RAFAEL ALVES DE SOUZA FELIPE

**MODELAGEM E SIMULAÇÃO DO CIRCUITO DE BRITAGEM DE
CÓRREGO DO SÍTIO I COM DESENVOLVIMENTO DE MODELO
PARA MOINHO DE MARTELOS**

São Paulo

2019

RAFAEL ALVES DE SOUZA FELIPE

**MODELAGEM E SIMULAÇÃO DO CIRCUITO DE BRITAGEM DE
CÓRREGO DO SÍTIO I COM DESENVOLVIMENTO DE MODELO
PARA MOINHO DE MARTELOS**

Dissertação de Mestrado apresentado à
Escola Politécnica da Universidade de São
Paulo para obtenção do título de Mestre em
Ciências

Área de Concentração:
Engenharia Mineral

Orientador: Prof. Dr. Homero Delboni Jr

São Paulo

2019

Autorizo a reprodução e divulgação total ou parcial deste trabalho, por qualquer meio convencional ou eletrônico, para fins de estudo e pesquisa, desde que citada a fonte.

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

São Paulo, _____ de _____ de _____

Assinatura do autor: _____

Assinatura do orientador: _____

Catálogo-na-publicação

Alves de Souza Felipe, Rafael

MODELAGEM E SIMULAÇÃO DO CIRCUITO DE BRITAGEM DE
CÓRREGO DO SÍTIO I COM DESENVOLVIMENTO DE MODELO PARA
MOINHO DE MARTELOS / R. Alves de Souza Felipe -- versão corr. -- São
Paulo, 2019.

128 p.

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

1.Cominuição 2.Britagem 3.Moinho de Martelos 4.Britador de Impacto
I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de
Engenharia de Minas e Petróleo II.t.

À minha família e amigos, pelo incentivo,
apoio e compreensão nos momentos mais
difíceis.

AGRADECIMENTOS

Agradeço primeiramente aos meus pais por todo amor, apoio e paciência sempre demonstrados a mim através de grandes e pequenos gestos. Admiro os sacrifícios que fizeram por meu sucesso, e só espero um dia ter a capacidade de fazer por meus filhos pelo menos metade do que eles fazem e fizeram por mim.

Agradeço à minha namorada Camila, fonte de inspiração e incentivo para finalizar este trabalho. Obrigado pelo apoio e confiança nas horas mais críticas.

Agradeço ao professor Dr. Homero Delboni Jr., pelo ensinamento concedido, pelo exemplo que é e pela dedicação e orientação, não só neste trabalho, mas durante toda minha trajetória acadêmica e profissional.

Agradeço a todos os amigos que fiz nesta jornada incrível que é a vida, dos quais seria injusto não citar: Ximbinha, Federado, Daniel, Rogério, Pagode, Marcos, Luís, Igor, Josi, Livia, Dimas, José, Caroo, Marcella, Sávio, Caetano, Eduardo, Peruíbe, Kiwi entre tantos outros.

Agradeço aos técnicos de laboratório que tornaram a execução deste trabalho possível, em especial ao meu amigo Rogério de Almeida, que me forneceu todo o apoio necessário para execução dos ensaios, além da ajuda vinda de Juninho e Rosendo.

Agradeço ao pessoal do trabalho peço apoio e compreensão das dificuldades impostas por este trabalho, em especial Caio, Gatti, Vivi e Angela.

Agradeço também a todo suporte dado pelos amigos Thiago Jatobá, Wellington Lacerda e Vitor Giacon, que contribuíram imensamente para elaboração deste trabalho através de proveitosas discussões.

Por fim, agradeço à CAPES pela bolsa disponibilizada para a realização do estudo e à Anglo Gold Ashanti pelo suporte oferecido ao trabalho.

“Procure ser um homem de
valor, em vez de ser um homem
de sucesso”
(Albert Einstein)

Resumo

Etapas de cominuição representam uma grande parcela do capital e custo operacional em uma usina de processamento mineral. Em 1983, Cohen estimou que os processos de cominuição podem ser responsáveis por 30% a 50% do consumo energético da usina representando tipicamente 50% dos custos operacionais de uma mineração. Sendo assim, sua otimização está diretamente relacionada com a redução destes custos de operação. Entre os equipamentos de britagem, o moinho de martelos é aquele dedicado às operações que visam a alta taxa de redução com geração controlada de finos. Este britador é recomendado para minérios friáveis e pouco abrasivos, apresentando alta capacidade produtiva. O presente trabalho tem por objetivo propor e validar um modelo matemático para modelagem e simulação de moinho de martelos, visando a simulação do circuito da britagem industrial de beneficiamento de minério de ouro do Córrego do Sítio I, localizada em Santa Bárbara - MG. As simulações visaram identificar gargalos operacionais e estabelecer cenários que permitam otimizar o circuito estudado. A amostragem foi executada conforme o plano traçado. As amostras obtidas foram utilizadas tanto para a caracterização do minério quanto para a calibração do modelo do Caso Base da operação da usina. As simulações indicaram acréscimos significativos de vazão de alimentação na usina, a partir do aumento da velocidade de rotação do moinho de martelos, com uma tendência de geração maior de finos no processo. Para simulação do aumento de velocidade de rotação dos martelos foi criado um modelo com base na energia de quebra das partículas, associada aos incrementos correspondentes na energia cinética dos martelos. A fim de validar o modelo proposto, foram planejados ensaios específicos em moinho de martelos de laboratório, e executados com o mesmo minério alimentado na usina industrial selecionada. Os ensaios consistiram em variações de velocidade de rotação dos martelos, de forma a corresponder às simulações anteriormente realizadas do equipamento industrial. O modelo criado foi validado com base em campanha experimental específica.

Palavras-chave: Cominuição, britagem, moinho de martelos, britador de impacto, quebra

Abstract

Comminution represents a large portion of the capital and operating cost of a mineral processing plant. In 1983, Cohen estimated that comminution processes could account for 30% to 50% of the power consumption of the mill, and typically represents 50% of the operating costs of a mine. Therefore, its optimization is directly related to reduction of these operating costs. Among the crushing equipment, the hammer mill is one which is dedicated to operations that aim for high reduction ratio with controlled generation of fines. This crusher is recommended for friable and low abrasive ores presenting a high productive capacity. This study aims to develop a stepwise approach that allows the use of the classical crusher model (Whiten-Andersen) in modeling and simulation of circuits containing a hammer mill, simulating the resulting product according to variation of rotation speed within the equipment. The existing model for crushers developed by Whiten-Andersen considers the Perfect Mixing Model, which represents crushing through equations related to selection and breakage functions, that provide an equilibrium condition. The present work aims at the validation of a mathematical model of hammer mill, aiming at a simulation of the circuit of the industrial crushing of gold ore of Córrego do Sítio I, located in Santa Bárbara - MG. The simulations aimed at identifying operational bottlenecks and establishing scenarios that allow optimizing the studied circuit. Sampling was performed according to the drawn plan. The samples obtained were used both for the characterization of the ore and for the calibration of the Base Case model of the plant operation. The simulations indicated significant increases in feed flow at the plant, due to the increase in the speed of rotation of the hammer mill, with a trend of higher generation of fines in the process. To simulate the increase of rotational velocity of the hammers, a model was created based on the energy of breaking of the particles, associated to the corresponding increments in the kinetic energy of the hammers. In order to validate the proposed model, specific tests were planned in laboratory hammer mill, and executed with the same ore fed in the selected industrial plant. The tests consisted of variations in the speed of rotation of the hammers, in order to correspond to the previous simulations of the industrial equipment. The model created was validated based on specific experimental campaign.

Key words: Comminution, crushing, hammer mill, impact crusher, breakage

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1. Circuitos de Cominuição.....	16
Figura 2. Mecanismos de fragmentação	18
Figura 3. Aplicabilidade das teorias de cominuição	22
Figura 4. Corte esquemático de britadores de mandíbulas.....	25
Figura 5. Corte esquemático de um britador giratório	26
Figura 6. Corte esquemático de um britador cônico	27
Figura 7. Corte esquemático de um britador de impacto.....	28
Figura 8. Corte esquemático de um moinho de martelos	29
Figura 9. Representação dos eventos de fragmentação para um instante Δt em um moinho	32
Figura 10. Distribuição do parâmetro r/d^*	35
Figura 11. Representação Esquemática do modelo Whiten-Andersen	37
Figura 12. Função Seleção	39
Figura 13. Curvas de determinação de t_n a partir de t_{10}	41
Figura 14. Representação de Todos os Componentes do Erro Global de Estimativa	43
Figura 15. Visão esquemática do ensaio de impacto de Bond.....	44
Figura 16. Representação da relação Energia versus Fragmentação.....	47
Figura 17. Fluxograma de estudo	49
Figura 18. Usina HL de Córrego do Sítio I.....	50
Figura 19. Fluxograma do circuito de Córrego do Sítio I.....	51
Figura 20. Moinho de martelos de CsS I.....	53
Figura 21. Fluxograma do circuito de CdS I e pontos de amostragem selecionados.....	55
Figura 22. Pilha de Homogeneização	57
Figura 23. Sequência de medidas tomadas durante o ensaio de Picnometria.....	59
Figura 24. Proveta utilizada para determinação da densidade aparente.....	60
Figura 25. AI - Equipamento e detalhes do funcionamento.	64
Figura 26. Estimativa de parâmetros de modelos	67
Figura 27. Simulação para condições operacionais definidas.....	68
Figura 28. Fluxograma do modelo proposto	71
Figura 29. Distribuições granulométricas dos fluxos amostrados	73
Figura 30. Curvas t_n versus t_{10} – Minério de Transição.....	77
Figura 31. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Caso Base.....	80
Figura 32. Curvas de distribuições granulométricas do circuito de britagem HL – Caso Base.	82
Figura 33. Curva t_{10} versus Energia Específica – Minério de Transição.....	85
Figura 34. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário I.....	87
Figura 35. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário II.....	89
Figura 36. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário III.....	91
Figura 37. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário IV.	93
Figura 38. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário V.	95
Figura 39. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário VI.	97
Figura 40. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário VII.	99

Figura 41. Moinho de martelos disponível no LTM - USP	103
Figura 42. Compilado de Distribuições Granulométricas dos Ensaios	105
Figura 43. Relação entre P_{80} de produto e velocidade de rotação dos martelos	106
Figura 44. Porcentagem passante na malha de corte da usina	106
Figura 45. Geração de Finos	107
Figura 46. Fluxograma Cenário I – 279 rpm	109
Figura 47. Fluxograma Cenário II – 420 rpm	110
Figura 48. Fluxograma Cenário III – 560 rpm	111
Figura 49. Fluxograma Cenário IV – 630 rpm	112
Figura 50. Fluxograma Cenário V – 700 rpm	113
Figura 51. Fluxograma Cenário VI – 841 rpm	114
Figura 52. Fluxograma Cenário VII – 926 rpm	115
Figura 53. Distribuições granulométricas das simulações	116
Figura 54. Cenário I – 279 rpm	116
Figura 55. Cenário II – 420 rpm	117
Figura 56. Cenário III – 420 rpm	117
Figura 57. Cenário IV – 630 rpm	118
Figura 58. Cenário V – 700 rpm	118
Figura 59. Cenário VI – 841 rpm	119
Figura 60. Cenário VII – 926 rpm	119
Figura 61. P_{80} Ensaiado vs Simulado	120
Figura 62. Porcentagem passante na malha 19,1 mm. Ensaiado vs Simulado	121
Figura 63. Geração de finos Ensaiado vs Simulado	122
Figura 64. Desvio do modelo para geração de finos	123
Figura 65. % passante na malha 6,35 mm Ensaiado vs Simulado após aplicar o fator de correção... ..	124

LISTA DE TABELAS

Tabela 1. Estágios de britagem	23
Tabela 2. Distribuição granulométrica normalizada do produto de testes de caracterização de amostras.....	42
Tabela 3. Faixas granulométricas para ensaio de DWT.....	46
Tabela 4. Classificação da resistência ao impacto conforme IQ	48
Tabela 5. Especificação dos lotes para o ensaio de DWT.....	61
Tabela 6. Distribuição dos diâmetros de bola na carga moedora.....	62
Tabela 7. Classificação dos valores de <i>Bond Work Index</i>	63
Tabela 8. Faixas de classificação do Índice de Abrasão.....	65
Tabela 9. Valores típicos de AI de Bond.....	66
Tabela 10. Amostras obtidas.....	72
Tabela 11. Distribuições granulométricas experimentais do circuito de britagem HL – Primeira campanha de amostragem.....	73
Tabela 12. Massa específica dos sólidos (g/cm^3).	74
Tabela 13. Densidade aparente.	75
Tabela 14. Resultados detalhados ensaio DWT	76
Tabela 15. Resultados dos ensaios de <i>DWT</i>	76
Tabela 16. Matriz quebra.	77
Tabela 17. Resultado detalhado do ensaio de WI de Bond.	78
Tabela 18. Resultado ensaio WI de Bond.....	78
Tabela 19. Resultado detalhado do ensaio de AI de Bond.....	79
Tabela 20. Resultado final ensaio de AI de Bond	79
Tabela 21. Condições operacionais e equipamentos do circuito de britagem HL – Caso Base.	80
Tabela 22. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Caso Base.....	81
Tabela 23. Desempenho do circuito de britagem HL – Caso Base.....	83
Tabela 24. Desempenho da peneira do circuito de britagem HL – Caso Base.....	83
Tabela 25. Cálculo da área de peneiramento da peneira do circuito de britagem HL – Caso Base.	84
Tabela 26. Cenários Simulados.....	86
Tabela 27. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário I.	88
Tabela 28. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário II.	90
Tabela 29. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário III.	92
Tabela 30. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário IV.	94
Tabela 31. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário V.	96
Tabela 32. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário VI.	98
Tabela 33. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário VII.	100
Tabela 34. Sumário de resultados dos cenários simulados para aumento de capacidade do circuito de britagem HL da AGA-CdS I.....	101
Tabela 35. Granulometria de alimentação dos ensaios.....	104
Tabela 36. Ensaios realizados - parâmetros.....	104
Tabela 37. Ensaios realizados - resultados.....	105

Tabela 38. Parâmetros de simulação	108
Tabela 39. Simulações realizadas	115
Tabela 40. Comparação entre valores de P_{80}	120
Tabela 41. Comparação entre os valores de porcentagem passante na malha 19,1 mm	121
Tabela 42. Comparação entre os valores de % passante na malha 6,35 mm	122
Tabela 43. Comparação entre os valores de % passante na malha 6,35 mm após aplicar o fator de correção	123

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO.....	14
2	OBJETIVOS.....	14
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	15
3.1	COMINUIÇÃO	15
3.1.1	MECANISMOS DE FRAGMENTAÇÃO	17
3.2	TEORIAS DE COMINUIÇÃO	18
3.2.1	PRIMEIRA APROXIMAÇÃO – <i>RITTINGER</i>	19
3.2.2	SEGUNDA APROXIMAÇÃO – <i>KICK</i>	20
3.2.3	TERCEIRA APROXIMAÇÃO – <i>BOND</i>	21
3.2.4	APROXIMAÇÃO GERAL DE CHARLES E HOLMES	21
3.3	BRITAGEM	22
3.3.1	EQUIPAMENTOS DE BRITAGEM	24
3.3.1.1	Britador de Mandíbulas.....	24
3.3.1.2	Britador Giratório	25
3.3.1.3	Britador Cônico.....	26
3.3.1.4	Britador de Impacto	28
3.3.1.5	Moinho de Martelos.....	28
3.4	MODELOS MATEMÁTICOS DE COMINUIÇÃO	30
3.4.1	MODELO DE BALANÇO POPULACIONAL	30
3.4.2	MODELO DO MISTURADOR PERFEITO.....	32
3.4.3	MODELO PARA BRITADORES.....	35
3.4.3.1	Modelo Clássico para Britadores.....	35
3.5	AMOSTRAGEM	42
3.6	CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DO MATERIAL	43
3.6.1	ENSAIO DE IMPACTO DE <i>BOND</i>	44
3.6.2	ENSAIO DE QUEDA DE PESO – <i>DWT</i> COMPLETO	45
4	MATERIAIS E MÉTODOS.....	48
4.1	OPERAÇÃO Córrego do Sítio I.....	50
4.2	AMOSTRAGEM DO CIRCUITO	54
4.2.1	PONTOS DE AMOSTRAGEM.....	54
4.2.2	PROCEDIMENTOS ANTERIORES A AMOSTRAGEM	55
4.3	CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DO MATERIAL	56
4.3.1	RECEPÇÃO DE AMOSTRAS, HOMOGENEIZAÇÃO E QUARTEAMENTO	56
4.3.2	DETERMINAÇÃO DAS DISTRIBUIÇÕES GRANULOMÉTRICAS	57
4.3.3	PICNOMETRIA	58

4.3.4	DETERMINAÇÃO DA DENSIDADE APARENTE.....	59
4.3.5	ENSAIO DE QUEDA DE PESO (DWT)	60
4.3.6	ENSAIO DE DETERMINAÇÃO DO ÍNDICE DE BOND (WI).....	61
4.4	ENSAIO DE ÍNDICE DE ABRASÃO (AI)	63
4.4.1.1	Equipamento	63
4.4.1.2	Procedimentos	64
4.4.1.3	Classificação e Valores Típicos	65
4.5	MODELAGEM E SIMULAÇÃO	66
4.5.1	DESCRIÇÃO	66
5	CRIAÇÃO DO MODELO.....	69
5.1	PREPARAÇÃO	69
5.2	MODELO DESENVOLVIDO	69
6	RESULTADOS E DISCUSSÃO	71
6.1.1	AMOSTRAGEM	71
6.2	CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DO MINÉRIO	72
6.2.1	DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DOS FLUXOS AMOSTRADOS	72
6.2.2	PICNOMETRIA	74
6.2.3	DENSIDADE APARENTE.....	74
6.2.4	DWT.....	75
6.2.5	WI.....	77
6.2.6	AI	78
6.3	CASO BASE.....	79
6.3.1	BALANÇO DE MASSAS	80
6.3.2	DIAGNÓSTICO DE OPERAÇÃO DA USINA	81
7	SIMULAÇÕES DO CIRCUITO INTEGRADO	85
8	VALIDAÇÃO DO MODELO	102
8.1	DESCRIÇÃO DO ENSAIO DE BANCADA	102
8.2	RESULTADOS OBTIDOS NO ENSAIO DE BANCADA	105
8.3	SIMULAÇÃO DOS ENSAIOS.....	107
8.4	ADERÊNCIA ENTRE ENSAIOS E SIMULAÇÕES	116
9	CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES	124
	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	126

1 INTRODUÇÃO

Pode-se definir o processo de cominuição como a redução controlada do tamanho de partículas minerais através da aplicação de energia, usualmente através dos mecanismos de impacto, compressão, abrasão e atrição. São três as etapas de cominuição na indústria mineral, cada qual caracterizada pela granulometria do produto gerado: desmonte (produto com várias centenas de milímetros), britagem (produto com dezenas de milímetros) e moagem (produto com centenas ou dezenas de micrômetros).

Etapas de cominuição representam uma grande parcela do capital e custo operacional em uma usina de processamento mineral. Cohen (1983) estimou que os processos de cominuição podem ser responsáveis por 30% a 50% do consumo energético da usina, podendo chegar até 70% para minérios tenazes, e representam tipicamente 50% dos custos operacionais de uma mineração. Sendo assim, sua otimização está diretamente relacionada com a redução destes custos de operação.

Atualmente, a simulação através de recursos computacionais é uma prática consagrada no dimensionamento e otimização dos circuitos industriais de cominuição e classificação. A simulação é um recurso adequado para avaliar o desempenho de circuitos de cominuição, além de determinar a interação entre as diversas unidades do circuito, permitindo mudanças na configuração do circuito proposto. Além disso, a simulação fornece detalhes completos do circuito, incluindo distribuições granulométricas, vazões de sólidos e de água.

2 OBJETIVOS

O presente trabalho tem por objetivo a criação e validação de um modelo matemático de moinho de martelos, visando a simulação do circuito de britagem da usina industrial de beneficiamento de minério de ouro de Córrego do Sítio I, localizada em Santa Bárbara – MG. As simulações visaram identificar gargalos operacionais e estabelecer cenários que permitam otimizar o circuito estudado.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1 COMINUIÇÃO

Na área de beneficiamento mineral, define-se como cominuição o processo de redução controlada do tamanho de partículas, através da aplicação de energia e ação dos mecanismos de impacto, compressão, abrasão e atrição.

São finalidades do processo de cominuição (CHAVES, 2012):

- Obtenção de produto com granulometria e/ou forma pré-determinada;
- Liberação de minerais de interesse dos minerais de ganga, para posterior concentração;
- Adequação da área específica para reações químicas subsequentes;
- Ajuste de granulometria para manuseio e/ou transporte do material.

O primeiro estágio da cominuição é o desmonte, sendo a britagem e moagem os estágios subsequentes. O método de cominuição é classificado de acordo com a granulometria do minério e os mecanismos de fragmentação envolvidos. Ressalta-se que os processos de cominuição podem ser executados via seco ou via úmido (com ou sem adição de água ao processo) (CHAVES, 2012).

