre a variação na área aberta e no tamanho dos *pebbles ports* das grelhas dos moinhos. Com isso, pode-se variar a energia gasta na moagem, entre o moinho semi-autógeno, os rebritadores e os moinhos de bolas. A tabela 3.16 apresenta os principais casos selecionados de alterações nesta linha:

Tabela 3.16 - Adequações nas áreas abertas e tamanho de *pebble ports* das grelhas

Autor (operação)	Grelha inicial	Grelha após otimização	Ganho / observações
Hart et al. (2001) Cadia Hill	70 mm de abertura e 7,66 m ² de área aberta total	80 mm	Não quantifica. Cita ganho com a redução da altura do primeiro <i>slot</i> . O principal problema era o descarregador de polpa. Diminuiu a área aberta próximo ao centro para minimizar <i>flowback</i> .
Villouta (2001) Collahuasi	ND*	ND*	Aumento de área aberta e descarregador de polpa para melhorar descarga.
Coleman, Nugroho e Neale (2001) Freeport Indonésia no. 4	ND*	12% de área aberta	Cita que a área aberta e descarregador de polpa são os principais impactantes sobre a capacidade.
Staples et al. (2001) Freeport Indonésia	38 mm 11% de área aberta	50 e 60 mm	Obteve 15 a 25% de ganhos. Ressalta cuidado com o <i>flowback</i> , não abrindo muito a grelha próximo ao centro do moinho.
Kendrick e Marsden (2001) Candelária	2,5"	3"	Obteve 50% de ganho de capacidade.
Burger et al. (2006) Batu Hijau	25 e 60 mm	80 e 60 mm	Fechou os furos das grelhas que ficam fora do material para evitar o retorno de material.
Sherman (2006)	ND*	ND*	Ressalta a importância de se estudar a grelha adequada para cada caso.
Morales, Montero e Viveros (2006) Codelco Norte	ND*	ND*	Transferiu potência ao moinho de bolas, com instalação de retentor de bolas.
Vello et al., 2006 Kennecott Utah Copper	ND*	ND*	Recomenda a abertura na parte mais externa da grelha.

* Informação não disponível no artigo

Pode-se observar, pela tabela 3.16, que nos casos em que o moinho semi-autógeno estava restringindo a capacidade da usina, a abertura das grelhas proporcionou ganhos significativos, de até 50%. Ressalta-se que, para se utilizar esta opção, deve-se atentar às condições de resistência mecânica da grelha, assim como à disponibilidade dos rebitadores e à dos moinhos de bolas, tendo em vista a maior energia que será requerida destes. Nos casos em que o moinho semi-autógeno não é o limitante da capacidade, e sim os rebitadores ou o moinho de bolas, pode-se optar pelo fechamento das grelhas, visando menor carga circulante e o afinamento do produto do moinho semi-autógeno.

É interessante também destacar as recomendações quanto ao fechamento das aberturas na área mais interna das grelhas, para evitar *flowback* (retorno de material dos descarregadores de polpa para dentro do moinho), assim como aumentar as aberturas na área mais externa, para facilitar a saída de material. As figuras 3.26 a

3.28 ilustram as configurações variadas de grelhas.

Figura 3.26 – Grelha sem *pebble port*

Figura 3.27 – Grelha com *pebble port*

Figura 3.28 – Grelha com *pebble port* na porção mais externa

Fonte: Gouveia, 2006a²²

Figura 3.29 – Grelha com *pebble port* na parte mais interna

3.5.7.8. Abertura da tela da peneira de descarga do moinho semi-autógeno

Para ajuste das vazões da rebitagem de *pebbles* e do moinho semi-autógeno, pode-se aumentar as dimensões das aberturas das telas da peneira ou *trommel* da descarga do moinho semi-autógeno. Para isto, é preciso que se avalie se a moagem

²² GOUVEIA, R. **Grelhas utilizadas em moinhos semi-autógenos**. Metso. 2006. 23 p. Acesso restrito.

de bolas pode ter a sua granulometria de alimentação aumentada, assim como as restrições quanto à granulometria de alimentação da etapa subsequente de concentração. Nos casos em que esses pontos não se constituem como limitações, ganhos de até 10% na capacidade de moinhos semi-autógenos são reportados com esta alteração (MULAR; BURKERTZ, 1989; ROSAS et al., 1996).

3.5.7.9. Porcentagem de sólidos da alimentação do moinho semi-autógeno

A porcentagem de sólidos da alimentação do moinho pode influenciar sua capacidade de diferentes maneiras. Em moinhos nos quais se observa o fenômeno de *slurry pool*, um aumento da porcentagem de sólidos pode levar a um aumento de capacidade, já que assim haverá diminuição do *pooling* e o conseqüente aumento da eficiência de moagem (SHERMAN, 2006). Em casos em que o problema é aumentar a descarga de material do moinho, sem restrições de capacidade dos descarregadores de polpa, que possam levar ao *pooling*, reduções na porcentagem de sólidos da alimentação do moinho (aumento do volume alimentado no mesmo), para valores até 65% de sólidos, tendem a aumentar a vazão de sólidos (HART et al., 2001 e SCHAFFNER; MILE, 1996). A redução da porcentagem de sólidos também é benéfica quando a alimentação é muito fina (MULAR; BURKERTZ, 1989).

3.5.7.10. Viscosidade da polpa

A viscosidade da polpa influencia significativamente a taxa de quebra no moinho e o consumo específico de energia. Conforme apontado por Bakshi, Shoop e Kawatra (1996), pequenas variações na viscosidade da polpa alimentada a um moinho autógeno piloto influenciaram significativamente a taxa de quebra no moinho e o consumo específico de energia, em função do aumento da viscosidade. No experimento, a viscosidade foi variada com a adição de argila à alimentação do moinho. Como apontado por Moys (1989), há condições em que pequenas

variações na porcentagem de sólidos geram grandes variações na viscosidade. O mesmo autor indica que quando a porcentagem de sólidos mudou de 70 para 75%, a viscosidade da polpa mudou de 60 para 273 cp.

As figuras 3.30 e 3.31 ilustram a variação da taxa da geração de *pebbles* e do consumo de energia em função de variações de viscosidade.

Figura 3.30 – Variação da taxa de quebra com o aumento da viscosidade. Fonte: Bakshi, Shoop e Kawatra (1996). Adaptado pelo autor.

Figura 3.31 – Variação do consumo específico de energia com a variação da viscosidade da polpa. Bakshi, Shoop e Kawatra (1996). Adaptado pelo autor.

3.5.7.11. Abertura do circuito

Como descrito nos itens 3.5.7.6 e 7, sobre a britagem de *pebbles* e abertura das grelhas, diversos minérios possuem a característica de formar frações críticas que reduzem as vazões de alimentação dos moinhos semi-autógenos. Após ser retirado do moinho e britado, este material pode retornar ao moinho semi-autógeno, caso dos circuitos SABC, ou ser encaminhado diretamente aos moinhos de bolas, caso do circuito SABC aberto, descritos anteriormente. Esta segunda opção, chamada de abertura do circuito, permite uma melhor distribuição da energia de moagem entre o moinho semi-autógeno e o moinho de bolas, nos casos em que o moinho semi-autógeno está operando com sua capacidade máxima e os moinhos de bolas ainda dispõem de energia adicional. A fim de realizar esta adequação, devem-se observar as condições de trabalho do moinho de bolas, que irá receber uma alimentação mais grosseira. Ajustes na carga ou no tamanho de bolas podem ser necessários. Ganhos de até 10% foram obtidos com esta alternativa (HART et al., 2001, STAPLES et al., 2001 e NANKRAN et al. 2007a). A figura 3.32 ilustra um exemplo desta opção.

encontra no circuito, é necessária a instalação de um extrator de sucatas para retirar este material, o que pode danificar o rebitador.

Foto 3.16 – Fragmentos de bolas no transportador de correia do oversize da peneira de descarga de um moinho semi-autógeno²³

Foto 3.17 – Sucata retirada de um moinho semi-autógeno

3.5.7.13. *Britagem secundária*

A instalação de uma britagem secundária antes da moagem semi-autógena, para britagem do material crítico, é, sem dúvida, uma das opções que mais ganhos pode trazer à capacidade do moinho semi-autógeno. Esta opção consiste em britar o produto da britagem primária. Existem circuitos que bitam todo o produto da britagem primária acima de determinada malha, enquanto outros bitam apenas a fração crítica, podendo ambos operar em circuito aberto ou fechado com o britador secundário. A figura 3.33 ilustra este circuito.

²³ As fotos desta página são do acervo pessoal do autor.

Figura 3.33 – Circuito SABC com britagem secundária em circuito fechado

Experiências de britagem secundária em operações de moagem semi-autógena ao redor do mundo reportam ganhos de 5 a 60% de aumento de capacidade (MORELL; VALLERY, 2001; DUPONT, 2006; MAJOR, 2006, MWEHONGE, 2006; SIDDALL e PUTLAND, 2007). Observa-se também um aumento significativo, nos últimos anos, das minerações que utilizam esta alternativa.

No entanto, esta é uma opção que requer alto investimento e aumenta consideravelmente o custo de operação da usina. Por isso, é uma alternativa que deve ser bem estudada, depois de esgotadas as outras opções com menor custo, já citadas anteriormente.

3.5.7.14. Dois estágios de classificação

Os circuitos de moagem semi-autógena têm a vantagem de gerar uma grande quantidade de partículas finas, que já poderiam ser consideradas como produto final da etapa de moagem, prontas para serem encaminhadas à flotação. No entanto, como estes circuitos, em geral, operam com ciclones de grande diâmetros, da ordem de 26 a 33", observa-se uma grande ineficiência nesta etapa de classificação, gastando-se, desta forma, energia desnecessária na etapa de moagem de bolas. Alguns circuitos novos já estão sendo projetados com dois estágios de ciclonagem,

de forma a minimizar o *by-pass* de finos (DELBONI, 2007). Com esta alternativa, pode-se obter uma economia significativa com a etapa de moagem de bolas, tornando os circuitos semi-autógenos mais competitivos quando comparados aos circuitos com moinhos de rolos de alta pressão, que vêm sendo utilizado atualmente na moagem de minérios mais competentes. Deve-se ficar atento, ao se avaliar esta opção, a porcentagem de sólidos do *overflow* dos ciclones, de forma que a mesma não diminua muito, visando assim não impactar a estabilidade e o tempo de residência da flotação.

região da província mineral de Carajás. Os principais projetos na região são os seguintes: Onça Puma (Níquel), Salobo (Cobre e Ouro), 118 (Cobre), Níquel do Vermelho (Níquel), Cristalino (Cobre e Ouro) e Alemão (Cobre e Ouro). Está em operação também uma usina hidrometalúrgica semi-industrial, para avaliar um novo processo de produção de cobre metálico por oxidação sob pressão do concentrado sulfetado de cobre.

4.1. GEOLOGIA

O Sossego possui uma reserva estimada de 245 milhões de toneladas com 0,98% de Cu e 0,28 g/t de Au (para um *cut off* de 0,33% de cobre equivalente), divididos em dois corpos, denominados Sequeirinho (principal) e Sossego. Este último representa aproximadamente 15% das reservas. Há também cerca de 16,5 milhões de toneladas de minério oxidado de cobre (VALE, 2001).

O minério de cobre é basicamente calcopíritico, com pequena presença de bornita e calcocita. A ganga compreende silicatos e magnetita, além de óxidos e carbonatos em quantidades menores. A mineralização com maiores teores de cobre é encontrada preferencialmente na zona brechada, além de sua disseminação, principalmente, em granitos, gabros, biotita xisto, metavulcânica ácida, actinolitos e magnetitos (NANKRAN et al., 2007). A composição química e mineralógica média do minério sulfetado processado na usina do Sossego são apresentados nas tabelas 4.2 e 4.3 A mineralização se dá principalmente nos granitóides e rochas máficas, próximo a zonas de falhas (NEVES, 2006).

Tabela 4.2 – Composição mineralógica média dos minérios das cavas do Sossego e Sequeirinho (%) a partir de amostras de testemunhos de sondagem

<i>Minerais</i>	<i>Sequeirinho (*)</i>	<i>Sossego (*)</i>
<i>Quartzo</i>	23	26
<i>Feldspato</i>	24	27
<i>Clorita</i>	2	14
<i>Biotita</i>	5	10
<i>Magnetita</i>	8	9
<i>Calcopirita</i>	2	3
<i>Bornita</i>	<1	<1
<i>Calcocita</i>	<1	<1
<i>Hematita</i>	1	1
<i>Anfibólio</i>	24	2
<i>Carbonatos</i>	<1	6
<i>Epidoto</i>	10	2

(*) Resultado em % massa. Fonte: Nankran, 2007.

Tabela 4.3 - Composição química média do minério do Sossego no período de lavra inicial

Elemento	Sequeirinho	Sossego
Cu (%)	1,37	1,00
Fe (%)	12,5	6,41
S (%)	1,46	0,89
Au (g/t)	0,37	0,30

Fonte: Nankran, 2007.

Os principais tipos litológicos observados são descritos na tabela 4.4.

Tabela 4.4 – Principais litotipos observados nos depósitos Sossego e Sequeirinho

Litotipo		Aspecto geral	Características	Protólito
Granitóide	Granitóides (GRA)	Maciço, ainda que localmente bastante foliado e milonitizado(1). Via de regra muito alterado.	Granulação fina a média sob microscópio, trama isotropa levemente orientada. Constituído de albita (transformação do feldspato alcalino/potássico), quartzo, anfibólio (actinolita e hastingsita), epidoto, clorita (substituindo albita), calcita, feldspato potássico, tendo como minerais acessórios titanita, alanita, zircão, Cl-apatita, magnetita, hematita e sulfetos. Vênulas com epidoto / epidoto e clorita / pirita, magnetita, calcopirita e covelita / epidoto, quartzo, calcopirita e pirita / actinolita, epidoto, albita, titanita, magnetita e calcopirita.	Sienogranitos a dioritos, sendo os quartzodioritos os termos dominantes. Albitização (dois estágios), silicificação, epidotização e cloritização foram os processos hidrotermais mais atuantes.
	Porfiríticos (MVA)		Matriz fina a média, a qual sustenta alguns fenocristais de quartzo e plagioclásio. A matriz apresenta, via de regra, forte orientação e é constituída de albita, epidoto, actinolita, magnetita, titanita e calcopirita. Vênulas com epidoto, veios com epidoto, epidoto, feldspato potássico, albita, apatita, sulfetos, actinolita, clorita, titanita.	Quartzodioritos e subordinadamente monzodiorito e dioritos. Albitização (dois estágios), silicificação, epidotização e cloritização foram os processos hidrotermais mais atuantes.
Maficas	Diabásios-gabros (GBA)	As amostras de GBA menos alteradas apresentam cor cinza esverdeada, granulação fina a média. As variedades mais alteradas são inequigranulares e possuem textura granoblástica.	Escapolita (substituiu cristais de plagioclásio), albita, actinolita, Cl-K-Fe-hastingsita, epidoto, feldspato potássico, clorita, e em menor quantidade quartzo, titanita, biotita e Cr-magnetita, além de poucos grãos disseminados de calcopirita e pirita. Vênulas de epidoto e feldspato potássico / albita e magnetita / albita e feldspato potássico / magnetita, feldspato potássico, epidoto, quartzo e clorita.	Protólitos mais prováveis são diabásios / gabros. Os principais processos de alteração hidrotermal são escapolitização, anfibolitização e albitização.

