



Universidade Federal
do Rio de Janeiro

Escola Politécnica

MÉTODO SIMPLIFICADO DA AVALIAÇÃO DA BRITABILIDADE

Fernando Neves de Magalhães

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

Orientador: Prof. Luís Marcelo Marques Tavares

Rio de Janeiro

Agosto de 2013

MÉTODO SIMPLIFICADO DA AVALIAÇÃO DA BRITABILIDADE

Fernando Neves de Magalhães

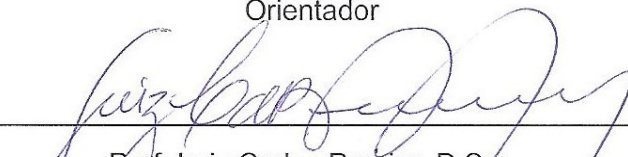
PROJETO DE GRADUAÇÃO SUBMETIDO AO CORPO DOCENTE DO CURSO DE ENGENHARIA DE MATERIAIS DA ESCOLA POLITÉCNICA DA UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO DE JANEIRO COMO PARTE DOS REQUISITOS NECESSÁRIOS PARA A OBTENÇÃO DO GRAU DE ENGENHEIRO DE MATERIAIS.

Examinado por:

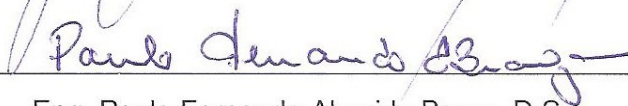


Prof. Luís Marcelo Marques Tavares, Ph.D.

Orientador



Prof. Luiz Carlos Pereira, D.Sc.



Eng. Paulo Fernando Almeida Braga, D.Sc.

RIO DE JANEIRO, RJ – BRASIL

AGOSTO de 2013

Magalhães, Fernando Neves de

Método Simplificado da Avaliação da Britabilidade / Fernando Neves de Magalhães. – Rio de Janeiro: UFRJ/ Escola Politécnica, 2013.

IX, 60, p.: il. ; 29,7 cm.

Orientador: Luís Marcelo Marques Tavares

Projeto de Graduação – UFRJ/ Escola Politécnica/ Curso de Engenharia de Materiais, 2013.

Referências Bibliográficas: p 58-60.

1. Índices de Britabilidade. 2. Cominuição de Partículas. 3. Britagem. 4. Cominuição. I. Tavares, Luís Marcelo Marques. II. Universidade Federal do Rio de Janeiro, Escola Politécnica, Curso de Engenharia de Materiais. III. Ensaio Expedito de Britabilidade.

Aos meus pais, familiares e amigos.

Agradecimentos

Aos meus pais João e Ana, por poderem me proporcionar tudo que eu tive até hoje na minha vida apoiando minhas decisões e me dando o suporte necessário para o meu crescimento pessoal e profissional. Eu sou a pessoa que sou hoje em dia e estou nessa posição de me formar graças a eles e ao esforço deles. Agradeço muito pelo exemplo que vocês são e por tudo que já fizeram e fazem por mim.

Ao meu irmão Pedro, que é uma das pessoas que sempre estará ali para mim quando eu precisar.

À minha madrastra Theresa e a minha tia Anete por me apoiarem e incentivarem nas minhas decisões sempre me ajudando quando preciso.

À minha amiga Yvie Barcellos que me ajudou a enfrentar este projeto final sempre me motivando.

Aos amigos tanto da faculdade como de fora dela por estarem comigo sempre me apoiando e me ajudando a tomar as decisões mais corretas participando ativamente desses anos em que estive nessa jornada dentro da Universidade Federal do Rio de Janeiro (UFRJ) e principalmente por não me deixarem desanimar nas horas de dificuldades. Os momentos com todos vocês jamais serão esquecidos.

À professora Renata Simão e ao Professor José Pontes, por me ajudarem em escolhas difíceis e darem todo o suporte necessário como coordenadores de cursos do Departamento de Engenharia Metalúrgica e de Materiais (DMM).

Ao professor Luiz Carlos Pereira (Lula) por ser esse extraordinário orientador acadêmico o qual eu tive o prazer de discutir planos de trabalho e grades de períodos bem como escutar e aprender através de conselhos acadêmicos e profissionais.

Ao professor Luís Marcelo por me apoiar e dar todo o suporte e orientação necessários para a realização desse projeto.

Resumo do Projeto de Graduação apresentado à Escola Politécnica/ UFRJ como parte dos requisitos necessários para obtenção do grau de Engenharia de Materiais.

Método Simplificado da Avaliação da Britabilidade

Fernando Neves de Magalhães

Agosto/ 2013

Orientador: Luís Marcelo Marques Tavares

Curso: Engenharia de Materiais

Os ensaios de Queda de Peso visando à obtenção de índices de britabilidade são muito comuns, além de amplamente utilizados na indústria mineral. Em alguns casos, o seu custo, o prazo demandado para sua realização bem como as limitações de disponibilidade de amostras podem impedir a realização de tais ensaios. O presente trabalho demonstra como se pode rapidamente estimar o valor do índice de quebra A^*b a partir de um britador cônico de laboratório equipado com um medidor de energia, juntamente com a metodologia do modelo de britagem de Whiten-Awachie.

Palavras-chave: índices de britabilidade, cominuição de partículas, britagem, cominuição.

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

A Simplified Method for Assessing Crushability

Fernando Neves de Magalhães

August/ 2013

Advisor: Luís Marcelo Marques Tavares

Course: Materials engineering

Tests such as the Drop Weight Test – DWT that aim to estimate breakage parameters are very common and widely used in the minerals industry. In some cases, limitations associated to cost, availability of time and even sample volume may prevent the conduct of such tests. The present work demonstrates how the value of A^*b breakage index can be quickly estimated from a laboratory cone crusher equipped with a power meter, along with the Whiten-Awachie crushing model.

Keywords: breakage parameters, particle breakage, crushing, comminution.

Sumário

1. Introdução.....	1
2. Objetivo	3
3. Revisão Bibliográfica	4
3.1. Cominuição e Fratura de Partículas.....	4
3.2. Britagem	10
3.2.1 Britagem Primária e seus Equipamentos.....	11
3.2.2. Britagem Secundária e seus Equipamentos.....	14
3.2.3. Britagem Terciária e seus Equipamentos.....	20
3.3. Previsão de Resultados de Britagem	20
3.3.1. Leis da Cominuição	20
3.3.2. Modelo de Whiten	25
3.4. Britabilidade	31
4. Desenvolvimento	40
4.1. Amostras Ensaadas.....	40
4.2. Metodologia Experimental dos Ensaios	41
4.3. Calibração	43
4.4. Metodologia proposta de estimação de A^*b	47
5. Resultados e Discussões.....	48
5.1 Resultados dos Ensaios	48
5.2. Ajuste do fator “S” do cálculo da potência.....	53
5.3. Calibração final do modelo (A^*b tabelado vs A^*b')	54
5.4. Análise final do modelo ($(A^*b)_{prev}$ vs A^*b tabelado)	55
6. Conclusões.....	57
7. Referências Bibliográficas	58

1. Introdução

O processo de cominuição consiste basicamente na quebra/redução do tamanho das partículas do material analisado através de ação mecânica externa e às vezes interna. É um processo de interesse industrial amplamente empregado na indústria mineral. Os três principais processos dentro desse campo de atuação estão compreendidos nas etapas de lavra, britagem e moagem. A etapa de lavra consiste basicamente na exploração do minério ou da rocha da natureza, enquanto a britagem fornece partículas geralmente mais grossas que a moagem com cerca de 10 mm de tamanho máximo aproximado, contra cerca de menos de 1 mm obtido na moagem. Os principais gastos energéticos no setor mineral podem ser atribuídos aos processos de cominuição (britagem e moagem), demonstrando uma baixa eficiência energética.

O processo de britagem consiste na cominuição primária do minério, após a etapa de lavra. Na maioria dos casos ele tem como finalidade uma redução significativa de tamanhos grandes de partículas, que podem atingir, aproximadamente, 1000 mm, até tamanhos na faixa de 10 mm por meio da britagem “grossa” e “intermediária”, o que demanda um gasto elevado em termos de energia. A fragmentação do material em questão pode se dar a partir de três mecanismos: esmagamento/compressão, atrito ou por impacto (Silveira, 2009).

Os resultados de um processo de britagem, ou seja, a distribuição granulométrica do produto, a capacidade de processamento e o consumo energético são determinados tanto pela natureza do material a ser alimentado, quanto pelo equipamento (Tavares e Silveira, 2008). A facilidade com que o minério é cominuído em um determinado tipo de britador é definida como “britabilidade”. Diferentes

métodos têm sido propostos para avaliar a britabilidade de minérios, incluindo o índice de quebra A^*b , o índice de trabalho de Bond de impacto (Wii), entre outros.

A medida da britabilidade, entretanto, não varia somente de acordo com o tipo de minério, mas também dentro do próprio jazimento mineral para um dado tipo de minério. Portanto, mapear a variação da britabilidade do minério é de grande utilidade na previsão da capacidade do circuito de britagem ao longo da vida da mina. Infelizmente, isso normalmente não é realizado em grande parte devido ao esforço experimental demandado nas análises.

2. Objetivo

O presente trabalho visa desenvolver e validar um novo método de avaliação de britabilidade, baseado na combinação de ensaio em britador cônico de laboratório e aplicação do modelo matemático de Whiten-Awachie, resultando no método expedito e simplificado de estimação do índice de quebra A^*b .

3. Revisão Bibliográfica

3.1. Cominuição e Fratura de Partículas

A cominuição, de forma simplificada, é a quebra/fragmentação de partículas de um determinado mineral ou material, visando à separação do mineral de interesse de outros minerais, denominados como ganga. Pode-se dizer que esta é uma etapa que demanda muita atenção na indústria mineral, tanto por pesquisadores quanto por engenheiros, pois é responsável por uma parcela significativa no consumo energético e nos custos de investimento do projeto.

Pode-se citar como exemplo de alto consumo energético na etapa de cominuição o caso da Erie Mining Co, em Minnesota (EUA), que processa os minérios de ferro taconíticos. Esse minério, devido à fina disseminação, deve ser reduzido a uma granulometria com 90% abaixo de 325 malhas, para posterior concentração. O consumo de energia da usina encontra-se na Tabela 3.1 (Figueira et al., 2004), com destaque significativo da etapa das operações de cominuição.

Tabela 3.1: Distribuição do consumo de energia na usina da Erie Mining Co.

Operação	Consumo de energia (kWh/t)
Fragmentação	17,2
Concentração	1,5
Eliminação do rejeito	1,2
Abastecimento de água	1,5
Total:	21,4

A fragmentação de partículas é bastante importante nos minérios cristalinos, porque possuem um arranjo tridimensional atômico em sua estrutura. Nestes casos a cominuição é realizada visando o rompimento das partículas quando o limite de ruptura das mesmas é atingido, tendo-se a ruptura de todas as ligações atômicas dos planos mais favoráveis ou de menor energia de ligação. Essas ligações são rompidas

à medida que os esforços externos são aplicados ao material particulado. Estes esforços podem ser de diferentes tipos, como é ilustrado na Figura 3.2.

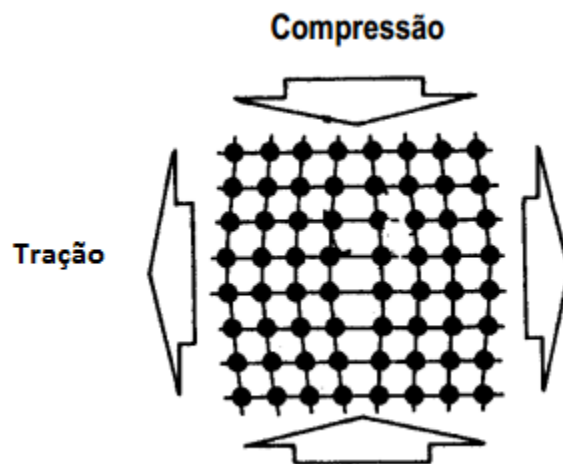


Figura 3.1: Esforços externos possíveis no material, visando à ruptura de ligações atômicas (Fonte: Figueira et al., 2004)

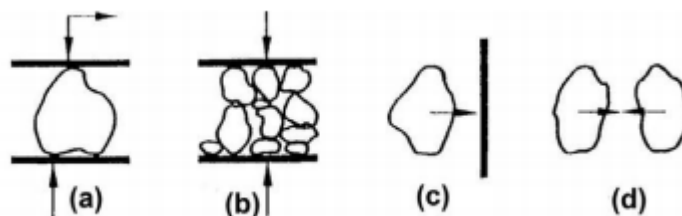


Figura 3.2: Possíveis procedimentos de aplicação de esforços mecânicos em determinado material. (a) e (b) compressão, (c) impacto e (d) atrição (Fonte: Tavares, 2009).

No caso da fragmentação por impacto, as partículas por sofrerem esforços de magnitude elevada absorvem mais energia do que o necessário para a fratura em si, fragmentando-se pelos esforços secundários de tração. O produto obtido possui tamanho e forma mais uniformes, como mostrado na Figura 3.2c (Silveira, 2009). Por fim, para o caso de quebra por atrito tem-se a produção de uma proporção significativa

de material fino devido à intensa interação partícula-partícula, gerando uma maior atrição (Figura 3.2d).

Vale ressaltar que quando há aplicação desses esforços mecânicos (normais ou tangenciais), observa-se uma resposta do minério, que pode ser elástica ou inelástica, dependendo do carregamento e do material em questão. A resposta elástica abrange a maioria das rochas antes da fratura nas quais, ao retirar os esforços aplicados, a energia acumulada pela partícula do material é totalmente recuperada. A deformação inelástica ocorre para em tipos de rochas onde parte dessa energia é consumida, não havendo recuperação total da energia acumulada pela partícula. Estes diferentes comportamentos são ilustrados na Figura 3.3 (Tavares, 2009).

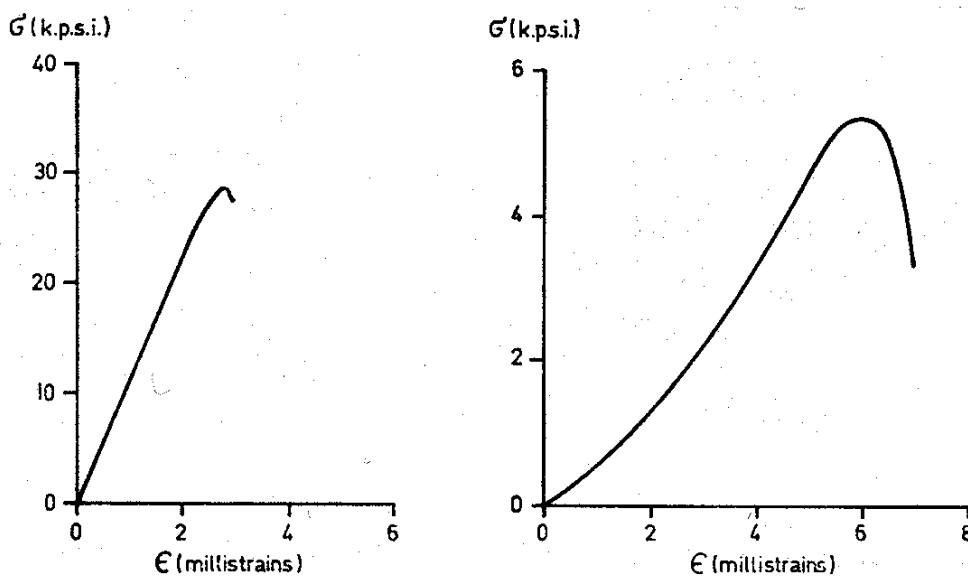


Figura 3.3: Curvas esforço-deformação para compressão uniaxial de quartzito (a) e arenito (b) (Jaeger & Cook 1979)

No caso da deformação inelástica, os esforços agem nas partículas criando um campo de tensões, o que gera trincas e deformações permanentes nas mesmas.