O processo de britagem lida com minério mais grosseiro (alimentação de *R.O.M.* até produtos de dezenas de centímetros), e os principais mecanismos de fragmentação são compressão e impacto (CHAVES, 2012). Nesta etapa, a aplicação de energia nas partículas minerais ocorre de maneira praticamente individualizada, resultando em uma energia elevada por partícula, embora a energia total aplicada por unidade de massa seja relativamente baixa (KELLY & SPOTTISWOOD, 1982). É geralmente um processo executado a seco.

O processo de moagem, exceto em moinhos autógenos e semi-autógenos, lida com minério de granulometria mais fina, e pode gerar produtos da ordem de centenas ou até dezenas de micrômetros. Todos os mecanismos de fragmentação são atuantes (CHAVES, 2012), com destaque para impacto e compressão para partículas mais grossas e abrasão e atrição para partículas mais finas. Nesta etapa, a energia aplicada se distribui sobre um grande número de partículas, logo a energia aplicada por partícula é pequena. Entretanto, devido à característica da granulometria (fina), a energia total por unidade de massa na moagem é bastante elevada (KELLY & SPOTTISWOOD, 1982). É um processo geralmente executado via úmida.

Destaca-se a importância para o beneficiamento da distribuição granulométrica gerada por etapa do processo de cominuição, uma vez que esta modula o desempenho das etapas

subsequentes de concentração, quer seja densitária, flotação, lixiviação, entre outros. Nestes processos em particular, a presença de finos ou grossos em excesso pode ser deletéria, promovendo diminuição na recuperação do mineral de interesse.

Circuitos de cominuição podem ser configurados de forma aberta ou fechada. Define-se como circuito aberto aquele no qual o produto do processo é encaminhado diretamente para a próxima etapa do processo. Em circuitos fechados, o material cominuído é submetido a uma etapa de separação por tamanhos, de tal maneira que a fração considerada grossa retorne ao equipamento de cominuição (fluxo denominado “carga circulante”), enquanto o material considerado fino segue para a próxima etapa do processo, controlando-se assim o tamanho máximo do produto do circuito.

Circuitos abertos são geralmente utilizados em etapas intermediárias do processo, enquanto o circuito fechado é utilizado quando um controle da granulometria do produto da etapa se faz necessário. Circuitos fechados são mais eficientes na obtenção da granulometria desejada, o que evita sobremoagem e, conseqüentemente, diminui o consumo energético (NAPIER-MUNN, 1996), este tipo de circuito pode assumir duas configurações:

- Circuito fechado configuração direta: Minério é alimentado no equipamento de cominuição e posteriormente classificado;
- Circuito fechado configuração reversa: Minério é primeiramente submetido à classificação e apenas a fração grossa é encaminhada ao equipamento de cominuição. Do equipamento de cominuição, o minério volta a ser classificado e apenas a fração fina é considerada produto.

A Figura 1 a seguir exibe os tipos de circuitos de cominuição utilizados no beneficiamento de minérios.

Figura 1. Circuitos de Cominuição

A) Circuito aberto sem peneiramento prévio; B) Circuito aberto com peneiramento prévio; C) Circuito fechado configuração reversa; D) Circuito fechado configuração direta.

Fonte: arquivo pessoal

Processos de cominuição apresentam baixa eficiência mecânica e são grandes consumidores de energia. Estima-se que até 99% da energia aplicada à cominuição de partículas minerais seja dissipada na forma de energia térmica e sonora. Beraldo (1987) estimou a eficiência da moagem na ordem de 2% a 3%.

3.1.1 MECANISMOS DE FRAGMENTAÇÃO

A fragmentação de uma partícula mineral tende a ocorrer ao longo de pontos ou planos de fraqueza, ou de falhas na estrutura atômica da partícula. Estes pontos de fragmentação surgem devido à baixa homogeneidade das partículas minerais, com variações significativas macro e micro estruturais. Logo, a forma como a fragmentação ocorre, bem como a energia envolvida na quebra, dependem da natureza das partículas e das forças aplicadas.

De acordo com Beraldo (1987), são três os mecanismos de fragmentação presentes nos processos de cominuição: impacto, compressão e abrasão (inclui-se aqui também o mecanismo de atrição).

- Impacto: a força é aplicada de forma rápida e com intensidade bastante superior à resistência da partícula. Sua ação gera um produto com marcante presença de partículas finas.
- Compressão: a força é aplicada de forma lenta, gerando propagação de fraturas pré-existentes no material. Sua ação gera um produto com poucos finos.
- Abrasão/atrição: força de atrição e cisalhamento são aplicadas à superfície das partículas, ação ocorre entre partículas (abrasão) ou entre partícula e corpo moedor (atrição). Gera partículas finas e pequena diminuição do tamanho original.

A Figura 2 abaixo exhibe os mecanismos de fragmentação utilizados por equipamentos de britagem.

Fonte: Adaptado de Chierigati (2001)

Alguns fatores ou propriedades do material a ser cominuído afetam a quantidade de energia necessária à fragmentação do material. Dentre estes fatores destaca-se:

- Existência de fraturas no minério: reduz a energia requerida à fragmentação;
- Maior fragilidade do minério: menor quantidade de energia requerida à fragmentação;
- Maior quantidade de material grosso: maior quantidade de energia requerida à fragmentação;
- Cominuição via úmido: menor quantidade de energia requerida à fragmentação.

3.2 TEORIAS DE COMINUIÇÃO

Historicamente, estudos relacionados aos processos de cominuição tiveram como foco a estimativa da energia consumida, que representa parcela significativa dos custos operacionais de uma usina. Tais estudos associavam a energia consumida ao grau de redução obtido, expresso através de um parâmetro referente à curva granulométrica. Este parâmetro é geralmente a malha na qual determinada porcentagem do material é passante (50%, 80%, 90% ou 95%).

Nos experimentos e estudos realizados através dos anos, sempre foi claro que para a obtenção de relações similares de redução, quanto menor a granulometria do produto desejado, maior é a energia requerida (LYNCH, 1977). Outra observação importante é que a relação entre a fragmentação e a energia consumida é inversamente proporcional a uma função-potência do tamanho de partícula, de acordo com a Equação 1 a seguir (CHARLES, 1957).

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

Equação 1. Cálculo da energia de fragmentação necessária

Onde,

- dE = incremento de energia aplicada a uma massa unitária de minério;
 dx = incremento na diminuição de tamanho das partículas;
 x = tamanho das partículas;
 K = constante dependente do minério;
 n = expoente dependente da lei considerada.

A partir da relação de Charles (1957), diferentes teorias relacionadas à energia de fragmentação foram propostas, cada qual com sua interpretação da Equação 1. Diferentes pesquisadores propuseram hipóteses para a estimativa da constante n . Três destas teorias possuem amplo conhecimento da indústria mineral, são as chamadas “leis da cominuição”, as quais são correlações entre energia aplicada e uma ou mais características físicas das partículas, tais como volume ou área superficial.

3.2.1 PRIMEIRA APROXIMAÇÃO – *RITTINGER*

A teoria proposta por Rittinger em 1867 afirma que a energia específica necessária para a fragmentação da partícula mineral é diretamente proporcional à área da nova superfície gerada. Desta afirmação, chega-se na Equação 2, referente ao consumo energético na cominuição.

$$E = K \left(\frac{1}{D_p} - \frac{1}{D_f} \right)$$

Equação 2. Consumo energético específico de fragmentação – Rittinger

Onde,

- E = Energia específica (kWh/t);
 K = Constante de proporcionalidade (kWh/t);
 D_p e D_f = Diâmetros do produto e da alimentação, respectivamente.

Outro método possível para a determinação do consumo energético específico para fragmentação de uma partícula utiliza a determinação da área específica da partícula através do

permeâmetro Blaine. Com a determinação da área específica, pode-se obter o consumo de energia por Rittinger de acordo com a Equação 3 a seguir.

$$E = K (S_p - S_f)$$

Equação 3. Consumo energético específico de fragmentação pela área específica – Rittinger

Onde:

E = energia específica (kWh/t);

K = constante de proporcionalidade (kWh/t);

S_p, S_f = área da superfície do produto e da alimentação, respectivamente.

Ressalta-se que esta teoria se utilizou de grandes simplificações, uma vez que Rittinger assumiu que toda energia consumida é transferida ao minério a ser fragmentado e não considerou a deformação que ocorre *a priori* da fragmentação das partículas (BOND, 1983).

Apesar disto, Figueira; Almeida e Pereira Neto (1995), propuseram utilizar o tamanho 80% passante para D_p e D_f (Equação 2) e consideraram este modelo aplicável em operações de moagem com relações de redução¹ próximas a seis.

3.2.2 SEGUNDA APROXIMAÇÃO – KICK

A teoria proposta por Kick em 1883 afirma que a energia específica necessária para deformar e fragmentar partículas homogêneas é diretamente proporcional à redução de volume destas. O desenvolvimento matemático da teoria de Kick é apresentado na Equação 4 a seguir.

$$E = K \ln \left(\frac{D_f}{D_p} \right)$$

Equação 4. Consumo energético específico de fragmentação – Kick

Onde,

E = Energia específica (kWh/t);

K = Constante de proporcionalidade (kWh/t);

D_p e D_f = Diâmetros do produto e da alimentação, respectivamente.

As variáveis são as mesmas da teoria de Rittinger.

¹ Define-se como relação de redução a razão entre o diâmetro de alimentação e o diâmetro do produto

Embora a teoria de Kick seja aplicável para materiais homogêneos, sua aplicabilidade na cominuição de partículas minerais nem sempre será fiel ao que acontece na prática, devido à influências de fraturas e outras zonas de fraqueza existentes nas partículas minerais.

Estudos apontam que a teoria de Kick é aplicável no cálculo do consumo energético específico de partículas de granulometria grosseira (com diâmetro de alimentação máximo de 4 mm).

3.2.3 TERCEIRA APROXIMAÇÃO – BOND

A teoria proposta por Bond em 1952 surgiu como resultado de um extenso trabalho experimental e da análise de inúmeros processos industriais. Bond sugeriu que a energia específica necessária à fragmentação da partícula mineral é inversamente proporcional à raiz quadrada do diâmetro das partículas. Empiricamente então, Bond chegou à Equação 5 a seguir.

$$E = K \left(\frac{1}{\sqrt{D_p}} - \frac{1}{\sqrt{D_f}} \right)$$

Equação 5. Consumo energético específico de fragmentação – Bond

Onde,

E = Energia específica (kWh/st);

K = Constante de proporcionalidade (kWh/st);

D_p e D_f = Diâmetros² do produto e da alimentação, respectivamente (μm).

A constante K foi definida por Bond como 10 x WI. O índice WI (*Work Index*) criado por Bond determina uma característica do minério, indicando o trabalho, em kWh, necessário para a fragmentação de 1 tonelada curta (908 kg) de material desde um tamanho infinito até um produto com 80% de material passante na malha de abertura 100 μm (PEREIRA, 1989). Este índice pode ser determinado através de ensaios de bancada de laboratório, através de um procedimento desenvolvido e padronizado por Bond (1961).

3.2.4 APROXIMAÇÃO GERAL DE CHARLES E HOLMES

Em 1957, Charles e Holmes apresentaram, independentemente, uma relação para o cálculo da energia específica necessária à fragmentação na qual o expoente do tamanho assume o valor de uma variável *n*, cujo valor deve variar entre zero e um. A expressão simplificada proposta é apresentada na Equação 6 a seguir.

² Diâmetro no qual 80% das partículas minerais são passantes (D₈₀)

$$E = K \left(\frac{1}{d_p^{(n-1)}} - \frac{1}{d_f^{(n-1)}} \right)$$

Equação 6. Consumo energético específico de fragmentação – Charles e Holmes

Estudos de Prasher (1987) sugerem que todas as expressões que correlacionam a energia específica consumida e a fragmentação resultante necessitam de correções para correta aplicação.

Utilizando a teoria proposta por Charles e Holmes, Hukki, em 1961, apontou regiões de aplicabilidade para cada expressão já discutida nesta Seção. Segundo seus estudos, a teoria de Kick é mais apropriada para britagem, enquanto a lei de Bond é mais adequada para moagem de barras e bolas, e a hipótese de Rittinger para frações ultrafinas, como pode ser observado na Figura 3 a seguir.

Fonte: Adaptado de Hukki, 1961

3.3 BRITAGEM

Napier-Munn (2006) define a britagem como o primeiro estágio mecânico da cominuição de um material em uma operação mineira, e o primeiro estágio dentro de uma usina de beneficiamento. Neste processo, as partículas mais grosseiras são cominuídas através da ação, principalmente, de forças de impacto e compressão (CHAVES, 2012).

Chaves (2012) descreve a britagem como uma operação que apresenta os seguintes aspectos:

- Fratura se desenvolve segundo as tensões principais de cisalhamento;
- Tende a apresentar como produto partículas com certa cubicidade e faces relativamente planas;
- Tem, necessariamente, baixa relação de redução.

É papel do engenheiro tratamentista selecionar a rota de britagem para o minério, assim como definir qual o equipamento mais eficiente para cada estágio da britagem adotada. Para tanto, se deve analisar determinados fatores chave para a seleção do equipamento de britagem, que são (Major, 2002):

- Vazão de alimentação da planta;
- Tamanho de alimentação, com especial atenção ao *Top Size*;
- Granulometria de produto desejada;
- Fatores climáticos, com atenção especial a umidade do ambiente (minério);
- Sequência do processo de beneficiamento.

Quanto à rota de britagem, Chaves aponta a divisão do processo de britagem em até 4 estágios, cujas características básicas são apresentadas na Tabela 1 a seguir.

Tabela 1. Estágios de britagem

Estágio	Relação de redução	Tamanho máximo	
		Alimentação	Produto
Britagem primária	8:1	150 a 75 cm	30 a 10 cm
Britagem secundária	6 a 8:1	65 cm	10 a 2 cm
Britagem terciária	4 a 6:1	Depende da câmara do britador	2,5 cm a 3,2 mm
Britagem quaternária	até 20:1	75 ou 30 mm	0,6 mm

Fonte: Adaptado de Chaves, 2012

Napier-Munn (2006) e Major (2002) apresentam a seguinte descrição para cada estágio da britagem.

A britagem primária é responsável pela recepção do R.O.M. (*Run of Mine*). A função do britador primário é reduzir o minério alimentado para uma granulometria adequada para a alimentação do processo subsequente a ele. Este processo pode ser a alimentação de um britador secundário, a alimentação de um moinho autógeno ou semiautógeno ou mesmo a disposição do minério em pilhas de lixiviação. Sua operação é majoritariamente em circuito aberto podendo ou não apresentar uma fase de escalpe através de grelha. Os principais equipamentos utilizados neste estágio são o britador giratório e o britador de mandíbulas, além de britadores tipo *sizer*.

A britagem secundária é responsável por recepcionar o produto da britagem primária, normalmente com *top size* abaixo de 15 cm, facilitando o manuseio do material. Tal situação

possibilita uma constituição muito menos robusta dos equipamentos selecionados para esta etapa. É o estágio responsável pela produção de produto intermediário ou final da britagem. Sua operação pode ser realizada tanto em circuito aberto quanto em circuito fechado, sendo a configuração mais comum de operação uma peneira vibratória cujo material retido é enviado ao britador. Os principais equipamentos utilizados neste estágio são o britador cônico e britador de impacto.

A britagem terciária é responsável por recepcionar o produto da britagem secundária, normalmente com *top size* abaixo de 37 mm. É geralmente o estágio responsável pela produção de produto final da britagem, que pode já ser enviado à moagem. Quando este estágio é responsável pela produção de produto final, é usual se observar sua operação em circuito fechado, seja este reverso ou direto. Os principais equipamentos utilizados neste estágio são o britador cônico, britador de impacto e o HPGR (*High Pressure Grinding Rolls*).

A britagem quaternária é geralmente incluída em processos que necessitam de um produto de britagem seco apresentando granulometria fina. Usualmente britadores de impacto com eixo vertical (VSI) são responsáveis por este estágio de britagem, podendo gerar produtos com *top size* tão finos quanto 800 µm.

3.3.1 EQUIPAMENTOS DE BRITAGEM

Com base nos estudos de Chaves (2012), Luz et al. (2010), Napier-Munn (2006) e Major (2002), descreve-se brevemente nesta seção os equipamentos de britagem clássicos. Por fim, será descrito detalhadamente o moinho de martelos, objeto de estudo principal desta pesquisa.

3.3.1.1 BRITADOR DE MANDÍBULAS

Os britadores de mandíbulas são equipamentos que proporcionam um grande poder de fragmentação com simplicidade de operação e manutenção. Ele é composto por duas placas metálicas (mandíbulas), dispostas de tal forma que uma mandíbula permanece fixa e, a outra, móvel, formando uma câmara com a diminuição progressiva do volume no sentido de cima para baixo.

Pode ser encontrado em configuração de um eixo ou dois eixos – tipo Blake, a diferença entre estas configurações é o mecanismo de acionamento da mandíbula móvel. Nos britadores de dois eixos, o movimento da mandíbula é pendular, enquanto que na configuração de um eixo seu movimento é elíptico. O britador de dois eixos normalmente é o escolhido para a

cominuição de materiais mais abrasivos, pois seu movimento pendular reduz o desgaste do revestimento das mandíbulas, proporcionando uma diminuição considerável do custo operacional. Entretanto, o modelo apresenta custo capital aproximadamente 50% mais elevado que os britadores de um eixo. A Figura 4 mostra um esquema construtivo de britadores de mandíbulas.

Figura 4. Corte esquemático de britadores de mandíbulas

A)2 eixos; B)1 eixo

Fonte: Retirado de Chaves, 2012

Os fragmentos são alimentados na parte superior da câmara e submetidos a uma força de compressão provocada pelo movimento da mandíbula móvel ante a mandíbula fixa. Conforme as partículas são fragmentadas, as mesmas fluem de cima para baixo, alcançando posições progressivamente mais baixas na câmara, e sofrendo sucessivas fragmentações, até que atinjam a seção de saída sendo, portanto, descarregadas da câmara de britagem. As partículas são, portanto, fragmentadas principalmente pelo mecanismo de compressão. Em britadores de um eixo, o mecanismo de abrasão também se faz presente na fragmentação das partículas, devido ao movimento na direção vertical da mandíbula móvel.

3.3.1.2 **BRITADOR GIRATÓRIO**

Britadores giratórios são equipamentos robustos, utilizados para a britagem primária de minério lavrado, apresentando grande capacidade em termos de vazão. Sua estrutura consiste essencialmente em um elemento móvel, denominado cone, e um elemento fixo, o manto (também chamado de côncavo). O cone – que é sustentado por um outro elemento fixo, a aranha – possui um movimento excêntrico, se aproximando e se afastando das paredes internas do

manto movimento recessivo circular. Apresenta baixo custo operacional e grande seção de alimentação. Seu esquema construtivo pode ser observado na Figura 5.

Figura 5. Corte esquemático de um britador giratório

Fonte: Retirado de Chaves, 2012

Os fragmentos são alimentados na parte superior do equipamento e são submetidos a uma força de compressão provocada pelo movimento do cone ante o manto. Conforme as partículas são fragmentadas, as mesmas fluem de cima para baixo, alcançando posições progressivamente mais baixas na zona de quebra, e sofrendo sucessivas fragmentações, até que atinjam a seção de saída sendo, portanto, descarregadas do equipamento. As partículas são, portanto, fragmentadas principalmente pelo mecanismo de compressão, com alguma presença do mecanismo de abrasão provocada pelo cisalhamento entre o cone e as partículas ou entre partículas.

3.3.1.3 ***BRITADOR CÔNICO***

Britadores cônicos são equipamentos utilizados em etapas de britagem subsequentes a britagem primária. São equipamentos menos robustos, pois processam material já fragmentado pelos britadores primários. Tem construção e funcionamento muito similar aos britadores

3.3.1.4 **BRITADOR DE IMPACTO**

Como o próprio nome já sugere, neste equipamento o principal mecanismo de quebra aplicado é o impacto, diferentemente dos equipamentos previamente citados, nos quais o principal mecanismo de quebra aplicado é a compressão. Seu princípio de funcionamento consiste na movimentação de barras móveis, com rotação variando entre 500 e 3000 rpm. O material é alimentado no topo do britador e cai através da ação da gravidade, sendo o impactado pelas barras moveis, impacto este que lança a partícula para a câmara do britador, onde a mesma sofre um segundo impacto. Sua principal desvantagem de utilização é o elevado custo de manutenção e grande susceptibilidade a desgaste. A Figura 7 apresenta o esquema construtivo do equipamento.

Figura 7. Corte esquemático de um britador de impacto

Fonte: Retirado de LUZ et al., 2010

3.3.1.5 **MOINHO DE MARTELOS**

Dentre os equipamentos de cominuição por impacto, destaca-se neste estudo o moinho de martelos. Apesar de ser um equipamento de moagem, o moinho de martelos tem presença consagrada em circuitos de britagem utilizado geralmente em etapa secundaria na cominuição de minérios friáveis ou parcialmente friáveis, além de baixa abrasividade, tais como carvão e bauxita, entre outros.