Tabela 4.4 – Principais litotipos observados nos depósitos Sossego e Sequeirinho

Litotipo		Aspecto geral	Características	Protólito
	Actinolitos (ACT)	Representa um caso mais extremo da alteração das rochas máficas, em que grande parte dos minerais preexistentes foi transformada em actinolita. Apresentam granulação fina a média isótropa.	Albita e quartzo, e em quantidade menores titanita, epidoto, magnetita e calcopirita. Actinolita em concentrações maciças. Vênulas de quartzo / quartzo e epidoto / quartzo e magnetita / epidoto.	Protólitos mais prováveis são diabásios / gabros, e no caso do ACT, sofreram intenso hidrotermalismo.
Rochas ricas em biotita	Levemente orientados (BIX)	Foliação muito incipiente. Textura granuloblástica e granulação fina a média.	Fortemente orientadas, com acentuada textura milonítica, em que bandas claras se alternam a escuras.	É interpretada como resultado da milonização de granitóides.
	Fortemente orientados (BIX)	Acentuada textura milonítica, em que bandas (mm a cm) claras se alternam com bandas escuras.	ND*	ND*
Hidrotermalitos	ND*	ND*	São divididos em magnetitos e minério. O magnetítico é uma rocha macia, com coloração escura, caracterizado por quantidades superiores a 50% de magnetita. Essas rochas são atribuídas ao forte metassomatismo de ferro que ocorreu na área. Minério SEQ: tem aspecto brechóide, e é formado por Calcopirita, siegenita e pirita, junto a uma ganga de apatita, clorita, quartzo, epidoto, albita, magnetita e actinolita. Minério SSG: ocorre comumente em brechas em que clastos angulosos a arredondados, mm a cm, essencialmente derivados de rochas graníticas, encontram-se imersos em uma matriz composta de calcopirita, magnetita, apatita, clorita, muscovita,	ND*

Tabela 4.4 – Principais litotipos observados nos depósitos Sossego e Sequeirinho

Litotipo	Aspecto geral	Características	Protólito
Brechas		quartzo, actinolita e siegenita. Existem no depósito dois tipos de brechas. Um mineralizado, foi descrito no item anterior. O outro, é pouco ou não mineralizado e caracterizado por clastos angulosos de rocha vulcânica máfica cimentada por carbonatos. A matriz é constituída de calcita com quantidades menores de actinolita, clorita, magnetita, apatita, quartzo, epidoto e sulfetos.	
Diques félsicos (IAC):	ND*	ND* São corpos subverticais de espessura métrica e coloração avermelhada e aspecto em geral porfirítico. Os fenocristais, que não são abundantes, encontram-se imersos em uma matriz fina a média, composta basicamente por albita e quartzo. Em algumas amostras, a matriz apresenta textura esfelurítica e inúmeras inclusões de fases opacas. Cristais anédricos de alanita, subédricos de zircão, estes mais raros, e agregados finos de titanita compõem as principais fases acessórias. Dentre os opacos, destacam-se a magnetita, calcopirita, hematita, pirita, digenita. Quatsodioritos e riolitos / riodacitos, porfiríticos são os mais prováveis protólitos desta rocha.	ND*

(1) Milonito: região fraturada permeada por fluidos, que cimentam as fraturas, dando origem a rochas de granulação finíssima, cor escura e às vezes preta.

Fonte: Leinz, Amaral (1980).

ND* Informação não disponível no artigo

(Fonte: NEVES, 2006).

4.2. LAVRA

Os dois depósitos, Sequeirinho e Sossego, são atualmente lavrados a céu aberto com equipamentos de carregamento e transporte de grande escala, com desmonte feito por explosivos. A vida da mina está estimada em 17 anos.

A operação da mina utiliza equipamentos pesados, incluindo: perfuratrizes elétricas e a diesel, escavadeiras de 54 m³ e 21 m³, pás carregadeiras de 19 m³ e caminhões fora de estrada de 240 toneladas.

A tabela 4.5 apresenta o quantitativo de equipamentos atualmente utilizados.

Tabela 4.5 – Equipamentos atualmente utilizados para a lavra	
Equipamento	Quantidade
Perfuratriz Pit Vipper 351	4
Perfuratriz 49 HR	6
Perfuratriz T4	1
Escavadeira P&H 4100	1
Escavadeira P&H 2300	1
Escavadeira 495 HR	2
Pá carregadeira 994	4
Caminhão 793	23
Caminhão 785	16

Fonte: Okuhara (2008)²⁴.

4.3. CIRCUITO DE BENEFICIAMENTO

Com sua operação iniciada em março de 2004, a usina do Sossego processa 41.000 toneladas de minério de cobre por dia e está projetada para uma produção superior a 470.000 toneladas de concentrado de cobre por ano. O fluxograma de processo é apresentado na figura 4.2.

²⁴ OKUHARA, A. **Equipamentos de mina do Sossego**. [comunicação pessoal] Mensagem recebida por: <mauricio.bergerman@vale.com> em 17 de set.2008.

Figura 4.2 - Fluxograma de processo da usina do Sossego (NANKRAN et al, 2007)

O *Run of Mine (R.O.M.)* é transportado por caminhões de capacidade de 240 toneladas e alimenta a britagem, com um tamanho máximo de rocha de aproximadamente 1,20 m. Trata-se de um britador giratório 60x89 com abertura de 152 mm na posição fechada e atualmente opera com capacidade de 2.500 t/h. O produto britado é transportado por um transportador de correia de longa distância (4.045 m) e alimenta uma pilha pulmão cônica de 41.000 toneladas de capacidade útil.

O minério é retomado da pilha pulmão por três alimentadores em linha, com velocidade variável, que alimentam a moagem semi-autógena. O moinho semi-autógeno opera em circuito fechado com rebitadores cônicos (chamados britadores de *pebbles*), com uma carga circulante média de 25%. Há também a opção de se encaminhar o produto da rebitagem para um peneiramento com abertura de 15 mm, cujo passante segue direto para a moagem de bolas e o retido retorna à rebitagem (NANKRAN et al., 2007a). A capacidade do moinho semi-autógeno é da ordem de 1.841 t/h e a sua descarga é realizada por grelhas (3 e 3 1/4" com aproximadamente 10% de área aberta), que alimentam duas peneiras vibratórias com telas de abertura de 13 mm. A fração passante na peneira é bombeada para o circuito de classificação, que é constituído por duas baterias com 8 ciclones de 33", os quais operam em circuito fechado reverso com dois moinhos de bolas. A carga circulante é da ordem de 300%. Os moinhos de bolas operam com uma porcentagem de sólidos

de aproximadamente 70% e com até 35% de enchimento. A alimentação dos moinhos de bolas apresenta um F_{80} na faixa de 2.500 μm .

O *overflow* das ciclonagens constitui a alimentação da etapa *rougher* de flotação, caracterizada atualmente por um P_{80} de 0,210 mm e 35% de sólidos.

A flotação é composta por três etapas: *rougher*, *cleaner* e *scavenger-cleaner*.

A etapa de flotação *rougher* consiste em duas linhas paralelas e independentes, constituídas por 7 células tanque cada uma, com capacidade de 160 m^3 e aeração forçada. As células *rougher* trabalham com as seguintes variáveis operacionais:

- nível de espuma: 100 – 350 mm;
- vazão de ar: 25 – 40 m^3/h .

O rejeito *rougher* corresponde a 95% do rejeito final, sendo direcionado à barragem com vazão média de 1.740 t/h. Ressalta-se ainda que o pH médio da alimentação está em torno de 8,7. As características dos produtos *rougher* são mostradas na tabela 4.6.

Tabela 4.6 - Valores típicos dos produtos da etapa *rougher*

Produto	Teor de Cobre (%)	Sólidos (%)
Alimentação	0,9-1,3	33-38
Concentrado	13-17	20-25
Rejeito	0,05-0,07	33-38

O concentrado *rougher* apresenta teor de cobre variando entre 13 a 17%, com recuperação metalúrgica variando de 94% a 96%. Vale reportar também que o circuito *rougher* dispõe da alternativa dos concentrados *rougher* das três primeiras células de cada linha alimentarem diretamente o espessador ou a flotação *cleaner* (sem passar pela remoagem). Com esta alternativa em funcionamento, consegue-se também maior recuperação global na flotação.

Os concentrados *rougher* e *scavenger-cleaner* alimentam, por meio de bombas de velocidade variável, duas baterias de 7 ciclones de 15". O *underflow* da ciclonagem é direcionado, por gravidade, para dois moinhos verticais, que operam em circuito fechado com a ciclonagem (NANKRAN et al., 2007).

A fim de flexibilizar este circuito, foi instalada uma alternativa operacional para os casos de manutenção de um dos moinhos verticais. Pode-se encaminhar o material proveniente do circuito *rougher* e *scavenger* do *cleaner* diretamente ao circuito

cleaner. Esta alternativa pode engrossar um pouco a alimentação da etapa *cleaner*, porém não a ponto de prejudicar a operação da mesma. O teor do concentrado também pode sofrer ligeira queda, mas que não impacta significativamente a qualidade, tendo em vista os curtos períodos de tempo em que este circuito é acionado.

O produto da remoagem (*overflow* dos ciclones), com P_{80} da ordem de 44 μm , é submetido à flotação *cleaner* em seis colunas de flotação de 4,27 m de diâmetro e 14 metros de altura. As colunas operam da seguinte forma:

- nível de espuma: 400 – 1000 mm;
- vazão de ar: 80 – 150 m^3/h ;
- água de lavagem: 0 – 120 m^3/h .

Os valores típicos de teores de cobre e percentagem de sólidos dos produtos da etapa *cleaner* são apresentados na tabela 4.7.

Tabela 4.7 - Valores típicos dos produtos da etapa *cleaner*

Produto	Teor de Cobre (%)	Sólidos (%)
Alimentação	10-15	12-15
Concentrado	28-32	20-25
Rejeito	2-4	12-15

O rejeito da etapa *cleaner*, com teor aproximado de 4% de cobre, alimenta a etapa *scavenger-cleaner*, composta de 6 células de flotação tipo tanque com volume de 160 m^3 . Os valores típicos de teores de cobre e a percentagem de sólidos dos produtos da etapa *scavenger* são apresentados na tabela 4.8.

Tabela 4.8 - Valores típicos dos produtos da etapa *scavenger*

Produto	Teor de cobre (%)	Sólidos (%)
Alimentação	2 a 4	15 a 20
Concentrado	8 a 9	20 a 25
Rejeito	0,3 a 0,5	20 a 25

O circuito de flotação possui uma recuperação mássica que está entre 3,5 a 4,0%, com recuperação de cobre em torno de 93%, que chega a picos de 98%, em situações ótimas. O concentrado final é transportado para o espessador e posteriormente filtrado.

As dosagens típicas dos reagentes são apresentadas na tabela 4.9. Ressalta-se ainda que os reagentes são dosados sem diluição, exceto o xantato, que é diluído para uma concentração de 20%.

Tabela 4.9 - Dosagens típicas de reagentes na flotação do Sossego	
Reagente	Dosagem (g/t)
Ditiofosfato	8
Amil xantato	8
MIBC	15
Propileno glicol	15

O concentrado final obtido na etapa *cleaner* é enviado ao espessador, que opera com alimentação em torno de 15% de sólidos. A floculação é realizada com o auxílio de poliacrilamida aniônica na dosagem de 30 g/t de concentrado.

O *underflow* do espessador, com porcentagem de sólidos de 60-65%, segue, por meio de bombas com velocidade variável, para o tanque de alimentação da filtragem, de 720 m³, dotado de agitador, suficiente para mais de 5,5 h de operação. Posteriormente, o concentrado é transferido para filtragem.

A filtragem consiste em dois filtros prensas com capacidade de produção da ordem de 54 t/h. A umidade do concentrado final varia entre 9,0-9,5%. O *overflow* constitui água de processo e retorna à moagem de bolas.

O produto final é transportado em caminhões até a pêra ferroviária da cidade de Parauapebas, PA, distante cerca de 100 km do Sossego, onde é transferido para vagões ferroviários, que fazem a viagem até o porto da Madeira, em São Luis, MA, local em que o produto é carregado nos navios tendo como destino os clientes nacionais e internacionais.

5. MATERIAIS E MÉTODOS

A etapa experimental do presente trabalho consistiu de duas partes. A primeira incluiu a amostragem do circuito industrial de moagem da usina do Sossego, mediante o planejamento da operação, com o estabelecimento dos pontos de tomada de amostras, das quantidades necessárias, do pessoal envolvido, dos materiais necessários, bem como o tratamento das amostras. A segunda parte consistiu na execução de uma campanha de ensaios de caracterização de amostras de minério dos depósitos do Sossego e Sequeirinho quanto às suas características para a moagem.

5.1. AMOSTRAGEM NA USINA

Vale destacar a dificuldade de amostragem de um circuito industrial de grande capacidade como o da usina do Sossego. As vazões de sólidos e polpa são muito altas, o que exige estratégias próprias e peculiares de forma a alcançar a representatividade estipulada. Os amostradores e os recipientes para a tomada das amostras foram selecionados com base em critérios específicos para estas condições, conforme descrito na revisão bibliográfica, e demandaram grandes esforços da equipe de técnicos selecionados para tal fim. Por se tratar de um trabalho fora da rotina operacional, os métodos empregados são resultado de adaptações e ajustes, produto de tentativas prévias de coleta de amostras.

De maneira geral, a usina do Sossego, assim como a maioria dos circuitos industriais, não foi projetada para possibilitar amostragens detalhadas como as que aqui são descritas. A título de exemplo, pode-se citar o ponto de transferência dos sólidos entre as etapas primária (semi-autógena) e secundária de moagem (bolas). Como não é possível amostrar o *undersize* da peneira de descarga do moinho semi-autógeno, tendo em vista o tamanho da peneira e a sua proximidade com a caixa de descarga da mesma, os valores deste importante ponto do circuito devem ser

inferidos com base em outras medidas. Outras dificuldades foram também experimentadas, tais como o acesso aos pontos de amostragem. Tais dificuldades ou mesmo impedimentos, foram posteriormente considerados no tratamento dos dados e informações, visto que têm grande influência na qualidade dos mesmos. Portanto, para o fechamento dos balanços de massas devem-se adotar estratégias que minimizem os erros provenientes dos procedimentos de amostragem. Em tal contexto, é fundamental que se obtenha o maior nível possível de redundância, ou seja, que uma determinada variável ou índice possa ser estimado por mais de um indicador. A carga circulante do moinho de bolas, por exemplo, deve ser calculada com base em:

- porcentagem de sólidos;
- medidas de vazão e recalque de bombas;
- granulometria; além de
- curvas de capacidades de ciclones e curva de capacidade da bomba de polpa.

O trabalho aqui descrito tem por base a experiência acumulada do autor e da equipe de processo do Sossego. As primeiras duas campanhas de amostragem, realizadas nos anos de 2005 e 2006, foram consideradas como treinamento para a equipe. Embora os dados gerados tenham sido tratados, os desvios calculados foram elevados. Decidiu-se, portanto, desconsiderar, para efeito do presente trabalho, tais conjuntos de dados e informações.