A fragmentação resultante ocorre por três mecanismos distintos, mostrados na Figura 3.4.

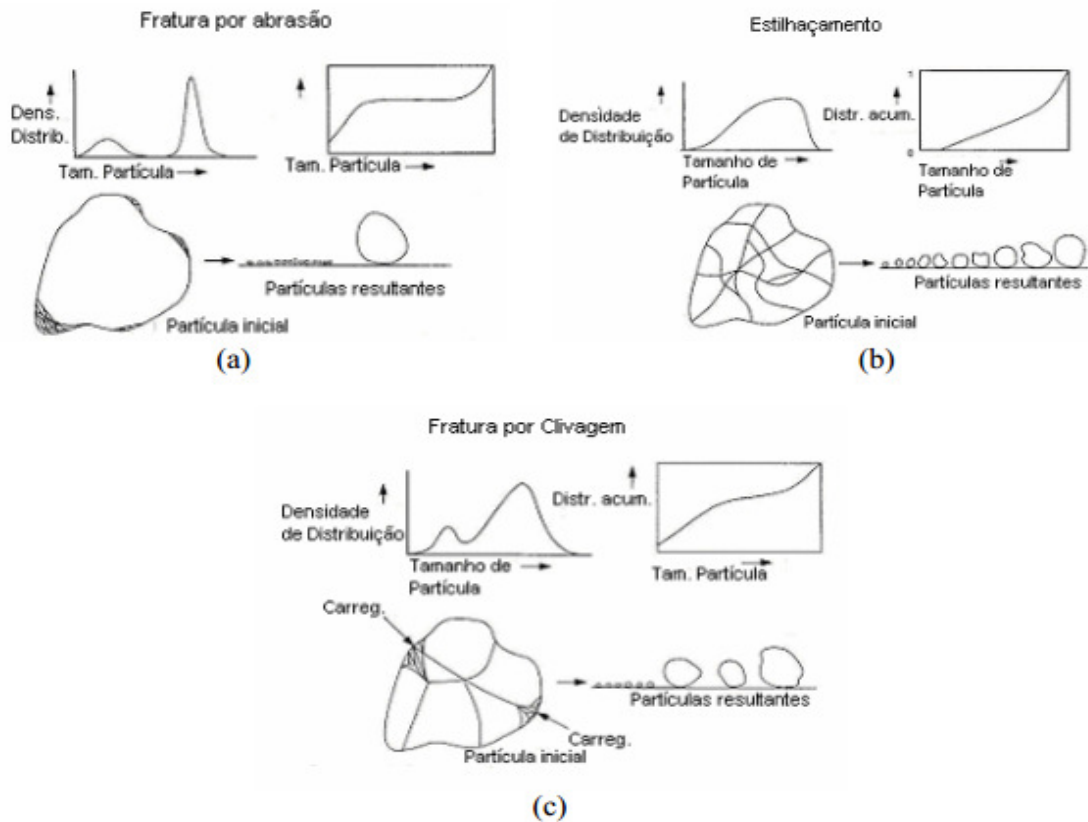


Figura 3.4: Mecanismos de fragmentação de partículas (King, 2001)

A fragmentação por abrasão (Figura 3.4a) caracteriza-se pela aplicação de esforços cisalhantes na superfície da partícula, causando fragmentação superficial. Como resultado, tem-se uma redução muito limitada em relação ao tamanho original da partícula e a geração de grande número de partículas finas. Na fragmentação por estilhaçamento (Figura 3.4b) há a aplicação de elevadas taxas de energia, sob condições de esforços compressivos. O resultado é intensa fragmentação da partícula original, resultando numa ampla faixa de tamanhos de fragmentos. Por fim, tem-se o caso da fragmentação por clivagem (Figura 3.4c) que acontece quando a intensidade de aplicação de energia é baixa. O resultado é a geração de fragmentos grossos e também partículas finas próximo aos pontos de aplicação dos esforços (Neves, 2005).

Devido às rochas e minerais serem materiais heterogêneos (com distribuição não uniforme de defeitos), anisotrópicos e conterem falhas e defeitos (trincas, poros, contornos de grão), elas não se fragmentam quando o limite de ruptura é atingido, pois possuem as chamadas “trincas de Griffith” que, por sua vez, têm uma baixa resistência mecânica. A teoria da Mecânica da Fratura analisa e estuda a formação dessas trincas a partir de falhas já existentes e sua conseqüente propagação através do sólido resultando na criação de novas superfícies. Levando em consideração este fato, mesmo quando são aplicadas tensões uniformes no material, as suas deformações, da mesma forma que as tensões internas, não são uniformes. Essa distribuição de esforços internos depende tanto das propriedades mecânicas de cada mineral quanto da presença de falhas e trincas no material que, como explicado pela Mecânica da Fratura, atuam como concentradores de tensão. Tal fato pode ser visto na Figura 3.5.

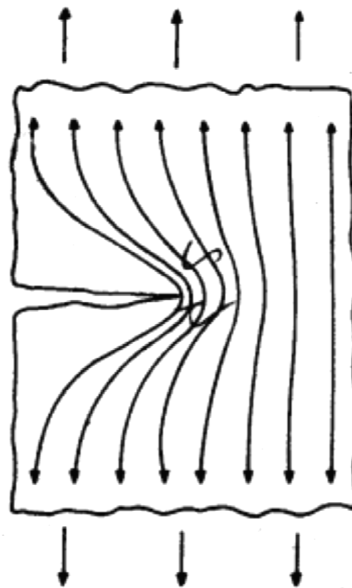


Figura 3.5: Concentração de tensões numa trinca/entalhe (Figueira et al., 2004)

Sabe-se que, quando esforços mecânicos são aplicados em um material, as falhas são ativadas. Isto faz com que as tensões se concentrem em suas

extremidades, multiplicando o valor da tensão para o restante do material. Com isso, quando é atingido o valor crítico de ruptura ocorre a fragmentação.

Griffith (1921) mostrou que materiais sofrem ruptura devido à propagação da trinca quando isto é energeticamente viável, ou seja, quando a energia liberada pelo relaxamento da energia de deformação é maior do que a energia para a criação de duas novas superfícies. A condição para que se tenha fratura é baseada em um estado crítico, onde a energia necessária para a propagação da trinca vem da energia de deformação armazenada durante o carregamento, ou seja, a energia necessária para que se tenha a fratura da partícula (Tavares e King, 1998). A energia requerida para a fratura da partícula é reduzida na presença de água ou pela adição de aditivos químicos que são adsorvidos pelo sólido (Hartley et al., 1978).

Porém, é importante ressaltar que o processo de fragmentação de partículas não termina após a chegada da primeira trinca à superfície, muito pelo contrário: algumas das partículas resultantes ainda podem ter quantidades consideráveis de energia cinética que pode ser dissipada em um estágio seguinte do processo. Portanto, como pode ser observado na Figura 3.6, a fragmentação de uma partícula submetida ao impacto de um peso em queda a uma velocidade v_0 apresenta três estágios distintos (Tavares, 1997):

- Deformação da partícula (1);
- Fratura primária da partícula (2);
- Quebra sucessiva da partícula produzindo fragmentos menores (3).

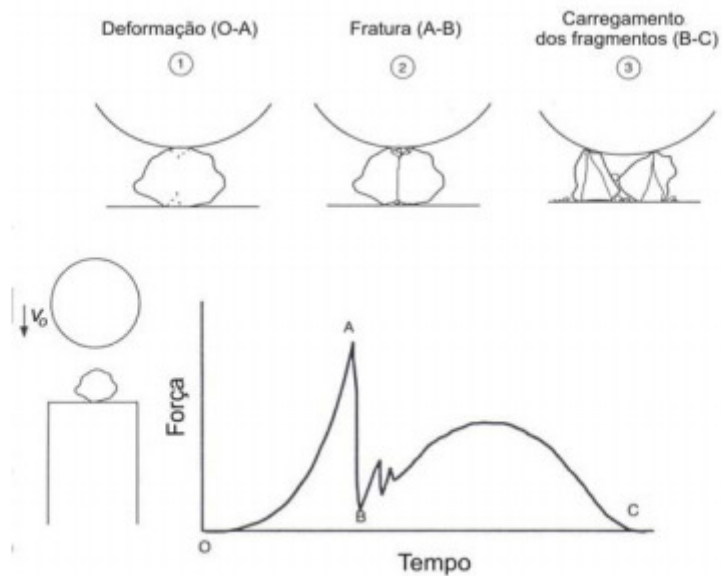


Figura 3.6: Etapas da fragmentação de partículas individuais por impacto (Tavares, 1997).

3.2. Britagem

A britagem consiste no primeiro estágio do processo de cominuição de partículas principalmente pela ação de esforços compressivos, através do movimento periódico de aproximação e afastamento de uma superfície móvel contra outra fixa, ou de impacto, caracterizado pela projeção das partículas contra elementos do britador ou do revestimento. O conjunto de operações, com o objetivo de fragmentar os blocos de minérios oriundos das minas, é realizado em sucessivas etapas até a adequação granulométrica compatível com a etapa seguinte ou a liberação dos minerais valiosos da ganga. Os britadores utilizados em cada etapa são determinados, principalmente, pelo tamanho das partículas de alimentação, que variam entre 1000 e 10 mm podendo preparar o minério para a moagem, maximizar a produção de partículas com tamanho e formatos específicos ou somente diminuir o seu *top size*, facilitando o transporte do material (Figueira et al., 2004).

Um fato importante de ser citado é que não existe um circuito fixo padrão para britar os diferentes tipos de minério. Isso diz respeito aos tipos de equipamentos empregados, ao número de estágios, bem como à sua configuração dentro de um circuito. Pode-se ter apenas a britagem primária, como também a secundária, podendo-se chegar até a britagem quaternária, cujos intervalos de aplicação geralmente seguem uma classificação mostrada na Tabela 3.2.

Tabela 3.2: Classificação dos estágios de britagem (Figueira et al., 2004)

Estágio de Britagem	Tamanho Máximo da Alimentação (mm)	Tamanho Máximo de Produção (mm)
Britagem Primária	1000	100,0
Britagem Secundária	100	10,0
Britagem Terciária	10	1,0
Britagem Quaternária	5	0,8

3.2.1 Britagem Primária e seus Equipamentos

Na britagem primária tem-se que a sua programação é geralmente a mesma da mineração. Quando realizada numa área subterrânea, a responsabilidade da programação é do departamento de mineração, diferentemente de quando realizada na superfície, onde o departamento de processamento mineral passa a ser o responsável pelo minério durante todo o processo de cominuição. Os britadores que operam nesta parte do processo geralmente trabalham com 75% de sua disponibilidade devido à falta de material para processar.

Nesse estágio geralmente utilizam-se os britadores de mandíbulas e giratórios por serem robustos e de grande porte (Wills e Napier-Munn, 2006).

O britador de mandíbulas é utilizado na britagem de materiais de dureza e dimensões elevadas com variações no tamanho da alimentação. São constituídos por

uma mandíbula fixa e uma móvel ligada ao excêntrico (direta ou indiretamente), realizando o movimento de aproximação e afastamento delas. Ao passar pelas mandíbulas, o material sofre o impacto, levando à sua fragmentação.

Existem três tipos principais de britadores de mandíbulas, classificados de acordo com o acionamento da mandíbula móvel (Figura 3.7): tipo Blake, no qual se tem a mandíbula acionada na parte superior do britador com uma área de alimentação fixa e uma abertura de descarga variável; tipo Dodge, onde se tem o acionamento da mandíbula na parte inferior do britador com uma área de alimentação variável e uma área de descarga fixa e o universal, no qual se tem a mandíbula acionada numa posição intermediária do britador, possibilitando uma área de alimentação e descarga variáveis (Wills e Napier-Munn, 2006).

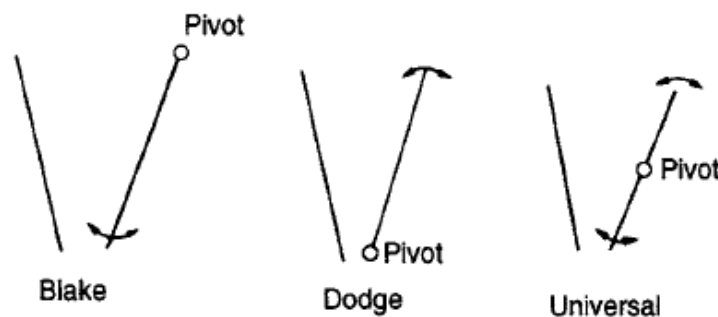


Figura 3.7: Tipos de acionamento da mandíbula móvel nos britadores (Wills e Napier-Munn, 2006)

O britador giratório é frequentemente utilizado quando há grandes quantidades de material para processar. Consiste essencialmente em um longo eixo vertical que carrega um elemento cônico de aço de alta dureza (chamado de manto), o qual é apoiado sobre uma luva excêntrica (Figura 3.8). O eixo é suspenso por uma estrutura chamada de “aranha” e, à medida que ele é girado (entre 85 e 150 rpm), produz um movimento cônico dentro da câmara de britagem como resultado da ação do excêntrico (Tavares, 2009). Sendo assim, a operação deste equipamento consiste no

movimento de aproximação e afastamento do cone central em relação à carcaça invertida. O movimento circular otimiza a utilização da área da carcaça no processo de britagem, resultando em elevada capacidade de processamento do equipamento (Figueira et al., 2004).

