

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Dissertação de Mestrado

“Comparação entre diferentes testes de moagem SAG
para determinação da energia unitária para cominuição
de minérios sulfetados de cobre”

Autor: Pedro Eduardo da Cunha Pereira
Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres
Abril de 2004

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Pedro Eduardo da Cunha Pereira

**“COMPARAÇÃO ENTRE DIFERENTES TESTES DE MOAGEM SAG PARA
DETERMINAÇÃO DA ENERGIA UNITÁRIA PARA COMINUIÇÃO DE
MINÉRIOS SULFETADOS DE COBRE”**

Dissertação de Mestrado apresentada ao Curso de
Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de
Minas da Universidade Federal de Minas Gerais

Área de concentração: Tecnologia Mineral
Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte
Escola de Engenharia da UFMG
2004

A meus filhos com esperança.

Agradecimentos

O autor agradece a todos aqueles que, direta ou indiretamente, colaboraram na preparação deste trabalho e, em particular:

À Diretoria da ECM pelo incentivo no desenvolvimento de seus funcionários.

À Companhia Vale do Rio Doce, principalmente ao Engenheiro Raphael Antônio Bloise por permitir que os dados dos testes fossem utilizados neste trabalho.

Ao Professor Antônio Eduardo Clark Peres pela orientação e, principalmente, pela amizade.

Aos Professores Roberto Galéry, Luiz Cláudio Monteiro Montenegro e Fernando Leopoldo von Krüger pelos comentários altamente construtivos.

Ao Engenheiro Tony Hércules Lima pela ajuda com os gráficos e com a formatação da versão final deste trabalho.

Ao meu pai pela insistência, pelo incentivo, pelo exemplo de pessoa e profissional que é e também pela ajuda na escolha do tema deste trabalho.

À minha mãe pelo amor incondicional, pelas longas conversas e pela esperança, mesmo quando eu parecia estar perdido.

À minha esposa Giovanna pelo amor, pela paciência e pela cobrança sabendo que a conclusão desta etapa nos traria dias mais promissores e fins de semana mais bem humorados.

Aos meus filhos pelo amor, paciência e confiança.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	1
2. OBJETIVOS E RELEVÂNCIA DO TRABALHO.....	3
2.1. OBJETIVOS.....	3
2.2. RELEVÂNCIA.....	4
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA:	7
3.1. A COMINUIÇÃO	7
3.2. PRINCIPAIS TIPOS DE MOINHOS	12
3.3. AS TEORIAS DA COMINUIÇÃO.....	18
3.4. A MOAGEM SEMI-AUTÓGENA	27
4. PRINCIPAIS TESTES PARA DETERMINAÇÃO DE ENERGIA DE COMINUIÇÃO.....	31
4.1 ÍNDICE DE ABRASÃO DE BOND (Ai).....	31
4.2 ÍNDICE DE BRITABILIDADE DE BOND (CWI – kWh/T).....	32
4.3 ÍNDICE DE BOND PARA MOAGEM EM MOINHO DE BOLAS (BWI).....	33
4.4 TESTES DE MOAGEM SAG.....	36
4.4.1 <i>Determinação da energia unitária através de testes em planta piloto</i>	<i>37</i>
4.4.2 <i>Determinação do Autogenous Work Index usando o procedimento de MacPherson</i>	<i>40</i>
4.4.3 <i>Teste Advanced Media Competency.....</i>	<i>40</i>
4.4.4 <i>Drop Weight Test (DWT).....</i>	<i>42</i>
4.4.5 <i>Teste de abrasividade do Julius Kruttschnitt Mineral Research Center.....</i>	<i>45</i>
4.4.6 <i>Teste SPI (SAG Power Index).....</i>	<i>46</i>
5. METODOLOGIA.....	49
6. RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	58

7. CONCLUSÕES.....	72
8. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS	74
9. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	77
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	78

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 – O processo de compressão	7
Figura 3.2 – O processo de impacto	8
Figura 3.3 – O processo de abrasão	9
Figura 3.4 – Regiões do moinho onde ocorrem os diferentes processos de quebra	9
Figura 3.5 – Moinho de barras com descarga por overflow	13
Figura 3.6 – Moinho de barras com descarga periférica de topo.....	13
Figura 3.7 – Moinho de barras com descarga periférica central.....	14
Figura 3.8 – Moinho de bolas com descarga por overflow	15
Figura 3.9 – Moinho de bolas com descarga por diafragma.....	15
Figura 3.10 – Moinho semi-autógeno tipo americano	16
Figura 3.11 – Relação entre a energia fornecida e tamanho da partícula na cominuição.....	21
Figura 4.1 – Aparato para realização do teste de abrasão de Bond.....	31
Figura 4.2 – Moinho para testes de Bond para moagem de bolas.....	34
Figura 4.3 – Vista parcial das instalações da planta piloto do CIMM em Santiago, Chile	38
Figura 4.4 – Moinho 6' x 2' para testes piloto	38
Figura 4.5 – Aparato utilizado para o <i>Drop Weight Test</i>	42
Figura 4.6 – Gráfico t_{10} x Energia específica para quebra das partículas.....	44
Figura 4.7 – Vista frontal e lateral do moinho para determinação de SPI.....	46
Figura 4.8 – Faixas de aplicação dos ensaios de moagem	47
Figura 5.1 – Método para determinação da energia unitária e posterior dimensionamento de moinhos através da linha Australiana	57
Figura 5.2 – Método para determinação da energia unitária e posterior dimensionamento de moinhos da linha Canadense.....	57
Figura 5.3 – Proposta deste estudo para avaliação da energia unitária para posterior dimensionamento dos moinhos	57
Figura 6.1 – Valores de energia obtidos através dos testes SPI para as amostras das cavas de Sequeirinho e Sossego	62

Figura 6.2 – Valores de energia obtidos através dos testes DWT para as amostras das cavas de Sequeirinho e Sossego.....	63
Figura 6.3 – Valores de energia obtidos através dos testes SPI e DWT para as amostras das cavas de Sequeirinho e Sossego	64
Figura 6.4 – Representação gráfica dos valores médios de energia obtidos nos testes SPI e DWT.	65
Figura 6.5 – Valores de energia obtidos através dos testes SPI e DWT para as amostras da cava de Sossego.....	66
Figura 6.6 – Valores de energia obtidos através dos testes SPI e DWT para as amostras da cava de Sequeirinho.....	67
Figura 6.7 –Valores de SPI em minutos para mapeamento de um depósito mineral.....	68
Figura 6.8 – Mapeamento de um depósito mineral a partir dos valores de SPI.....	69
Figura 6.9 – Valores obtidos nos testes comparados ao valor de energia unitário adotado no Projeto Sossego.....	70
Figura 6.10 – Possíveis minérios a serem blendados para o circuito do Projeto Sossego	71
Figura 8.1 – Circuito de moagem do Projeto Sossego	75
Figura 8.2 – Moinho SAG do Projeto Sossego	75

LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1 – Fator de ineficiência do circuito aberto	22
Tabela 4.1 – Distribuição de bolas para teste de Bond para moagem de bolas	33
Tabela 4.2 – Classificação de resistência ao impacto de amostras segundo o parâmetro A*b.....	45
Tabela 6.1 – Resumo dos ensaios de caracterização das amostras de 6”	59

Resumo

Existem atualmente testes para que seja feita uma melhor avaliação dos circuitos de cominuição envolvendo moagem semi-autógena. Estes testes, viáveis economicamente e com determinada confiabilidade, são realizados para uma quantificação da energia específica de moagem de minérios. A partir da energia específica de moagem é que serão dimensionados os circuitos de cominuição.

Dentro destes testes, destacam-se, para moagem semi-autógena, os testes *Drop Weight* do Julius Kruttschnitt Mineral Research Center (JKMRC), na Austrália e SPI da MinnovEX Technologies, no Canadá.

No entanto, é comum a obtenção de diferentes resultados nestes testes para uma mesma amostra do minério, o que faz da comparação entre eles um campo pouco estudado e que, se bem conhecido, poderá ser uma ferramenta adicional para as mineradoras, assim como para os engenheiros envolvidos em dimensionamento de circuitos de cominuição, envolvendo moagem semi-autógena.

A comparação entre testes *Drop Weight* e SPI para moagem de minério sulfetado de cobre das reservas de Sequeirinho e Sossego, do Projeto Sossego, de propriedade da Companhia Vale do Rio Doce, no estado do Pará, Brasil, e que será cominuído em moinho semi-autógeno e moinho de bolas, é então o objeto deste estudo.

Os procedimentos para a realização desses testes foram comparados, assim como os resultados gerados pelos mesmos. Foram salientadas as diferenças entre os procedimentos, de forma a explicar as diferenças nos resultados, apesar destes guardarem correspondência e serem consistentes.

Abstract

Nowadays tests are available for a better evaluation of comminution circuits, involving semi-autogenous grinding. These tests, economically feasible and with sufficient reliability, are performed in order to quantify the specific energy that an specific ore requires to be ground. From the specific energy the circuit is then properly sized.

Among the tests, for semi-autogenous grinding, the Drop Weight from Julius Kruttschnitt Mineral Research (JKMRC), in Australia and SPI from MinnovEX Technologies, in Canada, are the most important.

It is common to achieve different results for those tests for the same ore sample and this makes the study of a comparison between them an unknown field that, if seen from close up, can be an additional tool for the mining companies and for engineers involved in sizing grinding circuits.

The comparison between Drop Weight and SPI tests, for the sulfide copper ore from Sequeirinho and Sossego deposits, from Sossego Project, property of Companhia Vale do Rio Doce SA, in Pará State, Brazil, that will be ground in semi-autogenous and ball mills, is the objective of this work.

The test procedures for the execution of these tests were compared, as well as the results from them. The differences in the procedures were highlighted, in order to explain the differences in the results, although they have a correspondence and are consistent.

1. Introdução

A cominuição, por ser a etapa mais cara do beneficiamento de minérios, torna-se um campo altamente atrativo para estudos, que possam vir a ajudar as mineradoras a melhor definir e dimensionar seus circuitos de cominuição. A “indispensabilidade” da etapa de moagem, seja para aumentar o grau de liberação do minério para futuras etapas de concentração ou para adequação da granulometria para comercialização imediata ou para gerar superfície específica para processos subseqüentes, faz com que se torne importantíssimo o conhecimento do grau de moabilidade de um determinado minério.

Para se entender o comportamento de um minério submetido a uma etapa de moagem, torna-se necessária a realização de testes, viáveis economicamente e com determinada confiabilidade, para determinação da energia específica de moagem do mesmo. Atualmente, existem diferentes tipos de testes de moagem que são capazes de fornecer resultados relativamente precisos para definição do circuito de moagem. Porém, a comparação entre diferentes testes ainda é um campo a ser explorado.

O presente trabalho procura comparar diferentes testes utilizados para determinação da energia específica de determinadas amostras de minério de cobre das reservas de Sequeirinho e Sossego, do Projeto Sossego, de propriedade da Companhia Vale do Rio Doce, no estado do Pará, Brasil, que serão submetidos a moagem semi-autógena. Com a realização de um maior número de tipos de testes e sabendo-se as diferenças e similaridades entre os mesmos é possível que um circuito de moagem seja mais precisamente dimensionado, não reservando surpresas desagradáveis para as mineradoras que poderiam sub ou super dimensionar seu circuito de moagem, com reflexos nos investimentos necessários ao empreendimento.

A moagem semi-autógena ainda é um tipo de moagem a ser desenvolvido e estudado no Brasil já que, não sendo aqui utilizada, ainda, para moagem de minério de ferro, não tem grande importância no atual contexto mineral brasileiro. Porém, o cenário vem mudando. Com os novos projetos de cobre e de outros sulfetos a serem iniciados no

Brasil e a comprovada eficiência da moagem semi-autógena para cominuição destes minérios, esta torna-se um campo importante para estudos atuais e futuros.

2. Objetivos e Relevância do trabalho

2.1. Objetivos

O objetivo deste trabalho é comparar diferentes testes de moagem para a determinação da energia específica de moagem de um minério. O minério testado foi minério sulfetado de cobre das reservas de Sequeirinho e Sossego, do Projeto Sossego, de propriedade da Companhia Vale do Rio Doce, no Estado do Pará, Brasil.

De posse de um valor para a energia específica de moagem do minério a ser beneficiado é possível dimensionar o circuito de moagem (SAG, de bolas, de barras etc.). Fica então visível a ligação entre os testes de moagem e o dimensionamento do circuito de moagem. Vê-se que uma má análise de resultados dos testes acarretará, conseqüentemente, um dimensionamento incorreto do circuito.

Assim, resumidamente, este trabalho procura servir como uma ferramenta adicional para as mineradoras, pesquisadores e engenheiros envolvidos no dimensionamento de circuitos de cominuição para que, de posse dos resultados dos dois principais testes de moagem semi-autógena, possam avaliar, de forma mais abrangente, a energia específica de moagem para determinado minério, entendendo melhor o por quê das diferenças nos resultados dos testes, auxiliando, conseqüentemente, a otimização do dimensionamento do circuito de cominuição.

2.2. Relevância

A relevância deste trabalho está fundamentalmente associada a dois aspectos:

- Aspecto Econômico:

Por ser a etapa mais cara do beneficiamento de minérios, um correto dimensionamento do circuito torna-se importantíssimo e para que o mesmo seja feito com confiança faz-se necessária uma série de testes assim como uma correta análise dos resultados dos mesmos. Dessa forma, um dimensionamento bem feito fará com que gastos desnecessários sejam evitados.

O JKMRC (1995) estima que 30 a 50 % de toda a energia gasta em uma planta de beneficiamento é consumida na etapa de cominuição, podendo esse valor chegar a 70% para minérios muito “duros”.

Segundo Wills (1992), 50% do custo operacional de uma planta é gasto na etapa de cominuição (energia, corpos moedores e operação).

Segundo o JKMRC (1995), 1,5% de toda a energia gerada nos Estados Unidos é utilizada em processos de cominuição (incluindo a energia gasta para fabricação de corpos moedores). Melhorias na eficiência deste processo podem resultar em uma economia de 20 bilhões de kWh por ano. Este valor foi equivalente a 15% de todo o consumo elétrico da Austrália no ano de 1993.

Desta forma, é de grande importância a eficiência de cominuição já que seu custo será um dos fatores que determinarão quando um depósito mineral é ou não uma jazida. A maioria dos depósitos porfiríticos de cobre, responsáveis pela maior parte da produção de cobre mundial, não seriam economicamente viáveis se não fosse pela tecnologia de cominuição, com custos mais baixos, desenvolvida no final do século passado.

Afora a importância econômica da escolha do circuito de moagem, tem-se também a importância econômica dos minérios de cobre no atual contexto mineral brasileiro.

O Brasil, já conhecido mundialmente por sua produção de minério de ferro, caminha agora para o reconhecimento como produtor de cobre. O Projeto Sossego, no município de Canaã dos Carajás, começando a produzir em 2004, irá abrir a nova era do Brasil no cenário mundial do cobre. Outros projetos da Companhia Vale do Rio Doce também virão para explorar as reservas nacionais de cobre, localizadas principalmente no Distrito de Carajás.

O cobre é um dos metais não ferrosos mais importantes para o homem devido à sua grande diversidade de aplicação nos mais variados setores da indústria. “O uso do cobre e suas ligas foram tão importantes que toda uma época da evolução humana foi marcada pelo uso deste metal – a Idade do Bronze (cobre-estanho)” (Lemos, 1982).

Vê-se então, claramente, com essas razões, a relevância econômica deste trabalho.

- Aspecto Tecnológico:

Ao iniciar um grande projeto, a primeira providência a se tomar é a definição de alimentação requerida ou possível e aí efetivar o dimensionamento do circuito de moagem. Todo o projeto então está ligado a este dimensionamento. Um erro nesta fase pode prejudicar todo o projeto, assim como comprometer a correta definição das operações posteriores.

Os minérios de cobre, por produzirem blocos competentes, isto é, que não degradam facilmente, podem ser cominuídos usando-se moinho(s) semi-autógeno(s) para uma moagem primária, seguida de moagem em moinhos de bolas, com ou sem rebitagem da carga circulante (rebitagem de *pebbles* (seixos)).

Como o Brasil está agora começando a entrar para o grupo de grandes produtores de cobre, a moagem semi-autógena vem com toda força como um campo novo, carente de estudos.

A relevância tecnológica deste trabalho está, então, no fato de ser pioneiro no intuito de comparar diferentes tipos de testes de moagem para determinação da energia específica de moagem, para um minério que será moído em moagem semi-autógena, e para futuro dimensionamento dos melhores circuitos.

3. Revisão Bibliográfica:

3.1. A cominuição

A cominuição, palavra derivada do latim *comminuere*, consiste de métodos específicos para redução de tamanho de partículas através da aplicação de pressão (compressão), criação de impacto cinético entre minério e corpo moedor (impacto), ou através de atrito da superfície de partículas do minério com a superfície dos corpos moedores (abrasão). (Outokumpu I, 2002)

“A compressão ocorre quando a força é aplicada de forma lenta e permite que, com o aparecimento da fratura, o esforço seja aliviado. Assim a força é pouco superior à resistência da partícula” (Beraldo, 1987). Esse tipo de fratura é o que ocorre em britadores e produz poucos fragmentos de grande diâmetro (figura 3.1).

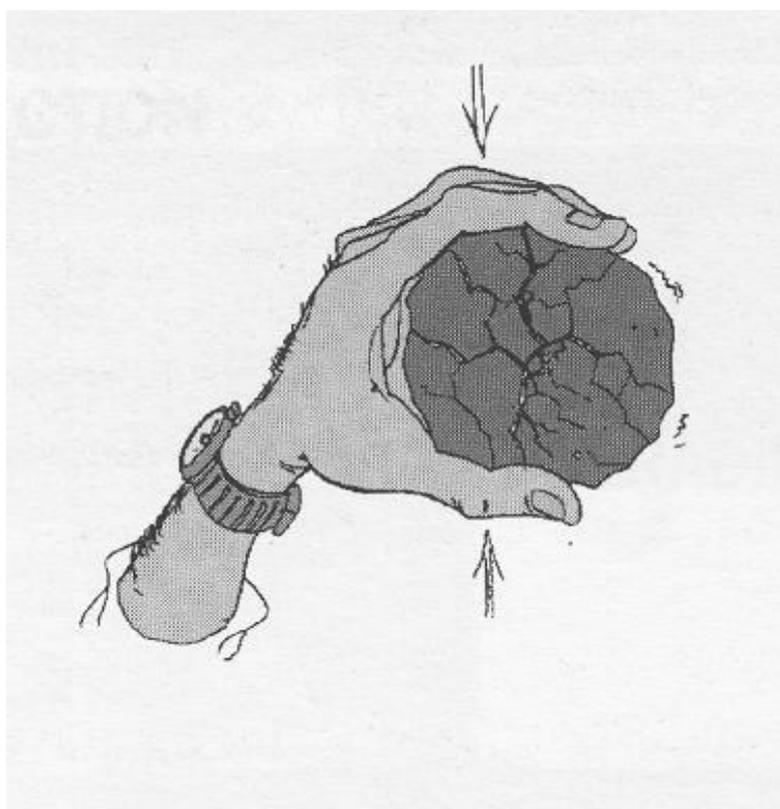


Figura 3.2 – O processo de compressão (Fonte: Metso Minerals, 2002)

Beraldo (1987) continua, “impacto acontece quando a força é aplicada de forma rápida e em intensidade muito superior à resistência da partícula”. É o tipo de fratura que acontece nos moinhos, na zona de queda das bolas, e gera distribuição granulométrica fina (figura 3.2).