O moinho de martelos pode ser constituído por duas, três ou quatro partes móveis, denominadas martelos (que podem ter massa de até 100 kg), submetidos a um movimento

giratório, com velocidades de 500 até 3000 rpm, dentro de uma câmara de impacto. Em sua saída, o equipamento pode ou não contar com grelhas. Os martelos têm em sua composição aço manganês ou, mais recentemente, ferro fundido nodular, contendo carboneto de cromo, materiais estes com extrema resistência à abrasão. O mesmo material pode ser encontrado na câmara de impacto. A Figura 8 ilustra o esquema construtivo do equipamento.

Figura 8. Corte esquemático de um moinho de martelos

Fonte: Retirado de Napier-Munn, 2006

O mecanismo de quebra de moinhos de martelos é semelhante ao descrito na seção 3.3.1.4, no qual partículas em queda livre são atingidas pelos martelos em movimento giratório e arremessadas contra a câmara de impacto. No caso de existência de grelha na composição do equipamento, os fragmentos grosseiros ficam retidos na câmara, sendo submetidos a impactos adicionais e/ou atrição (entre martelos e câmara de impacto ou grelha) até que o *top size* seja adequado para que a partícula passe pela grelha e deixe a câmara de moagem.

Observa-se aqui que há uma notável diferença entre materiais fragmentados por compressão e aqueles fragmentados por impacto. Partículas fragmentadas por compressão conservam tensões internas em seu interior, que podem induzir a fragmentação nos processos posteriores, fato este que não se repete em materiais fragmentados por impacto.

3.4 MODELOS MATEMÁTICOS DE COMINUIÇÃO

O modelo empírico e energético proposto por Bond tem grande aplicação na indústria mineral. Entretanto, outros autores apresentam modelos de utilização destacada na indústria mineral. Dentre estes, destacam-se Austin, Lynch e Whiten, cujos trabalhos apresentam equações paramétricas, empíricas ou fenomenológicas que associam as distribuições granulométricas de alimentação e de produto do equipamento selecionado.

As duas vertentes de modelagem cuja aplicação prática na indústria mineral foi bem-sucedida dividem os modelos de cominuição em duas classes (FOGGIATTO, 2009):

- Modelos fundamentais: consideram todos os elementos inerentes ao processo de cominuição, assim como os detalhes envolvidos no processo de fragmentação. Obtém relações entre as condições físicas dentro do equipamento e a fragmentação obtida no produto.
- Modelos fenomenológicos: consideram o equipamento de cominuição como um elemento de transformação da distribuição granulométrica da alimentação. Dentre estes modelos, destacam-se o modelo de balanço populacional, cujas principais vertentes são o modelo misturador perfeito e o modelo cinético.

3.4.1 MODELO DE BALANÇO POPULACIONAL

Como parte dos modelos fenomenológicos, também conhecidos como “*Black Box Models*” (BBM) ou Modelos da Caixa Preta, o modelo de balanço populacional prevê a distribuição granulométrica do produto a partir da distribuição granulométrica da alimentação e da caracterização de quebra do minério além de dados consolidados de operações similares.

Desenvolvido em 1947, por Epstein o modelo do balanço populacional, ou *Population Balance Model* (PBM), é amplamente aplicado desde sua criação, tanto na otimização e controle de processos, quanto no dimensionamento de instalações. O mesmo modelo serviu de base para os estudos de Whiten (1972) que desenvolveu o modelo de misturador perfeito, assim como Austin e Kimpel (1964), Austin; Klimpel e Luckie (1984), Kelsall; Reid e Stewart (1969), Herbst e Fuerstenau (1968 e 1980) e Herbst; Lo e Rajamani (1985), que contribuíram com o desenvolvimento do modelo cinético

O PBM é também conhecido como “modelo de taxa de primeira ordem”, pois neste modelo assume-se que o produto gerado no interior do equipamento de cominuição por

intervalo de tempo depende apenas da massa de uma fração granulométrica presente no interior do equipamento de cominuição. Desta forma, cada fração apresenta uma constante própria que representa sua taxa de desaparecimento k_i , utilizada para calcular sua taxa de quebra, ou *breakage rate*, como mostrado na Equação 7 a seguir.

$$Massa\ Moída = k_i s_i$$

Equação 7. Determinação da taxa de quebra – PBM

Onde,

$$\begin{aligned} k_i &= \text{taxa de quebra (h}^{-1}\text{);} \\ s_i &= \text{massa da i-ésima fração granulométrica no interior do moinho.} \end{aligned}$$

A taxa de quebra k_i pode ser estimada a partir de ensaios de laboratório, ou ser retrocalculada através da equação básica do *PBM*. A dedução desta equação tem por base o balanço de massas para uma faixa granulométrica individual, como mostrado na Equação 8 a seguir:

$$\begin{aligned} \text{Alimentação} + \text{Material Fragmentado de Faixas Superiores} &= \text{Produto} + \text{Material Fragmentado que Sai da Faixa Considerada} \\ f_i + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} k_j s_j &= p_i + k_i s_i \end{aligned}$$

Equação 8. Determinação da taxa de quebra retrocalculada – PBM

Onde,

$$\begin{aligned} f_i &= \text{vazão de sólidos da alimentação do equipamento, correspondente à i-ésima fração granulométrica (t/h);} \\ p_i &= \text{vazão de sólidos do produto do equipamento, correspondente à i-ésima fração granulométrica (t/h);} \\ b_{ij} &= \text{função distribuição de quebra, correspondente a fração da j-ésima faixa granulométrica, que aparece na i-ésima faixa granulométrica devido à fragmentação;} \\ k_j &= \text{função taxa de quebra correspondente à j-ésima fração granulométrica (h}^{-1}\text{);} \\ s_j &= \text{massa da carga no interior do equipamento, correspondente à j-ésima fração granulométrica (t).} \end{aligned}$$

A Figura 9 a seguir, ilustra um esquema dos eventos de fragmentação e distribuição de fragmentos para um instante Δt , dentro de um moinho.

Figura 9. Representação dos eventos de fragmentação para um instante Δt em um moinho

Fonte: adaptado de Alves, 2006

Observa-se então que, para um intervalo de tempo Δt , algumas partículas serão fragmentadas, e estes fragmentos serão redistribuídos entre as malhas inferiores. Para os sólidos retidos em uma malha i qualquer, a função taxa de quebra k_i representa a velocidade de fragmentação, ou seja, a fração das partículas que se fraturam por unidade de tempo.

O produto $(k_i \Delta t)$ representa a fração, em massa, do material retido na malha i , no instante t , que é fragmentado pela ação do meio moedor durante o período Δt imediatamente posterior. A função quebra b_{ij} representa a fração, em massa, dos fragmentos provenientes da fratura de partículas retidas na malha j que serão retidos na malha i inferior.

3.4.2 MODELO DO MISTURADOR PERFEITO

Proposto por Whiten (1976), o modelo do misturador perfeito, ou *Perfect Mixing Model* (PMM), pode ser considerado um caso particular do PBM, e atualmente é o principal modelo empregado em modelagem de circuitos industriais de moinhos de bolas.

O PMM baseia-se também no balanço de massas para cada faixa granulométrica e no equilíbrio dos fluxos que entram e saem do equipamento. Entretanto, Whiten, usa a terminologia r_i para a taxa de quebra e a_{ij} para a função distribuição de quebra (*appearance function*). Como o conteúdo do moinho está, por hipótese, perfeitamente misturado, a carga do

moinho está relacionada com o produto através de uma taxa de descarga d_i , para cada faixa granulométrica de acordo com a Equação 9 a seguir.

$$p_i = d_i s_i$$

Equação 9. Relação carga do moinho e taxa de descarga – PMM

O balanço de massas para cada faixa granulométrica é então dado pela Equação 10 abaixo.

$$f_i + \sum_{j=1}^i r_j s_j a_{ij} = p_i + r_i s_i$$

Equação 10. Balanço de massas por faixa granulométrica – PMM

Subtraindo-se a condição de j igual a i na somatória da massa proveniente da fragmentação de frações mais grossas que a considerada, chega-se à forma mais comum da equação básica do *PMM* (DELBONI JR., 2012), conforme ilustrada na Equação 11 abaixo.

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

Equação 11. Equação básica do PMM

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

Segundo Napier-Munn *et al.* (1996) uma limitação de ordem prática importante, sob o ponto de vista da modelagem matemática, é a impossibilidade de se quantificar diretamente a distribuição granulométrica do minério contido na câmara interna dos moinhos.

Para tanto, as duas equações básicas do *PMM* (Equação 9 e Equação 11), foram modificadas de forma a possibilitar a sua aplicação em modelagem de moinhos, permitindo a normalização dos parâmetros taxa de quebra e descarga. Logo combinando as duas equações (Equação 9 e Equação 11) do *PMM* é possível chegar à conclusão explícita na Equação 12 apresentada a seguir.

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

Equação 12. Qualificação da distribuição granulométrica no moinho – PMM

Portanto, o quociente r/d torna-se o principal parâmetro do modelo, e pode ser determinado através da distribuição granulométrica da alimentação e do produto do moinho, além de uma função quebra que represente (com fidelidade) o minério processado (NAPIER-MUNN *et al.*, 1996).

A divisão do parâmetro r/d pelo tempo de residência médio das partículas no interior do moinho leva à normalização do mesmo, independente das dimensões e condições operacionais do moinho de bolas estudado. A Equação 13 ilustra a normalização do parâmetro r/d .

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

Equação 13. Normalização do parâmetro r/d – PMM

Onde,

D	=	diâmetro interno do moinho (m);
L	=	comprimento do moinho interno ao revestimento (m);
Q	=	vazão volumétrica da alimentação do moinho (m ³ /h).

Portanto, o modelo matemático da operação de moinhos fica definido pelas características do minério a_{ij} (*appearance function*), e pela interação das características do equipamento e minério, representada por r/d^* , enquanto que este é representado por uma curva quadrática definida por 3 ou no máximo 4 pontos, como ilustrado na Figura 10. Para que se possa cobrir toda a faixa granulométrica estudada, utiliza-se o método *spline function* (WHITEN, 1972).

Fonte: adaptado de Napier-Munn *et al.*, 1996

3.4.3 MODELO PARA BRITADORES

Esta seção apresenta e descreve alguns modelos de equipamentos de britagem. Inicialmente é descrito o modelo clássico de Whiten (1972), que foi desenvolvido para britadores cônicos e, devido a sua simplicidade, foi adaptado e utilizado para uma diversidade de equipamentos de britagem.

3.4.3.1 *MODELO CLÁSSICO PARA BRITADORES*

A modelagem de britadores foi detalhadamente descrita por Delboni (2012). Em seu texto o autor explicita que o modelo de operação de britadores aqui descrito foi proposto por Andersen (1988) *apud* Delboni (2012). Este, por sua vez, baseou seu estudo nos conceitos inicialmente introduzidos por Whiten (1972) *apud* Delboni (2012). Assim como outros modelos fenomenológicos de operação de equipamentos de cominuição, este incorpora dois aspectos fundamentais: as características de fragmentação do material e as características peculiares do equipamento de processo.

Para o caso dos equipamentos de britagem, o processo de cominuição descrito por Delboni (2012) é composto, de maneira simplificada, como uma sucessão de eventos de classificação e de quebra, à medida que o material caminha no sentido da descarga do equipamento. Essa observação é válida para britadores de mandíbula, giratórios, cônicos e de

rolos, nos quais, independentemente do tipo de equipamento, existe um estreitamento contínuo da câmara de britagem. Modelos para equipamentos de impacto são descritos em outras seções deste texto.

Para o autor, a forma na qual a energia é aplicada aos fragmentos em britadores condiciona certas características próprias aos eventos de cominuição. Esses eventos acontecem de forma relativamente lenta e gradual, com o elemento móvel do britador exercendo esforços compressivos de forma progressiva até certo ponto, seguido de um relaxamento da força aplicada. A maioria dos equipamentos também produz esforços cisalhantes no material, porém este efeito apresenta magnitude muito inferior àquele causado pela compressão. Entretanto, a análise destes esforços não deve ser ignorada, sendo que são os esforços cisalhantes os grandes responsáveis pelo desgaste de revestimentos dos equipamentos.

De um modo geral, a câmara interna dos equipamentos de britagem analisados nesta situação, apresenta uma redução gradual de volume em direção à descarga do equipamento, fato este que condiciona uma diminuição progressiva do tamanho máximo dos fragmentos à medida que estes penetram na câmara de britagem. Assim sendo, a probabilidade de um fragmento ser cominuído na câmara interna de um britador é função, principalmente, da relação entre o tamanho do fragmento e a abertura de descarga do equipamento, assim como, secundariamente, do regime de alimentação do equipamento, afogado ou não. Em termos de modelagem matemática, foi criada uma função-seleção que assim representa a probabilidade de um fragmento ser cominuído.

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

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

O modelo matricial do misturador perfeito (*perfect mixing model*) representa o processo de britagem, por meio de equações relativas às funções seleção e quebra, para a condição de equilíbrio. A Figura 11 apresenta, em forma de diagrama, as interações acima descritas.

Figura 11. Representação Esquemática do modelo Whiten-Andersen

Fonte: Adaptado de NAPIER-MUNN e, al.,1996

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

$$x_i = f_i + Q.S.x_i$$

Equação 14. Primeiro cálculo de x_i (processo iterativo)

e

$$x_i = p_i + S.x_i$$

Equação 15. Sequência de cálculo de x_i (processo iterativo)

Onde,

x_i = matriz que representa a massa de cada fração granulométrica no interior da câmara do britador;

f_i = matriz que representa a distribuição granulométrica da alimentação do britador;

p_i = matriz que representa a distribuição granulométrica do produto do britador;

S = função seleção, matriz diagonal que contém a proporção de cada fração granulométrica que será cominuída;

Q = função quebra, matriz triangular contendo a distribuição granulométrica de cada fração granulométrica após um evento de cominuição;

Combinando-se a Equação 14 e a Equação 15 e considerando I como sendo a matriz identidade, chega-se ao modelo de Whiten-Andersen para a operação de britadores, cuja relação principal é a que segue (DELBONI, 2012):

$$p_i = (I - S).(I - Q.S)^{-1}.f_i$$

Equação 16. Modelo de Whiten-Andersen para a operação de britadores

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

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

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

FUNÇÃO SELEÇÃO

A distribuição de probabilidades de um fragmento de tamanho qualquer ser fragmentado é representado pelas relações expostas na Equação 17.

$$\begin{cases} S_i = 0 & d_i < K_1 \\ S_i = 1 - \left(\frac{K_2 - d_i}{K_2 - K_1} \right)^{K_3} & K_1 < d_i < K_2 \\ S_i = 1 & d_i > K_2 \end{cases}$$

Equação 17. Distribuição de probabilidades de quebra

Onde d_i representa o tamanho médio dos fragmentos da classe i e K_1 , K_2 e K_3 são parâmetros do modelo.

A Figura 12 a seguir apresenta um perfil típico da função seleção (Equação 17), onde os parâmetros K_1 , K_2 e K_3 foram estipulados, respectivamente em 10 mm, 24 mm e 2,3.

Figura 12. Função Seleção

Fonte: Adaptado de Delboni, 2012

Técnicas de regressão linear múltipla foram utilizadas para a determinação das equações paramétricas relativas aos elementos K_n , de modo a correlacionar estes com as variáveis de operação e físicas do equipamento aos valores obtidos a partir de amostragens em circuitos industriais.

Para a maioria dos equipamentos de britagem, o parâmetro K_1 representa o APF (abertura na posição fechada), K_2 representa o APA (abertura na posição aberta) ou o APF acrescentado do movimento do excêntrico do equipamento. O parâmetro K_3 é geralmente uma constante simples, que modula a curva entre os pontos K_1 e K_2 (vide Figura 12).

Entretanto, a vazão mássica e a distribuição granulométrica de alimentação do equipamento também apresentam influência no perfil da função seleção. Com base em tais observações, foram desenvolvidas as relações expostas abaixo pela Equação 18, Equação 19 e Equação 20, que descrevem a forma de parametrização dos elementos K_n . Observa-se nestas relações a influência de variáveis secundárias ao processo, tais como o comprimento do revestimento e desgaste associado ao período de utilização.

$$K_1 = A_0.APF - A_1.TPH + A_2.F_{80} + A_3.L_{len} + A_4$$

Equação 18. Determinação de K_1

$$K_2 = \pm B_0.APF - B_1.TPH + B_2.F_{80} - B_3.L_{hr} + A_4.ET + B_5$$

Equação 19. Determinação de K_2

$$K_3 = C_0$$

Equação 20. Determinação de K_3

Onde,

APF	=	abertura na posição fechada (cm);
TPH	=	vazão mássica de alimentação do britador (t/h);
F80	=	malha na qual 80% da alimentação do britador é passante (mm);
Llen	=	comprimento do revestimento (cm);
ET	=	movimento do excêntrico (cm);
Lhr	=	período de utilização do revestimento (h);
Ai, Bi e Ci	=	constantes;

Com base nas relações acima, observa-se que, na prática, os valores de K_1 e K_2 decrescem ao passo que se aumenta o “afogamento” do britador. Esse fenômeno pode ser interpretado como consequência do surgimento de “pacotes” de material no interior da câmara de britagem, que proporcionam:

- Quebra entre fragmentos e não somente quebra fragmento/revestimento, causando a diminuição de K_2 ;
- Impedimento no fluxo vertical para baixo de fragmentos que, de outra maneira, encontrar-se-iam em posições inferiores na câmara de britagem. Esta condição conduz à diminuição de K_1 .

FUNÇÃO FRAGMENTAÇÃO

As informações provenientes dos ensaios de caracterização tecnológica, como o *DWT - Drop Weight Test* (mais detalhes do teste na seção 4.3.5) são tratadas de modo peculiar para utilização no modelo de operação de britadores.

Com o ensaio de *DWT* é possível obter para o minério estudado sua “Função Distribuição de Quebra, ou *appearance function*”. A partir das distribuições granulométricas obtidas no ensaio (descrito com detalhes na seção 4.3.5) calculam-se os parâmetros t_n 's, os quais representam a porcentagem passante na malha “1/n”, do tamanho original. Como a energia específica aplicada no ensaio depende largamente de características físicas do minério, tais como peso específico e forma, Narayanan (1985) propôs utilizar uma fração média para a realização do ensaio, com fragmentos de diâmetros compreendidos na faixa de 5,6 a 4,75 mm, e utilizar a relação apresentada na Equação 21 para parametrizar os parâmetros A e b.

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

Equação 21. Cálculo do parâmetro no ensaio DWT

Definidos os parâmetros A e b para o minério estudado, calcula-se o valor do t_{10} para uma energia específica média de 2,1475 kWh/t. Obtido estes valores, pode-se obter a *appearance function*, a partir do gráfico da Figura 13, desenvolvido por Narayanan (1985).

Figura 13. Curvas de determinação de t_n a partir de t_{10}

Fonte: Adaptado de Narayanan, 1985

As curvas apresentadas na Figura 13 representam a média de diversos minérios e permite prever a distribuição granulométrica resultante (t_n 's), para um determinado nível de fragmentação (t_{10}).

Duas características inerentes ao processo de britagem condicionam aspectos especiais para os ensaios de caracterização com amostras do material estudado.

A primeira refere-se ao tamanho dos fragmentos processados, uma vez que existe uma forte correlação entre a resistência do fragmento a ser cominuído e o seu tamanho. Assim sendo, faz-se necessária a utilização de fragmentos com tamanhos próximos aos processados pelo equipamento nos ensaios de bancada, condição cujo cumprimento nem sempre é viável. A segunda refere-se ao valor de energia específica praticado no ensaio, dado que britadores raramente proporcionam condições para níveis muito maiores do que 1 kWh/t.

A primeira consideração acima introduz uma modificação substancial no tratamento dos dados oriundos dos ensaios de fragmentação, pois não se pode representar adequadamente a relação t_{10} versus t_n , para qualquer material e, principalmente, qualquer granulometria, por um único feixe de curvas. Para tanto, utiliza-se uma matriz que correlaciona os valores de t_{10} iguais a 10, 20 e 30 com a distribuição granulométrica correspondente, representada pelos valores de t_2 , t_4 , t_{25} , t_{50} e t_{75} , conforme exposto na Tabela 2, e observados graficamente na Figura 13. Os valores intermediários são obtidos por interpolação tipo *spline*.

Tabela 2. Distribuição granulométrica normalizada do produto de testes de caracterização de amostras

t_{10}	t_{75}	t_{50}	t_{25}	t_4	t_2
10	2.8	3.3	5.4	21.2	49.6
20	5.7	7.2	10.3	45	74.9
30	8.1	10.8	15.7	61.4	85.2

Fonte: Adaptado de Delboni, 2012

A fragmentação em britadores é, portanto, convenientemente representada por meio do parâmetro t_{10} , sendo que este é parametrizado por meio de uma equação que correlaciona os valores experimentais observados com as variáveis de operação empregadas. Uma vez ajustada, a Equação 22 é empregada em exercícios de simulação para diversas condições de operação:

$$t_{10} = -D_0 \cdot APF + D_1 \cdot TPH - D_2 \cdot F_{80} + D_3$$

Equação 22. Cálculo do parâmetro t_{10}

Onde,

APF = abertura na posição fechada (cm);

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

F_{80} = malha na qual passa 80% do fluxo de alimentação do britador (mm);

D_i = constantes;

Delboni (2012) afirma que valores típicos de t_{10} calculados a partir de operações industriais apontam 5 a 10 para britadores de mandíbulas (não afogados), 10 a 15 para britadores cônicos secundários e terciários e 25 para britadores cônicos terciários operando afogados.