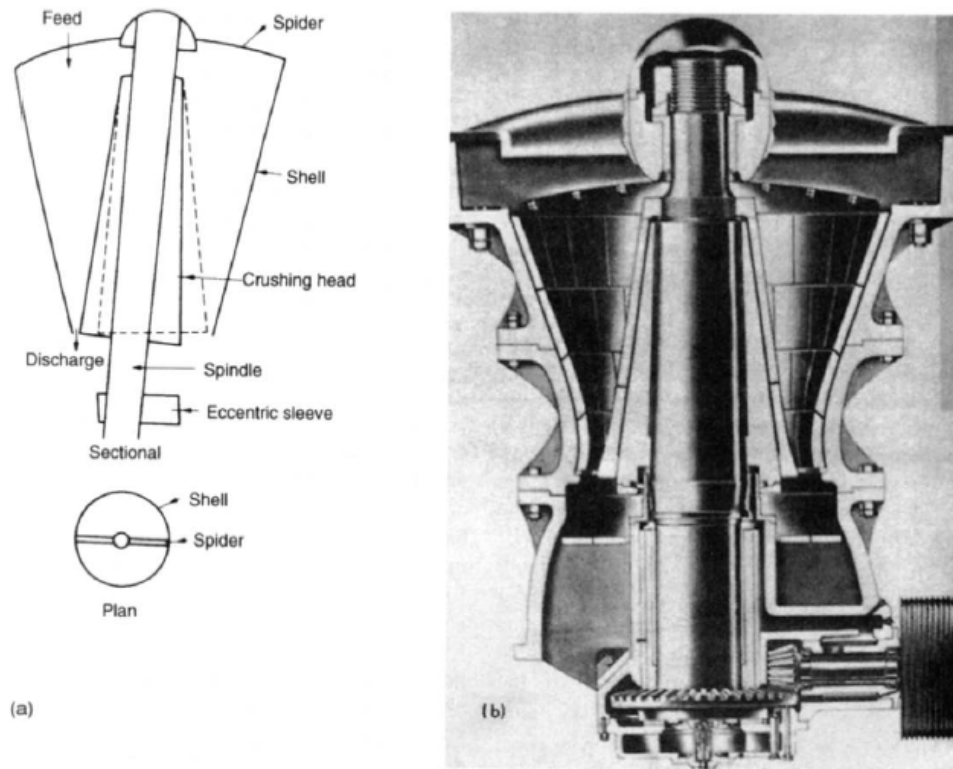


Figura 3.8: Britador giratório: (a) diagrama funcional; (b) seção do britador (Wills e Napier-Munn, 2006).

Vale ressaltar que tanto o britador de mandíbulas quanto o britador giratório operam com o princípio de fragmentação por compressão devido à praticidade em cominuir partículas muito grossas, além da capacidade de processar materiais de alta tenacidade e abrasividade.

A Tabela 3.3 mostra uma comparação dos britadores utilizados na britagem primária.

Tabela 3.3: Tabela complementar sobre os britadores primários (Figueira et al., 2004).

Características Consideráveis	Britador de Mandíbulas	Britador Giratório
Capacidade	Bom para capacidades baixas e médias (1000 t/h)	Bom para capacidades médias e altas
Granulometria do Produto	Recomendado quando é indesejável grande quantidade de finos no produto. O top size do produto é alto para materiais lamelares	Idêntico ao de mandíbulas quanto a finos, mas apresenta top size menor para uma mesma abertura de saída, britando materiais lamelares
Características Mecânicas da Rocha	Sem restrição	Sem restrição
Estratificação da Rocha	Pouco adequado para materiais com tendência a produzir partículas lamelares	É mais adequado que o de mandíbulas para materiais com tendência a produzir partículas lamelares
Materiais Úmidos com Alto Teor de Argila	Mais adequado que o giratório	Pouco adequado
Teor de Minerais Abrasivos Altos	Adequado para material abrasivo	Adequado-comparável com o de mandíbulas
Grau de Redução. Valores Usuais Médios	Em torno de 5:1	Em torno de 8:1
Modo de Alimentação	Exige alimentador	Dispensa alimentador
Granulometria do Produto	Caracterizado por alta produção de finos	É o britador primário que produz menos finos. Apresenta top size do produto alto

3.2.2. Britagem Secundária e seus Equipamentos

Após a britagem primária, normalmente tem-se a britagem secundária, com objetivo de reduzir a granulometria tornando-a adequada à britagem terciária. Nesta etapa os equipamentos utilizados são menos robustos quando comparados aos utilizados na britagem primária. Visando otimizar a capacidade de produção tem-se a etapa chamada de escalpe, que consiste na separação dos finos.

Os britadores comumente utilizados nesta etapa do processo são: britadores giratórios secundários, britadores de mandíbulas secundários, britadores cônicos, britadores de impacto e britadores de rolos convencionais e de alta pressão.

Os britadores giratórios e de mandíbulas são semelhantes àqueles utilizados na britagem primária, citados em 3.2.1, porém com dimensões menores.

O britador cônico (Figura 3.9), principal equipamento usado para britagem na indústria mineral, é um equipamento robusto, geralmente utilizado em etapas secundárias e terciárias do processo de britagem. A diferença entre os modelos é devido à relação entre a altura do cone e o diâmetro da base, sendo esta última que define o ângulo de inclinação do manto e conseqüentemente a capacidade do britador. Os baixos custos de operação, manutenção e elevada durabilidade deste britador, são características que levam à sua utilização na redução de tamanhos de rochas de alta dureza.

Tal equipamento possui o princípio de funcionamento basicamente igual ao dos britadores giratórios. A diferença é que no britador cônico o manto e o cone apresentam longas superfícies paralelas, projetadas para garantir um longo tempo de retenção das partículas nesta região. O princípio de operação deste britador consiste no movimento de aproximação e afastamento de um cone ou manto central (móvel) em relação a uma carcaça invertida chamada de côncavo (fixa). O movimento que o cone faz, girando em torno de um eixo que, nesse caso, não é o mesmo do próprio cone, faz com que o processo seja otimizado, elevando a capacidade de operação em comparação com os outros modelos, visto que toda a área da carcaça é utilizada para a fragmentação de partículas. Um fator importante é que a descarga do produto é condicionada ao movimento do cone. O movimento vertical do mesmo determina a abertura da saída – APF, frequentemente, controlada por dispositivos hidráulicos (Silveira, 2009).

O fato de o britador operar com a câmara cheia (afogado) na maioria dos casos, devido a sua maior eficiência, gera uma quantidade maior de finos. Esta situação é explicada pelo fato do mesmo ter a tendência de gerar partículas com formatos mais regulares (cúbicas), também resultando em um desgaste mais limitado dos revestimentos, requerendo um bom controle da taxa de alimentação. A Tabela 3.4 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, nessa última condição, o produto se torna mais grosso e a vazão do produto diminui em cerca de 28% (Svensson e Steer, 1990).

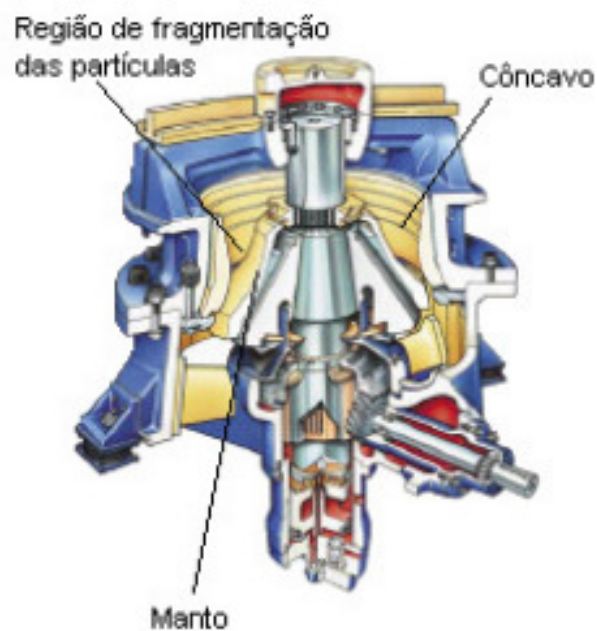


Figura 3.9: Diagrama esquemático de um britador cônico (Tavares, 2009)

Tabela 3.4: Fragmentação de gnaiss em um britador H-36M, com APF de 9,5 mm, operando com a câmara afogada ou não (Svensson e Steer, 1990)

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

No caso do britador de impacto (Figura 3.10) tem-se a fragmentação por impacto e não por compressão. Ela se dá pela movimentação das barras, onde parte da energia cinética é transferida para o material, projetando-o sobre as placas fixas de impacto onde ocorre a fragmentação. Sua principal desvantagem diz respeito ao custo alto referente à manutenção, associada à reposição de peças as quais sofrem alto desgaste, em particular quando processando minérios abrasivos. Assim, não é desejável que se processem materiais muito abrasivos nesse tipo de britador. Geralmente o objetivo que se deseja atingir quando se processa um material nesse britador é a obtenção de uma alta razão de redução e alta porcentagem de finos (Figueira et al., 2004).

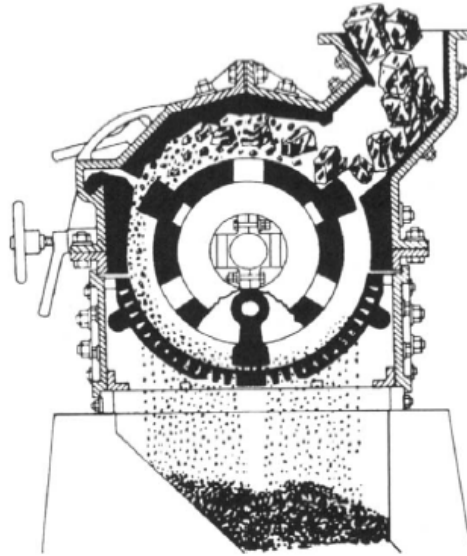


Figura 3.10: Diagrama esquemático de um britador de impacto (Wills e Napier-Munn, 2006).

Referente ao britador de rolos tem-se dois tipos: o convencional e o de alta pressão. O convencional é composto por dois rolos de aço que giram numa mesma velocidade em sentidos contrários, guardando entre si uma distância definida nesta etapa do processo (Figura 3.11). Eles são geralmente utilizados para processar materiais de fácil fragmentação. Possuem uma baixa capacidade de processamento e conseguem uma pequena produção de ultrafinos.

A sua alimentação, que possui granulometria limitada pela distância fixada entre os rolos e os diâmetros dos mesmos, é caracterizada pelo lançamento do minério entre os rolos, que fazem com que os mesmos sejam forçados a passar pela distância pré-definida entre eles, resultando na fragmentação de partículas.

Vários tipos de revestimentos de rolos são disponíveis: lisos, ondulados ou dentados, e a seleção de tais revestimentos depende das características do material a ser britado. Britadores com rolos lisos são normalmente usados somente na britagem fina, enquanto na britagem grossa, rolos com superfícies corrugadas ou com dentes

são mais comuns. Os dentes penetram na rocha, facilitando a cominuição de partículas grosseiras (Tavares, 2009).

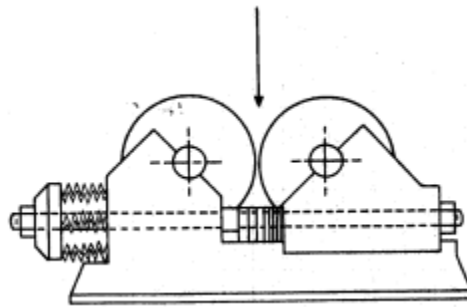


Figura 3.11: Britador de rolos convencional (Tavares, 2009).

Já o britador de rolos de alta pressão (Figura 3.12) é um equipamento de rolo duplo que é alimentado e operado de modo que um leito de partículas se forma entre os rolos produzindo uma pressão superior a 50 MPa. Neste equipamento um rolo é fixo e o outro é pressurizado de modo que ambos comprimem o leito de partículas.

Aplicações potenciais do britador de rolos de alta pressão consistem da preparação do material para a moagem fina, substituição simultânea das operações de britagem terciária, moagem em moinho de barras e moagem primária de bolas, assim como na melhora da lixiviabilidade de minérios (Tavares, 2009).

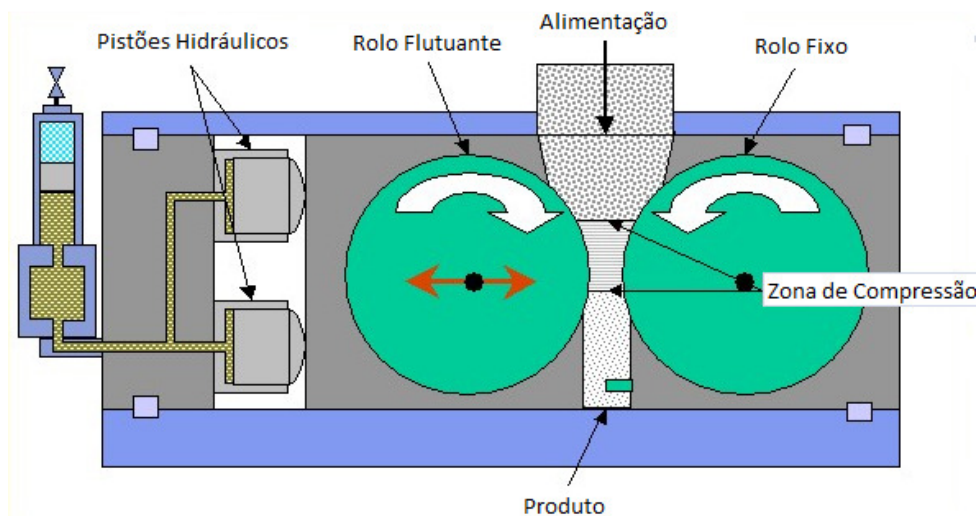


Figura 3.12: Britador de rolos de alta pressão (technology.infomine.com)

3.2.3. Britagem Terciária e seus Equipamentos

Em geral, é o último estágio de britagem. No entanto, existem processos com mais de três estágios, e tal fato está ligado às características de fragmentação do material ou à granulometria demandada para o produto final. Os equipamentos geralmente utilizados são os britadores cônicos, cuja granulometria máxima do produto obtido está compreendida na faixa de 25 a 3 mm, com uma razão de redução de 4:1 ou 6:1. Estes equipamentos exigem um maior controle de operação, geralmente operando em circuito fechado (Figueira et al., 2004).

3.3. Previsão de Resultados de Britagem

A indústria mineral enfrenta, há décadas, desafios relacionados à britagem dos diversos minérios existentes. Muitas vezes são especificados britadores para operar com determinado minério, mas essa escolha pode não ser a correta para este material, havendo um subdimensionamento ou superdimensionamento.

Por meio de alguns modelos de britabilidade podem-se prever algumas características dos minérios a partir de ensaios de britagem. Estas informações podem ajudar na escolha do britador mais adequado para a aplicação, bem como tentar classificar os minérios quanto à britabilidade, ou seja, a facilidade ou dificuldade do mesmo de ser britado.

3.3.1. Leis da Cominuição

A análise clássica dos processos de cominuição é baseada nas leis da cominuição, as quais são casos particulares da equação geral dada por (Napier-Munn et al., 1996):

$$dE = -k \frac{dx}{x^n} \quad [3.1]$$

na qual:

- dE é a energia a mais necessária para produzir uma redução de tamanho dx ;
- k é uma constante;
- x é o tamanho de partícula;
- n é o expoente indicativo da ordem do processo.

Essa equação pode ser resolvida a partir de algumas considerações, que resultam nas três leis da cominuição.

- **Lei de Rittinger:** Essa lei, estabelecida por P. Ritter Von Rittinger, presume que “a área da nova superfície produzida por fragmentação é diretamente proporcional ao trabalho útil realizado”. Ela é normalmente aplicável para fragmentação muito fina, sendo descrita pela expressão:

$$E = K (S_1 - S_0) \quad [3.2]$$

onde,

- E é a energia específica;
 - K é o fator de proporcionalidade;
 - S_1 é a área superficial do produto;
 - S_0 é a área superficial inicial.
- **Lei de Kick:** Essa lei, estabelecida por F. Kick, postula que “o trabalho requerido é proporcional à redução de volume das partículas envolvidas”. A sua aplicação tem se

mostrado válida geralmente para a quebra de maticões, sendo descrita pela expressão:

$$E = C \log \frac{D_o}{D_1} \quad [3.3]$$

na qual,

- C é uma constante;
- D_o é o tamanho inicial médio;
- D_1 é o tamanho final médio.

