



ANÁLISE DA BRITABILIDADE DE MINÉRIOS E PREVISÃO DA CAPACIDADE DE BRITADORES CÔNICOS

Marcus Alexandre de Carvalho Winitzkowski da Silveira

Projeto de Graduação apresentado ao Curso de Engenharia Metalúrgica da Escola Politécnica, Universidade Federal do Rio de Janeiro, como parte dos requisitos necessários à obtenção do título de Engenheiro Metalúrgico.

Orientador:Luís Marcelo Marques Tavares, Ph.D.

Rio de Janeiro

Junho 2009

ANÁLISE DA BRITABILIDADE DE MINÉRIOS E PREVISÃO DA CAPACIDADE
DE BRITADORES CÔNICOS

Marcus Alexandre de Carvalho Winitkowski da Silveira

PROJETO DE GRADUAÇÃO SUBMETIDA AO CORPO DOCENTE DO CURSO
DE ENGENHARIA METALÚRGICA DA ESCOLA POLITÉCNICA DA
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO DE JANEIRO COMO PARTE DOS
REQUISITOS NECESSÁRIOS PARA A OBTENÇÃO DO GRAU DE
ENGENHEIRO METALÚRGICO.

Examinada por:

Prof. Luís Marcelo Marques Tavares, Ph.D.

Prof. Fernando Luiz Bastian, Ph.D.

Bernardo Piquet Carneiro, Eng.

RIO DE JANEIRO, RJ – BRASIL

JUNHO de 2009

Silveira, Marcus Alexandre de Carvalho Winitskowski da

Análise da britabilidade de minérios e previsão da capacidade de britadores cônicos / Marcus Alexandre de Carvalho Winitskowski da Silveira - Rio de Janeiro: UFRJ / Escola Politécnica, 2009.

VI, 54 p.: Il.; 29,7 cm.

Orientador: Luis Marcelo Marques Tavares

Projeto de Graduação - UFRJ / Escola Politécnica / Curso de Engenharia Metalúrgica, 2009.

Referências Bibliográficas: p. 52-54

1. Britagem. 2. Britadores Cônicos. 3. Britabilidade. 4. Capacidade.

I. Tavares, Luis Marcelo Marques. II. Universidade Federal do Rio de Janeiro, UFRJ, Curso de Engenharia Metalúrgica. III. Análise da britabilidade de minérios e previsão da capacidade de britadores cônicos.

*“O espírito virtuoso não precisa de agradecimento
nem de aprovação. Só precisa da convicção
de que fez a coisa certa”*

Autor desconhecido

AGRADECIMENTOS

Primeiramente agradeço a Deus por ter me cercado de pessoas certas que me deram condições para a conclusão deste trabalho.

Ao meu orientador Professor Luís Marcelo Marques Tavares pela paciência e o apoio de seus ensinamentos que me ajudou tanto durante o desenvolvimento de meu projeto quanto na minha vida profissional.

Ao professor Emílio Barroso por ter disponibilizado o equipamento de abrasão Los Angeles no Departamento de Geologia e ao técnico Osório Quintão por ter me auxiliado no entendimento e na realização dos ensaios.

Ao Engenheiro Bernardo Piquet por ter fornecido resultados industriais para a conclusão deste trabalho.

Ao estimado Professor Fernando Luiz Bastian pelos ensinamentos sobre a Mecânica da Fratura.

À toda equipe atual do LTM (Rodrigo, Emerson, Jacinto, Rangler, Gabriel, Guilherme, Mariana, Sarah, Yanneth, Yemcy, aos colegas técnicos) e todos aqueles que já passaram pelo laboratório, como Marko, Tammy, Alfredo, Carlos, Yuri, e tantos outros, por sempre terem me dado suporte.

Ao CNPq e à COPPETEC pelo apoio financeiro.

À minha família por ter confiado e me incentivado a alcançar meus objetivos.

À minha namorada Francesca por ter acreditado em mim e me incentivado nos momentos mais difíceis.

A todos os meus amigos que de alguma forma me ajudaram durante o período de desenvolvimento deste trabalho.

Resumo de Projeto de Graduação apresentado à Escola Politécnica/ UFRJ como parte dos requisitos necessários para obtenção de grau de Engenheiro Metalúrgico.

Análise da Britabilidade de Minérios e Previsão da Capacidade de Britadores Cônicos

Marcus Alexandre de Carvalho Winitskowski da Silveira

Junho/2009

Orientador: Luís Marcelo Marques Tavares

Curso: Engenharia Metalúrgica

A tarefa de projeto e seleção de britadores é vista até hoje como uma difícil etapa na montagem de circuitos de beneficiamento de minérios. Normalmente esta é realizada sob a consulta de manuais de fabricantes. Como consequência, o dimensionamento destes equipamentos está sujeito à imprecisão causada pela grande variabilidade do comportamento de rochas quando britadas.

Sabe-se que uma das razões desta variabilidade está relacionada à variação da resistência à fratura das partículas para diferentes tamanhos, o que se traduz numa obsolescência dos atuais métodos de medida de britabilidade utilizados por muitos manuais.

O presente trabalho contribui para uma nova metodologia de dimensionamento para britadores industriais a partir de medidas do comportamento da fragmentação de minérios durante a britagem em escala de laboratório.

Palavras-chave: Britagem, Britadores Cônicos, Britabilidade, Capacidade.

Abstract of Undergraduate Project presented to POLI/UFRJ as a partial fulfillment of the requirements for the degree of Metallurgical Engineer.

Analysis of Ore Crushability and Prediction of Cone Crushers Capacity

Marcus Alexandre de Carvalho Winitskowski da Silveira

June/2009

Advisor: Luís Marcelo Marques Tavares

Course: Metallurgical Engineering

The design and selection of crushers task is seen today as a difficult stage in the assembly of ore beneficiation circuits. Usually this is done using the manufacture manuals. As a result, the design of this equipment is subject to inaccuracy caused by the great variability of rocks behavior when crushed.

It is known that one reason for this variability is related to the variation of fracture strength for different particle sizes, which translates into obsolescence of current methods of crushability measurement used by many manuals.

The present work contributes to a new design method for industrial crushers from fragmentation behavior measurements of ores with the aid a laboratory crushing test.

Keywords: Crushing, Cone Crushers, Crushability, Capacity.

SUMÁRIO

1 – INTRODUÇÃO	1
2 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	3
2.1- <i>Cominuição</i>	3
2.2- <i>Fratuza de Partículas</i>	4
2.3- <i>Britadores Cônicos</i>	11
2.4- <i>Projeto e seleção de britadores</i>	14
3 – MATERIAIS E MÉTODOS	18
3.1- <i>Amostras</i>	18
3.2- <i>Ensaio de medida de britabilidade</i>	19
4 – RESULTADOS E DISCUSSÃO	32
4.1- <i>Comparação entre as medidas de resistência em britagem</i>	32
4.2- <i>Comparações entre índices de britabilidade e comportamento de um britador de laboratório</i>	38
4.3- <i>Avaliação do ensaio de britagem de laboratório</i>	43
4.4- <i>Proposta de fator de britabilidade para o uso no dimensionamento de britadores cônicos</i>	47
5 – CONCLUSÕES	51
6 – REFERÊNCIA BIBLIOGRÁFICA	52

1. Introdução

A cominuição é o processo industrial de redução de tamanho de partículas sólidas que demanda uma grande quantidade de energia, sendo amplamente utilizada pela indústria mineral. Este processo representa uma grande parte do custo de operação de uma usina, tendo em vista a baixa eficiência energética dos equipamentos empregados, como os moinhos e britadores.

A britagem, também conhecida como cominuição grossa, é um processo muito importante, pois é o primeiro estágio do fluxo produtivo, geralmente reduzindo o tamanho de partículas de minério após o desmonte da mina. Esta pode ser utilizada na quebra de uma ampla escala de tamanhos de partículas, e particulariza-se por demandar um alto custo de investimento e de energia. O processo de britagem caracteriza-se também pela quebra de materiais através de esforços compressivos e por impacto. Para isso os britadores são equipamentos robustos, os quais devem possuir elementos mecânicos de alta resistência mecânica para não se desgastarem rapidamente quando submetidos aos esforços cominutivos que ocorrem durante o processo.

Sabe-se que as características de britagem de um minério dependem de inúmeros fatores, como a sua resistência à fratura, e em muitas das vezes é um processo dimensionado para processar um determinado tipo de minério. A britabilidade de um minério é a medida de sua resistência à fragmentação em um processo de britagem, a qual é característica de cada rocha.

Dentro deste cenário, um dos grandes desafios de qualquer engenheiro na indústria mineral é selecionar corretamente o tipo, modelo e tamanho de britador para atender às necessidades operacionais dentro de um planejamento do fluxo de produção de uma usina. Até hoje empresas deste ramo sofrem com as consequências da imprecisão na etapa de projeto e seleção de britadores industriais. Esta seleção é normalmente realizada através de consulta a manuais de fabricantes que apresentam um conjunto de dados de parâmetros importantes para a previsão da produção de britadores industriais, como por exemplo curvas de distribuição granulométrica de produto, tamanho máximo de partículas na alimentação e a capacidade do britador. Os resultados de um dimensionamento impróprio fazem com que equipamentos acabem sendo subdimensionados (subestimados), isto é, podem apresentar uma capacidade nominal abaixo da necessária para processar o minério, ou superdimensionados

(superestimados), isto é, com a capacidade maior do que a necessária e, assim, desperdiçando energia e recursos de investimento e tempo.

Dentro deste cenário, diversas tentativas de descrever o funcionamento de britadores cônicos para prever seu real rendimento foram realizadas através de modelos matemáticos. Um exemplo dessas é o modelo matemático proposto por Evertsson (1998), que descreve o funcionamento do britador cônico através de uma estrutura modular em que considera as características que dependem da geometria e operação do equipamento e das características do comportamento mecânico do material que é processado, com o objetivo de se prever valores de capacidade e distribuição granulométrica do produto, chegando como resultado um diagrama de desempenho do equipamento. Mais recentemente, Lichter et al. (2009) aplicaram o método dos elementos discretos na simulação completa do britador, demonstrando boa correspondência com resultados experimentais. Esses modelos, entretanto, ainda são relativamente complexos e ainda não foram suficientemente validados para serem utilizados como ferramentas de projeto de britadores industriais.

Este trabalho inicialmente compara diferentes metodologias de avaliação da resposta de minérios à fragmentação. Em seguida, ele propõe uma nova metodologia de avaliação da britabilidade para a previsão da capacidade de britadores industriais através da combinação de medidas de energia de fratura com uma simulação de britagem em escala de laboratório.

2. Revisão Bibliográfica

2.1 Cominuição

Entende-se a cominuição como os processos de redução do tamanho de sólidos os quais se baseiam na fragmentação de partículas. Sua importância pode ser interpretada à luz do custo operacional de todo o processamento de uma usina de tratamento de minérios, pois a maior parte da energia empregada é absorvida pelas operações de cominuição. Como este processo utiliza sólidos de natureza heterogênea como matéria prima, tem como principal objetivo separar fisicamente componentes mineralógicos valiosos dos minerais que não possuem interesse econômico por meio de aplicações de esforços mecânicos externos. Estes esforços são exercidos pelos componentes dos equipamentos utilizados nas operações e também muitas vezes por meio das interações mecânicas entre as próprias partículas.

Tomando como referência um fluxograma típico de uma usina de processamento mineral (Figura 2.1), observa-se que a cominuição representa o primeiro estágio dentro da etapa de preparação da matéria prima, onde ocorrem as operações de fragmentação e separação por tamanhos.

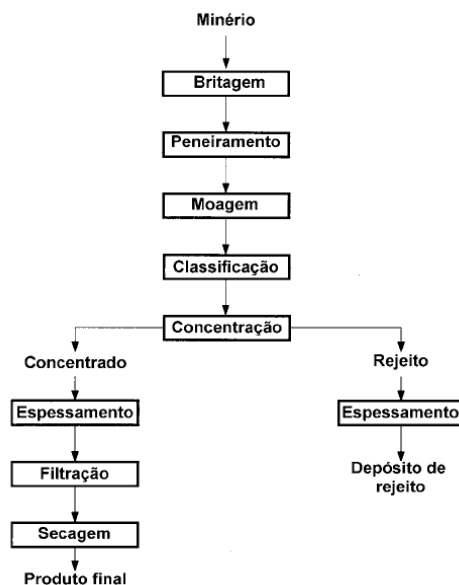


Figura 2.1 – Fluxograma simplificado típico de uma usina de processamento mineral (Tavares, 2004)

A britagem, também conhecida como cominuição grossa, é um processo muito importante, pois é o primeiro estágio do fluxo cominutivo em uma usina, geralmente

reduzindo o tamanho de partículas de minério após o desmonte da mina, tendo sua aplicação numa ampla escala de tamanhos de partícula. É sabido que esta etapa particulariza-se por demandar um alto custo de investimento. O processo de britagem caracteriza-se também pela quebra de materiais através de esforços compressivos (Figura 2.2 a e b) que são aplicados por meio do movimento periódico de aproximação e afastamento de uma superfície móvel contra outra fixa e de impacto (Figura 2.2 c e d) através da projeção de partículas contra os elementos do britador ou do revestimento. Por este motivo, os britadores são equipamentos robustos, os quais devem possuir elementos mecânicos de alta resistência mecânica, para não se desgastarem rapidamente ou sofrerem ruptura quando solicitados mecanicamente durante o processo. A britagem é um processo que é sempre realizado a seco e em múltiplos estágios. São diversos os tipos de britadores utilizados na indústria, cuja aplicação depende da razão de redução de partícula desejada, da capacidade de produção e do tipo de material a ser britado.

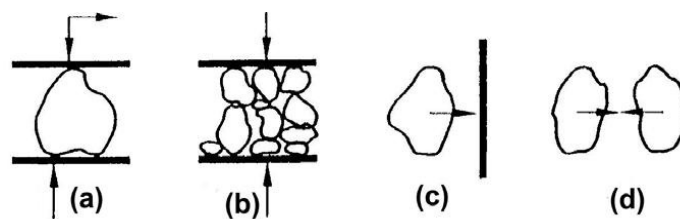


Figura 2.2 – Modos de aplicação de esforços em equipamentos de cominuição (Tavares, 2004)

Portanto é importante avaliar tanto qualitativamente quanto quantitativamente a maneira com que ocorre a fragmentação dos minérios alimentados dentro dos processos industriais cominutivos, uma vez que qualquer melhora tanto na operação quanto no dimensionamento de equipamentos pode se transformar, potencialmente, em uma grande economia tanto na operação do processo quanto nos custos de investimento.

2.2 Fratura de partículas

Na indústria mineral, os minérios são tratados na forma de materiais particulados e, devido à sua natureza heterogênea, o comportamento mecânico de minérios nos processos de cominuição é bastante complexo e peculiar no que diz respeito à sua fragmentação.

Em geral, os minerais são sólidos constituídos de uma estrutura cristalina onde os átomos são acomodados em um arranjo organizado tridimensional. Este arranjo é

determinado pelo tamanho e tipo de ligações físicas e químicas entre os átomos. Sabe-se que a pequenas distâncias, essas ligações interatômicas são intensas e podem ser quebradas com a aplicação de esforços externos, normais ou tangenciais. Os esforços tangenciais correspondem aos carregamentos de cisalhamento, enquanto os esforços normais correspondem ao carregamento por compressão ou tração.

Durante o processo de fragmentação, as forças de contato são responsáveis por deformarem as partículas, gerando um campo de tensões, onde as partículas respondem criando trincas ou se deformando inelasticamente. Esse processo é caracterizado pelos mecanismos de abrasão, clivagem ou estilhaçamento (Figura 2.3), os quais dependem do nível de energia aplicada sobre as partículas (Tavares, 2004).

A fratura por abrasão se caracteriza pela aplicação de esforços normais insuficientes para ruptura ou pela aplicação de esforços cisalhantes na superfície da partícula, causando fragmentação superficial. O resultado é uma redução muito limitada em relação ao tamanho original da partícula e a geração de um grande número de partículas finas (Figura 2.3a).

A fratura por estilhaçamento (fratura desintegrativa) se caracteriza por elevadas taxas de aplicação de energia, sob ação de esforços compressivos. Nesse caso, tem-se intensa fragmentação da partícula original, o que resulta em uma ampla faixa de tamanhos de fragmentos (Figura 2.3b).

Finalmente, a fratura por clivagem ocorre quando a intensidade de aplicação de energia é baixa, de maneira que são formados alguns fragmentos grossos e também partículas finas próximo aos pontos de aplicação dos esforços (Figura 2.3c).

