



RELAÇÃO ENTRE CARACTERÍSTICAS DA ROCHA E COMPORTAMENTO NA BRITAGEM PARA PRODUÇÃO DE AGREGADO

Rayla de Souza Caldas

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.

Orientador: Prof. Luís Marcelo Marques Tavares
Coorientador: Eng. Pedro Porto Silva Cavalcanti

Rio de Janeiro

Agosto 2015

RELAÇÃO ENTRE CARACTERÍSTICAS DA ROCHA E COMPORTAMENTO NA BRITAGEM PARA PRODUÇÃO DE AGREGADO

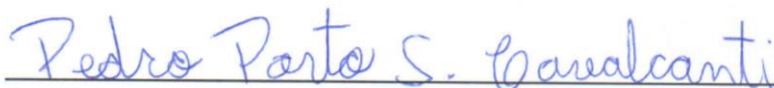
Rayla de Souza Caldas

PROJETO DE GRADUAÇÃO SUBMETIDO 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.

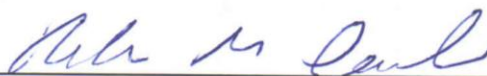
Examinado por:



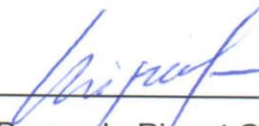
Prof. Luís Marcelo Marques Tavares, Ph.D.



Eng. Pedro Porto Silva Cavalcanti



Prof. Rodrigo Magalhães de Carvalho, D.Sc.



Eng. Bernardo Piquet Carneiro

RIO DE JANEIRO, RJ - BRASIL

AGOSTO 2015

Caldas, Rayla de Souza

Relação entre características da rocha e comportamento na britagem para produção de agregados/ Rayla de Souza Caldas – Rio de Janeiro: UFRJ/ Escola Politécnica, 2015.

X, 92 p.: il.; 29,7 cm.

Orientador: Luís Marcelo Marques Tavares

Coorientador: Pedro Porto Silva Cavalcanti

Projeto de Graduação – UFRJ/ POLI/ Curso de Engenharia Metalúrgica, 2015.

Referências Bibliográficas: p.93-96.

1. Geometalurgia. 2.Circuito de Britagem. 3. Produção de Agregados. I. Tavares, Luís Marcelo Marques. II. Universidade Federal do Rio de Janeiro, UFRJ, Curso de Engenharia Metalúrgica. III. Relação entre características da rocha e comportamento na britagem para produção de agregados.

Aos meus pais e à minha irmã.

Esta conquista é nossa!

Agradecimentos

Agradeço, primeiramente, a Deus, por ter permitido que eu tivesse ânimo e saúde para chegar até aqui.

À minha mãe, Marise, por sempre confiar em mim e por ter conseguido me proporcionar tudo que tive na vida, mesmo nos momentos de dificuldade. Por sempre me apoiar em minhas decisões, dando suporte para meu crescimento pessoal e profissional.

Ao meu pai, Márcio, que mesmo lá do céu está sempre comigo ao longo da minha caminhada.

À minha irmã, Marcela, por toda a ajuda concedida durante este período e por sempre estar ao meu lado durante esta jornada.

Aos meus tios, Conceição e Francisco, por todo o apoio proporcionado a mim e à minha família nos momentos de dificuldades pessoais.

Às minhas primas, Juliana e Izadora, que me aturaram em todos os momentos de estresse vividos durante a faculdade.

Aos amigos que sempre estiveram ao meu lado, por me darem forças e não me deixarem desanimar nas horas de dificuldades.

Ao amigo e coorientador Pedro, pela paciência e por me ajudar e dar todo o suporte necessário para a conclusão deste trabalho.

Ao professor e orientador Luís Marcelo, por ter me dado a oportunidade de participar deste projeto e por ter me orientado durante este período.

Ao colega Mateus, pela ajuda em termos da geologia presente neste trabalho.

Ao colega Rangler, pelo empenho durante os ensaios realizados, trabalhando, inclusive, em finais de semana.

Aos colegas, Anderson e Juliana, pela ajuda nas simulações realizadas.

Ao Engenheiro Bernardo Piquet pelo fornecimento de dados para a conclusão deste trabalho.

À toda a equipe do LTM, pelo empenho e brilhante trabalho durante as amostragens e também durante os ensaios realizados em laboratório, dentro do prazo estipulado.

À empresa Petra Agregados por disponibilizarem funcionários e permitir que as amostragens fossem realizadas nos dias determinados.

À empresa Thyssenkrupp pelo apoio financeiro concedido.

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

Relação entre características da rocha e comportamento na britagem para produção de agregados

Rayla de Souza Caldas

Agosto/2015

Orientador: Luís Marcelo Marques Tavares

Coorientador: Pedro Porto Silva Cavalcanti

Curso: Engenharia Metalúrgica

Entender as características de quebra dos materiais pode facilitar a compreensão de seu comportamento no processo de britagem. Este trabalho estuda as características de três tipologias diferentes de minério, provenientes da mina de uma empresa produtora de agregados para construção civil, localizada no estado do Rio de Janeiro, a partir de análises granulométricas, ensaios de fragmentação e simulação computacional. O trabalho demonstrou que as características da rocha variam na jazida, influenciando no comportamento da britagem, o que justifica a importância do conhecimento geológico aplicado aos recursos minerais na área de agregados.

Palavras-chave: geometalurgia, britagem, agregados, cominuição.

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

Relationship between rock characteristics and behavior in crushing for the production of aggregates

Rayla de Souza Caldas

August/2015

Advisor: Luís Marcelo Marques Tavares

Co-advisor: Pedro Porto Silva Cavalcanti

Course: Metallurgical Engineering

Understanding the breakage characteristics of the rocks can facilitate the understanding of their behavior in a crushing process. This work shows the study of the characteristics of three different types of ore originated from the quarry, located in state of Rio de Janeiro, by size analysis, fragmentations tests and computational simulation. Based on the results of the tests, it was possible to demonstrate that the characteristics of the rock influence the outcome of the industrial crushing circuit, thus justifying the importance of the knowledge of the geology of the deposit in mineral resources used for aggregate production.

Keywords: geometallurgy, crushing, aggregates, comminution.

Sumário

1. INTRODUÇÃO	1
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	4
2.1 COMINUIÇÃO	4
2.2 FRATURA DE PARTÍCULAS	5
2.3 BRITAGEM	11
2.3.1 Britagem Primária e seus Equipamentos	12
2.3.2 Britagem Secundária e seus Equipamentos	15
2.3.3 Britagem Terciária e Britagem Quaternária	20
2.4 ANÁLISES DE FRAGMENTAÇÃO	21
2.4.1 Teoria da Cominuição	21
2.4.2 Modelo de Whiten	25
2.5 BRITABILIDADE	31
2.5.1 Índice de Trabalho (W_i)	32
2.5.2 Índice de Quebra ($A*b$)	34
2.6 CARACTERÍSTICAS DA ROCHA BRITADA	36
2.7 AMOSTRAGEM INDUSTRIAL	38
2.7.1 Erros de Amostragem	39
2.7.2 Método de Amostragem	40
2.8 SIMULAÇÃO EM PROCESSO MINERAL	41
3. A EMPRESA PETRA AGREGADOS	43
3.1 MINA	44
3.2 BRITAGEM	45
3.3 REBRITAGEM	46
4. PROCEDIMENTO EXPERIMENTAL	48
4.1 AMOSTRAGEM DO CIRCUITO	48
4.1.1 Localização das frentes de lavra	52
4.1.1.1 Amostra 1: Cota 130 Central	53
4.1.1.2 Amostra 2: Cota 70 Central	55

4.1.1.3	Amostra 3: Cota 80 Lateral	57
4.1.2	Erros de Amostragem	59
4.2	CARACTERIZAÇÃO DE PARTÍCULAS	60
4.2.1	Classificação das Amostras	60
4.2.2	Ensaio de Espectrometria de Fluorescência de Raios-x.....	62
4.2.3	Ensaio de Fragmentação	63
4.2.3.1.	Ensaio simplificado de fragmentação	63
4.2.3.1.	Ensaio completo de fragmentação	65
4.2.4	Ensaio de Britabilidade de Bond.....	66
4.3	SIMULAÇÃO.....	67
5.	RESULTADOS E DISCUSSÃO	68
5.1	COMPOSIÇÃO QUÍMICA.....	68
5.2	AMOSTRAGEM	69
5.2.1	Dados Brutos das Amostras	69
5.2.2	Análises Granulométricas da Alimentação.....	71
5.3	ENSAIOS DE FRAGMENTAÇÃO	74
5.4	ENSAIOS DE BRITABILIDADE	82
5.5	COMPARAÇÕES FINAIS.....	83
5.6	SIMULAÇÃO.....	85
6.	CONCLUSÕES.....	90
7.	SUGESTÕES DE TRABALHOS FUTUROS.....	92
8.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	93
ANEXO	97

1. INTRODUÇÃO

De acordo com a norma NBR 9935 da Associação Brasileira de Normas Técnicas (ABNT), agregado é um material granular, geralmente inerte, com dimensões e propriedades adequadas para a preparação de argamassa ou concreto. Sendo que os agregados para construção civil podem ser classificados com a relação à sua natureza em agregados naturais, artificiais ou reciclados, areia, pedra britada ou brita, pedregulho britado e agregado especial, como mostra a Tabela 1.1.

A brita ou pedra britada é classificada como um material agregado de origem artificial, pois é extraída da natureza em forma de bloco e necessita passar por processos de fragmentação para atingir o tamanho adequado. Elas são produzidas em pedreiras que exploram solos que contenham rochas do tipo quartzo-feldspáticas, como granitos, gnaisses, basalto, calcário, entre outras. Segundo dados do Ministério de Minas e Energia do Brasil, a participação dos tipos de rocha utilizadas na produção de brita é a seguinte: granito e gnaise – 85%; calcário e dolomita – 10%; e basalto e diabásio – 5% (XIMENES, 2010). A brita também é classificada comercialmente quanto a sua granulometria, como pode ser visto na Tabela 1.2.

