

LUIZ TAVARES DOS SANTOS JUNIOR

**Modelagem e Simulação do Circuito de Moagem
da Mina Santa Rita**

**CONSULTA
FD-6529**

São Paulo
(2014)



LUIZ TAVARES DOS SANTOS JUNIOR

**Modelagem e Simulação do Circuito de Moagem
da Mina Santa Rita**

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

São Paulo
(2014)

LUIZ TAVARES DOS SANTOS JUNIOR

**Modelagem e Simulação do Circuito de Moagem
da Mina Santa Rita**

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
Jr.

São Paulo
(2014)

À memória de meus pais Hilda e Luiz.

A G R A D E C I M E N T O S

À minha esposa Débora, pelo incentivo, paciência e compreensão. E aos meus filhos Arthur e Alice, que mesmo dentro do ventre da mãe me deram força para concluir este trabalho.

Ao Prof. Dr. Homero Delboni Jr., pela orientação.

À Mirabela, especialmente ao Sr. Evandro Faria, pelo apoio e incentivo para a realização deste trabalho.

À toda a equipe do laboratório de processos da Mirabela, em especial a Francisco Pereira, Adamastor Dias e Laerte Rosendo, pelo excelente trabalho realizado durante as amostragens e ensaios em laboratório.

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

***“Algo só é impossível até que
alguém duvide e acabe provando
o contrário.”***
(Albert Einstein)

RESUMO

A Mina Santa Rita, localizada no estado da Bahia, foi a primeira operação da Mirabela Mineração para lavra e beneficiamento de níquel sulfetado. Em operação desde 2009, a usina de beneficiamento vem passando por constantes modificações, visando se adequar às mudanças ocorridas no minério alimentado. Dentre as principais mudanças destacam-se a mudança de modo FAG para SAG do moinho primário, de forma a manter a vazão de alimentação da instalação, com o aumento da tenacidade do minério, e a inclusão da etapa de deslamagem, cuja função é descartar do circuito minerais ultrafinos que prejudicam a etapa de flotação. Com o objetivo de aumentar a capacidade de produção, foi realizada uma caracterização completa do minério, seguida de amostragem do circuito industrial, que assim serviram de subsídio para a calibração de modelos matemáticos de processo, utilizados posteriormente na simulação do mesmo circuito. A análise de desempenho do circuito mostrou claramente os pontos a serem melhorados no processo, destacando-se a baixa carga circulante nos moinhos de bolas e a baixa eficiência na remoção de finos do circuito de deslamagem. Ensaios complementares realizados em laboratório indicaram também grande potencial de aumento da recuperação global de níquel, mediante pequenas alterações no fluxograma. Os resultados mostraram que os minerais de granulometria fina prejudiciais à etapa de flotação estão liberados no R.O.M., não sendo necessária sua alimentação nos moinhos de bolas. Simulações adicionais indicaram que moagem e flotação em dois estágios também apresentaram melhores recuperações metalúrgicas no circuito.

Palavras-chave: moagem, simulação, níquel.

ABSTRACT

The Santa Rita Mine, located in the State of Bahia, Brazil was the first Mirabela operation in Brazil. Starting in 2009, the nickel sulphide processing plant has undergone constant modifications, aiming to adapt it to ore variations. Main modifications included autogenous grinding converted to semi-autogenous, as well as the installation of a desliming stage, the latter aiming to remove ultrafine minerals which reduced the nickel recovery in flotation. A full survey and ore characterization campaign was carried out to assess alternatives for increasing grinding circuit capacity. Experimental data were balanced and used to calibrate mathematical models which were the basis for simulation exercises. The Base Case assessment of operation performance indicated a low circulating load in the ball milling stage, as well as very low efficiency in the desliming stage. Laboratory batch tests indicated a great potential for improving the nickel global recovery by relatively simple changes in the current process flow sheet. The results showed that the deleterious fine minerals already liberated in the R.O.M., should not go through the ball milling circuit. Further simulations indicated that splitting grind and flotation in two stages resulted in enhanced metallurgical recovery in the circuit.

Key words: grinding, simulation, nickel.

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 – Precisão x Acurácia (Chierogati; Pitard, 2011).....	20
Figura 3.2 – Exemplo de parâmetros utiliz. para cálculo do volume da carga..	26
Figura 3.3 – Emprego de escaneamento a laser para medições internas em moinhos.....	27
Figura 3.4 - Mecanismos de Fratura e Granulometria dos Produtos.....	31
Figura 3.5 – Relação entre energia fornecida e tamanho da partícula.....	34
Figura 3.6 – Tipos de Movimento da Carga de Moinhos.....	36
Figura 3.7 – Classificação dos Circuitos de Moagem.....	37
Figura 3.8 - Esquema de circuitos AG/SAG em estágio único.....	39
Figura 3.9 – Moagem autógena seguida por moagem com seixos (FAP).....	40
Figura 3.10 – Moagem autógena seguida de moagem de bolas (FAB).....	41
Figura 3.11 – Circuito de moagem semi-autógena seguida de moagem com bolas (SAB).....	41
Figura 3.12 – Desenho esquemático do circuito SABC).....	42
Figura 3.13 – Representação esquemática de um ciclone.....	44
Figura 3.14 – Curva de partição.....	47
Figura 3.15 – Moinho de Bond da Escola Politécnica.....	50
Figura 3.16 – Célula de Impacto da Escola Politécnica.....	53
Figura 3.17 – Representação da relação entre energia e fragmentação.....	55
Figura 3.18 – Representação esquemática do modelo de britadores.....	58
Figura 3.19 – Diagrama dos fluxos de massa referentes ao PMM.....	65
Figura 3.20 – Distribuição típica do parâmetro r/d	66
Figura 3.21 – Função taxa de quebra característica de moinhos AG/SAG.....	71
Figura 4.1 – Mapa Esquemático de Localização da Mina Santa Rita.....	72
Figura 4.2 – Mapa Geológico Local.....	74
Figura 4.3 – <i>Layout</i> da Infraestrutura da Mina de Santa Rita.....	75
Figura 4.4 – Fluxograma Simplificado do Circuito de Beneficiamento.....	76
Figura 5.1 – Fluxograma do circuito de moagem e pontos a s. amostrados....	81
Figura 5.2 – Pontos amostrados no circuito de deslamagem.....	83
Figura 5.3 – Obtenção de amostras.....	84
Figura 5.4 – Obtenção de amostra em transportador de correia.....	85
Figura 5.5 – Visão interna do SAG durante <i>crash stop</i> e <i>grind ou</i>	85

Figura 5.6 – Efeito da concentração de serpentina na flotação de pentlandita.	87
Figura 5.7 – Preparação de amostras para avaliação de finos naturais.....	88
Figura 5.8 – Fluxograma de ensaios para avaliação da antecipação da deslamagem.....	89
Figura 5.9 – Ensaio para avaliação da moagem e flotação em estágios.....	90
Figura 6.1 – Condição de operação do circuito durante a amostragem	92
Figura 6.2 – Variação da potência do SAG durante amostragem	93
Figura 6.3 – Variação do peso do moinho SAG durante a amostragem	93
Figura 6.4 – Potência dos moinhos de bolas durante a amostragem.....	94
Figura 6.5 – Pressão dos Ciclones de 26” durante a amostragem.....	94
Figura 6.6 – Variação de vazão de alimentação da usina durante amostragem da deslamagem.....	98
Figura 6.7 – Variação da pressão dos ciclones da deslamagem durante amostragem	98
Figura 6.8 – Distribuições Experimentais e Balanceadas Moagem - Parte 1.	102
Figura 6.9 – Distribuições Experimentais e Balanceadas Moagem - Parte 2.	103
Figura 6.10– Distribuições Exp. e Balanceadas Deslamagem - Parte 1	105
Figura 6.12 – Distribuições balanceadas e ajustadas pelo modelo do circuito de moagem - Parte 1.....	107
Figura 6.13 – Distribuições balanceadas e ajustadas pelo modelo do circuito de moagem - Parte 2.....	107
Figura 6.14 – Distribuições balanceadas e ajustadas pelo modelo do circuito de deslamagem - Parte 1	108
Figura 6.15 – Distribuições balanceadas e ajustadas pelo modelo do circuito de deslamagem - Parte 2	109
Figura 6.16 – Cinética de moagem do moinho SAG	111
Figura 6.17 – Cinética de Moagem Moinhos de Bolas	113
Figura 6.18 – Partição dos Ciclones de 26”.....	114
Figura 6.19 – Comparação do produto do circuito de moagem nas duas amostragens realizadas	116
Figura 6.20 – Curva de partição real e corrigida dos ciclones de 20”	117
Figura 6.21 – Curva de partição ciclones de 10”	118
Figura 6.22 – Curva de partição real e corrigida dos ciclones de 4”	119
Figura 6.23 – Curva de partição global da deslamagem	120

Figura 6.24 – Recuperação global de níquel com e sem operação da deslamagem –	
Período agosto de 2013	121
Figura 6.25 – Fluxograma do circuito moagem e deslamagem Caso Base ...	122
Figura 6.26 – Partição global da deslamagem - Caso Base.....	123
Figura 6.27 – Distribuição em massa da alimentação	124
Figura 6.28 – Distribuição de níquel na alimentação.....	125
Figura 6.29 – Recuperação da flotação por fração analisada	125
Figura 6.30 – Recuperação global de níquel.....	126
Figura 6.31 – Perda de níquel para a lama c/ antecipação da deslamagem..	127
Figura 6.32 – Recuperação da flotação com antecipação da deslamagem ...	127
Figura 6.33 – Recuperação global com a antecipação da deslamagem.	128
Figura 6.34 – Recuperação global de níquel com duplo estágio de moagem e flotação.....	129
Figura 7.1 – Fluxograma - Simulação 1.....	131
Figura 7.2 – Fluxograma - Simulação 2.....	133
Figura 7.3 – Fluxograma - Simulação 3.....	136
Figura 7.4 – Fluxograma - Simulação 4.....	138
Figura 7.5 – Fluxograma - Simulação 5.....	141
Figura 7.6 – Fluxograma - Simulação 6.....	143

LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1 – Dados a serem registrados e obtidos durante campanhas de amostragem em circuitos	24
Tabela 3.2 – Distribuição do diâmetro de bolas	50
Tabela 3.3 – Classificação de tenacidade das amostras conforme WI	52
Tabela 3.4 – Classificação da resistência ao impacto das amostras	56
Tabela 3.5 – Classificação de resistência à abrasão	56
Tabela 3.6 – Distribuição granulométrica normalizada do produto de ensaios de caracterização	61
Tabela 4.1 – Dosagem de Reagentes na Flotação	78
Tabela 4.2 – Teores Médios do Concentrado	78
Tabela 5.1 – Cálculo das Massas Mínimas	81
Tabela 5.2 – Telas utilizadas no peneiramento das amostras.....	86
Tabela 6.1 – Dados medidos no moinho SAG durante amostragem	95
Tabela 6.2 – Dados medidos no <i>trommel</i>	95
Tabela 6.3 – Dados medidos no britador de <i>pebbles</i>	95
Tabela 6.4 – Dados medidos nos moinhos de bolas.....	96
Tabela 6.5 – Dados medidos nos ciclones de 26”	96
Tabela 6.6 – Resultados exp. da amostragem do circuito de moagem.....	97
Tabela 6.7 – Dados medidos nos ciclones de 20”	99
Tabela 6.8 – Dados medidos nos ciclones de 10”.....	99
Tabela 6.9 – Dados medidos nos ciclones de 10”	99
Tabela 6.10 – Resultados experimentais da amostragem do circuito de deslamagem.....	100
Tabela 6.11 – Resumo dos resultados dos ensaios de WI de Bond	100
Tabela 6.12 – Resumo dos resultados do ensaio de DWT Completo	101
Tabela 6.13 – Resumo dos dados experimentais e balanceados	102
Tabela 6.14 – Resumo dos dados experimentais e balanceados da deslamagem.....	104
Tabela 6.15 – Comparação entre os dados balanceados e os ajustados pelos modelos.....	106
Tabela 6.16 – Comparação entre os dados balanceados e ajustados pelo modelo do circuito de deslamagem.....	108

Tabela 6.17 – Comp. ind. cominuição entre amostr. valores médios da jazida	109
Tabela 6.18 – Índices de desempenho da moagem SAG	110
Tabela 6.19 – Índices de desempenho dos moinhos de bolas.....	112
Tabela 6.20 – Sumário do desempenho dos ciclones de 26"	113
Tabela 6.21 – Sumário do desempenho dos ciclones de 20"	116
Tabela 6.22 – Sumário do desempenho dos ciclones de 10"	117
Tabela 6.23 – Sumário do desempenho dos ciclones de 4"	118
Tabela 6.24 – Sumário do desempenho global da deslamagem.....	119
Tabela 6.25 – Balanço de massas do caso base	122
Tabela 6.26 – Sumário do desempenho da deslamagem – Caso Base.....	123
Tabela 7.1 – Balanço de massas - Simulação 1	132
Tabela 7.2 – Balanço de massas - Simulação 2	134
Tabela 7.3 – Sumário do desempenho da deslamagem entre o Caso Base e as simulações realizadas	134
Tabela 7.4 – Balanço de massas - Simulação 3	137
Tabela 7.5 – Balanço de massas - Simulação 4	139
Tabela 7.6 – Comparativo entre o Caso Base e as simulações do circuito de moagem	139
Tabela 7.7 – Balanço de massas - Simulação 5	142
Tabela 7.8 – Balanço de massas - Simulação 6	144
Tabela 7.9 – Produção de Níquel Simulações	145

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO.....	14
2	OBJETIVO	15
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	16
3.1	Amostragem.....	16
3.1.1	Erros de Amostragem.....	16
3.1.2	Representatividade de uma Amostra.....	19
3.1.3	Plano de Amostragem	20
3.1.4	Amostragem de Circuitos Industriais de Moagem	22
3.2	Cominuição	29
3.2.1	Princípios de Cominuição	30
3.2.2	Leis de Cominuição	32
3.2.3	Britagem	35
3.2.4	Moagem.....	35
3.2.5	Moagem Autógena	38
3.2.6	Classificação.....	43
3.3	Caracterização Tecnológica.....	49
3.3.1	Ensaio de Moabilidade de Bond	49
3.3.2	Drop Weight Test.....	52
3.3.3	Ensaio de Abrasão	56
3.4	Modelos Matemáticos de Processos de Cominuição	57
3.4.1	Modelos de Britagem.....	57
3.4.2	Modelos de Operação de Moinhos de Bolas	62
3.4.3	Modelos Matemáticos de Classificação	67
3.4.4	Modelo de Moagem Semiautógena	70
4	MINA SANTA RITA.....	72
4.1	Geologia.....	72
4.2	Lavra	74
4.3	Beneficiamento.....	75
5	PARTE EXPERIMENTAL	80
5.1	Amostragem do Circuito Industrial	80
5.1.1	Planejamento da Amostragem.....	80
5.1.2	Execução da Amostragem.....	84

5.1.3	Tratamento das Amostras.....	85
5.2	Caracterizações Tecnológicas	86
5.3	Ensaio Complementares	87
5.3.1	Finos Naturais.....	87
5.3.2	Antecipação da Deslamagem	89
5.3.3	Moagem e Flotação em Dois Estágios	90
6	RESULTADOS E DISCUSSÕES.....	92
6.1	Amostragem.....	92
6.1.1	Amostragem do Circuito de Moagem	92
6.1.2	Amostragem do Circuito de Deslamagem	97
6.2	Caracterizações Tecnológicas	100
6.2.1	Ensaio WI de Bond	100
6.2.2	Ensaio de Resistência ao Impacto.....	101
6.3	Balanço de Massas	101
6.3.1	Balanço de Massas do Circuito de Moagem.....	101
6.3.2	Balanço de Massas do Circuito de Deslamagem	103
6.4	Ajustes dos Modelos	106
6.4.1	Ajustes dos Modelos do Circuito de Moagem.....	106
6.4.2	Ajustes dos Modelos do Circuito de Deslamagem.....	107
6.5	Análises de Processo.....	109
6.6	Estabelecimento do Caso Base para Simulações.....	121
6.7	Ensaio Complementares	123
6.7.1	Finos Naturais.....	123
6.7.2	Antecipação da Deslamagem	126
6.7.3	Moagem e Flotação em Dois Estágios	128
7	SIMULAÇÕES	130
7.1	Simulações do Circuito de Deslamagem.....	130
7.2	Simulações do Circuito de Moagem.....	135
7.3	Simulações para aumento da Recuperação Metalúrgica de Níquel..	140
7.4	Análise da Produção de Níquel das Simulações.....	144
8	CONCLUSÕES.....	146
	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	148

1 INTRODUÇÃO

A busca por empreendimentos cada vez mais eficientes, tanto do ponto de vista técnico quanto do ponto de vista econômico, tem marcado o setor mineral nas últimas décadas, principalmente pelo fato de que novos projetos estão com concentrações dos minerais de interesse cada vez mais reduzidas e liberação em malhas mais finas.

A operação de cominuição tem grande importância nesse cenário, uma vez que é responsável pela maior parte da energia dispendida no beneficiamento de minérios, bem como pelo maior custo de operação por tonelada processada.

A Mina Santa Rita, produtora de níquel, não foge dessa tendência. Em operação desde 2009, a usina de beneficiamento vem passando por constantes modificações, visando adequar-se às mudanças ocorridas no minério alimentado, das quais se destacam a inclusão de bolas no moinho FAG, tornando-se SAG, devido ao aumento da tenacidade do minério com o aprofundamento da cava, e também a inclusão da etapa de deslamagem, cuja função é retirar minerais ultrafinos que prejudicam a flotação.

Nesse contexto, a simulação matemática é tradicionalmente utilizada para a otimização de circuitos industriais de cominuição, destacando-se por sua agilidade, baixo custo e facilidade para análise de diversas condições operacionais e opções de circuito.

Este trabalho demonstra a aplicação da técnica de modelagem e simulação no circuito de moagem da Mina Santa Rita.

2 OBJETIVO

O presente trabalho tem, como objetivo, demonstrar a aplicação de modelagem matemática e a simulação de processo no circuito de moagem da Mina Santa Rita, descrevendo os benefícios que essa metodologia, já sedimentada, pode proporcionar aos empreendimentos mineiros.

Dentro desse contexto, incluem-se os seguintes objetivos específicos:

- Estabelecer modelos matemáticos para simulação do circuito de moagem;
- Avaliar o efeito de mudanças de parâmetros operacionais sobre o desempenho do circuito de moagem;
- Avaliar alterações no fluxograma do circuito de moagem e deslamagem, com o objetivo de melhorar o desempenho do circuito de flotação.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é abordada uma revisão de literatura referente à amostragem, às teorias sobre os processos de cominuição, aos tipos de caracterizações referentes à moabilidade do minério e também aos modelos matemáticos utilizados na simulação de processos de cominuição.

3.1 Amostragem

A amostragem é definida como uma sequência de etapas que tem, como objetivo, retirar uma parte representativa, ou amostra, de um dado universo (CHIEREGATI; PITARD, 2011). De acordo com Gy (1998), o objetivo da amostragem é reduzir a massa de um lote sem que mudanças significativas ocorram em suas propriedades.

A amostragem é considerada uma importante etapa na condução de trabalhos na área de beneficiamento mineral, pois dela são obtidos subsídios necessários para trabalhos de diagnóstico de desempenho. Se a amostragem for conduzida de forma equivocada, os diagnósticos de desempenho poderão ser comprometidos.

3.1.1 Erros de Amostragem

Uma amostra raramente apresenta características idênticas ao lote do qual foi retirada. Isso se deve ao erro fundamental de amostragem e aos demais erros que ocorrem durante a tomada da amostra. Esses erros resultam da heterogeneidade do material amostrado. A teoria da amostragem de Pierry Gy tem como objetivo mitigar ou eliminar esses erros, indicando os procedimentos e os equipamentos necessários para isso.

A seguir são apresentados os erros de amostragem descritos na teoria de Gy (1992).

3.1.1.1 *Erro Fundamental de Amostragem*

Erro Fundamental de Amostragem (sigla FSE, do inglês) é o erro resultante da heterogeneidade de constituição do material. Ele depende principalmente da

massa amostrada. Trata-se do erro cometido quando a amostragem é realizada em condições ideais.

De acordo com Chierigati e Pitard (2011), esse erro tem uma média insignificante e é caracterizado por sua variância, calculada relativamente ao teor real do lote, utilizando-se uma fórmula muito conhecida, chamada "formula de Gy".

$$s_{FSE}^2 = c f g l d^3 \left(\frac{1}{M_s} - \frac{1}{M_L} \right) \quad (1)$$

Na qual:

s_{FSE}^2 = variância relativa do possível resultado de teor da amostra;

d = tamanho máximo dos fragmentos;

M_s = massa da amostra;

M_L = massa do lote;

c, f, g e l = fatores que podem ser calculados ou obtidos experimentalmente.

3.1.1.2 Erro de Segregação e Agrupamento

É o erro resultante da heterogeneidade de distribuição localizada do material. Variações de constituições entre fragmentos oferecem às forças gravitacionais uma oportunidade de realizar rearranjos entre os fragmentos, segregando famílias de fragmentos de acordo com sua constituição. A possibilidade de segregação é maior quanto maior for a diferença de constituição.

Trata-se de um erro que ocorre com frequência durante a amostragem de fluxos contínuos em circuitos industriais. Os locais de coleta das amostras devem ser bem definidos para se evitar tal erro, pois comumente precisa-se realizar coletas em pontos sub-horizontais, como canaletas, onde o material mais grosseiro e/ou denso tende a se depositar no fundo, ou mesmo em pontos de difícil acesso, nos quais não é possível realizar o incremento cortando-se todo o fluxo.

3.1.1.3 Erro de Flutuação da Heterogeneidade

O Erro de Flutuação da Heterogeneidade (HFE) é quase sempre gerado por operações cronológicas, caracterizadas por uma constante necessidade de movimentação de material.

Esse erro é considerado como a soma de dois erros complementares: o Erro de Flutuação da Qualidade (QFE) e o Erro de Flutuação da Quantidade ou Erro de Ponderação (IWE):

$$HFE = QFE + IWE \quad (2)$$

3.1.1.4 Erro de Ponderação do Incremento e Erro de Flutuação da Qualidade

Uma amostra deve ser ponderada, de tal forma que seus incrementos sejam proporcionais à vazão mássica no momento da amostragem. Os componentes de heterogeneidade (variação de heterogeneidade de curto prazo, longo prazo e periódica) podem ser aplicados aos erros de ponderação de incremento e de flutuação de qualidade.

Se o sistema de amostragem não for proporcional ou a vazão do fluxo variar muito, o erro de ponderação será significativo.

Procedimentos de amostragens em circuitos industriais devem se manter atentos a esses erros. No caso de amostragens para realização de balanços de massas, é de suma importância que o circuito esteja estável durante o período de amostragem, reduzindo-se assim variações nas vazões e também nas características do fluxo (teor, distribuição granulométrica etc.).

3.1.1.5 Erro de Materialização do Incremento

O Erro de Materialização do Incremento (IME) é definido como a soma dos Erros de Extração do Incremento (IEE), Erro de Delimitação do Incremento (IDE) e Erro de Preparação do Incremento (IPE).

$$IME = IEE + IDE + IPE \quad (3)$$

A materialização de grupos de fragmentos fornece os incrementos de uma dada amostra. Essa materialização é atingida realizando-se uma delimitação do incremento e, posteriormente, uma extração do incremento, sendo que ambas geram erros.

A etapa de preparação também gera erro, que pode ocorrer durante os

processos de transferência, peneiramento, cominuição, pesagem, secagem etc. Goes; Luz e Possa (2002) mencionam que os erros mais comuns durante a preparação da amostra são:

- 1) Perda de parte da amostra durante as etapas de preparação;
- 2) Contaminação da amostra;
- 3) Alteração de alguma característica a ser analisada;
- 4) Erros não intencionais dos operadores;
- 5) Erros intencionais dos operadores.

De acordo com Goes; Luz e Possa (2002), os erros de preparação não podem ser estimados experimentalmente, mas podem ser minimizados por meio de procedimentos referendados.

3.1.1.6 Erro Total de Amostragem

O Erro Total de Amostragem (TSE) é a soma do Erro de Flutuação de Heterogeneidade (HFE) e do Erro de Materialização do Incremento (IME).

$$TSE = HFE + IME \quad (4)$$

3.1.1.7 Erro Analítico e Erro Global de Estimativa

A amostragem e as etapas de análise são etapas geradoras de erro. Portanto, o Erro Global de Estimativa (OEE) é a soma do Erro Total de Amostragem (TSE) e o Erro Analítico (AE).

$$OEE = TSE + AE \quad (5)$$

3.1.2 Representatividade de uma Amostra

Para introduzir o conceito de representatividade de uma amostra, deve-se atentar ao seu não enviesamento (CHIEREGATI, 2007). Apesar de ser fácil demonstrar a existência desse enviesamento, é teoricamente impossível demonstrar a sua não existência.

É importante definir antecipadamente uma condição que possa garantir a ausência de enviesamento: a condição de seleção de uma amostra correta. Esta

mostra-se correta quando qualquer fragmento do lote tem a mesma probabilidade de ser selecionado que qualquer outro para a amostra (BONGARÇON; GY, 2002 apud CHIEREGATI, 2007).

Dessa forma, é possível descrever o conceito de representatividade de uma amostra. Esta é considerada representativa se as seguintes condições forem satisfeitas:

- 1) A amostra é acurada (correta);
- 2) A amostra é precisa (reproduzível).

A figura 3.1 ilustra o conceito de acurácia e precisão.

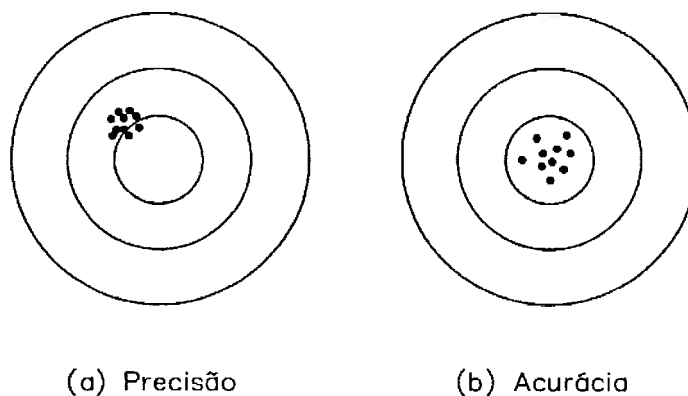


Figura 3.1 – Precisão x Acurácia (Chieregati; Pitard, 2011)

3.1.3 Plano de Amostragem

Antes de se obter uma amostra, é necessário definir as principais características de um plano de amostragem, baseado no objetivo da amostragem e no conhecimento anterior sobre o assunto (Goes; Luz e Possa, 2002), que são descritos nos tópicos a seguir.

3.1.3.1 Precisão Requerida

A precisão requerida de uma amostragem está diretamente relacionada ao custo envolvido, ou seja, quanto maior a precisão, maior o custo. A precisão deve, portanto, ser definida de acordo com os custos que os erros provenientes da amostragem podem causar.

3.1.3.2 *Método de Retirada da Amostra Primária*

A técnica de retirada da amostra normalmente é determinada pela experiência de quem melhor a obtém. Porém, podem ser necessários trabalhos experimentais para se definir o método de amostragem.

O modo como os incrementos são selecionados depende do tipo de material, da maneira como é transportado e também do objetivo da amostragem.

Os principais tipos de amostragem são:

- 1) Amostragem Aleatória: é realizada quando se possui pouca informação sobre o material que será amostrado. Os incrementos são escolhidos ao acaso, fazendo com que todas as partes do material tenham a mesma probabilidade de serem selecionadas;
- 2) Amostragem Sistemática: neste tipo de amostragem, os incrementos são obtidos em intervalos regulares. Deve ser evitada quando existem ciclos de variação em algum parâmetro de interesse;
- 3) Amostragem Estratificada: é uma extensão da amostragem sistemática, envolvendo-se a divisão do material em grupos, de acordo com características próprias.

3.1.3.3 *Tamanho da Amostra Primária*

O tamanho da amostra é uma função do tipo de material, teor, granulometria e precisão desejada. É inicialmente determinado pela dimensão do incremento, do número de incrementos e do tamanho do lote.

A dimensão do incremento é definida pelo tipo de equipamento utilizado para a retirada da amostra e pela granulometria do material.

3.1.3.4 *Tratamento da Amostra*

A amostra primária passa por uma série de etapas de preparação, até que se obtenha a amostra final para a realização das análises e/ou ensaios desejados. A massa da amostra final deve ser maior ou igual à massa mínima requerida (vide equação 1), para ser representativa.

3.1.3.5 Avaliação do Plano de Amostragem

É recomendada a inclusão de certos procedimentos para avaliação do plano de amostragem. Um exemplo é a inclusão de um ponto redundante, que pode ser usado para verificação de uma análise ou um ensaio estabelecido no plano. Isso pode ser utilizado para reduzir ou eliminar possíveis erros ocorridos durante a amostragem ou o tratamento da amostra, como contaminação, troca de amostras etc.

3.1.4 Amostragem de Circuitos Industriais de Moagem

A amostragem de circuitos industriais deve ser muito bem planejada e executada, pois há diversos fatores que podem influenciar no processo, tais como estabilidade do circuito e acesso adequado aos pontos onde serão coletadas as amostras. A avaliação de desempenho de circuitos industriais depende da qualidade e da natureza das informações coletadas do circuito.

Segundo Napier-Munn et al. (2005), uma amostragem consiste na obtenção de dados e amostras de um circuito durante um período particular de operação, que serão, portanto, representativos da operação do circuito durante aquele período. Para o caso de estudos de modelagem e simulação de circuitos de moagem, a representatividade da campanha de amostragem é muito importante, pois todo o trabalho de simulação é baseado na construção de modelos que devem ser representativos da situação real de operação.

Dessa forma, um parâmetro importante a ser considerado durante o planejamento da amostragem de um circuito industrial de moagem é a característica do minério alimentado, que deve ser o mais próximo possível do que normalmente alimenta o circuito. Entre essas características destacam-se os índices de tenacidade, a distribuição granulométrica e a razão de carga utilizada durante o desmonte de lavra.

De acordo com Napier-Munn et al., (1999) apud Bergerman (2009), os seguintes passos também devem ser observados durante o planejamento e a execução de uma campanha de amostragem em circuitos de moagem:

- 1) Avaliar as condições de estabilidade do circuito;
- 2) Realizar a calibração das balanças dinâmicas do circuito antes da

amostragem;

- 3) Medir manualmente a potência dos motores, se possível;
- 4) Manter constante a vazão de alimentação do circuito;
- 5) A duração da amostragem deve ser de no mínimo uma hora, com o intervalo entre incrementos de 15 minutos;
- 6) A equipe que realizará a amostragem deve ser suficientemente grande para que os fluxos sejam coletados simultaneamente ou em uma sequência lógica;
- 7) Identificar corretamente os recipientes utilizados para a coleta das amostras;
- 8) Encerrar ou interromper a amostragem, caso ocorram distúrbios no circuito, dependendo ainda de que o número de incrementos obtidos esteja adequado;
- 9) Separar parte da amostra como arquivo, caso haja problemas nas análises realizadas no laboratório;
- 10) Determinar os dados que serão levantados na sala de controle e no campo, assim como a necessidade de medição dos graus de enchimento dos moinhos e amostragens de suas cargas.

A seguir, são detalhadas as principais práticas de amostragem utilizadas em circuitos industriais de moagem, dando-se ênfase àquelas que podem ser aplicadas ao circuito de moagem da Mina Santa Rita.

3.1.4.1 Obtenção de Dados

Antes e durante a amostragem, vários dados devem ser obtidos sobre o circuito, seja por meio do sistema supervisorio ou da coleta em campo. A tabela 3.1 lista as principais informações requeridas em amostragens de circuitos de moagem.

Tabela 3.1– Dados a serem registrados e obtidos durante campanhas de amostragem em circuitos

Britadores		Moinhos	
Tipo		Tipo	
Abertura na posição fechada		Número de Moinhos em operação	
Excentricidade		Diâmetro (int. ao revestimento)	
Potencia sem carga (kW)		Comprimento do cilindro (int. ao revestimento)	
Potencia com carga (kW)		Velocidade (rpm ou % vel. Crítica)	
Condição de desgaste do revestimento		Tipo de descarga	
Vazão de alimentação (t/h)		Abertura da Grelha/dimensões	
		Profundidade dos levantadores de polpa	
		Dimensões e abertura do <i>trommel</i>	
		Altura dos levantadores	
		Diâmetro do munhão	
		Enchimento de bolas (%)	
		Enchimento total (%)	
		Densidade do Minério	
		Umidade da alimentação nova	
		Potencia sem carga (kW)	
		Potencia com carga (kW)	
		Peso ou pressão sobre os mancais	
		Vazão de alimentação de sólidos (t/h)	
		Vazão de água de alimentação (m ³ /h)	
		Geometria do revestimento	
		Estado do revestimento	

Fonte: Napier-Munn et al. (2005). Adaptado pelo autor.

3.1.4.2 Amostragem em Transportadores de Correia

De acordo com a teoria de Gy e suas derivações, a massa mínima requerida para fluxos com granulometria muito grosseira pode ser muito grande, tornando-se impraticável.

Dessa forma, Napier-Munn et al. (2005) descrevem um método, para a obtenção de amostras em fluxos com granulometria grosseira, que combina a amostragem de material grosso e fino no transportador de correia.

Após o *crash-stopping*, ou parada instantânea do moinho SAG, deve-se obter o conteúdo completo de 2 a 5 metros de correia que seja representativo da carga de finos, bem como de cerca de 50 fragmentos de rocha maiores que 75 mm.

Para a alimentação e o produto de britadores com longos trechos de correias transportadoras, Napier-Munn et al. (2005) recomenda a coleta completa de 1 a 2 metros de material.

3.1.4.3 *Medições Internas no Moinho*

Para a realização de trabalhos de modelagem e simulação de circuitos de moagem, é importante a medição do grau de enchimento de bolas nos moinhos durante a amostragem. No caso de moinhos AG/SAG, também torna-se importante a medição do grau de enchimento total, composto pela carga de bolas e pela carga de minério interna ao moinho.

O grau de enchimento total é definido como o percentual do volume interno do moinho preenchido por bolas e minério. Vários métodos são descritos para o cálculo do grau de enchimento interno do moinho.

Um dos mais usados consiste na medição da distância entre o topo do moinho e a superfície da carga, cujo cálculo do grau de enchimento é exibido na equação 6.

$$V = 113 - \left(\frac{H}{D} * 126 \right) \quad (6)$$

Na qual:

V = estimativa do grau de enchimento do moinho (%);

H = distância vertical entre o topo do moinho e a superfície da carga (m);

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

A equação 6 é bastante usual para moinhos de diâmetros reduzidos, tornando-se quase impraticável para moinhos de diâmetros elevados, nos quais se enquadra o moinho SAG, da usina da Mina Santa Rita. A mesma equação é aplicável para moinhos com grau de enchimento elevado, como por exemplo moinhos de bolas e moinhos de barras.

Napier-Munn et al. (2005) descrevem um método que consiste na medição da largura da carga do moinho em pelo menos 3 pontos, assim como na medição do diâmetro do moinho interno ao revestimento. De posse dessas medidas, o volume da carga pode ser calculado utilizando-se cálculos simples de geometria, como demonstrado na figura 3.2.

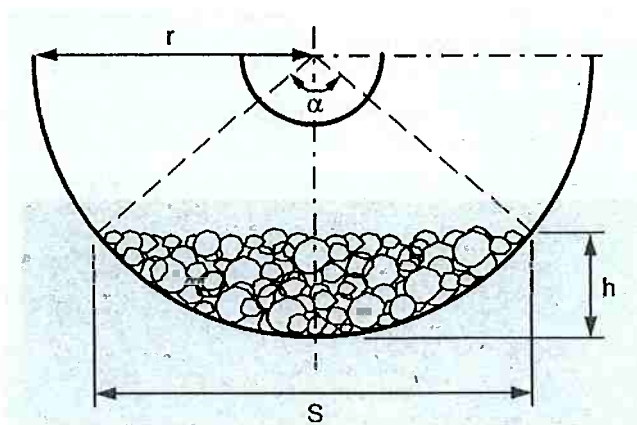


Figura 3.2 – Exemplo de parâmetros utilizados para cálculo do volume da carga
 Fonte: Napier-Munn et al. (2005)

$$S = 2r \sin \frac{\alpha}{2} \quad (7)$$

$$h = r \left(1 - \cos \frac{\alpha}{2} \right) \quad (8)$$

$$r = \frac{h}{2} + \frac{S^2}{8h} \quad (9)$$

$$A_c = \frac{h}{6S} (3h^2 + 4S^2) \quad (10)$$

$$V = 100 * \frac{A_c}{A} \quad (11)$$

$$A = \pi r^2 \quad (12)$$

Na qual:

S = largura da carga do moinho (m);

r = raio do moinho interno ao revestimento (m);

h = profundidade da carga (m);

α = ângulo entre o centro do moinho e os limites da largura da carga (°);

A_c = área da seção transversal da carga do moinho (m²);

A = área da seção transversal do moinho (m²);

V = estimativa do grau de enchimento do moinho.

Segundo Araújo (2011), novas tecnologias têm sido empregadas para a medição do grau de enchimento de moinhos, com destaque para o escaneamento a laser. Essa tecnologia fornece, além de medições mais precisas do grau de enchimento, informações importantes sobre o estado dos revestimentos. A figura 3.3

apresenta o emprego da tecnologia em moinhos tubulares.

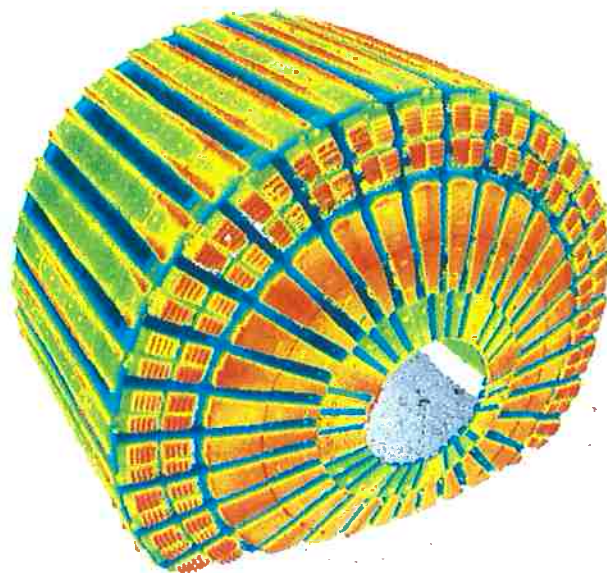


Figura 3.3 – Emprego de escaneamento a laser para medições internas em moinhos
Fonte: (Informação interna)¹

Para a realização dessas medições é necessária a realização de dois procedimentos para a parada do moinho, denominados *grind-out* e *crash-stop*.

Crash-Stop

Crash-Stop é o termo em inglês utilizado para descrever o procedimento de parada do moinho para a medição do grau de enchimento total do moinho e a avaliação de acúmulo de polpa em seu interior, entre outros fatores. O procedimento consiste na parada instantânea do moinho, imediatamente após a realização da campanha de amostragem no circuito. O moinho deve ser parado simultaneamente à parada dos fluxos de alimentação de minério e água, de forma que se obtenha a observação da carga semelhante à condição durante a amostragem.

Grind-Out

Grind-Out é o termo em inglês utilizado para descrever o procedimento de parada do moinho para a medição do grau de enchimento de bolas. O procedimento consiste na operação do moinho sem a alimentação de sólidos, somente com adição de água, visando deixar o moinho apenas com a carga de bolas. O tempo de operação desse procedimento normalmente é determinado pela estabilização do

¹Figura obtida de relatórios internos de inspeção dos revestimentos dos moinhos

peso do moinho, que caracteriza a saída de todo o minério presente em seu interior.

3.1.4.4 *Descarga do Moinho*

Trata-se normalmente de uma amostra de difícil obtenção, pois durante o projeto da usina raramente se considera a amostragem nesse ponto. Os maiores problemas encontrados são as restrições de espaço, levando à grande dificuldade de acesso à zona de amostragem. Outro ponto de atenção é a adição de água no *trommel*, cuja medição errônea pode levar a uma estimativa também errada sobre a porcentagem de sólidos da carga do moinho.

3.1.4.5 *Alimentação dos Ciclones*

A amostragem neste fluxo normalmente é tomada a partir de uma saída adicional no distribuidor ou por meio de um dos ciclones, neste último caso fazendo-se com que todo o fluxo seja direcionado para o *underflow*. Caso se consiga a obtenção de uma vazão reduzida na primeira condição, que não afete o desempenho do circuito, podem ser tomados incrementos no mesmo intervalo de tempo que os demais fluxos. Porém, caso a vazão mássica seja excessiva, devem-se realizar somente duas coletas de amostra, uma no início e outra no fim da amostragem.

3.1.4.6 *Underflow e Overflow dos Ciclones*

A amostra do *overflow* dos ciclones normalmente é de fácil obtenção, enquanto a amostra do *underflow* pode ser dificultada pela pressão de saída do fluxo, gerando um excesso de nebulização e dificultando a visão do operador que está obtendo a amostra. Para se compor as amostras desse fluxo, recomenda-se a retirada combinada dos produtos de todos os ciclones em operação, pois a retirada de somente um ciclone pode tornar a amostra não representativa.

3.1.4.7 *Análise das Amostras*

Após a conclusão da campanha de amostragem, deve-se iniciar a análise das amostras. Para tal, recomenda-se adotar os seguintes procedimentos:

- 1) Determinação da porcentagem de sólidos: é obtida após a filtragem, secagem e pesagem de todo o material amostrado, dividido pela massa total obtida inicialmente, subtraída da tara do recipiente utilizado;
- 2) Quarteamento da amostra: deve ser realizado utilizando-se o método de quarteamento em pilha cônica, divisor de calhas ou divisor rotativo;
- 3) Determinação do peso específico: determinado com o uso de picnômetros;
- 4) Distribuição granulométrica: obtida com a utilização de peneiras, cujas aberturas devem seguir a sequência de raiz de 2, utilizando-se raiz quarta ao redor da malha de corte, de forma a definir melhor a eficiência de separação. O ideal é que a primeira malha tenha 100% do material passante, porém, é aceitável uma retenção de até 3%. A massa adequada para o peneiramento também deve ser calculada, evitando-se grandes quantidades de material retido, o que leva a ineficiências no peneiramento.