Já a terceira amostragem foi executada no ano de 2007, com maiores cuidados e atenção para os pontos considerados críticos do circuito. Em especial, a tomada de amostras da alimentação do moinho semi-autógeno requer procedimento peculiar, trabalhoso, que envolve riscos potenciais, além de paralisação da operação. Este último aspecto é fundamental, pois afeta a produção do circuito. Outra característica importante de amostragens deste tipo é a necessidade de se estimar a carga do moinho. Deve-se medir a carga total e a carga de bolas do moinho semi-autógeno, que representa o estado amostrado. Para tanto, são executados os procedimentos anteriormente descritos de *crash stop* e *grind out*. Estes envolvem não só a parada da operação, como o afastamento do chute de alimentação, para que o pessoal autorizado adentre a câmara do moinho para, então, efetuar a medição da carga. Importante ressaltar os cuidados exigidos para que se entre na câmara do moinho, uma atividade de grande risco potencial de segurança. Considerando o que foi

descrito anteriormente, para que fossem exeqüíveis as amostragens e medições, estas foram sincronizadas com as paradas programadas do moinho.

Outros fatores importantes a serem verificados antes da amostragem são o estado da pilha pulmão, o tipo de minério processado, a operação do britador primário, além de nível de água no tanque de alimentação da usina e a operação da bomba de poço, que podem introduzir grandes variações na operação, o que pode invalidar a amostragem.

Uma vez decidido pelo início da amostragem, os técnicos foram distribuídos nos pontos específicos e começaram a amostrá-los em cortes incrementais. Ao final do período, obtém-se uma única amostra por ponto, que é posteriormente encaminhada ao laboratório para as análises físicas e químicas. No caso do Sossego, as amostras foram processadas nos laboratórios existentes em prédios contíguos à usina, preparados para receber e processar amostras quanto à homogeneização, à porcentagem de sólidos, à granulometria e às análises químicas.

Parte da amostra de alimentação do moinho foi encaminhada ao Laboratório de Simulação e Controle – LSC, do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo, da Universidade de São Paulo – USP, visando a execução dos ensaios de WI e DWT.

Para a obtenção dos dados necessários para a calibração do simulador, amostras foram coletadas nos seguintes pontos da usina: alimentação do moinho semi-autógeno, *oversize* da peneira do moinho semi-autógeno, produto dos rebitadores, alimentação dos ciclones, *overflow* dos ciclones, *underflow* dos ciclones e descarga do moinho de bolas. Os pontos vermelhos na figura 5.1 ilustram os locais de amostragem.

Figura 5.1 – Pontos de amostragem na usina

As fotos 5.1 a 5.6 ilustram a tomada das amostras em alguns dos pontos de amostragem, assim como os amostradores utilizados.

Foto 5.1 – Amostragem no transportador de correia da descarga dos rebritadores²⁵

Foto 5.2 – Amostragem do *underflow* da ciclonagem

Foto 5.3 – Detalhe da amostragem do *underflow* da ciclonagem

Foto 5.4 – Amostrador utilizado para amostragem da ciclonagem

Foto 5.5 – Detalhe do amostrador utilizado para amostragem da ciclonagem

²⁵ As fotos desta página são do acervo pessoal do autor.

A seguir são descritos os critérios adotados para o cálculo das massas mínimas de cada ponto de tomada de amostras do circuito.

A tabela 5.1 ilustra a massa mínima de amostra necessária, assim como os materiais utilizados durante a amostragem e os principais dados que foram coletados. A tabela 5.2 apresenta os valores usados para o cálculo da massa mínima, calculada a partir da fórmula de Pierry Gy (eq. 4). As planilhas elaboradas para a realização destes cálculos são apresentadas no ANEXO I.

A amostragem foi realizada durante um período de duas horas, em que a usina foi considerada sob operação estável, com incrementos coletados a cada 15 minutos. As exceções foram a alimentação do moinho semi-autógeno e a alimentação e o produto dos rebitadores, que foram coletadas em uma única amostra, durante a parada dos transportadores de correia, após o período de aproximadamente duas horas de amostragem.

Tabela 5.1 – Principais informações para a amostragem do circuito de moagem.

Ponto de amostragem	Foto	Massa mínima (kg)	Dados registrados	Material
Alimentação do moinho semi-autógeno		622,5	Vazão Peso do moinho Potência	Pá Caixas de plástico Etiquetas de identificação Rádio e EPIs
<i>Oversize</i> da peneira do moinho semi-autógeno		103,9	Vazão	Pá Caixas de plástico Etiquetas de identificação Rádio e EPIs
Produto dos rebitadores		20,8	Vazão Abertura dos rebitadores Potência dos rebitadores	Pá Caixas de plástico Etiquetas de identificação Rádio e EPIs

Tabela 5.1 – Principais informações para a amostragem do circuito de moagem.

Ponto de amostragem	Foto	Massa mínima (kg)	Dados registrados	Material
Alimentação dos ciclones (coletada no <i>underflow</i> , com a válvula de alimentação do ciclone meio fechada)		1,07	Vazão Densidade de polpa Pressão Número de ciclones Geometria dos ciclones	Amostrador Baldes Etiquetas Rádio e EPIs
Overflow dos ciclones		0,26	Vazão Densidade de polpa Pressão Número de ciclones Geometria dos ciclones Granulometria dos produtos	Amostrador Baldes Etiquetas Rádio e EPIs

Tabela 5.1 – Principais informações para a amostragem do circuito de moagem.

Ponto de amostragem	Foto	Massa mínima (kg)	Dados registrados	Material
Underflow dos ciclones		3,12(*)	Vazão Densidade de polpa Pressão Número de ciclones Geometria dos ciclones	Amostrador Baldes Etiquetas Rádio e EPIs
Descarga do moinho de bolas		1,07(**)	Potência	Amostrador Baldes Etiquetas Rádio e EPIs

(*) Foi necessário diminuir o nível de confiança, tendo em vista a quantidade de amostra possível de se coletar.

(**) Características similares à alimentação da classificação.

(***) As fotos desta tabela são do acervo pessoal do autor.

Tabela 5.2 – Cálculo das massas mínimas usando a fórmula de Pierre Gy.

Fluxo	Fator de forma do material	Densidade do material (g/cm ³)	Tamanho máximo do intervalo de interesse	Nível de confiança	Precisão	Proporção esperada no intervalo de interesse	Ordenada normal no nível de confiança escolhido	Massa mínima (kg)
Alimentação do moinho semi-autógeno	0,60	3,00	7,50	80	20	50	1,28	622
Oversize da peneira do moinho semi-autógeno	0,60	3,20	2,50	90	15	70	1,64	104
Produto dos rebitadores	0,60	3,20	1,00	90	15	70	1,64	20,8
Alimentação dos ciclones	0,60	3,62	0,10	95	10	20	1,96	1,07
Overflow dos ciclones	0,60	3,62	0,05	95	10	20	1,96	0,26
Underflow dos ciclones	0,60	3,62	0,50	80	10	20	1,28	3,12
Descarga dos moinhos	0,60	3,62	0,10	95	10	20	1,96	1,07

As amostras coletadas foram enviadas para o laboratório de processo da usina do Sossego. Inicialmente, foram determinadas as porcentagens de sólidos de todas as amostras. Em seguida, foi realizado o peneiramento a úmido, nas seguintes malhas: 203, 152, 127, 100, 76,2, 50, 37,5, 25, 19, 12,5, 9,5, 6,3, 4,75, 3,35, 2, 1, 0,5, 0,425, 0,300, 0,212, 0,150, 0,106, 0,075, 0,053 e 0,038 mm.

5.2. CAMPANHA DE ENSAIOS DE CARACTERIZAÇÃO

A campanha de caracterização incluiu a execução de ensaios de DWT sobre: (a) 20 amostras de alimentação da usina e (b) 180 amostras de testemunhos de sondagem. Realizou-se este trabalho a fim de comparar os resultados de DWT obtidos com as amostragens de alimentação do moinho semi-autógeno com os obtidos a partir dos furos de sonda.

Para a avaliação da variabilidade do minério que alimenta a usina, foram coletadas 20 amostras de alimentação do moinho semi-autógeno, seguindo a mesma metodologia, descrita acima, para amostragem da alimentação do moinho semi-autógeno. Estas amostras foram coletadas em vários dias durante os anos de 2007 e 2008.

Foram coletadas também 180 amostras de testemunhos de sondagem referentes

aos planos de lavra dos anos de 2007 e 2008, para avaliação da variabilidade do minério na mina. Foram compostas amostras de 10 kg com fragmentos ao longo de 10 m de furo de sonda (chamada metodologia B). As mesmas foram enviadas ao LSC para determinação do DWT simplificado. Esta coleta difere da realizada na época da exploração geológica, na qual foram coletadas 113 amostras de furos de 2" para testes de DWT simplificado e 52 amostras de furos de 6,75" para DWT completo, tendo em vista que nestas as amostras eram pontuais, ou seja, toda a massa necessária para o teste era retirada de forma contínua (chamada metodologia A). Nos testes de 2007 e 2008 (metodologia B), a massa era composta com fragmentos ao longo de 10 m de furo de sonda.

A figura 5.2 ilustra a diferença de coleta com as duas metodologias utilizadas.

Figura 5.2 – Diferentes metodologias utilizadas na coleta de amostras para variabilidade²⁶

Como os resultados da época de estudo de projeto (metodologia A) referiam-se a amostras muito dispersas ao longo de toda a vida da jazida, optou-se por realizar mais uma coleta (metodologia B), com amostras que representassem apenas os planos de lavra de 2007 e 2008, mesmos anos em que foram coletadas as amostras de alimentação do moinho semi-autógeno. Quanto à mudança na metodologia de coleta, optou-se pela mesma após a análise das descrições geológicas dos testemunhos coletados com a primeira metodologia. Observou-se que muitas

²⁶ A foto desta figura pertence ao arquivo pessoal do autor.

amostras tinham quantidades muito altas de sulfetos, característica que não foi observada na alimentação do moinho semi-autógeno devido à diluição que ocorre na mina. Desta forma, optou-se por essa nova metodologia visando uma melhor representatividade da alimentação “real” da usina, com a diluição que ocorre na lavra.

6. RESULTADOS E DISCUSSÃO

6.1. AMOSTRAGEM

Como citado no item anterior, duas amostragens foram realizadas, porém descartadas, tendo sido consideradas, para efeitos deste trabalho, como treinamento da equipe. Individualmente, os seus dados puderam ser utilizados pela equipe de processo do Sossego para a análise da operação. Efetivamente, a avaliação dos dados mostrou que os mesmos não apresentavam consistência para a calibração do modelo matemático, conforme desejado.

No dia 17/10/2007, entre 11h30 e 14h05, foi possível realizar a amostragem considerada satisfatória para os objetivos desejados. As figuras 6.1 a 6.6 ilustram as condições da usina durante o período de amostragem, mostrando que a mesma se mostrou estável durante a amostragem. Todos os dados foram coletados no sistema de controle da usina, que armazena vários tipos de dados, minuto a minuto (uma descrição mais detalhada deste sistema pode ser encontrada no trabalho de SILVA, 2005).

Figura 6.1 – Vazão do moinho semi-autógeno e peso da célula de carga

Conforme observado na figura 6.1, a vazão de alimentação do moinho semi-

autógeno variou de 1.800 a 2.000 t/h, com uma média de 1.889 t/h, dentro dos valores usuais de operação. O peso da célula de carga do moinho semi-autógeno variou entre 920 e 1010 t, também dentro dos valores aceitáveis, que representam 28 a 32% de enchimento total do moinho, com uma média de 30%. A interrupção de vazão observada entre 14h10 e 14h20 se deve à parada da alimentação do moinho para coleta das amostras dos transportadores de correia e à medição do grau de enchimento do moinho.

Figura 6.2 - Potência do moinho de bolas 2

Figura 6.3 – Potência do moinho de bolas 3

As figuras 6.2 e 6.3 mostram as potências consumidas pelos dois moinhos de bolas. Ambas oscilaram dentro dos limites normais de operação, ao redor de uma média de 7.700 kW para o moinho 2 e 7.800 kW para o moinho 3. Esta diferença de patamar

na potência dos moinhos é normal em função do enchimento de cada moinho e da segregação de material que existe na caixa de alimentação dos moinhos.

Figura 6.4 – Pressão da bateria de ciclones 2

A figura 6.4 mostra a variação da pressão de alimentação da bateria de ciclones 2, que estava operando no dia da amostragem. Observa-se uma média em torno de 65 kPa, também dentro dos valores usuais de operação. A queda de pressão observada entre 14h10 e 14h20 se deve à parada da alimentação do moinho para coleta das amostras dos transportadores de correia e à medição do grau de enchimento do moinho.

Figura 6.5 – Vazão de polpa da bomba 2

A figura 6.5 ilustra a vazão de operação da bomba de polpa 2 que alimenta a ciclonagem. Os valores variaram ao redor de uma média de 4.500 m³/h.

Figura 6.6 – Retido em 0,210 mm do *overflow* da bateria de ciclones 2

A figura 6.6 mostra um parâmetro de granulometria do *overflow* dos ciclones, determinado com o medidor *on line* de granulometria com o instrumento PSI200®, indicando que o valor ficou bem estável em torno de 20% retido em 0,210 mm.

Além da estabilidade da usina, foi possível coletar as massas adequadas das amostras e também não se observou nenhum problema que pudesse invalidar o trabalho de campo.

Os resultados da amostragem dos dois moinhos foram agrupados, gerando um único valor para efeito de calibração do modelo. Decidiu-se por este agrupamento tendo em vista que a caixa que recebe o produto dos ciclones e alimenta os dois moinhos de bolas tem certa tendência de segregar o material, o que gera alimentação diferenciada em ambos, com uma vazão um pouco maior para um dos moinhos. Desta forma, para que fosse possível calibrar um modelo que levasse em conta esta condição, seria necessária maior quantidade de amostras, o que foge ao escopo deste trabalho.

Assim que terminou a amostragem, às 14h05, com a parada do moinho semi-autógeno, simultânea à alimentação de água e à alimentação nova de minério (*crash stop*), e tendo sido tomadas todas as medidas de segurança, foi realizada a medida do grau de enchimento do moinho semi-autógeno. Em seguida, foi realizado um *grind out*, que consiste na operação do moinho semi-autógeno sem alimentação,

para determinação do enchimento total de bolas. Foram medidos também o grau de enchimento dos moinhos de bolas e a geometria dos ciclones e principais componentes dos moinhos. Ao término dos trabalhos de campo, todas as informações coletadas pelos diversos grupos em campo foram agrupadas, as amostras devidamente identificadas e transportadas para o laboratório de processo, localizado ao lado da usina.

Foi separada também uma alíquota da amostra de alimentação do moinho semi-autógeno, após devida homogeneização, para ensaios de DWT completo e WI no LSC/USP. As tabelas 6.1 a 6.5 mostram os valores medidos em campo assim como os resultados de laboratório.

Tabela 6.1 – Dados medidos em campo e resultados de laboratório – moinho semi-autógeno

Característica	Valor
Diâmetro (dentro dos revestimentos) (m)	11,4
Comprimento da seção cilíndrica (interno aos revestimentos) (m)	6,82
Diâmetro interno do munhão (m)	2,28
Ângulo da seção cônica de alimentação	0
Ângulo da seção cônica de descarga	0
Abertura da grelha, xg (mm)	74,16
Área aberta da grelha (%)	9,48
Fração de <i>pebble ports</i> da área aberta	0
Tamanho do <i>pebble port</i> , xp (mm)	0
Parâmetro dependente da disposição das aberturas da grelha ²⁷	0,95
Carga de bolas (% volume)	14,5
Tamanho máximo de bolas (mm)	133
Características do minério	
Parâmetro A	63,2
Parâmetro B	0,5
Abrasão t _a	0,224
Porcentagem da velocidade crítica	67
Peso específico das bolas (g/cm ³)	7,8
Potência medida (kW)	15500
Carga total (%)	30

Tabela 6.2 – Dados medidos em campo – abertura da tela da peneira de descarga do semi-autógeno

Característica	Valor
Primeiro <i>deck</i>	25 mm
Segundo <i>deck</i>	13 mm

Tabela 6.3 – Dados medidos em campo e resultados de laboratório – rebitagem

Característica	Valor
Abertura posição fechado - APF (mm)	15
Vazão de alimentação (t/h)	336
Potência com carga (kW)	360
Potência sem carga (kW)	240
	t10 t75 t50 t25 t4 t2
	10 2,33 2,96 4,86 22,74 45,11
	20 5,05 6,3 10,05 44,77 76,11
	30 8,37 10,25 15,89 58,6 80,21

²⁷ Mais próximo de um nas aberturas na periferia.