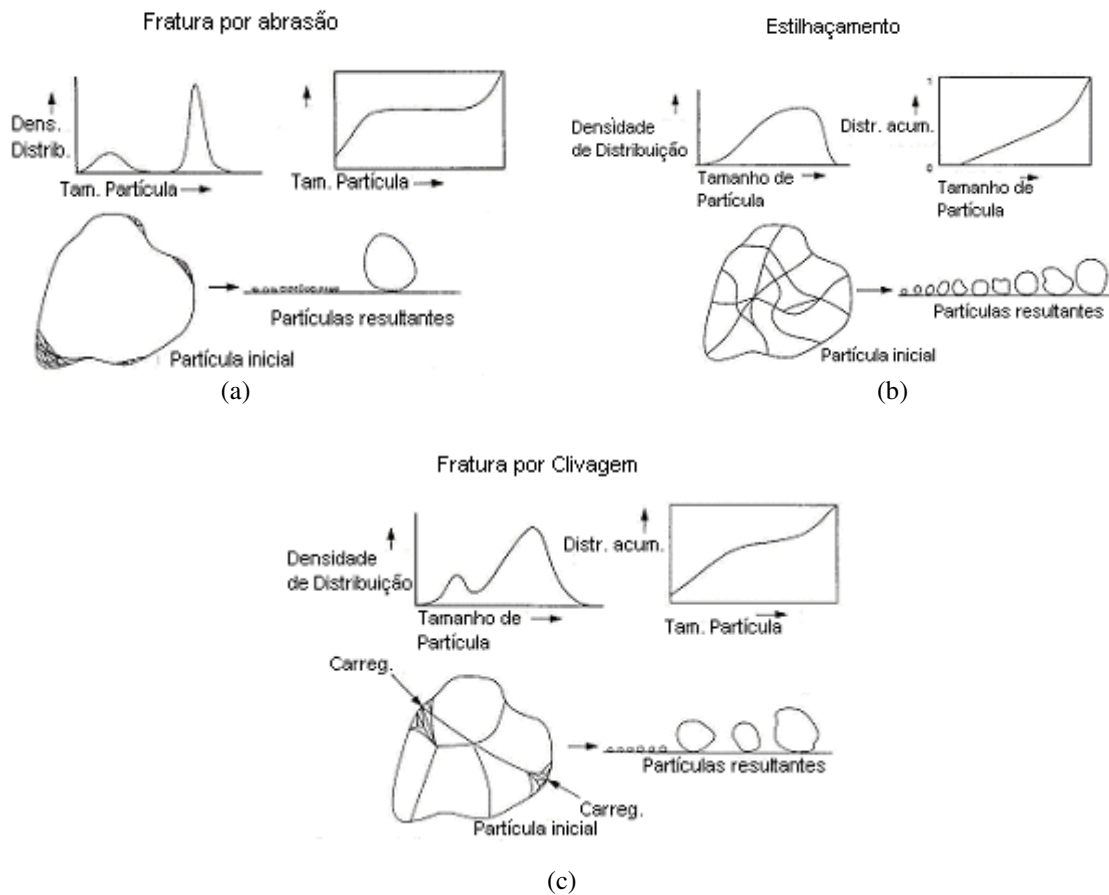


Figura 2.3 – Mecanismos de fragmentação de partículas (King, 2001).

A resposta de um sólido quando submetido à ação de qualquer tipo de esforço é expressa sob a forma de deformação. Esta deformação pode se apresentar tanto elástica quanto inelasticamente. A deformação do tipo elástica se caracteriza pelo material reagir somente em relação ao esforço atuante, fazendo com que a energia acumulada durante a sua deformação seja totalmente recuperada após o seu descarregamento. No caso da deformação do tipo inelástica se caracteriza pelo material sofrer uma deformação permanente ou se deformar devido ao tempo em que o material é submetido à ação dos esforços. Neste caso, parte da energia aplicada é absorvida pelo material na forma de rearranjos internos e, com isso, não é mais recuperável, caracterizando um comportamento elasto-plástico e visco-elástico (Tavares, 2004).

Sabe-se que, em geral, os materiais rochosos se deformam predominantemente de maneira elástica (Figura 2.3(a)) até o instante em que antecede a sua fratura. Porém, existem algumas rochas que apresentam um comportamento inelástico (Figura 2.3(b)).

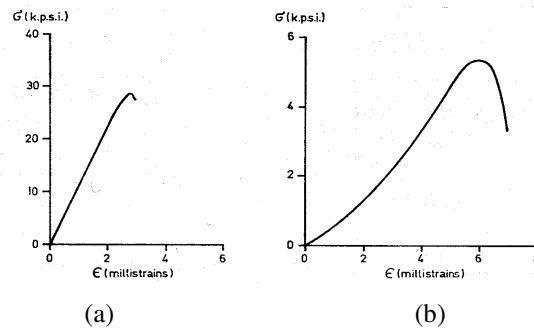


Figura 2.3 - Curvas esforço-deformação para compressão uniaxial de quartzito (a) e arenito (b) (Jaeger & Cook, 1979).

Diferentemente do que é observado em metais que se baseia na teoria do acúmulo de discordâncias, este comportamento elasto-plástico de rochas pode ser interpretado pela evolução de seu fraturamento até a sua ruptura (Tavares, 2004).

O fato das rochas serem pouco tenazes pode ser explicado pela presença de micro e macro defeitos em sua estrutura, como trincas, poros, contornos de grão entre diferentes minerais e discordâncias, os quais governam todo o processo de fratura. A fragmentação de rochas é visto como um processo elementar da cominuição, de maneira que uma abordagem por análise de esforços e deformações específicas como é usada pela mecânica da fratura não é possível, pois há uma limitação na descrição dos esforços devido à geometria irregular de cada partícula e à aleatoriedade da distribuição dos defeitos, gerando um complexo campo de tensões em seu interior.

Devido a esta complexidade, uma abordagem energética se faz necessária para uma melhor compreensão da resistência de materiais particulados frágeis. Na mecânica da fratura clássica, o modelo baseado na teoria de Griffith (1920) descreve um balanço energético da evolução do aumento de um defeito presente num sólido elástico durante seu carregamento. Quando um material que contém uma trinca é tensionado, esta trinca age como um concentrador de esforços em sua extremidade (Figura 2.4) resultando em sua propagação através da criação de novas superfícies.

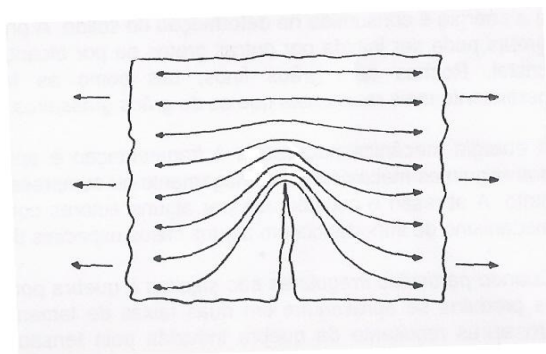


Figura 2.4 – Concentração de esforços na extremidade de uma trinca (Luz et al., 2002).

Segundo Griffith, uma trinca irá propagar se a liberação de energia elástica de deformação for maior que a energia necessária para gerar duas novas superfícies. A condição para que ocorra a fratura baseia-se num estado crítico em que a energia necessária para propagar a trinca é oriunda da energia de deformação armazenada durante o carregamento, ou seja, a energia necessária para que haja a fratura da partícula (Tavares e King, 1998). Sabe-se que a energia necessária para fraturar uma partícula é maior do que a energia dissipada durante a propagação da trinca, sendo o restante de energia inteiramente dispersa após a fratura primária, principalmente na forma de energia cinética para as partículas geradas pela primeira fratura, eventualmente resultando em fraturas secundárias.

Como citado anteriormente, a distribuição aleatória de diversas discontinuidades como contornos de grãos, poros, inclusões e trincas, podem dissipar a energia de deformação, interrompendo o crescimento da trinca de ruptura. Neste caso, a fratura só ocorrerá quando essas trincas coalescerem, produzindo uma fratura macroscópica. Contudo, o processo de fragmentação de partículas não termina após a primeira trinca chegar à superfície. As partículas geradas pela fratura primária podem apresentar uma energia cinética considerável, que pode ser dissipada durante um segundo estágio do processo através da projeção das mesmas. Portanto, como pode ser observado na Figura 2.5, a fragmentação de uma partícula submetida a impacto de um peso em queda a uma velocidade v_0 apresenta três estágios distintos (Tavares, 1997): o primeiro (1) é a deformação da partícula, o segundo (2) a fratura primária da partícula e o terceiro (3) é a quebra e os eventos sucessivos de quebra, produzindo partículas filhas.

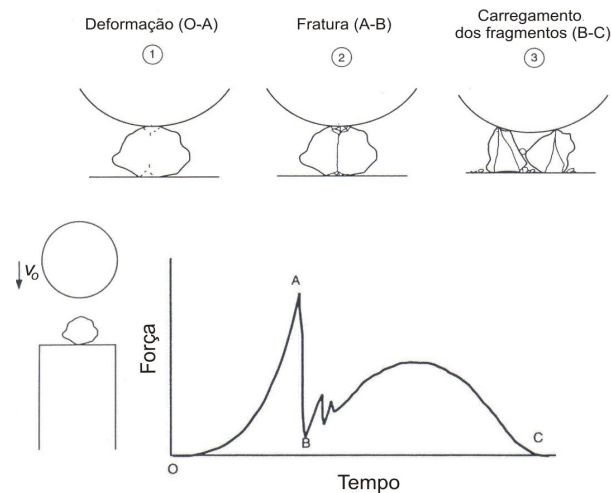


Figura 2.5 – Etapas da fragmentação de partículas individuais por impacto (Tavares, 1997).

Motivados pela grande heterogeneidade do comportamento mecânico de materiais particulados dentre os mais variados processos de cominuição aplicados no setor mineral, estudos sobre a caracterização do comportamento mecânico de minérios em processos de cominuição têm sido amplamente realizados.

Como resultado desta variação do comportamento mecânico de partículas quando submetidas a sucessivos ciclos de carregamento (Figura 2.6) ocorre frequentemente uma perda de rigidez (inclinação da curva força-deformação) significativa, dentro de um regime elástico, gerando uma propagação subcrítica de trinca, até que finalmente ocorra a ruptura do material. Este comportamento pode ser considerado como pseudo-plástico.

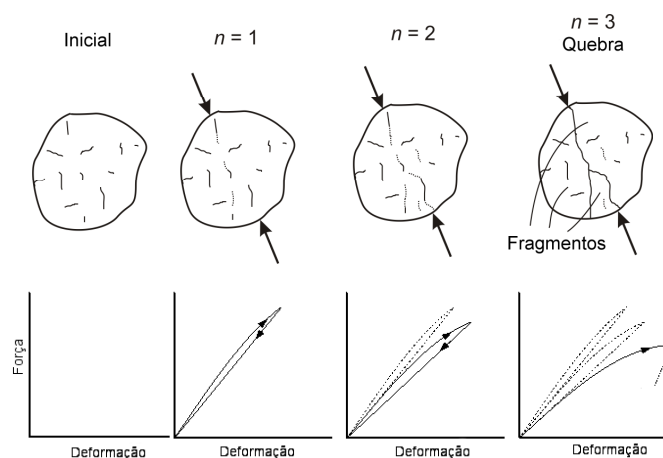


Figura 2.6 – Evolução das curvas força-deformação de uma partícula para ciclos de carregamentos sucessivos (Tavares e Carvalho, 2008).

Pode-se interpretar este fenômeno à luz da mecânica de fratura aplicada à fadiga, uma vez que as condições de carregamento cíclico que antecedem a fratura geram uma propagação subcrítica de trincas, caracterizando um acúmulo de danos pelo material até o momento de sua ruptura.

Sabendo da grande variabilidade do comportamento mecânico de materiais particulados, a utilização da estatística se faz necessária para descrever a resistência de minérios em processos cominutivos. Assim, diversas ferramentas estatísticas têm sido utilizadas para a determinação destes parâmetros intrínsecos aos materiais. Um exemplo de aplicação da estatística para a caracterização de materiais é a utilização da distribuição log-normal para interpretação dos resultados de medidas de energia de fratura, resistência e rigidez de partículas realizada na a Célula de Carga de Impacto (CCI), a qual será descrita mais detalhadamente no item 3.2.2 (Tavares e King 1998). Um exemplo de distribuição de resistência à fratura é apresentado na Figura 2.7.

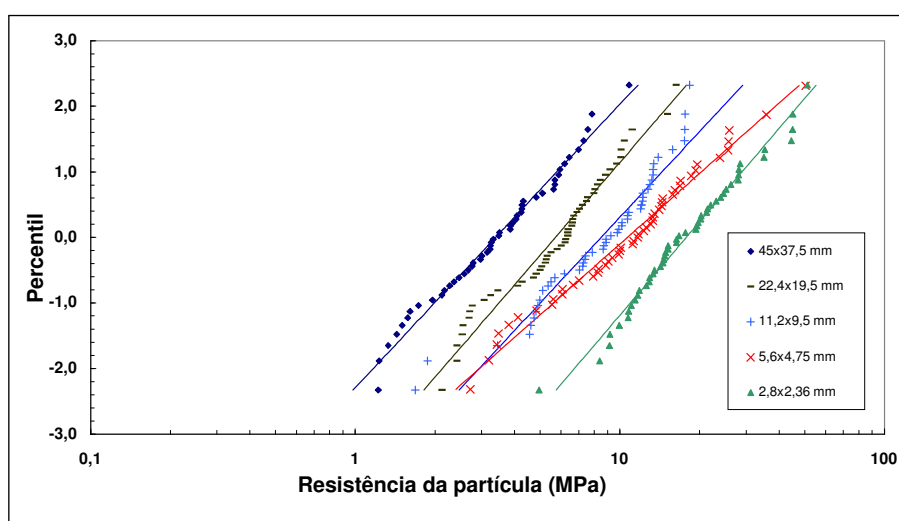


Figura 2.7 – Distribuição log-normal de resistências de partículas para uma bauxita a diferentes granulometrias (Lima, 2005).

Cada ponto da Figura 2.7 representa uma partícula ensaiada, onde cada experimento normalmente compreende de 50 a 100 partículas. Mas como os resultados apresentam grande variabilidade devido às características de fratura de partículas individuais, os dados são representados usando uma distribuição estatística adequada, como a log-normal.

A variabilidade encontrada nas grandezas físicas que caracterizam a fratura das partículas é decorrente de uma série de fatores, os quais incluem a influência da

distribuição interna de defeitos, a forma da partícula, entre outros, havendo a necessidade de ser descrita estatisticamente. O procedimento adotado consiste da ordenação dos resultados experimentais de forma ascendente, atribuindo os índices $i = 1, 2, \dots, N$ a cada uma das observações, onde N é o número total de partículas ensaiadas. Para a distribuição de energias específicas de fratura, os percentis são geralmente estimados por

$$P(E_{m,i}) = (i - 0,5) / N , \quad (\text{Equação 2.1})$$

Em seguida, os pares resultantes $[E_{m,i}; P(E_{m,i})]$ são ajustados a uma distribuição estatística apropriada, a fim de permitir a extração dos parâmetros estatísticos relevantes da amostra, tais como a média e a variância. A distribuição de probabilidade que apresenta os melhores resultados na descrição de resultados de testes com a CCI é a log-normal (Tavares e King, 1998), que no caso da distribuição de energias específicas de fratura é dada por

$$P(E_m) = \frac{1}{2} \left[1 + \operatorname{erf} \left(\frac{\ln E_m - \ln E_{m,50}}{\sqrt{2} \sigma_E} \right) \right], \quad (\text{Equação 2.2})$$

onde $\ln E_{m,50}$ e σ_E^2 representam a média e a variância da distribuição, respectivamente.

2.3 Britadores Cônicos

Os britadores podem ser classificados conforme o mecanismo usado, seja por compressão ou impacto, e a aplicação de um determinado tipo de britador está normalmente associada ao tipo de material, à capacidade e à razão de redução desejada (Carvalho, 2003).

O britador cônico (Figura 2.8) é um equipamento robusto, geralmente utilizado em etapas secundárias, terciárias e até quaternárias (britagem fina), de onde seus

modelos se diferenciam pela relação entre a altura do cone e o diâmetro da base, a qual define o ângulo de inclinação do manto.

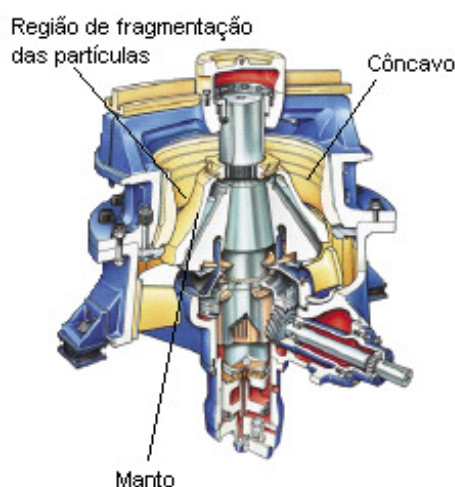


Figura 2.8 - Diagrama esquemático de um britador cônico (Tavares, 2004).

Seu princípio de funcionamento para a quebra de partículas é baseado no movimento de aproximação e afastamento de um cone ou manto central (móvel) em relação a uma carcaça invertida, chamada côncavo (fixo), conforme mostra a Figura 2.8. O movimento excêntrico do cone (girando em torno de um eixo que não é o do próprio cone) faz com que toda a área da carcaça seja utilizada para fragmentar as partículas, proporcionando uma maior capacidade de operação se comparada a de outros tipos de britadores. Tanto o manto quanto o côncavo são superfícies longas, fazendo com que a descarga do produto seja condicionada ao movimento relativo entre estas.