3.2 **Cominuição**

Segundo Chaves e Peres (2003), a cominuição é o conjunto de operações de redução de tamanhos de partículas minerais, executadas de maneira controlada e de modo a atender um objetivo predeterminado.

A cominuição é uma operação, no campo do Tratamento de Minérios, que tem como principais objetivos:

- 1) Permitir o manuseio;
- 2) A obtenção de um produto com granulometria adequada para o processo subsequente;
- 3) A liberação dos minerais de interesse dos minerais de ganga;
- 4) O aumento da área específica das partículas, promovendo uma adequada exposição dos minerais de interesse a reações químicas subsequentes.

Beraldo (1987) estipula que somente 2% a 3% da energia consumida pela moagem são efetivamente gastos com a fragmentação.

Os processos de cominuição compreendem diversos estágios, desde a mina

até a adequação ao processo subsequente. Na mina, o desmonte com explosivos é considerado o primeiro estágio de cominuição, no qual o minério é reduzido visando-se atingir um tamanho que permita o manuseio e a alimentação nos britadores. Os britadores instalados em circuitos de britagem, conseqüentemente, têm como objetivo produzir uma granulometria adequada para o circuito de moagem. Esta, por sua vez, é considerada o processo de fragmentação fina, cujo foco é obter um produto adequado ao processo de concentração.

De acordo com Figueira e Almeida (2002), a importância da operação de cominuição deve ser percebida em toda sua magnitude, devido ao fato de que a maior parte da energia gasta no beneficiamento de minérios é absorvida pela fragmentação. Nos dias atuais, essa observação tem-se tornado ainda mais importante, uma vez que a demanda por energia vem se mostrando crescente e as fontes de geração progressivamente mais escassas. Outro fator que torna importante essa observação é o fato de que novos projetos mineiros tratam os minérios com concentrações dos minerais de interesse cada vez mais reduzidas, implicando em maiores capacidades, bem como em processos mais eficientes de separação, que normalmente envolvem uma maior liberação mineral ou, ainda, liberação em malhas mais finas.

A distribuição granulométrica dos produtos gerados pelo processo de cominuição é de grande importância, pois afeta os processos de concentração subsequentes. A presença de finos ou grossos em excesso, por exemplo, pode causar a redução da recuperação metalúrgica em processos de concentração como a flotação.

Dessa forma, a cominuição deve ser bem avaliada em projetos de usinas de beneficiamento, pois exerce grande influência nos investimentos e custos de implantação, como também na recuperação metalúrgica em função do grau de liberação obtido.

3.2.1 Princípios de Cominuição

Uma partícula é fraturada quando a força aplicada sobre ela excede a sua resistência. Isso ocorre quando todas as ligações atômicas de um certo plano são rompidas.

De acordo com Nunes (2009), a forma como a fragmentação ocorre e a

energia envolvida dependem da natureza das partículas e das forças aplicadas. Portanto, a distribuição de tamanhos dos produtos não só depende da natureza das forças de coesão internas das partículas, como também da forma e da intensidade com que a energia foi aplicada na partícula.

Segundo Beraldo (1987), são três os principais mecanismos de quebra aplicados em partículas individuais:

- **Abrasão:** ocorre quando a força aplicada é insuficiente para provocar uma fratura em toda a partícula. A concentração de esforços é local e provoca o aparecimento de pequenas fraturas, surgindo uma distribuição de partículas finas ao lado da partícula original, cujo tamanho é pouco reduzido;
- **Compressão:** ocorre quando a força é aplicada lentamente e permite que o esforço seja aliviado com o aparecimento da fratura. Esse tipo de fratura resulta no aparecimento de poucos fragmentos de grande tamanho relativo;
- **Impacto:** ocorre quando a força é aplicada de forma rápida e em grande intensidade. Esse tipo de fratura resulta em uma distribuição de partículas finas.

Os produtos obtidos por meio de cada mecanismo de quebra são apresentados na figura 3.4.

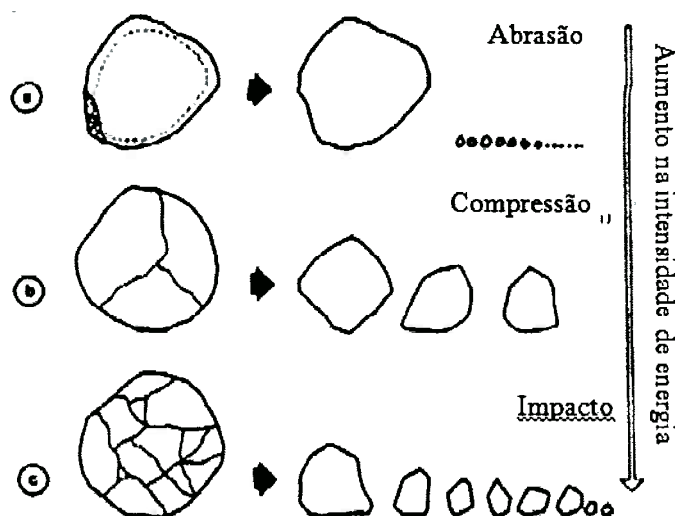


Figura 3.4 - Mecanismos de Fratura e Granulometria dos Produtos
Fonte: Adaptado de Kelly e Spottswood (1982)

Para os processos de cominuição, a relação de redução é definida como a relação entre o tamanho da partícula na entrada e o tamanho da partícula na saída do circuito. Geralmente, o parâmetro usado é o d_{80} , ou seja, o diâmetro abaixo do qual se situam 80% da massa do material.

De maneira geral, equipamentos de cominuição são pouco eficientes para elevadas relações de redução. Dessa forma, maiores eficiências globais são obtidas se a cominuição for realizada em vários estágios, cada um com relações de redução relativamente baixas.

3.2.2 Leis de Cominuição

A energia consumida em equipamentos de cominuição representa uma parcela importante nos custos dos processos de beneficiamento. Esse alto consumo deve-se ao fato de que as partículas devem ser submetidas a grandes esforços para que ocorra uma fratura significativa. A maioria dos processos de cominuição apresenta baixa eficiência energética, se for levada em consideração a energia teórica necessária para se criar uma nova superfície (Austin et al. 1984).

Devido ao elevado custo e à baixa eficiência energética, os processos de cominuição foram amplamente estudados. De acordo com Charles (1957), foi observado experimentalmente que a relação entre a variação de diâmetro e a energia consumida é inversamente proporcional a uma função da potência do diâmetro, conforme descrito na equação 13.

$$dE = -K \frac{dx}{x^n} \quad (13)$$

Na qual:

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

dx = incremento na diminuição do tamanho da partícula;

x = tamanho da partícula;

k e n = constantes dependentes do material.

Essa relação serviu como base para diferentes teorias relacionadas à energia de fragmentação, das quais são detalhadas as principais, conhecidas como leis de cominuição.

Lei de Rittinger (n = 2)

Considerada a Primeira Lei de Cominuição, sugere que a energia consumida seja proporcional à nova superfície produzida, de acordo com Rittinger 1867 apud Bond (1952). Como a área específica é inversamente proporcional ao diâmetro das partículas, a expressão de Rittinger para o consumo de energia é apresentada pela equação 14:

$$E = K \left(\frac{1}{x_2} - \frac{1}{x_1} \right) \quad (14)$$

Na qual:

E = energia aplicada a uma massa de minério;

x_1 e x_2 = tamanho das partículas na alimentação e no produto, respectivamente;

K = constante que depende do material.

De acordo com Bond (1952), a teoria de Rittinger parece ser razoável à primeira vista, porém, uma análise mais detalhada revela simplificações, já que Rittinger assumiu que toda energia consumida é transferida à carga a ser moída e não considerou as deformações que ocorrem antes da quebra das partículas.

Lei de Kick (n = 1)

Segundo Kick apud Bond (1952), a energia necessária para realizar a quebra depende apenas da relação de redução, sendo independente da granulometria original. Dessa forma, a relação de redução depende apenas da energia consumida. Conhecida como a Segunda Lei de Cominuição, a expressão de Kick é apresentada na equação 15.

$$E = K \ln \left(\frac{x_1}{x_2} \right) \quad (15)$$

Lei de Bond (n = 1,5)

Desenvolvida em 1952, após uma intensa campanha de ensaios laboratoriais, piloto e análises de circuitos industriais, a Lei de Bond sugere que o trabalho despendido por unidade de volume ou peso é inversamente proporcional à raiz quadrada do tamanho. A equação que descreve a Lei de Bond, chamada de

Terceira Lei de Cominuição, é apresentada na equação 16.

$$E = K \left(\frac{1}{\sqrt{x_2}} - \frac{1}{\sqrt{x_1}} \right) \quad (16)$$

Em 1961, Hukki verificou que as leis de cominuição poderiam ser aplicadas em certos intervalos, em função da granulometria do produto. A figura 3.5 exibe os intervalos granulométricos aplicados a cada lei de cominuição. Vale ressaltar que a Lei de Bond se aplica à faixa granulométrica na qual normalmente se desenvolve a operação de moagem industrial.

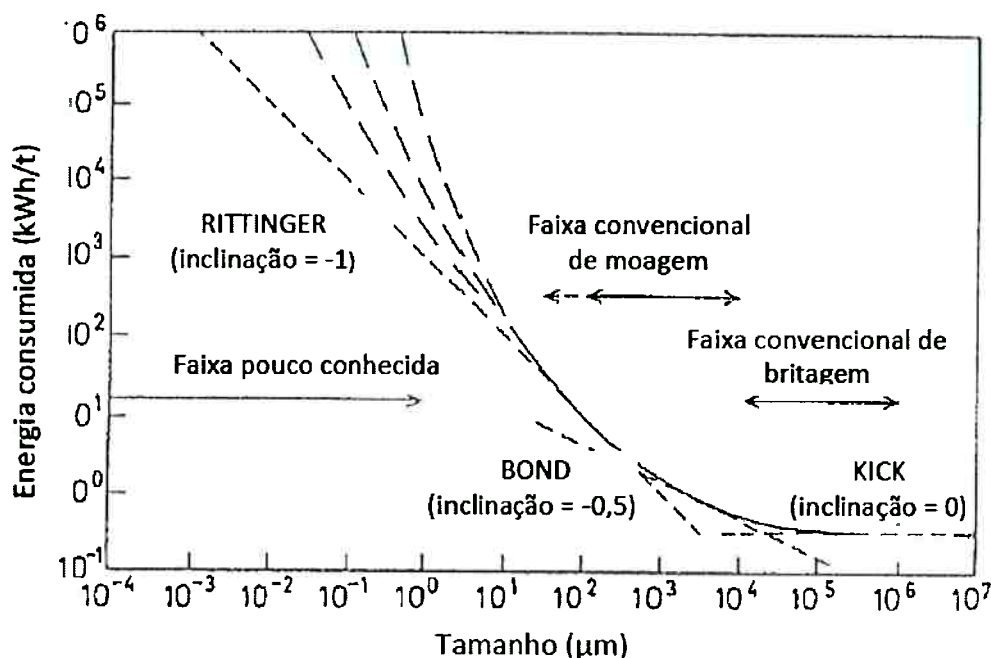


Figura 3.5 – Relação entre energia fornecida e tamanho da partícula
Fonte: Adaptado de Hukki (1961)

A Lei de Bond pode levar a discrepâncias quando as condições de operação são muito diferentes da condição definida como padrão por Bond. Bond, e posteriormente Rowland (1978), corrigiram algumas dessas condições introduzindo fatores de eficiência, termo utilizado originalmente por ambos.

As leis de cominuição possuem limitações, não sendo suficientes para explicar todos os fenômenos envolvidos nos processos. Essas limitações motivaram o interesse de diversos pesquisadores em quantificar melhor os fenômenos dos processos de cominuição. Esse interesse levou ao surgimento de uma abordagem

mais moderna e diferente, denominada Modelagem de Processos de Cominuição, que, além de ser usada para dimensionamento de equipamentos, é utilizada para a otimização de processos, alteração de arranjo, estabilidade operacional, entre outros. Essa abordagem será melhor detalhada em capítulo específico.

3.2.3 Britagem

A britagem normalmente é aplicada a fragmentos de tamanhos distintos, desde rochas de 1 m até as de 10 mm. Geralmente, é aplicada na fragmentação de blocos oriundos da mina, levando-os a granulometrias compatíveis aos processos subsequentes ou para utilização direta. Também é bastante usada em circuitos envolvendo moagem autógena e semiautógena, na fragmentação de partículas de tamanho crítico, que são de difícil fragmentação nesses tipos de moinho.

Segundo Chaves e Peres (2003), nos processos de britagem as partículas sofrem principalmente as ações de forças de compressão e de impacto. A britagem tem uma relação de redução pequena, com forças aplicadas elevadas e nas quais a geometria do equipamento tem importância fundamental.

3.2.4 Moagem

A moagem é considerada o último estágio de fragmentação, no qual as partículas são reduzidas por meio da combinação dos mecanismos de quebra: impacto, compressão e abrasão, atingindo-se um tamanho adequado para a liberação do mineral de interesse. O tamanho ótimo de moagem depende de alguns fatores, entre os quais se destacam a distribuição dos tamanhos dos minerais úteis e de ganga, bem como o processo de separação subsequente.

Dentre os processos de cominuição, a moagem é a etapa que requer maiores investimentos, com um maior gasto de energia. Deve ser muito bem operada, para o bom desempenho de toda a instalação de tratamento de minérios. A submoagem e a sobremoagem devem ser adequadamente controladas pela operação da usina. No primeiro caso, um produto com granulometria mais grosseira reduz o grau de liberação do mineral de interesse e, com isso, prejudica o processo de concentração. Já a sobremoagem leva a um gasto desnecessário de energia e também a perdas no processo de concentração.

Os equipamentos normalmente utilizados na moagem são os moinhos cilíndricos ou tubulares. De acordo com Chaves (2003), a moagem pode ser realizada a seco ou a úmido, porém, o último apresenta mais vantagens, pois a água é um ótimo dissipador de calor e meio de transporte.

A fragmentação em moinhos tubulares horizontais é realizada por meio do giro da carcaça que se encontra apoiada em mancais, revestida internamente por placas de aço ou de borracha, fazendo com que a carga interna, composta por minério e corpos moedores, normalmente barras ou bolas de aço, movimentem-se.

As principais variáveis a serem consideradas em um moinho tubular são suas dimensões, medidas pelo seu diâmetro e comprimento, além do grau de enchimento, velocidade de rotação, percentual de sólidos na alimentação e perfil dos revestimentos, as três últimas consideradas variáveis operacionais de moagem.

O percentual de sólidos ideal deve ser bem avaliado, uma vez que a quantidade de água adicionada causa mudanças no tempo de residência, densidade de polpa e viscosidade, que afetam o desempenho do processo de moagem.

A velocidade de rotação do moinho afeta a movimentação da carga interna. De acordo com Taggart (1951), dois tipos de movimentos da carga acontecem dentro do moinho. O movimento de cascata, que ocorre quando a carga rola sobre ela mesma, e o movimento de catarata, que ocorre quando a carga é lançada em trajetórias parabólicas. A figura 3.6 ilustra os dois tipos de movimentos.

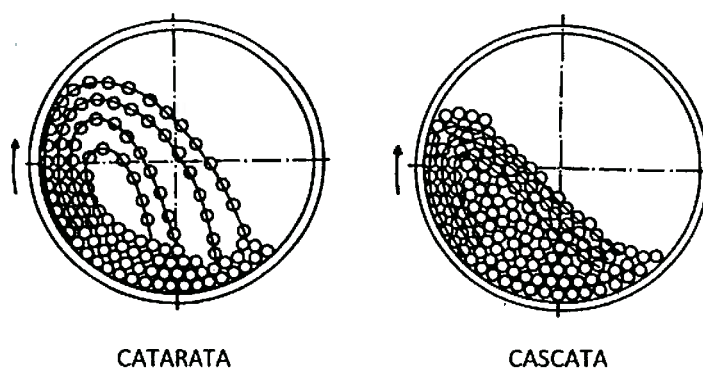


Figura 3.6 – Tipos de Movimento da Carga de Moinhos
Fonte: Adaptado de Figueira e Almeida (2002)

No regime de catarata, a movimentação da carga causa uma maior fragmentação por impacto, sendo mais adequada para a quebra de material mais grosseiro e para evitar a geração de finos. Também no regime de cascata, a

moagem é realizada por meio de abrasão e atrito, sendo adequada para a produção de material com granulometria fina.

A velocidade de operação de um moinho é normalmente definida em função do percentual de velocidade crítica, a partir da qual um único corpo moedor fica preso à carcaça pela ação da força centrífuga, sendo calculada pela expressão 17.

$$v_c = \frac{42,305}{\sqrt{D}} \quad (17)$$

Na qual:

V_c = velocidade crítica, rpm;

D = diâmetro do moinho, m.

Outro fator que afeta a capacidade de moagem é o tamanho dos corpos moedores. O tamanho de bolas a ser adicionado ao moinho é aquele suficiente para fragmentar as partículas maiores alimentadas no moinho. Porém, tamanhos excessivos irão reduzir o número de contatos de quebra, assim como a capacidade do moinho. Dessa forma, a definição do diâmetro de reposição é de suma importância para se atingir o máximo desempenho de moagem.

Os circuitos de moagem são classificados em dois grupos, segundo Figueira; Almeida (2002): circuito aberto e circuito fechado, conforme ilustrado na figura 3.7.

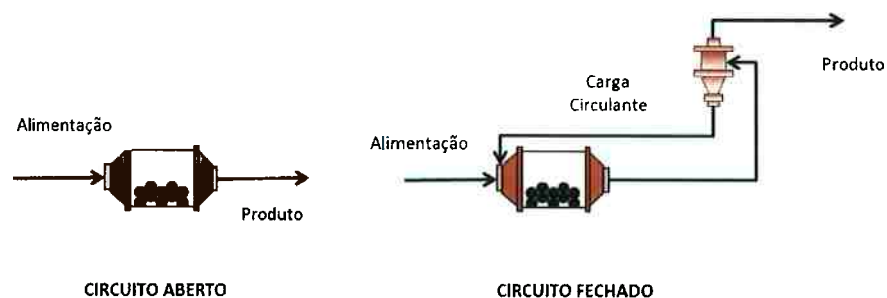


Figura 3.7 – Classificação dos Circuitos de Moagem

No circuito aberto, a alimentação nova deve, em uma única passagem, atingir o tamanho especificado, não requerendo assim uma etapa de classificação. Por não ter um controle de distribuição de tamanho do produto, é pouco utilizado.

No circuito fechado, a descarga do moinho é enviada para uma etapa de

classificação, e o produto grosseiro retorna à alimentação do moinho (carga circulante), podendo passar por ele várias vezes, até que se atinja o tamanho desejado e seja então enviado para a etapa subsequente. Os circuitos fechados têm duas configurações: circuito direto e circuito reverso. No circuito direto, a alimentação nova alimenta diretamente o moinho, junto com a carga circulante. Já no circuito reverso, a alimentação nova é conduzida primeiro à etapa de classificação, e apenas o material grosseiro é direcionado ao moinho.

De acordo com Napier-Munn et al. (2005), circuitos fechados de moagem são mais eficientes, pois é possível ter um controle da granulometria do produto, evitando-se a sobremoagem e diminuindo-se o consumo de energia. Por esse motivo, esse tipo de configuração é a mais utilizada em usinas de beneficiamento de minérios.

3.2.5 Moagem Autógena

Como já mencionado anteriormente, o processo de cominuição representa uma parcela importante nos investimentos e custos operacionais de usinas de beneficiamento de minérios e, por isso, grande atenção tem sido dada a esse processo nas últimas décadas.

Muitos estudos surgiram e continuam a surgir, visando à otimização das operações de cominuição e à exploração de novos caminhos. Nesse sentido, a moagem autógena e semiautógena é um método considerado capaz de proporcionar vantagens econômicas e operacionais.

O termo “autógeno” refere-se à moagem realizada por fragmentos do próprio material a ser moído.

De acordo com Figueira; Almeida (2002), na década de 1960 a moagem autógena já era considerada pela indústria. Porém, somente a partir da década de 1980 passou a ser utilizada em grandes projetos industriais com o objetivo de reduzir custos.

Os dois principais tipos de moagem autógena são:

- moagem autógena completa (FAG);
- moagem semiautógena (SAG).

A moagem autógena é a cominuição realizada em moinho rotativo, no qual o próprio material da alimentação é utilizado como meio moedor. O material

alimentado ao moinho é submetido previamente à britagem primária ou proveniente da mina.

A moagem semiautógena é a cominuição realizada em moinho rotativo onde, além do próprio minério, bolas de aço são utilizadas como meio moedor suplementar. A função do meio moedor adicional é aumentar a capacidade do moinho, uma vez que a maior densidade da carga resulta em aumento da potência do moinho e, conseqüentemente, da vazão de alimentação. Outra função importante das bolas de aço é facilitar a fragmentação de frações granulométricas relativamente mais resistentes, que assim apresentam a tendência de manter-se no interior do moinho ou de retornar ao seu interior como carga circulante. Essa fração é denominada de "fração de tamanho crítico", que surge em minérios que, ao serem fragmentados, produzem uma fração elevada de material com tamanho grande demais para ser fragmentada na câmara de moagem.

Os moinhos utilizados para moagem FAG e SAG normalmente são caracterizados por possuírem diâmetros elevados, quando comparados com seu comprimento. A exceção são os moinhos instalados na África do Sul e Escandinávia, com relação diâmetro: comprimento de 1:1 ou menor.

As cinco configurações básicas de circuito autógeno e semiautógeno são descritas a seguir, segundo Delboni; Sampaio e Lima (2010).

Circuito em Estágio Único

Esta configuração de circuito pode ser aplicada para moagem AG/SAG. Seu fluxograma é apresentado na figura 3.8. Trata-se de uma configuração caracterizada por baixo investimento de capital e também por baixo custo operacional.

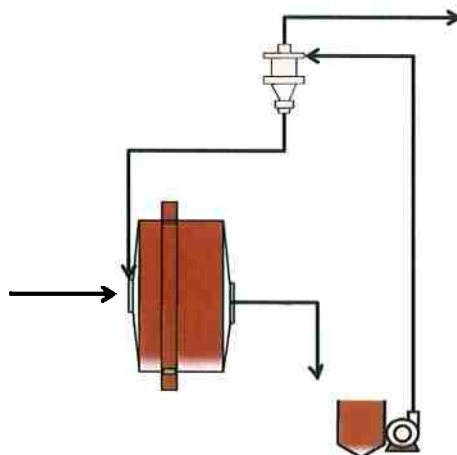


Figura 3.8 - Esquema de circuitos AG/SAG em estágio único
Fonte: adaptado de Delboni; Sampaio e Lima (2010)

As operações em circuito de estágio único necessitam de uma coordenação constante entre mina e usina. A pilha de alimentação do moinho deve possuir capacidade suficiente para garantir uma blendagem adequada e granulometria constante. O minério alimentado não pode possuir tendência em gerar fragmentos arredondados de elevada resistência relativa, pois isto levaria à necessidade de instalação de britadores para fragmentação desse material.

Circuito AG-Seixos (FAP)

A configuração deste circuito é caracterizada por possuir dois estágios de moagem, sendo o primeiro no modo AG e, o segundo, com moinho de seixos (*pebbles*), obtidos no estágio anterior. O fluxograma desse circuito é apresentado na figura 3.9.

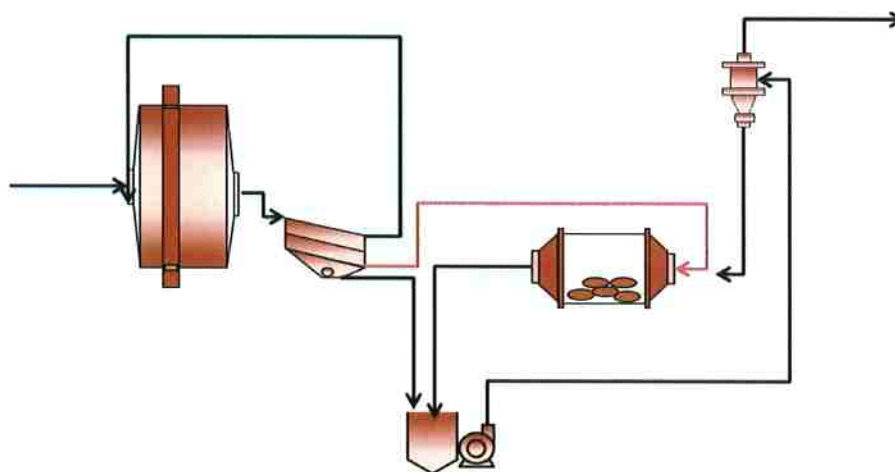


Figura 3.9 – Moagem autóloga seguida por moagem com seixos (FAP)
Fonte: adaptado de Delboni; Sampaio e Lima (2010)

A configuração FAP tornou-se uma solução para dificuldades enfrentadas no circuito em estágio único. A acumulação indesejável de seixos no moinho primário torna-se vantagem, em função do aproveitamento destes como corpos moedores no estágio secundário.

Circuito AG-Bolas (FAB)

O circuito FAB se difere basicamente do circuito FAP pelo uso de bolas de aço como corpos moedores no estágio de moagem secundário, ao invés de seixos. A figura 3.10 demonstra o fluxograma do circuito.

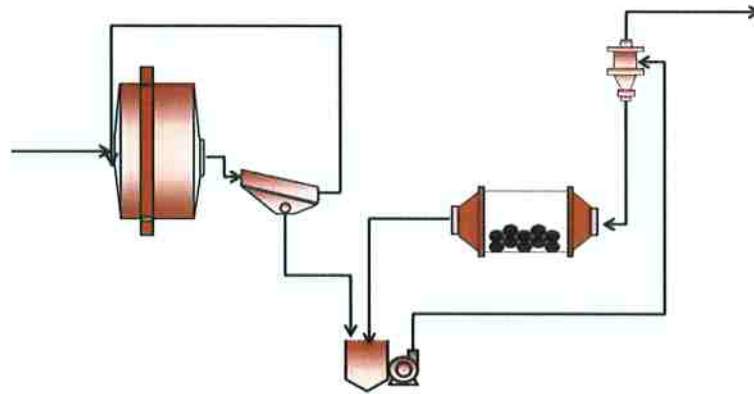


Figura 3.10 – Moagem autóloga seguida de moagem de bolas (FAB)
 Fonte: adaptado de Delboni; Sampaio e Lima (2010)

O circuito FAB é uma alternativa mais favorável em relação ao circuito FAP, em função da regularidade de operação dos moinhos de bolas, que absorvem eventuais flutuações do circuito primário.

Circuito SAG-Bolas (SAB)

A configuração SAB é composta por um moinho SAG primário, seguido por moinho de bolas no estágio secundário. Seu fluxograma está apresentado na figura 3.11.

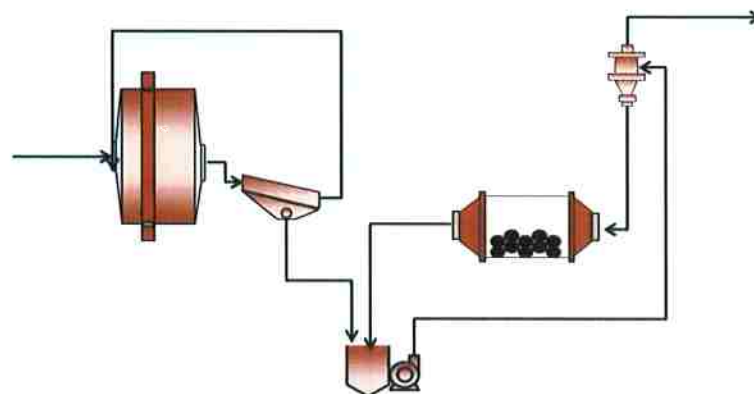


Figura 3.11 – Circuito de moagem semi-autóloga seguida de moagem com bolas (SAB)
 Fonte: adaptado de Delboni; Sampaio e Lima (2010)

O circuito SAB proporciona uma grande flexibilidade de operação, adequada a variações no minério alimentado. Esse circuito permite variações do tamanho de transferência (T_{80}) entre os circuitos primários e secundários, permitindo-se ajustar as relações de redução entre ambos e, conseqüentemente, a distribuição de energia

específica do circuito.

Muitas operações originalmente projetadas no modo FAB foram convertidas para SAB, no qual o incremento de custo de corpos moedores foi inferior ao benefício resultante do aumento de produção.

Circuito SAG – Britador de Reciclo – Bolas (SABC)

O fluxograma do circuito SABC é apresentado na figura 3.12.

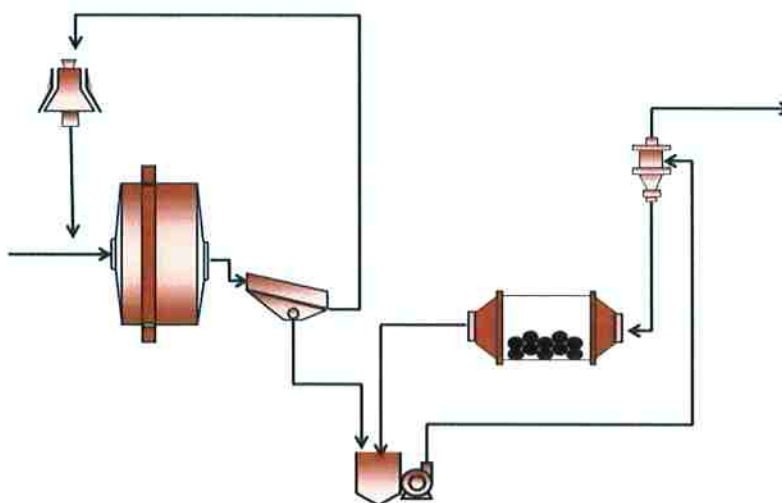


Figura 3.12 – Desenho esquemático do circuito SABC)
Fonte: adaptado de Delboni; Sampaio e Lima (2010)

O acúmulo de determinadas classes granulométricas (fração crítica) na carga do moinho provoca a redução da vazão de alimentação do moinho SAG e, conseqüentemente, da capacidade do circuito. Uma alternativa para resolver esse problema é permitir a saída da fração crítica da carga, para então britá-la, retornando-a para o moinho primário.

A moagem em circuitos AG/SAG tem sido largamente empregada em usinas de grande porte mundo afora. Segundo Figueira e Almeida (2002), as principais vantagens da moagem autógena e semiautógena são:

- Flexibilidade;
- Simplicidade de operação;
- Não contaminação pelo meio moedor (válida principalmente para o modo AG);
- Distribuição de tamanho dos produtos;
- Custo de investimento e operação.

3.2.6 Classificação

Conforme Chaves (2001), classificação é a separação de uma população de partículas em duas frações, que se diferem pela distribuição relativa dos tamanhos de partículas que as constituem:

- Uma fração grossa, composta predominantemente pelas partículas correspondentes às frações superiores da alimentação;
- Uma fração fina, composta pelas partículas de menores dimensões presentes na alimentação.

Em circuitos de moagem, a classificação tem como objetivo principal separar o material que já se encontra no tamanho especificado do material restante, este último ainda grosseiro e que, normalmente, retorna ao moinho como carga circulante, até que se atinja o tamanho desejado.

O desempenho de um classificador pode ser caracterizado pela análise de sua curva de partição, que consiste em um gráfico com o diâmetro das partículas na abscissa, e o percentual da fração alimentada, que é direcionado à fração grossa e lançado nas ordenadas (DELBONI JR, 1989).

A etapa de classificação tem grande influência sobre o desempenho de circuitos de cominuição, pois define o tamanho do produto final, a carga circulante e, conseqüentemente, a capacidade do circuito.

Existem diversos equipamentos utilizados para classificação na indústria mineral. Porém, será dada ênfase aos ciclones, equipamentos que serão estudados neste trabalho.

3.2.6.1 *Ciclonagem*

O ciclone é atualmente o equipamento mais utilizado para classificação de partículas finas (entre 0,5 e 0,002 mm) na indústria mineral. De acordo com Chaves e Peres (2003), as vantagens de seu uso em relação a outros equipamentos de classificação são:

- Alta capacidade;
- Fácil controle operacional;
- Operação relativamente estável;

- Fácil manutenção;
- Baixo investimento.

O ciclone também apresenta algumas desvantagens, das quais destacam-se:

- Alto custo operacional relativo, devido à energia gasta no bombeamento;
- Menor eficiência de classificação.

Sua aplicação se dá, principalmente, em circuitos fechados de moagem, na deslamagem de partículas mais finas e em operações de desaguamento.

O ciclone é constituído de um vaso com uma parte em formato cilíndrico e outra parte em formato cônico, com uma abertura de alimentação e duas aberturas de saída. A alimentação é realizada por uma abertura tangencial na porção superior cilíndrica, denominada *inlet*. Uma das aberturas de saída situa-se na extremidade inferior da seção cônica e é denominada *apex*, onde é descarregado o produto grosseiro. A segunda abertura de saída é um tubo situado na posição central da base superior da parte cilíndrica, denominado *vortex finder*, por onde é descarregado o produto fino. A representação esquemática de um ciclone é apresentada na figura 3.13.

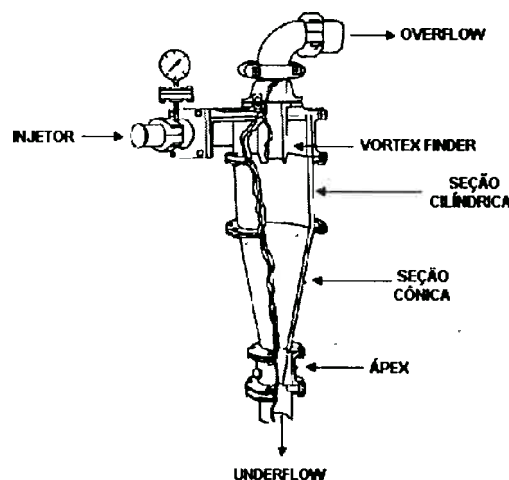


Figura 3.13 – Representação esquemática de um ciclone
Fonte: Correa (2010)

Ao entrar no ciclone, a polpa forma um movimento espiral descendente, devido a sua alimentação tangencial, arrastando as partículas maiores e mais densas para a saída inferior do ciclone (*apex*), formando o *underflow*. As partículas menores posicionam-se próximas à região central, onde um fluxo de ar ascendente as conduz para a saída superior do ciclone (*vortex*), formando o *overflow*.

De acordo com Kelly e Spottiswood (1982), a velocidade da partícula dentro do ciclone pode ser analisada por meio de três componentes:

- **Tangencial:** confere o movimento de rotação à polpa, onde a velocidade é mínima no centro do ciclone e vai aumentando proporcionalmente ao raio da trajetória;
- **Radial:** a ação centrífuga faz com que as partículas se direcionem para a parede do ciclone. Como as partículas grossas possuem maior massa, elas se encaminham à parede do ciclone. Já as partículas finas, por não possuírem massa suficiente, ficam na porção central e interna do ciclone;
- **Vertical:** determina se a partícula vai ser direcionada para o *vortex* ou para o *apex*. No primeiro caso, as partículas mais finas seguem o fluxo ascendente mais diluído, enquanto as partículas grossas seguem o fluxo descendente. A componente vertical define a partição de sólidos do ciclone.

Para quantificar a separação do ciclone, é comum utilizar o diâmetro de corte como parâmetro. Normalmente, o diâmetro de corte se refere a um diâmetro específico do *overflow* (P_{80} , P_{95} etc.) ou ao diâmetro médio de partição (d_{50}), sendo que este último tamanho tem igual probabilidade de ser direcionado para o *underflow* e *overflow*. O diâmetro de corte é influenciado por variáveis geométricas do ciclone e por condições operacionais.

Segundo Beraldo (1987), as principais variáveis geométricas que influenciam o corte do ciclone são:

- **Diâmetro do ciclone:** é o principal parâmetro geométrico, o qual exerce grande influência sobre o diâmetro de corte e determina sua capacidade. Ciclones menores são utilizados para cortes mais finos;
- **Área do *inlet*:** determina a velocidade de entrada da polpa e a capacidade volumétrica do equipamento;
- **Comprimento da seção cilíndrica e ângulo da seção cônica:** afetam diretamente o tempo de residência da polpa e influenciam o desempenho do ciclone;
- **Diâmetro do *vortex*:** o aumento do diâmetro do *vortex* leva a um aumento da porcentagem de sólidos do *overflow* e ao aumento do diâmetro de corte;

- Diâmetro do *apex*: o diâmetro do *apex* influencia o percentual de sólidos do *underflow* e a eficiência de classificação. O aumento de seu diâmetro acarreta uma redução do percentual de sólidos, levando também a um aumento de partículas finas no *underflow*, aumentando assim o *by-pass* do equipamento.

Os parâmetros operacionais que afetam o diâmetro do corte do ciclone são:

- Percentual de sólidos na alimentação do ciclone: o aumento dessa variável acarreta o aumento do diâmetro de corte;
- Pressão de alimentação: o aumento da pressão acarreta o aumento da força centrífuga, reduzindo assim o diâmetro de corte.

3.2.6.2 Peneiramento

Peneiramento é a separação de uma população de partículas em duas classes de tamanhos diferentes, mediante sua apresentação a um gabarito de abertura fixa e predeterminada (CHAVES, 2003).

Os gabaritos utilizados no peneiramento podem ser divididos em:

- Grelhas: constituídas por barras metálicas dispostas em paralelo e regularmente espaçadas entre si;
- Crivos: formados por chapas metálicas, perfuradas por um sistema de furos de várias formas e dimensões;
- Telas: constituídas por fios metálicos ou painéis de borracha ou poliuretano, formando aberturas de dimensões determinadas.

De acordo com seu movimento, as peneiras podem ser classificadas nas seguintes categorias:

- Fixa: na qual a única força de atuação é a gravidade e, por isso, possui superfície inclinada. Têm-se como exemplos grelhas fixas e peneiras DSM;
- Móvel: na qual é aplicada uma força externa para geração de vibração ou movimento de giro. Alguns exemplos são peneiras vibratórias e peneiras rotativas (*trommel*).

A eficiência de peneiramento refere-se à quantidade de material que ficou retida ou que passou corretamente na peneira. A eficiência pode ser quantificada por

vários parâmetros, mas o principal está descrito na equação 18.

$$\text{Eficiência do Peneiramento} = \frac{t/h \text{ undersize}}{t/h \text{ do material passante contido na alimentação}} \quad (18)$$

A eficiência, definida acima, refere-se ao *undersize*, ou seja, quantifica a eficiência da peneira em relação ao ideal em termos da quantidade de finos que passaram pela tela. Uma outra definição é utilizada quando o que interessa é a qualidade do *oversize*. Sua fórmula está exibida na equação 19.

$$\text{Eficiência Remoção Passante} = \frac{t/h \text{ do material retido presente na alimentação}}{t/h \text{ de oversize}} \quad (19)$$

3.2.6.3 Curva de Partição

O desempenho de ciclones é representado por sua curva de partição (figura 3.14), a qual descreve a fração de um determinado tamanho i que é direcionada para o *underflow*.

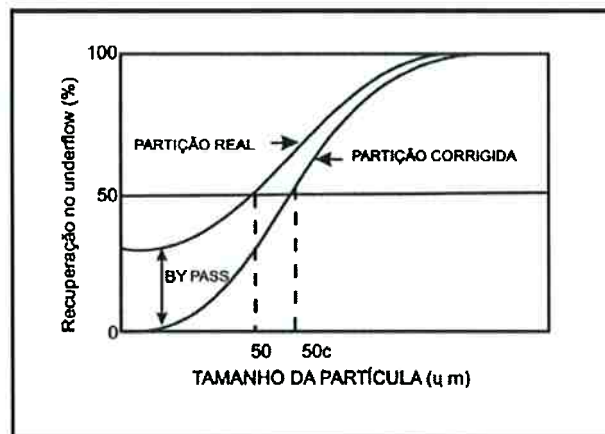


Figura 3.14 – Curva de partição
Fonte: Correa (2010)

Na abscissa tem-se o tamanho da classe de partículas e, na ordenada, o percentual de material da alimentação que sai pelo *underflow* em cada fração granulométrica. A curva de partição real é obtida por meio de dados experimentais, onde cada ponto da curva é calculado pela equação 20.

$$Y_{(i)} = \frac{W_{ui}M_u}{W_{fi}M_f} \quad (20)$$

Na qual:

$Y_{(i)}$ = partição real da fração i ;

W_{ui} , W_{fi} = percentual retido simples da fração i do *underflow* e alimentação, respectivamente;

M_u , M_f = vazões de sólidos no *underflow* e alimentação, respectivamente.

As curvas de partição real não passam pela origem. Isso deve-se ao fato de partículas finas saírem pelo *underflow*. Tal fenômeno é denominado *by-pass*. A forma mais usada para corrigir esse fenômeno é proposta por Kelsall (1953), que associa o valor do *by-pass* à partição de água para o *underflow*. O autor demonstrou que, ao se subtrair a parcela do *by-pass* de cada classe de tamanho, a curva de partição real pode ser corrigida, obtendo-se assim a curva de partição corrigida, por meio da equação 21.

$$Y_{C(i)} = \frac{Y_{(i)} - R_f}{1 - R_f} \quad (21)$$

Na qual:

$Y_{C(i)}$ = partição corrigida da fração i ;

R_f = partição de água para o *underflow*.

A curva de partição oferece os seguintes parâmetros que caracterizam a operação de ciclones:

- O diâmetro mediano de corte (d_{50c}), que define o tamanho de partícula que tem igual probabilidade de ser encaminhada para o *underflow* e *overflow*;
- A imperfeição de classificação (I), calculada por meio da inclinação de partição;

$$I = \frac{d_{75} - d_{25}}{2d_{50c}}$$

- A partição de água do *underflow* (R_f), medida associada ao *by-pass*.