Tabela 6.4 – Dados medidos em campo – ciclonagem

Característica	Valor
Diâmetro do ciclone – D_c (mm)	838
Diâmetro equivalente da abertura de entrada - D_i (mm)	250
Diâmetro do <i>Vortex Finder</i> - D_o (mm)	375
Diâmetro do <i>apex</i> - D_u (mm)	175
Comprimento do cilindro - L_c (mm)	700
Ângulo do cone - Θ (deg)	20
Pressão de operação, kPa	65
N. de ciclones em operação	6

Tabela 6.5 – Dados medidos em campo e resultados de laboratório – moagem de bolas

Característica	Valor
Diâmetro interno (m)	6,52
Comprimento interno (m)	9,42
Porcentagem da velocidade crítica	75
Grau de enchimento (%)	30
<i>Work index</i> (kWh/t)	17
Tamanho máximo das bolas (mm)	76

A tabela 6.6 apresenta os resultados de granulometria e porcentagem de sólidos do tratamento das amostras obtidas. Nesta mesma tabela estão listadas também as vazões experimentais de sólidos coletados durante a amostragem.

Tabela 6.6 - Dados experimentais

Malha (mm)	Passante acumulado (%)							
	Alimentação do SAG	Oversize da peneira do SAG	Undersize da peneira do SAG	Produto do rebritador	Alimentação dos ciclones	Overflow dos ciclones	Underflow dos ciclones	Descarga dos moinhos de bolas
203	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
152	96,5	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
127	92,9	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
100	88,6	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
76,2	85,8	96,7	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
50,0	76,2	74,7	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
37,5	70,5	56,9	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
25,0	63,4	36,5	100,0	99,8	100,0	100,0	100,0	100,0
19,0	58,0	21,0	100,0	90,4	100,0	100,0	100,0	100,0
12,5	52,2	2,3	100,0	66,0	100,0	100,0	100,0	100,0
9,50	45,8	0,1	96,1	49,1	98,5	100,0	98,7	100,0
6,30	38,0	0,1	92,3	36,7	97,0	100,0	97,7	99,9
4,75	32,5	0,1	90,7	30,6	96,3	100,0	96,5	99,6
3,35	27,3	0,1	87,5	24,1	94,8	100,0	95,1	99,2
2,00	21,2	0,0	79,7	16,9	91,2	100,0	92,0	98,1
1,00	15,3	0,0	71,5	11,1	85,7	100,0	85,1	94,3
0,500	11,5	0,0	62,3	7,6	75,9	98,7	69,1	84,2
0,425	11,0	0,0	59,4	7,1	73,5	98,2	66,1	82,1
0,300	9,7	0,0	53,1	5,7	63,6	94,6	53,0	70,0
0,212	8,3	0,0	45,8	4,5	50,6	83,8	39,2	56,7
0,150	7,3	0,0	40,5	4,0	44,5	76,3	30,9	46,7
0,106	6,4	0,0	34,6	3,3	36,4	65,9	23,7	37,3
0,075	5,5	0,0	28,8	2,8	30,2	53,5	18,6	30,9
0,053	4,8	0,0	23,4	2,3	25,4	45,5	15,7	26,5
0,038	4,0	0,0	18,5	1,8	20,4	36,2	12,7	21,4
0,001	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Vazão (t/h)	1.889	507	1.889	507	5.019	1.889	3.130	3.136
Sólidos (%)	99,0	99,0	65,0	99,0	62,4	45,0	76,0	76,0

O correto planejamento da amostragem, assim como as diversas amostragens pontuais rotineiras realizadas pela equipe de processo do Sossego, para análise do desempenho de cada equipamento individualmente, contribuíram para que todas as amostras e os dados necessários para este trabalho fossem coletados com a devida qualidade, zelando pela segurança de todos os envolvidos na amostragem e com o menor impacto possível na produção do circuito. Sobre este último ponto, cabe destacar que a amostragem foi acordada com as equipes de operação e de manutenção da usina, de forma que no momento em que os equipamentos estavam parados para as devidas medições, as equipes da manutenção estavam realizando os trabalhos programados.

De todas as etapas deste trabalho, a amostragem é a que requer maior cuidado, pois se for realizada de forma incorreta, além de reunir dados inconsistentes, irá causar impactos indesejados à produção, além do risco de acidentes pessoais.

6.2. BALANÇO DE MASSAS

Após o devido tratamento das amostras pelo laboratório de processo, os dados medidos foram ajustados. Inicialmente, foi feita uma verificação manual dos dados, quanto à sua consistência, fechando-se os balanços de massas e metalúrgico em cada equipamento. Este tratamento manual inicial dos dados é extremamente importante, pois permite a identificação de erros grosseiros nos dados. Se esses erros forem inseridos nos *softwares* de balanço de massas e metalúrgico, resultados totalmente inconsistentes serão obtidos. Foi neste momento que se decidiu pela união dos fluxos de alimentação e descarga dos moinhos de bolas. Os demais dados não foram modificados.

Após a verificação inicial, os dados foram inseridos no *software JKSimMet®*, para realização do balanço de massas e metalúrgico. Este *software* foi selecionado uma vez que o mesmo contém os modelos utilizados no presente trabalho, além de conter a funcionalidade de realização de balanços de massas e metalúrgico. Neste estágio, é de fundamental importância a correta atribuição dos desvios aos valores medidos, para que o *software* possa hierarquizar os valores que apresentem menor

confiabilidade e os valores mais confiáveis. Tendo em vista a dificuldade na coleta das amostras do *underflow* da peneira de descarga do moinho semi-autógeno e da alimentação dos ciclones, foram atribuídos desvios maiores a esses dois fluxos durante o ajuste do balanço de massas. A tabela 6.7 apresenta os desvios considerados, assim como as respectivas somas globais dos erros ponderados para cada ponto, conforme calculado pela eq. (14) apresentada anteriormente, e comparados com a classificação apresentada por Delboni (2003) e mostrada na tabela 3.6.

Tabela 6.7 - Erros e soma global dos erros ponderados de cada ponto no balanço de massas

Ponto	Desvio	SSQ	Classificação
Alimentação do moinho semi-autógeno	5	0,36	Excelente
<i>Oversize</i> da peneira do moinho semi-autógeno	5	0,64	Excelente
<i>Undersize</i> da peneira do moinho semi-autógeno	10	11,31	Razoável
Produto do rebitador	5	0,64	Excelente
Alimentação dos ciclones	10	4,50	Excelente
<i>Overflow</i> dos ciclones	5	0,38	Excelente
<i>Underflow</i> dos ciclones	5	7,86	Boa
Descarga dos moinhos de bolas	5	2,56	Excelente

Observa-se que os valores de SSQ foram classificados como excelentes ou bons, com exceção do *undersize* da peneira do moinho semi-autógeno, que foi classificado como razoável. Tendo em vista que este valor é estimado, pela impossibilidade de amostragem deste ponto, pode-se considerar esse resultado como aceitável. Comparando-se os valores obtidos com os dados da literatura (NASCHENVENG, 2003), pode-se observar que os mesmos encontram-se dentro dos valores usualmente observados, entre um excelente e bom ajuste.

6.3. AJUSTES DOS MODELOS

Seguindo-se a realização do balanço de massas, foi realizado o ajuste, ou *model fit*, dos modelos do *JKSimMet*[®]. Cabe ressaltar, neste ponto, o extensivo trabalho de ajuste dos modelos, tendo em vista a quantidade de equipamentos do circuito. O

ajuste tem que ser realizado em diversas etapas, começando pelos equipamentos individuais e depois unindo os circuitos, conforme a seqüência apresentada a seguir:

- cada um dos equipamentos individuais: moinho semi-autógeno, peneira, rebritador, ciclones, moinho de bolas;
- moinho semi-autógeno e peneira;
- moinho semi-autógeno e rebritador;
- moinho semi-autógeno, peneira e rebritador;
- ciclones;
- moinho de bolas e ciclone;
- moinho de bolas, ciclone e caixa de polpa;
- moinho de bolas, ciclone, caixa de polpa e peneira;
- todos os equipamentos juntos.

Ressalta-se a dificuldade de se estimar a distribuição granulométrica da carga do moinho semi-autógeno no momento do ajuste dos modelos. Uma amostragem da carga em um moinho do porte do existente no Sossego é praticamente inviável, tendo em vista que levaria várias horas, e mesmo assim, apenas uma pequena parte da carga, de representatividade duvidosa, poderia ser amostrada. Dessa forma, é preciso estimar a distribuição granulométrica da carga do moinho. Para tanto, parte-se da distribuição granulométrica da alimentação, atribuindo-se um grande desvio para que o *software* chegue ao valor mais adequado, que melhor represente a operação do moinho semi-autógeno para a condição amostrada. A tabela 6.8 apresenta os desvios utilizados e o erro global obtido.

Tabela 6.8 - Erros utilizados e erro global obtido no ajuste dos modelos.

Ponto	Desvio	SD	Classificação
Alimentação do moinho semi-autógeno	5	0,00	Excelente
<i>Oversize</i> da peneira do moinho semi-autógeno	5	0,45	Excelente
<i>Undersize</i> da peneira do moinho semi-autógeno	5	0,03	Excelente
Produto do rebritador	5	0,42	Excelente
Alimentação dos ciclones	15	1,53	Razoável
<i>Overflow</i> dos ciclones	5	0,04	Excelente
<i>Underflow</i> dos ciclones	15	1,53	Razoável
Descarga dos moinhos de bolas	15	1,53	Razoável

As figuras 6.7 a 6.14 ilustram as distribuições granulométricas obtidas, comparando os valores medidos, estimados pelo balanço de massas e ajustados pelo modelo.

Figura 6.7 – Distribuição granulométrica da alimentação do moinho semi-autógeno

Figura 6.8 – Distribuição granulométrica do oversize da peneira do moinho semi-autógeno

Figura 6.9 – Distribuição granulométrica do *undersize* da peneira do moinho semi-autógeno

Figura 6.10 – Distribuição granulométrica do produto do rebitador

Figura 6.11 – Distribuição granulométrica da alimentação dos ciclones

Figura 6.12 – Distribuição granulométrica do *overflow* dos ciclones

Figura 6.13 – Distribuição granulométrica do *underflow* dos ciclones

Figura 6.14 – Distribuição granulométrica da descarga dos moinhos de bolas

Observa-se que a maioria dos resultados dos balanços de massas e dos ajustes dos modelos apresentou boa aderência aos dados medidos. A única curva que apresentou menor aderência foi a do *undersize* da peneira. Como já comentado, este fluxo não pôde ser amostrado, e, dessa forma, erros maiores no mesmo eram esperados.

Isto mostra que as diferenças obtidas, que impactaram nos erros totais dos ajustes, devem-se, em maior parte, ao ajuste que foi realizado nas vazões. Mesmo assim, estes ajustes foram pequenos frente à ordem de grandeza das vazões do circuito. A tabela 6.9 apresenta a comparação dos valores de vazão e a porcentagem de sólidos medidas, estimadas e ajustadas ao modelo.

Tabela 6.9 - Valores de vazões e porcentagens de sólidos medidos, balanceados e ajustados.

Fluxo	Vazão (t/h)	Porcentagem de sólidos
Alimentação do moinho semi-autógeno	Medido	1889
	Estimada	1892
	Ajustada ao modelo	1892
Oversize da peneira do moinho semi-autógeno	Medido	507
	Estimada	511
	Ajustada ao modelo	495
Undersize da Peneira do moinho semi-autógeno	Medido	1889
	Estimada	1892
	Ajustada ao modelo	1892
Produto do rebitador	Medido	507
	Estimada	511
	Ajustada ao modelo	495
Alimentação dos ciclones	Medido	5019
	Estimada	5036
	Ajustada ao modelo	5134
Overflow dos ciclones	Medido	1889
	Estimada	1892
	Ajustada ao modelo	1892
Underflow dos ciclones	Medido	3130
	Estimada	3144
	Ajustada ao modelo	3242
Descarga moinhos de bolas	Medido	3136
	Estimada	3144
	Ajustada ao modelo	3242

6.4. ANÁLISES DE PROCESSO

Tendo realizado as etapas de levantamento de dados da amostragem, o balanço de massas e a calibração dos modelos, foram efetuadas análises visando avaliar o desempenho do processo de cominuição da usina do Sossego.

Esta avaliação foi realizada, sempre que possível, comparando-se os dados obtidos industrialmente com os previstos pelo dimensionamento na usina, obtidos no memorial descritivo da usina (VALE, 2002) e por cálculos teóricos.

O primeiro item avaliado foi a granulometria de alimentação do moinho semi-autógeno. O projeto estipulou um F_{80} de 150 mm. No dia da amostragem, o F_{80} era de 59 mm, valor significativamente mais baixo. Esta granulometria mais fina se refletiu na vazão de alimentação do moinho semi-autógeno, que foi de 1.892 t/h, acima do valor de projeto de 1.842 t/h, além de a potência ser significativamente menor, 14.701 kW contra 16.000 kW de projeto. Esta redução de potência é muito significativa, já que totalizaria, em um ano de operação (com 8.147 h), caso a usina operasse sempre nesta condição, um total de 10.852 MWh de energia. Essa informação confirma a importância de se trabalhar junto à mina e à britagem primária para se conseguir uma alimentação mais fina, pois os ganhos de vazão de alimentação e a economia de energia são muito grandes, superando o aumento de gasto na mina com a perfuração e os explosivos. Ressalta-se que estes cálculos foram feitos levando-se em conta uma característica constante do minério alimentado. Caso haja variação, a vazão e conseqüentemente o consumo de energia do moinho também irão variar.

Quanto ao consumo específico de energia (obtido a partir da divisão da potência de operação do equipamento pela vazão de alimentação), apresentado na tabela 6.10, pode-se observar que o mesmo foi significativamente menor que o esperado pelo projeto.

Tabela 6.10 – Consumo específico de energia dos equipamentos de moagem

Equipamento	Energia consumida (kWh)	Vazão horária (t/h)	Consumo específico (kWh/t)	Consumo específico de projeto (kWh/t)
Moinho semi-autógeno	14.701	1.892	7,77	8,69
Moinho de bolas	14.294	1.892	7,55	9,23
Total	28.995	1.892	15,33	17,92

O *work index* operacional é apresentado na tabela 6.11. Observa-se que a diferença entre o valor da amostragem e o do projeto foi ainda maior que o observado para o consumo específico. Isto se deve às granulometrias de alimentação e ao produto do moinho semi-autógeno, que estão em torno de 3 vezes mais finas que as estimadas pelo projeto. Cabe ressaltar aqui a grande relação de redução obtida no moinho semi-autógeno, de 75 vezes, contra 12 vezes do moinho de bolas. Destaca-se ainda que do produto do moinho semi-autógeno, em torno de 60% já se encontra abaixo de 0,212 mm, considerado o tamanho final da moagem. Desta forma, existe um

potencial muito grande de otimização da moagem de bolas.