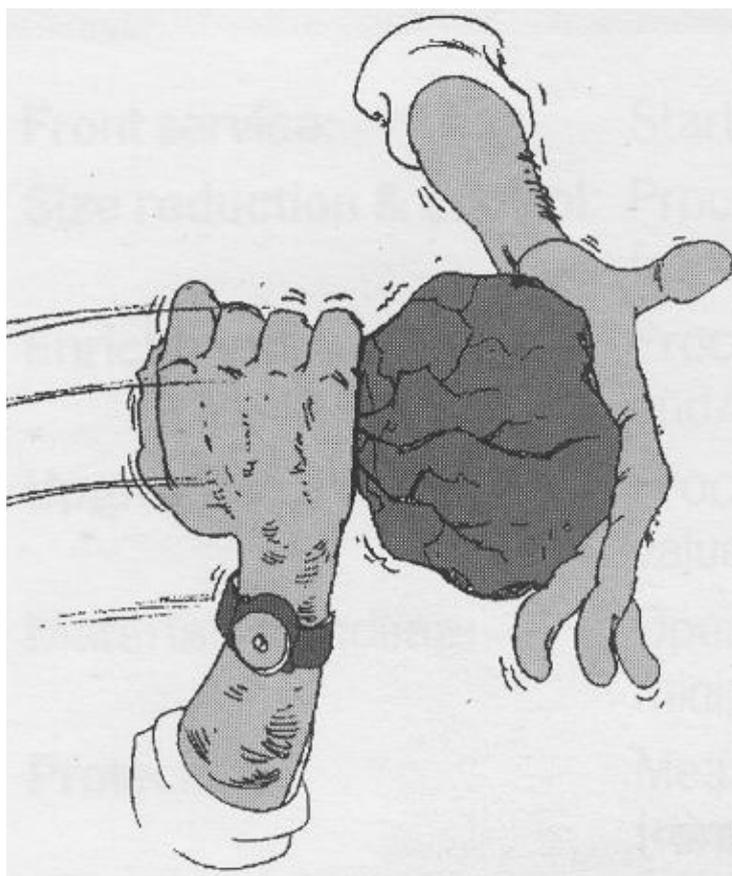


Figura 3.3 – O processo de impacto (Fonte: Metso Minerals, 2002)

A abrasão é o resultado do atrito entre as partículas do minério e entre corpos moedores e partículas; provoca o aparecimento de pequenas fraturas e provoca o surgimento de partículas de distribuição granulométrica fina ao redor da partícula original (figura 3.3). É um processo com alto consumo de energia. (Pereira, 1989)

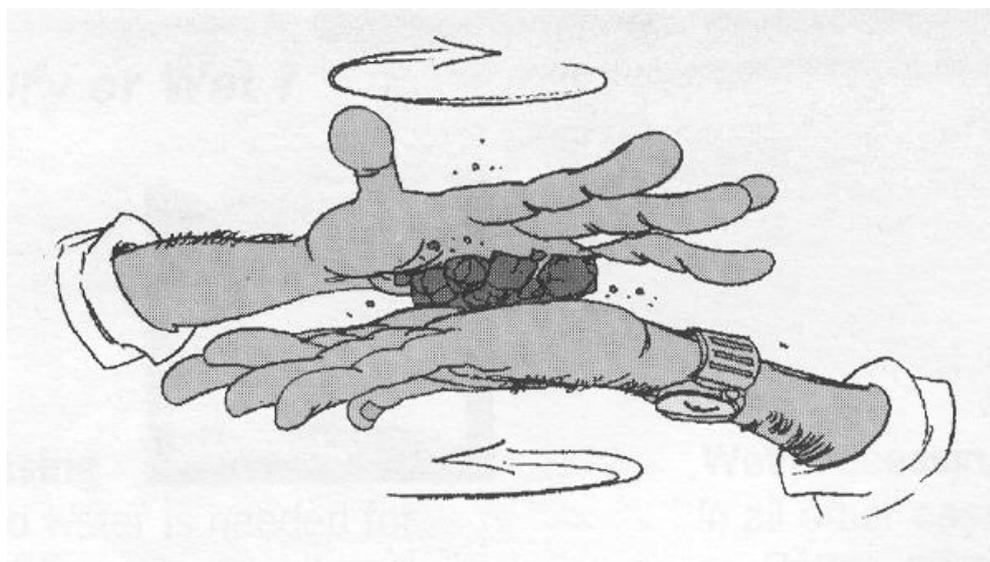


Figura 3.4 – O processo de abrasão (Fonte: Metso Minerals, 2002)

Nos moinhos ocorrem os três tipos de fratura, conforme ilustrado na figura 3.4. Qual dos três processos será o predominante é uma questão que depende das condições operacionais e essa predominância irá afetar a distribuição granulométrica resultante.

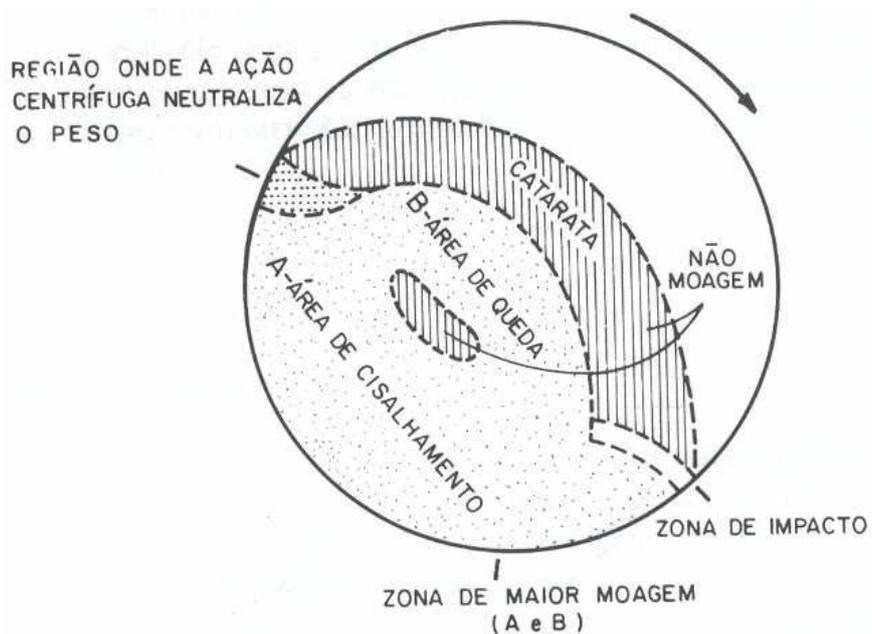


Figura 3.5 – Regiões do moinho onde ocorrem os diferentes processos de quebra (Fonte: Beraldo,1987)

Segundo Pereira (1989) o processo de cominuição visa, no tratamento de minérios, gerar uma granulometria adequada para processos subseqüentes, sejam eles processos de classificação ou moagem posterior, produzir uma liberação física adequada ou produtos finais acabados.

Os processos de cominuição podem ser feitos a seco ou via úmida dependendo de alguns fatores técnicos e econômicos. Por exemplo, um minério com umidade alta deve ser moído a úmido pois o custo para secagem seria proibitivo. Já um minério extraído de uma região desértica ou muito seca, moído a seco, poderá apresentar vantagens econômicas substanciais. Porém, geralmente, a moagem via úmida apresenta menor custo de investimento e menor custo operacional do que a moagem a seco.

O processo de redução de tamanho é em parte baseado em probabilidades estatísticas.

O desafio para desenvolver um circuito de cominuição é selecionar condições para aumentar a probabilidade de quebra de partículas de determinado tamanho para gerar produtos no tamanho desejado, com o menor consumo energético possível.

Os circuitos de cominuição existem pela necessidade do processo ser estagiado, devido às limitações geométricas e mecânicas das máquinas e devido ao fato de que quanto maior a relação de redução (relação entre o diâmetro das partículas na entrada e na saída do processo) menor será a eficiência energética da máquina.

A seleção de um circuito de cominuição correto depende da distribuição granulométrica da alimentação e do produto e de outras propriedades físicas que definem a dureza, competência e abrasividade do minério. Estas propriedades variam muito de minério para minério e podem ter variações dentro de diferentes partes da mesma reserva mineral.

Os custos também são um fator importante. Custos de investimento e custos operacionais, junto com a disponibilidade esperada de produção e a vida, definem o custo específico da redução de tamanho. O método de redução ótimo irá variar

significativamente de um minério para outro. Conseqüentemente, para um balanceamento efetivo dos custos de investimento e operacionais, é necessário um entendimento prático de como utilizar eficientemente a energia disponível e desta forma dimensionar o melhor circuito de cominuição para sua utilização eficiente durante a vida da mina (Outokumpu II, 2002).

Os métodos de cominuição são classificados de acordo com a granulometria do minério em britagem e moagem. Segundo Beraldo (1987), os britadores devem ser estruturalmente reforçados, de forma a serem aptos à aplicação de elevados esforços localizados enquanto os moinhos devem ser capazes de distribuir uma grande energia sobre um grande volume de partículas.

O termo moagem é usado quando corpos moedores são colocados junto com o minério em uma câmara rotativa ou oscilante. Isto proporciona contato máximo entre corpo moedor e minério, aplicando impacto e abrasão. Os corpos moedores podem ser partículas grandes do próprio minério (moagem autógena), bolas de aço, barras de aço ou corpos de cerâmica, entre outros.

3.2. Principais tipos de moinhos

Este trabalho apresenta a classificação dos moinhos de acordo com a COBRAPI (1985). Desta forma, os moinhos podem ser classificados em dois grupos:

Grupo 1 – Moinhos revolventes ou tubulares (“Tumbling Mills” ou “Tube Mills”)

Destacam-se neste grupo os principais tipos de moinhos:

- moinhos de barras;
- moinhos de bolas;
- moinhos de “cylpebs”;
- moinhos de seixos;
- moinhos autógenos e semi-autógenos.

Como este grupo contém os tipos de moinhos mais comuns, algumas definições mais completas se fazem necessárias.

Moinhos de barras são moinhos tubulares com relação comprimento / diâmetro maior que 1,25 : 1, que utilizam barras cilíndricas como corpos moedores (figuras 3.5, 3.6 e 3.7). São usados em circuito aberto para obtenção de produto grosseiro ou para preparação de produto para alimentação de um moinho de bolas. Raramente são utilizados em circuito fechado, geralmente com hidrociclones ou com peneiras.

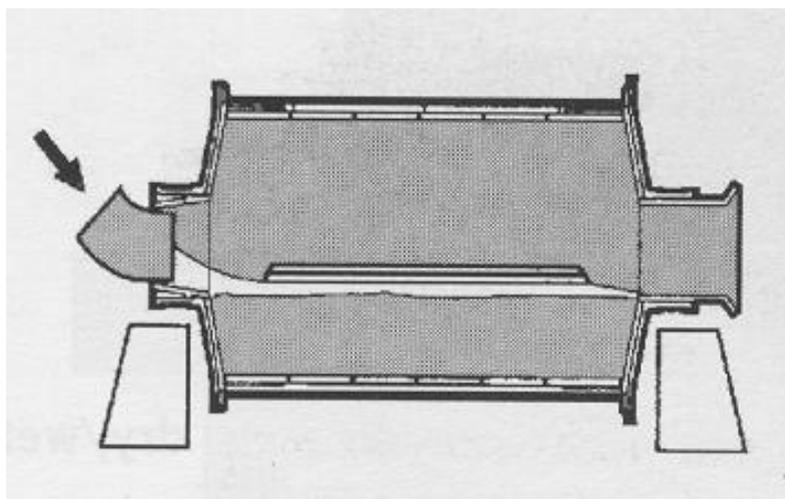


Figura 3.6 – Moinho de barras com descarga por overflow (Fonte: Metso Minerals, 2002)

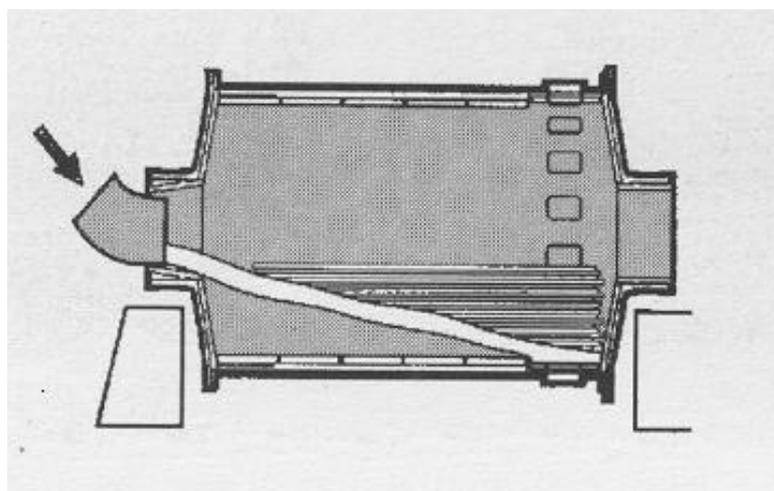


Figura 3.7 – Moinho de barras com descarga periférica de topo (Fonte: Metso Minerals, 2002)

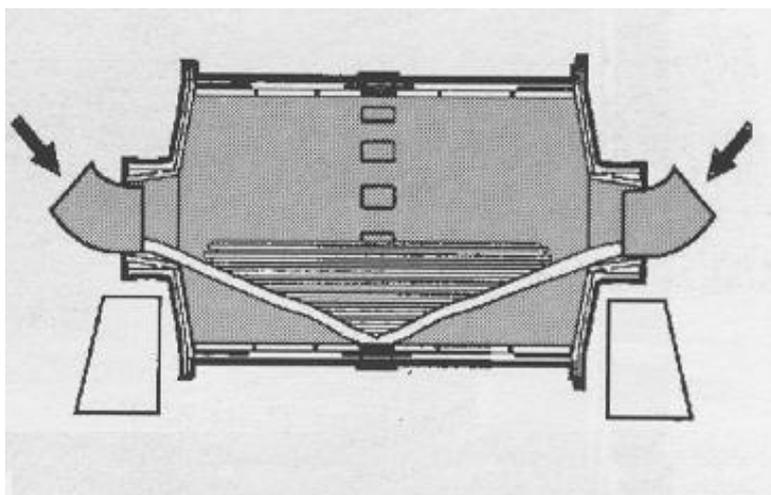


Figura 3.8 – Moinho de barras com descarga periférica central (Fonte: Metso Minerals, 2002)

Moinhos de bolas são usados em um único estágio quando a granulometria da alimentação deve estar entre 10 e 15 mm (figuras 3.8 e 3.9). Podem ser usados no segundo estágio de moagem precedidos de moinho(s) de barras ou autógeno / semi-autógeno ou até mesmo como moinho primário, o que não é muito comum na prática. Podem ainda ser utilizados na remoagem. Geralmente têm um grau de enchimento em torno de 35 % de bolas, com um máximo de 40 %.

As bolas podem ser de aço, fundidas ou forjadas, ou de ferro fundido. A dureza das bolas varia muito dependendo da fabricação. As bolas que geram menor custo operacional e melhor performance são geralmente selecionadas. Isso não implica que estas sejam as mais baratas disponíveis e nem as que tenham menor taxa de desgaste mas sim um ponto de equilíbrio entre os dois fatores.

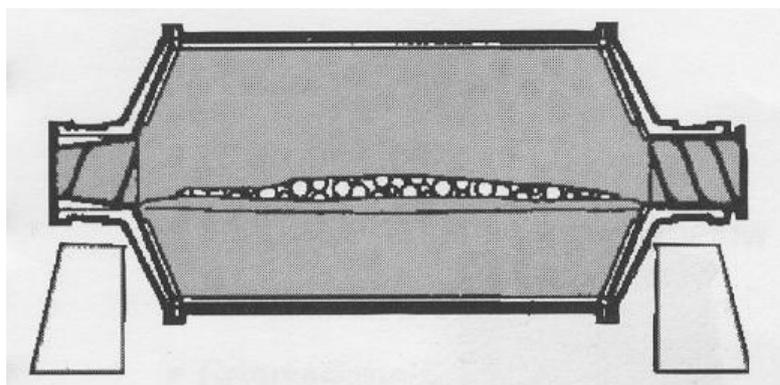


Figura 3.9 – Moinho de bolas com descarga por overflow (Fonte: Metso Minerals, 2002)

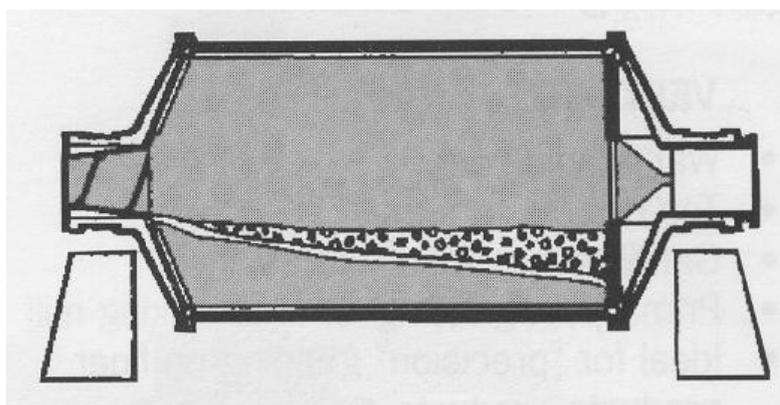


Figura 3.10 – Moinho de bolas com descarga por diafragma (Fonte: Metso Minerals, 2002)

Moinhos de seixos são moinhos que utilizam seixos competentes em lugar de bolas. São frequentemente utilizados para moagem de materiais que não podem ser contaminados por corpos moedores metálicos, neste caso utilizando corpos moedores de ágata, sílex, coríndon ou cerâmica. A designação moinho de seixos é também utilizada para moagem autógena (semi-autógena) secundária. Devido à menor densidade dos seixos, estes moinhos possuem menor capacidade de moagem do que os moinhos de bolas.

Moinhos autógenos e semi-autógenos (figura 3.10) são moinhos que utilizam o próprio minério como corpo moedor. O dicionário define autógeno como o que faz por si próprio (autos = próprio, genos = produção). Possuem grande relação diâmetro / comprimento. Serão descritos de forma mais detalhada posteriormente no item “A moagem semi-autógena”.

Este tipo de moinho veio para revolucionar a moagem já que seu custo de investimento é praticamente o mesmo dos moinhos convencionais porém seu custo de operação é menor já que os gastos com corpos moedores e com revestimentos são menores. Atualmente moinhos semi-autógenos são o estado da arte da moagem.

