BÁRBARA GONÇALVES ROCHA

ANÁLISES PRELIMINARES DE DESEMPENHO DO CIRCUITO DE MOAGEM DA VALE FERTILIZANTES DE ARAXÁ-MG

São Paulo
2013

BÁRBARA GONÇALVES ROCHA

ANÁLISES PRELIMINARES DE DESEMPENHO DO CIRCUITO DE MOAGEM DA VALE FERTILIZANTES DE ARAXÁ-MG

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

Área de Concentração:
Engenharia Mineral

Orientador:
Prof. Dr. Homero Delboni

São Paulo
2013

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

São Paulo, 30 de agosto de 2013.

Assinatura do autor _____

Assinatura do orientador _____

FICHA CATALOGRÁFICA

Rocha, Bárbara Gonçalves
Análises preliminares de desempenho do circuito de moagem da Vale Fertilizantes de Araxá-MG / B.G. Rocha. – versão corr. -- São Paulo, 2013.
187 p.

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

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

AGRADECIMENTOS

Este trabalho foi fruto de muito esforço por mim e de todos os seus envolvidos!

O Prof. Dr. Homero Delboni Jr., entrou na minha vida por acaso e me deu a oportunidade de realizar um grande sonho: realizar um trabalho científico sendo orientada por ele! Muito obrigada pelo talento em transmitir engenharia com simplicidade, paixão e amizade. Obrigado sempre!

Aos professores da Escola Politécnica da USP pelos conselhos e orientações. Em especial ao Prof. Dr. Henrique Kahn pelas longas conversas ao longo deste estudo.

Os colegas da extinta Fosfértil em Tapira – MG agradeço pela hospitalidade, apoio, troca de idéias e amizades conquistadas que permanecem. Em especial ao Luis Antônio Almeida Pinto e a Laryssa Miranda que muito me aconselharam e acompanharam meu início neste projeto. Foram longas conversas acerca do tema!

.

Na Vale Fertilizantes, este trabalho ganhou de presente um grande incentivador, meu eterno “chefe” Luiz Antônio Fonseca de Barros. Obrigada por abraçar este trabalho como se fosse seu próprio mestrado!

À equipe do LSC pelo apoio e amizades. Sem vocês eu não tinha conseguido cumprir todos os prazos!

Minha mãe, grande incentivadora de tudo isso, do início ao fim! Acredita em mim mais do que eu mesma! Suas orações me fortalecem!

Miguel, que veio sem avisar, no meio do meu trabalho, tumultuou tanto quanto enriqueceu e me deu mais determinação para concluir!

E não posso esquecer-me da torcida familiar sempre presente, acalentando meu filho nas minhas ausências, ou me estressando com o famoso “e aí, Dó, quando termina seu mestrado?” É um privilégio ter uma família como a minha!

RESUMO

A simulação computacional de processos de beneficiamento mineral encontra-se totalmente consolidada como recurso confiável para as etapas de projeto e otimização de circuitos industriais. Programas computacionais de simulação e a representação matemática da operação de sistemas reais tem auxiliado profissionais da área de Tratamento de Minérios no projeto de novas instalações e na otimização do desempenho de circuitos industriais já implantados, permitindo a redução ou até a suspensão dos onerosos testes em escala piloto ou industrial. Este trabalho, após revisão da literatura sobre o assunto, descreve em detalhe a aplicação de conceitos de modelagem matemática utilizando o simulador JKSimMet aos equipamentos do circuito industrial de moagem e classificação de minério fosfático da Vale Fertilizantes em Araxá, MG. Com base em dados obtidos em amostragem do circuito de moagem, foram executados procedimentos de balanço de massas e ajuste de modelos individuais representativos das condições de operação dos equipamentos de processo envolvidos. Os ajustes envolveram modelos de moinhos de barras, moinho de bolas e ciclones. Os modelos individuais foram posteriormente integrados de forma a constituir plataformas robustas para simulações de processo (moagem primária e secundária). Tais simulações visaram à melhoria dos índices de desempenho do circuito de moagem da Vale Fertilizantes e a produção de um concentrado mais fino, dentro das especificações do chamado FCA – Concentrado Apatítico Fino. Os resultados relacionados no trabalho indicaram potencial de melhoras significativas, quer seja em aspectos como incrementos de capacidade ou obtenção de produto mais fino por meio da moagem. As simulações permitiram também investigar ganhos potenciais com o aumento da eficiência de classificação e detectar a existência de “gargalos” no circuito. As conclusões do trabalho indicam os benefícios do emprego dos recursos de modelagem e simulação tanto no diagnóstico dos circuitos industriais como na investigação de alternativas de melhorias.

Palavras-chave: Moagem. Simulação. Fosfato. Otimização.

ABSTRACT

Computer simulation of mineral processing operations is fully consolidated as a reliable means for the project and performance improvement stages of industrial circuits. Computer programs for simulation and a mathematical representation of the operation of real system has helped mineral processing professionals to project new plants and to optimize the performance of industrial circuits already installed, allowing, therefore, a substantial reduction or suppression in the expensive testing in pilot and industrial scale. This work, based on a review of the literature on the subject, describes in detail the application of the concepts of mathematical modeling to using the JKSimMet to equipments for the industrial circuits of grinding and classification of phosphate ore of Vale Fertilizers, a company located in Araxá, MG. After one complete survey of the grinding circuit mass balance proceedings were performed and individual models representing the conditions of operation of the process equipment involved were adjusted. The above mentioned adjustment involved rod mills, ball mills and cyclones models. Such individual's models were integrated afterwards in order to make a solid platform for process simulations aiming the improvement of the performance figures of the grinding circuit of Vale Fertilizers and the production of the one concentrated thinner within the specifications of the call FCA – Phosphate apatite Fine. The results presented in this work indicate a potential for potential improvements, whether in aspects such as capacity increase or improvement in energy utilization. The simulations also allowed the investigation of potential gains with the increase in the efficiency to classify and detect bottlenecks in the circuits. The conclusion broght to by the work clearly shows the benefits of employing modeling resources in the detailed diagnosis of the operation of industrial circuits as well as in the search for alternatives for performance improvement.

Key-words: Grinding. Simulation. Phosphate. Optimization.

SUMÁRIO

LISTA DE TABELAS 9
LISTA DE FIGURAS 13
1. INTRODUÇÃO 15
2. OBJETIVOS 17
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA 18
3.1. Amostragem 18
3.2. Tamanho da amostra 22
3.3. Materiais e Técnicas de Amostragem 25
3.4. Planejamento da Amostragem 28
3.5. Balanço de Massas 29
3.6. Cálculo de Vazões Baseado em Teores de um Único Componente de cada Fluxo 30
3.7. Cálculo de Vazões Baseado em Teores de Vários Componentes de cada Fluxo 34
3.8. Ajuste de Dados 38
3.9. Balanço de Massas no JKSimMet® 42
3.10. Caracterização do Minério quanto à Fragmentação 43
3.11. Modelos Matemáticos de Cominuição 44
3.12. Moinhos de Barras 48
3.13. Moinhos de Bolas 54
3.14. Modelos Matemáticos de Classificação 59
3.15. Modelo de Nageswararao 60
3.16. Curva de Partição 63
3.17. Ajuste de Modelos e Simulação 65

3.18. Moinho de Barras 66
3.19. Moinho de Bolas 66
3.20. Ciclones 66
3.21. Método de Bond 67
3.22. Diretrizes para Realização do Teste de Bond – Moinho de Bolas ... 77
3.23. Ensaios de Determinação do Peso Específico dos Sólidos - Picnometria 80
4. OPERAÇÃO INDUSTRIAL DA MINERAÇÃO ESTUDADA 82
4.1. Histórico da Unidade 82
4.2. Geologia 85
4.3. Lavra, Britagem e Homogeneização 87
4.4. Usina de Concentração 88
4.5. Linhas de Produção 89
5. MATERIAIS E MÉTODOS 92
6. RESULTADOS E DIAGNÓSTICO DE DESEMPENHO 99
6.1. Descrição – Caso Base 99
6.2. Fluxograma e Balanço de Massas 100
6.3. Classificação em Ciclones 106
6.4. Aspectos Gerais 108
6.5. Aspectos Específicos – Pré-Classificação I 109
6.6. Aspectos Específicos – Pré-Classificação II 113
6.7. Aspectos Específicos – Operação Combinada das Pré-Classificações I e II 117
6.8. Aspectos Específicos – Classificação 120
6.9. Moagem 124
6.9.1. Aspectos Gerais 124
6.9.2. Moagem em Moinho de Barras 125
6.9.3. Moagem em Moinhos de Bolas – Desempenho Combinado 126

6.9.4. Moagem em Moinhos de Bolas – Desempenhos Individuais..... 128
6.10. Work Índex (*WI*) 131
6.11. Ajustes dos Modelos 132
6.11.1. Ciclones 132
6.11.2. Moinho de Barras..... 134
6.11.3. Moinho de Bolas 135
7. SIMULAÇÕES 137
7.1. Simulação 1 138
7.2. Simulação 2 148
7.3. Simulação 3 158
7.4. Simulação 4 169
8. CONCLUSÕES..... 181
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS 182

LISTA DE TABELAS

Tabela 3-1 Valores de z para diferentes níveis de confiança. 24
Tabela 3-2 – Erros assumidos para dados de granulometria. 41
Tabela 3-3 – Critério da avaliação de dados experimentais em função do SSQ. 41
Tabela 3-4 - Valores de EF_2 em função da % passante na malha de controle. 73
Tabela 3-5 - Distribuição de carga de bolas do moinho 79
Tabela 4-1 - Capacidade produtiva do CMA. 85
Tabela 4-2 Concentrados e respectivas especificações. 90
Tabela 6-1 - Informações gerais da amostragem realizada no circuito de moagem do CMA. 99
Tabela 6-2 - Balanço de massas detalhado - Parte I – Usina 311 – Pilha 5882. 103
Tabela 6-3 - Balanço de massas detalhado – Parte II – Usina 311 – Pilha 5882. 104
Tabela 6-4 - Desvios atribuídos no balanço de massas da classificação..... 107
Tabela 6-5 - Critério para avaliação da qualidade de dados da amostragem. 107
Tabela 6-6 - Partições por etapa e globais das classificações do circuito de moagem do CMA – Pilha 5882..... 108
Tabela 6-7 - Dados de geometria e operação dos ciclones do circuito de moagem do CMA – Pilha 5882..... 109
Tabela 6-8 - Índices de desempenho da etapa de Pré-Classificação I – 311 HC 402. 110
Tabela 6-9 - Distribuições granulométricas e partições - Pré-Classificação I – 311 HC 402 111
Tabela 6-10 - Desempenho da etapa de Pré-Classificação II – 311 HC 403. 113
Tabela 6-11 - Distribuições granulométricas e partições - Pré-Classificação II – 311 HC 403. 115
Tabela 6-12 - Desempenho combinados das etapas de Pré-Classificação I e II. 118

Tabela 6-13 - Distribuições granulométricas e partições – Operação combinada das etapas de Pré-Classificação I e II. 119
Tabela 6-14 - Desempenho da etapa de Classificação – 311 HC 401. 121
Tabela 6-15 - Distribuições granulométricas e partições - Classificação 122
Tabela 6-16 - Dados de geometria e operação dos moinhos do circuito de moagem da Usina 311. 124
Tabela 6-17 - Índices de desempenho da moagem em moinho de barras – 311 MN 401. 125
Tabela 6-18 - Desempenho da moagem em moinhos de bolas – 311 MN 402 e 404 126
Tabela 6-19 - Valores de cinética de moagem – Moinhos de bolas 129
Tabela 6-20 - Resultados dos ensaios de *WI* de Bond. 131
Tabela 6-21 - Desvios atribuídos no ajuste de ciclones. 133
Tabela 6-22 - Valores dos Parâmetros do Modelo de Nageswararao obtidos no ajuste. 133
Tabela 6-23 - Critério para Avaliação da Qualidade de Separação em Ciclones. 133
Tabela 6-24 - Critério para Avaliação da Qualidade de Separação em Ciclones. 134
Tabela 6-25 - Parâmetros da função seleção, determinados no ajuste do moinho de barras. 135
Tabela 6-26 - Taxas de quebra r/d* determinadas na calibração do moinho de bolas. 136
Tabela 7-1 - Balanço de massas detalhado – Parte I – Simulação 1 – Usina 311. 140
Tabela 7-2 – Balanço de massas detalhado – Parte II – Simulação 1 – Usina 311. 141
Tabela 7-3 - Desempenho do circuito de moagem – Comparação Caso Base e Simulação 1. 143
Tabela 7-4 - Partições por etapa e globais das classificações do circuito de moagem do CMA – Simulação 1. 144
Tabela 7-5 – Desempenhos das etapas de pré-classificação I, II e classificação 145

Tabela 7-6 - Desempenho da moagem em moinho de barras – 311 MN 401 – Simulação 1..... 146
Tabela 7-7 - Desempenho da moagem em moinho de bolas – 311 MN 402 e 404 – Simulação 1..... 147
Tabela 7-8 - Balanço de massas detalhado – Parte I – Simulação 2 – Usina 311. 150
Tabela 7-9 - Balanço de massas detalhado – Parte II – Simulação 2 – Usina 311. 151
Tabela 7-10 - Desempenho do circuito de moagem – Comparação Caso Base e Simulação 2..... 153
Tabela 7-11 - Partições por etapa e globais das classificações do circuito de moagem do CMA – Simulação 2. 154
Tabela 7-12 - Desempenhos das etapas de pré-classificação I, II e classificação. 155
Tabela 7-13 - Desempenho da moagem em moinho de barras – 311 MN 401 – Simulação 2..... 156
Tabela 7-14 - Desempenho da moagem em moinho de bolas – 311 MN 402 e 404 – Simulação 2..... 157
Tabela 7-15 - Balanço de massas detalhado – Parte I – Simulação 3 – Usina 311 161
Tabela 7-16 - Balanço de massas detalhado – Parte II – Simulação 3 – Usina 311. 162
Tabela 7-17 - Desempenho do circuito de moagem – Comparação Caso Base e Simulação 3..... 164
Tabela 7-18 - Partições por etapa e globais das classificações do circuito de moagem do CMA – Simulação 3. 165
Tabela 7-19 - Desempenhos das etapas de pré-classificação I, II e classificação. 166
Tabela 7-20 - Desempenho da moagem em moinho de barras – 311 MN 401 – Simulação 3..... 167
Tabela 7-21 - Desempenho da moagem em moinho de bolas –311 MN 402 e 404 – Simulação 3..... 168
Tabela 7-22 - Balanço de massas detalhado – Parte I – Simulação 4 – Usina 311. 172

Tabela 7-23 - Balanço de massas detalhado – Parte II – Simulação 4 – Usina 311. 173
Tabela 7-24 - Desempenho do circuito de moagem – Comparação Caso Base e Simulação 4..... 175
Tabela 7-25 - Partições por etapa e globais das classificações do circuito de moagem do CMA – Simulação 4. 176
Tabela 7-26 - Desempenhos das etapas de pré-classificação I, II e classificação. 177
Tabela 7-27 - Desempenho da moagem em moinho de barras –311 MN 401 – Simulação 4..... 178
Tabela 7-28 - Desempenho da moagem em moinho de bolas – 311 MN 402 e 404 – Simulação 4..... 179

LISTA DE FIGURAS

Figura 3-1 - Amostradores de polpas constituídas por partículas finas (extraída de Napier-Munn, 1996). 26
Figura 3-2 - Amostradores de polpas constituídas de partículas grossas (extraída de Napier-Munn, 1996). 26
Figura 3-3 - Função seleção (S) do modelo de moinho de barras (extraída de Napier-Munn, 1996). 50
Figura 3-4 - Variação da função r/d* com o tamanho das partículas (extraída de Napier-Munn, 1996). 58
Figura 3-5 – Curvas de partição real e corrigida. 63
Figura 3-6. Moinho de Bond da Escola Politécnica. 78
Figura 4-1. Mapa das unidades industriais em operação da Vale Fertilizantes. 84
Figura 4-2. Localização do município de Araxá – MG. 84
Figura 4-3. Mapa geológico do Complexo Alcalino de Barreiro modificado de Grossi Sad e Torres (1976), extraído de Multigeo (2010). 86
Figura 4-4. Perfil vertical de um manto de intemperismo conforme Toledo, 2008. 87
Figura 4-5. Fluxograma simplificado de processo – Usina 312 – CMA. 90
Figura 5-1. Fluxograma do circuito estudado incluindo os pontos de amostragem - Usina 311 – CMA. 94
Figura 6-1. Fluxograma de circuito de moagem e sumário de balanço – Usina 311 – Pilha 5882. 101
Figura 6-2. Curvas de partição - Pré-Classificação I – 311 HC 402. 112
Figura 6-3. Curvas de partição - Pré-Classificação II – 311 HC 403. 116
Figura 6-4. Fluxograma representativo da operação combinada da Pré-classificação I e II. 117
Figura 6-5. Curvas de partição - Operação combinada das etapas de Pré-Classificação I e II. 120
Figura 6-6. Curvas de partição – Classificação. 123
Figura 6-7. Curvas de cinética de moagem – Moinhos de bolas. 129

Figura 7-1. Fluxograma do circuito de moagem do CMA da Simulação 1 – Usina 311. 139
Figura 7-2. Fluxograma do circuito de moagem do CMA da Simulação 2 – Usina 311. 149
Figura 7-3. Fluxograma do circuito de moagem do CMA da Simulação 3. 160
Figura 7-4. Fluxograma do circuito de moagem do CMA da Simulação 4 – Usina 311. 171

1. INTRODUÇÃO

A sociedade moderna não pode se privar da extensa gama de tecnologias e conforto proporcionados pelo homem através do beneficiamento mineral. Cada vez mais, é necessária a obtenção de produtos de alta qualidade, que atendam rígidas especificações de teor e/ou distribuição granulométrica. Fatores como a crescente demanda por bens minerais e o esgotamento de jazimentos mais ricos conduzem a explotação de depósitos antes tidos como marginais e antieconômicos o que acaba por forçar o desenvolvimento de novas rotas de beneficiamento, de novos equipamentos e de novas maneiras de se prever a influência que tais modificações teriam sobre o desempenho do circuito em foco.

No campo da representação matemática da operação de sistemas reais, recursos de simulação de processos ampliaram sua importância a partir da década de 1960, com pesquisadores concentrando esforços na construção de modelos matemáticos que descrevessem, sobretudo, as operações unitárias de cominuição e classificação. Nas últimas três décadas, procurou-se estender a flotação e a liberação de minerais os sucessos alcançados nas modelagens realizadas previamente, o que possibilitaria, mediante utilização de sistemas integrados de simulação, o estudo eficiente e rápido de alternativas para a solução de questões mais complexas, que envolvessem diversos setores de uma usina de beneficiamento.

A simulação computacional hoje é uma realidade na indústria mineral mundial e ajuda profissionais da área na adoção de procedimentos que aumentam o desempenho de circuitos de beneficiamento e reduzem seu custo operacional. Por meio dela, é possível analisar a viabilidade, por exemplo, de incrementar a vazão de alimentação de uma linha de moagem sem prejuízo ao alcance de uma certa distribuição granulométrica requerida. Deve-se ressaltar ainda que a análise é feita evitando-se a realização de difíceis, caros, e geralmente inconclusivos, testes em escala industrial (NASCHENVENG, 2003).

Deve-se atentar também, para o fato de que o alicerce teórico da modelagem matemática de processos de beneficiamento mineral – apesar da sua importância destacada anteriormente – não faz parte da atual grade curricular dos cursos brasileiros de graduação em Engenharia de Minas. Para se ter algum conhecimento do assunto, deve-se adquiri-lo por outros meios. A origem da idéia de se trabalhar com o assunto num projeto de estudo no nível de mestrado encontra-se nesta carência identificada pela autora na sua formação acadêmica.

2. OBJETIVOS

Este trabalho tem por finalidade descrever em detalhe todo o processo de aplicação de conceitos de modelagem matemática aos equipamentos do circuito industrial de moagem e classificação de minério fosfático da Vale Fertilizantes S.A., localizada em Araxá – MG. O objetivo final foi a obtenção de uma plataforma de modelos ajustados que se preste a simulação computacional das operações estudadas.

Ressalta-se que não foi intuito da autora contribuir com algo inédito para este campo do conhecimento e sim assimilar e utilizar uma teoria já sedimentada, de reconhecido valor na solução de problemas relacionados ao Tratamento de Minérios.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capitulo será apresentado um sumário sobre amostragem, tratamento de amostras e técnicas de balanços de massas. Na sequência será abordada a teoria de modelagem, com ênfase na apresentação dos modelos matemáticos de moinhos de barras, moinho de bolas e de hidrociclones, além de técnicas e procedimentos consagrados para ajuste de modelos e execução de simulações. Será revisado o método de Bond para dimensionamento de moinhos de bolas e barras, pois o mesmo, juntamente com as técnicas de simulação, enriqueceu a discussão de particularidades do circuito de moagem estudado.

Dessa forma, neste capitulo, será organizada uma revisão bibliográfica de acordo com a ordem cronológica das atividades desenvolvidas durante as fases de amostragem na usina e de aplicação dos conceitos de modelagem e simulação das operações de beneficiamento mineral.

3.1. Amostragem

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

No processo de modelagem e simulação, a amostragem é a etapa que merece maior atenção, tendo em vista que caso sejam coletados dados e informações incorretas, tanto a calibração dos modelos como a simulação ficarão incorretos.

Segundo Napier-Munn (NAPIER-MUNN et al., 1996), em um trabalho de amostragem industrial, deve-se atentar para os seguintes pontos:

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

Durante a amostragem é possível eliminar, minimizar ou controlar os erros associados aos cinco primeiros itens. No entanto, não é possível eliminar o erro fundamental, que é uma propriedade intrínseca ao material

estudado. Dessa forma, deve-se coletar uma amostra de tamanho suficiente para que se tenha um grau de confiança adequado em relação ao erro fundamental.

O erro total de amostragem (E_a) é definido pelo somatório dos erros provenientes das etapas de amostragem propriamente dita (E_{ap}) e da preparação da amostra primaria (E_p) para obtenção da amostra final. Logo:

(1)

$$E_a = E_{ap} + E_p$$

O erro de amostragem propriamente dito é o somatório de sete erros independentes, envolvidos no processo de seleção da amostra primária e provenientes, principalmente, da variabilidade do material em estudo, conforme a Equação **Erro! Fonte de referência não encontrada.** abaixo:

(2)

$$E_{ap} = E_{a1} + E_{a2} + E_{a3} + E_{a4} + E_{a5} + E_{a6} + E_{a7}$$

Definindo-se:

– E_{a1} é o erro de ponderação, resultante da não uniformidade da densidade ou da vazão do material;

– E_{a2} é o erro da integração, resultante do grau de heterogeneidade de distribuição do material;

– E_{a3} é o erro da periodicidade, resultante de variações periódicas da qualidade do material;

– E_{a4} é o erro fundamental, resultante da heterogeneidade da constituição do material e depende fundamentalmente da massa da amostra e, em menor

instancia, do material amostrado. É o erro que se comete quando a amostragem é realizada em condições ideais;

– E_{a5} é o erro da segregação, resultante da heterogeneidade de distribuição localizada do material;

– E_{a6} é o erro de delimitação, resultante da configuração incorreta da delimitação da dimensão dos incrementos;

– E_{a7} é o erro de operação, resultante da operação incorreta durante a tomada de incrementos.

Os erros E_{a1} a E_{a5} podem ser definidos quantitativamente. Os demais não podem ser medidos experimentalmente. No entanto, podem ser minimizados utilizando-se procedimentos padronizados.

O erro de preparação (E_p) é o somatório de cinco erros, provenientes das operações de redução de granulometria, homogeneização e quarteamento que a amostra primária é submetida, conforme a Equação **Erro! Fonte de referência não encontrada.**:

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

Definindo-se:

– E_{p1} deve-se a perda de partículas pertencente a amostra;

– E_{p2} deve-se a contaminação da amostra por materiais estranhos;

– E_{p3} deve-se a alteração do parâmetro de interesse a ser medido na amostra final;

– E_{p4} deve-se a erros não intencionais do operador;

– E_{p5} deve-se a alteração intencional do parâmetro a ser medido na amostra final.

O erro fundamental, como uma propriedade estatística do sistema de partículas amostrado, é inevitável e estará presente mesmo com a campanha sendo realizada em condições ideais.

Os demais erros de amostragem e erros de preparação podem ser controlados, em certo grau, pela boa prática operacional, sendo esse o maior desafio da amostragem e do processamento das amostras: minimizar ao extremo a contribuição dos desvios passíveis de controle no erro total, tornando-os pouco relevantes quando comparados ao erro fundamental.

3.2. Tamanho da amostra

Pierre Gy (1976) desenvolveu uma abordagem teórica que é de fácil aplicação e ampla utilização. A teoria parte do princípio de que o material a ser amostrado esteja inteiramente homogeneizado, de que haja igual probabilidade de seleção de partículas individuais e de que não existam erros associados aos dispositivos de amostragem, para então lidar com a definição de um tamanho mínimo de amostra primária que garanta um nível de confiança requerido.

Para este trabalho, utilizou-se a expressão de Barbery (1972) apud Napier-Munn et al.; (1996), que derivou uma expressão baseada na teoria da amostragem de Pierre Gy:

$$M = \frac{f.\rho.dm^3}{\Theta^2.P} \tag{4}$$

Determinando:

M = massa de amostra requerida (g);

f = fator de forma das partículas (0 < f < 1, sendo 0,1 para partículas lamelares e 1 para partículas esféricas. Para a maioria dos minérios, usa-se 0,3 a 0,7 sendo 0,6 o valor mais usado);

ρ = densidade do material (g/cm^3);

d_m = granulometria media na faixa granulométrica de interesse (cm), que pode ser calculada conforme a Equação 5;

P = proporção esperada de material na faixa granulométrica de interesse (a ser medida);

Θ = desvio padrão do tamanho de partículas naquela faixa granulométrica (Θ^2 é o erro fundamental);

A granulometria média (d_m) pode ser calculada segundo a Equação 5:

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

Na Equação 5, d_1 e d_2 são os tamanhos limites da faixa de tamanhos de interesse. Tamanho de interesse é aquele no qual, usualmente, define-se um intervalo de modo que a proporção de material no mesmo seja igual a 5%, isto é, P = 0,05. O desvio padrão (Θ) do número de partículas no intervalo granulométrico de interesse, por sua vez, é determinado por meio da precisão da estimativa e confiança requerida (Equação 6):

(6)

$$\Theta = \frac{\phi}{Z}$$

Determinando:

Ø = precisão requerida (proporção relativa)

Z = ordenada normal associada ao nível de confiança requerido

Na Tabela 3-1 estão relacionados os valores de z para diferentes níveis de confiança.

Tabela 3-1 Valores de z para diferentes níveis de confiança.

Nível de confiança (%)	**z**
50	0,6745
80	1,2816
90	1,6449
95	1,9600
99	2,5758
99,5	3,2905

Fonte: Napier-Munn et al. (1996).

Para questões relacionadas à amostragem em usinas, um nível de confiança de 90% (z = 1,64) é, usualmente, adequado. Se a proporção de material esperado na fração grossa é de 5% (P = 0,05) e deseja-se uma precisão de 10% e uma confiança de 90%, a definição de θ deve ser feita pela equação (Napier-Munn, 1996):

$\theta = \frac{10/100}{1{,}64} = 0{,}061$, ou seja, P = 5% ± 0,5% com 90% de confiança.

3.3. Materiais e Técnicas de Amostragem

A adoção de materiais e de técnicas de amostragem apropriada têm o propósito de minimizar os erros cometidos nas etapas de amostragem propriamente dita e de preparação da amostra primária, de forma a garantir as condições iniciais satisfatórias exigidas para a aplicação da sistemática proposta por Pierre Gy.

O amostrador usualmente usado para amostragem de polpas em circuitos de moagem é manual e sua forma varia de acordo com o tamanho das partículas sólidas existentes (Figura 3-1 e Figura 3-2). As bordas do amostrador devem ser horizontais e paralelas e a profundidade deve ser tal que previna a perda de polpa por transbordamento ou por espirro. O amostrador deve contemplar toda a seção transversal do fluxo, amostrando-o a velocidade constante.

Para amostragem de fluxo cujo *top size* dos sólidos seja superior a 3 mm, deve ser usado amostrador com uma distância entre bordas pelo menos 3 vezes maior que o tamanho da partícula. No caso do fluxo ser formado por partículas com *top size* inferior a 3 mm, a referida distância não deve ser menor que 10 mm.

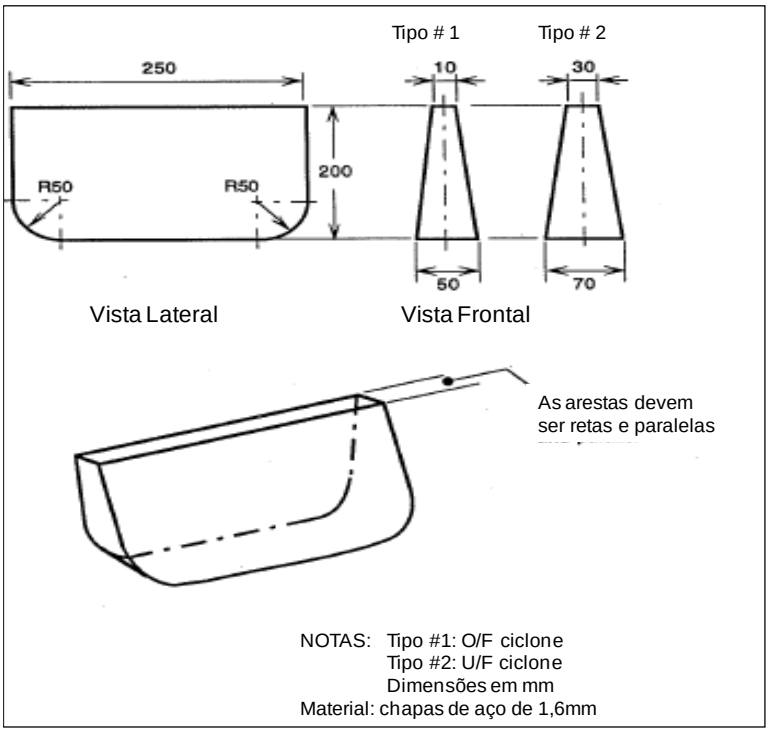

Figura 3-1 - Amostradores de polpas constituídas por partículas finas (extraída de Napier-Munn, 1996).

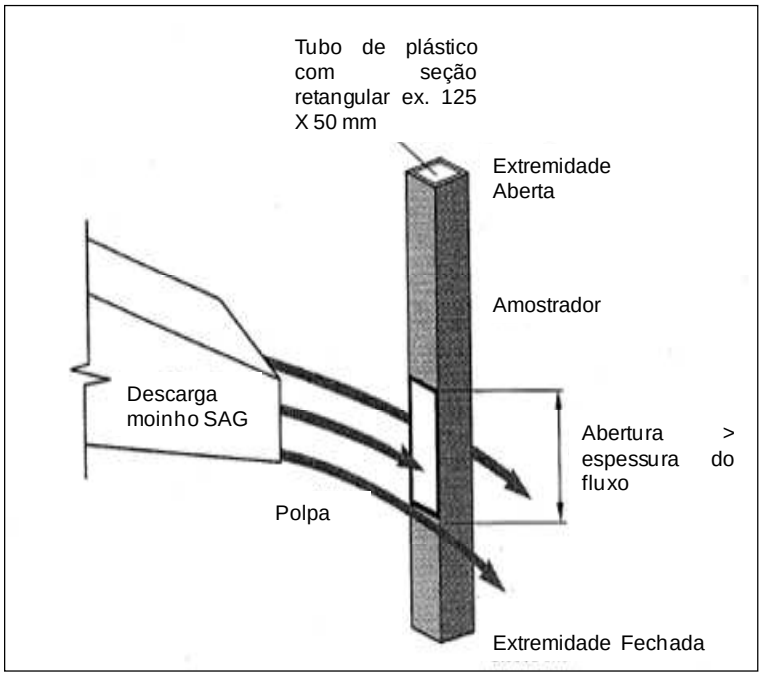

Figura 3-2 - Amostradores de polpas constituídas de partículas grossas (extraída de Napier-Munn, 1996).

Muitas vezes são empregados amostradores improvisados como canecas de balança *Marcy* ou baldes que não são adequados à tarefa. Outras vezes, devido também à dificuldade de acesso aos pontos de coleta é necessário até mesmo utilizar tubulações flexíveis de 50-75 mm de diâmetro para desviar parte dos fluxos de polpa e melhorar as condições de amostragem dos mesmos (NAPIER-MUNN, 1996).

Ocasionalmente, um fator complicador do trabalho de amostragem é a necessidade de serem tomados incrementos em grandes fluxos de polpa (> 100 t/h). Tal situação geralmente resulta na perda de partículas, pois a pressão da linha faz espirrar do amostrador a polpa por ele amostrada. Isso ocorrendo, deve-se descartar o material que permaneceu no recipiente e, se preciso "lavando" este último no próprio fluxo, para só então repetir o procedimento. Ou reformulá-lo, caso a repetição mais cuidadosa não seja suficiente para eliminar a perda de material.

Quando se trata de materiais sólidos, sobre transportadores de correia (TC) em movimento, há a alternativa de se instalar amostradores automáticos ou mecânicos, que podem estar localizados ao longo do TC ou na sua extremidade de descarga. Em uma amostragem probabilística, a tomada do fluxo deve ser integral na fração de tempo adotada. Nesse caso, deverá existir a preocupação de que o amostrador usado produza uma amostra correta, isto é, o cuidado para que a probabilidade da tomada das partículas seja igual para qualquer partícula constituinte do fluxo. Os amostradores empregados são de dois tipos: os que cortam o fluxo em linha reta, posicionados na descarga da correia, ou os giratórios, posicionados em um ponto ao longo do TC (GRIGORIEFF, 2002).

Grigorieff (2002) comenta ainda sobre a amostragem de um transportador parado, quanto a materiais sólidos. Neste caso também, todo o fluxo deve ser amostrado, empregando-se um gabarito formado por duas placas de metal ou de madeira, com sua porção inferior apresentando à mesma conformação do TC. A NBR 8291 ressalta que o paralelismo dessas placas deve ser garantido por meio de dois braços de interligação. Com o transportador parado, as extremidades do gabarito são forçadas através do

material até encostarem-se à correia. Este procedimento de amostragem é extremamente útil para testar a acuracidade dos amostradores industriais e quando, na falta de amostradores automáticos, tomam-se incrementos em um ponto do circuito que antecede um silo ou pilha pulmão. Nesse caso, não há interrupção da produção e não são introduzidas flutuações nos processos subsequentes.

3.4. Planejamento da Amostragem

Durante o planejamento e execução de um trabalho de amostragem, os seguintes pontos devem ser observados (Napier-Munn et al., 1996):

- ✓ avaliar as condições de estabilidade da usina. Uma boa indicação do estado da usina pode ser obtida pela avaliação da corrente elétrica e da velocidade da bomba de polpa da moagem;
- ✓ proceder a calibração das balanças dinâmicas da área da usina;
- ✓ se possível, medidas de potência dos motores devem ser tomadas manualmente, com equipamentos adequados;
- ✓ a vazão de alimentação da usina deve ser mantida constante, visando a maior estabilidade possível durante a amostragem;
- ✓ a amostragem deve durar ao menos uma hora, com incrementos a cada 15 minutos;
- ✓ deve-se ter uma equipe adequada para que as amostras possam ser coletadas simultaneamente ou em sequência lógica, em função dos tempos de residência;
- ✓ é importante a identificação correta dos recipientes para a coleta das amostras;
- ✓ se a usina possuir uma grande variação durante a amostragem, a mesma deve ser encerrada, caso já exista um número satisfatório de incrementos ou interrompida;

- ✓ deve-se prever a separação de parte das amostras coletadas para arquivo em caso de problemas no laboratório;
- ✓ determinar quais dados devem ser levantados na sala de controle e quais os coletados em campo, assim como a necessidade de medição do grau de enchimento dos moinhos, amostragem de suas cargas, etc.

3.5. Balanço de Massas

Segundo Chaves (1999), o balanço de uma usina, seja de massas, metalúrgico ou de água, é o conceito mais importante do Tratamento de Minérios. Ele consiste em nada mais nada menos que na aplicação da Lei de Lavoisier: todas as massas que entram numa operação de tratamento têm que sair em seus produtos, ou seja, não há geração, nem consumo de massa no Tratamento de Minérios.