Tabela 6.11 – *Work index* operacional e de laboratório

Equipamento	Consumo específico (kWh/t)	Resultados amostragem				Consumo específico (kWh/t)	Valores de projeto			
		F ₈₀ (μm)	P ₈₀ (μm)	W _{lop} corrigido (kWh/t)	W _i laboratório (kWh/t)		F ₈₀ (μm)	P ₈₀ (μm)	W _{lop} corrigido (kWh/t)	W _i laboratório (kWh/t)
Moinho semi-autógeno	7,8	58.400	780	26,9		8,7	150.000	2.500	54,6	
Moinho de bolas	7,6	780	162	19,3	17,00	9,2	2.500	210	20,6	16,98
Total	15,4			46,2		17,9			75,2	

O WI operacional, apesar de não ser um índice indicado à análise de operações de moagem semi-autógena, em termos absolutos, pode ser útil para comparações entre a operação e os dados de projeto.

Tendo em vista a grande quantidade de finos gerado no moinho semi-autógeno, é de grande importância a avaliação da etapa de ciclonagem, para que se verifique a eficiência da mesma. Pela tabela 6.12, pode-se observar que no dia da amostragem o *by-pass* de finos para *underflow* na malha 0,212 mm era de 45%. O *by-pass* estava, portanto, alto e mostra que apenas uma etapa de ciclonagem não parece ser suficiente para retirar a grande quantidade de finos presente.

Tabela 6.12 – *By-pass* de finos para o *underflow* da ciclonagem

	Vazão de sólidos (t/h)	Passante em 0,212 mm (%)	Vazão de sólidos (t/h) passante 0,212 mm
Alimentação	5134	58	2997
U/F	3242	41	1345
<i>By-pass</i>			45

O valor obtido para o *by-pass* pode ser comparado com a literatura, conforme apresentado na tabela abaixo.

Tabela 6.13 – Critérios para avaliar o *by-pass* na malha de corte do ciclone

<i>By-pass</i> na malha	Qualidade da Separação
> 25	Ruim (há que se melhorar)
20 a 25	Razoável
15 a 20	Boa (típico)
10 a 15	Ótima
< 10	Excepcional (raríssima)

Fonte: Delboni, 2008

Observa-se que os valores obtidos industrialmente são considerados ruins. Como a

ciclonagem do circuito amostrado já estava operando em condições consideradas adequadas, depreende-se que esta eficiência só poderia ser melhorada com a adição de mais um estágio de classificação, em série com o que existe atualmente. Além dos índices até aqui utilizados para análises de desempenho, os parâmetros dos modelos calibrados também foram empregados como critérios para avaliação do desempenho do processo de moagem e classificação da usina do Sossego. A seguir, são descritos e analisadas as taxas de quebra dos moinhos e curvas de partição dos ciclones e peneiras.

A figura 6.15 ilustra a taxa de quebra do moinho semi-autógeno.

Figura 6.15 – Taxa de quebra do moinho semi-autógeno

A figura 6.15 apresenta uma curva com apenas um ponto de inflexão, neste caso com um máximo da taxa de quebra em aproximadamente 3 mm. Trata-se de uma distribuição que resulta da distribuição granulométrica de alimentação do moinho, qual seja, com quantidade elevada de finos e com quantidades relativamente baixa de minério com tamanho superior a 100 mm. A distribuição indica assim um comportamento similar ao de um moinho de bolas com alimentação grossiera, uma vez que a falta de material grosseiro na alimentação, aliada à carga elevada de bolas (14,5%), indica que o processo de moagem não está baseado em corpos moedores formados pelo próprio minério, mas sim por bolas de aço.

O valor absoluto do máximo da distribuição de taxa de quebra mostra-se alto em

comparação a outras operações²⁸. Este fato, assim como a moagem relativamente grossa do circuito do Sossego ($P_{80} = 0,21$ mm) resulta em grande quantidade de finos na descarga do moinho, finos estes que já estão prontos para serem encaminhados à etapa de flotação.

A figura 6.16 ilustra a partição da peneira de descarga do moinho semi-autógeno.

Figura 6.16 – Partição da peneira de descarga do moinho semi-autógeno

Pela figura 6.16 observa-se que praticamente não há finos abaixo de 8 mm, na fração retida na tela da peneira, cuja abertura é de 12 mm. A operação de peneiramento do produto do moinho semi-autógeno mostra-se, portanto, adequada, mesmo levando-se em consideração as dificuldades desta operação.

A função classificação de britador de *pebbles* é apresentada na figura 6.17.

²⁸ DELBONI, H. Taxa de quebra. São Paulo, Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, 06 abr. 2009. Reunião.

Figura 6.17 – Função classificação do britador de *pebbles*

Conforme mostra a figura 6.17, praticamente todos os fragmentos acima de 25 mm são britados pelo britador de *pebbles*, enquanto que as frações abaixo de 12 mm não são britadas. A APA do britador do modelo é aproximadamente 30 mm, tamanho acima do qual todos os fragmentos são cominuídos, como mostra a figura 6.17. A APF é de 12 mm, tamanho abaixo do qual poucos fragmentos são cominuídos.

A figura 6.18 mostra a taxa de quebra (r/d) do moinho de bolas.

Figura 6.18 – Taxa de quebra do moinho de bolas

A figura 6.18 indica uma curva crescente da taxa de quebra com o aumento da granulometria, para os moinhos de bolas do Sossego. A análise desta distribuição indica um moinho com cinética crescente de fragmentação, sem, no entanto, apresentar um valor máximo. Nestas condições, os moinhos do Sossego estão preparados para fragmentar com maior intensidade grãos com tamanho igual ou superior a 1 mm. Trata-se de uma consequência direta do tamanho de bolas relativamente grande que se pratica em tais moinhos atualmente. Com bolas relativamente grandes há maior energia de quebra para o mecanismo de impacto, em face da maior energia de quebra, enquanto diminui a área específica da carga, função da diminuição progressiva do número de corpos moedores (bolas de aço) por volume, com o aumento do diâmetro destes mesmos corpos moedores. O resultado é uma maior fragmentação por mecanismo de impacto e a diminuição da quebra no interior da carga, usualmente predominantes em moinhos de bolas.

Como a granulometria de moagem do Sossego é relativamente grossa, o desempenho pode ser considerado razoável. Mesmo com a carga circulante relativamente baixa, o circuito está desajustado. Como a configuração é reversa, mas com elevado *by-pass*, o moinho recebe alimentação relativamente fina, embora esteja ajustado para moagem de grãos mais grossos. A situação só não é mais grave, pois há excesso de potência nos moinhos de bolas, o que resulta em produto dentro das especificações.

Há, portanto, no circuito de moagem do Sossego, pelo menos duas oportunidades de melhoria significativa de desempenho, quais sejam: engrossamento da alimentação dos moinhos de bolas (colocação de malha mais aberta na peneira de descarga do moinho semi-autógeno) e/ou instalação de estágio de classificação adicional no circuito. Esta última alternativa teria como potencial até mesmo a parada de um dos moinhos de bolas. Trata-se de um cenário a ser explorado.

Por fim, a figura 6.19 ilustra a curva de partição do ciclone.

Figura 6.19 – Curva de partição do ciclone

Assim como observado anteriormente, o *by-pass* de finos da classificação do Sossego é extremamente alta, da ordem de 40%, conforme mostra a curva de partição experimental apresentada na figura 6.19. Uma medida para melhorar esta situação seria a elevação da porcentagem de sólidos do *underflow*, que na amostragem indicou valor de 76%. Com tal procedimento, a partição de água poderia ser menor para *underflow*, o que resultaria em queda no arraste de finos para este fluxo. A inclinação da curva foi calculada em 1,19, o que indica valor típico para ciclones de grande diâmetro.

6.5. ESTABELECIMENTO DO CASO BASE

Uma vez calibrados, os modelos foram integrados em um Caso Base que melhor representa a operação do circuito de moagem do Sossego, durante a amostragem realizada. A figura 6.20 ilustra o fluxograma e as principais informações de operação, quais sejam, a vazão de sólidos e porcentagem de sólidos em cada fluxo do circuito, a potência e o enchimento dos moinhos e a pressão da ciclonagem.

Cada quadro apresenta o dado experimental (exp) e o respectivo valor ajustado ao modelo. Neste caso, como o circuito foi, após ajustes, submetido à simulação, os valores calculados são indicados como simulados (sim).

Figura 6.20 – Caso base para as simulações do circuito de moagem

As figuras 6.21 a 6.24 ilustram as principais distribuições granulométricas do Caso Base.

Figura 6.21 – Distribuição granulométrica da alimentação e do produto do moinho semi-autógeno – Caso Base

Figura 6.22 – Distribuição granulométrica do *oversize* e do *undersize* da peneira de descarga do moinho semi-autógeno – Caso Base

Figura 6.23 – Distribuição granulométrica da alimentação e do produto do rebitador – Caso Base

Figura 6.24 – Distribuição granulométrica da ciclonação e da moagem de bolas – Caso Base

Observa-se, em todos os gráficos apresentados nas figuras 6.21 a 6.24, que assim como as vazões de sólidos e as porcentagens de sólidos da tabela 6.9, existe uma grande aderência entre os valores experimentais e os valores ajustados para o Caso Base. Isto, associado aos baixos valores de SSQ e SD (tabela 6.7 e 6.8), obtidos no ajuste do balanço de massas e dos modelos, evidencia a boa qualidade dos dados obtidos. Com isto, espera-se do Caso Base uma boa plataforma de simulação para o circuito do Sossego.

Embora os resultados possam ser considerado bons, é importante destacar que as simulações realizadas não devem desviar muito dos valores obtidos no Caso Base, pois neste caso podemos sair dos limites de validação dos modelos. Por exemplo, se a vazão de alimentação no Caso Base foi de 1.892 t/h, simulações realizadas com valores muito acima ou abaixo deste podem ter maiores erros que simulações para valores próximos ao Caso Base.

6.6. SIMULAÇÕES – VARIÁVEIS ISOLADAS DE OPERAÇÃO E PROJETO

A partir do Caso Base, foram realizadas uma série de simulações visando à identificação do impacto de variáveis isoladas de operação e/ou projeto no desempenho do circuito de moagem do Sossego. Neste capítulo estão apresentadas as alternativas consideradas mais promissoras para o aumento da capacidade e/ou diminuição dos custos de produção. Além das opções aqui consideradas principais, outras de maior ou menor complexidade podem também ser exploradas, como a modificação das áreas abertas das grelhas, as mudanças na geometria dos ciclones, pela alteração dos diâmetros do *apex* e *vortex*, a modificação dos tamanhos das bolas do moinho semi-autógeno ou do moinho de bolas, entre outras.

6.6.1. Mudança da distribuição granulométrica de alimentação do moinho semi-autógeno

Conforme apontado pela literatura apresentada, o afinamento da distribuição granulométrica de alimentação de moinho semi-autógeno é um dos pontos que pode gerar maiores ganhos de vazão na moagem, sem necessidade de modificações na usina. A fim de avaliar esta opção, foi realizada uma simulação com as distribuições granulométricas da alimentação da usina dos anos de 2005 e 2006, mais grosseiras do que a observada na amostragem de 2007 (Caso Base). As características do minério alimentado foram mantidas como no Caso Base, para evitar a influência

desta variável na análise. O fluxograma simulado é o mesmo do Caso Base. Não foi realizada nenhuma simulação com alimentação mais fina que a do Caso Base, pois este já estava com uma alimentação considerada fina. A tabela 6.14 e a figura 6.25 ilustram as distribuições granulométricas utilizadas nas simulações, assim como os resultados obtidos.

Figura 6.25 – Distribuições granulométricas simuladas da alimentação do moinho semi-autógeno

Tabela 6.14 – Resultados das simulações variando a distribuição granulométrica da alimentação do moinho semi-autógeno

Simulação	F ₈₀ (mm)	Vazão de sólidos de alimentação (t/h)	Grau de enchimento moinho semi- autógeno (%)	Potência do moinho semi- autógeno (kW)
Caso Base – distribuição granulométrica 2007	59	1.892	30,0	14.701
Engrossamento da distribuição granulométrica de alimentação – 2006	74	1.100	29,9	14.457
Engrossamento da distribuição granulométrica de alimentação – 2005	128	700	29,9	14.285

As simulações realizadas indicam que com o engrossamento da granulometria de alimentação, passando de um F₈₀ de 58,5 mm para 128 mm, a vazão de sólidos de alimentação nova do circuito caiu de 1.892 t/h para 700 t/h, mantendo-se a potência consumida do moinho semi-autógeno. Nota-se assim o efeito extremamente significativo e deletério ao desempenho do moinho semi-autógeno e, conseqüentemente, de todo o circuito de moagem do Sossego, do engrossamento da granulometria de alimentação. O patamar observado na amostragem de 2007 pode ser considerado adequado, devendo, portanto, ser mantido, garantindo a

vazão nominal de alimentação do circuito, sem a necessidade de investimentos adicionais na usina.

A partir das observações realizadas com essa simulação, iniciou-se um trabalho em conjunto com a equipe da mina (BERGERMAN et al., 2008; BERGERMAN, DELBONI, NANKRAN, 2009), visando à adequação do desmonte na mina, de forma que esta distribuição granulométrica ótima da amostragem de 2007 passasse a ser um valor de referência e de rotina. Foram realizados alguns desmontes em caráter experimental, que confirmaram os resultados ótimos obtidos no dia da amostragem. Desde então, com a nova configuração do desmonte, observou-se um aumento médio na vazão da usina no ano de 2008, em comparação ao ano de 2007, da ordem de 10%. A mina precisou realizar adequações na malha de desmonte e nas razões de carga utilizadas, assim como na utilização de perfuratrizes. Essas adequações, no entanto, podem ser consideradas de baixo custo frente ao ganho observado na vazão da usina.

6.6.2. Abertura do circuito de moagem

A opção de encaminhar o produto dos britadores de *pebbles* diretamente ao moinho de bolas foi implantada na usina do Sossego no ano de 2006. No entanto, realizou-se esta simulação a fim de comparar se os ganhos observados industrialmente são próximos aos simulados. O circuito simulado é apresentado na figura 6.26. Manteve-se a abertura de trabalho do britador de *pebbles* do Caso Base, mudando apenas o destino do seu produto. A figura 6.27 ilustra a distribuição granulométrica dos produtos da peneira de descarga do moinho semi-autógeno com a alteração.

Figura 6.26 – Fluxograma da abertura da etapa de moagem primária

Figura 6.27 – Distribuição granulométrica dos produtos da peneira de descarga do moinho semi-autógeno

Observa-se que a vazão de alimentação do moinho semi-autógeno pode ser aumentada em torno de 40 t/h com esta alternativa. Os dados industriais mostram ganhos de até 100 t/h. A simulação indicou corretamente a tendência de ganho,

muito embora os valores absolutos devam ser analisados em maior detalhe, principalmente em função das características do minério, que assim modelam a carga circulante do moinho semi-autógeno. A abertura do circuito de moagem primário é atualmente uma alternativa de operação do Sossego, revelando-se mais útil com minérios que tendem a gerar cargas circulantes elevadas nesta etapa de moagem.