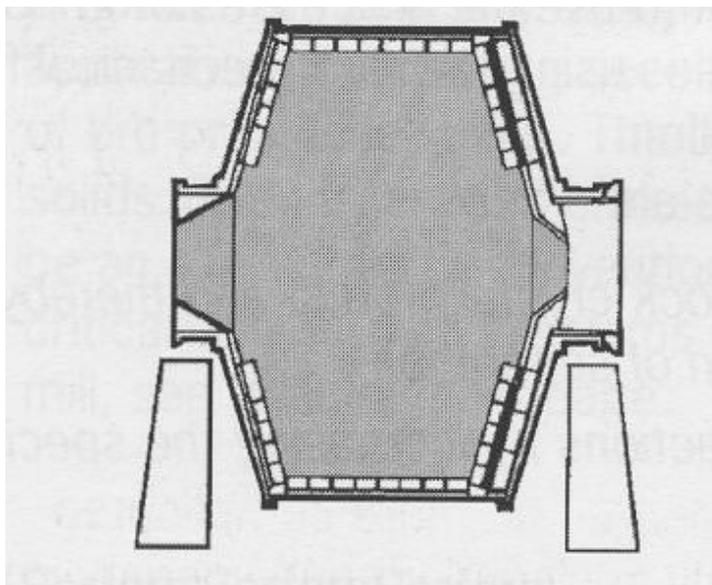


Figura 3.11 – Moinho semi-autógeno tipo americano (Fonte: Metso Minerals, 2002)

Grupo 2 – Moinhos tipo “Fixed Path” (“Fixed Path Mills”)

Afora os moinhos de martelo, os principais tipos de moinhos deste grupo são:

- moinhos de rolos (“roller mills”);
- moinhos tipo mesa giratória (“bowl-mills”);
- moinhos tipo bola e capa ou tipo E (“E-type-mills”);
- moinhos tipo torre.

Como os moinhos do Grupo 2 não são objeto deste estudo, uma descrição mais detalhada de cada um não foi incluída.

Segundo Barratt (1982), os principais circuitos de cominuição são os seguintes:

- Britador - Moinho de barras - Moinho de bolas
- Britador - Moinho de bolas - Moinho de bolas
- Britador - Moinho de barras - Moinho de *pebbles*
- Britador - Estágio único de moagem de bolas
- Moinho autógeno em estágio único
- Moinho autógeno - Moinho de bolas
- Moinho autógeno - Moinho de *pebbles*
- Moinho semi-autógeno em estágio único
- Moinho semi-autógeno - Moinho de bolas
- Moinho autógeno - Moinho de bolas - Britador

Estes são apenas alguns exemplos de circuitos existentes embora atualmente diversos outros tipos de circuitos sejam utilizados. Cada circuito tem suas vantagens e desvantagens, no entanto, para cada tipo de minério uma avaliação especial deve ser feita. Inúmeros outros fatores devem ser estudados antes da escolha, fatores esses como a utilização de equipamentos, previamente existentes, em usinas sendo ampliadas.

3.3. As teorias da cominuição

As teorias da cominuição relacionam a quantidade de energia fornecida e o tamanho das partículas do produto a partir de um tamanho de alimentação.

Diversas foram as leis propostas e faz-se necessária uma revisão das mais importantes.

A teoria mais antiga, chamada de 1ª Lei da Cominuição, dizia que “a área da nova superfície produzida é diretamente proporcional ao trabalho útil realizado”. A área superficial de uma tonelada de partículas de diâmetro d é proporcional a $1/d$ e o trabalho realizado por tonelada é também proporcional a $1/d$ (Rittinger, 1867).

Tem-se a seguinte expressão para essa Lei:

$$E = 3E_0 \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) \quad (Eq.01)$$

E = energia consumida

E_0 = coeficiente unitário de trabalho

D = tamanho da alimentação

d = tamanho do produto

A 2ª Lei da Cominuição diz que o trabalho requerido é proporcional à redução em volume das partículas (Kick, 1885). A expressão para a 2ª Lei é a seguinte:

$$E = J \log \left(\frac{N}{N_0} \right) \quad (Eq.02)$$

J = E_0

N = grau de redução no n -ésimo estágio de fragmentação

N_0 = grau de redução unitário

Em 1937 foi constatado por Blanc que as duas Leis não se superpõe. A 1ª Lei é então válida para granulometria fina enquanto a 2ª Lei é válida para granulometria grossa. A faixa intermediária (alimentação entre 4 e 125 mm) ainda não era previsível. No entanto, Blanc não formulou uma expressão analítica para esta faixa intermediária.

Foi constatado também que nenhuma das duas Leis se aplicam a resultados de britagem e moagem convencionais. Foi então, em 1951, que surgiu a 3ª Lei da Cominuição, a mais importante. De acordo com esta, o trabalho necessário é proporcional ao comprimento das fissuras produzidas na quebra da partícula (Bond, 1952). Seguem as expressões:

$$E = E_0 \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) \quad (Eq.03)$$

ou

$$E = K \left(\frac{1}{\sqrt{x_2}} - \frac{1}{\sqrt{x_1}} \right) \quad (Eq.04)$$

D e d expressos em μm , são os tamanhos das malhas que deixam passar 80% da alimentação e do produto, respectivamente ($D = A_{80}$ e $d = P_{80}$).

$E_0 = 10 \text{ Wi}$ (Work index) = trabalho em kWh necessário para reduzir 1 (uma) tonelada curta (907 kg) de material desde um tamanho inicial infinito até um tamanho final de 80% passante em 100 μm . (Pereira, 1989)

O Wi é uma característica do minério. É um parâmetro da cominuição que expressa a resistência de determinado minério de ser britado ou moído.

A expressão clássica da Lei de Bond (1961) é a seguinte:

$$W = 10 Wi \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (Eq.05)$$

Como curiosidade vale citar ainda alguns trabalhos posteriores ao de Bond. Em 1957 Charles elaborou a “Lei Geral”. Segundo Charles (apud Pereira 1989) “a relação entre a variação do diâmetro das partículas e da energia é inversamente proporcional a uma fração exponencial do diâmetro.” Tem-se a expressão:

$$\partial E = -K \frac{\partial x}{x^n} \quad (Eq.06)$$

E = energia aplicada a uma massa unitária de minério

x = diâmetro das partículas

k e n = constantes (função do minério)

Fazendo a integração para x diferente de 1 tem-se:

$$E = K \left(\frac{1}{x_2^{n-1}} - \frac{1}{x_1^{n-1}} \right) \quad (Eq.07)$$

Para n = 1 – Lei de Kick (granulometria grossa)

n = 2 – Lei de Rittinger (granulometria fina)

n = 1,5 – Lei de Bond (granulometria intermediária)

Em 1961, Hukki confirmou que Blanc e Charles estavam certos e que as leis de cominuição anteriores se aplicam a determinados intervalos. Propôs a seguinte expressão:

$$\partial E = -K \left(\frac{\partial x}{x^{f(x)}} \right) \quad (Eq.08)$$

A figura 3.11 mostra a relação estabelecida por Hukki para o consumo de energia em função da granulometria do produto. É possível perceber que todas as três Leis seriam válidas para diferentes intervalos de granulometria, mas que para o intervalo onde a moagem primária / secundária de minérios é desenvolvida, a Lei que se aplica é a de Bond.

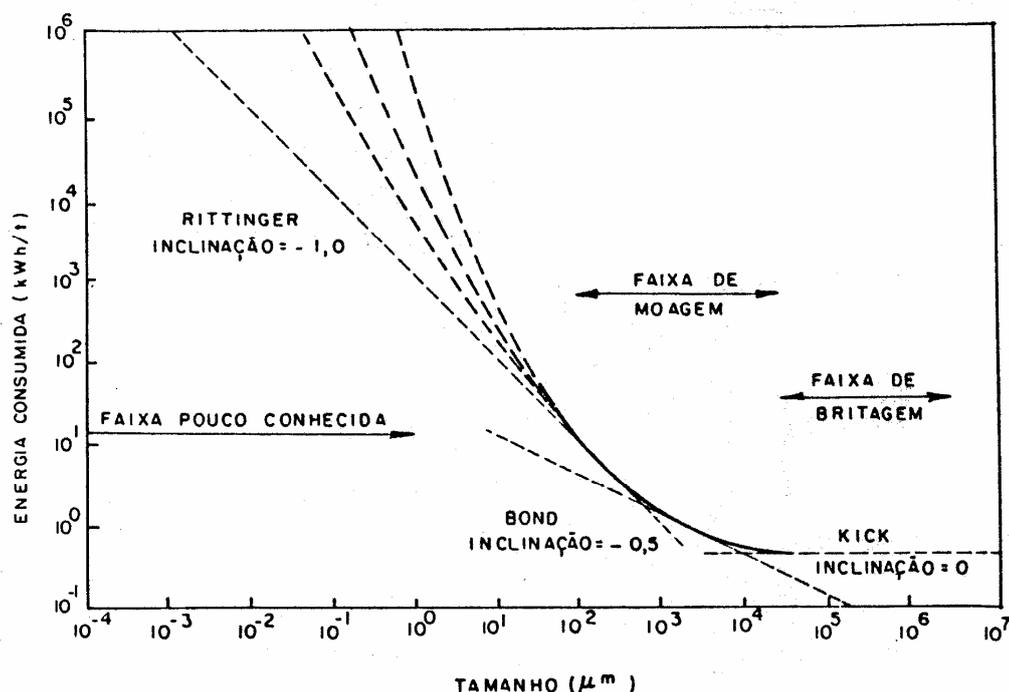


Figura 3.12 – Relação entre a energia fornecida e tamanho da partícula na cominuição (Hukki, 1961)

Apesar de grande aplicação na moagem de minérios, a Lei de Bond leva a grandes discrepâncias devido às condições de operação em uma usina diferirem de forma ampla das condições testadas. Vendo isso, Bond e posteriormente Rowland procuraram corrigir algumas dessas discrepâncias adotando alguns fatores de correção na equação da 3ª Lei.

Segundo Rowland (1980), a equação de Bond deve considerar oito fatores de eficiência em seu cálculo de potência, os quais são calculados a partir de desvios das condições específicas, para as quais a equação de Bond foi desenvolvida.

Estes oito fatores são os seguintes:

EF₁ - Moagem a seco

Para a moagem a seco utiliza-se um fator de 1,3 e para moagem a úmido um fator de 1. Isto acontece devido ao fato que a moagem a seco tem menor eficiência que a moagem a úmido.

EF₂ - Circuito aberto em moinhos de bolas

A moagem em circuito fechado é mais eficiente do que a moagem em circuito aberto. Segundo Beraldo (1987), “como as curvas de distribuição granulométrica em circuito aberto ou em circuito fechado são distintas, a especificação dos produtos de circuito aberto deve ser feita em relação à porcentagem retida em uma determinada malha”. A tabela 3.1 mostra como o fator de ineficiência é determinado pela porcentagem retida na malha de controle.

Tabela 3.1 – Fator de ineficiência do circuito aberto (Rowland, apud Beraldo, 1987)

Controle do produto % passante na malha de referência (µm)	Fator de ineficiência
50	1,035
60	1,05
70	1,10
80	1,20
90	1,40
92	1,46
95	1,57
98	1,70

EF₃ - Fator de diâmetro

Até um diâmetro de 3,81 m, a eficiência do moinho cresce e acima de 3,81 m esta eficiência se mantém constante.

$$EF_3 = \left(\frac{2,44}{D} \right)^{0,2} \quad (Eq.09)$$

para $D < 3,81$ m e

$$EF_3 = 0,914 \quad (Eq.10)$$

para $D > 3,81$ m.

EF₄ - Fator de oversize

Quando a alimentação contém partículas muito grandes o moinho tem uma baixa eficiência para moagem dessas partículas. Dessa forma se aplica um fator relativo a essa ineficiência.

O tamanho ótimo para alimentação (F0) é definido da seguinte forma:

Moinho de barras

$$F0 = 16.000 \left(\frac{13}{Wi} \right)^{0,5} \quad (Eq.11)$$

Moinho de bolas

$$F0 = 4.000 \left(\frac{13}{Wi} \right)^{0,5} \quad (Eq.12)$$

A relação de redução (R_r) é definida como:

$$R_r = \frac{F}{P} \quad (Eq.13)$$

De posse dos valores de R_r e de F_0 calcula-se o EF_4 com a seguinte expressão:

$$EF_4 = \frac{R_r + (W_i - 7) + \left(\frac{F - F_0}{F_0} \right)}{R_r} \quad (Eq.14)$$

O W_i a ser utilizado para os cálculos do EF_4 é aquele determinado para moinho de barras mesmo que o cálculo do dimensionamento esteja sendo feito para um moinho de bolas.

EF_5 - Material fino

Este fator, estabelecido por Bond, é utilizado para produtos com 80 % passante em 74 μm e é calculado pela fórmula:

$$EF_5 = \frac{P + 10,3}{1,145 P} \quad (Eq.15)$$

EF_6 - Relação de redução em moinho de barras

Segundo Beraldo (1987), “esse fator deve ser aplicado a moinho de barras, em circuito aberto, sempre que a relação de redução estiver fora do intervalo $R_{r0} - 2 \leq R_r \leq R_{r0} + 2$, sendo R_{r0} a relação ótima de redução definida como:

$$R_{r0} = 8 + \frac{5L}{D} \quad (Eq.16)$$

L = comprimento das barras;

D = diâmetro do moinho interno ao revestimento.

$$EF_6 = 1 + \frac{(R_r - R_{r0})^2}{150} \quad (Eq.17)$$

Se a relação de redução for alta, não é necessária a utilização do fator EF₆. No entanto, seu uso é recomendado sempre que o Wi do minério for superior a 7 kWh/t.

EF₇ - Baixa relação de redução em moinhos de bolas

Como o uso deste fator só acontece quando a relação de redução no moinho de bolas é inferior a 6, raramente é utilizado pois, normalmente, nesse tipo de moinho a relação de redução é muito maior que este valor.

A fórmula para cálculo do EF₇ é:

$$EF_7 = \frac{2(Rr - 1,35) + 0,26}{2(Rr - 1,35)} \quad (Eq.18)$$

Este fator é mais freqüentemente utilizado no caso de remoagem.

EF₈ - Moagem em moinho de barras

O fator EF₈ varia de acordo com a forma de preparação da alimentação do moinho.

a. Moinho de barras em circuito único, aberto

a1. Alimentação do moinho proveniente de circuito aberto de britagem, EF₈ = 1,4.

a2. Alimentação do moinho proveniente de circuito fechado de britagem, EF₈ = 1,2.

b. Moinho de barras em circuito barra/bolas

b1. Alimentação do moinho proveniente de circuito aberto de britagem, $EF_8 = 1,2$.

b2. Alimentação do moinho proveniente de circuito fechado de britagem, $EF_8 = 1,0$.

3.4. A moagem semi-autógena

Algumas definições, segundo Jones (2001), se fazem necessárias para que não restem dúvidas ou más interpretações.

Moinho autógeno (AG) – É o tipo de moinho que utiliza o próprio minério como corpo moedor. Para alguns tipos de minério, o moinho autógeno combina as etapas de britagem, moagem grossa e fina. O minério deve conter quantidade suficiente de pedaços competentes para atuarem como corpos moedores.

Moinho semi-autógeno (SAG) – Tipo de moinho que utiliza também bolas de aço, em adição ao próprio minério, como corpos moedores. A adição de bolas (geralmente entre 6 e 12 % de volume e diâmetro de 100 mm ou 125 mm) aumenta a habilidade de um moinho autógeno de tratar minérios de dureza variável e com variação da quantidade de corpos moedores naturais. Um moinho semi-autógeno pode tratar eficientemente uma grande variedade de material de alimentação. Estes moinhos são ideais para a moagem grossa de minérios úmidos para preparar a alimentação para uma moagem final em moinhos de bolas. São também usados para moagem em estágio único atingindo, nesta etapa, a granulometria final desejada.

Os métodos fundamentais para cominuição de minérios nestes dois tipos de moinhos são, além da abrasão, forças de impacto agindo entre partículas de minério, bolas e revestimentos dos moinhos e uma compressão de pequenas partículas intersticiais entre grandes partículas de minério e bolas que comprimem a carga.

Digre (1969) descreve a abrasão como um processo de arredondamento das pontas e beiradas da partícula e posterior abrasão da mesma que é reduzida de tamanho através da remoção de grãos em sua superfície. Isto ocorre até que a partícula seja pequena o bastante para ser quebrada por *pebbles* maiores da carga do moinho.

As moagens autógena e semi-autógena progrediram bastante desde a década de 30, quando Alvah Hadsel primeiramente pensou em utilizar pedaços maiores de minérios competentes para quebrar pedaços menores em uma mina de ouro da Califórnia, a Beebe Gold Mine. Hadsel contou com a ajuda da The Hardinge Company para produzir uma versão aprimorada deste moinho que foi chamado Hardinge Hadsel Mill. O desenvolvimento posterior à 2ª Guerra Mundial, mais precisamente após 1959, fez com que a moagem autógena começasse a ser utilizada comercialmente em instalações como os doze (12) moinhos autógenos de 5,5 m de diâmetro por 1,8 m de comprimento com 550 kW cada, instalados na Quebec Cartier Mines no Canadá. Sete anos depois, em 1966, um único moinho autógeno de 9,75 m de diâmetro foi instalado no Griffith Iron Ore Concentrator, também no Canadá. Este moinho tinha a mesma capacidade dos doze moinhos de 5,5 m de diâmetro instalados em 1959 (Jones, 2001).

Foi na década de 70 que se descobriu que a adição de certa quantidade de bolas de aço nos moinhos autógenos aumentava a produção para alguns minérios. Essa produção era aumentada devido à amenização na flutuação de massas na alimentação do circuito. Como nos moinhos autógenos o único corpo moedor é o próprio minério, uma frente de lavra mais “dura”, significa menos massa atravessada no moinho. Uma frente de lavra mais “macia” facilita o atravessamento de massa no moinho. A adição de bolas fez com que a operação do moinho se tornasse mais independente da frente de lavra. Dessa forma, a quantidade média de massa atravessada nos moinhos semi-autógenos é maior do que nos moinhos autógenos, aumentando a produção. Esta regularização da alimentação permite também que as etapas subseqüentes sejam mais fáceis de serem controladas e mais confiáveis, com relação aos resultados gerados.

Desde então a moagem semi-autógena se tornou uma opção tecnológica mais aplicada, já que as operações desses moinhos são mais flexíveis que as operações dos moinhos autógenos. Este desenvolvimento se deu também graças à necessidade das mineradoras de utilizar moinhos maiores, pois, moinhos de bolas e de barras consomem maior quantidade de revestimentos e, por serem menores, requerem maior número de linhas para tratar a mesma quantidade de minério.

Desde o início de seu desenvolvimento a importância da tecnologia de moagem autógena se estendeu para os dias atuais onde pelo menos 1075 moinhos em pelo menos 64 nações nos 6 continentes operam utilizando pelo menos 300 MW e os fabricantes de moinho têm que atender especificações cada vez mais exigentes (1996: 40 pés (12,2 m) de diâmetro, 26 MW) (Jones, 2001).

Segundo Turner (1982), a moagem autógena e semi-autógena alcançou reconhecimento mundial como meio de redução de custos de investimento e operacionais e, dessa forma, o uso destes moinhos deve ser estudado em qualquer novo projeto.

A introdução, e também o aumento da quantidade de bolas utilizadas no moinho, aumentam a energia gasta pelo mesmo. Isso ocorre devido ao fato de que para um dado volume de carga, a energia gasta pelo moinho para cominuir este volume é proporcional ao peso desta carga e, conseqüentemente, à densidade do meio. A densidade específica do aço (material das bolas) é de aproximadamente 7,8 e é substancialmente maior do que a densidade específica de minérios naturais (geralmente variando entre 2,7 e 3,5). Conseqüentemente, a carga de bolas aumenta a densidade do meio e então a energia gasta pelo moinho.

Por outro lado, os moinhos SAG geram um produto mais grosso do que os moinhos AG devido à predominância dos processos de compressão e impacto, e menor contribuição do processo de abrasão. Como a abrasão é, dos três processos, o menos eficiente, em termos de energia, vê-se que a moagem SAG tem eficiência energética maior, permitindo que mais massa possa ser atravessada em determinado intervalo de tempo.