Após a obtenção dos dados experimentais por meio de uma amostragem bem conduzida, é necessário proceder ao balanço de massas dos diversos fluxos da operação. Isso decorre do fato de que os valores experimentais carregam vários erros, como citado, e de que os processos estão sujeitos a variações ao longo do tempo, o que acaba por não satisfazer o princípio da conservação de massa pelo conjunto de informações coletadas na usina de beneficiamento. Dessa forma, é necessária a realização de ajustes, utilizando-se métodos matemáticos, a fim de se obterem valores consistentes. O uso desses procedimentos matemáticos para ajustes dos dados não dispensa o conhecimento técnico por parte de quem formula a solução, pois é necessária uma análise crítica das respostas, que poderão ser corretas do ponto de vista matemático, mas nem sempre verdadeiras no que se refere ao beneficiamento mineral (NUNES, 1992).

Devido à mudança dos valores experimentais no tempo inviabilizarem a simples e isolada tentativa de execução de repetidas amostragens visando a

determinação de médias sucessivamente mais próximas dos valores verdadeiros das vazões e dos teores, existe uma abordagem alternativa que pode ser adotada (LYNC, 1977). É possível reunir informações para cálculo de várias estimativas de vazão em cada fluxo, para depois aplicar métodos matemáticos que operam a minimização dos resíduos gerados pela não obtenção de valores verdadeiros.

Lynch (1977) exemplifica tal alternativa pela clássica determinação da vazão total de entrada em um classificador por meio do conhecimento da distribuição granulométrica da alimentação e dos produtos, com base em cada fração granulométrica. São definidos três tipos de variáveis para o desenvolvimento algébrico:

- ✓ valores reais (*) que são consistentes e não podem ser derivados de dados experimentais;
- ✓ valores ajustados ($_b$) que são consistentes e podem ser derivados de dados experimentais;
- ✓ valores experimentais, inconsistentes em função de erros associados.

Na sequência, e na referência citada, opta-se por separar o problema em cálculo de vazões baseados em teores de um único componente de cada fluxo e cálculo de vazões baseado em teores de vários componentes.

3.6. Cálculo de Vazões Baseado em Teores de um Único Componente de cada Fluxo

O termo componente pode ser entendido também como a quantidade de certa espécie mineral ou conteúdo de sólidos numa polpa, por exemplo. No

desenvolvimento abaixo, o índice i assume um único valor, já que diz respeito a um único componente.

No caso mais simples, ou seja, alimentação e dois produtos, Lynch (1977) denominou as vazões verdadeiras respectivamente por A*, B* e C*, e os valores verdadeiros dos teores de componente a elas associados por a_i*, b_i* e c_i*. Depois aplicou o princípio da conservação da massa:

(7)

$$A^* = B^* + C^*$$

(8)

$$A^*.a_i^* = B^*.b_i^* + C^*.c_i^*$$

Dividindo (7) por A* e introduzindo β* = B*/ A* em (8) obtém-se:

(9)

$$a_i^* = \beta^*.b_i^* + (1 - \beta^*).c_i^*$$

ou, isolando β*:

(10)

$$\beta^* = \left(\frac{a_i^* - c_i^*}{b_i^* - c_i^*} \right)$$

De posse do valor de β^* e de qualquer um dos valores A*, B* ou C*, seria possível determinar os dois outros valores de vazão verdadeira, porém, os desvios experimentais do conjunto de medições de um componente não permitem o cálculo. Como não se tem a_i^*, b_i^* e c_i^* e sim a_i, b_i e c_i, sempre serão obtidos valores estimados de β^* e haverá um erro Δ_i^* associado ao componente i. Sendo β_i o valor estimado de β^*, o valor de Δ_i^* é definido pela Equação 11.

(11)

$$\Delta_i^* = a_i^* - \beta_i . b_i^* + (1 - \beta_i) . c_i^*$$

Quando $a_i^*=b_i^*=c_i^*$ para todo i, chega-se a indefinição β=0/0 ao aplicar (10). Não sendo possível encontrar um valor estimado de β^*, a determinação de Δ_i^* fica totalmente comprometida. Essa indefinição, consequência da divisão perfeita imposta pela premissa de igualdade, é um dos casos-limite analisados por Lynch. O outro é o da separação perfeita, ilustrado pelo mesmo com um exemplo numérico (LYNCH, 1977). Ambos são destacados para realçar o limite dos processos reais, intermediário a idealidade dos limites em questão.

Duas linhas básicas são utilizadas para se obter a melhor estimativa de β^* nos processos reais (HEISKANEN, 1993). A primeira, seguida por muitos programas de balanço de massas disponíveis no mercado, é baseada na minimização da soma dos quadrados dos resíduos entre os valores medidos e os valores consistentes calculados. Os resíduos podem ser ponderados pelos desvios associados, determinados por meio do conjunto de medições das variáveis de interesse. O resultado é influenciado em maior grau pelas variáveis mais acuradas, e a qualidade do resultado será tanto melhor quanto mais satisfatórios forem os dados experimentais. A segunda linha, descrita por Lynch, é a substituição na Equação 10 os valores verdadeiros de teores de componente pelos respectivos valores medidos, elevar ao quadrado a expressão modificada, diferenciá-la em relação a β_i, na sequência igualar a

zero o resultado desta diferenciação e, então obter uma expressão para β_i, após o isolamento do termo. Assim, matematicamente tem-se as Equações 12, 13 e 14.

(12)

$$\sum \Delta_i^2 = \left[a_i - \beta_i.b_i + \left(1 - \beta_i\right).c_i\right)\right]^2$$

(13)

$$\sum \frac{\partial \Delta_i^2}{\partial \beta_i} = 2.\{[a_i - \beta_i.b_i - (1 - \beta_i).c_i].(-b_i + c_i)\}$$

(14)

$$2.\{(a_i - \beta_i.b_i - (1 - \beta_i).c_i).(-b_i + c_i)\} = 0$$

(15)

$$\beta_i = \frac{\sum (a_i - c_i).(b_i - c_i)}{\sum (b_i - c_i)^2}$$

O passo seguinte é o ajuste dos dados experimentais para que os mesmos tornem-se consistentes com a estimativa β_i, que será exposto no item a seguir.

3.7. Cálculo de Vazões Baseado em Teores de Vários Componentes de cada Fluxo

No caso em que existem mais teores de um componente, procede-se analogamente ao item anterior. Porém, o índice i assume mais de um valor e, dessa forma, a expressão torna-se:

(16)

$$\beta_b = \sum \frac{[(a_i - c_i).(b_i - c_i)]}{\sum (b_i - c_i)^2}$$

Sabendo-se que:

(17)

$$\sum \Delta i = a_i - \beta_b.b_i + (1 - \beta_b).c_i$$

Distribuindo os erros Δ_i entre as medidas experimentais a_i, b_i e c_i para que se tenha valores ajustados a_ib, b_ib e c_ib satisfazendo:

(18)

$$a_i b - \beta_b - b_i b + (1 - \beta_b).c_j b = 0$$

Os erros Δ_i são distribuídos e assumem um valor consistente que pode ser obtido por meio do valor experimental, como por exemplo, $a_i b = a_i - \Delta a_i$. A Equação 18 então pode ser reescrita como:

(19)

$$(a_i - \Delta a_i) - \beta_b.(b_i - \Delta b_i) - (1 - \beta_b).(c_i - \Delta c_i) = 0$$

Subtraindo (17) por (19):

(20)

$$\Delta_i = \Delta a_i - \beta_b.\Delta b_i + (1 - \beta_b).\Delta c_i$$

De acordo com a restrição imposta por (20), a soma ao quadrado a ser minimizada é:

(21)

$$S_i = \Delta a_i^{\,2} + \Delta b_i^{\,2} + \Delta c_i^{\,2}$$

Para simplificar, aplica-se o método de Lagrange para simplificação de minimizações e maximizações, no qual se adiciona a expressão a ser trabalhado o produto entre o termo restritivo e um valor λ_i, chamado multiplicador de Lagrange, obtendo-se o chamado lagrangeano:

(22)

$$L_i = \Delta a_i^{\,2} + \Delta b_i^{\,2} + \Delta c_i^{\,2} + \lambda_i.[\Delta_i - \Delta a_i - \beta_b \Delta b_i + (1-\beta_b).\Delta c_i]$$

Diferenciando o langrangeano L_i em relação aos erros desconhecidos e aos multiplicadores de Lagrange, igualando a zero, tem-se:

(23)

$$\frac{\partial L_i}{\partial \Delta a_i} = 2.\Delta a_i - \lambda_i = 0 \text{ logo, } \Delta a_i = \frac{\lambda_i}{2}$$

(24)

$$\frac{\partial L_i}{\partial \Delta b_i} = 2.\Delta b_i - \beta_b.\lambda_i = 0 \text{ logo, } \Delta b_i = \frac{-\beta_b \lambda_i}{2}$$

(25)

$$\frac{\partial L_i}{\partial \Delta c_i} = 2.\Delta c_i - (1-\beta_b).\lambda_i = 0 \text{ logo, } \Delta c_i = \frac{-(1-\beta_b).\lambda_i}{2}$$

(26)

$$\frac{\partial L_i}{\partial \lambda_i} = \Delta_i - \Delta a_i + \beta_b.\Delta b_i + (1-\beta_b).\Delta c_i = 0$$

Substituindo os valores de Δa_i, Δb_i e Δc_i tem-se:

(27)

$$\Delta_i - \frac{\lambda_i}{2} - \beta_{b2}.\frac{\lambda_i}{2} - (1-\beta_b)^2.\frac{\lambda_i}{2}$$

que reordenada fica:

(28)

$$\Delta_i = \frac{\lambda_i}{2}.[1+\beta_{b2}+(1-\beta_b)^2$$

Se K = 1 + β_{b2} +(1 - β_{b2}), λ_i pode ser escrito como:

(29)

$$\lambda_i = \frac{2.\Delta_i}{K}$$

e, substituindo λ_i nas expressões (23), (24) e (25):

(30)

$$\Delta a_i = \frac{\lambda_i}{K}$$

(31)

$$\Delta b_i = \frac{-\beta_b.\Delta_i}{K}$$

(32)

$$\Delta c_i = \frac{-(1-\beta_b).\Delta_i}{K}$$

3.8. Ajuste de Dados

Após a análise inicial, deve-se realizar o balanço de massas da amostragem, a fim de se investigar, com o maior nível possível de detalhes, inconsistências nos dados obtidos durante a amostragem e tentar corrigi-los. Ressalta-se aqui que alguns autores preferem, na etapa de balanço de massas, apenas avaliar a qualidade dos dados, sem corrigir os mesmos. Nestes casos, se os dados não forem considerados adequados, uma nova coleta de dados deve ser realizada (BERGEMAN, 2009).

Os programas de balanço de massas disponíveis no mercado como Bilco®, Bilmat®, JKMetAccount®, JKSimMet® e Molicop Tools®, dentre outros, buscam minimizar a diferença entre os valores medidos e os valores estimados, respeitando o desvio atribuído a cada medida. Tal desvio será definido de acordo com o maior ou menor grau de confiança que se tem de cada dado, devido a vários fatores característicos de cada circuito. Dentre eles, podem-se citar algumas dificuldades em se amostrar certo fluxo, aferições de balanças, tipo de amostrador usado, etc.

Nunes (1992) cita os seguintes métodos de ajustes de dados:

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

A descrição detalhada dos métodos citados acima vai além do propósito deste trabalho, mas salienta-se que vários autores fizeram essa análise detalhada como Lynch (1977) e Nunes (1992).

Uma forma de definir o erro do ajuste é ponderar a diferença entre o valor medido e o estimado após a correção pelo desvio atribuído a variável, elevando-se ao quadrado o quociente assim calculado (DELBONI, 2003, LYNCH,1977). Este ponto é ilustrado por Delboni (2003). Este erro, denominado de erro ponderado (E) inclui a estimativa da qualidade de cada dado medido, conforme a Equação 33:

(33)

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

Definindo:

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

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

O somatório dos erros ponderados calculados para as variáveis medidas pode ser calculado de acordo com a Equação 34.

(34)

$$SSQ = \sum_{i}^{n}\left(\frac{x_{mi} - x_{ei}}{\sigma_i}\right)A,U,O + \sum_{j}^{3}\left(\frac{Cw_{mj} - Cw_{ej}}{\sigma_j}\right)^2 + \sum_{k}^{3}\left(\frac{Qs_{mk} - Qs_{ek}}{\sigma_k}\right)$$

O somatório dos quadrados dos desvios (SSQ) avalia a qualidade dos ajustes, que corresponde a soma dos erros devido às variáveis medidas. No caso de balanço de ciclones, os erros são devido às distribuições granulométricas da alimentação, *underflow* e *overflow* (x_i), as concentrações de sólidos (Cw_j) e as vazões (Qs_k), ponderadas pelo desvio (σ_i) e o indicador ($_m$) significa medido e o indicador ($_e$) estimado.

A atribuição dos desvios que serão considerados para o ajuste dos dados depende da existência de dados redundantes, a fim de se determinar os dados com maiores desvios. É imprescindível que se considere um dos fluxos a ser balanceado como referência. A alimentação, num circuito de moagem, é normalmente medida com uma balança dinâmica, podendo ser considerada referência, caso a balança esteja calibrada e confiável. Para as análises granulométricas, utilizam-se os erros chamados de Whiten, que se baseiam em (NAPIER-MUNN et al., 1996):

Quando a massa retida numa fração granulométrica é maior que 9% da massa total, o erro é assumido como 1% absoluto;

Para frações granulométricas com menos de 9% da massa total, o erro é 0,1 mais a atual porcentagem dividida por 10. A Tabela 3-2 ilustra os valores de erro conforme Whiten (1976):

Tabela 3-2 – Erros assumidos para dados de granulometria.

Retido	Desvio Padrão Absoluto	Desvio Padrão Relativo
0,1	0,11	110
0,5	0,15	30
1,0	0,20	20
5,0	0,60	12
10,0	1,00	10
20,0	1,00	5
50,0	1,00	2

Fonte: Napier-Mun et al., 1996.

Valores de desvios maiores dos que descritos acima indicam graus de confiança nos dados experimentais decrescentes. A qualidade do trabalho experimental pode ser estimada pelo SSQ, quando já se atribuiu os valores de desvios aos dados experimentais e conduzido o balanço de massas. Para testes em circuito fechado com operação de um estágio de classificação, o critério descrito por Delboni (2003) na Tabela 3-3 permite avaliar os dados experimentais.

Tabela 3-3 – Critério da avaliação de dados experimentais em função do SSQ.

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

Fonte: Delboni, 2003.

Assim, a classificação dos dados experimentais de acordo com o SSQ obtido no balanço de massas, pode variar entre excelente, SSQ< 5, até a recomendação de desconsiderar os dados experimentais, SSQ > 20.

Os valores presentes na Tabela 3-3 deverão ser multiplicados pelo número de estágios de classificação contido no circuito em questão.

3.9. Balanço de Massas no JKSimMet®

Devido a sua importância para o presente trabalho, a seguir realiza-se uma análise especifica dos conceitos implementados no JKSimMet®, programa adotado na realização deste trabalho.

Neste simulador, há um módulo exclusivo para a realização do balanço de massas. O mesmo permite a realização de balanços de massas a partir de dados de distribuição granulométrica associados a fluxos de circuitos constituídos por equipamentos de classificação e peneiramento.

De acordo com a intervenção do usuário, podem ser definidos até 30 componentes em um fluxo para, em seguida, serem realizados os balanços de massas em função de todos os dados inseridos. Erros podem ser atribuídos para qualquer teor ou vazão determinados experimentalmente. Deve-se tomar como referência um fluxo, ou seja, considerar um fluxo com erro zero para se executar o balanço de massas. Em circuitos de moagem, escolhe-se a alimentação como fluxo de referência, conforme exposto anteriormente.

A boa ponderação dos erros dos valores experimentais está associada à experiência do usuário no fechamento do balanço. A questão é relevante porque o programa busca a minimização da soma dos quadrados dos resíduos entre os valores medidos e os valores consistentes calculados, ou seja, (NASCHENVENG, 2003):

(35)

$$SSQ = \sum_{j=1}^{N} \sum_{i=1}^{L} \left[\frac{(X_{ij} - x_{ij})}{\sigma_{ij}} \right]^2 + \sum_{i=1}^{L} \left[\frac{(A_i - a_i)}{\sigma_i} \right]^2$$

Definindo:

- N: número de medidas realizadas
- L: número de fluxos
- X: medida experimental
- x: valor ajustado de X
- A: vazão medida
- a: vazão ajustada
- σ_{ij} e σ_i: desvios padrão para medidas e vazões respectivamente.

Essa minimização é realizada em função de x_{ij} e a_i, respeitando-se as restrições impostas.

3.10. Caracterização do Minério quanto à Fragmentação

O tratamento matemático de processos de cominuição é baseado na parametrização dos mecanismos físicos associados ao processo, bem como na caracterização tecnológica do minério processado. Assim, é de suma importância o estabelecimento de ensaios específicos de caracterização tecnológica que forneçam informações completas a serem usadas em modelos matemáticos de diversos equipamentos de processo.

Na maioria dos modelos de cominuição, as informações necessárias são fornecidas pela parametrização da relação entre energia aplicada e a fragmentação resultante. Ao contrário dos métodos energéticos, incluindo o método de Bond, essas parametrizações estabelecem as características de fragmentação individual das partículas de minérios, diante do amplo espectro de energia.

A metodologia adotada pelo *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre* (JKMC), na Austrália, cujos resultados têm sido empregados no dimensionamento e/ou otimização de circuitos industriais de cominuição, ao longo dos últimos 25 anos, incorpora equipamentos especiais para execução de ensaios de caracterização. O ensaio padrão desenvolvido pelo JKMRC é executado no equipamento denominado *Drop-Weight Tester* (DWT), que é derivado das células de impacto (DELBONI, 2003). Trata-se de um longo caminho percorrido, desde testes de Duplo-Pêndulo até o DWT.

Há uma longa história de pesquisas relacionadas à caracterização da fragmentação de partículas e das rochas na mineração (NAPIER-MUNN et al., 1996). Na cominuição, o principal objetivo tem sido o de identificar, de forma confiável, como um determinado material irá se fragmentar em um equipamento de cominuição.

3.11. Modelos Matemáticos de Cominuição

Em função dos equipamentos de cominuição existentes no circuito estudado pela autora, neste item serão abordados apenas modelos de moagem. Entretanto, antes de uma descrição detalhada e individual dos modelos matemáticos de moagem empregados, será exposta uma discussão sucinta das vertentes de modelagem que mais são aplicadas nos processos industriais minerais.

Segundo Napier-Munn et al.(1996), os modelos de cominuição devem representar a aplicação de energia por um equipamento de cominuição ao minério, a fim de resolver problemas práticos de otimização. O modelo deve incluir dois elementos básicos do problema:

- ✓ propriedades de fragmentação do minério - a fragmentação que ocorre devido a aplicação de uma energia especifica;

- ✓ características dos equipamentos de cominuição - a quantidade e maneira de energia aplicada, bem como o transporte de sólidos pelo equipamento.

O desenvolvimento dos modelos de cominuição é historicamente limitado pela capacidade computacional. Antes do advento dos computadores pessoais, os modelos geralmente correlacionavam a energia aplicada a características da alimentação e do produto. As formulações inicialmente criadas derivavam da equação (36), base das teorias de Kick, Rittinger e Bond (Kick, 1865; Rittinger, 1867 e Bond, 1952 citado por Chaves, 1999):

(36)

$$dE = -K.d_x / x^n$$

Definindo:

- dE - diferencial de energia necessária para gerar um diferencial de tamanho d_x;
- n e K - constantes referentes ao tipo de material.

Porém, esses modelos não consideram a diferença de resistência à moagem em função do tamanho das partículas individuais, o transporte de partículas e a energia que não resulta em fragmentação. Outro problema desses modelos consiste em assumir que a distribuição granulométrica permanece constante, independente de fragmentações prévias que o material pode ter sofrido em etapas anteriores como desmonte, manuseio, britagem e transporte que geram fraquezas induzidas. Bond reconheceu isso ao mencionar a “história prévia” do material como fator que afeta a moagem. Porém, a granulometria constante é geralmente válida para moinhos de barras e bolas. Para superar estas falhas, os estudiosos do assunto passaram a considerar a fragmentação e o transporte em níveis maiores de complexidade.

Os modelos de cominuição em uso podem ser divididos em duas classes principais – *Black Box Models* (BBM) e o Modelo Fundamental.

- *Black Box Models* (BBM) - é a desenvolvida por aqueles que consideram que um equipamento de cominuição promove uma transformação entre a distribuição granulométrica da alimentação e a do produto, isto é, o importante é modelar a redução conseguida da alimentação para o produto. Mais usado atualmente ajudam a prever a distribuição granulométrica do produto a partir da granulometria da alimentação, da caracterização de como a partícula se fragmenta, das condições operacionais e também da experiência adquirida no acompanhamento da operação de equipamentos similares. O resultado final é inferido segundo uma base de dados convenientemente formatada para a alimentação de um algoritmo específico.

Na modelagem tipo BBM, como salientado, assume-se a granulometria obtida no produto como uma função das características de tamanho e de tenacidade da alimentação, assim como das condições operacionais reinantes ao longo do processo de cominuição, ou matematicamente:

$$p = F(f, b, c, m, s, C) \tag{37}$$

Definindo-se:

– f e p são a distribuição granulométrica da alimentação e a do produto;
– b é a matriz ou vetor de quebra normalizado;
– m são fatores do moinho;
– s são outras condições operacionais do moinho, incluindo capacidade;

– C é um conjunto de parâmetros experimentais derivados de outros equipamentos.

Neste tipo de modelagem a notação padrão é a vetorial que contenha vazões dos sólidos em cada fração granulométrica, começando pelas mais grossas. Similarmente, a função de quebra consiste em um vetor de distribuição granulométrica após a quebra. Taxas de seleção ou quebra também podem ser consideradas como vetores.

O balanço de massas para uma fração de tamanho qualquer é de suma importância na modelagem. Para regimes estacionários, isto é, a vazão de entrada é igual à de saída, o balanço é obtido apenas com parametrizações a respeito da natureza da quebra e da mistura executadas. Já para regimes não-estacionários ou testes de bancada, estima-se acúmulos e perdas nas diversas frações, o que aumenta a complexidade das soluções propostas.

- Modelos Fundamentais - consideram cada elemento do processo, demandando alta capacidade computacional. Este tipo de modelo leva em conta as interações entre partículas do minério e elementos do equipamento, por exemplo, corpos moedores do moinho. Baseia-se na mecânica newtoniana e, por isso, são também conhecidos como mecanísticos. O objetivo do modelo fundamental é descrever as relações entre condições físicas existentes no interior do equipamento e a fragmentação observada na saída do mesmo.

Na prática, isso significa considerar um número substancial de variáveis, o que, por sua vez, implica na necessidade de uma considerável capacidade computacional para simulação. Os pesquisadores que seguem essa linha de modelagem procuram contornar o problema, por exemplo, segmentando o equipamento em zonas independentes de impacto, abrasão/atrição e de baixa atividade de fragmentação. A recompensa alcançada é a obtenção de equações mais poderosas, que permitem predições baseadas em faixas amplas de valores de entrada (NASCHENVENG, 2003).

3.12. Moinhos de Barras

Antes da exposição do modelo matemático para moinhos de barras, devem ser precedidas, algumas peculiaridades do seu funcionamento.

Na entrada do mesmo, as partículas grossas separam as barras, abrindo o feixe por elas formado. Como no extremo oposto o tamanho das partículas é menor, o feixe na descarga encontra-se mais fechado. O resultado é uma configuração afunilada dos corpos moedores, que permite as partículas minerais livre movimentação no espaço interbarras, enquanto tiverem tamanho inferior a este, e que impossibilita o fluxo das mesmas, quando seu tamanhos se igualam ou superam o do referido espaço. No ultimo caso, as partículas são retidas e cominuídas, os fragmentos gerados voltam a se mover até as novas retenção e fragmentação, em um processo cíclico (CHAVES, 1999).

Portanto, ao percorrerem o eixo longitudinal de um moinho de barras em operação, as partículas são continuamente selecionadas para o evento de quebra. Devido a esse fato, Callcott e Lynch (1964) introduziram na modelagem matemática do moinho de barras um conceito associado ao comprimento do moinho necessário a eliminação de um intervalo granulométrico (série $\sqrt{2}$) da carga de cominuição. Esse conceito foi chamado de “estágio de quebra” e pode ser entendido por três funções matriciais: a de classificação C, a de quebra A e a de seleção S.

A matriz diagonal de classificação C determina a proporção de material em cada intervalo granulométrico, entrando ou entrando novamente em determinado estágio de quebra. A eliminação completa do *top size* no estágio é garantida impondo-se o valor unitário para o elemento c_{11} da matriz. Para os outros elementos da diagonal, adota-se uma série $\sqrt{2}$ descendente:

(38)

$$\begin{bmatrix} 1 & . & . & 0 & . & . \\ . & 0.5 & . & . & . & . \\ . & . & 0.25 & . & . & . \\ . & 0 & . & 0.125 & . & . \\ . & . & . & . & . & . \\ . & . & . & . & . & . \end{bmatrix}$$

A modelagem matemática do efeito da classificação é realizada por meio da função de seleção (S), descrita em três parâmetros: intersecção (IN), inclinação (SL) e ponto de intersecção (XC). Para facilidade de compreensão, adotam-se as variáveis K_1 e K_2 que, no modelo de britagem de Whiten (1972), representam respectivamente o tamanho abaixo do qual as partículas têm um valor constante de probabilidade de quebra e o tamanho acima do qual elas são sempre quebradas. Na Figura 3-3, as partículas com tamanho entre K_1 e K_2 apresentam valores de probabilidade de seleção situados entre o valor associado a K_1 e 1 (associado a K_2). Esses valores intermediários aumentam linearmente com o incremento da dimensão do fragmento.

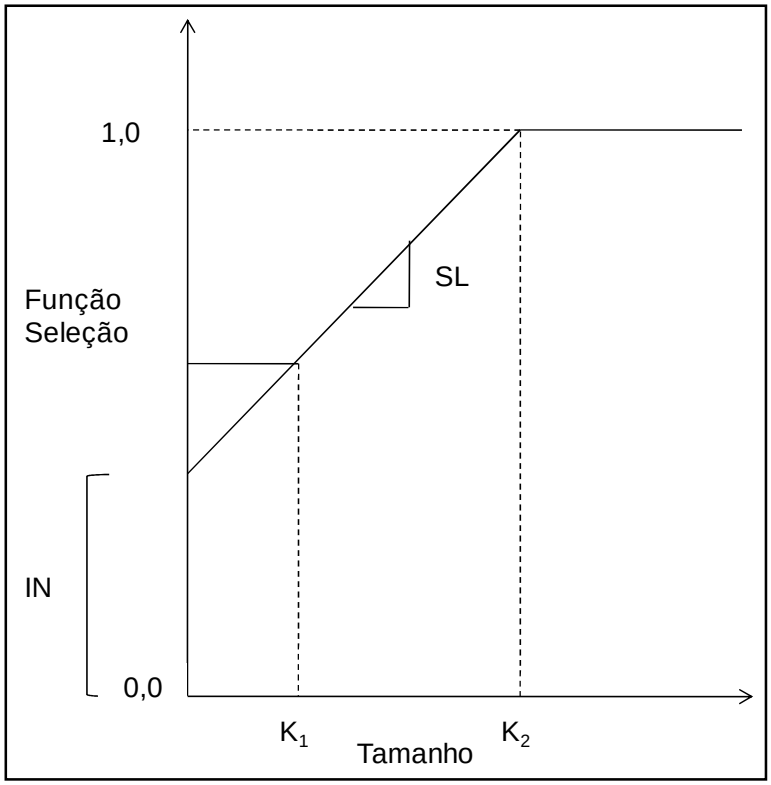

Figura 3-3 - Função seleção (S) do modelo de moinho de barras (extraída de Napier-Munn, 1996).

Em termos dos três parâmetros de seleção mencionados, tem-se que:

$$K_1 = XC \tag{39}$$

$$K = \frac{(1 - IN)}{SL} \tag{40}$$

A função seleção é matricial e pode ser exemplificada por:

(41)

$$\begin{bmatrix} 1.0 & . & . & . & . & . \\ . & 1.0 & . & . & 0 & . \\ . & . & 0.7 & . & . & . \\ 0 & . & . & 0.4 & . & . \\ . & . & . & . & 0.2 & . \\ . & . & . & . & . & 0.2 \end{bmatrix}$$

A função de quebra, traduzida pela matriz de quebra A, permanece invariável, descrevendo o processo de fragmentação independentemente do estágio de quebra (NAPIER-MUNN,1996).

(42)

$$\begin{bmatrix} a_1 & 0 & 0 & 0 \\ a_2 & a_1 & 0 & 0 \\ a_3 & a_2 & a_1 & 0 \\ a_4 & a_3 & a_2 & a_1 \end{bmatrix}$$

A função quebra padrão, originalmente adotada, é uma equação de Rosin-Rammler modificada:

(43)

$$A(x, y) = \left(1 - e^{-x/y}\right) / \left(1 - e^{-1}\right)$$

Definindo-se:

A (x,y): proporção pós-quebra de partículas de tamanho inicial y menores do que o tamanho x.

Constatou-se empiricamente, para a maioria dos moinhos de barras, que o produto da vazão de alimentação por uma função do número de estágios de quebra é aproximadamente constante. Essa constante é denominada MC (NASCHENVENG, 2003).

Assim, para simular uma operação em moinho de barras, é necessário determinar:

- a vazão total de sólidos de alimentação;
- a granulometria da alimentação do equipamento;
- função de quebra;
- função seleção: três parâmetros (SL, IN e XC);
- estágios de quebra (v) e
- a constante MC.

Todos esses parâmetros são obtidos através do ajuste do modelo, baseado em um conjunto de testes.

Segundo Lynch (1977), pelo fato de poder haver interações entre K_2 e o número de estágios de quebra, parâmetros controladores do *top size*, o modelo de moinho de barras pode não levar a uma única solução para os parâmetros da matriz de quebra. Mas, se premissas razoáveis forem realizadas, pode-se fazer simulações úteis.

Uma vez modelado, o moinho de barras operando com um determinado minério pode ser escalonado para diferentes dimensões e condições operacionais. Os fatores de escala interagem com o modelo em vários níveis, como por exemplo, taxa e *top size* de alimentação relacionam-se ao número de estágios de quebra; a resistência do minério a moagem determinam a função seleção S.

Ressalta-se que o modelo do moinho de barras foi desenvolvido antes da definição de procedimentos para caracterização de quebra de partículas individuais (duplo-pêndulo e *Drop Weight Tester*), porém as funções de quebra específicas do minério podem também ser utilizadas como fator de escala para a competência do material.

Para simular o número de estágios de quebra (v), adota-se a equação 44.

(44)

$$v_{sim} = \left(MC_{fit} / Q_{sim}\right)^{2/3} + \ln\left(F_{90\,fit} / F_{90\,sim}\right) / \ln\sqrt{2}$$

Definindo-se:

fit = refere-se a condições de ajuste (caso base);

sim= relaciona-se a condições simuladas.

O número de estágios de quebra é o parâmetro mais fácil de ser estimado num ajuste de dados experimentais ao modelo de moinho de barras, já que o mesmo nada mais é que o número de frações granulométricas √2 removidas entre alimentação e produto. Se esse ajuste de dados for realizado em função da classificação utilizada, pode-se tornar muito complexo.

A maior partícula na descarga do equipamento deve ser pouco menor que o parâmetro K_2. Como o moinho de barras é um equipamento pouco efetivo em se tratando de moagem de materiais muito finos, 0.1 mm é um bom valor inicial em termos de estimativa de XC.

Se a distribuição granulométrica do produto for muito diferente daquela dos dados experimentais, uma boa alternativa é adotar um valor maior para XC, acentuando assim a inclinação da função seleção.

3.13. Moinhos de Bolas

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

A descrição de modelos matemáticos de moinhos de bolas usados neste texto baseia-se na descrição dos conceitos de modelos de balanço populacional desenvolvidos por Delboni (2003).

Para moinhos de bolas, duas correntes do "*Population Balance Model* (PBM)" dominam o campo das técnicas de simulação. São elas o "*Perfect Mixing Model* (PMM)" e o "*Kinetic Model* (KM)". A diferença entre os modelos reside, sobretudo em questões relacionadas à mistura da carga no interior do moinho e ao tempo de residência.

O modelo de Balanço Populacional ou *Population Balance Model* (PBM), foi apresentado por Epstein em 1947 e, ao longo dos anos, recebeu diversas contribuições de outros pesquisadores, entre os quais Austin et al. (1983), com sua aplicação testada por trabalhos desenvolvidos em vários centros de pesquisa e universidades ao redor do mundo (NAPIER-MUNN, 1996). O PBM tem como premissa que a produção de material fragmentado por unidade de tempo no moinho é função exclusiva das massas das diversas faixas de tamanhos existentes no equipamento. Há, para cada faixa, uma frequência de quebra constante (k_i min^{-1}), que determina a taxa de quebra a ela associada. Matematicamente, tem-se que o valor da taxa de quebra para certo intervalo granulométrico é dado pelo produto entre a frequência de consumo e a massa

associada ao mesmo. Dessa forma, a formulação do PBM surge da aplicação de balanço de massa a uma dada faixa granulométrica (FG):

Contribuição da alimentação do moinho a FG + Contribuição resultante da quebra de fragmentos da carga do moinho pertencentes as FG mais grossas = Fração do produto do moinho pertencente a FG + Contribuição das FG mais finas da carga do moinho resultante da quebra de fragmentos pertencentes a FG.

Para cálculo do produto, considerando o conceito de uma função de quebra (b_{ij}), que descreve a fração da faixa granulométrica j que passa a faixa i após a fragmentação, tem-se:

(45)

$$p_i - k_i.s_i + fi + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij}.k_j.s_j = 0$$

Com os valores medidos de p_i, f_i e s_i e uma função de quebra adequada de b_{ij}, é possível determinar um conjunto de valores k_i ou cinética de quebra, da faixa granulométrica mais grossa.

O modelo de Misturador Perfeito ou *Perfect Mixing Model* (PMM) de Whiten baseia-se no balanço de massas para cada faixa granulométrica, considerando o equilíbrio entre os fluxos que entram e os que saem da fração considerada. Ou seja, Whiten considera este fenômeno como um misturador perfeito, eliminando assim as dificuldades em estabelecer o tempo de residência para cada fração granulométrica (DELBONI, 2003). A equação que descreve este equilíbrio.

(46)

$$fi - pi + \sum_{j=1}^{i} r_j . s_j . a_{ij} - r_i . s_i = 0$$

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

(47)

$$fi - pi + \sum_{j=1}^{i-1} r_j s_j a_{ij} - r_i s_i (1 - a_{ii}) = 0$$

Definindo-se:

- fi, pi e si - vazão de alimentação do moinho, vazão de descarga do moinho e carga interna do moinho em cada intervalo granulométrico;
- aij - fração retida na malha i proveniente da malha j, após um evento de fragmentação;
- ri - freqüência desses eventos pela enésima faixa de tamanhos (freqüência de quebra).

Para sua aplicação aos moinhos de bolas, o PMM necessita ser adaptado devido à dificuldade de se quantificar experimentalmente a distribuição granulométrica da carga do moinho. Assim, considera-se que, como o conteúdo de moinho está perfeitamente misturado, a carga do moinho está relacionada com o produto por meio de uma taxa de descarga (d_i), para cada faixa granulométrica.

(48)

$$p_i = d_i . s_i \text{ ou } s_i = \frac{p_i}{d_i}$$

(49)

$$fi - pi + \sum_{j=1}^{i-1} r_j s_j a_{ij} - r_i s_i (1 - a_{ii}) = 0$$

Combinando as Equações 48 e 49:

(50)

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

Define-se assim o parâmetro principal do modelo de operação de moinho de bolas, que é o quociente r/d. Esse parâmetro pode ser calculado diretamente por meio das estimativas das distribuições granulométricas da alimentação e do produto do moinho, ou como uma função de quebra que corresponda com fidelidade o minério processado. A Figura 3-4 expõe a distribuição dos valores r/d em função do tamanho da partícula.