6.6.3. Adição de um circuito de britagem secundária

A instalação da britagem secundária, entre o britador primário e o moinho semi-autógeno é uma alternativa de alto custo de implantação. Os ganhos, no entanto, conforme reportados pela literatura, são bem expressivos. Para o Sossego, foi simulado o circuito ilustrado na figura 6.28, considerando a britagem da fração passante na malha 126 mm e retida na malha 76 mm. Escolheram-se estas duas malhas para peneiramento porque constitui o chamado tamanho crítico, que apresenta uma baixa eficiência de moagem no moinho semi-autógeno, conforme pode ser observado na taxa de quebra do mesmo (figura 6.15). O britador secundário simulado foi ajustado para uma abertura de 50 mm. A distribuição granulométrica de alimentação do moinho semi-autógeno, já incluindo o produto do britador de *pebbles*, foi reduzida de P_{80} igual a 46 mm para 38 mm.

Figura 6.28 – Fluxograma do circuito com britagem secundária

O aumento obtido com esta alternativa foi de 30% na vazão de alimentação do circuito, passando de 1.892 t/h para 2.445 t/h. Trata-se de um ganho extremamente significativo. Mesmo com os altos custos de implantação desta alternativa, pode-se considerá-la muito vantajosa para o circuito. Deve-se ressaltar que, para um aumento de produção desta ordem, o restante do circuito deve ser reavaliado, como, por exemplo, as capacidades máximas da moagem nos moinhos de bolas, assim como na flotação.

6.6.4. Variação do grau de enchimento de bolas do moinho semi-autógeno

Nesta seção é descrita a simulação de um aumento de 14,5% para 15,0% no enchimento de bolas do moinho semi-autógeno. O aumento correspondente da vazão foi de aproximadamente 6% em relação ao Caso Base, passando a 2.010 t/h, com um aumento na potência consumida do moinho semi-autógeno de 200 kW. Observou-se também uma pequena diminuição na carga circulante do moinho de bolas, devida à maior geração de finos do moinho semi-autógeno, como pode ser

observado na figura 6.29. A figura 6.30 apresenta o fluxograma das vazões de sólidos obtidas nesta alternativa. Destaca-se aqui que o moinho semi-autógeno do Sossego opera com granulometria relativamente fina de alimentação, como moinho de bolas. Nesta situação, qualquer aumento da carga de bolas, mesmo que pequeno, como o simulado, resulta em elevações potencialmente significativas de vazões de alimentação de sólidos no circuito.

Figura 6.29 – Distribuição granulométrica da peneira de descarga do moinho semi-autógeno com aumento do grau de enchimento

Figura 6.30 – Fluxograma do circuito com o aumento do enchimento de bolas do moinho semi-autógeno

Este resultado indica o cuidado que deve ser tomado com o grau de enchimento do moinho semi-autógeno. Como o seu enchimento de bolas não pode ser controlado pela potência do moinho, como nos moinhos de bolas, deve-se ter um grande controle da adição de bolas novas, assim como se deve aferir em intervalos de tempo adequados o enchimento de bolas. Pequenos descuidos neste procedimento podem levar à queda do enchimento de bolas e à conseqüente perda significativa de vazão do moinho.

6.6.5. Variação da velocidade do moinho semi-autógeno

Como comentado no Item 6.4, sobre a análise do processo amostrado, o moinho semi-autógeno não estava operando com sua velocidade máxima. A fim de avaliar o impacto da velocidade de rotação do moinho, foi simulado um aumento da

velocidade de 67% para 69% da velocidade crítica. O aumento de vazão de sólidos na alimentação nova foi da ordem de 15% e a potência consumida teve um aumento em torno de 4% (650 kW). A figura 6.31 ilustra esta simulação.

Figura 6.31 – Fluxograma do circuito com o aumento da velocidade do moinho semi-autógeno

Esta é uma alternativa de uso rotineiro nos circuitos cujo moinho semi-autógeno está equipado com variador de velocidade. O recurso de variação da velocidade de moinhos semi-autógenos confere um elevado grau de flexibilidade à operação de circuitos com tal equipamento. A elevação da velocidade é uma estratégia utilizada para aumentar a fragmentação por impacto, mediante maior elevação da carga, o que favorece a fragmentação de partículas maiores. Além disso, a ação de descarga tende a diminuir o volume da carga em tais situações. Já para situações em que se opera o moinho com alimentação mais fina e/ou minérios mais friáveis, a diminuição da velocidade de rotação proporciona volume adequado da carga, com melhora na fragmentação, bem como a proteção dos revestimentos, já que não há arremesso acentuado de corpos moedores contra aqueles.

6.6.6. Abertura da malha da peneira de descarga do moinho semi-autógeno

Tendo em vista que os moinhos de bolas do Sossego não operam em regime de potência máxima, que é de 8,5 MW em cada moinho, avaliou-se a opção de abertura da malha das peneiras de descarga do moinho semi-autógeno, de 12 mm para 19 mm. Com isso, transfere-se energia da moagem do moinho semi-autógeno e dos rebitadores de *pebbles* para a etapa de moagem de bolas. Os resultados obtidos foram aqui considerados muito úteis. O aumento da vazão do moinho semi-autógeno não foi significativo, da ordem de 10 t/h. No entanto, diminuiu-se consideravelmente a vazão de alimentação dos rebitadores de *pebbles*, em torno de 20% (de 494 para 403 t/h). A figura 6.32 ilustra esta alternativa.

Figura 6.32 – Fluxograma do circuito com o aumento da abertura da malha da peneira de descarga do moinho semi-autógeno

Como em determinada situação os britadores de *pebbles* são o gargalo do circuito, a

abertura da malha da peneira pode tornar-se uma alternativa exequível para o aumento de produção. Como os moinhos de bolas estão preparados para a moagem deste adicional de grossos na sua alimentação, o circuito global apresentaria, portanto, um ganho significativo, mediante a troca da malha de 12 mm para 19 mm.

6.6.7. Dois estágios de classificação

Para circuitos já em operação, trata-se de uma modificação de grande porte, que dependendo do *lay out* da usina, apresentaria elevada dificuldade de implantação. No entanto, como exercício, foi realizada também uma simulação incluindo mais uma etapa de classificação, a fim de avaliar o impacto desta sobre a moagem de bolas, de forma a utilizar melhor o benefício de geração de finos do moinho semi-autógeno. A figura 6.33 ilustra o circuito simulado.

Figura 6.33 – Fluxograma do circuito com dois estágios de classificação

O resultado desta simulação mostra que, com dois estágios de classificação, a usina do Sossego pode operar com apenas um moinho de bolas, sem prejuízo da granulometria do produto que alimenta a flotação. A economia com esta alternativa é significativa, tendo em vista o consumo aproximado de 7,0 a 8,5 MWh de um moinho

de bolas. Em um ano, pode-se esperar uma economia de aproximadamente 50.000 MWh de energia (considerando 8.147 h de operação por ano), ou quase R\$ 5 milhões por ano, considerando o custo aproximado de R\$ 100/MWh. Esta alternativa tem assim o potencial de tornar os circuitos de moagem semi-autógenas muito mais competitivos frente aos novos circuitos que incorporam prensas de rolos de alta pressão, que vem ganhando espaço na moagem de rochas duras. Infelizmente, em geral, esta capacidade de geração de finos dos moinhos semi-autógenos não é levada em conta no dimensionamento deste tipo de circuito.

6.6.8. Sumário dos resultados das simulações

A tabela 6.15 apresenta um resumo de todas as simulações descritas nos itens 6.6.1 a 6.6.7.

Tabela 6.15 – Resumo de todas as simulações realizadas

Cenário simulado	Moinho semi-autógeno				Rebritagem de <i>pebbles</i>			Moagem de bolas		Flotação	Vazão de alimentação usina (t/h)
	F80 (mm)	Grau de enchimento de bolas (%)	Potência (kW)	T80 <i>undersize</i> peneira (mm)	Vazão de sólidos (t/h)	Carga circulante (%)	80 mm	F80 (mm)	Carga circulante (%)	F80 (mm)	
Caso Base	58,5	14,5	14.701	0,78	495	26	5,6	0,79	171	0,16	1.892
Granulometria de 2006	74,4	14,5	14.457	0,67	338	30	5,7	0,54	214	0,13	1.100
Granulometria de 2005	128	14,5	14.285	0,52	200	28	5,6	0,40	214	0,09	700
Abertura do circuito de moagem semi-autógena	58,5	14,5	15.500	3,58	531	27	3,7	1,72	146	0,18	1.935
Britagem secundária	58,5	14,5	14.782	0,87	645	26	5,7	0,90	177	0,19	2.445
Aumento do grau de enchimento de bolas	58,5	15,0	14.905	0,81	527	26	5,6	0,83	168	0,17	2.010
Aumento da velocidade de rotação do moinho semi-autógeno	58,5	14,5	15.531	0,87	576	26	5,7	0,89	166	0,17	2.180
Abertura da peneira de descarga do moinho semi-autógeno	58,5	14,5	14.682	1,01	403	21	4,6	0,89	174	0,17	1.900
Dois estágios de classificação	58,5	14,5	14.701	0,78	494	26	5,6	1,11	119	0,20	1.892

6.7. ESTUDO DE VARIABILIDADE

Inicialmente, foi preciso ajustar os dados de IQ obtidos em função da utilização das metodologias completas e simplificadas do DWT utilizadas.

Na maioria das rochas, o valor de IQ obtido para ensaios simplificados é maior do que o correspondente obtido para os ensaios completos de resistência ao impacto. Essa característica deriva do fato de que fragmentos menores, como os empregados no ensaio simplificado, exibem menor frequência de planos de fratura, trincas ou planos de fraqueza, que assim desaparecem no próprio processo de preparação por britagem. Dessa forma, para que sejam comparáveis na mesma base, os resultados de ensaios simplificados devem ser ajustados, tendo como referência uma relação desenvolvida em ensaios em que tanto o completo como o sintético tenham sido realizados sobre a mesma amostra.

No caso do Sossego, a campanha de ensaios realizada em 2000 incluiu 52 ensaios completos e 113 simplificados utilizando, respectivamente, testemunhos de sondagens de 6,75" e 2". Já as campanhas de 2006 e 2007 incluíram 180 amostras de testemunhos de sondagens com aproximadamente 1", função da serragem de testemunhos originalmente de 2". A seguir são descritas as relações obtidas, de forma a ajustar os resultados dos ensaios simplificados para que seja possível compará-lo aos ensaios completos.

a) Relação IQ_{6,75"} vs. IQ_{2,0"}

Da base de dados de 52 ensaios de 6,75" foram calculados os índices somente para a fração 22,4 x 19,0 mm, quais sejam, aqueles empregados no ensaio simplificado. Assim, como o DWT simplificado é efetuado somente com a fração 22,4 x 19,0 mm, são obtidos dos ensaios completos (6,75") os valores correspondentes ao ensaio DWT-S. A relação desenvolvida foi a seguinte:

$$IQ_{6,75"} = IQ_{2,0"} + 4,12 \quad (59)$$

b) Relação IQ2,0" vs. IQ1,0"

Neste caso, como não havia resultados de DWT completo com as amostras de 1", foram empregadas as informações dos perfis geológicos, fornecidos pela equipe de geologia do Sossego, que indicam as posições relativas entre as amostras de 1 e 2". Foram analisadas todas as informações contidas nos nove perfis e selecionadas as mais consistentes. A figura 6.34 ilustra um destes perfis.

Figura 6.34 – Perfil geológico com indicação dos pontos de coleta das amostras para ensaio DWT

A melhor relação selecionada foi aquela entre as amostras BR203-SOSD216 72 a 73 m (2,5") e a 55-SOSD216 64 a 72 m, que são praticamente coincidentes (figura acima). A relação desenvolvida foi a seguinte:

$$IQ2,0'' = IQ1'' + 9,54 \quad (60)$$

A relação entre os resultados de ensaios completos e os sintéticos, conduzidos com

amostra de 1" é a seguinte, obtida a partir das eqs. (59) e (60).

$$IQ_{6,75"} = IQ_{1"} + 13,66 \quad (61)$$

Visando comparar as distribuições obtidas com todas as amostras (1", 2", 6,75" e alimentação da usina), foi construído o gráfico apresentado na Figura 6.35, tendo por base as eqs. (59), (60) e (61).

Figura 6.35 – Distribuições dos resultados de DWT

Conforme mostra a figura 6.35, as amostras de 2" e 6,75" de 2000 são mais heterogêneas que as de 1" de 2006 e 2007 e a alimentação do moinho semi-autógeno dos anos de 2006 e 2007. As análises das descrições dos furos de sonda indicam que algumas dessas amostras, mais friáveis, eram compostas basicamente de calcopirita pura. As amostras de 1" e a alimentação do moinho semi-autógeno mostraram uma distribuição mais homogênea. Esse fato é atribuído à forma como foram compostas tais amostras, representando da forma mais fiel a alimentação real do moinho semi-autógeno, a qual consiste de fragmentos de calcopirita diluídos nas rochas encaixantes, basicamente granitos, além da diluição que corre durante a lavra, com as rochas encaixantes. É interessante observar também que as amostras

de alimentação do moinho semi-autógeno são relativamente mais competentes e homogêneas que os outros grupos.

Ressalta-se, sobre este ponto, a importância de se avaliar cuidadosamente a forma de coleta de amostras para os ensaios de moagem. Amostras pontuais, que representem regiões específicas da mina, podem ser usadas para estudos de variabilidade. No entanto, deve-se avaliar as rochas encaixantes, que farão parte do *blend* de alimentação da usina, e que, muitas vezes, como no caso observado para o Sossego, podem diminuir a variabilidade esperada para certo depósito.

6.8. SIMULAÇÕES – CARACTERÍSTICAS DO MINÉRIO

Uma vez realizados os devidos ajustes nos resultados dos IQ dos diferentes testes realizados, foram executadas simulações a fim de se avaliar o impacto que a variação do IQ, ou resistência do minério à moagem semi-autógena, teria sobre o circuito de moagem de Sossego. Para cada cenário simulado foram avaliadas ações que poderiam ser tomadas para melhorar o desempenho do circuito com a nova alimentação.

Para a simulação foi utilizado o mesmo modelo do Caso Base do item 6.5. Reitera-se aqui que todas as demais condições de operação do Caso Base foram mantidas, a menos dos valores do IQ, por meio dos parâmetros A , b e t_a no modelo do moinho semi-autógeno.

6.8.1. Minério mais resistente

Para a simulação da condição de operação do circuito do Sossego com o minério mais resistente, o valor do IQ considerado foi aquele que representa 80% de valores mais resistentes da distribuição obtida, somando-se todos os resultados de IQ das diferentes amostras. A figura 6.36 ilustra o valor considerado.

Figura 6.36 – Valor de IQ para a porção mais resistente do depósito

A simulação indicou, levando-se em conta a mudança do IQ de 32,5 para 25, uma redução da vazão de alimentação da usina de 1.892 t/h para 1.520 t/h, que equivale a 80% do valor do Caso Base. Observa-se que se trata de um impacto significativo na alimentação nova da usina, o que na prática industrial seria rapidamente percebido pelo operador do moinho semi-autógeno, principalmente devido ao aumento do enchimento do mesmo, que tenderia a acumular mais material em seu interior.

A fim de minimizar este problema no circuito estudado, algumas ações foram simuladas, visando reverter este cenário de queda de produção. Caso se aumente a velocidade de rotação do moinho, de 67% para 70% do valor crítico, chegar-se-ia a uma vazão de alimentação de 1.900 t/h, retornando assim à condição inicial do Caso Base. Aumentando o grau de enchimento de bolas de 14,5% para 16%, chegar-se-ia a uma vazão de alimentação de 1.820 t/h. A terceira alternativa simulada consistiu em abrir o circuito de moagem, chegando-se assim a uma vazão de 1.560 t/h. Combinando-se as três alternativas, a vazão superaria a estabelecida inicialmente no Caso Base, atingindo 2.150 t/h.