Devido aos esforços sofridos durante sua aplicação, as rochas que darão origem às britas devem possuir propriedades como resistência à compressão simples, resistência à tração, resistência ao desgaste, não reatividade, resistência ao intemperismo e trabalhabilidade. Tais propriedades são essenciais para a durabilidade das obras de engenharia civil, visto que o uso inadequado dos agregados, ou seja, sem o total conhecimento dessas propriedades, pode causar rápida deterioração do concreto e também descolamento das partículas do pavimento asfáltico (VALVERDE, 2001). Infelizmente, o setor de agregados para construção civil possui uma escassez de informações no que diz respeito à constituição mineralógica das rochas fonte para a produção de pedra britada. Tais informações são de extrema importância para o conhecimento destas características.

Tabela 1.1 – Classificação dos agregados para construção civil segundo sua natureza, de acordo com a norma NBR 9935/2011 da ABNT

Agregados Naturais	Material pétreo que pode ser utilizado tal e qual encontrado na natureza, podendo ser submetido à lavagem, classificação ou britagem.
Agregados Artificiais	Material granular resultante de processo industrial, envolvendo alteração mineralógica, química ou físico-química da matéria-prima original, para uso como agregado em concreto ou argamassa.
Agregado Reciclado	Material granular resultante de processos de reciclagem de rejeitos ou subprodutos da produção industrial, mineração ou construção ou demolição da construção civil, incluindo agregados recuperados de concreto fresco por lavagem, para uso como agregado.
Areia	Agregado miúdo originado através de processos naturais ou artificiais de desintegração de rochas ou proveniente de processos industriais. É chamada de areia natural se resultante da ação de agentes da natureza, de areia artificial quando proveniente de processos industriais; de areia reciclada, quando proveniente de processos de reciclagem; e de areia de britagem, quando proveniente do processo de cominuição mecânica da rocha, conforme normas específicas.
Brita ou Pedra Britada	Agregado graúdo originado da cominuição mecânica da rocha.
Pedregulho	Agregado graúdo que pode ser utilizado no concreto tal e qual é encontrado na natureza, sem qualquer tratamento que não seja lavagem e seleção.
Pedregulho Britado	Agregado graúdo originado da cominuição mecânica de pedregulho.
Agregado Especial	Material granular cujas propriedades podem conferir ao concreto ou argamassa um desempenho que permita ou auxilie no atendimento de solicitações específicas em aplicações não usuais.

Tabela 1.2 – Especificação comercial de britas quanto a sua granulometria

TAMANHO (mm)	BRITA 3	BRITA 2	BRITA 1	BRITA 0	PÓ
Máximo	50	25	19	9,5	4,8
Mínimo	25	19	9,5	4,8	-

A geração dos diferentes produtos, como os listados na Tabela 1.2, de uma usina varia de acordo com a regulagem dos equipamentos, bem como das características da rocha. Desta forma, o presente trabalho tem como objetivo estudar estas características, relacionando-as com o processo de britagem para a produção de agregados, através de análises granulométricas, ensaios de fragmentação e simulação computacional, respondendo a questões geometalúrgicas sobre a viabilidade de se afirmar que a mudança na tipologia do minério altera o processo de britagem. É importante ressaltar que não será abordada a modelagem utilizada no processo de simulação computacional.

Portanto, a partir das informações levantadas e das análises realizadas, o trabalho contribui para o conhecimento geológico aplicado aos recursos minerais, com vista à melhoria da seleção do tipo de rochas fonte para agregados.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 COMINUIÇÃO

Em uma primeira etapa do processo de cominuição, explosivos são utilizados para a remoção do minério de seus leitos naturais, conhecida como etapa de desmonte. Após esta etapa de desmonte, o minério necessita passar por diversas operações unitárias, nas quais ocorre sua fragmentação por ação mecânica externa.

A cominuição visa a separação entre os minerais de real valor e aqueles de menor interesse, denominados ganga, assim como uma redução em seu tamanho, visto que os blocos provenientes da etapa de lavra podem atingir tamanhos maiores que 1 m. Além disso, serve para garantir tamanhos de partículas que possam ser carregados em correias transportadoras sem causar danos e também produzir partículas com tamanho controlado, como nas pedreiras.

O processo de cominuição é dividido nas etapas de britagem e moagem. Como, geralmente, não faz parte do processo produtivo de pedreiras, a etapa de moagem não será abordada neste trabalho. Estas operações são realizadas em conjunto e representam, aproximadamente, de 50 a 75% dos custos diretos de produção da maior parte das usinas de concentração na indústria mineral (TAVARES, 2009). Tais custos estão relacionados ao alto custo e elevado consumo energético das máquinas utilizadas.

Um exemplo deste grande consumo é o caso da Erie Mining Co, em Minnesota, Estados Unidos (EUA), que processa minérios de ferro taconíticos. Este minério deve ser reduzido a uma granulometria de 90% abaixo de 325 malhas (44 μm), devido à sua fina disseminação. É possível perceber, na Tabela 2.1, que 80% do gasto de energia é referente ao processo de fragmentação do minério (FIGUEIRA et al., 2004).

Tabela 2.1 - Distribuição do consumo de energia na Erie Mining Co. (FIGUEIRA et al., 2004)

OPERAÇÃO	ENERGIA GASTA (kWh/t)
Fragmentação	17,2
Concentração	1,5
Eliminação de Rejeito	1,2
Abastecimento de Água	1,5
Total	21,4

No final da década de 1970 foi realizado um estudo para fins de avaliação do impacto global da cominuição, no qual se estimou que em torno de 1,5% de toda a energia elétrica dos Estados Unidos era consumida nestes tipos de processos. Neves e Tavares (2005) estimaram que aumentos significativos da eficiência energética da cominuição poderiam resultar em economias superiores a 20 milhões de kWh por ano nos EUA. Valor este que representa mais de 5% de todo o consumo energético anual da energia elétrica no Brasil. Segundo apuração da Empresa de Pesquisa Energética (EPE), em 2014 o consumo energético brasileiro foi de 474.393 GWh.

2.2 FRATURA DE PARTÍCULAS

Os minerais são sólidos constituídos de uma estrutura cristalina, na qual os átomos estão arranjados regularmente de forma tridimensional. A configuração de sua estrutura é determinada pelo tipo de ligações físicas e químicas entre os átomos, íons e moléculas constituintes, bem como de suas valências e tamanhos. Sabe-se que as ligações interatômicas são bastante efetivas somente em pequenas distâncias e, por isso, podem ser quebradas com a aplicação de esforços externos, normais ou tangenciais. Esforços tangenciais são aqueles que ocorrem devido a um carregamento de cisalhamento, enquanto que os esforços normais são devido à tração ou à compressão (WILLS et al., 2006).

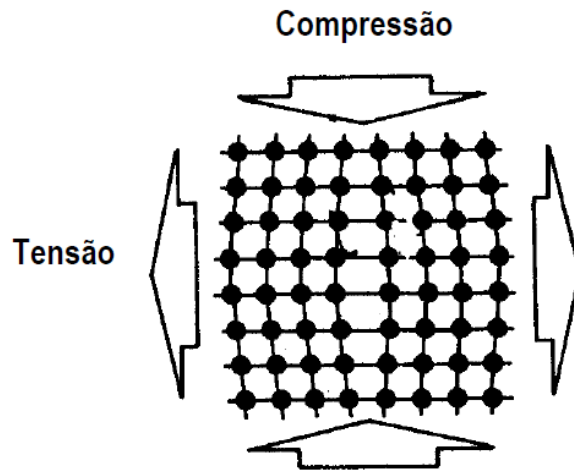


Figura 2.1 – Ilustração de uma estrutura cristalina após aplicação de esforços de tração ou compressão (WILLS et al., 2006)

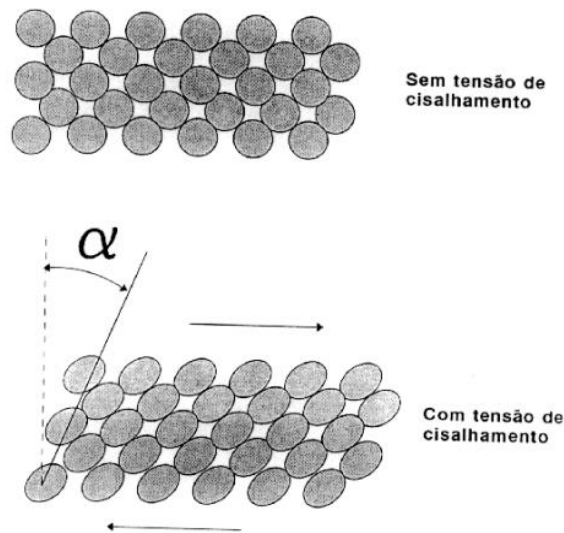


Figura 2.2 – Ilustração de uma estrutura cristalina após a aplicação de esforços cisalhantes (www.fem.unicamp.br/~caram/capitulo10.pdf)

Mesmo quando as rochas são submetidas à ação de forças uniformes, as tensões internas não estarão igualmente distribuídas, devido ao fato de que as rochas são formadas por uma variedade de minerais dispersos assim como grãos de vários tamanhos. Neste caso, a distribuição interna não dependerá apenas das propriedades mecânicas dos minerais individualmente, mas também da presença de trincas ou falhas, as quais funcionam como pontos de concentração de tensão como mostra a Figura 2.3 (WILLS et al., 2006).