3.5 AMOSTRAGEM

Pode-se definir o processo de amostragem como um conjunto de operações que visam a obtenção de uma parcela significativa e representativa de um determinado universo, sem mudanças significativas em suas propriedades. De acordo com Gy (1998 *apud* Chaves 2011), "o único objetivo da amostragem é reduzir a massa de um lote L sem inserir mudanças significativas em suas outras propriedades".

Uma amostragem representativa de um circuito de cominuição demanda que todos os fluxos pertencentes ao circuito sejam amostrados. Todas as partículas que compõem o fluxo devem ter a mesma probabilidade de serem coletadas, e fazerem parte da amostra composta.

A tomada das amostras e posteriores quarteamentos e manuseios devem ser realizados de forma a eliminar ou minimizar os possíveis erros de amostragem. A Figura 14 a seguir ilustra o fluxograma dos erros de amostragem e suas conexões, segundo (PITARD, 2010 *apud* CHAVES, 2011).

Figura 14. Representação de Todos os Componentes do Erro Global de Estimativa

Fonte: Adaptado de PITARD, 2010 *apud* CHAVES, 2011

3.6 CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DO MATERIAL

Há uma longa história de pesquisas relacionadas à caracterização da fragmentação de partículas e de rochas na mineração (NAPIER-MUNN et al., 1999).

Nesta seção, discutem-se os dois principais métodos de caracterização utilizados para determinar as propriedades de materiais quanto à britagem, especialmente em moinho de martelos, que são os métodos de impacto de Bond e o *Drop Weight Test* (DWT).

3.6.1 ENSAIO DE IMPACTO DE BOND

Gupta e Yan (2006) descrevem o ensaio de impacto de Bond como um ensaio no qual se analisa a energia requerida para a fragmentação de uma partícula de minério seca, através do impacto de dois martelos com movimento pendular.

No ensaio de Bond, dois martelos idênticos, com peso de 13,6 kg cada, comprimento de 70 cm e face de impacto retangular, com medida de 50 x 50 mm, são suspensos com o auxílio de duas rodas de bicicleta. Os martelos são então suspensos até uma determinada altura, e então são soltos, simultaneamente, para o impacto em um fragmento de minério, com dimensão entre 7,6 cm e 5,0 cm. O fragmento da amostra submetido ao impacto é suspenso de tal maneira que sua menor dimensão seja impactada pelos martelos. Os martelos são inicialmente levantados de tal forma que seu ângulo com a vertical seja de 10° , e então são soltos.

Após o impacto, analisa-se se ocorreu fratura na amostra ensaiada, assim como o número de novos fragmentos gerados. Caso não tenha ocorrido fratura, repete-se o impacto dos martelos, agora com aumento de 5° no ângulo dos martelos com a vertical (ângulo de 15°), processo este que se repete até que ocorra fragmentação da amostra ensaiada. Anota-se a altura dos martelos em cada queda. Para a realização do ensaio, é necessário um lote contendo ao menos 10 amostras por ensaio, sendo 20 o número ideal. A Figura 15 ilustra o esquema do equipamento empregado no ensaio.

Figura 15. Visão esquemática do ensaio de impacto de Bond

Fonte: Retirado de Gupta e Yan, 2006

A energia de fragmentação do impacto (I), em kg.m/mm, é então calculada através da Equação 23.

$$I = \frac{2 \times \text{Massa de 1 martelo} \times \text{Altura final do martelo}}{d}$$

Equação 23. Cálculo da energia de fragmentação do impacto
Onde d é a espessura da amostra, em mm.

O valor de I é normalmente o valor médio obtido nos ensaios em todos os fragmentos do lote. Com este valor obtido, é possível calcular o valor do índice de britabilidade de Bond (*Bond Crushing Work Index – BCWI*), através da Equação 24.

$$BCWI = \frac{C \times I}{\text{Densidade relativa da amostra}}$$

Equação 24. Cálculo do WI de Bond

Onde C é uma constante que converte a energia de fragmentação do impacto, tanto numericamente quanto em dimensão, para o valor do WI de Bond. Seu valor é de 2,59 na equação original de Bond, na qual I é calculado em ft.lb/in para um valor de BCWI em kWh/sht. Para I em J/mm e WI em kWh/t, o valor de C é 53,49.

O teste de impacto de Bond é considerado impreciso, pois apresenta uma grande tendência a subestimar a britabilidade real das amostras submetidas ao teste (Moore, 1982.)

3.6.2 ENSAIO DE QUEDA DE PESO – DWT COMPLETO

O principal método utilizado neste trabalho para a caracterização tecnológica de quebra do material foi o ensaio de queda de peso – *DWT (Drop Weight Test)* completo. O mesmo se baseia em índices paramétricos da relação entre a energia aplicada e a fragmentação resultante, segundo duas faixas de energia com diferentes intensidades. Os valores altos de energia aplicada são obtidos mediante impactos sobre partículas, no equipamento denominado Célula de Impacto (CI). Este método foi analisado por Delboni (2012) e Bergerman (2008), conforme descrito a seguir.

A equipe técnica do *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC)*, na Austrália foi a responsável pela criação e desenvolvimento do ensaio em célula de impacto, e seus resultados vem sendo empregados no dimensionamento e otimização de circuitos industriais de cominuição ao longo dos últimos 35 anos. O ensaio padrão desenvolvido pelo

JKMRC é executado no equipamento denominado *Drop Weight Tester*, que é derivado das células de impactos (NAPIER-MUNN et al., 1996).

O JKMRC estabelece, em seu procedimento padrão de ensaio, que fragmentos sejam submetidos a impacto em cada uma das cinco faixas granulométricas, obedecendo a Tabela 3 a seguir.

Tabela 3. Faixas granulométricas para ensaio de DWT

<u>Limite superior (mm)</u>	<u>Limite inferior (mm)</u>
63.0	53.0
45.0	37.5
31.5	26.5
22.4	19.0
16.0	13.2

Este procedimento é denominado DWT Completo.

Posteriormente, Chieregati e Delboni (2004) propuseram o teste denominado *Drop Weight Test Simplificado* (DWT-S), para caracterização de amostras de testemunhos de sondagens de menor diâmetro (definindo aqui o “menor diâmetro” como o equivalente a testemunhos de 2”), amostras estas que apresentam maior disponibilidade nas etapas iniciais de pesquisa.

O procedimento padrão do ensaio DWT-CD estabelece que fragmentos com tamanho entre 7/8” e 3/4” mm sejam individualmente submetidos a impacto. Assim, os fragmentos classificados são preparados em três lotes compostos de 30 fragmentos cada e, na sequência, submetidos a impactos com energia específica de 0,25 kWh/t, 1,0 kWh/t e 2,5 kWh/t. As partículas são assim impactadas individual e separadamente, em cada lote de 30 fragmentos. O material fragmentado proveniente de cada lote é então, reunido, e encaminhado ao peneiramento, do qual se obtêm parâmetros selecionados de distribuição granulométrica.

O ensaio gera parâmetros para a simulação do desempenho de britadores e moinhos, e seus resultados possibilitam a análise de uma série de dados e informações das características tecnológicas do minério. A partir dos resultados dos ensaios na célula de impacto é possível analisar:

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

Conceitualmente, o modelo de caracterização tecnológica empregando a CI contrasta com os métodos baseados em índices de consumo energético específico (kWh/t), ou mesmo

com as equações empíricas dele derivadas. Seu principal fator de diferenciação reside na capacidade da CI em reproduzir, separadamente, mecanismos de fragmentação que ocorrem no interior de britadores e moinhos autógenos e semiautógenos, tanto em termos de intensidade como em termos de tamanho do fragmento. Característica esta interessante para o estudo de circuitos de britagem e moagem autógena e semiautógena.

Os ensaios de impacto executados na CI visam determinar os parâmetros descritivos da função paramétrica entre a energia aplicada e a fragmentação resultante, mostrada a seguir na Equação 25.

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

Equação 25. Cálculo de t_{10} para ensaio em CI

Onde,

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

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

A, b = Parâmetros dependentes da resistência à fragmentação do minério.

A função acima representa, portanto, o comportamento característico do minério ensaiado, quando submetido a impactos que ocorrem no interior da câmara de moagem e de britadores. O fenômeno de fragmentação é convenientemente descrito por uma curva, que apresenta rápido crescimento inicial, determinado pelo parâmetro b, tendendo posteriormente a um valor assintótico, determinado pelo parâmetro A, conforme ilustra o gráfico da Figura 16.

Figura 16. Representação da relação Energia versus Fragmentação

Fonte: Adaptado de Chieregati e Delboni, 2004

Os parâmetros A e b são, portanto, características de amostras de minério ensaiado. De acordo com a Figura 16, a fragmentação é crescente conforme o aumento da energia específica

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

Pode-se, portanto, utilizar o índice IQ para análise comparativa entre minérios, conforme descrito na Tabela 4.

Tabela 4. Classificação da resistência ao impacto conforme IQ

Intervalo de Valores do Parâmetro IQ		Resistência ao Impacto	Sigla
Menor	Maior		
0	9.9	Excepcionalmente Alta	ETA
10	19.9	Extremamente Alta	EXA
20	29.9	Muito Alta	MTA
30	39.9	Alta	ALT
40	49.9	Moderadamente Alta	MDA
50	59.9	Média	MED
60	69.9	Moderadamente Baixa	MDB
70	89.9	Baixa	BAI
90	109.9	Muito Baixa	MTB
> 110		Extremamente Baixa	ETB

Fonte: Adaptado de Delboni (2012)

4 MATERIAIS E MÉTODOS

O objeto de estudo do presente trabalho é o circuito de britagem da usina industrial de beneficiamento de minério de ouro de Córrego do Sítio I – usina HL (*Heap Leaching*), localizada em Santa Bárbara – MG. A usina faz parte do complexo de Córrego do Sítio, operado pela *Anglo Gold Ashanti*.

A usina HL é a responsável pela extração do ouro presente no material oxidado extraído da mina, através do processo de lixiviação em pilhas móveis. Na usina, são processados atualmente 3 tipos de minérios: o minério Mutuca, o minério Rosalino e o minério de Transição, dos quais o minério Mutuca é o mais friável e o minério de Transição o menos friável. O minério sulfetado é submetido a um processo mais complexo, contando com moagem e flotação, na usina de Córrego do Sítio II.

O desenvolvimento do método utilizado no presente trabalho foi baseado em circuitos industriais e englobou os seguintes componentes principais:

- Amostragem em usina industrial;
- Ensaios e laboratório;
- Desenvolvimento de modelos matemáticos de cominuição;
- Critérios de *scale-down* e *scale-up*;
- Simulação em programa computacional.

O procedimento adotado no estudo seguiu a ordem, conforme ilustrado na Figura 17.

1. Amostragem do circuito de britagem da usina de Córrego do Sítio I;
2. Obtenção dos parâmetros operacionais da usina;
3. Realização de ensaios de caracterização tecnológica do material em laboratório de tratamento mineral;
4. Diagnóstico do desempenho atual do circuito, através de balanço de massas;
5. Modelagem preliminar das operações unitárias do circuito de britagem;
6. Desenvolvimento de modelo matemático do moinho de martelos, através de estudo fenomenológico dos mecanismos de quebra existentes no equipamento;
7. Obtenção de amostras representativas para realização de ensaios de bancada em laboratório da Escola Politécnica da USP, afim de validar a robustez do modelo.

Figura 17. Fluxograma de estudo

Fonte: Autoria própria

4.1 OPERAÇÃO CÓRREGO DO SÍTIO I

O circuito de britagem de minério de ouro de Córrego do Sítio I (CdS I) consiste de um britador primário de mandíbulas, que recebe todo o material retido na grelha de abertura de 2 polegadas, instalado em circuito aberto, seguido por um moinho de martelos disposto em circuito fechado reverso com peneira de abertura de $\frac{3}{4}$ de polegadas. O produto passante na peneira segue então para a fase de aglomeração, responsável por adequar o material para a lixiviação em pilhas. Pode-se observar o estado atual da usina na Figura 18 que segue. O fluxograma da usina pode ser observado na Figura 19 subsequente.

Figura 18. Usina HL de Córrego do Sítio I

Fonte: autoria própria

Figura 19. Fluxograma do circuito de Córrego do Sítio I

Fonte: Autoria própria

A usina opera com um teor médio de ouro na alimentação de 1,5 g/t, beneficiando o minério oxidado proveniente das cavas do complexo de Córrego do Sítio. Em 2016 a produção foi 28 koz de ouro, processando 500 kt de minério.

De acordo com dados da empresa, a usina possui uma disponibilidade de 81%, e utilização de 53%. Motivos para esta baixa utilização são:

- Falta de minério para alimentação do circuito;
- Movimentação dos *Stakers*;
- Manutenção de equipamentos.

O *R.O.M.* da usina HL não tem um perfil constante. A usina pode ser alimentada por 3 tipos diferentes de minério, o minério “Mutuca”, minério “Rosalino” e minério de Transição, os quais apresentam as seguintes características:

Mutuca – minério amarelado, muito friável, com quase todo seu material passante em 2” (50,8 mm). Tem característica quase terrosa, com grande quantidade de finos.

Rosalino – minério róseo, menos friável que o Mutuca.

Transição – minério acinzentado, menos friável entre os 3 minérios alimentados.

Além destes minérios, a usina HL é também responsável pelo processamento do rejeito do “*Ore Sorter*”, rejeito este composto por material disposto em três faixas granulométricas: 45 – 20 mm, 20 – 10 mm e abaixo de 10 mm. Este é *blendado* com o minério que alimenta a usina no momento. É um minério predominantemente oxidado, com teor de minerais sulfetados abaixo de 30%.

O britador primário utilizado na operação é um britador de mandíbulas fabricado pela Faço®, modelo 8050, com abertura de posição fechada (APF) de 89 mm. De acordo com dados da operação, sua capacidade de vazão volumétrica varia pode chegar a até 115 m³/h, o que, para o minério em questão corresponde a 307 t/h, operando com uma potência de 55 kW.

Para a britagem secundária, o equipamento utilizado é um moinho de martelos, fabricado pela Metso®, modelo 75100 HD, operando com 2 linhas de martelos, com 4 martelos em cada linha, e sem grelha de classificação. O equipamento possui um motor de 8 polos com 100 hp de potência, ligado por um conjunto de 6 polias que resulta em rotação fixa de 880 rpm do rotor. Cada martelo apresenta vida útil de 2.500 h de operação para cada face, totalizando 5.000 h de vida útil para cada unidade. Quanto ao revestimento da câmara, a mesma é substituída a cada 30 dias, em média. Detalhes do equipamento podem ser observados na Figura 20 a seguir.

Figura 20. Moinho de martelos de CsS I

Fonte: autoria própria

A usina apresenta dificuldades operacionais no período de chuvas (entre dezembro e março). A alta umidade do minério provoca entupimento na entrada do moinho de martelos, fazendo-se necessárias diversas paradas na operação para a remoção do minério aglomerado nas paredes do moinho.

A peneira do circuito é de fabricação da Faço®, composta por 2 decks, com aberturas triangulares de 25,4 mm e 19,1 mm respectivamente no primeiro e segundo decks, contando com telas autolimpantes. O equipamento possui 1,86 m de largura e 4,30 m de comprimento.

O produto britado é enviado para um aglomerador de 2,3 m de diâmetro por 6,8 m de comprimento, operando em uma inclinação de 3,3°, com rotação de 12 rpm, operando com material a 12% de umidade, 18 segundos de tempo de residência e 5% de enchimento, com uma dosagem de cimento de 7 g/t de minério base seca.

O processo de lixiviação em pilha de Córrego do Sítio é realizado por pilhas móveis, com um total de 10 pilhas. Atualmente, são feitas pilhas de 3,5 m de altura, com alteamento

realizado através de *staker* manual. Cada movimentação do *staker* causa uma parada do circuito de britagem.

Após finalizadas as pilhas, as mesmas são submetidas a um tempo de cura do cimento de 72 horas. Após este tempo, inicia-se sua lixiviação. O tempo de lixiviação médio de uma pilha é 100 dias, com tempo de remoção de 4 dias. A recuperação do ouro se dá através do método CIC (*Carbon in Column*), com reutilização do carvão ativado. O processo apresenta uma recuperação metalúrgica de ouro global de 82%.

4.2 AMOSTRAGEM DO CIRCUITO

Para a realização do presente estudo do circuito industrial de britagem de CdS I, conduziu-se uma campanha de amostragem no circuito, realizada conforme descrito no presente trabalho.

4.2.1 PONTOS DE AMOSTRAGEM

A Figura 21 a seguir apresenta o fluxograma do processo do circuito de britagem de Córrego do Sítio I, identificando e destacando os pontos de amostragem selecionados para a campanha.

Figura 21. Fluxograma do circuito de CdS I e pontos de amostragem selecionados

Fonte: Autoria própria

Observa-se então que os pontos de amostragem selecionados para a campanha são:

1. Produto da britagem primária;
2. Alimentação da peneira;
3. *Oversize* combinado da peneira;
4. Produto do moinho de martelos;
5. *Undersize* da peneira;
6. Produto aglomerado.

4.2.2 PROCEDIMENTOS ANTERIORES A AMOSTRAGEM

Os trabalhos preliminares incluíram uma inspeção prévia da instalação industrial, bem como levantamento de informações detalhadas sobre a operação do circuito de britagem de CdS I. A inspeção incluiu verificação de pontos de amostragem, acessos aos fluxos, dispositivos utilizados e procedimentos de segurança específicos envolvidos.

A seguir estão listados os procedimentos adotados anteriores à amostragem:

- Inspeção dos pontos de amostragem, determinando os acessos, procedimentos de segurança a serem tomados e método para transporte das amostras;
- Seleção de dispositivos suficientes para o número de pontos de amostragem, considerando geometria e volumes adequados;
- Seleção e treinamento da equipe de acordo com os procedimentos descritos no presente trabalho. Destaque de técnicos por pontos ou grupo de pontos de amostragem e treinamentos, isto é, praticar a tomada de amostras em cada ponto de amostragem, com cada técnico selecionado;
- Preparo e seleção adequada de tambores, pás, enxadas, vassouras, brochas, pincéis, sacos plásticos reforçados, barbante, etiquetas, marcadores etc., distribuição dos mesmos nos pontos de amostragem;
- Determinação e acerto com toda a equipe de amostragem do horário exato de início da tomada das amostras, bem como o intervalo de tempo entre os incrementos amostrais;
- Coordenação com a equipe de controle da operação o período de estabilização (fluxo contínuo e estável de alimentação), bem como período de amostragem com o mínimo de interferências operacionais, bem como as variáveis a serem monitoradas e registradas durante o período de amostragem;
- Identificação de cada recipiente de armazenamento de amostras (tambores, baldes, sacos plásticos) com etiquetas internas e externas.

4.3 CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DO MATERIAL

Após a tomada de amostra na campanha de amostragem descrita na seção 4.2, as amostras, devidamente identificadas e acondicionadas, foram enviadas ao LTM/EPUSP (Laboratório de Tratamento de Minérios da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo) e ao LSC/EPUSP (Laboratório de Simulação e Controle da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo) para serem submetidas aos ensaios de caracterização.

4.3.1 RECEPÇÃO DE AMOSTRAS, HOMOGENEIZAÇÃO E QUARTEAMENTO

Na ocasião do recebimento das amostras no obtidas na campanha de amostragem descrita na seção 4.2, estas foram inicialmente pesadas, obtendo-se assim o peso úmido das

amostras recebidas. As amostras foram então submetidas à homogeneização por pilha alongada, como ilustra a Figura 22 a seguir (processo realizado no LTM/EPUSP).

Figura 22. Pilha de Homogeneização

Fonte: arquivo pessoal

Após a homogeneização das amostras por pilha alongada, as amostras foram quarteadas visando à utilização racional das massas disponíveis e a agilidade das etapas subsequentes. Os excedentes foram acondicionados em sacos plásticos, de forma a preservar baixos níveis de umidade.

4.3.2 DETERMINAÇÃO DAS DISTRIBUIÇÕES GRANULOMÉTRICAS

Para a determinação das distribuições granulométricas dos fluxos amostrados, foi efetuado o peneiramento de uma alíquota de aproximadamente 20 kg para as frações mais grossas (até $\frac{3}{4}$ polegadas) e, posteriormente, 500 g do material passante na última malha foi submetido a peneiramento nas malhas mais finas.

Para este processo, foi escolhido a realização do peneiramento a seco na fração mais grossa e peneiramento a úmido da fração mais fina.

O peneiramento a seco é recomendado para amostras de granulometria mais grosseira, devido à sua facilidade de realização e velocidade de obtenção de resultados. Neste método, a amostra é alimentada em peneiras laboratoriais circulares, de diâmetro de 8", e submetida a peneiramento em peneirador suspenso por 20 minutos.

O peneiramento a úmido gera um resultado mais fiel da distribuição granulométrica da amostra, especialmente para as frações mais finas. O mesmo é realizado de maneira similar ao

peneiramento a seco, com peneiramento realizado em peneirador suspenso com alimentação constante de vazão baixa de água por 20 minutos.