Esse aumento em quantidade atravessada é mais significativo quando comparado ao aumento de energia necessária devido à introdução das bolas.

Um problema encontrado nos moinhos AG é o fato de que ao atingir um determinado tamanho dentro do moinho (tamanho crítico) o minério terá dificuldade de cominuir outros corpos pois seu tamanho (energia) já não é suficiente mas, também, não poderá

ser moído por outros corpos pois seu tamanho é grande demais para tal. É quando entra a moagem semi-autógena que vem para evitar a formação deste tamanho crítico.

Mesmo assim, muitas vezes é necessária a instalação de uma rebitagem de *pebbles* para diminuir a quantidade de partículas com tamanho crítico dentro do moinho. Neste caso, o material produto do moinho SAG é descarregado em uma peneira cujo retido, após passar por extratores de sucata para retirada de fragmentos de bolas, alimenta uma britagem, geralmente constituída de um ou mais britadores cônicos. O produto desta britagem alimenta novamente o moinho SAG.

Devido a esses e outros motivos a moagem semi-autógena tem substituído a moagem autógena, que caiu em desuso e praticamente não é mais utilizada. De agora em diante o termo SAG será utilizado para falar em moagem semi-autógena deixando a moagem autógena fora deste estudo.

4. Principais testes para determinação de energia de cominuição

Algumas descrições de testes de moagem se fazem necessárias para um melhor entendimento.

4.1 Índice de abrasão de Bond (Ai)

Este índice, desenvolvido por Bond na década de 40, quantifica o índice de abrasividade de um minério. Pode ser utilizado para calcular o desgaste em britadores e consumo de bolas em moinho de bolas.

Neste teste são necessários 10 kg de amostra, representativa, entre 55 e 38 mm. Esta amostra é então moída a 19 mm e peneirada a 12,5 mm e quatro sub-amostras de 400 g são extraídas.

Estas amostras, entre 19 e 12,5 mm, são colocadas em um recipiente junto com uma placa padrão de metal previamente pesada. A placa de metal é então rotacionada em contato com a amostra do minério por 15 minutos a 632 rpm (Figura 4.1). Este procedimento é repetido quatro vezes e no final a placa é pesada novamente. A perda de massa, em gramas, da placa é o índice de abrasão.

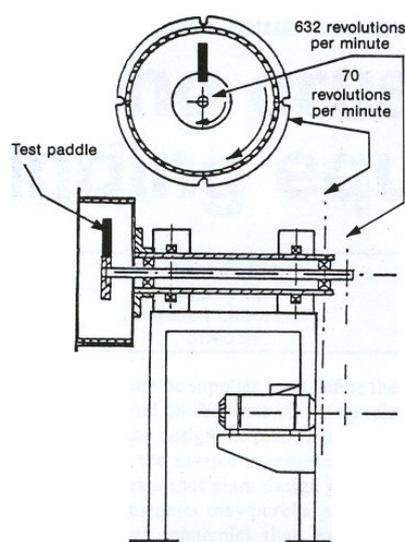


Figura 4.1 – Aparato para realização do teste de abrasão de Bond (Fonte: Rolfsson, 1983)

Os valores do índice de abrasão de Bond (Ai's) variam desde 0,026 g para granitos, passando por 0,18 g para quartzo e 0,25 g para magnetita até 0,69 g para taconito. Ai's com valores acima de 1 g já foram registrados na indústria de ouro, resultando em duração das partes de desgaste de britadores inferior a três semanas.

4.2 Índice de britabilidade de Bond (CWI – kWh/t)

Este índice descreve a “competência” de minérios em frações mais grosseiras. É utilizado para cálculos de energia necessária para britagem.

São necessários para o teste 20 pedaços representativos de minério, passantes em uma malha quadrada de 76 mm e retidos em malha quadrada de 50 mm. Estes pedaços são então quebrados pelo impacto de dois pêndulos. A energia imprimida é aumentada até que ocorra a quebra. A energia necessária (Eb) é relacionada a uma constante do equipamento e ao ângulo de queda dos pêndulos através da relação:

$$Eb = \frac{K}{2} (1 - \cos a) \quad (Eq.19)$$

O índice de britabilidade de Bond é então calculado através da seguinte fórmula desenvolvida experimentalmente por Bond:

$$CWI = 2,59 \frac{Eb}{t} \frac{1}{S.G.*1,1} \quad (Eq.20)$$

CWI em kWh/t.

Eb = energia necessária para quebrar uma determinada partícula

K = 164 (constante)

a = ângulo de queda do pêndulo

S.G. = densidade relativa da determinada partícula

t = espessura média do minério

Valores de britabilidade encontrados variam de 8 kWh/t para laterita, até 46 kWh/t para rochas frescas.

4.3 Índice de Bond para moagem em moinho de bolas (BWI)

O objetivo deste teste é determinar o “conhecido” Wi (Work Index) que é definido como a energia necessária para reduzir um material com tamanho infinito até um tamanho de 80% menor que 100 μm .

Segundo o JKMRC (1995), as condições para a realização do teste de Bond são as seguintes:

1. Moagem a seco em moinho padrão de 12” x 12” (figura 4.2), com carga total de 285 bolas de ferro e massa de 20.125 g, de acordo com a distribuição da tabela 4.1:

Tabela 4.1 – Distribuição de bolas para teste de Bond para moagem de bolas

Diâmetro da bola	Nº de bolas
1,50”	25
1,25”	39
1,00”	60
0,875”	68
0,75”	93

2. Velocidade de rotação: 70 rpm
3. Carga circulante: 250% da alimentação nova
4. Granulometria da alimentação: 100 % < 6 # (ou menor se necessário)
5. Amostra: Para quatro malhas de teste são normalmente necessários 30 kg de amostra quarteada e homogeneizada. A quantidade de amostra depende do número de testes a serem realizados. Enquanto Bond recomenda os testes em todas as malhas abaixo de 28 #, na prática algumas malhas-teste são escolhidas.

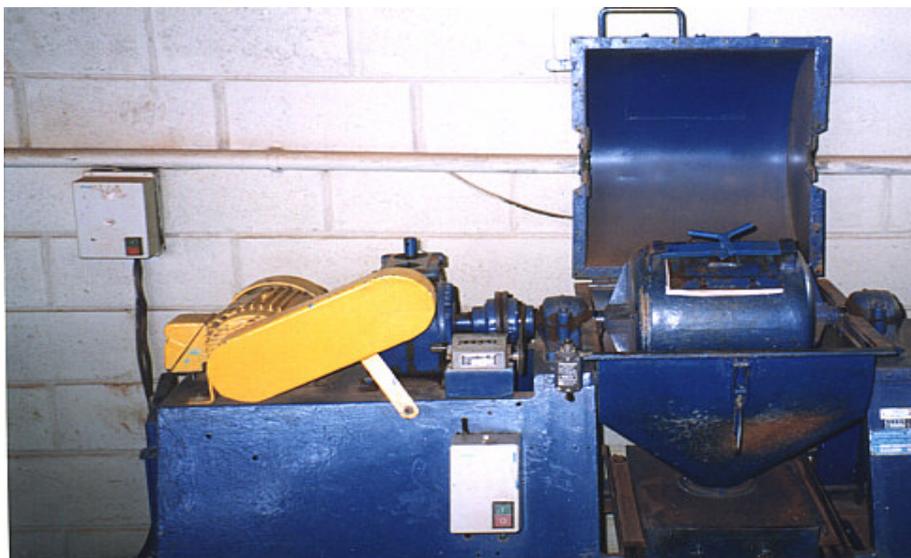


Figura 4.2 – Moinho para testes de Bond para moagem de bolas (Fonte: CVRD, 2000)

O procedimento, segundo Pereira (1989), para a realização dos testes é como segue.

Primeiramente deve-se fazer uma análise granulométrica (com alíquota suficiente para três análises). A média das análises é tomada como a granulometria da alimentação. Separa-se uma parte da pilha inicial para pequenos ajustes de massa.

A seguir deve-se tomar da pilha uma amostra de 700 cm^3 que corresponderá à alimentação inicial. Calcula-se então o IPP (Ideal Potential Product) que corresponde à massa dos 700 cm^3 dividida por 3,5, ou seja, a “alimentação nova” correspondente a uma carga circulante de 250 %.

Moer a alimentação durante 100 revoluções ou, no caso de já existirem testes anteriores, durante o número de rotações resultante destes ensaios.

Descarregar o material e peneirar a seco na malha-teste (geralmente 100 ou 200 mesh). Pesar a massa retida e a passante. Anotar o peso da massa passante, o peso da alimentação nova, que é a alimentação inicial menos a massa retida, e o passante

líquido (produzido nesta etapa de moagem, passante do peneiramento da malha teste menos a massa menor que esta malha contida na alimentação do moinho).

Registrar o GBP (Ball Mill Grindability) que é a massa produzida por revolução. Esta massa é calculada pela divisão do passante líquido pelo número de revoluções.

Colocar no moinho a alimentação nova (retirada da pilha inicial e da pilha de ajuste fino) juntamente com o retido. O número de rotações desta etapa é geralmente maior e calculado a partir do ciclo anterior para produzir um passante na malha-teste igual a 1/3,5 da carga total do moinho.

O ciclo deve ser repetido até que a massa de material menor que a malha-teste (obtida com certo número de rotações) se mantenha constante, ou sofra uma inversão no seu comportamento com o número de revoluções. Ou seja, a alimentação nova torna-se igual ao IPP (Ideal Potential Product).

Repetir então o ciclo mais duas ou três vezes com o mesmo número de rotações, tomando os passantes produzidos para posterior quarteamento e análise granulométrica. A distribuição granulométrica do produto será a média dos três últimos passantes.

Calcular o índice de Bond, W_i , de acordo com a seguinte fórmula.

$$W_i = \frac{44,5}{(P_i)^{0,23} (GBP)^{0,82} \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \quad (Eq.21)$$

P_i = abertura da malha-teste (ou do circuito fechado) em μm

O GBP (g/revolução) é uma variável definidora da moabilidade do minério para a malha-teste e controladora do término do teste.

O W_i da amostra será a média dos valores de W_i encontrados nas diferentes malhas-teste. O W_i é dado em kWh por tonelada curta.

A_{80} e P_{80} são expressos em μm . São os tamanhos das malhas que deixam passar 80% da alimentação e do produto, respectivamente.

Valores típicos para BWI's variam desde valores baixos como 5 kWh/t até valores mais altos como 25 kWh/t.

4.4 Testes de moagem SAG

Informações detalhadas com relação a um minério, juntamente com um exame dos testemunhos de sondagem, irão permitir uma avaliação preliminar com relação à capacidade do minério de ser moído em moinhos SAG. Minérios derivados de um corpo mineral uniforme e muito competente não serão quebrados em moinhos SAG. Por outro lado, minérios completamente oxidados e argilosos não serão capazes de fornecer corpos com tamanho suficiente para moagem SAG. Para que a idéia de utilização de moinhos SAG seja verdadeiramente avaliada, alguns parâmetros básicos devem ser observados:

- Força de compressão < 180 MPa
- Índice de britabilidade de Bond < 20 kWh/t
- O índice de Bond para moagem de barras deverá ser maior que o índice de Bond para moagem de bolas e ambos devem ser maiores que 15 kWh/t

Se esses parâmetros básicos forem observados, mais testes deverão ser feitos para uma melhor avaliação da capacidade de moagem com a utilização de moinhos SAG para o minério em estudo.

4.4.1 Determinação da energia unitária através de testes em planta piloto

Até meados da década de 90 era necessária a execução de testes em planta piloto para determinação de energia específica de cominuição em moinhos semi-autógenos. As campanhas destes testes requeriam uma grande quantidade de amostras e consumiam muito tempo em sua realização.

Obter amostras representativas em jazidas novas, sem nenhuma infra-estrutura, em áreas distantes, geralmente é um sério problema. Este problema é ainda pior quando a quantidade de amostras, para a realização de testes em planta piloto, é de no mínimo 25 toneladas por teste.

A instalação utilizada para realização de testes em escala piloto (figura 4.3) possuem moinho de 6' de diâmetro x 2' de comprimento (figura 4.4). Este moinho necessita, no mínimo, de uma amostra de 25 a 50 toneladas, retirada de uma amostra de 500 toneladas obtida em vários pontos da jazida. A amostra deve ser representativa do minério que será beneficiado e deve ter a distribuição granulométrica igual à do minério que virá da mina ou do produto do britador primário.

A amostra do teste deve ser separada em frações por tamanho e essas frações devem ser pesadas, para que permitam a alimentação do moinho com material de distribuição granulométrica constante. Qualquer variação na alimentação reflete variações no produto e no gasto de energia.



Figura 4.3 – Vista parcial das instalações da planta piloto do CIMM em Santiago, Chile
(Fonte: CVRD, 2000)



Figura 4.4 – Moinho 6' x 2' para testes piloto (Fonte: CVRD, 2000)

Planeja-se o teste com uma certa quantidade de alimentação, que deve estar dentro da capacidade do moinho. O moinho é então alimentado continuamente com minério e água para formar a polpa desejada. Após duas ou três horas começa-se a amostragem para verificar se a operação já alcançou um estado de equilíbrio. Geralmente gastam-se seis ou sete horas para se atingir o equilíbrio, já que as frações mais duras do minério costumam acumular-se dentro do moinho.

Quando o equilíbrio é alcançado, amostra-se o produto e a carga circulante. Mede-se a potência e é parada a operação. O material é então retirado do moinho, secado e pesado. Repete-se o procedimento aumentando a taxa de alimentação em cada teste até que a carga dentro do moinho seja maior que a taxa de alimentação e haja um aumento no consumo de energia.

Os dados coletados são os seguintes:

- tonelagem de alimentação;
- carga circulante;
- gasto de energia por tonelada de minério;
- peso, volume e granulometria da carga do moinho;
- volume e densidade descarga do moinho;
- velocidade do moinho em rpm;
- tamanho e distribuição do produto.

Deve-se levar em conta que, no teste, a capacidade do moinho foi a máxima, obtida em condições controladas e otimizadas.

Deve-se realizar os testes com cargas de bolas de peso e tamanhos diversos para assim determinar a máxima eficiência de energia.

O uso do britador para cominuir a fração de tamanho crítico é decidido durante os testes piloto de acordo com a quantidade e tipo de carga circulante.

Vê-se que os principais limitadores dos testes em planta piloto são a grande quantidade de amostra necessária, a pouca representatividade desta amostra em relação a todo o depósito e a necessidade de instrumentação precisa para a determinação dos parâmetros dos testes.

Estes limitadores levaram a dimensionamentos incorretos no passado. Como os testes não são capazes de prever o consumo energético em todo o depósito, vários moinhos, após a instalação, se mostraram incapazes de efetuar a cominuição necessária. Este fato fez com que moinhos dimensionados e projetados para operarem como moinhos autógenos fossem operados como semi-autógenos para que, com alguma carga de bolas, fossem capazes de realizar o trabalho de cominuição necessário.

4.4.2 Determinação do Autogenous Work Index usando o procedimento de MacPherson

Diante das dificuldades em realizar os testes em planta piloto, o canadense MacPherson (1976) desenvolveu um procedimento de teste para determinação do que ele chamou de Autogenous Work Index. O sistema utiliza um moinho com diâmetro de 457 mm e é operado por um período de tempo suficiente para estabelecer condições balanceadas de moagem. Então o moinho é operado por 1-2 horas e durante esse período amostras são retiradas para determinação da distribuição granulométrica. A quantidade inicial de amostra é alta, 227 kg de minério não britado ou de testemunhos de sondagem. A amostra é britada até 100 % menor que 32 mm antes do teste.

O objetivo do teste não era substituir o teste piloto e sim fazer uma pesquisa inicial das condições que deveriam ser adotadas no momento da realização desses, bem como uma mínima avaliação da variação de energia específica de moagem ao longo do depósito.

4.4.3 Teste Advanced Media Competency

Em uma instalação típica de moagem SAG, o material que irá alimentar o moinho pode ter tamanho 20 % acima do A_{80} , que, por sua vez, pode ser de até 250 mm.

Os procedimentos do teste de MacPherson e do teste do JKMRC indicam uma britagem da amostra de minério até 100 % passante em 32 mm antes do início do teste. Assim, os minérios que mostram “competência” muito alta, em tamanhos de partículas muito grossos, podem mostrar resultados não válidos.

Dessa forma, este teste é utilizado para garantir uma ainda maior confiança quanto à capacidade de um minério de ser moído em moagem SAG.

A amostra de minério é colocada em um moinho de 1,83 m de diâmetro por 0,31 m de comprimento e este faz 500 revoluções a 26 rpm. O produto é distribuído por tamanho e o número de fragmentos em cada fração de tamanho, superiores a 19 mm, é determinado. (AMMTEC, 2003)

A distribuição de tamanho do produto pode ser comparada com a análise da distribuição de tamanhos de minérios que já são conhecidos e que podem ser moídos por moagem autógena ou semi-autógena.

Testes para determinação do índice de britabilidade e de impacto são realizados em 20 fragmentos nos seguintes intervalos de tamanho:

- entre 102,0 e 76,0 mm
- entre 76,0 e 51,0 mm
- entre 51,0 e 38,0 mm
- entre 38,0 e 25,0 mm
- entre 25,0 e 19,0 mm

Testes para determinação do índice de Bond para moagem em moinhos de bolas e de barras e índice de abrasão são também realizados em sub-amostras retiradas do moinho de teste principal.

Se a amostra inicial for retirada de testemunhos de sondagem, 200 kg são necessários (85 mm de diâmetro). Se amostras a partir de testemunhos com 63,5 mm de diâmetro

são utilizadas, o índice de britabilidade da fração de tamanho mais grosso não poderá ser determinado.

4.4.4 Drop Weight Test (DWT)

O teste, chamado *Drop Weight Test*, desenvolvido pelo centro de pesquisas australiano Julius Kruttschnitt Mineral Research Center (JKMRC), é utilizado para cálculo da energia que é necessária para a quebra de uma partícula. Permite também avaliar a posição relativa do minério testado frente a outros 660 minérios ensaiados pelo mesmo método.

Consiste de um peso de aço ligado a dois trilhos e envolto em uma cobertura de plástico transparente, conforme figura 4.5. Um guincho elétrico é utilizado para elevar ou abaixar a altura do peso até um valor conhecido. O peso é então liberado e cai em queda livre para cominuir uma única partícula posicionada sobre uma placa de aço. Variando-se a altura, assim como a massa do peso, uma grande variedade de valores de energia pode ser aplicada à partícula.

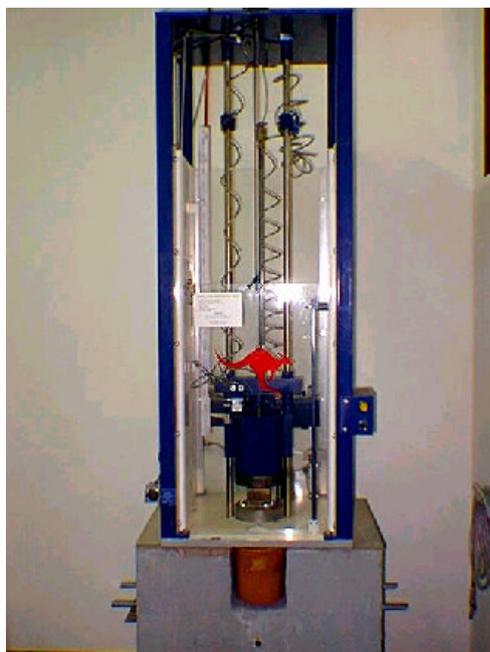


Figura 4.5 – Aparato utilizado para o *Drop Weight Test* (Fonte: CVRD, 2000)

O aparato padrão para o *Drop Weight Test* é equipado com peso de 20 kg, podendo ser elevado até 50 kg. A altura efetiva de queda pode variar entre 0,05 m a 1,0 m. Isso proporciona uma variação de energia desde 0,01 kWh/t até 50 kWh/t.