Sabe-se que o perfil dos revestimentos do britador determinará o número de eventos em que ocorrerá a compressão da partícula e a velocidade do fluxo de material na câmara de britagem. Quanto menor for o ângulo de inclinação do manto, menor será a capacidade do britador.

Outro parâmetro importante de britadores cônicos é a abertura de posição fechada (APF), a qual determina a razão de redução do material, podendo ser controlada pelo deslocamento vertical do manto, para cima (diminui a APF) ou para baixo (aumenta a APF), muitas vezes com o auxílio de um sistema hidráulico.

Em resumo, o funcionamento do britador cônico depende dos perfis e da condição dos revestimentos do manto e do côncavo, do ângulo do manto, da amplitude do movimento compressivo e da frequência de rotações (Svensson et al., 1996).

Em geral, os britadores cônicos se caracterizam pela alta produtividade, baixos custos de operação e de manutenção e durabilidade relativamente elevada. Normalmente são operados com razões de redução entre 3 e 4, em elevada frequência de rotações, e sob condições de alta taxa de alimentação (afogado), podendo britar materiais de alta dureza. Suas aplicações mais comuns são a produção de agregados para construção civil, o beneficiamento de bauxita, calcário, minério de ferro, entre outros.

É muito comum a operação dos britadores cônicos com câmara cheia (afogados), pois quando a câmara de britagem está cheia, produz uma maior eficiência na cominuição, maior produção de finos, e maior tendência à formação de partículas cúbicas, além de menor desgaste dos revestimentos. Por outro lado, quando operados a baixas taxas de alimentação (não afogados), esses britadores geram partículas com formato mais lamelar, porém com menor consumo energético (Tavares, 2004).

O fato do britador operar com a câmara cheia requer um bom controle da taxa de alimentação. A Tabela 2.1 exemplifica o efeito da vazão de alimentação da câmara durante a fragmentação de gnaiss, com granulometria entre 3 e 25 mm, apresentando 50% das partículas com tamanho entre 3 e 9 mm, em um britador cônico H-36M. Pode-se notar que quando o britador opera afogado, o consumo de energia é o dobro da condição de não afogado. Por outro lado, nesta última condição, o produto se torna mais grosso e a vazão do produto diminui em cerca de 28% (Svensson e Steer, 1990).

Tabela 2.1- Fragmentação de gnaiss em um britador H-36M, com APF de 9,5 mm, com o mesmo operando com a câmara afogada ou não (Svensson e Steer, 1990)

Condição de operação	% < APF	% < 6 mm	Potência (kW)	Vazão (t/h)	Produção – 6 mm (t/h)
Afogado	72	50	90	107	54
Não Afogado	56	34	45	77	27

Para um melhor controle de parâmetros de britadores cônicos como APF, frequência de rotação, amplitude de movimento de compressão, perfil da câmara de britagem, distribuição da alimentação e características de quebra do material, diversos modelos matemáticos foram desenvolvidos com relativo sucesso ao longo dos anos.

Apesar de muitos destes modelos, como de Whiten (1992), Evertsson (1998) e outros, permitirem prever determinados parâmetros do processo e do produto da

britagem, também possuem diversas limitações, principalmente no que diz respeito à previsão da capacidade de produção para diferentes tipos de materiais.

2.4 Projeto e Seleção de Britadores

O dimensionamento de britadores é geralmente uma operação bastante importante no que diz respeito ao planejamento da linha de produção de uma indústria mineral. Essa complicada tarefa é normalmente realizada com base em curvas e tabelas fornecidas pelos seus fabricantes. Inicialmente é necessário que seja conhecido o tamanho máximo de partículas na alimentação, a capacidade do britador e a granulometria desejada no produto.

O tamanho máximo de partículas na alimentação definirá o tipo de britador que será empregado. Uma vez selecionado o britador, a sua capacidade pode ser estimada pela equação (Metso, 2005):

$$Q = Q_i ABCD, \quad (\text{Equação 2.3})$$

onde Q_i é a capacidade nominal do britador, obtida em tabelas de manuais de fabricantes como as Tabelas 2.2 e 2.3, e A , B , C e D são os fatores de correção, dos quais dependem das condições operacionais de britagem. A é o fator de densidade aparente, o qual é obtido por $A = 0,636\rho_a$, onde ρ_a é a densidade aparente do material, dada em t/m^3 . O fator B depende do índice de trabalho do material (W_i em kWh/t), o qual é obtido por $B = 1,56\exp(-0,0306W_i)$. Os fatores de correção de capacidade, de tamanho da alimentação C , e teor de umidade do material D , são obtidos respectivamente através da Figuras 2.9 e 2.10.

Tabela 2.2 – Tabelas de fatores de correção de capacidades A e B para britadores (adaptada do Manual de Britagem, METSO Minerals, 2005).

Densidade (t/m ³)	Fator de correção A	Índice de Trabalho (kWh/t)	Fator de correção B
1,2	0,75	10	1,15
1,3	0,81	12	1,10
1,4	0,88	14	1,00
1,5	0,94	18	0,90
1,6	1,00	22	0,80
1,7	1,06		
1,8	1,13		
1,9	1,19		
2,0	1,25		
2,1	1,31		
2,2	1,38		
2,3	1,44		
2,4	1,50		

Tabela 2.3 – Tabela de capacidades de produção de britadores cônicos para diferentes condições de operação (adaptada do Manual de Britagem, METSO Minerals, 2005).

Modelo	Tipo de Revest.	Abert. Mín. saída	Abertura de entrada		Capacidade de produção (t/h) em função da APF (pol.) para material com dens.ap. de 1,6 t/m ³				
			Lado fechado	Lado aberto	5/16"	3/8"	½"	5/8"	¾"
50TS	Fino	3/16"	¾"	1 3/8"	10-13	11-14	13-19	16-22	-
	Médio	¼"	1 ¾"	2 ¼"	10-13	11-14	13-19	16-22	19-26
	Grosso	3/8"	3"	3 ½"	-	11-14	13-19	16-22	19-26
60TF	Fino	1/8"	½"	1 ¼"	14-21	16-22	26-35	30-42	37-51
	Médio	3/16"	1 1/8"	1 ¾"	14-21	16-22	26-35	30-42	37-51
	Grosso	¼"	2"	2 ½"	-	16-22	26-35	30-42	37-51

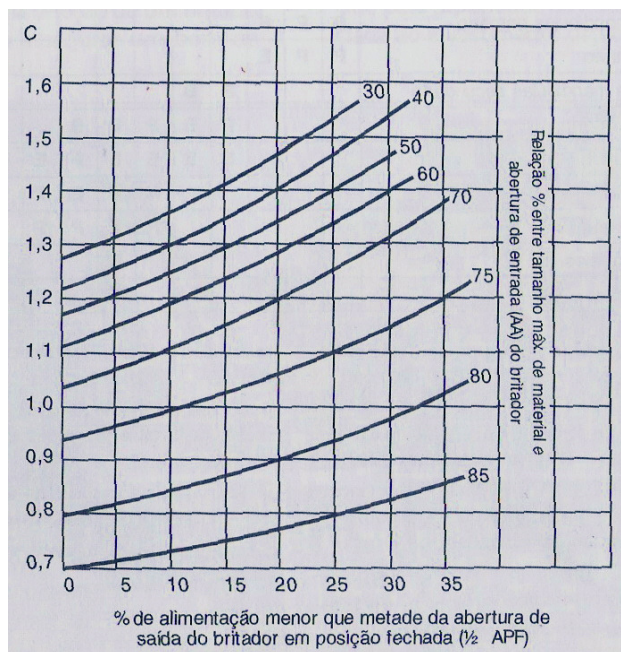


Figura 2.9 – Fator de correção da capacidade de tamanho da alimentação, C, para britadores cônicos (Manual de Britagem, METSO Minerals, 2005).

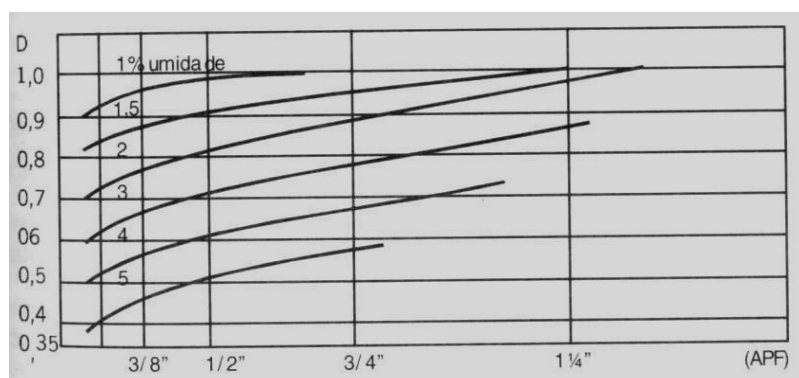


Figura 2.10 – Fator de correção da capacidade do teor de umidade do material, D, para britadores cônicos (Manual de Britagem, METSO Minerals, 2005).

A curva de distribuição granulométrica do produto é obtida com aproximações através de curvas padronizadas contidas em manuais (Figura 2.11). Esta, por sua vez, é adquirida através de ensaios padronizados de laboratório como, por exemplo, o ensaio da Metso Minerals, onde amostras de um minério padrão (granito da Pedreira Cantareira, Sorocaba, SP), com partículas contidas na faixa de 20 x 12 mm de tamanho, são britadas num britador de mandíbulas sob condições controladas, fornecendo uma distribuição granulométrica do produto. Além deste método existem outros como o ensaio de britabilidade do laboratório de Tampere (Finlândia), onde amostras de 500 g, com 6,3 x 4 mm de tamanho, são submetidas a uma rotação de 4500 rpm durante 5

minutos em um recipiente, gerando resultados de britabilidade e abrasividade das amostras.

É importante destacar que o método da Metso Minerals não leva em consideração a variabilidade das curvas de distribuição granulométrica do produto para diferentes tipos de rocha na alimentação, uma vez que diferentes materiais possuem características e comportamentos distintos na britagem.

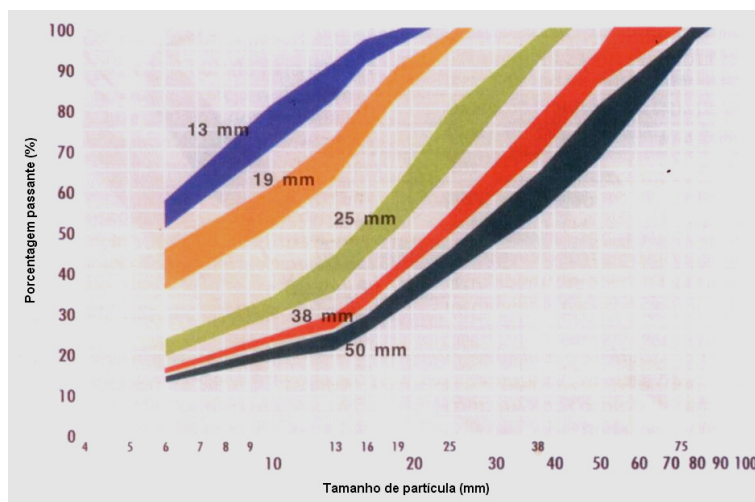


Figura 2.11 – Curvas padronizadas de distribuição granulométrica do produto para diferentes valores de APF para britadores cônicos (Manual de Britagem, METSO Minerals, 2005).

Uma última consideração que se deve fazer, quando é realizada a tarefa de dimensionamento de um equipamento de cominuição, porém não menos importante, é a sua robustez. Isto significa que o material com que os elementos mecânicos do equipamento devem ser suficientemente resistentes para suportar os esforços mecânicos que são solicitados durante a fragmentação do material. Para isso, o conhecimento da carga necessária para fraturar determinado material é de vital importância para a manutenção da integridade dos equipamentos durante suas variadas aplicações.

Outra forma de se dimensionar britadores, que tem sido atualmente experimentada, é através da utilização de simulação computacional, a qual permite prever diversos parâmetros do processo. Um exemplo disso é o recente trabalho de Lichter et al. (2009), o qual descreve parâmetros e resultados do processo através da metodologia de elementos discretos.

3. Materiais e Métodos

Um diagrama esquemático que ilustra a metodologia adotada no trabalho é apresentado na Figura 3.1.

Inicialmente, para a investigação da britabilidade dos materiais, amostras de diversos materiais foram submetidas a diversos métodos tradicionais de caracterização do comportamento de rochas durante a cominuição, de acordo com o mecanismo de fragmentação, junto com ensaios de britagem num britador cônico de laboratório e ensaios na célula de carga de impacto.

Em seguida, foram realizadas comparações entre estes métodos através da correlação dos resultados obtidos em cada ensaio para cada minério investigado.

Por fim, foi feita uma comparação entre os resultados, buscando-se identificar quais seriam as metodologias mais adequadas para um correto e mais preciso dimensionamento de britadores cônicos industriais.

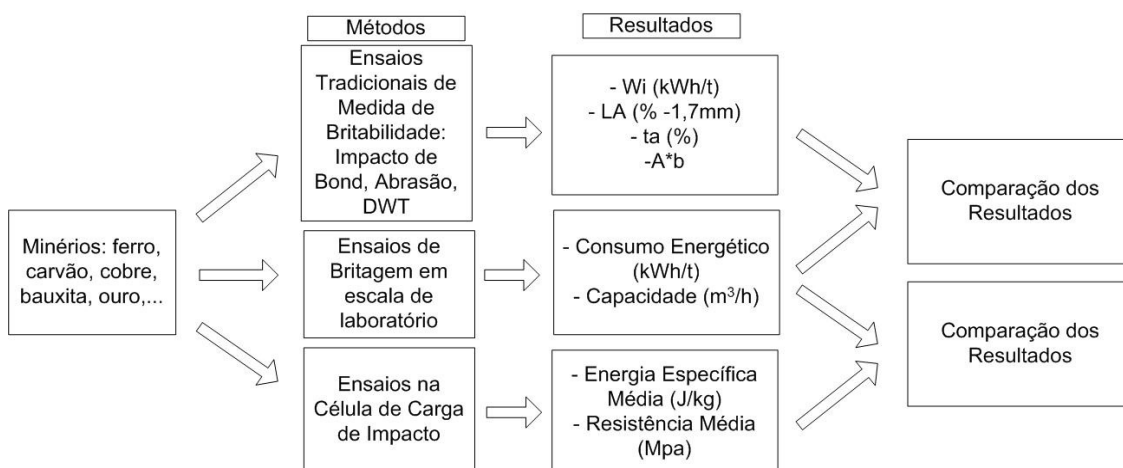


Figura 3.1 – Esquema de estudo da britabilidade de minérios

3.1 Amostras

Amostras de 25 materiais diferentes, comumente processados na indústria mineral, foram selecionados, que incluem bauxitas, minérios de ferro, de cobre, ouro, calcários, carvões e rochas ácidas. Cada amostra foi preparada de acordo com a fração de tamanho demandado em cada ensaio. Todas as amostras foram secas em estufa até atingirem um teor de umidade inferior a 1%.

3.2 Ensaios de medida de britabilidade

3.2.1 Pêndulo de Impacto de Bond (índice de trabalho de impacto)

O ensaio de pêndulo de impacto (Figura 3.2) é um método tradicional utilizado para estimar a capacidade de britadores industriais, o qual mede a britabilidade de forma consistente com a formulação (Equação 3.3) de Bond (Tavares e Silveira, 2008), com a qual se calcula a energia necessária para a fratura de uma partícula da rocha em questão.

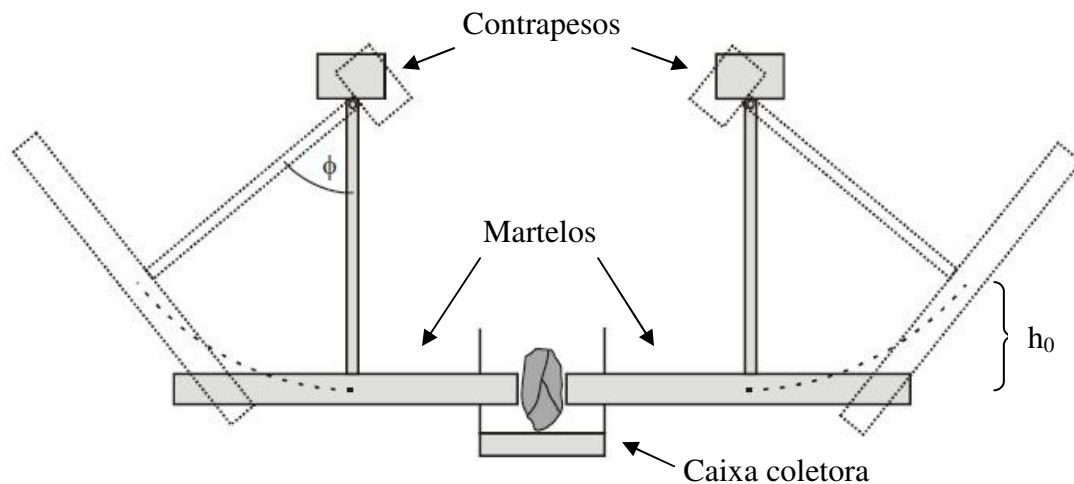


Figura 3.2 – Esquema do pêndulo de impacto de Bond (Tavares e Silveira, 2008).