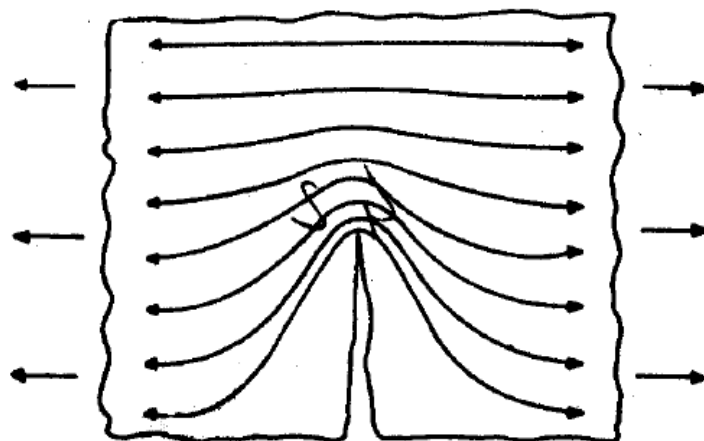


Figura 2.3 – Extremidade da trinca funciona como um ponto de concentração de tensão (WILLS et al., 2006)

Porém, partículas reais possuem formato irregular, fazendo com que a ação das forças não seja uniforme e, por isso, são utilizados equipamentos que aplicam esforços, responsáveis pela perda de coesão das partículas e consequente fragmentação das mesmas. A Figura 2.4 representa os variados mecanismos de aplicação de esforços. Todos são esforços mecânicos, com a exceção da letra (g), que consta com aplicação de energia não mecânica, como por exemplo, microondas, choques elétricos, calor, plasma, etc. Quando uma partícula é submetida a esforços mecânicos, ocorre propagação das trincas já existentes e a iniciação de novas trincas em seu interior. No caso destes esforços serem superiores à sua resistência à ruptura, ocorrerá a fragmentação da mesma.

Quando submetido a tais esforços (normais ou tangenciais), o minério responderá na forma de deformações elásticas ou inelásticas, dependendo do carregamento e do material em questão. A deformação elástica é aquela em que a energia acumulada durante o carregamento é totalmente recuperada no instante em que as cargas são removidas e abrange a maioria das rochas até o momento antes de sua ruptura, como mostra a Figura 2.5 (a). O comportamento inelástico é o resultado de uma deformação permanente ou do efeito do tempo na deformação do material, como mostra a Figura 2.5 (b). Neste caso, ocorre consumo de energia e essa energia não é recuperável, caracterizando o comportamento elasto-plástico (DIETER, 1961).

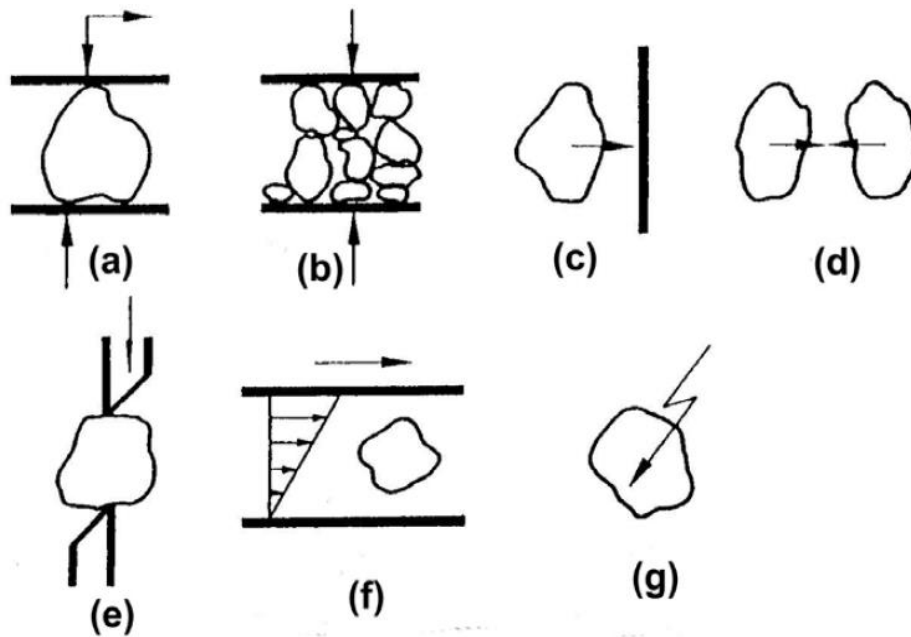


Figura 2.4 – Métodos de aplicação de cargas em equipamentos de cominuição: aplicação de cargas diretamente entre duas superfícies sólidas a partículas individuais (a) e leito de partículas (b); projeção de partículas contra uma superfície sólida (c) ou de partículas umas contra as outras (d); utilização de ferramentas de corte (e); aplicação de cisalhamento (f); aplicação de energia não-mecânica (g) (TAVARES, 2009)

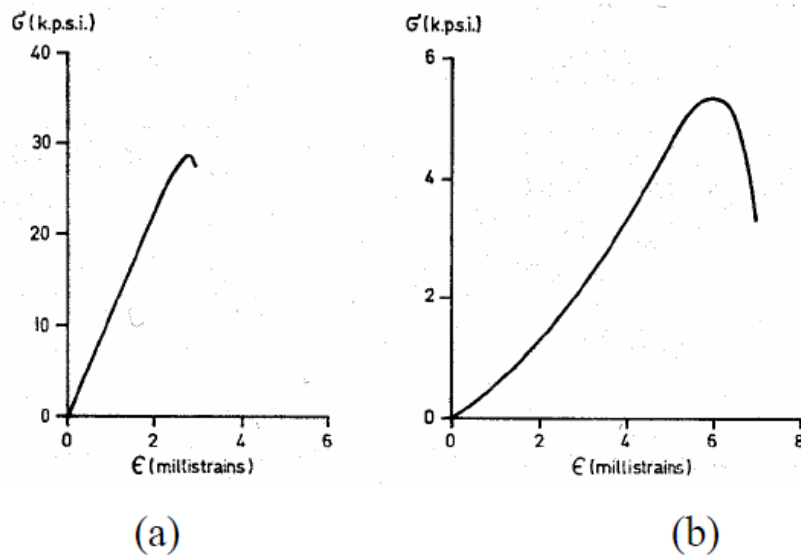


Figura 2.5 – Curvas esforço-deformação para compressão uniaxial do quartzito (a) e arenito (b) (JAEGER e COOK, 1969 *Apud* MAGALHÃES, 2013)

É muito importante destacar que o comportamento elasto-plástico apresentado por rochas é diferente daquele geralmente observado em metais. No caso de metais, esse comportamento é o resultado do acúmulo de discordâncias, enquanto que em rochas, é o resultado da evolução do dano de fraturamento do material que ocorre previamente à perda de integridade do sólido (TAVARES, 2004).

As deformações são geradas a partir das forças de contato que dão origem a um campo de tensões complexo. É um processo caracterizado pelos mecanismos de abrasão, clivagem ou estilhaçamento, os quais são responsáveis pela fragmentação em si.

O mecanismo de abrasão (Figura 2.6 (a)) é aquele no qual as partículas sofrem a ação de esforços normais, os quais não são capazes de gerar a ruptura das mesmas, ou esforços cisalhantes na superfície da partícula, causadores apenas de uma fragmentação superficial. O resultado é uma redução limitada de tamanho da partícula inicial e um grande número de finos.

Já o estilhaçamento é caracterizado por altas taxas de aplicação de energia, sob condições de esforços compressivos. Será obtida uma ampla faixa de tamanhos de fragmentos, resultante de uma intensa fragmentação da partícula original. Este mecanismo é ilustrado na Figura 2.6 (b).

Por fim, o mecanismo de clivagem (Figura 2.6 (c)) é caracterizado pela baixa taxa de aplicação de energia, gerando muitos fragmentos grossos e também muitos finos na região de aplicação dos esforços.

A fragmentação das rochas é vista como um processo elementar da cominuição. O cálculo do campo de tensões gerado no interior da partícula é considerado complexo, pois há uma limitação na descrição dos esforços devido à geometria irregular de cada partícula e também à aleatoriedade da distribuição de seus defeitos. Desta maneira, técnicas convencionais de avaliação da mecânica da fratura não são possíveis de serem utilizadas. Assim, se faz necessário o uso de uma abordagem energética para melhor compreensão da resistência de materiais particulados frágeis.

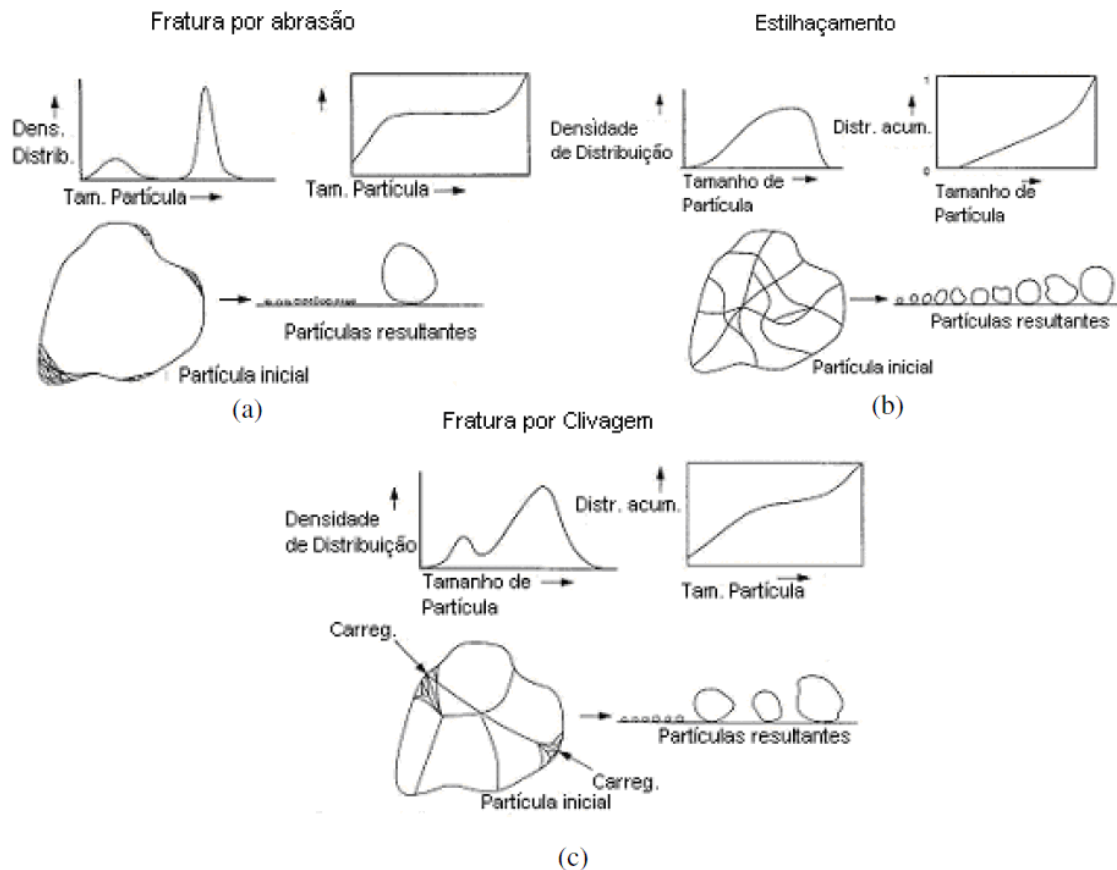


Figura 2.6 – Mecanismos de fragmentação de partículas (KING, 2001 *Apud* NEVES, 2005)

O início do crescimento de trincas instáveis é governado pelo critério de Griffith, o qual é baseado na condição de que a energia necessária para propagar a trinca é originária de energia de deformação armazenada durante a aplicação de esforços, ou seja, da energia de fratura da partícula (TAVARES e KING, 1998). Os materiais podem armazenar a energia sem que se fragmentem e liberá-la quando a tensão aplicada for cessada. Neste caso, parte da energia armazenada será transformada em energia livre de superfície, isto é, em energia potencial dos átomos da nova superfície formada.