O *Drop Weight Test* é realizado em cinco faixas granulométricas, cada faixa com três níveis de energia diferentes. Dessa forma temos 15 combinações de tamanho e energia.

A equação para o cálculo desta energia é:

$$E_1 = M g h_i \quad (\text{Eq. 22})$$

E_1 = energia utilizada para quebra

M = massa do peso

g = constante gravitacional

h_i = altura inicial do peso

A amostra necessária é de 70 kg, representativos, de rocha fragmentada entre 6 e 76 mm ou 70 kg de um testemunho de sondagem inteiriço com diâmetro maior que 63 mm. A amostra é britada de forma controlada para gerar fragmentos com cinco dimensões diferentes:

- entre 63,0 e 53,0 mm
- entre 45,0 e 37,5 mm
- entre 31,5 e 26,5 mm
- entre 22,4 e 19,0 mm
- entre 16,0 e 13,2 mm

A energia de impacto é escolhida de acordo com a dureza do minério a ser testado. O minério fragmentado é coletado após o impacto e distribuído por tamanho. A distribuição é então normalizada em relação ao tamanho original da partícula. A distribuição é descrita por um único número t_{10} , que é o percentual passante em um

décimo do tamanho da partícula original. Um valor elevado para t_{10} significa um produto com distribuição granulométrica mais fina.

Esse valor de t_{10} é então plotado em relação à energia e a curva resultante é caracterizada por uma equação exponencial contendo dois parâmetros **A** e **b**, que posteriormente serão usados no simulador JKTech, como dados de entrada.

$$t_{10} = A(1 - e^{-bE}) \quad (\text{Eq.23})$$

Onde E é a energia (kWh/t) para quebrar as partículas.

A seguir apresenta-se um exemplo, para minério de ouro, de gráfico t_{10} x Energia específica para quebrar as partículas.

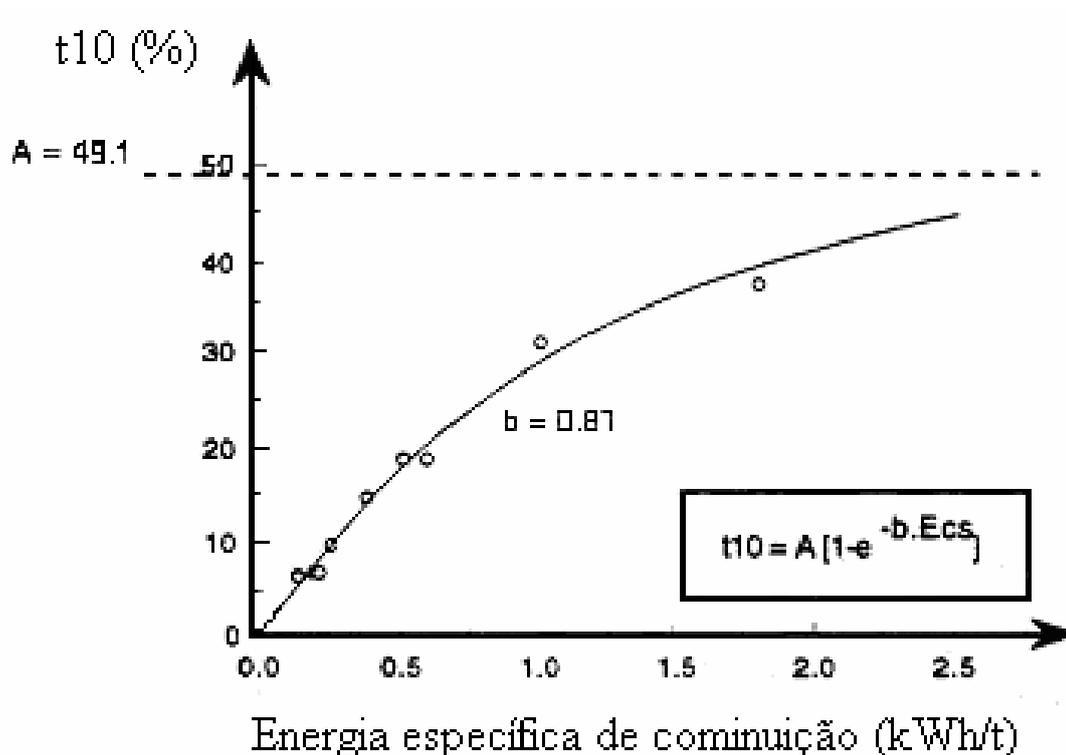


Figura 4.6 – Gráfico t_{10} x Energia específica para quebra das partículas (Fonte: JKMRC, 1995)

O produto dos parâmetros $A * b$ mostra a resistência ao impacto, conforme a tabela 4.2 a seguir. Esse parâmetro é também empregado para comparação com outros minérios.

Tabela 4.2 – Classificação de resistência ao impacto de amostras segundo o parâmetro $A*b$

Intervalo de Valores do Parâmetro $A*b$		Resistência ao Impacto
Menor	Maior	
10	19.9	Extremamente Alta
20	29.9	Muito Alta
30	39.9	Alta
40	49.9	Moderadamente Alta
50	59.9	Média
60	69.9	Moderadamente Baixa
70	89.9	Baixa
90	150	Muito Baixa

4.4.5 Teste de abrasividade do Julius Kruttschnitt Mineral Research Center

Para a realização deste teste uma amostra de 3 kg (-55+38 mm) é rolada em um moinho de abrasão (300 mm x 300 mm) por 10 minutos, a 70 % da velocidade crítica, para se obter o parâmetro de abrasão ta . O parâmetro ta é definido como um décimo do parâmetro t_{10} que, por sua vez, é o percentual passante em um décimo do tamanho da partícula original.

Esse parâmetro ta será posteriormente utilizado como dado de entrada no simulador JKTech, descrito posteriormente.

4.4.6 Teste SPI (*SAG Power Index*)

Outro teste aplicado à moagem SAG foi desenvolvido pela MinnovEX Technologies, empresa canadense baseada em Toronto, a partir do início da década de 90, e é chamado de SPI (*SAG Power Index*).

Este teste é realizado em moinho padronizado com 30 cm de diâmetro e 10 cm de comprimento (figura 4.7). A carga de bolas é correspondente a 15 % de seu volume interno. O ensaio é feito com 2 kg de minério preparado de forma a se obter uma granulometria ajustada para 100 % passante em 19 mm e 80 % passante em 12 mm. O SPI é o tempo de moagem em minutos necessário para que esta alimentação seja reduzida até 80 % passante em 1,7 mm. (Dobby, 1996)



Figura 4.7 – Vista frontal e lateral do moinho para determinação de SPI (Fonte: CVRD, 2000)

O SPI é um índice complementar ao W_i de Bond e os dois índices devem ser utilizados em conjunto quando se tratar de circuito SAG/bolas.

A figura 4.8 mostra as faixas granulométricas de aplicação das moagens industriais e ensaios de Bond e SPI. Note-se que o SPI é aplicado em faixas granulométricas imediatamente mais grosseiras que aquelas onde o ensaio de Bond é aplicado.

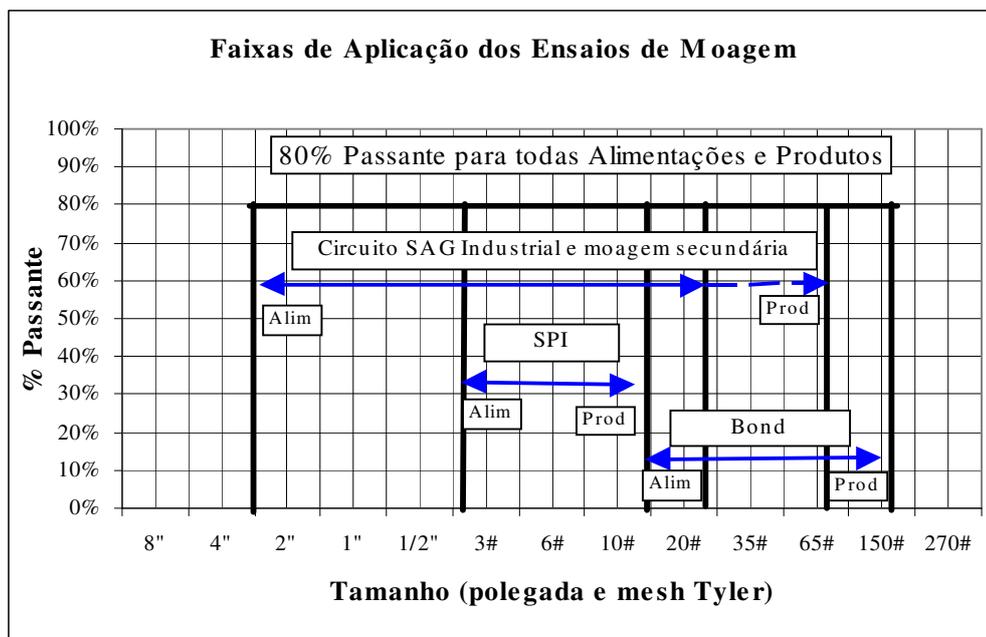


Figura 4.8 – Faixas de aplicação dos ensaios de moagem (Fonte: CVRD, 2000)

Um extensivo programa de amostragens de circuitos industriais de moagem SAG (mais de 60 amostragens em 18 circuitos) foi feito pela MinnovEX. Deste programa determinou-se uma curva de calibração experimental para o moinho de testes da MinnovEX e, por conseqüência, foi possível correlacionar o valor SPI determinado no laboratório com a energia específica (E) para a moagem de uma tonelada de minério em moinho SAG até 80% passante em uma malha de controle, denominado “tamanho de transferência” (T_{80}). Segundo Dobby (2001) essa correlação é dada pela seguinte equação:

$$E = K \left(\frac{SPI}{\sqrt{T_{80}}} \right)^n \quad (Eq.24)$$

Onde K e n são constantes de propriedade da MinnovEX.

A equação da curva é calibrada considerando uma moagem em moinho SAG com 8 % de bolas, uma alimentação com A_{80} em torno de 150 mm, sem britador de *pebbles*.

Quando as variáveis forem diferentes das utilizadas na calibração, fatores de multiplicação devem ser utilizados, para ajuste da potência final requerida no moinho. Estes multiplicadores levarão em consideração, dentre outras variáveis, o A_{80} da alimentação, a % de carga de bolas e a utilização ou não de britador de *pebbles*.

Os valores de energia obtidos através do método da MinnovEX representam a potência líquida disponível na carcaça do moinho.

5. Metodologia

O presente trabalho procura comparar diferentes testes utilizados para determinação da energia específica de amostras de minério de cobre das reservas de Sequeirinho e Sossego, do Projeto Sossego, de propriedade da Companhia Vale do Rio Doce, no estado do Pará, Brasil, que serão submetidos a moagem semi-autógena.

Para que os resultados fossem obtidos, o estudo foi constituído das seguintes etapas:

- amostragem;
 - testes;
 - análise de dados.
-
- Amostragem

A amostragem realizada pela Companhia Vale do Rio Doce foi toda constituída de testemunhos de sondagem. Amostras de 6” e de 2” foram obtidas. A seguir, seções das amostras foram selecionadas para testes de bancada e algumas das amostras de 6” foram enviadas para testes em planta piloto.

Para os testes de bancada estavam disponíveis 113 amostras de 2” e 52 amostras de 6”. As amostras de 2” foram subdivididas em 97 amostras representando o depósito de Sequeirinho e 16 amostras do depósito de Sossego. Similarmente, as amostras de 6” foram divididas em 33 amostras do depósito de Sequeirinho e 19 amostras do depósito de Sossego. No total foram 130 amostras do depósito de Sequeirinho e 35 amostras do depósito de Sossego, proporcionais às massas contidas nestas reservas.

- Testes

Os testes realizados, encomendados pela Companhia Vale do Rio Doce, foram testes de bancada e em planta piloto. *Drop Weight Test* e SPI foram realizados em todas as 165 amostras. Testes de Bond para determinação de Work Index (Wi) foram realizados em

todas as amostras de 6” e algumas de 2”. O Índice de abrasão de Bond foi feito apenas em algumas amostras de 6” e de 2”.

Para este estudo apenas os resultados de testes das amostras de 6” serão considerados já que, nessas, um maior número de testes foi realizado, incluindo o teste de Bond para moagem de bolas em todas elas, possibilitando assim uma melhor comparação entre os mesmos.

O *Drop Weight Test* para as amostras de 6” foi executado nos intervalos granulométricos recomendados, levando a uma definição dos parâmetros **A** e **b** presentes na relação de redução necessária para definir a distribuição de quebra por impacto. Esses testes foram feitos com a energia aplicada à partícula variando entre 0,25 kWh/t e 2,5 kWh/t.

Os testes de abrasão do JKTech necessários para definir o parâmetro **ta** também foram realizados em todas as amostras de 6”. O parâmetro **ta** define a quebra proveniente da moagem por abrasão.

- Análise de dados

Segundo Grandy (2002) estes dados coletados permitem ao engenheiro usar três métodos distintos para calcular os requerimentos de cominuição, incluindo britagem primária, moagem SAG e de bolas e rebitagem de *pebbles*.

O primeiro método é o uso do simulador JKSimMet, utilizando os parâmetros **A**, **b** e **ta**, gerados nos testes *Drop Weight*, para simulação do circuito. Estes parâmetros são também importantes para a determinação da distribuição granulométrica do produto do britador primário, ou seja, alimentação do moinho SAG.

O segundo destes métodos é o cálculo da energia específica com o teste SPI e teste de Bond. Para tal utiliza-se um *software* chamado *CEET (Comminution Economic Evaluation Tool)* que será descrito posteriormente.

Finalmente, no terceiro método, o engenheiro tem os dados da planta piloto que podem ser interpretados para prever os requerimentos de cominuição, para um conjunto de condições padrão.

Os três métodos são utilizados para o dimensionamento dos circuitos de cominuição. Como esse não é o objeto deste estudo, e sim a comparação entre os diferentes testes para moagem semi-autógena, os métodos serão explicados apenas para demonstrar o atual estado da arte em dimensionamento de circuitos.

JKSimMet

Grandy (2002) explica o funcionamento do JKSimMet da seguinte forma:

O simulador JKSimMet requer que diversos parâmetros sejam definidos antes que uma predição do circuito possa ser feita. Primeiramente, os tamanhos (comprimento e diâmetro) dos moinhos devem ser definidos, junto com todas as condições operacionais (velocidade do moinho, carga de bolas, carga total etc.). Os parâmetros **A**, **b** e **ta**, medidos experimentalmente, são requeridos pelo simulador para definir a distribuição granulométrica resultante da energia de impacto e abrasão. O próximo passo é a determinação da taxa em que determinada partícula é selecionada para a quebra dentro do moinho, a função seleção.

A forma geral da curva para a função seleção é conhecida de medições feitas em moinhos existentes. A forma da curva, específica para o moinho que está sendo simulado, deve vir de levantamentos e informações feitos em moinhos do mesmo tamanho. A curva da função varia com o tamanho de bolas, carga de bolas, carga total e velocidade do moinho. Em alguns casos, os resultados de testes piloto podem ser utilizados, porém a precisão diminui dramaticamente com o aumento do diâmetro do moinho.

Finalmente, deve haver um modelo para descrever o transporte de material dentro e através do moinho. Em suma, os parâmetros **A**, **b** e **ta** são independentes e todos os outros parâmetros estão sujeitos a um julgamento do engenheiro operando o simulador. Desta forma os resultados podem ser favoráveis ou desfavoráveis ao projeto, dependendo deste julgamento com relação aos outros parâmetros.

O simulador determina a taxa de produção (t/h) e a distribuição granulométrica dos produtos. Para determinar a energia específica de moagem (kWh/t), a potência desenvolvida pelo moinho deve ser calculada separadamente. Para o JKSimMet, o modelo de predição de energia de Morell é utilizado. Este modelo energético foi calibrado utilizando diversos moinhos em operação, desde moinhos de laboratório até moinhos com 40' de diâmetro. Apesar de todo este esforço, para uma boa calibragem a precisão é de $\pm 9 \%$ para moinhos SAG e $\pm 7 \%$ para moinhos de bolas.

A energia específica de moagem, determinada desta forma, refere-se à potência líquida no pinhão do motor (acionamento).

Para o Projeto Sossego, o simulador foi usado para determinar a capacidade de um circuito similar ao do Projeto Cadia na Austrália (moinho SAG com 40' diâmetro x 20' comprimento e moinho de bolas com 22' diâmetro x 27,5' comprimento). O minério de Cadia é similar aos minérios mais duros de Sequeirinho e Sossego e a capacidade do circuito é similar ao desejado para o Projeto Sossego. Para cada grupo de simulações com as informações dos testemunhos de sondagem, os parâmetros do simulador foram fixados, com exceção dos parâmetros da distribuição de quebra (**A**, **b** e **ta**).

Para cada amostra de 6" os parâmetros **A**, **b** e **ta** foram inseridos no simulador e a taxa de produção e a distribuição granulométrica do produto foram determinadas. Como dito anteriormente, o moinho foi calculado em um programa separado usando as características operacionais obtidas no simulador.

Segundo Silva (2003), “a técnica para estimar a Função Quebra, dos modelos de moagem do JKTech, está baseada num grande banco de dados coletados por mais de três décadas de operações de usinas piloto e industriais. Apesar desta abordagem ter servido para estimativas iniciais, que podem posteriormente serem ajustadas, não existe a garantia que os resultados vão ser consistentes.”

Testes SPI e de Bond

O SPI (SAG Power Index) é um valor medido em minutos, sendo o tempo necessário para cominuir determinada amostra desde 80% passante em 12,5 mm até 80% passante em 10 mesh. Para esta cominuição são utilizadas condições padrão como tamanho do moinho do laboratório e carga de bolas, entre outros. Para calibrar estas informações, a MinnovEX utilizou moinhos comerciais e determinou uma equação, anteriormente citada, que utiliza o valor SPI e o tamanho do produto T_{80} .

$$E = K \left(\frac{SPI}{\sqrt{T_{80}}} \right)^n \quad (Eq.24)$$

Grandy (2002) explica que a equação da MinnovEX utiliza condições padrão incluindo tamanho da alimentação e tipo de circuito (moinho SAG em circuito fechado sem rebitagem de *pebbles*). Para utilizar a equação para outras condições, um fator de correção deve ser utilizado. O fator de correção a ser utilizado deve ser determinado para cada tipo de instalação, através de inspeções no campo, e pode variar de planta a planta. Para uma instalação nova, um fator médio deve ser utilizado com base em plantas operando com minérios similares. Para os cálculos do Projeto Sossego, um fator de 0,9 foi, conservadoramente, utilizado em cima da equação padrão da MinnovEX. Este fator levou em conta o tamanho da alimentação e considerou o circuito fechado, com rebitagem de *pebbles*.