O experimento consiste num conjunto de dois martelos que realizam uma queda-livre simultânea numa trajetória pendular resultando num impacto contra uma partícula de formato irregular contida num intervalo de tamanho entre 75 e 50 milímetros. A energia de impacto (E) envolvida no ensaio é calculada a partir da energia potencial dos martelos (Equação 3.1), considerando que essa se transforma em energia cinética no impacto na partícula, pois o equipamento possui dois contrapesos para compensar o efeito do peso das hastes que sustentam os martelos.

$$E = 117(1 - \cos \phi), \quad (\text{Equação 3.1})$$

na qual ϕ é o ângulo (graus) e E é dada em J.

O número de partículas submetidas ao ensaio pode variar de 10 a 20 para cada amostra. Cada partícula é individualmente pesada e medida a sua espessura. A partícula é posicionada sobre um pedestal com o auxílio de massa de modelar. O ensaio inicia a

partir de um ângulo de 10° (graus), aumentando os ângulos em 5°(graus) para cada impacto até que se caracterize a quebra da partícula, a qual é identificada pela perda de, pelo menos, 10% da massa inicial, registrando-se o ângulo responsável pela fratura.

Para este experimento Bond define a energia de impacto por unidade de espessura, C , através da razão entre a energia de impacto e a espessura da partícula, D , resultando na equação:

$$C = \frac{117(1 - \cos \phi)}{D}, \quad (\text{Equação 3.2})$$

onde ϕ é o ângulo (graus), D é a espessura da partícula em mm e C é dado em J/mm.

A partir desse valor e da massa específica do minério ρ , Bond propôs a seguinte equação empírica para estimar o índice de trabalho (*work index*) de britagem:

$$W_i = \frac{53,49 \cdot C_{50}}{\rho}, \quad (\text{Equação 3.3})$$

onde W_i é o índice de trabalho em kWh/t e C_{50} é o valor mediano da energia de impacto por unidade de espessura das partículas ensaiadas.

Finalmente, obtido o valor de W_i pode-se estimar o consumo energético específico (E) num processo de britagem através da Lei de Bond (Tavares, 2004), também conhecida como a “3ª Lei da Cominuição”:

$$E = 10W_i \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{A_{80}}} \right), \quad (\text{Equação 3.4})$$

sendo P_{80} e A_{80} os tamanhos onde 80% do material é passante do produto e da alimentação respectivamente, dados em micrometros (μm).

3.2.2 Célula de Carga de Impacto (CCI)

A célula de carga de impacto é um aparelho que simula o evento mais elementar que ocorre em processos de cominuição, que é a aplicação de esforços mecânicos sobre partículas individuais. Existem três células de carga disponíveis no Laboratório de Tecnologia Mineral (COPPE/UFRJ), as quais são utilizadas de acordo com o tamanho de partícula a ser testada. Elas são caracterizadas pelo diâmetro da seção da barra, que são 9, 19 e 63 mm, sendo cada uma usada no ensaio de partículas contidas em diferentes intervalos de tamanhos. Cada amostra a ser ensaiada é definida por uma faixa estreita de tamanhos (denominada simplesmente como “monotamanho”) e que abrange as faixas de 90 x 75 mm, 63 x 53 mm, 45 x 37,5 mm, 22,4 x 19 mm, para a célula de 63 mm, 16 x 13,2 mm, 11,2 x 9,5 mm, 5,6 x 4,75 mm, 2,83 mm x 2,36 mm, para a célula de 19 mm e, finalmente, 1,4 x 1,18 mm e 0,70 x 0,59 mm, para a célula de 9 mm.

O ensaio consiste na queda-livre vertical de um peso, a partir de uma altura previamente selecionada, sobre uma partícula de minério com determinado tamanho. Este experimento é realizado individualmente para cada partícula podendo ter de 20 a 50 partículas ensaiadas por lote de amostra, a fim de determinar distribuições de energias de fratura, resistência e rigidez das partículas.

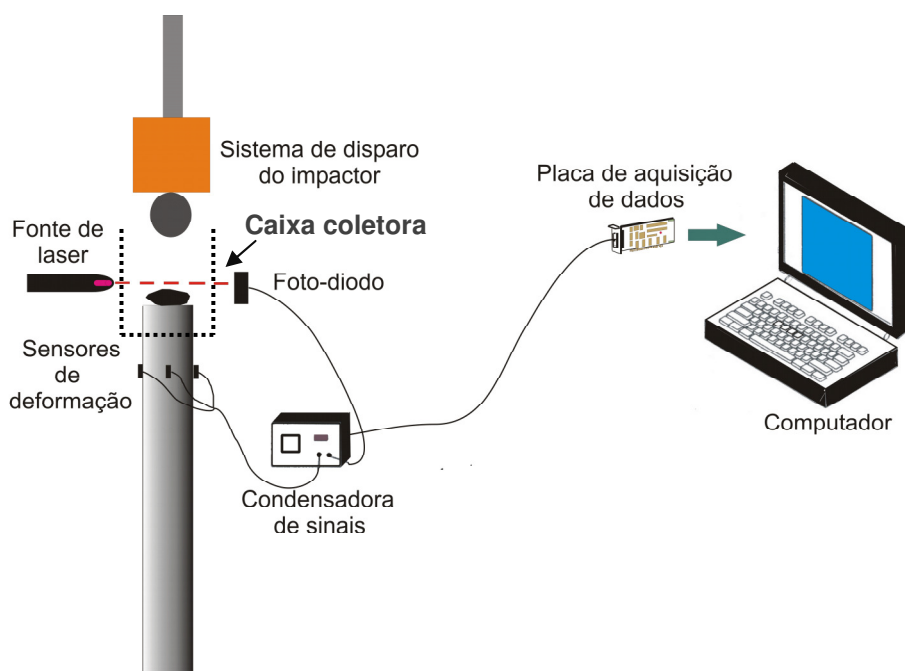


Figura 3.3 – Esquema da Célula de Carga de Impacto (LTM/COPPE/POLI/UFRJ) (Tavares e Lima, 2006)

O equipamento, ilustrado na Figura 3.3, consiste numa barra de aço (SAE-4340) verticalmente orientada, com 4m de comprimento, instrumentada com quatro sensores de deformação (*strain gauges*) semicondutores (modelo KSP-6-350-E4 Kyowa), posicionados a uma dada distância da extremidade superior (Lima, 2005). O sistema de disparo é composto por um eletroímã que sustenta uma esfera de aço (impactor) com um determinado peso até o momento de início da queda-livre. Ao cruzar o feixe de laser que excita o foto-diodo, a esfera inicia o seu carregamento sobre a partícula gerando uma deformação até a fratura da mesma, simultaneamente em que também há a propagação da onda mecânica compressiva, oriunda do carregamento, através da barra de aço. A magnitude da onda que propaga através da barra é baixa, porém suficientemente alta para a detecção pelos sensores de deformação, os quais se representam como resistências num circuito de Wheatstone (Lima, 2005), gerando microvoltagens com o auxílio de uma condensadora de sinais. Em seguida, as deformações são capturadas por uma placa de aquisição de dados e ficam armazenadas em forma de uma curva “deformação x tempo” no computador através do *software LabView*[®] 8.2. Em seguida os dados são analisados através de uma rotina do *software LabView*[®] a qual transforma essa curva deformação-tempo em uma curva força-tempo (Figura 3.4) de onde se pode calcular a força e a energia necessária para a fratura da partícula (primeiro evento de fratura).

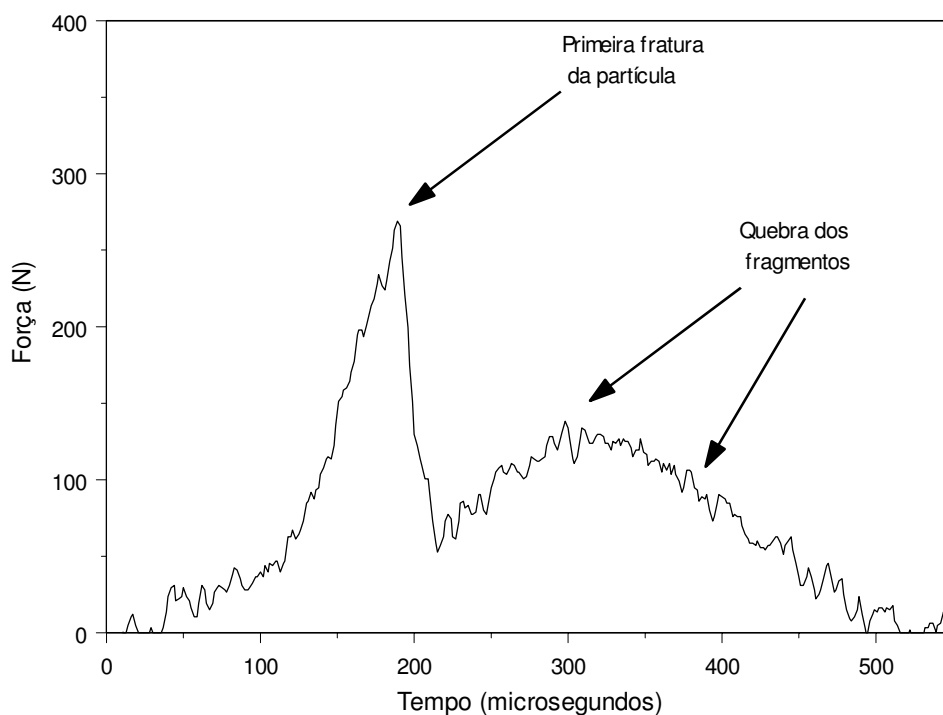


Figura 3.4 – Curva força x tempo resultante do evento da fratura em uma partícula (Lima, 2005)

Como resultado obtém-se diversas informações a partir deste gráfico “força x tempo”, como a resistência (tensão de ruptura), a rigidez, a energia específica de fratura da partícula (Tavares e King, 1998) e a energia total absorvida pela partícula durante todo o evento de impacto (Tavares, 1999), que são usadas para a caracterização de minérios e dimensionamento de equipamentos de cominuição.

A energia de fratura é estimada através da equação de um balanço energético (Tavares, 1999):

$$E = v_0 \int_0^{t_f} F(t)dt + g \int_0^{t_f} F(t)t dt - \frac{1}{2m_e} \left(\int_0^{t_f} F(t)dt \right)^2 - \frac{1}{\rho_b A_b C_b} \int_0^{t_f} F^2(t)dt, \quad (\text{Equação 3.5})$$

onde t_f é o tempo onde ocorre a primeira fratura da partícula, m_e é a massa da esfera, $v_0 = \sqrt{2gh}$ é a velocidade da esfera de aço (em queda livre) no momento do contato, ρ_b é a densidade da barra, A_b é a área da seção transversal da barra, C_b é a velocidade de propagação da onda de deformação compressiva na barra e $F(t)$ é a força aplicada durante o carregamento da partícula (Lima, 2005).

Com isso, pode-se calcular a energia de fratura específica do minério simplesmente fazendo a razão do valor da energia de fratura pela massa da partícula, m_p .

$$E_m = \frac{E}{m_p}, \quad (\text{Equação 3.6})$$

A resistência da partícula, σ_p é calculada pela seguinte equação:

$$\sigma_p = \frac{2,8F_f}{\pi D^2}, \quad (\text{Equação 3.7})$$

onde F_f é a força responsável pela fratura e D é a distância entre os pontos de carregamento da partícula, que no caso é utilizado como o tamanho representativo da partícula, ou seja, é a média geométrica entre as peneiras do intervalo nas quais a amostra ensaiada é retida e passante.

A rigidez da partícula, k_p é obtida com base na “Lei do contato de Hertz” (Tavares e King, 1998) pela seguinte equação:

$$k_p = \frac{Kk}{k - K}, \quad (\text{Equação 3.8})$$

onde k é a rigidez da esfera e da barra, a qual é dada por: $k = Y/(1 - \mu^2)$, em que Y é o módulo de Young e μ é o coeficiente de Poisson. K pode ser calculado pela equação:

$$K = \left(0,576 \frac{F_f^5}{dE^3} \right)^{1/2}, \quad (\text{Equação 3.9})$$

A rigidez é um dado importante por ser uma medida de resistência à deformação da partícula, sendo diretamente proporcional ao módulo de elasticidade do material.

É importante observar que a rigidez é uma grandeza bastante influenciada pela forma das partículas de minério, pois as mesmas não possuem formatos esféricos (Tavares e Silveira, 2008). Ela está relacionada à resistência de partícula e à energia específica de fratura pela seguinte relação:

$$K = \frac{\sigma_p^{5/2}}{(E_m \beta \rho)^{3/2}}, \quad (\text{Equação 3.10})$$

sendo que β é o fator de forma volumétrico do minério e ρ é a sua massa específica.

3.2.3 Ensaio de Queda de Peso (Drop Weight Test – DWT)

Assim como o ensaio de medida de energia de fratura na célula de carga e qualquer outro ensaio de queda de peso, este ensaio permite estabelecer a relação entre a energia e a intensidade da fragmentação de um sólido por meio de impacto de um peso sobre partículas individuais para diferentes condições de energia de carregamento.

Os ensaios foram realizados na célula de carga de impacto de 100 mm (Figura 3.5) localizada no Laboratório de Tecnologia Mineral (COPPE/UFRJ) seguindo o procedimento padronizado no JKMRC (*Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre*) (Napier-Munn et al., 1996). As amostras foram preparadas em faixas estreitas de tamanhos (monotamanhos): 63 x 53 mm, 47,5 x 37,5 mm, 31,5 x 26,5 mm, 22,4 x 19 mm e 16 x 13,2 mm. Foram separados três lotes contendo de quinze a cem partículas, e

medida a massa média de partícula de cada lote, m_p (em gramas). As partículas de cada lote foram ensaiadas para diferentes níveis de energia, E_{cs} (kWh/t), variando de 0,05 a 2,5 kWh/t.

A energia específica utilizada em cada ensaio é função da altura de queda, h (cm) e do peso do impactor, M (kg). Para uma determinada energia, a altura de queda é obtida por:

$$h = \frac{E_{cs} m_p}{0,0272M} , \quad (\text{Equação 3.11})$$



Figura 3.5 – Célula de Carga de Impacto de 100 mm (LTM/COPPE/POLI/UFRJ)

A Tabela 3.1 apresenta um resumo dos ensaios de queda de peso realizados na célula de carga de 100 mm.

Tabela 3.1 – Resumo dos ensaios realizados na célula de carga de impacto (CCI).

Tamanho de Partícula (mm)	Quantidade de Partículas em cada lote	Peso do Impactor (Kg)	Energia Específica de Impacto (kWh/t)	CCI (mm)
63 x 53	30	50	0,90	100
		40	0,25	
		15	0,10	
45 x 37,5	50	50	1,00	100
		40	0,25	
		15	0,10	
31,5 x 26,5	50	50	2,50	100
		40	1,00	
		15	0,25	
22,4 x 19,0	50	15	2,50	100
		15	1,00	
		3	0,25	
16,0 x 13,2	50	15	2,50	100
		3	1,00	
		3	0,25	

Após o impacto de cada partícula, foi tomando o devido cuidado de se retirar todos os fragmentos gerados sobre a barra antes do impacto na partícula seguinte. Ao final de cada ensaio, os fragmentos de cada lote eram recolhidos e analisados pelo procedimento de peneiramento híbrido (úmido/seco) em um peneirador RO-TAP[®] pelo período de 15 minutos, utilizando uma série de peneiras que segue uma progressão geométrica com razão igual a $\sqrt{2}$. Conforme adotado no Laboratório de Tecnologia Mineral, as perdas de material durante o manuseio e o peneiramento do material devem ser inferiores a 2% para considerar um ensaio válido.

Como resultado do ensaio, obtém-se um índice de quebra, t_{10} , o qual se relaciona com o valor de energia específica, E_{cs} , pela seguinte equação:

$$t_{10} = A[1 - \exp(-bE_{cs})], \quad (\text{Equação 3.12})$$

onde t_{10} é a porcentagem do produto da fragmentação que é menor que 1/10 (um décimo) do tamanho inicial de partícula do ensaio correspondente, E_{cs} (kWh/t) é a energia específica necessária para a quebra da partícula, como calculada a partir da

energia aplicada pela queda do peso (impactor). Pode-se observar que o valor máximo de t_{10} será o parâmetro A , isto é, o maior nível de redução de tamanho para um único impacto.

A partir desta equação pode-se obter o parâmetro A^*b , o qual é a derivada da equação 3.10 quando fazemos $E_{cs} = 0$. Esse parâmetro pode ser usado para medir a susceptibilidade do minério de se fragmentar por impacto. Com isso, sabe-se que um minério que possui um valor elevado do parâmetro A^*b , apresenta baixa resistência ao impacto, ou seja, é altamente susceptível à fragmentação por impacto.

3.2.4 Abrasão Los Angeles

O ensaio de abrasão Los Angeles é frequentemente utilizado em engenharia civil para avaliar o comportamento da rocha para aplicações em pavimentação.