3.3 Caracterização Tecnológica

A caracterização tecnológica tem como objetivo prover informações físicas, químicas, texturais e mineralógicas aos engenheiros de processo, a fim de desenvolver e otimizar rotas de Tratamento de Minérios, permitindo identificar perdas e ineficiências em novos projetos e processos existentes.

Na área de cominuição, a caracterização tecnológica tem como objetivo definir como um determinado tipo de minério irá se fragmentar em um equipamento. De acordo com Naschenveng (2003), as informações necessárias para a alimentação da maioria dos modelos são relacionadas à energia aplicada e à fragmentação obtida. As demais variáveis do modelo são características dos equipamentos e/ou fenômenos que ali ocorrem.

Nesta seção serão apresentados os principais ensaios de caracterização utilizados para determinar as propriedades de minérios quanto à fragmentação em moinhos semiautôgenos e de bolas.

3.3.1 Ensaio de Moabilidade de Bond

Em 1960, Fred Bond propôs caracterizar a resistência à moagem de minérios por meio do índice de moabilidade ou "*Work Index*" (WI), tanto para britadores, como para moinhos de barras e moinhos de bolas. Segundo Bond, em moinhos de bolas, o índice representa o consumo energético necessário para moer minério com tamanho infinito, até que apresente P_{80} igual a 0,10 mm. O valor do WI ocorre em função da relação de redução requerida, ou seja, varia de acordo com a malha de controle selecionada.

Para a realização do ensaio WI, existe a norma brasileira MB-3257 (Associação, 1990). É realizado a seco e em estágios sucessivos, empregando-se um moinho de laboratório com dimensões e carga padrões de modo a reproduzir, segundo Bond, a operação de um moinho de bolas em circuito fechado, sob condições padronizadas.

Equipamento

O equipamento de laboratório consiste em um moinho com diâmetro e comprimento internos iguais a 305 mm, com cantos arredondados e revestimento

interno liso, conforme apresentado na figura 3.15.



Figura 3.15 – Moinho de Bond da Escola Politécnica
Fonte: Foggiatto (2009)

O moinho gira a 70 rpm ou 91,4% da velocidade crítica. A carga de corpos moedores consiste em 285 bolas de aço, com peso total de 20.125 g e área total calculada em 842 pol², cuja distribuição de tamanho é apresentada na tabela 3.2.

Tabela 3.2 – Distribuição do diâmetro de bolas

Nº de Bolas	Diâmetro (mm)
43	36,5
67	30,2
10	25,4
71	19,1
94	15,9

Preparação Inicial do Material

O material a ser ensaiado é britado até que passe totalmente pela peneira de 3,36 mm. É importante salientar a necessidade de se efetuar a cominuição do material em estágios, evitando-se a geração de finos em excesso, comum na cominuição realizada em estágios únicos. A massa total do material para cada teste gira em torno de 20 kg.

Após o estágio inicial de preparação, o material é homogeneizado e dividido em frações representativas, por meio de pilha alongada ou divisor rotativo. Em seguida, uma dessas frações é encaminhada ao peneiramento, no qual será determinada a distribuição granulométrica do material. A partir desses dados é calculado o P₈₀ da alimentação.

Outra fração é colocada em uma proveta até que, por meio de sucessivos batimentos, seja obtido 700 ml de material compactado. Em seguida, é calculada a densidade aparente do material. Esse mesmo material deverá servir como alimentação do moinho no primeiro ciclo do ensaio.

Ensaio

O material preparado conforme as instruções anteriores é despejado no interior do moinho e, este, acionado até que atinja 100 rotações. O material é então descarregado e peneirado na malha correspondente ao ensaio em questão (malha de controle).

A fração passante na malha de controle é separada, enquanto que ao material retido será adicionado material fresco, de modo a repor o peso original da carga.

O material é introduzido novamente no moinho que, juntamente com a carga de bolas, forma a carga para o próximo ciclo do teste. O número de rotações desse próximo ciclo é calculado de modo a produzir uma carga circulante de 250%. O número de rotações requerido é obtido a partir dos resultados do ciclo anterior, de modo a produzir uma fração passante igual a 1/3,5 da carga total dentro do moinho.

Assim, ao final de cada estágio, calcula-se o quociente entre a massa passante na malha de controle e o número de rotações do moinho, sendo este o critério empregado para a estabilização da carga circulante e consequente término do teste.

Os ciclos de moagem do ensaio são repetidos, até que a massa líquida da fração passante na malha de controle por revolução do moinho (G_{bp}) se estabilize, ou seja, os valores dos últimos três ciclos apresentem valores semelhantes, invertendo o sentido de aumento ou diminuição.

A média dos últimos três valores do G_{bp} é o valor final a ser considerado nos cálculos seguintes. O ensaio termina com a determinação das distribuições granulométricas do produto passante na malha de controle e da carga circulante do material referente ao último ciclo. O cálculo do WI (kWh/st) é efetuado mediante a Equação 22, a seguir.

$$WI = \frac{44,5}{(P1)^{0,23} \cdot G_{bp}^{0,82} \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} \quad (22)$$

Na qual:

F = abertura da peneira onde passam 80% da alimentação (μm);

P = abertura da peneira onde passam 80% do produto (μm);

P1 = malha de controle do teste (μm);

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

A tabela 3.3 apresenta a classificação de tenacidade das amostras, conforme o WI.

Tabela 3.3 – Classificação de tenacidade das amostras conforme WI

Bond Work Index (kW/h)	Tenacidade	Classificação
WI \leq 3	Muito Baixa	MTB
3 < WI \leq 6	Baixa	BAI
6 < WI \leq 9	Moderadamente Baixa	MDB
9 < WI \leq 12	Média	MED
12 < WI \leq 15	Moderadamente Alta	MDA
15 < WI \leq 18	Alta	ALT
18 < WI \leq 21	Muito Alta	MTA
WI \geq 21	Extremamente Alta	ETA

Fonte: Delboni (2003)

3.3.2 Drop Weight Test

Ensaio de carga cadente, ou *drop weight test* (DWT), são utilizados para avaliar características do minério quanto à resistência ao impacto de partículas individuais. Os resultados obtidos são usados na calibração de modelos matemáticos de britadores e moinhos, além de servirem como indicador comparativo entre diferentes amostras. Trata-se também de um método de caracterização consolidado para avaliar a aplicação de moagem SAG.

O ensaio DWT foi criado pelo *Julius Kruttschnitt Mineral Research Center* (JKMRC), com o objetivo de desvincular as características do material daquelas relativas ao equipamento.

De acordo com Delboni (2003), com base em resultados de ensaios DWT é

possível:

- Avaliar a viabilidade técnica de emprego de moagem SAG de acordo com o tipo de minério;
- Subsidiar o desenvolvimento de processos específicos para cada aplicação;
- Analisar a variabilidade de diferentes amostras em relação à cominuição;
- Subsidiar o dimensionamento e os ajustes de moinhos SAG industriais;
- Subsidiar estudos de simulação de variação de desempenho de um circuito em função das características das amostras.

A metodologia do ensaio 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 CI – Célula de Impacto (figura 3.16).



Figura 3.16 – Célula de Impacto da Escola Politécnica
Fonte: Foggiatto (2009)

Os ensaios de fragmentação por impacto executados neste trabalho seguiram os procedimentos descritos por Napier-Munn et al. (2005), que estabelecem que os fragmentos sejam submetidos ao impacto em cada uma das cinco faixas granulométricas a seguir:

- 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.

Dessa forma, são preparados três lotes compostos de 30 fragmentos cada, que são submetidos a impactos com energia específica entre 0,25 kWh/t e 2,5 kWh/t. As partículas são assim impactadas individualmente, em cada lote de 30 fragmentos.

O material fragmentado de cada lote é reunido e então peneirado, quando se obtêm parâmetros selecionados de distribuição granulométrica.

Os resultados dos ensaios permitem, além de gerar parâmetros para simulação de britadores e moinhos, analisar uma série de dados e informações de características do minério, que serão determinantes na aplicabilidade e no desempenho do futuro circuito de moagem que inclua moinhos AG/SAG. Delboni (2003) menciona que, a partir dos resultados de ensaios na CI, é possível analisar:

- Competência do minério para geração de corpos moedores;
- Efeito do tamanho na resistência ao impacto;
- Tendência do minério em gerar fragmentos densos e competentes.

Ainda de acordo com Delboni (2003), o método de caracterização tecnológica empregando-se a CI contrasta conceitualmente com métodos baseados em índices de consumo energético específico (kWh/t), ou mesmo com relação a 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 AG/SAG, tanto em termos de intensidade como em termos de tamanho de fragmento. Em particular, a avaliação do efeito do tamanho do fragmento na resistência ao impacto é determinante na viabilidade da moagem AG/SAG.

Os ensaios de impacto executados na CI visam determinar os parâmetros descritivos da função paramétrica entre energia aplicada e fragmentação resultante, apresentada na equação 23.

$$t_{10} = A(1 - e^{-bE_{cs}}) \quad (23)$$

Na qual:

t_{10} = porcentagem passante na malha igual a 10% do tamanho original do fragmento;

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

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

A função apresentada anteriormente representa o comportamento característico do minério ensaiado, ao ser submetido a impactos. O fenômeno de fragmentação é descrito por uma curva com rápido crescimento inicial, determinado pelo parâmetro b, tendendo posteriormente a um valor assintótico, determinado pelo parâmetro A, conforme ilustra o gráfico da Figura 3.17.

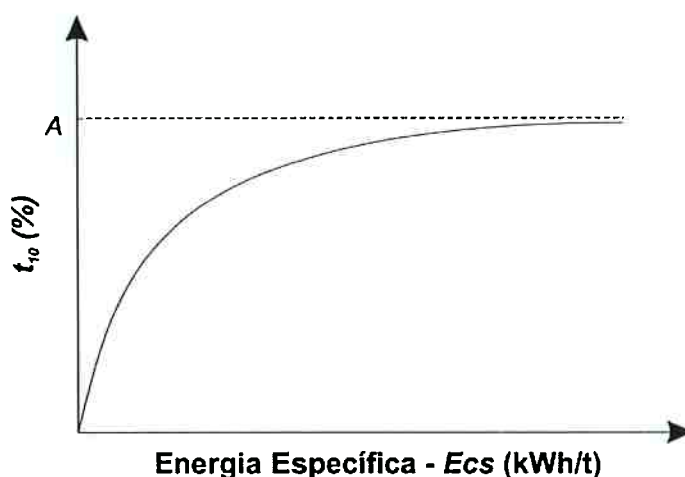


Figura 3.17 – Representação da relação entre energia e fragmentação
Fonte: Delboni (2003)

Os parâmetros A e b são característicos de cada amostra ensaiada. Isso significa que o processo de fragmentação não ocorre a partir de um determinado valor de energia aplicada.

Dessa forma, quanto menores os valores dos parâmetros A e b, maior a resistência da rocha à fragmentação por impacto. Por apresentarem a mesma tendência, foi criado o Índice de Quebra (IQ), definido como o produto dos parâmetros A e b, constituindo um índice de caracterização quanto ao impacto. A classificação da resistência ao impacto é apresentada na tabela 3.4.

Tabela 3.4 – Classificação da resistência ao impacto das amostras

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 denominado Índice de Abrasão (t_a). Esse índice é obtido por meio de ensaio de tamboramento, onde 3 kg de amostra de fragmentos entre 53 mm e 37,5 mm são submetidos a 10 minutos de tamboramento, em moinho de 12" de diâmetro e 12" de comprimento.

O valor do t_a é igual a 10% do valor de t_{10} obtido por meio do peneiramento do produto tamborado. Dessa forma, quanto menor o valor de t_a maior a resistência da amostra à fragmentação por abrasão.

A tabela 3.5 apresenta a classificação de amostras em relação à resistência à abrasão.

Tabela 3.5 – Classificação de resistência à abrasão

Intervalo de Valores do Parâmetro t_a		Resistência à Abrasão	Sigla
Menor	Maior		
0	0,19	Extremamente Alta	EAAb
0,2	0,39	Muito Alta	MTAb
0,4	0,59	Alta	ALAb
0,6	0,79	Moderadamente Alta	MAAb
0,8	0,99	Média	MDAb
1	1,19	Moderadamente Baixa	MOAb
1,2	1,39	Baixa	BAAb
1,4	1,59	Muito Baixa	MBAb
> 1,60		Extremamente Baixa	EBAb

Fonte: Delboni (2003).

3.4 Modelos Matemáticos de Processos de Cominuição

Segundo Napier-Munn et al. (2005), os modelos de cominuição devem representar a aplicação de energia por um equipamento de cominuição, a fim de resolver problemas práticos de otimização. Os modelos devem conter dois elementos básicos:

- **Propriedades de fragmentação do minério:** essencialmente a fragmentação que ocorre em função da energia aplicada;
- **Característica do equipamento:** a quantidade e a maneira como a energia é aplicada, bem como o transporte de sólidos por meio do equipamento.

Os modelos para moagem são assim classificados:

- **Modelos fenomenológicos:** também chamados de *black box*, são aqueles que consideram que um equipamento de cominuição promove uma transformação entre a distribuição granulométrica da alimentação e do produto. Esse tipo de modelo prediz a granulometria do produto a partir da granulometria de alimentação, da caracterização de como a partícula se fragmenta, das condições operacionais e de experiências com equipamentos similares;
- **Modelos fundamentais:** considera cada elemento do processo, o que demanda alta capacidade computacional. Esse modelo considera as interações entre as partículas e os elementos do equipamento, baseado em mecânica newtoniana.

3.4.1 Modelos de Britagem

De acordo com Delboni (2003), o modelo de britadores aqui descritos foi proposto por Andersen, baseado em conceitos introduzidos por Whiten. Esse modelo, assim como outros modelos fenomenológicos de equipamentos de cominuição, incorpora as características de fragmentação do material e as características do equipamento de cominuição.

O processo de cominuição aqui descrito é composto como uma sucessão de eventos de classificação e quebra, na medida em que o material caminha no sentido da descarga do equipamento. Dessa forma, são tratados aqui britadores de mandíbula, giratórios, cônicos e de rolos, que apresentam um estreitamento

contínuo de sua câmara de britagem, obedecendo ao processo descrito acima.

Britadores são considerados equipamentos relativamente mais eficientes que moinhos, sob o ponto de vista da energia utilizada na fragmentação, já que na britagem a fragmentação se deve principalmente aos esforços compressivos, enquanto na moagem se dá por variados mecanismos, que na prática são mais difíceis de serem controlados.

A câmara interna de britadores acima listados apresenta uma redução gradual do volume no sentido da descarga do equipamento, fato que condiciona a redução progressiva do tamanho máximo dos fragmentos, na medida em que eles penetram na câmara de britagem. Assim, a probabilidade de um fragmento ser cominuído na câmara de um britador é função da relação entre o tamanho do fragmento e a abertura de descarga do equipamento, e secundariamente, do regime de alimentação do equipamento. Em termos de modelagem matemática, a função seleção representa a probabilidade de um fragmento ser cominuído.

A distribuição granulométrica do produto é função direta do tamanho do fragmento a ser cominuído e das características físicas do material. Na modelagem, a função quebra representa a distribuição granulométrica do produto da cominuição.

Portanto, o processo de britagem pode ser descrito como uma sequência de fenômenos de classificação e eventos de quebra. Todo fragmento é inicialmente classificado dentro da câmara do britador. As frações finas são descarregadas diretamente, não sofrendo nenhum tipo de fragmentação. Os fragmentos maiores são fragmentados e o produto classificado, tornando a ser quebrado, de forma contínua, até que seja descarregado pela abertura inferior do britador.

O modelo de Whiten representa o processo de britagem por meio de equações relativas à função quebra e seleção, para uma condição de equilíbrio. O diagrama ilustrado na figura 3.18 apresenta as interações anteriormente descritas.

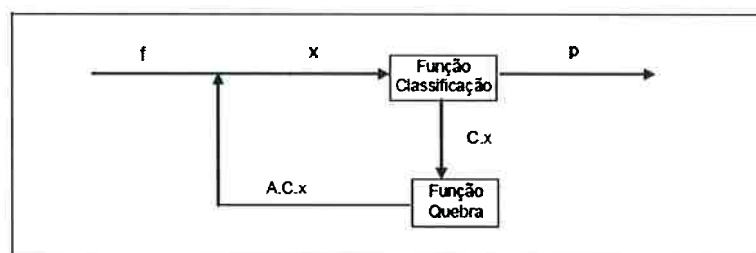


Figura 3.18 – Representação esquemática do modelo de britadores
Fonte: Adaptado de Delboni (2003)

O balanço de massas dos fluxos acima pode ser calculado a partir das equações 24 e 25.

$$x = f + A * C * x \quad (24)$$

$$x = p + C * x \quad (25)$$

Nas quais:

X = vetor que representa a massa de cada fração granulométrica no interior da câmara de britagem;

f = vetor que representa a distribuição granulométrica da alimentação nova do britador;

p = vetor que representa a distribuição granulométrica do produto do britador;

C = função classificação, matriz diagonal que contém a proporção de cada fração que será cominuída;

A = função quebra, matriz triangular contendo a distribuição granulométrica de cada fração granulométrica, após ser cominuída.

Combinando as equações (24) e (25) e considerando I a matriz identidade, chega-se ao modelo de Whiten para operação de britadores:

$$p = \frac{(I-C)}{(I-A+C)} \quad (26)$$

Dessa forma, o modelo fica reduzido à determinação dos parâmetros que definem o processo de seleção das partículas, bem como a função quebra, obtida a partir de ensaios padronizados de caracterização em laboratório.

3.4.1.1 Função Seleção

A função seleção define a probabilidade de um fragmento de tamanho qualquer sofrer um evento de cominuição. Considerando x_i o tamanho da partícula, a função seleção é assim descrita:

$$C(x_i) = 1 \quad \text{se } x_i > K2 \quad (27)$$

$$C(x_i) = 1 - \left(\frac{K_2 - x_i}{K_2 - K_1} \right)^{K_3} \quad \text{se } K_1 < x_i < K_2 \quad (28)$$

$$C(x_i) = 0 \quad \text{se } x_i < K_1 \quad (29)$$

Os fatores K_n são determinados por meio de regressões lineares múltiplas, que correlacionam as variáveis de operação e as variáveis físicas dos equipamentos aos valores obtidos a partir de amostragens. Para a maioria dos britadores, K_1 representa a APF (Abertura na Posição Fechada), K_2 representa a APA (Abertura na Posição Aberta) e K_3 geralmente é uma constante simples. Entretanto, a vazão mássica e a distribuição granulométrica de alimentação também exercem influência sobre a função seleção. As equações listadas abaixo descrevem a fórmula de parametrização de K_n , considerando-se variáveis secundárias ao processo.

$$K_1 = A_0 * APF + A_1 * TPH + A_2 * F_{80} + A_3 * Llen + A_4 \quad (30)$$

$$K_2 = B_0 * APF + B_1 * TPH + B_2 * F_{80} + B_3 * Llen + B_4 * ET + B_5 \quad (31)$$

$$K_3 = C_0 \quad (32)$$

Nas quais:

APF = abertura na posição fechada (cm);

TPH = vazão mássica de alimentação (t/h);

F_{80} = tamanho no qual passam 80% do fluxo de alimentação (mm);

Llen = comprimento do revestimento (cm);

ET = movimento do excêntrico (cm);

A, B e C = constantes.

3.4.1.2 Fragmentação

Em modelos de britagem, as informações provenientes de ensaios de caracterização tecnológica são tratadas de maneira diferente.

De acordo com Bergerman (2009), duas características inequívocas dos processos de britagem condicionam condições especiais para os ensaios de caracterização com as amostras a serem analisadas. A primeira diz respeito ao tamanho dos fragmentos processados, uma vez que existe uma forte dependência

entre a resistência à fragmentação e o tamanho da partícula. Dessa forma, nos ensaios é necessário utilizar fragmentos com tamanhos próximos aos processados pelo equipamento. A segunda refere-se à energia específica praticada no ensaio, já que raramente britadores proporcionam condições para níveis maiores que 1 kWh/t.

A primeira característica descrita acima insere uma modificação substancial no tratamento dos dados provenientes dos ensaios de fragmentação, pois não é possível representar adequadamente a relação t_{10} e t_n por um único feixe de curvas. Para isso, é utilizada uma matriz que correlaciona os valores de t_{10} iguais a 10, 20 e 30 com a distribuição granulométrica correspondente, conforme exibido na tabela 3.6.

Tabela 3.6 – 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

Fonte: Bergerman (2009)

Os valores intermediários são obtidos via interpolação. Portanto, a fragmentação em britadores pode ser representada pelo parâmetro t_{10} , calculado por meio de uma equação que correlaciona valores experimentais com variáveis de operação. Uma vez ajustada, a equação (33) é empregada para simulação de diversas condições de operação.

$$t_{10} = D_0 * APF + D_1 * TPH + D_2 * F_{80} + D_3 \quad (33)$$

Na qual:

APF = abertura na posição fechada (cm);

TPH = vazão mássica de alimentação (t/h);

F_{80} = tamanho no qual passam 80% do fluxo de alimentação (mm);

D_i = constantes.

3.4.2 Modelos de Operação de Moinhos de Bolas

Como já mencionado anteriormente, moinhos de bolas são equipamentos largamente utilizados em circuitos de cominuição de minérios, sendo na maioria das vezes o maior item de custos operacionais, devido aos consumos de energia, corpos moedores e revestimentos. Por isso, novos projetos de instalação e otimização de circuitos existentes têm sido objetos de contínuas investigações nas últimas décadas.

Os modelos aqui descritos para moinhos de bolas são baseados nos textos de Delboni (2003).

3.4.2.1 Modelo de Balanço Populacional

O Modelo de Balanço Populacional (sigla PBM, em inglês) foi desenvolvido por Epstein em 1947, sendo adaptado por diversos autores, principalmente Whiten, na década de 1980.

O PBM apresenta dois parâmetros principais. O primeiro representa a quebra do minério contido em uma determinada faixa granulométrica dentro do moinho. Já a segunda indica a fração de uma faixa granulométrica superior que, após ser fragmentada, gera material na faixa granulométrica considerada.

A equação do balanço é então definida como:

$$f_i + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} k_j s_j = p_i + k_i s_i \quad (34)$$

Na qual:

f_i = vazão de sólidos da alimentação do moinho, correspondente à i -ésima faixa granulométrica (t/h);

p_i = vazão de sólidos do produto do moinho, correspondente à i -ésima faixa granulométrica (t/h);

b_{ij} = função distribuição de quebra, correspondente à fração da j -ésima faixa granulométrica, que aparece na i -ésima faixa granulométrica devido à fragmentação;

k_i = função taxa de quebra, correspondente à i -ésima faixa granulométrica (h^{-1});

s_i = massa da carga do moinho correspondente à i -ésima faixa granulométrica (t).

Considerando-se todas as faixas granulométricas que compõem a alimentação, produto e carga do moinho, conclui-se que o parâmetro b_{ij} representa a distribuição granulométrica resultante do evento de fragmentação.

Determinados os parâmetros p_i , f_i , e s_i , e com base em uma matriz representativa do minério para b_{ij} , calcula-se diretamente um conjunto de valores k_i , a partir da faixa granulométrica superior.

Na década de 1970, Austin desenvolveu o chamado Modelo Cinético (KM), uma das principais derivações do PBM. Desde então, uma série de contribuições possibilitou a aplicação do modelo cinético ao processo de moagem.

A forma mais comum de apresentação da equação (34) emprega a distribuição granulométrica nos três fluxos de polpa, expressos da seguinte forma:

$$p'_i = f'_i - k_i \lambda s'_i + \lambda \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} k_j s'_j \quad (35)$$

Na qual:

$$\lambda = \frac{\sum s_i}{\sum f_i} = \text{representa o tempo médio de residência.}$$

O tempo de residência deve ser calculado para cada faixa granulométrica. Para isso, assume-se que a Distribuição do Tempo de Residência (RTD) pode ser calculada a partir de um conjunto formado por uma série de misturadores perfeitos. Esse método introduz dois parâmetros adicionais: a fração de retenção do misturador completo e o número de pequenos misturadores.

3.4.2.2 *Modelo Misturador Perfeito*

Baseado nas complexidades do PBM sobre a mistura, Whiten considerou o fenômeno como um misturador perfeito, eliminando as dificuldades em se determinar o tempo de residência de cada fração dentro do moinho.

O Modelo de Misturador Perfeito (PMM) também baseia-se no balanço de massas para as faixas granulométricas, como no modelo anterior. Como, por premissa, o material dentro do moinho está perfeitamente misturado, a carga interna do moinho está relacionada com o produto por meio da taxa de descarga d_i para

cada fração granulométrica.

$$p_i = d_i s_i \quad (36)$$

Com isso, o balanço para cada faixa granulométrica é descrito pela equação abaixo. (37).

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

Subtraindo-se a condição de j igual a i na somatória da massa proveniente da fragmentação de frações mais grossas, a forma mais comum da equação básica do PMM é apresentada na equação a seguir (38).

$$f_i - p_i + \sum_{j=1}^{i-1} r_j s_j a_{ij} - r_i s_i (1 - a_{ii}) = 0 \quad (38)$$

Os vetores f_i , p_i e s_i representam, respectivamente, a vazão de alimentação do moinho, a taxa de descarga do moinho e o conteúdo interno do moinho 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 melhor entendimento da equação (38), a figura 3.19 apresenta um diagrama com os fluxos de massa correspondentes às partículas encaminhadas a uma determinada fração granulométrica e dela descarregadas.

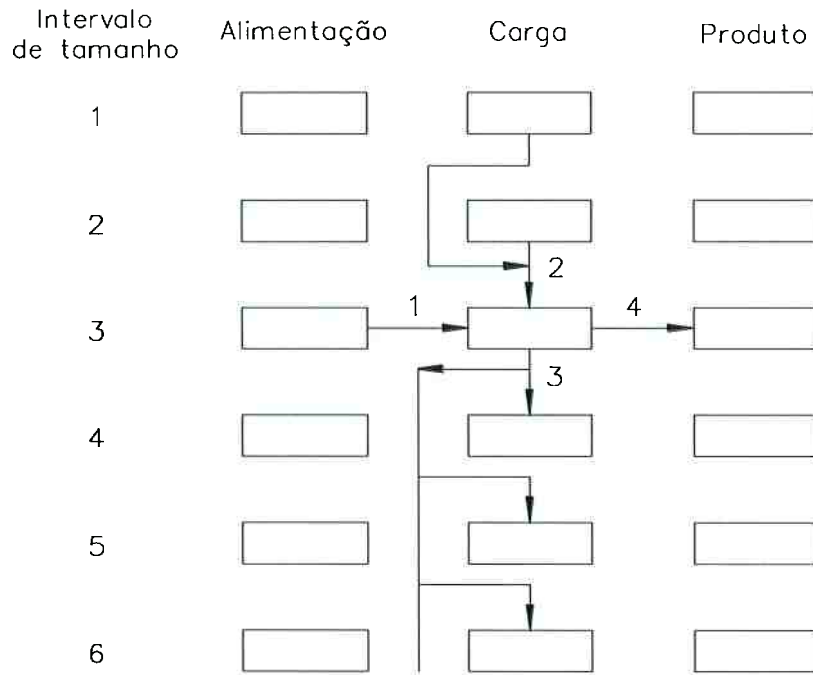


Figura 3.19 – Diagrama dos fluxos de massa referentes ao PMM
Fonte: Delboni (2003)

Sendo que os fluxos acima exibidos representam:

- (1) f_i = vazão de alimentação da fração i do moinho;
- (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 ;
- (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;
- (4) p_i = vazão na qual o material deixa a fração i e é descarregado do moinho.

Para aplicação em moinhos de bolas o PMM necessita ser adaptado, uma vez que a carga do minério interna do moinho é raramente conhecida. Para isso, as duas equações básicas do PMM, equações (36) e (38), foram modificadas e combinadas para possibilitar a aplicação do modelo em moinhos de bolas, de forma a permitir a normalização dos parâmetros taxa de quebra e descarga. A nova equação é apresentada abaixo.

$$f_i - p_i \left(1 + \frac{r_i}{d_i} (1 - a_{ii}) \right) + \sum_{j=1}^{i-1} a_{ij} \left(\frac{r_j}{d_j} \right) p_j = 0 \quad (39)$$

Dessa forma, o parâmetro principal do modelo para moinho de bolas é o quociente r/d . Esse parâmetro pode ser calculado diretamente a partir das estimativas de distribuição granulométrica da alimentação e do produto do moinho, assim como uma função quebra que represente a fragmentação característica do minério alimentado. Uma distribuição típica do parâmetro r/d é exibida na figura 3.20.

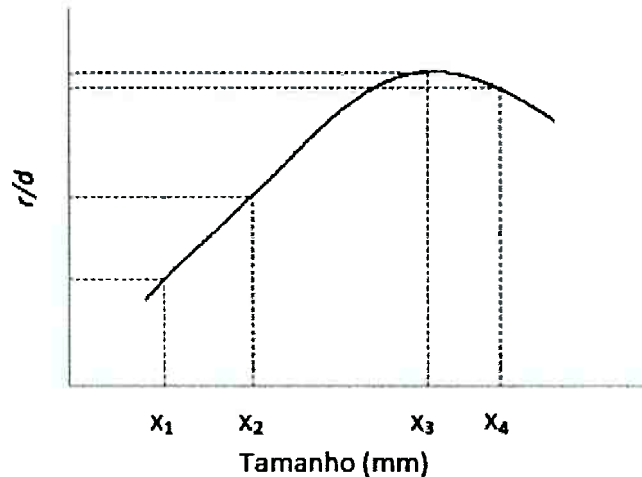


Figura 3.20 – Distribuição típica do parâmetro r/d
Fonte: Adaptado de Foggiatto (2009)

A divisão do parâmetro r/d_i pelo tempo médio de residência no interior do moinho leva à normalização do mesmo, representada pela equação (40).

Na qual:

$$\frac{r_i}{d_i} = \frac{r_i}{d^*_i} \times \left(\frac{D^2 L}{4Q} \right) \quad (40)$$

D = diâmetro interno do moinho (m);

L = comprimento interno do moinho (m);

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

Assim, o modelo matemático de operação de moinhos de bolas é definido a partir das características do minério (*appearance function*) e características do equipamento (r/d^*), sendo este último parâmetro representado por uma curva quadrática, definida a partir de três ou quatro pontos, para cobrir toda a faixa granulométrica estudada.

Na prática, o parâmetro r/d^* não é função somente do equipamento, mas sim de uma complexa combinação entre equipamento e minério processado. Por esse motivo, recomenda-se a realização de amostragens para calibração do modelo.

3.4.3 Modelos Matemáticos de Classificação

Grande parte dos circuitos de cominuição são configurados para operação em circuito fechado. Em moagem a úmido, os principais equipamentos utilizados para classificação são os ciclones e ainda peneiras, estas últimas para alimentações mais grosseiras.

Os modelos aqui descritos são baseados no texto de Delboni (2003). Segundo o autor, modelos matemáticos de operação de equipamentos de classificação são baseados em dois componentes. O primeiro é o modelo de curva de partição e, o segundo, o modelo de operação do equipamento, que fornece principalmente informações de capacidade.

3.4.3.1 Modelo de Curva de Partição

Os conceitos sobre curva de partição já foram descritos no item 3.2.6.3 deste trabalho.

Compreendidos os conceitos, as equações paramétricas mais utilizadas para representar a curva de partição são a de Plitt (1976) e a de Whiten apud Delboni (2003), apresentadas nas equações (41) e (42), respectivamente.

$$P_{c_i} = 1 - \exp(-x_i^m) \quad (41)$$

$$P_{p_i} = \frac{e^{\alpha x_i} - 1}{e^{\alpha x_i} + e^{\alpha} - 2} \quad (42)$$

Definindo-se:

$$x_i = \frac{d_i}{d_{50c}} \quad (43)$$

A parametrização proposta por Plitt apresenta a facilidade de poder ser obtida diretamente sobre gráfico bi-logarítmico; por meio de uma simples regressão linear,

calcula-se diretamente o valor da inclinação (m) da curva de partição. Já a equação de Whiten é mais complexa, requerendo regressões não lineares para cálculo de sua inclinação (α).

Apesar das parametrizações apresentadas representarem a grande maioria das operações de classificação em tratamento de minérios, existem situações em que a curva de partição do sistema não corresponde ao formato de S esperado, sendo então necessária a utilização de outros métodos para sua parametrização. Nessas situações, utilizam-se geralmente métodos numéricos, como o *spline function* (Whiten apud Delboni, 2003), método discretizante (Delboni, 1989), entre outros.

3.4.3.2 Modelo de Ciclones

Vários são os modelos descritos na literatura para operação de ciclones, sendo os mais consagrados os modelos de Plitt e Nageswararao, este último derivado do modelo original de Lynch e Rao (1968). Existem diferenças conceituais entre os dois modelos, que serão abordadas ao longo do texto.

A seguir é descrito o modelo de Nageswararao (Nageswararao apud Delboni, 2003), suas particularidades e limitações.

Esse modelo tem como base quatro equações relativas ao cálculo do diâmetro mediano da separação, partição de água, partição de polpa e 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 para cálculo do diâmetro mediano corrigido de separação é a seguinte:

$$d_{50c} = K_{D_0} \left(\frac{D_i}{D_c} \right)^{-0,5} (\theta)^{0,15} \left(\frac{L_c}{D_c} \right)^{0,2} D_c^{0,35} \left(\frac{D_o}{D_c} \right)^{0,52} \left(\frac{D_u}{D_c} \right)^{-0,47} \lambda^{0,93} \left(\frac{P}{\rho_p g D_c} \right)^{-0,22} \quad (44)$$

Na qual:

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

D_o = diâmetro do *vortex* (m);

D_u = diâmetro do *apex* (m);

D_c = diâmetro do ciclone (m);

L_c = comprimento da seção cilíndrica (m);

θ = ângulo da parte cônica (°);

P = pressão de alimentação de polpa (kPa);

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

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

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

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

$$\lambda = \frac{10^{1,82c_v}}{8,05(1-c_v)^2} \quad (45)$$

Na qual:

c_v = fração volumétrica de sólidos na alimentação.

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

As partições de água (R_f) e polpa (R_v) para o *underflow* são calculadas pelas equações (46) e (47) abaixo:

$$R_f = K_{W1} \left(\frac{D_i}{D_c} \right)^{-0,5} (\theta)^{-0,24} \left(\frac{L_c}{D_c} \right)^{0,22} \left(\frac{D_o}{D_c} \right)^{-1,19} \left(\frac{D_u}{D_c} \right)^{2,40} \lambda^{0,27} \left(\frac{P}{\rho_p g D_c} \right)^{-0,53} \quad (46)$$

$$R_v = K_{V1} \left(\frac{D_i}{D_c} \right)^{-0,25} (\theta)^{-0,24} \left(\frac{L_c}{D_c} \right)^{0,22} \left(\frac{D_o}{D_c} \right)^{-0,94} \left(\frac{D_u}{D_c} \right)^{1,83} \left(\frac{P}{\rho_p g D_c} \right)^{-0,31} \quad (47)$$

As equações (46) e (47) 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.

A equação (48) para cálculo de vazão (Q) de alimentação é apresentada

abaixo.

$$Q = K_{Q_0} \left(\frac{D_i}{D_c} \right)^{0,45} (\theta)^{-0,1} \left(\frac{L_c}{D_c} \right)^{0,2} D_c^2 \left(\frac{P}{\rho_p} \right)^{0,5} \left(\frac{D_o}{D_c} \right)^{0,68} \quad (48)$$

O modelo de Nageswararao tem como premissa fundamental a curva padrão de partição independe das condições de operação do ciclone, além de ser válida para equipamentos que apresentam aproximadamente as mesmas relações geométricas entre seus elementos.

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

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

3.4.4 Modelo de Moagem Semiautógena

O modelo para moinhos semiautógenos baseia-se no modelo do misturador perfeito, já discutido no item 3.4.2.2 deste trabalho. Esse modelo tem como base dois grupos de parâmetros, um relacionado ao equipamento, representado pela taxa de quebra, e outro relacionado ao minério, obtido por meio dos ensaios de DWT.

A taxa de quebra (r_i) é definida como a frequência de fragmentação do minério, em uma faixa granulométrica. A figura 3.21 ilustra um exemplo de uma função taxa de quebra característica de moinhos autógenos e semiautógenos.

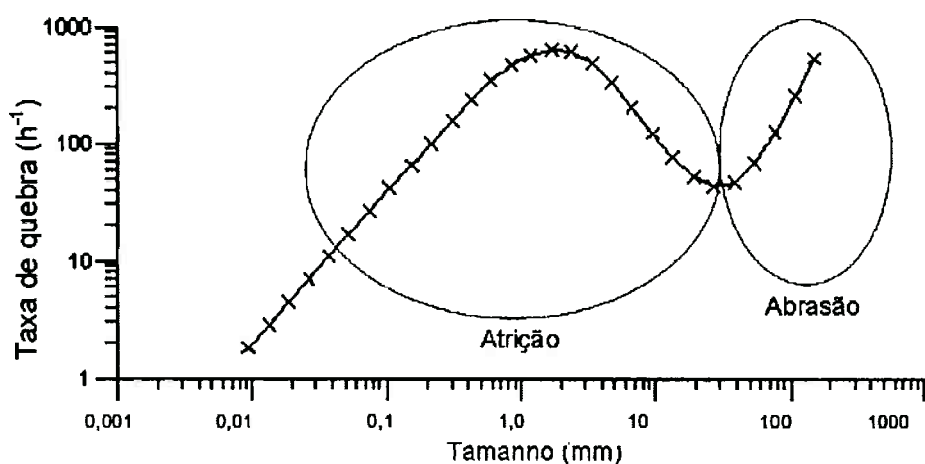


Figura 3.21 – Função taxa de quebra característica de moinhos AG/SAG
Fonte: Bergeman (2009)

A faixa granulométrica que se acumula na inflexão de menor ordenada da curva é a denominada tamanho crítico. Essa fração tende a se acumular no interior do moinho, diminuindo o seu rendimento.

Sobre os parâmetros referentes às características do minério, a variável a_{ij} , descrita na equação (39), representa a fração retida na malha i proveniente da malha j , após um evento de fragmentação. A equação (36) introduz a função taxa de descarga do moinho (d_i), tendo a dimensão de inverso do tempo. Para faixas granulométricas superiores à abertura da grelha esta função tem valor nulo, atingido o máximo com o decréscimo do tamanho da partícula.

Apesar da interdependência entre as variáveis do modelo, a taxa de quebra é assumida como função das características de projeto e operação do moinho. No modelo aqui descrito, a taxa de quebra é retrocalculada pelas equações do modelo, em função de ensaios realizados ou por meio de amostragem realizada em circuito industrial.

Depois de calibrado, o modelo é utilizado para prever a distribuição granulométrica do produto, o nível da carga e a potência consumida pelo moinho, baseado na vazão e na distribuição granulométrica da alimentação, além das características do minério processado.

4 MINA SANTA RITA

A Mina Santa Rita, única mina em operação da Mirabela Mineração do Brasil (MMB), subsidiária da companhia australiana Mirabela Nickel Ltd, foi a maior descoberta de níquel sulfetado do mundo nos últimos 20 anos. Sendo descoberta em 2004 e com operação iniciada em 2009, seu foco de produção é o concentrado de níquel de alta qualidade, com teores de níquel entre 13% e 15%.

Conforme ilustra a figura 4.1, a Mina Santa Rita está situada no município de Itagibá, no estado da Bahia, e fica localizada a 370 km da capital Salvador e a 140 km da cidade de Ilhéus. O teor médio de níquel da reserva é de 0,52%, possuindo uma vida útil de 23 anos (MIRABELA, 2012).

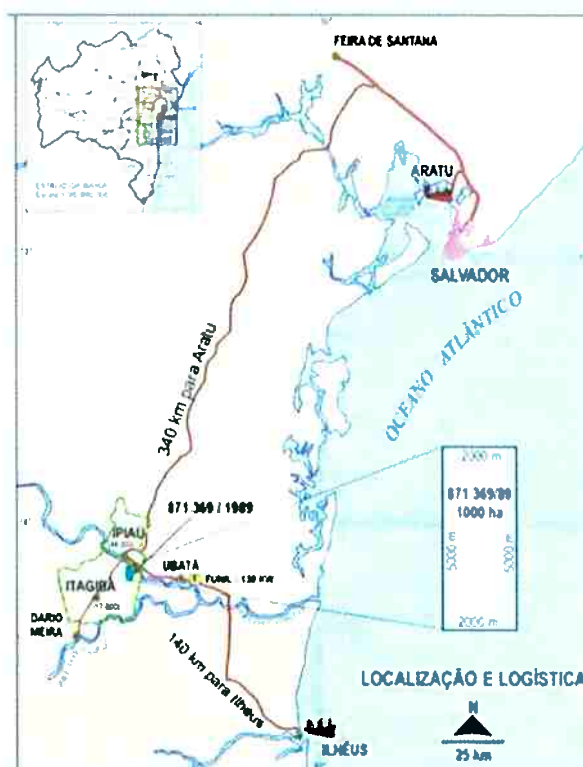


Figura 4.1 – Mapa Esquemático de Localização da Mina Santa Rita
Fonte: (Informação Interna)¹

4.1 Geologia

A Mina Santa Rita está localizada no cinturão Itabuna-Salvador-Curaçá Arqueano-Paleoproterozóico, que se estende desde o sudeste da Bahia ao longo da costa atlântica de Salvador, depois para o norte e nordeste da Bahia, separando o

¹Figura retirada de relatórios geológicos internos da Mirabela Mineração

bloco Arqueano e blocos de Jequié a partir do bloco Serrinha.

O cinturão Itabuna-Salvador-Curaçá é o segmento mais jovem e exposto do embasamento do Cráton do São Francisco. Este é composto essencialmente de um conjunto plutônico calcioalcalino de baixo potássio, mas também contém metassedimentos intercalados, bem como gabro e basalto.