4.3.3 PICNOMETRIA

Ensaio para determinação da massa específica dos sólidos foram conduzidos em picnômetro de vidro com volume de 50 ml com a fração granulométrica $-0,212 + 0,075$ mm. Foi utilizada uma balança de precisão com três casas decimais. Inicialmente, o picnômetro vazio e seco foi pesado (M_1), bem como preenchido integralmente por água (M_4). Na sequência secou-se o picnômetro e o material foi adicionado ao mesmo, o conjunto foi então pesado (M_2). O volume vazio do picnômetro foi completado com água e novamente o conjunto foi pesado (M_3).

O procedimento foi repetido para três alíquotas. A massa específica dos sólidos é então calculada através da Equação 26 a seguir.

$$\rho_{s(T)} = \frac{M_2 - M_1}{(M_4 - M_1) - (M_3 - M_2)} \times \rho_{\text{água}(T)}$$

Equação 26. Determinação do peso específico.

Onde:

$\rho_{s(T)}$ = massa específica do sólido na temperatura T;

$\rho_{\text{água}(T)}$ = densidade da água na temperatura T;

M_1 = massa do picnômetro vazio;

M_2 = massa do picnômetro com minério;

M_3 = massa do picnômetro com minério e preenchido integralmente por água;

M_4 = massa do picnômetro preenchido integralmente por água.

A Figura 23, a seguir, apresenta a sequência de medidas tomadas durante o ensaio de picnometria.

Figura 23. Sequência de medidas tomadas durante o ensaio de Picnometria.

Fonte: acervo pessoal

A densidade da água na temperatura do ensaio poderia ser obtida utilizando-se do quociente entre $M_4 - M_1$ e o volume nominal do picnômetro, entretanto essa prática não considera a dilatação do picnômetro e, logo, a diferença volumétrica entre a condição original a qual o aparato foi produzido e seu estado no momento do ensaio. Assim, a partir da massa de água deslocada se obtém o volume deslocado, que corresponde ao volume ocupado pelos sólidos, dividindo-a pela densidade da água na temperatura do ensaio.

Os termos massa específica e peso específico se relacionam através da aceleração da gravidade no local de medição. A rigor, as balanças medem o peso de um determinado objeto, exprimindo suas leituras em massa através da calibração, em função da aceleração da gravidade, no local onde se encontram. Para os fins dos cálculos realizados neste trabalho, os dois termos foram utilizados como sinônimos.

4.3.4 DETERMINAÇÃO DA DENSIDADE APARENTE

O ensaio para determinação da densidade aparente das amostras de minérios estudadas foi realizado conforme o seguinte procedimento:

1. Tarar uma balança analítica com uma proveta de 2 l, ilustrada na Figura 24;
2. Preencher a proveta com amostra seca até o volume de aproximadamente 700 ml;
3. Elevar a proveta a uma altura aproximada de 50 mm e soltá-la sobre uma superfície de borracha por 20 vezes;
4. Preencher a proveta com amostra seca até o volume de aproximadamente 1.400 ml;
5. Elevar a proveta a uma altura aproximada de 50 mm e soltá-la sobre uma superfície de borracha por 20 vezes;
6. Preencher a proveta com amostra seca até o volume de aproximadamente 2.000 ml;
7. Elevar a proveta a uma altura aproximada de 50 mm e soltá-la sobre uma superfície de borracha por 20 vezes;
8. Medir o volume ocupado pela amostra;
9. Pesar a proveta cheia na balança analítica previamente tarada.

A densidade aparente, que considera os vazios entre grãos foi calculada para cada amostra após a realização de todas as etapas descritas acima, dividindo-se a massa de sólidos pelo volume ocupado na proveta (2.000 ml).

Figura 24. Proveta utilizada para determinação da densidade aparente.

Fonte: acervo pessoal

4.3.5 ENSAIO DE QUEDA DE PESO (DWT)

Como já descrito na seção 3.6.2, ensaios de DWT são utilizados com o intuito de avaliar as características do minério estudado com relação a sua britabilidade. Os ensaios de fragmentação por impacto são executados de acordo com os procedimentos descritos por

Napier-Munn (1996). Este procedimento estabelece que fragmentos de amostras de minério sejam peneirados em cinco frações granulométricas pré-determinadas, e preparado três lotes com um número estabelecido de fragmentos, para cada uma das cinco frações granulométricas. A Tabela 5 mostra as frações granulométricas e a composição do lote em cada fração.

Tabela 5. Especificação dos lotes para o ensaio de DWT

Faixa Granulométrica (mm)	Quantidade de Fragmentos por Lote
- 63,0 + 53,0	10
- 45,0 + 37,5	15
- 31,5 + 26,5	30
- 22,4 + 19,0	30
- 16,0 + 13,2	30

Fonte: Delboni et al. 2014

Após a preparação dos lotes, cada fragmento é submetido, individualmente, a impacto com a CI, com energia específica variando entre 0,25 e 2,5 kWh/t. Obtém-se esta variação de energia através da variação da altura da carga de impacto e do peso da mesma. O resultado da fragmentação de cada lote é então submetido a peneiramento, obtendo-se assim a distribuição granulométrica do produto do ensaio de impacto, afim de se obter o parâmetro t_{10} , que representa a porcentagem de material passante na malha correspondente a um décimo (1/10) do tamanho original do fragmento. Segue-se então para o tratamento dos dados obtidos, descrito na seção 3.6.2.

4.3.6 ENSAIO DE DETERMINAÇÃO DO ÍNDICE DE BOND (WI)

O texto que se segue está baseado na descrição de Bergerman (2009), sobre a execução do ensaio criado por Bond para a determinação do *Bond Work Index* (BWI). Segundo Bond, o BWI representa a quantidade de energia necessária, em kW, para a redução de uma tonelada de material com granulometria teoricamente “infinita” até um produto com 80% passante em 100 μm . A norma brasileira MB-3253 detalha os procedimentos experimentais.

Primeiramente, o moinho a ser utilizado deve girar a uma rotação de 70 rpm, admitindo-se um desvio deste valor em até 3 rpm. Tanto seu diâmetro quanto seu comprimento deve ser de 305 ± 2 mm, com revestimento liso e abertura da tampa no corpo do moinho. A carga de bola de aço deve seguir a distribuição da Tabela 6.

Tabela 6. Distribuição dos diâmetros de bola na carga moedora

Número de Bolas	Diâmetro (mm)
43	36.5
67	30.2
10	25.4
71	19.1
94	15.9

Fonte: Bergerman (2009)

Prepara-se então uma amostra de 20 kg de minério, que é submetido a uma britagem cuidadosa, evitando geração de finos, até que toda a amostra seja toda passante na malha de 3,36 mm. Em seguida, determina-se em uma proveta a massa de minério que ocupa um volume de 700 ml, e realiza-se o peneiramento de uma alíquota da amostra afim de se obter sua distribuição granulométrica e o seu P_{80} (malha na qual 80% do material é passante).

O próximo passo é determinar a malha de classificação do ensaio (malha teste), que é a malha que indica o tamanho máximo do produto esperado no circuito industrial do estudo. Para casos em que esta informação não esteja especificada, adota-se malha convencional de 150 μm .

Inicia-se o primeiro ciclo com a massa determinada na proveta, submetendo o material a uma moagem por 100 rotações. Após este ciclo de moagem, peneira-se o material na malha teste, descartando a fração passante e acrescentando uma quantidade de alimentação nova de igual quantidade ao produto passante na peneira. Calcula-se então o novo número de revoluções para se obter uma carga circulante de 250%. Os ciclos devem ser repetidos até que a carga circulante atinja o equilíbrio e inverta a tendência de crescimento ou decrescimento em três ciclos.

Ao se alcançar o equilíbrio, deve-se realizar a análise granulométrica do passante na malha de ensaio do último ciclo. Este dado, a granulometria da alimentação, ao valor da malha de abertura do ensaio e a média dos gramas por revolução dos três últimos ciclos, calcula-se o BWI, utilizando-se a Equação 27.

$$BWI = \frac{44,5}{Am^{0,23} \times Mob^{0,82} \times 10 \times [P^{-0,5} \times A^{-0,5}]} \times 1,102$$

Equação 27. Determinação do índice de trabalho

Onde,

BWI = índice de trabalho da moagem (kWh/t);

Am = abertura da malha teste do ensaio (μm);P = abertura da peneira na qual se passa 80% da massa do produto (μm);A = abertura da peneira na qual se passa 80% da massa da alimentação (μm);

Mob = média dos últimos três valores de moabilidade (g/rev);
 1,102 = fator de conversão de toneladas curtas para toneladas.

O valor de BWI pode ser classificado conforme a Tabela 7 a seguir.

Tabela 7. Classificação dos valores de *Bond Work Index*

Valor de BWI (kWh/t)	Resistência a quebra
7 - 9	Baixa
9 - 14	Média
14 - 20	Alta
>20	Muito alta

Fonte: adaptado de Napier-Munn et al., 1999

4.4 ENSAIO DE ÍNDICE DE ABRASÃO (AI)

O parâmetro representativo da resistência da amostra à fragmentação por abrasão é o índice de abrasão de Bond (AI). O ensaio consiste no tamboramento de uma determinada massa de material, com tamanho bitolado, em um cilindro fechado, dentro do qual gira, no mesmo sentido de rotação, uma palheta de liga padronizada, de massa conhecida. Após um período pré-definido, a palheta é retirada e pesada. A perda em massa da palheta representa o AI, conforme estipulado por Bond. (Delboni et al., 2014).

4.4.1.1 EQUIPAMENTO

O equipamento consiste em um rotor de 114 mm de diâmetro que gira com velocidade de 632 rpm envolto por um tambor concêntrico de 305 mm de diâmetro e com 114 mm de profundidade, que gira a 70 rpm (90% da velocidade crítica). A Figura 25 apresenta um desenho esquemático do funcionamento do equipamento.

Figura 25. AI - Equipamento e detalhes do funcionamento.

Fonte: Delboni et al. 2014

O tambor externo possui revestimento adequado para levantar as partículas de minério e permitir contato com uma palheta, que assim gira no mesmo sentido das partículas.

A palheta apresenta dimensões de 75 x 12 x 6 mm, sendo fabricada em aço SAE 4340 e com dureza de 500 *Brinell*. Da forma como montada no equipamento, a superfície da palheta exposta à abrasão é de 600 mm².

4.4.1.2 **PROCEDIMENTOS**

Após britagem e peneiramento, o material é separado de forma a obter massa suficiente de fragmentos com tamanho entre 3/4" e 1/2" (19,0 x 12,7 mm). As etapas de condução do ensaio são descritas a seguir:

- Preparar quatro lotes de 400 g cada com o material previamente preparado;
- Selecionar uma palheta nova;
- Pesar a palheta, previamente limpa e seca, em uma balança analítica (com precisão de miligrama). É imprescindível que a palheta esteja limpa, isenta de verniz, óleo, oxidação ou qualquer substância e que a superfície esteja lisa;
- Inserir a palheta no rotor do equipamento e fixá-la no local. A face não previamente desgastada, caso a palheta já tenha sido previamente utilizada, deve ser dirigida de maneira que ela sofrerá o impacto dos sólidos no moinho à medida que passa através do leito de partículas;

- Carregar o equipamento com uma das alíquotas de 400 g de amostra e fechar as tampas bipartidas;
- Rodar o equipamento por 15 minutos;
- Esvaziar o tambor e substituir o material por uma nova alíquota de 400 g. Operar o equipamento novamente por 15 minutos, repetindo esta etapa para as demais alíquotas. Concluídos os quatro ciclos de operação, limpar bem a carcaça do equipamento;
- Remover a palheta, limpando-a com álcool, e deixando-a secar ao ar. Pesar a palheta, já seca, novamente com na balança analítica;
- A variação no peso da palheta, isto é, o número de gramas de metal removido por abrasão, é definido como o índice de abrasividade (AI) para o material submetido ao ensaio;
- Reunir a amostra composta do material descarregado das quatro bateladas, pesá-la para verificar perdas e submetê-la à análise granulométrica por peneiramento para obtenção do parâmetro P_{80} (mm) do produto, em peneirador suspenso por 15 minutos.

4.4.1.3 CLASSIFICAÇÃO E VALORES TÍPICOS

A seguir, a Tabela 8 apresenta as faixas utilizadas para classificar amostras segundo a variável *Índice de Abrasão*, já a Tabela 9 apresenta uma relação de valores típicos do parâmetro AI, segundo o tipo de rocha/mineral.

Tabela 8. Faixas de classificação do Índice de Abrasão.

Intervalo de valores do <i>Índice de Abrasão de Bond</i>		Classificação
Inferior	Superior	
0,000	0,050	Excepcionalmente Baixo
0,051	0,100	Extremamente Baixo
0,101	0,200	Baixo
0,201	0,300	Médio-Baixo
0,301	0,400	Médio
0,401	0,500	Médio- Alto
0,501	0,600	Alto
0,601	0,700	Muito Alto
0,701	0,800	Extremamente Alto
> 0,8		Excepcionalmente Alto

Fonte: Delboni et. Al., 2014

Tabela 9. Valores típicos de AI de Bond.

Material	AI
Alumina	0,9
Andesita	0,5
Anfibólio	0,2 – 0,45
Arenito	0,1 – 0,9
Basalto	0,1 – 0,3
Calcário	0,001 – 0,03
Diabásio	0,2 – 0,4
Diorito	0,4
Dolomita	0,01 – 0,05
Gabro	0,4
Gnaisse	0,4 – 0,6
Granito	0,45 – 0,65
Hematita	0,15 – 0,55
Magnesita	0,08
Magnetita	0,3 – 0,7
Mármore	0,001 – 0,03
Pórfiro	0,1 – 0,9
Quartzito	0,65 – 0,85
Sienito	0,4
Silex (<i>Hornfels</i>)	0,7
Sulfetos pesados	0,13

(Fonte: Allis Chalmers *apud* Delboni et al., 2014)

4.5 MODELAGEM E SIMULAÇÃO

4.5.1 DESCRIÇÃO

Modelos são conjuntos de equações que relacionam respostas (variáveis dependentes) com variáveis independentes de controle.

Modelos empíricos geralmente expressam estimativas de desempenho através de regressões lineares ou não-lineares entre os dados de entrada e saída observados em determinados processos. Os modelos ditos fenomenológicos são desenvolvidos a partir de uma descrição mecanística do processo em conjunto com parâmetros fisicamente significantes, determinados a partir de experimentos, observações ou bases de dados (Napier-Munn et al., 1999). Ambas as abordagens englobam os modelos utilizados neste documento.

A Figura 26 e a Figura 27 a seguir apresentam, respectivamente, as etapas típicas presentes em modelagens e simulações de processos industriais.

Figura 26. Estimativa de parâmetros de modelos

Fonte: adaptado de Napier-Munn et al., 1999

Figura 27. Simulação para condições operacionais definidas

Fonte: adaptado de Napier-Munn et al., 1999

A Figura 26 e a Figura 27 apresentam a seguinte distinção de etapas:

- **Aquisição de dados:** amostragem, ensaios, tratamento laboratorial;
- **Tratamento de dados:** balanceamento, calibração e simulação.

As campanhas de amostragem realizadas no circuito industrial de britagem HL foram consideradas adequadas para a realização do presente trabalho. Ainda, o tratamento laboratorial foi criterioso e os dados obtidos foram considerados consistentes.

No presente trabalho foram utilizados os seguintes modelos para os britadores (*Crusher-Whiten/Andersen*) e para a peneira (*Efficiency Curve*) com o auxílio do simulador *JKSimMet* 6.1. Os modelos de cominuição e peneiramento utilizados são robustos e apresentam ótimos resultados quando devidamente calibrados.

5 CRIAÇÃO DO MODELO

5.1 PREPARAÇÃO

Após a realização da amostragem na usina, os fluxos amostrados seguem para um processo de caracterização tecnológica em laboratório. A partir dos dados obtidos em laboratório, é verificada a consistência destes dados, para realização de ajustes, quando necessários, através do balanço de massas dos fluxos amostrados.

O balanço de massas consiste em calcular valores com desvios aceitáveis em relação aos dados experimentais, de forma que sejam consistentes e respeitem a conservação de massa do circuito.

Os resultados do balanço de massas formam então a base para a modelagem matemática dos circuitos de moagem amostrados e definição dos parâmetros para simulação dos mesmos. O simulador utilizado para fechamento de balanço mássico, modelagem e simulação foi o *JKSimMet* Versão 6.0.1, cujos modelos empregados foram descritos na Seção 3.4.

5.2 MODELO DESENVOLVIDO

O modelo desenvolvido no presente trabalho teve por objetivo simular o efeito da variação de rotação do moinho de martelos no desempenho do processo. O modelo criado consiste em um método tal como é descrito a seguir.

Primeiramente é realizada amostragem completa da usina alvo do estudo e seus parâmetros operacionais são registrados. Realiza-se a caracterização tecnológica dos fluxos e o balanço de massas do circuito. Estes dados são utilizados para a modelagem e calibração do Caso Base no simulador *JkSimMet*, utilizando-se o modelo clássico para britadores de Whiten e Andersen, descrito na Seção 3.4.3.1;

Durante os ensaios de caracterização tecnológica, é obtida a curva E_{cs} vs t_{10} , através dos ensaios de DWT;

Com o Caso base modelado e calibrado, parte-se para as simulações do comportamento da usina conforme a variação da velocidade de rotação do moinho de martelos.

Implica-se como premissa que a variação da rotação do moinho de martelos causará uma variação da energia cinética no equipamento e, em consequente, ocorrerá uma variação na energia específica de quebra (E_{cs}). Conforme a Equação 21, uma variação da energia específica de quebra acarretará em uma variação do parâmetro t_{10} .

A variação da energia específica de quebra é acarretada pela variação da energia cinética associada ao martelo em rotação, conforme a Equação 28 a seguir:

$$E_{CS} \sim E_{CIN} = m\omega^2 R^2 FP$$

Equação 28. Relação entre energia cinética e energia específica de quebra
Onde:

E_{CS}	=	Energia Específica de Quebra;
E_{CIN}	=	Energia Cinética;
m	=	Massa do martelo (kg);
ω	=	Velocidade angular (Hz);
R	=	Distância entre o eixo e o martelo (m);
FP	=	Fator de transferência de potência – adotado 90%;

Para as diferentes rotações, sem alterar os outros parâmetros do moinho de martelos, obtém-se uma variação na energia cinética de impacto através da variação da velocidade de rotação do equipamento, implicando em uma variação na energia específica de quebra, conforme a Equação 29 a seguir:

$$E_{CS} = E_{CS_{CB}} \times \frac{(n_{SIM})^2}{(n_{CB})^2}$$

Equação 29. Variação da específica de quebra devido à variação de velocidade de rotação dos martelos

Onde:

E_{CS}	=	Energia Específica de Quebra;
$E_{CS_{CB}}$	=	Energia Específica de Quebra do Caso Base;
n_{SIM}	=	Velocidade de rotação dos martelos simulado;
n_{CB}	=	Velocidade de rotação dos martelos do Caso Base.

Com isto, é obtido um novo valor para t_{10} associado ao novo valor de velocidade de rotação dos martelos. Aplica-se então ao modelo calibrado o novo perfil de fragmentação obtido para a nova rotação e obtém-se assim a simulação do desempenho do equipamento para o novo valor de rotação do moinho de martelos, mantendo como base de simulação o modelo clássico de Whiten e Andersen.

De maneira visual, o modelo pode ser explicado conforme a Figura 28 a seguir:

Figura 28. Fluxograma do modelo proposto

Fonte: autoria própria.

6 RESULTADOS E DISCUSSÃO

6.1.1 AMOSTRAGEM

A tomada de amostras do circuito foi realizada pela equipe da Anglo Gold Ashanti, no dia 23 de novembro de 2016, após o mesmo operar de modo estável por um período de duas horas. Houve então uma parada instantânea total do circuito, garantindo a segurança do procedimento através do bloqueio elétrico dos equipamentos e os transportadores de correia do circuito. Com o circuito paralisado, retirou-se as amostras da alimentação da peneira (02), *oversize* da peneira (03), *undersize* da peneira (05) e produto aglomerado (06). Ressalta-se que estas amostras foram obtidas através da retirada completa de uma seção transversal do transportador de correia, afim de evitar segregação da amostra.

Na sequência, o circuito foi posto em marcha com apenas o britador secundário em operação, isto é, com o britador primário parado, e seu funcionamento foi novamente interrompido, com segurança. Obteve-se assim a amostra do produto do britador secundário (04).

Por último, o circuito foi posto em marcha com apenas o britador primário em operação, ou seja, com o britador secundário e transportador de correia parados. Após nova parada, foi obtida a amostra do produto da britagem primária (01).

As massas das amostras obtidas na campanha podem ser observadas na Tabela 10 abaixo.

Tabela 10. Amostras obtidas

Amostras Minério de Transição "Minério Competente"	Massa Bruta (kg)
PRODUTO BRITAGEM PRIMÁRIA	149,75
ALIMENTAÇÃO PENEIRA	69,80
OVERSIZE DA PENEIRA	21,15
UNDERSIZE DA PENEIRA	11,05
PRODUTO MOINHO DE MARTELOS	137,10
PRODUTO AGLOMERADO	29,70

Fonte: autoria própria

6.2 CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA DO MINÉRIO

Os ensaios de caracterização tecnológica do minério de Córrego do Sítio I foram conduzidos no Laboratório de Tratamento de Minérios da Escola Politécnica da USP, utilizando-se alíquotas de amostra obtida do ROM no dia da amostragem.