Griffith (1921) *Apud* Napier-Munn (1996) mostrou que materiais sofrem ruptura devido à propagação de uma trinca quando isto é energeticamente viável, ou seja, quando a energia liberada pelo relaxamento da energia de deformação é maior do que aquela para a criação de duas novas superfícies. Assim, materiais mais frágeis aliviam a energia de deformação através da propagação de trincas, enquanto que materiais mais dúcteis aliviam esta energia através do mecanismo de fluxo plástico, que consta na movimentação de átomos ou moléculas, de modo que a energia será consumida na distorção do material (WILLS et al., 2006). Esta energia requerida nos processos de

cominuição pode ser reduzida na presença de água ou pela adição de aditivos químicos que podem ser adsorvidos pelo sólido (HARTLEY et al., 1978). Além disso, a distribuição aleatória de diversas descontinuidades, como contornos de grãos, presença de poros, inclusões ou trincas podem dissipar a energia de deformação, interrompendo o crescimento da trinca de ruptura.

Por outro lado, algumas das partículas resultantes da fratura primária ainda podem apresentar quantidades consideráveis de energia cinética, a qual pode ser dissipada em um estágio seguinte do processo. Assim, o processo de fragmentação não termina após a primeira trinca atingir a superfície e, portanto, a fragmentação de uma partícula submetida ao impacto de um peso em queda a uma velocidade v_0 apresenta três estágios distintos (TAVARES, 1997). Tais estágios são citados abaixo e representados na Figura 2.7.

- (1) Deformação da partícula;
- (2) Fratura primária da partícula;
- (3) Quebra sucessiva da partícula, transformando-a em partículas menores.

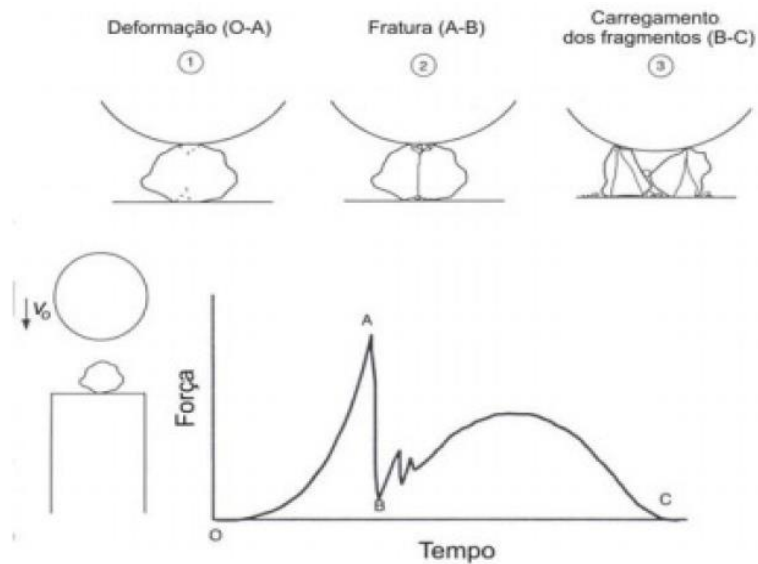


Figura 2.7 – Etapas da fragmentação de partículas individuais por impacto (TAVARES, 1997)

2.3 BRITAGEM

A britagem representa o primeiro estágio, propriamente dito, do processo de cominuição, podendo apresentar vários objetivos, como o de preparar o minério para a moagem, maximizar a produção de agregado para a construção civil, calcário agrícola, minério de ferro para uso em alto-forno e até mesmo, reduzir o tamanho máximo da partícula do material (*top size*), a fim de facilitar o seu transporte (TAVARES, 2009). É um processo realizado em sucessivas etapas até a adequação granulométrica compatível com a etapa seguinte ou a liberação dos minerais valiosos da ganga.

Além disso, a britagem é realizada a seco, através da ação de esforços compressivos, devido aos movimentos de aproximação e afastamento de uma superfície móvel contra uma superfície fixa; ou de impacto, caracterizados pela projeção das partículas umas contra as outras ou contra as paredes do britador. Pode ser aplicada a fragmentos de diversos tamanhos, variando de 10 mm até 1000 mm, respeitando os estágios convenientes, como mostra a Tabela 2.2 (FIGUEIRA et al., 2004). É importante dizer que não existe um circuito padrão para a realização das etapas da britagem, podendo existir apenas a britagem primária, como também a britagem secundária e assim sucessivamente, até atingir a britagem quaternária.

Tabela 2.2 – Classificação dos estágios de britagem (FIGUEIRA et al., 2004)

ESTÁGIO DE BRITAGEM	TAMANHO MÁXIMO DE ALIMENTAÇÃO (mm)	TAMANHO MÁXIMO DE PRODUÇÃO (mm)
Britagem Primária	1000	100
Britagem Secundária	100	10
Britagem Terciária	10	1
Britagem Quaternária	5	0,8

2.3.1 Britagem Primária e seus Equipamentos

São vários os tipos de britadores utilizados na indústria, cuja aplicabilidade depende do tipo de material, capacidade e da razão de redução desejada.

Os britadores primários são máquinas robustas, usadas para reduzir os blocos provenientes da mina (*run-of-mine*) a um tamanho adequado ao transporte e também para a alimentação da britagem secundária. Eles sempre operam em circuito aberto e

existem dois tipos mais importantes: o britador de mandíbulas e o britador giratório (WILLS et al., 2006).

O britador de mandíbulas, chamado assim devido à presença de duas placas que se abrem e se fecham como a boca de um animal (GRIECO & GRIECO, 1985), é muito utilizado em usinas de baixa e média capacidade e atinge, normalmente, razões de redução entre 2 e 3 (TAVARES, 2009). As mandíbulas são posicionadas de modo que formem um ângulo agudo entre si; uma mandíbula oscila em relação à outra, que permanece fixa. Assim, o bloco de rocha alimentado fará um movimento descendente, na medida em que sofre compressão, causando a quebra sucessiva do material.

Este tipo de britador é classificado de acordo com o mecanismo de acionamento da mandíbula móvel em três tipos: Blake, Dodge e Universal, representados na Figura 2.8. No tipo Blake, uma mandíbula é acionada no topo do britador, garantindo um movimento elíptico, e a área de alimentação permanece fixa, com abertura variável. No tipo Dodge uma mandíbula é acionada na parte inferior do britador, garantindo um movimento pendular e mantendo a área de alimentação variável e a área de descarga fixa. O britador do tipo Universal possui uma mandíbula acionada em uma posição intermediária, mantendo tanto a área de alimentação quanto a área de descarga, variáveis (WILLS et al., 2006).

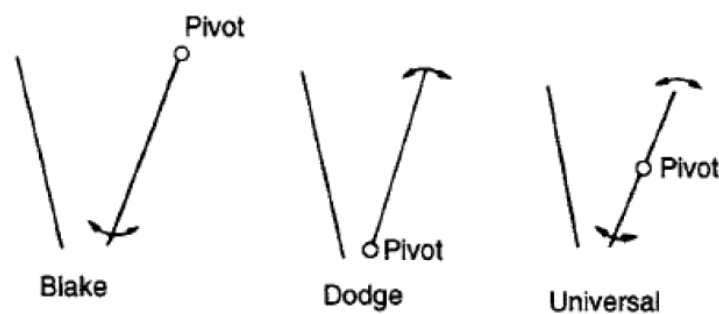


Figura 2.8 – Tipos de acionamento da mandíbula móvel nos britadores (WILLS et al., 2006)

A especificação de britadores de mandíbulas é normalmente dada em função das dimensões da abertura da alimentação: um britador designado como 100 x 80, por exemplo, apresenta boca com largura de 80 polegadas e comprimento de 100 polegadas. Eles são encontrados com abertura de alimentação de até 2,5 x 2 m e capacidades que podem atingir 1200 t/h. (TAVARES, 2009).

O britador giratório (Figura 2.9) é utilizado quando existe uma grande quantidade de material a ser fragmentado, sendo mais operacional do que o britador de mandíbulas, pois pode ser alimentado por qualquer lado, indistintamente, além de permitir uma pequena armazenagem no seu topo (FIGUEIRA et al., 2004). Consiste, essencialmente, de um longo eixo, que carrega um elemento cônico de aço de alta dureza chamado manto, o qual está apoiado sobre uma luva excêntrica. O eixo é suspenso por uma “aranha” e produz um movimento cônico dentro da câmara de britagem, à medida que é girado com frequência, que pode variar entre 85 e 150 rpm (WILLS et al., 2006). Este movimento faz com que toda a área da carcaça seja utilizada na britagem e por isso podemos considerar que este tipo de britador possui uma capacidade superior de processamento quando comparado ao britador de mandíbulas, sendo frequentemente utilizado quando há grandes quantidades de material para processar.