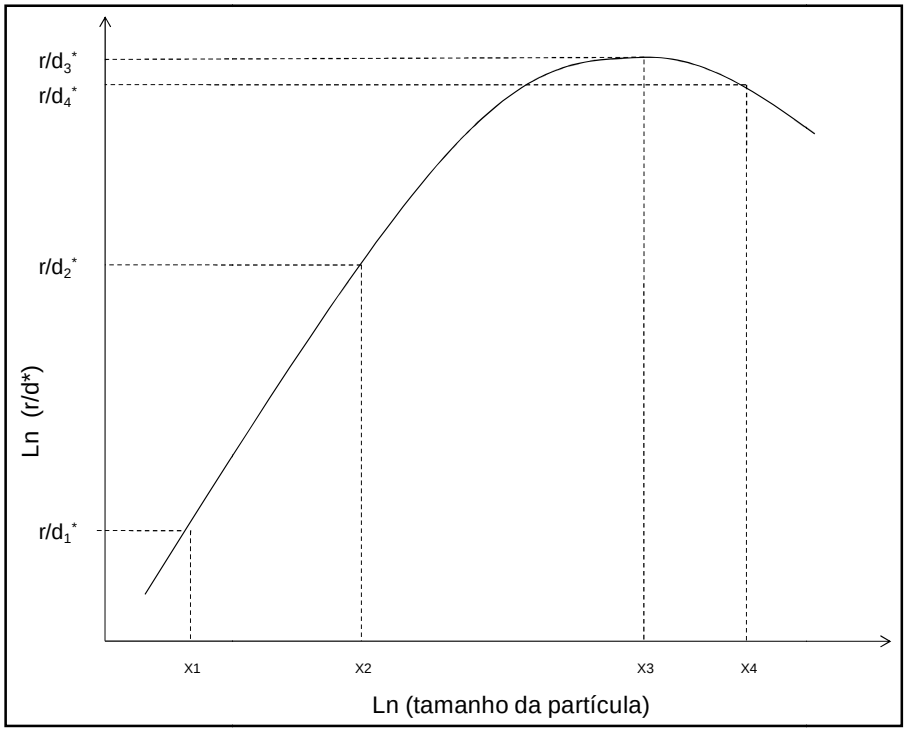

Figura 3-4 - Variação da função r/d* com o tamanho das partículas (extraída de Napier-Munn, 1996).

A divisão de r/d pelo tempo de residência médio das partículas no interior do moinho leva a normalização do mesmo, isto é, independe das dimensões ou mesmo condições ou mesmo condições operacionais do moinho estudado (BERGEMAN, 2009). A equação abaixo mostra a normalização do parâmetro r/d:

(51)

$$d_i^* = \left[\frac{D^2.L}{4.Q}\right].d_i$$

definindo:

- D - diâmetro interno do moinho (m);
- L - comprimento interno do moinho (m);

– Q - vazão volumétrica da alimentação do moinho (m^3/h).

Assim, o modelo matemático de operação de moinho de bolas é definido com base nas propriedades do minério (função aparecimento) e das características do equipamento (r/d*). Este último sendo representado por *splines function* definidas por 3 ou, no máximo, 4 valores, para atender toda a faixa granulométrica.

3.14. Modelos Matemáticos de Classificação

A maioria das instalações de moagem de minérios se faz em circuitos fechados. Naqueles em que a moagem é realizada a úmido, são utilizados principalmente ciclones ou, ainda, peneiras para alimentações mais grosseiras. O classificador recebe o material do moinho e o separa em dois produtos: o grosso, constituído pela fração que retorna ao moinho, também chamada de carga circulante, e o fino, que corresponde ao produto final da moagem (BERALDO, 1987).

Neste capítulo será abordado apenas a modelagem de ciclones, uma vez que no circuito estudado, estes são os únicos equipamentos de classificação. Os ciclones modelados neste trabalho são empregados na operação de classificação, no circuito fechado reverso de moagem.

Muitos pesquisadores dedicaram-se à descrição matemática do funcionamento dos ciclones devido à sua crescente utilização nas usinas de beneficiamento, versatilidade operacional e influência decisiva no desempenho dos circuitos. E, dessa forma, determinam a carga circulante e tamanho do produto final, dentre outros aspectos.

Assim como os modelos mecanísticos de cominuição, os modelos de classificação ditos fundamentais requerem tempo e capacidade computacional consideráveis à resolução de um problema. Tal demanda aliada ao fato de tais modelos ainda não reproduzirem de modo satisfatório as condições, usualmente, verificadas no tratamento de minérios (alta concentração de sólidos, por exemplo), acaba por determinar certa supremacia dos modelos empíricos nas aplicações da indústria mineral (NAPIER-MUNN, 1996).

Delboni (1989) destacou as quatro principais aplicações básicas dos modelos empíricos de operação de ciclones: análise de processo, simulação, projeto e controle de processo *on line*. O JKSimMet, simulador de processos utilizado neste trabalho, incorpora em sua estrutura várias alternativas de modelagem empírica de ciclone, que diferem entre si principalmente pela parametrização da curva de partição.

O modelo de Nageswararao foi o selecionado para o presente trabalho e, portanto, é descrito na próxima seção.

3.15. Modelo de Nageswararao

Desenvolvido por Nageswararao em 1978, trata-se do principal modelo de ciclone disponível no programa de simulação utilizado. É um modelo empírico que se baseia em grupos adimensionais e foi traduzido por quatro equações, de acordo com Asomah (1996):

- uma associada ao d_{50c} (diâmetro mediano de partição corrigido, mm)

(52)

$$d_{50c} = K_{D1}\ D_c\ (D_o|D_c)^{0,52}\ (D_u|D_c)^{-0,47}\ \lambda^{0,98} \left[P \big/ (\rho_p\, g\, D_c) \right]^{-0,22} (D_i|D_c)^{-0,5} (L_c|D_c)^{0,2}\, \theta^{0,15}$$

em que:

$K_{D1} = K_{D0}\ D_c^{\ -0,65}$ e K_{D0} depende de características dos sólidos.

- uma associada a Rf (recuperação de água no *underflow*, %)

(53)

$$R_f = K_{W1} (D_o|D_c)^{-1,19}\ (D_u|D_c)^{2,40}\ \lambda^{0,27} \left[P \big/ (\rho_p\ g D_c) \right]^{-0,52} (D_i|D_c)^{0,22}\ \theta^{-0,24}$$

- uma para descrever a relação vazão-pressão no equipamento

(54)

$$Q_f = K_{Q1}\ D_c^2\ (P|\rho_p)^{0,5} (D_o|D_c)^{0,68}\ (D_i|D_c)^{0,45}\ (L_c|D_c)^{0,2}\ \theta^{-0,1}$$

em que:

$K_{Q1} = K_{Q0}\ D_c^{\ -0,1}$ e K_{Q0} depende de características dos sólidos.

- uma associada a Rv (recuperação volumétrica de polpa no *underflow*)

(55)

$$R_v = K_{v1} (D_o|D_c)^{0,94} (D_u|D_c)^{1,82} \left[P/(\rho_p \, g D_c) \right]^{-0,31} (D_i|D_c)^{-0,5} (L_c|D_c)^{0,22} \, \theta^{-0,24}$$

definindo:

D_i – diâmetro equivalente do orifício de entrada (m);

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

D_u – diâmetro do *apex* (m);

D_c – diâmetro do ciclone (m);

L_c – comprimento da seção cilíndrica (m);

θ – ângulo da seção cônica (º);

P – pressão da alimentação (kPa);

ρ_p – densidade da polpa na alimentação (t/m³);

g – aceleração da gravidade (m/s²);

Q_f – vazão volumétrica de polpa na alimentação (m³/h);

R_f – recuperação de água para o underflow (%);

R_v – recuperação de polpa para o underflow (%);

K – constante da equação, estimada a partir dos dados experimentais;

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

C_v – concentração volumétrica de sólidos na alimentação.

3.16. Curva de Partição

Em uma operação de classificação, a partição é definida como a fração da alimentação que passa para o produto contendo a maioria relativa de grossos. No caso de ciclones, refere-se ao *underflow*.

O desempenho do ciclone, em termos de separação de tamanhos ou recuperação de sólidos, é caracterizado por curvas de partição (vide Figura 3-5). Portanto, a curva de partição descreve a fração de um determinado tamanho de partículas i que se encaminha para o *underflow* (FOGGIATTO, 2009).

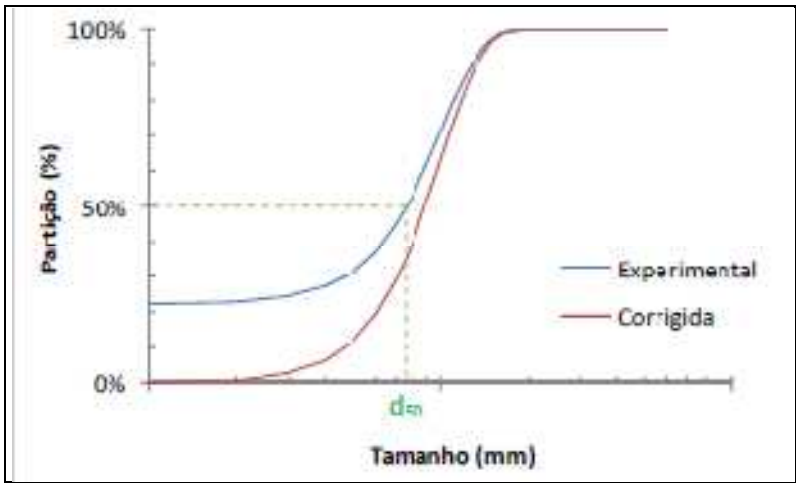

Figura 3-5 – Curvas de partição real e corrigida.

A curva obtida por meio de dados experimentais é denominada curva de partição real.

Para a caracterização da curva de partição, são necessários três parâmetros. Todos eles são estimados no processo de ajuste do modelo, por meio de pelo menos um teste com o minério. São eles:

1. parâmetro de dispersão - inclinação (α) da curva no segmento próximo ao d_{50c};
2. parâmetro de posição - diâmetro mediano de partição corrigido (d_{50c});
3. recuperação de água para o *overflow* ($C = 1 – R_f$).

O programa de simulação utilizado neste trabalho determina as partições balanceadas e ajustadas, por regressões não-lineares, os dados experimentais da função de classificação de Whiten (NAPIER-MUNN, 1996):

(56)

$$E_0\left(\frac{d}{d_{50c}}\right) = C.\left[\left(e^{\alpha} - 1\right) / \left(e^{\alpha \, d/d_{50c}} + e^{\alpha} - 2\right)\right]$$

definindo:

- E_0 (d/d_{50c}) - fração da alimentação de tamanho d/d_{50c} que segue para o *overflow*;
- d_{50c} - diâmetro mediano de partição corrigido (mm);
- α - coeficiente de inclinação da curva padrão de partição;
- d - tamanho de partícula (mm);
- C - recuperação de água para o *overflow* ($1 – R_f$);
- R_f - recuperação de água para o *underflow*.

3.17. Ajuste de Modelos e Simulação

Se a obtenção dos dados experimentais foi realizada de forma minuciosa, o ajuste dos dados do modelo será feito facilmente. Essa etapa é de suma importância nos procedimentos que antecedem a simulação, visto que, possui influência direta na qualidade e coerência das respostas por ela fornecidas.

Calibrar e/ou ajustar um modelo matemático consiste em determinar as constantes nas expressões matemáticas deste, ou seja, estimar parâmetros com base em dados de desempenho de um sistema ou equipamento. Neste trabalho, os dados foram obtidos por meio de amostragem no circuito industrial. Como fontes alternativas de obtenção de dados primários têm-se as informações do fabricante, experiência operacional, experiência de profissionais da área, literatura, particularidades de cada sistema, dentre outros.

A calibração de modelos, assim como o fechamento de balanço de massas, é um exercício de refinamento constante, que nunca deve perder de vista a qualidade dos dados experimentais e sua influencia nos resultados. A estratégia de baixar a qualquer custo o desvio atribuído ao ajuste do modelo pode conduzir a erros grosseiros, que serão seguramente transladados para simulações posteriores (DELBONI, 1997).

Para uma boa calibração, deve-se considerar as restrições e limites específicos do modelo matemático em questão. A seguir, tem-se uma exposição sucinta das restrições com valores típicos relacionados às constantes das equações consideradas na análise do circuito de moagem da usina 311 da Vale Fertilizantes S.A em Araxá, Minas Gerais, objeto deste trabalho.

3.18. Moinho de Barras

A princípio deve-se adotar o ponto de interseção (XC) como sendo metade do *top size* da alimentação e MC como 100. Assumir um valor de seleção de 0,1 para XC e de 1,0 para o *top size*. Calcular a inclinação (SL) e a interseção (IN).

3.19. Moinho de Bolas

Oscilações superiores a 50% na quantidade de material grosso na alimentação do moinho afetam a função r/d*. Por exemplo, diminuição estará associada a um incremento de valores de r/d*.

3.20. Ciclones

No caso dos ciclones consideram-se várias hipóteses (NASCHENVENG, 2003):

- ✓ se a alimentação do ciclone torna-se mais grossa, o d_{50c} tende a diminuir mesmo quando todas as outras variáveis permanecem inalteradas. O efeito da granulometria da alimentação torna-se menos significativo quando esta é constituída predominantemente de partículas menores que 53 μm ou quando a proporção de tais partículas é menor que 25%.

- ✓ a pressão medida ou estimada segundo dados de fabricante deve ser alimentada de acordo com os parâmetros do ciclone. Se não houver um conjunto de medidas experimentais que permita o calculo do desvio padrão, normalmente assume-se 10% do valor da pressão.
- ✓ a parametrização da curva de partição reduzida não garante uma descrição perfeita da realidade. Como consequência, o modelo frequentemente prevê menos partículas grossas do que efetivamente existem no *overflow*, ou seja, o valor do d_{80} de produto é inferior ao real.
- ✓ na Equação (52) define-se o diâmetro de corte (K_{D0}) como um número pequeno, usualmente entre 0,001 e 0,00001. O fator de escala é 0,0001.
- ✓ a constante de capacidade K_{Q0} pode ser calculada com base na vazão e das dimensões do ciclone pela Equação (54). Valores típicos de K_{Q0} estão na faixa de 300-600. Para ajustes, o fator de escala deve ser 100.
- ✓ a recuperação de água para o *overflow* (C) deve ser ajustada sempre que se trabalha com um único conjunto de dados de classificação. Um bom início é adotar 50%. K_{W1} e K_{V1} são calculados automaticamente pelo programa.
- ✓ valores típicos da α: 0,5 a 4. Acima de 5, a curva de partição torna-se muito acentuada. Normalmente começa-se com 2.
- ✓ com o aumento das lamas, aumenta a viscosidade tornando o diâmetro de corte maior, a partição de água para o *overflow* é reduzida e aumenta a queda de pressão no equipamento.

3.21. Método de Bond

Bond e sua equipe da Allis-Chalmers, na primeira metade do século passado, baseados em constatação de que ensaios de moagem *batch* resultavam em determinações pouco acuradas da energia necessária à cominuição de minérios em moinhos tubulares, desenvolveram um ensaio

laboratorial que procura reproduzir, segundo sucessivos ciclos, a operação de um circuito fechado de moagem em equilíbrio.

Neste teste, originalmente concebido em moinhos de bolas e depois adaptado para moinhos de barras, busca-se um valor predeterminado de carga circulante como indicativo de estabilidade do processo. Uma vez atingido este equilíbrio, é possível calcular um parâmetro característico do material, chamado *Work Index* (WI), de grande utilidade no dimensionamento e análise da operação de circuitos de moagem constituídos por moinhos de barras e/ou de bolas (NASCHENVENG, 2003).

Para Mosher e Tague (2001), Bond e sua equipe difundiram as bases para o estabelecimento de um método de dimensionamento de moinhos industriais na década de 1920. Em 1933, junto com W. L. Maxson e F. Cadena, Bond publicou um artigo técnico intitulado *"Grindability of Various Ores"*, no qual são detalhados os procedimentos para execução do referido teste.

Nos anos seguintes, vislumbradas as potencialidades do teste concebido, ensaios em moinho de laboratório foram realizados com amostras representativas oriundas de circuitos reais eficientes. Os resultados obtidos nessa campanha experimental foram comparados e correlacionados a dados de operações continuas – pilotos e industriais – amostradas pela equipe coordenada por Bond (CHAVES, 1999).

Em 1952, Bond publicou o clássico artigo "*The Third Teory of Comminution*" no qual deixa considerações sobre como interpretar os resultados do seu teste e sobre como utilizá-los no prognóstico dos requisitos energéticos de instalações de moagem. Bond também procurou fundamentar seu desenvolvimento empírico e postulou a teoria de que "a energia gasta é proporcional ao comprimento da crista de trinca gerada no esforço mecânico aplicado" (CHAVES,1999), que gerou controvérsia na comunidade técnica mundial. Em 1961, Bond fez as ultimas revisões em suas equações por meio de dois artigos, *Crushing and Grinding Calculations – Part I and Part II* (Mosher e Tague, 2001).

O dimensionamento de moinhos de bolas, barras e dos motores de acionamento associados, sistematizado com o trabalho efetuado nos laboratórios da Allis Chalmers, baseia-se no cálculo da energia necessária à cominuição do minério. As abordagens desenvolvidas por P. Von Rittinger e por F. Kick na segunda metade do século XIX – apesar de já expressarem relação entre energia consumida no processo e granulometria do produto – revelaram limitações práticas quando aplicadas a faixa granulométrica da moagem industrial convencional (CHAVES, 1999).

Bond verificou que a energia consumida na fragmentação é proporcional a diferença entre os inversos das raízes quadradas dos tamanhos do produto e da alimentação, cuja descrição matemática está expressa na Equação 57:

(57)

$$W = 10WI\left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}}\right)$$

definindo:

W = energia necessária a cominuição (kWh/st);

WI = *Work Índex* do material (kWh/st);

F = d_{80} da alimentação (μm);

P = d_{80} do produto (μm).

Esta equação tornou-se uma das equações mais importantes do Tratamento de Minérios.

Assim, o método de Bond para dimensionamento de moinhos tem por base as características do material a ser moído, avaliadas por meio do índice de moabilidade ou *Work Índex* (WI) e corresponde a quantidade de energia

necessária, em kW, para reduzir uma tonelada curta de material de uma granulometria teoricamente infinita até 80% passante em 100 μm (BERALDO, 1987). Esta afirmação baseia-se em duas premissas importantes:

- ✓ a energia da moagem é despendida na produção de novas superfícies;
- ✓ as granulometrias da alimentação e produto permitem a caracterização por um único tamanho, representativo de uma certa porcentagem passante (80%), em função das curvas associadas a tais distribuições guardarem paralelismo relativo.

O WI possibilita o cálculo do consumo energético de circuitos de moagem configurados por moinhos de barras e/ou bolas. Após o uso da Equação 57, multiplica-se o consumo energético especifico encontrado (W) pela vazão de alimentação nova (A) da operação de moagem considerada e determina-se a potência consumida (Pot) pela mesma, expressa na Equação 58:

$$Pot = W\ A \tag{58}$$

O valor de WI a ser substituído na Equação 57 é obtido através das Equações 59 e 60 abaixo. Para moinhos de bolas aplica-se a Equação 59 e, para moinhos de barras utiliza-se a Equação 60. O fator de multiplicação 1,102 adéqua os resultados ao Sistema Internacional de Unidades (SI), transformando kWh/st em kWh/t.

(59)

$$WI = 1{,}102 * \frac{44{,}5}{pi^{0,23} * Grp^{0,82} * \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)}$$

(60)

$$WI = 1{,}102 * \frac{62}{pi^{0,23} * Grp^{0,625} * \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)}$$

definindo:

Grp = média das gramas por revolução dos três últimos ciclos de moagem;

P = d_{80} do produto (μm);

F = d_{80} da alimentação (μm);

P_1 = abertura da “malha teste” (μm).

Ao publicar seu método de dimensionamento, Bond levou em conta alguns fatores de correção para seus resultados. Posteriormente, Rowland, estudando a aplicabilidade da “Terceira Lei da Cominuição” a moinhos industriais, confirmou a aplicação de fatores de correções originais e verificou ainda a necessidade de se introduzir outros. Hoje, na aplicação do método de Bond para dimensionamento de moinhos são empregados os fatores propostos por Rowland (BERALDO, 1987).

É importante ressaltar que os fatores de Rowland são totalmente empíricos, obtidos de regressões efetuadas com os resultados advindos de operações com moinhos industriais, portanto, são válidos nas condições em que foram obtidos, podendo não estar corretos quando as mesmas mudam. Os fatores de

Rowland são aplicáveis a moinhos de bolas, em circuito aberto ou fechado, e a moinhos de barras em circuito aberto (BERALDO, 1987).

Os fatores de correção são oito, que devem ser aplicados no cálculo da potência definida pela Equação 58.

EF_1 – Fator de moagem por via seca

Na moagem a seco, os corpos moedores e as placas de revestimento ficam recobertos com partículas finas havendo maior probabilidade do que na moagem via úmida do material a ser moído não entrar em contato com os corpos moedores, reduzindo assim a eficácia destes. Além disso, há uma menor velocidade de avanço do material dentro do moinho que na via úmida. Esses fatores combinados tornam a moagem via seca menos eficiente que por via úmida. O fator de ineficiência da moagem via seca é:

$EF_1 = 1,3$

EF_2 – Fator de circuito aberto em moinhos de bolas

A moagem em circuito aberto de bolas consome mais energia que em circuito fechado para a mesma especificação do produto devido ao tamanho efetivo da alimentação. O fator de ineficiência da moagem em circuito aberto é função da quantidade de material na malha de controle e é fornecido pela Tabela 3-4.

Tabela 3-4 - Valores de EF_2 em função da % passante na malha de controle.

% Passante na malha de controle	EF2
50	1,035
60	1,05
70	1,10
80	1,20
90	1,40
92	1,46
95	1,57
98	1,70

Quando não for especificado ou sem referência de controle, usa-se 1,2.

EF_3 – Fator de diâmetro

Segundo Bond – Rowland, a eficiência da moagem cresce com o aumento do diâmetro até 3,81 m a partir da qual se mantém praticamente constante. Como o moinho utilizado por Bond para determinar a equação de potência foi de 2,438 m, torna-se necessário corrigir a potência através da Equação 61.

(61)

$$EF_3 = \left(\frac{2,44}{D}\right)^{0,2} \text{ D em metros}$$

$$EF_3 = \left(\frac{8}{D}\right) \text{ D em pés}$$

EF_4 – Fator de alimentação com tamanho excessivo

A eficiência da moagem é maior quando o tamanho dos corpos moedores está adequado ao maior tamanho da partícula existente na alimentação. Quando a alimentação contém partículas maiores que a capacidade do moinho torna-se necessário corrigir o consumo de energia. Este fator considera a energia adicional necessária quando a alimentação é muito grossa.

O tamanho ótimo da alimentação pode ser calculado pelas Equações 62 e 63.

(62)

$$F_0 = 16.000 \times \left(\frac{13}{WI}\right)^{0,5} \text{ para moinhos de barras}$$

(63)

$$F_0 = 4.000 \times \left(\frac{13}{WI}\right)^{0,5} \text{ para moinhos de bolas}$$

Considerando os valores de d_{80} da alimentação e do produto da moagem a relação de redução (RR) é dada pela Equação 64.

(64)

$$RR = \frac{F}{P}$$

Se F< F_o o fator não se aplica. Caso contrário, o fator é dado pela Equação 65.

(65)

$$EF_4 = \frac{Rr + (WI - 7) \times \left(\frac{F - F_0}{F_0} \right)}{Rr}$$

EF_5 – Considera a energia adicional necessária para moagens extremamente finas, ou seja, d_{80} do produto abaixo de 74 µm. A perda de eficiência da moagem fina é dada pela expressão da Equação 66.

(66)

$$EF_5 = \frac{P + 10{,}3}{1{,}145.P}$$

EF_6 – Fator de taxa de redução – moinho de barras

Os moinhos de barras têm uma relação de redução na qual sua eficiência é máxima. Essa relação de redução ótima está expressa na Equação 67.

(67)

$$Rr_0 = 8 + \frac{5.L}{D}$$

Definindo:

L – comprimento das barras (em pés);

D – diâmetro interno do moinho (em pés).

Quando a relação de redução de operação se afastar da relação de redução ótima, será necessário fornecer potência adicional multiplicando a potência calculada pelo fator EF_6 utilizando a Equação 68.

(68)

$$EF_6 = 1 + \frac{(Rr - Rr_0)}{150}$$

Esse fator somente poderá ser usado para minérios com WI > 7,0 e Rro – 2 ≤ Rr ≤ Rro + 2

EF_7 – Baixa relação de redução do moinho de bolas

Os moinhos de bolas são utilizados para relações elevadas de redução. Porém, em operações de remoagem a relação de redução pode ser relativamente baixa. Nesta circunstância, em que a relação de redução do moinho de bolas for inferior a 6, a potência deverá ser corrigida pelo fator EF_7, conforme descrito na Equação 69.

(69)

$$EF_7 = \frac{2.(Rr - 1{,}35) + 0{,}26}{2.(Rr - 1{,}35)}$$

EF_8 – Eficiência dos moinhos de barras

Este fator compensa a diferença entre as potências calculadas pela fórmula e as potências consumidas na realidade (CHAVES, 2003).

Assim, para moinhos de barras único no circuito de moagem tem-se:

EF_8 = 1,4, se a alimentação vem de um circuito aberto de britagem;

EF_8 = 1,2, se a alimentação vem de m circuito fechado de britagem.

Para moinhos de barras operando com moinho de bolas, sem classificação entre eles, tem-se:

EF_8 = 1,2, se a alimentação vem de circuito aberto de britagem;

EF_8 = 1,0, se a alimentação vem de um circuito fechado de britagem e se ela tiver F ≤ 0,5.

3.22. Diretrizes para Realização do Teste de Bond – Moinho de Bolas

Para determinar o *Work Índex* em moinho de bolas deve-se seguir vários passos: o primeiro consiste na preparação de 10 kg de amostra representativa do minério. Após passar pelo britador de mandíbulas, o minério deve ser peneirado em 3,36 mm. O retido no peneiramento (+3,36 mm) segue para um britador de rolos até que se torne 100% passante na malha em questão. Daí, o

mesmo é incorporado ao *undersize*. Forma-se uma pilha prismática alongada com todo o minério.

A pilha formada fornecerá alíquotas para o teste. A massa a ser moída no ciclo inicial corresponde àquela obtida pela compactação, em proveta graduada, de 700 cm^3 de material retomado da pilha. Nesse estágio, toma-se uma alíquota para determinação da distribuição granulométrica da alimentação. Para isso, utilizam-se peneiras da série *Tyler* ($\sqrt{2}$) com abertura inferior a 3,36 mm.

O moinho utilizado deve ter diâmetro e comprimento iguais a 30,48 cm, com cantos arredondados e desprovidos de levantadores de carga (*lifters*). Possui contador de giros e comando automático de parada. A velocidade de rotação deste ao longo do teste deve ser constante de 70 rpm, ou seja, 91,4% da velocidade crítica. A carga de corpos moedores padronizada é formada por 285 bolas de aço distribuídas em tamanhos pré-determinados, conforme (Tabela 3-5.), com massa e superfície totais de, respectivamente, 20.125 g e 5.432,2 cm^2. A moagem é realizada a seco.

Figura 3-6. Moinho de Bond da Escola Politécnica.

Tabela 3-5 - Distribuição de carga de bolas do moinho

Número de Bolas	Diâmetro (mm)	Massa (g)
43	36,8	9.094
67	29,7	7.444
10	25,4	694
71	19	2.078
94	15,5	815
285		20.125

Para peneirar o produto da moagem, uma tela de abertura P_1 abaixo de 0,6 mm deve ser selecionada entre as malhas da série *Tyler*. Esta malha escolhida é denominada teste ou de controle. Peneiras superiores, com aberturas até 2,36 mm devem, segundo necessário, ser conveniente empregadas para garantir um peneiramento efetivo.

O primeiro ciclo de moagem é realizado com a massa inicial da proveta, durante o período de tempo correspondente a 100 revoluções. O produto moído é peneirado na malha teste e a massa de material retido determinada. Adiciona-se material da pilha alongada ao retido até que o valor da massa inicial seja atingido e inicia-se um novo ciclo. Um novo número de revoluções é calculado de modo a produzir uma carga circulante de 250%. São repetidos vários ciclos de moagem e peneiramento até que esta carga circulante de 250% seja alcançada e estabilizada (BOND, 1952).

Após a determinação de distribuição granulométrica do último ciclo passante na malha teste, calcula-se P e, na seqüência, calcula-se F a partir da distribuição granulométrica da alimentação e também, a média aritmética Grp a partir dos valores associados aos três últimos ciclos. Definido os valores das variáveis, calcula-se o WI.

Embora amplamente utilizado no dimensionamento de moinhos, o WI apresenta algumas incertezas, que podem levar a desvios de potência requerida, pois não considera variáveis como carga circulante, eficiência da classificação, variação do tempo de residência, formato de revestimentos e

reologia de polpa, bem como distribuições granulométricas completas e grau de enchimento do moinho. Além disso, assume-se que a energia específica não é função da carga de bolas e não são considerados os diferentes regimes de movimentação da carga e seus efeitos na classificação (CHAVES, 2003).

3.23. Ensaios de Determinação do Peso Específico dos Sólidos - Picnometria

Para se determinar o peso específico de partículas minerais emprega-se com freqüência o método denominado picnometria. Neste caso o método adotado incluiu alíquotas de 1 kg reservadas para a determinação da densidade dos sólidos, as quais foram submetidas a peneiramento prévio à úmido nas malhas 0,21 mm e 0,15 mm, e colocadas para secar em estufa a 70ºC.

O peneiramento à úmido foi conduzido em bancada, utilizando-se três bacias preenchidas por água. Cada ensaio foi conduzido de modo que em cada bacia, a peneira ficasse com a tela submersa e, por meio de movimentos circulares e ascendentes repetidos, o material fosse sucessivamente peneirado em cada uma das três bacias. Um indicador de eficiência elevada do processo foi manter a água da terceira bacia praticamente isenta de sólidos

As frações +0,21 mm e -0,15 mm de cada amostra foram armazenadas. A fração -0,21 +0,15 mm de cada amostra foi homogeneizada por pilha alongada e quarteada em alíquotas de 10 g, as quais foram encaminhadas para a determinação da densidade dos sólidos por picnometria.

Os ensaios para determinação de densidade foram conduzidos em picnômetro de vidro de 50 mL. Utilizou-se balança de precisão com três casas decimais. Conforme o procedimento estabelecido, inicialmente o picnômetro vazio e seco foi pesado (M1), bem como o preenchido por água (M4). Na

sequência, secou-se o picnômetro e adicionou-se o material ao mesmo, pesando-se o conjunto (M2). O volume completo do mesmo foi completado com água e pesado novamente (M3).

O procedimento foi repetido para três alíquotas de cada amostra. O peso específico dos sólidos foi determinado através da Equação 70.

$$D = \frac{M2 - M1}{(M4 - M1) - (M3 - M2)} \tag{70}$$

Definindo:

D – peso específico dos sólidos;

M1 - massa do picnômetro vazio;

M2 - massa do picnômetro com uma alíquota de 10 g de minério;

M3 - massa do picnômetro com uma alíquota de 10 g de minério e preenchido por água;

M4 - massa do picnômetro preenchido por água.

4. OPERAÇÃO INDUSTRIAL DA MINERAÇÃO ESTUDADA

4.1. Histórico da Unidade

Este estudo foi conduzido sobre a operação industrial de mineração de fosfato da Vale Fertilizantes S.A, localizada no município de Araxá, Vale do Paranaíba em Minas Gerais onde explota-se minério fosfático.

A formação da empresa foi resultado de um conjunto de trabalhos realizados por técnicos brasileiros visando o aproveitamento industrial das reservas de apatita do Barreiro de Araxá em Minas Gerais.

Os primeiros resultados positivos, indicando a viabilidade do aproveitamento econômico da apatita de Araxá foram obtidos no final dos anos 1960. Nesta época, a Companhia Agrícola de Minas Gerais – CAMIG já extraía a rocha como fosfato natural, ou seja, o processo de beneficiamento envolvia as operações de britagem e peneiramento para produção de brita fosfática para a Fertilizantes Mitsui em Poços de Caldas e fosfato natural com teor de 24% de P_2O_5 para uso na agricultura.

A Arafértil foi constituída em 2 de abril de 1971, na cidade de Araxá e, no mesmo mês de 1972, a empresa fechou um contrato de arrendamento da jazida de fosfato do Barreiro com a Companhia Agrícola de Minas Gerais – CAMIG.

Em setembro de 1972 começou a construção da usina experimental com duração de um ano. Em agosto de 1973 foi averbado pelo DNPM – Departamento Nacional de Produção Mineral o contrato de arrendamento, caracterizando então a cessão de direitos outorgados pela União à Companhia Agrícola de Minas Gerais, ou seja, esses direitos foram cedidos e confirmados a Arafértil.

A operação da usina experimental iniciou-se em dezembro de 1973 e em setembro de 1974 foi iniciada a obra da Usina Industrial de Beneficiamento, com financiamento do então BNDES – Banco do Desenvolvimento Econômico e Social.

Em setembro de 1977 foi iniciada a operação da Usina Industrial que foi inaugurada oficialmente em agosto de 1978.

A empresa foi fundada tendo inicialmente como acionista o BNDES (acionista estatal com 20% do capital), o grupo Santista (com 40%) e a Companhia Portland Itaú (com 40%). Na sequência houve várias mudanças de cenários até que em 13 de dezembro de 2000 com a incorporação da Manah S.A ao grupo Bunge foi alterada a razão social da Manah S.A e da Fertilizantes Serrana S.A para Bunge Fertilizantes S.A

Em janeiro de 2010 a Bunge Fertilizantes S.A e a Fosfértil Fertilizantes Fosfatados S.A foram adquiridas pelo grupo Vale S.A passando a formar o grupo Vale Fertilizantes S.A. Dessa forma a mina de Araxá integra um conjunto de unidades produtivas direcionadas ao suprimento de matérias-primas para as indústrias químicas e de fertilizantes do Brasil.

As Figuras Figura 4-1 e Figura 4-2 apresentam mapas com as unidades que estão em operação da Vale Fertilizantes S.A, bem como a localização do município de Araxá-MG e da unidade industrial em estudo.

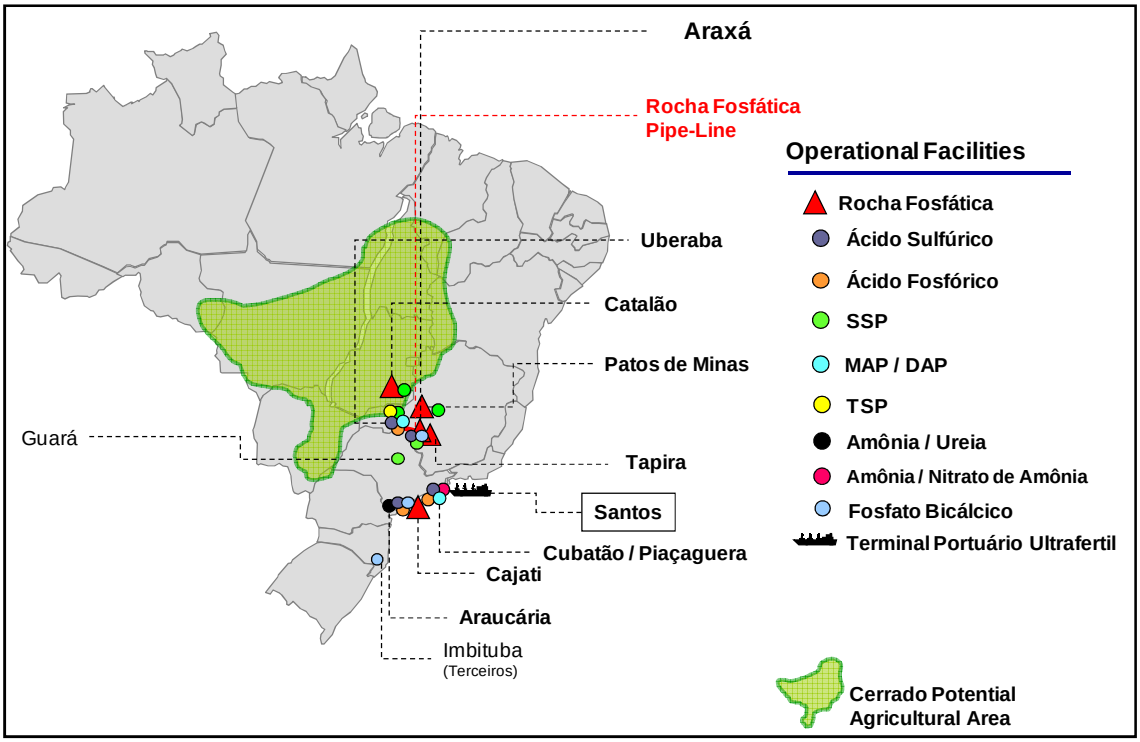

Figura 4-1. Mapa das unidades industriais em operação da Vale Fertilizantes.