Como o fenômeno de abrasão está também presente no processo de britagem, também se faz necessário uma investigação desse aspecto no comportamento do minério. Assim, foi feita a medida do índice de abrasão através do ensaio de Abrasão Los Angeles, de acordo com o padrão ASTM C535 (gradação C). As amostras de minério foram separadas em lotes de 5 kg do respectivo minério compostos por duas alíquotas, sendo a primeira com 2,5 kg no intervalo de tamanho entre 19 a 12,5 mm e a segunda com 2,5 kg no intervalo de tamanho entre 12,5 a 9,5 mm.

O ensaio foi realizado no laboratório de preparação de amostras do Departamento de Geologia do CCMN/UFRJ.

O experimento consiste no carregamento de um moinho (Figura 3.6), com 700 mm de diâmetro e 500 mm de comprimento, equipado com uma barra de elevação (*lifters*) com mesmo comprimento e 90 mm de largura, com 5 kg da amostra e 11 esferas de aço de 48 mm de diâmetro.



Figura 3.6 – Moinho padronizado para o ensaio de Abrasão Los Angeles

A execução do ensaio se dá através da rotação do moinho por 500 revoluções numa velocidade entre 30 a 33 rpm (59 a 65% da velocidade crítica).

Ao final a amostra é retirada e é realizada a análise granulométrica do produto no peneirador RO-TAP[®]. Como resultado obtém-se um índice de abrasão LA (%), que é a porcentagem de material do produto passante na peneira de 1,68 mm, ou seja, é a medida da quantidade relativa de finos gerados por efeito abrasivo.

3.2.5 Abrasão JKMRC (*Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre*)

Assim como o ensaio de Abrasão Los Angeles, este ensaio objetiva estudar o efeito do mecanismo da abrasão na cominuição no minério.

Os ensaios de abrasão JKMRC foram realizados utilizando-se amostras de 3 kg de cada material, com partículas com tamanho entre 53 e 37,5 mm. As mesmas foram colocadas em um moinho tubular (Figura 3.7) medindo 300 mm de diâmetro por 300 mm de comprimento com quatro barras de elevação (*lifters*) de 6,6 por 26,5 mm, e submetidas à moagem autógena (na ausência de corpos moedores) por um período de 10 minutos, a 53 rpm (68% de sua velocidade crítica). Após a retirada do produto do moinho, foi realizado o peneiramento (a seco) do seu conteúdo, seguindo uma série com razão igual à $\sqrt{2}$. Como resultado, foi obtido o valor de t_{10} (Equação 3.11) da distribuição granulométrica do produto, e cálculo do parâmetro de abrasão t_a , o qual corresponde a $\frac{1}{10}$ do valor de t_{10} .

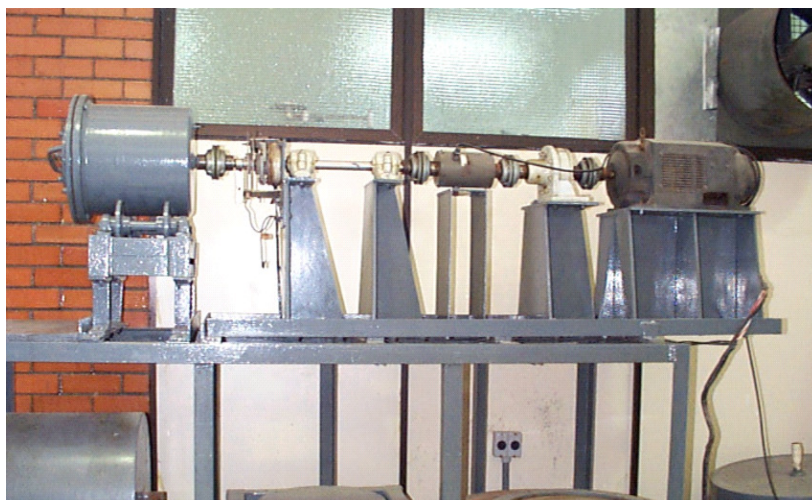


Figura 3.7 – Moinho tubular usado nos ensaios de abrasão JKMRC (LTM/COPPE/POLI/UFRJ)

3.2.6 Ensaio de Britagem no Britador Cônico de Laboratório

Com o objetivo de simular o processo industrial e, tendo em vista que um grande número de fabricantes adotam um experimento semelhante para investigar o comportamento de minérios num processo de cominuição num britador cônico industrial, foram realizados testes de britagem em escala laboratorial.

Os ensaios foram realizados num britador cônico de escala de laboratório, modelo Denver nº 12, equipado com um medidor de potência (Figura 3.8).

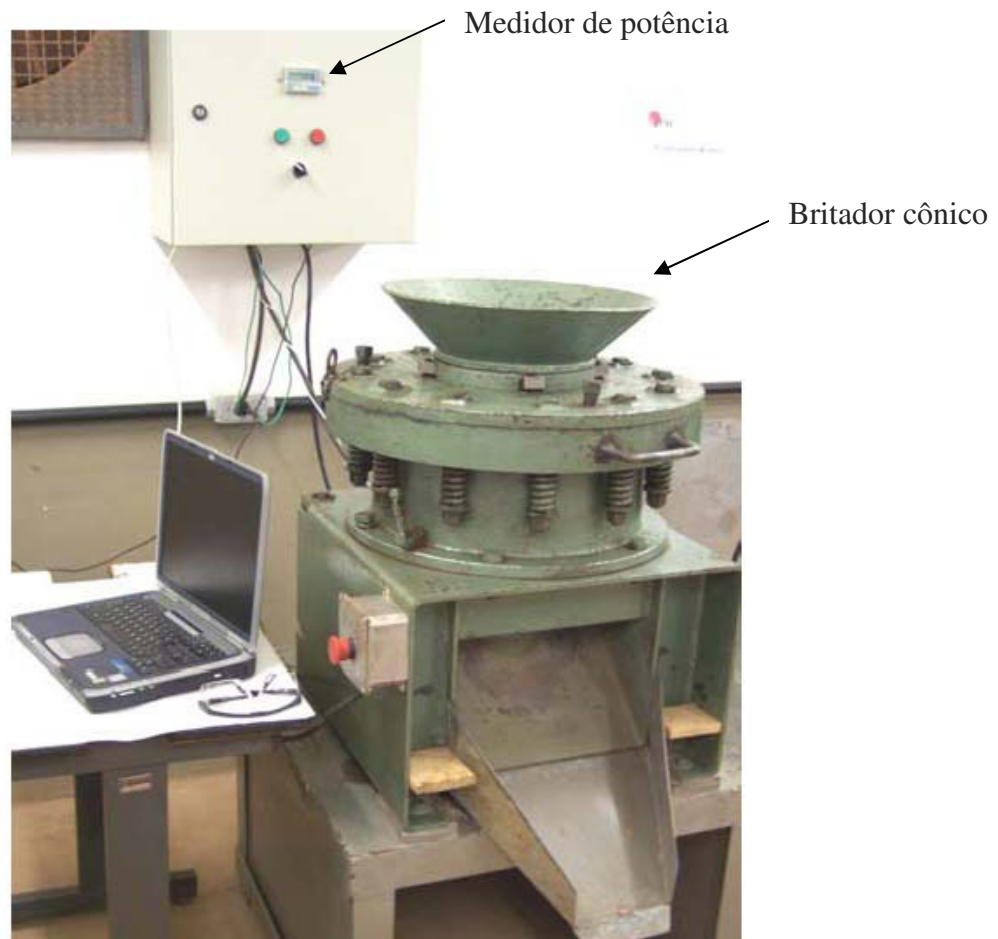


Figura 3.8 – Britador cônico de laboratório, modelo Denver n° 12, instrumentado com um medidor de potência (LTM/COPPE/POLI/UFRJ)

Como características, o britador possui uma abertura de alimentação de 30 mm, uma amplitude de 4,9 mm, o ângulo do cone, em relação à horizontal, de 44° (graus) e um manto de 150 mm de comprimento. Também possui um motor que opera a 1725 rpm gerando uma frequência no manto em torno de 616 ± 5 rpm.

Para um completo estudo do comportamento de minérios na britagem, foram realizados diversos testes: em condições padronizadas para diferentes minérios e em condições não padronizadas para um único material, nas quais se variou alguns parâmetros do processo, como a taxa de alimentação, a granulometria da alimentação e a abertura de posição fechada (APF).

Adicionalmente, em condições padronizadas, os ensaios foram realizados segundo o procedimento interno adotado do Laboratório de Tecnologia Mineral COPPE/UFRJ, no qual a amostra de aproximadamente 15 kg de material é alimentada com uma alta taxa (condição afogada) durante todo o experimento, com tamanho entre 22,4 e 16 mm, numa abertura de posição fechada (APF) fixada em, aproximadamente,

7,6 mm. Durante o ensaio foram coletadas duas amostras do produto registrando-se o tempo de coleta e as leituras de potência quando o britador se encontrava vazio e cheio. Após a coleta foi feita a pesagem da amostra e, em seguida, o seu peneiramento.

Nos ensaios não realizados em condições padronizadas adotadas pelo laboratório foi utilizada exclusivamente a rocha (granulito) da Mineração Pedra Sul (Matias Barbosa, MG), a qual se caracteriza por apresentar muito baixa variabilidade quanto ao seu comportamento na britagem, permitindo uma análise apurada de alguns dos parâmetros na britagem. Com isso, foram realizados ensaios com o mesmo material com alta e baixa taxa de alimentação, para granulometrias de 25 x 19 mm, 19 x 13,2 mm, 13,2 x 9,5 mm, 6,7 x 4,75 mm e para diferentes aberturas de posição fechada (APF) como 7,6 mm, 4,5 mm e 2,5 mm.

Igualmente ao procedimento padrão, foram medidas as variações de potência quando o britador estava vazio e cheio e realizadas coletas de amostras do produto registrando-se o tempo de coleta pesando as amostras e fazendo suas respectivas análises granulométricas. Como resultado de todos os testes, foram obtidos valores de capacidade, consumo de energia específica, distribuição granulométrica do produto e razão de redução.

4. Resultados e Discussão

A análise e a apresentação dos resultados será apresentada em quatro partes. No item 4.1 são apresentadas comparações entre diferentes métodos utilizados na avaliação da britabilidade de minérios. O item 4.2 apresenta as correlações dos diferentes métodos de avaliação de britabilidade com o resultado dos ensaios de britagem em laboratório no britador cônico. Em seguida, é realizada no item 4.3 uma avaliação dos testes de britagem em laboratório, os quais foram conduzidos empregando um único material, e sendo variados alguns dos parâmetros operacionais do equipamento, a fim de estabelecer relações entre o comportamento desse britador de laboratório com o comportamento esperado de britadores industriais. Finalmente, o item 4.4 apresenta uma análise comparativa entre os resultados de laboratório e industriais para materiais selecionados, que resulta no primeiro passo na direção do estabelecimento de uma metodologia de escalonamento de britadores.

4.1 Comparação entre as medidas de resistência em britagem

A fim de permitir uma comparação mais fiel entre as diferentes medidas resistência à britagem, esta foi realizada, na medida do possível, com partículas contidas em intervalos próximos de tamanhos, tendo em vista a influência da granulometria na resistência de partícula. Esse efeito é ilustrado na Figura 4.1, que mostra que esse efeito se encontra muito mais significativo para alguns minérios, notando-se um aumento da resistência para partículas menores.

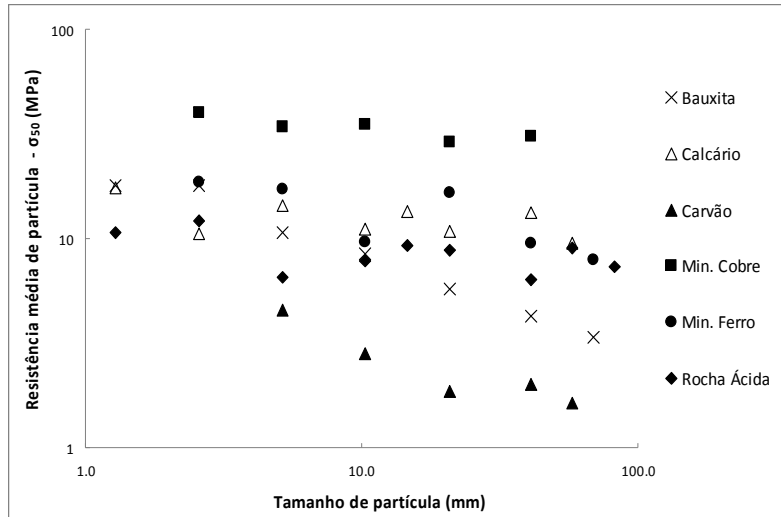


Figura 4.1 – Efeito da variação da resistência média de partícula com o tamanho de partícula para diferentes minérios.

Na Figura 4.2 é apresentada uma comparação entre a medida de resistência à fragmentação por impacto do ensaio de queda de peso (DWT) e fragmentação pelo mecanismo de abrasão JKMRC. A figura apresenta um coeficiente de correlação $R^2=0,60$, o que indica que podemos estimar empiricamente valores de $A*b$ a partir de t_a com uma boa aproximação através da seguinte relação linear: $A*b = 103,14t_a$, ou vice-versa.

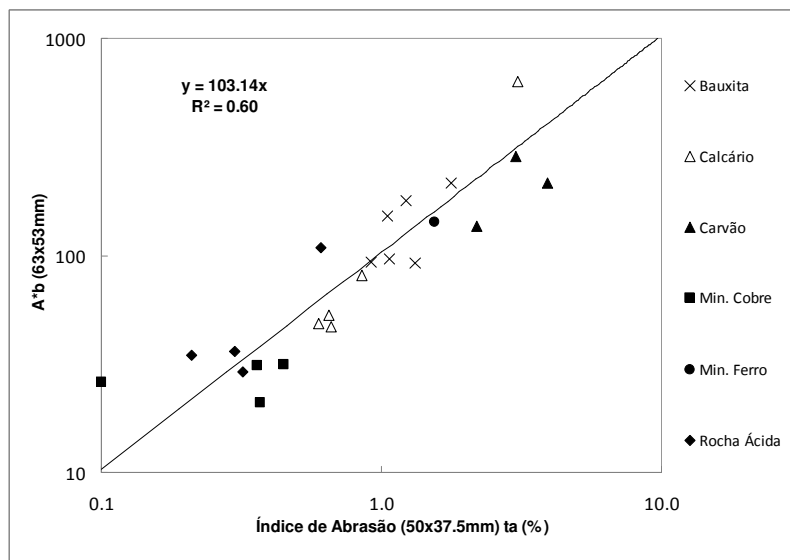


Figura 4.2 – Correlação entre os parâmetros do ensaio de queda de peso (DWT) e o ensaio de abrasão JKMRC para diferentes minérios.

A Figura 4.3 apresenta uma comparação entre a medida de resistência à fragmentação por impacto do ensaio de queda de peso (DWT) e fragmentação por impacto no ensaio de pêndulo de Bond (W_i). A figura apresenta um coeficiente de correlação $R^2=0,59$, o que indica que poderíamos estimar empiricamente, embora com relativamente pouca confiança, valores de $A*b$ a partir de W_i através da relação de potência, dada por

$$A*b = \frac{2715,77}{W_i^{1,62}}.$$

Essa relação inversa sugere que, quanto maior o valor de W_i do minério, menor o $A*b$, ou seja, menor a sua suscetibilidade a fragmentar a um dado nível de energia.

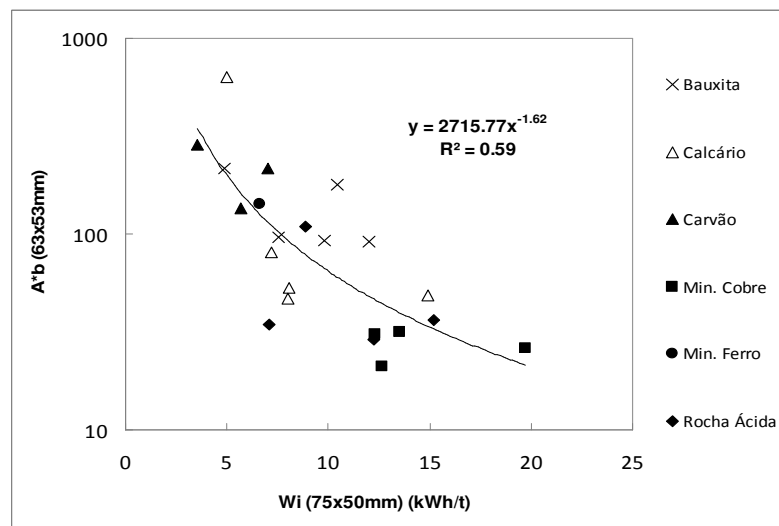


Figura 4.3 – Correlação entre os parâmetros do ensaio de queda de peso (DWT) e o ensaio de pêndulo de impacto de Bond (W_i) para diferentes minérios.