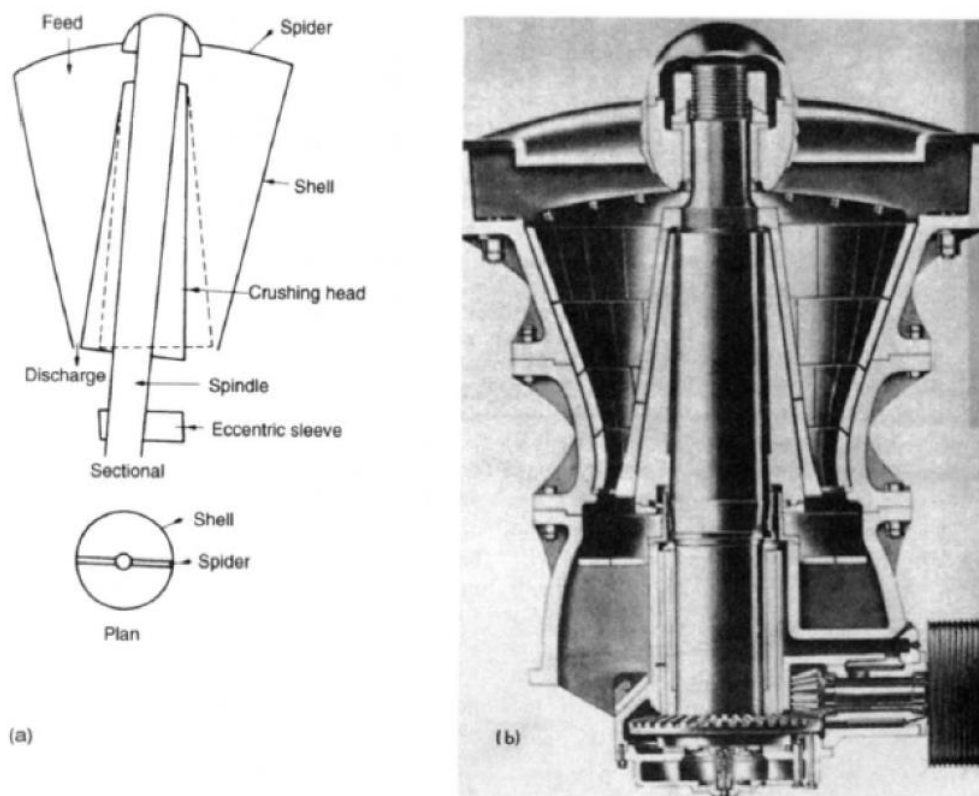


Figura 2.9 – Britador giratório: (a) diagrama funcional; (b) seção do britador (WILLS et al., 2006)

Britadores giratórios atingem razões de redução tipicamente entre 3 e 4 e encontram-se disponíveis com aberturas de alimentação de até 1,5 x 2 m, com capacidades que podem atingir 4500 t/h (TAVARES, 2009).

É importante ressaltar que ambos os britadores primários 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.

2.3.2 Britagem Secundária e seus Equipamentos

Após a britagem primária, há a britagem secundária, cujo objetivo é reduzir a granulometria do material a um tamanho que seja adequado à britagem terciária ou, em alguns casos, à moagem ou até mesmo o produto final. Os britadores secundários também operam a seco e são muito mais leves e menos robustos quando comparados aos britadores primários, já que são alimentados com partículas de diâmetro bem menor (WILLS et al., 2006).

Os britadores secundários comumente utilizados nesta etapa são: britadores giratórios secundários, britadores de mandíbulas secundários, britadores cônicos, britadores de impacto e britadores de rolos convencionais e de alta pressão. Os dois primeiros são semelhantes àqueles descritos na Seção 2.3.1, porém com menores dimensões.

O britador cônico (Figura 2.10) é o tipo mais utilizado na indústria mineral, geralmente, nas etapas secundária, terciária e quaternária, do processo de britagem. Seus baixos custos de operação, manutenção e elevada durabilidade são características que levam à sua utilização na redução de tamanhos de rochas de alta dureza, uma vez que a britagem ocorre predominantemente por compressão. Eles operam a razões de redução entre 3 e 4 com elevada frequência de rotações (TAVARES, 2009).

São considerados como um britador giratório modificado: possuem o mesmo princípio de operação, porém no britador cônico as superfícies do manto e do cone são longas e paralelas, permitindo que o material seja retido nesta região por mais tempo. Outra essencial diferença é o fato de que seu menor eixo não é suspenso, mas sim suportado por um rolamento universal localizado abaixo do cone (WILLS et al., 2006).

Além disso, enquanto no britador giratório a descarga se dá pela ação da gravidade, no britador cônico a descarga é condicionada ao movimento do cone.

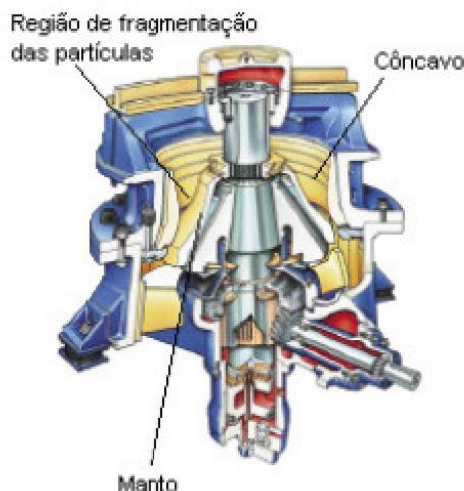


Figura 2.10 – Diagrama esquemático de um britador cônico (TAVARES, 2009)

O princípio do funcionamento consiste no movimento de aproximação e distanciamento do manto central em relação a uma carcaça invertida, chamada côncavo (parte fixa). O movimento excêntrico do cone, que, neste caso, não é o eixo do próprio cone, faz com que toda a área da carcaça seja utilizada para fragmentar as partículas, otimizando o processo e proporcionando uma maior capacidade de operação se comparados a outros britadores. O movimento vertical do mesmo, para cima e para baixo, determina a abertura de posição fechada (APF), frequentemente, controlada por dispositivos hidráulicos.

O conhecimento do perfil do revestimento dos britadores cônicos é de extrema importância, visto que ele determina o número de oportunidades que a partícula tem de ser comprimida e o tempo que o material levará para fluir dentro da câmara de britagem. Assim, o ângulo do cone, o qual é definido pela relação entre a altura do cone e o diâmetro da base, afeta o desempenho do britador tão significativamente que, por este motivo, modelos supostamente idênticos em todas as características, possuem nomes diferentes, de acordo com o ângulo. Quanto mais horizontal o perfil do revestimento, menor a capacidade do britador, porém mais fina a granulometria do seu produto. (TAVARES, 2009).

Na produção de agregados para construção civil, é muito comum o uso dos britadores cônicos operando com câmara cheia, ditos “afogados”, pois desta forma haverá uma maior interação entre as partículas, eliminando as partes planas e alongadas das mesmas. Quando isto acontece, o processo ocorre com maior eficiência, produzindo maior quantidade de finos com menor tendência à formação de partículas lamelares (SVENSSON e STEER, 1990), as quais levam à produção de britas de menor qualidade. Esta última é considerada a principal vantagem de se operar um britador desta maneira, pois a presença de partículas lamelares na brita dificulta o bombeamento do concreto, além de darem origem a concretos com menor resistência que aqueles produzidos a partir de brita com formato isométrico (BRIGGS e EVERTSSON, 1998).

Para trabalhar sob estas condições, é necessário um bom controle da taxa de alimentação do britador, pois ela influenciará em alguns parâmetros. Svensson e Steer (1990) estudaram o funcionamento de um britador cônico H-36M, exemplificando 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. É possível observar na Tabela 2.3 que quando o britador opera na condição “afogado”, o consumo de energia é o dobro da condição “não afogado”. Em contrapartida, o produto se torna mais grosso e sua vazão diminui de 28% quando opera na condição de “não afogado”. Acreditam ainda que a APF não seja um fator determinante na redução das partículas, mas sim a energia aplicada por tonelada de material. Desta forma, para Svensson e Steer (1990) a APF é apenas uma forma de modificar a energia que está sendo aplicada nas partículas.

Tabela 2.3 - Fragmentação de um gnaiss em um britador H-36, 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
Afogado	72	50	90	107	54
Não afogado	56	34	45	77	27

Outro tipo de britador que pode ser utilizado na etapa de britagem secundária é o britador de impacto (Figura 2.11). Nesta classe de britadores, a cominuição não é dada por compressão, mas sim por impacto. Por meio do movimento de barras, parte da energia cinética é transferida para o material, projetando-o sobre as barras fixas de

impacto. Por conseguinte, são geradas forças internas, as quais são responsáveis pela fragmentação das partículas.

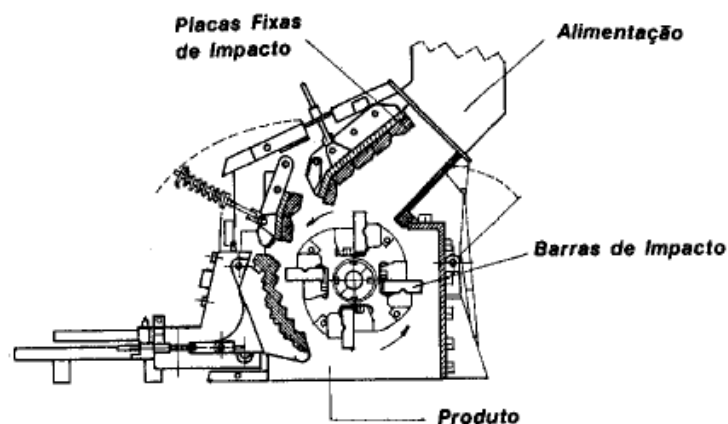


Figura 2.11 – Britador de impacto (FIGUEIRA et al., 2004)

A fragmentação da rocha também se dá pela sua projeção contra o revestimento e contra a grade do equipamento e, se necessário, pela abrasão do mesmo contra a grade (TAVARES, 2009). Sua principal desvantagem está relacionada com o elevado custo de manutenção e grande desgaste do revestimento e, por isso, os britadores de impacto não são recomendados para a cominuição de rochas abrasivas ou materiais que contenham mais de 15% de sílica em sua composição. Normalmente, eles são utilizados quando se deseja alta razão de redução e alta percentagem de finos (FIGUEIRA et al., 2004).