6.2.1 DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DOS FLUXOS AMOSTRADOS

Todas as amostras tomadas durante a campanha de amostragem do circuito de britagem HL foram submetidas ao peneiramento a seco para determinação da distribuição granulométrica. A Tabela 11 e apresenta as distribuições granulométricas para as amostras da campanha de amostragem. Sua representação gráfica pode ser observada na Figura 29.

Tabela 11. Distribuições granulométricas experimentais do circuito de britagem HL – Primeira campanha de amostragem

Tamanho (mm)	% Passante Acumulada					
	Prod BRI	Alim Pen	O/S Pen	U/S Pen	Prod BR II	Aglomerado
152	100	100	100	100	100	100
127	98,4	100	100	100	100	100
102	91,6	97,6	100	100	98,8	100
76,2	88,2	97,6	88,4	100	96,4	100
63,0	82,0	91,9	68,8	100	92,2	100
50,8	77,2	85,1	55,2	100	80,8	100
37,5	71,3	77,2	37,5	100	67,1	100
25,4	64,9	67,0	21,2	100	50,4	100
19,1	59,4	59,0	9,0	99,5	37,0	99,1
16,0	57,0	54,8	6,0	94,2	31,9	94,4
12,7	52,7	50,1	5,2	85,6	27,6	86,4
9,50	47,9	45,4	4,7	77,2	23,9	77,2
6,35	42,1	39,7	4,3	65,7	19,6	67,7
3,35	34,3	32,4	3,7	50,9	14,9	54,4
1,68	27,9	26,5	3,3	40,0	11,6	43,6
0,850	22,7	21,7	3,1	32,4	9,1	35,3
0,420	18,8	17,9	2,7	25,8	7,2	28,2
0,210	15,5	14,8	2,4	20,6	5,7	22,6

Fonte: autoria própria

Figura 29. Distribuições granulométricas dos fluxos amostrados

Fonte: autoria própria

6.2.2 PICNOMETRIA

Foram realizados ensaios de picnometria para determinação da massa específica sobre a amostra do produto de britagem primária do minério obtido durante a campanha de amostragem do circuito de britagem HL. Os resultados estão apresentados na Tabela 12 a seguir.

Tabela 12. Massa específica dos sólidos (g/cm³).

Alimentação Nova - Minério de Transição			
M.Inicial (g)	10,533	10,535	10,533
M1	35,481	35,480	35,479
M2	46,014	46,015	46,012
M3	92,698	92,655	92,647
M4	86,090	86,088	86,092
Densidade	2,68	2,65	2,65

Fonte: autoria própria

O valor médio obtido para a massa específica da amostra estudada foi de 2,67 g/cm³.

6.2.3 DENSIDADE APARENTE

Ensaio para determinação da densidade aparente do minério foram realizados com a amostra do produto da britagem primária tomadas durante a campanha de amostragem do circuito de britagem HL. Os ensaios foram realizados para um conjunto de quatro frações granulométricas, quais sejam: -19,1 +16,0 mm; -16,0 +12,7 mm; -12,7 +9,50 mm e -9,50 +6,35 mm. Os resultados estão apresentados na Tabela 13 a seguir.

Tabela 13. Densidade aparente.

Alimentação Nova			
Fração Granulométrica	Massa (g)	Volume Compactado (cm ³)	Densidade Aparente (g/cm ³)
-19,1 +16,0 mm	1123,9	800	1,40
-16,0 +12,7 mm	1799,9	1280	1,41
-12,7 +9,50 mm	844,7	600	1,41
-9,50 +6,35 mm	1168,3	820	1,42
-19,1 +16,0 mm	1688,8	1220	1,38
-16,0 +12,7 mm	1783,0	1280	1,39
-12,7 +9,50 mm	703,4	500	1,41
-9,50 +6,35 mm	1245,0	870	1,43

Fonte: autoria própria

A densidade aparente calculada para a amostra tomada durante a campanha de amostragem do circuito de britagem HL indica valores crescentes no sentido de diminuição das frações granulométricas. Deste modo, a amostra indica densidade aparente média de 1,40 g/cm³.

6.2.4 DWT

Foram realizados ensaios de *DWT* com a amostra obtida durante a campanha de amostragem do circuito de britagem HL. O resultado detalhado do ensaio pode ser observado na Tabela 14.

Tabela 14. Resultados detalhados ensaio DWT

Lote	Tamanho (mm)	E_{cs} (kWh/t)	t_{10} (%)
1	63,0 X 53,0	0,40	42,1
2	63,0 X 53,0	0,25	34,1
3	63,0 X 53,0	0,10	21,0
4	45,0 x 37,5	1,01	60,7
5	45,0 x 37,5	0,25	36,4
6	45,0 x 37,5	0,10	17,4
7	31,5 x 26,5	2,51	64,5
8	31,5 x 26,5	1,01	55,3
9	31,5 x 26,5	0,25	27,6
10	22,4 x 19,0	2,51	65,5
11	22,4 x 19,0	1,00	50,6
12	22,4 x 19,0	0,25	22,7
13	16,0 x 13,2	2,52	62,5
14	16,0 x 13,2	1,01	47,7
15	16,0 x 13,2	0,25	20,5

Fonte: autoria própria

O resultado final do ensaio é então apresentado na Tabela 15 a seguir.

Tabela 15. Resultados dos ensaios de DWT.

Amostra	Impacto			
	A	b	IQ	Resistência
Minério de Transição	61,5	2,53	156	Extremamente Baixa

Fonte: autoria própria

Os valores dos parâmetros A e b listados na Tabela 15 foram determinados a partir da regressão não linear entre os 15 pares de valores de energia aplicada – E_{cs} , (kWh/t) e fragmentação resultante - t_{10} (%), conforme descrição contida na seção 3.6.2.

A amostra apresentou elevado IQ (Índice de Quebra), indicando resistência à fragmentação por impacto extremamente baixa.

Na sequência, a Tabela 16 apresenta a matriz quebra do minério e a Figura 30 apresenta as relações de fragmentação t_n versus t_{10} para o minério estudado.

Tabela 16. Matriz quebra.

Minério de Transição					
t_{10}	t_{75}	t_{50}	t_{25}	t_4	t_2
10	4,1	4,9	6,6	19,3	38,2
20	8,3	9,8	13,1	36,9	64,7
30	12,4	14,7	19,7	52,7	81,7

Fonte: autoria própria

Figura 30. Curvas t_n versus t_{10} – Minério de Transição

Fonte: autoria própria

6.2.5 WI

Ensaio para determinação do WI de Bond foi realizado para a amostra do produto da britagem primária tomadas durante a campanha de amostragem do circuito de britagem HL. O ensaio foi executado com malha de controle de 0,106 mm (150# Tyler). O resultado detalhado é apresentado na Tabela 17 a seguir.

Tabela 17. Resultado detalhado do ensaio de WI de Bond.

Minério de Transição		
Tamanho (mm)	Alimentação Nova	Produto Final
	% Passante Acumulada	
3,35	100	100
2,36	88,1	100
1,70	68,4	100
1,16	56,1	100
0,850	47,6	100
0,600	41,9	100
0,420	37,7	100
0,300	33,0	100
0,212	27,0	100
0,150	24,0	100
0,106	20,5	100
0,075	12,7	87,6
0,053	2,3	70,6
0,045	1,5	62,1
d ₈₀ (mm)	2,08	0,065

Fonte: autoria própria

O resultado final do ensaio pode ser observado na Tabela 18 a seguir.

Tabela 18. Resultado ensaio WI de Bond

Amostra	Malha Teste (mm)	Fração da Alimentação Passante na Malha Teste	F ₈₀ (mm)	P ₈₀ (mm)	G _{bp} (g/rev)	WI (kWh/sht)	WI (kWh/t)	Tenacidade
Minério de Transição	0,106	0,205	2,08	0,065	1,992	8,4	9,3	Média

Fonte: autoria própria

A amostra estudada apresenta WI de 9,3 kWh/t, indicando tenacidade média.

6.2.6 AI

Ensaio para determinação do AI de Bond foi realizado para com a amostra do produto da britagem primária tomada durante a campanha de amostragem do circuito de britagem HL. O resultado detalhado do ensaio pode ser observado na Tabela 19 a seguir.

Tabela 19. Resultado detalhado do ensaio de AI de Bond.

Minério de Transição				
Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
19,0	0	0	0	100
16,0	0	0	0	100
13,2	0	0	0	100
9,50	11,3	0,7	0,7	99,3
6,70	30,4	1,9	2,6	97,4
4,75	61,4	3,9	6,5	93,5
3,35	79,7	5,0	11,5	88,5
2,36	104,9	6,6	18,1	81,9
1,70	108,3	6,8	24,9	75,1
1,18	117,2	7,4	32,2	67,8
0,850	110,3	6,9	39,2	60,8
-0,850	968,7	60,8	100	0

Fonte: autoria própria

O resultado final do ensaio pode ser observado na Tabela 20 a seguir.

Tabela 20. Resultado final ensaio de AI de Bond

Amostra	Massa das Partículas (g)					Massa da Placa (g)		AI	Abrasividade
	Lote 1	Lote 2	Lote 3	Lote 4	Total	Inicial	Final		
Minério de Transição	400,6	400,6	400,6	400,4	1.602,2	97,068	96,977	0,092	Extremamente Baixa

Fonte: autoria própria

De acordo com a Tabela 20 o minério apresenta Índice de Abrasividade de 0,092, índice este que aponta uma abrasividade extremamente baixa para o minério estudado.

6.3 CASO BASE

O Caso Base do circuito britagem HL para o minério de Transição considera vazão de alimentação de 166 t/h, gerando produto final (*undersize* da peneira) com P_{80} de 10,3 mm.

A Tabela 21, a seguir, apresenta as principais dimensões e condições operacionais dos equipamentos do circuito de britagem HL para o Caso Base.

Tabela 21. Condições operacionais e equipamentos do circuito de britagem HL – Caso Base.

Britador Primário		Parâmetros	Peneira
Fabricante	Faço	Fabricante	Faço
Modelo	Mandíbula - 8050	Modelo	N.I. *
APF (mm)	88,9	Largura (m)	1,86
Britador Secundário		Comprimento (m)	4,30
Fabricante	Faço	Abertura do Primeiro Deck (mm)	25,4
Modelo	Martelo - 75100 HD	Formato da Abertura do Primeiro Deck	Quadrado
Abertura da Grelha (mm)	sem grelha	Abertura do Segundo Deck (mm)	19,1
Rotação (rpm)	900	Formato da Abertura do Segundo Deck	Quadrado
Número de Martelos	2 linhas (4 martelos/linha)	*N.I.: Não informado	

Fonte: autoria própria

6.3.1 BALANÇO DE MASSAS

A Figura 31, a seguir, apresenta o fluxograma e o sumário do balanço de massas global obtido no estabelecimento do Caso Base para o circuito de britagem HL. Na sequência a Tabela 22 apresenta os resultados detalhados do respectivo balanço de massas obtido para o Caso Base, com inclusão para cada um dos fluxos de vazões de sólidos e distribuições granulométricas completas.

Figura 31. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Caso Base.

Fonte: autoria própria

Tabela 22. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Caso Base.

Variáveis	Produto Britagem Primária	Peneira			Britador Secundário		Produto Final Britagem
		Alimentação	Oversize	Undersize	Alimentação	Produto	
Vazão de Sólidos (t/h)	166	346	180	166	180	180	166
Massa Específica (t/m ³)	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65
P ₈₀ (mm)	51,3	49,3	68,6	10,3	68,6	48,3	10,3
Tamanho (mm)	Porcentagem Passante Acumulada						
152	100	100	100	100	100	100	100
127	98,7	99,4	98,8	100	98,8	99,9	100
102	97,0	98,2	96,4	100	96,4	99,3	100
76,2	91,2	93,2	86,5	100	86,5	95,2	100
63,0	84,1	86,5	73,9	100	73,9	88,6	100
50,8	79,8	80,8	62,7	100	62,7	81,8	100
37,5	74,3	72,1	45,7	100	45,7	70,1	100
25,4	68,5	60,1	21,7	100	21,7	52,2	100
19,1	64,3	52,1	9,2	99,2	9,2	40,6	99,2
16,0	61,6	47,6	4,9	94,0	4,9	34,7	94,0
12,7	57,3	43,4	4,2	86,7	4,2	30,5	86,7
9,50	52,2	38,7	3,7	76,9	3,7	26,2	76,9
6,35	45,8	33,2	3,1	65,8	3,1	21,5	65,8
3,35	36,9	26,2	2,5	51,9	2,5	16,2	51,9
1,68	29,8	20,7	2,0	41,1	2,0	12,4	41,1
0,850	24,3	16,7	1,6	33,1	1,6	9,7	33,1
0,420	19,9	13,5	1,3	26,8	1,3	7,6	26,8
0,212	16,3	11,0	1,0	21,7	1,0	6,0	21,7

Fonte: autoria própria

6.3.2 DIAGNÓSTICO DE OPERAÇÃO DA USINA

A Figura 32, a seguir, apresenta as curvas de distribuições granulométricas do circuito de britagem HL para o Caso Base.

Figura 32. Curvas de distribuições granulométricas do circuito de britagem HL – Caso Base.

Fonte: autoria própria

A Tabela 23, a seguir, apresenta os índices de desempenho de processo do circuito de britagem HL obtidos para o Caso Base.

Tabela 23. Desempenho do circuito de britagem HL – Caso Base.

Variáveis	Circuito de Britagem
Vazão de Sólidos Nova (t/h)	166
Vazão de Sólidos BR II (t/h)	180
F ₈₀ (mm) - Prod BR I	51,3
F ₈₀ (mm) - BR II	68,6
P ₈₀ (mm) - Undersize Peneira	10,3
P ₈₀ (mm) - BR II	48,3
Relação de Redução - Circuito	5,0
Relação de Redução - Britador	1,4
Carga Circulante (%)	108

Fonte: autoria própria

Considerando o produto da britagem primária como alimentação o circuito indicou relação de redução de 5,0 e moderadamente carga circulante regular de 108%.

O desempenho da etapa de peneiramento foi avaliado por meio da eficiência de peneiramento, conforme Equação 30.

$$\mathcal{E}_{Peneiramento} = 100 \times \left(\frac{Q_{US} \times \%P_{USAbertura}}{Q_{Alim} \times Q_{AlimAbertura}} \right)$$

Equação 30. Cálculo da eficiência de peneiramento.

Onde:

$\mathcal{E}_{Peneiramento}$	=	Eficiência de peneiramento (%);
Q_{US}	=	Vazão de sólidos do <i>undersize</i> ;
Q_{Alim}	=	Vazão de sólidos da alimentação;
$\%P_{USAbertura}$	=	Porcentagem passante do <i>undersize</i> na malha de abertura;
$\%P_{AlimAbertura}$	=	Porcentagem passante da alimentação na malha de abertura.

A Tabela 24, a seguir, apresenta o resultado do cálculo do desempenho do peneiramento do circuito de britagem HL para o Caso Base.

Tabela 24. Desempenho da peneira do circuito de britagem HL – Caso Base.

Variáveis	Peneira
Abertura (mm)	19
Eficiência de Peneiramento (%)	91
Partição para o Oversize (%)	52

*Análise considerando apenas o segundo deck

Fonte: autoria própria

A etapa de peneiramento do circuito HL apresentou para o Caso Base eficiência de peneiramento de 91% para a abertura de 19,0 mm, indicando ótimo desempenho para a etapa.

A Tabela 25, a seguir, apresenta o cálculo da área necessária de peneiramento para a peneira do circuito de britagem HL para o Caso Base, descrevendo e quantificando todos os fatores envolvidos no cálculo, segundo o método da Allis Chalmers.

Tabela 25. Cálculo da área de peneiramento da peneira do circuito de britagem HL – Caso Base.

Fator	Descrição	Unidade Parâmetro	Valor*
	Abertura**	mm	19
	Vazão mássica nominal de sólidos	t/h	346
	Densidade aparente do minério***	t/m ³	1,40
T	Vazão volumétrica de sólidos	m ³ /h	247
C	Fator de Capacidade	m ³ /h/m ²	30
M	Fator devido ao oversize	47,9%	1,15
K	Fator devido a fração < 1/2 da abertura contida na alimentação	38,7%	0,97
Q1	Posição do deck	2º Deck	0,90
Q2	Formato das partículas	cúbica	1,00
Q3	Peneiramento via úmido	seco	1,00
Q4	Umidade	3-5%	0,85
Q5	Porcentagem da área aberta	Arame-Quadrada	1,00
Q6	Tipo de peneira	Convecional	1,00
Área de peneiramento necessária		m ²	9,6
Área de peneiramento existente		m ²	8,0
Td	Vazão volumétrica de sólidos na descarga da peneira	m ³ /h	128
S	Velocidade do material na descarga da peneira****	m/min	30
D	Altura da camada na descarga da peneira	mm	42
	Altura máxima recomendada da camada na descarga da peneira	mm	57

*Resultados baseados no Método de dimensionamento da Allis Chalmers

**Adotado valor referente ao segundo deck

***Densidade aparente determinada a partir de ensaios de laboratório no LTMEPUSP

****Adotado valor conforme Manual de Britagem Metso - 6ª Edição 2005

Fonte: autoria própria

De acordo com a Tabela 24 a peneira do circuito de britagem HL – Caso Base indicou área de peneiramento necessária de 9,6 m² (segundo o método de dimensionamento da Allis Chalmers), área 20% maior do que a área de peneiramento instalada (8,0 m²). Entretanto, como observado a peneira apresentou ótimo desempenho, portanto, considerando as limitações do

modelo da Allis Chalmers o Fator de Capacidade “C” deve ser corrigido de modo a indicar a real capacidade de peneiramento por área de peneira ($\text{m}^3/\text{h}/\text{m}^2$). Deste modo, o real Fator de Capacidade “C” da peneira para o Caso Base é de 36.

O cálculo da altura da camada na descarga da peneira para o Caso Base indicou valor de 42 mm, ou seja, abaixo valor máximo recomendado, corroborando a adequação das dimensões da peneira para as condições e vazões de operação atuais.

7 SIMULAÇÕES DO CIRCUITO INTEGRADO

Sete cenários foram simulados variando a rotação do moinho de martelos de 1.000 a 1.600 rpm (incremento de 100 rpm para cada cenário). A relação entre aumento da rotação do moinho de martelos e fragmentação resultante foi baseada no resultado do ensaio de *DWT* para o respectivo minério. A Figura 33, a seguir, ilustra o resultado entre fragmentação resultante (t_{10} – porcentagem passante no tamanho 1/10 do tamanho original de uma partícula, após ser submetida a um evento de quebra) e energia específica (kWh/t) para o minério de transição.

Figura 33. Curva t_{10} versus Energia Específica – Minério de Transição.

Fonte: autoria própria

Conforme os procedimentos descritos na seção 4.3.5 os valores dos parâmetros *A* e *b* listados na Tabela 15 foram determinados a partir da regressão não linear entre os 15 pares de valores de energia aplicada – E_{cs} , (kWh/t) e fragmentação resultante – t_{10} (%), através do Método dos Mínimos Quadrados (MMQ) utilizando o método descrito na seção 4.3.5.

Com base nos procedimentos supracitados os cenários simulados para aumento da capacidade do circuito de britagem HL através do aumento da rotação do moinho de martelos consistiram em:

- **Cenário I:** rotação do moinho de martelos para 1.000 rpm;
- **Cenário II:** rotação do moinho de martelos para 1.100 rpm;
- **Cenário III:** rotação do moinho de martelos para 1.200 rpm;
- **Cenário IV:** rotação do moinho de martelos para 1.300 rpm;
- **Cenário V:** rotação do moinho de martelos para 1.400 rpm;
- **Cenário VI:** rotação do moinho de martelos para 1.500 rpm;
- **Cenário VII:** rotação do moinho de martelos para 1.600 rpm.

Os parâmetros simulados para os diferentes cenários encontram-se na Tabela 26.

Tabela 26. Cenários Simulados

Cenário	Rotação (rpm)	Multiplicador de E_{cs}	E_{cs}	t_{10}
Caso Base	900	-	0.0395	5.851
Cenário I	1000	1.235	0.0478	7.013
Cenário II	1100	1.494	0.0571	8.270
Cenário III	1200	1.778	0.0672	9.612
Cenário IV	1300	2.086	0.0781	11.033
Cenário V	1400	2.420	0.0900	12.525
Cenário VI	1500	2.778	0.1027	14.077
Cenário VII	1600	3.160	0.1163	15.682

Fonte: autoria própria

A Figura 34 e a Tabela 27 na sequência apresentam o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas e o balanço de massas detalhado, respectivamente, obtidos para o Cenário I.

Figura 34. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário I

Fonte: autoria própria

Tabela 27. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário I.