Pode-se observar que apesar do impacto significativo da resistência do minério sobre a vazão de alimentação, alternativas operacionais disponíveis no circuito são efetivas para se retomar a vazão registrada com o minério do Caso Base.

6.8.2. Minério menos resistente

Para a simulação da condição de operação do circuito do Sossego com o minério menos resistente foi considerado o valor de IQ que representasse 80% dos valores mais baixos da distribuição obtida, somando-se todos os resultados de IQ das diferentes amostras. A figura 6.37 ilustra o valor considerado.

Figura 6.37 – Valor de IQ para a porção mais macia do depósito

Levando-se em conta a mudança do IQ de 32,5 para 35, a simulação indicou em aumento da vazão de alimentação da usina de 1.892 t/h para 2.150 t/h, equivalente a aproximadamente 15%. Assim como no caso do minério mais resistente houve um impacto significativo na vazão de alimentação da usina, neste caso positivo. Na prática industrial, esta alteração de resistência do minério seria percebida pelo operador do moinho semi-autógeno, devido à diminuição do enchimento do mesmo, que tenderia a acumular menos material em seu interior. Com isso, o operador poderia tomar a ação de aumentar a vazão de alimentação do moinho, visando à manutenção do grau de enchimento do mesmo.

A única adequação que deveria ser realizada no circuito industrial neste caso, seria

o ajuste das condições de operação da ciclonagem da moagem de bolas, com a operação de um maior número de ciclones, visando à manutenção da pressão de trabalho ótima e, conseqüentemente, a manutenção da distribuição granulométrica do *overflow* da ciclonagem.

7. CONCLUSÕES

A revisão bibliográfica apresentada neste trabalho abordou, em detalhe, os aspectos de operação e otimização de moinhos semi-autógenos. Foi ilustrada uma ampla gama de aspectos que devem ser observados para a melhor operação destes tipos de circuito, que exigem cuidados diferenciados em relação aos circuitos convencionais de britagem e moagem atualmente em operação no país. Apresentou-se também uma série de opções que podem ser seguidas para otimizações deste tipo de circuito, com os resultados práticos observados em diversas usinas do mundo.

A campanha de ensaios realizada para determinação das características de resistência à moagem de amostras resultou em uma base de dados abrangente quanto aos tipos de minérios da jazida do Sossego. Esta base de dados incluiu amostras provenientes tanto de testemunhos de sondagens como de amostras de alimentação do moinho semi-autógeno. Os resultados indicaram uma variação relativamente pequena entre as características das amostras que efetivamente alimentaram o moinho. É importante destacar que esta pequena variabilidade da competência do minério que alimenta o moinho baseou-se na nova metodologia de amostragem de furos de sonda proposta, que leva em conta a representatividade de todo o bloco de lavra, e não apenas amostras pontuais, como usualmente realizado. Destaca-se assim a importância de se avaliar cuidadosamente, em cada projeto, a forma de se coletar amostras para estudos de variabilidade de moagem.

Simulações de desempenho do circuito de moagem mostraram que tais variações nas características do minério resultaram em alterações de aproximadamente 20% na vazão de alimentação. Os resultados obtidos permitem a melhor preparação dos planos de lavra, bem como tornam mais realistas as previsões de produção.

Os recursos de modelagem matemática se revelaram úteis para a análise de desempenho mais detalhadas da operação dos moinhos semi-autógenos e de bolas, em contraste, portanto, com a abordagem energética, neste caso mais simplista.

As simulações realizadas, a partir do modelo construído com base em amostragens na usina do Sossego mostraram a influência individual ou combinada de uma série de variáveis de operação do circuito. Tais influências foram avaliadas não apenas

em termos de vazão de alimentação do circuito, mas também nas características do produto do circuito e sua influência no desempenho da etapa de flotação, tendo em vista que se manteve sempre uma granulometria máxima, considerada adequada, no produto do circuito de moagem, que alimenta a flotação.

Alternativas para a expansão da capacidade foram também hierarquizadas por meio de simulações. Os resultados mais promissores, de implantação mais rápida e de menores custos, como a mudança na distribuição granulométrica de alimentação e no enchimento de bolas do moinho semi-autógeno, foram prontamente implantadas pela equipe de operação da usina do Sossego, gerando ganhos significativos de produção. Alternativas de maiores custos, como abertura do circuito ou a inclusão de uma britagem secundária, também foram consideradas, sendo que a primeira já foi implementada e a segunda encontra-se em fase de projeto detalhado.

A utilização da ferramenta de modelagem e simulação se mostrou um recurso eficaz para a análise do desempenho e otimização de operações do circuito industrial selecionado. Com o simulador calibrado, é possível que a equipe de processo explore uma grande gama de opções, podendo decidir com maior confiabilidade quais as opções mais interessantes em termos de custos, facilidade e prazo de execução. Trata-se, portanto, de um recurso útil para o planejamento de ações de curto, médio e longo prazo e para os aumentos de produção desejados. Além disso, a análise do circuito modelado permite a identificação de gargalos e de operações ineficientes, visando à ação focada na otimização do circuito. Com isso, foi possível aumentar a produção do circuito de moagem da usina do Sossego, sem a necessidade de investimentos de capital ou maior consumo de insumos, contribuindo para um melhor aproveitamento do recurso mineral, sem aumentar a demanda por recursos naturais.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS. **MB-3253**: Moinho de bolas – determinação do índice de trabalho. Rio de Janeiro, set. 1990. 4 p.

BAKSHI, A.K.; SHOOP, K.J.; KAWATRA, S.K. Effect of pulp rheology on autogenous grinding performance. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1996, Vancouver. **Proceedings**: SAG 96. Vancouver: University of British Columbia, 1996. v. 1, p. 361-372.

BERALDO, J.L. **Moagem de minérios em moinhos tubulares**. São Paulo: Ed. Edgard Blucher. 1987. 143 p.

BERGERMAN, M.G. **Produção mais limpa no tratamento de minérios**: caso da Companhia Brasileira de Alumínio, Mina de Itamarati de Minas, MG. 37 p. Monografia (Trabalho de Formatura) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2003.

BERGERMAN, M.B. et al. Variability studies for the Sossego 41 ktpd grinding circuit. In: INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONFERENCE, 24., 2008, Beijing. **Proceedings**. Beijing: Science Press, 2008. v.1, p. 407 - 416.

BERGERMAN, M.B.; DELBONI, H.; NANKRAN, M. Estudo de variabilidade e otimização do circuito de moagem sag da usina do Sossego. **Revista da Escola de Minas**, Ouro Preto, v. 62, n. 1, p. 93 – 97, jan/mar. 2009.

BIRD, S.; LAMB, E.; PARTRIDGE, D.W. Evolution of sag mill shell liner design at Kennecott Utah copper's Copperton concentrator. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings**: SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v. 3, p. III-256 – III-269.

BOND, F.C. History of autogenous grinding. In: WEISS, N. **SME Mineral Processing Handbook**. New York: Society of Mining Engineers, 1985. p. 3C-57 – 3C-58.

BURGUER, B. et al. Batu Hijau – seven years of operation and continuous improvement. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND

SEMI-AUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings:** SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 1, p. I-120 – I-132.

CHAVES, A.P. **Teoria e prática do tratamento de minérios**. São Paulo: Signus Editora, 1996. vol. 1.

CHAVES, A.P. **Teoria e prática do tratamento de minérios**, São Paulo: Signus Editora, 1999. vol. 3.

CHIEREGATI, A. C.; DELBONI JÚNIOR, H. Novo método de caracterização tecnológica de minérios quanto à cominuição. In: REUNIÃO ANUAL DA ASSOCIAÇÃO IBERO-AMERICANA DE ENSINO SUPERIOR DE ENGENHARIA DE MINAS, São Paulo, 2004. **Trabalhos apresentados**. São Paulo: EPUSP, 2004. p. 383-390.

CHIEREGATI, A. C. **Novo método de caracterização tecnológica para cominuição de minérios**. 2001. 149 p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2001.

CHIEREGATI, A. C. **Reconciliação pró-ativa em empreendimentos mineiros**. 2007. 201 p. Tese (Doutorado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2007.

CLEMENTS, B.; BENDE, T.; APLAND, B. Grinding circuit evolution at Cyprus Bagdad copper corporation. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1996, Vancouver. **Proceedings:** SAG 96. Vancouver: University of British Columbia, 1996. v. 1, p. 164-176.

COLEMAN, R.; NUGROHO, S.; NEALE, A. Design and start-up of the Pt Freeport Indonesia no. 4 concentrator. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings:** SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v. 1, p. I-76 – I-90.

COUTINHO, S. et al. Optimizing control system[®] for desliming and flotation in an iron ore column flotation at the Pico mine. In: **INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON IRON ORE, 2ND**, 2008, São Luis. São Paulo: ABM, 2008. p. 104 – 113. Em CD-ROM.

DANCE, A. The importance of primary crushing in mill feed size optimisation. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS

GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings:** SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v. 1, p. I-189 – I-202.

DANCE, A. et al. Higher productivity through cooperative effort: a method of revealing and correcting hidden operating inefficiencies. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings:** SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 4, p. IV-375 – IV-390.

DELBIM, F. K. **Previsão do desempenho do circuito de moagem SAG da MSF a partir do índice de quebra.** 2001. 106 p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2001.

DELBONI JR, H. **Ajuste de modelos empíricos de operação de ciclones.** 1989. 182 p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 1989.

DELBONI JR., H. **A load-interactive model of autogenous and semi-autogenous mills.** 1999. 313 p. Thesis (Doctor of Philosophy) – University of Queensland, Brisbane, 1999.

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. Cominuição. In: FERNANDES, F. et al. **Tendências tecnológicas Brasil 2015:** Geociências e tecnologia mineral. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2007. p. 103 - 131.

DELBONI JR. H. **Modelagem e Simulação de Circuitos de Cominuição e Classificação – Dimensionamento de ciclones.** Apostila do curso PMI-5004 – Modelagem e simulação de circuitos de cominuição e classificação. São Paulo: Universidade de São Paulo, 2008.

DUPONT, J. F. Kcgm's "orphan" semi-autogenous grinding mill (an untold success story). In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings:** SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 1, p. I-153 – I-163.

ENERGY INFORMATION ADMINISTRATION. **International energy outlook 2008.** Disponível em <<http://www.eia.doe.gov/oiaf/ieo/index.html>>. Acesso em: 02 ago.

2008.

GOES, M.A.; LUZ, A.B.; POSSA, M.V. Amostragem. In: LUZ, A.B. et al. **Tratamento de minérios**. 3 ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT. 2002. p. 19 – 51.

GY, P. **Sampling of heterogeneous and dynamic material systems**: theories of heterogeneity, sampling and homogenizing. Amsterdam: Elsevier Science Publishers, 1992. 653 p.

HART, S. et al. Optimisation of the Cadia Hill sag mill circuit. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings**: SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v. 1, p. I-11 - I-30.

JONES, S. Autogenous and semiautogenous mills 2005 update. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings**: SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 1, p. I-398 – I-425.

KARAGEORGOS, J. et al. Sag milling at the Fimiston plant (Kcgm+). In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings**: SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v. 1, p. I-109 – I-124.

KENDRICK, M.J.; MARSDEN, J.O. Candelaria post expansion evolution of sag mill liner design and milling performance, 1998 to 2001. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings**: SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v. 3, p. III-270 – III-287.

LAM, M. et al. Maximizing sag mill throughput at Porgera gold mine by optimizing blast fragmentation. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings**: SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v. 1, p. I-271 – I-288.

LATCHIREDDI, S. A new pulp discharger for efficient operation of ag/sag mills with pebble circuit. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings**: SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 1, p. I-398 – I-425.

LEINZ, V.; AMARAL, S.E. **Geologia geral**. 8 ed. São Paulo: Ed. Nacional, 1980. 397

p.

LYNCH, A.J. **Mineral crushing and grinding circuits** : their simulation, optimisation, design, and control. New York: Elsevier, 1977. 342 p.

MACCAFERRY, K. et al. Batu Hijau – controlled mine blasting and blending to optimise process production at Batu Hijau. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings**: SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 2, p. II-372 – II-393.

MAIA, G. S. **Avaliação da qualidade de corpos moedores para o minério fosfático de Tapira-MG**. 1994. 106 p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 1994.

MAJOR, K. Precrushing sag mill feed. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings**: SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 2, p. II-422 – II-437.

MIRANDA, D.G.; BASSAURE, F.; MASDEN, J. Evolution of liners for a 36 ft. x 15 ft. (egl) sag mill at Candelaria. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1996, Vancouver. **Proceedings**: SAG 96. Vancouver: University of British Columbia, 1996. v. 3, p. 857-880.

MITCHELL, J.; HOLOWACHUK, N.V. Ore blending at highland valley copper: Its necessity, effects, and benefits. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1996, Vancouver. **Proceedings**: SAG 96. Vancouver: University of British Columbia, 1996. v. 1, p. 1-24.

MORALES, R.; MONTERO, J.; VIVEROS, P. Sag grinding integral optimization project at Codelco Norte. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings**: SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 1, p. I-206 – I-216.

MORELL, S.; VALERY, W. Influence of feed size on AG/SAG mill performance. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings**: SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v. 1, p. I-203 – I-214.

MOYS, M.H. Slurry rheology - the key to a further advance in grinding mill control. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1989, Vancouver. **Proceedings:** SAG 89. Vancouver: University of British Columbia, 1989. v. 2, p. 713-728.

MULAR, A.L.; BURKERTZ, A. Automatic control of semiautogenous grinding (sag) circuits. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1989, Vancouver. **Proceedings:** SAG 89. Vancouver: University of British Columbia, 1989. v. 2, p. 651-668.

MURRL, D.L.; WENNEN, J.E. Update - Nspc's sag circuit. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1996, Vancouver. **Proceedings:** SAG 96. Vancouver: University of British Columbia, 1996. v. 3, p. 1213-1227.

MWEHONGE, G. L. K. Crushing practice impact on sag milling: addition of secondary crushing circuit at Geita gold mine. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings:** SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 2, p. II-356 – II-371.

NANKRAN, M. et al. Controle operacional da usina do sossego, In: Encontro nacional de tratamento de minérios, 21, 2007, Ouro Preto. **Anais.** Ouro Preto: s.n., 2007. v. 1, p. 502 – 512.

NANKRAN, M. et al. Abertura do circuito de moagem da usina do sossego, In: Encontro nacional de tratamento de minérios, 21, 2007, Ouro Preto. **Anais.** Ouro Preto: s.n., 2007. v. 1, p. 123 – 126.

NAPIER-MUNN, T.J. et al. **Mineral comminution circuits:** their operation and optimization. Indoorroopilly: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre/University of Queensland, 1999 413 p. (JKMRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing)

NASCHENVENG, A.C. **Modelagem e simulação do circuito de moagem da Ultrafértil.** 2003. 101 p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2003.

NEVES, M. P.; **Estudos isotópicos (Pb-Pb, Sm-Nd, C e O) do depósito Cu-Au do Sossego, Província Mineral de Carajás.** 2006. 104 p. Dissertação (Mestrado) -

Universidade Federal do Pará, Belém, 2006.