A colisão do bloco Jequié e o cinturão Itabuna-Salvador-Curaçá durante a Orogênese Transamazônica Paleoproterozóica resultou na superposição tectônica e granulização da parte sul do Cinturão Itabuna-Salvador-Curaçá.

Uma estreita faixa de rochas quartzo-feldspáticas e granitos, conhecida como o "Ipiaú Band", está encravada entre o bloco Jequié e o cinturão Itabuna-Salvador-Curaçá. O "Ipiaú Band" preserva fácies anfíbolito em suas assembleias metamórficas.

A última fase da deformação transpressional Paleoproterozóica durante a Orogênese Transamazônica é interpretada como responsável pela criação da formação Fazenda Mirabela e Palestina, bem como pelas intrusões máfica a ultramáficas na parte sul do cinturão Itabuna-Salvador-Curaçá. Essas intrusões co-magmáticas estão localizadas perto da margem ocidental com o bloco de Jequié, e dentro de seis quilômetros do "Ipiaú Band". Eles foram intrudidos ao longo da linha Aratuípe-Nova Canaã, um lineamento estrutural importante, que se estende por mais de 100 km. As intrusões parecem ocupar núcleos de estruturas anticlinais, que pode ter se desenvolvido em resposta ao empurrão oeste do Itabuna-Salvador-Curaçá sobre o bloco Jequié.

O complexo intrusivo Máfico-Ultramáfico da Fazenda Mirabela é um corpo oval-alongado (NE-SSW), com cerca de 4,1 km de comprimento e 2,4 km de largura (figura 4.2). É constituído por uma base ultra-máfica e uma zona máfica no topo. Foram mapeados e descritos os seguintes tipos litológicos presentes na área de cava: dunitos, harzburgitos, piroxenitos, gabronoritos, embasamento e diques.

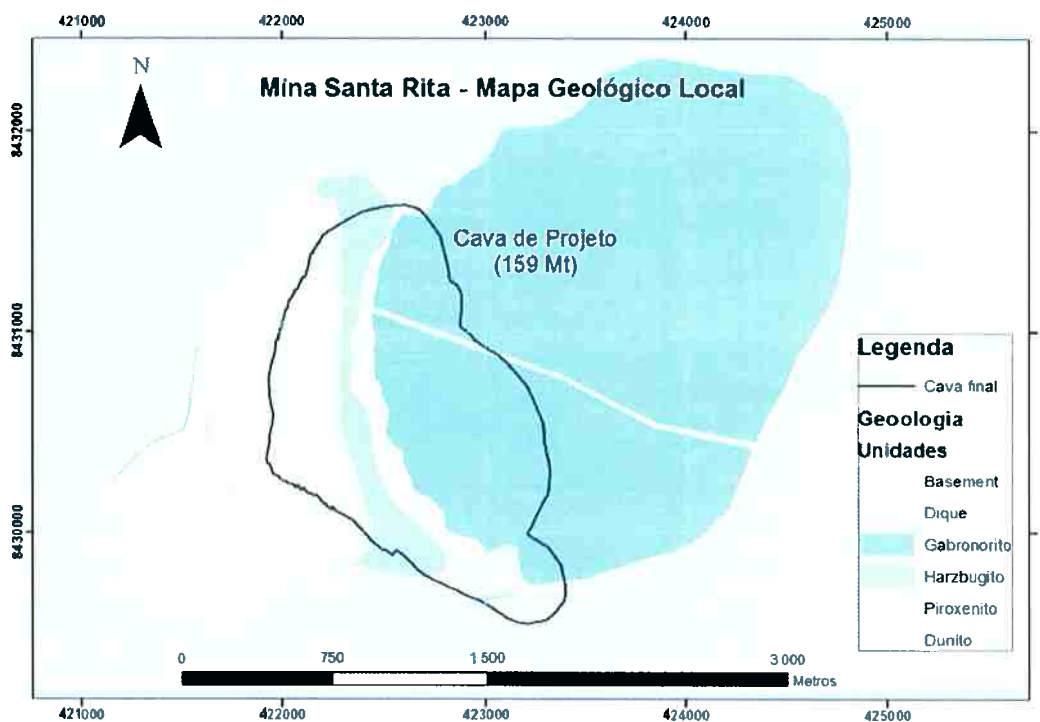


Figura 4.2 – Mapa Geológico Local
Fonte: (Informação Interna)²

Níquel e cobre ocorrem disseminados nas unidades dunito, harzburgito e piroxenito, pertencentes à zona ultra-máfica.

Os minerais sulfetados dominantes do depósito são a pirrotita, calcopirita, pentlandita, pirita e violarita, sendo os três últimos as principais fontes de níquel sulfetado. Os minerais de ganga são formados por olivina, ortopiroxênio e serpentina.

4.2 Lavra

A lavra é realizada em bancadas de 15 m, podendo chegar a até 30 m, com ângulos gerais de cava variando entre 34° a 52° em função da classificação do maciço rochoso na região de lavra. Durante a operação da mina, o minério é desmontado a cada 5 m devido à variabilidade vertical do minério.

Para atender à produção requerida, são utilizados equipamentos de escavação com capacidades entre 10 m³ e 16,5 m³ e caminhões com capacidade de transporte entre 90 e 136 toneladas. Esses tipos de equipamentos são adequados para atingir a movimentação total anual requerida de 50 milhões de toneladas. A

²Figura retirada de relatórios geológicos internos da Mirabela Mineração

utilização de frota mista de carregamento e transporte é função da seletividade na lavra.

O minério lavrado é estocado nas áreas destinadas às pilhas de ROM (*Run of Mine*), localizadas próximo ao britador primário, para ser retomado e blendado posteriormente e alimentar a planta de beneficiamento, enquanto que o estéril é disposto na pilha de estéril projetada nas proximidades da cava.

Durante a lavra todo o material é desmontado, sendo utilizadas perfuratrizes de diâmetro de 6".

Equipamentos auxiliares incluem tratores de esteira, tratores de pneus, motoniveladoras e caminhão pipa.

A frota da mina também inclui equipamentos necessários à retomada do minério na pilha de ROM e à alimentação deste ao britador primário.

A figura 4.3 ilustra todo o *layout* de infraestrutura da Mina de Santa Rita.



Figura 4.3 – *Layout* da Infraestrutura da Mina de Santa Rita
Fonte: (Informação Interna)³

4.3 Beneficiamento

Com operação iniciada em 2009, a usina de beneficiamento tem capacidade atual de processamento de 7,2 milhões de toneladas, produzindo cerca de 20.000

³Figura retirada de documentação interna sobre a implantação do projeto.

toneladas de níquel contido. A figura 4.4 apresenta o fluxograma simplificado do circuito de beneficiamento.

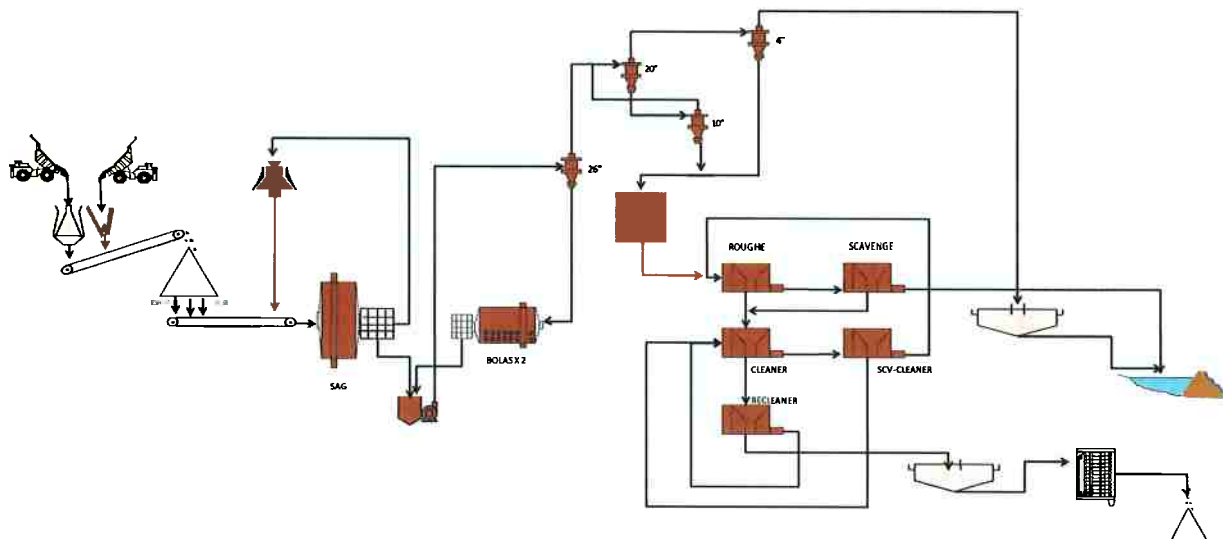


Figura 4.4 – Fluxograma Simplificado do Circuito de Beneficiamento

O material estocado pela mina nas pilhas de ROM (*Run of Mine*) é retomado e alimentado no circuito de britagem. Este é composto por dois britadores primários operando em paralelo, sendo um britador giratório Metso modelo 50/65 MK II e um britador de mandíbulas Metso modelo C160. Os britadores são alimentados com *top size* de 1,2 m e operam com a APF regulada para 150 mm. A vazão de alimentação atual do circuito de britagem é de 1.300 t/h.

O material britado é então transportado, por um transportador de correia com comprimento de 860 m, para uma pilha pulmão com capacidade total de 67.000 t, sendo a capacidade útil de 15.000 t.

O minério é retomado da pilha por três alimentadores posicionados em linha abaixo dela, que alimentam o moinho semiautógeno. A vazão de alimentação do moinho SAG é de 860 t/h, com F_{80} de 250 mm. O moinho SAG possui 30' de diâmetro e 16,4' de comprimento, com potência instalada de 8 MW. Bolas de aço de 5" são utilizadas como corpos moedores com nível de enchimento médio de 8% e enchimento total da ordem de 25%. A descarga é realizada por grelhas com abertura de 70 mm, seguida de um *trommel* com telas de 12 mm de abertura.

O *oversize* do *trommel*, material denominado *pebbles*, é direcionado a um circuito de rebitagem, composto por dois britadores cônicos Metso modelo HP400 (sendo um reserva), regulados com APF de 15 mm, cujo produto é transportado

novamente para o moinho SAG. A alimentação média do circuito é de 120 t/h, representando 14% de carga circulante do moinho SAG.

O material passante na tela do *trommel* é bombeado para o circuito de classificação, composto por uma bateria com 10 ciclones de 26", que operam em circuito fechado reverso, com dois moinhos de bolas operando em paralelo, com carga circulante da ordem de 100%. Os moinhos de bolas, com 20' de diâmetro e 28,5' de comprimento, possuem potência instalada de 5,8 MW cada, utilizando bolas de alto cromo de 2 ½" de diâmetro e enchimento de 27%.

O *overflow* da classificação, cujo P_{80} é de 125 μm , é bombeado para um circuito de deslamagem. Este, não previsto no processo inicial, foi instalado posteriormente com o objetivo de retirar minerais fibrosos (crisotila e lizardita), presentes nas frações mais finas do minério, que prejudicam o desempenho da etapa de flotação. A etapa de deslamagem é realizada em três estágios, compostos por baterias de ciclones com diâmetros de 20", 10" e 4", sendo o *overflow* da bateria de 4", com P_{80} de 10 μm , destinado à barragem de rejeitos, passando antes por uma etapa de espessamento para recuperação de água. A partição de massa para a lama é de cerca de 7%.

O minério deslamado é direcionado ao circuito de concentração, realizado por processo de flotação, cujo objetivo básico é a recuperação de minerais sulfetados, onde se encontra a maior porção do níquel presente, além de subprodutos como cobre, cobalto e minerais do grupo PGM. A primeira etapa consiste no condicionamento. Nessa etapa são dosados o modulador de pH (NaOH), visando atingir pH de 9,5, bem como os ativadores (sulfato de cobre + ácido cítrico). Posteriormente são dosados os coletores, etil xantato de sódio (SEX) e ditiofosfato de potássio (DTP), podendo ser dosados nas etapas *rougher*, *scavenger* e *cleaner*, de acordo com o desempenho da flotação. O uso de espumante é raro, devido à característica de espumação que o DTP proporciona. O consumo médio de reagentes é apresentado na tabela 4.1.

Tabela 4.1 – Dosagem de Reagentes na Flotação

Reagente	Dosagem (g/t)
NaOH	350
Sulfato de Cobre	40
Ácido Cítrico	40
SEX	60
DTP	60

Fonte: (Informação interna)⁴

Depois de condicionado, o material, com teor médio de níquel de 0,52%, segue para a etapa de flotação *rougher*, seguida da etapa *scavenger*. A etapa *rougher* é composta por 4 células de 160 m³, enquanto a etapa *scavenger* é composta por 8 células de mesmo volume. O rejeito da etapa *scavenger* configura o rejeito final da flotação e é enviado diretamente para a barragem de rejeitos. Os concentrados das duas etapas se unem e são direcionados para a etapa *cleaner*, com um teor médio de 2,5% de níquel. A etapa *cleaner* é composta por 6 células de 70 m³, cujo concentrado com 9% de níquel é direcionado para a etapa *re-cleaner* e o rejeito segue para a etapa *scavenger-cleaner*, composta por 3 células de 70 m³, cujo concentrado retorna à alimentação da etapa *cleaner* e o rejeito é direcionado para a alimentação da etapa *rougher*. A etapa *re-cleaner* é composta por 4 células de 30 m³, cujo rejeito retorna à etapa *cleaner* e o concentrado caracteriza o produto final da etapa de concentração, cujos teores médios são apresentados na tabela 4.2. Além do teor de níquel do concentrado, um importante requisito de qualidade deve ser obtido: a relação Fe/MgO, que deve estar acima de 3,2 para atender a especificação dos fornos dos clientes.

Tabela 4.2 – Teores Médios do Concentrado

Elemento	Teor (%)
Ni	13,5
Cu	3,7
Fe	28,3
MgO	8,8
S	25,0

Fonte: (Informação Interna)⁵

A recuperação metalúrgica da usina é altamente variável, dependendo das

⁴Informação obtida através do levantamento do consumo médio histórico de reagentes da usina.

⁵Meta interna de qualidade para o concentrado final.

características mineralógicas do minério alimentado, principalmente em função da quantidade de níquel sulfetado e não sulfetado. Em termos médios, a recuperação metalúrgica global de níquel gira em torno de 58%.

O concentrado final é espessado e filtrado, atingindo uma umidade de 9%, sendo posteriormente embarcado via caminhões para os clientes nacionais e estrangeiros.

5 PARTE EXPERIMENTAL

Neste capítulo é abordada toda a parte experimental do presente trabalho, dividida em três partes. A primeira aborda a amostragem do circuito industrial, incluindo tópicos como preparação, execução e tratamento das amostras. A segunda trata dos ensaios de caracterização realizados com as amostras do circuito industrial e também caracterizações realizadas no depósito. A terceira parte envolve ensaios realizados em laboratório, com o objetivo de auxiliar na definição de rotas a serem simuladas no circuito de moagem que auxiliem no aumento da recuperação metalúrgica de níquel.

5.1 Amostragem do Circuito Industrial

A amostragem de circuitos industriais consiste na principal atividade relacionada a trabalhos de modelagem e simulação de circuitos de moagem, pois essa atividade fornece as principais informações para a execução do balanço de massas e, conseqüentemente, da calibração dos modelos utilizados nas simulações. Por esse motivo, a amostragem deve ser o mais representativa possível da operação usual do circuito. Vale ressaltar que a amostragem de circuitos industriais é muito complexa, uma vez que as vazões são muito elevadas, o circuito nem sempre é estável e também nem sempre tem-se o melhor acesso aos pontos onde serão coletadas as amostras.

5.1.1 Planejamento da Amostragem

5.1.1.1 *Amostragem do Circuito de Moagem*

Conforme já discutido anteriormente, a amostragem deve ser muito bem realizada, e para isso, a preparação da amostragem deve igualmente ser muito bem elaborada e seguida de forma a garantir a representatividade das informações obtidas.

O primeiro passo é a definição dos fluxos que serão amostrados. A figura 5.1 apresenta o fluxograma do circuito de moagem da Mina Santa Rita e os fluxos a serem amostrados.

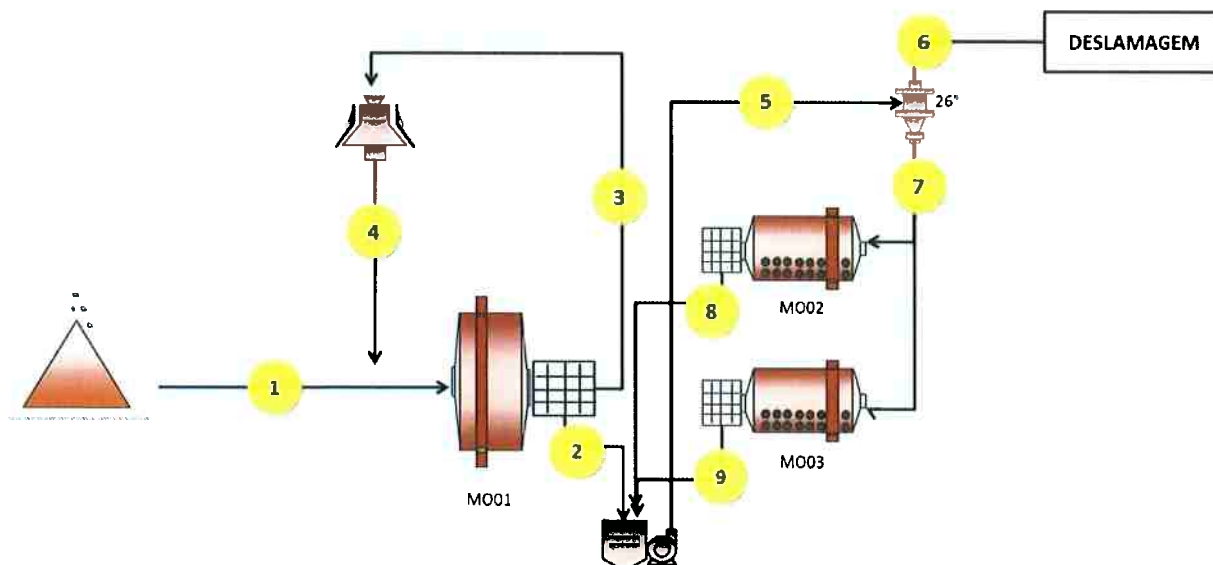


Figura 5.1 – Fluxograma do circuito de moagem e pontos a serem amostrados

A tabela 5.1 detalha os pontos amostrados, assim como as massas mínimas coletadas, de acordo com a teoria de Gy.

Tabela 5.1 – Cálculo das Massas Mínimas

Nº	Fluxo	Tipo de Amostra	Massa Mínima, g
1	Alimentação SAG	Correia	793.117
2	U/S Trommel	Polpa	3.137
3	O/S Trommel	Correia	125.918
4	Produto Rebitado	Correia	64.433
5	Alimentação Ciclone 26"	Polpa	3.634
6	O/F Ciclone 26"	Polpa	3
7	U/F Ciclone 26"	Polpa	2.130
8	Descarga MO02	Polpa	3.634
9	Descarga MO03	Polpa	3.634

A amostragem foi programada para ser realizada durante um período de uma hora. Para as amostras em polpa foi considerada

da a obtenção de incrementos a cada 10 minutos. As amostras de correia foram retiradas durante o procedimento de *crash-stop*, que ocorre após a amostragem dos fluxos de polpa. Nesse caso, o material contido em cinco metros de correia foi retirado de cada fluxo de correia, de forma a garantir as massas mínimas.

É de suma importância que a amostragem seja realizada com a operação estável do circuito. Assim, a usina deve estar operando de forma contínua e sem grandes oscilações no circuito, desde duas horas anteriores à amostragem até o momento de finalização, com a realização do *crash-stop*.

Alguns dados operacionais devem ser obtidos durante o período da amostragem, por meio da indicação de instrumentos presentes na usina de beneficiamento. São eles:

- Vazão de alimentação do SAG;
- Vazão de *pebbles*;
- Vazão de água na alimentação dos moinhos SAG e de bolas;
- Velocidade de rotação do moinho SAG;
- Peso do moinho SAG;
- Nível de ruído no moinho SAG;
- Potência dos moinhos SAG e de bolas;
- Vazão de alimentação das baterias de ciclones;
- Densidade da polpa de alimentação das baterias de ciclones;
- Pressão de operação das baterias de ciclones;
- Número de ciclones em operação.

Dados dos equipamentos também devem ser obtidos antes e após a amostragem, conforme listado abaixo:

- Diâmetro dos moinhos;
- Comprimentos dos moinhos;
- Tamanho de bolas utilizado nos moinhos;
- Diâmetro dos ciclones;
- Comprimento da parte cilíndrica dos ciclones;
- Ângulo da parte cônica dos ciclones;
- Diâmetro do *inlet* dos ciclones;
- Diâmetro do *apex* dos ciclones;
- Diâmetro do *vortex* dos ciclones.

Após a realização do procedimento de *crash-stop*, já citado anteriormente, que visa à obtenção do nível de carga total do moinho SAG, também foi realizado o procedimento de *grind-out*, cujo objetivo é mensurar o grau de enchimento de bolas dos moinhos SAG e dos moinhos de bolas.

5.1.1.2 Amostragem do Circuito de Deslamagem

Concomitantemente ao desenvolvimento deste trabalho, houve a necessidade de se amostrar o circuito de deslamagem. Nesse caso, o objetivo foi avaliar o efeito de modificações no circuito de moagem sobre a recuperação mássica do circuito de deslamagem. Dessa forma, as amostragens dos circuitos de moagem e deslamagem foram realizadas em momentos distintos.

Os fluxos amostrados no circuito de deslamagem são apresentados na figura 5.2.

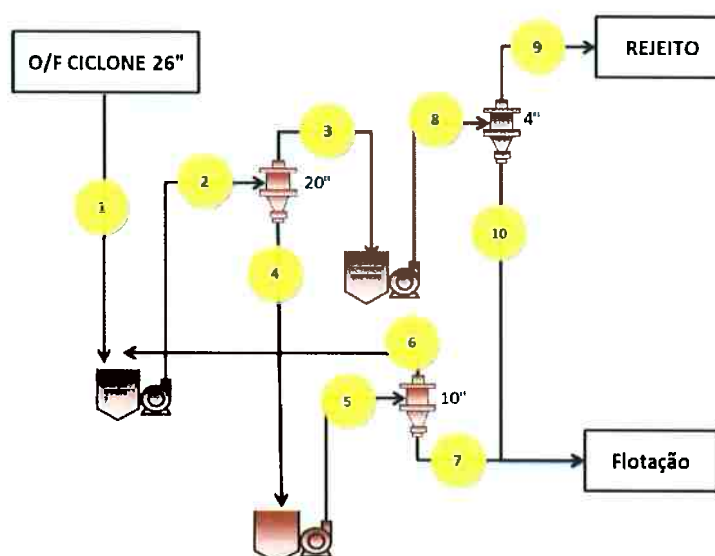


Figura 5.2 – Pontos amostrados no circuito de deslamagem

As massas mínimas não foram consideradas para os fluxos da deslamagem, uma vez que o fluxo de alimentação do circuito, já calculado para a amostragem do circuito de moagem, apresenta massa inferior a de um incremento obtido.

Assim como programado no circuito de moagem, a amostragem no circuito de deslamagem foi realizada durante um período de uma hora, com incrementos sendo retirados a cada 10 minutos. Os critérios de estabilidade do circuito também foram seguidos de acordo com as recomendações mencionadas na amostragem do circuito de moagem.

Durante a amostragem, os seguintes dados operacionais foram obtidos:

- Vazão de alimentação do moinho SAG;
- Vazões de alimentação dos ciclones;
- Densidade de alimentação dos ciclones;
- Pressão de operação dos ciclones;

- Número de ciclones em operação.

Os seguintes dados dos ciclones da deslamagem foram obtidos:

- Diâmetro dos ciclones;
- Comprimento da parte cilíndrica dos ciclones;
- Ângulo da parte cônica dos ciclones;
- Diâmetro do *inlet* dos ciclones;
- Diâmetro do *apex* dos ciclones;
- Diâmetro do *vortex* dos ciclones.

5.1.2 Execução da Amostragem

5.1.2.1 Circuito de Moagem

A amostragem do circuito industrial de moagem foi realizada em dezembro de 2012. A amostragem do circuito de deslamagem, conforme mencionado no planejamento, foi realizada posteriormente, durante o mês de setembro de 2013. A figura 5.3 apresenta a obtenção de amostras na área da classificação.



Figura 5.3 – Obtenção de amostras
Fonte: Arquivo do autor da pesquisa, 2014.

Ao final da amostragem, o circuito de moagem foi paralisado para realização dos procedimentos de *crash-stop* e *grind-out*, além da obtenção de amostras nos transportadores de correia, ilustrados nas figuras 5.4 e 5.5.



Figura 5.4 – Obtenção de amostra em transportador de correia
Fonte: Arquivo do autor da pesquisa, 2014.



Figura 5.5 – Visão interna do SAG durante *crash stop* e *grind ou*
Fonte: Arquivo do autor da pesquisa, 2014.

5.1.3 Tratamento das Amostras

As amostras provenientes da amostragem do circuito industrial foram encaminhadas ao laboratório de processos existente na própria Mina Santa Rita, onde foi realizado todo o tratamento referente ao cálculo do percentual de sólidos e análise granulométrica dos fluxos.

O cálculo do percentual de sólidos dos fluxos obtidos em transportadores de correia foi efetuado com base na pesagem de todo o material coletado, antes e após a sua secagem em estufas. Para os fluxos obtidos sobre a forma de polpa, o primeiro passo foi a determinação do peso de todos os recipientes utilizados na amostragem, que foram subtraídos do peso total obtido após a coleta das amostras. Depois da filtragem e secagem das amostras, foi então obtido o peso seco das amostras e calculado o percentual de sólidos.

Para o peneiramento das amostras, foram utilizadas as telas descritas na

tabela 5.2. Para os fluxos coletados sobre a forma de polpa, iniciou-se o peneiramento a partir da tela de 1", uma vez que nesses fluxos não existem partículas mais grosseiras em função da abertura de 12 mm das telas do *trommel*.

Tabela 5.2 – Telas utilizadas no peneiramento das amostras

Abertura Telas	
pol/# escala Tyler	mm
10"	254
8"	203
6"	152
5"	127
3,5"	90,0
1,8"	45,0
1"	25,0
0,5"	13,2
0,4"	10,0
0,312"	8,00
1/4"	6,30
4#	4,75
5#	4,00
6#	3,35
10#	2,00
12#	1,68
14#	1,40
16#	1,18
20#	0,850
30#	0,600
40#	0,425
50#	0,300
70#	0,212
100#	0,150
120#	0,125
140#	0,106
200#	0,074
270#	0,053
400#	0,038

5.2 Caracterizações Tecnológicas

Uma alíquota de 150 kg de amostra de alimentação do moinho SAG foi preparada, após homogeneização, para envio ao Laboratório de Simulação e Controle (LSC) da Universidade de São Paulo.

A amostra foi utilizada para caracterização tecnológica, por meio de ensaios de WI de Bond e de resistência ao impacto (DWT completo).

5.3 Ensaios Complementares

Ensaios complementares foram realizados com o objetivo de estabelecer o desempenho do circuito e auxiliar na definição de novas rotas de moagem que maximizem a produção de níquel, seja por meio do aumento da vazão de alimentação ou da maior recuperação metalúrgica desse metal.

5.3.1 Finos Naturais

A etapa de deslamagem da usina de beneficiamento, instalada no início de 2012, foi concebida após a identificação de minerais do grupo da serpentina, especialmente crisotila e lizardita, dentro da reserva mineral da Mina Santa Rita. De acordo com Edwards; Kipkie e Agar (1980), esses minerais são altamente prejudiciais à flotação de minerais de níquel sulfetado, especialmente a pentlandita. A figura 5.6 apresenta o efeito da concentração desses minerais sobre a recuperação de pentlandita.

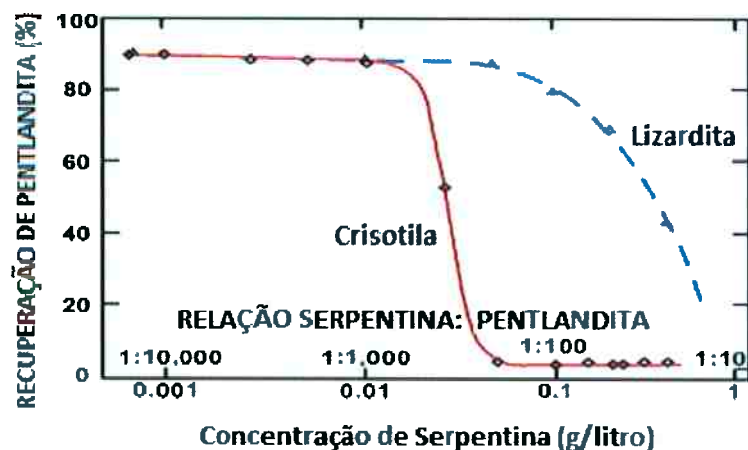


Figura 5.6 – Efeito da concentração de serpentina na flotação de pentlandita. Adaptado de Edwards; Kipkie e Agar (1980).

De acordo com os autores acima referenciados, crisotila e lizardita concentram-se nas frações mais finas, gerando assim o fenômeno conhecido como *slime coating*. Dessa forma, foram programados ensaios com o objetivo de estabelecer o comportamento desses minerais no circuito de moagem, identificando se são naturalmente finos ou gerados no circuito de moagem.

Para tanto, 10 amostras foram obtidas da alimentação do moinho SAG

durante um período de 30 dias, de forma a contemplar diferentes características de minério. Essas amostras foram homogeneizadas e quarteadas, sendo que uma alíquota foi retirada para caracterização granulométrica e composição das frações para realização dos ensaios de flotação, enquanto que a outra fração foi destinada ao ensaio com amostra composta. As frações granulométricas consideradas para o ensaio foram maior que 8 mm, entre 8 e 2 mm e abaixo de 2 mm. Todo o processo de preparação da amostra é ilustrado na figura 5.7.

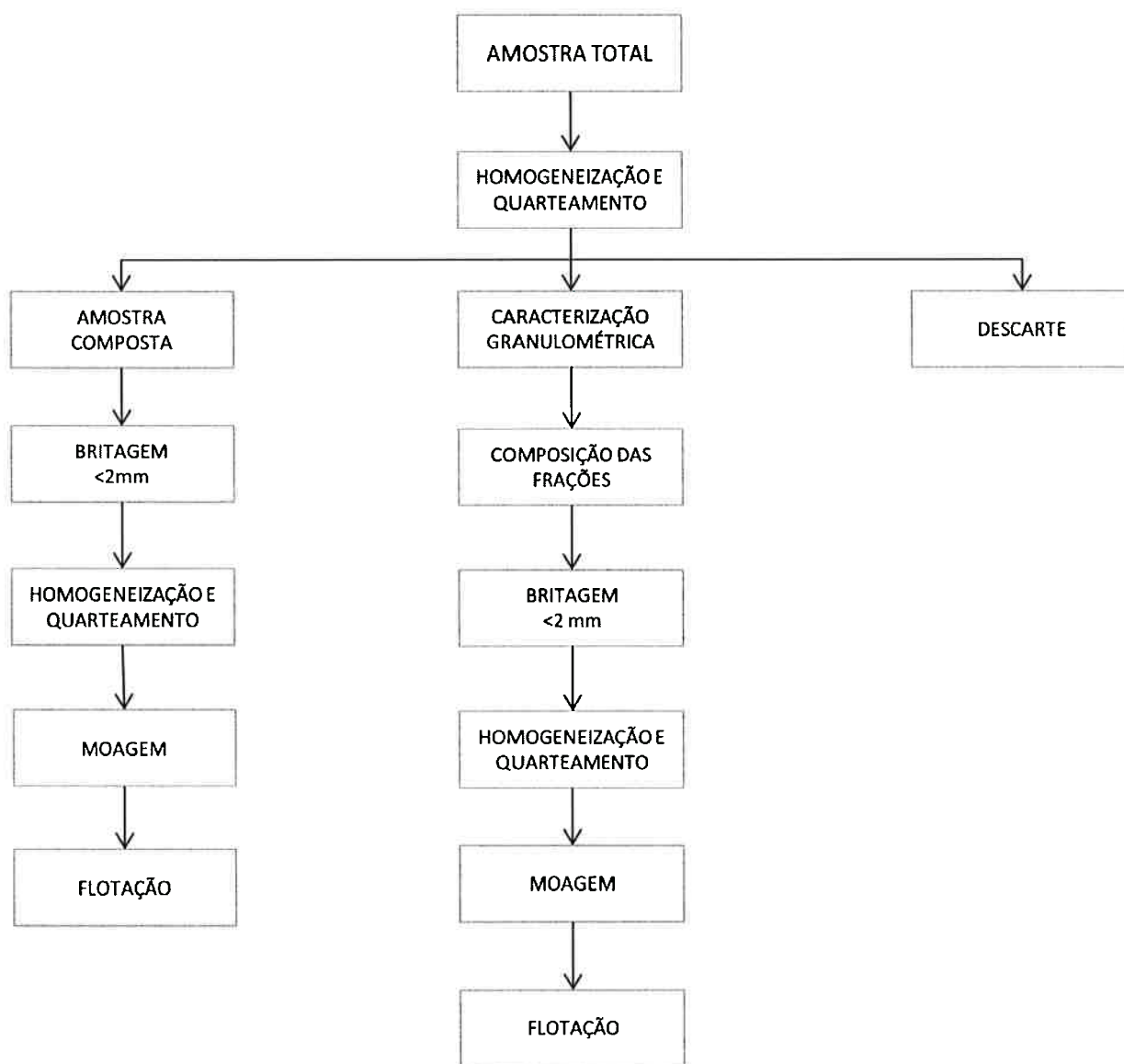


Figura 5.7 – Preparação de amostras para avaliação de finos naturais

Após a separação da amostra de acordo com sua granulometria, britagem e moagem foram realizadas até a obtenção de um produto com P_{80} de 125 μm e, então, feitos ensaios de flotação em bancada.

Os ensaios de flotação realizados no laboratório consistem na simulação em escala de bancada da configuração atual do circuito industrial de flotação, com as suas respectivas dosagens de reagentes.

5.3.2 Antecipação da Deslamagem

Em complementação aos ensaios feitos no item anterior, ensaios adicionais foram também realizados.

Seguindo a mesma metodologia, 10 amostras foram obtidas durante um período de 40 dias do *undersize* do *trommel* do SAG. Essas amostras foram homogeneizadas e quarteadas, e, assim, obtidas duas alíquotas. A primeira seguiu o processo de ensaios de flotação em bancada, com a deslamagem sendo realizada após a moagem e o *underflow* seguindo para a flotação. A segunda alíquota seguiu uma rota alternativa, sendo deslamada antes de passar pelas etapas de moagem e flotação. A figura 5.8 ilustra ambos os procedimentos.

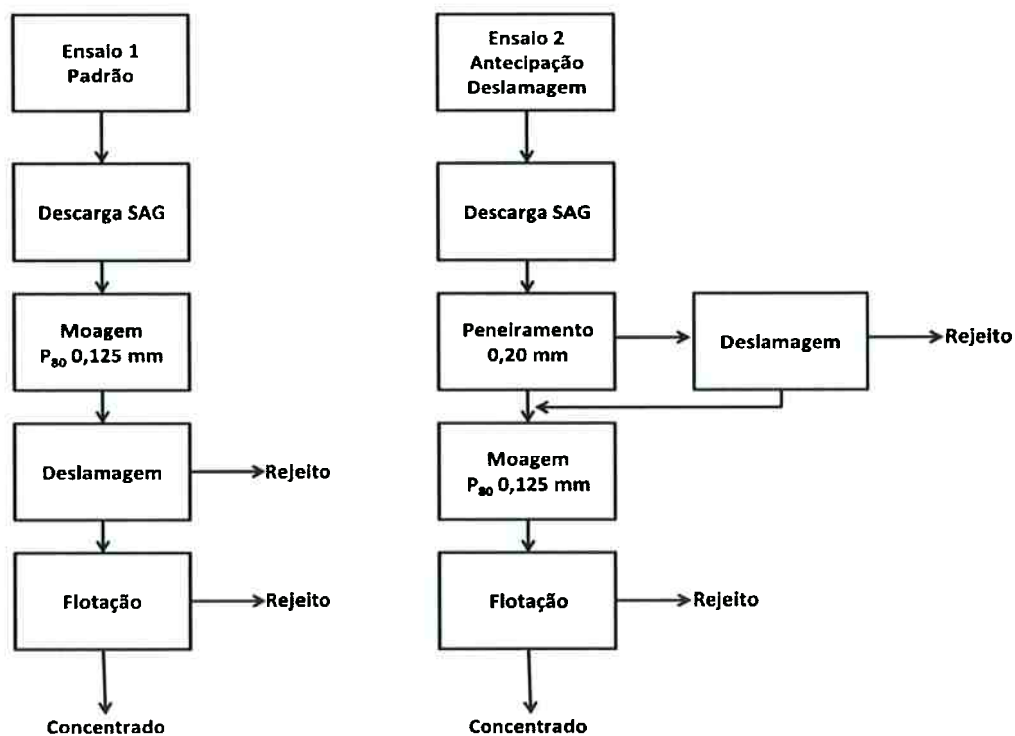


Figura 5.8 – Fluxograma de ensaios para avaliação da antecipação da deslamagem

O objetivo do ensaio proposto foi avaliar as recuperações em massa e de níquel para diferentes condições de alimentação da etapa de deslamagem.

5.3.3 Moagem e Flotação em Dois Estágios

Técnicas de moagem e flotação em dois ou mais estágios têm sido amplamente empregadas, citando-se como mais relevantes os trabalhos de Pease; Curry e Young (2006) e Senior e Tomas (2005), sendo o último relacionado a uma usina de beneficiamento de níquel sulfetado, onde o aumento de recuperação metalúrgica foi de 10%.

Sob a motivação desses trabalhos, decidiu-se avaliar o aumento potencial desse tipo de técnica na usina da Mina Santa Rita. O fluxograma avaliado considerou apenas pequenas mudanças no circuito, não incluindo a aquisição de novos moinhos ou células de flotação.

Dessa forma, foram programados 10 ensaios em escala de bancada, cujas amostras foram as mesmas obtidas para realização dos ensaios descritos na seção 5.3.2. A figura 5.9 ilustra as etapas seguidas no desenvolvimento dos ensaios.

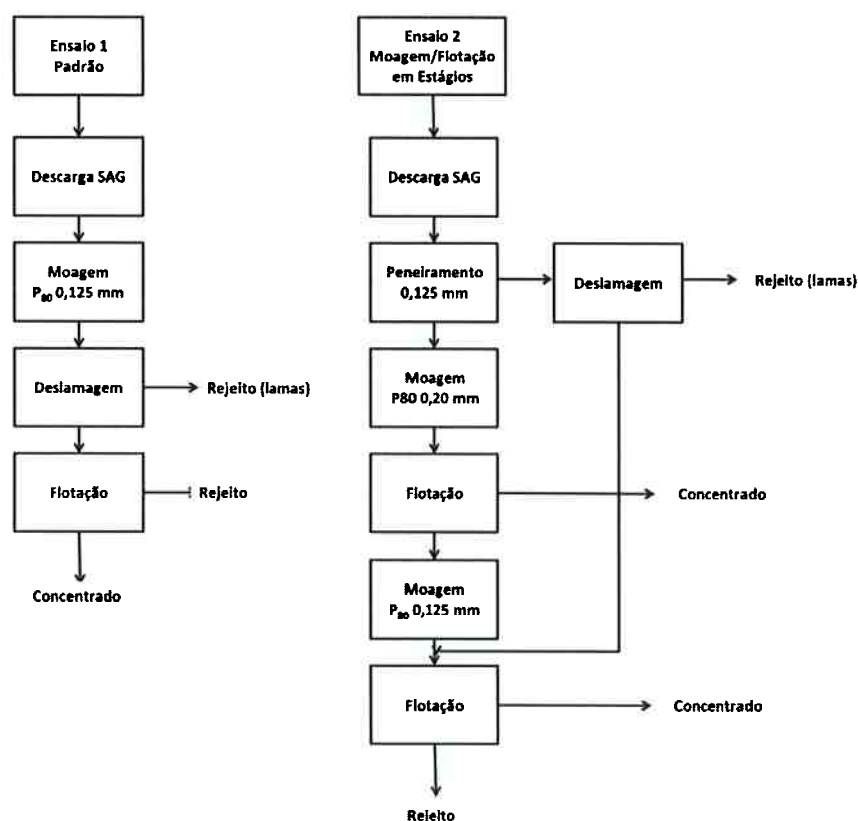


Figura 5.9 – Ensaios para avaliação da moagem e flotação em estágios

O circuito proposto visou um aumento de recuperação metalúrgica devido à redução das perdas por sobremoagem. Assim, a flotação após uma moagem mais grosseira aumentaria a chance de recuperação metalúrgica de níquel, pois coletaria partículas minerais já liberadas antes de serem sobremoídas. A figura 5.10 apresenta uma curva representativa da recuperação por faixa da usina de beneficiamento da Mina Santa Rita, onde se evidenciam as perdas nas frações mais finas alimentadas na flotação.