Um fato interessante é que durante muito tempo, o estudo da relação entre a energia consumida e a redução de tamanhos resultou em controvérsias entre os dois cientistas e seus diversos seguidores. Os pesquisadores colocavam-se ao lado de um ou outro, de acordo com os resultados obtidos nos seus próprios trabalhos experimentais. Esta controvérsia estava associada ao seguinte paradoxo: teoricamente os materiais deveriam ser mais duros (ou tenazes) do que são na prática. Entretanto, na prática se utiliza muito mais energia para a fragmentação do que a calculada teoricamente. Na realidade, os diversos pesquisadores interpretaram os postulados de Rittinger e Kick de formas diferentes (Figueira et al., 2004).

- **Lei de Bond:** Após os dois postulados citados anteriormente, F.C. Bond, motivado pelo fato das duas leis não abrangerem todos os casos encontrados na prática e pela necessidade existente de ter algumas regras para classificação dos materiais quanto as suas fragmentações, postulou o que é conhecida por “3ª Lei da Cominuição”, a qual afirma que a energia consumida para reduzir o tamanho de um material é inversamente proporcional à raiz quadrada do tamanho representativo, dado pela abertura da peneira pela qual passam 80% do material (Figueira et al., 2004).

A Lei de Bond é dada por:

$$E = E_0 \left[\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right] \quad [3.4]$$

na qual,

P é o tamanho representativo do produto;

F é o tamanho representativo da alimentação;

E_0 é uma constante.

Adicionalmente, F. Bond propôs uma complementação da sua lei, propondo a definição de um índice, chamado de índice de trabalho (conhecido como WI – *Work Index*), que nada mais é que o trabalho necessário para reduzir a unidade de peso do material em questão, desde um tamanho inicial teoricamente infinito ($F=\infty$), até uma granulometria 80% passante em 100 μm ($P = 100 \mu\text{m}$), ou seja:

$$Wi = E_0 \left[\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right] \quad [3.5]$$

$$Wi = \frac{E_0}{\sqrt{P}}$$

$$E_0 = 10Wi$$

Substituindo E_0 na expressão da “3ª Lei da Cominuição”, tem-se:

$$E = 10Wi \left[\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right] \quad [3.6]$$

Essa última equação é aquela, até os dias de hoje, usada para estimar o consumo energético específico de processos de britagem e moagem.

As principais vantagens do método de Bond são a sua simplicidade e funcionalidade, além de boa precisão, desde que utilizado dentro do intervalo de condições usuais de cominuição. Entretanto, a experiência em sua utilização tem demonstrado que o método possui limitações (Chierigati, 2001):

- Tende a ser ineficiente na previsão do que acontece em casos de circuito fechado quando a vazão da alimentação aumenta, a menos que o desempenho do classificador seja ajustado para trabalhar nas novas condições;
- Não é muito aconselhável para sistemas que possuem formas de distribuições granulométricas da alimentação e do produto tão diferentes;
- Não é capaz de prever adequadamente a fragmentação de rochas de frações mais grossas;
- Também não é muito preciso para partículas que possuem comportamento incomum de peneiramento (forma acircular), mesmo esse problema sendo comum para qualquer técnica que utiliza o peneiramento na determinação do tamanho de partículas.

Como uma alternativa às leis da cominuição, tem-se procurado estudar os processos de cominuição, em particular a britagem, sob o enfoque da cinética de fragmentação de partículas, buscando-se o desenvolvimento de modelos de processos, bem como o estudo da relação entre os parâmetros desses modelos e as variáveis operacionais. Esses modelos podem ser utilizados em trabalhos de otimização e de controle de processos, e ainda ter grande utilidade no dimensionamento de instalações (Neves, 2005).

3.3.2. Modelo de Whiten

W.J. Whiten propôs um modelo para descrever a cominuição em britadores por compressão, o qual é baseado num simples ciclo de eventos repetitivos do processo de britagem. Como pode ser visto na Figura 3.13, tem-se uma relação entre a alimentação, carga circulante, função quebra, função classificação e produto (Napier-Munn et al., 1996).

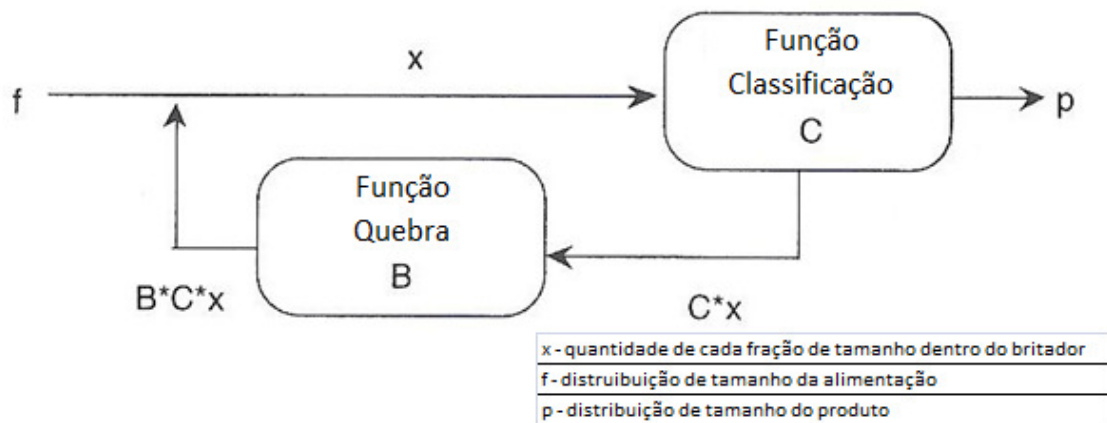


Figura 3.13: Representação esquemática de modelo de britagem (Napier-Munn et al., 1996).

As equações de balanço de massas, na forma vetorial, utilizadas foram:

$$x = f + BCx \quad [3.7]$$

e

$$x = p + Cx \quad [3.8]$$

nas quais,

“x” é o vetor referente à carga circulante dentro do britador em operação;

“f” é o vetor da distribuição de tamanho da alimentação;

“p” é o vetor da distribuição do produto;

“C” é a função classificação – matriz diagonal que descreve a proporção de partículas contidas em cada intervalo de tamanho selecionado a entrar no britador;

“B” é a função quebra – matriz triangular que descreve a distribuição relativa em cada classe de tamanho após a quebra.

Combinando as duas equações deriva-se a equação do modelo para britagem de Whiten:

$$p = (I - C)(I - BC)^{-1}f \quad [3.9]$$

na qual,

“I” é a matriz unitária, também chamada de identidade.

Sabe-se que a classificação das partículas para britagem, ilustrada graficamente na Figura 3.14, é primeiramente dependente do tamanho das mesmas. Whiten (1972) propôs calculá-la por meio das expressões 3.10, 3.11 e 3.12. As partículas muito finas, de tamanho inferior a K_1 , vão diretamente para o produto, já partículas muito grossas, de tamanho superior a K_2 , vão diretamente para a britagem, e partículas entre K_1 e K_2 serão classificadas, para britagem ou não, segundo a equação 3.11.

$$C(x) = 0.0 \quad x < K_1 \quad [3.10]$$

$$C(x) = 1 - \left[\frac{K_2 - x}{K_2 - K_1} \right]^{K_3} \quad K_1 < x < K_2 \quad [3.11]$$

$$C(x) = 1.0 \quad x > K_2 \quad [3.12]$$

na qual,

“ K_1 ” é o tamanho pelo qual todas as partículas vão diretamente para o produto;

“ K_2 ” é o tamanho pelo qual todas as partículas são classificadas para a britagem;

“ K_3 ” descreve a forma da função classificação, definindo a probabilidade de partículas de tamanho intermediário serem capturadas e britadas.

Estes três parâmetros devem ser estimados por meio de regressão não-linear, sendo relacionados às condições de operação por regressão linear múltipla. Na maioria dos casos “ K_1 ” varia entre 0,5 e 1 vezes a abertura de posição fechada (APF) do britador, “ K_2 ” varia entre 1 e 2 vezes a abertura de posição fechada (APF) de um britador cônica e “ K_3 ” geralmente é mantida constante em 2,3 (Napier-Munn et al., 1996).

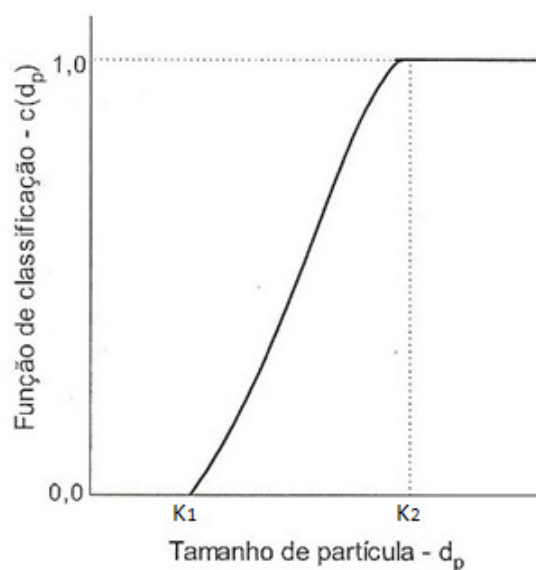


Figura 3.14: Função classificação de Whiten (Tavares, 2009)

W.J. Whiten (Napier-Munn et al., 1996) propôs descrever a função quebra por meio do método t_{10} : quando um minério é caracterizado por um teste de quebra, fica-se apenas necessário especificar o valor de t_{10} , baseado num ensaio de quebra, para gerar uma distribuição de tamanho do produto ou então a função quebra. Seguindo a análise de Whiten tem-se a função quebra que pode ser determinada pelas expressões:

$$b = B(D_{i-1}; d_{pj}) - B(D_i; d_{pj}) \quad [3.13]$$

e

$$b_{jj} = 1 - B(D_j; d_{pj}) \quad [3.14]$$

$$d_j = (D_j D_{j+1})^{0,5} \quad [3.15]$$

Nas quais,

D_j são as aberturas da peneira;

t_{10j} é o parâmetro que indica quanto passa do material após a sua britagem numa peneira de abertura de tamanho de 1/10 do tamanho inicial (classe de tamanho j) (Figura 3.15).

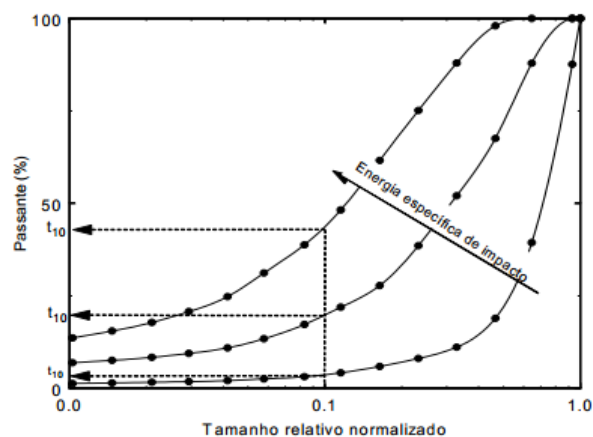


Figura 3.15: Cálculo de t_{10} com base em análises granulométricas (Neves, 2005)

W.J. Whiten propôs também o modelo de potência para britadores, o qual relaciona a potência real consumida pelo britador com a energia necessária para um equipamento de quebra por impacto atingir a mesma redução de tamanho. Ele pode ser ilustrado pela expressão:

$$Pp = \frac{Pc - Pa}{S} \quad [3.16]$$

na qual,

Pc é a potência do britador quando operado cheio (kW);

Pp é a potência calculada pelo pêndulo (kW);

Pa é a potência do britador quando operado vazio (kW);

S é um fator de escala adimensional para um britador em especial, obtido por regressão que pode ser interpretado como a ineficiência do britador.

O cálculo da potência de pêndulo baseia-se no modelo do britador, como visto na equação 3.16. Neste modelo, C é essencialmente a função classificação que descreve a probabilidade de quebra das partículas dentro do britador. O produto Cix_i é, portanto, o fluxo de massa de partículas que estará indo para a quebra. Quando os dados do fluxo de massa da alimentação, do produto e a distribuição granulométrica estão disponíveis a partir de amostragens em usinas industriais, e a função quebra B é conhecida a partir do valor de t_{10} prevalente com base nos ensaios de quebra, então Cix_i pode ser calculado resolvendo os índices de balanço de massa, tamanho por tamanho.

A energia específica de cominuição, Ecs_i , apropriada para cada tamanho " i ", pode ser obtida a partir das descrições do minério específico (Ecs , t_{10} e tamanho) obtidos a partir do ensaio de quebra. A potência do pêndulo é dada por (Napier-Munn et al., 1996):

$$Pp = \sum_i^j Ecs_{t_{10}i} C_i * x_i \quad [3.17]$$

na qual,

$E_{cs_{t_{10i}}}$ é a energia específica de cominuição correspondente ao valor de t_{10} prevalecente para o tamanho “ r ” (kWh/t);

“ j ” número de intervalos de tamanho;

C_i é a probabilidade da partícula de tamanho “ i ” ser quebrada;

x_i é o fluxo de massa do tamanho “ i ” dentro do britador.

P_p é, portanto, a energia total necessária para reduzir a distribuição granulométrica da alimentação na britagem para a distribuição granulométrica do produto (kW).

Para finalizar, pode-se calcular t_{10} com base na energia específica de fragmentação pela formulação (Napier-Munn et al., 1996):

$$t_{10} = A(1 - e^{-bE_{cs}}) \quad [3.18]$$

na qual,

E_{cs} é a energia específica de fragmentação;

“ A ” é o valor limite de t_{10} ;

“ b ” é o parâmetro que controla a inclinação da curva $E_{cs} \times t_{10}$ (Figura 3.16).

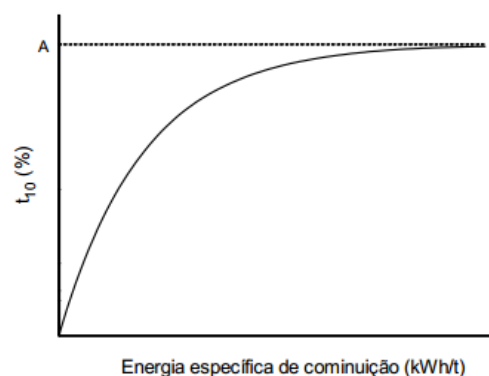


Figura 3.16: Relação entre t_{10} e energia específica de cominuição (E_{cs}) (Neves, 2005)

King (1990) propôs utilizar no modelo de britagem de Whiten outra formulação da função quebra, dada por:

$$B_{ij} = B(D_i, d_j) = \alpha_1 \left(\frac{D_i}{d_j} \right)^{\alpha_2} + (1 - \alpha_1) \left(\frac{D_i}{d_j} \right)^{\alpha_3} \quad [3.19]$$

na qual α_1 , α_2 e α_3 são parâmetros do modelo, os quais devem ser ajustados a partir de dados de britagem.