Figura 4-2. Localização do município de Araxá – MG.

A mina da Vale Fertilizantes S.A de Araxá situa-se a cerca de 15 km do centro de Araxá e faz parte do Complexo Mineroquímico de Araxá (CMA). Na atual fase, o empreendimento engloba operações de lavra, concentração de minério fosfático e produção de superfosfato simples, rocha fosfática e ácido sulfúrico. Na Tabela 4-1 consta a capacidade de produção da unidade de Araxá. O escoamento da produção é feito por transportes rodoviário e ferroviário.

Tabela 4-1 - Capacidade produtiva do CMA.

Produto	Produção (mil. t/ano)
Rocha Fosfática	1050
Fertilizantes - SSP	1300
Ácido Sulfúrico	2100 t/dia

4.2. Geologia

As minas do Barreiro e F4, para lavra de fosfato da Vale Fertilizantes, estão posicionadas no Complexo Alcalino-carbonatítico do Barreiro (CAB), situado no município de Araxá, na parte oeste do Estado de Minas Gerais. Essa estrutura geológica constitui uma das diversas manifestações plutônicas do Oeste de Minas Gerais e do Sul de Goiás, ao lado de Catalão I e II, Serra Negra, Salitre e Tapira, com importantes mineralizações de nióbio, fosfato, titânio, vermiculita e terras raras, correspondendo a Província Ígnea do Alto Paranaíba (Brod et al., 2004).

O Complexo Alcalino do Barreiro possui estrutura subcircular dômica com 4,5 km de diâmetro e está intrudida em quartzitos e xistos dos Grupos Araxá e Canastra. É constituído por rochas ultramáficas metassomatizadas (Grossi Sad

e Torres, 1976; Issa Filho et al., 1984; Rodrigues e Lima, 1984) com idades entre 87 e 95 Ma, do Cretáceo superior (Hassui e Cordani, 1968). Sobre essas rochas ígneas ultramáficas desenvolveu-se espesso manto de intemperismo que concentrou apatita, matéria-prima utilizada para a produção de fertilizantes (Braga e Born, 1988 in Sameshina, 2000). Na Figura 4-3 consta um mapa geológico do Complexo Alcalino de Barreiro.

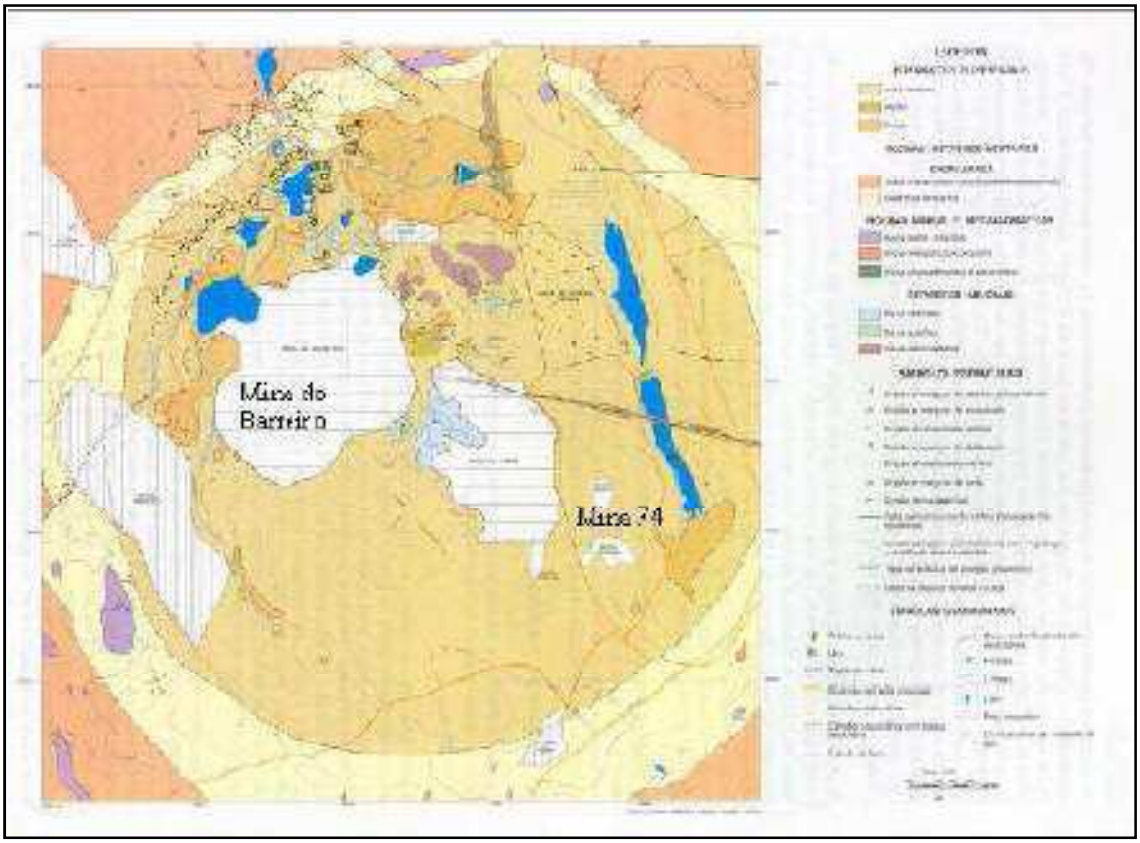

Figura 4-3. Mapa geológico do Complexo Alcalino de Barreiro modificado de Grossi Sad e Torres (1976), extraído de Multigeo (2010).

Os principais litotipos observados nas frentes de lavra atuais são flogopititos e carbonatitos recortados por veios de natureza e dimensões diferentes (veios de apatita e magnetita, veios de barita e veios de silexito), que deram origem aos horizontes intemperizados superiores, nos quais se concentram as operações de lavra. A classificação desse perfil de intemperismo segue conceito apresentado por Toledo (2008), que admite da base para o topo o

seguinte perfil vertical de intemperismo: rocha sã ou fresca, rocha alterada ou decomposta, isalterito, aloterito e solo (Figura 4-4). Estes horizontes também possuem aspectos geológico, mineralógico e geoquímico bem marcados.

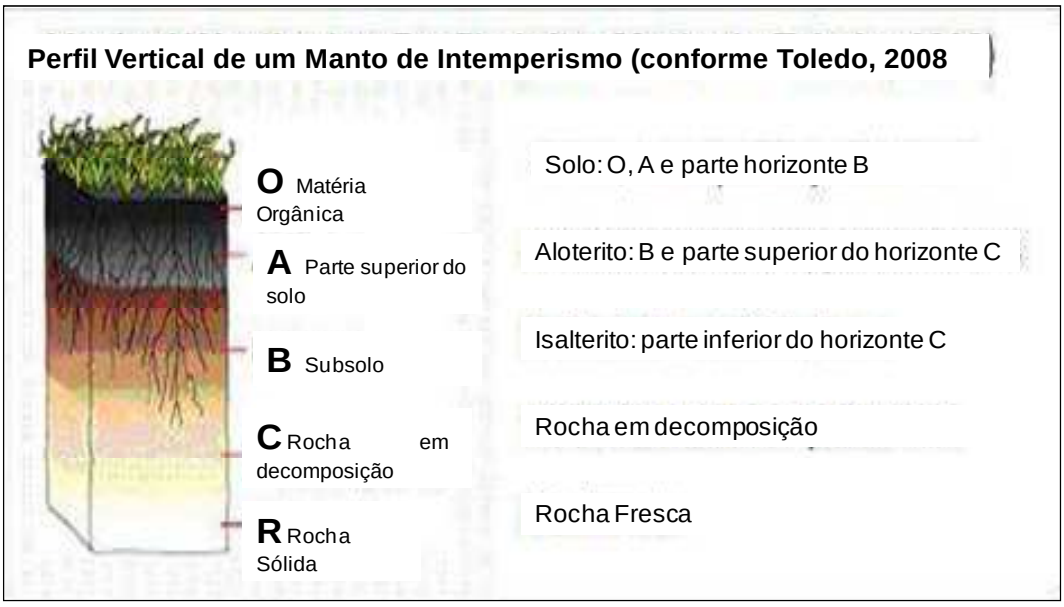

Figura 4-4. Perfil vertical de um manto de intemperismo conforme Toledo, 2008.

4.3. Lavra, Britagem e Homogeneização

A jazida da Vale Fertilizantes possui reserva lavrável em torno de 162 Mt, com teor médio de 11,16% de P_2O_5 apatítico. A lavra é realizada a céu aberto, em duas cavas chamadas minas do Barreiro e F4.

As operações de escavação, carregamento e transporte são terceirizadas e realizadas por retro escavadeiras equipadas com caçamba de 3,6 m³, carregadeiras com caçamba de 2,5 m³ e por caminhões de 35 t. Eventualmente, ocorre desmonte de material com uso de explosivos em decorrência das características do minério.

A capacidade nominal da Britagem I é de 1200 t/h para confecção de pilha homogeneizada de 35.200 t. Atualmente a Britagem I abastece a Usina 311 (Usina I) – objeto deste estudo - com minério oxidado da mina do Barreiro e da mina denominada F4. Já a Britagem II possui capacidade nominal de 900 t/h para confecção de pilha homogeneizada de 20.800 t e abastece a Usina II com minério oxidado da mina F4.

Na britagem I, o ROM, com *top size* de 1 m, é transportado pelos caminhões e alimenta um silo com capacidade de 73 m^3 e, deste, segue por TC para um grelha vibratória (Metso modelo M4018) de três *decks* de 115 mm. O *oversize* do primeiro e segundo *decks* segue para um britador de mandíbulas (Sandvik modelo C1613) com *top size* 950 mm (APF 150 mm). O produto da britagem com o passante na grelha vibratória e o material segue por TC até as instalações de britagem secundária.

O minério proveniente da britagem primária é encaminhado para um britador tipo *sizer* (Abon modelo MMD 625 Sizer, com *top size* 200 mm). A fração passante e o produto britado seguem para o pátio de estocagem/homogeneização.

Por meio de um sistema empilhadeira/retomadora, faz-se a homogeneização do minério com a formação de duas pilhas paralelas, com capacidade de 35.200 t para a Usina 311 e 20.800 t para a Usina 312. As pilhas homogeneizadas alimentam o circuito de moagem que dá continuidade ao processo de cominuição do minério.

4.4. Usina de Concentração

A Usina de concentração é composta de etapas de manuseio, cominuição e concentração: retomada, moagem, classificação, separação magnética de baixa intensidade (SMBI), deslamagem, condicionamento, flotação de apatita e

separação magnética de alta intensidade (SMAI). As etapas de manuseio são realizadas a seco e as demais a úmido. O processo resulta na elevação do teor do minério de 11,5% para 34,5% de P_2O_5, recuperando a apatita alimentada, com custo relativamente baixo para atender a especificação da matéria-prima para a fabricação de fertilizantes.

No processo integrado alimenta-se 9 Mt por ano de minério (1050 t/h), com produção estimada em 1,65 Mt/ano de concentrado apatítico (200 t/h), obtendo-se uma recuperação em massa média de 18,5% e recuperação metalúrgica média de 58% de P_2O_5.

4.5. Linhas de Produção

A unidade de Araxá produz simultaneamente três produtos:

- GCA – Concentrado Apatítico Grosso que corresponde a 63% da produção total;
- FCA – Concentrado Apatítico Fino que corresponde a 37% da produção total;
- MAC: Obtido através do produto magnético da Separação de Alto Campo**.**

Os produtos e seus respectivos teores e granulometrias estão realcionados na Tabela 4-2.

Tabela 4-2 Concentrados e respectivas especificações.

Característica	GCA – Concentrado Apatítico Grosso	FCA – Concentrado Apatítico Fino
Granulometria	≤ 20% retido malha 100#	≤ 12% retido malha 325#
Teor P_2O_5	35,00%	≥ 33,0%
Teor de Fe_2O_3	3,50%	≤ 6,5%

Na Figura 4-5 está o fluxograma simplificado do processo de beneficiamento da apatita. Apenas a flotação de barita não estava em operação durante este trabalho, devido às características do minério.

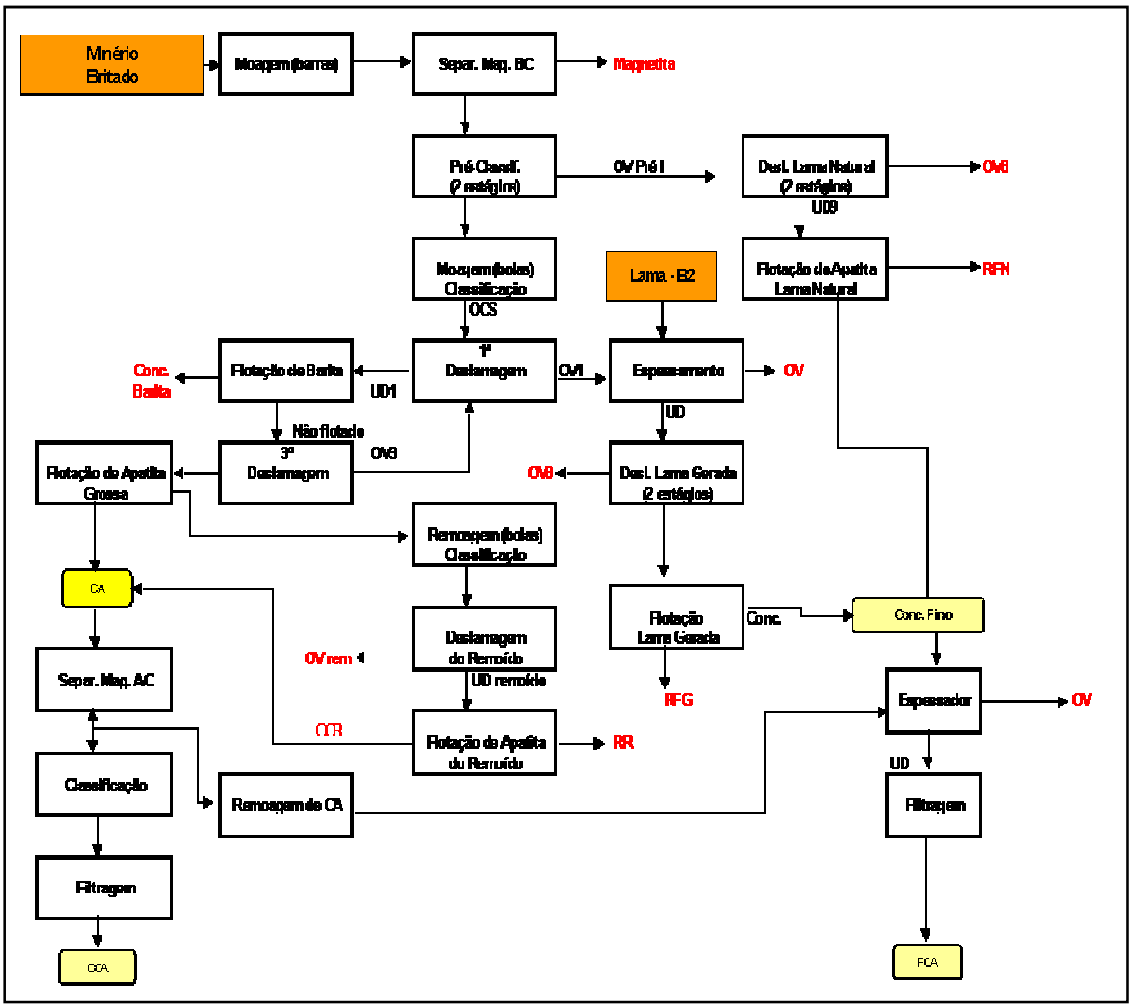

Figura 4-5. Fluxograma simplificado de processo – Usina 312 – CMA.

A moagem primária é realizada em moinho de barras marca Allis Chalmers com dimensões nominais de 3,4 m de diâmetro e 5,0 m de comprimento na usina I e moinho de barras marca Allis Chalmers com dimensões nominais de 3,4 m de diâmetro e 5,5 m de comprimento na usina II, com motorização síncrona de 950 HP e acionamento coroa-pinhão. A velocidade de rotação é de 68% da velocidade crítica em ambos. O equipamento da usina I, objeto de estudo, opera em circuito aberto, com grau de enchimento médio de 40% e carga aproximada de 120 t e barras com diâmetro de 3,5”. Este mesmo moinho recebe o minério com tamanho máximo de 2” (50,8 mm), reduzindo o tamanho das partículas para 10% retido na malha 10# (1,70 mm). Doravante o processo se realiza em forma de polpa**.**

O produto da moagem primária das usinas I alimenta um circuito de separação magnética formado por 10 separadores magnéticos de baixa intensidade de campo, que operam na faixa de 800-1000 Gauss. Os equipamentos são da marca Equimag, modelo 36” x 120”. O produto magnético, constituído fundamentalmente por magnetita, é bombeado para uma barragem de rejeitos exclusiva. O produto não magnético segue por gravidade para a caixa de bomba da pré-classificação, realizada em dois estágios de ciclones. Este circuito de separação magnética registra recuperações da ordem de 85% para magnetita e 98% para apatita.

Os ciclones mencionados assim denominados etapa d pré-classificação são em número de três no primeiro estágio e dois no segundo. As baterias são compostas por ciclones de 0,66 m de diâmetro, sendo todos do fabricante Weir-Envirotech. Os dois estágios apresentam recuperações em massa combinada aproximada de 75% com o *underflow* seguindo para classificação principal e o *overflow* que é a fração fina natural do minério (15% retido malha +400#), seguindo para o circuito de deslamagem de ultrafinos.

A classificação principal fecha circuito com a moagem secundária e assegura o tamanho máximo das partículas no *overflow* da classificação (OCS). Esta etapa é realizada em três ciclones de 0,66 m de diâmetro, sendo fabricados também pela empresa Weir-Envirotech. Nesta operação, ocorre a

classificação das partículas com tamanho abaixo da malha desejada (*overflow*) e direciona a fração grossa para a moagem secundária (*underflow*).

A moagem secundária está configurada de modo reverso. É realizada em dois moinhos de bolas, o primeiro (KVS) com dimensões nominais de 3,9 m de diâmetro e 7,9 m de comprimento e o segundo moinho (Allis Chalmers) com dimensões nominais de 3,8 de diâmetro e 5,2 de comprimento. Ambos possuem acionamento coroa-pinhão e motorização síncrona de 2537 e 1800 HP. A velocidade de rotação é de 75% da velocidade crítica. A carga de corpos moedores é formada por bolas de 60, 50, 40 e 30 mm de diâmetro e o grau de enchimento atinge até 40%. Esta etapa tem por finalidade a redução do tamanho das partículas, com menor geração de finos possível, ao valor desejado (27% malha +100#).

O *overflow* dos ciclones alimenta a sequência do processo de tratamento, especificamente a deslamagem, que precede a concentração por flotação em colunas.

As configurações descritas acima foram determinadas durante o trabalho em visitas de campo. As demais operações unitárias realizadas sobre *overflow* da classificação associada à moagem secundária não serão descritas aqui. Existem vários trabalhos que são boas fontes de informação, dentre eles relatórios internos utilizados neste trabalho como fonte bibliográfica consultada.

5. MATERIAIS E MÉTODOS

Foi realizada uma campanha de amostragem na usina 311 de beneficiamento da Vale Fertilizantes S.A, unidade de Araxá – MG, com o objetivo de gerar dados experimentais que permitissem, após tratamento, calibrar os modelos do programa de simulação utilizado. A campanha de

amostragem foi realizada no dia 29 de agosto de 2012 e o processamento das amostras foi conduzido em três semanas.

Dentre as operações unitárias empregadas na usina para a obtenção de concentrado final, a cominuição foi a operação unitária de destaque neste estudo. Esta engloba a moagem primária em moinho de barras, separação magnética de baixo campo, duas pré-classificações em ciclones, moagem secundária em moinhos de bolas e classificação em ciclones. Na Figura. Figura 5-1 consta um fluxograma de circuito estudado e os pontos de amostragem.

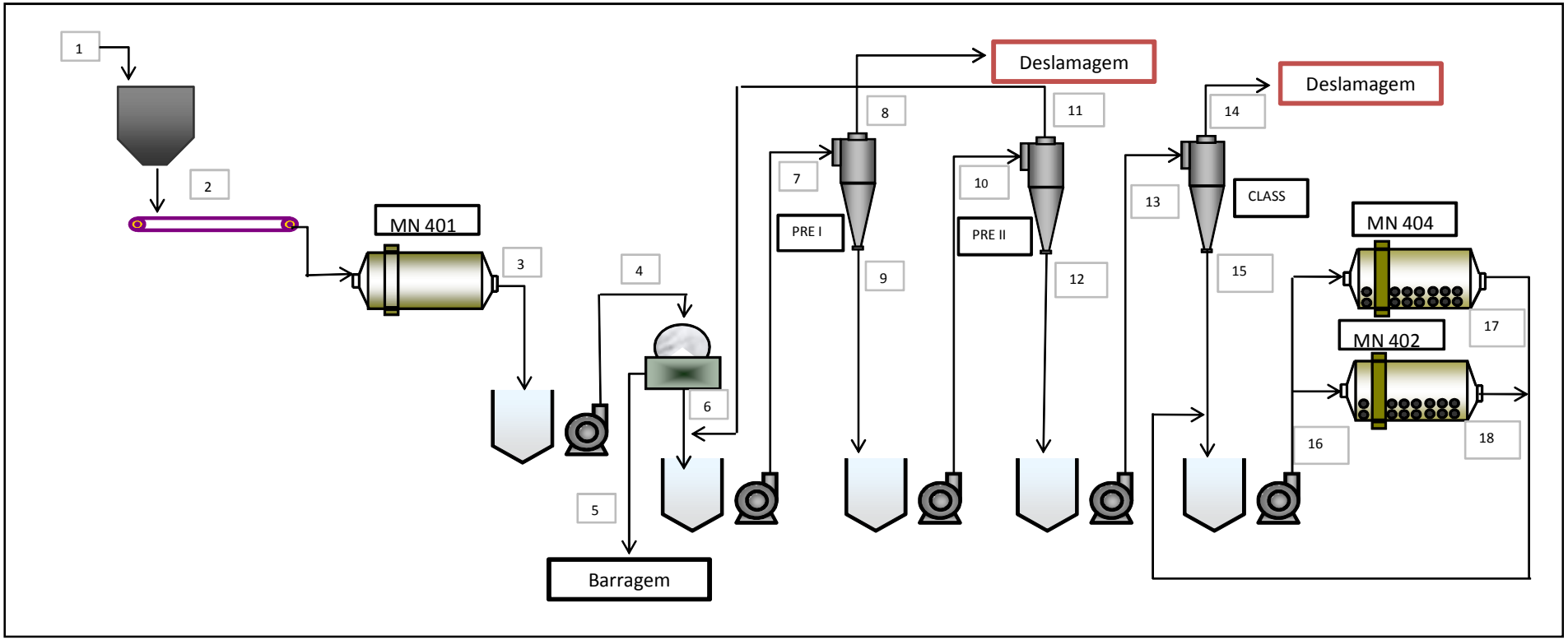

Figura 5-1. Fluxograma do circuito estudado incluindo os pontos de amostragem - Usina 311 – CMA.

Para o presente estudo foi feito um acompanhamento do circuito de moagem na usina por um determinado período, durante o qual as variações dos principais parâmetros de operação do mesmo foram observadas e discutidas para um melhor planejamento da amostragem. A definição de todos os fatores da amostragem, inclusive do tempo, foi balizada pela análise do comportamento padrão da operação nas estações de monitoramento em tempo real. Essa análise contou com os técnicos da sala de controle de processo que registraram todos os dados de operação associados a campanha de amostragem efetuada.

Conforme discutido no item 3.3, a determinação da massa mínima de material a ser obtida em cada ponto de amostragem é fundamental para que a tarefa tenha representatividade estatística. Os cálculos que definiram as massas a serem amostradas basearam-se na metodologia proposta por Barbery (1972). Para fins de delimitação dos intervalos granulométricos de interesse relativos a cada ponto de tomada de incrementos, ou seja, para definição dos seus tamanhos médios d_m, estabeleceu-se arbitrariamente o valor de 5% (P= 0,05) para a proporção de material esperada em cada intervalo e, segundo registros de dados históricos da usina, aplicou-se a Equação 4.

Foram realizadas três amostragens, porém foi considerada neste trabalho apenas uma amostragem, no dia 29/08/2012, do período das 8:30 às 9:40, considerada a mais representativa. O período de uma hora e 10 minutos de coleta foi dividido em incrementos tomados sob intervalos de 15 minutos para que a estabilidade do circuito voltasse. Devido ao fato de terem sido coletadas amostras distintas para realização de análise granulométrica e para determinação de porcentagem de sólidos, foram geradas duas amostras incrementais em cada um dos dezoito pontos definidos, excetuando apenas a amostragem realizada da alimentação do moinho de barras. O produto da amostragem – em um determinado ponto de coleta – era, portanto, duas amostras compostas pela tomada sistematizada de dezoito incrementos.

Quando a autora sinalizava o momento de efetuar a coleta, os demais integrantes da equipe de amostragem realizavam dois cortes no fluxo sob a sua responsabilidade, depositando o material amostrado em cada um deles no

respectivo recipiente. Foram utilizados baldes plásticos de 20 L de capacidade na tarefa, todos com etiquetas identificadoras do ponto de coleta e do processamento posterior associado (análise granulométrica ou porcentagem de sólidos). O corte dos fluxos foi feito por meio de recipientes plásticos de 3 L e aproximadamente 6 kg de polpa foram obtidos em cada pontos amostrado. A exceção foi o Ponto 1 onde o material não se encontra em forma de polpa e a amostragem teve que ser realizada segundo critérios expostos no item 3.3, com o transportador de correia parado. Neste caso optou-se por recolher o minério de alimentação do circuito de moagem no TC que interliga pilha de homogeneização e usina – antes do silo regulador mostrado na Figura 5-1. Esta precaução evitou perturbação no equilíbrio dos processos subsequentes, uma vez que, esta amostragem foi realizada logo após a coleta dos pontos posteriores.

Ainda com relação a preocupação de garantir que a amostragem fosse realizada dentro da estabilidade operacional da usina, deve-se ressaltar que, ao longo do período de tempo em que a mesma foi realizada, os técnicos responsáveis pelo sistema supervisório estiveram atentos para comunicar, via rádio, qualquer anormalidade identificada na operação. Estiveram também comprometidos em garantir o mínimo de flutuação possível na vazão de alimentação da usina. O início da coleta das amostras esteve sempre condicionado a um sinal positivo da sala de controle da usina. Não houve necessidade de interromper os trabalhos durante toda a amostragem.

Para cada ponto amostrado havia uma pessoa exclusiva para a tomada de incrementos. No Ponto 1, necessitou-se de toda a equipe para a retirada da amostra. Razão pela qual este ponto foi amostrado ao final da coleta dos pontos posteriores.

É importante ressaltar que *overflow* e *underflow* dos ciclones foram amostrados em seus respectivos amostradores, que foram inspecionados e limpos antes da amostragem. A alimentação também foi por meio de amostradores que estão instalados antes do distribuidor de polpa. Preocupando-se mais uma vez em garantir que a amostragem fosse realizada

dentro do chamado “regime”, amostrou-se *overflow* e *underflow* simultaneamente e logo após a alimentação da bateria de ciclones.

Ao final da amostragem, os baldes foram devidamente fechados e as amostras foram transportadas ao laboratório de tratamento de amostras da unidade de Araxá para as etapas do processamento do material amostrado, tanto no que diz respeito a determinação granulométrica quanto a apuração das porcentagens de sólidos.

As amostras para determinação da porcentagem de sólidos foram coletadas em baldes previamente pesados e identificados. Os outros materiais envolvidos nesse procedimento foram: balança eletrônica, bandejas de alumínio e estufa. Tomou-se muito cuidado para se evitar perdas de material.

Devido a sua importância na avaliação das operações de cominuição e classificação, as análises granulométricas merecem uma descrição detalhada. Devido à quantidade mínima de amostra determinada, segundo a teoria de Pierre Gy, para cada ponto coletado – aproximadamente 2 kg para os quinze pontos após o moinho de barras – não houve necessidade de realização de quarteamento ou de qualquer outro procedimento de redução de tamanho das amostras primárias. Os cálculos para determinação de massa mínima foram efetuados nos dois pontos cuja granulometria do material é mais grossa.

O equipamento utilizado no peneiramento, um peneirador mecânico, comportava-se bem a massa integral de cada amostra coletada na usina, sem acarretar acúmulos prejudiciais em nenhuma das várias malhas utilizadas. O peneiramento foi realizado a úmido, com o marcador de tempo do peneirador ajustado para 30 minutos, intervalo usualmente necessário para que a água de saída do processo se tornasse clara, ou seja, livre do excesso de lamas. Ao longo do processamento, a água de saída foi recolhida para determinação do passante em 0,038 mm. O conjunto de peneiramento foi formado por *decks* com as seguintes malhas:

0,600; 0,425; 0,300; 0,212; 0,150; 0,106; 0,075; 0,053 e 0,038 mm.

O material retido em 0,600 mm passava então por outro peneiramento mecânico a úmido – agora em peneiras circulares de 20 mm de diâmetro. O passante em 0,850 mm constituiu, para fins de cálculo de distribuição granulométrica, o retido final em 0,600 mm. As malhas utilizadas neste segundo peneiramento foram:

12,7; 9,52; 5,66; 4,75; 3,35; 2,36; 1,70; 1,18 e 0,85 mm.

As frações obtidas nos dois peneiramentos seguiam para a estufa para eliminação da água, sendo posteriormente pesadas em balança eletrônica. Os resultados verificados na amostragem encontram-se no Capitulo 6.

As amostras obtidas na usina – após peneiramento, secagem, pesagem e acondicionamento em sacos plásticos – foi etiquetado de modo que se identificassem, posteriormente, a amostragem, o ponto de tomada de incrementos e a fração granulométrica associados. Essas amostras-arquivo foram encaminhadas para o Laboratório de Simulação e Controle de Processos Minerais da EPUSP em São Paulo – com dois tambores de 200 L contendo amostra da alimentação da usina (Ponto 1) e com um tambor de 200 L contendo o *underflow* da classificação.

Com o objetivo de caracterizar o minério em termos de resistência a moagem, as amostras-arquivo associadas à alimentação nova do moinho de barras (Ponto 1), foram homogeneizadas e preparadas para realização de ensaios de *WI*.

A grande quantidade de *underflow* da classificação foi distribuída em pilha alongada, fracionada, retomada sucessivamente até obtenção de 10 kg de material. Em seguida, esses 10 kg foram secados em estufa e preparados para realização de ensaios de *WI* em moinhos de bolas, segundo os procedimentos do item 6.10.

Os resultados resumidos e as planilhas de ensaios de WI_{bolas} realizados estão expostos no Capítulo 6.

6. RESULTADOS E DIAGNÓSTICO DE DESEMPENHO

6.1. Descrição – Caso Base

A base para a etapa de diagnóstico de desempenho foi formada por dados e informações obtidas pela campanha de amostragem realizada no circuito industrial de moagem da Usina 311 do CMA, conforme citado anteriormente, denominado Caso Base. As informações gerais sobre a amostragem considerada no âmbito do presente trabalho estão relacionadas na Tabela 6-1.

Tabela 6-1 - Informações gerais da amostragem realizada no circuito de moagem do CMA.

Amostragem	Data	Período de Amostragem	Número da Pilha de Minério Alimentado	Tipo de Minério Alimentado
1	29/08/2012	8:30 - 9:40	5882	80% Barreiro + 20% F4

De acordo com Tabela 6-1, a campanha objeto do presente trabalho foi realizada em 29 de agosto de 2012, no período entre 8:30 e 9:40. O minério alimentado à Usina 311 foi proveniente da Pilha 5882, formada por *blend* entre minério oxidado do Barreiro (80%) e o minério oxidado do denominado F4 (20%).

A campanha de amostragem incluiu a tomada de amostras em todos os pontos selecionados do circuito de moagem, que compreende a moagem em moinho de barras, separação magnética de baixo campo, primeira e segunda pré-classificações, além da etapa de moagem com dois moinhos de bolas. Na mesma campanha foi também obtida uma amostra da alimentação do moinho de barras, ou seja, do produto da pilha de homogeneização.

Neste capítulo estão descritos os resultados obtidos a partir das calibrações de modelos matemáticos, cujos produtos foram fluxogramas e balanços de massas consolidados do circuito integrado. Estão descritos também nas próximas seções os índices selecionados de desempenho do processo, assim como as respectivas análises.

Por fim, estão apresentados os resultados dos balanços de massas e calibração de modelos matemáticos executados sobre os dados e informações obtidas da amostragem já discutida. Na sequência são analisados aspectos específicos das operações de classificação e cominuição.

6.2. Fluxograma e Balanço de Massas

Na Figura 6-1 consta o fluxograma e o sumário do balanço de massas relativo à campanha de amostragem considerada no âmbito deste trabalho, qual seja, aquela realizada na Usina 311 em 29 de agosto de 2012, sendo alimentada com minério proveniente da Pilha 5882, resultado da *blendagem* entre Barreiro (80%) e F4 (20%).

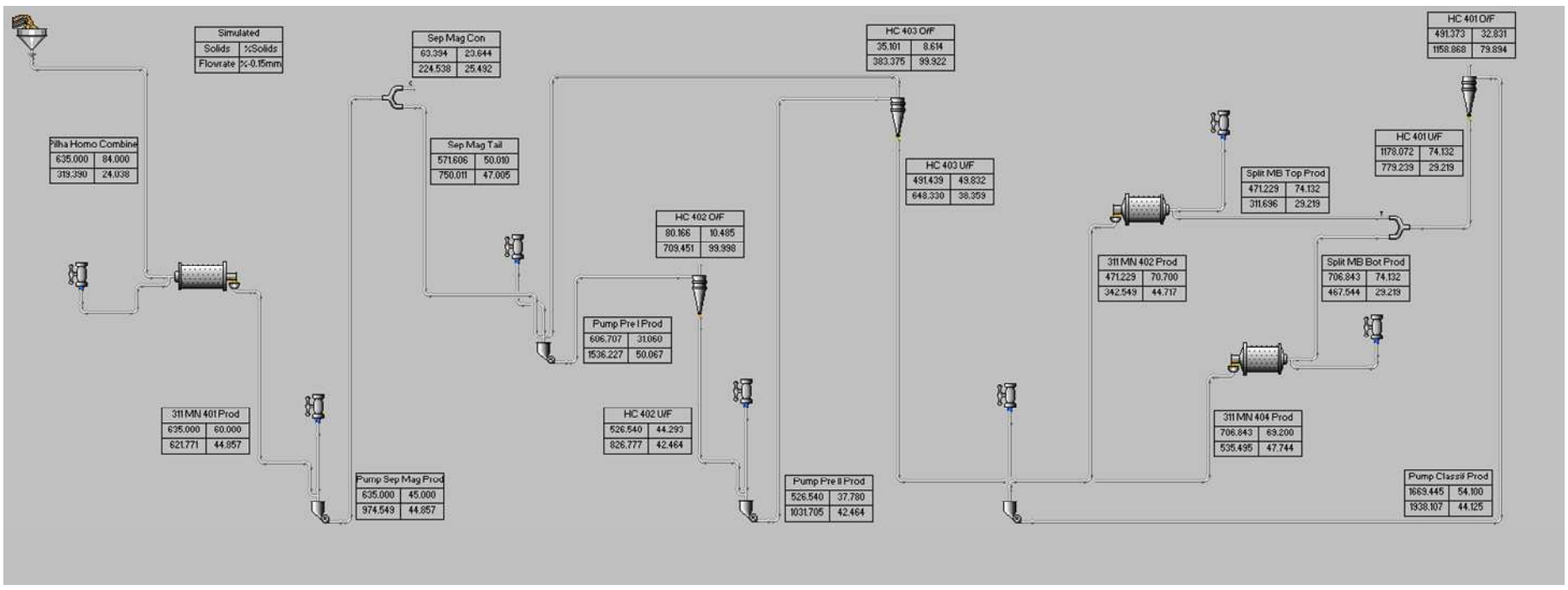

Figura 6-1. Fluxograma de circuito de moagem e sumário de balanço – Usina 311 – Pilha 5882.