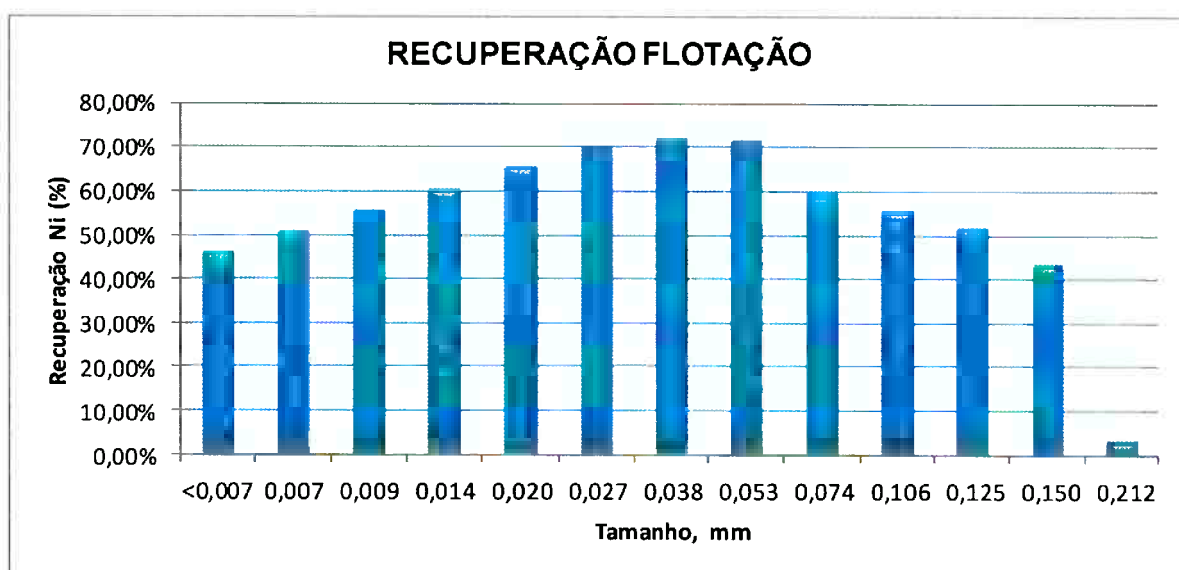


Figura 5.10 – Recuperação de Ni por faixa granulométrica na flotação

O fluxograma de desenvolvimento proposto foi elaborado considerando-se o fato da usina de beneficiamento da Mirabela possuir dois moinhos de bolas atualmente operando em paralelo, que poderiam ser mudados para operação em série, mediante a instalação de um novo sistema de bombeamento e uma nova bateria de ciclones. A flotação *rougher* e *scavenger* industrial também é composta por duas linhas. Atualmente, o fluxo de alimentação é dividido entre elas, mas com pequenas alterações poder-se-ia individualizá-las, com o produto de cada moagem sendo direcionado para a respectiva linha de flotação.

6 RESULTADOS E DISCUSSÕES

6.1 Amostragem

6.1.1 Amostragem do Circuito de Moagem

A amostragem do circuito de moagem foi realizada no dia 11/12/2012, entre 9 e 10 horas. A figura 6.1 ilustra a condição de operação da alimentação da usina no período que antecedeu a amostragem e durante a amostragem, demonstrando a estabilidade em todo o período considerado.

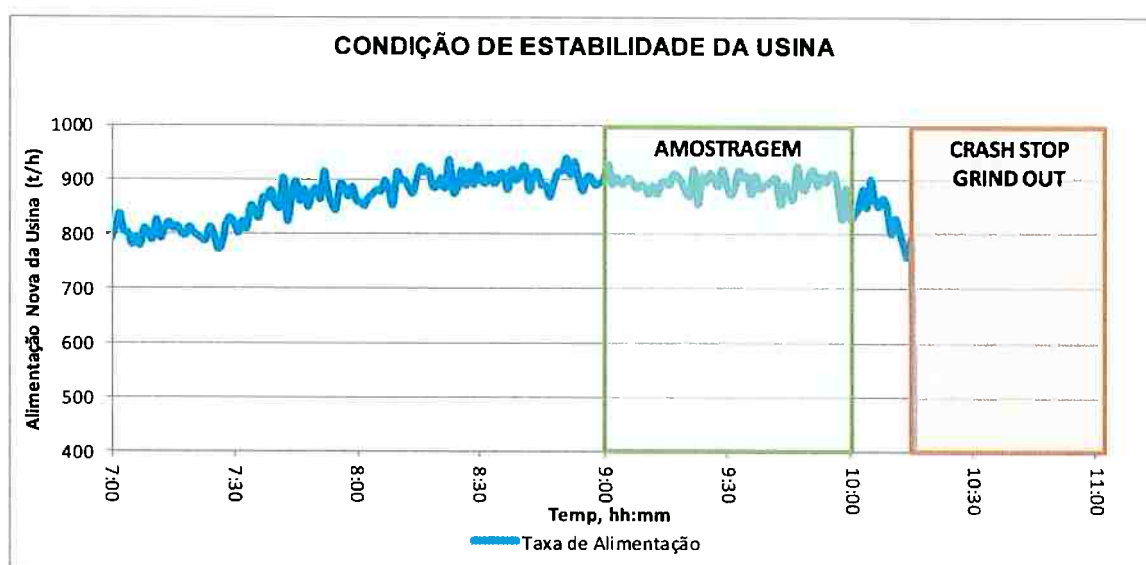


Figura 6.1 – Condição de operação do circuito durante a amostragem

A vazão de alimentação da usina durante a amostragem variou entre 797 e 867 t/h, com uma média de 830 t/h, faixa considerada típica da operação do circuito.

A potência média do moinho SAG durante a amostragem foi de 6.709 kW. De acordo com a figura 6.2, houve uma pequena variação da potência do moinho no período de amostragem, porém, dentro de condições normais de operação.

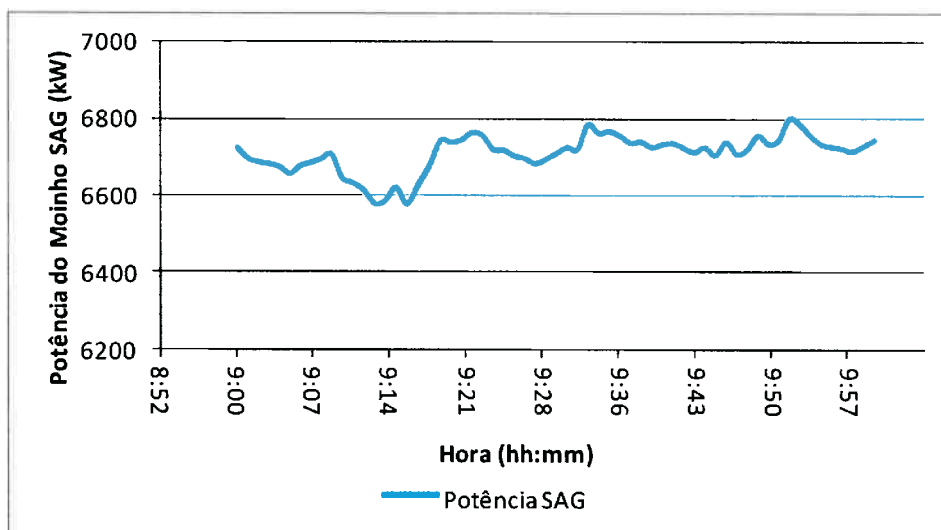


Figura 6.2 – Variação da potência do SAG durante amostragem

A variação do peso do moinho SAG durante a amostragem é apresentada na figura 6.3. É possível notar um aumento de peso do moinho durante a amostragem, porém, dentro de uma variação considerada normal segundo os parâmetros usuais de operação.

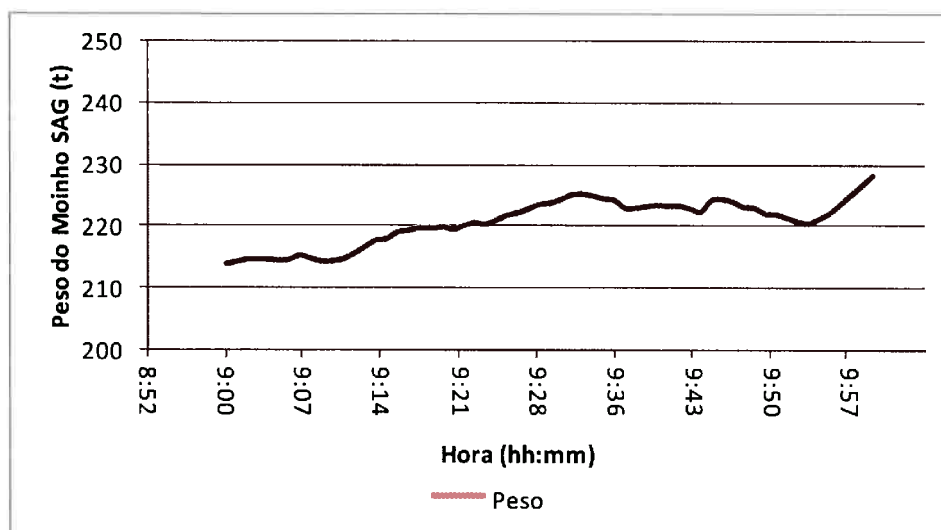


Figura 6.3 – Variação do peso do moinho SAG durante a amostragem

A potência dos moinhos de bolas é apresentada na figura 6.4. A potência média do MO02 foi de 5.035 kW, enquanto a do MO03 foi de 5.042 kW, este último apresentando um pequeno aumento em relação ao início da amostragem.

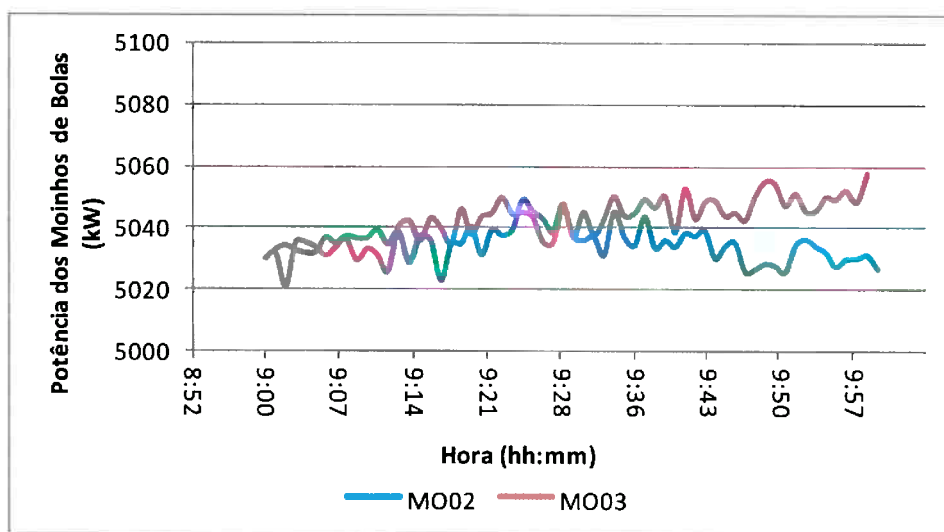


Figura 6.4 – Potência dos moinhos de bolas durante a amostragem

A figura 6.5 mostra a variação da pressão de alimentação dos ciclones de 26" durante a amostragem. Observa-se uma média de 0,743 kgf/cm² durante a amostragem, valor considerado abaixo dos valores normais de operação, da ordem de 0,9 kgf/cm².

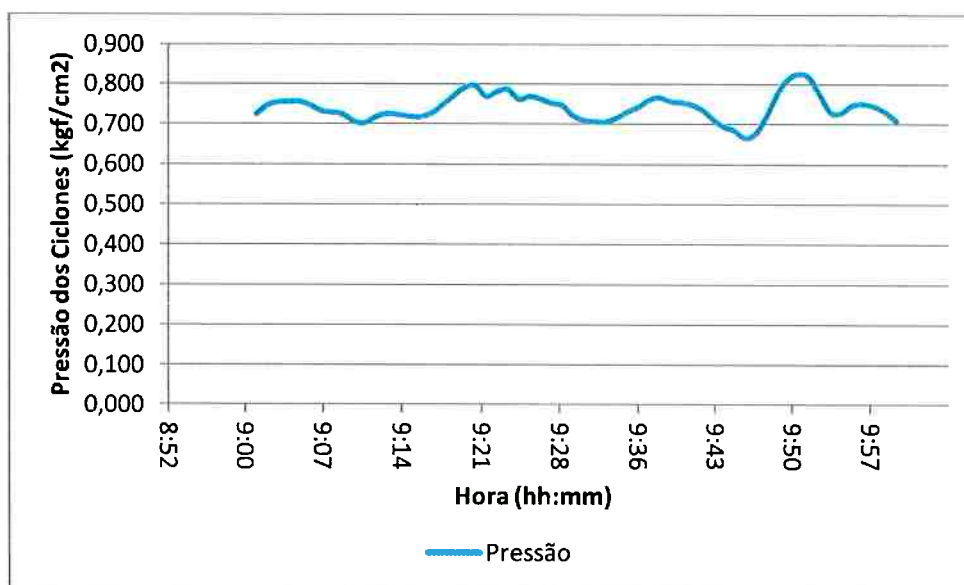


Figura 6.5 – Pressão dos Ciclones de 26" durante a amostragem

Após a obtenção das amostras de polpa foi iniciado o procedimento de *crash-stop* do moinho SAG, para obtenção das amostras de correia e medição do enchimento total do SAG.

Em seguida, foi realizado o procedimento de *grind-out* para medição do enchimento de bolas do moinho SAG e dos moinhos de bolas. Nessa etapa também

foram medidas as dimensões dos ciclones e componentes dos moinhos.

Encerrado o trabalho de campo, todas as amostras foram devidamente identificadas e transportadas para o laboratório e todas as informações de campo agrupadas. As tabelas 6.1 a 6.5 apresentam os valores obtidos em campo.

Tabela 6.1 – Dados medidos no moinho SAG durante amostragem

Característica	Valor
Diâmetro interno ao Revestimento (m)	9,00
Comprimento interno ao revestimento (m)	4,97
Diâmetro interno do munhão (m)	2,0
Ângulo da seção cônica de alimentação (°)	20
Ângulo da seção cônica de descarga (°)	20
Abertura da grelha (mm)	50
Área aberta da grelha (%)	9,0
Fração de <i>pebble ports</i> da área aberta	0,45
Tamanho do <i>pebble port</i> (mm)	70
Carga de Bolas (%)	8,2
Carga Total (%)	26,7
Tamanho máximo de bolas (pol)	5
Percentual da velocidade crítica	76
Peso específico das bolas (g/cm ³)	7,8
Potência Medida (kW)	6.709

Tabela 6.2 – Dados medidos no *trommel*

Característica	Valor
Abertura da tela do <i>trommel</i> (mm)	12

Tabela 6.3 – Dados medidos no britador de *pebbles*

Característica	Valor
Vazão de alimentação (t/h)	114
Abertura posição fechado - APF (mm)	19
Potência Medida (kW)	148

Tabela 6.4 – Dados medidos nos moinhos de bolas

Característica	Valor
Diâmetro interno ao Revestimento (m)	5,92
Comprimento interno ao revestimento (m)	8,67
Percentual da velocidade crítica	75,1
Carga de Bolas MO02 (%)	29,1
Carga de Bolas MO03 (%)	27,8
Tamanho máximo de bolas (pol)	2,5

Tabela 6.5 – Dados medidos nos ciclones de 26"

Característica	Valor
Diâmetro do ciclone(m)	0,65
Diâmetro equivalente do <i>inlet</i> (m)	0,211
Diâmetro do <i>vortex finder</i> (m)	0,23
Diâmetro do <i>apex</i> (m)	0,132
Comprimento do cilindro (m)	0,71
Ângulo do Cone (°)	17
Nº de ciclones em operação	5
Pressão de operação, kPa	73

As amostras tidas inicialmente na amostragem foram secadas e pesadas. As massas obtidas por todos os fluxos foram superiores às massas mínimas calculadas na seção 5.1.1.1.

Os resultados das análises granulométricas e das porcentagens de sólidos obtidos na amostragem do circuito de moagem são apresentados na tabela 6.6, incluindo também as vazões mássicas experimentais.

Tabela 6.6 – Resultados experimentais da amostragem do circuito de moagem

Nº	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Fluxo	Alim SAG	U/S Trommel	O/S Trommel	Produto Rebritado	Alim Cíclones 26"	O/F Cíclones 26"	U/F Cíclones 26"	Descarga MO02	Descarga MO03
Vazão Sólidos (t/h)	830	830	114	114	2185	830	1357	678	678
% Sólidos	98,0	72,5	98,0	98,0	57,0	39,1	77,2	73,8	75,8
Tamanho (mm)	% Passante Acumulada								
254	100	100	100	100	100	100	100	100	100
203	97,43	100	100	100	100	100	100	100	100
152	80,55	100	100	100	100	100	100	100	100
127	75,83	100	100	100	100	100	100	100	100
90,0	61,70	100	96,39	100	100	100	100	100	100
45,0	41,10	100	63,29	100	100	100	100	100	100
25,0	31,81	100	20,89	95,30	100	100	100	100	100
13,2	24,06	98,74	1,29	62,77	99,47	100	99,18	100	100
10,0	21,24	96,05	0,46	49,42	98,36	100	97,42	99,76	100
8,00	19,45	94,11	0,35	40,88	97,55	100	96,13	99,51	100
6,30	17,96	92,18	0,29	33,68	96,75	100	94,84	99,26	100
4,00	15,59	88,74	0,00	24,08	95,32	100	92,54	98,82	100
3,35	14,56	86,74	0,00	21,36	94,49	100	91,23	98,56	100
2,00	12,52	82,30	0,00	15,56	92,75	100	88,44	98,42	99,98
1,68	11,76	80,84	0,00	14,10	92,03	100	87,29	97,95	99,86
1,18	10,44	77,74	0,00	11,67	90,63	100	85,04	97,44	99,64
0,850	8,90	73,43	0,00	9,89	88,47	100	81,57	96,37	99,04
0,600	7,40	67,80	0,00	8,36	85,13	100	76,19	93,98	97,62
0,425	6,02	61,78	0,00	7,12	79,98	100	67,91	88,43	93,56
0,300	5,42	55,84	0,00	6,09	73,49	98,00	58,63	80,74	87,95
0,212	4,49	47,22	0,00	5,19	60,02	91,60	40,64	63,94	72,65
0,150	3,70	39,31	0,00	4,49	46,76	80,30	25,91	47,64	56,55
0,106	3,10	32,20	0,00	3,89	36,64	67,60	17,39	36,04	44,25
0,074	2,47	25,65	0,00	3,36	27,95	54,10	11,85	26,49	33,35
0,053	2,05	20,47	0,00	2,90	21,82	43,20	8,88	20,12	26,05
0,037	1,71	16,21	0,00	2,52	17,02	33,90	7,17	15,52	20,16

6.1.2 Amostragem do Circuito de Deslamagem

A amostragem do circuito de deslamagem foi realizada em 5/9/2013, no período de 15h15 às 16h15. A figura 6.6 apresenta a variação de alimentação da usina durante o período de amostragem.

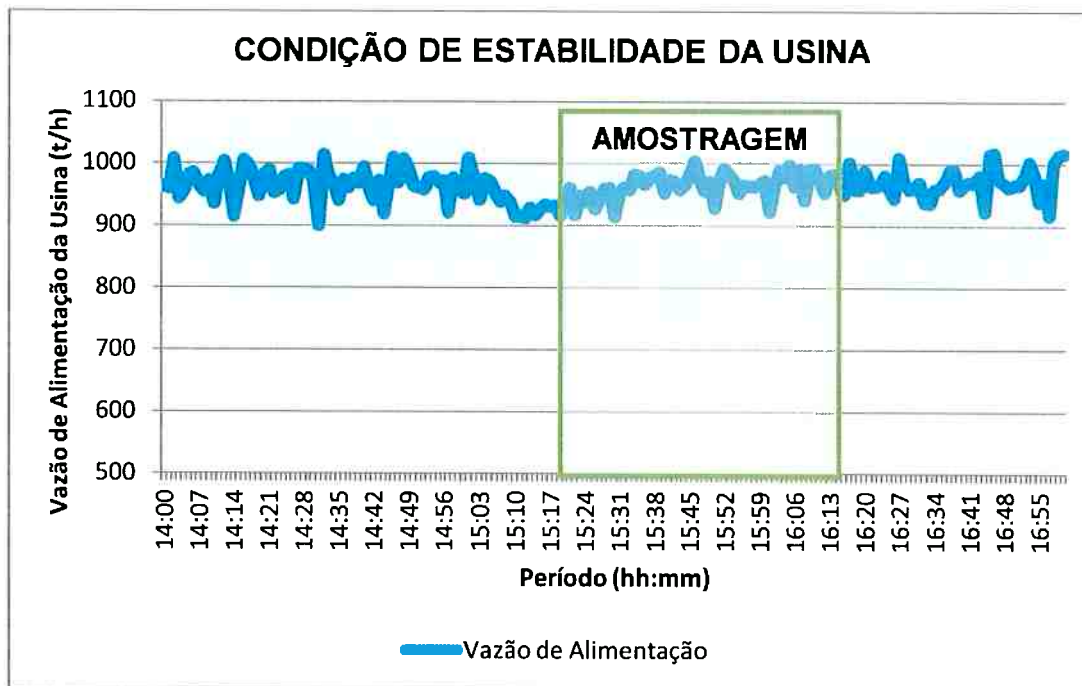


Figura 6.6 – Variação de vazão de alimentação da usina durante amostragem da deslamagem

Durante a amostragem, a vazão de alimentação média da usina foi de 970 t/h, variando entre 914 t/h e 1003 t/h.

A figura 6.7 apresenta a variação da pressão das baterias de ciclones durante o período amostrado. A pressão média foi de 0,98 kgf/cm² para os ciclones de 20", 0,61 kgf/cm² para os ciclones de 10" e 2,64 kgf/cm² para os ciclones de 4".

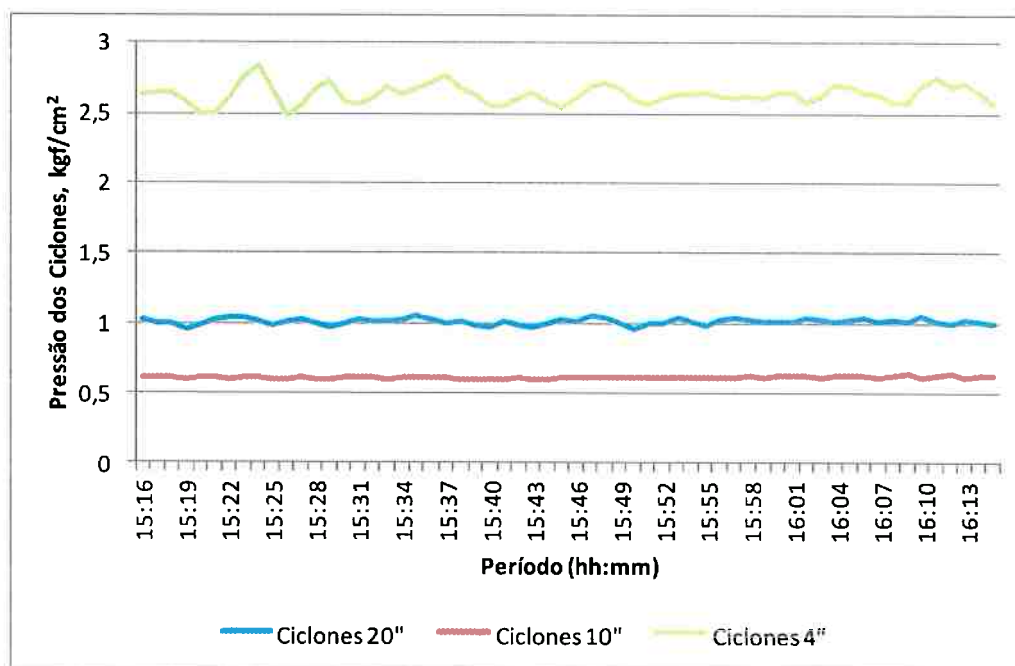


Figura 6.7 – Variação da pressão dos ciclones da deslamagem durante amostragem

Após a realização da amostragem, todas as amostras foram identificadas e transportadas para o laboratório. Informações de campo também foram coletadas, referentes aos equipamentos, e são apresentadas nas tabelas 6.7, 6.8 e 6.9.

Tabela 6.7 – Dados medidos nos ciclones de 20"

Característica	Valor
Diâmetro do ciclone(m)	0,50
Diâmetro equivalente do <i>inlet</i> (m)	0,16
Diâmetro do <i>vortex finder</i> (m)	0,20
Diâmetro do <i>apex</i> (m)	0,09
Comprimento do cilindro (m)	0,429
Ângulo do Cone (°)	10
Nº de ciclones em operação	8
Pressão de operação, kPa	96

Tabela 6.8 – Dados medidos nos ciclones de 10"

Característica	Valor
Diâmetro do ciclone(m)	0,25
Diâmetro equivalente do <i>inlet</i> (m)	0,073
Diâmetro do <i>vortex finder</i> (m)	0,10
Diâmetro do <i>apex</i> (m)	0,054
Comprimento do cilindro (m)	0,204
Ângulo do Cone (°)	6
Nº de ciclones em operação	19
Pressão de operação, kPa	60

Tabela 6.9 – Dados medidos nos ciclones de 10"

Característica	Valor
Diâmetro do ciclone(m)	0,10
Diâmetro equivalente do <i>inlet</i> (m)	0,027
Diâmetro do <i>vortex finder</i> (m)	0,025
Diâmetro do <i>apex</i> (m)	0,017
Comprimento do cilindro (m)	0,352
Ângulo do Cone (°)	6
Nº de ciclones em operação	123
Pressão de operação, kPa	259

Os resultados das distribuições granulométricas e porcentagem de sólidos obtidos da amostragem no circuito de deslamagem são apresentados na tabela 6.10. Na tabela também são mostradas as vazões experimentais dos fluxos.

Tabela 6.10 – Resultados experimentais da amostragem do circuito de deslamagem

Nº	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Fluxo	O/F Ciclones 26"	Alim Ciclones 20"	O/F Ciclones 20"	U/F Ciclones 20"	Alim Ciclones 10"	O/F Ciclones 10"	U/F Ciclones 10"	Alim Ciclones 4"	O/F Ciclones 4"	U/F Ciclones 4"
Vazão Sólidos (t/h)	970	1019	304	714,6	714,6	48,59	666	304	109,5	194,5
% Sólidos	35,9	30,4	14,2	58,8	40,9	6,4	67,6	14,8	7,1	38,4
Tamanho (mm)	% Passante Acumulado									
0,600	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
0,425	100	99,70	100	99,90	99,70	100	99,69	100	100	100
0,300	98,37	98,28	100	98,27	98,08	100	97,92	100	100	100
0,212	92,88	92,51	100	90,12	90,02	99,79	89,72	100	100	100
0,150	81,49	81,78	100	73,52	72,78	98,22	81,83	100	100	99,49
0,125	74,06	74,70	100	63,34	62,20	97,80	70,30	99,48	100	98,78
0,106	67,96	68,42	100	54,28	53,02	97,28	60,64	99,23	100	97,87
0,074	54,02	54,96	98,89	36,35	34,78	96,03	41,12	96,52	100	94,92
0,053	43,03	44,74	93,21	23,22	21,98	94,14	27,62	89,95	100	86,60
0,037	37,03	37,35	86,52	15,27	14,82	91,74	20,15	81,31	99,79	73,91

6.2 Caracterizações Tecnológicas

6.2.1 Ensaio WI de Bond

Dois ensaios foram realizados para determinação de WI de Bond sobre a amostra obtida a partir da amostragem do fluxo de alimentação nova do circuito de moagem.

No primeiro, a malha de fechamento foi de 0,210 mm (65# Tyler), enquanto no segundo a malha empregada foi de 0,150 mm (100# Tyler). O resumo dos resultados obtidos é apresentado na tabela 6.11.

Tabela 6.11 – Resumo dos resultados dos ensaios de WI de Bond

Malha Teste	Fração da Alimentação Passante na Malha Teste	F80	P80	Gbp	WI		Tenacidade
(mm)		(μm)	(μm)	(g/rev)	kWh/st	kWh/t	
0,21	0,232	1860	0,188	1,865	15,7	17,3	Alta
0,15	0,165	1860	0,130	1,179	19,1	21,1	Extremamente Alta

Os resultados indicam aumento do WI, com o afinamento da malha de moagem. Assim, para a malha mais grosseira, o resultado foi 17,3 kWh/t, valor classificado como de alta tenacidade. Já para a malha mais fina, o WI obtido foi 21,1 kWh/t, classificando a amostra como de tenacidade extremamente alta.

Como o produto do ensaio para a malha 0,150 mm apresentou P_{80} (0,130

mm) mais próximo à malha de moagem do circuito de moagem da Mina Santa Rita (0,150 mm), o valor de WI correspondente (21,1 kWh/t) foi adotado para o Caso Base.

6.2.2 Ensaio de Resistência ao Impacto

A mesma amostra de alimentação nova obtida na amostragem do circuito da Mina Santa Rita foi submetida a ensaio de resistência ao impacto (DWT completo). A tabela 6.12 apresenta o resumo dos resultados obtidos para o ensaio de DWT completo.

Tabela 6.12 – Resumo dos resultados do ensaio de DWT Completo

Impacto		Abrasão			
A	b	IQ	Classificação	t _a	Classificação
63,3	0,73	46	MDA	0,47	ALAb

A amostra apresentou resistência moderadamente alta à fragmentação por impacto, além de resistência alta à fragmentação por abrasão.

6.3 Balanço de Massas

6.3.1 Balanço de Massas do Circuito de Moagem

Após a obtenção dos resultados de laboratório, os dados da amostragem foram balanceados usando-se o *software JKSimMet* para avaliar a consistência dos dados e estimar as vazões que não foram medidas.

Os resultados do balanço de massas mostram aderência considerada satisfatória aos dados experimentais, indicando dados consistentes provenientes da amostragem. A tabela 6.13 apresenta os dados experimentais e balanceados para os principais fluxos do circuito.

Tabela 6.13 – Resumo dos dados experimentais e balanceados

Nº	Fluxo	Vazão Sólidos (t/h)		% Sólidos		Vazão Volumétrica (m³/h)		P ₈₀ (mm)	
		Exp	Bal	Exp	Bal	Exp	Bal	Exp	Bal
1	Alim SAG	830	830	98	98,11	280,4	279,5	148,8	148,8
2	U/S Trommel	830	830	72,49	72,34	578,5	580,8	1,522	1,524
3	O/S Trommel	114	114	98	98	38,52	38,52	59,19	59,19
4	Produto Rebritado	114	114	98	98	38,52	38,52	17,39	17,39
5	Alim Ciclones 26"	2185	2188	57	56,58	2342	2374	0,425	0,427
6	O/F Ciclones 26"	830	830	39,12	39,25	1555	1548	0,149	0,147
7	U/F Ciclones 26"	1357	1358	77,22	77,47	831,1	826,4	0,765	0,77
8	Produto MO02	678	682,1	73,75	73,7	456,6	459,9	0,295	0,295
9	Produto MO03	678	676,3	75,84	75,65	431,2	432,4	0,247	0,248

As distribuições granulométricas experimentais e balanceadas são mostradas nas figuras 6.8 e 6.9. Os marcadores representam os dados experimentais e, as linhas, os dados balanceados.

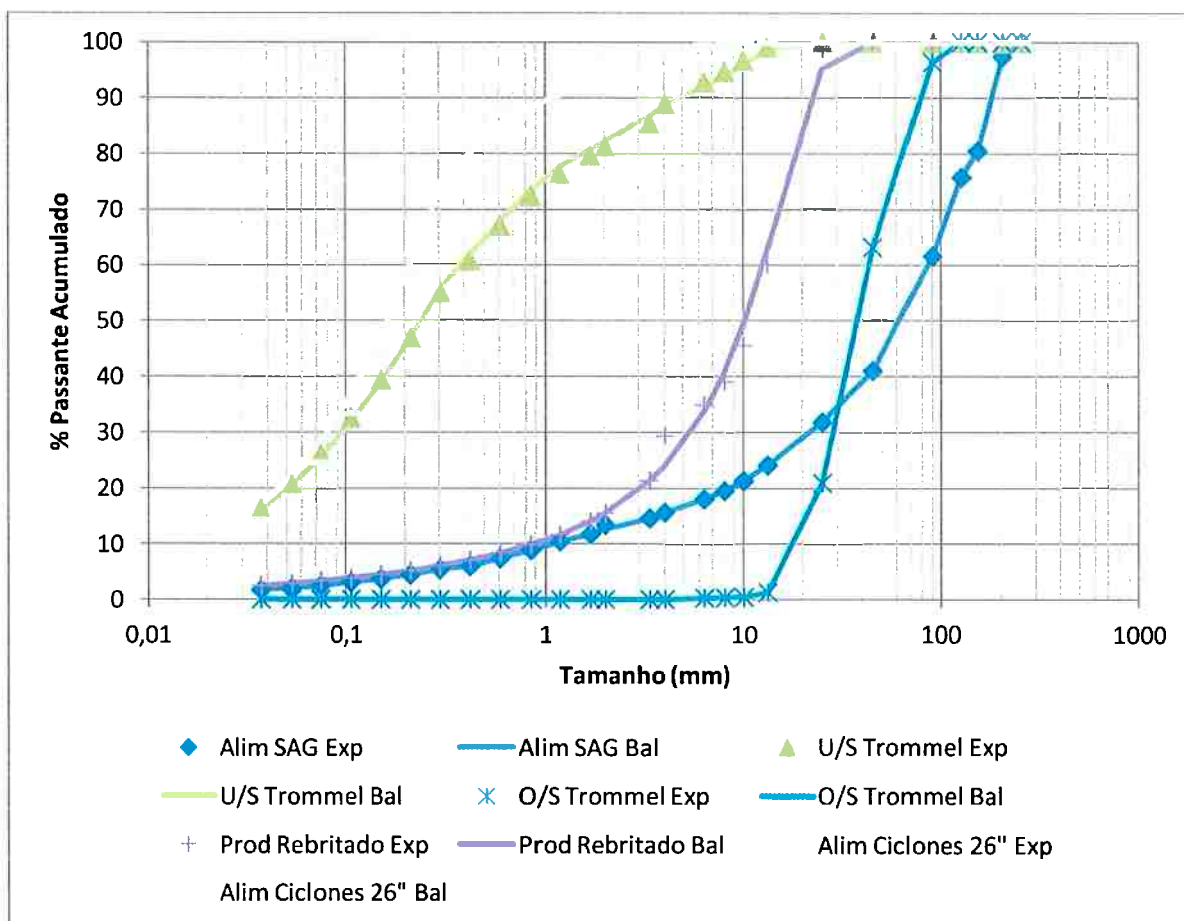


Figura 6.8 – Distribuições Experimentais e Balanceadas Moagem - Parte 1

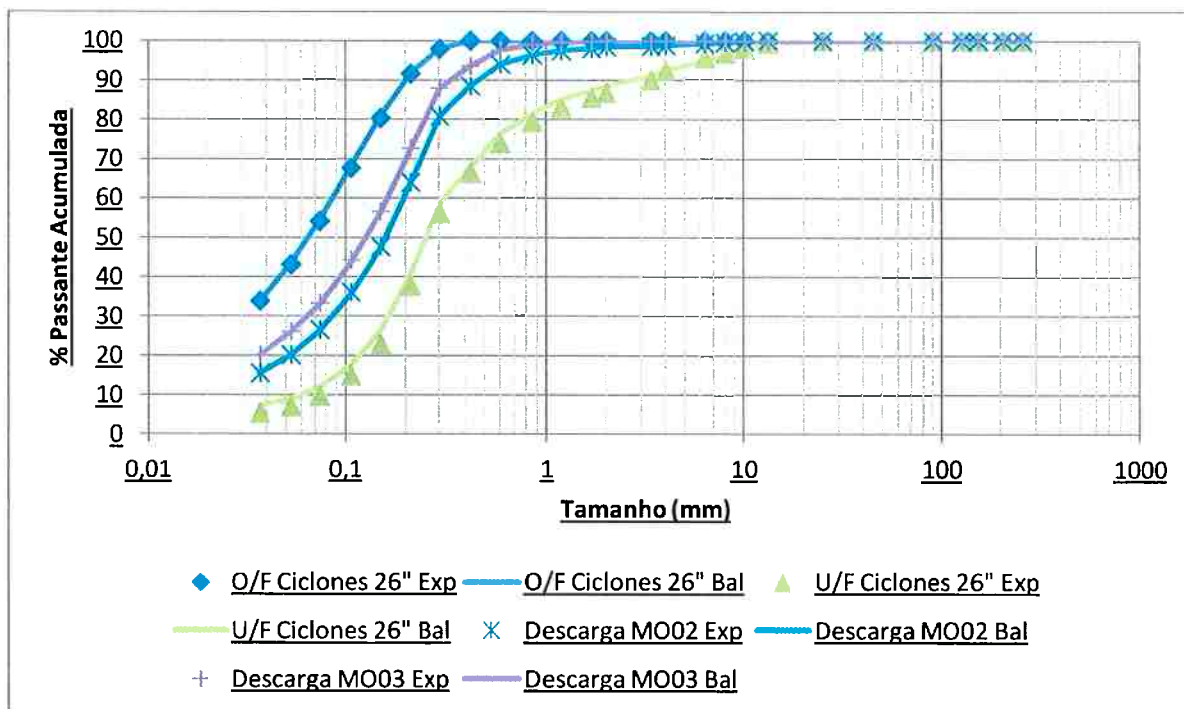


Figura 6.9 – Distribuições Experimentais e Balanceadas Moagem - Parte 2

Com base nos resultados apresentados, pode-se afirmar que a amostragem foi consistente, demonstrando boas práticas de amostragem e preparação de amostras no laboratório.

6.3.2 Balanço de Massas do Circuito de Deslamagem

Assim como o ocorrido com o circuito de moagem, os dados da amostragem do circuito de deslamagem foram balanceados utilizando-se o *software JKSimMet*. Os dados balanceados apresentaram diferenças consideradas pequenas em relação aos dados experimentais. A tabela 6.14 apresenta um resumo dos dados experimentais e balanceados.

Tabela 6.14 – Resumo dos dados experimentais e balanceados da deslamagem

Nº	Fluxo	Vazão Sólidos (t/h)		% Sólidos		Vazão Volumétrica (m ³ /h)		P ₈₀ (mm)	
		Exp	Bal	Exp	Bal	Exp	Bal	Exp	Bal
1	O/F Ciclones 26"	970	970	35,9	37,1	2038	1951	0,144	0,146
2	Alim Ciclones 20"	1019	1011	30,4	30,9	2659	2586	0,143	0,143
3	O/F Ciclones 20"	304	304	14,2	14,8	1929	1850	0,037	0,037
4	U/F Ciclones 20"	715	707	58,8	58,0	729	736	0,169	0,168
5	Alim Ciclones 10"	715	707	40,9	41,8	1260	1211	0,171	0,168
6	O/F Ciclones 10"	49	41	6,4	6,2	730	632	0,037	0,037
7	U/F Ciclones 10"	666	666	67,6	64,5	530	579	0,145	0,172
8	Alim Ciclones 4"	304	304	14,8	14,3	1852	1917	0,037	0,037
9	O/F Ciclones 4"	110	111	7,1	6,9	1478	1541	-	-
10	U/F Ciclones 4"	195	193	38,4	38,0	374	376	0,044	0,042

O único fluxo que mereceu correções maiores durante o balanceamento foi o U/F dos ciclones de 10", que apresentava uma distribuição granulométrica mais fina que a alimentação. Como o fluxo de alimentação possui redundância com o fluxo de U/F dos ciclones de 20" e os dois apresentam distribuições granulométricas semelhantes, foi atribuído um erro maior ao fluxo de U/F dos ciclones de 10". Com isso, o *software* corrigiu o erro do resultado experimental, fazendo com que a granulometria do fluxo nos resultados balanceados fosse superior ao fluxo de alimentação, tornando assim a correção necessária para o fechamento do balanço.

As distribuições granulométricas experimentais e balanceadas são mostradas nas figuras 6.10 e 6.11, divididas em parte 1 e 2 para facilitar a visualização gráfica, na qual os marcadores representam os dados experimentais e, as linhas, os dados balanceados.