Chierigatti e Delboni (2002) propuseram que seria possível estimar o valor de $A*b$ do minério a partir de ensaios com partículas contidas na faixa de 22,4x19 mm, ao invés de ensaiar com os diversos tamanhos de partícula compreendidos entre 63 e 13,2 mm no ensaio padrão de fragmentação (Seção 3.2.3). A validade disso é avaliada na Figura 4.4, que apresenta uma comparação entre a medida de resistência à fragmentação por impacto do ensaio de queda de peso (DWT) para diferentes intervalos de tamanho: 63 x 13 mm e 22,4 x 19 mm. A correspondência existe com um alto coeficiente de correlação ($R^2=0,94$), o que indica que poderíamos estimar empiricamente valores de $A*b$ na faixa de tamanho 63 x 13 mm a partir de valores de $A*b$ na faixa de tamanho 22,4 x 19 mm, com excelente aproximação através da seguinte relação linear dada por

$$A * b_{(63-13mm)} = 1,43(A * b)_{(22,4-19mm)} .$$

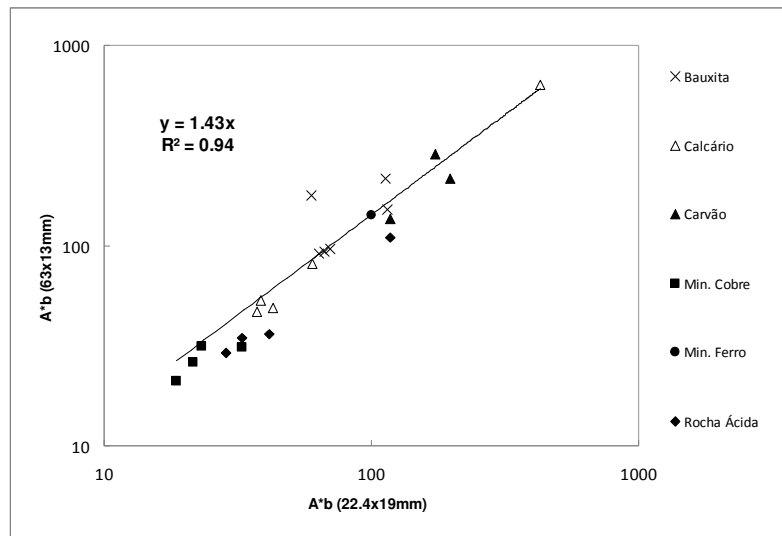


Figura 4.4 – Correlação entre os parâmetros do ensaio de queda de peso (DWT) para os intervalos de tamanho, 63 x 13 mm e 22,4 x 19 mm para diferentes minérios.

De acordo com esta relação empírica, podemos afirmar que minérios na faixa mais grossa de tamanhos são, em média, 43% menos resistentes comparados aos mesmos minérios na faixa mais fina de tamanhos.

A Figura 4.5 apresenta uma comparação entre as medidas de resistência à fragmentação por impacto do ensaio de queda de peso (DWT) e pelo mecanismo de abrasão no ensaio abrasão Los Angeles. O ensaio de abrasão Los Angeles é um ensaio amplamente utilizado em engenharia civil na avaliação do comportamento de rochas ao desgaste quando de sua aplicação em pavimentação. A comparação apresenta um coeficiente de correlação de $R^2=0,81$, o que indica que podemos estimar empiricamente valores de $A*b$ a partir de valores de LA com uma boa aproximação através da relação de potência:

$$A * b = 0,74LA^{1,31} .$$

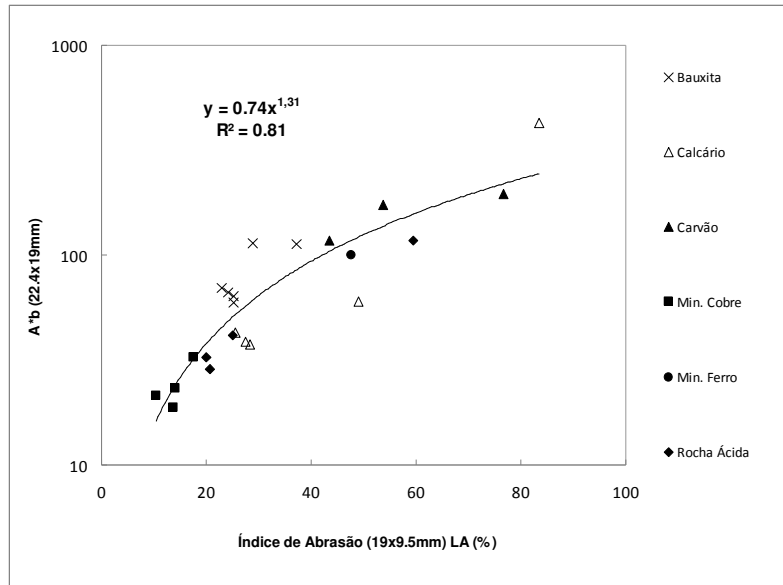


Figura 4.5 – Correlação entre os parâmetros do ensaio de queda de peso (DWT) e o ensaio de abrasão Los Angeles para diferentes minérios.

A Figura 4.6 compara medidas de resistência à fragmentação pelo mecanismo de abrasão dos ensaios abrasão JKMRC e abrasão Los Angeles. A figura mostra um coeficiente de correlação $R^2=0,65$, o que indica que podemos estimar empiricamente valores de t_a a partir de valores de LA com uma razoável aproximação através da seguinte relação linear:

$$t_a = 0,04LA .$$

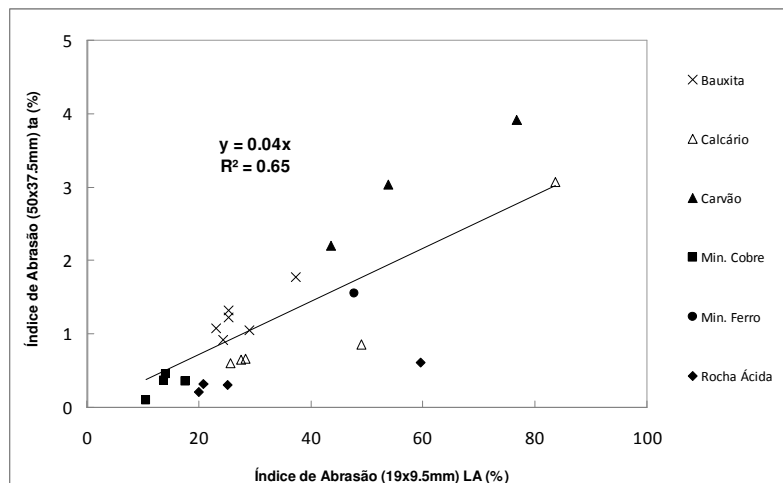


Figura 4.6 – Correlação entre os parâmetros do ensaio de abrasão JKMRC e o ensaio de abrasão Los Angeles para diferentes minérios.

Uma comparação é apresentada na Figura 4.7 entre a medida de britabilidade obtida no ensaio de impacto de pêndulo de Bond e o valor de energia de fratura específica média resultante de ensaio na célula de carga de impacto (CCI). A figura apresenta um coeficiente de correlação $R^2=0,62$, o que indica que podemos estimar empiricamente valores de W_i a partir de valores de E_{50} com uma razoável aproximação através da relação de potência: $W_i = 1,17E_{50}^{0,48}$.

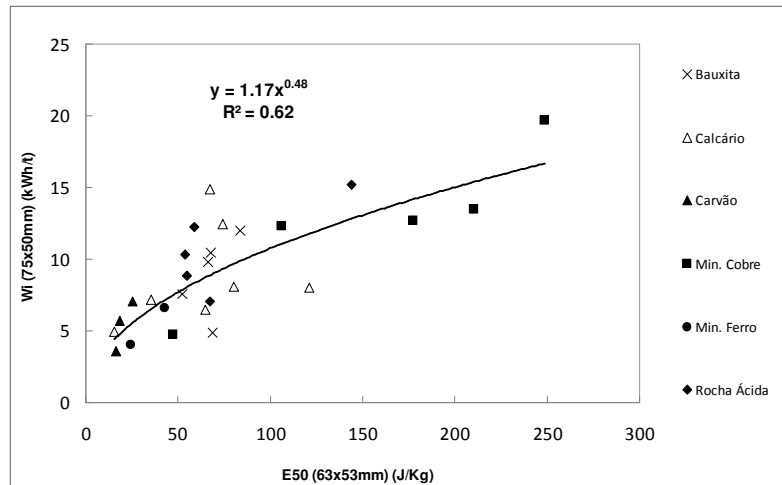


Figura 4.7 – Correlação entre os parâmetros do pêndulo de impacto de Bond e o ensaio de energia de fratura (CCI) para diferentes minérios.

Apesar da relação empírica obtida na Figura 4.7 ser de razoável precisão, ela poderia ser substituída por um recente estudo (Tavares e Carvalho, 2007) que demonstra que é possível simular, de forma mecanicista, valores de índice de trabalho de Bond a partir da distribuição de energias de fratura de partícula e de parâmetros de susceptibilidade à fratura ($A*b$) por impacto repetido do modelo de dano contínuo de fratura de partícula.

É importante ainda ressaltar que as correlações que apresentaram baixos valores de R^2 podem ser explicadas pela dissimilaridade de tamanhos utilizados em cada ensaio devido ao efeito do tamanho de partícula apresentado na Figura 4.1.

4.2 Comparações entre índices de britabilidade e comportamento de um britador de laboratório

Com o objetivo de investigar como as medidas de britabilidade podem ser usadas para prever o comportamento de minérios durante o processo de britagem, foi realizado uma comparação entre as diferentes medidas e resultados de britagem em escala de laboratório. Para isso, inicialmente foram analisadas as correlações com os dados de consumo energético e, em seguida, analisadas as correlações com os dados de capacidade do ensaio de britagem no britador cônico.

A Figura 4.8 apresenta uma comparação entre o consumo energético durante a simulação de britagem e o consumo energético calculado a partir do valor do índice de trabalho de impacto descrito pela lei de Bond (Equação 3.3). Tendo em vista o baixo coeficiente de correlação ($R^2=0,46$), podemos afirmar que os valores de consumo energético estimados a partir do valor do índice de trabalho de Bond apresentaram apenas uma fraca correlação com os valores para a britagem de laboratório. Esta baixa relação pode ser atribuída, ao menos em parte, à diferença de tamanho de partícula.

Entretanto, tem sido amplamente reconhecido que o índice de trabalho de impacto de Bond apresenta sérias limitações na previsão de resultados de britagem industrial, fornecendo valores até pouco realísticos, podendo superestimar o consumo energético em até 100% (Chaves e Peres, 2003).

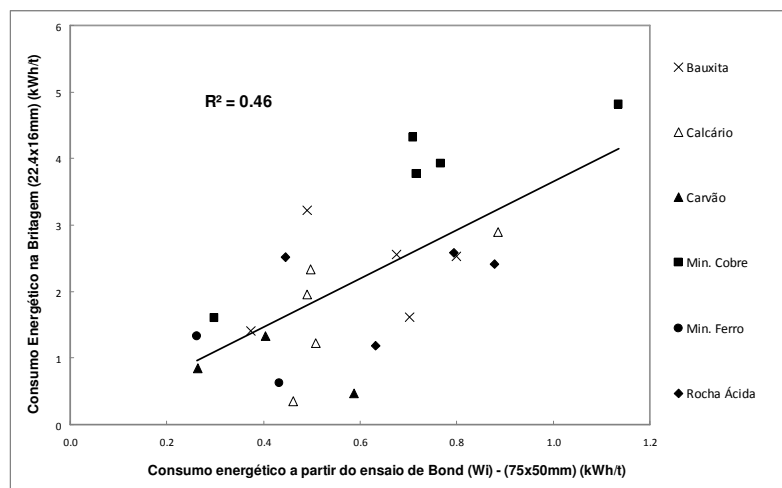


Figura 4.8 – Correlação entre o consumo energético específico do ensaio de britagem de laboratório e o consumo energético específico calculado a partir do índice de trabalho de Bond para diferentes minérios.

Por outro lado, os valores de consumo energético de britagem de laboratório apresentaram boa correspondência com o parâmetro de quebra $A*b$ (Figura 4.9), com a energia específica de fratura média (Figura 4.10), e ótima correspondência com o índice de abrasão Los Angeles (Figura 4.11). Esta boa correlação pode ser explicada, ao menos em parte, pela similaridade do intervalo de tamanho de partícula (22,4 e 9,5 mm) do material utilizado nos ensaios de britabilidade em relação ao tamanho utilizado nos ensaios de britagem, diferentemente ao ensaio do pêndulo de impacto de Bond, no qual são utilizadas partículas contidas em uma faixa de tamanhos mais grossa (75 e 50 mm).

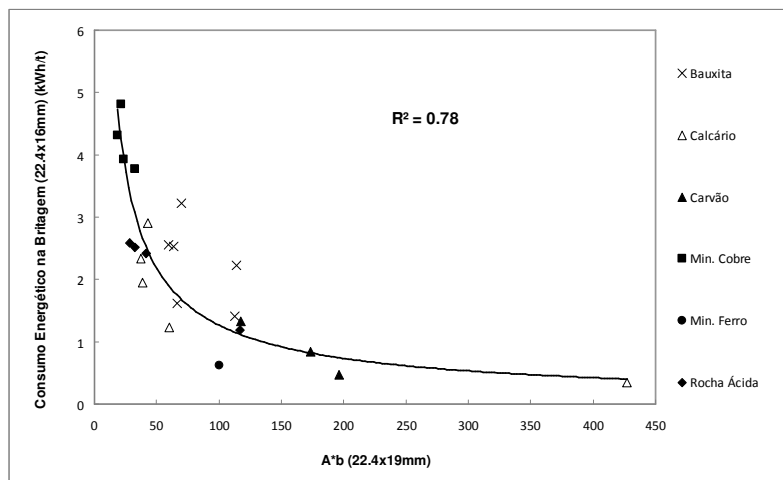


Figura 4.9 – Correlação entre o consumo energético específico do ensaio de britagem de laboratório e o parâmetro de quebra $A*b$ para diferentes minérios.

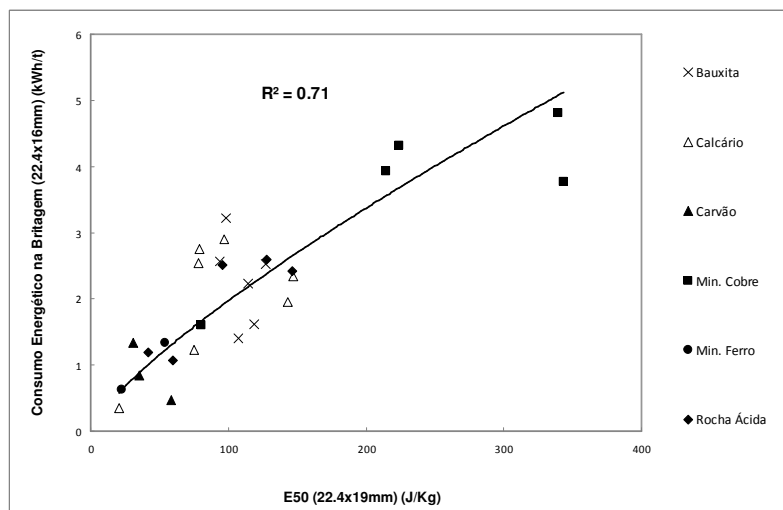


Figura 4.10 – Correlação entre o consumo energético específico do ensaio de britagem de laboratório e a energia específica de fratura média para diferentes minérios.

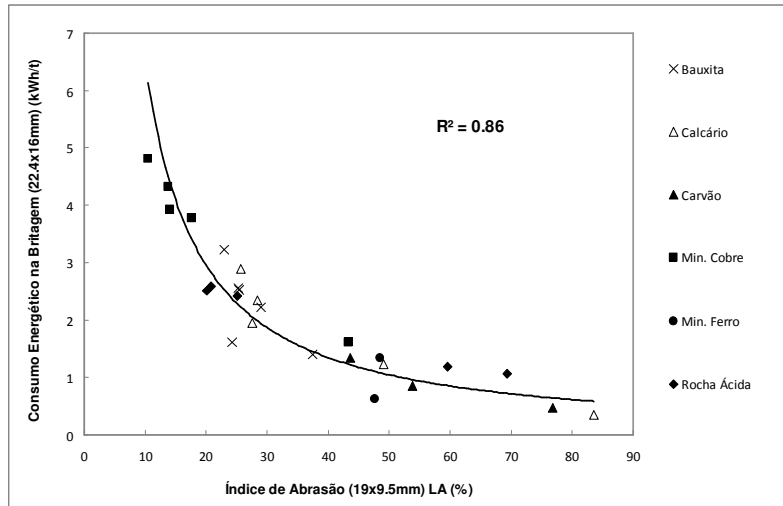


Figura 4.11 – Correlação entre o consumo energético específico do ensaio de britagem de laboratório e o índice de abrasão Los Angeles para diferentes minérios.

Cuidado, entretanto, deve ser tomado com o uso de informações de ensaios realizado com partículas mais finas na previsão de resultados de britagem industrial, que cobre tamanhos de partículas que podem atingir algumas centenas de milímetros. Como mostra a Figura 4.12, existe frequentemente uma tendência de decréscimo de energia específica de fratura média com o aumento do tamanho de partícula de vários minérios. A simples utilização de informações de quebra de partículas finas na previsão da britagem dos grossos poderia levar a uma superestimação da potência necessária para a britagem em escala industrial.