Nas Tabelas 6-2 e 6-3 estão relacionados os resultados detalhados dos balanços de massas incluindo, para cada um dos fluxos individuais do circuito, vazões de sólidos, água e polpa, densidade e porcentagem de sólidos da polpa, assim como distribuições granulométricas completas.

Tabela 6-2 - Balanço de massas detalhado - Parte I – Usina 311 – Pilha 5882.

[redacted]

Tabela 6-3 - Balanço de massas detalhado – Parte II – Usina 311 – Pilha 5882.

	Separadores Magnéticos	Bomba Pré I	Bateria de Pré-Classificação I (HC 402)			Bomba Pré II	Bateria de Pré-Classificação II (HC 403)			Bomba da Classificação	Bateria de Classificação (Reciclones) - HC 401		Moinho de Bolas - 311 MN 402		Moinho de Bolas - 311 MN 404		Bateria de Classificação (Reciclones) - HC
	Não-Magnético	Recalque	Alimentação	U/F	O/F	Recalque	Alimentação	U/F	O/F	Recalque	Alimentação	U/F	Alimentação	Produto	Alimentação	Produto	O/F
Vazão de Sólidos (t/h)	572	607	607	527	80	527	527	491	35	1669	1669	1178	471	471	707	707	491
Densidade dos Sólidos (t/m³)	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2
Vazão de Água (t/h)	571	1347	1347	662	684	867	867	495	372	1416	1416	411	195	195	315	315	1005
% de Sólidos	50,0	31,1	31,1	44,3	10,5	37,8	37,8	49,8	8,6	54,1	54,1	74,1	70,7	70,7	69,2	69,2	32,8
Densidade da Polpa (t/m³)	1,524	1,272	1,272	1,438	1,078	1,351	1,351	1,521	1,063	1,592	1,592	2,039	1,946	1,946	1,907	1,907	1,292
Vazão de Polpa (m³/h)	750	1536	1536	827	710	1032	1032	648	383	1938	1938	779	343	343	536	536	1159
P_{80} (mm)	0,831	0,781	0,781	0,896	-	0,896	0,896	0,951	0,000	0,447	0,447	0,598	0,598	0,367	0,598	0,326	0,151
Tamanho (mm)																	
19,1	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
12,7	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
9,52	99,4	99,5	99,5	99,4	100	99,4	99,4	99,3	100	100	100	100	99,7	100	99,7	100	100
5,66	98,7	98,8	98,8	98,6	100	98,6	98,6	98,5	100	100	99,5	99,4	99,4	100	99,4	100	100
4,75	98,5	98,6	98,6	98,4	100	98,4	98,4	98,3	100	99,5	99,5	99,3	99,3	100	99,3	100	100
3,35	97,8	97,9	97,9	97,6	100	97,6	97,6	97,5	100	99,2	99,2	98,9	98,9	99,9	98,9	99,9	100
2,36	96,2	96,4	96,4	95,8	100	95,8	95,8	95,5	100	98,5	98,5	97,9	97,9	99,8	97,9	99,8	100
1,68	92,5	93,0	93,0	91,9	100	91,9	91,9	91,3	100	97,0	97,0	95,8	95,8	99,4	95,8	99,5	100
0,840	80,2	81,4	81,4	78,5	100	78,5	78,5	77,0	100	90,8	90,8	87,0	87,0	96,0	87,0	97,0	100
0,590	72,9	74,4	74,4	70,5	100	70,5	70,5	68,4	100	85,7	85,7	79,7	79,7	91,6	79,7	93,7	99,9
0,420	65,8	67,8	67,8	62,9	100	62,9	62,9	60,2	100	78,6	78,6	69,9	69,9	84,3	69,9	87,6	99,5
0,297	59,0	61,3	61,3	55,5	100	55,5	55,5	52,3	100	68,4	68,4	56,4	56,4	72,7	56,4	76,8	97,1
0,210	52,7	55,5	55,5	48,7	100	48,7	48,7	45,0	100	55,9	55,9	41,4	41,4	58,1	41,4	61,9	90,5
0,149	46,9	50,0	50,0	42,4	100	42,4	42,4	38,2	100	43,9	43,9	29,0	29,0	44,4	29,0	47,4	79,6
0,105	40,9	44,3	44,3	35,9	99,9	35,9	35,9	31,3	99,3	33,7	33,7	20,0	20,0	33,4	20,0	35,5	66,6
0,074	34,8	38,4	38,4	29,2	98,8	29,2	29,2	24,3	96,8	25,4	25,4	13,8	13,8	25,0	13,8	26,5	53,5
0,053	28,9	32,5	32,5	23,1	94,9	23,1	23,1	18,2	90,8	19,2	19,2	9,7	9,7	19,0	9,7	20,1	42,2
0,044	25,9	29,4	29,4	20,1	90,9	20,1	20,1	15,3	85,9	16,5	16,5	8,0	8,0	16,4	8,0	17,3	36,8
0,037	23,3	26,7	26,7	17,6	86,1	17,6	17,6	13,1	80,7	14,3	14,3	6,8	6,8	14,4	6,8	15,2	32,4

A alimentação da Usina 311, composta pela vazão de alimentação do moinho de barras (311 MN 401) foi calculada em 635 t/h de sólidos, base seca. O produto moído foi encaminhado aos separadores magnéticos de baixo campo - SMBC, cuja partição em massa foi estipulada em 10%, o que resultou em 572 t/h (aproximado) de sólidos para a fração não-magnética, bem como 63 t/h de sólidos para a fração magnética.

De acordo com o mesmo balanço, o fluxo considerado como lamas, qual seja, o *overflow* da etapa pré-classificação I totalizou 80 t/h de sólidos, o que equivale a 12,6% da alimentação nova do circuito (80 t/h / 635 t/h).

A primeira etapa de classificação (pré-classificação I – HC 402) foi alimentada pelo fluxo não-magnético da SMBC, além do *overflow* da segunda etapa de pré-classificação (HC 403), perfazendo assim 607 t/h de sólidos. A vazão de retorno correspondeu a 6% (35 t/h / 572 t/h), enquanto que a partição calculada de sólidos na pré-classificação I foi 87% para o *underflow* (527 t/h / 607 t/h).

A segunda etapa de classificação (pré-classificação II – HC 403) foi alimentada pelo *underflow* da pré-classificação I com vazão de sólidos de 527 t/h, resultando em partição de sólidos de 93% para o *underflow* (491 t/h / 527 t/h).

A alimentação da etapa de moagem em moinho de bolas, com vazão de 491 t/h, correspondeu a 77% da alimentação nova do circuito de moagem (491 t/h / 635 t/h). Este mesmo fluxo de alimentação da etapa secundária de moagem indicou 38,4% passantes em 0,15 mm e 13,1% em 0,037 mm.

A etapa de moagem secundária da Usina 311 composta por dois moinhos de bolas, com operação em paralelo, ambos alimentados pelo *underflow* da etapa de classificação (HC 401). Devido às vazões elevadas e dificuldades de acesso, não foi executada qualquer medida de vazão de alimentação ou descarga de qualquer dos dois moinhos de bolas. Por conseguinte adotou-se neste caso uma partição fixa do *underflow* da bateria HC 401, qual seja, 60% do fluxo de sólidos para o moinho maior (311 MN 404) e os remanescentes 40% para o moinho relativamente menor (311 MN 402). Trata-se de uma

simplificação, porém tem por base a proporção de potência instalada (motores) entre os dois moinhos.

O produto da etapa da moagem secundária resultou em 80% passantes em 0,15 mm, ou seja, 20% retidos em 0,15 mm. A carga circulante da moagem em moinho de bolas foi calculada em 240% (1178 t/h / 491 t/h).

Desta forma, as recuperações globais indicaram 10% para o fluxo de magnéticos, 13% de lamas, assim como 77% de produto da moagem em moinho de bolas, valores estes aproximados.

6.3. Classificação em Ciclones

Na atribuição de desvios para a realização do balanço de massas da operação de classificação, levou-se em consideração o fato de que as amostras de *underflow* e de *overflow* são usualmente mais confiáveis do que a amostra da alimentação da ciclonagem. Isso porque, geralmente, encontra-se uma dificuldade maior para obtenção dos incrementos constituintes da amostra da alimentação segundo derivações instaladas no distribuidor radial de polpa. Desse modo, foram assumidos desvios maiores para variáveis experimentais relativas à alimentação e desvios menores para dados dos fluxos de saída, conforme Tabela 6-4.

Tabela 6-4 - Desvios atribuídos no balanço de massas da classificação.

Variável	Desvio		
	Alimentação	***Overflow***	***Underflow***
Vazão de sólidos (t/h)	5%	1,0*	1
Concentração de sólidos em massa (%)	5%	1,0*	1
Distribuição granulométrica (% retida simples)	1% na primeira rodada e identificação de dados inconsistentes para atribuições diferenciadas	1%	1%

* valor absoluto

A adoção de critérios relativamente restritivos evidencia que ao longo da execução do trabalho procurou-se preservar os dados experimentais, de forma que as calibrações dos modelos representassem de forma mais fiel tais dados experimentais.

A qualidade da estimação é avaliada pelo do desvio associado à mesma. O erro pode ser absoluto (diferença simples), relativo (percentual) ou ponderado, que permite comparar os diversos valores do circuito de forma normalizada. Como regra empírica de avaliação da qualidade das estimativas de balanço de massa, na Tabela 6-5 está listada os valores da soma global dos erros ponderados (SSQ) em circuitos de cominuição e classificação, segundo tipo de equipamento (Delboni Jr., 1997). O SSQ é calculado através da Equação 35. No procedimento de balanço de massas efetuado sobre a operação de classificação estudada o SSQ foi igual a 1,501.

Tabela 6-5 - Critério para avaliação da qualidade de dados da amostragem.

Tipo de equipamento	Qualidade dos Dados de Amostragem em Função dos Erros Ponderados			
	Excelente	**Boa**	**Aceitável**	**Inaceitável**
Classificação	10	15	20	SSQ>20
Cominuição	20	30	40	SSQ>40

6.4. Aspectos Gerais

Na Tabela 6-6 consta o sumário das partições calculadas para cada uma das três etapas de classificação em ciclones que fazem parte do circuito de moagem da Usina 311 do CMA. Na mesma tabela estão descritos os resultados das partições globais, tendo por base a alimentação nova do circuito, qual seja, vazão de alimentação do moinho de barras.

Tabela 6-6 - Partições por etapa e globais das classificações do circuito de moagem do CMA – Pilha 5882.

Etapa	Tag	Recuperação em Massa no Estágio (%)		Recuperação em Massa Global (%)	
		U/F	O/F	U/F	O/F
Separação Magnética	-	90,0	10,0	90,0	10,0
Pré-Classificação I	311 - HC-402	86,8	13,2	82,9	12,6
Pré-Classificação II	311 - HC-403	93,3	6,7	77,4	5,5
Classificação (Reciclones)	311 - HC-401	70,6	29,4	-	-

Na Tabela 6-7 estão relacionadas às identificações, as dimensões geométricas de diâmetro da seção cilíndrica, diâmetros de *apex* e *vortex*, bem como dados de operação de cada bateria referente às três etapas de classificação do circuito de moagem da Usina 311.

Tabela 6-7 - Dados de geometria e operação dos ciclones do circuito de moagem do CMA – Pilha 5882.

Etapa	Tag	Diâmetro	Inlet	Vortex	Apex	Pressão		Total de Unidades em Operação
		(pol)	ϕ Equivalente (mm)	(mm)	(mm)	(kPa)	(psi)	
Pré-Classificação I	311 - HC-402	26	222	165	140	189	26,9	4
Pré-Classificação II	311 - HC-403	20	149	171	114	126	18,0	4
Classificação (Reciclones)	311 - HC-401	26	222	290/185	110	36	5,1	4

Conforme indicado na Tabela 6-7, a pressão de operação dos ciclones de 26" de diâmetro da etapa de pré-classificação I foi superior (189 kPa) à registrada para os ciclones 20" de diâmetro da etapa de Pré-Classificação II (126 kPa).

A pressão de operação dos reciclones instalados na etapa de moagem em moinhos de bolas indicou valor significativamente mais baixo de pressão, qual seja, de 36 kPa (5,1 psi).

Análises mais detalhadas de desempenho de cada uma das três etapas de classificação estão listadas nas seções que se seguem.

6.5. Aspectos Específicos – Pré-Classificação I

O sumário de desempenho da etapa de pré-classificação I, formada pela bateria de ciclones 311 HC 402, conforme dados obtidos no balanço da Usina 311 estão detalhados na Tabela 6-8.

Tabela 6-8 - Índices de desempenho da etapa de Pré-Classificação I – 311 HC 402.

Etapa	Parâmetro	Valor
Bateria de Ciclones da Pré-Classificação I - Bateria HC 402	Partição de Sólidos para o UF (%)	87
	Porcentagem Passante em 0.037 mm no OF	86,1
	Porcentagem Passante em 0.037 mm no UF	17,6
	By-pass de Finos no UF (%) < 0.037 mm	57,4
	By-pass de Água no UF (%)	49,2
	Inclinação da Curva de Partição (α)	2,1

Pode-se observar que (Tabela 6-8), a etapa denominada pré-classificação I indicou 57,4% de *by-pass* de finos (0,037 mm) para o *underflow*. A distribuição granulométrica deste último fluxo incluiu 17,6% passantes na mesma malha de 0,037 mm, ante a 86,1% passantes no *overflow*.

O *by-pass* de água para o *underflow* foi calculado em 49,1%, enquanto que a percentagem de sólidos em peso do *underflow* foi praticamente de 44%.

A inclinação da curva de partição, segundo a parametrização de Whiten[1] e mostrada na equação (56) foi calculada em 2,1 para a etapa de Pré-Classificação I, valor considerado razoável para este tipo de operação.

Na Tabela 6-9 estão incluídos os resultados dos cálculos de partições globais de sólidos, água e polpa para a etapa de Pré-Classificação I, bem como resultados de partição real e corrigida por malha. A Figura 6-2 inclui em gráfico as partições correlacionadas na Tabela 6-9.

[1] *Mineral comminution circuits: their operation and optimisation*. Napier-Munn, T.J., Capítulo 12 p.281 JKMRC, Brisbane, Australia

Tabela 6-9 - Distribuições granulométricas e partições - Pré-Classificação I – 311 HC 402.

	Fluxo			**Partição para o U/F (%)**	
	Alimentação	**U/F**	**O/F**	**Total**	
Vazão de Sólidos (t/h)	607	527	80	86,8	
Vazão de Água (t/h)	1347	662	684	49,2	
% de Sólidos	31,1	44,3	10,5	-	
Vazão de Polpa (m³/h)	1536	827	710	53,8	
Tamanho (mm)	Porcentagem Retida Simples			Real	Corrigida
19,1	0	0	0	-	-
12,7	0,29	0,34	0,0	100	100
9,52	0,25	0,28	0,0	100	100
5,66	0,66	0,77	0,0	100	100
4,75	0,17	0,19	0,0	100	100
3,35	0,70	0,80	0,0	100	100
2,36	1,55	1,78	0,0	100	100
1,68	3,42	3,94	0,0	100	100
0,840	11,60	13,36	0,0	100	100
0,590	6,94	8,00	0,0	100	100
0,420	6,66	7,67	0,0	100	100
0,297	6,42	7,39	0,0	100	100
0,210	5,88	6,77	0,0	100	100
0,149	5,51	6,35	0,01	100	100
0,105	5,66	6,50	0,13	99,7	99,4
0,074	5,93	6,67	1,06	97,6	95,4
0,053	5,84	6,13	3,92	91,2	82,7
0,044	3,13	3,00	4,01	83,5	67,6
0,037	2,74	2,43	4,76	76,9	54,5
-0,037	26,65	17,63	86,11	57,4	16,3

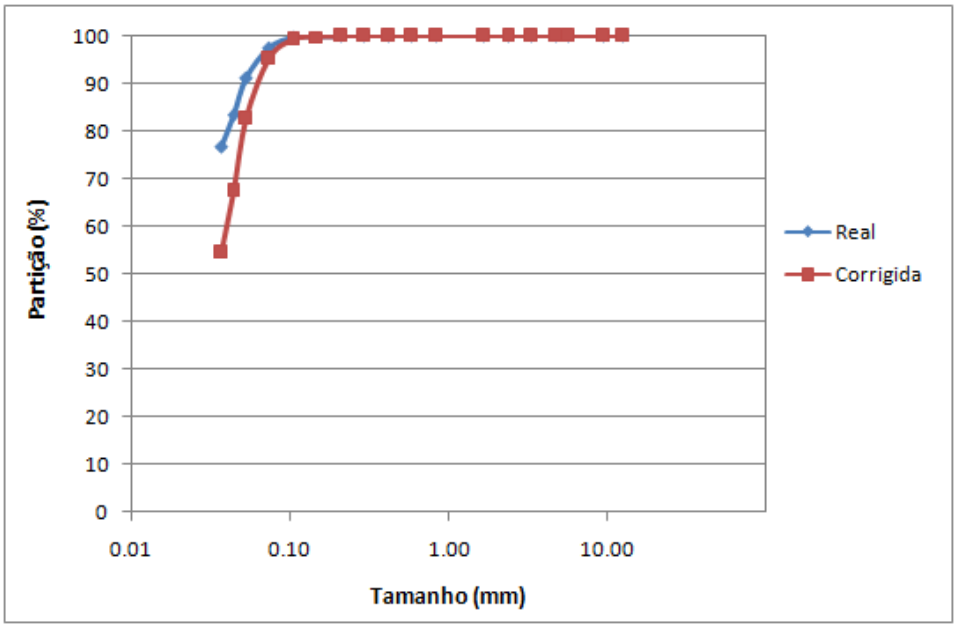

Figura 6-2. Curvas de partição - Pré-Classificação I – 311 HC 402.

O desempenho da etapa de pré-classificação I foi aqui dividido em dois aspectos, quais sejam, classificação propriamente dita e arraste de finos para o *underflow*. No que se refere à classificação propriamente dita, os resultados acima indicam desempenho considerado razoável, porém o arraste de finos para o *underflow* foi considerado excessivo, maior do que o razoável (20-30%).

O arraste de finos da etapa de pré-classificação I foi consequência da baixa porcentagem de sólidos no *underflow* dos ciclones (44%), o que resulta em elevada partição de água para este fluxo (49%) que assim arrasta finos indevidamente para o *underflow* dos ciclones. É evidente que este estágio opera em conjunto com a etapa de Pré-Classificação II, porém nota-se aqui oportunidades de melhoria de desempenho.

De forma ideal, a etapa pré-classificação I deve separar as lamas (*overflow* da bateria HC 402) dentro da especificação de 10-12% retidos em 0,037 mm (400# Tyler). A análise dos resultados do balanço indicaram 13,9% retidos nesta mesma malha, portanto superior ao especificado.

Neste caso, para ajuste das características das lamas (produto mais fino) recomendar-se-ia aumento de vazão de água na caixa da bomba que alimenta

a bateria HC 402, o que resultaria em aumento da vazão de polpa da mesma bomba, de forma a se manter o nível da respectiva caixa.

O efeito combinado seria, portanto diluição da polpa de alimentação e aumento da pressão de operação dos ciclones, ambos, portanto contribuindo para uma classificação mais fina dos mesmos.

6.6. Aspectos Específicos – Pré-Classificação II

De forma análoga, a Tabela 6-10 mostra o sumário de desempenho da etapa de pré-classificação II, formada pela bateria de ciclones 311 HC 403, conforme dados obtidos a partir do balanço da Usina 311.

Tabela 6-10 - Desempenho da etapa de Pré-Classificação II – 311 HC 403.

Etapa	Parâmetro	Valor
Bateria de Ciclones da Pré-Classificação II - Bateria HC 403	Partição de Sólidos para o UF (%)	93
	Porcentagem Passante em 0.037 mm no OF	80,7
	Porcentagem Passante em 0.037 mm no UF	13,1
	By-pass de Finos no UF (%) < 0.037 mm	69,4
	By-pass de Água no UF (%)	57,1
	Inclinação da Curva de Partição (α)	1,1

De acordo com a análise dos dados da Tabela 6-10, a etapa denominada pré-classificação II indicou 69,4% de *by-pass* de finos (0,037 mm) para o *underflow*. A distribuição granulométrica deste último fluxo incluiu 13,1% passantes na mesma malha de 0,037 mm, ante a 80,7% passantes no *overflow*.

O *by-pass* de água para o *underflow* foi calculado em 57,1%, enquanto que a percentagem de sólidos em peso do *underflow* foi praticamente de 50%.

A inclinação da curva de partição, segundo a parametrização de Whiten conforme nota 1, anterior foi calculada em 1,1 para a etapa de Pré-Classificação II, valor este considerado baixo para este tipo de operação.

Também de forma análoga, na Tabela 6-11 estão relatados os resultados dos cálculos de partições globais de sólidos, água e polpa para a etapa de pré-classificação II, bem como resultados de partição real e corrigida por malha. A Figura 6-3 inclui em gráfico as partições expressas na Tabela 6-11.

Tabela 6-11 - Distribuições granulométricas e partições - Pré-Classificação II – 311 HC 403.

	Fluxo			**Partição para o U/F (%)**	
	Alimentação	**U/F**	**O/F**	**Total**	
Vazão de Sólidos (t/h)	527	491	35	93,3	
Vazão de Água (t/h)	867	495	372	57,1	
% de Sólidos	37,8	49,8	8,6	-	
Vazão de Polpa (m³/h)	1032	648	383	62,8	
Tamanho (mm)	Porcentagem Retida Simples			Real	Corrigida
19,1	0	0	0	-	-
12,7	0,34	0,36	0,00	100	100
9,52	0,28	0,30	0,00	100	100
5,66	0,77	0,82	0,00	100	100
4,75	0,19	0,21	0,00	100	100
3,35	0,80	0,86	0,00	100	100
2,36	1,78	1,91	0,00	100	100
1,68	3,94	4,23	0,00	100	100
0,840	13,36	14,32	0,00	100	100
0,590	8,00	8,57	0,00	100	100
0,420	7,67	8,22	0,00	100	100
0,297	7,39	7,92	0,00	100	100
0,210	6,77	7,26	0,00	100	100
0,149	6,35	6,80	0,08	100	100
0,105	6,50	6,92	0,60	99,4	98,6
0,074	6,67	6,97	2,53	97,4	94,0
0,053	6,13	6,14	6,00	93,0	83,7
0,044	3,00	2,86	4,90	88,8	73,9
0,037	2,43	2,23	5,21	85,6	66,5
-0,037	17,63	13,10	80,68	69,3	28,6

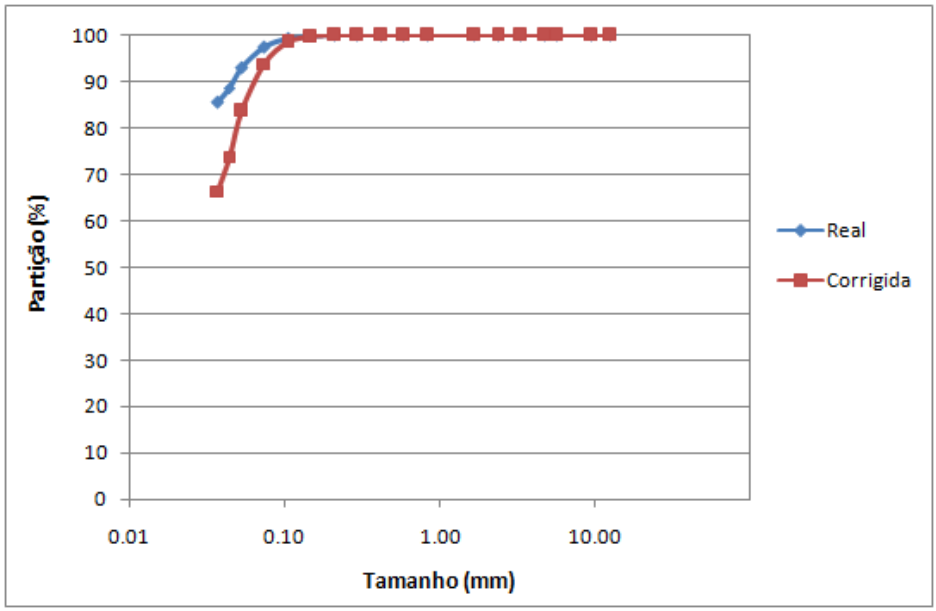

Figura 6-3. Curvas de partição - Pré-Classificação II – 311 HC 403.

Como no procedimento anterior, o desempenho da etapa de Pré-Classificação II pode ser vista como classificação propriamente dita e arraste de finos para o *underflow*. No primeiro caso, a análise dos resultados indica um desempenho menor, acompanhado com arraste de uma quantidade significativa de finos para o *underflow*, mais elevado do que o considerado razoável (20-30%).

Aqui também, o arraste de finos (69,4%) da etapa de pré-classificação II foi consequência da baixa porcentagem de sólidos no *underflow* dos ciclones (50%), o que resulta em elevada partição de água para este fluxo (57%) e assim, arrasta finos indevidamente para o *underflow* dos ciclones.

De forma ideal, a etapa pré-classificação II deve gerar um produto deslamado (*underflow* da bateria HC 403) dentro da especificação de 7-10% passantes em 0,037 mm. A avaliação do balanço indicou 13,1% passantes nesta mesma malha valor este, maior do que o especificado.

Neste caso, para ajuste das características do *underflow* (produto deslamado) recomendar-se-ia alteração do orifício de *apex*. O resultado seria uma elevação da porcentagem de sólidos deste mesmo fluxo, contribuindo,

portanto para menor partição de água do ciclone e assim um menor arraste de finos para o produto deslamado.

6.7. Aspectos Específicos – Operação Combinada das Pré-Classificações I e II

Nas seções anteriores foram analisados aspectos específicos, porém isolados, de cada uma das duas etapas de pré-classificação do circuito da Usina 311, conforme levantados com amostragem. Nesta seção o objeto de análises foi a operação conjunta de ambas as etapas, ou seja, como se o circuito fosse formado por uma alimentação (fluxo de não-magnéticos) e dois produtos, quais sejam, um fino (lamas ou *overflow* da bateria HC 402) e outro grosso (deslamado ou *underflow* da bateria HC 403). A Figura 6-4 mostra uma representação do fluxograma correspondente às análises aqui efetuadas.

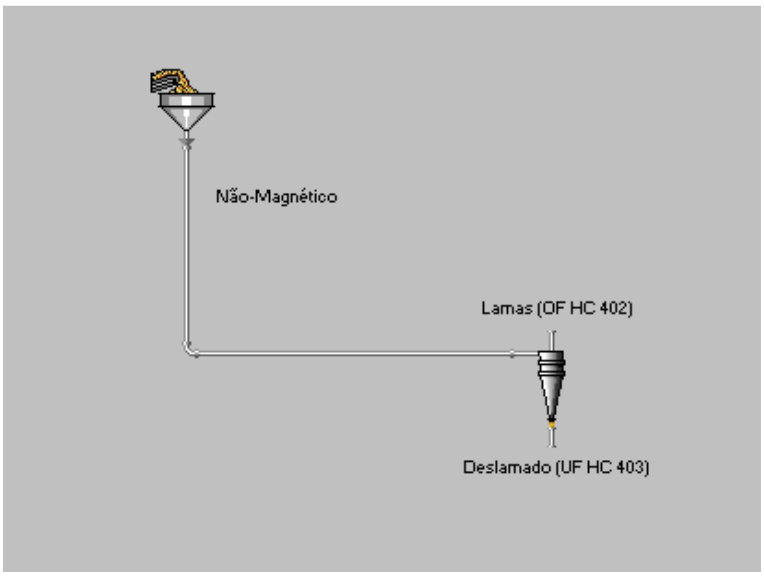

Figura 6-4. Fluxograma representativo da operação combinada da Pré-classificação I e II.

De forma também análoga, a Tabela 6-12 mostra o sumário de desempenho conjunto das duas etapas de pré-classificação formada assim pelo circuito das baterias de ciclones 311 HC 402 e 403, conforme dados obtidos a partir do balanço da Usina 311.

Tabela 6-12 - Desempenho combinados das etapas de Pré-Classificação I e II.

Etapa	Parâmetro	Valor
Operação Combinada - Baterias HC 402 e HC 403	Partição de Sólidos para o produto deslamado (%)	86
	Porcentagem Retida em 0.037 mm nas lamas	13,9
	Porcentagem Passante em 0.037 mm no produto deslamado	13,1
	By-pass de finos no produto deslamado (%) < 0.037 mm	48,3
	By-pass de Água no produto deslamado (%)	42,0
	Inclinação da Curva de Partição (α)	2,3

De acordo com a Tabela 6-12, a avaliação da operação conjunta das etapas de pré-classificação indicou 48,3% de *by-pass* de finos (0,037 mm) para o *underflow*. A distribuição granulométrica deste último fluxo incluiu 13,1% passantes na mesma malha de 0,037 mm, ante a 13,9% retidos no *overflow* (lamas).

O *by-pass* de água para o *underflow* foi calculado em 42%, tendo por base o cálculo de toda a água que acompanha os dois fluxos de produto do circuito combinado.

A inclinação da curva de partição combinada, também segundo a parametrização de Whiten (conforme nota 1 anterior) foi calculada em 2,3 para as etapas combinadas de pré-classificação, valor este considerado razoável para este tipo de operação.

Também de forma análoga, a Tabela 6-13 mostra os resultados dos cálculos de partições globais de sólidos, água e polpa para o *underflow* da bateria HC 403, bem como resultados de partição real e corrigida por malha. A Figura 6-5 inclui em gráfico as partições mostradas na Tabela 6-13.

Tabela 6-13 - Distribuições granulométricas e partições – Operação combinada das etapas de Pré-Classificação I e II.

	Fluxo			**Partição para o U/F (%)**	
	Não-Magnético	**U/F HC 403**	**O/F HC 402**	**Total**	
Vazão de Sólidos (t/h)	572	491	80	86,0	
Vazão de Água (t/h)	1179	495	684	42,0	
Vazão de Polpa (m³/h)	1358	648	710	47,7	
Tamanho (mm)	Porcentagem Retida Simples			Real	Corrigida
19,1	0	0	0	-	-
12,7	0,31	0,36	0,0	100	100
9,52	0,26	0,30	0,0	100	100
5,66	0,71	0,82	0,0	100	100
4,75	0,18	0,21	0,0	100	100
3,35	0,74	0,86	0,0	100	100
2,36	1,64	1,91	0,0	100	100
1,68	3,63	4,23	0,0	100	100
0,840	12,31	14,32	0,0	100	100
0,590	7,37	8,57	0,0	100	100
0,420	7,07	8,22	0,0	100	100
0,297	6,81	7,92	0,0	100	100
0,210	6,24	7,26	0,0	100	100
0,149	5,85	6,80	0,01	100	100
0,105	5,97	6,92	0,13	99,7	99,5
0,074	6,14	6,97	1,06	97,6	95,8
0,053	5,83	6,14	3,92	90,6	83,8
0,044	3,02	2,86	4,01	81,5	68,2
0,037	2,59	2,23	4,76	73,8	54,9
-0,037	23,33	13,10	86,11	48,3	10,9

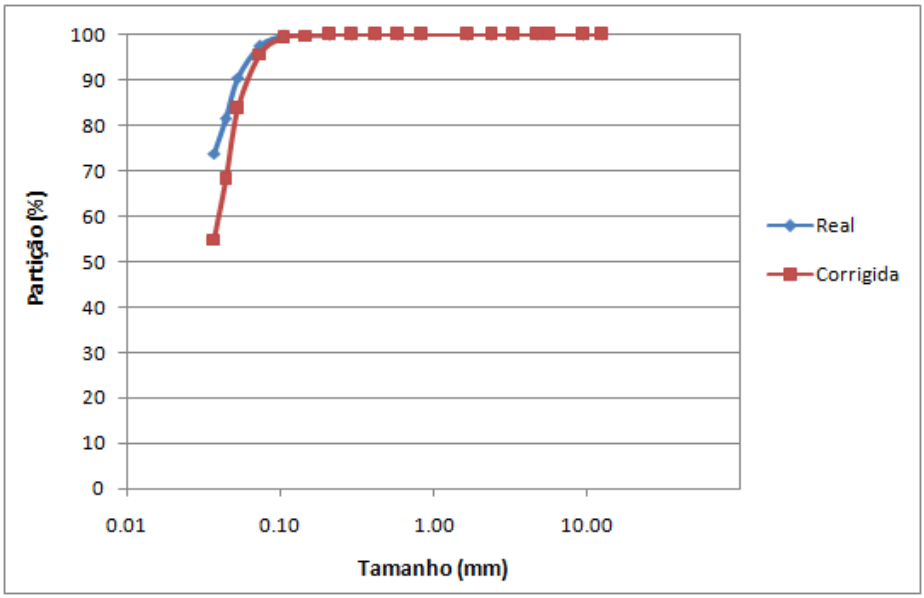

Figura 6-5. Curvas de partição - Operação combinada das etapas de Pré-Classificação I e II.

Assim como o procedimento anterior, o desempenho da operação conjunta das etapas de pré-classificação foi também dividido em dois aspectos, quais sejam, classificação propriamente dita e arraste de finos para o *underflow*. No que se refere à classificação propriamente dita, os resultados indicam desempenho considerado razoável, acompanhado com arraste alto (48,3%) de finos para o *underflow*, maior do que o considerado razoável (20-30%).

As causas de tal arraste foram discutidas em seções anteriores, assim como as medidas propostas para melhoria de desempenho.

6.8. Aspectos Específicos – Classificação

Conforme método de análise apresentado anteriormente, a Tabela 6-14 descreve aqui o sumário de desempenho da etapa de Classificação, formada

pela bateria de ciclones 311 HC 401, conforme dados obtidos a partir do balanço da Usina 311.

Tabela 6-14 - Desempenho da etapa de Classificação – 311 HC 401.

Etapa	Parâmetro	Valor
Bateria de Ciclones da Classificação - Moinhos de Bolas - Bateria HC 401	Partição de Sólidos para o UF (%)	71
	Porcentagem Retida em 0.15 mm no OF	20,4
	Porcentagem Passante em 0.15 mm no UF	29,0
	By-pass na Malha de Moagem no UF (%) < 0.15 mm	46,6
	By-pass de Água no UF (%)	29,0
	Inclinação da Curva de Partição (α)	1,2

De acordo com os dados da Tabela 6-14, a etapa de classificação indicou 46,6% de *by-pass* de finos (0,15 mm) para o *underflow*. A distribuição granulométrica deste último fluxo incluiu 29% passantes na mesma malha de 0,15 mm, ante a 20,4% retidos no *overflow*.

O *by-pass* de água para o *underflow* foi calculado em 29%, enquanto que a percentagem de sólidos em peso do *underflow* foi praticamente de 74%.

A inclinação da curva de partição, segundo a parametrização de Whiten (vide nota 1 anterior) foi calculada em 1,2 para a etapa de classificação, valor considerado baixo para este tipo de operação.

A Tabela 6-15 mostra os resultados dos cálculos de partições globais de sólidos, água e polpa para a etapa de classificação, bem como resultados de partição real e corrigida por malha. A Figura 6-6 inclui em gráfico as partições registradas na Tabela 6-15.