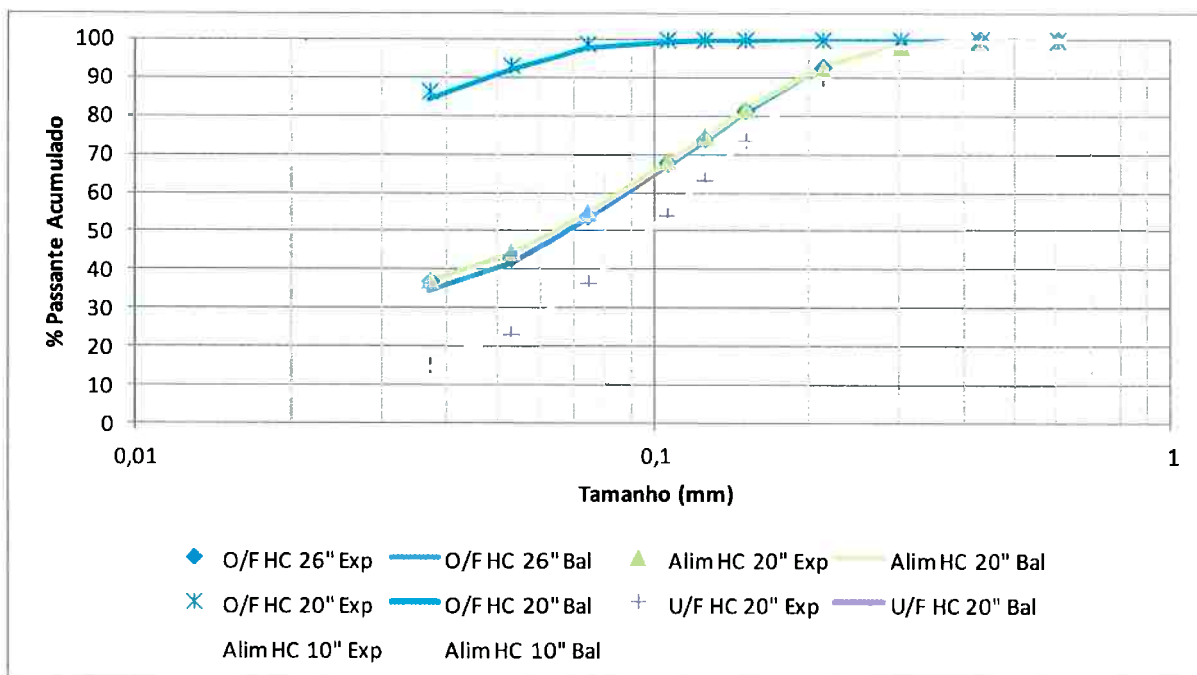


Figura 6.10– Distribuições Experimentais e Balanceadas Deslamagem - Parte 1

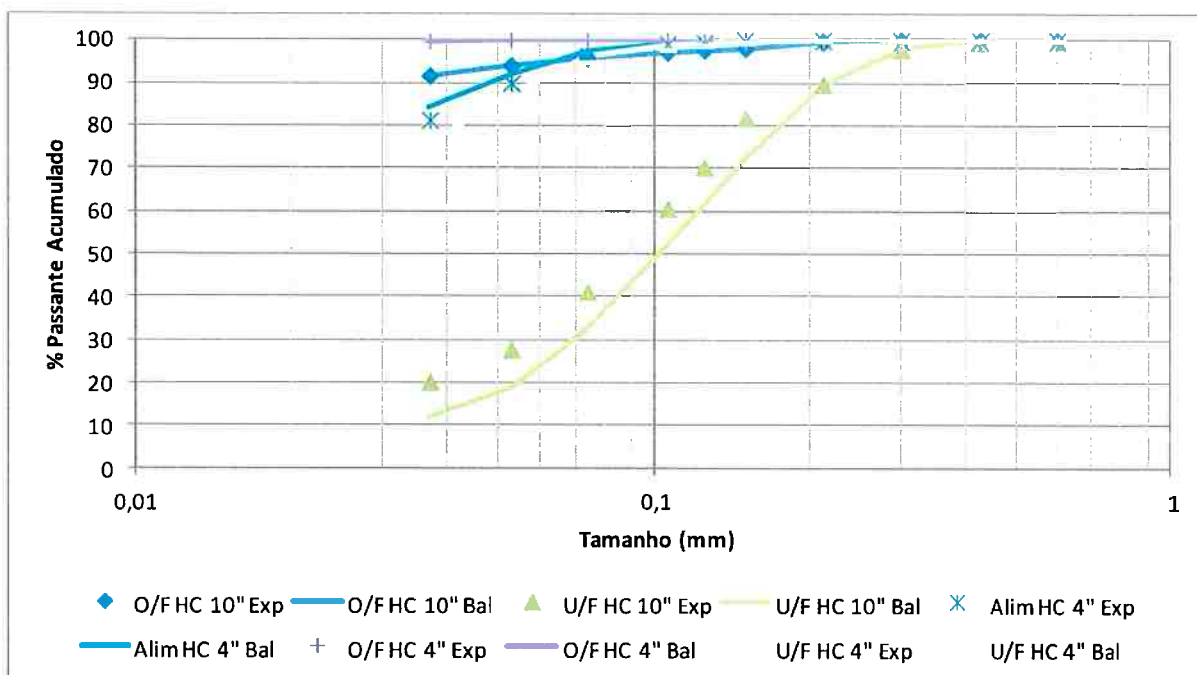


Figura 6.11 – Distribuições Experimentais e Balanceadas Deslamagem - Parte 2

Conforme mencionado anteriormente, é possível notar a alteração no balanceamento do fluxo de U/F dos ciclones de 10" para correção do erro durante a amostragem.

6.4 Ajustes dos Modelos

6.4.1 Ajustes dos Modelos do Circuito de Moagem

Após a finalização do balanço de massas, o passo seguinte foi a calibração dos modelos do circuito utilizando-se, para essa tarefa, o simulador JKSimMet, conforme os seguintes processos:

- Calibração dos equipamentos individuais: moinho SAG, trommel, britador, ciclones, moinho de bolas;
- Calibração em conjunto do SAG, trommel e britador de pebbles;
- Calibração em conjunto dos ciclones e moinhos de bolas;
- Calibração em conjunto de todos os equipamentos do circuito.

Devido à diferença obtida na granulometria dos produtos moinhos de bolas, decidiu-se unificar seus fluxos de descarga e fazer um modelo único para os dois moinhos, que operam em paralelo.

Os modelos obtidos indicaram aderência considerada adequada, com vazões próximas às obtidas no balanceamento do circuito, conforme apresentado na tabela 6.15.

Tabela 6.15 – Comparação entre os dados balanceados e os ajustados pelos modelos

Nº	Fluxo	Vazão Sólidos (t/h)		% Sólidos		Vazão Volumétrica (m³/h)		P ₈₀ (mm)	
		Bal	Ajust	Bal	Ajust	Bal	Ajust	Bal	Ajust
1	Alim Nova SAG	830	830	98,1	98,0	279,5	280,4	148,8	146
2	U/S Trommel	830	830	72,3	72,2	580,8	583,3	1,524	1,566
3	O/S Trommel	114	137	98,0	99,8	38,5	43,9	59,2	53,5
4	Produto Rebritado	114	137	98,0	99,8	38,5	43,9	17,4	17,4
5	Alim Ciclones 26"	2188	2182	56,6	56,4	2374,0	2379,0	0,427	0,441
6	O/F Ciclones 26"	830	830	39,3	38,8	1548,0	1573,0	0,147	0,145
7	U/F Ciclones 26"	1358	1352	77,5	78,2	826,4	806,7	0,770	0,815
8	Produto MO02	1358	1352	74,8	74,8	952,6	885,2	0,271	0,275

Comparando-se aos dados balanceados, as distribuições granulométricas obtidas após o ajuste do modelo também apresentaram ajuste satisfatório, como mostram as figuras 6.12 e 6.13, divididas em duas partes para facilitar a visualização gráfica.

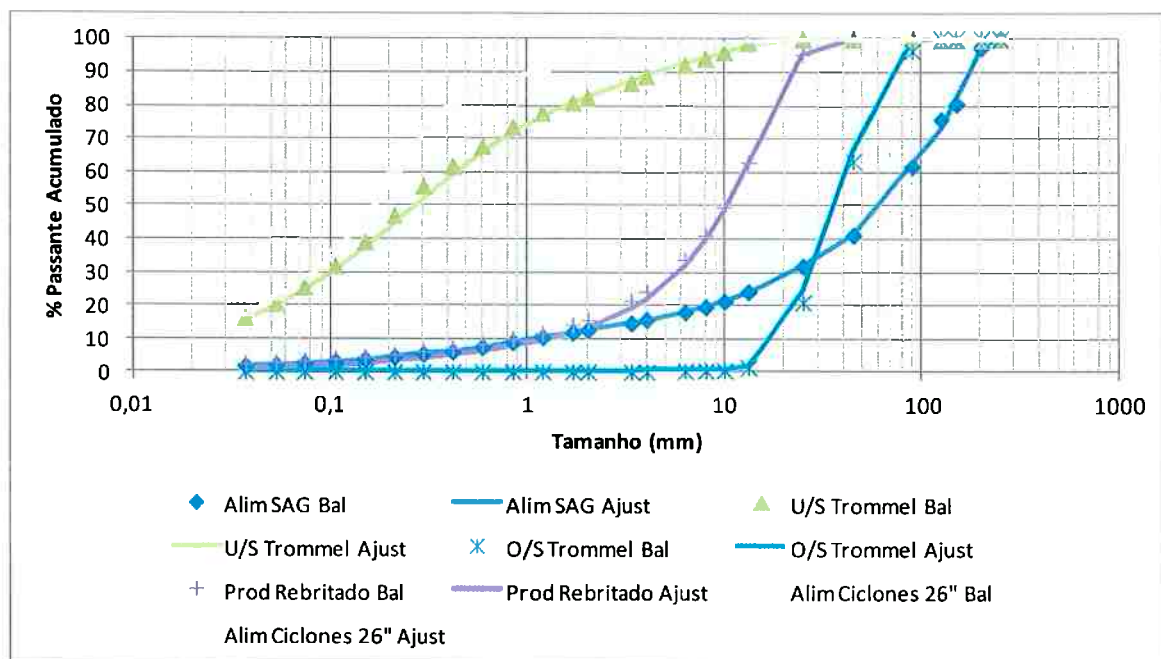


Figura 6.12 – Distribuições balanceadas e ajustadas pelo modelo do circuito de moagem - Parte 1

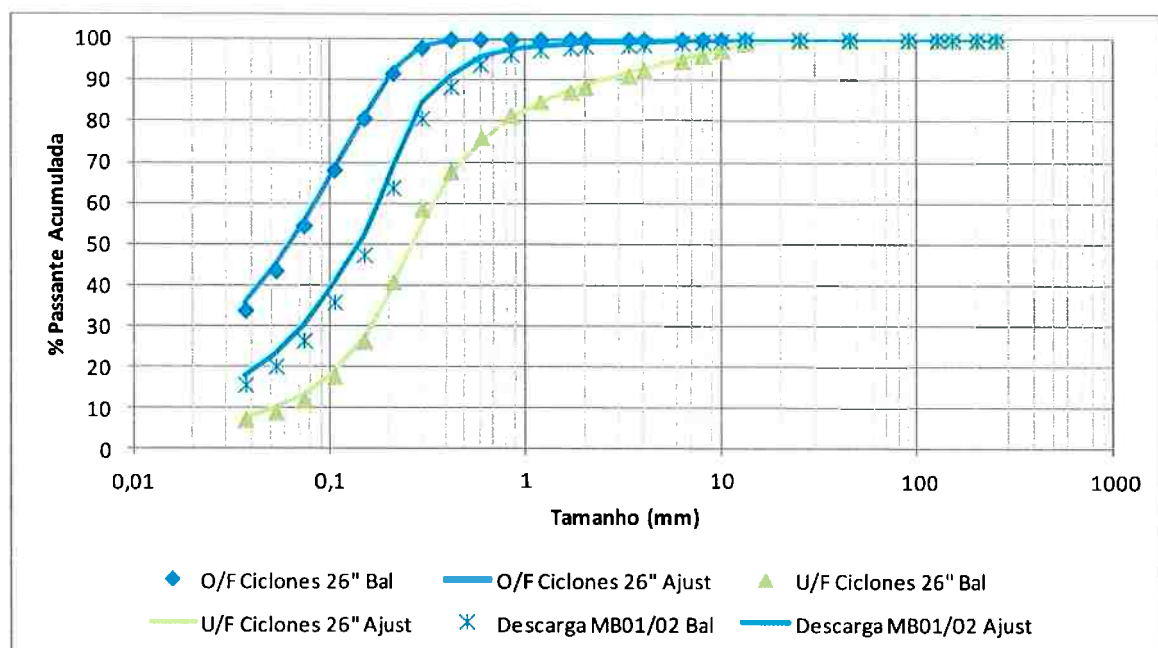


Figura 6.13 – Distribuições balanceadas e ajustadas pelo modelo do circuito de moagem - Parte 2

6.4.2 Ajustes dos Modelos do Circuito de Deslamagem

Os ajustes dos modelos do circuito de deslamagem seguiram as mesmas premissas do circuito de moagem, com os ajustes sendo realizados na seguinte ordem:

- Ajuste dos modelos dos ciclones individuais: HC 20", HC 10" e HC4";

- Ajuste dos modelos do HC 20" e HC 10" em conjunto;
- Ajuste de todos os modelos em conjunto.

A tabela 6.16 apresenta um resumo dos resultados obtidos após o ajuste do modelo, comparado com os resultados balanceados.

Tabela 6.16 – Comparação entre os dados balanceados e ajustados pelo modelo do circuito de deslamagem

Nº	Fluxo	Vazão Sólidos (t/h)		% Sólidos		Vazão Volumétrica (m³/h)		P ₈₀ (mm)	
		Bal	Ajust	Bal	Ajust	Bal	Ajust	Bal	Ajust
1	O/F Ciclonas 26"	970	970	37,1	35,9	1951,0	2038,0	0,146	0,144
2	Alim Ciclonas 20"	1011	1001	30,9	29,8	2586,0	2676,0	0,143	0,142
3	O/F Ciclonas 20"	304	309	14,8	14,4	1850,0	1937,0	0,037	0,037
4	U/F Ciclonas 20"	707	693	58,0	57,2	736,3	738,5	0,168	0,168
5	Alim Ciclonas 10"	707	693	41,8	41,9	1211,0	1180,0	0,168	0,168
6	O/F Ciclonas 10"	41	31	6,2	4,8	632,1	637,2	-	-
7	U/F Ciclonas 10"	666	661	64,5	66,5	578,5	542,5	0,172	0,171
8	Alim Ciclonas 4"	304	309	14,3	14,6	1917,0	1901,0	0,037	0,037
9	O/F Ciclonas 4"	111	112	6,9	7,0	1541,0	1526,0	-	-
10	U/F Ciclonas 4"	193	197	38,0	38,7	375,8	375,1	0,042	0,040

As distribuições granulométricas apresentaram resultados satisfatórios para todas as faixas analisadas, ficando os resultados dos modelos ajustados próximos aos obtidos no balanço de massas (figuras 6.14 e 6.15).

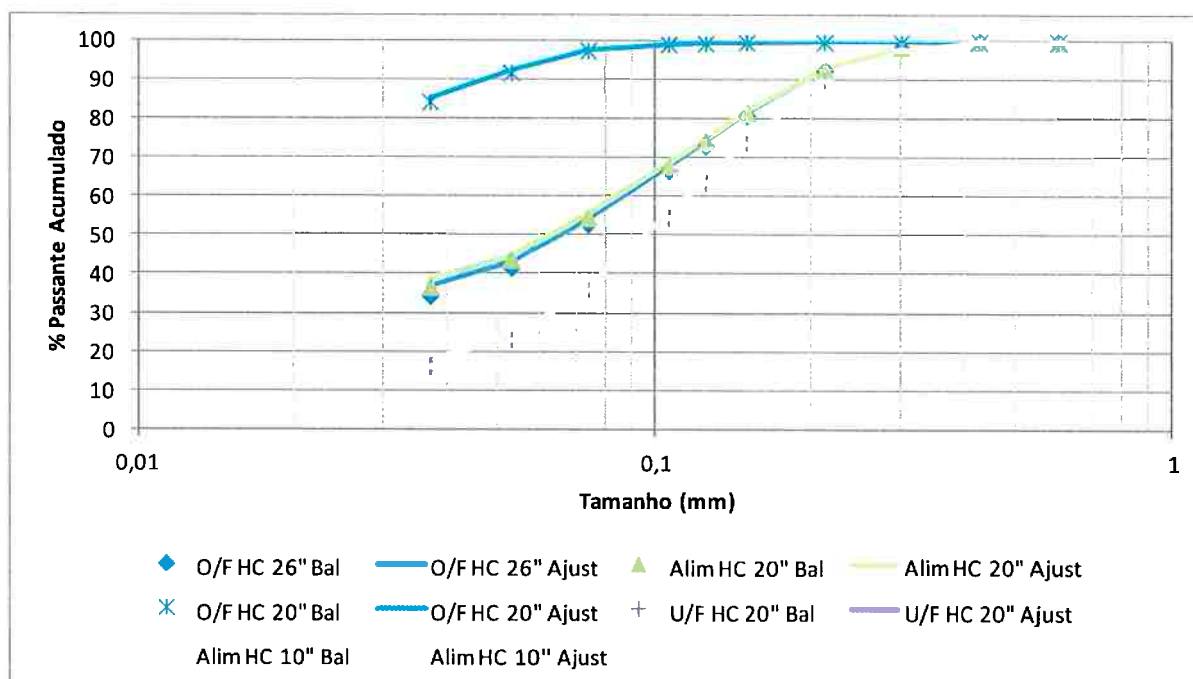


Figura 6.14 – Distribuições balanceadas e ajustadas pelo modelo do circuito de deslamagem - Parte 1

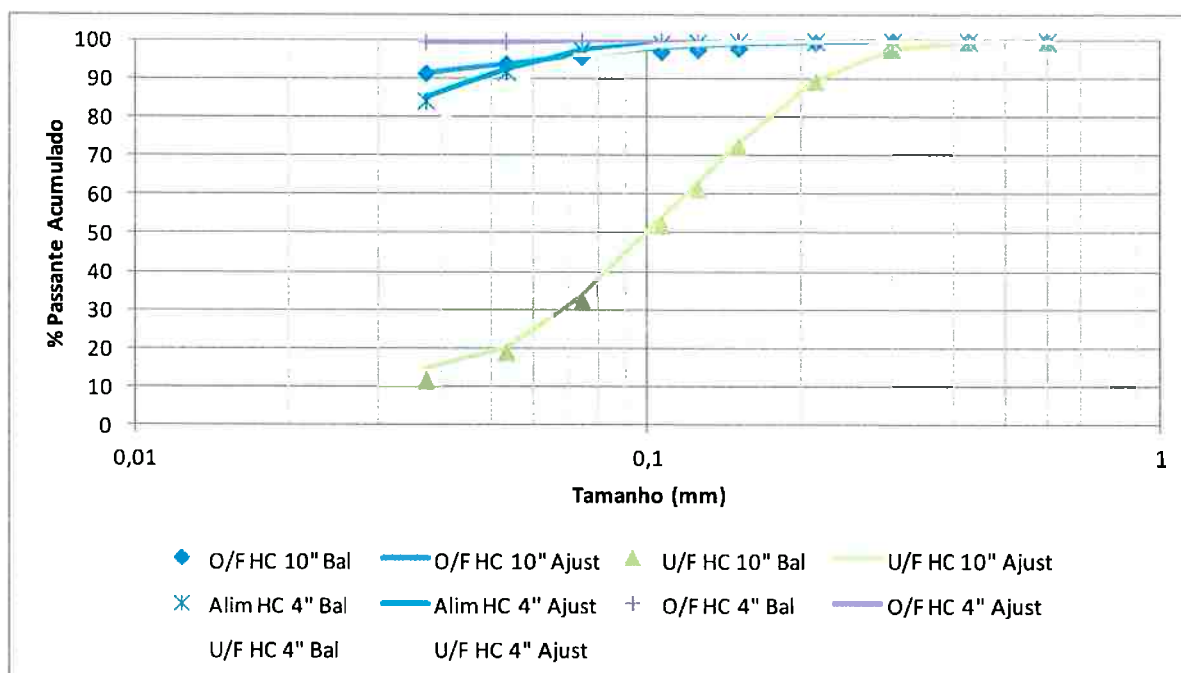


Figura 6.15 – Distribuições balanceadas e ajustadas pelo modelo do circuito de deslagueamento - Parte 2

6.5 Análises de Processo

Finalizados os balanços e os ajustes dos modelos, foi realizada a análise do processo de moagem e deslagueamento em função dos resultados obtidos.

Os resultados das caracterizações feitas com a amostra de alimentação do circuito de moagem apresentaram resultados muito próximos aos valores médios da jazida, exceto pela resistência à abrasão (t_a). Esse fato mostra que o circuito foi alimentado com um material representativo da reserva, conforme apresentado na tabela 6.17.

Tabela 6.17 – Comparação dos indicadores de cominuição entre amostragem e valores médios da jazida

Indicador	Amostragem	Média Jazida
IQ	46	41
t_a	0,47	0,35
WI (kWh/t)	21,1	20,4

Fonte: (Informação Interna)¹

¹Informação média da jazida obtida de relatórios internos de caracterização tecnológica

O P_{80} do circuito de moagem de 0,150 mm foi considerado grosseiro, uma vez que o valor de projeto para o produto final da moagem é de 0,125 mm, para obtenção da liberação necessária para o processo de flotação.

Visando analisar o comportamento das partículas ultrafinas, foi utilizada a equação de Rosin-Rammler por meio do simulador *JKSimMet*, para estimar a distribuição granulométrica abaixo de 0,037 mm.

De acordo com esse critério, o produto final da moagem apresentou 14,2% de sua massa abaixo de 0,010 mm. Praticamente toda essa massa foi gerada nos processos de cominuição, uma vez que apenas 0,2% da massa de alimentação nova encontra-se abaixo desse tamanho.

Para efeito de análises, a etapa de moagem SAG inclui tanto o moinho SAG propriamente dito, como a britagem de *pebbles*.

Análises detalhadas do desempenho do circuito de moagem SAG estão listadas na tabela 6.18.

Tabela 6.18 – Índices de desempenho da moagem SAG

Parâmetro	Valor
Vazão de Alimentação (t/h)	830
Potência Consumida SAG (kW)	6700
Potência Instalada SAG (kW)	8000
Consumo Específico Energia (kWh/t)	8,07
F80 (mm)	146
P80 (mm)	1,57
Relação de Redução	93
WI Operacional (kWh/t)	35,6
Porcentagem < 0,125 mm - Alimentação	3,35
Porcentagem < 0,125 mm - Produto	33,7
Porcentagem < 0,125 mm - Gerada	30,3
kWh/t de <0,125 mm - Gerada	26,6

De acordo com a tabela 6.18, a etapa de moagem em moinho SAG indicou uma relação de redução de 93:1, calculada com base no P_{80} de alimentação de 146 mm e P_{80} de produto de 1,57 mm. Trata-se de uma relação de redução alta, típica de circuitos industriais de moagem SAG.

Na malha de 0,125 mm (120# Tyler) houve uma geração muito alta de massa, ou seja, de 30,3% da alimentação, calculada com base na diferença entre 33,65% e 3,35% passantes nessa mesma malha, respectivamente no produto da etapa (*undersize* do trommel) e na alimentação nova do circuito.

Com relação aos ultrafinos gerados, 5,7% da massa está abaixo da malha de 0,010 mm. Esse valor indica que 39% de todos os finos gerados no circuito de moagem são provenientes da moagem SAG.

Os cálculos de WI operacional indicaram valor de 35,6 kWh/t, para um consumo específico de energia de 8,07 kWh/t, este último índice calculado com base no consumo de potência de 6700 kW e vazão de alimentação de 830 t/h.

O valor de energia por tonelada de material passante na malha de 0,125 mm, gerado na moagem (kWh/t <0,125 mm), foi calculado em 26,6 kWh.

Sob o aspecto energético, ou seja, conversão de energia em fragmentação, o desempenho do moinho SAG foi considerado excelente, se comparado a outros equipamentos industriais semelhantes.

A figura 6.16 apresenta a cinética de moagem do moinho SAG. Nota-se que a curva exibe o comportamento clássico de uma curva de moinho SAG, mostrando o efeito do próprio minério como corpo moedor nas partículas mais grosseiras e o efeito das bolas, que começa a aparecer nas partículas de granulometria de 50 mm, tendo seu ponto ótimo em 7 mm.

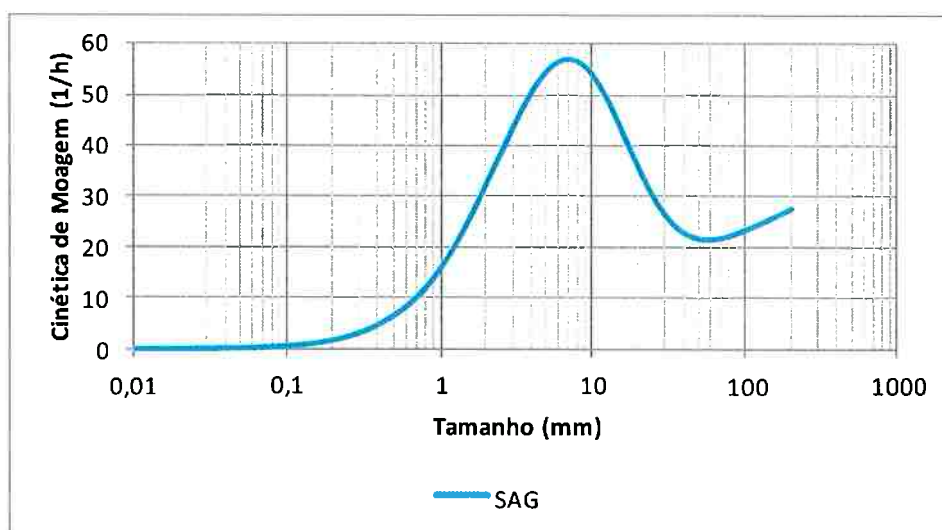


Figura 6.16 – Cinética de moagem do moinho SAG

Com relação aos moinhos de bolas, as análises detalhadas do desempenho combinado do circuito de moinhos de bolas estão detalhadas na tabela 6.19.

Tabela 6.19 – Índices de desempenho dos moinhos de bolas

Parâmetro	Valor
Vazão de Alimentação (t/h)	830
Potência Consumida Moinhos Bolas (kW)	10078
Potência Instalada Moinhos Bolas (kW)	11600
Consumo Específico Energia (kWh/t)	12,14
F ₈₀ (mm)	1,57
P ₈₀ (mm)	0,145
Relação de Redução	10,8
WI Operacional (kWh/t)	21,02
Porcentagem < 0,125 mm - Alimentação	33,7
Porcentagem < 0,125 mm - Produto	74,3
Porcentagem < 0,125 mm - Gerada	40,6
kWh/t de <0,125 mm - Gerada	29,9

As análises de desempenho foram efetuadas inicialmente de forma composta, ou seja, considerando-se a operação conjunta dos dois moinhos de bolas. O objetivo dessas análises foi avaliar o desempenho global da etapa secundária de bolas.

A Tabela 6.19 indica, na etapa secundária de moagem em moinhos de bolas, uma relação de redução de 10,8:1, calculada com base no F₈₀ de alimentação nova da etapa (*undersize* do trommel) de 1,57 mm e P₈₀ de produto da etapa (*overflow* dos ciclones) de 0,145 mm. Na malha de 0,125 mm (120# Tyler) houve uma geração significativa de massa (40,6%), calculada com base na diferença entre 74,3% e 33,7% passantes nessa mesma malha, respectivamente no produto e na alimentação da etapa.

O consumo energético da etapa secundária de moagem foi calculado em 12,14 kWh/t, resultante da razão entre a soma de potência de operação de ambos os moinhos (10078 kW) e a vazão de alimentação nova da etapa (830 t/h).

Os cálculos de WI operacional indicaram valor de 21,02 kWh/t, calculado com base no P₈₀ de alimentação nova e P₈₀ do produto moído, bem como no consumo específico de energia da etapa. O WI operacional foi, portanto, similar ao resultado de laboratório, de 21,0 kWh/t. Ressalte-se que no último cálculo foi empregado o valor do WI de laboratório executado na amostra de alimentação nova do circuito de moagem.

Segundo Rowland (1978), o quociente da divisão do WI de laboratório pelo WI operacional resultaria na eficiência da operação analisada. Nesse caso, o resultado foi de 99,9% para a etapa de moagem em moinho de bolas, indicando ótimo

desempenho dessa etapa do circuito.

Com relação à geração de ultrafinos (<0,010 mm), 61,5% são gerados a partir do circuito de moagem de bolas.

A cinética de moagem dos moinhos de bolas é apresentada na figura 6.17.

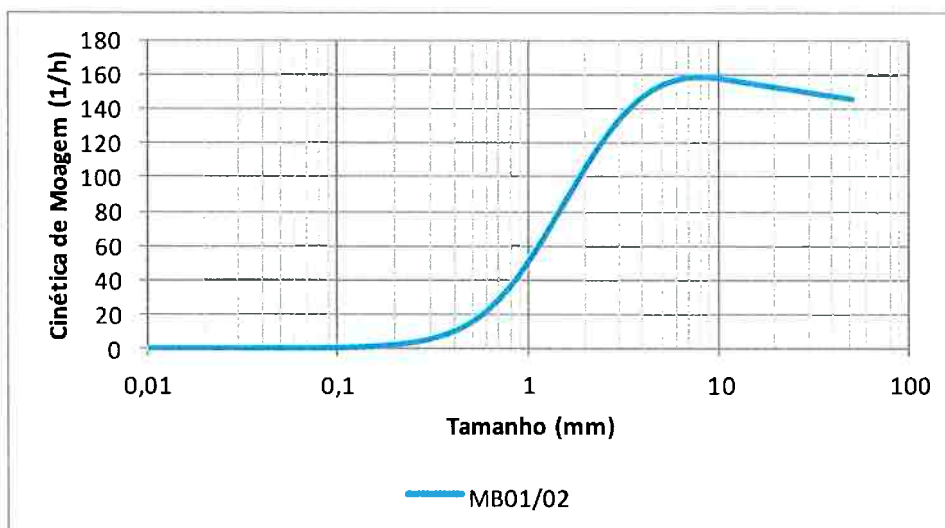


Figura 6.17 – Cinética de Moagem Moinhos de Bolas

Os moinhos de bolas indicam um perfil com um ponto de inflexão muito bem definido. A cinética é, portanto, crescente para partículas de até 6 mm, decrescendo para tamanhos maiores do que esse.

A carga circulante obtida no circuito de moinhos de bolas foi de 163%, valor considerado baixo para esse tipo de circuito.

Com relação à classificação primária, composta pela bateria de ciclones de 26", o sumário de desempenho é apresentado na tabela 6.20.

Tabela 6.20 – Sumário do desempenho dos ciclones de 26"

Parâmetro	Valor
Partição de Sólidos para U/F (%)	62
Porcentagem passante em 0,125 mm na alimentação	42,2
Porcentagem passante em 0,125 mm no U/F	22,4
Porcentagem passante em 0,125 mm no O/F	75
By-pass de Finos (%) <0,125 mm	32,7
By-pass de Água no U/F (%)	22,4
Inclinação da Curva de Partição (α)	1,94

De acordo com a Tabela 6.20, a etapa de classificação indicou 32,7% de *by-pass* de finos (0,125 mm ou 120# Tyler) para o *underflow* dos ciclones. A distribuição granulométrica deste último fluxo incluiu 22,4% passantes na mesma malha de 0,125 mm, ante os 42,2% no fluxo de alimentação e os 75% passantes no *overflow*.

O *by-pass* de água para o *underflow* foi calculado em 22,4%, enquanto a percentagem de sólidos em peso do *underflow* foi praticamente de 78,2%.

A inclinação da curva de partição, segundo a parametrização de Whiten, foi calculada em 1,94 para a etapa de classificação, valor considerado razoável para esse tipo de operação.

A figura 6.18 apresenta os resultados de partição real e corrigida dos ciclones de 26".

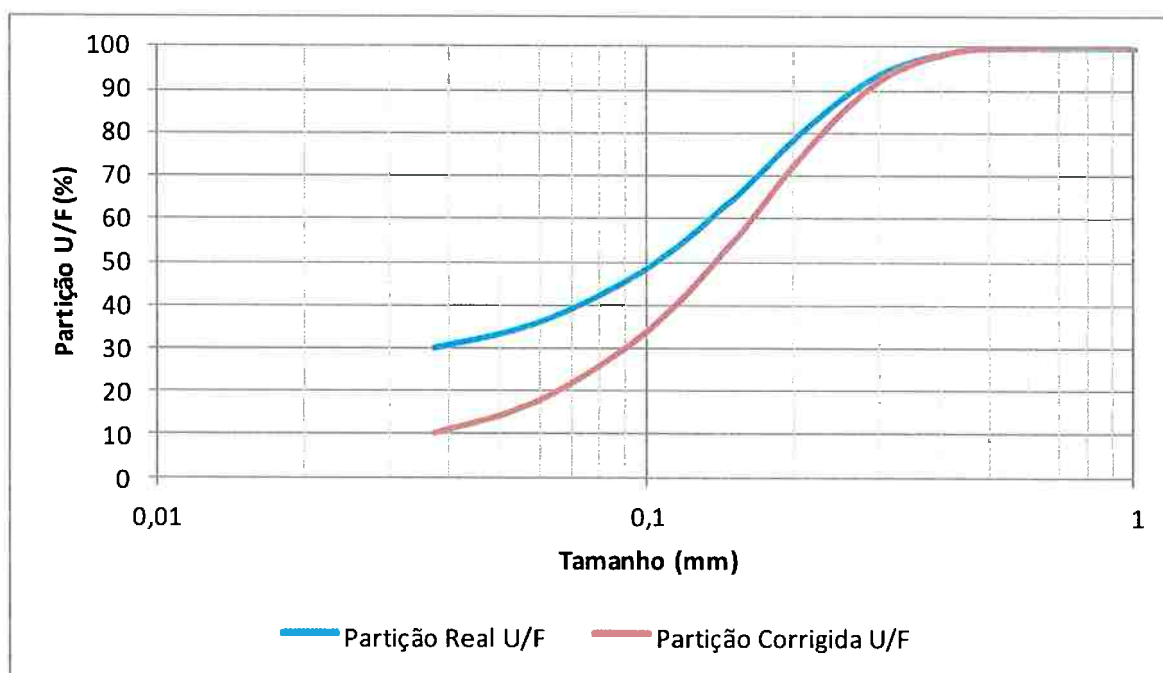


Figura 6.18 – Partição dos Ciclones de 26"

O desempenho da etapa de classificação foi aqui dividido em dois aspectos: classificação propriamente dita e arraste de finos para o *underflow*.

No que se refere à classificação propriamente dita, os resultados acima indicam desempenho considerado apenas razoável ($\alpha = 1,94$), conforme mostra a curva de partição corrigida da Figura 6.18.

O arraste de finos para o *underflow* foi considerado limítrofe de uma boa operação (20-30%). Em particular, o gráfico da Figura 6.18 demonstra uma diminuição acentuada de eficiência nas frações menores do que a malha de interesse (0,125 mm), o que confirma o acúmulo dessa fração na carga circulante dos moinhos de bolas, resultando em sobre모agem e diminuição da eficiência energética para essa etapa do circuito.

O circuito de deslamagem foi amostrado separadamente do circuito de moagem e, por isso, os valores de alimentação do circuito apresentam diferentes resultados dos obtidos no *overflow* dos ciclones de 26" durante a amostragem do circuito de moagem.

A alimentação do circuito de deslamagem foi 970 t/h, vazão considerada elevada para os padrões usuais de operação da usina da Mina Santa Rita, o que caracteriza a alimentação de um minério relativamente friável durante a amostragem.

Em relação à granulometria de alimentação do circuito, o d_{80} de 0,144 mm foi próximo ao obtido na amostragem do circuito de moagem de 0,150 mm, conforme apresentado na figura 6.19. Cabe aqui ressaltar a constante operação do circuito de moagem com um produto mais grosseiro que o especificado em projeto. Diferenças mais significantes foram observadas em frações mais finas ($< 0,053$ mm), onde o resultado obtido na amostragem da deslamagem apresenta maior porcentual passante. Trata-se, portanto, de uma indicação da menor tenacidade do minério alimentado, quando comparado à amostragem do circuito de moagem.

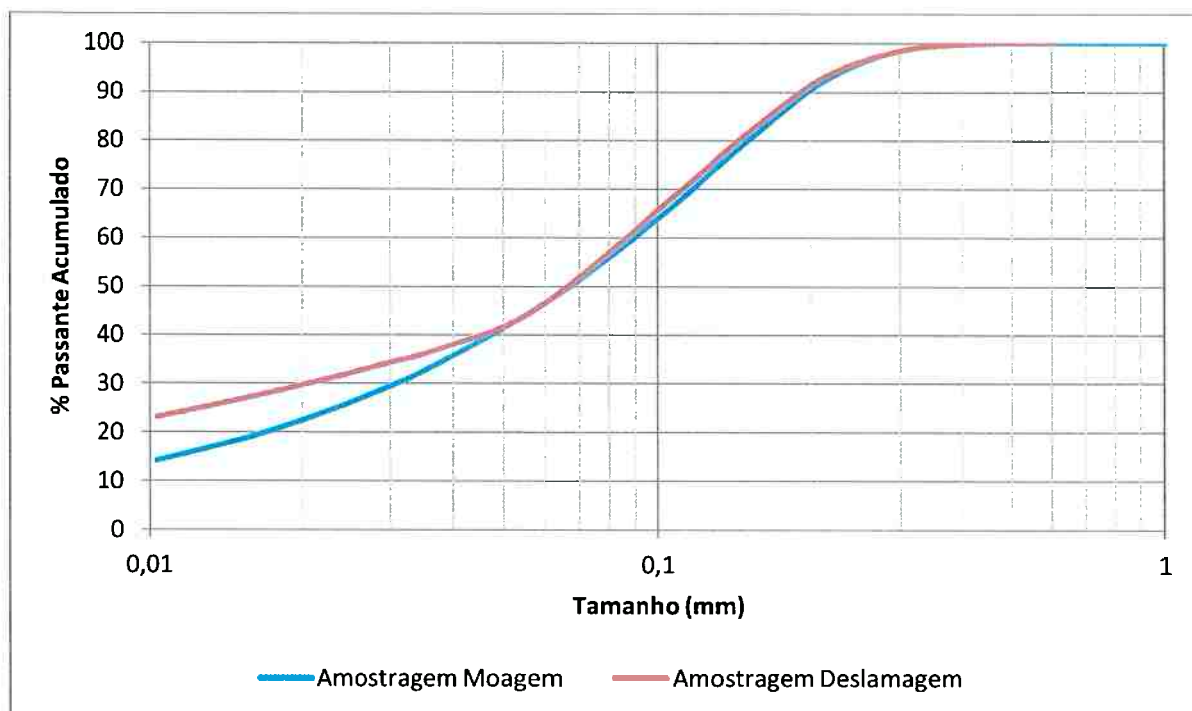


Figura 6.19 – Comparação do produto do circuito de moagem nas duas amostragens realizadas

A recuperação em massa total obtida do circuito de deslamagem foi de 88,5%. O percentual restante, 11,5%, é descartado diretamente como rejeito e, nesse caso, indicou d_{80} de 0,012 mm.

O sumário do 1º estágio de deslamagem, composto por ciclones de 20", é apresentado na tabela 6.21.

Parâmetro	Valor
Partição de Sólidos para U/F (%)	69,2
Porcentagem passante em 0,010 mm na alimentação	24,1
Porcentagem passante em 0,010 mm no U/F	9,2
Porcentagem passante em 0,010 mm no O/F	57,7
By-pass de Finos (%) <0,010 mm	39,1
By-pass de Água no U/F (%)	22
Inclinação da Curva de Partição (α)	2,12

De acordo com a Tabela 6.21, a etapa de deslamagem em ciclones de 20" indicou 39,1% de *by-pass* de finos (<0,010 mm) para o *underflow* dos ciclones. A distribuição granulométrica deste último fluxo incluiu 9,2% passantes na mesma malha, ante os 24,1% no fluxo de alimentação e os 57,7% passantes no *overflow*.

O *by-pass* de água para o *underflow* foi calculado em 22% e a inclinação da curva (α) de partição em 2,12, valor considerado muito bom para ciclones de 20". A

figura 6.20 apresenta as curvas de partição real e corrigida dos ciclones de 20".

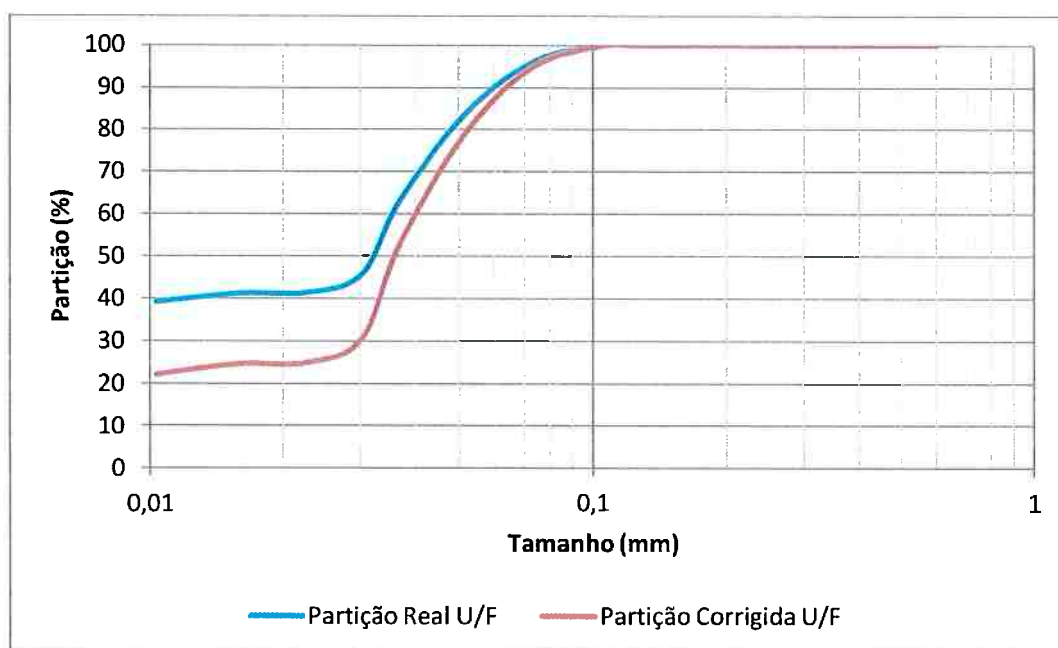


Figura 6.20 – Curva de partição real e corrigida dos ciclones de 20"

A tabela 6.22 apresenta o resumo do desempenho dos ciclones de 10".

Tabela 6.22 – Sumário do desempenho dos ciclones de 10"

Parâmetro	Valor
Partição de Sólidos para U/F (%)	95,5
Porcentagem passante em 0,010 mm na alimentação	9,2
Porcentagem passante em 0,010 mm no U/F	7,1
Porcentagem passante em 0,010 mm no O/F	52,3
By-pass de Finos (%) <0,010 mm	63,6
By-pass de Água no U/F (%)	34,7
Inclinação da Curva de Partição (α)	0,55

O objetivo da bateria de 10" é fazer a limpeza no *underflow* da bateria de 20", reduzindo assim a incidência de ultrafinos na alimentação da flotação. Porém, nota-se pelos resultados uma baixa eficiência nesse processo de limpeza. A partição de sólidos para o *underflow* foi de 95,5%, com um *by-pass* de ultrafinos de 63,6%. A inclinação obtida na curva de partição foi de apenas 0,55, valor considerado muito baixo para ciclones de 10". A figura 6.21 ilustra os dados mencionados, apresentando as curvas de partição da bateria.