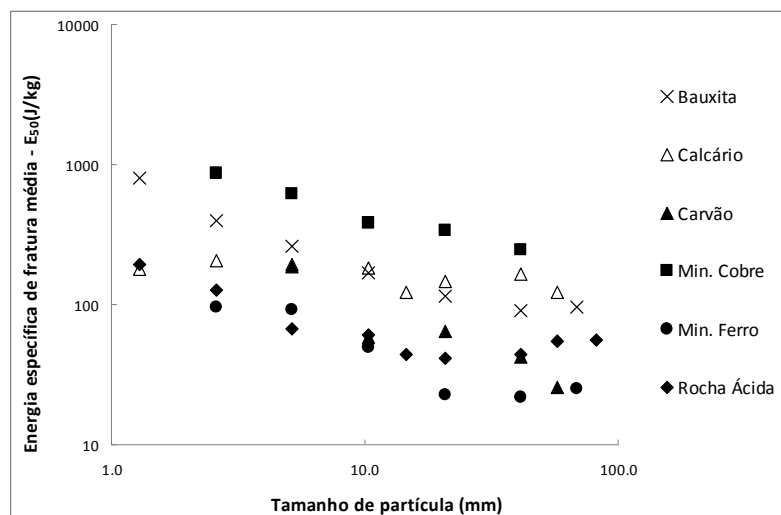


Figura 4.12 – Efeito da variação da energia específica de fratura média com o tamanho de partícula para diferentes minérios.

As Figuras 4.13 e 4.14 apresentam comparações entre a capacidade do britador cônico de laboratório e o índice de abrasão Los Angeles e a medida de energia

específica de fratura média. Pode-se observar que a capacidade do britador variou com o tipo de minério e ambas as correlações apresentaram uma razoável correspondência.

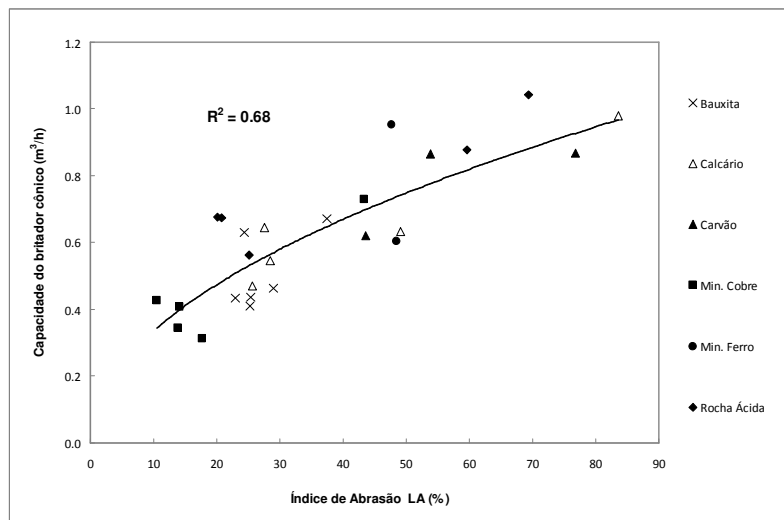


Figura 4.13 – Correlação entre a capacidade do britador cônico de laboratório e o índice de abrasão Los Angeles para diferentes minérios.

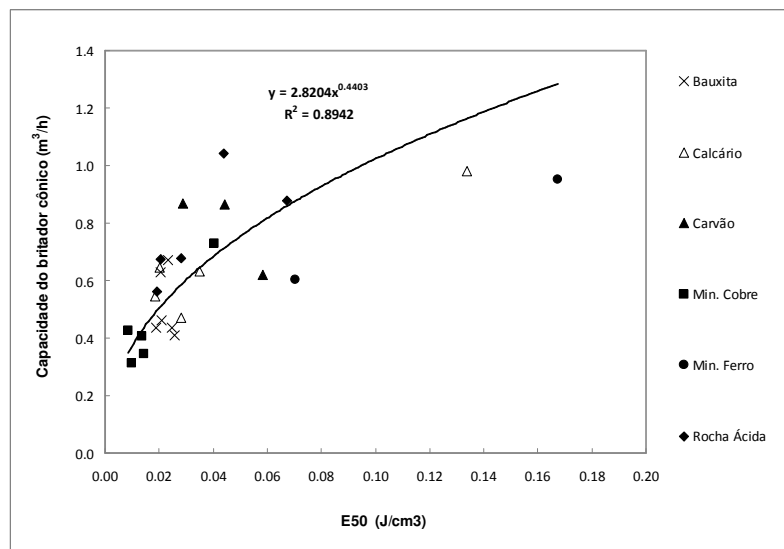


Figura 4.14 – Correlação entre a capacidade do britador cônico de laboratório e a energia específica de fratura média (em volume) para diferentes minérios.

A partir desses resultados se torna evidente que a capacidade do britador varia diretamente com a britabilidade do minério. No caso das metodologias de dimensionamento, o efeito do material na capacidade do britador se apresenta na forma do fator de correção *B* (item 2.4). Assim, a partir dos ensaios de laboratório seria possível estimar o fator *B* da equação rearranjando a equação (2.3), tal que

$$B = \frac{Q}{Q_t A C D}, \quad (\text{Equação 4.1})$$

sendo Q a capacidade do britador na cominuição de cada minério. Os fatores A , C e D são constantes para os diferentes minérios, enquanto a capacidade nominal Q_t foi tomada como a do granulito da Pedra Sul, igual a 1,25 t/h.

A Figura 4.15 compara os valores estimados de B aos valores de B da Tabela 2.3, de catálogo de fabricantes. Conforme esperado, os resultados mostram uma relação inversa, embora com forte dispersão.

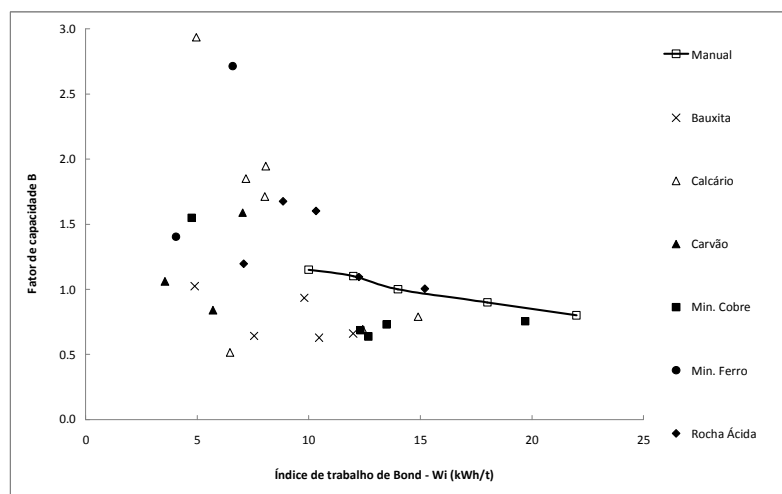


Figura 4.15 – Comparação entre o fator de capacidade B do britador de laboratório e o índice de trabalho de Bond para diferentes materiais em relação aos dados fornecidos pelo Manual de Britagem.

Por fim, é importante destacar que a influência do tipo de material é muito significativa na distribuição granulométrica do produto da britagem, em contraste do que informa a literatura e indicados nos manuais de fabricantes. Isso é ilustrado na Figura 4.16, a qual mostra uma ampla gama de curvas de distribuição granulométrica dos produtos dos ensaios conduzidos sob condições idênticas para os diferentes materiais. Esse dado contrasta significativamente com a proposta apresentada pelos fabricantes, que é o uso de curvas de distribuição granulométricas padronizadas para os produtos de britagem que dependem exclusivamente da abertura de posição fechada (APF) do britador.

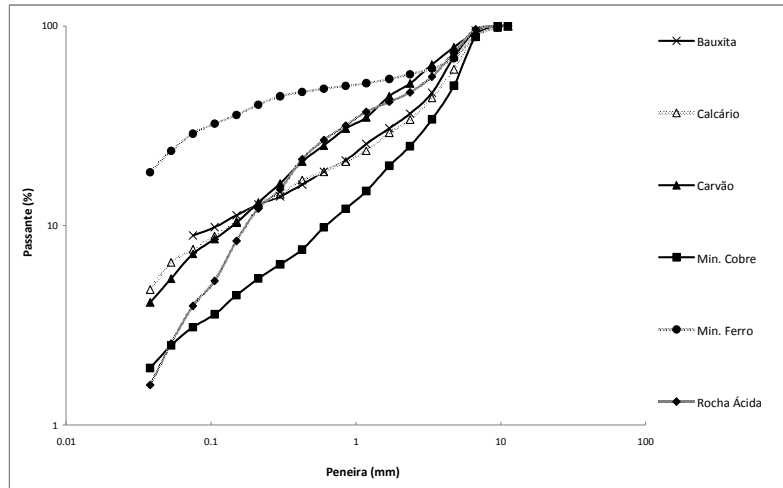


Figura 4.16 – Curvas de distribuição granulométricas dos produtos de britagem com abertura de posição fechada (APF) constante em condições padronizadas para diferentes materiais.

4.3 Avaliação do ensaio de britagem de laboratório

A fim de verificar se o comportamento dos minérios na britagem de laboratório reflete, ao menos qualitativamente, o que ocorre em escala industrial, foi realizada uma avaliação detalhada da influência das principais variáveis que influenciam a britagem, seguida de comparação aos efeitos das mesmas, resgatados de um manual de fabricante de britadores. Como referência de dados de fabricante foi utilizado o Manual de Britagem da METSO Minerals (2005).

É sabido que, um mesmo material, britado em diferentes condições de taxa e granulometria de alimentação, mas a uma mesma abertura de posição fechada (APF) do britador, apresentará distribuições do produto britado bastante semelhantes. Isso pode ser ilustrado na Figura 4.17, cujas diferentes condições operacionais são descritas na Tabela 4.1. Talvez as únicas exceções são os ensaios em que a granulometria da alimentação era menor que a APF (Ensaio A4 e B3 da Tabela 4.1), casos nos quais observou-se uma diferença significativa na quantidade de material fino produzido, como esperado.

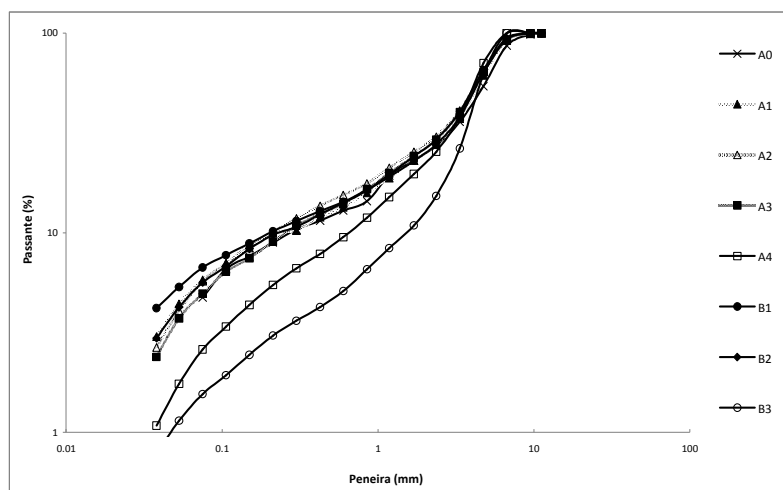


Figura 4.17 – Curvas de distribuição granulométricas dos produtos de britagem com abertura de posição fechada (APF) constante em diferentes condições para um mesmo material (Granulito da Mineração Pedra Sul, MG).

Tabela 4.1 – Tabela de ensaios para diferentes condições de operação para uma APF de 7,6 mm.

Tamanho da Alimentação (mm)	Condição de Alimentação	
	Alta taxa (câmara cheia)	Baixa taxa (câmara vazia)
25 x 19	Ensaio A1	Ensaio B1
22,4 x 16	Ensaio A0 (padrão)	-
19 x 13,2	Ensaio A2	Ensaio B2
13,2 x 9,5	Ensaio A3	-
6,7 x 4,75	Ensaio A4	Ensaio B3

Uma avaliação relativa à variação da potência e da energia específica consumidas também é necessária para verificar se o comportamento da britagem em laboratório reproduz com fidelidade a variação destes parâmetros em ambiente industrial.

As Figuras 4.18 e 4.19 mostram que em laboratório, para condição de alta taxa de alimentação, na qual a câmara do britador está cheia, é exigida uma maior potência do motor para a quebra do material em relação à condição de baixa taxa de alimentação conforme previamente observado na literatura (Tabela 2.1). É importante observar que na Figura 4.19, o ponto circulado refere-se provavelmente a uma anomalia ocasionada pela dificuldade de realizar uma alimentação homogênea do material durante o ensaio. De forma análoga, com o aumento do tamanho máximo de partícula na alimentação, também aumenta a potência líquida consumida. Tendo em vista a similaridade da

distribuição granulométrica dos produtos (Figura 4.17), isso pode ser atribuído ao menor trabalho realizado na britagem dos materiais mais finos.

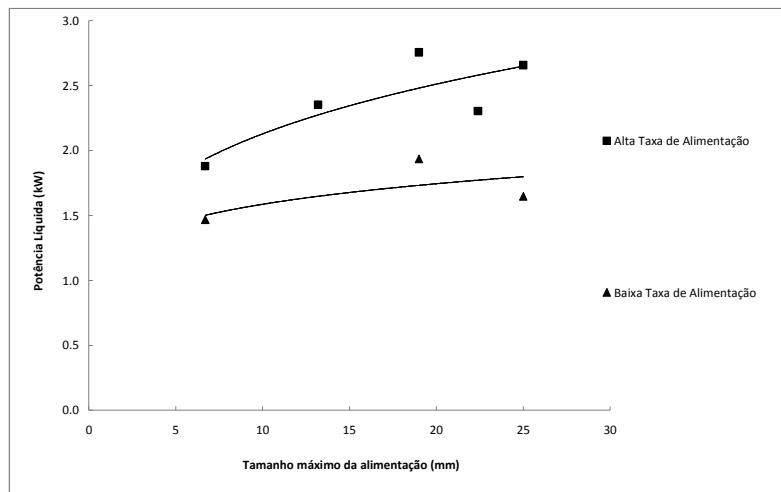


Figura 4.18 – Curvas de variação da potência líquida consumida durante a britagem para diferentes granulometrias da alimentação em condições de alta e baixa taxa de alimentação.

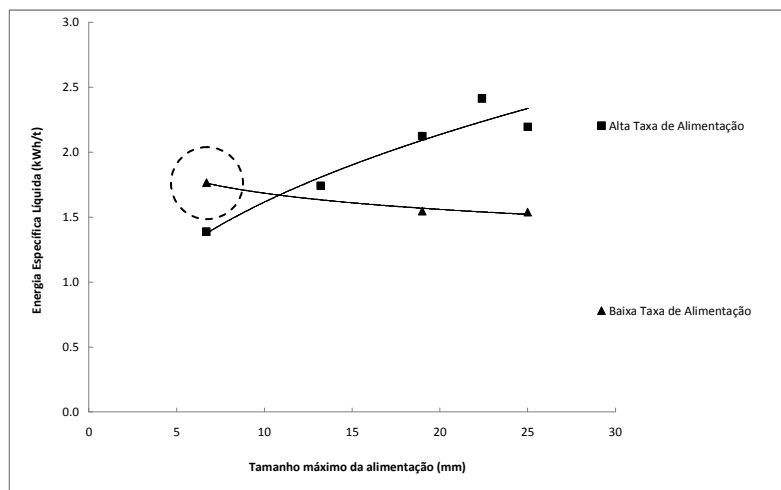


Figura 4.19 – Curvas de variação da energia específica líquida consumida durante a britagem para diferentes granulometrias da alimentação em condições de alta e baixa taxa de alimentação.

Para avaliar o desempenho do britador de laboratório quanto à capacidade relativa que se encontra em operações industriais, foram correlacionados fatores de capacidade relacionados ao tipo de material (fator *B*), ao tamanho da alimentação (fator *C*) e à abertura de posição fechada (APF) dos ensaios conduzidos em laboratório, com os dados fornecidos pelo Manual de Britagem (METSO Minerals, , 2005).

A Figura 4.20 mostra que, para diferentes tamanhos de partícula da alimentação, o fator de capacidade *C* variou de forma semelhante ao que é descrito no manual.

$$C = \frac{Q}{Q_{ABD}}, \quad (\text{Equação 4.2})$$

onde Q/ABD foi a capacidade medida nos ensaios de laboratório.

Finalmente, na Figura 4.21 é mostrada como a APF influencia a capacidade do britador, a qual demonstra que o efeito do aumento da abertura do britador é mais significativo no britador de laboratório que no industrial.