NICOLI, D. et al. The development and installation of the twin chamber pulp lifters at Alcoa. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings:** SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v. 3, p. III-11 – III-42.

NUNES, A. C. **Sistema computadorizado para ajuste de balanço de massas e metalúrgico**. 1992. 76 p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 1992.

OLIVEIRA, M.L.; AQUINO, J.A. Amostragem. In: SAMPAIO, J.A.; FRANÇA, S.C.A.; BRAGA, P.F.A. **Tratamento de minérios: práticas laboratoriais**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT. 2007. p. 3 – 34.

PARKS, J.L.; KJOS, D.M. Liner designs, materials and operating practices for large primary mills. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1989, Vancouver. **Proceedings:** SAG 89. Vancouver: University of British Columbia, 1989. v. 2, p. 565-580.

PARKS, J.L. Liner designs, materials and maintenance practices for large primary mills -- past, present, and future. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1996, Vancouver. **Proceedings:** SAG 96. Vancouver: University of British Columbia, 1996. v. 3, p. 881-903.

POWELL, M.; SMIT, I. Startling effect of ball scats removal on sag mill performance. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings:** SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v. 4, p. IV-124 – IV-137.

POWELL, M.; VALERY, W. Slurry pooling and transport issues in sag mills. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings:** SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 1, p. I-133 – I-152.

POWELL, M. et al. The value of rigorous surveys – the Los Bronces experience. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings:** SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 1, p. I-233 – I-248.

RENNER, D. et al. Anglogold Ashanti Iduapriem mining and milling process integration and optimisation. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings**: SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 1, p. I-249 – I-264.

ROSAS, J.E. et al. A review of sag milling performance at Chuquicamata. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1996, Vancouver. **Proceedings**: SAG 96. Vancouver: University of British Columbia, 1996. v. 1, p. 49-66.

ROWLAND, C.A.; KJOS, D.M. Rod and ball mills. In: **MINERAL** processing plant design. AIME, 1978. p. 239 – 278. Disponível em: < <http://www.onemine.org> > . Acesso restrito efetuado em: 02 ago. 2008.

SCHAFFNER, M; MILE, V.A. Sag mill operation and control at Echo Bay mines Mccoy mill. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1996, Vancouver. **Proceedings**: SAG 96. Vancouver: University of British Columbia, 1996. v. 1, p. 97-105.

SCLIAR, C. **Mineração, base material da aventura humana**. Belo Horizonte: Editora Legado, 2004.

SIDDALL, B.; PUTLAND, B. Process design and implementation techniques for secondary crushing to increase milling capacity. SME annual meeting. **SME**, 2007. p. 1 – 5. Disponível em: < <http://www.onemine.org> > . Acesso restrito efetuado em: 02 ago. 2008.

SHERMAN, M. Grinding power: too much of a good thing?. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings**: SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 1, p. I-164 – I-179.

SILVA, F. M. **Modelagem do circuito de moagem da usina do Sossego (CVRD) através de redes neurais artificiais**. 2005. 156 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2005.

SMITH, T.; COURCHESNE, M. Increasing mill throughput at Similco. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1989, Vancouver. **Proceedings**: SAG 89. Vancouver: University of British Columbia, 1989. v. 1, p. 323-332.

SOUSA, C. FAGUNDES, C. Desenvolvimento dos revestimentos do moinho SAG da mina de cobre do Sossego – CVRD. In: WORKSHOP SAG ELEQMETAL, 1., 2006, Marabá. **Trabalho apresentado**. Marabá: CVRD, 2006. 16 p. Evento de circuito interno.

STAPLES, P. et al. Sag concentrator improvements at Pt Freeport Indonesia. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings**: SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v. 1, p. I-91 – I-108.

STROHMAYR, S.; VALERY, W. Sag mill circuit optimisation at Ernest Henry mining. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings**: SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v. 3, p. III-11 – III-42.

THE NATIONAL MINING ASSOCIATION. **The future begins with mining**: a vision of the mining industry of the future. Washington, September 1998. Disponível em: <<http://www1.eere.energy.gov/industry/mining/pdfs/vision.pdf>>. Acesso em: 02 ago. 2008.

THE NATIONAL MINING ASSOCIATION. **Mineral processing technology roadmap, mining industry of the future**. September 2000. Disponível em <<http://www.netl.doe.gov/keyissues/mining/mptroadmap.pdf>>. Acesso em: 02 ago. 2008.

UNITED NATIONS. Environment Programme and World Meteorological Organization. **Intergovernmental panel on climate change, climate change 2007: The Physical science basis. Summary for policymakers**. 2007. Disponível em: <http://ipcc-wg1.ucar.edu/wg1/docs/WG1AR4_SPM_PlenaryApproved.pdf>. Acesso em: 02 ago. 2008.

VALE. **Relatório de viabilidade do Projeto Sossego**. Carajás: Minerconsult, Bechtel, ECM e Concremat, 2001. 451 p. (Relatório interno)*.

VALE. **Dados básicos e critérios de projeto**. Carajás: Minerconsult, Bechtel, ECM e Concremat, 2002. 33 p. (Relatório interno)*.

* Documento de acesso restrito, mediante autorização da empresa.

VALE. **Manual de treinamento de moagem**. Carajás: Performance, 2003. 60 p. (Relatório interno) ^{*}.

VANDERBEEK, J.L.; COURCHESNE, M. Sag mill recycle crushing plant performance at Chino Mines Company. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1989, Vancouver. **Proceedings**: SAG 89. Vancouver: University of British Columbia, 1989. v. 1, p. 379-404.

VEILLETTE, H.; COURCHESNE, M. Semi-autogenous grinding at Cambior's Yvan Vezina gold mill. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 1989, Vancouver. **Proceedings**: SAG 89. Vancouver: University of British Columbia, 1989. v. 1, p. 311-322.

VELLO, C. et al. Optimization of the liner design at Kennecott Utah copper's copperton concentrator. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings**: SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v. 3, p. III-167 – III-178.

VILLOUTA, R.M. Collahuasi: after two years of operation. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2001, Vancouver. **Proceedings**: SAG 01. Vancouver: University of British Columbia, 2001. v.1, p. I-31 – I-42.

WESTHUIZEN, A. .P; POWELL, M.S. Milling curves as a tool for characterising sag mill performance. In: INTERNATIONAL CONFERENCE ON AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 2006, Vancouver. **Proceedings**: SAG 06. Vancouver: University of British Columbia, 2006. v.1, p. I-217 – I-232.

^{*} Documento de acesso restrito, mediante autorização da empresa.

ANEXOS

ANEXO I – Cálculo da massa
mínima das amostras

DIOC – DEPARTAMENTO DO COBRE
GEOPIY – GERENCIA GERAL DE PLANEJAMENTO E QUALIDADE - COBRE
GAROY – GERÊNCIA DE ÁREA DE CONTROLE DE PROCESSO DE COBRE

Granulometria da alimentação do SAG - cálculo da massa de amostragem

$$M = \frac{f * \rho * d_m^3}{\theta^2 * P}$$

onde

$$d_m^3 = \frac{d_1^3 + d_2^3}{2}$$

e

$$\theta = \frac{\phi}{z}$$

Onde:
M = massa de amostra requerida (g)
f = fator de forma do material (0<f<1)
r=densidade do material (g/cm3)
dm=tamanho médio no intervalo de interesse (cm)
P = proporção esperada de material no intervalo de tamanho de interesse (a ser medido)
q=desvio padrão do número de partículas no intervalo de tamanho
d1 e d2 = tamanhos limites do intervalo de interesse
f=precisão requerida (proporção relativa)
z=ordenada normal no nível de confiança escolhido

Fator de forma:
0,1 para partículas alongadas
0,3 - 0,7 para maioria dos material e carvão
1 para partículas redondas

Ordenadas normais (da distribuição normal)

Nível de confiança (%)	z
50	0,6745
80	1,2816
90	1,6449
95	1,9600
99	2,5758
99,9	3,2905

Entrada de dados

f	0,6
ρ	3
d1	20
d2	7,5
Nível de confiança	80
Precisão	20
P	50

Cálculo

z	1,2816		
θ	0,15605493	dm3	4210,938
M	622481,29 g	=	622,48 kg

VALE

DIOC – DEPARTAMENTO DO COBRE
GEOPY – GERENCIA GERAL DE PLANEJAMENTO E QUALIDADE - COBRE
GAROY – GERÊNCIA DE ÁREA DE CONTROLE DE PROCESSO DE COBRE

Granulometria da alimentação britagem - cálculo da massa de amostragem

$$M = \frac{f * \rho * d_m^3}{\theta^2 * P}$$

onde

$$d_m^3 = \frac{d_1^3 + d_2^3}{2}$$

e

$$\theta = \frac{\phi}{z}$$

Onde:

M = massa de amostra requerida (g)

f = fator de forma do material (0<f<1)

ρ = densidade do material (g/cm³)d_m = tamanho médio no intervalo de interesse (cm)

P = proporção esperada de material no intervalo de tamanho de interesse (a ser medido)

q = desvio padrão do número de partículas no intervalo de tamanho

d₁ e d₂ = tamanhos limites do intervalo de interesse

f = precisão requerida (proporção relativa)

z = ordenada normal no nível de confiança escolhido

Fator de forma:

0,1 para partículas alongadas

0,3 - 0,7 para maioria dos material e carvão

1 para partículas redondas

Ordenadas normais (da distribuição normal)

Nível de confiança (%)	z
50	0,6745
80	1,2816
90	1,6449
95	1,9600
99	2,5758
99,9	3,2905

Entrada de dados

Cálculo

f	0,6	z	1,6449		
ρ	3,2	θ	0,09119095	dm ³	314,875
d ₁	8,5	M	103857,50 g	=	103,86 kg
d ₂	2,5				
Nível de confiança	90				
Precisão	15				
P	70

DIOC – DEPARTAMENTO DO COBRE
GEOPY – GERENCIA GERAL DE PLANEJAMENTO E QUALIDADE - COBRE
GAROY – GERÊNCIA DE ÁREA DE CONTROLE DE PROCESSO DE COBRE

Granulometria do produto da rebitagem - cálculo da massa de amostragem

$$M = \frac{f * \rho * d_m^3}{\theta^2 * P}$$

onde

$$d_m^3 = \frac{d_1^3 + d_2^3}{2}$$

e

$$\theta = \frac{\phi}{z}$$

Onde:
M = massa de amostra requerida (g)
f = fator de forma do material (0<f<1)
r=densidade do material (g/cm3)
dm=tamanho médio no intervalo de interesse (cm)
P = proporção esperada de material no intervalo de tamanho de interesse (a ser medido)
q=desvio padrão do número de partículas no intervalo de tamanho
d1 e d2 = tamanhos limites do intervalo de interesse
f=precisão requerida (proporção relativa)
z=ordenada normal no nível de confiança escolhido

Fator de forma:
0,1 para partículas alongadas
0,3 - 0,7 para maioria dos material e carvão
1 para partículas redondas

Ordenadas normais (da distribuição normal)

Nível de confiança (%)	z
50	0,6745
80	1,2816
90	1,6449
95	1,9600
99	2,5758
99,9	3,2905

Entrada de dados

f	0,6
ρ	3,2
d1	5
d2	1
Nível de confiança	90
Precisão	15
P	70

Cálculo

z	1,6449		
θ	0,09119095	dm3	63
M	20779,75 g	=	20,78 kg

Granulometria da alimentação da ciclonagem da moagem - cálculo da massa de amostragem

$$M = \frac{f * \rho * d_m^3}{\theta^2 * P}$$

onde

$$d_m^3 = \frac{d_1^3 + d_2^3}{2}$$

e

$$\theta = \frac{\phi}{z}$$

Onde:

M = massa de amostra requerida (g)

f = fator de forma do material (0<f<1)

r=densidade do material (g/cm3)

dm=tamanho médio no intervalo de interesse (cm)

P = proporção esperada de material no intervalo de tamanho de interesse (a ser medido)

q=desvio padrão do número de partículas no intervalo de tamanho

d1 e d2 = tamanhos limites do intervalo de interesse

f=precisão requerida (proporção relativa)

z=ordenada normal no nível de confiança escolhido

Fator de forma:

0,1 para partículas alongadas

0,3 - 0,7 para maioria dos material e carvão

1 para partículas redondas

Ordenadas normais (da distribuição normal)

Nível de confiança (%)	z
50	0,6745
80	1,2816
90	1,6449
95	1,9600
99	2,5758
99,9	3,2905

Entrada de dados

f	0,6
ρ	3,62
d1	0,8
d2	0,1
Nível de confiança	95
Precisão	10
P	20

Cálculo

z	1,96		
θ	0,05102041	dm3	0,2565
M	1070,11 g	=	1,07 kg

Granulometria do *overflow* da ciclonagem da moagem - cálculo da massa de amostragem

$$M = \frac{f * \rho * d_m^3}{\theta^2 * P}$$

onde

$$d_m^3 = \frac{d_1^3 + d_2^3}{2}$$

e

$$\theta = \frac{\phi}{z}$$

Onde:

M = massa de amostra requerida (g)

f = fator de forma do material (0<f<1)

ρ = densidade do material (g/cm³)

d_m = tamanho médio no intervalo de interesse (cm)

P = proporção esperada de material no intervalo de tamanho de interesse (a ser medido)

q = desvio padrão do número de partículas no intervalo de tamanho

d₁ e d₂ = tamanhos limites do intervalo de interesse

f = precisão requerida (proporção relativa)

z = ordenada normal no nível de confiança escolhido

Fator de forma:

0,1 para partículas alongadas

0,3 - 0,7 para maioria dos material e carvão

1 para partículas redondas

Ordenadas normais (da distribuição normal)

Nível de confiança (%)	z
50	0.6745
80	1.2816
90	1.6449
95	1.9600
99	2.5758
99.9	3.2905

Entrada de dados

f	0.6
ρ	3.62
d ₁	0.5
d ₂	0.05
Nível de confiança	95
Precisão	10
P	20

Cálculo

z	1.96		
θ	0.0510204	dm ₃	0.062563
M	261.01 g	=	0.26 kg

Granulometria da *underflow* da ciclonagem da moagem - cálculo da massa de amostragem

$$M = \frac{f * \rho * d_m^3}{\theta^2 * P}$$

onde

$$d_m^3 = \frac{d_1^3 + d_2^3}{2}$$

e

$$\theta = \frac{\phi}{z}$$

Onde:

M = massa de amostra requerida (g)

f = fator de forma do material (0<f<1)

ρ = densidade do material (g/cm³)

d_m = tamanho médio no intervalo de interesse (cm)

P = proporção esperada de material no intervalo de tamanho de interesse (a ser medido)

q = desvio padrão do número de partículas no intervalo de tamanho

d₁ e d₂ = tamanhos limites do intervalo de interesse

f = precisão requerida (proporção relativa)

z = ordenada normal no nível de confiança escolhido

Fator de forma:

0,1 para partículas alongadas

0,3 - 0,7 para maioria dos material e carvão

1 para partículas redondas

Ordenadas normais (da distribuição normal)

Nível de confiança (%)	z
50	0.6745
80	1.2816
90	1.6449
95	1.9600
99	2.5758
99.9	3.2905

Entrada de dados

f	0.6
ρ	3.62
d ₁	1.5
d ₂	0.5
Nível de confiança	80
Precisão	10
P	20

Cálculo

z	1.2816		
θ	0.0780275	dm3	1.75
M	3121.57 g	=	3.12 kg