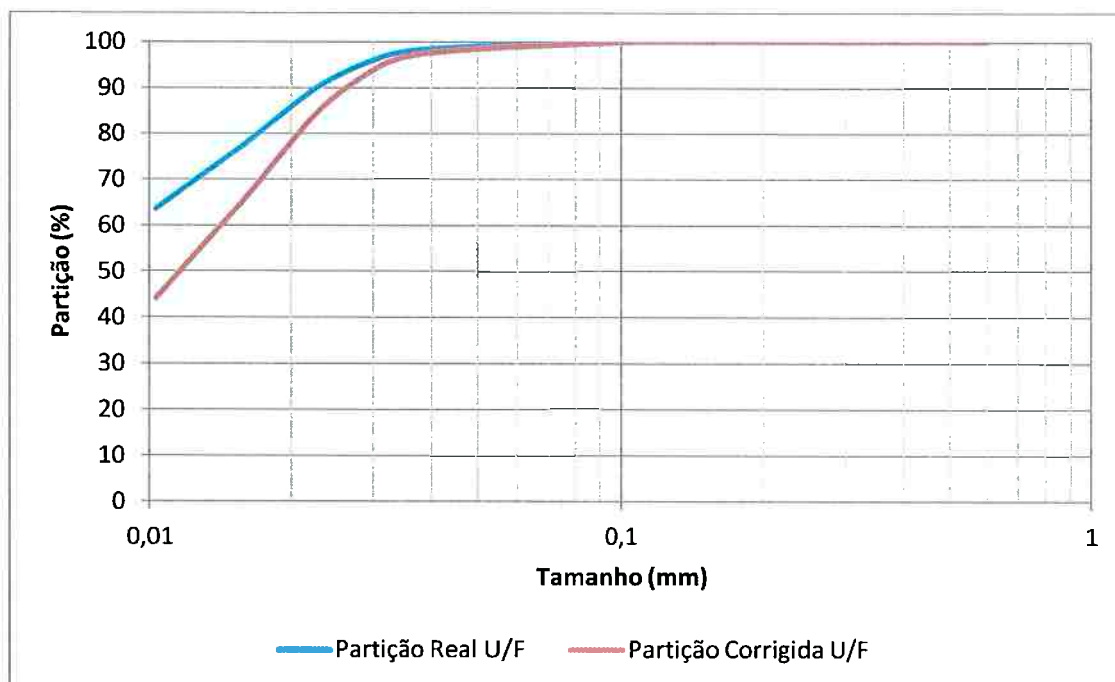


Figura 6.21 – Curva de partição ciclones de 10"

A péssima eficiência da bateria de 10" pode ser atribuída à pressão de operação de 50 kPa, considerada muito baixa para esse diâmetro de ciclone, que opera normalmente com pressões em torno de 150 kPa.

Com relação aos ciclones de 4", o sumário de seu desempenho é apresentado na tabela 6.23.

Tabela 6.23 – Sumário do desempenho dos ciclones de 4"

Parâmetro	Valor
Partição de Sólidos para U/F (%)	63,9
Porcentagem passante em 0,010 mm na alimentação	57,7
Porcentagem passante em 0,010 mm no U/F	47,3
Porcentagem passante em 0,010 mm no O/F	76,1
By-pass de Finos (%) <0,010 mm	52,2
By-pass de Água no U/F (%)	17,3
Inclinação da Curva de Partição (α)	8,2

A partição de sólidos para o *underflow* foi de 63,9%, sendo o material restante com 76,1% abaixo de 0,010 mm, considerado lama, descartado como rejeito. O *by-pass* de água de 17,3% é considerado bom para esse tipo de ciclone e a inclinação da curva de partição de 8,2 considerada excelente. Porém, o *by-pass* de ultrafinos de 52,2% apresenta-se muito elevado.

As curvas de partição real e corrigida dos ciclones de 4" são apresentadas na

figura 6.22, que ilustra graficamente a alta inclinação da curva, assim como o *by-pass* elevado da etapa.

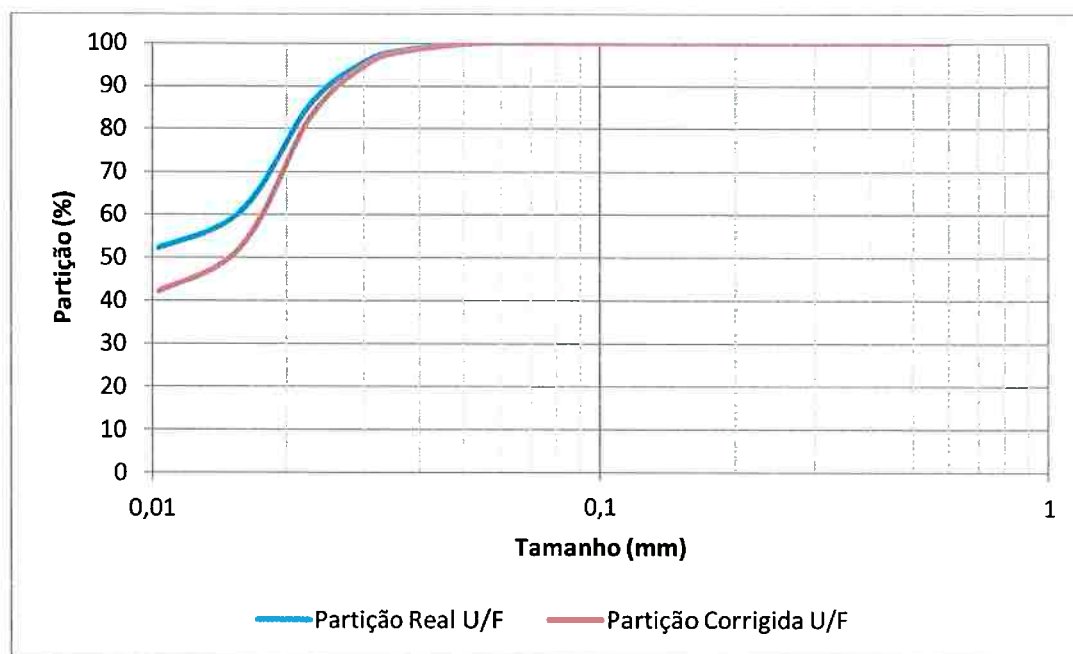


Figura 6.22 – Curva de partição real e corrigida dos ciclones de 4"

Analisando-se a deslamagem de forma global, o sumário de seu desempenho é apresentado na tabela 6.24.

Tabela 6.24 – Sumário do desempenho global da deslamagem

Parâmetro	Valor
Partição de Sólidos para U/F (%)	88,5
Porcentagem passante em 0,010 mm na alimentação	23,2
Porcentagem passante em 0,010 mm no U/F	16,4
Porcentagem passante em 0,010 mm no O/F	76,1
<i>By-pass</i> de Finos (%) <0,010 mm	66,1
<i>By-pass</i> de Água no U/F (%)	30,2
Inclinação da Curva de Partição (α)	2,0

De modo geral, a deslamagem apresentou baixo desempenho de separação, com 66,1% de *by-pass* de finos que deveriam ser descartados pelo *overflow*. A inclinação da curva global de partição de 1,99, valor abaixo do ideal para um sistema de deslamagem. A figura 6.23 apresenta as curvas de partição real e corrigida global da deslamagem.

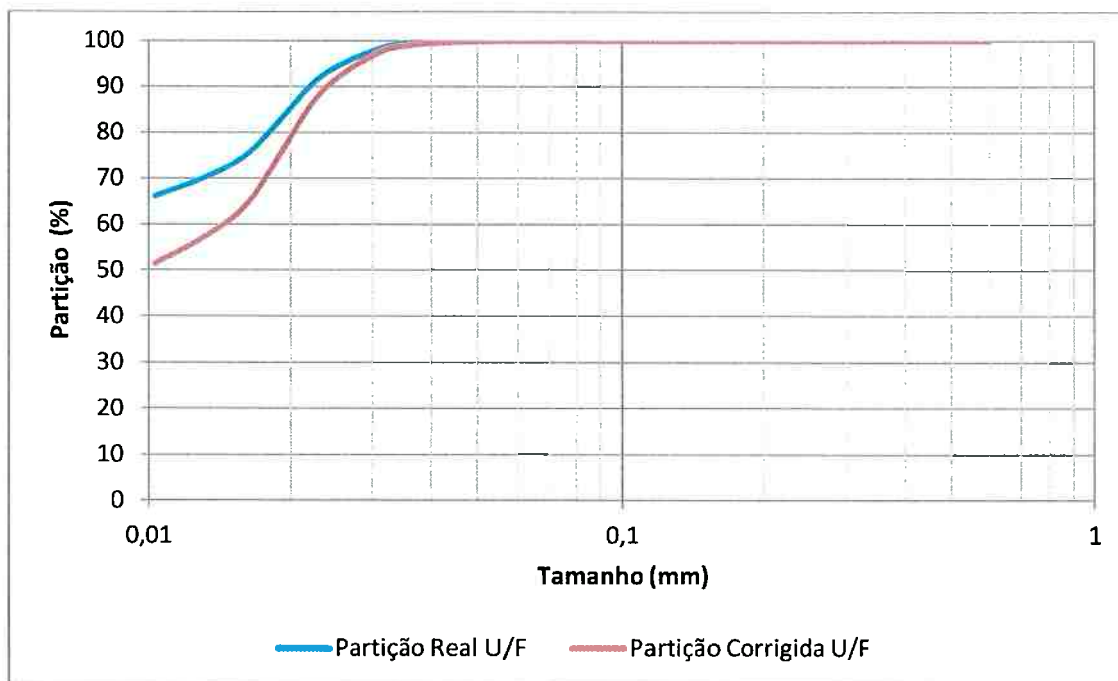


Figura 6.23 – Curva de partição global da deslamagem

De modo geral, observa-se que o circuito de deslamagem apresentou desempenho insatisfatório para a remoção de finos. Por outro lado, a melhora da eficiência acarretaria, nesse caso, um significativo aumento da perda de massa para as lamas, uma vez que no produto final do circuito de moagem há grande presença de material nessa faixa granulométrica.

Apesar do desempenho insatisfatório do circuito de deslamagem para a remoção de finos, a quantidade de finos atualmente removidos contribui muito para a recuperação global de níquel do circuito. Resultados industriais mostram que quando a etapa de deslamagem está operando, há um aumento de 18,7% na recuperação global de níquel, conforme apresentado na figura 6.24.

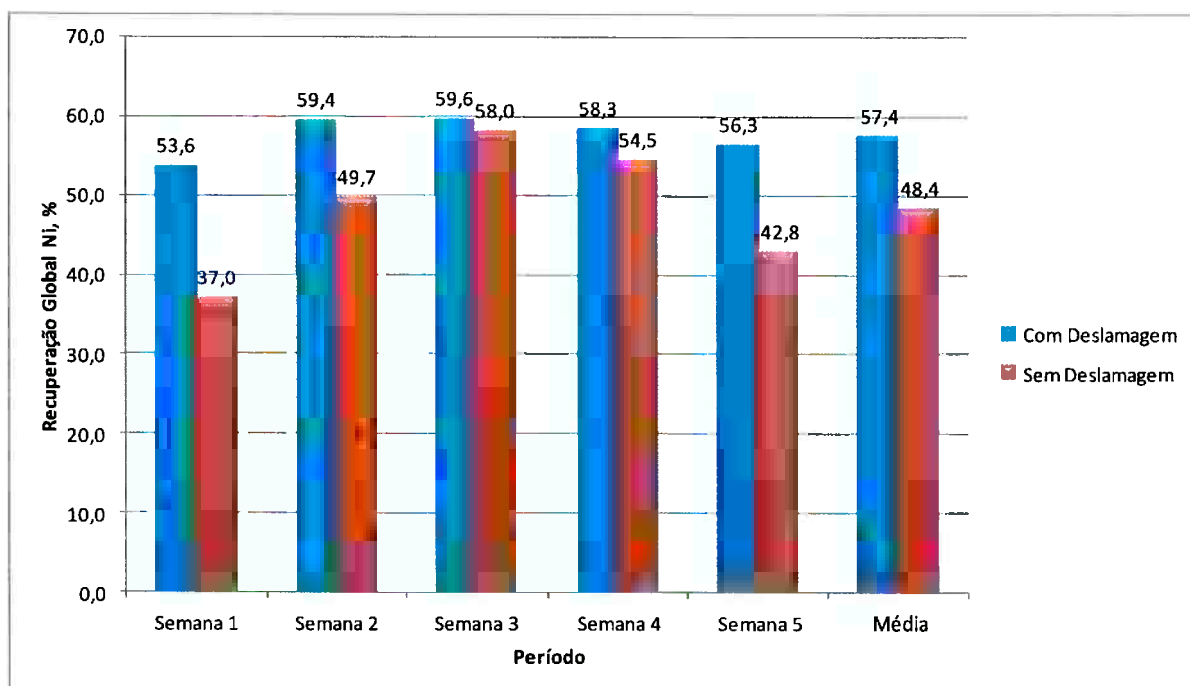


Figura 6.24 – Recuperação global de níquel com e sem operação da deslamagem – Período agosto de 2013

Dessa forma, uma avaliação mais criteriosa deve ser realizada em dois sentidos. O primeiro visa avaliar a grande geração de finos no circuito de moagem e, o segundo, avaliar o efeito de uma eficiência de classificação sobre a recuperação global do circuito, que engloba a recuperação da deslamagem e a recuperação da flotação.

6.6 Estabelecimento do Caso Base para Simulações

Para estabelecimento do Caso Base, que será usado para as simulações, os modelos do circuito de moagem e deslamagem foram agrupados em um único fluxograma, mantendo-se a alimentação nova do circuito moagem.

Em função da diferença na quantidade de finos presente na alimentação do circuito de deslamagem e também da vazão de sólidos entre as duas amostragens, foram necessários ajustes no circuito de deslamagem. Como premissa, considerou-se o mesmo critério adotado pela equipe operacional, ou seja, o de manter as pressões dos ciclones dentro dos valores obtidos originalmente e, para tanto, alterando-se o número de ciclones em operação.

Realizados os ajustes, a figura 6.25 e a tabela 6.25 apresentam o fluxograma e o balanço de massas do Caso Base obtido.

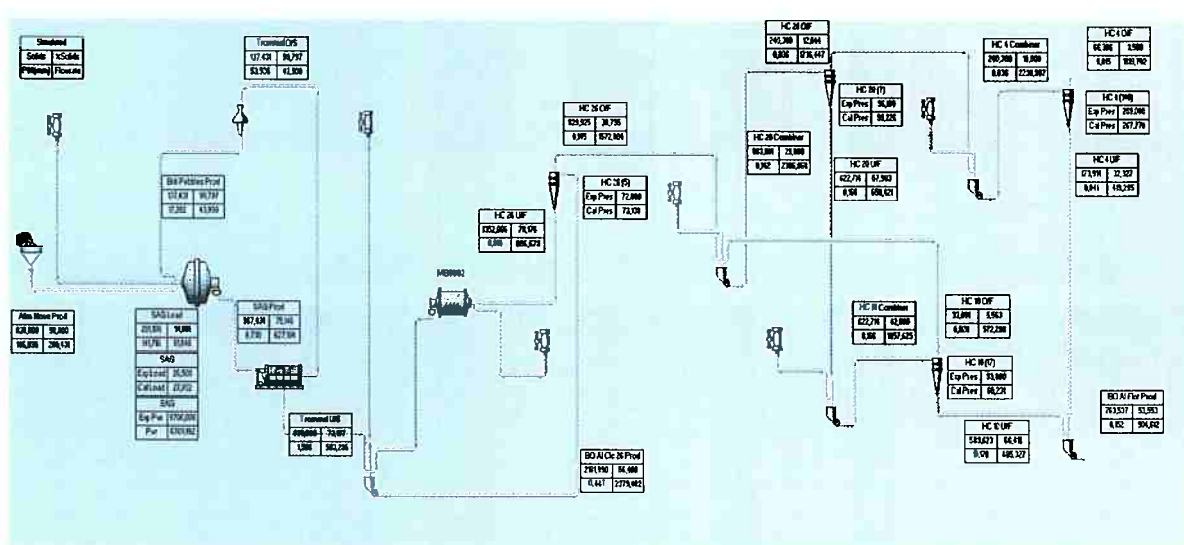


Figura 6.25 – Fluxograma do circuito moagem e deslamagem Caso Base

Tabela 6.25 – Balanço de massas do caso base

Fluxo	Vazão Sólidos (t/h)	% Sólidos	Vazão Volumétrica (m ³ /h)	P ₈₀ (mm)
Alim Nova	830	98,0	280	146
Descarga SAG	967	75,1	627	6,73
O/S Trommel	137	99,8	44	53,54
U/S Trommel	830	72,2	583	1,57
Produto Rebritado	137	99,8	44	17,39
Produto MB01/02	1352	74,8	885	0,275
Alim HC 26"	2182	56,4	2379	0,441
U/F HC 26"	1352	78,2	807	0,815
O/F HC 26"	830	38,8	1573	0,145
Alim HC 20"	863	29,0	2387	0,142
U/F HC 20"	623	57,9	650	0,166
O/F HC 20"	240	12,6	1736	0,036
Alim HC 10"	623	42,0	1058	0,166
U/F HC 10"	590	66,4	485	0,170
O/F HC 10"	33	5,6	572	0,020
Alim HC 4"	240	10,0	2239	0,036
U/F HC 4"	174	32,3	419	0,041
O/F HC 4"	66	3,6	1820	0,015
Alim Flotação	764	53,6	905	0,152

A perda em massa da deslamagem após os ajustes ficou em 8%, uma redução já esperada em função da menor presença de finos na alimentação do circuito em relação ao balanço inicial obtido. A tabela 6.26 e a figura 6.26 apresentam o sumário dos indicadores de desempenho da deslamagem após o

ajuste e a obtenção de respectiva curva de partição.

Tabela 6.26 – Sumário do desempenho da deslamagem – Caso Base

Parâmetro	Valor
Partição de Sólidos para U/F (%)	92,0
Porcentagem passante em 0,010 mm na alimentação	14,8
Porcentagem passante em 0,010 mm no U/F	11,0
Porcentagem passante em 0,010 mm no O/F	56,7
By-pass de Finos (%) <0,010 mm	69,1
By-pass de Água no U/F (%)	26,9
Inclinação da Curva de Partição (α)	1,87

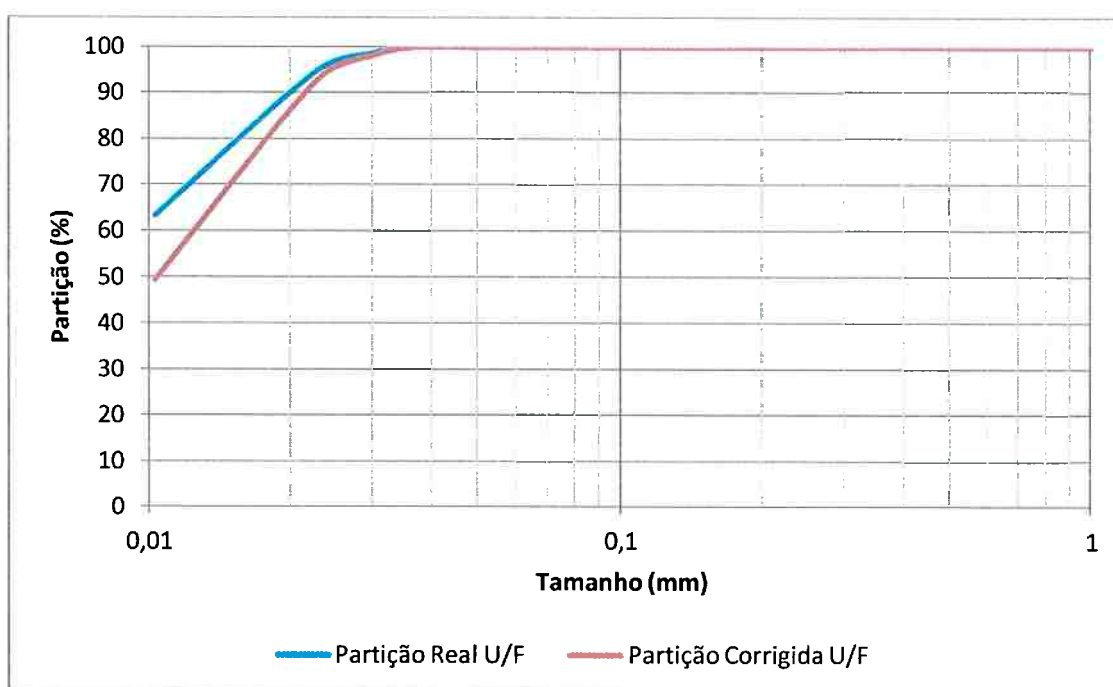


Figura 6.26 – Partição global da deslamagem - Caso Base

6.7 Ensaios Complementares

Neste tópico serão abordados os resultados dos ensaios complementares realizados em laboratório, com o objetivo de auxiliar na definição de rotas do circuito de moagem, visando aumentar o desempenho metalúrgico da usina.

6.7.1 Finos Naturais

Conforme descrito no capítulo 5.3.1, foram realizados ensaios complementares com a alimentação nova do circuito de moagem, com o objetivo de

avaliar se os minerais considerados contaminantes para a etapa de flotação são naturalmente finos ou gerados durante sua cominuição.

Assim, ensaios de flotação foram realizados com as frações acima de 8 mm, entre 2 e 8 mm e menores que 2 mm, além da amostra composta por todas as faixas reunidas.

A primeira análise realizada foi com relação à distribuição de massa e níquel nas frações selecionadas. Os resultados dessa distribuição foram semelhantes, uma vez que os teores de níquel nas frações analisadas foram muito próximos, na ordem de 0,52%. Em média, 10% do níquel alimentado encontram-se abaixo de 2 mm, enquanto 83% encontram-se acima de 8 mm, com os 7% restantes entre os dois tamanhos citados. A figura 6.27 e 6.28 apresenta o resultado das distribuições em massa e de níquel da alimentação.

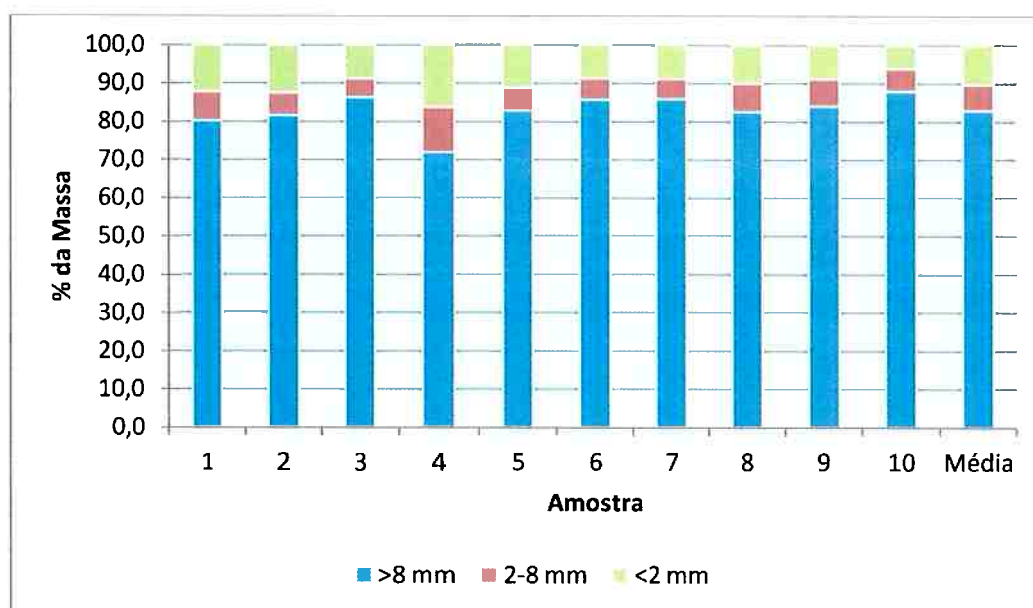


Figura 6.27 – Distribuição em massa da alimentação

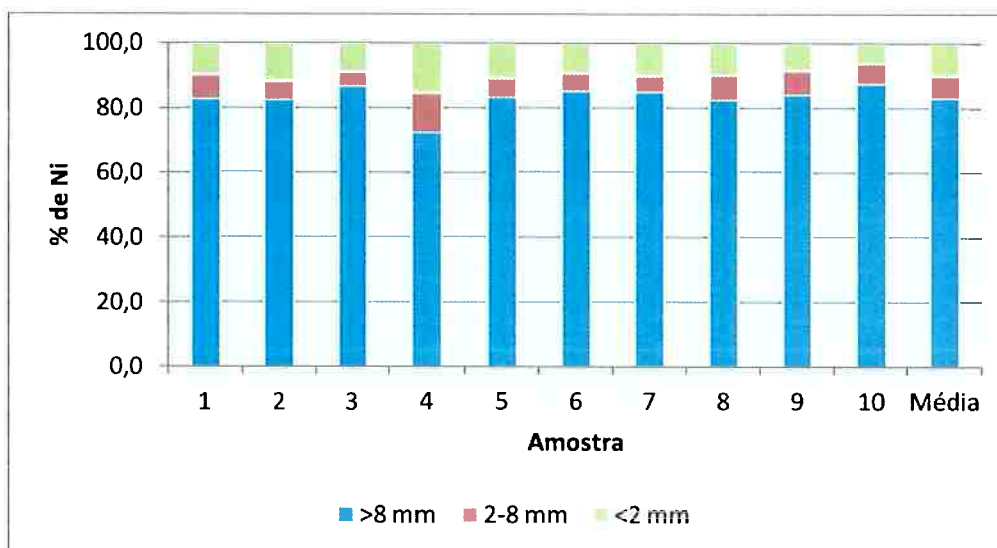


Figura 6.28 – Distribuição de níquel na alimentação

As recuperações obtidas em laboratório são apresentadas na figura 6.29. Os resultados mostram claramente as baixas recuperações obtidas nos testes realizados com as frações menores que 2 mm, indicando a maior presença dos minerais do grupo da serpentina, prejudiciais à flotação da pentlandita nessa fração.

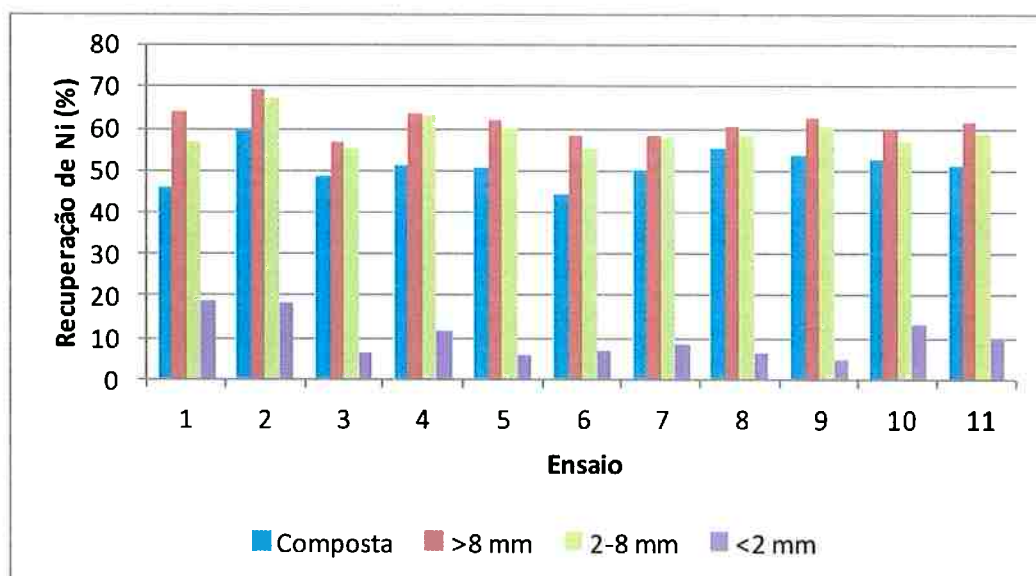


Figura 6.29 – Recuperação da flotação por fração analisada

Por fim, foram realizados ensaios de flotação com todo o material acima de 2 mm e calculada a recuperação global de níquel, considerando-se a perda de níquel obtida na fração menor que 2 mm. Os resultados obtidos foram comparados à recuperação da amostra composta e apresentados na tabela 6.30.

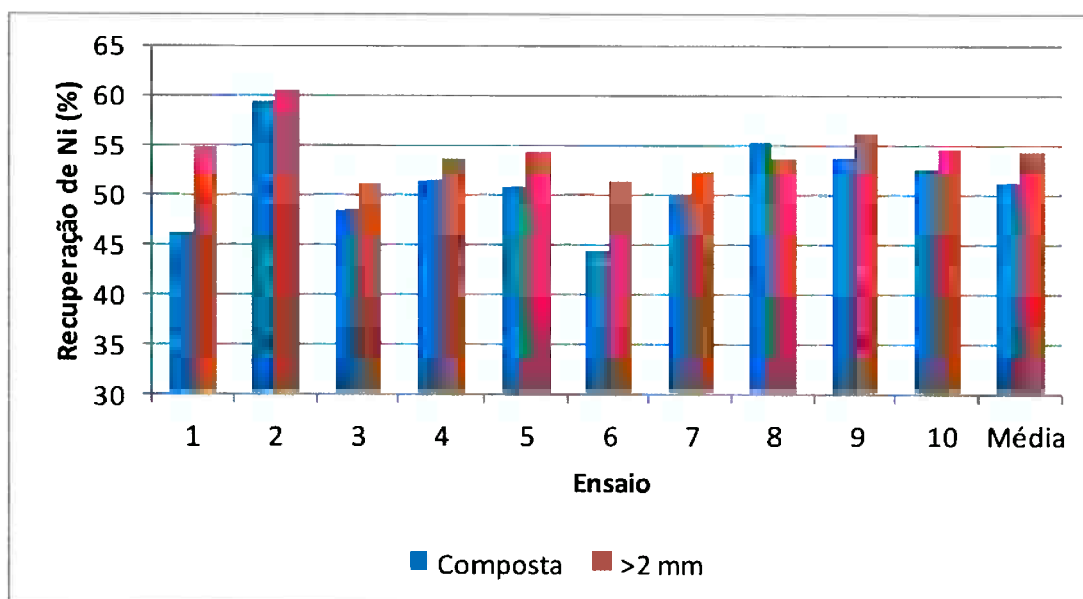


Figura 6.30 – Recuperação global de níquel

Os resultados mostram que a recuperação global de níquel, mesmo com a retirada da fração menor que 2 mm, apresentou resultado superior ao obtido pela flotação de todas as frações em conjunto. A recuperação obtida com a retirada dos finos naturais foi de 54,4%, contra 51,3% da amostra composta, levando a um aumento de 6,2% no desempenho metalúrgico do circuito.

Os resultados indicam que os minerais prejudiciais à recuperação de pentlandita encontram-se naturalmente presentes nas frações finas, não sendo necessária sua moagem para liberação e, conseqüentemente, para separação antes da etapa de flotação.

6.7.2 Antecipação da Deslamagem

Com base nos resultados obtidos sobre os finos naturais presentes na alimentação do moinho SAG, ensaios complementares foram realizados em bancada com o objetivo de avaliar a antecipação da etapa de deslamagem, sendo esta realizada após a moagem SAG e não após os moinhos de bolas.

Feitos os ensaios, o primeiro item avaliado foi a perda de níquel para a lama no processo de deslamagem. De acordo com a figura 6.31, com a antecipação da deslamagem para a descarga do moinho SAG a perda de níquel nas lamas foi reduzida de 12,56% para 7,84%, portanto, uma redução de 37,3%.

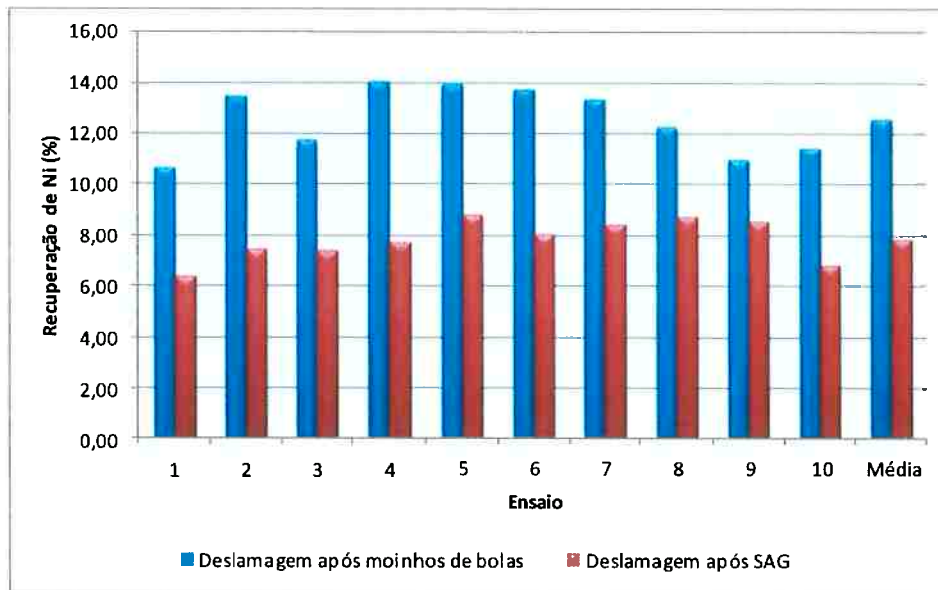


Figura 6.31 – Perda de níquel para a lama com antecipação da deslamagem.

Os resultados de recuperação da flotação obtidos nas duas condições são apresentados na figura 6.32. Esses resultados mostram que a antecipação da deslamagem não prejudica a etapa de flotação, indicando que os minerais prejudiciais à flotação já se encontram liberados após a moagem SAG.

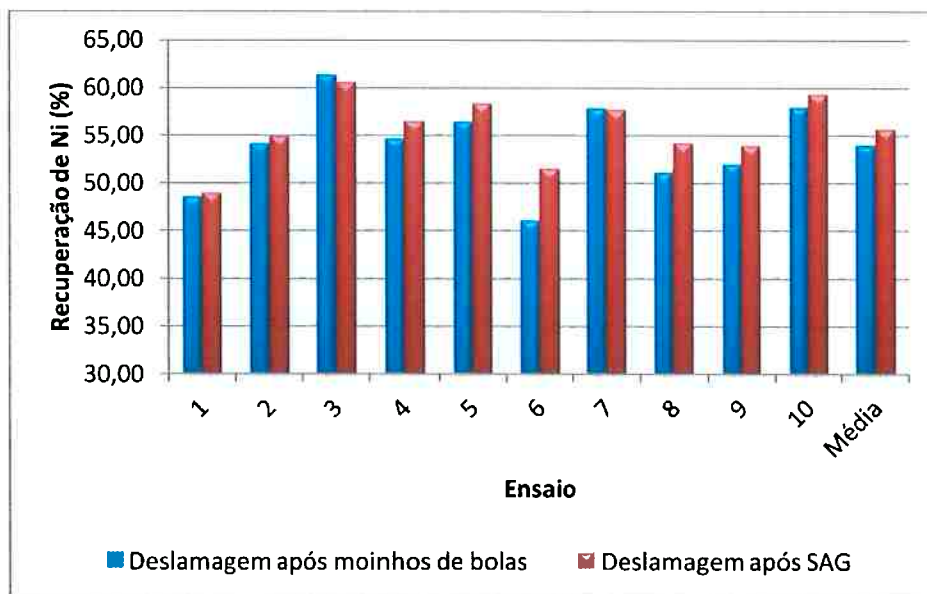


Figura 6.32 – Recuperação da flotação com antecipação da deslamagem

Ao contrário do que se esperava, o desempenho da flotação foi superior mediante a antecipação da deslamagem. A recuperação média obtida de 55,6% foi 3% acima da recuperação obtida nas condições atuais, que foi de 54,0%.

Ao se analisar a recuperação global, o ganho com a antecipação da deslamagem foi ainda superior, uma vez que além do ganho com a recuperação da flotação tem-se o ganho adicional com a redução das perdas nas lamas. Dessa forma, a recuperação global obtida foi de 51,22% com a antecipação da deslamagem e 47,21% nas condições atuais, levando a um aumento na recuperação de níquel de 8,5%, conforme apresentado na figura 6.33.

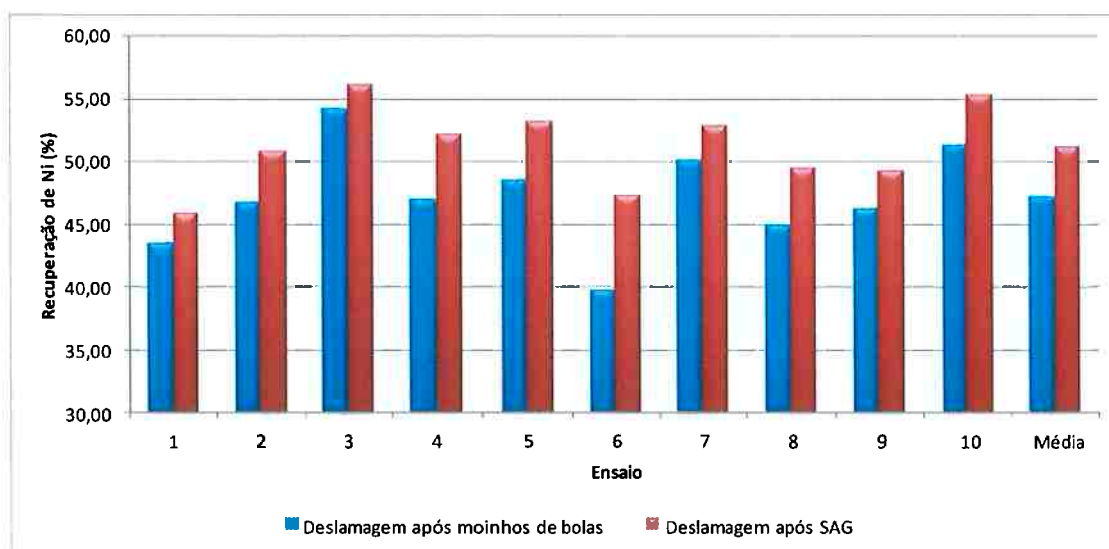


Figura 6.33 – Recuperação global com a antecipação da deslamagem.

6.7.3 Moagem e Flotação em Dois Estágios

Com as mesmas amostras coletadas para realização dos testes de antecipação da deslamagem, foram realizados testes de moagem em dois estágios, com uma etapa de flotação mais grosseira entre os dois moinhos e uma etapa de flotação final após o último estágio de moagem.

Os resultados apresentados na figura 6.34 mostram um ganho adicional de recuperação global de níquel, ao se realizar a flotação em dois estágios juntamente com a antecipação da deslamagem.

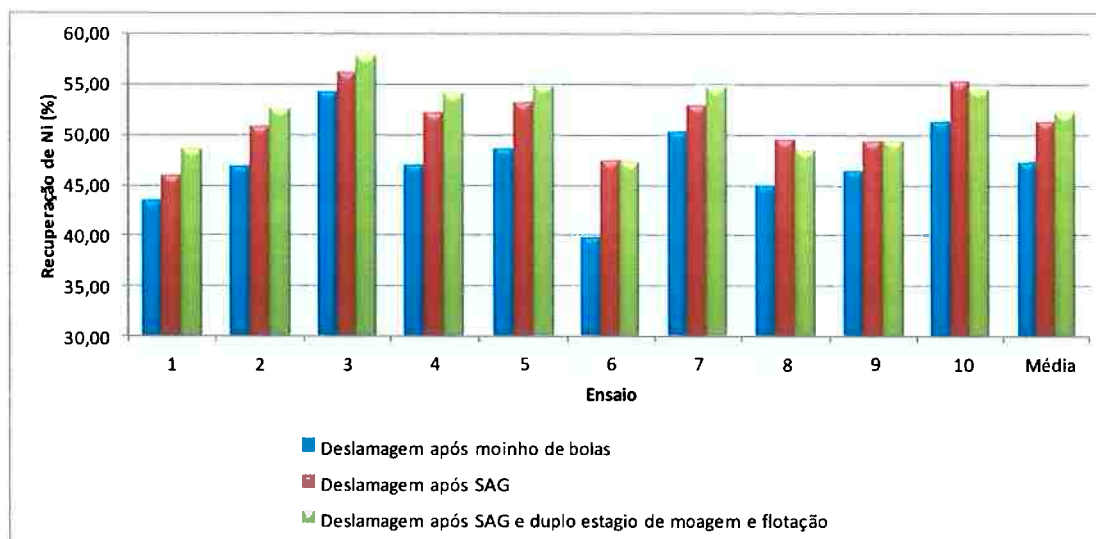


Figura 6.34 – Recuperação global de níquel com duplo estágio de moagem e flotação

A recuperação média obtida com o duplo estágio de moagem foi de 52,2%, enquanto as recuperações obtidas com a deslamagem após o SAG e os moinhos de bolas foram de 51,2% e 47,2%, respectivamente. Esse incremento de recuperação provavelmente deve-se ao fato de o primeiro estágio de flotação coletar as partículas de pentlandita antes de serem sobremoidas e, conseqüentemente, não recuperadas pela flotação. Além da questão da sobremoagem, existe o ganho em função da formação de uma nova superfície nas partículas com a segunda moagem, reduzindo assim possíveis perdas por oxidação dos sulfetos.

Avaliando-se os resultados dos testes individuais, nota-se que em alguns dos testes não houve ganho de recuperação com o duplo estágio de moagem e flotação, quando comparado com a antecipação da deslamagem. Nesses ensaios provavelmente havia uma maior concentração de piroxenito, material que apresenta liberação mais grosseira, fator que pode ter contribuído para esse resultado.

7 SIMULAÇÕES

Foi realizada uma série de simulações a partir do Caso Base, das quais as mais relevantes são apresentadas neste tópico. As simulações foram classificadas em três grupos:

- Melhora no desempenho de separação de lamas no circuito de deslamagem;
- Aumento da vazão de alimentação do circuito de moagem;
- Modificações no circuito de moagem e deslamagem para o aumento da recuperação metalúrgica de níquel.

7.1 Simulações do Circuito de Deslamagem

Conforme mencionado no capítulo anterior, o circuito de deslamagem da usina da Mirabela apresenta baixo desempenho com relação à remoção das lamas, devido ao *by-pass* de 66,1% dos finos menores que 0,010 mm.