3.4. Britabilidade

Conforme discutido previamente, diferentes métodos têm sido utilizados na previsão do comportamento de minérios na britagem. O primeiro, baseado na lei de cominuição de Bond, consiste da medida do índice de trabalho de impacto (Wi), ou work index. O segundo é baseado no modelo matemático da britagem de Whiten-Awachie, o qual consiste do Índice de Quebra ou $A*b$. Por fim, diversos métodos puramente empíricos têm sido propostos, os quais relacionam o valor de um índice ao comportamento de britadores industriais, ou até mesmo a alguns dos índices citados previamente. Um exemplo destes é o índice de britabilidade ou, do inglês, *Crushability Index* (Ci). O contexto no qual esses índices se inserem é revisado a seguir.

O Wi (Work Index), já citado anteriormente como o índice desenvolvido por Bond, é caracterizado pelo trabalho necessário para reduzir a unidade de peso do material em questão, reduzindo o tamanho inicial até uma granulometria 80% passante em 100 μm .

A determinação experimental deste índice é uma prática comum nos laboratórios para, por exemplo, o cálculo da energia consumida numa instalação ou também para estimar a capacidade dos britadores. O ensaio padrão usado para essas

determinações é o ensaio do Pêndulo de Impacto de Bond (Figura 3.17), o qual determina a britabilidade de forma consistente, tendo-se através da mesma o cálculo da energia necessária para a fratura de uma determinada partícula (Silveira 2009).

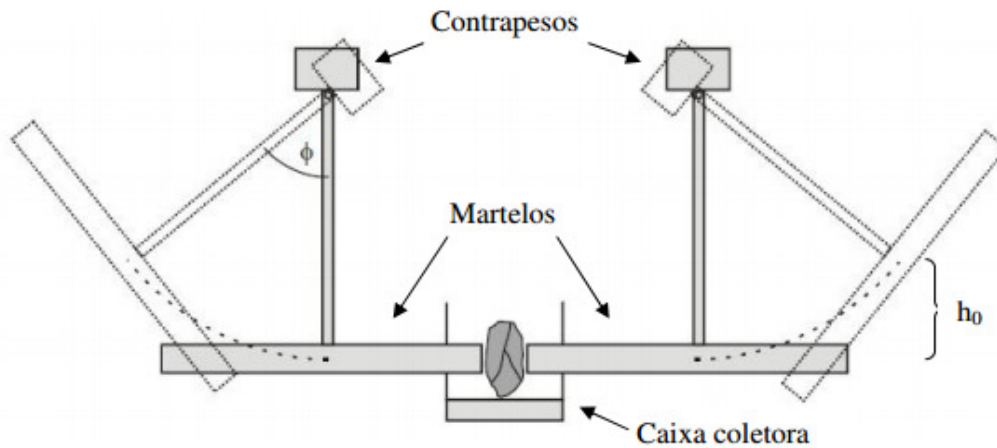


Figura 3.17: Ilustração do Pêndulo de Impacto de Bond (Tavares e Silveira, 2008)

O experimento é baseado no impacto de dois martelos contra uma partícula de formato irregular, contida num intervalo de tamanho de 75 e 50 milímetros, através da queda simultânea dos mesmos com trajetória pendular. A energia de impacto “ E ” é calculada a partir da energia potencial dos martelos, tendo que esta se transforma em cinética quando acontece o impacto, pois os dois contrapesos compensam o peso das hastes que sustentam os martelos (Silveira, 2009):

$$E = 117(1 - \cos \phi) \quad [3.20]$$

onde,

“ E ” é dado em Joules (J);

“ ϕ ” é o ângulo em graus.

O ensaio consiste no teste de 10 a 20 partículas para cada amostra, iniciando-se o ensaio com um ângulo de 10° , o qual é elevado de 5 em 5 graus até resultar na quebra da partícula, que se caracteriza pela perda de pelo menos 10% da massa inicial. Registra-se, nesse momento, o ângulo no qual ocorreu a quebra.

Em seguida, Bond definiu a energia de impacto por espessura da partícula “ C ”. Esta é obtida através da razão entre a energia de impacto e a espessura da partícula “ D ” (Tavares e Silveira, 2008), sendo dada por:

$$C = \frac{117(1 - \cos \phi)}{D} \quad [3.21]$$

na qual,

“ Φ ” é o ângulo em graus;

“ D ” é a espessura da partícula em milímetros;

“ C ” é a energia de impacto por unidade de espessura da partícula, dada em J/mm.

Por fim, a partir desse valor e da massa específica do minério, Bond propôs que o índice W_i (Work Index) poderia ser calculado por (Tavares e Silveira, 2008):

$$W_i = \frac{53,49.C_{50}}{\rho} \quad [3.22]$$

na qual,

“ W_i ” é o índice de trabalho (KWh/t);

“ C_{50} ” é valor médio da energia de impacto por unidade de espessura das partículas que foram ensaiadas (J/mm).

O índice A^*b (Índice de Quebra), proposto por Whiten e Awachie, também muito utilizado para prever o desempenho de processos de britagem, é obtido pela fórmula do índice de quebra t_{10} [3.18], tendo “ A ” como o maior nível de redução de tamanho para um único impacto e “ b ” como a inclinação da curva $E_{cs} \times t_{10}$. O produto desses nada mais é que a derivada da equação de t_{10} quando E_{cs} vale zero, o qual fornece um índice da susceptibilidade de um minério à fragmentação por impacto. Sabe-se que um valor elevado de A^*b indica que o minério apresenta baixa resistência

ao impacto, ou seja, alta susceptibilidade à fragmentação por impacto. Vale ressaltar que suas análises são baseadas nos ensaios de Pêndulo Duplo e de Queda de Peso (*Drop Weight Test – DWT*).

O ensaio de pêndulo duplo (Figura 3.18) consiste na fragmentação das partículas (individualmente) pela ação do pêndulo de impacto a partir de uma altura conhecida sobre outro pêndulo (o de balanço), onde a partícula é fixada. Sabe-se que este equipamento de fragmentação também foi aquele utilizado originalmente na caracterização da fragmentação no *Julius Kruttschnitt Research Centre (JKMRC)* (Neves, 2005).

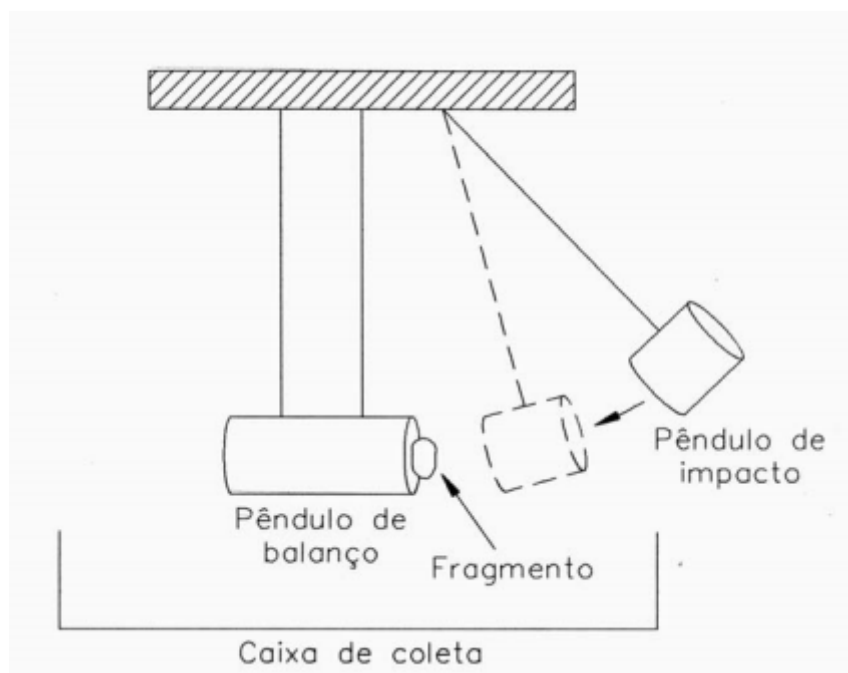


Figura 3.18: Esquematização do Pêndulo Duplo (Chierigati, 2001)

A partir dos resultados, consegue-se estimar a energia de cominuição do material associado a um determinado grau de fragmentação juntamente com a distribuição granulométrica do produto, determinando assim a função quebra (IQ, ou A^*b) específica do material.

Já o ensaio de Queda de Peso (*Drop Weight Test – DWT*), que veio a substituir o ensaio de Pêndulo Duplo, relaciona a energia e a intensidade de fragmentação das partículas em que foram realizados os testes. O ensaio consiste na fragmentação de partículas posicionadas uma a uma sobre uma superfície rígida devido ao impacto da queda de um objeto, onde são testadas amostras em cinco faixas estreitas de tamanho: 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.

Um exemplo da esquematização do processo pode ser visto na Figura 3.19. O resultado deste teste fornece as características de fragmentação e a energia consumida no processo, obtendo-se o índice de quebra t_{10} (Silveira, 2009).

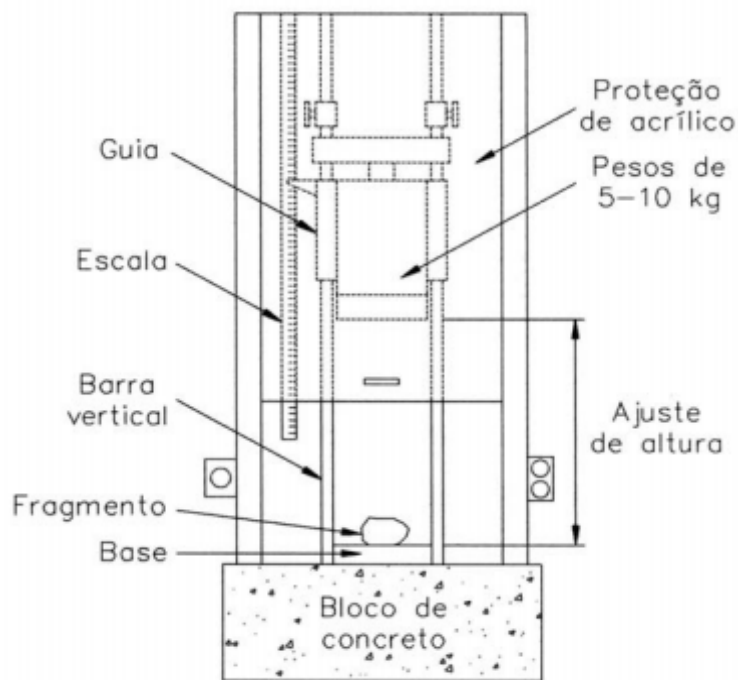


Figura 3.19: Esquematização do ensaio de Queda de Peso (*Drop Weight Test – DWT*) (Napier-Munn et al., 1996)

Pode-se ainda citar algumas vantagens do ensaio de Queda de Peso em relação ao de Pêndulo Duplo, que são (Bearman et al., 1997):

- Ampla faixa de energia aplicada à partícula;

- Curto tempo de operação;
- Ampla faixa de tamanho de partícula;
- Permite estudar a fragmentação de leitos de partículas.

Outro fator que vale a pena ressaltar é como relacionar a energia consumida por tonelada (kWh/t) em relação ao índice A^*b (Figura 3.20), através do qual se pode prever o consumo de energia para determinado minério. Também é importante ressaltar que estes dados são em escala laboratorial (Tavares e Silveira, 2008).

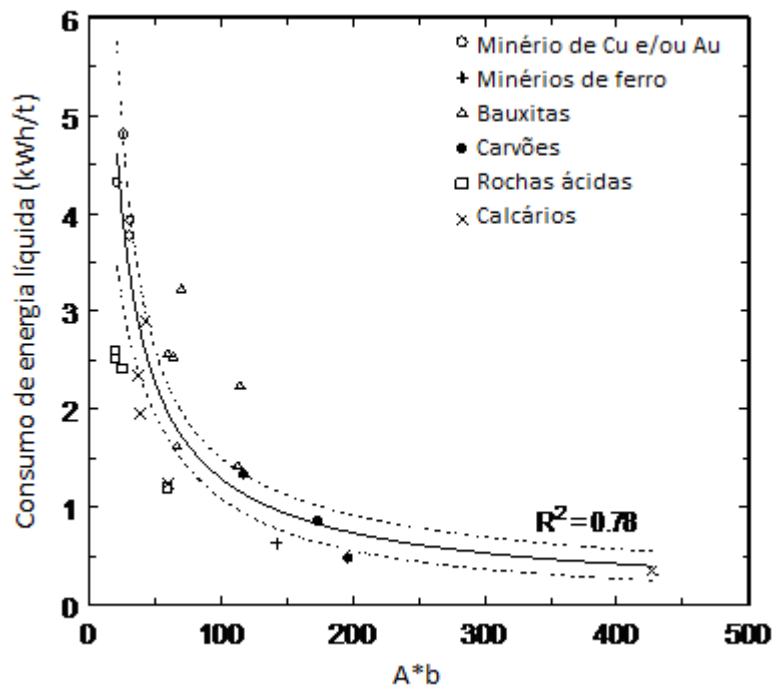


Figura 3.20: Comparação entre o consumo de energia hora por tonelada e o índice A^*b (Tavares e Silveira, 2008).

Tavares e Silveira (2008) também mostraram que há uma relação entre os índices A^*b e W_i (Figura 3.21). Entretanto, foi identificada uma grande dispersão na correlação entre os dois por algumas razões: uma delas foi a diferença de tamanho de partículas testadas, na qual para W_i foi de 75-50 mm e para o índice A^*b de 63,0-13,2

mm. Outro fator que pode ser observado na Figura 3.21 é o significativo erro experimental nas medidas relacionadas ao índice Wi no experimento.

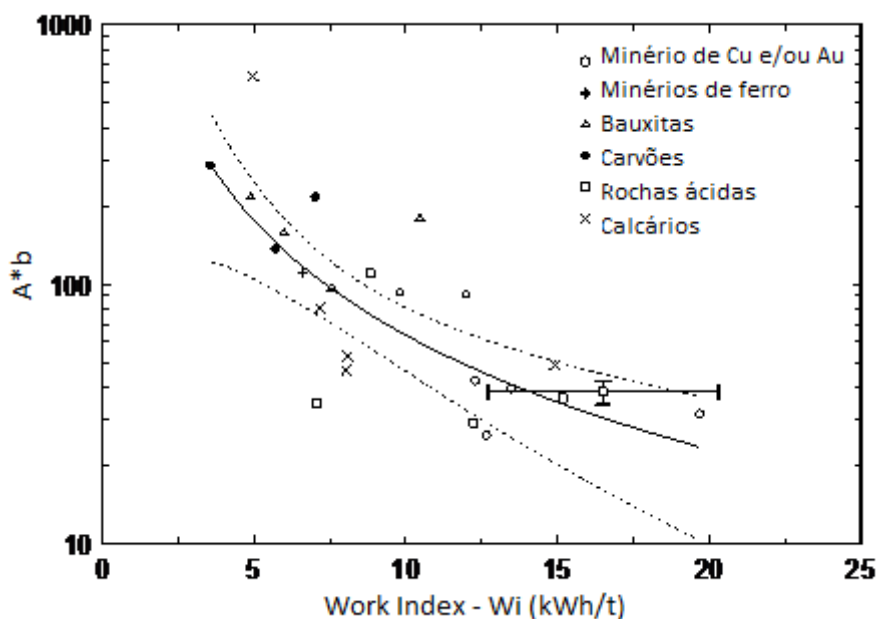


Figura 3.21: Correlação entre os índices A^*b e Wi (Tavares e Silveira, 2008).