Variáveis	Produto Britagem Primária	Peneira			Britador Secundário		Produto Final Britagem
		Alimentação	Oversize	Undersize	Alimentação	Produto	
Vazão de Sólidos (t/h)	178	358	180	178	180	180	178
Massa Específica (t/m ³)	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65
P ₈₀ (mm)	51,3	48,1	69,0	10,0	69,0	46,5	10,0
Tamanho (mm)	Porcentagem Passante Acumulada						
152	100	100	100	100	100	100	100
127	98,7	99,3	98,7	100	98,7	99,9	100
102	97,0	98,1	96,3	100	96,3	99,4	100
76,2	91,2	93,3	86,2	100	86,2	95,5	100
63,0	84,1	86,7	73,6	100	73,6	89,3	100
50,8	79,8	81,4	62,5	100	62,5	83,0	100
37,5	74,3	73,2	46,0	100	46,0	72,1	100
25,4	68,5	62,1	23,2	100	23,2	55,6	100
19,1	64,3	54,5	10,9	99,3	10,9	44,6	99,3
16,0	61,6	50,2	6,5	94,5	6,5	38,8	94,5
12,7	57,3	45,9	5,6	87,5	5,6	34,6	87,5
9,50	52,2	41,2	4,9	78,0	4,9	30,2	78,0
6,35	45,8	35,5	4,3	67,1	4,3	25,2	67,1
3,35	36,9	28,2	3,4	53,2	3,4	19,5	53,2
1,68	29,8	22,4	2,7	42,4	2,7	15,2	42,4
0,850	24,3	18,1	2,2	34,3	2,2	12,0	34,3
0,420	19,9	14,7	1,8	27,8	1,8	9,6	27,8
0,212	16,3	12,0	1,4	22,6	1,4	7,7	22,6

Fonte: autoria própria

A Figura 35 e a Tabela 28 na sequência apresentam o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas e o balanço de massas detalhado, respectivamente, obtidos para o Cenário II.

Figura 35. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário II.

Fonte: autoria própria

Tabela 28. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário II.

Variáveis	Produto Britagem Primária	Peneira			Britador Secundário		Produto Final Britagem
		Alimentação	Oversize	Undersize	Alimentação	Produto	
Vazão de Sólidos (t/h)	188	368	180	188	180	180	188
Massa Específica (t/m ³)	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65
P ₈₀ (mm)	51,3	47,0	69,2	9,76	69,2	44,6	9,76
Tamanho (mm)	Porcentagem Passante Acumulada						
152	100	100	100	100	100	100	100
127	98,7	99,3	98,6	100	98,6	99,9	100
102	97,0	98,1	96,1	100	96,1	99,4	100
76,2	91,2	93,4	86,0	100	86,0	95,8	100
63,0	84,1	87,0	73,3	100	73,3	90,0	100
50,8	79,8	81,9	62,5	100	62,5	84,1	100
37,5	74,3	74,2	46,5	100	46,5	74,0	100
25,4	68,5	63,8	24,6	100	24,6	58,7	100
19,1	64,3	56,6	12,7	99,4	12,7	48,3	99,4
16,0	61,6	52,4	8,1	94,9	8,1	42,8	94,9
12,7	57,3	48,2	7,2	88,2	7,2	38,6	88,2
9,50	52,2	43,4	6,3	79,0	6,3	34,1	79,0
6,35	45,8	37,6	5,5	68,3	5,5	29,0	68,3
3,35	36,9	30,0	4,4	54,6	4,4	22,8	54,6
1,68	29,8	24,0	3,5	43,7	3,5	18,1	43,7
0,850	24,3	19,5	2,9	35,5	2,9	14,5	35,5
0,420	19,9	15,9	2,3	28,9	2,3	11,7	28,9
0,212	16,3	13,0	1,9	23,6	1,9	9,5	23,6

Fonte: autoria própria

A Figura 36 e a Tabela 29 na sequência apresentam o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas e o balanço de massas detalhado, respectivamente, obtidos para o Cenário III.

Figura 36. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário III.

Fonte: autoria própria

Tabela 29. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário III.

Variáveis	Produto Britagem Primária	Peneira			Britador Secundário		Produto Final Britagem
		Alimentação	Oversize	Undersize	Alimentação	Produto	
Vazão de Sólidos (t/h)	197	377	180	197	180	180	197
Massa Específica (t/m ³)	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65
P ₈₀ (mm)	51,3	46,0	69,4	9,51	69,4	42,7	9,51
Tamanho (mm)	Porcentagem Passante Acumulada						
152	100	100	100	100	100	100	100
127	98,7	99,3	98,6	100	98,6	99,9	100
102	97,0	98,1	96,0	100	96,0	99,5	100
76,2	91,2	93,5	85,9	100	85,9	96,1	100
63,0	84,1	87,2	73,1	100	73,1	90,6	100
50,8	79,8	82,3	62,5	100	62,5	85,1	100
37,5	74,3	75,0	47,0	100	47,0	75,8	100
25,4	68,5	65,2	26,1	100	26,1	61,6	100
19,1	64,3	58,4	14,6	99,4	14,6	51,9	99,4
16,0	61,6	54,4	9,9	95,3	9,9	46,5	95,3
12,7	57,3	50,2	8,8	88,9	8,8	42,4	88,9
9,50	52,2	45,4	7,8	80,0	7,8	37,9	80,0
6,35	45,8	39,5	6,8	69,5	6,8	32,6	69,5
3,35	36,9	31,8	5,5	55,9	5,5	26,2	55,9
1,68	29,8	25,6	4,4	45,0	4,4	21,0	45,0
0,850	24,3	20,9	3,6	36,7	3,6	17,2	36,7
0,420	19,9	17,1	2,9	30,0	2,9	14,0	30,0
0,212	16,3	14,0	2,4	24,7	2,4	11,5	24,7

Fonte: autoria própria

A Figura 37 e a Tabela 30 na sequência apresentam o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas e o balanço de massas detalhado, respectivamente, obtidos para o Cenário IV.

Figura 37. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário IV.

Fonte: autoria própria

Tabela 30. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário IV.

Variáveis	Produto Britagem Primária	Peneira			Britador Secundário		Produto Final Britagem
		Alimentação	Oversize	Undersize	Alimentação	Produto	
Vazão de Sólidos (t/h)	205	385	180	205	180	180	205
Massa Específica (t/m ³)	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65
P ₈₀ (mm)	51,3	45,0	69,5	9,19	69,5	40,9	9,19
Tamanho (mm)	Porcentagem Passante Acumulada						
152	100	100	100	100	100	100	100
127	98,7	99,3	98,5	100	98,5	99,9	100
102	97,0	98,1	95,9	100	95,9	99,5	100
76,2	91,2	93,6	85,7	100	85,7	96,3	100
63,0	84,1	87,4	73,1	100	73,1	91,2	100
50,8	79,8	82,7	62,7	100	62,7	86,1	100
37,5	74,3	75,7	47,6	100	47,6	77,4	100
25,4	68,5	66,5	27,6	100	27,6	64,3	100
19,1	64,3	60,0	16,4	99,5	16,4	55,1	99,5
16,0	61,6	56,2	11,6	95,6	11,6	50,0	95,6
12,7	57,3	52,0	10,4	89,4	10,4	46,0	89,4
9,50	52,2	47,2	9,3	80,8	9,3	41,5	80,8
6,35	45,8	41,3	8,2	70,6	8,2	36,2	70,6
3,35	36,9	33,5	6,6	57,1	6,6	29,5	57,1
1,68	29,8	27,1	5,4	46,2	5,4	24,0	46,2
0,850	24,3	22,2	4,4	37,9	4,4	19,9	37,9
0,420	19,9	18,3	3,6	31,2	3,6	16,4	31,2
0,212	16,3	15,1	3,0	25,7	3,0	13,6	25,7

Fonte: autoria própria

A Figura 34 e a Tabela 31 na sequência apresentam o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas e o balanço de massas detalhado, respectivamente, obtidos para o Cenário V.

Figura 38. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário V.

Fonte: autoria própria

Tabela 31. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário V.

Variáveis	Produto Britagem Primária	Peneira			Britador Secundário		Produto Final Britagem
		Alimentação	Oversize	Undersize	Alimentação	Produto	
Vazão de Sólidos (t/h)	210	390	180	210	180	180	210
Massa Específica (t/m ³)	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65
P ₈₀ (mm)	51,3	44,0	69,5	8,89	69,5	39,0	8,89
Tamanho (mm)	Porcentagem Passante Acumulada						
152	100	100	100	100	100	100	100
127	98,7	99,3	98,5	100	98,5	100,0	100
102	97,0	98,1	95,9	100	95,9	99,5	100
76,2	91,2	93,6	85,7	100	85,7	96,5	100
63,0	84,1	87,6	73,1	100	73,1	91,7	100
50,8	79,8	83,1	62,9	100	62,9	86,9	100
37,5	74,3	76,4	48,3	100	48,3	78,8	100
25,4	68,5	67,7	29,0	100	29,0	66,7	100
19,1	64,3	61,5	18,2	99,5	18,2	58,1	99,5
16,0	61,6	57,8	13,4	95,9	13,4	53,2	95,9
12,7	57,3	53,6	12,1	89,9	12,1	49,3	89,9
9,50	52,2	48,8	10,9	81,5	10,9	44,8	81,5
6,35	45,8	42,9	9,6	71,5	9,6	39,5	71,5
3,35	36,9	35,0	7,8	58,3	7,8	32,7	58,3
1,68	29,8	28,5	6,4	47,4	6,4	27,0	47,4
0,850	24,3	23,5	5,2	39,1	5,2	22,6	39,1
0,420	19,9	19,4	4,3	32,4	4,3	18,8	32,4
0,212	16,3	16,1	3,6	26,8	3,6	15,8	26,8

Fonte: autoria própria

A Figura 39 e a Tabela 32 na sequência apresentam o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas e o balanço de massas detalhado, respectivamente, obtidos para o Cenário VI.

Figura 39. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário VI.

Fonte: autoria própria

Tabela 32. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário VI.

Variáveis	Produto Britagem Primária	Peneira			Britador Secundário		Produto Final Britagem
		Alimentação	Oversize	Undersize	Alimentação	Produto	
Vazão de Sólidos (t/h)	215	395	180	215	180	180	215
Massa Específica (t/m ³)	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65
P ₈₀ (mm)	51,3	43,1	69,5	8,62	69,5	37,3	8,62
Tamanho (mm)	Porcentagem Passante Acumulada						
152	100	100	100	100	100	100	100
127	98,7	99,3	98,5	100	98,5	100,0	100
102	97,0	98,1	95,8	100	95,8	99,5	100
76,2	91,2	93,7	85,7	100	85,7	96,7	100
63,0	84,1	87,8	73,1	100	73,1	92,2	100
50,8	79,8	83,4	63,2	100	63,2	87,7	100
37,5	74,3	77,0	49,0	100	49,0	80,2	100
25,4	68,5	68,7	30,5	100	30,5	68,8	100
19,1	64,3	62,7	19,9	99,5	19,9	60,7	99,5
16,0	61,6	59,1	15,1	96,1	15,1	56,1	96,1
12,7	57,3	55,0	13,7	90,4	13,7	52,3	90,4
9,50	52,2	50,3	12,5	82,2	12,5	48,0	82,2
6,35	45,8	44,4	11,0	72,4	11,0	42,7	72,4
3,35	36,9	36,4	9,0	59,4	9,0	35,8	59,4
1,68	29,8	29,8	7,4	48,6	7,4	29,9	48,6
0,850	24,3	24,7	6,1	40,3	6,1	25,3	40,3
0,420	19,9	20,6	5,1	33,5	5,1	21,3	33,5
0,212	16,3	17,1	4,2	27,9	4,2	18,1	27,9

Fonte: autoria própria

A Figura 40 e a Tabela 33 na sequência apresentam o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas e o balanço de massas detalhado, respectivamente, obtidos para o Cenário VII.

Figura 40. Fluxograma de processo do circuito de britagem HL – Cenário VII.

Fonte: autoria própria

Tabela 33. Balanço de massas detalhado do circuito de britagem HL – Cenário VII.

Variáveis	Produto Britagem Primária	Peneira			Britador Secundário		Produto Final Britagem
		Alimentação	Oversize	Undersize	Alimentação	Produto	
Vazão de Sólidos (t/h)	218	398	180	218	180	180	218
Massa Específica (t/m ³)	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65	2,65
P ₈₀ (mm)	51,3	42,3	69,4	8,38	69,4	35,6	8,38
Tamanho (mm)	Porcentagem Passante Acumulada						
152	100	100	100	100	100	100	100
127	98,7	99,3	98,4	100	98,4	100	100
102	97,0	98,1	95,8	100	95,8	99,6	100
76,2	91,2	93,8	85,7	100	85,7	96,9	100
63,0	84,1	87,9	73,3	100	73,3	92,6	100
50,8	79,8	83,7	63,5	100	63,5	88,4	100
37,5	74,3	77,5	49,7	100	49,7	81,3	100
25,4	68,5	69,5	31,9	100	31,9	70,7	100
19,1	64,3	63,8	21,6	99,6	21,6	63,1	99,6
16,0	61,6	60,3	16,9	96,3	16,9	58,7	96,3
12,7	57,3	56,3	15,4	90,8	15,4	55,0	90,8
9,50	52,2	51,6	14,0	82,8	14,0	50,8	82,8
6,35	45,8	45,7	12,4	73,3	12,4	45,6	73,3
3,35	36,9	37,7	10,2	60,4	10,2	38,7	60,4
1,68	29,8	31,1	8,4	49,8	8,4	32,7	49,8
0,850	24,3	25,9	7,0	41,5	7,0	27,9	41,5
0,420	19,9	21,6	5,9	34,7	5,9	23,7	34,7
0,212	16,3	18,1	4,9	29,0	4,9	20,3	29,0

Fonte: autoria própria

A Tabela 34 na sequência apresenta o sumário de resultados dos cenários simulados para aumento da capacidade do circuito de britagem HL mediante do aumento da rotação do moinho de martelos do respectivo circuito industrial.

Tabela 34. Sumário de resultados dos cenários simulados para aumento de capacidade do circuito de britagem HL da AGA-CdS I.

Cenários	Rotação do moinho de martelos* (rpm)	Vazão de alimentação nova de sólidos - base seca (t/h)	Carga circulante (%)	Vazão de alimentação de sólidos do britador de martelos - base seca (t/h)	Vazão de alimentação de sólidos da peneira - base seca (t/h)	Eficiência de peneiramento em 19,1 mm (%)	Alimentação do britador de martelos		Produto do britador de martelos		Relação de redução do britador de martelos	P ₈₀ do produto final (mm)
							F ₈₀ (mm)	% Passante em 19,1 mm	P ₈₀ (mm)	% Passante em 19,1 mm		
Caso Base	900	166	108	180	346	91	68,6	9,17	48,3	40,6	1,4	10,3
Cenário I	1000	178	101	180	358	91	69,0	10,9	46,5	44,6	1,5	10,0
Cenário II	1100	188	96	180	368	90	69,2	12,7	44,6	48,3	1,6	9,76
Cenário III	1200	197	91	180	377	89	69,4	14,6	42,7	51,9	1,6	9,51
Cenário IV	1300	205	88	180	385	88	69,5	16,4	40,9	55,1	1,7	9,19
Cenário V	1400	210	86	180	390	87	69,5	18,2	39,0	58,1	1,8	8,90
Cenário VI	1500	215	84	180	395	86	69,5	19,9	37,3	60,7	1,9	8,62
Cenário VII	1600	218	83	180	398	86	69,4	21,6	35,6	63,1	1,9	8,38

*Conforme manual do fabricante "Manula de Britagem Metso - 5ª Edição 2005" o intervalo de rotação do moinho de martelos 75100 HD é de 900 a 1600 rpm

Fonte: autoria própria

Os resultados dos cenários simulados apresentados na Tabela 34 indicaram que o circuito de britagem HL tem oportunidade de aumento da capacidade produtiva mediante o aumento da rotação do moinho de martelos. O aumento da rotação de 900 rpm (mínima do equipamento) para 1.600 rpm (máxima do equipamento) promove o aumento da produção de 166 t/h para 218 t/h – base seca (aumento de 31%). Verifica-se que o aumento da rotação do moinho de martelos promove uma maior fragmentação do material processado, como resultado há uma redução da carga circulante e, portanto, oportunidade do aumento da vazão de alimentação nova de sólidos.

É importante destacar que com a maior rotação do moinho de martelos e, por conseguinte, maior fragmentação do material processado, o produto final britado (*undersize* da peneira) torna-se mais fino como pode ser observado na última coluna (P_{80} do Produto Final) da Tabela 34. Em vista disto deve-se considerar o impacto que a maior quantidade de finos acarretará nos processos subsequentes de aglomeração e lixiviação.

8 VALIDAÇÃO DO MODELO

Com o intuito de avaliar a robustez do modelo proposto, foram realizados ensaios de bancada com moinho de martelos laboratorial disponível no Laboratório de Tratamento de Minério da Escola Politécnica da USP (LTM-EPUSP) e posterior simulação dos cenários ensaiados para comparação de resultados.

8.1 DESCRIÇÃO DO ENSAIO DE BANCADA

Para realização dos ensaios de bancada, foi utilizado o equipamento disponível no LTM-USP, um moinho de martelos com motor de potência nominal de 5 HP, composto por 3 linhas de martelos, cada qual composta por 1 martelo de 10 kg; com rotação máxima é 925 rpm. Foi instalado no equipamento um inversor de frequência, possibilitando a variação da rotação dos martelos para os diversos testes. Detalhes do equipamento podem ser observados na Figura 41 a seguir.

Figura 41. Moinho de martelos disponível no LTM - USP

Fonte: autoria própria

Quanto ao material de teste, foi obtido junto à usina de Córrego do Sítio I 221 kg de amostra do ROM do minério mais competente que alimenta a usina (minério de transição), com umidade de 9%. Ao recepcionar as amostras, as mesmas foram enviadas para secagem em estufa, a 70 °C, com o intuito de remover a umidade natural presente na amostra. Obteve-se assim 202 kg de massa seca para a realização dos ensaios.

A amostra seca seguiu então para um processo de escalpe em peneira com abertura de 19,1 mm, afim de remover os finos e obter uma granulometria de alimentação para os ensaios similar à granulometria encontrada na usina, onde o moinho de martelos é disposto em circuito fechado reverso com peneira de 19,1 mm.

Obteve-se assim 72 kg de amostra seca e escalpada. Esta amostra foi então quarteada em 7 alíquotas de 10 kg. Realizou-se a análise granulométrica de 1 destas alíquotas, afim de se obter a granulometria de alimentação média do ensaio, que pode ser observada na Tabela 35 a seguir.

Tabela 35. Granulometria de alimentação dos ensaios

Fração (mm)	Massa Retida Acumulada (g)	Massa Acumulada Passante (g)	% Passante Acumulada
+ 53,0	0	1050	100
- 53,0 + 45,0	275	775	73.8
- 45,0 + 37,5	425	625	59.5
- 37,5 + 26,5	750	300	28.6
- 26,5 + 19,0	1035	15	1.43

Fonte: autoria própria

Cada alíquota foi então submetida a cominuição no moinho de martelos sob uma diferente condição de operação. Para o caso particular deste estudo, a variável controlada foi a velocidade de rotações dos martelos, medida com um tacômetro antes do início do ensaio.

Para a realização do ensaio em cada valor de rotação seguiu-se a seguinte sequência:

- Definição do número de rotações por minuto do equipamento, utilizando o inversor de frequência e medições com tacômetro;
- Alimentação o equipamento com uma monocamada mineral, controlando a vazão de entrada de minério;
- Análise granulométrica do produto gerado.

Um resumo do resultado dos ensaios realizados pode ser observado na Tabela 36.

Tabela 36. Ensaios realizados - parâmetros

Cenário	Massa Inicial (kg)	rpm Martelos	Tempo de ensaio (s)	Vazão equivalente (t/h)
Cenário 1	10,26	279	15	2,46
Cenário 2	10,17	420	20	1,83
Cenário 3	10,02	560	17	2,12
Cenário 4	10,02	630	20	1,80
Cenário 5	10,12	701	20	1,82
Cenário 6	10,13	841	25	1,46
Cenário 7	10,17	926	25	1,46

Fonte: autoria própria

Após a realização dos ensaios, os mesmos foram simulados utilizando o modelo descrito na seção 5.2, utilizando o simulador *JKSimMet*. Com o intuito de controlar a vazão do minério, foi cronometrado o tempo de alimentação de cada ensaio, obtendo-se assim a vazão a ser incluída na simulação, sendo este valor a média das vazões obtidas nos ensaios. Compara-se então a granulometria esperada pelo modelo e a granulometria gerada pelo ensaio.

8.2 RESULTADOS OBTIDOS NO ENSAIO DE BANCADA

Os parâmetros analisados nos ensaios de bancada foram as granulometrias de produto e da alimentação. Os resultados podem ser observados na Tabela 37 a seguir.

Tabela 37. Ensaios realizados - resultados

Cenário	rpm Martelos	P ₈₀ (mm)	Relação de Redução	% Passante em 19,1 mm	% Passante em 6,35 mm
Cenário 1	279	43,93	1,07	6,84	1,66
Cenário 2	420	41,32	1,13	16,13	5,11
Cenário 3	560	40,07	1,17	26,69	8,76
Cenário 4	630	34,02	1,38	37,68	11,71
Cenário 5	701	34,65	1,35	35,02	11,44
Cenário 6	841	31,68	1,48	45,88	15,86
Cenário 7	926	27,10	1,73	58,59	22,29

Fonte: autoria própria

As distribuições granulométricas obtidas são apresentadas na Figura 42 a seguir.