Tabela 6-15 - Distribuições granulométricas e partições - Classificação

	Fluxo			**Partição para o U/F (%)**	
	Alimentação	**U/F**	**O/F**	**Total**	
Vazão de Sólidos (t/h)	1669	1178	491	70,6	
Vazão de Água (t/h)	1416	411	1005	29,0	
% de Sólidos	54,1	74,1	32,8	-	
Vazão de Polpa (m³/h)	1938	779	1159	40,2	
Tamanho (mm)	Porcentagem Retida Simples			Real	Corrigida
19,1	0	0	0	-	-
12,7	0,11	0,15	0,00	100	100
9,52	0,09	0,13	0,00	100	100
5,66	0,26	0,36	0,00	100	100
4,75	0,07	0,10	0,00	100	100
3,35	0,28	0,40	0,00	100	100
2,36	0,65	0,92	0,00	100	100
1,68	1,51	2,14	0,00	100	100
0,840	6,21	8,80	0,00	100	100
0,590	5,15	7,28	0,06	99,7	99,5
0,420	7,05	9,80	0,47	98,0	97,2
0,297	10,22	13,50	2,35	93,2	90,5
0,210	12,54	14,99	6,65	84,4	78,0
0,149	11,98	12,44	10,87	73,4	62,5
0,105	10,21	9,03	13,04	62,4	47,0
0,074	8,23	6,21	13,07	53,2	34,1
0,053	6,20	4,08	11,29	46,5	24,6
0,044	2,75	1,65	5,39	42,4	18,9
0,037	2,15	1,22	4,37	40,1	15,6
-0,037	14,34	6,80	32,44	33,4	6,2

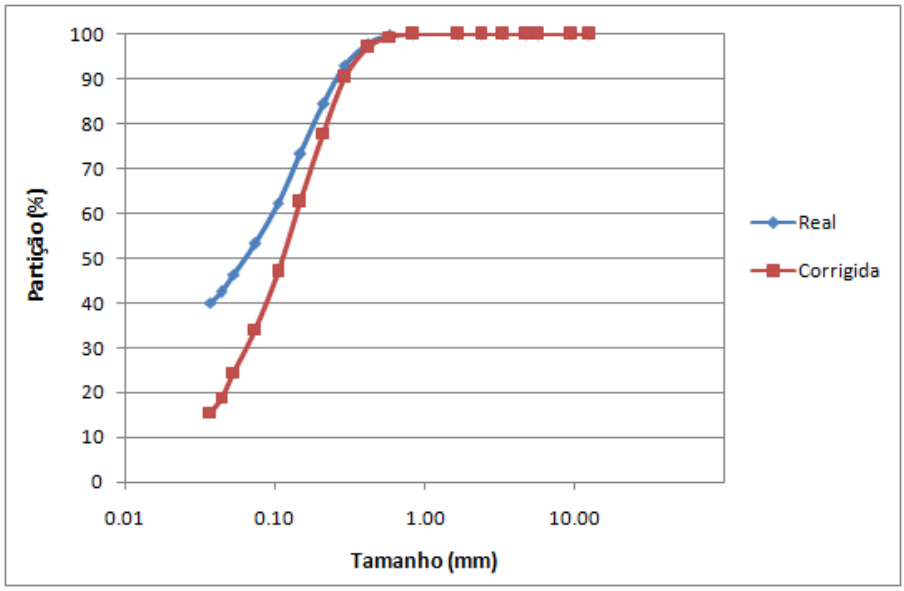

Figura 6-6. Curvas de partição – Classificação.

O desempenho da etapa de classificação foi aqui também dividido em dois aspectos, quais sejam, 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, com arraste de finos para o *underflow* considerado limítrofe de uma boa operação (20-30%).

No caso da etapa de classificação o equipamento empregado é o assim denominado reciclone, que consiste essencialmente de dois estágios de classificação em um único equipamento. Tal equipamento substituiu ciclones convencionais na bateria de classificação da Usina 311, porém o desempenho aqui registrado não demonstra quaisquer melhorias significativas de desempenho.

A melhoria do desempenho dos reciclones passa necessariamente por um controle efetivo de água de injeção na segunda câmara, de forma a promover uma segunda classificação. Recomenda-se, portanto verificar a instalação da linha dedicada de água, bem como instrumentos como manômetros. Na sequência devem ser estabelecidos parâmetros de operação de vazão de água e posição da válvula da segunda câmara, de forma a se obter um melhor desempenho do equipamento.

6.9. Moagem

6.9.1. Aspectos Gerais

Na Tabela 6-16 está o sumário dos dados de geometria, potência instalada e condições de operação dos três moinhos instalados no circuito de moagem da Usina 311 do CMA. Para a amostragem considerada, não houve estimação dos respectivos graus de enchimento.

Tabela 6-16 - Dados de geometria e operação dos moinhos do circuito de moagem da Usina 311.

Tipo de Equipamento	Tag	Dimensões Nominais (Internas à Carcaça)	Grau de Enchimento	Potência do Motor	Potência de Operação Durante a Amostragem
		(pé)	(%)	(kW)	(kW)
Moinho de Barras	311 MN 401	11 x 16	-	700	540
Moinho de Bolas	311 MN 402	12.5 x 17	-	1200	1086
Moinho de Bolas	311 MN 404	13 x 26	-	1800	1679

Análises mais detalhadas de desempenho de cada etapa de moagem estão listadas nas seções que seguem.

6.9.2. Moagem em Moinho de Barras

Análises detalhadas de desempenho da moagem em moinho de barras (311 MN 401) da Usina 311 estão listadas na Tabela 6-17 que segue.

Tabela 6-17 - Índices de desempenho da moagem em moinho de barras – 311 MN 401.

Etapa	Parâmetro	Valor
Moinho de Barras - 311 MN 401	Vazão de Alimentação (t/h)	635
	Potência do Moinho (kW)	540
	Consumo Específico de Energia (kWh/t)	0,85
	F_{80} (mm)	32,1
	P_{80} (mm)	0,933
	Relação de Redução	34
	WI operacional (kWh/t)	3,1
	Porcentagem < 0.15 mm - Alimentação	24,0
	Porcentagem < 0.15 mm - Produto	44,8
	Porcentagem < 0.15 mm - Gerada	20,8
	kWh por t de < 0.15 mm gerado ($kWh/t_{-0.15mm}$)	4,1

De acordo com a análise da Tabela 6-17 a etapa de moagem em moinho de barras indicou uma relação de redução considerada alta, de 34:1, calculada com base no P_{80} de alimentação (F_{80}) de 32,1 mm e P_{80} de produto de 0,933 mm. Trata-se de um valor elevado para configuração aberta de circuito, mesmo se considerando o efeito de classificação promovido pelas barras, na dinâmica de movimentação da carga do moinho.

Mesmo na malha 0,15 mm houve uma geração significativa de massa de 20,8% da alimentação, calculada com base na diferença entre 24,0% e 44,8% passantes, respectivamente na alimentação e produto do moinho.

Os cálculos de WI operacional indicaram valor de 3,1 kWh/t, para um consumo específico de energia de apenas 0,85 kWh/t., este último índice calculado com base no consumo de potência de 540 kW e vazão de alimentação de 635 t/h.

O desempenho do moinho de barras na amostragem considerada tem por base também o valor de energia de 4,1 kWh/t de material passante na malha 0,15 mm gerado na moagem (kWh/$t_{-0,15\ mm}$).

6.9.3. Moagem em Moinhos de Bolas – Desempenho Combinado

Análises detalhadas de desempenho da moagem nos dois moinhos de bolas (311 MN 402 e 404) da Usina 311 estão listadas na Tabela 6-18 que se segue.

Tabela 6-18 - Desempenho da moagem em moinhos de bolas – 311 MN 402 e 404

Etapa	Parâmetro	Valor
Moinhos de Bolas - 312 MN 402 e 404	Vazão de Alimentação (t/h)	491
	Carga Circulante (%)	240
	Vazão de Polpa da Bomba (m^3/h)	1938
	Potência dos Moinhos (kW)	2765
	Consumo Específico de Energia (kWh/t)	5,63
	F_{80} (mm)	0,951
	P_{80} (mm)	0,151
	Relação de Redução	6,3
	WI operacional (kWh/t)	11,5
	Porcentagem < 0.15 mm - Alimentação	38,2
	Porcentagem < 0.15 mm - Produto	79,6
	Porcentagem < 0.15 mm - Gerada	41,4
	kWh por t de < 0.15 mm gerado (kWh/$t_{-0.15mm}$)	13,6

As análises de desempenho foram efetuadas inicialmente de forma composta, ou seja, considerando-se a operação conjunta dos dois moinhos de bolas (Tabela 6-18). O propósito destas análises foi assim avaliar o desempenho global da etapa secundária de bolas. Na próxima seção o desempenho de cada moinho de bolas foi analisado separadamente.

A análise dos dados da Tabela 6-18 indica, na etapa secundária de moagem em moinhos de bolas, uma relação de redução considerada baixa, de 6,3:1, calculada com base no P_{80} de alimentação (F_{80}) de 0,951 mm e P_{80} de produto de 0,151 mm. Trata-se de um valor baixo para um circuito de moagem configurado de modo fechado. Na malha 0,15 mm houve uma geração pouco significativa de massa (41,4%), calculada com base na diferença entre 38,2% e 79,6% passantes, respectivamente na alimentação e produto do circuito.

O consumo energético da etapa secundária de moagem foi calculado em 5,63 kWh/t, resultante da razão entre a soma de potência de operação de ambos os moinhos (2765 kW) e vazão de alimentação nova da etapa (491 t/h).

Os cálculos de WI operacional indicaram valor de 11,5 kWh/t, calculado com base no P_{80} de alimentação nova e P_{80} do produto moído e no consumo específico de energia da etapa.

O desempenho da moagem em moinhos de bolas na amostragem considerada tem por base o valor de energia de 13,6 kWh/t de material passante na malha 0,15 mm gerado na moagem ($kWh/t_{-0,15\ mm}$).

6.9.4. Moagem em Moinhos de Bolas – Desempenhos Individuais

A operação em paralelo dos moinhos 311 MN 402 e 311 MN 404 do circuito da Usina 311 do CMA impedem avaliações detalhadas de desempenho por meio de métodos energéticos. No entanto, a abordagem de modelos de balanço populacional, em particular o modelo de misturador perfeito (*Perfect Mixing Model*) de Whiten[2], se torna bastante viável para estas avaliações.

De acordo com o modelo de Whiten, as características inerentes ao moinho de bolas podem ser descritas pela cinética de moagem (*breakage rates*). Estas representam assim a freqüência (h^{-1}) de interações entre corpos moedores e partículas de determinadas faixas de tamanho, cujo produto seja a fragmentação característica do minério (*appearance function*). O modelo inclui, portanto dois grupos de parâmetros, quais sejam aqueles relativos ao equipamento e outros relativos às características do minério.

Na presente análise o modelo de Whiten foi ajustado com base nos dados do balanço de massas do circuito da Usina 311, de forma a parametrizar o desempenho individual de cada um dos dois moinhos de bolas, pelas respectivas cinéticas de moagem.

A Tabela 6-19 mostra os valores de cinética de moagem obtidos para cada um dos dois moinhos de bolas, 311 MN 402 e 404, conforme as frações granulométricas estipuladas. A Figura 6-7 inclui em gráfico os valores de cinética mostrados na Tabela 6-19.

[2] Mineral comminution circuits: their operation and optimisation. Napier-Munn, T.J., Capítulo 9 p.212 JKMRC, Brisbane, Australia

Tabela 6-19 - Valores de cinética de moagem – Moinhos de bolas.

Tamanho	Cinética de Moagem (1/h)	
(mm)	311 MN 402	311 MN 404
19,1	2899	951
13,5	1775	710
9,53	1087	530
6,74	665	395
4,76	407	295
3,37	249	220
2,38	153	163
1,68	93,4	118
1,19	57,1	82,1
0,842	34,9	54,5
0,595	21,3	34,0
0,421	13,0	19,7
0,298	7,91	10,4
0,210	4,81	5,17
0,149	2,92	2,43
0,105	1,77	1,11
0,074	1,08	0,50
0,053	0,65	0,22
0,037	0,40	0,10

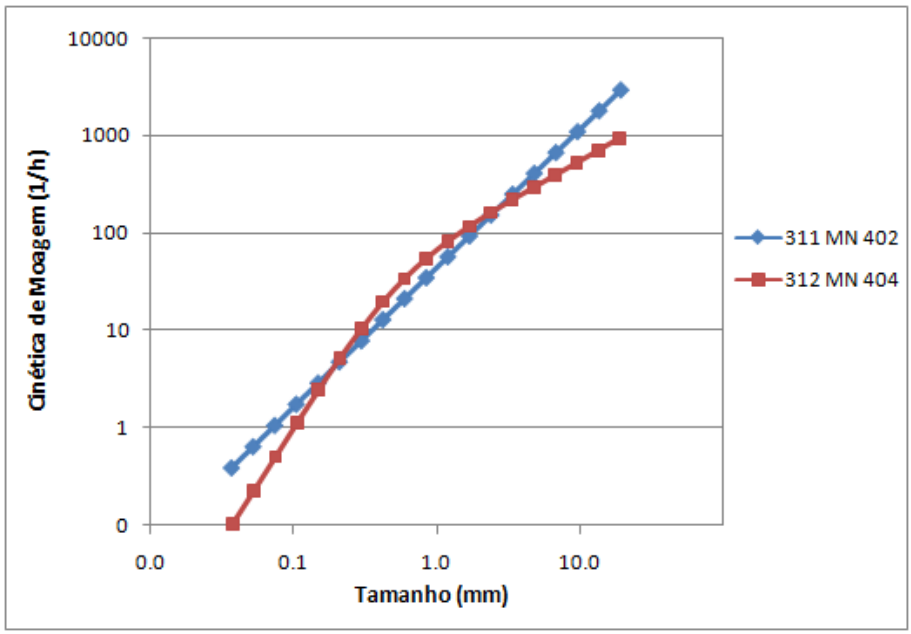

Figura 6-7. Curvas de cinética de moagem – Moinhos de bolas.

Nota-se na Tabela 6-19 e Figura 6-7 diferenças acentuadas entre os valores de cinética relativa aos dois moinhos para as várias frações granulométricas consideradas.

O moinho relativamente menor (311 MN 402) indica uma relação crescente e praticamente linear na escala bi-logarítmica. A cinética é, portanto mais alta quanto maior for o tamanho de partícula. Já a curva do moinho maior (311 MN 404) indica valores inferiores de cinética, portanto menor eficiência de moagem, para frações menores do que 0,15 mm e maiores do que cerca de 3,0 mm. Ou seja, o moinho maior opera melhor na faixa entre 0,15 mm e 3,0 mm, se comparado ao moinho de menor dimensão e potência instalada.

Observando-se atentamente as distribuições granulométricas obtidas para todos os moinhos de bolas (Tabela 6-3), nota-se que 58,6% da massa de alimentação nova do circuito (*underflow* da bateria 311 HC 403) encontra-se na faixa entre 3,0 e 0,15 mm. Além disto, considerando-se que 38,4% da massa de alimentação nova passa pela malha 0,15 mm, resulta que a massa "a ser moída" é cerca de 61,6% da alimentação nova. Portanto a fração (-3 +0,15 mm) em que o moinho MN 404 tem maior eficiência de moagem representa 95% (58,6%) do total de massa "a ser moída" (61,6%).

Conclui-se assim que o moinho 311 MN 404 possui maior eficiência de moagem em relação ao moinho 311 MN 402.

A menos de considerações mais detalhadas, o principal aspecto que diferencia os moinhos é o perfil do revestimento, sendo o moinho MN 404 possui de perfil com dupla onda, ante o perfil com onda simples do moinho MN 402. Um importante aspecto aqui levantado é que o desgaste de cada conjunto de perfis não foi aqui considerado. Contrastes entre revestimentos relativamente novos e desgastados com perfis diferentes em cada moinho podem alterar significativamente os respectivos desempenhos, o que impediria quaisquer comparações desse aspecto.

Evidentemente que os resultados acima são função da premissa de que a partição em massa entre a alimentação dos moinhos é de 60%/40%. Para se consolidar tal conclusão recomenda-se uma amostragem específica para tal

fim, de forma a se poder obter as vazões reais de alimentação de cada moinho de bolas da Usina 311.

6.10. Work Índex (*WI*)

Os ensaios para determinação do *WI* de Bond foram realizados numa amostra de minério obtida a partir da amostragem realizada em 29 de agosto de 2012 no circuito industrial de moagem da usina 311 do CMA. A amostra teste foi obtida por meio de quarteamentos da amostra de alimentação do moinho de barras, ou seja, a amostra retirada da correia transportadora que alimenta a usina.

Cada um dos dois ensaios foi realizado em malha diferente de fechamento, de forma a se obter dados para estimativa de *WI* conforme o produto da moagem. As duas malhas selecionadas foram as 0,297 e 0,210 mm.

Na Tabela 6-20 estão os resultados obtidos nos ensaios de *WI* de Bond descritos anteriormente.

Tabela 6-20 - Resultados dos ensaios de *WI* de Bond.

Amostra	Malha Teste		Porcentagem Passante na Malha Teste na	F_{80}	P_{80}	G_{bp}	WI		% Retida em 0,15 mm no Produto
	(mm)	# Tyler		(mm)	(mm)	(g/rev)	(kWh/st)	(kWh/t)	
Oxidado	0,297	48	35,5	1,90	0,225	5	7,4	8,2	34,3
	0,210	65	27,5	1,90	0,139	3	9,0	9,9	15,7

Para a malha de fechamento de 0,297 mm e produto com P_{80} de 0,225 mm, a Tabela 6-20 indica valor de *WI* de 8,2 kWh/t, ante a 9,9 kWh/t resultante do

ensaio realizado com peneira de fechamento com abertura de 0,210 mm, cujo P_{80} produto do último ciclo foi calculado em 0,139 mm.

Note-se na última coluna da Tabela 6-20 que a fração retida na malha de referência (0,150 mm) foi 34,3% para malha teste de 0,297 mm, bem como 15,7% retidos para o ensaio com malha de fechamento em 0,210 mm.

6.11. Ajustes dos Modelos

6.11.1. Ciclones

De posse dos valores calculados na etapa de balanço de massas, foi possível executar o ajuste do modelo de ciclones com um conjunto de dados consistentes em relação ao princípio de conservação da massa. Os valores do balanço foram considerados como base para a calibração do simulador. O procedimento foi realizado para os dois fluxos da pré-classificação e para o fluxo da classificação, concomitante a atribuição de desvios para as variáveis envolvidas. Os critérios para atribuição de desvios estão expostos na Tabela 6-21, reproduzida a partir de Naschenveng et al. (2002).

Os valores obtidos para os parâmetros do modelo do ciclone de Nageswararao (item 3.6.1) e pelos parâmetros do modelo de curva de partição (item 3.6.2) são mostrados na Tabela 6-22. O erro global, resultante do ajuste efetuado, foi calculado em 1,501. Na Tabela 6-23, reproduzida através de Delboni (1997), estão os critérios para avaliação de erros obtidos em ajustes de classificação.

Tabela 6-21 - Desvios atribuídos no ajuste de ciclones.

Variável	Desvio		
	Alimentação	***Overflow***	***Underflow***
vazão de sólidos (t/h)	1,0*	5%	0,1
Concentração de sólidos em massa (%)	1,0	1,0	1,0
Distribuição granulométrica (% retida simples)	Whiten**	Whiten	Whiten

* valor absoluto
** o critério de Whiten considera 1,0% - se (%ret. simples) > 10 - e
[0,1+10% (%ret. Simples)] - se (%ret. Simples) < 10.

Tabela 6-22 - Valores dos Parâmetros do Modelo de Nageswararao obtidos no ajuste.

Parâmetro	Valor
K_{D1}	7,34E-05
k_{Q1}	901,5
k_{V1}	12,15
k_{W1}	21,95
α	1,185
C	70,98

Tabela 6-23 - Critério para Avaliação da Qualidade de Separação em Ciclones.

Valor de erro global	Qualidade da estimação
> 2,0	Baixa
2,0 > SD > 1,0	Razoável
SD < 1,0	Boa
SD < 0,5	Excelente

De acordo com Delboni (1997), a partição de água para o *underflow* representa um bom índice de estimação da qualidade da separação em ciclones como mostrado na Tabela 6-24.

Na pré-classificação I, o valor do *by-pass* da água calculado para o *underflow* foi igual a 49,1%, enquanto na pré-classificação II, este valor foi de

57,1% de *by-pass* de água para o *underflow*. Já na etapa de classificação do estágio de moagem em moinho de bolas, o *by-pass* de água para o *underflow* calculado foi de 29%.

Tabela 6-24 - Critério para Avaliação da Qualidade de Separação em Ciclones.

Partição de água para o underflow (%)	Qualidade da Separação
> 50,0	Muito pobre
50,0 - 40,0	Pobre
40,0 - 30,0	Razoável
30,0 - 20,0	Típica de uma boa operação
20,0 - 10,0	Sujeita a operação em corda
< 10,0	Raramente alcançada

Assim, de acordo com análise da Tabela 6-24 a qualidade da separação foi considerada como pobre e muito pobre, respectivamente para as etapas de pré-classificação I e pré-classificação II. Já a etapa de classificação foi avaliada com a qualidade considerada limítrofe de uma boa operação.

6.11.2. Moinho de Barras

Na Tabela 6-25 estão os valores dos três parâmetros associados à função seleção do modelo matemático de moinho de barras. Conforme discutido no item 3.12, XC, denominado ponto de intersecção, é o tamanho abaixo do qual as partículas têm um valor constante de probabilidade de quebra. Já IN e SL são, respectivamente, intersecção e inclinação de função seleção.

Tabela 6-25 - Parâmetros da função seleção, determinados no ajuste do moinho de barras.

Parâmetro	Valor
XC	0,0156
IN	0,112
SL	0,116

6.11.3. Moinho de Bolas

A Equação 51 define o parâmetro principal do modelo de operação de moinho de bolas, que é o quociente r/d, ou taxa de quebra. A divisão deste parâmetro pelo tempo de residência médio das partículas no interior do moinho leva a sua normalização, tornando-o independente das dimensões ou mesmo das condições operacionais do moinho estudado (Delboni, 1997). A normalização d_i é feita por meio da Equação 52.

Dessa forma, o modelo matemático da operação de moinho de bolas é definido com base nas características do minério (função distribuição de quebra) e do equipamento (taxa de quebra). O parâmetro r/d* é representado por uma curva quadrática, definida por três ou quatro pontos, utilizando-se funções *splines* (NAPIER-MUNN,1996) para cobrir toda a faixa granulométrica estudada. Uma vez calculados os valores dos parâmetros r/d*, em conjunto com as características do minério (a_{ij}), o modelo encontra-se calibrado para exercícios de simulação.

O trabalho realizado não contemplou testes de fragmentação do minério da jazida da Vale Fertilizantes, isto é, não foram executados ensaios para determinação de índices paramétricos da relação entre energia aplicada e fragmentação resultante. A função distribuição de quebra utilizada foi a padrão disponível no simulador.

No que diz respeito às características do equipamento – diferentemente da linha adotada em relação às características do minério – houve cálculo, efetuado automaticamente pelo programa computacional utilizado. A Tabela 6-26 mostra os valores de taxa de quebra associados a cada nó da função *spline*, definidos pelo JKSimMet no processo de ajuste dos dados experimentais ao modelo de moinho de bolas de Whiten.

Tabela 6-26 - Taxas de quebra r/d* determinadas na calibração do moinho de bolas.

Nó	**Tamanho (mm)**	**Bolas MN 402**	**Bolas MN 404**
		r/d_i^*	**r/d_i^***
1	0,1	0,249	-0,415
2	0,5	2,562	2,976
3	5	5,833	5,582

7. SIMULAÇÕES

Após os procedimentos de ajuste de modelos, as operações de moagem primária e secundária da Usina 311 do CMA foram separadamente simuladas. Nas simulações, o objetivo foi explorar possibilidades de aumento da vazão de alimentação do circuito mantendo-se as especificações de produto da moagem, bem como as possibilidades de se alcançar moagem secundária mais fina de forma a aumentar a produção de FCA (Concentrado Fosfático Fino). Nos exercícios de simulações foram mantidos constantes os parâmetros geométricos dos equipamentos, assim como não foram alterados a porcentagem de sólidos da alimentação de cada moinho.

Os limites superiores de capacidade de processamento de cada etapa do circuito foram obtidos mediante aumentos progressivos da vazão de sólidos da alimentação nova do circuito.

Os resultados das simulações foram comparados aos equivalentes do *Caso Base*, este último obtido por meio das condições operacionais resultantes da amostragem.

As simulações incluíram em cada caso, o circuito integrado e completo de moagem e classificação da Usina 311 do CMA. Desta forma, qualquer alteração nas condições de operação de qualquer dos equipamentos foi avaliada em função não apenas da conseqüência no desempenho do próprio equipamento, mas, sobretudo no desempenho global do circuito estudado.

Outro aspecto que vale ser ressaltado é que em todas as simulações foram empregadas as características de alimentação nova do circuito correspondente a pilha 5882, qual seja, aquela utilizada no Caso Base.

7.1. Simulação 1

Uma vez determinada a vazão máxima de alimentação do circuito de moagem secundária – determinada no item 7.3 – foram executadas simulações com aumento incremental da vazão de alimentação nova do circuito. Neste caso foi elevada a vazão de alimentação do moinho de barras (MN 401) do circuito de moagem da usina 311 do CMA.

Os resultados da simulação selecionada indicaram aumento da alimentação para 667 t/h de sólidos, vazão superior em cerca de 5%, ou seja, 32 t/h de sólidos, ao valor do Caso Base, este último de 635 t/h de sólidos.

No fluxograma da Figura 7-1 inclui-se o sumário do balanço de massas, conforme obtido no primeiro exercício de simulação. Trata-se, portanto do circuito integrado e completo de moagem e classificação da Usina 311 do CMA. Na sequência, as Tabelas 7-1 e 7-2 incluem os resultados detalhados do balanço de massas da simulação 1, com vazões de sólidos, vazões de água e polpa, porcentagem de sólidos e densidade de polpa, além de distribuição granulométrica completa correspondente a cada fluxo do circuito de moagem do CMA.

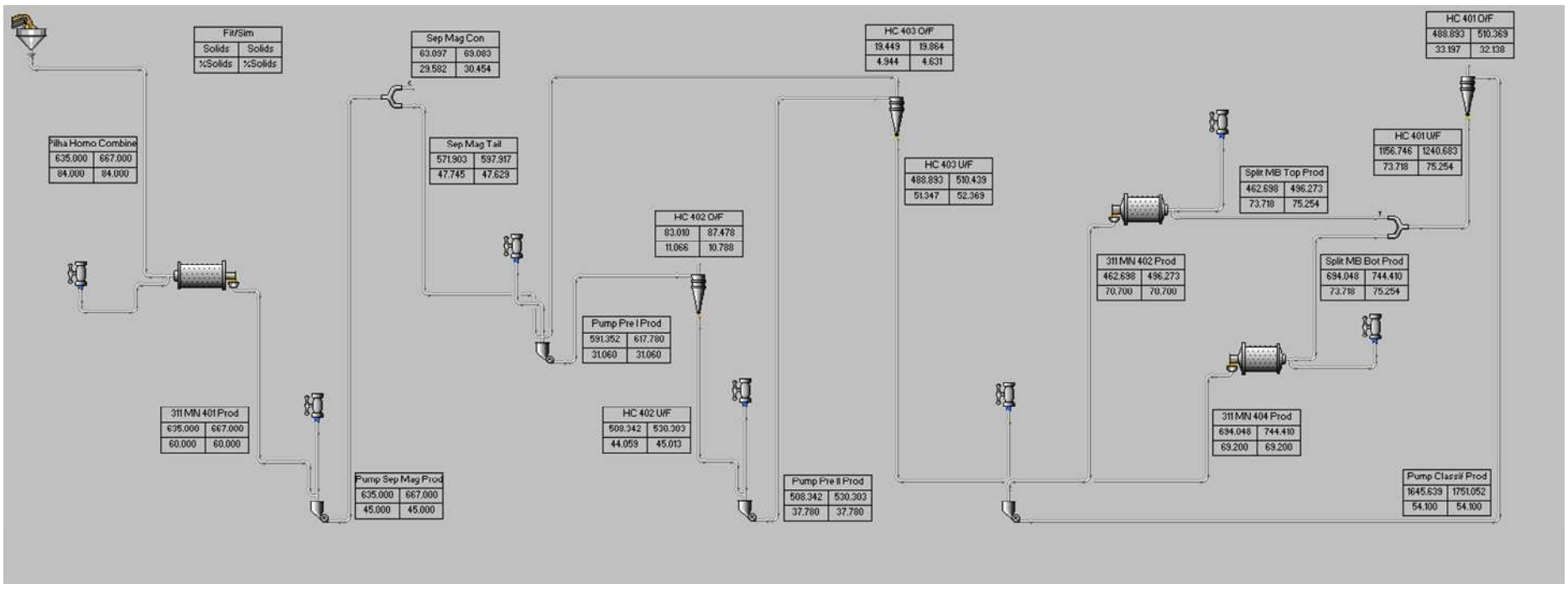

Figura 7-1. Fluxograma do circuito de moagem do CMA da Simulação 1 – Usina 311.

Tabela 7-1 - Balanço de massas detalhado – Parte I – Simulação 1 – Usina 311.

	Moinho de Barras - 311 MN 401	
	Alimentação	**Produto**
Vazão de Sólidos (t/h)	667	667
Densidade dos Sólidos (t/m³)	3,2	3,2
Vazão de Água (t/h)	445	445
% de Sólidos	60,0	60,0
Densidade da Polpa (t/m³)	1,702	1,702
Vazão de Polpa (m³/h)	653	653
P_{80} (mm)	32,1	1,002
Tamanho (mm)		
102	100	100
76,2	99,0	100
50,8	91,1	100
38,1	84,0	100
25,4	74,0	100
19,1	67,5	100
12,7	60,0	99,6
9,52	55,8	99,3
5,66	49,8	98,4
4,75	48,2	97,9
3,35	45,0	96,6
2,36	41,9	94,1
1,68	39,0	89,5
0,840	34,2	76,2
0,590	32,0	68,7
0,420	30,0	61,8
0,297	28,0	55,3
0,210	26,2	49,4
0,149	24,0	43,8
0,105	20,9	38,2
0,074	17,0	32,4
0,053	12,9	26,9
0,044	10,7	24,1
0,037	9,0	21,6

Tabela 7-2 – Balanço de massas detalhado – Parte II – Simulação 1 – Usina 311.

	Separadores Magnéticos	Bomba Pré I	Bateria de Pré-Classificação I (HC 402)			Bomba Pré II	Bateria de Pré-Classificação II (HC 403)			Bomba da Classificação	Bateria de Classificação (Reciclones) - HC 401		Moinho de Bolas - 311 MN 402		Moinho de Bolas - 311 MN 404		Bateria de Classificação (Reciclones) - HC
	Não-Magnético	Recalque	Alimentação	U/F	O/F	Recalque	Alimentação	U/F	O/F	Recalque	Alimentação	U/F	Alimentação	Produto	Alimentação	Produto	O/F
Vazão de Sólidos (t/h)	598	618	618	530	87	530	530	510	20	1751	1751	1241	496	496	744	744	510
Densidade dos Sólidos (t/m³)	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2
Vazão de Água (t/h)	658	1371	1371	648	723	873	873	464	409	1486	1486	408	206	206	331	331	1078
% de Sólidos	47,6	31,1	31,1	45,0	10,8	37,8	37,8	52,4	4,6	54,1	54,1	75,3	70,7	70,7	69,2	69,2	32,1
Densidade da Polpa (t/m³)	1,487	1,272	1,272	1,448	1,080	1,351	1,351	1,563	1,033	1,592	1,592	2,072	1,946	1,946	1,907	1,907	1,284
Vazão de Polpa (m³/h)	844	1564	1564	814	751	1039	1039	624	415	2033	2033	796	361	361	564	564	1237
P_{80} (mm)	0,829	0,801	0,801	0,925	0,000	0,925	0,925	0,957	0,000	0,453	0,453	0,601	0,601	0,374	0,601	0,334	0,152
Tamanho (mm)																	
19,1	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
12,7	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
9,52	99,3	99,3	99,3	99,2	100	99,2	99,2	99,1	100	100	100	100	99,6	100	99,6	100	100
5,66	98,5	98,5	98,5	98,3	100	98,3	98,3	98,2	100	99	99,5	99,2	99,2	100	99,2	100	100
4,75	98,4	98,5	98,5	98,2	100	98,2	98,2	98,1	100	99,4	99,4	99,2	99,2	100	99,2	100	100
3,35	97,7	97,8	97,8	97,4	100	97,4	97,4	97,4	100	99,2	99,2	98,8	98,8	99,9	98,8	99,9	100
2,36	96,0	96,2	96,2	95,5	100	95,5	95,5	95,4	100	98,5	98,5	97,9	97,9	99,8	97,9	99,8	100
1,68	92,4	92,7	92,7	91,4	100	91,4	91,4	91,1	100	97,0	97,0	95,7	95,7	99,3	95,7	99,4	100
0,840	80,3	80,9	80,9	77,7	100	77,7	77,7	76,9	100	90,7	90,7	86,9	86,9	95,8	86,9	96,9	100
0,590	73,0	73,9	73,9	69,5	100	69,5	69,5	68,4	100	85,5	85,5	79,6	79,6	91,3	79,6	93,4	100,0
0,420	66,0	67,1	67,1	61,6	100	61,6	61,6	60,2	100	78,3	78,3	69,6	69,6	83,7	69,6	87,1	99,5
0,297	59,2	60,5	60,5	54,0	100	54,0	54,0	52,2	100	67,8	67,8	55,7	55,7	71,7	55,7	75,8	97,2
0,210	53,0	54,5	54,5	47,0	100	47,0	47,0	45,0	100	54,9	54,9	40,3	40,3	56,7	40,3	60,5	90,4
0,149	47,2	48,9	48,9	40,4	100	40,4	40,4	38,1	100	42,8	42,8	27,8	27,8	42,9	27,8	45,9	79,4
0,105	41,2	43,1	43,1	33,7	99,9	33,7	33,7	31,1	100,0	32,7	32,7	18,9	18,9	32,0	18,9	34,1	66,2
0,074	35,0	37,1	37,1	26,9	98,8	26,9	26,9	24,1	100,0	24,5	24,5	12,8	12,8	23,8	12,8	25,3	53,0
0,053	29,1	31,4	31,4	21,0	94,4	21,0	21,0	17,9	100,0	18,5	18,5	8,9	8,9	18,0	8,9	19,2	41,7
0,044	26,0	28,4	28,4	18,2	90,0	18,2	18,2	15,1	99,9	15,8	15,8	7,4	7,4	15,5	7,4	16,5	36,4
0,037	23,4	25,9	25,9	16,1	85,0	16,1	16,1	12,9	99,6	13,7	13,7	6,2	6,2	13,6	6,2	14,4	32,0

Análises comparativas do Caso Base e da Simulação 1 foram realizadas segundo dados da Tabela 7-3. Vale ressaltar que, o único parâmetro alterado foi a vazão de alimentação nova do circuito – aumento incremental de 5%, ou seja, a alimentação nova do circuito passou de 635 t/h no Caso Base para 667t/h.

Moinho Bolas (MN 404)	Alimentação	706,8	744,4	69,2	69,2	535,5
	Produto	706,8	744,4	69,2	69,2	535,5

De acordo com a análise da Tabela 7-3, não houve alterações significativas nas porcentagens de sólidos, vazões de polpa e vazões de água. O P_{80} do produto do moinho de barras aumentou de 0,933 para 1,002 mm, mas impactou pouco a distribuição granulométrica do mesmo.

A vazão de polpa do *overflo*w da pré-classificação I aumentou de 709 t/h no Caso Base para 750 t/h, ou seja, a participação das lamas naturais sofreu um pequeno aumento.

A Tabela 7-4 mostra o sumário das partições calculadas para cada uma das três etapas de classificação em ciclones que fazem parte do circuito de moagem da Usina 311 do CMA. Na mesma tabela estão descritos os resultados das partições globais, tendo por base a alimentação nova do circuito, qual seja, vazão de alimentação do moinho de barras com incremento de 5%.

Tabela 7-4 - Partições por etapa e globais das classificações do circuito de moagem do CMA – Simulação 1.

Etapa	**Tag**	**Recuperação em Massa no Estágio (%)**		**Recuperação em Massa Global (%)**	
		U/F	**O/F**	**U/F**	**O/F**
Separação Magnética	-	89,6	10,4	89,6	10,4
Pré-Classificação I	311 - HC-402	85,8	14,2	79,5	13,1
Pré-Classificação II	311 - HC-403	96,2	3,8	76,5	3,0
Classificação (Reciclones)	311 - HC-401	70,9	29,1	-	-

Nota-se na Tabela 7-4 que não se obteve mudanças consideráveis de recuperações em massa nas etapas analisadas.