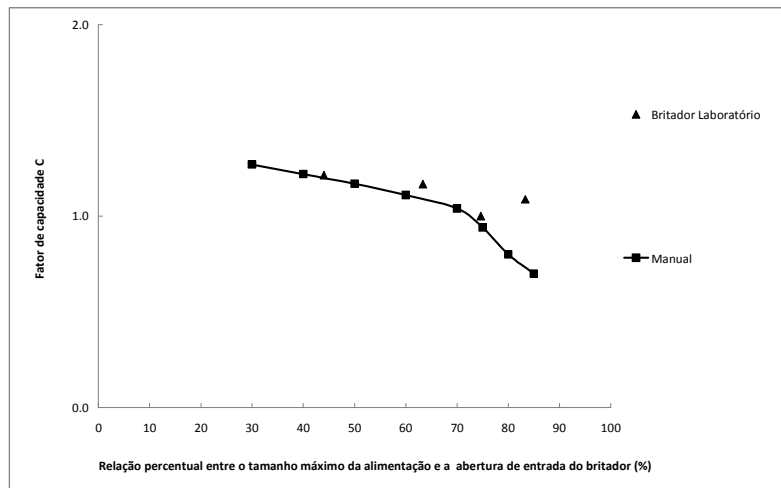


Figura 4.20 – Comparação entre o fator de capacidade C do britador de laboratório e a relação percentual entre o tamanho máximo de partícula da alimentação e a abertura de entrada do britador (30mm) para um mesmo material o granulito da Mineração Pedra Sul (MG) em relação aos dados obtidos pela Figura 2.9 contida no Manual de Britagem da METSO.

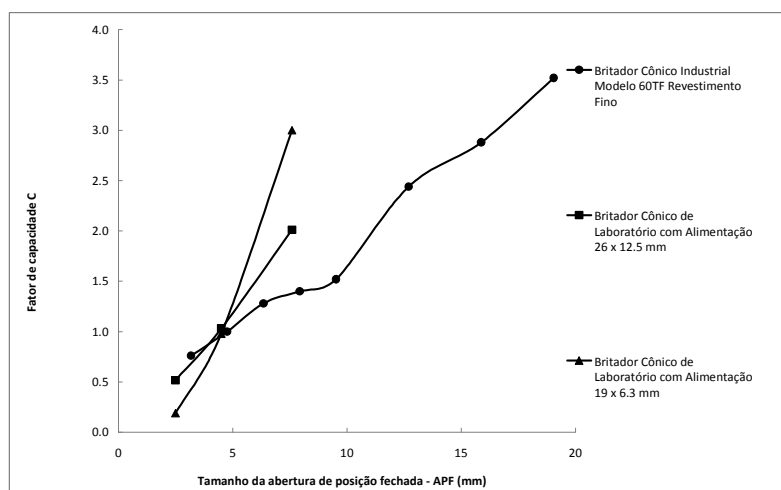


Figura 4.21 – Comparação entre a influência do fator de capacidade com a variação da APF para o britador cônico de laboratório e um britador cônico industrial na britagem de um material padrão.

4.4 Proposta de fator de britabilidade para uso no dimensionamento de britadores cônicos

Conforme discutido no capítulo 2, o dimensionamento de britadores compreende principalmente a escolha do modelo e tipo de britador cuja capacidade seja compatível com aquela demandada para a operação.

Evidentemente, a maneira mais segura de garantir que o britador selecionado atingirá a capacidade demandada é a realização de ensaios em escala industrial. Infelizmente, a execução desses ensaios raramente é viável, pelo alto custo associado aos mesmos. Uma alternativa que se poderia considerar é o uso da simulação computacional. Entretanto, apesar dos grandes avanços nas últimas décadas na modelagem matemática e na simulação da britagem, o seu uso tem se limitado à previsão da distribuição granulométrica do produto e da energia consumida na operação (Neves e Tavares, 2004). A alternativa que ainda hoje resta é a seleção do britador cônico a partir de informações contidas em manuais de fabricantes. Na metodologia proposta pela Metso, propõe-se a aplicação de fatores de correção que levam em conta a resistência do material, a sua densidade, o tamanho máximo de partícula da alimentação, a proporção de finos, o teor de umidade e o teor de argilas da alimentação (capítulo 2). Nesse procedimento, a influência da resistência do material é levada em consideração por meio de um fator que depende do índice de trabalho de Bond de impacto. A baixa correlação entre esse índice e a capacidade do britador, como mostrou o presente trabalho (Figura 4.15), sugere que ele não é necessariamente o melhor indicador a ser usado na avaliação da britabilidade.

O presente trabalho propõe uma modificação da metodologia de dimensionamento adotada pela Metso, pela combinação da descrição da influência da abertura de posição fechada, da granulometria da alimentação, do teor de umidade e de argila, usando os fatores já disponíveis nos manuais (fatores *A*, *C* e *D*), à descrição da britabilidade intrínseca do material em britador cônico, por meio de ensaios de laboratório. Com isso, a capacidade esperada do britador escolhido (*Q*) em uma operação industrial em particular seria dada por

$$Q = Q_t A B' C D , \quad \text{(Equação 4.3)}$$

sendo B' o fator de britabilidade proposto. Esse fator é dado por

$$B' = a \left(K \frac{E_{50} \text{ do minério na faixa de } 22 \times 16 \text{ mm}}{E_{50} \text{ do minério no A80 da alimentação do britador}} \right)^b, \quad (\text{Equação 4.4})$$

Na equação K é definido como a razão

$$K = \frac{\text{Capacidade do britador de laboratório para o minério}}{\text{Capacidade do britador de laboratório para rocha padrão LTM}}, \quad (\text{Equação 4.5})$$

A rocha adotada como padrão no LTM foi o granulito da Pedra Sul Mineração e o padrão adotado no ensaio de britagem em laboratório é aquele descrito na seção 3.2.6 da metodologia.

A fim de determinar os parâmetros a e b da Equação (4.4), dados de britagem de quatro tipos de rochas distintas em laboratório e na indústria foram compilados.

Os dados industriais foram obtidos através de valores de capacidade medidos durante o processo industrial e valores de capacidade nominal contidos em manuais de britagem para cada respectivo tipo de britador utilizado.

Os dados de B' para os britadores industriais foram estimados isolando o termo B' na equação 4.3

$$B' = \frac{Q}{Q_t ACD}, \quad (\text{Equação 4.6})$$

sendo Q a capacidade medida do britador, em t/h, e Q_t é a capacidade nominal (de catálogo), em m³/h, do britador industrial operando com a mesma APF.

Um resumo dos dados industriais é apresentado na Tabela 4.2. A Figura 4.22 compara os dados, de modo a permitir a estimativa de parâmetros a e b da equação 4.4.

A validade das Equações (4.3) e (4.4) é demonstrada na Figura 4.22 para quatro rochas distintas, com razoável correspondência. Essa correlação sugere que a metodologia proposta poderá ser adotada, com alguma segurança, na previsão da capacidade de britadores industriais a partir de ensaios de laboratório realizados sob condições controladas.

A metodologia proposta tem ainda a vantagem de permitir levar em consideração a influência do aumento de facilidade que pode ocorrer na britagem de

materiais com tamanhos grossos. Isso é ilustrado na Figura 4.22 para o caso da rocha da Pedreira Vigné (RJ).

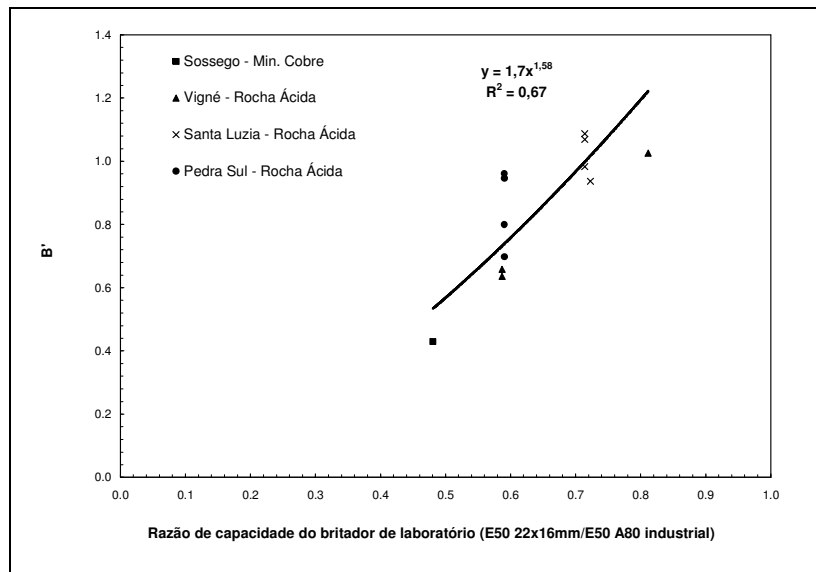


Figura 4.22 – Comparação entre a razão de capacidade do britador industrial e a razão de capacidade do britador de laboratório multiplicada pela razão entre os valores de energia de fratura específica média do tamanho de partícula da alimentação da britagem de laboratório e do tamanho de partícula da alimentação da britagem industrial.

Conforme comentado ao final do capítulo 2, é necessário considerar o valor das intensidades de cargas geradas, tanto na câmara de um britador como em seus elementos mecânicos, quando se deseja saber quão robusto deverá ser este equipamento para que a tarefa de britar um determinado minério não comprometa a integridade estrutural do britador, aumentando seu tempo de vida e disponibilidade mecânica no processo. Para isso, a metodologia descrita na seção 3.2.2, permite estimar valores máximos de carregamento para partículas individuais de diferentes materiais durante a cominuição em britadores. A Tabela 4.3 apresenta uma estimativa destes valores de carga máxima aplicada em partículas individuais de 90 x 75 mm. Pode ser notado que a britagem de materiais mais resistentes implicará em maiores solicitações mecânicas, exigindo um britador mais robusto.

Tabela 4.2 – Relação de dados de capacidade dos britadores industriais para diferentes materiais.

Material / Empresa	Capacidade Nominal do Britador (m ³ /h) – Catálogo	Capacidade do Britador Medida (t/h)	E ₅₀ (22x16mm) (J/kg)	E ₅₀ (A ₈₀) (J/kg)
Min. Cobre/Sossego (Vale)	330,0	227,7	341,6	253,1
Rocha Ácida/Sienito (Pedreira Vigné)	74,3	137,4	108,6	72,0
	60,0	84,3		99,6
	57,0	81,7		99,6
Rocha Ácida/Gnaisse (Pedreira Santa Luzia)	115,0	198,6	50,2	48,7
	50,5	117,3		49,3
	58,0	122,8		49,3
	75,0	174,1		49,3
Rocha Ácida/Granulito (Pedreira Pedra Sul)	62,5	83,5	123,7	123,4
	65,0	100,6		123,4
	69,0	121,4		123,4
	71,9	137,5		123,4
	119,5	254,4		123,3
	92,2	117,2		123,1
	105,0	180,8		123,1

Tabela 4.3 – Valores de carga máxima estimados a partir de ensaios de fratura de partículas individuais de 90 x 75 mm na Célula de Carga de Impacto (Tavares e Silveira, 2008).

Amostra	Resistência Média de partícula – σ_{p50} (MPa)	Desvio Padrão Lognormal - σ_{σ} (-)	Força máxima estimada – F (kN)
Rocha Ácida 1	13,8	0,361	227
Rocha Ácida 2	7,33	0,430	135
Bauxita 2	3,03	0,424	55
Calcário 1	3,18	0,386	55
Calcário 2	9,49	0,355	155
Carvão 1	1,22	0,632	31
Minério de Cobre 1	28,7	0,514	608
Minério de Ouro 1	4,67	0,455	90
Minério de Ferro 1	7,97	0,596	193

5. Conclusões

As diversas medidas de resistência apresentaram entre si, razoáveis correlações, mostrando ser possível obter uma aproximada estimação empírica entre os diferentes parâmetros do comportamento de rochas em britagem.

Diferentemente de outras medidas de britabilidade, o índice de trabalho de Bond utilizado pelo manual de fabricante mostrou-se incapaz de prever com precisão o comportamento de vários minérios na britagem de laboratório devido à incompatibilidade de tamanho de partículas. Como a influência do tamanho de partícula mostrou-se determinante na resistência de minérios, deve-se levar em consideração este efeito quando os valores de britabilidade em escala de laboratório são utilizados para dimensionar britadores industriais.

Verificou-se que o britador de laboratório apresentou alguma correspondência no que diz respeito ao efeito de variáveis como a APF e a condição de alimentação, as quais influenciam notadamente o desempenho de britadores industriais.

A metodologia proposta mostrou ter grande potencial de prever com precisão a capacidade de britadores industriais, tendo a vantagem adicional de oferecer indicações a cerca da robustez demandada pelo britador, a partir de dados de britabilidade obtidos em laboratório.

6. Referências Bibliográficas

CARVALHO, E. A., 2003. Modelagem do britador cônico a partir de estudos de quebra de partículas individuais e em leitos. Tese de doutorado. Universidade Federal do Rio de Janeiro. Programa de Engenharia Metalúrgica e de Materiais. Rio de Janeiro.

CHAVES, A.P., PERES, A.E.C., 2003. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios, Britagem, Peneiramento e Moagem, vol. 3, 2ª Edição.

CHIEREGATI, A.C., DELBONI Jr., H., 2002. Novo método de caracterização tecnológica para minérios, Anais XIX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Recife, vol. 1, pp. 95-102.

EVERTSSON, C.M., 1998. Output prediction of cone crushers, Minerals Engineering, 11, 215-231.

EVERTSSON, C.M., BEARMAN, R.A., 1997. Investigation of interparticle breakage as applied to cone crushing, Minerals Engineering, 10, 199-214.

GRIFFITH, A.A., 1921. The phenomena of rupture and flow in solids, Phil. Trans. Royal Soc., Ser. A, Vol. 221, 163-168, 1921.

JAEGER, J.C., COOK, N.G.W., 1979. Fundamentals of Rock Mechanics, 3ª edição, Chapman and Hall.

KING, R.P., 2001. Modeling and simulation of mineral processing systems. Butterworth-Heinemann.

LICHTER, J., KING, L., POTAPOV, A., KAJA, D., 2009. New developments in cone crusher performance optimization, Minerals Engineering, 22, 613-617.

LIMA, A. S., 2005, Calibração da célula de carga de impacto e aplicação na investigação da fratura de materiais particulados, Projeto Final de Curso.

Universidade Federal do Rio de Janeiro. Programa de Engenharia Metalúrgica e de Materiais. Rio de Janeiro.

LUZ, A.B., POSSA, M.V., ALMEIDA, S.L., 1998. Tratamento de Minérios, Centro de Tecnologia Mineral – CETEM, 2ª Edição.

METSO Minerals, 2005. Manual de Britagem, 6ª Edição.

NAPIER-MUNN, T.J., MORRELL, S., MORRISON, R.D., KOJOVIC, T., 1996. Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimization, JKMRRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing, vol. 2, University of Queensland, Brisbane, 413 p.

NEVES, P. B., TAVARES, L. M., 2004. Previsão do consumo energético de britadores. In: XX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 2004, Florianópolis, v. 1. p. 145-152.

SCHÖNERT, K., 1986. Advances in the physical fundamentals of comminution, Advances in Mineral Processing, Chapter 1.

SVENSSON, A., HEDVALL, P. & FJAESTAD, M., 1996. New comminution applications using hydrocone crushers with setting regulation in real time, Int. J. Miner. Process., Vol. 44-45, pp. 461-469.

SVENSSON, A.; STEER, J.F. 1990. New cone crusher technology and developments in comminution circuits. Mineral Engineering. v.3, 83-103.

TAVARES, L.M., 1997. Microscale investigation of particle breakage applied to the study of thermal and mechanical predamage, Ph.D. Thesis, University of Utah.

TAVARES, L.M., 1999. Energy absorbed in breakage of single particles in drop weight testing, Minerals Engineering, 12, 43-50.

TAVARES, L.M., 2004. Uma introdução aos aspectos teóricos e práticos da preparação e concentração física de matérias-primas minerais, 6ª Revisão.

TAVARES, L.M., CARVALHO, R. M., 2007. Impact work index prediction from continuum damage model of particle fracture, *Minerals Engineering*, 20, 1368-1375.

TAVARES, L.M., CARVALHO, R. M., 2008. Modeling iron ore degradation during handling, 2nd International Symposium on Iron Ore, September 22–28, São Luís City – Maranhão – Brazil.

TAVARES, L.M., KING, R.P., 1998a. Estudos de quebra de partículas na Célula de Carga Ultra-Rápida aplicados à cominuição industrial, *Anais, 17º Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Águas de São Pedro, SP*.

TAVARES, L.M. e KING, R.P., 1998b. Single-particle fracture under impact loading, *International Journal of Mineral Processing*, 54, 1-28.

TAVARES, L. M., LIMA, A. S., 2006. Célula de carga de impacto na caracterização de materiais para a cominuição. *Revista da Escola de Minas, Ouro Preto*, 59, 165-172.

TAVARES, L. M., SILVEIRA, M.A.C.W., 2008. Comparison of measures of rock crushability. In: Meftuni Yekeler. (Org.). *Fine Particle Technology and Characterization*. Kerala: Research Signpost, p. 1-20.

WHITEN W.J., 1992. Models and control techniques for crushing plants – Comminution – Theory and Practice. Society for Mining, Metallurgy and Exploration. Littleton. c.22. 217-224.