Figura 42. Compilado de Distribuições Granulométricas dos Ensaios

Fonte: autoria própria

Observa-se que o aumento da velocidade de rotação do moinho de martelos gerou produtos progressivamente mais finos.

A relação entre o P₈₀ do produto gerado e a velocidade de rotação do moinho de martelos pode ser observada na Figura 43 a seguir.

Figura 43. Relação entre P_{80} de produto e velocidade de rotação dos martelos

Fonte: autoria própria

Observa-se que o acréscimo na velocidade de rotação implica em uma redução linear do P_{80} do produto para as condições ensaiadas, com correlação de 93,7% para tal relação.

Uma análise importante para o estudo é a porcentagem passante na malha 19,1 mm, que é a malha de corte na usina HL. Pode-se observar o comportamento da amostra submetidas ao teste na Figura 44 a seguir:

Figura 44. Porcentagem passante na malha de corte da usina

Fonte: autoria própria

Observa-se que o acréscimo na velocidade de rotação implica em uma geração proporcional de material passante na malha 19,1, relação esta que apresenta correlação de 97,05%.

Foi feita também a análise de geração de finos relacionada ao acréscimo de velocidade dos martelos, onde considera-se como fino todo material abaixo de 6,35 mm. O resultado pode ser observado na Figura 45 abaixo.

Figura 45. Geração de Finos

Fonte: autoria própria

Observa-se que o acréscimo na velocidade de rotação implica em uma geração proporcional de finos na britagem, relação esta que apresenta correlação de 95,5%.

8.3 SIMULAÇÃO DOS ENSAIOS

Após a realização dos ensaios de laboratório foi realizada a modelagem e simulação dos ensaios no simulador *JKSimMet*. Para tal, foi adotado o modelo desenvolvido para o moinho de martelos industrial da usina HL, focando na adequação do parâmetro t_{10} .

Para o ajuste do parâmetro t_{10} , adotou-se o Caso Base da usina industrial, com velocidade de rotação dos martelos igual a 900 rpm, conforme resultante da amostragem descrita na seção 6.1.1.

De acordo com as medições em campo calculou-se em 0,5 a razão entre as massas de martelo do equipamento de laboratório e o equipamento industrial. A mesma razão foi obtida entre o comprimento do braço do equipamento de laboratório e o mesmo parâmetro para equipamento industrial. Seja a Equação 31 o cálculo da energia cinética:

$$E_{cin} = m\omega^2 r^2$$

Equação 31. Cálculo da energia cinética

Onde:

m = massa (kg);

ω = velocidade de rotação (s^{-1});

r = raio da rotação (m).

Através da equação da energia cinética, e assumindo-se que a energia cinética é proporcional à energia específica de quebra (Equação 28), resulta que as relações de energia e t_{10} para os cenários ensaiados são aquelas descritas na Tabela 38.

Tabela 38. Parâmetros de simulação

Cenário	Rotação (rpm)	Multiplicador de Ecs	Ecs	t_{10}
Caso Base	900	0,900	0,0049	0,764
Cenário I	279	0,186	0,0005	0,074
Cenário II	420	0,296	0,0015	0,227
Cenário III	560	0,449	0,0022	0,344
Cenário IV	630	0,542	0,0027	0,415
Cenário V	701	0,646	0,0032	0,494
Cenário VI	841	0,886	0,0044	0,678
Cenário VII	926	1,052	0,0052	0,803

Fonte: autoria própria

A Figura 46 apresenta o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas obtido para o Cenário I – 279 rpm.

Figura 46. Fluxograma Cenário I – 279 rpm

Fonte: autoria própria

A Figura 47 a seguir apresenta o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas obtido para o Cenário II – 420 rpm.

Figura 47. Fluxograma Cenário II – 420 rpm

Fonte: autoria própria

A Figura 48 a seguir apresenta o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas obtido para o Cenário III – 560 rpm.

Figura 48. Fluxograma Cenário III – 560 rpm

Fonte: autoria própria

A Figura 49 a seguir apresenta o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas obtido para o Cenário IV – 630 rpm.

Figura 49. Fluxograma Cenário IV – 630 rpm

Fonte: autoria própria

A Figura 50 a seguir apresenta o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas obtido para o Cenário V – 700 rpm.

Figura 50. Fluxograma Cenário V – 700 rpm

Fonte: autoria própria

A Figura 51 a seguir apresenta o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas obtido para o Cenário VI – 841 rpm.

Figura 51. Fluxograma Cenário VI – 841 rpm

Fonte: autoria própria

A Figura 52 a seguir apresenta o fluxograma de processo com sumário do balanço de massas obtido para o Cenário VII – 926 rpm.

Figura 52. Fluxograma Cenário VII – 926 rpm

Fonte: autoria própria

Pode-se observar um resumo dos resultados das simulações na Tabela 39 a seguir.

Tabela 39. Simulações realizadas

rpm Martelos	P80 (mm)	Rr	% Passante em 19,1 mm	% Passante em 6,35 mm
279	41,79	1,01	8,88	5,07
420	39,32	1,08	15,57	8,47
560	39,29	1,08	24,77	16,14
630	34,60	1,23	30,78	17,91
701	33,36	1,27	33,87	19,88
841	31,28	1,36	42,18	25,66
926	29,54	1,44	53,84	36,62

Fonte: autoria própria

As distribuições granulométricas obtidas nas simulações podem ser observadas na Figura 53 a seguir.

Figura 53. Distribuições granulométricas das simulações

Fonte: autoria própria

8.4 ADERÊNCIA ENTRE ENSAIOS E SIMULAÇÕES

Afim de verificar a aderência entre os ensaios e as simulações, primeiramente foi realizada a comparação entre as distribuições granulométricas obtidas nas simulações e as distribuições obtidas nos ensaios para cada cenário.

A Figura 54 a seguir mostra a relação entre distribuições granulométricas ensaiada e simulada para o Cenário I – 279 rpm.

Figura 54. Cenário I – 279 rpm

Fonte: autoria própria

A Figura 55 a seguir mostra a relação entre distribuições granulométricas ensaiada e simulada para o Cenário II – 420 rpm.

Figura 55. Cenário II – 420 rpm

Fonte: autoria própria

A Figura 56 a seguir mostra a relação entre distribuições granulométricas ensaiada e simulada para o Cenário III – 420 rpm.

Figura 56. Cenário III – 420 rpm

Fonte: autoria própria

A Figura 57 a seguir mostra a relação entre distribuições granulométricas ensaiada e simulada para o Cenário IV – 630 rpm.

Figura 57. Cenário IV – 630 rpm

Fonte: autoria própria

A Figura 58 a seguir mostra a relação entre distribuições granulométricas ensaiada e simulada para o Cenário V – 700 rpm.

Figura 58. Cenário V – 700 rpm

Fonte: autoria própria

A Figura 59 a seguir mostra a relação entre distribuições granulométricas ensaiada e simulada para o Cenário VI – 841 rpm.

Figura 59. Cenário VI – 841 rpm

Fonte: autoria própria

A Figura 60 a seguir mostra a relação entre distribuições granulométricas ensaiada e simulada para o Cenário VII – 926 rpm.

Figura 60. Cenário VII – 926 rpm

Fonte: autoria própria

A fim de avaliar a aderência dos resultados simulados ante os ensaios realizados, foram observados os desvios de alguns parâmetros, comparando o valor obtido no ensaio e o valor obtido nas simulações.

Ao comparar os valores de P_{80} foi obtida uma variância de 0,72 e um desvio padrão de 0,85 entre os ensaios, conforme a Tabela 40 que segue. A Figura 61 apresenta a relação entre o P_{80} e a velocidade de rotação dos martelos, para valores ensaiados e simulados.

Tabela 40. Comparação entre valores de P_{80}

rpm	SIMULAÇÃO	ENSAIO	MÉDIA	DESVIO	DESVIO ²
279	41,79	43,93	42,86	1,07	1,15
420	39,32	41,32	40,32	1,00	1,00
560	39,29	40,07	39,68	0,39	0,15
630	34,60	34,02	34,31	-0,29	0,08
701	33,36	34,65	34,01	0,65	0,42
841	31,28	31,68	31,48	0,20	0,04
926	29,54	27,10	28,32	-1,22	1,49
Var					0,72
Desv. Pad.					0,85

Fonte: autoria própria

Figura 61. P_{80} Ensaio vs Simulado

Fonte: autoria própria

Analisando-se os dados obtidos, observa-se que o modelo apresenta aderência considerada adequada no caso estudado quanto à previsão do P_{80} do produto

Ao comparar os valores de porcentagem passante na malha 19,1 mm, foi obtida uma variância de 3,89 e um desvio padrão de 1,97 entre os ensaios, conforme a Tabela 41 que segue. A Figura 62 apresenta a relação entre a porcentagem passante na malha 19,1 mm e a velocidade de rotação dos martelos, para valores ensaiados e simulados.

Tabela 41. Comparação entre os valores de porcentagem passante na malha 19,1 mm

rpm	SIMULAÇÃO	ENSAIO	MÉDIA	DESVIO	DESVIO ²
279	8,88	6,84	7,86	-1,02	1,05
420	15,57	16,13	15,85	0,28	0,08
560	24,77	26,69	25,73	0,96	0,92
630	30,78	37,68	34,23	3,45	11,90
701	33,87	35,02	34,45	0,58	0,33
841	42,18	45,88	44,03	1,85	3,42
926	53,84	58,59	56,22	2,37	5,63
Var					3,89
Desv. Pad.					1,97

Fonte: autoria própria

Figura 62. Porcentagem passante na malha 19,1 mm. Ensaio vs Simulado

Fonte: autoria própria

Analisando-se os dados obtidos, observa-se que o modelo apresenta aderência razoável no caso estudado quanto à previsão do material passante em 19,1 mm, à menos do valor obtido na simulação IV. Trata-se aqui de um valor considerado anômalo, pois está descolado da tendência da curva de valores experimentais.

Ao comparar os valores de porcentagem passante na malha 6,35 mm, foi obtida uma variância de 20,35 e um desvio padrão de 4,51 entre os ensaios, conforme a Tabela 42 que segue. A Figura 63 apresenta a relação entre a porcentagem passante na malha 6,35 mm e a velocidade de rotação dos martelos, para valores ensaiados e simulados.

Tabela 42. Comparação entre os valores de % passante na malha 6,35 mm

rpm	SIMULAÇÃO	ENSAIO	MÉDIA	DESVIO	DESVIO ²
279	5,07	1,66	3,37	-1,71	2,91
420	8,47	5,11	6,79	-1,68	2,82
560	16,14	8,76	12,45	-3,69	13,61
630	17,91	11,71	14,81	-3,10	9,59
700	19,88	11,44	15,66	-4,22	17,80
841	25,66	15,86	20,76	-4,90	24,03
926	36,62	22,29	29,46	-7,17	51,35
Var					20,35
Desv. Pad.					4,51

Fonte: autoria própria

Figura 63. Geração de finos Ensaio vs Simulado

Fonte: autoria própria

Analisando-se os dados obtidos, observa-se que, de maneira geral, o modelo superestima a geração de finos pelo moinho de martelos. Pode-se observar na Figura 64 que este desvio apresenta comportamento linear, o que indica que um fator de correção para este valor pode ser sugerido para o caso estudado.

Figura 64. Desvio do modelo para geração de finos

Fonte: autoria própria

A correção obtida está descrita na Equação 32.

$$SIM_{cor} = SIM - (0,0158 \times rpm - 2,2974)$$

Equação 32. Relação entre energia cinética e energia específica de quebra

Aplicando-se o fator de correção nos valores obtidos na simulação, observa-se que a aderência entre os valores simulados e ensaiados aumenta significativamente, conforme pode ser observado na Tabela 43 e também na Figura 65.

Tabela 43. Comparação entre os valores de % passante na malha 6,35 mm após aplicar o fator de correção

rpm	SIMULAÇÃO corrigido	ENSAIO	MÉDIA	DESVIO	DESVIO ²
279	2,95	1,66	2,30	-0,64	0,42
420	4,11	5,11	4,61	0,50	0,25
560	9,57	8,76	9,16	-0,40	0,16
630	10,22	11,71	10,97	0,74	0,55
700	11,09	11,44	11,27	0,18	0,03
841	14,64	15,86	15,25	0,61	0,37
926	24,25	22,29	23,27	-0,98	0,96
				Var	0,46
				Desv. Pad.	0,68

Fonte: autoria própria

Figura 65. % passante na malha 6,35 mm Ensaiado vs Simulado após aplicar o fator de correção

Fonte: autoria própria

9 CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

O presente trabalho gerou uma base de dados considerada adequada para o estudo proposto.

A amostragem foi executada conforme o plano traçado, com contribuição decisiva da equipe de operação. As amostras obtidas foram utilizadas tanto para a caracterização do minério quanto para a calibração do modelo do Caso Base da operação da usina.

Os ensaios de caracterização apontam que o minério que alimenta a usina apresenta média tenacidade e abrasividade extremamente baixa. O fluxo de alimentação do moinho de martelos, apresenta grande quantidade de finos. Tais características corroboram para a escolha do moinho de martelos como equipamento de cominuição do circuito.

Após a caracterização do minério e dos fluxos da usina, foi elaborado o modelo calibrado da usina, a partir do qual foram executadas simulações do circuito. A principal variável simulada foi o aumento de rotação dos martelos do moinho. As simulações indicaram acréscimos significativos de vazão de alimentação na usina, a partir do aumento da velocidade de rotação do moinho de martelos, com uma tendência de geração maior de finos no processo.

Para simulação do aumento de velocidade de rotação dos martelos foi criado um modelo com base na energia de quebra das partículas, associada aos incrementos correspondentes na energia cinética dos martelos.

A fim de validar o modelo proposto, foram planejados ensaios específicos em moinho de martelos de laboratório, e executados com o mesmo minério alimentado na usina industrial selecionada. Os ensaios consistiram em variações de velocidade de rotação dos martelos, de forma a corresponder às simulações anteriormente realizadas do equipamento industrial.

As comparações entre os dados experimentais de laboratório e os resultantes das simulações apontaram uma aderência adequada tanto para os valores de P_{80} quanto para valores de porcentagem passante na malha 19,1 mm do produto do moinho. Por outro lado, observou-se que o modelo superestima a geração de finos, neste a fração passante na malha 6,35 mm. O trabalho incluiu também uma correção matemática, que resultou em uma melhora na estimativa da geração de finos pelo modelo.

O modelo criado foi, portanto, validado com base em campanha experimental específica.

Para aumentar a robustez do modelo criado recomenda-se realizar nova amostragem no circuito industrial selecionado, após a implementação das alterações simulada, assim como aplicar o modelo a outras usinas industriais.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ALVES, V. K. **Otimização de Carga Moedoras Utilizando Ferramentas de Modelamento Matemático e Simulação de Moagem**. Dissertação de Mestrado, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2006. 122 p.
- AUSTIN, L.G., 1984. **Concepts In Process Design Of Mills**. Mining Engineering 36, 628–635.
- AUSTIN, L. G.; KLIMPEL, R. R. **Theory of grinding operations**. Industrial and Engineering Chemistry, Washington, November, 1964. v. 56, n. 11, p. 18-29.
- AUSTIN, L.G.; KLIMPEL, R.R.; LUCKIE, P.T. **The process engineering of size reduction: ball milling**. AIME, New York, 1984.
- BERALDO, J. L. **Moagem de minérios em moinhos tubulares**. São Paulo: Ed. Edgard Blücher, 1987. 143 p.
- BERGERMAN, M. G. **Modelagem e Simulação do Circuito de Moagem de Sossego**. Dissertação de Mestrado, Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, 2009. 207 p.
- BOND, F. C. **The Third Theory of Comminution**. Transactions AIME, May 1952. p 484-494.
- BOND, F. C. **Crushing and Grinding Calculations**. Allis Chalmers Publication, 1961.
- BOND, F. C. **Crushing and Grinding Calculations**. Selection Circuits to Prepare Beneficiation Feeds. Allis Chalmers Bulletin, May 1983.
- CHARLES, R. J. **Energy-Size Reduction Relationships In Comminution**. Transactions SME/AIME, New York, January, 1957. v. 208, p. 80–88.
- CHAVES, A. P. **Britagem, Peneiramento e Moagem**. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios. 5. ed. São Paulo: Ed. Signus, 2012. v. 3.
- CHAVES, A. P. **Manuseio de Sólidos Granulados**. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios. 1. ed. São Paulo: Ed. Signus, 2011. v. 5.
- CHIEREGATI, A. C.; DELBONI JÚNIOR, H. **Novo Método De Caracterização Tecnológica De Minérios Quanto À Cominuição**. In: REUNIÃO ANUAL DA ASSOCIAÇÃO IBERO-AMERICANA DE ENSINO SUPERIOR DE ENGENHARIA DE MINAS, São Paulo, 2004. Trabalhos apresentados. São Paulo: EPUSP, 2004. p. 383-390.
- CHIEREGATI, A.C. **Novo Método de Caracterização Tecnológica para Cominuição de Minérios**. Dissertação de Mestrado, Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, 2001.
- COHEN, H. E. **Energy Usage In Mineral Processing**. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. Section C, London, 1983. v. 92, p. 160-163.

DELBONI JR, H. **Modelagem e Simulação de Circuitos de Cominuição e Classificação**. Apostila do curso. Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. São Paulo, 2012.

DELBONI JR, H, et al. **Caracterização tecnológica dos minérios de ferro do alvo Espírito Santo**. São Paulo: HDA. Agosto, 2014.

EPSTEIN, B. **The Material Description of Certain Breakage Mechanisms Leading to the Logarithmic-Normal Distribution**. J. Franklin Inst, 1947.

FOGGIATTO, B. **Previsão De Desempenho Do Circuito De Moagem De Carajás**. Dissertação de Mestrado, Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, São Paulo, 2009. 230 p.

GUPTA, A.; YAN, D.S. **Mineral Processing Design and Operations – An Introduction**. Amsterdam: Ed. Elsevier, 2006., p. 68-73.

GY, P. M. **Sampling Of Particulate Materials Theory And Practice**. Amsterdam: Ed. Elsevier, 1982.

HERBST, J.A.; FUERSTENAU D.W. **The zero order production of fines in comminution and its implication in simulation**. Transactions SME/AIME, 1968. p. 531-549.

HERBST, J.A.; FUERSTENAU, D.W. **Scale-Up procedure for Continuous Grinding Mill Design Using Population Balance Models**. International Journal of Mineral Processing, 1980. p 1-31.

HERBST, J. A.; LO, Y. C.; RAJAMANI, K. **Population balance model predictions of the performance of large diameters mills**. Min and Metall proc, 1985. p. 114-120.

HOLMES, J. A. **A Contribution To The Study Of Comminution: a modified form of Kick's Law**. Transactions of the Institute of Chemical Engineering, London, 1957. v. 35, p. 126-156.

HUKKI, R. T. **Minerals Beneficiation: proposal for a solomonic settlement between the theories of von Rittinger, Kick, and Bond**. AIME Transactions, New York, 1961. v. 220, p. 403-408.

KELLY, E. G.; SPOTTISWOOD, D. J. **Introduction to mineral processing**. New York: Ed. Wiley, 1982. 491 p.

KELSALL, D. F.; REID, K. J.; STEWART, P. S. B. **The study of grinding processes by dynamic modeling**. Elec Eng Trans Inst Eng, Australia, 1969. p. 155-169.

KICK, F. **Das Gesetz der Proportionalem Widerstand und Seine Anwendung**. Ed. Felix. Leipiz, 1885.

LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.A.; FRANÇA, S.C.A. **Tratamento de Minérios**. 5. Ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. P.161-180.

LYNCH, A. J. **Mineral crushing and grinding circuits: their simulation, optimisation, design and control**. New York: Ed. Elsevier, 1977. 342 p.

MAJOR, K. **Types and Characteristics of Crushing Equipment and Circuit Flowsheets.** Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control Proceedings, SME, 2002. v. 1.

MOORE, D.C. **Design and Installation of Comminution Circuits.** Fall meeting, SME/AIME, 1982.

NAPIER-MUNN, T. J. *et al.* **Mineral Comminution Circuits:** their operation and optimization. Queensland (JKMRC), 1996. 413 p.

NARAYANAN, S. S. **Development Of A Laboratory Single Particle Breakage Technique And Its Application To Ball Mill Modelling And Scale-Up.** PhD Thesis, University of Queensland (JKMRC). Queensland, 1985. 209 p.

PEREIRA, C.E. **Moagem.** Curso de Beneficiamento de minérios. Belo Horizonte, 1989. p. 60-65.

PITARD, F.F. **Minimization of sampling bias – elimination of incorrect sampling errors.** Horizontal Standard Notes. Broomfield, United States, 2010.

PRASHER, C. L. **Crushing and grinding process handbook.** 1. ed. New York: Ed. Wiley, 1987. 474 p.

WHITEN, W. J. **The use of periodic spline functions for regression and smoothing.** Aust Comp J, 1972. p. 31-34.

WHITEN, W. J. **Ball mill simulation using small calculators.** Proceedings AusIMM, 1976. p. 47-53.