Como o SPI prevê apenas a energia específica para o moinho SAG, é também necessária a utilização da equação de Bond para a predição da necessidade energética do moinho de bolas. Para o cálculo da energia específica do moinho de bolas usa-se o

SAG “transfer size” T_{80} como o tamanho da alimentação A_{80} , o produto final sendo o P_{80} .

A MinnovEX associou-se a diversas empresas mineradoras para o desenvolvimento de um *software* chamado *CEET (Comminution Economic Evaluation Tool)* que permite aos projetistas otimizar o custo de investimento em circuitos de moagem e prever a capacidade de produção por bloco de lavra.

O *software* avalia a variabilidade de produção de um depósito para determinada potência instalada no circuito de moagem, através dos resultados SPI e Wi de Bond. O número necessário de determinações de Wi de Bond é bem menor que o número necessário de SPI já que os moinhos de bolas, para os quais utiliza-se o Wi de Bond, são menos sensíveis a alterações na energia requerida por determinado minério, quando comparados a moinhos SAG.

Primeiramente dois conjuntos de entrada são criados: uma lista dos blocos de lavra do modelo de blocos da mina, contendo informações como SPI e Wi, e uma lista com alternativas de fluxogramas de processo, criados a partir de escolhas de configurações de circuito e equipamentos. Para cada bloco de lavra e cada fluxograma, a performance da cominuição e os custos de investimento e operacional são previstos.

Os resultados são comparados e são selecionados os parâmetros de menores custos para o depósito e que atinjam as produções e especificações.

Como o *CEET* trabalha em blocos, é possível prever, nas várias fases da vida da mina, variações na taxa de produção e nos custos operacionais. Para usinas existentes, é possível ajustar o planejamento da mina em função da capacidade desejada para o circuito de cominuição.

Testes em planta piloto

Grandy (2002) descreve os testes em planta piloto realizados nos laboratórios do CIMM, em Santiago, para o minério de Sossego. Um moinho SAG com 6' diâmetro x 2' comprimento foi utilizado juntamente com um moinho de bolas de 2' diâmetro x 3' comprimento. No entanto, os testes no moinho SAG e de bolas foram independentes. Para cada teste no moinho SAG, o passante no *trommel* era classificado para obtenção de uma alimentação para o teste no moinho de bolas, que seria feito posteriormente. Este foi um bom procedimento já que geralmente é muito difícil combinar as performances de um moinho SAG e de um moinho de bolas em uma planta piloto. A tentativa desta combinação poderia comprometer os resultados para os dois circuitos, apesar de outros autores julgarem-na imprescindível.

A execução de testes em moinhos SAG com testemunhos de 6" apresenta uma série de problemas. Primeiramente o testemunho de Sossego é muito competente e não era possível preparar uma amostra que se comportasse como uma amostra retirada com os métodos convencionais de lavra. Apesar de um pouco do testemunho ter sido britado, a alimentação resultante para o SAG não apresentava a quantidade de finos necessária. Além disso, os testemunhos mais duros não possuíam microfraturas resultantes da detonação e, dessa forma, tendem a desgastar por abrasão ao invés de impacto.

A energia específica obtida nos testes da planta piloto deve então ser ajustada para condições padrão ($T_{80} = 2500 \mu\text{m}$ e $P_{80} = 210 \mu\text{m}$) para que, dessa forma, os testes sejam passíveis de comparação com os testes SPI e *Drop Weight Test*. Para esta conversão, a equação Energia/Tamanho, da MinnovEX, é utilizada para o moinho SAG e a equação Energia/Tamanho, de Bond, é utilizada para o moinho de bolas.

Neste estudo será feita a comparação entre os resultados dos testes *Drop Weight* e dos testes SPI. O objetivo é encontrar semelhanças e diferenças entre os testes para que uma melhor determinação da energia unitária de cominuição, no moinho SAG possa ser feita.

A figura 5.1 mostra qual a metodologia utilizada pelo JKTech (linha Australiana) para a determinação da energia unitária de moagem e posterior dimensionamento dos moinhos.

A figura 5.2 mostra a metodologia utilizada pela MinnovEX Technologies (linha Canadense) para a determinação da energia unitária e também para o posterior dimensionamento dos moinhos.

Vê-se que a análise dos resultados dos testes realizados pelo JKTech leva a uma energia unitária kWh/t (1) que difere do valor kWh/t (2) encontrado através do método da MinnovEX.

O objetivo deste estudo, marcado com uma linha pontilhada nas figuras 5.1 e 5.2, é comparar os resultados dos testes SPI e DWT.

Entendendo-se as diferenças e semelhanças entre os testes, é possível chegar a um valor de energia específica que, independentemente do método escolhido, garanta um dimensionamento confiável. A figura 5.3 representa graficamente este objetivo.

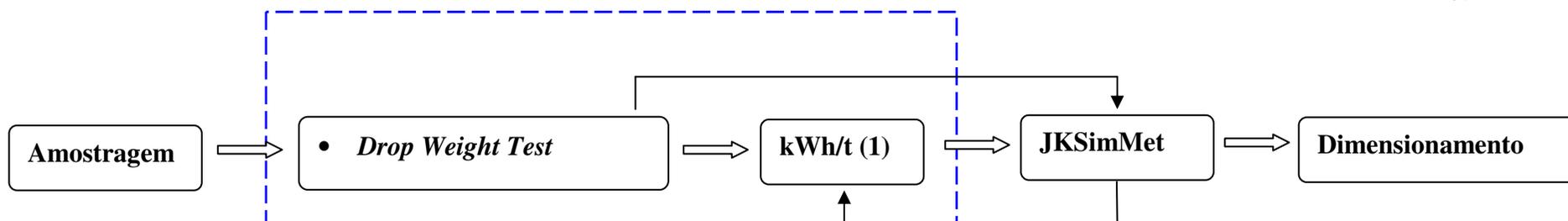


Figura 5.1 – Método para determinação da energia unitária e posterior dimensionamento de moinhos através da linha Australiana

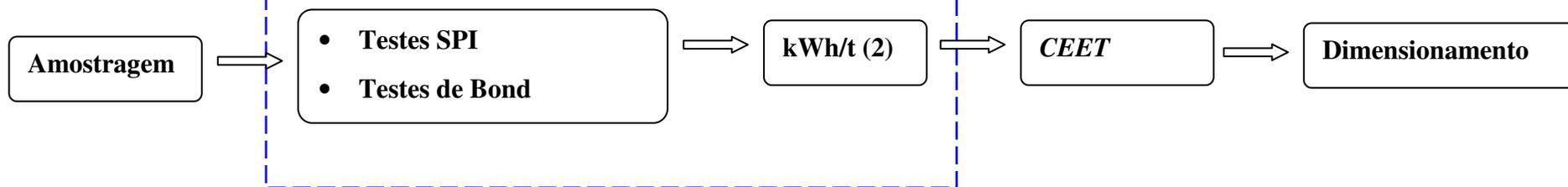


Figura 5.2– Método para determinação da energia unitária e posterior dimensionamento de moinhos da linha Canadense

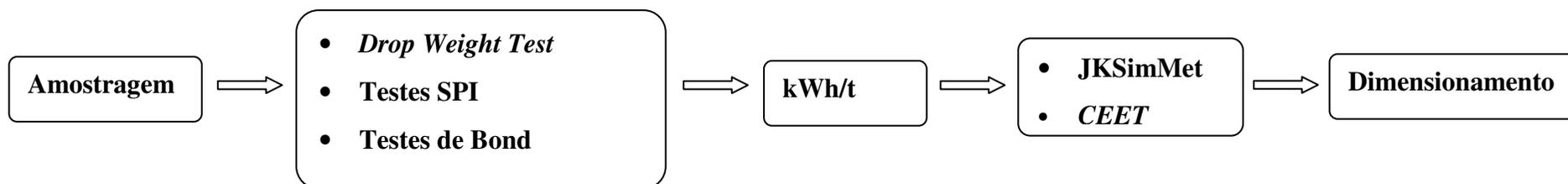


Figura 5.3– Proposta deste estudo para avaliação da energia unitária para posterior dimensionamento dos moinhos

6. Resultados e discussão

A tabela 6.1, apresenta os resultados dos testes *Drop Weight*, SPI e de Bond para as 52 amostras de 6" e que foram utilizados na realização deste estudo.

Tabela 6.1 – Resumo dos ensaios de caracterização das amostras de 6” (Fonte: CVRD, 2000)

Identificação da amostra			SPI		BWi	DWT				
área	furo	intervalo	minutos	kWh/t		kWh/t	parâmetros			
				T80=3mm	A		b	A*b	ta	JKSimMet simulation
Sequeirinho	SFM 01	21,20 a 21,50	118	8,92	13,60	63,3	0,449	28,4	0,369	9,33
Sequeirinho	SFM 01	108,70 a 109,00	124	9,17	16,00	56,6	0,552	31,2	0,289	8,85
Sequeirinho	SFM 02	45,70 a 46,00	89	7,64	12,70	57,5	0,743	42,7	0,464	7,96
Sequeirinho	SFM 02	109,43 a 109,73	123	9,13	12,69	54,9	0,582	32,0	0,396	8,91
Sequeirinho	SFM 03	14,30 a 14,60	51	5,62	8,43	60,8	0,887	53,9	0,553	7,27
Sequeirinho	SFM 03	61,50 a 61,80	82	7,30	11,87	57,6	0,852	49,1	0,638	7,62
Sequeirinho	SFM 04	38,00 a 38,30	132	9,49	16,94	53,5	0,654	35,0	0,324	8,48
Sequeirinho	SFM 04	54,65 a 54,95	120	9,01	16,06	58,8	0,577	33,9	0,231	8,46
Sequeirinho	SFM 04	101,30 a 101,60	123	9,13	13,69	52,7	0,573	30,2	0,289	9,00
Sossego	SFM 05	42,40 a 42,70	59	6,09	12,37	53,2	0,934	49,7	0,903	7,77
Sossego	SFM 05	86,70 a 87,00	76	7,00	14,04	55,1	0,874	48,2	1,005	7,93
Sossego	SFM 05	115,80 a 116,10	32	4,35	10,66	57,9	1,153	66,8	0,753	6,80
Sossego	SFM 05	144,50 a 144,80	84	7,40	13,81	50,4	1,127	56,8	0,497	7,13
Sequeirinho	SFM 06	22,85 a 23,15	196	11,80	15,34	52,5	0,571	30,0	0,282	9,01
Sequeirinho	SFM 06	122,70 a 123,00	129	9,34	21,13	66,1	0,410	27,1	0,254	9,32
Sequeirinho	SFM 07	8,40 a 8,70	115	8,80	10,33	47,4	0,768	36,4	0,237	8,29
Sequeirinho	SFM 07	86,20 a 86,50	120	9,01	17,56	48,9	0,628	30,7	0,314	9,00
Sequeirinho	SFM 07	129,35 a 129,65	50	5,58	10,36	54,6	1,039	56,7	0,559	7,14
Sequeirinho	SFM 09	100,20 a 100,50	93	7,83	13,44	57,4	0,664	38,1	0,392	8,26
Sequeirinho	SFM 09	145,60 a 145,90	110	8,57	15,83	63,6	0,530	33,7	0,265	8,52
Sequeirinho	SFM 10	46,00 a 46,30	32	4,32	6,84	58,6	1,185	69,4	0,704	6,68
Sequeirinho	SFM 10	75,55 a 75,85	113	8,71	19,91	57,2	0,573	32,8	0,300	8,70

Tabela 6.1 – Resumo dos ensaios de caracterização das amostras de 6” (Continuação) (Fonte: CVRD, 2000)

Identificação da amostra			SPI		BWi	DWT				
área	furo	intervalo	minutos	kWh/t		parâmetros				kWh/t
				T80=3mm	kWh/t	A	b	A*b	ta	JKSimMet simulation
Sequeirinho	SFM 11	23,00 a 23,30	143	9,92	18,46	50,4	0,591	29,8	0,255	9,00
Sequeirinho	SFM 12	27,50 a 27,80	143	9,92	16,21	45,3	0,799	36,2	0,349	8,43
Sequeirinho	SFM 13	112,00 a 112,30	258	13,71	19,97	72,4	0,307	22,2	0,210	10,08
Sequeirinho	SFM 13	129,00 a 129,30	171	10,95	14,76	40,8	0,756	30,8	0,618	9,39
Sequeirinho	SFM 14	28,30 a 28,60	30	4,19	10,56	66,4	1,288	85,5	0,819	6,22
Sequeirinho	SFM 14	43,25 a 43,55	109	8,52	12,65	68,6	0,473	32,4	0,368	8,80
Sequeirinho	SFM 14	58,00 a 58,30	60	6,16	8,75	66,4	0,654	43,4	0,470	7,88
Sequeirinho	SFM 14	89,30 a 89,60	109	8,54	13,10	64,9	0,505	32,8	0,273	8,66
Sequeirinho	SFM 15	24,30 a 24,60	25	3,79	13,12	60,5	1,479	89,5	0,838	6,12
Sequeirinho	SFM 15	39,00 a 39,30	162	10,59	14,91	76,7	0,344	26,4	0,172	9,27
Sequeirinho	SFM 15	83,50 a 83,80	119	8,96	14,02	86,6	0,317	27,5	0,238	9,26
Sequeirinho	SFM 15	127,60 a 127,90	32	4,33	10,97	65,0	1,133	73,6	0,515	6,45
Sossego	SFM 18	44,70 a 45,00	103	8,26	15,87	68,8	0,500	34,4	0,389	8,61
Sossego	SFM-18	75,00 a 75,30	79	7,13	13,86	59,8	0,695	41,6	0,384	7,96
Sossego	SFM 18	119,08 - 119,38	127	9,29	16,27	54,3	0,542	29,4	0,357	9,21
Sequeirinho	SFM 19	36,60 a 36,90	122	9,09	17,40	65,9	0,523	34,5	0,380	8,91
Sequeirinho	SFM-19	83,65 - 83,95	88	7,60	16,31	64,9	0,467	30,3	0,269	8,61
Sossego	SFM-20	54,00 - 54,30	219	12,53	18,16	46,4	0,654	30,3	0,339	9,10
Sequeirinho	SFM-21	82,25 - 82,55	110	8,58	16,85	48,0	0,679	32,6	0,468	8,96
Sossego	SFM-22	37,65 - 37,95	59	6,08	13,44	53,6	1,000	53,6	0,792	7,47
Sossego	SFM-22	83,10 - 83,40	40	4,95	10,96	54,6	0,990	54,1	0,668	7,37
Sossego	SFM-22	130,70 - 131,00	40	4,95	12,60	54,1	0,981	53,1	0,456	7,29

Tabela 6.1 – Resumo dos ensaios de caracterização das amostras de 6” (Continuação) (Fonte: CVRD, 2000)

Identificação da amostra			SPI		BWi	DWT				
área	furo	intervalo	minutos	kWh/t		parâmetros				kWh/t
				T80=3mm	kWh/t	A	b	A*b	ta	JKSimMet simulation
Sossego	SFM-23	35,80 - 36,10	18	3,15	7,51	67,5	2,612	176,3	1,781	5,15
Sossego	SFM-23	75,00-75,30	50	5,54	14,40	63,5	2,696	171,2	1,995	7,04
Sossego	SFM-24	33,70 - 34,00	18	3,22	8,46	65,2	1,448	94,4	1,185	5,22
Sossego	SFM-24	92,70 - 93,00	23	3,61	9,33	67,2	0,403	27,1	0,315	6,12
Sossego	SFM-25	57,70 - 58,00	125	9,19	18,20	67,2	0,403	27,1	1,386	9,48
Sossego	SFM-26	32,30 - 32,60	16	2,93	7,43	66,9	2,530	169,3	1,386	5,15
Sossego	SFM-26	72,30-72,60	54	5,81	12,14	54,2	0,928	50,2	0,621	7,55
Sossego	SFM-26	103,35-103,85	40	4,91	11,89	58,5	1,046	61,2	0,649	6,97

Na figura 6.1 são apresentados graficamente os valores obtidos nos testes SPI para as amostras das cavas de Sequeirinho e Sossego.

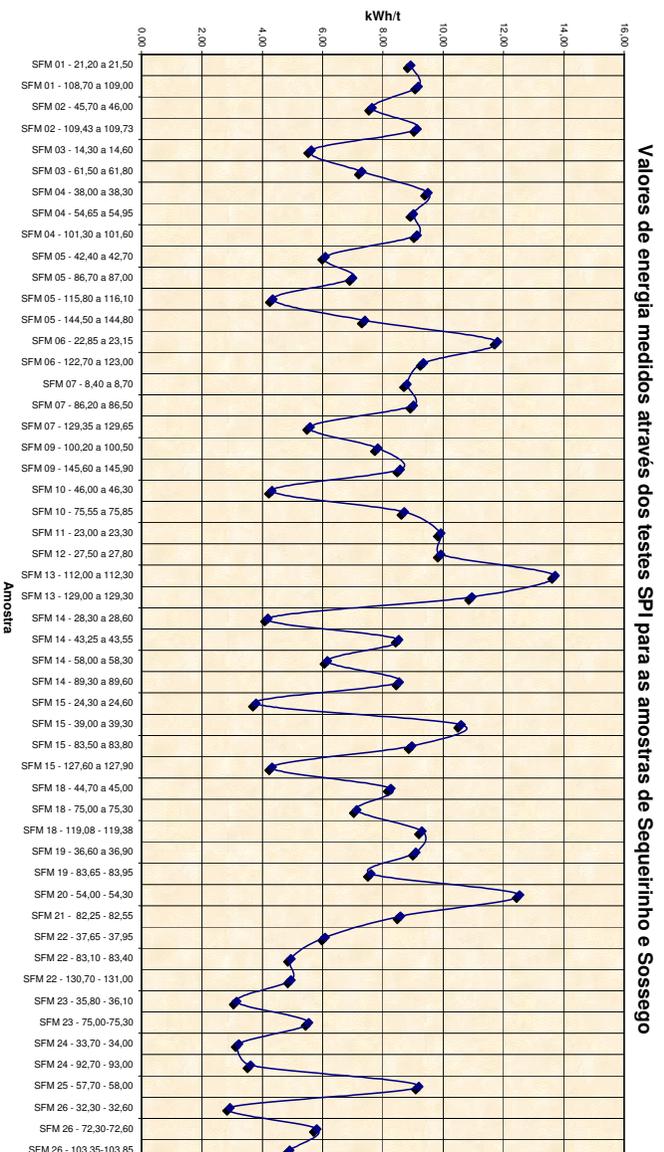


Figura 6.1 – Valores de energia obtidos através dos testes SPI para as amostras das cavas de Sequeirinho e Sossego

Na figura 6.2 são apresentados graficamente os valores obtidos nos testes DWT (*Drop Weight Test*) para as amostras das cavas de Sequeirinho e Sossego.