A simulação 1 consistiu em operar a bateria de ciclones de 10" em circuito aberto, direcionando seu fluxo de *overflow* para as lamas finais e não mais retornando para a alimentação da bateria de 20", como carga circulante. Essa modificação foi realizada devido ao fato de essa etapa ter uma baixa recuperação em massa, bem como apresentar granulometria semelhante a da lama final. A figura 7.1 e a tabela 7.1 apresentam o fluxograma e o balanço de massas obtidos na simulação 1.

Tabela 7.1 – Balanço de massas - Simulação 1

Fluxo	Vazão Sólidos (t/h)	% Sólidos	Vazão Volumétrica (m ³ /h)	d ₈₀ (mm)
Alim Nova	830	98,0	280	146
Descarga SAG	967	75,1	627	6,73
O/S Trommel	137	99,8	44	53,5
U/S Trommel	830	72,2	583	1,57
Produto Rebritado	137	99,8	44	17,39
Produto MB01/02	1352	74,8	885	0,275
Alim HC 26"	2182	56,4	2379	0,441
U/F HC 26"	1352	78,2	807	0,815
O/F HC 26"	830	38,8	1573	0,145
Alim HC 20"	830	29,0	2295	0,145
U/F HC 20"	608	57,4	644	0,168
O/F HC 20"	222	12,3	1651	0,038
Alim HC 10"	608	40,0	1106	0,168
U/F HC 10"	580	72,0	409	0,171
O/F HC 10"	28	3,9	696	0,015
Alim HC 4"	222	10,0	2065	0,038
U/F HC 4"	163	32,6	389	0,043
O/F HC 4"	58	3,4	1676	0,016
Alim Flotação	743	56,9	799	0,153

A simulação 2, além da modificação realizada na simulação 1, inclui também o direcionamento do fluxo de *underflow* da bateria de ciclones de 4" para a alimentação da bateria de ciclones de 10". A motivação para essa alteração foi o alto *by-pass* de finos da etapa de 4". O fluxograma e o balanço de massas da simulação 2 são apresentados na figura 7.2 e na tabela 7.2.

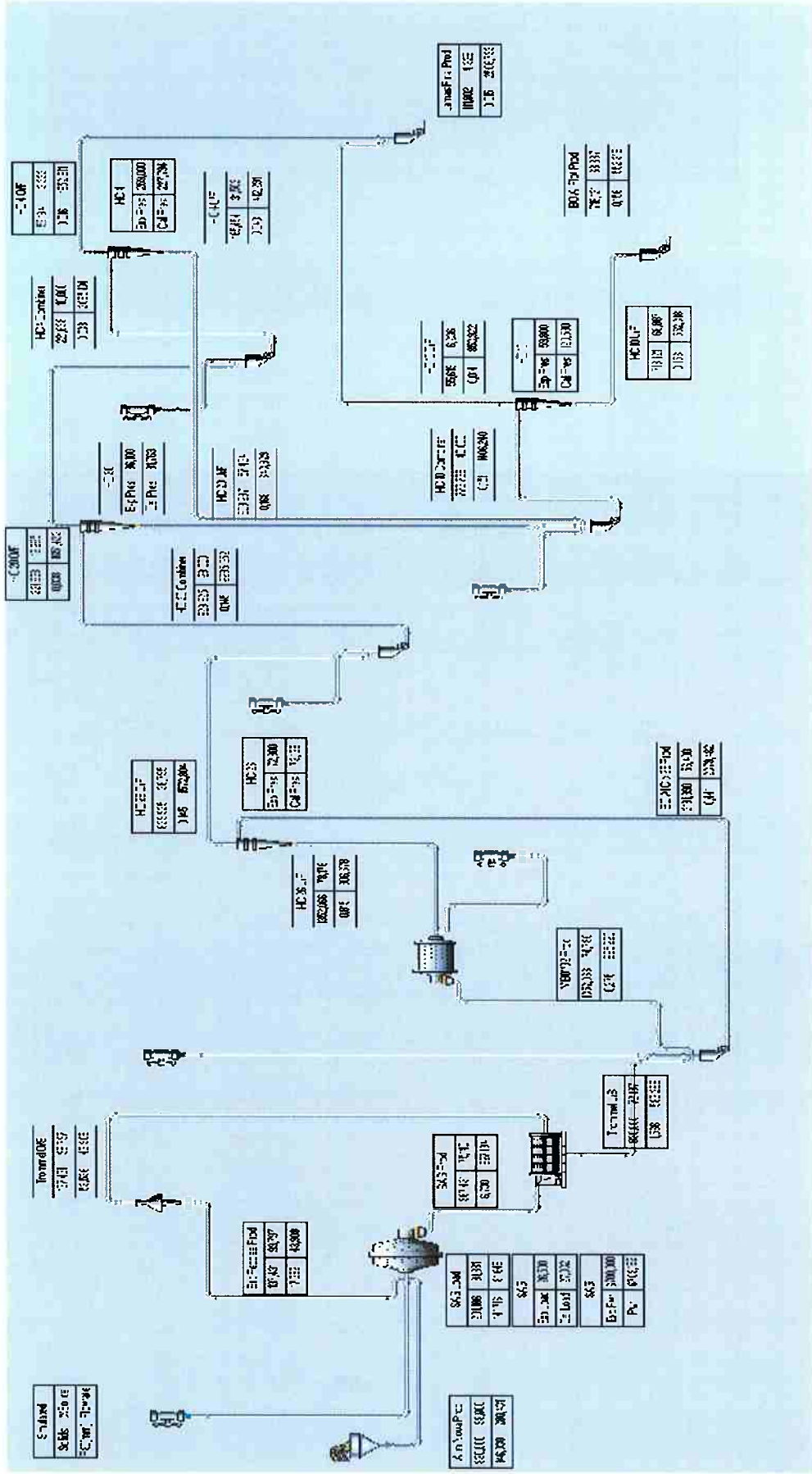


Figura 7.2 – Fluxograma - Simulação 2

Tabela 7.2 – Balanço de massas - Simulação 2

Fluxo	Vazão Sólidos (t/h)	% Sólidos	Vazão Volumétrica (m ³ /h)	d ₈₀ (mm)
Alim Nova	830	98,0	280	146
Descarga SAG	967	75,1	627	6,73
O/S Trommel	137	99,8	44	53,54
U/S Trommel	830	72,2	583	1,57
Produto Rebritado	137	99,8	44	17,39
Produto MB01/02	1352	74,8	885	0,275
Alim HC 26"	2182	56,4	2379	0,441
U/F HC 26"	1352	78,2	807	0,815
O/F HC 26"	830	38,8	1573	0,145
Alim HC 20"	830	29,0	2295	0,145
U/F HC 20"	608	57,4	644	0,168
O/F HC 20"	222	12,3	1651	0,038
Alim HC 10"	774	40,0	1406	0,151
U/F HC 10"	718	68,9	552	0,156
O/F HC 10"	56	6,2	854	0,014
Alim HC 4"	222	10,0	2065	0,038
U/F HC 4"	166	31,5	412	0,043
O/F HC 4"	56	3,3	1653	0,016
Alim Flotação	718	68,9	552	0,156

A tabela 7.3 apresenta um comparativo do desempenho da deslamagem entre as duas simulações realizadas e o Caso Base.

Tabela 7.3 – Sumário do desempenho da deslamagem entre o Caso Base e as simulações realizadas

Parâmetro	Caso Base	Sim 1	Sim 2
Partição de Sólidos para U/F (%)	92,0	89,6	86,5
Porcentagem passante em 0,010 mm na alimentação	14,8	14,8	14,8
Porcentagem passante em 0,010 mm no U/F	11,03	9,41	7,52
Porcentagem passante em 0,010 mm no O/F	56,7	59,7	60,5
<i>By-pass</i> de Finos (%) <0,010 mm	69,1	57,5	44,4
<i>By-pass</i> de Água no U/F (%)	26,9	19,4	11,6
d80 lamas (mm)	0,015	0,015	0,015

As simulações realizadas apresentaram uma melhora significativa em relação à remoção de finos no circuito de deslamagem. O *by-pass* de finos foi reduzido de 69,1%, no Caso Base, para 57,3% e 44,4% para as simulações 1 e 2, respectivamente.

Com relação à partição de sólidos para o *underflow*, houve uma redução

para os dois casos simulados, principalmente na simulação 2. Conforme já afirmado anteriormente, deve-se compreender melhor o efeito dessa maior redução da fração de lamas sobre a recuperação metalúrgica da flotação, visando à implantação dessas alterações com o intuito de aumentar a recuperação global de níquel do circuito.

7.2 Simulações do Circuito de Moagem

O segundo grupo de simulações teve por base as modificações no circuito de moagem, com o objetivo de aumentar sua vazão de alimentação. Para a realização das simulações, algumas premissas foram assumidas para variáveis de processo e equipamentos:

- Enchimento máximo total do SAG não deve exceder 25%;
- Velocidade máxima do moinho SAG limitada a 78% da velocidade crítica;
- Objetivo de P_{80} na moagem de 0,145 mm;
- Vazão máxima para a ciclonagem primária de 3600 m³/h.

A simulação 3 inclui a redução da densidade de alimentação da ciclonagem primária, bem como o aumento do enchimento de bolas do moinho SAG, de 8% para 12%. O aumento do grau de enchimento de bolas no moinho SAG foi necessário para aumentar a fragmentação e a capacidade de transporte de polpa na câmara de moagem. Já a redução da densidade de alimentação teve por objetivo aumentar a carga circulante, mantendo-se o corte do ciclone dentro da especificação estipulada. O fluxograma de processo e o balanço de massas da simulação 3 são apresentados na figura 7.3 e na tabela 7.4.

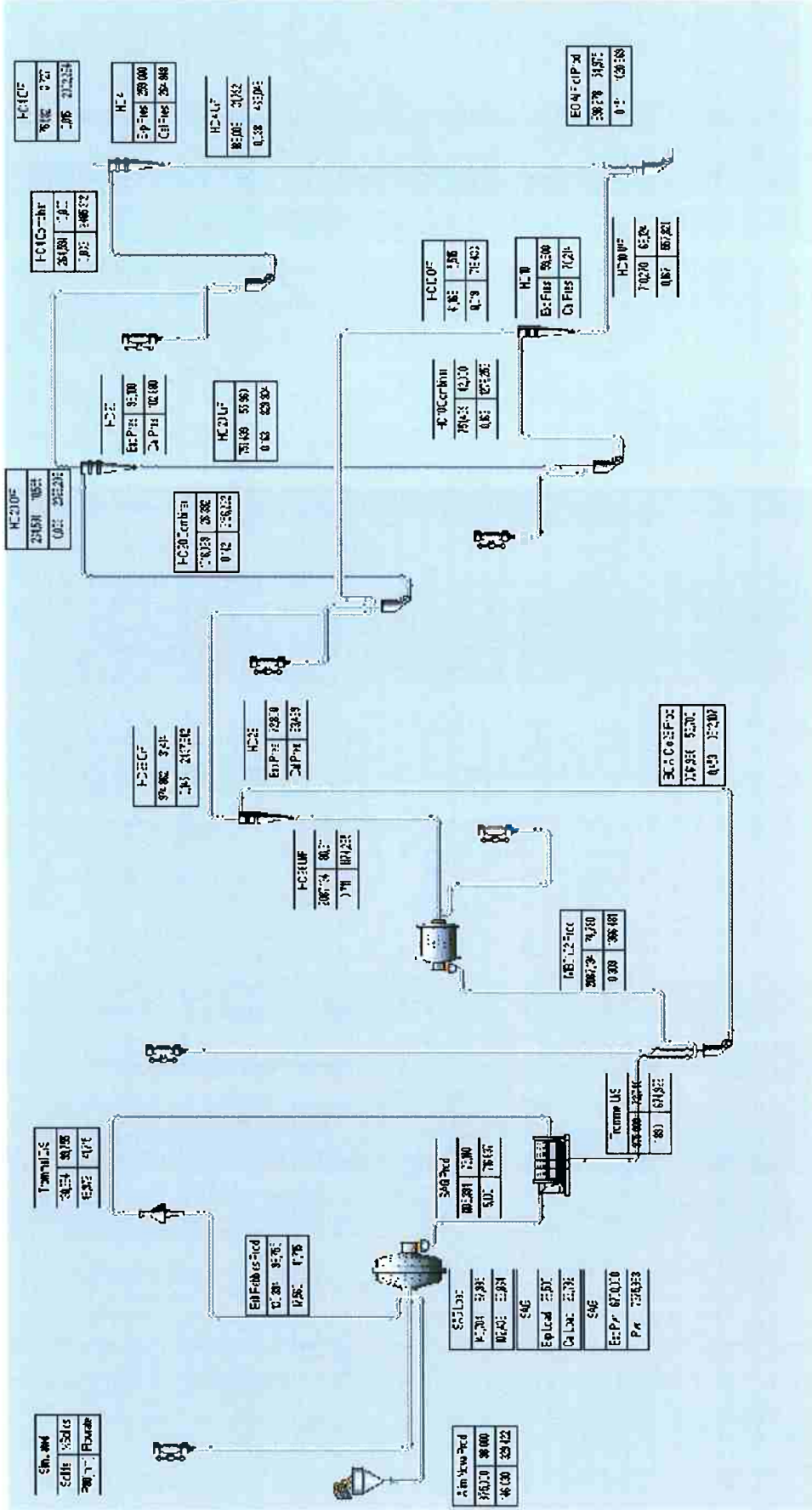


Figura 7.3 – Fluxograma - Simulação 3

Tabela 7.4 – Balanço de massas - Simulação 3

Fluxo	Vazão Sólidos (t/h)	% Sólidos	Vazão Volumétrica (m ³ /h)	d ₈₀ (mm)
Alim Nova	975	98,0	329	146
Descarga SAG	1105	75,1	717	5,13
O/S Trommel	130	99,8	42	49,97
U/S Trommel	975	72,7	675	1,89
Produto Rebritado	130	99,8	42	17,56
Produto MB01/02	2087	74,8	1366	0,309
Alim HC 26"	3062	53,7	3612	0,453
U/F HC 26"	2087	80,3	1174	0,711
O/F HC 26"	975	31,4	2438	0,145
Alim HC 20"	1016	26,4	3156	0,142
U/F HC 20"	751	56,0	830	0,163
O/F HC 20"	265	10,6	2326	0,033
Alim HC 10"	751	42,0	1276	0,163
U/F HC 10"	710	68,1	558	0,167
O/F HC 10"	41	5,5	718	0,020
Alim HC 4"	265	10,0	2465	0,033
U/F HC 4"	188	31,8	463	0,038
O/F HC 4"	77	3,7	2002	0,015
Alim Flotação	898	55,0	1021	0,151

A simulação 4 manteve as alterações realizadas na simulação anterior e incluiu:

- Redução do diâmetro de reposição de bolas do SAG de 5" para 4";
- Redução do diâmetro de reposição de bolas nos moinhos de bolas de 2 ½" para 2";
- Aumento do enchimento de corpos moedores nos moinhos de bolas de 27,5% para 30%.

Essas modificações visaram ao aumento da potência disponível nos moinhos de bolas e, conseqüentemente, uma melhor fragmentação das frações mais críticas para os moinhos de bolas e SAG. A Figura 7.4 e a tabela 7.5 apresentam o fluxograma e o balanço de massas obtidos na simulação 4.

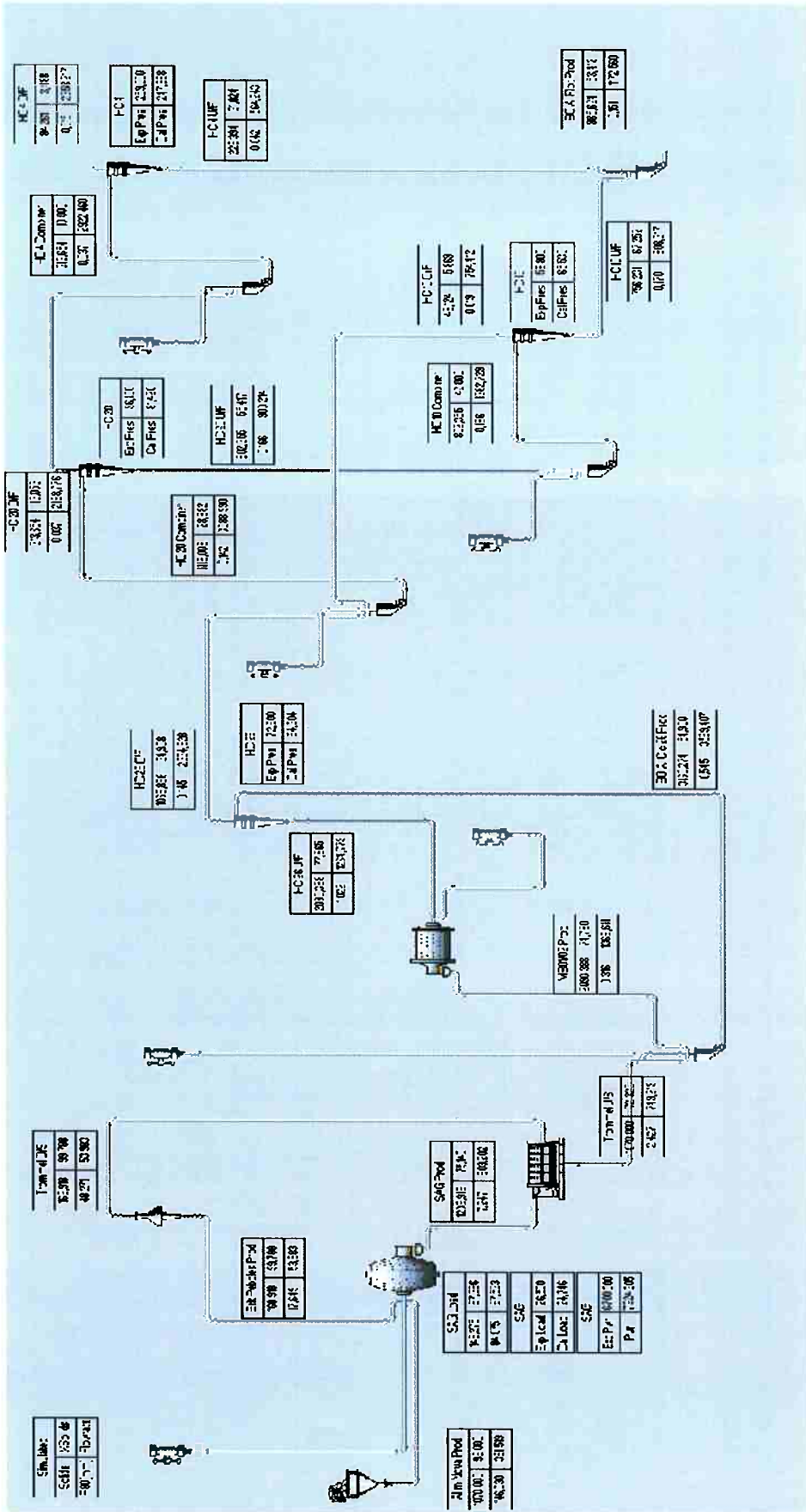


Figura 7.4 – Fluxograma - Simulação 4

Tabela 7.5 – Balanço de massas - Simulação 4

Fluxo	Vazão Sólidos (t/h)	% Sólidos	Vazão Volumétrica (m ³ /h)	d ₈₀ (mm)
Alim Nova	1070	98,0	362	146
Descarga SAG	1239	75,1	803	7,25
O/S Trommel	169	99,8	54	48,3
U/S Trommel	1070	72,3	749	2,43
Produto Rebritado	169	99,8	54	17,7
Produto MB01/02	2090	74,8	1369	0,316
Alim HC 26"	3160	54,9	3599	0,545
U/F HC 26"	2090	77,7	1265	1,022
O/F HC 26"	1070	34,9	2335	0,145
Alim HC 20"	1116	29,0	3089	0,142
U/F HC 20"	802	55,4	900	0,166
O/F HC 20"	314	13,1	2189	0,037
Alim HC 10"	802	42,0	1363	0,166
U/F HC 10"	756	67,3	608	0,170
O/F HC 10"	46	5,9	754	0,019
Alim HC 4"	314	10,0	2922	0,037
U/F HC 4"	229	31,8	564	0,043
O/F HC 4"	84	3,5	2358	0,016
Alim Flotação	986	53,4	1173	0,151

O comparativo entre o Caso Base e as duas simulações realizadas é apresentado na tabela 7.6.

Tabela 7.6 – Comparativo entre o Caso Base e as simulações do circuito de moagem

Identificação	Circuito SAG		Circuito Moinhos de Bolas			
	Vazão de Sólidos (t/h)	Volume da Carga Total (%)	Vazão de Pebbles (t/h)	Vazão de Sólidos Carga Circulante (t/h)	% Carga Circulante	P ₈₀ (mm)
Caso Base	830	27,0	137	1352	163	0,145
Sim 3	975	23,8	130	2087	214	0,145
Sim 4	1070	24,7	169	2090	195	0,145

As alterações realizadas no circuito de moagem levaram a um aumento da vazão de alimentação do circuito de moagem. A simulação 4 foi a que obteve maior vazão, de 1070 t/h, portanto, 29% maior que o Caso Base. As cargas circulantes dos moinhos de bolas ficaram em torno de 200%, em valores bem melhores que o caso base, de 163%. Para todas as simulações, o produto final da moagem foi de 0,145 mm.

A limitação final do circuito foi a vazão de alimentação da classificação primária, limitada em 3600 m³/h, devido à capacidade do bombeamento

instalado.

7.3 Simulações para aumento da Recuperação Metalúrgica de Níquel

Com base nos resultados dos testes de flotação em laboratório, duas simulações foram realizadas modificando-se o fluxograma do circuito, visando ao aumento da recuperação metalúrgica de níquel.

A simulação 5 foi baseada nos resultados obtidos nas seções 6.7.1 e 6.7.2, nas quais os ensaios mostraram que as lamas que prejudicam a flotação são naturais e não geradas pela moagem. Dessa forma, a simulação 5 consistiu na inclusão de uma etapa de pré-classificação após o moinho SAG, sendo que somente o *overflow* desse fluxo é direcionado para a deslamagem, com o produto da moagem de bolas sendo enviado diretamente para a flotação.

O fluxograma de processo e o balanço de massas dessa concepção de circuito são apresentados na figura 7.5 e na tabela 7.7.

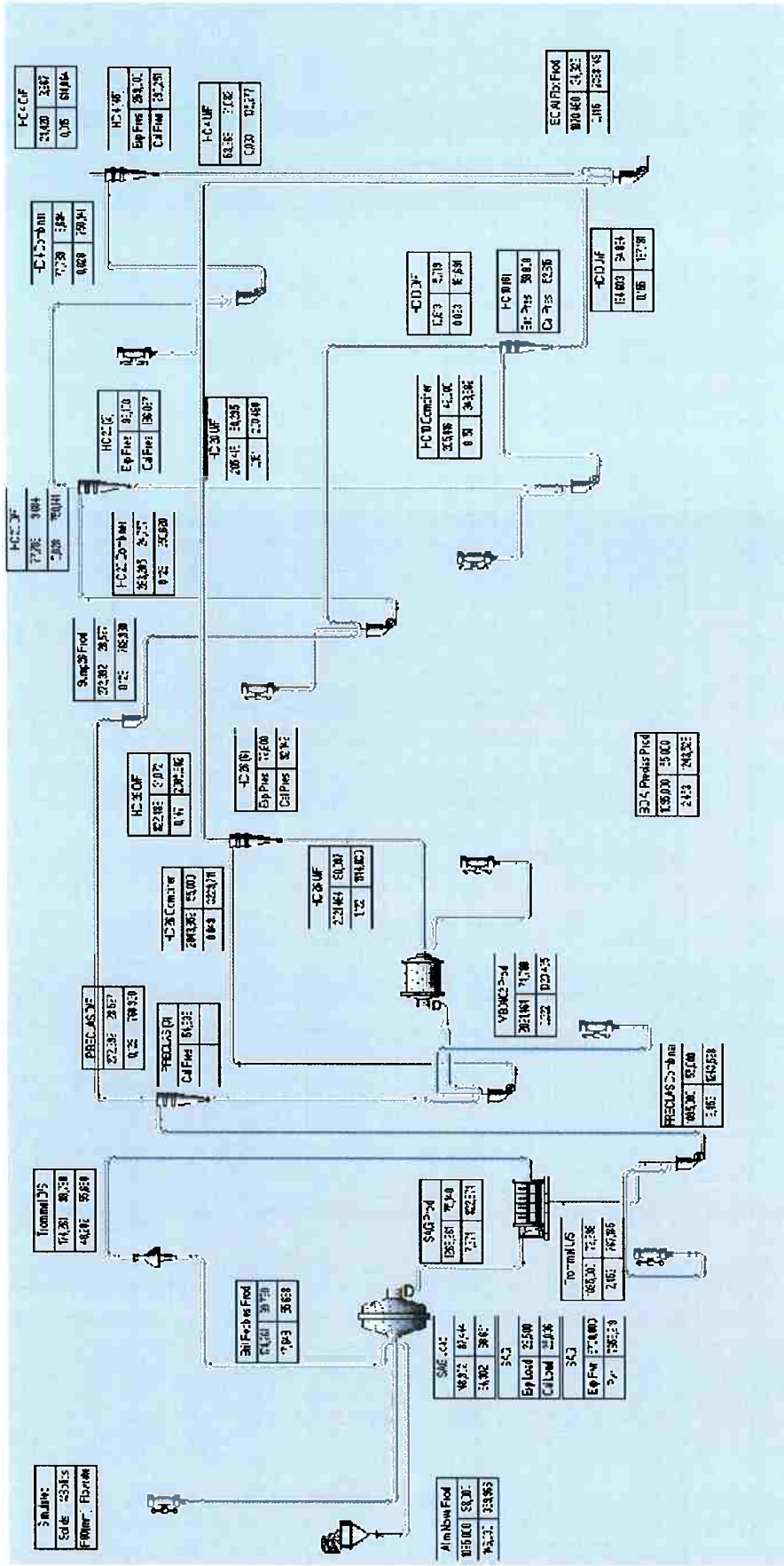


Figura 7.5 – Fluxograma - Simulação 5

Tabela 7.7 – Balanço de massas - Simulação 5

Fluxo	Vazão Sólidos (t/h)	% Sólidos	Vazão Volumétrica (m ³ /h)	d ₈₀ (mm)
Alim Nova	1095	98,0	370	146
Descarga SAG	1269	75,1	823	7,37
O/S Trommel	174	99,8	56	48,3
U/S Trommel	1095	72,3	767	2,45
Produto Rebritado	174	99,8	56	17,7
Alim Preclassificação	1095	55,0	1244	2,45
U/F Pre-Classificação	823	79,4	475	3,60
O/F Pre-Classificação	272	28,5	769	0,129
Alim HC 26"	2844	55,0	3230	0,649
U/F HC 26"	2021	80,1	1144	1,122
O/F HC 26"	823	31,1	2086	0,147
Produto MB01/02	2021	74,8	1323	0,322
Alim HC 20"	283	24,8	951	0,126
U/F HC 20"	205	60,3	201	0,151
O/F HC 20"	78	9,7	750	0,028
Alim HC 10"	205	42,0	349	0,151
U/F HC 10"	195	64,9	167	0,155
O/F HC 10"	11	5,7	182	0,024
Alim HC 4"	78	9,7	750	0,028
U/F HC 4"	53	31,1	135	0,033
O/F HC 4"	24	3,9	615	0,015
Alim Flotação	1070	34,3	2388	0,145

Os resultados da simulação 5 mostram que a vazão de alimentação nova obtida foi de 1095 t/h. A maior vazão deve-se ao duplo estágio de classificação antes dos moinhos de bolas, com a inclusão da pré-classificação.

A diminuição das perdas para as lamas foi outro ganho importante. Com a deslamagem somente do O/F da pré-classificação, houve uma perda para as lamas de somente 2,2% da massa alimentada.

A simulação 6 contempla o conceito de moagem em dois estágios, considerando-se uma flotação entre as duas moagens e outra ao final, de forma a reduzir as perdas da flotação por sobre moagem. Para isso, os dois moinhos que atualmente operam em paralelo foram simulados em série, cada um com sua respectiva etapa de classificação. Essa simulação também já inclui as modificações realizadas na simulação 5. O fluxograma e o balanço de massas da simulação 6 são apresentados na figura 7.6 e tabela 7.8.

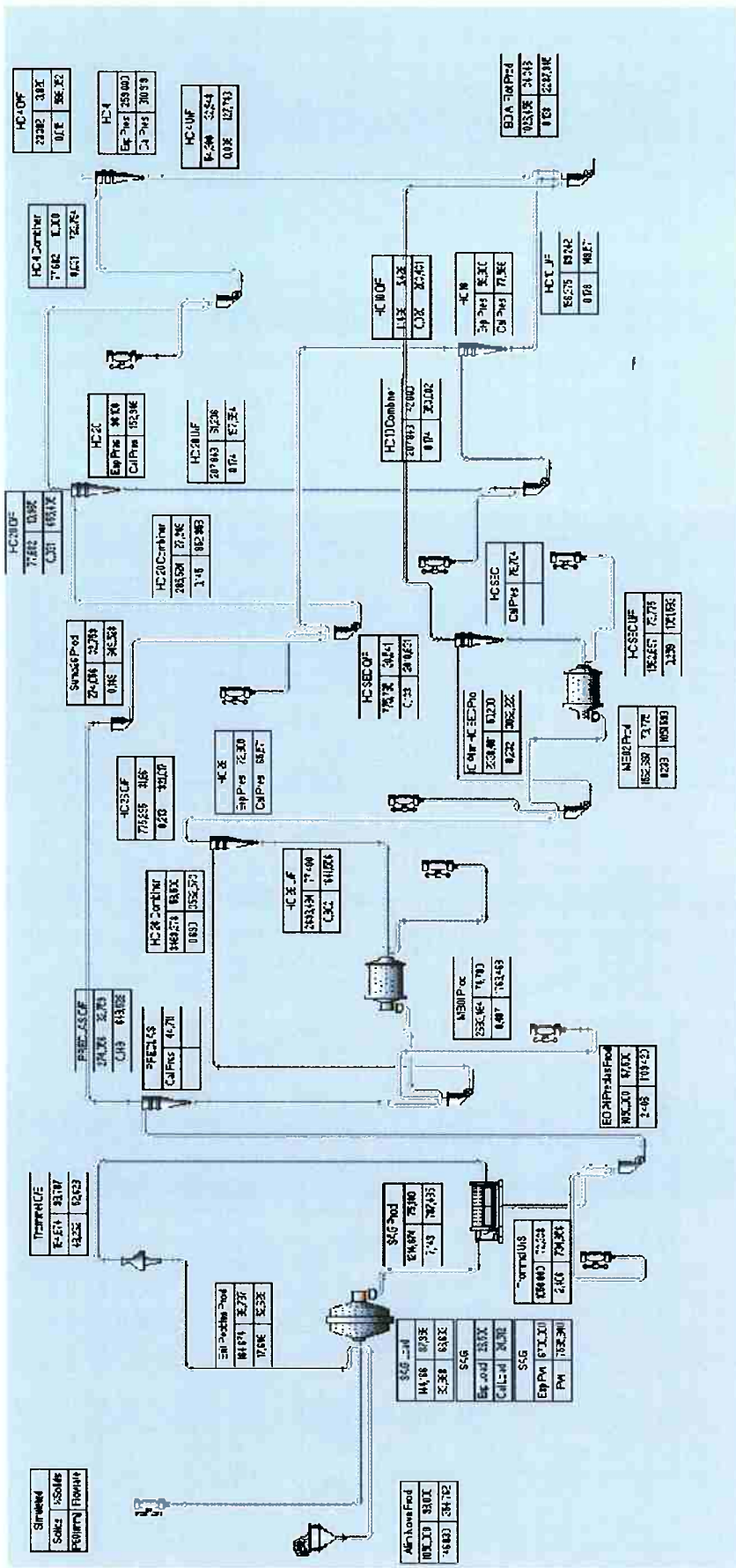


Figura 7.6 – Fluxograma - Simulação 6

Tabela 7.8 – Balanço de massas - Simulação 6

Fluxo	Vazão Sólidos (t/h)	% Sólidos	Vazão Volumétrica (m ³ /h)	d ₈₀ (mm)
Alim Nova	1050	98,0	355	146
Descarga SAG	1215	75,1	788	7,1
O/S Trommel	165	99,8	53	48,3
U/S Trommel	1050	72,3	735	2,41
Produto Rebritado	165	99,8	53	17,7
Alim Preclassificação	1050	57,5	1109	2,41
U/F Pre-Classificação	776	78,4	460	3,61
O/F Pre-Classificação	274	32,8	650	0,149
Alim HC 26" MB01	3469	58,5	3563	0,690
U/F HC 26" MB01	2693	77,4	1642	0,902
O/F HC 26" MB01	776	31,7	1921	0,213
Produto MB01	2693	74,8	1763	0,487
Alim HC 26" MB02	2338	50,2	3062	0,232
U/F HC 26" MB02	1563	73,8	1052	0,259
O/F HC 26" MB02	776	30,5	2011	0,133
Produto MB02	1563	73,8	1052	0,239
Alim HC 20"	286	27,3	853	0,145
U/F HC 20"	208	61,2	198	0,174
O/F HC 20"	78	11,0	655	0,031
Alim HC 10"	208	42,0	353	0,174
U/F HC 10"	196	69,2	150	0,179
O/F HC 10"	11	5,4	203	0,020
Alim HC 4"	78	10,0	724	0,031
U/F HC 4"	54	33,0	128	0,036
O/F HC 4"	23	3,8	596	0,015
Alim Flotação	1026	34,4	2288	0,138

Na simulação 6, a vazão de alimentação nova do circuito foi de 1050 t/h, obtendo-se um produto com d₈₀ de 0,213 mm após a primeira etapa de moagem e 0,138 mm na segunda etapa de moagem. Demonstra-se assim que, em função dos estudos realizados, é viável a modificação industrial sem grandes investimentos previstos.

7.4 Análise da Produção de Níquel das Simulações

Encerradas as simulações, foram avaliadas suas respectivas produções de níquel. Nessa análise, foram consideradas somente as simulações nas quais houve aumento da vazão de alimentação. Para o cálculo da produção de

níquel foram utilizadas as vazões de alimentação nova obtidas nas simulações, e as recuperações globais de níquel verificadas nos ensaios realizados em laboratório. Os resultados dessa análise são apresentados na tabela 7.9.

Tabela 7.9 – Produção de Níquel Simulações

Cenário	Alim Nova (t/h)	Teor Ni (%)	Recuperação Ni Global (%)	Produção Ni (t/h)	
				(t/h)	% sobre o Caso Base
Caso Base	830	0,52	47,2	2,04	0
Sim 3	975	0,52	47,2	2,39	17
Sim 4	1070	0,52	47,2	2,63	29
Sim 5	1095	0,52	51,2	2,92	43
Sim 6	1050	0,52	52,2	2,85	40

A tabela 7.9 mostra que a maior recuperação de níquel foi obtida com a opção de realizar moagem em dois estágios, incluindo uma etapa de flotação entre as duas moagens, além de uma etapa no final. Porém, em relação à produção de níquel, a melhor opção a ser considerada é a de antecipar a deslamagem, pois nesse caso a produção de níquel obtida foi de 2,92 t/h, ou seja, 43% superior ao Caso Base.

8 CONCLUSÕES

Os procedimentos e as técnicas de amostragem adotados neste trabalho foram considerados adequados, uma vez que as campanhas de amostragens realizadas resultaram em dados consistentes, conforme demonstrado nos balanços de massas realizados no circuito de moagem e deslamagem. Dessa forma, fica claro que a amostragem é a principal fase em trabalhos de análise de desempenho, bem como para calibração de modelos e posterior simulação de processos.

Obtido o Caso Base, as análises de desempenho do circuito mostraram claramente os pontos a serem melhorados no processo, como a baixa carga circulante nos moinhos de bolas e a baixa eficiência na remoção de finos do circuito de deslamagem.

Os ensaios realizados em laboratório mostraram também grande potencial de aumento da recuperação global de níquel, com relativas pequenas alterações no fluxograma. Os resultados demonstraram que a fração de finos, prejudicial à flotação, está contida na alimentação nova da usina, não sendo conveniente, portanto, o encaminhamento dessa fração aos moinhos de bolas. Moagem e flotação em dois estágios também apresentaram resultados considerados promissores em relação à recuperação metalúrgica do circuito.

A melhor remoção de finos, obtida mediante à melhor utilização dos ciclones de 10", resultou em melhorias para o circuito.

A taxa de alimentação também apresentou aumentos consideráveis com o melhor uso da potência dos moinhos, assim como aumento da carga circulante na moagem de bolas.

Apesar de obter um melhor resultado de recuperação metalúrgica, a opção de moagem e flotação em dois estágios apresentou menor vazão de alimentação, quando comparada à simulação de somente a antecipação da deslamagem, esta última apresentando o melhor resultado global para a produção horária de níquel contido.

A modelagem e a simulação se mostrou, portanto, um importante recurso para análise do desempenho do circuito de moagem e deslamagem da Mina Santa Rita. De posse do simulador foi possível avaliar uma série de modificações no circuito, dando subsídios importantes para tomadas de

decisão, visando a melhorias de desempenho do processo produtivo da empresa.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ARAÚJO, E.N.C.. **Desenvolvimento de um método para medição de cargas em moinhos tubulares**. 62 p. Dissertação Mestrado – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São Paulo: 2011.

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

AUSTIN, L.G.; KLIMPEL, R.R.; LUCKIE, P.T. **Process engineering of size reduction: ball milling**. SME. New York: 1984, 561 p.

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

BERGEMAN, M.G. **Modelagem e simulação do circuito de moagem do Sossego**. 207 p. Dissertação Mestrado – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São Paulo: 2009.

BOND, F.C. **The third theory of comminution**. Mining Engineering. Transactions AIME 193, May, 1952, p. 484-494.

CHARLES, R.J. **Energy-size reduction relationships in comminution**. Transactions of American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, v. 208, n.1, p 80-88, Jan. 1957.

CHAVES, A.P. **Teoria e prática de tratamento de minérios**, vol. 1, 3ª edição. Signus Editora. São Paulo: 2001.

CHAVES, A.P.; PERES, A.E.C. **Teoria e prática de tratamento de minérios**, vol. 3, 2ª edição. Signus Editora. São Paulo: 2003, p. 425-662

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

CHIEREGATI, A.C; PITARD; F.F. **Fundamentos teóricos da amostragem**. In: Teoria e prática do tratamento de minérios: manuseio de sólidos granulados, vol. 5, págs. 299-338, Signus Editora. São Paulo: 2011.

CORREA, J.C.G. **Classificação e peneiramento**. In: Luz, A.B. et al. Tratamento de Minérios. 5ª ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT. 2010, p. 257-297.

DELBONI JR, H. **Ajustes de modelos empíricos de operação de ciclones**. Dissertação (Mestrado). Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São

Paulo: 1989, 182 p.

DELBONI JR, H. **Modelagem e simulação de circuitos de cominuição e classificação**. Apostila do curso PMI-5004. Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São Paulo: 2003.

DELBONI JR, H.; SAMPAIO, J.A.; LIMA, R.A. **Circuitos industriais de moagem autógena e semiautógena**. In: Luz, A.B. et al. Tratamento de Minérios. 5. ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT. 2010, p. 215-253.

EDWARDS, C.R.; KIPKIE, W.B.; AGAR, G.E. The effect of slime coatings of the serpentine minerals, chrysotile and lizardite, on pentlandite flotation. **International Journal of Mineral Processing**, n. 7, 1980, p. 33-42.

FIGUEIRA, H.V.O.; ALMEIDA, S.L.M. **Cominuição**. In: Luz, A.B. et al. Tratamento de Minérios. 3.ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT. 2002, p. 113-191.

FOGGIATTO, B. **Previsão de desempenho do circuito de moagem de Carajás**. Dissertação (Mestrado). Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São Paulo: 2009, 230p.

GY, P. **Sampling for analytical purposes**. 1st ed, translated by A.G. Royle, John Wiley & Sons, West Sussex, England, 1998.

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

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.

HUKKI, R.T. **Proposal for a solomonic settlement between the theories of Von Rittinger, Kick and Bond**. Transactions of the SME/AIME 220, 1961, p. 403-408.

KELLY, E. A., SPOTTISWOOD, D. J. **Introduction to Mineral Processing**. New York: John Wiley & Sons, INC., 1982.

KELSALL, D.F. **A further study of the hydraulic cyclone**. Chemical Engineering Science, v. 2, 1953, p. 254-272.

LYNCH, A. J., RAO, T. C. Studies in the operating characteristics of hydrocyclones classifiers. **Indian Journal of Technology**. v. 6, p. 106-114, 1968.

NAPIER-MUNN, T.J; MORRELL, S.; MORRISON, R.D.; KOJOVIC, T. **Mineral**

comminution circuits: their operation and optimization. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, University of Queensland. 2005, 413p.

NASCHEVENG, A.C. **Modelagem e simulação do circuito de moagem da Ultrafértil.** Dissertação (Mestrado). Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São Paulo: 2003, 101 p.

NUNES, A.L. **Modelagem e simulação do circuito de moagem da Votorantim Metais Zinco Morro Agudo.** 117 p. Dissertação Mestrado – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São Paulo: 2009.

PEASE, J.D.; CURRY, D.C; YOUNG, M.F. **Designing flotation circuits for high fines recovery.** Minerals Engineering, n. 19. 2006, p. 831-840.

PLITT, I.R. **A mathematical model of the hydrocyclone classifier.** CIM Bulletin, v. 69, n. 776, p. 114-123, 1976.

ROWLAND, C.A. **Determination and use of operating work-indices in controlled grinding circuits: a proposed concept.** Mill Operators Conference and Exhibit of Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1978.

SENIOR, G.D; THOMAS, S.A. Development and implementation of a new flowsheet for the flotation of a low grade nickel ore. **International Journal of Mineral Processing**, n. 78. 2005, p. 49-61.

TAGGART, A.F. **Elements of ore dressing.** 2nd edition, cap. 22, vol. 1. New York: Wiley, 1951, p. 388-433.