Por fim, vale a pena ressaltar que para valores elevados de A^*b tem-se resistências baixas ao impacto e para valores baixos de A^*b tem-se resistências elevadas ao impacto, ou seja, os valores são inversamente proporcionais como pode ser visto na Tabela 3.4.

Tabela 3.4: Valores de A^*b vs Resistência ao Impacto.

Intervalo de valores do parâmetro A^*b		Resistência ao Impacto
Menor	Maior	
-	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	149,9	Muito Baixa
150	-	Extremamente Baixa

O índice C_i (*Crushability Index*) foi desenvolvido para quantificar melhor os primeiros estágios da caracterização geometalúrgica através de parâmetros com o objetivo de gerar uma visão mais automatizada dos processos e capacidade das máquinas, tendo uma maior flexibilidade e custo efetivo (Kojovic et al., 2010).

Este índice visa agregar valor quanto à preparação das amostras para os ensaios rotineiros onde, através dos valores do índice, podem ser extraídas importantes informações sobre o padrão de quebra e geração de finos. O índice C_i é um exemplo clássico de como agregar valor a um processo que, na maioria dos casos, já será realizado (Kojovic et al., 2010).

A distribuição resultante do teste de britabilidade é usada para determinar dois parâmetros:

- C_i (CRU), que está relacionado ao ensaio de queda de peso e também ao índice de quebra A^*b , variando de 0,0 a 6,0;
- C_i (GRD), que está relacionado com o ensaio do moinho de bolas de Bond e seu índice W_i , variando de 0,0 a 1,0.

Porém deve-se ressaltar que as circunstâncias em que o teste é realizado provou que o mesmo possui algumas limitações, que são (Kojovic et al., 2010):

- Minérios com partículas que contém núcleo friável, significando que se têm peças de diferentes tamanhos em cada amostra;
- Alimentação variável;
- Alto teor de argila em rochas;
- Grande variação de forma dos fragmentos.

- Análise Comparativa:

Pode-se dizer que existe uma relação entre os três índices (WI, A*b e Ci), comprovada por validações e modelagens extensivas, mas sabe-se que cada um deles possui vantagens e desvantagens:

Wi (*Work Index*) é geralmente muito utilizado para selecionar britadores e estimar o consumo energético dos mesmos, mas sabe-se que a aplicabilidade para todas as opções de britagem é ainda questionável.

A*b (Índice de Quebra) é geralmente utilizado em situações onde se tende a averiguar a afabilidade das rochas para a quebra ou britagem do minério. Pode-se prever este índice por testes de partícula única em compressão, mas alguns problemas podem surgir para identificar sua resistência: a mesma depende da orientação da partícula e, às vezes, necessita de diversos impactos para que se possa enfim encontrar a orientação favorável e, por fim, a resistência.

Ci (*Crushability Index*) é utilizado em casos onde, por exemplo, é necessária uma análise mais profunda da caracterização geometalúrgica. Seu coeficiente de variação é um fator positivo do teste, mas amostras com alta variação de tamanho e forma das partículas, bem como alimentação variável e alto teor de argila nas amostras limitam a utilização deste índice.

Vale ressaltar que, nos dias de hoje, há grande possibilidade de complementações de testes e modelos na indústria mineral, ou seja, não é incomum a utilização, por exemplo, de mais de um índice para uma aplicação.

4. Desenvolvimento

Neste capítulo serão abordados os assuntos relacionados à metodologia dos ensaios utilizados para a obtenção dos dados experimentais, bem como a apresentação dos mesmos. Também será apresentada neste capítulo a calibração das constantes utilizadas para a obtenção dos índices analisados no presente trabalho.

4.1. Amostras Ensiadas

Nesses estudos foram utilizadas amostras de diferentes minérios. A lista completa das amostras utilizadas nos ensaios pode ser vista na Tabela 4.1.

Tabela 4.1: Amostras utilizadas nos ensaios

Rocha	Detalhamento
Calcário	Dolomítico (Umbuzeiro)
Calcário	Calcítico (Umbuzeiro)
Calcário	Calcário (Cantagalo)
Calcário	Candiota
Calcário	Ribeirao Branco
Calcário	Baraúnas poroso
Calcário	Baraúnas micrítico
Carvão	Candiota
Carvão	Moatize ROM
Carvão	Moatize Subsample
Granito	Embu
Granulito	Pedra Sul
Gnaisse	Santa Luzia
Gnaisse	Queimados
Sienito	Vigné
Minério de cobre	Xisto Salobo
Minério de cobre	Mineração Serras do Oeste
Minério de cobre	Salobo Munaro
Minério de cobre	Sossego SAG
Minério de cobre	Sossego rebitador
Minério de ferro	Itabirito Fábrica Nova (ABFN)
Minério de ferro	Itabirito Conceição
Bauxita	Paragominas BCM3TR5
Bauxita	Paragominas BCM3TR6
Bauxita	Paragominas BCM3TR7
Bauxita	Paragominas BCM3TR8
Bauxita	Paragominas BCM3TR9
Bauxita	Paragominas CIMM

4.2. Metodologia Experimental dos Ensaios

Para ser alcançado o objetivo de validar um novo método de análise de britabilidade foram utilizados resultados de ensaios realizados em um estudo anterior realizado no Laboratório de Tecnologia Mineral/COPPE/UFRJ (Silveira, 2009). As amostras foram preparadas seguindo os padrões dos ensaios propostos e os ensaios de britagem foram realizados no Britador Cônico Denver nº 12 (Figura 4.1) instalado no laboratório.



Figura 4.1: Britador Cônico Denver nº 12 do laboratório LTM equipado com medidor de potência (Tavares e Silveira, 2008).

O britador possui abertura de alimentação de 30 mm, amplitude de 4,9 mm, ângulo do cone em relação à horizontal de 44° e manto de 150 mm de comprimento. O motor opera a 1725 rpm, gerando uma frequência no manto em torno de 616 ± 5 rpm (Silveira, 2009).

Vale ressaltar que durante os procedimentos foram mantidos fixos alguns parâmetros como, por exemplo, a abertura de posição fechada (APF) e a granulometria da alimentação.

Os ensaios foram realizados seguindo normas padronizadas do laboratório, no qual cada amostra de aproximadamente 15 kg foi alimentada com uma alta taxa específica (condição afogada) durante todo o experimento, com tamanhos de partículas entre 22,4 x 16 mm e APF de 7,6 mm. Durante os procedimentos foram registradas as leituras de potência (pelo medidor instalado no britador) nas situações do britador cheio e vazio. Após o ensaio, foi feita a pesagem da amostra e em seguida o peneiramento da mesma.

Como resultado final dos testes foram obtidos valores de capacidade, consumo energético, distribuição granulométrica do produto e razão de redução.

Realizaram-se também ensaios de Pêndulo de Impacto de Bond e de Queda de Peso (Drop Weight Test – DWT) para a obtenção dos valores dos índices W_i e A^*b completo respectivamente.

O ensaio de Queda de Peso foi realizado na Célula de Carga de Impacto de 100 mm do laboratório (Figura 4.2) seguindo o procedimento padrão no JKMRC (Napier-Munn et al., 1996), onde as amostras foram preparadas nas faixas estreitas de tamanho: 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 entre quinze e cem partículas. O ensaio de Queda de Peso dos diferentes lotes foi realizado para diferentes níveis de energia variando de 0,05 a 2,5 kWh/t. Ao final de cada ensaio foi realizado o peneiramento híbrido (úmido/seco) da amostra em peneirador RO-TAP® durante um período de 15 minutos, utilizando a série de peneiras que seguem progressão geométrica de razão igual à $\sqrt{2}$ (Série de Tyler). Considera-se o ensaio válido quando o mesmo possui perda de material, devido ao peneiramento, inferior a 2%.

A partir dos dados obtidos, calculou-se o valor de t_{10} a partir da equação 3.18 e em seguida o Índice de Quebra (A'^*b') pela derivada da equação de t_{10} quando E_{cs} vale zero (Silveira, 2009).



Figura 4.2: Célula de Carga de Impacto de 100 mm do LTM (Silveira, 2009)

4.3. Calibração

O primeiro passo para a aplicação do método é a calibração dos valores a serem fixados para K_1 , K_2 e K_3 , pertencentes às equações 3.10, 3.11 e 3.12 da função classificação. Diversas combinações dos valores de K foram testadas, comparando-se os gráficos de passante em função do tamanho de partícula do produto do britador para cada material medidos por peneiramento e aqueles simulados. Deste modo, foram estipulados os valores de $0,8*APF$, $1,4*APF$ e $2,3$ para K_1 , K_2 e K_3 , respectivamente, os quais foram mantidos constantes para todos os materiais analisados.

A partir da pré-determinação dos índices da função classificação, iniciou-se a determinação dos valores de α_1 , α_2 e α_3 da função quebra. Visando ajustar os valores para o gráfico específico de cada material, buscou-se o melhor alinhamento possível da alimentação com os dados medidos dos produtos. Desta forma, novamente houve várias alterações dos valores de α a serem determinados. Nas Figuras 4.3 e 4.4 podem ser vistos dois exemplos gráficos com as constantes já estipuladas.

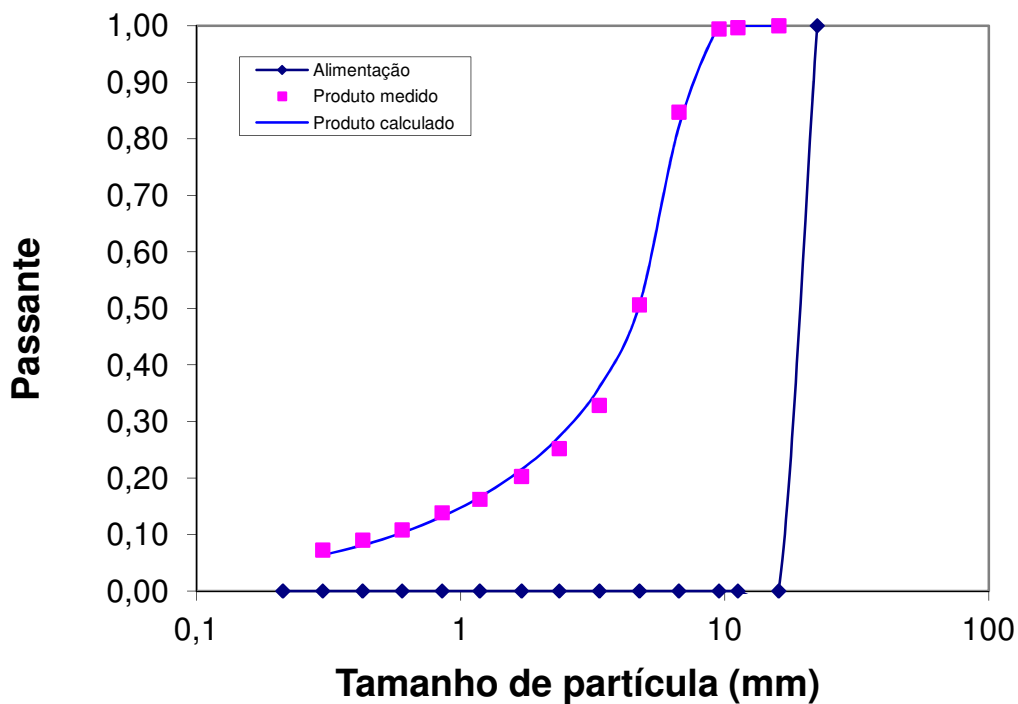


Figura 4.3: Comparação entre as distribuições granulométricas medida e ajustada para um minério de cobre (Xisto Salobo), considerando para as constantes α_1 , α_2 e α_3 os valores 0,28, 0,7 e 4,0, respectivamente.

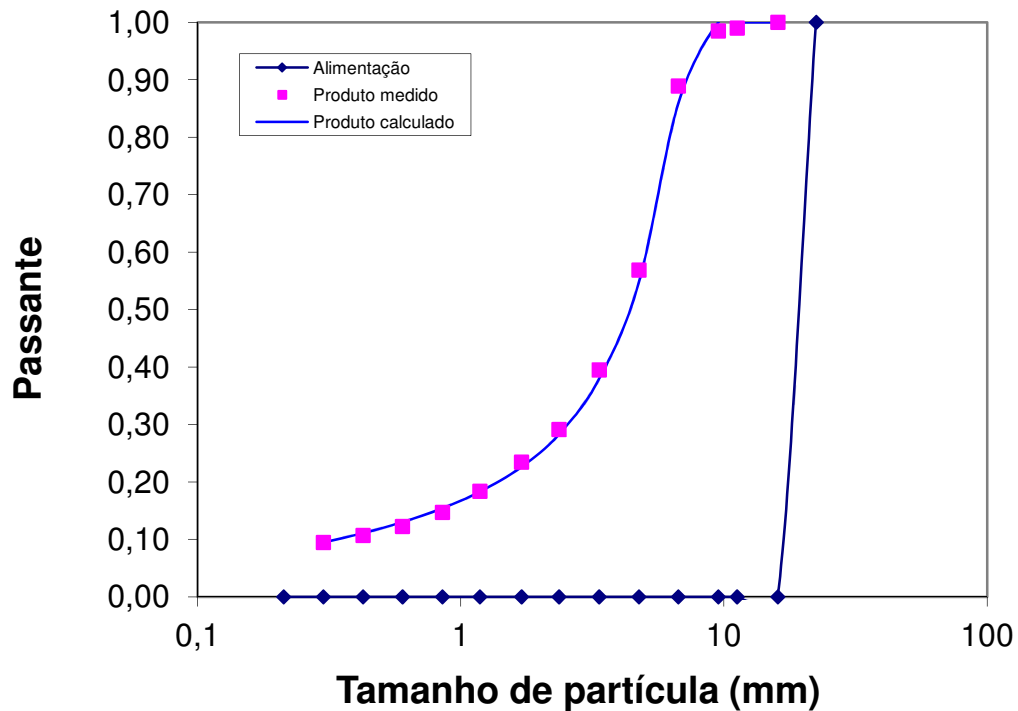


Figura 4.4: Comparação entre as distribuições granulométricas medida e ajustada para um calcário (Calcário Ribeirão Branco), considerando para as constantes α_1 , α_2 e α_3 os valores 0,2, 0,44 e 2,8, respectivamente.

O ajuste das distribuições granulométricas dos produtos resultou em funções quebra distintas para cada material analisado. As Figuras 4.5 e 4.6 mostram as diferenças encontradas para os materiais analisados, os quais indicam que a função quebra é propriedade do material, embora também influenciado pelas condições de britagem adotadas no ensaio.