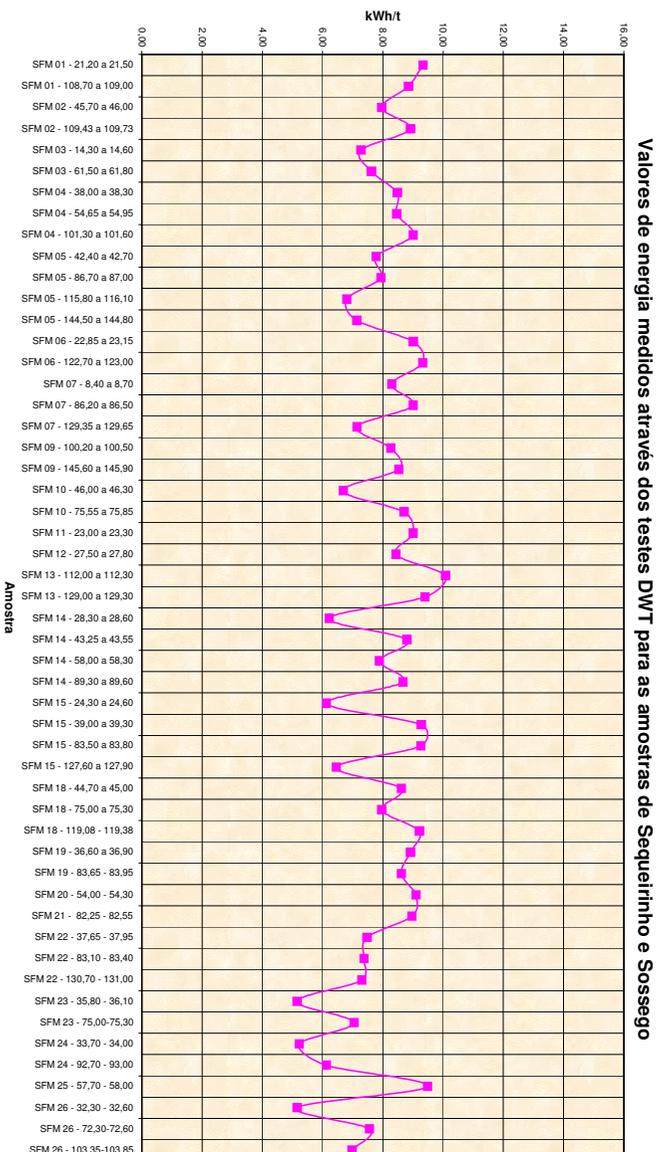


Figura 6.2 – Valores de energia obtidos através dos testes DWT para as amostras das cavas de Sequeirinho e Sossego

Na figura 6.3 são apresentados graficamente os valores obtidos nos testes SPI e DWT para as amostras das cavas de Sequeirinho e Sossego, ou seja, uma sobreposição dos dados apresentados nas figuras 6.1 e 6.2.

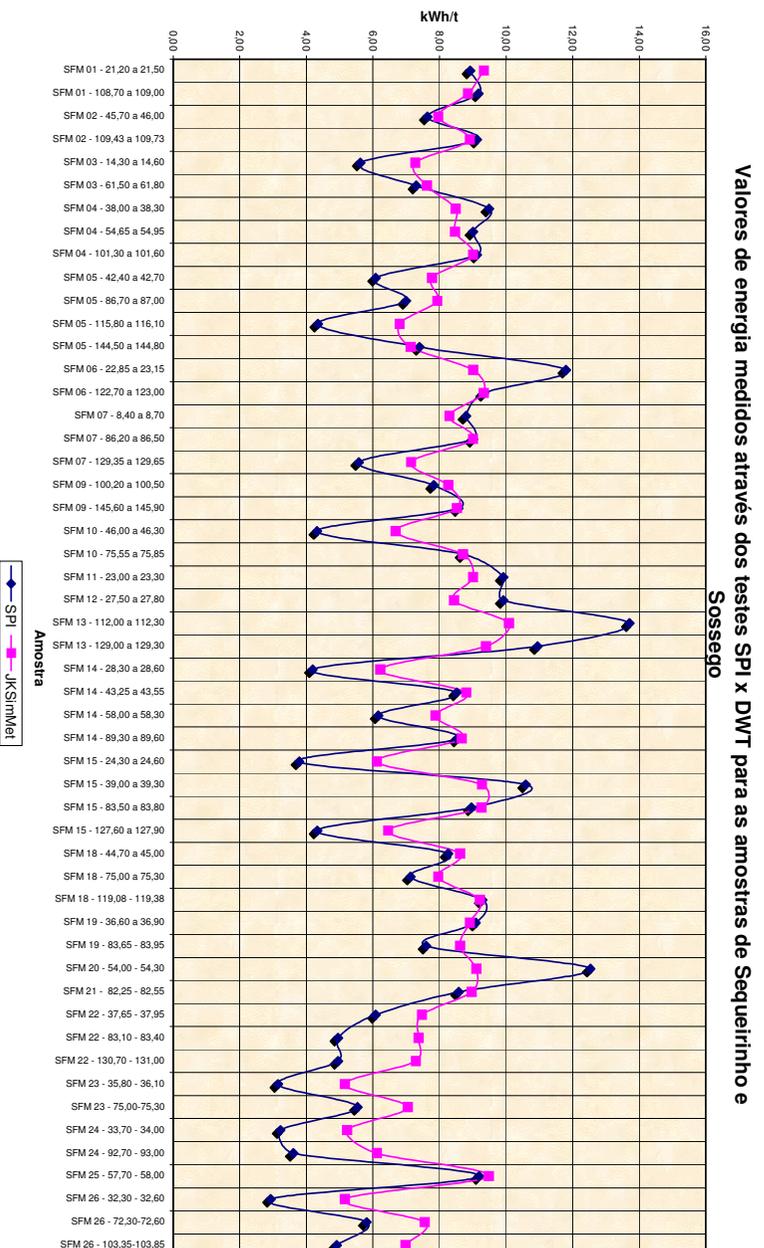


Figura 6.3 – Valores de energia obtidos através dos testes SPI e DWT para as amostras das cavas de Sequeirinho e Sossego

Os valores médios de energia obtidos nos testes SPI e DWT foram:

$$\text{SPI} = 7,51 \pm 2,52 \text{ kWh/t}$$

$$\text{DWT} = 8,00 \pm 1,20 \text{ kWh/t}$$

Isso implica em:

$$\text{SPI} = \text{Mín } 4,99 - \text{Máx } 10,03 \text{ kWh/t}$$

$$\text{DWT} = \text{Mín } 6,80 - \text{Máx } 9,20 \text{ kWh/t}$$

Podemos perceber que o intervalo obtido para os valores dos testes DWT está dentro do intervalo obtido através dos testes SPI (figura 6.4), mostrando assim uma menor variabilidade. Apesar de o intervalo dos testes DWT ser menor, seu valor médio é maior, sendo assim mais conservador.

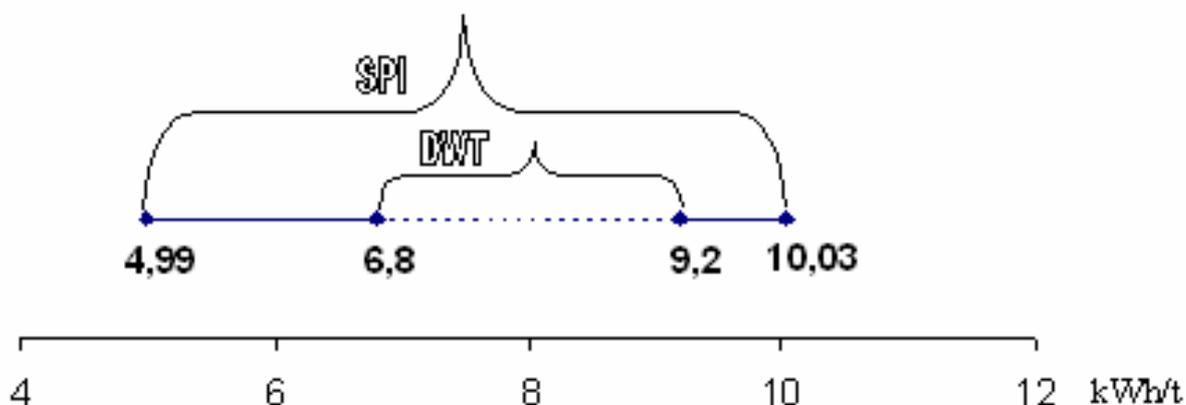


Figura 6.4 – Representação gráfica dos valores médios de energia obtidos nos testes SPI e DWT.

De uma maneira geral, as curvas têm o mesmo perfil, sendo a curva relativa ao teste DWT mais suave, com amplitudes menores. Este fato revela que, qualitativamente, ambos os testes concordam, não havendo discrepância entre eles. Como exemplo podemos ver a amostra SFM 14 58,00-58,30 que tem energia específica para cominuição menor que a amostra SFM 14 43,25-43,35, para ambos os testes.

Em média, os valores obtidos através dos testes SPI foram aproximadamente 6,1% menores do que os valores obtidos através dos testes DWT.

Parte desta diferença está no fato da potência prevista pelo teste SPI ser a potência líquida disponível na carcaça do moinho e a potência estimada pelo teste DWT ser a potência líquida no pinhão do motor. A perda de energia entre o que é aplicado no eixo pinhão e o que é realmente disponibilizado na carcaça é da ordem de 4%. Dessa forma os valores obtidos são ainda mais próximos.

Procurou-se então avaliar se o comportamento de cada cava estaria de acordo com o total das amostras ou se existia alguma anomalia em algum dos depósitos.

Na figura 6.5 são apresentados graficamente os valores obtidos nos testes SPI e DWT para as amostras da cava de Sossego.

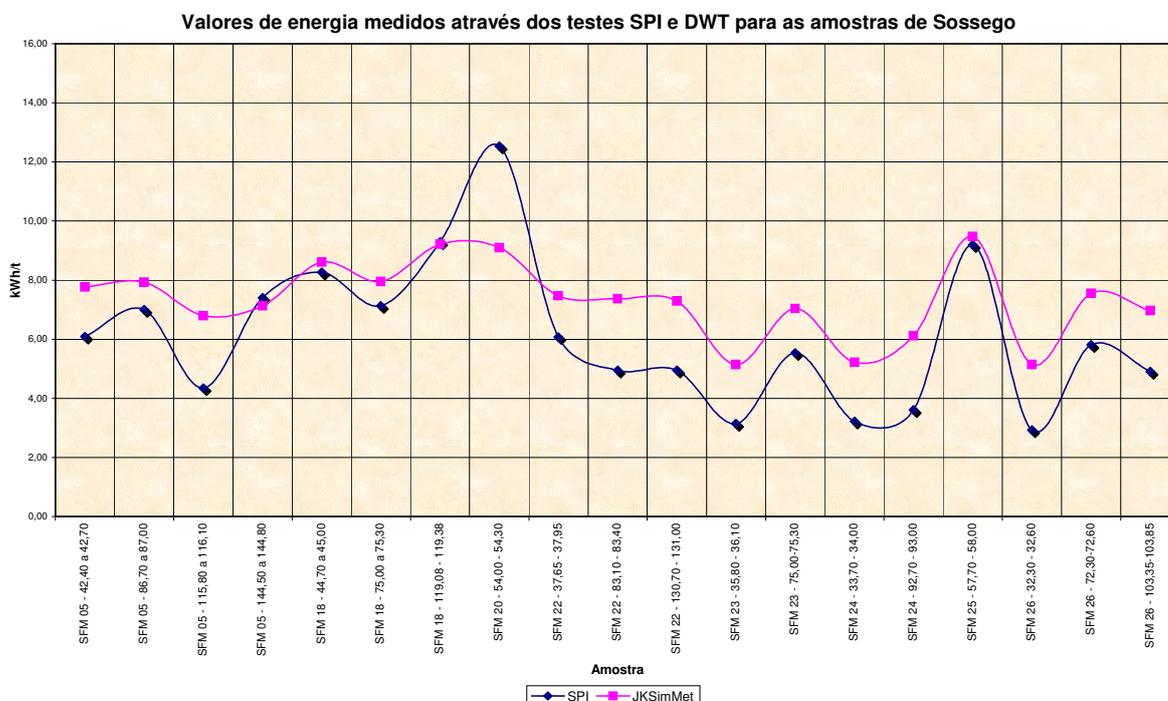


Figura 6.5 – Valores de energia obtidos através dos testes SPI e DWT para as amostras da cava de Sossego

Os valores médios de energia obtidos nos testes SPI e DWT para a cava de Sossego foram:

$$\text{SPI} = 6,13 \pm 2,47 \text{ kWh/t}$$

$$\text{DWT} = 7,33 \pm 1,29 \text{ kWh/t}$$

Na figura 6.6 são apresentados graficamente os valores obtidos nos testes SPI e DWT para as amostras da cava de Sequeirinho.

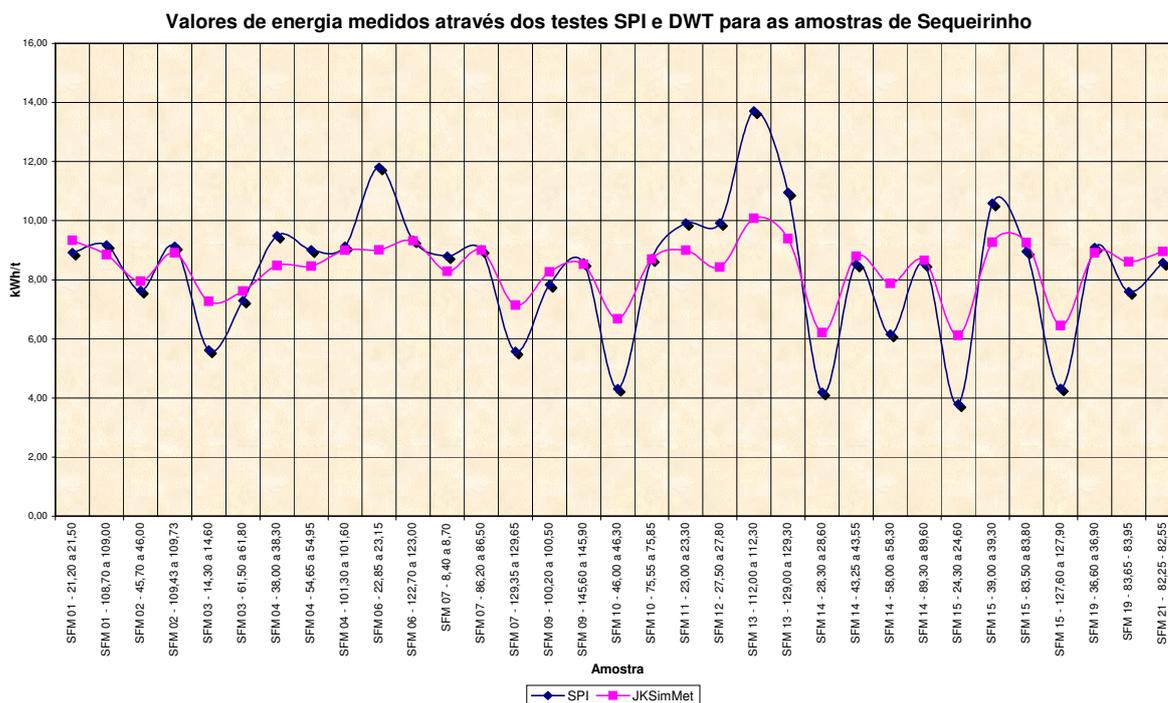


Figura 6.6 – Valores de energia obtidos através dos testes SPI e DWT para as amostras da cava de Sequeirinho

Os valores médios de energia obtidos nos testes SPI e DWT para a cava de Sequeirinho foram:

$$\text{SPI} = 8,31 \pm 2,21 \text{ kWh/t}$$

$$\text{DWT} = 8,39 \pm 0,98 \text{ kWh/t}$$

Vê-se que o comportamento dos minérios das cavas é semelhante, sendo que as amostras provenientes da cava de Sequeirinho requerem maior energia específica para sua cominuição.

Deve-se salientar que, para a cava de Sossego, foram testadas três amostras com profundidade em torno de 35 metros (SFM 23 35,80-36,10, SFM 24 33,70-34,00 e SFM 26 32,30-32,60). Essas amostras estariam em uma zona oxidada e os valores obtidos para essas três amostras foram bem mais baixos do que os valores das zonas sulfetadas, abaixando assim a média dos valores para a cava de Sossego.

Um dos pontos que deve ser considerado, na comparação entre os dois testes, é o fato de existir uma enorme disparidade entre a quantidade de amostra necessária para a realização de um e de outro.

Enquanto o *Drop Weight Test* necessita de 70 kg de amostra para predição da energia necessária para cominuição, o teste SPI necessita de apenas 2 kg de amostra para realizar esta tarefa.

Este fato é extremamente relevante pois permite que, com menor quantidade de amostra, um maior número de testes possa ser realizado. Desta forma, é possível fazer um mapeamento da mina quanto à quantidade de energia necessária para cominuição de todo o corpo mineral, a partir da utilização do software *CEET*.

Com esse mapeamento na mão, é possível um planejamento de lavra mais preciso, evitando surpresas futuras. Fica visível a possibilidade de um dimensionamento que atenda às necessidades de cominuição, durante toda a vida da mina.

As figuras 6.7 e 6.8 apresentam exemplo de como é possível mapear uma área quanto à energia específica para cominuição e como esse “mapa” é também utilizado no *CEET* para posterior dimensionamento do circuito.

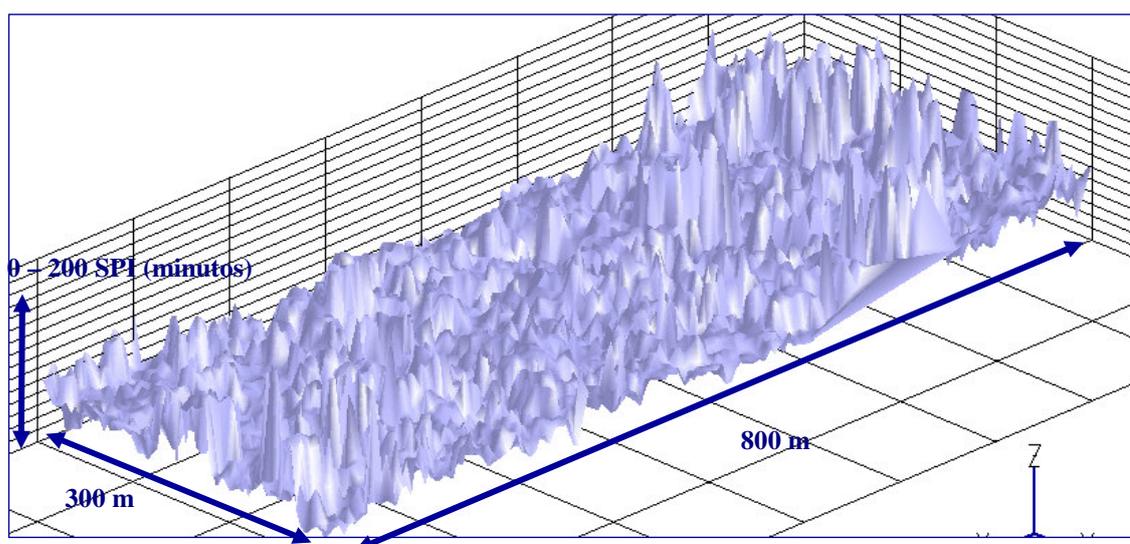


Figura 6.7 –Valores de SPI em minutos para mapeamento de um depósito mineral

(Fonte: Amelunxen, 2001)

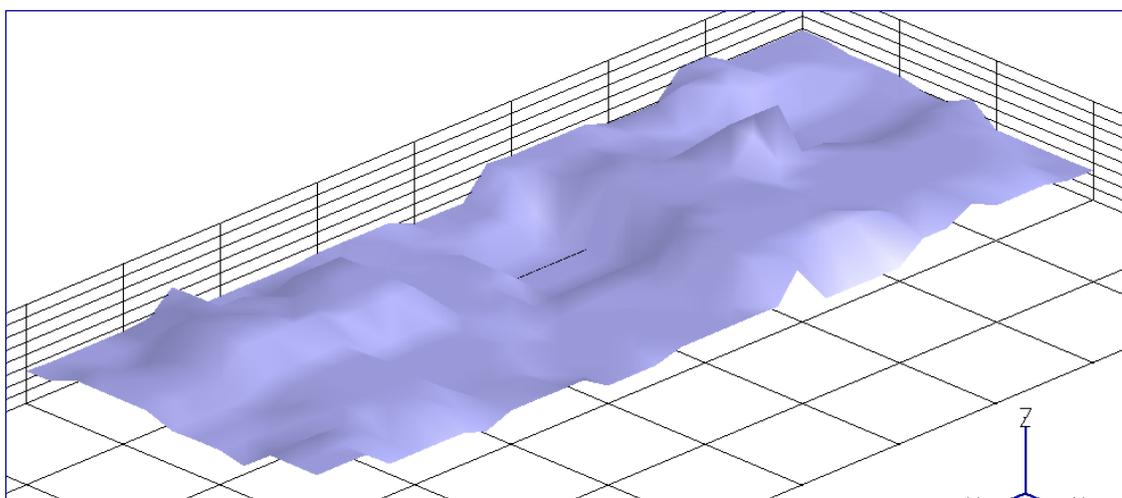


Figura 6.8 – Mapeamento de um depósito mineral a partir dos valores de SPI(Fonte: Amelunxen, 2001)

Com uma amostra de 70 kg seria economicamente muito mais desvantajosa a realização da mesma quantidade de testes e conseqüentemente deste mapeamento. Ao se considerar a necessidade de, no mínimo, 25 toneladas para a realização dos testes em planta piloto, pode-se dizer que um mapeamento deste tipo é proibitivo devido ao custo e ao tempo requerido para sua realização. Uma campanha de testes piloto que utilize uma amostra proveniente de uma região com um valor de energia unitária de moagem não representativo do depósito, será totalmente incompatível com o necessário para o correto funcionamento da usina. Vê-se que além da necessidade de uma amostra muito grande, os resultados dos testes em planta piloto são muito pouco representativos. Por esse motivo, os testes piloto realizados para o Projeto Sossego não foram considerados no dimensionamento final do circuito de cominuição.