Quanto ao último tipo de britador secundário, existem duas versões: o britador de rolos do tipo convencional (Figura 2.12) e o britador de rolos de alta pressão (Figura 2.13). O primeiro é composto por dois rolos de aço, os quais giram em sentidos contrários e com a mesma velocidade. Em geral, possuem baixa capacidade de processamento, produzindo partículas com tendência à lamelaridade e pouca quantidade de finos. Devido a uma distância fixa existente entre os rolos, há uma granulometria máxima suportada pelo equipamento e sua alimentação é caracterizada pelo lançamento do material entre os rolos, local onde ocorre a fragmentação das partículas.

O revestimento destes britadores varia bastante. Aqueles com revestimento liso são normalmente usados somente na britagem fina, enquanto que, 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).

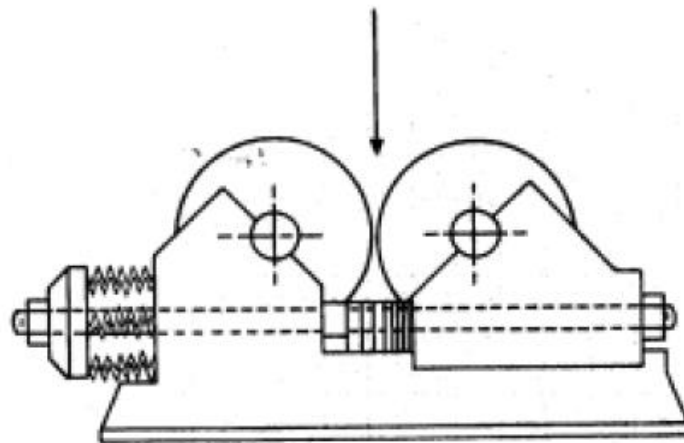


Figura 2.12 – Britador de rolos convencional (TAVARES, 2009 *Apud* MAGALHÃES, 2013)

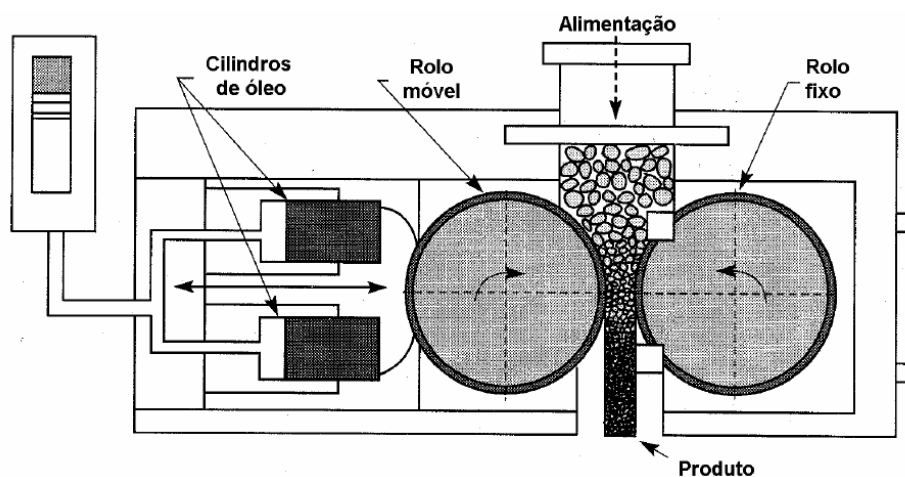


Figura 2.13 – Britador de rolos de alta pressão (TAVARES, 2009)

A segunda versão é o britador de rolos de alta pressão, também constituído por dois rolos, sendo um fixo e outro pressurizado. A diferença entre as duas versões está no modo de operação (Figura 2.14), visto que, neste caso, é formado um leito de partículas entre os rolos que produz uma pressão maior que 50 MPa. Além disso, o produto deixa o equipamento sob a forma de uma torta, cuja consistência dependerá do material (TAVARES, 2009).

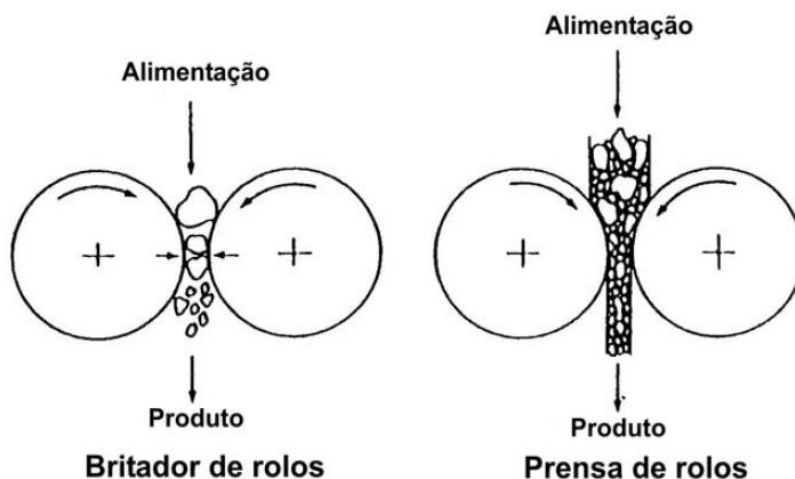


Figura 2.14 – Comparação entre as operações nos britadores convencionais e de alta pressão (TAVARES, 2009)

2.3.3 Britagem Terciária e Britagem Quaternária

Geralmente, a britagem terciária é o último estágio do circuito de algumas minas. No entanto, existem processos que podem chegar a até quatro estágios, que é o caso da maioria das plantas que produzem agregados para a construção civil, dependendo das características de fragmentação das partículas. Tal diferença pode ser explicada pelos seguintes motivos (SVENSSON e STEER, 1990):

- A britagem representa apenas uma pequena parte do sistema de operação de uma mina e o material ainda passará pela etapa de moagem;
- Em uma mina, a granulometria do produto da britagem é mascarada, isto é, uma partícula grossa como produto das etapas de britagem significará apenas uma alimentação com partículas grossas na etapa de moagem. Já para os agregados, a granulometria do produto da britagem deve ser fixa, pois este será o produto final de todo o processo;
- O valor por tonelada de material a ser processado em minas é, usualmente, maior que aqueles processados em pedreiras, necessitando da etapa de moagem;
- Os produtores de agregados para a construção civil possuem demandas a serem cumpridas, as quais não existem em uma mina, como por exemplo, produtos com forma cúbica, diferentes e específicas faixas de granulometria;

Resumindo, pode-se dizer que a etapa de britagem em uma mina, representa parte de um processo de manipulação de material de alto valor, a fim de proporcionar uma alimentação adequada para as etapas seguintes. Diferentemente, em uma planta de produção de agregados, a etapa de britagem fornece o produto final da empresa, o qual deve cumprir várias especificações e normas de qualidade.

Os equipamentos utilizados na britagem terciária e nos estágios seguintes, quando existirem, são os britadores cônicos. Eles possuem as mesmas características citadas na Seção 2.3.2, porém a granulometria máxima do produto obtido está compreendida na faixa de 25 a 3 mm e a razão de redução será de 4:1 ou 6:1. Neste caso, estes britadores necessitam de um maior controle de operação, geralmente trabalhando em circuito fechado (FIGUEIRA et al., 2004).

2.4 ANÁLISES DE FRAGMENTAÇÃO

2.4.1 Teoria da Cominuição

A análise clássica da cominuição se baseia na teoria da cominuição. Esta se refere à relação existente entre a energia introduzida no processo e o tamanho da partícula, o qual é determinado a partir do tamanho da alimentação. Dessa forma, durante muito tempo, os processos de cominuição foram estudados somente pelo enfoque da energia consumida, o que é óbvio devido ao fato de a energia representar uma parcela importante nos custos da cominuição (CHIEREGATI, 2001). Porém, existem alguns problemas que fazem com que nenhum destes estudos tenha elaborado uma teoria que seja completamente satisfatória (FIGUEIRA et al., 2004).

Um deles é que a maior parte da energia aplicada, tanto em britadores, quanto em moinhos, é absorvida pela máquina e somente uma pequena fração da energia total estará disponível para a fragmentação do material. É esperado que exista uma relação entre esta energia necessária para a fragmentação da partícula e a nova superfície produzida durante o processo, mas esta é uma relação que só pode ser levada em consideração se a energia consumida na formação da nova superfície puder ser medida separadamente. Outro fator existente é que um material que tenha comportamento plástico irá consumir energia durante sua deformação sem que uma nova superfície seja formada. Porém, as teorias da cominuição assumem que todo material é frágil e, então,

nenhuma energia é absorvida em processos como a alongação ou a contração do mesmo (WILLS et al., 2006).

Sabe-se que maior será a quantidade de energia necessária para se alcançar uma redução de tamanho equivalente, quanto mais fino for o produto. Portanto, a energia necessária pode ser representada pela Equação 2.1. (NAPIER-MUNN et al., 1996).

$$dE = -k \frac{dx}{x^n} \quad [2.1]$$

Onde:

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

A partir da resolução da Equação 2.1, são obtidas as Leis da Cominuição, as quais são casos particulares desta equação geral.

A mais antiga das teorias é a Lei de Rittinger, estabelecida por P. Ritter Von Rittinger (1867) e presume que a energia consumida em um processo de redução de tamanho é diretamente proporcional à área da nova superfície produzida. Ela é, normalmente, aplicada para fragmentação muito fina e é expressa pela Equação 2.2.

$$E = k(S_1 - S_0) \quad [2.2]$$

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.

A segunda lei foi estabelecida por F. Kick (1885) e postula que o trabalho requerido é proporcional à redução do volume das partículas envolvidas. É uma lei frequentemente aplicada na quebra de blocos arredondados com mais de 256 mm de diâmetro (matações) e é expressa pela Equação 2.3.

$$E = C \log\left(\frac{D_0}{D_1}\right) \quad [2.3]$$

Na qual,

- C é uma constante;
- D_0 é o tamanho inicial médio;
- D_1 é o tamanho final médio.

Os estudos entre a relação de energia consumida e a redução do tamanho das partículas geraram controvérsias entre os dois cientistas e também seus diversos seguidores. Isto aconteceu porque, na teoria, os materiais eram considerados mais resistentes do que na prática e também porque, na prática, utiliza-se muito mais energia para a fragmentação do que aquela calculada na teoria. Na verdade, os pesquisadores interpretam os postulados de Rittinger e de Kick de formas diferentes, de acordo com os resultados de seus experimentos (FIGUEIRA et al., 2004).