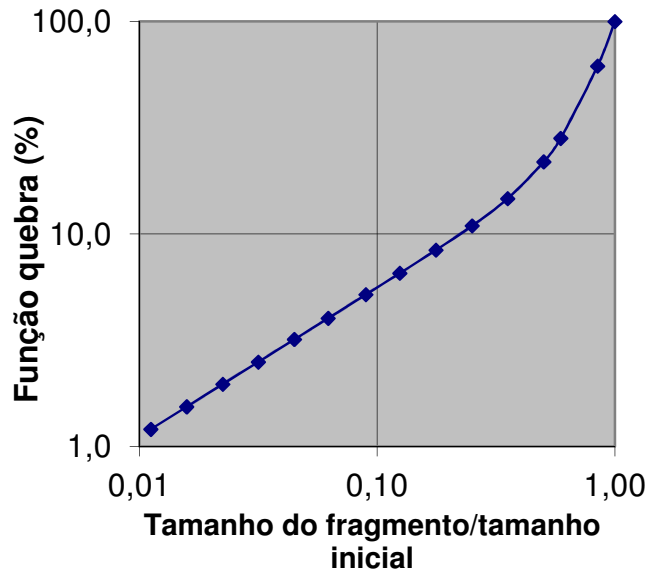


Figura 4.5: Função quebra para o minério de cobre Xisto Salobo, onde pode-se extrair t_{10} (neste caso com valor de 5,59%).

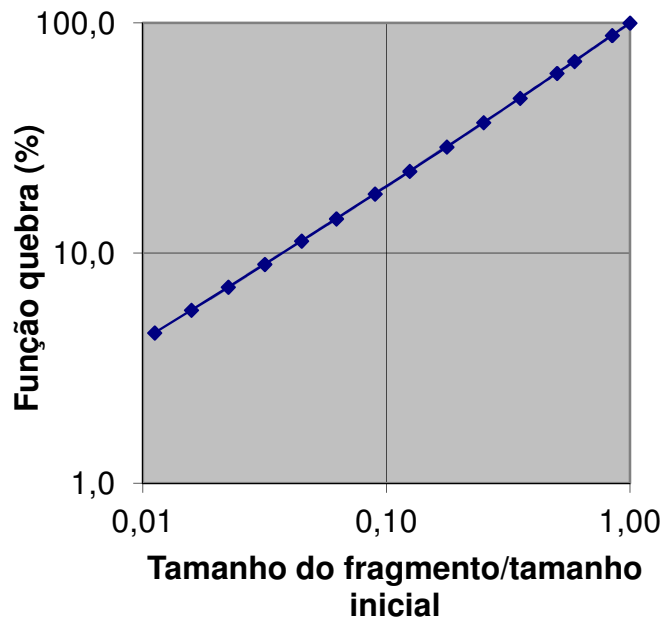


Figura 4.6: Função quebra para o carvão Moatize ROM, onde pode-se extrair t_{10} (neste caso com valor de 19,48%).

4.4. Metodologia proposta de estimação de A*b

O objetivo desta análise de dados é calcular o Índice de Quebra A*b' (previsto). Tem-se “A” como uma constante de valor 50, onde este é o valor médio encontrado para a gama de minérios, e “b” é calculado pela formulação:

$$b = \frac{-\ln\left(1 - \left(\frac{t_{10}}{A}\right)\right)}{Ecs} \quad [4.1]$$

Na qual t_{10} é calculado pela expressão:

$$t_{10} = (\alpha_1 * 0,1^{\alpha_2} + (1 - \alpha_1) * 0,1^{\alpha_3}) \quad [4.2]$$

Já o valor de Ecs é obtido pela reorganização da equação 3.17, tendo-se:

$$E_{cs} = \frac{Pp}{(\sum C_i * x_i) * C_{ap}} \quad [4.3]$$

na qual,

α_1 , α_2 e α_3 são as variáveis da função quebra a serem calibradas, sendo α_1 variando entre 0 e 1, α_2 também entre 0 e 1 e α_3 variando entre 1 e 4;

C_{ap} é a capacidade em t/h;

Pp (potência líquida) é descrita pela equação 3.16;

Para esta análise foram fixados valores para algumas variáveis, que são:

- K_1 , K_2 e K_3 , variáveis da função classificação que interfere no cálculo de E_{cs} , com os valores, respectivamente, de 0,8*APF, 1,4*APF e 2,3.
- Abertura de posição fechada (APF) que influencia também no cálculo de E_{cs} , com o valor de 7,6 mm.

5. Resultados e Discussões

Neste capítulo serão apresentados e discutidos os resultados obtidos a partir do presente estudo. Primeiramente, no item 5.1 serão apresentados os dados obtidos nos ensaios. No item 5.2 será apresentado o ajuste realizado no fator “S” do cálculo da potência para o método de Whiten-Awachie. O item 5.3 apresenta a última calibração do modelo através da relação existente entre o valor de A^*b' e A^*b tabelado. Finalmente, o item 5.4 apresenta uma última análise comparativa entre $(A^*b')_{prev}$ e A^*b tabelado, que nada mais é do que uma análise do quão próximo da realidade está o modelo proposto.

5.1 Resultados dos Ensaios

Seguindo a metodologia do desenvolvimento descrita acima, primeiramente, foram extraídos os dados referentes ao peneiramento, realizado após a britagem, originando o passante em função da abertura das peneiras (em mm) para cada material ensaiado (Figura 5.1). Podem-se notar distribuições parecidas entre os materiais pelo formato das curvas. Entretanto, como é de se esperar, há algumas exceções.

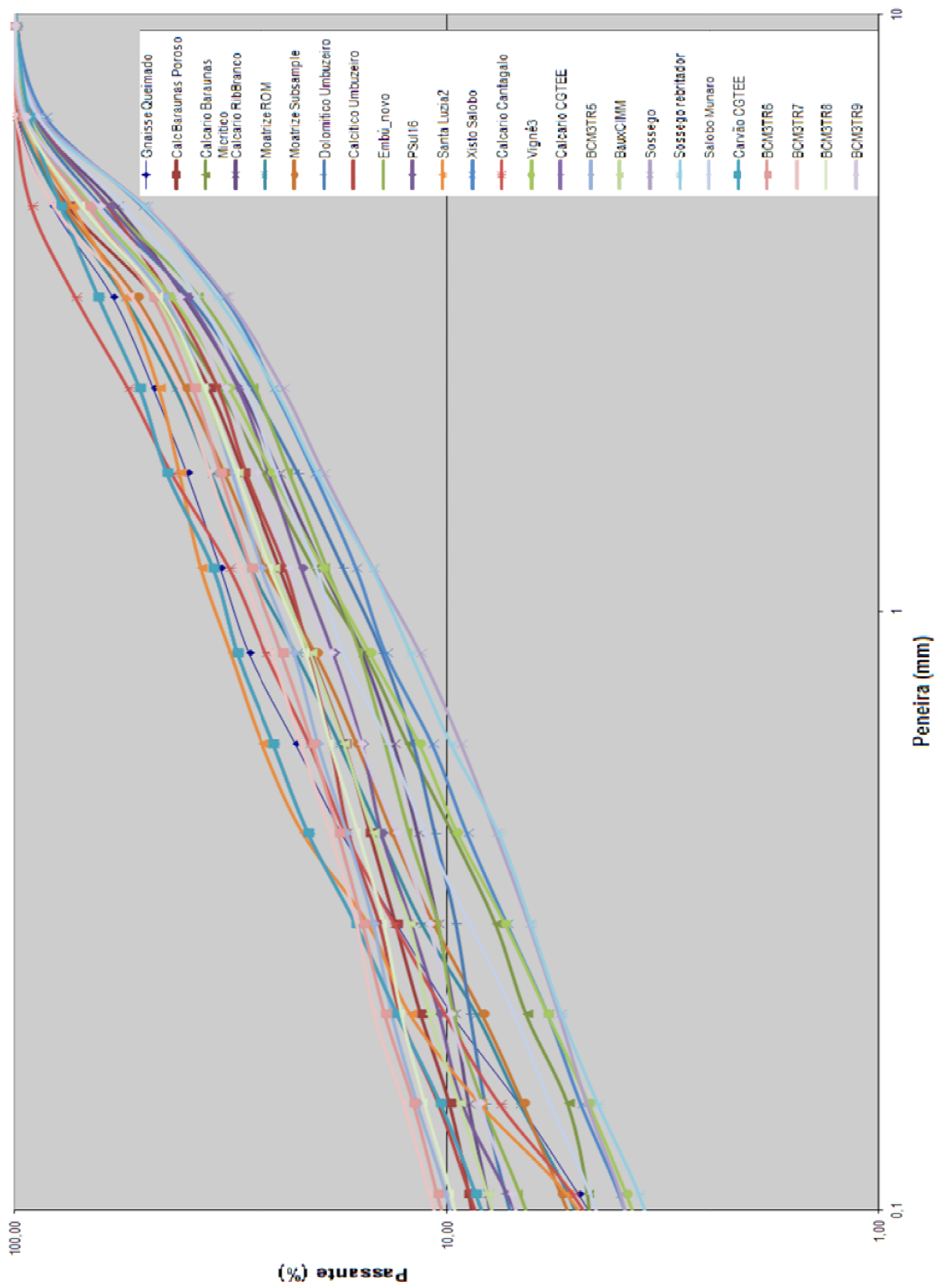


Figura 5.1: Distribuições granulométricas dos produtos dos ensaios de britagem.

Prosseguindo, têm-se os dados referentes aos cálculos do A^*b' , obtidos segundo os ensaios de Queda de Peso (Drop Weight Test – DWT) nas faixas de tamanhos de 16x13,2 mm e 22,4x19 mm, visto que a alimentação no ensaio de britagem era menor que 22,4 mm. Tais dados encontram-se na Tabela 5.1, bem como gráficos comparativos da Energia de Cominuição (Ecs) e de valores de A^*b' (DWT) dentre os minérios ensaiados nas Figuras 5.2 e 5.3 respectivamente.

Índices complementares, como W_i , também foram obtidos por meio dos ensaios de pêndulo duplo e podem ser encontrados na Tabela 5.1. Nesta mesma tabela também se podem encontrar os dados obtidos segundo o modelo de Whiten juntamente com a metodologia deste trabalho ($A^*b'_{prev}$) e os valores de A^*b tabelados.

Tabela 5.1: Resultados de dados a partir dos ensaios propostos

Amostra	Potência (W)			Cap (t/h)	Ecs (kWh/t)	Wi (kWh/t)	t10	(A**b')prev	A**b'	A*b tab.
	Vazio	cheio	líquida							
Dolomítico Umbuzeiro	532,0	4148,5	3,6	1,18	0,33	8,07	8,66	29,1	37,9	53,0
Calcítico Umbuzeiro	545,0	4353,3	3,8	1,01	0,38	8,03	9,58	28,3	36	46,7
Calcário Cantagalo	526,0	1491,4	1,0	1,87	0,07	4,96	25,12	489,5	485,7	632,7
Calcário Candiota CGTEE	540,8	2697,8	2,2	1,11	0,24	7,18	17,53	91,1	46,1	81,0
Calcário Ribeirão Branco	721,1	2892,9	2,2	0,75	0,30	14,90	7,77	28,6	35,7	48,6
Calcário Baraúnas poroso	752,1	2100,0	1,3	0,49	0,32	-	13,66	50,5	90,4	-
Calcário Baraúnas micrítico	732,2	2406,7	1,7	0,66	0,29	-	10,46	40,6	46,6	-
Carvão Candiota CGTEE	525,8	1230,0	0,7	0,92	0,10	7,03	24,80	329,6	177,9	215,4
Carvão Moatize ROM	700,6	1555,2	0,9	1,01	0,11	3,56	19,48	221,4	134,2	285,4
Carvão Moatize Subsample	675,5	1739,0	1,1	0,80	0,17	5,71	16,49	119,6	91,5	136,1
Embu	716,0	3572,0	2,9	1,14	0,26	7,08	7,45	31,0	30,4	34,7
Pedra Sul	626,8	2930,0	2,3	0,95	0,26	15,20	9,80	41,8	32,8	36,2
Santa Luzia	661,3	2551,1	1,9	1,59	0,15	8,85	20,10	174,6	106,5	109,1
Vigné3	657,5	3346,8	2,7	1,04	0,29	12,25	9,73	37,9	23,9	29,1
Gnaisse Queimados	748,9	2373,0	1,6	1,52	0,13	-	19,82	188,0	111	-
Xisto Salobo	713,0	3327,0	2,6	0,61	0,41	12,67	5,59	14,6	17	21,0
Salobo Munaro	688,2	3144,8	2,5	0,65	0,38	12,31	7,43	21,5	30,4	31,0
Sossego SAG	694,7	3417,2	2,7	0,69	0,36	13,49	4,45	13,0	21,8	31,5
Sossego rebritador	665,4	4114,8	3,4	0,72	0,49	19,70	6,31	13,6	17,8	26,1
Bauxita BCM3TR5	728,7	2254,8	1,5	0,60	0,26	10,46	10,96	46,9	58,2	179,0
Bauxita BCM3TR6	738,2	2322,7	1,6	0,63	0,29	11,99	14,57	59,9	60,3	91,7
Bauxita BCM3TR7	749,6	2119,6	1,4	0,97	0,16	4,89	15,36	113,7	121,2	215,4
Bauxita BCM3TR8	745,9	2252,4	1,5	0,68	0,26	-	13,54	61,1	106,2	151,9
Bauxita BCM3TR9	726,1	2691,1	2,0	0,61	0,36	7,55	11,00	34,6	69,5	96,2
Bauxita CIMM	725,0	2156,7	1,4	0,89	0,17	9,80	10,82	72,3	58,7	93,0

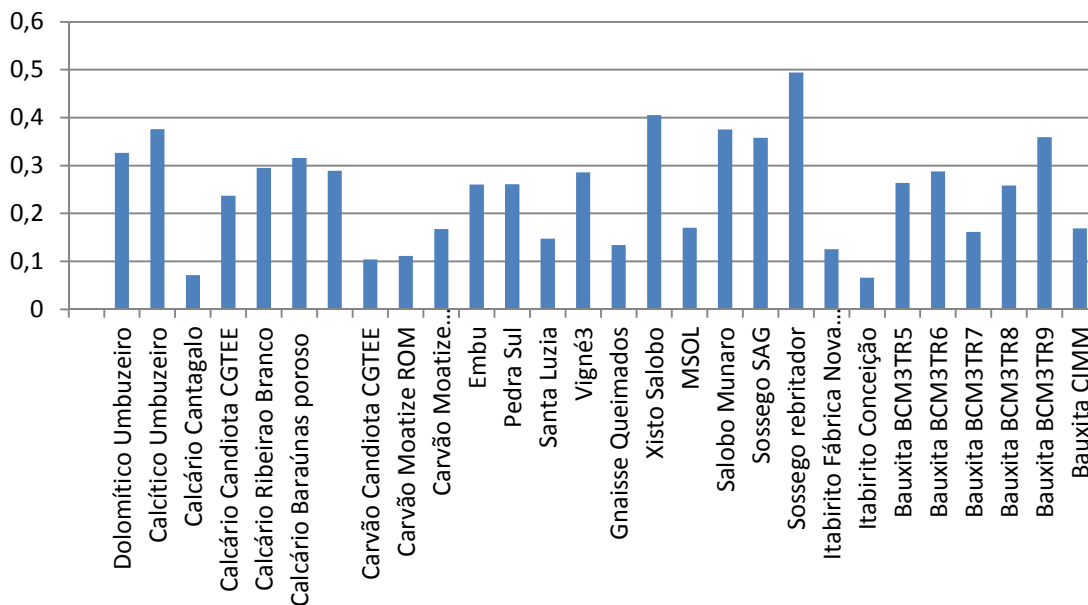


Figura 5.2: Comparativo de energia específica de cominuição dentre os minérios ensaiados.