Na Tabela 7-5 está o sumário do desempenho das etapas de pré-classificação I, pré-classificação II e classificação ante o desempenho destas mesmas etapas no Caso Base.

Tabela 7-5 – Desempenhos das etapas de pré-classificação I, II e classificação.

Parâmetro	Etapa					
	Pré-classificação I		Pré-classificação II		Classificação	
	Caso Base	Simulação 1	Caso Base	Simulação 1	Caso Base	Simulação 1
Partição de Sólidos para o UF (%)	87	86	93	96	71	71
Porcentagem Passante em 0.037 mm no OF	86,1	85,0	80,7	99,6	20,4	20,6
Porcentagem Passante em 0.037 mm no UF	17,6	16,1	13,1	12,9	29,0	27,8
By-pass de Finos no UF (%) < 0.037 mm	57,4	53,4	69,4	76,9	46,6	46,0
By-pass de Água no UF (%)	49,2	47,3	57,1	53,2	29,0	27,5
Inclinação da Curva de Partição (α)	2,1	2,1	1,1	1,1	1,2	1,2

De acordo com análise da Tabela 7-5, na pré-classificação I houve uma diminuição no *by-pass* de finos (0,037 mm) para o *underflow* (57,4% no Caso Base para 53,4%) e o *by-pass* de água para o *underflow* foi calculado em 47,3%. O arraste de finos, consequência da baixa porcentagem de sólidos no *underflow* dos ciclones e da elevada partição de água para este fluxo, que arrasta finos indevidamente para o *underflow* dos ciclones não sofre alteração significativa. É fato que esta etapa opera em conjunto com a pré-classificação II, porém nota-se aqui oportunidade de melhorias.

De forma ideal, a etapa pré-classificação I deve gerar lamas (*overflow* da bateria HC 402) dentro da especificação de 10-12% retidos em 0,037 mm. Os resultados do balanço indicaram 13,9% retidos nesta mesma malha no Caso Base, na simulação analisada este valor aumentou para 15%, valor este, portanto superior ao especificado.

Na pré-classificação II houve um aumento no *by pass* de finos (0,037 mm) para o *underflow* (69,4% no Caso Base ante 76,9%) e o *by pass* de água para o *underflow* diminuiu de 57,1% no Caso Base para 53,2%. Nota-se que o arraste de finos para o *underflow* sofreu um aumento significativo. De forma ideal, a etapa de pré-classificação II deve gerar um produto deslamado (*underflow* da bateria HC 403) dentro da especificação de 7-10% passantes em 0,037 mm. Os resultados dos balanços da simulação 1 indicaram 12,9% passantes nesta mesma malha, valor maior que o especificado.

Ressalta-se aqui, mais uma vez que, para ajuste das características do *underflow* (produto deslamado) recomendar-se-ia alteração do orifício do *apex*. O resultado esperado seria uma elevação da porcentagem de sólidos deste mesmo fluxo, contribuindo, portanto, para menor partição de água do ciclone e assim um menor arraste de finos para o produto deslamado.

Na etapa de classificação não houve mudanças significativas.

Na Tabela 7-6 estão relacionados os dados da moagem de barras (MN 401) da simulação 1 ante o Caso Base.

Tabela 7-6 - Desempenho da moagem em moinho de barras – 311 MN 401 – Simulação 1.

Parâmetro	**Etapa**	
	Moinho de Barras - MN 401	
	Caso Base	Simulação 1
Vazão de Alimentação (t/h)	635	667
Potência do Moinho (kW)	540	540
Consumo Específico de Energia (kWh/t)	0,85	0,81
F_{80} (mm)	32,1	32,1
P_{80} (mm)	0,933	1,002
Relação de Redução	34	32
WI operacional (kWh/t)	3,1	3,1
Porcentagem < 0.15 mm - Alimentação	24,0	24,0
Porcentagem < 0.15 mm - Produto	44,8	43,8
Porcentagem < 0.15 mm - Gerada	20,8	19,8
kWh por t de < 0.15 mm gerado ($kWh/t_{-0.15mm}$)	4,1	4,1

De acordo com análise dos dados da Tabela 7-6, a etapa de moagem em moinho de barras continuou com uma relação de redução de 34:1 no Caso Base para 32:1, calculada com base no P_{80} de alimentação (F_{80}) e P_{80} de produto. Trata-se de um valor elevado para configuração aberta de circuito, mesmo se considerando o efeito de classificação promovido pelas barras, na dinâmica de movimentação da carga do moinho. Na malha 0,15 mm a geração significativa de massa da alimentação continuou significativa (20,8% no Caso Base para 19,8%).

As análises detalhadas de desempenho da moagem nos dois moinhos de bolas (311 MN 402 e 404) da Usina 311 estão listadas na Tabela 7-7 que se segue.

Tabela 7-7 - Desempenho da moagem em moinho de bolas – 311 MN 402 e 404 – Simulação 1.

Parâmetro	**Etapa**	
	Moinho de Bolas - MN 402 e 404	
	Caso Base	Simulação 1
Vazão de Alimentação (t/h)	491	510
Carga Circulante (%)	240	243
Vazão de Polpa da Bomba (m^3/h)	1938	2033
Potência dos Moinhos (kW)	2765	2765
Consumo Específico de Energia (kWh/t)	5,63	5,42
F_{80} (mm)	0,951	0,957
P_{80} (mm)	0,151	0,152
Relação de Redução	6,3	6,3
WI operacional (kWh/t)	11,5	11,1
Porcentagem < 0.15 mm - Alimentação	38,2	38,1
Porcentagem < 0.15 mm - Produto	79,6	79,4
Porcentagem < 0.15 mm - Gerada	41,4	41,2
kWh por t de < 0.15 mm gerado (kWh/$t_{-0.15mm}$)	13,6	13,1

A avaliação dos dados da Tabela 7-7 indica, na etapa secundária de moagem em moinhos de bolas, que a relação de redução de 6,3:1no Caso Base, permaneceu o mesmo. Na malha 0,15 mm houve uma geração pouco significativa de massa (de 41,4% para 41,2%).

O desempenho da moagem em moinhos de bolas tanto no Caso Base quanto na simulação analisada tem por base também o valor de energia (de 13,6 e 13,1 kWh/t) de material passante na malha 0,15 mm produzido na moagem (kWh/$t_{-0,15\ mm}$).

Ao analisar de forma geral os dados da simulação 1, nota-se que o circuito possui capacidade de aumento na taxa nominal de alimentação nova. No balanço de massas exposto anteriormente, com o aumento de 5% na

alimentação do circuito, obteve-se um aumento de aproximadamente 4% na produção, ou seja, o produto final passou de 1645,6 t/h para 1751 t/h.

7.2. Simulação 2

Com base nos resultados da Simulação 1 que apontaram aumento de capacidade do circuito, decidiu-se explorar na Simulação 2 um incremento de 10% na vazão de alimentação do circuito de moagem do CMA.

Os resultados indicaram um produto um pouco mais grosso do moinho de barras, ou seja, P_{80} de 0,933 mm no Caso Base ante a 1,071 mm na Simulação 2. Entretanto, com ajustes subsequentes no circuito foi possível ajustar o módulo da moagem com referência ao Caso Base.

Na Figura 7-2 consta o fluxograma, incluindo sumário do balanço de massas, conforme obtido para a simulação 2. Na sequência, as Tabelas 7-8 e 7-9 incluem os resultados detalhados do balanço de massas da simulação 2, com vazões de sólidos, vazões de água e polpa, porcentagem de sólidos e densidade de polpa, além de distribuição granulométrica completa correspondente a cada um dos fluxos do circuito de moagem do CMA.

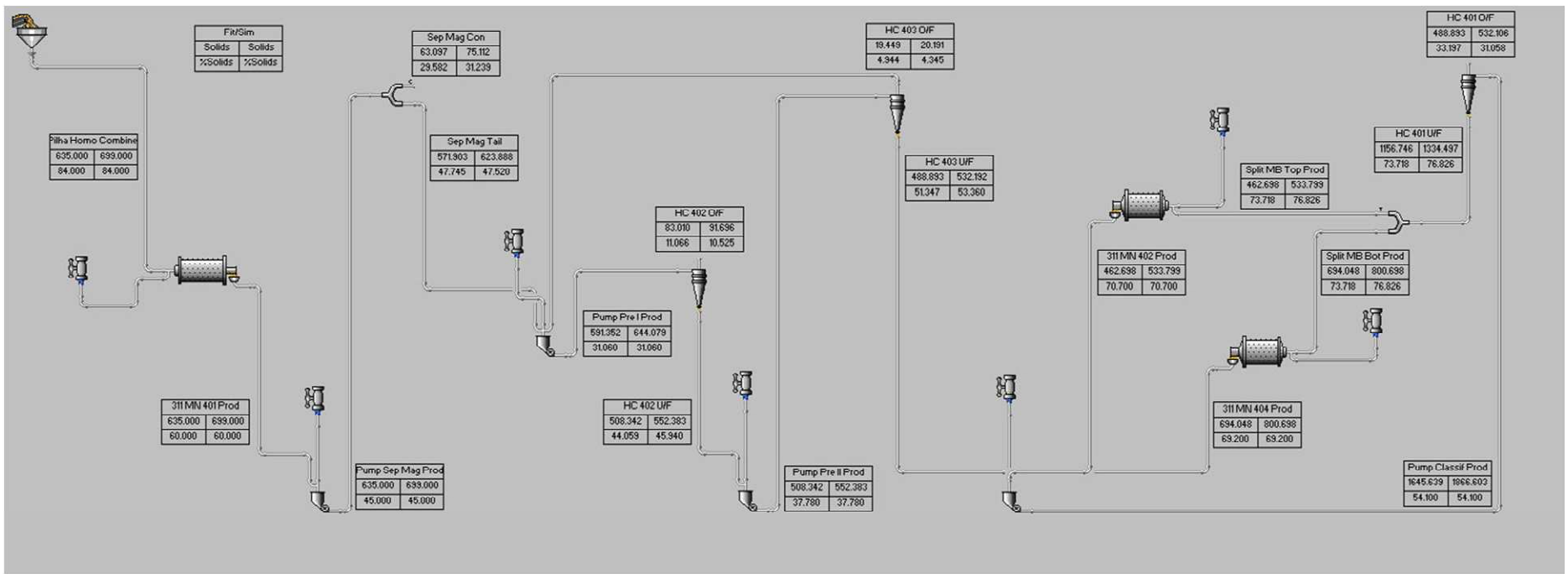

Figura 7-2. Fluxograma do circuito de moagem do CMA da Simulação 2 – Usina 311.

Tabela 7-8 - Balanço de massas detalhado – Parte I – Simulação 2 – Usina 311.

	Moinho de Barras - 311 MN 401	
	Alimentação	**Produto**
Vazão de Sólidos (t/h)	699	699
Densidade dos Sólidos (t/m³)	3,2	3,2
Vazão de Água (t/h)	133	466
% de Sólidos	84,0	60,0
Densidade da Polpa (t/m³)	2,367	1,702
Vazão de Polpa (m³/h)	352	684
P_{80} (mm)	32,1	1,071
Tamanho (mm)		
102	100	100
76,2	99,0	100
50,8	91,1	100
38,1	84,0	100
25,4	74,0	100
19,1	67,5	100
12,7	60,0	99,6
9,52	55,8	99,2
5,66	49,8	98,1
4,75	48,2	97,6
3,35	45,0	96,1
2,36	41,9	93,2
1,68	39,0	88,3
0,840	34,2	74,8
0,590	32,0	67,4
0,420	30,0	60,6
0,297	28,0	54,2
0,210	26,2	48,4
0,149	24,0	43,0
0,105	20,9	37,5
0,074	17,0	31,8
0,053	12,9	26,4
0,044	10,7	23,6
0,037	9,0	21,2

Tabela 7-9 - Balanço de massas detalhado – Parte II – Simulação 2 – Usina 311.

	Separadores Magnéticos	Bomba Pré I	Bateria de Pré-Classificação I (HC 402)			Bomba Pré II	Bateria de Pré-Classificação II (HC 403)			Bomba da Classificação	Bateria de Classificação (Reciclones) - HC 401		Moinho de Bolas - 311 MN 402		Moinho de Bolas - 311 MN 404		Bateria de Classificação (Reciclones) - HC
	Não-Magnético	Recalque	Alimentação	U/F	O/F	Recalque	Alimentação	U/F	O/F	Recalque	Alimentação	U/F	Alimentação	Produto	Alimentação	Produto	O/F
Vazão de Sólidos (t/h)	624	644	644	552	92	552	552	532	20	1867	1867	1334	534	534	801	801	532
Densidade dos Sólidos (t/m³)	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2
Vazão de Água (t/h)	689	1430	1430	650	780	910	910	465	445	1584	1584	403	221	221	356	356	1181
% de Sólidos	47,5	31,1	31,1	45,9	10,5	37,8	37,8	53,4	4,3	54,1	54,1	76,8	70,7	70,7	69,2	69,2	31,1
Densidade da Polpa (t/m³)	1,485	1,272	1,272	1,462	1,078	1,351	1,351	1,579	1,031	1,592	1,592	2,119	1,946	1,946	1,907	1,907	1,271
Vazão de Polpa (m³/h)	884	1631	1631	823	808	1082	1082	632	451	2167	2167	820	388	388	607	607	1347
P_{80} (mm)	0,874	0,848	0,848	0,980	0,000	0,980	0,980	1,013	0,000	0,469	0,469	0,619	0,619	0,387	0,619	0,347	0,153
Tamanho (mm)																	
19,1	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
12,7	100	100	100	99	100	99	99	99	100	100	100	100	100	100	100	100	100
9,52	99,1	99,1	99,1	99,0	100	99,0	99,0	99,0	100	100	100	100	99,6	100	99,6	100	100
5,66	98,2	98,3	98,3	98,0	100	98,0	98,0	97,9	100	99	99,4	99,1	99,1	100	99,1	100	100
4,75	98,1	98,2	98,2	97,9	100	97,9	97,9	97,8	100	99,3	99,3	99,1	99,1	100	99,1	100	100
3,35	97,3	97,4	97,4	97,0	100	97,0	97,0	96,9	100	99,0	99,0	98,7	98,7	99,9	98,7	99,9	100
2,36	95,4	95,5	95,5	94,8	100	94,8	94,8	94,6	100	98,3	98,3	97,6	97,6	99,8	97,6	99,7	100
1,68	91,5	91,8	91,8	90,4	100	90,4	90,4	90,1	100	96,7	96,7	95,3	95,3	99,2	95,3	99,3	100
0,840	79,1	79,8	79,8	76,4	100	76,4	76,4	75,6	100	90,3	90,3	86,4	86,4	95,4	86,4	96,6	100
0,590	71,9	72,8	72,8	68,3	100	68,3	68,3	67,1	100	84,9	84,9	78,9	78,9	90,7	78,9	92,9	100,0
0,420	65,0	66,1	66,1	60,4	100	60,4	60,4	59,0	100	77,5	77,5	68,7	68,7	82,8	68,7	86,2	99,5
0,297	58,3	59,7	59,7	52,9	100	52,9	52,9	51,2	100	66,5	66,5	54,3	54,3	70,1	54,3	74,3	97,2
0,210	52,2	53,8	53,8	46,1	100	46,1	46,1	44,0	100	53,3	53,3	38,5	38,5	54,6	38,5	58,5	90,3
0,149	46,5	48,2	48,2	39,6	100	39,6	39,6	37,3	100	41,1	41,1	26,0	26,0	40,8	26,0	43,8	79,0
0,105	40,6	42,5	42,5	32,9	99,9	32,9	32,9	30,4	100,0	31,1	31,1	17,3	17,3	30,1	17,3	32,3	65,7
0,074	34,5	36,6	36,6	26,2	98,9	26,2	26,2	23,4	100,0	23,3	23,3	11,6	11,6	22,2	11,6	23,8	52,5
0,053	28,6	30,9	30,9	20,2	94,7	20,2	20,2	17,2	100,0	17,4	17,4	7,9	7,9	16,8	7,9	18,0	41,1
0,044	25,6	27,9	27,9	17,5	90,4	17,5	17,5	14,4	99,9	14,9	14,9	6,5	6,5	14,4	6,5	15,4	35,8
0,037	23,0	25,4	25,4	15,4	85,4	15,4	15,4	12,2	99,7	12,9	12,9	5,5	5,5	12,6	5,5	13,5	31,5

Análises comparativas do Caso Base e da simulação 2 são expostas na Tabela 7-10. Vale ressaltar que, nesta simulação, o único parâmetro alterado foi a vazão de alimentação nova do circuito – aumento incremental de 10%, ou seja, a alimentação nova do circuito passou de 635 t/h no Caso Base para 669t/h.

Tabela 7-10 - Desempenho do circuito de moagem – Comparação Caso Base e Simulação 2.

Equipamento	Fluxo	Vazão de sólidos (t/h)		% sólidos		Vazão de polpa (m^3/h)		P_{80} (mm)	
		Caso Base	Simulação 2	Caso Base	Simulação 2	Caso Base	Simulação 2	Caso Base	Simulação 2
Moinho Barras (MN 401)	Alimentação	635	699	60	60	621,8	684,4	32,1	32,1
	Produto	635	699	60	60	621,8	684,4	0,933	1,071
Pré-classificação I (HC 402)	Alimentação	606,7	644,1	31,06	31,06	1536	1631	0,781	0,848
	Underflow	526,5	552,4	44,29	45,94	826,8	822,6	0,896	0,98
	Overflow	80,17	91,7	10,49	10,52	709,5	808,2	0	0
Pré-classificação II (HC403)	Alimentação	526,5	552,4	37,78	37,78	1032	1082	0,896	0,98
	Underflow	491,4	532,2	49,83	53,36	648,3	631,5	0,951	1,013
	Overflow	35,1	20,19	8,614	4,345	383,4	450,9	0	0
Classificação (HC 401)	Alimentação	1669	1867	54,1	54,1	1938	2167	0,447	0,469
	Underflow	1178	1334	74,13	76,83	779,2	819,6	0,598	0,619
	Overflow	491,4	532,1	32,83	31,06	1159	1347	0,151	0,153
Moinho Bolas (MN 402)	Alimentação	471,2	533,8	70,7	70,7	342,5	388	0,598	0,619
	Produto	471,2	533,8	70,7	70,7	342,5	388	0,367	0,387
Moinho Bolas (MN 404)	Alimentação	706,8	800,7	69,2	69,2	535,5	606,6	0,598	0,619
	Produto	706,8	800,7	69,2	69,2	535,5	606,6	0,326	0,347

De acordo com as análises preliminares, nota-se que na simulação 2 com o aumento de alimentação do circuito de 10% - de 635 t/h para 699 t/h – houve um aumento de produção de aproximadamente 9%, ou seja, de 1645 t/h para 1866 t/h.

Não houve alterações significativas nas porcentagens de sólidos, vazões de polpa e vazões de água. O P_{80} do produto do moinho de barras aumentou de 0,933 para 1,071 mm, mas impactou pouco a distribuição granulométrica do mesmo.

Na vazão de polpa do *overflow* da pré-classificação I apresentou um aumento considerável – de 709 t/h no Caso Base para 808 t/h – ou seja, houve um aumento da participação das lamas naturais.

Na classificação houve um aumento na vazão de polpa de 1137 t/h para 1347 t/h, acarretando no aumento de pressão dos ciclones e, possivelmente na operação em “cordão” do *underflow*.

O sumário das partições calculadas para cada uma das três etapas de classificação em ciclones, que fazem parte do circuito de moagem da Usina 311 do CMA, está relacionado na Tabela 7-11. Na mesma tabela estão descritos os resultados das partições globais, tendo por base a alimentação nova do circuito, qual seja, vazão de alimentação do moinho de barras com incremento de 10%.

Tabela 7-11 - Partições por etapa e globais das classificações do circuito de moagem do CMA – Simulação 2.

Etapa	Tag	Recuperação em Massa no Estágio (%)		Recuperação em Massa Global (%)	
		U/F	O/F	U/F	O/F
Separação Magnética	-	89,3	10,7	89,3	10,7
Pré-Classificação I	311 - HC-402	85,8	14,2	79,0	13,1
Pré-Classificação II	311 - HC-403	96,3	3,7	76,1	2,9
Classificação (Reciclones)	311 - HC-401	71,5	28,5	-	-

Nota-se na Tabela 7-11 que não se obteve mudanças consideráveis de recuperações em massa nas etapas analisadas.

Na Tabela 7-12 constam o sumário do desempenho das etapas de pré-classificação I, pré-classificação II e classificação ante o desempenho destas mesmas etapas no Caso Base.

Tabela 7-12 - Desempenhos das etapas de pré-classificação I, II e classificação.

Parâmetro	**Etapa**					
	Pré-classificação I		**Pré-classificação II**		**Classificação**	
	Caso Base	Simulação 2	Caso Base	Simulação 2	Caso Base	Simulação 2
Partição de Sólidos para o UF (%)	87	86	93	96	71	71
Porcentagem Passante em 0.037 mm no OF	86,1	85,4	80,7	99,7	20,4	21,0
Porcentagem Passante em 0.037 mm no UF	17,6	15,4	13,1	12,2	29,0	26,0
By-pass de Finos no UF (%) < 0.037 mm	57,4	52,0	69,4	76,4	46,6	45,2
By-pass de Água no UF (%)	49,2	45,5	57,1	51,1	29,0	25,4
Inclinação da Curva de Partição (α)	2,1	2,1	1,1	1,1	1,2	1,2

De acordo com análise dos dados da Tabela 7-12, na pré-classificação I houve uma diminuição no *by-pass* de finos (0,037 mm) para o *underflow* (57,4% no Caso Base para 52%) e o *by-pass* de água para o *underflow* foi calculado em 45,5%. Porém, o arraste de finos, consequência da baixa porcentagem de sólidos no *underflow* dos ciclones e da elevada partição de água para este fluxo, que arrasta finos indevidamente para o *underflow* dos ciclones não sofre alteração significativa. Esta etapa opera em conjunto com a pré-classificação II, porém nota-se aqui oportunidade de melhorias.

De forma ideal, a etapa pré-classificação I deve gerar lamas (*overflow* da bateria HC 402) dentro da especificação de 10-12% retidos em 0,037 mm. A interpretação do balanço indicou 13,9% retidos nesta mesma malha no Caso Base, na simulação analisada este valor aumentou para 14,6%, valor superior ao especificado.

Na pré-classificação II houve um aumento no *by pass* de finos (0,037 mm) para o *underflow* (69,4% no Caso Base ante 76,9%) e o *by pass* de água para o *underflow* diminuiu de 57,1% no Caso Base para 51,1%. Nota-se que o

arraste de finos para o *underflow* sofreu um aumento. De forma ideal, a etapa de Pré-Classificação II deve gerar um produto deslamado (*underflow* da bateria HC 403) dentro da especificação de 7-10% passantes em 0,037 mm. Os resultados dos balanços da simulação 2 indicaram 12,2% passantes nesta mesma malha, valor maior que o especificado.

Ressalta-se aqui, mais uma vez que, para ajuste das características do *underflow* (produto deslamado) recomendar-se-ia alteração do orifício do *apex*. O resultado esperado seria uma elevação da porcentagem de sólidos deste mesmo fluxo, contribuindo, portanto para menor partição de água do ciclone e assim um menor arraste de finos para o produto deslamado.

Na etapa de classificação não houve mudanças significativas nos parâmetros analisados na Tabela 7-12.

Na Tabela 7-13 estão as análises detalhadas da moagem de barras (MN 401) da simulação 2 ante o Caso Base.

Tabela 7-13 - Desempenho da moagem em moinho de barras – 311 MN 401 – Simulação 2.

Parâmetro	**Etapa**	
	Moinho de Barras - MN 401	
	Caso Base	Simulação 2
Vazão de Alimentação (t/h)	635	699
Potência do Moinho (kW)	540	540
Consumo Específico de Energia (kWh/t)	0,85	0,77
F_{80} (mm)	32,1	32,1
P_{80} (mm)	0,933	1,071
Relação de Redução	34	30
WI operacional (kWh/t)	3,1	3,1
Porcentagem < 0.15 mm - Alimentação	24,0	24,0
Porcentagem < 0.15 mm - Produto	44,8	43,0
Porcentagem < 0.15 mm - Gerada	20,8	19,0
kWh por t de < 0.15 mm gerado (kWh/$t_{-0.15mm}$)	4,1	4,1

De acordo com a análise dos dados da Tabela 7-13, na etapa de moagem em moinho de barras houve uma melhora na relação de redução, que foi considerada alta no Caso Base (34:1), passando para 29,9:1 na simulação 2, calculada com base no P_{80} de alimentação (F_{80}) e P_{80} de produto. Porém, continua tratando-se de um valor alto para configuração aberta de circuito, mesmo se considerando o efeito de classificação promovido pelas barras, na dinâmica de movimentação da carga do moinho. Na malha 0,15 mm a geração significativa de massa da alimentação continuou significativa (20,8% no Caso Base para 19%).

Análises detalhadas de desempenho da moagem nos dois moinhos de bolas (311 MN 402 e 404) da Usina 311 estão listadas na Tabela 7-14.

Tabela 7-14 - Desempenho da moagem em moinho de bolas – 311 MN 402 e 404 – Simulação 2.

Parâmetro	**Etapa**	
	Moinho de Bolas - MN 402 e 404	
	Caso Base	Simulação 2
Vazão de Alimentação (t/h)	491	532
Carga Circulante (%)	240	251
Vazão de Polpa da Bomba (m^3/h)	1938	2167
Potência dos Moinhos (kW)	2765	2765
Consumo Específico de Energia (kWh/t)	5,63	5,20
F_{80} (mm)	0,951	1,013
P_{80} (mm)	0,151	0,153
Relação de Redução	6,3	6,6
WI operacional (kWh/t)	11,5	10,5
Porcentagem < 0.15 mm - Alimentação	38,2	37,3
Porcentagem < 0.15 mm - Produto	79,6	79,0
Porcentagem < 0.15 mm - Gerada	41,4	41,7
kWh por t de < 0.15 mm gerado (kWh/$t_{-0.15mm}$)	13,6	12,5

Os dados expostos na Tabela 7-14 indicam, na etapa secundária de moagem em moinhos de bolas, que a relação de redução de 6,3:1 no Caso

Base passou para 6,6:1 na simulação 2. Na malha 0,15 mm houve uma geração pouco significativa de massa (de 41,4% para 41,7%).

O baixo desempenho da moagem em moinhos de bolas tanto no Caso Base quanto na simulação analisada tem por base também o valor de energia (de 13,6 e 12,5 kWh/t) de material passante na malha 0,15 mm gerado na moagem ($kWh/t_{-0,15\ mm}$).

Ao analisar de forma geral os dados da simulação 2, nota-se que há no circuito capacidade de aumento na taxa nominal de alimentação nova. No balanço de massas exposto anteriormente, com o aumento de 10% na alimentação do circuito, obteve-se um aumento de aproximadamente 9% na produção, ou seja, o produto final passou de 1645,6 t/h para 1866,6 t/h.

7.3. Simulação 3

As etapas de moagem em moinho de barras, separação magnética de baixo campo e pré-classificação foram mantidas inalteradas em relação ao Caso Base. A principal alteração por moagem mais fina foi o aumento da diluição da polpa que alimenta a etapa de classificação do circuito fechado de moagem. Neste caso a polpa passou de 54% de sólidos no Caso Base, para 50% de sólidos na simulação 3.

Os resultados da simulação 3 indicaram que a concentração mássica de sólidos no *underflow* alcançou 79%, o P_{80} obtido no *overflow* da classificação foi de 0,136 mm e a pressão nos ciclones chegou a 65 kPa. O produto retido na malha de abertura de 0,150 mm passou de 20% no Caso Base para 17% na simulação 3.

Na Figura 7-3 está exposto o fluxograma, incluindo sumário do balanço de massas, conforme obtido para a simulação 3. Na sequência, as Tabelas 7-15 e

7-16 incluem os resultados detalhados do balanço de massas da simulação 3, com vazões de sólidos, vazões de água e polpa, porcentagem de sólidos e densidade de polpa, além de distribuição granulométrica completa correspondente a cada fluxo do circuito de moagem da usina 311 do CMA.

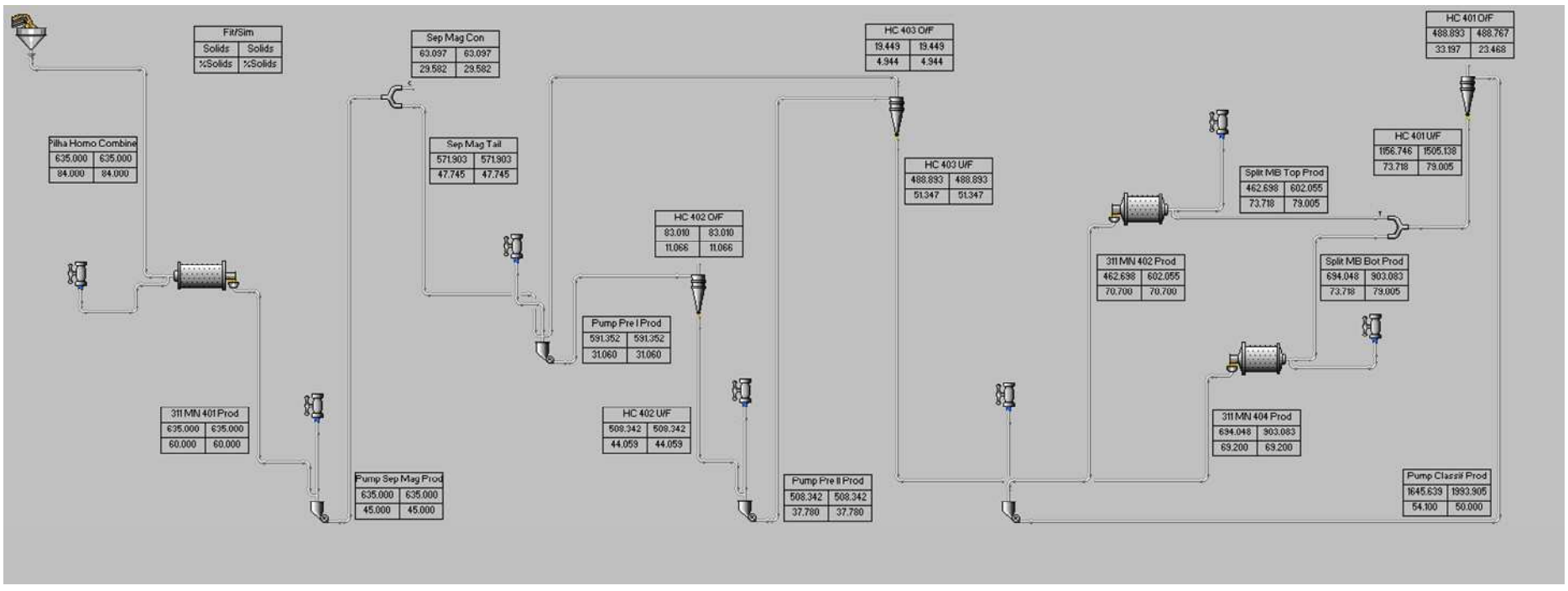

Figura 7-3. Fluxograma do circuito de moagem do CMA da Simulação 3.

Tabela 7-15 - Balanço de massas detalhado – Parte I – Simulação 3 – Usina 311

	Moinho de Barras - 311 MN 401	
	Alimentação	**Produto**
Vazão de Sólidos (t/h)	635	635
Densidade dos Sólidos (t/m³)	3,2	3,2
Vazão de Água (t/h)	121	423
% de Sólidos	84,0	60,0
Densidade da Polpa (t/m³)	2,367	1,702
Vazão de Polpa (m³/h)	319	622
P_{80} (mm)	32,1	0,933
Tamanho (mm)	**% Passante Acumulada**	
102	100	100
76,2	99,0	100
50,8	91,1	100
38,1	84,0	100
25,4	74,0	100
19,1	67,5	100
12,7	60,0	99,7
9,52	55,8	99,5
5,66	49,8	98,7
4,75	48,2	98,3
3,35	45,0	97,2
2,36	41,9	95,1
1,68	39,0	90,8
0,840	34,2	77,7
0,590	32,0	70,2
0,420	30,0	63,2
0,297	28,0	56,5
0,210	26,2	50,4
0,149	24,0	44,8
0,105	20,9	39,0
0,074	17,0	33,1
0,053	12,9	27,6
0,044	10,7	24,7
0,037	9,0	22,2

Tabela 7-16 - Balanço de massas detalhado – Parte II – Simulação 3 – Usina 311.

	Separadores Magnéticos	Bomba Pré I	Bateria de Pré-Classificação I (HC 402)			Bomba Pré II	Bateria de Pré-Classificação II (HC 403)			Bomba da Classificação	Bateria de Classificação (Reciclones) - HC 401		Moinho de Bolas - 311 MN 402		Moinho de Bolas - 311 MN 404		Bateria de Classificação (Reciclones) - HC
	Não-Magnético	Recalque	Alimentação	U/F	O/F	Recalque	Alimentação	U/F	O/F	Recalque	Alimentação	U/F	Alimentação	Produto	Alimentação	Produto	O/F
Vazão de Sólidos (t/h)	572	591	591	508	83	508	508	489	19	1994	1994	1505	602	602	903	903	489
Densidade dos Sólidos (t/m³)	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2
Vazão de Água (t/h)	626	1313	1313	645	667	837	837	463	374	1994	1994	400	250	250	402	402	1594
% de Sólidos	47,8	31,1	31,1	44,1	11,1	37,8	37,8	51,4	4,9	50,0	50,0	79,0	70,7	70,7	69,2	69,2	23,5
Densidade da Polpa (t/m³)	1,489	1,272	1,272	1,435	1,082	1,351	1,351	1,546	1,035	1,524	1,524	2,189	1,946	1,946	1,907	1,907	1,192
Vazão de Polpa (m³/h)	805	1497	1497	804	693	996	996	616	380	2617	2617	870	438	438	684	684	1747
P_{80} (mm)	0,780	0,754	0,754	0,871	0,000	0,871	0,871	0,900	0,000	0,414	0,414	0,519	0,519	0,364	0,519	0,332	0,136
Tamanho (mm)	Porcentagem Passante Acumulada																
19,1	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
12,7	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
9,52	99,4	99,5	99,5	99,4	100	99,4	99,4	99,3	100	100	100	100	99,8	100	99,8	100	100
5,66	98,8	98,8	98,8	98,7	100	98,7	98,7	98,6	100	100	99,6	99,5	99,5	100	99,5	100	100
4,75	98,7	98,8	98,8	98,6	100	98,6	98,6	98,5	100	99,6	99,6	99,5	99,5	100	99,5	100	100
3,35	98,2	98,2	98,2	97,9	100	97,9	97,9	97,8	100	99,4	99,4	99,2	99,2	100,0	99,2	99,9	100
2,36	96,7	96,9	96,9	96,3	100	96,3	96,3	96,2	100	98,9	98,9	98,6	98,6	99,8	98,6	99,8	100
1,68	93,4	93,6	93,6	92,6	100	92,6	92,6	92,3	100	97,7	97,7	97,0	97,0	99,4	97,0	99,5	100
0,840	81,5	82,1	82,1	79,2	100	79,2	79,2	78,3	100	92,3	92,3	89,7	89,7	96,2	89,7	97,2	100
0,590	74,2	75,0	75,0	70,9	100	70,9	70,9	69,8	100	87,4	87,4	83,3	83,3	92,0	83,3	93,9	100,0
0,420	67,1	68,2	68,2	63,0	100	63,0	63,0	61,5	100	80,4	80,4	74,1	74,1	84,8	74,1	87,7	99,9
0,297	60,2	61,5	61,5	55,2	100	55,2	55,2	53,4	100	69,3	69,3	59,7	59,7	72,3	59,7	75,8	98,8
0,210	53,9	55,4	55,4	48,1	100	48,1	48,1	46,0	100	54,1	54,1	41,2	41,2	54,6	41,2	58,0	93,9
0,149	48,0	49,7	49,7	41,4	100	41,4	41,4	39,1	100	39,7	39,7	25,6	25,6	38,4	25,6	40,9	83,3
0,105	41,9	43,8	43,8	34,6	99,9	34,6	34,6	32,0	100,0	28,8	28,8	15,5	15,5	26,7	15,5	28,5	69,6
0,074	35,6	37,7	37,7	27,8	98,6	27,8	27,8	24,9	100,0	21,0	21,0	9,6	9,6	18,9	9,6	20,2	55,9
0,053	29,7	32,0	32,0	21,8	94,1	21,8	21,8	18,7	100,0	15,5	15,5	6,2	6,2	13,9	6,2	14,9	44,1
0,044	26,6	29,0	29,0	19,0	89,7	19,0	19,0	15,8	99,9	13,2	13,2	5,0	5,0	11,9	5,0	12,7	38,6
0,037	23,9	26,4	26,4	16,9	84,7	16,9	16,9	13,6	99,6	11,4	11,4	4,1	4,1	10,3	4,1	11,1	34,1

Na Tabela 7-17 estão relacionados as análises comparativas do Caso Base e da simulação 3. Lembrando que o parâmetro alterado foi a porcentagem de sólidos na polpa que alimenta a bateria da classificação do circuito fechado da moagem secundária, de 54% no Caso Base para 50% nesta simulação.