As teorias de Rittinger e Kick não são geralmente muito úteis em aplicações industriais de dimensionamento de equipamentos, pois são aplicáveis fora das condições usuais de cominuição (NEVES, 2005).

Como nenhuma das duas leis satisfazia todas as situações encontradas na prática e também porque se fazia necessária alguma regra para classificação dos materiais segundo sua forma de fragmentação, uma nova lei foi postulada. A Lei de Bond, conhecida também como Terceira Lei da Cominuição, foi criada por F.C Bond (1952) após vários estudos em moinhos de bolas e de barras. Ela diz que a energia consumida para reduzir o tamanho de um material é inversamente proporcional à raiz quadrada do tamanho, definido pela abertura da peneira pela qual passam 80% do material e é representada pela Equação 2.4.

$$E = E_0 \left[\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right] \quad [2.4]$$

Onde:

- P é o tamanho do produto;
- F é o tamanho da alimentação;
- E_0 é uma constante.

Bond propôs, adicionalmente, a definição de um índice conhecido como Wi (*work index*) ou índice de trabalho. Tal índice representa o trabalho necessário para reduzir a unidade de peso do material em questão, desde um tamanho inicial ($F = \infty$), até uma granulometria 80% passante em 100 μm ($P = 100 \mu m$), ou seja:

$$Wi = E_0 \left[\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right] \quad [2.5]$$

Resolvendo a Equação 2.5, teremos:

$$Wi = \frac{E_0}{\sqrt{P}} \quad [2.6]$$

Logo,

$$E_0 = 10Wi \quad [2.7]$$

Substituindo E_0 (Equação 2.7) na Equação 2.4, tem-se a Equação 2.8, utilizada até os dias de hoje para estimar o consumo energético específico nos processos de britagem e moagem.

$$E = 10Wi \left[\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right] \quad [2.8]$$

O método de Bond é considerado simples e funcional, além de ser bem preciso, desde que seja utilizado dentro do intervalo de condições usuais da cominuição. Apesar destas vantagens, a experiência em sua utilização tem demonstrado que o método também possui algumas limitações (CHIEREGATI, 2001):

- Tende a ser ineficiente na previsão do que realmente acontece em um circuito fechado quando a vazão de alimentação aumenta, a menos que o desempenho do classificador seja ajustado para estas condições;
- Não é aconselhável para sistemas que possuam formas de distribuições granulométricas diferentes entre alimentação e produto;
- Não é capaz de prever adequadamente a fragmentação de rochas de frações mais grossas;
- É incerto para partículas com características incomuns de peneiramento (forma acicular), apesar de este ser um problema observado em qualquer técnica que utiliza o peneiramento na determinação do tamanho das partículas.

Atualmente, devido a todas essas limitações, tem-se procurado estudar o processo de cominuição baseando-se na cinética de fragmentação das partículas, de forma a buscar o desenvolvimento de modelos de processos, bem como o estudo da relação entre seus parâmetros e suas variáveis. Tais modelos podem ser utilizados em trabalhos de otimização e de controle de processos, assim como possuírem grande utilidade no dimensionamento de instalações (NEVES, 2005).

2.4.2 Modelo de Whiten

W. J. Whiten propôs um modelo para descrever a cominuição em britadores por compressão (britadores de mandíbula, giratórios e cônicos), que pode ser explicada como um ciclo repetitivo de eventos. A Figura 2.15 mostra a relação existente entre a

alimentação, carga circulante, função quebra, função classificação e produto, de forma esquemática (NAPIER-MUNN et. al, 1996).

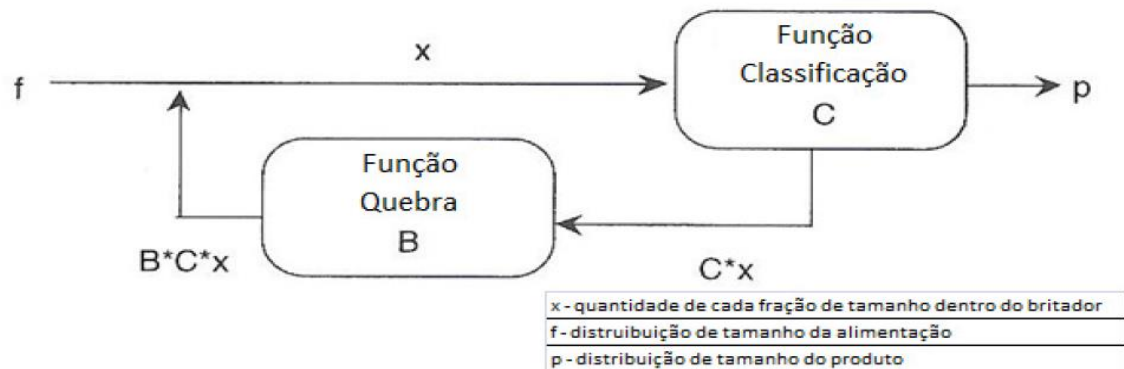


Figura 2.15 – Representação esquemática de modelo de britagem (NAPIER-MUNN et. al, 1996 Apud MAGALHÃES, 2013)

Foi feito um balanço de massas do circuito representado acima, resultando nas seguintes equações vetoriais:

$$x = f + BCx \quad [2.9]$$

$$x = p + Cx \quad [2.10]$$

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, ou seja, matriz diagonal que descreve a proporção de partículas contidas em cada intervalo de tamanho selecionado a entrar no britador;
- B é a função quebra, ou seja, matriz triangular que descreve a distribuição relativa em cada classe de tamanho após a quebra;

Combinando-se as duas equações, deriva-se a equação do modelo de britagem de Whiten (Equação 2.11).

$$p = (I - C)(I - BC)^{-1} f \quad [2.11]$$

Onde:

- I é a matriz unitária, também chamada de identidade;

Sabe-se que a função classificação define a chance de uma partícula de um determinado tamanho ser realmente britada durante o período de compressão do ciclo do britador. Assim, a função $C(x)$ é a fração do material de tamanho x que será britado durante a compressão, ou seja, partículas grossas (superiores a K_2). O material que não é britado, ou seja, partículas muito finas (menores que K_1), é descarregado diretamente através da câmara do britador para o produto (NEVES, 2002). As partículas entre K_1 e K_2 serão classificadas, para a britagem ou não, a partir da Equação 2.13. A função classificação de Whiten é representada na Figura 2.16.

Whiten (1972) propôs calcular a função classificação, a partir das Equações 2.12, 2.13 e 2.14, abaixo.

$$C(x) = 0.0 \quad (x < K_1) \quad [2.12]$$

$$C(x) = 1 - \left[\frac{K_2 - x}{K_2 - K_1} \right]^{k_3} \quad (K < x < K_2) \quad [2.13]$$

$$C(x) = 1.0 \quad (x > K_2) \quad [2.14]$$

Onde:

- K_1 é o tamanho, abaixo do qual todas as partículas vão para o produto;
- K_2 é o tamanho, acima do qual todas as partículas serão britadas;

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

Na maioria dos casos, o valor de K_1 varia entre 0,5 e 1 multiplicado pela APF do britador, o valor de K_2 varia entre 1 e 2 multiplicado pela APF do britador e o valor de K_3 geralmente é mantido constante em 2,3. Tais valores são estimados a partir de regressão não-linear, sendo relacionados às condições de operação por regressão linear múltipla (NAPIER-MUNN, 1996).

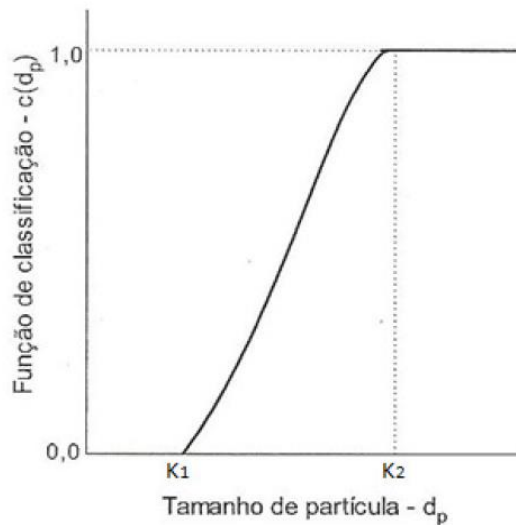


Figura 2.16 – Função classificação de Whiten (TAVARES, 2009)

A função quebra, também proposta por Whiten, foi descrita por meio do método t_{10} , ou seja, quando um minério é caracterizado por um teste de quebra, faz-se necessária apenas a medição de t_{10} para gerar uma distribuição de tamanho do produto ou a função quebra (NAPIER-MUNN et al., 1996). Sabe-se que t_{10} é a porcentagem de material passante em uma peneira de tamanho igual a 0,1 do tamanho inicial das partículas (Figura 2.17). Sabe-se também que a função quebra é definida como a fração de partículas menores que o tamanho x , que resultam da quebra de partículas de tamanho y .

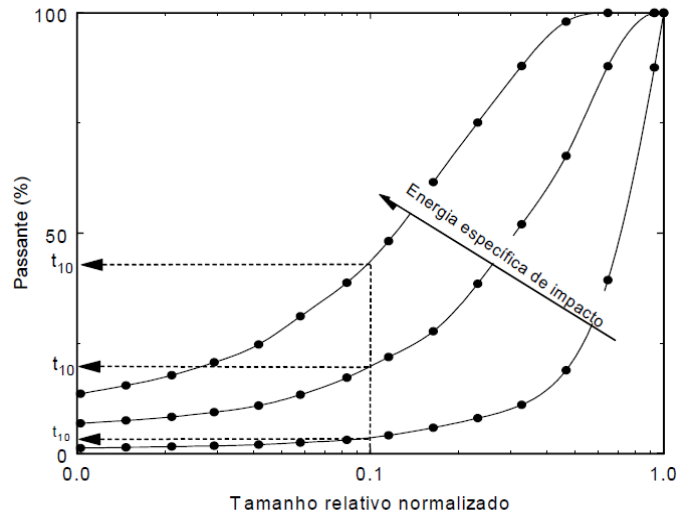


Figura 2.17 – Cálculo do parâmetro t_{10} a partir de análises granulométricas de produtos de ensaios de fragmentação (NEVES, 2005)

Assim, a função quebra pode ser determinada através das equações a seguir:

$$b = B(D_{i-1}; d_{pj}) - B(D_i; d_{pj}) \quad [2.15]$$

$$b_{jj} = 1 - B(D_j; d_{pj}) \quad [2.16]$$

$$d_j = (D_j D_{j+1})^{0,5} \quad [2.17]$$

Nas quais, D_j são as aberturas das peneiras.