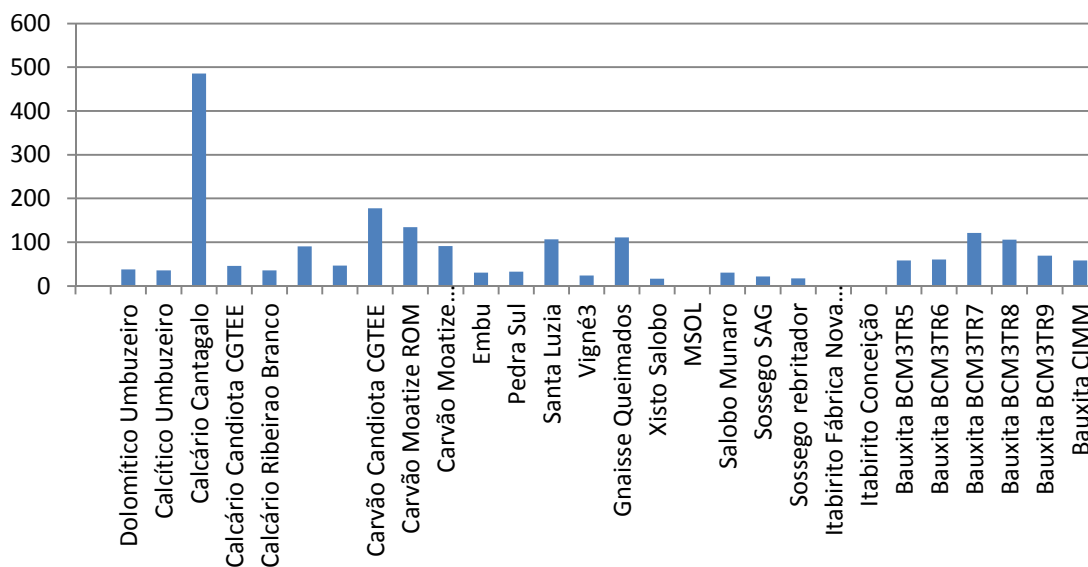


Figura 5.3: Comparativo dos valores de A*b' (DWT) dentre os minérios ensaiados.

Vale ressaltar que os valores de t_{10} também podem ser obtidos pelo gráfico da função quebra, onde se tem a função quebra (%) em função da razão do tamanho do fragmento pelo tamanho do fragmento inicial. Sendo assim, quando a razão de 0,10 é

atingida, o valor correspondente na função quebra é o valor de t_{10} para o material ensaiado, como pode ser visto nos dois exemplos das Figuras 4.5 e Figura 4.6.

5.2. Ajuste do fator “S” do cálculo da potência

Visando reduzir as diferenças entre os valores de $(A^*b')_{prev}$ e os de A^*b' , ajustou-se o fator “S” do cálculo da potência de Whiten, que pode ser considerado como o fator de ineficiência do britador utilizado no ensaio. Isso foi feito minimizando a soma quadrática das diferenças entre esses valores previstos usando a Equação [5.1] e os obtidos usando o ensaio de DWT.

$$SQ = \sum_i^N [(A^*b')_{prev} - (A^*b')]^2 \quad [5.1]$$

Com isso, chegou-se ao valor de S de 5,1 (19,6% de eficiência do britador). Este valor também é consistente com a transmissão de torque do motor para o eixo do cone pela correia de borracha que é utilizada no britador do laboratório, que é muito menor do que os utilizados em britadores industriais (Napier-Munn et al., 1996). Estes, por sua vez, utilizam transmissões de engrenagens mais eficientes.

Na Figura 5.4 pode-se observar a relação final entre os valores de $(A^*b')_{prev}$ e A^*b' , nas faixas de tamanho de 22,4-19,0 mm e 16,0-13,2 mm respectivamente. Estes resultados são bem consistentes, no entanto, com os dados das frações mais finas testadas no ensaio de Queda de Peso, tem-se um erro médio de comparação de 34,9%.

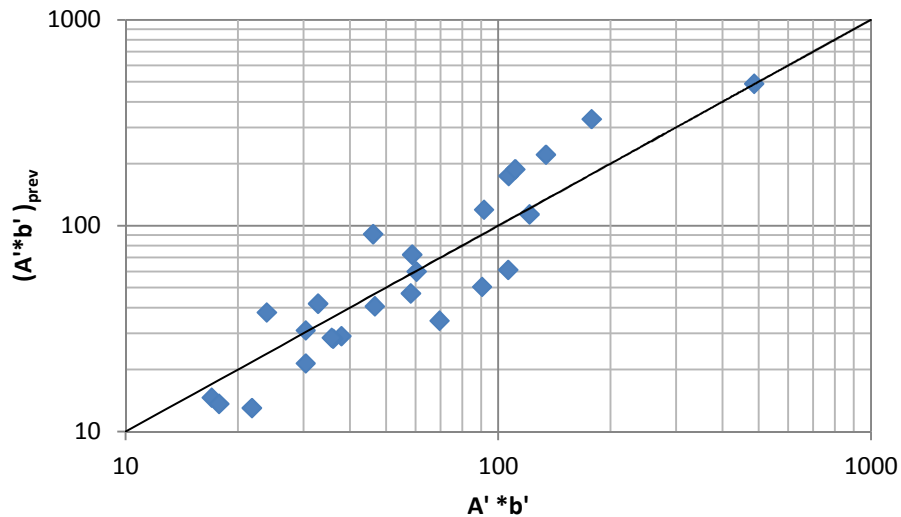


Figura 5.4: Relação entre $(A*b')_{prev}$ e $A*b'$.

5.3. Calibração final do modelo ($A*b$ tabelado vs $A*b'$)

A fim de estimar o valor de $A*b$ consistente com o ensaio de Queda de Peso normal, uma última calibração foi realizada no modelo através da análise comparativa dos valores de $A*b$ tabelado e os resultados do ensaio de Queda de Peso para frações mais finas $A*b'$. Esta análise comparativa é mostrada na Figura 5.5 tendo-se um fator de correção médio geral dado por:

$$A * b = 1,379 A' * b' \quad [5.2]$$

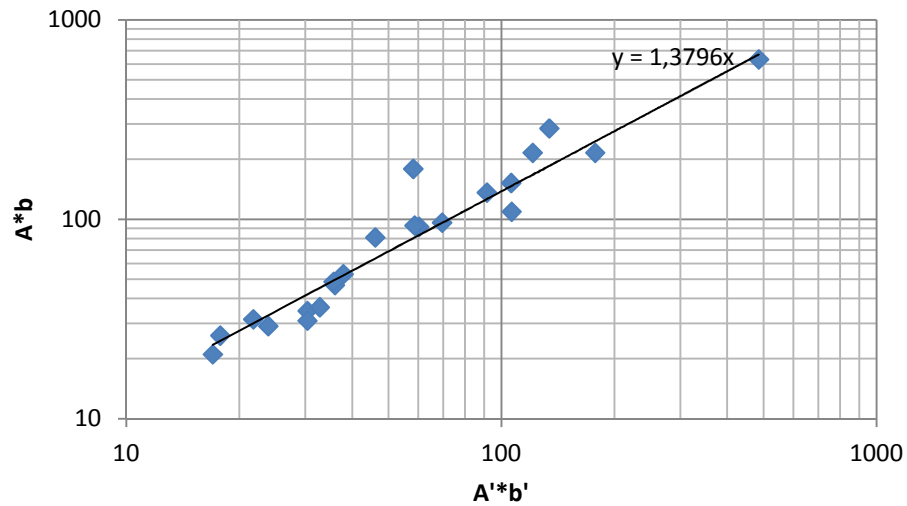


Figura 5.5: Correlação entre A^*b e A^*b' .

5.4. Análise final do modelo ($(A^*b)_{prev}$ vs A^*b tabelado)

Finalmente, após a determinação do último fator de correção, pôde-se comparar os valores previstos pelo modelo $(A^*b)_{prev}$, os quais correspondem aos valores corrigidos de A^*b' (Tabela 5.2) com os valores tabelados A^*b . Esta análise comparativa pode ser vista na Figura 5.6, onde pode-se notar um erro médio final do modelo de 37,6%. Este erro pode ser considerado consistente com o modelo devido à sua escala laboratorial.

Tabela 5.2: Valores de $(A*b)_{prev-corr}$ corrigidos

Amostra	$(A*b)_{prev-corr}$
Dolomítico Umbuzeiro	40,2
Calcítico Umbuzeiro	39,0
Calcário Cantagalo	675,4
Calcário Candiota CGTEE	125,7
Calcário Ribeirao Branco	39,4
Carvão Candiota CGTEE	454,9
Carvão Moatize ROM	305,5
Carvão Moatize Subsample	165,1
Embu	42,8
Pedra Sul	57,7
Santa Luzia	240,9
Vigné	52,3
Xisto Salobo	20,2
Salobo Munaro	29,6
Sossego SAG	18,0
Sossego rebritador	18,8
Bauxita BCM3TR5	64,8
Bauxita BCM3TR6	82,7
Bauxita BCM3TR7	156,9
Bauxita BCM3TR8	84,3
Bauxita BCM3TR9	47,7
Bauxita CIMM	99,8

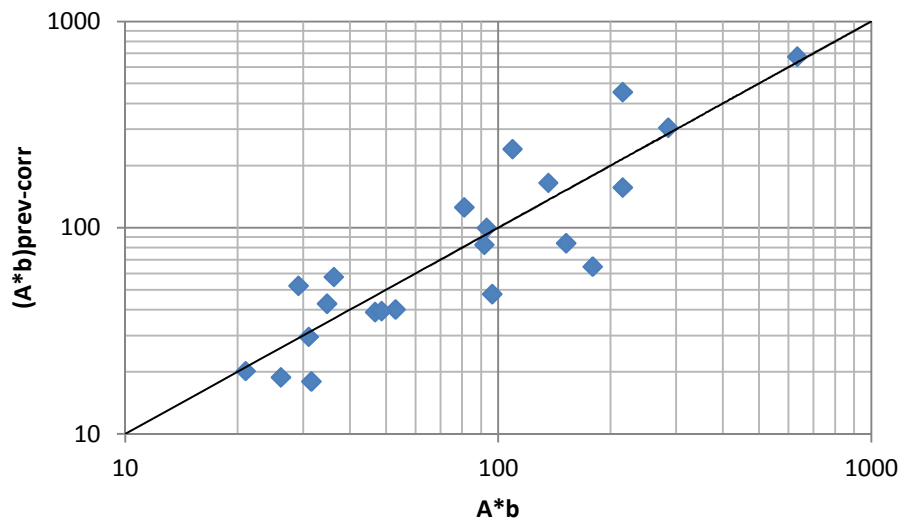


Figura 5.6: Comparativo entre $(A*b)_{prev-corr}$ e $A*b$ tabelado, obtido no ensaio de quebra de peso.

6. Conclusões

Um método simples e conveniente foi proposto para avaliação da britabilidade de minérios, baseado no modelo de Whiten-Awachie, e propriamente calibrado para a função classificação e eficiência energética de um britador cônico laboratorial.

Verificou-se que, apesar da distribuição granulométrica da alimentação ter sido mantida fixa no presente trabalho, a mesma pode ser variada no método proposto. Para esta variação da alimentação deve-se atentar à fraca dependência de K_1 e K_2 em relação a alimentações grosseiras (Napier-Munn et al., 1996).

O método tem sido capaz de prever o índice de quebra A^*b com boa confiança, tendo um desvio médio de 37,6%.

Embora não se destine a substituir o teste padrão utilizado para se estimar o índice de quebra A^*b , pode-se considerar o mesmo como um bom exemplo de adição de valor aos ensaios laboratoriais que já serão realizados, tendo-se uma forma a mais de análise de dados com um baixo custo.

7. Referências Bibliográficas

BEARMANN, R.A., BRIGGS, C.A., KOJOVIC, T., 1997. The application of rock mechanics parameters to the prediction of comminution behaviour. *Minerals Engineering*. v. 10, n.3, 255-264.

CHEIREGATI, A.C., 2001. Novo método de caracterização tecnológica para cominuição de minérios. Tese de Mestrado, Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo. São Paulo.

FIGUEIRA, H. V. O., ALMEIDA, S. L. M., LUZ, A. B., 2004. Tratamento de Minérios, 4ª Edição.

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

HARTLEY, J.N., PRISBREY, K.A., WICK, O.J., 1978. Chemical additives for ore grinding: How effective are they?, *Engng. Min. J.* (Oct.), 105.

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

KING, R.P. (1990). Simulation – the modern cost-effective way to solve crushing circuit processing problems, *Int. J. Miner. Process.* 29, 249-265.

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

KOJOVIC, T., MICHAUX, S., WALTERS, S., 2010. Development of New Comminution Testing Methodologies for Geometallurgical Mapping of Ore Hardness and Throughput, XXV International Mineral Processing Congress (IMPC) 2010 Proceedings, Brisbane, QLD, Australia.

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, 413p.

NEVES, P. B., 2005. Características de Fragmentação e Microestruturais de Rochas e seu Comportamento na Britagem para a Produção de Agregado. Dissertação de mestrado. Universidade Federal do Rio de Janeiro. Programa de Engenharia Metalúrgica e de Materiais. Rio de Janeiro.

SILVEIRA, M.A.C.W., 2009. Análise da Britabilidade de Minérios e Previsão da Capacidade de Britadores Cônicos. Projeto de Graduação. Universidade Federal do Rio de Janeiro. Programa de Engenharia Metalúrgica e de Materiais. Rio de Janeiro.

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

TANG, C. A.; XU, X. H.; KOU, S. Q.; LINDQVIST, P. A.; LIU, H. Y., 2001. Numerical investigation of particle breakage as applied to mechanical crushing – part I: single-particle breakage. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. v. 38, 1147-1162.

TAVARES, L. M., 1997. Microscale investigation of particle breakage applied to the study of thermal and mechanical predamage. Doctor of Philosophy thesis. University of Utah. Salt Lake City.

TAVARES, L.M., 2009. Uma Introdução aos Aspectos Teóricos e Práticos da Preparação e Concentração Física de Matérias-Primas Mineraias, 7ª Revisão.

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

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.

WILLS, B.A., NAPIER-MUNN, T.J., 2006. Mineral Processing Technology – An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery, 7ª Edição.