No entanto, essa pequena quantidade de amostra pode fazer com que os resultados apresentem maior variabilidade. Ao se retirar 2 kg de um testemunho de sondagem, existe o risco dessa amostra ser mais “dura” ou mais “macia” do que no caso de maior massa, do mesmo testemunho, ser utilizada.

Após a presente análise dos dados, foi adotada, para dimensionamento do circuito de moagem, a utilização de um valor de 9,0 kWh/t para a moagem do minério no moinho

SAG. Vê-se que este valor (figura 6.9 e 6.10) engloba praticamente todos os valores obtidos através dos testes, principalmente os valores obtidos nos testes *Drop Weight*. Os minérios provenientes de regiões com energia de cominuição maiores deverão ser blendados com minérios mais “macios” e posteriormente alimentados no moinho. Da mesma forma, minérios muito “macios” deverão ser blendados com minérios mais “duros” antes de serem alimentados no moinho.

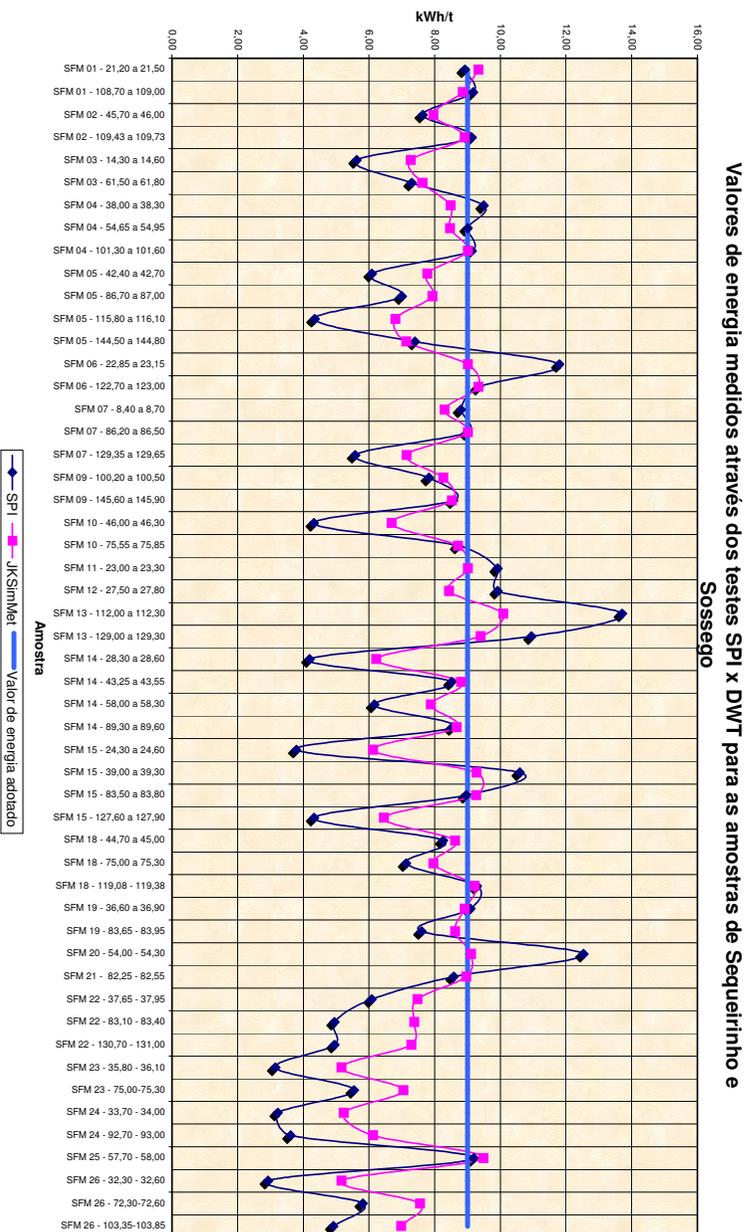


Figura 6.9 – Valores obtidos nos testes comparados ao valor de energia unitário adotado no Projeto Sossego

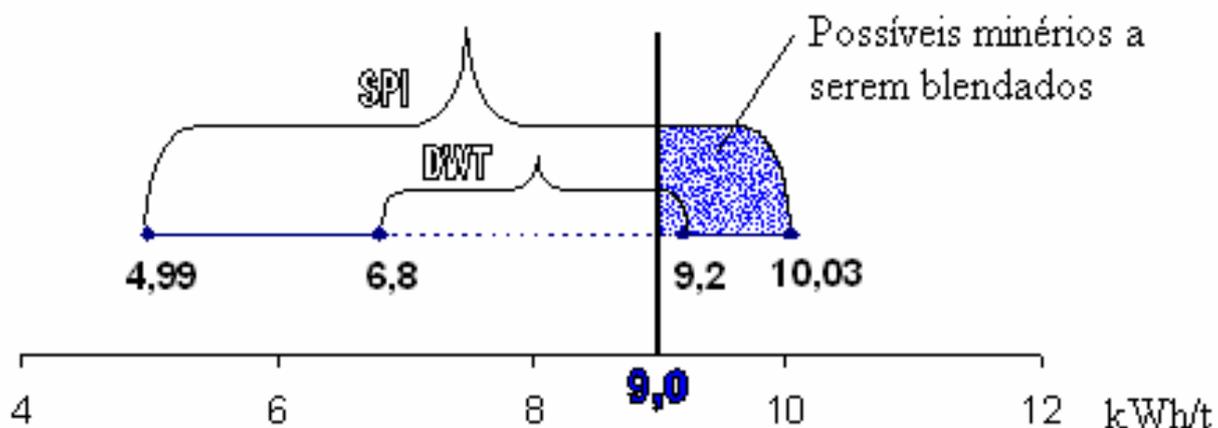


Figura 6.10 – Possíveis minérios a serem blendados para o circuito do Projeto Sossego

Este valor de energia foi o utilizado para o dimensionamento do moinho SAG. Apenas a título de curiosidade, para os moinhos de bolas, o valor de energia unitária, adotado para o projeto, foi de 7,3 kWh/t, levando a um total de 16,3 kWh/t de energia necessária para moagem.

Não foi objeto deste estudo o dimensionamento final do circuito. Dessa forma, as dimensões finais dos moinhos e as potências dos motores, obtidas através dos simuladores, não foram aqui comparadas.

7. Conclusões

Os valores encontrados nos testes são apenas orientativos, já que ambos os testes dependem das condições de moagem adotadas. Os testes *Drop Weight* requerem que o operador do simulador JKSimMet tenha que assumir muito mais condições (tamanho dos moinhos, velocidade dos moinhos, carga de bolas, carga total etc.) do que o operador do simulador *CEET*.

Podemos dizer que ambos os testes são capazes de prever a energia específica para cominuição do minério estudado, bastando para isso que as condições adotadas pelos operadores sejam, realmente, parecidas com as que serão utilizadas e exigidas do novo circuito.

Diante da importância do circuito de cominuição em uma usina de beneficiamento, ambos os testes devem ser realizados. O custo para realização dos testes é compensado com a economia que pode ser feita com o correto dimensionamento do circuito. Essa economia será notada no investimento inicial e também nos custos operacionais da usina.

De posse de um estudo de dimensionamento de um circuito de cominuição feito utilizando-se as tecnologias da MinnovEX e do JKTech, a empresa mineradora estará, certamente, com o que há de mais avançado e preciso neste tipo de dimensionamento e ciente de que foi dada toda a atenção que esse trabalho requer, descartando incertezas quanto à essa fase do projeto.

Como o teste SPI requer pequena quantidade de amostra, deve ser realizado para determinação da variabilidade da energia específica ao longo do depósito mineral. Os valores encontrados serão indicativos dessa variabilidade e garantem um maior conhecimento do depósito, assegurando um melhor planejamento de lavra em todas as fases da vida da mina.

Os testes *Drop Weight* devem ser realizados para determinação da energia específica em pontos determinados do depósito, já que necessitam de maior quantidade de amostra. Também devem ser realizados para uma comparação entre os resultados destes testes com os testes SPI, de forma a observar a possível ocorrência de alguma anomalia entre os mesmos.

Como foi observado neste estudo, os valores encontrados para os dois testes devem manter correspondência entre si.

8. Relevância dos resultados

O Brasil entra agora em uma nova fase da mineração, através da exploração de minérios não ferrosos, principalmente o cobre. Este trabalho é uma ferramenta adicional para os profissionais brasileiros da área de moagem, principalmente àqueles envolvidos em dimensionamento de circuitos de cominuição para estes minérios, resultado de um trabalho de comparação entre os dois principais testes para determinação de energia específica para cominuição em circuitos com a utilização de moinhos semi-autógenos.

A moagem semi-autógena é hoje o estado da arte em moagem. Não se faz um projeto, para beneficiamento de minérios não ferrosos, sem se estudar a alternativa de utilização deste tipo de moagem. Sendo os dois testes comparados os mais atuais e amplamente utilizados, procurou-se dessa forma auxiliar os profissionais que neste campo atuam, gerando mais confiança para a utilização dos testes, através da sistematização das informações geradas.

O circuito de moagem do Projeto Sossego entrou em operação em março de 2004. O circuito instalado (Figura 8.1 e 8.2) foi o seguinte:

- moinho SAG com 38' de diâmetro e 22' de comprimento, motor de 20,0 MW (figura 8.2);
- dois moinhos de bolas com 22' de diâmetro e 32' de comprimento e motores de 8,5 MW cada um;
- dois britadores cônicos para rebitagem de *pebbles* com 600 kW cada.



Figura 8.1 – Circuito de moagem do Projeto Sossego



Figura 8.2 – Moinho SAG do Projeto Sossego

O circuito de comunicação do Projeto Sossego foi dimensionado com a utilização dos testes comparados neste trabalho. Vê-se, pelo porte das instalações, a relevância desses testes e deste trabalho de sistematização dessas informações.

9. Sugestões para trabalhos futuros

Sugere-se que, após a entrada do circuito do Projeto Sossego em regime de equilíbrio, avalie-se a exatidão do dimensionamento, assim como se a energia específica prevista representa o valor operacional, e se existe alguma variável que poderia ter sido mais bem estudada, garantindo ainda maior precisão.

Sugere-se ainda um trabalho que avalie quais são os parâmetros e variáveis, a serem inseridos pelos operadores dos simuladores, que, se mal avaliados, podem comprometer o dimensionamento, assim como uma forma de diminuição deste risco.

Como a moagem semi-autógena é usada, quase que em sua totalidade, para minérios sulfetados, seria muito interessante verificar a aplicabilidade deste tipo de moagem para outros tipos de minério, como por exemplo, os minérios de ferro brasileiros. Como este tipo de moagem tem custo operacional mais baixo do que a moagem de bolas e os moinhos semi-autógenos têm capacidades elevadas, com certeza essa opção de uso seria de grande valia para as mineradoras.

Referências bibliográficas

- AMELUNXEN, P (amelunxen@minnovex.com). Mine Block Model. Email to Pedro Pereira (pedro@ecmsa.com.br). 30 October 2001.
- AMMTEC Comminution Upgrade [online] [cited 05 march 2003]. Available from Internet: <<http://www.ammtec.com.au/newsletter19.html>>
- BARRATT, D.J.; SOCHOCKY, M.A. Factors which Influence Selection of Comminution Circuits. In: DESIGN AND INSTALLATION OF COMMINUTION CIRCUITS, 1982, New York: American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, 1982. p.1-26.
- BERALDO, J.L., *Moagem de minérios em moinhos tubulares*. 1.ed. São Paulo: Edgar Blücher, 1987. p.1-47.
- BLANC, C. apud BERALDO, J.L., *Moagem de minérios em moinhos tubulares*. 1.ed. São Paulo: Edgar Blucher, 1987. p.1-47.
- BOND, F.C. *Crushing and Grinding Calculations. Parts I and II*. Allis Chalmers Bulletin n° 07R9235B. Reprinted from British Chemical Engineering, 1961. 13 p.
- BOND, F.C. *The Third Theory of Comminution*. Mining Engineering. Transactions AIME 193, 1952. p. 484-494
- CHARLES, R.J. apud PEREIRA, C.E., Moagem. In: PERES, A.E.C.; PEREIRA, C.E.; da SILVA, J.M.; DE ARAUJO, A.C., *Curso de Beneficiamento de minérios*. Belo Horizonte: 1989. p. 60-65.

COBRAPI – Companhia Brasileira de Projetos Industriais, *Concepção Básica das Instalações de Moagem de Carvão Mineral para Injeção de Finos nos Altos-Fornos 1 e 2 da COSIPA*, Relatório H526A-002/85. 387 p., maio 1985 apud MACHADO, I. C. *Um método computadorizado para o dimensionamento de moinhos*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1985. 297p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).

CVRD – Companhia Vale do Rio Doce, *Estudos de Caracterização para moagem – Projeto Sossego*, 58 p. novembro 2000.

DIGRE, M. Wet Autogenous Grinding in Tumbling Mills. In: ACTA POLYTECHNICA SCANDINAVICA, Chemistry including Metallurgy, 1969, Trondheim. Trondheim: Norges Tekniske Vitenskapsakademi, 1969, 40 pp. apud TURNER, R.R.. Selection and sizing of primary autogenous and semi-autogenous grinding mill. In: DESIGN AND INSTALLATION OF COMMINUTION CIRCUITS, 1982, New York: American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, 1982. p.474-490.

DOBBY, G.; STARKEY, J. Application of the MinnovEX SAG Power Index at five Canadian plants. In: SAG CONFERENCE, 2, 1996, Vancouver, Canadá. p. 345-360.

DOBBY, G.; BENNETT, C.; KOSICK, G., Advances in SAG circuit design and simulation applied to the mine block model . In: SAG CONFERENCE, 3, 2001, Vancouver, Canadá. p. IV221-IV234.

GRANDY, G.A. Geometalurgia. In: KVAERNER. *Relatório de Auditoria do Estudo de Viabilidade Definitivo feito para Companhia Vale do Rio Doce S/A*. Março 2002.

HUKKI, R.T. *Proposal for a Solomonic Settlement between the Theorie of von Rittinger, Kick and Bond* apud PEREIRA, C.E., Moagem. In: PERES, A.E.C.; PEREIRA, C.E.; da SILVA, J.M.; DE ARAUJO, A.C., *Curso de Beneficiamento de minérios*. Belo Horizonte: 1989. p. 60-65.

JKMRC – Julius Kruttschnitt Mineral Research Center. *Mineral Comminution Circuits; Their Operation and Optimisation*. Australia. 1995. 413p.

JONES Jr, S.M. Autogenous and Semiautogenous Mills 2000 Update. In: INTERNATIONAL AUTOGENOUS AND SEMIAUTOGENOUS GRINDING TECHNOLOGY, 3, 2001, Vancouver. Vancouver:. p.I362-400.

KICK, F. *Das Gesetz der proportionalem widerstand und Seine Anwendung*, Leipzig, 1885 apud BOND, F.C. *Third Theory of Comminution* Mining Engineering. Transactions AIME 193, 1952. p. 484-494.

LEMOS, H.C.; ARANTES, J.L.G., *Boletim do perfil analítico do cobre*: Brasília: Ministério das Minas e Energia – Departamento Nacional de Produção Mineral, 1982.

MacPHERSON, A.R., Canadian Bechtel Limited, *A simple method to predict the autogenous grinding mill requirements for processing ore from a new deposit*, SME/AIME, 1976.

METSO MINERALS, *Basics in Minerals Processing*, USA, 2002.

OUTOKUMPU I. *Grinding Technology* [online]. Finland: [cited 4 July 2002]. Available from Internet: <<http://www.outokumpu.fi/mineralprocessing/grind-1b.htm>>.

OUTOKUMPU II. *Grinding Technology* [online]. Finland: [cited 4 July 2002]. Available from Internet: <<http://www.outokumpu.fi/mineralprocessing/grind-5a.htm>>.

- PEREIRA, C.E., Moagem. In: PERES, A.E.C.; PEREIRA, C.E.; da SILVA, J.M.; DE ARAUJO, A.C., *Curso de Beneficiamento de minérios*. Belo Horizonte: 1989. p. 60-65.
- ROLFSSON, R., Selecting crushing and grinding equipment. In: WORLD MINING, 1983. p.45-47.
- ROWLAND, C.A.; KJOS, D.M, Rod and Ball Mills. In: MINERAL PROCESSING PLANT DESIGN, 1980, New York: SME-AIME, 1980.
- SILVA, C.C., *A influência das características microestruturais de minério de ferro em suas moagens*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2003. 100p. (Tese, Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).
- TURNER, R.R. Selection and sizing of primary autogenous and semi-autogenous grinding mill. In: DESIGN AND INSTALLATION OF COMMINUTION CIRCUITS, 1982, New York: American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, 1982. p.474-490.
- von RITTINGER, R.P. *Lehrbuch der Aufbereitungskunde*, Berlin, 1867 apud BOND, F.C. *Third Theory of Comminution* Mining Engineering. Transactions AIME 193, 1952. p. 484-494.
- WILLS, B.A. *Mineral Processing Technology*. 5th Edition. Oxford: Pergamon Press, 1992. 855p.