Moinho Bolas (MN 402)	Alimentação	471,2	602,1	70,7	70,7	342,5
	Produto	471,2	602,1	70,7	70,7	342,5
Moinho Bolas (MN 404)	Alimentação	706,8	903,1	69,2	69,2	535,5
	Produto	706,8	903,1	69,2	69,2	535,5

Conforme as análises preliminares notam-se que na simulação 3 com a alteração na porcentagem de sólidos que alimenta a classificação do circuito fechado de moagem secundária, houve um aumento na carga circulante do mesmo, que passou de 1157 t/h no Caso Base para 1505 t/h na simulação 3. Por conseguinte, a pressão nos ciclones da bateria aumentou de 36 kPa para 65 kPa.

O P_{80} do *overflow* da classificação passou de 151 mm no Caso Base para 136 mm impactando na porcentagem de sólidos do *underflow* – de 74% no Caso Base para 79%. A alimentação também aumentou – de 1669 t/h para 1994 t/h.

Assim, o conjunto dessas alterações provavelmente resultou em operação em “cordão” no *underflow* da bateria de classificação.

Não houve alterações significativas nas porcentagens de sólidos, vazões de polpa e vazões de água nas outras etapas.

Na Tabela 7-18 está exposto o sumário das partições calculadas para cada uma das três etapas de classificação em ciclones que fazem parte do circuito de moagem da Usina 311 do CMA. Na mesma tabela estão descritos também os resultados das partições globais.

Tabela 7-18 - Partições por etapa e globais das classificações do circuito de moagem do CMA – Simulação 3.

Etapa	Tag	Recuperação em Massa no Estágio (%)		Recuperação em Massa Global (%)	
		U/F	O/F	U/F	O/F
Separação Magnética	-	90,1	9,9	90,1	9,9
Pré-Classificação I	311 - HC-402	85,9	14,1	80,0	13,1
Pré-Classificação II	311 - HC-403	96,2	3,8	77,0	3,1
Classificação (Reciclones)	311 - HC-401	75,5	24,5	-	-

Nota-se na Tabela 7-18 que não se obteve mudanças consideráveis de recuperações em massa nas etapas analisadas.

A Tabela 7-19 mostra o sumário do desempenho das etapas de pré-classificação I, pré-classificação II e classificação ante o desempenho destas mesmas etapas no Caso Base.

Tabela 7-19 - Desempenhos das etapas de pré-classificação I, II e classificação.

Parâmetro	**Etapa**					
	Pré-classificação I		**Pré-classificação II**		**Classificação**	
	Caso Base	Simulação 3	Caso Base	Simulação 3	Caso Base	Simulação 3
Partição de Sólidos para o UF (%)	87	86	93	96	71	75
Porcentagem Passante em 0.037 mm no OF	86,1	84,7	80,7	99,6	20,4	16,7
Porcentagem Passante em 0.037 mm no UF	17,6	16,9	13,1	13,6	29,0	25,6
By-pass de Finos no UF (%) < 0.037 mm	57,4	54,9	69,4	77,4	46,6	48,6
By-pass de Água no UF (%)	49,2	49,2	57,1	55,3	29,0	20,1
Inclinação da Curva de Partição (α)	2,1	2,1	1,1	1,1	1,2	1,2

De acordo com análise dos dados da Tabela 7-19, na pré-classificação I houve uma diminuição no *by-pass* de finos (0,037 mm) para o *underflow* (57,4% no Caso Base para 55%) e o *by-pass* de água para o *underflow* permaneceu o mesmo. Esta etapa opera em conjunto com a pré-classificação II, porém nota-se aqui oportunidade de melhorias.

A etapa pré-classificação I deve gerar lamas (*overflow* da bateria HC 402) dentro da especificação de 10-12% retidos em 0,037 mm. Os resultados do balanço indicaram 13,9% retidos nesta mesma malha no Caso Base, na simulação analisada este valor aumentou para 15,3%, valor superior ao especificado.

Na pré-classificação II houve um aumento no *by pass* de finos (0,037 mm) para o *underflow* (69,4% no Caso Base ante 77,4%) e o *by pass* de água para o *underflow* diminuiu de 57,1% no Caso Base para 55,3%. Nota-se que o arraste de finos para o *underflow* sofreu aumento. De forma ideal, a etapa de pré-classificação II deve gerar um produto deslamado (*underflow* da bateria HC 403) dentro da especificação de 7-10% passantes em 0,037 mm. Os resultados

dos balanços da simulação 3 indicaram 13,1% passantes nesta mesma malha, valor este portanto, maior que o especificado.

Ressalta-se que, para ajuste das características do *underflow* (produto deslamado) da etapa de pré-classificação, recomendar-se-ia alteração do orifício do *apex*. O resultado esperado seria uma elevação da porcentagem de sólidos deste mesmo fluxo, contribuindo, portanto para menor partição de água do ciclone e assim um menor arraste de finos para o produto deslamado.

Na etapa de classificação, houve mudanças na partição de sólidos no *underflow* – de 71% no Caso Base para 75%, porém a porcentagem passante no overflow diminuiu de 20,4% no Caso Base para 16,7% na simulação 3.

Na Tabela 7-20 mencionam-se detalhes da moagem com barras (MN 401) da simulação 3 ante o Caso Base. Observa-se que os resultados alusivos à moagem com barras permaneceram inalterados.

Tabela 7-20 - Desempenho da moagem em moinho de barras – 311 MN 401 – Simulação 3.

Parâmetro	**Etapa**	
	Moinho de Barras - MN 401	
	Caso Base	Simulação 3
Vazão de Alimentação (t/h)	635	635
Potência do Moinho (kW)	540	540
Consumo Específico de Energia (kWh/t)	0,85	0,85
F_{80} (mm)	32,1	32,1
P_{80} (mm)	0,933	0,933
Relação de Redução	34	34
WI operacional (kWh/t)	3,1	3,1
Porcentagem < 0.15 mm - Alimentação	24,0	24,0
Porcentagem < 0.15 mm - Produto	44,8	44,8
Porcentagem < 0.15 mm - Gerada	20,8	20,8
kWh por t de < 0.15 mm gerado (kWh/$t_{-0.15mm}$)	4,1	4,1

Análises detalhadas de desempenho da moagem nos dois moinhos de bolas (311 MN 402 e 404) da Usina 311 estão listadas na Tabela 7-21 que se segue.

Tabela 7-21 - Desempenho da moagem em moinho de bolas –311 MN 402 e 404 – Simulação 3.

Parâmetro	**Etapa**	
	Moinho de Bolas - MN 402 e 404	
	Caso Base	Simulação 3
Vazão de Alimentação (t/h)	491	489
Carga Circulante (%)	240	308
Vazão de Polpa da Bomba (m^3/h)	1938	2617
Potência dos Moinhos (kW)	2765	2765
Consumo Específico de Energia (kWh/t)	5,63	5,66
F_{80} (mm)	0,951	0,900
P_{80} (mm)	0,151	0,136
Relação de Redução	6,3	6,6
WI operacional (kWh/t)	11,5	10,8
Porcentagem < 0.15 mm - Alimentação	38,2	39,1
Porcentagem < 0.15 mm - Produto	79,6	83,3
Porcentagem < 0.15 mm - Gerada	41,4	44,2
kWh por t de < 0.15 mm gerado (kWh/$t_{-0.15mm}$)	13,6	12,8

De acordo com os dados expostos na Tabela 7-21, na etapa secundária de moagem em moinhos de bolas, a relação de redução de 6,3:1 no Caso Base passou para 6,6:1 na simulação 3. Como mencionado, trata-se de um valor baixo para um circuito fechado de moagem. Na malha 0,15 mm houve uma geração pouco significativa de massa (de 41,4% para 44,2%).

O desempenho da moagem em moinhos de bolas, tanto no Caso Base quanto na simulação analisada, tem por base o valor de energia (de 13,6 e 12,8 kWh/t) de material passante na malha 0,15 mm gerado na moagem (kWh/$t_{-0,15\ mm}$).

Por fim, analisando de forma geral os dados da simulação 3, observa-se que alterando a porcentagem de sólidos da alimentação da classificação, houve mudanças significantes no P_{80} do *overflow* da classificação – 151mm no Caso Base para 136 mm - com aumento de carga circulante do circuito fechado - 1157 t/h no Caso Base para 1505 t/h na simulação 3. Possivelmente, acarretou em uma operação em "cordão" no *underflow* dos ciclones da classificação.

7.4. Simulação 4

A proposta da simulação 4 foi explorar outras alternativas para obtenção de um produto mais fino de moagem. Para tanto, foram introduzidas as alterações sequenciais, com o aumento:

- ✓ na porcentagem de sólidos de operação dos moinhos de bolas, de forma a aumentar o tempo de residência dos sólidos na câmera de moagem;
- ✓ de diluição da polpa na alimentação da etapa de classificação, conforme Simulação 3, de forma a se obter corte mais finos nos ciclones;
- ✓ do diâmetro dos *apex* dos ciclones de classificação (110mm para 127 mm), de forma a se diminuir a porcentagem de sólidos do *underflow* destes ciclones, uma vez que as duas medidas anteriores resultaram na elevação por além dos limites de operação estável em regime de *spray* destes equipamentos.

Com essas três ações tentou-se atingir o objetivo inicial - produção de produto mais fino na moagem secundária.

No fluxograma da Figura 7-4, inclue-se o sumário do balanço de massas, conforme obtido para a simulação 4. Na sequência, as Tabelas 7-22 e 7-23 compreendem os resultados detalhados do balanço de massas da simulação 4, com vazões de sólidos, vazões de água e polpa, porcentagem de sólidos e

densidade de polpa, além de distribuição granulométrica completa correspondente a cada fluxo do circuito de moagem da usina 311 do CMA.

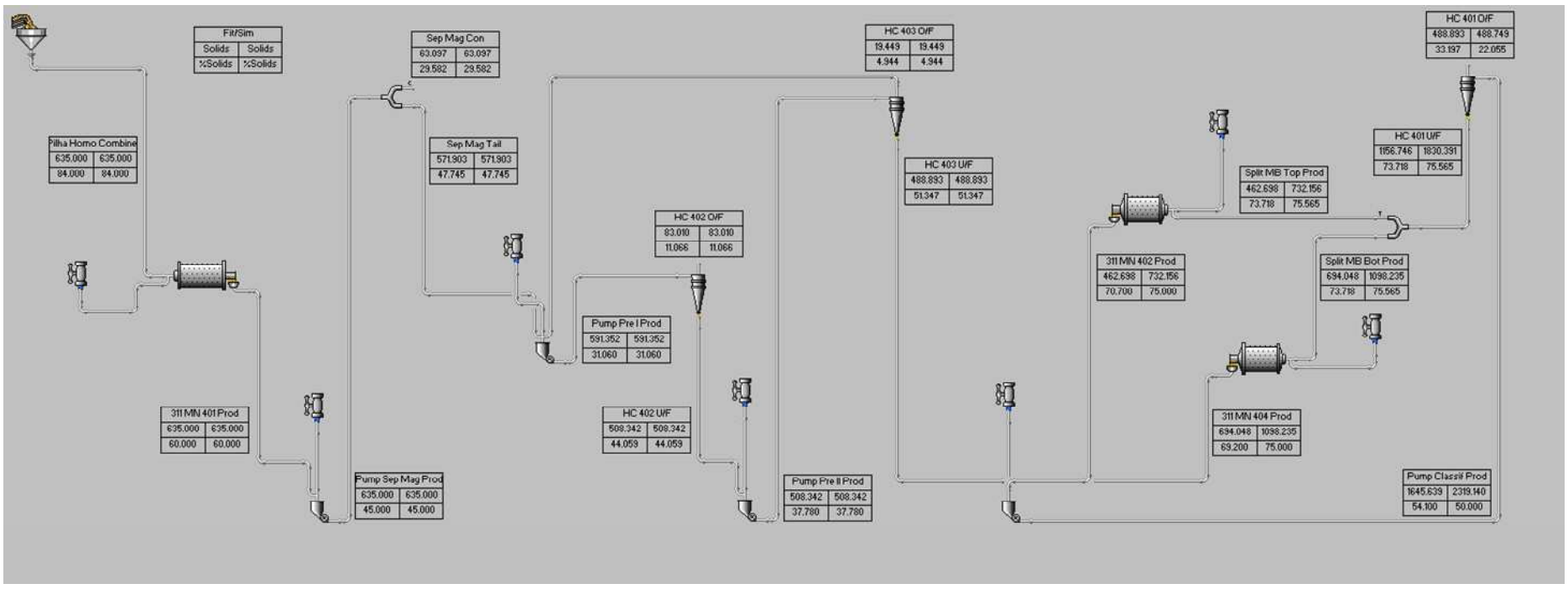

Figura 7-4. Fluxograma do circuito de moagem do CMA da Simulação 4 – Usina 311.

Tabela 7-22 - Balanço de massas detalhado – Parte I – Simulação 4 – Usina 311.

	Moinho de Barras - 311 MN 401	
	Alimentação	**Produto**
Vazão de Sólidos (t/h)	635	635
Densidade dos Sólidos (t/m³)	3,2	3,2
Vazão de Água (t/h)	121	423
% de Sólidos	84,0	60,0
Densidade da Polpa (t/m³)	2,367	1,702
Vazão de Polpa (m³/h)	319	622
P_{80} (mm)	32,1	0,933
Tamanho (mm)	**% Passante Acumulada**	
102	100	100
76,2	99,0	100
50,8	91,1	100
38,1	84,0	100
25,4	74,0	100
19,1	67,5	100
12,7	60,0	99,7
9,52	55,8	99,5
5,66	49,8	98,7
4,75	48,2	98,3
3,35	45,0	97,2
2,36	41,9	95,1
1,68	39,0	90,8
0,840	34,2	77,7
0,590	32,0	70,2
0,420	30,0	63,2
0,297	28,0	56,5
0,210	26,2	50,4
0,149	24,0	44,8
0,105	20,9	39,0
0,074	17,0	33,1
0,053	12,9	27,6
0,044	10,7	24,7
0,037	9,0	22,2

Tabela 7-23 - Balanço de massas detalhado – Parte II – Simulação 4 – Usina 311.

	Separadores Magnéticos	Bomba Pré I	Bateria de Pré-Classificação I (HC 402)			Bomba Pré II	Bateria de Pré-Classificação II (HC 403)			Bomba da Classificação	Bateria de Classificação (Reciclones) - HC 401		Moinho de Bolas - 311 MN 402		Moinho de Bolas - 311 MN 404		Bateria de Classificação (Reciclones) - HC
	Não-Magnético	Recalque	Alimentação	U/F	O/F	Recalque	Alimentação	U/F	O/F	Recalque	Alimentação	U/F	Alimentação	Produto	Alimentação	Produto	O/F
Vazão de Sólidos (t/h)	572	591	591	508	83	508	508	489	19	2319	2319	1830	732	732	1098	1098	489
Densidade dos Sólidos (t/m³)	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2
Vazão de Água (t/h)	626	1313	1313	645	667	837	837	463	374	2319	2319	592	244	244	366	366	1727
% de Sólidos	47,8	31,1	31,1	44,1	11,1	37,8	37,8	51,4	4,9	50,0	50,0	75,6	75,0	75,0	75,0	75,0	22,1
Densidade da Polpa (t/m³)	1,489	1,272	1,272	1,435	1,082	1,351	1,351	1,546	1,035	1,524	1,524	2,081	2,065	2,065	2,065	2,065	1,179
Vazão de Polpa (m³/h)	805	1497	1497	804	693	996	996	616	380	3044	3044	1164	473	473	709	709	1880
P_{80} (mm)	0,780	0,754	0,754	0,871	0,000	0,871	0,871	0,900	0,000	0,382	0,382	0,454	0,454	0,338	0,454	0,307	0,125
Tamanho (mm)																	
19,1	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
12,7	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
9,52	99,4	99,5	99,5	99,4	100	99,4	99,4	99,3	100	100	100	100	99,8	100	99,8	100	100
5,66	98,8	98,8	98,8	98,7	100	98,7	98,7	98,6	100	100	99,7	99,6	99,6	100	99,6	100	100
4,75	98,7	98,8	98,8	98,6	100	98,6	98,6	98,5	100	99,7	99,7	99,6	99,6	100	99,6	100	100
3,35	98,2	98,2	98,2	97,9	100	97,9	97,9	97,8	100	99,5	99,5	99,4	99,4	100,0	99,4	99,9	100
2,36	96,7	96,9	96,9	96,3	100	96,3	96,3	96,2	100	99,1	99,1	98,8	98,8	99,9	98,8	99,9	100
1,68	93,4	93,6	93,6	92,6	100	92,6	92,6	92,3	100	98,0	98,0	97,5	97,5	99,5	97,5	99,6	100
0,840	81,5	82,1	82,1	79,2	100	79,2	79,2	78,3	100	93,2	93,2	91,4	91,4	96,7	91,4	97,6	100
0,590	74,2	75,0	75,0	70,9	100	70,9	70,9	69,8	100	89,0	89,0	86,0	86,0	93,1	86,0	94,7	100,0
0,420	67,1	68,2	68,2	63,0	100	63,0	63,0	61,5	100	82,7	82,7	78,1	78,1	86,8	78,1	89,4	100,0
0,297	60,2	61,5	61,5	55,2	100	55,2	55,2	53,4	100	72,4	72,4	65,2	65,2	75,5	65,2	78,8	99,4
0,210	53,9	55,4	55,4	48,1	100	48,1	48,1	46,0	100	57,1	57,1	46,8	46,8	58,1	46,8	61,4	95,8
0,149	48,0	49,7	49,7	41,4	100	41,4	41,4	39,1	100	41,3	41,3	29,3	29,3	40,4	29,3	42,9	86,3
0,105	41,9	43,8	43,8	34,6	99,9	34,6	34,6	32,0	100,0	29,3	29,3	17,7	17,7	27,4	17,7	29,3	72,6
0,074	35,6	37,7	37,7	27,8	98,6	27,8	27,8	24,9	100,0	20,9	20,9	10,9	10,9	19,1	10,9	20,4	58,4
0,053	29,7	32,0	32,0	21,8	94,1	21,8	21,8	18,7	100,0	15,4	15,4	7,1	7,1	13,9	7,1	14,9	46,3
0,044	26,6	29,0	29,0	19,0	89,7	19,0	19,0	15,8	99,9	13,0	13,0	5,7	5,7	11,8	5,7	12,6	40,5
0,037	23,9	26,4	26,4	16,9	84,7	16,9	16,9	13,6	99,6	11,3	11,3	4,7	4,7	10,2	4,7	10,9	35,8

Na Tabela 7-24 estão expostas análises comparativas do Caso Base e da simulação 4.

Moinho Bolas (MN 404)	Alimentação	706,8	1098	69,2	75	535,5
	Produto	706,8	1098	69,2	75	535,5

De acordo com as análises preliminares, nota-se que, na simulação 4 com a alteração na porcentagem de sólidos que alimenta a classificação do circuito fechado de moagem secundária, houve um aumento na carga circulante do mesmo, que passou de 1157 t/h no Caso Base para 1830 t/h na simulação 4. Consequentemente, a pressão nos ciclones da bateria aumentou de 36 kPa para 87 kPa.

O P_{80} do *overflow* da classificação passou de 151 mm no Caso Base para 125 mm impactando na porcentagem de sólidos do *underflow* – de 74% no Caso Base para 75%. A alimentação também aumentou – de 1669 t/h para 2319 t/h.

Nas etapas de pré-classificação I e II não ocorreram alterações significativas e também, não houve alterações relevantes nas porcentagens de sólidos, vazões de polpa e vazões de água nas outras etapas.

A Tabela 7-25 está o sumário das partições calculadas para cada uma das três etapas de classificação em ciclones que fazem parte do circuito de moagem da Usina 311 do CMA com as mudanças consideradas nesta simulação.

Tabela 7-25 - Partições por etapa e globais das classificações do circuito de moagem do CMA – Simulação 4.

Etapa	Tag	Recuperação em Massa no Estágio (%)		Recuperação em Massa Global (%)	
		U/F	O/F	U/F	O/F
Separação Magnética	-	90,1	9,9	90,1	9,9
Pré-Classificação I	311 - HC-402	85,9	14,1	80,0	13,1
Pré-Classificação II	311 - HC-403	96,2	3,8	77,0	3,1
Classificação (Reciclones)	311 - HC-401	78,9	21,1	-	-

Nota-se nos dados da Tabela 7-25 que não se obteve mudanças consideráveis de recuperações em massa nas etapas analisadas.

O sumário do desempenho das etapas de pré-classificação I, pré-classificação II e classificação ante o desempenho destas mesmas etapas no Caso Base estão mostrados na Tabela 7-26.

Tabela 7-26 - Desempenhos das etapas de pré-classificação I, II e classificação.

Parâmetro	**Etapa**					
	Pré-classificação I		**Pré-classificação II**		**Classificação**	
	Caso Base	Simulação 4	Caso Base	Simulação 4	Caso Base	Simulação 4
Partição de Sólidos para o UF (%)	87	86	93	96	71	79
Porcentagem Passante em 0.037 mm no OF	86,1	84,7	80,7	99,6	20,4	13,7
Porcentagem Passante em 0.037 mm no UF	17,6	16,9	13,1	13,6	29,0	29,3
By-pass de Finos no UF (%) < 0.037 mm	57,4	54,9	69,4	77,4	46,6	56,0
By-pass de Água no UF (%)	49,2	49,2	57,1	55,3	29,0	25,5
Inclinação da Curva de Partição (α)	2,1	2,1	1,1	1,1	1,2	1,2

De acordo com os dados da Tabela 7-26, na pré-classificação I houve uma diminuição no *by-pass* de finos (0,037 mm) para o *underflow* (57,4% no Caso Base para 55%) e o *by-pass* de água para o *underflow* permaneceu o mesmo. Como mencionado, esta etapa opera em conjunto com a pré-classificação II, porém nota-se aqui oportunidade de melhorias.

A pré-classificação I deve gerar lamas (*overflow* da bateria HC 402) dentro da especificação de 10-12% retidos em 0,037 mm. Os resultados do balanço indicaram 13,9% retidos nesta mesma malha no Caso Base, na simulação analisada este valor aumentou para 15,3%, valor superior ao especificado.

Na pré-classificação II houve um aumento no *by pass* de finos (0,037 mm) para o *underflow* (69,4% no Caso Base ante 77,4%) e o *by pass* de água para o *underflow* diminuiu de 57,1% no Caso Base para 55,3%. Nota-se que o arraste de finos para o *underflow* sofreu um aumento significativo. A etapa de pré-classificação II deve gerar um produto deslamado (*underflow* da bateria HC 403) dentro da especificação de 7-10% passantes em 0,037 mm. Os resultados dos balanços da simulação 4 indicaram 13,6% passantes nesta mesma malha, valor maior que o especificado.

Na etapa de classificação, houve mudanças na partição de sólidos no *underflow* – de 71% no Caso Base para 79%, porém a porcentagem passante no *overflow* diminuiu de 20,4% no Caso Base para 13,7% na simulação 4.

Na Tabela 7-27 reúnem-se dados da moagem com barras (MN 401) da simulação 4 ante o Caso Base. Observa-se que não houve alterações consideráveis nos resultados advindos da moagem com barras.

Tabela 7-27 - Desempenho da moagem em moinho de barras –311 MN 401 – Simulação 4.

Parâmetro	**Etapa**	
	Moinho de Barras - MN 401	
	Caso Base	Simulação 4
Vazão de Alimentação (t/h)	635	635
Potência do Moinho (kW)	540	540
Consumo Específico de Energia (kWh/t)	0,85	0,85
F_{80} (mm)	32,1	32,1
P_{80} (mm)	0,933	0,933
Relação de Redução	34	34
WI operacional (kWh/t)	3,1	3,1
Porcentagem < 0.15 mm - Alimentação	24,0	24,0
Porcentagem < 0.15 mm - Produto	44,8	44,8
Porcentagem < 0.15 mm - Gerada	20,8	20,8
kWh por t de < 0.15 mm gerado (kWh/$t_{-0.15mm}$)	4,1	4,1

Análises detalhadas de desempenho da moagem nos dois moinhos de bolas (311 MN 402 e 404) estão listadas na Tabela 7-28.

Tabela 7-28 - Desempenho da moagem em moinho de bolas – 311 MN 402 e 404 – Simulação 4.

Parâmetro	**Etapa**	
	Moinho de Bolas - MN 402 e 404	
	Caso Base	Simulação 4
Vazão de Alimentação (t/h)	491	489
Carga Circulante (%)	240	374
Vazão de Polpa da Bomba (m^3/h)	1938	3044
Potência dos Moinhos (kW)	2765	2765
Consumo Específico de Energia (kWh/t)	5,63	5,66
F_{80} (mm)	0,951	0,900
P_{80} (mm)	0,151	0,125
Relação de Redução	6,3	7,2
WI operacional (kWh/t)	11,5	10,1
Porcentagem < 0.15 mm - Alimentação	38,2	39,1
Porcentagem < 0.15 mm - Produto	79,6	86,3
Porcentagem < 0.15 mm - Gerada	41,4	47,2
kWh por t de < 0.15 mm gerado (kWh/$t_{-0.15mm}$)	13,6	12,0

De acordo com os dados da Tabela 7-28, na etapa secundária de moagem em moinhos de bolas, a relação de redução de 6,3:1 no Caso Base, elevou para 7:1 na simulação 4. Porém, trata-se de um valor ainda baixo para um circuito fechado de moagem. Na malha 0,15 mm houve um aumento na vazão mássica de 41,4% para 47,2%.

O desempenho da moagem em moinhos de bolas tanto no Caso Base quanto na simulação analisada tem por base também o valor de energia (de 13,6 e 12 kWh/t) da fração passante na malha 0,15 mm gerado na moagem (kWh/$t_{-0,15\ mm}$).

Por fim, analisando de forma geral os dados da simulação 4, observa-se que com as alterações realizadas, houve mudanças significantes no P_{80} do *overflow* da classificação – 151mm no Caso Base para 125 mm - com aumento de carga circulante do circuito fechado de moagem - 1157 t/h no Caso Base para 1830 t/h na simulação 4 – elevações na vazão de sólidos na alimentação da

classificação - 1646 t/h para 2319 t/h – e, consequentemente, aumento na pressão dos ciclones da etapa de classificação – de 36 kPa para 87 kPa.

Observa-se, por meio da análise dos resultados desta simulação, que se conseguiu o propósito almejado, obtenção de um produto mais fino, objeto inicial do estudo.

8. CONCLUSÕES

Todos os procedimentos associados à modelagem matemática de um circuito industrial de moagem e classificação foram descritos em detalhes.

Na revisão bibliográfica deste trabalho, procurou-se mostrar o nível de compreensão do assunto pela autora, aspecto considerado fundamental quando se trata de utilizar conceitos incorporados a simulações computacionais. O emprego dos mesmos sem análise crítica pode induzir a grandes distorções.

O primeiro passo foi planejar e executar a amostragem de forma satisfatória na usina 311 de beneficiamento do CMA. Por trás de toda atividade desta etapa procurou-se reunir um conjunto de dados experimentais de qualidade para não inviabilizar as etapas seguintes. Etapa a etapa foram avaliadas por meio de comparação com valores padrão encontrados na literatura e a magnitude dos desvios encontrados durante o ajuste dos modelos empregados. Esse cuidado e preocupação estão registrados em todo o texto e nos seus anexos.

Sempre com a preocupação de não introduzir e potencializar erros, ainda em campo, deu-se todo o trabalho de processamento das amostras obtidas na usina. Os exercícios de balanço de massas proporcionaram não apenas estimação de variáveis não medidas como foram úteis para avaliar a qualidade dos dados experimentais obtidos.

O objetivo principal do trabalho – ou seja, a obtenção de uma plataforma de modelos ajustados que se prestasse à simulação das operações estudadas – foi alcançado. As simulações realizadas indicaram os benefícios do emprego de recursos de modelagem – tanto no diagnóstico de operação de circuitos industriais como na investigação de alternativas de melhoria de desempenho. Deve-se advertir, porém, que exercícios de simulações mais abrangentes e detalhados poderiam ser executados com a plataforma desenvolvida.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS[3]

ASOMAH, I.K; NAPIER-MUNN, T.J. **The performance of inclined hydrocyclones in mineral processing.** In: CONFERENCE ON HYDROCYCLONES, Cambridge, 1996. Hydrocyclones '96: papers. [S.l]: Mechanical Engineering Publications, 1996. P. 273-288.

BAEBERY,G. **Derivation of a formula to estimate the mass of a sample for size analysis.** Trans AusIMM, 81 (784), March, C49-C51, 1972.

BERGERMAN, M.G. **Modelagem e simulação do circuito de moagem do Sossego.** São Paulo, 2009. 208 p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo.

BERALDO, J.L. **Moagem de minérios em moinhos tubulares**. São Paulo: Edgard Blücher, 1987. Cap. 2, p. 10-14: Teoria sobre processo de cominuição.

BOND, F.C. **The third teory of comminution.** Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, v. 193, p. 484-94, 1952.

BOND, F.C. **Crushing and grinding calculations: Part I and II.** British Chemical Engineering, v.6, 1961.

BRAGA, J.R.K.; BORN, H. Caracterísitcas geológicas e mineralógicas da mineralização apatítica de Araxá. In **Congresso Brasileiro de Geologia**, 35º, Belém, 1988. **Anais**. Belém. v. 1, p. 219-226.

BROD, J.A; RIBEIRO, C.C; GASPAR, J.C; JUNQUEIRA-BROD, T.C; BARBOSA, E.S.R.; RIFFEL, B.F; SILVA, J.F DA; CHABAN, N.; FERRARI, A.J.D. **Geologia e mineralizações dos complexos alcalinos carbonatíticos da província ígnea do alto Paranaíba. Excursão 1.** In. SEER, H.J. (org), Guia de Excursões. CBG, 42º, Araxá, 2004. Sociedade Brasileira de Geologia/Núcleo Minas Gerais. P. 1-32. 2004.

[3] De acordo com a Associação Brasileira de Normas Técnicas. NBR6023.

CALCOTT, T.J.; LYNCH, A.J. **An analysis of breakage processes within rod mills.** Proc AusIMM, 209, 109-131, 1964.

CHAVES, A.P.; PERES, A.E.C. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios – Britagem, Peneiramento e Moagem.** v.3. São Paulo: Signus,1999.

CHAVES, A.P.; PERES, A.E.C. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios – Britagem, Peneiramento e Moagem.** v.3. 2. ed. São Paulo: Signus,2003.

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

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

DELBONI JR., H.. **Circuitos de Comimuição e Classificação de Minérios.** Apostila, Universidade de São Paulo, São Paulo, 1997.

DELBONI JR., H. **A load-interactive modelo f autogenous and semi-autogenous Mills.** 1999. 313p. Thesis (Doctor of Philosophy) – University of Queensland, Brisbaine, 1999,

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

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

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

GRIGORIEFF, A. **Desenvolvimento de um novo protocolo de amostragem de carvão mineral**. Porto Alegre, 2002. 177p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul.

GRIGORIEFF, A., et al. O **problema de amostragem manual na indústria mineral**. Revista Escola de Minas, 2002.

GROSSI SAD, J.H.; TORRES, N. Geology and mineral resources of the Barreiro Complex, Araxá, MG. **1º Congresso Internacional Carbonatitos**. p.307-312. Poços de Caldas. Brazil. 1976.

GY, P. M. **The sampling of particulate materials – a general theory**. Symposium of Sampling Practices in the Min. Ind., Melbourne, Sept, 17-34 (AusIMM), 1976.

GY, P.M. **Sampling of particulate materials – theory and practice**. Elsevier, Amsterdam, 1982.

HASSUI, Y.; CORDANI U.G. Idades K/Ar de rochas eruptivas mesozóicas do oeste mineiro e sul de Goiás. **XXII Congresso Brasileiro Geologia**. p. 63-85. Belo Horizonte. 1968.

HEISKANEN, K.G.H. **Particle classification**. Powder Tecnology Series, Chapman & Hall, Londres, 1993.

ISSA FILHO, A; LIMA, P.R.A.S; SOUZA, O.M. **Aspectos da Geologia do Complexo Carbonatítico do Barreiro. Araxá. MG.** CBMM. ed. CBMM. São Paulo. p. 20-44. 1984.

JKSimMet – **Steady State Mineral Processing Simulater** – Version 5, JKTech, JKMRC, Australia, 1999.

KAHN, H. **Caracterização mineralógica e tecnológica da jazida de fosfato do maciço alcalino de Anitápolis, SC**. São Paulo, 1988. 219 p. Instituto de Geociências, Universidade de São Paulo.

LYNCH, A.J. **Mineral crushing and grinding circuits – Their simulation, optmization and control.** Amsterdam: Elsevier, 1977.

MAIA, G.S. **Avaliação da qualidade de corpos moedores para o minério fosfático de Tapira-MG**. 1994. 106 p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 1994.

MOSHER, J.B.; TAGUE, C.B. Conduct and precision of Bond grindability testing. **Minerals Engineering**. v.14, nº 10, Pergamon, 2001, p.1187-1197.

NAGESWARARAO, K. **Further developments in the modeling and scale up of industrial hydrocyclones.** PhD Thesis, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, University of Queensland, 1978.

NAPIER-MUNN, T. J. et al. **Mineral Cominution Circuits**: their operation and optimization. Indoorroopilly: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, University of Queensland, 1996 (JKMRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing).

NASCHENVENG, A.C. et al. Modelagem matemática do circuito de modelagem da Ultrafértil – Parte I e 2. In: **Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalúrgia Extrativa**, XIX, Recife, 2002. **Anais**. Recife: UFPE / CETEM, 2002. P. 367-380.

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

NUNES, A.C. **Sistema computadorizado para ajuste de balanço de massas e metalúrgico**. 1992. 76 p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 1992.

OLIVEIRA, M.L.; AQUINO, J.A. Amostragem. In: SAMPAIO, J.A.; FRANÇA, S.C.A.; BRAGA, P.F.A. **Tratamento de minérios**: práticas laboratoriais. Rio de Janeiro: CETEM/MCT. 2007. P.3-34.

POSSA, M.V., LUZ, A. B. Tecnologia Mineral – Brasil – Centro de Tecnologia Mineral. Rio de Janeiro. **Amostragem para processamento mineral**, 1984.

VALE FERTILIZANTES. **Relatório das Unidades geológicas das minas do Barreiro e F4 – Complexo Alcalino do Barreiro, Araxá- MG**, 2012 (Relatório interno).

RODRIGUES, C.S; LIMA, P.R.A.S. **Complexos Carbonatíticos do Brasil**: geologia. CBMM. Araxá. 44p. 1984.

ROWLAND, C; KJOS, D. M. Rods and Ball Mills, in Kawatra, S.K. **Comminution Practices**. Littletown, CO: SME, 1997. p. 367-380.

WHITEN, W. J. **The Simulation of crushing plants with models developed using multiple spline regression**. 10th International Symposium on the Application of Computer Methods in the Min. Ind., p. 317-323, Johannesburg, 1972.

WHITEN, W.J. **Ball mill simulation using small calculators**. Proceeding. Aus IMM.,nº 258, 47-53, 1976.

WHITEN, W.J. **A matrix theory of comminution machines**. In: Chem. Engineering Science, nº 29, p. 31-34, 1974.