Também foi proposto por W. J. Whiten um modelo que relaciona a potência real consumida pelo britador e a energia necessária para que um equipamento de quebra por impacto possa atingir a mesma redução de tamanho, sendo descrito pela Equação 2.18 abaixo.

$$Pp = \frac{Pc - Pa}{S} \quad [2.18]$$

Onde,

- P_p é a potência calculada pelo equipamento no ensaio de queda de peso em kW;
- P_c é a potência do britador quando operado cheio em kW;
- P_a é a potência do britador quando operado vazio em kW;
- S é um fato de escala adimensional para um britador em especial, obtido por regressão, podendo ser interpretado como a ineficiência do britador.

O cálculo da potência P é baseado no modelo de britador, mas também pode ser calculada através da Equação 2.19 (NAPIER-MUNN et al., 1996).

$$P_p = \sum_i^J E_{cs_{t_{10i}}} C_i * X_i \quad [2.19]$$

Na qual,

- $E_{cs_{t_{10i}}}$ é a energia específica de cominuição correspondente ao valor de t_{10} prevaecente para o tamanho i , em kWh/t;
- J é o número de intervalos de tamanho;
- C_i é a probabilidade da partícula de tamanho i ser quebrada;
- X_i é o fluxo de massa de tamanho i dentro do britador.

Neste modelo, o produto $C_i X_i$ representa o fluxo de massa de partículas que estará indo para a quebra. Quando os dados de fluxo de massa de alimentação, do produto e a distribuição granulométrica estão disponíveis e a função quebra B é conhecida, é possível calcular $C_i X_i$ resolvendo os índices de balanço de massas, tamanho por tamanho. A energia específica de cominuição (E_{cs_i}) pode ser obtida através das descrições do minério (E_{cs} , t_{10} e tamanho), encontradas a partir do ensaio de quebra (NAPIER-MUNN et al., 1996).

A partir da Equação 2.19, pode-se dizer que a potência calculada pelo equipamento de queda de peso é a energia necessária para reduzir a distribuição granulométrica da alimentação na britagem para a distribuição granulométrica do produto, em kW.

Também é possível calcular t_{10} com base na energia específica de fragmentação (E_{cs}), de acordo com a Equação 2.20.

$$t_{10} = A(1 - e^{-bE_{cs}}) \quad [2.20]$$

Onde,

- E_{cs} é a energia 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 2.18)

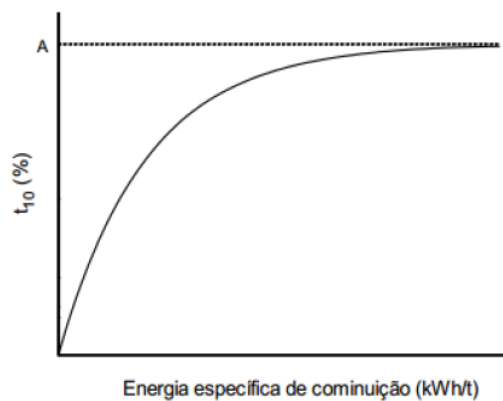


Figura 2.18 – Relação entre t_{10} e E_{cs} (NEVES, 2005)

2.5 BRITABILIDADE

O termo britabilidade refere-se à facilidade com que o material pode ser cominuído e os dados obtidos em métodos utilizados para medi-la servem para avaliar a eficiência da britagem (WILLS et al., 2006). Diferentes métodos têm sido utilizados para medir o comportamento de um material perante sua fragmentação, de modo a relacionar o valor de um índice ao comportamento de britadores industriais. Tais métodos são relacionados a contextos discutidos previamente, como aquele baseado na Lei de Bond (medida do Índice de Trabalho) e um segundo baseado no modelo de Whiten (medida do Índice de Quebra). Ainda existem outros métodos, puramente

empíricos, propostos com a mesma finalidade, como é o caso do Índice de Britabilidade, do inglês *Crushability Index* (C_i), o qual não será abordado.

Vale ressaltar que, atualmente, é comum a utilização de mais de um índice para uma determinada aplicação, visando a complementação dos testes e modelos na indústria mineral.

2.5.1 Índice de Trabalho (W_i)

Provavelmente, é o parâmetro mais utilizado para medir a britabilidade de um minério (WILLS et al., 2006). Como dito na seção 2.4.1, W_i é o índice desenvolvido por Bond, o qual é caracterizado pelo trabalho necessário para reduzir a granulometria do minério até atingir um total de 80% passante em $100\mu\text{m}$.

O ensaio padrão para sua determinação é dado através do Pêndulo de Impacto de Bond (Figura 2.19), cuja função é estimar a capacidade de um britador industrial, medindo a britabilidade de forma consistente com as relações de Bond, descritas anteriormente. Assim, será possível o cálculo da energia necessária para a quebra de uma determinada partícula.

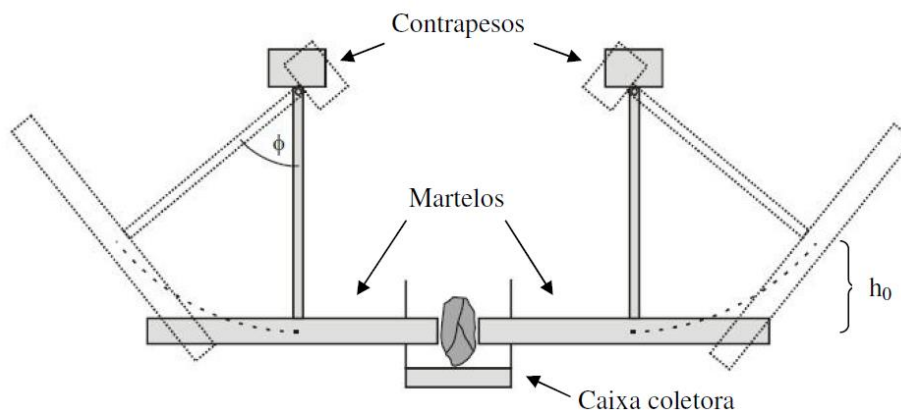


Figura 2.19 – Esquema de pêndulo de impacto de Bond (TAVARES E SILVEIRA, 2008)

O experimento é realizado com dois martelos em queda livre, simultaneamente, os quais realizam uma trajetória pendular até atingirem uma partícula de formato irregular, contida em um intervalo de tamanho que pode variar entre 50 e 75 mm. No momento do impacto, a energia potencial dos martelos se transforma em energia

cinética, sendo possível medir a energia de impacto (E) através da Equação 2.21, na qual ϕ representa o ângulo do martelo em graus e E é dada em joules.

$$E = 117(1 - \cos\phi) \quad [2.21]$$

As amostras podem conter de 10 a 20 partículas. Cada partícula é pesada individualmente e tem sua espessura medida. O ensaio se inicia com uma angulação de 10° , aumentando em 5° para cada impacto realizado, até que a partícula seja quebrada, momento no qual ocorre a perda de, pelo menos, 10% de sua massa inicial. Quando isto acontece, o ângulo é registrado.

Em seguida, Bond definiu a energia de impacto por espessura da partícula (C), dada pela razão entre a energia de impacto (E) e a espessura da partícula (D), como mostra a Equação 2.22.

$$C = \frac{117(1 - \cos\phi)}{D} \quad [2.22]$$

Onde,

- C é a energia de impacto por espessura da partícula (J/mm);
- D é a espessura da partícula (mm);
- ϕ é o ângulo do martelo ($^\circ$).

A partir destas equações e considerando a massa específica do minério em questão, Bond propôs que o Índice de Trabalho (Wi) poderia ser estimado através de uma equação empírica representada pela Equação 2.23.

$$Wi = \frac{53,49 \cdot C_{50}}{\rho} \quad [2.23]$$

Na qual,

- W_i é o índice de trabalho em kWh/t;
- C_{50} é o valor médio da energia de impacto por unidade de espessura das partículas que foram ensaiadas em J/mm.

O índice de trabalho está diretamente relacionado com a resistência à ruptura do material, de modo que se as características de ruptura do mesmo permanecerem constantes ao longo de todo intervalo de tamanho, o W_i também se manterá constante (WILLS et al., 2006).

2.5.2 Índice de Quebra (A^*b)

O Índice de Quebra A^*b é responsável por demonstrar a susceptibilidade de um minério à fragmentação por impacto e pode ser obtido a partir da Equação 2.20, sendo A o valor limite de redução de tamanho em um único impacto e b a inclinação da curva representada pela Figura 2.18. Um alto valor do Índice de Quebra significa que o minério tem baixa resistência à ruptura e um baixo valor significa que o minério tem alta resistência ao impacto. A Tabela 2.3 mostra esta relação, e é possível perceber que o Índice A^*b e a resistência ao impacto são grandezas inversamente proporcionais.

Tabela 2.3 – Relação entre valores de A^*b e resistência ao impacto (BERGSTROM, 1985)

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

Assim como o W_i é determinado pelo Pêndulo de Impacto de Bond, o A^*b é determinado através dos ensaios do Pêndulo Duplo e do Ensaio de Queda de Peso

(*Drop Weight Test - DWT*). O pêndulo duplo consiste na fragmentação individual de partículas por meio do impacto de um pêndulo, a uma altura inicial conhecida, sobre um pêndulo de balanço, no qual a partícula encontra-se fixada (Figura 2.20). Como resultado, são obtidos valores de energia associados com certo grau de fragmentação e a distribuição granulométrica do produto, sendo possível a determinação da função quebra específica para o material (NAPIER-MUNN et al., 1996).

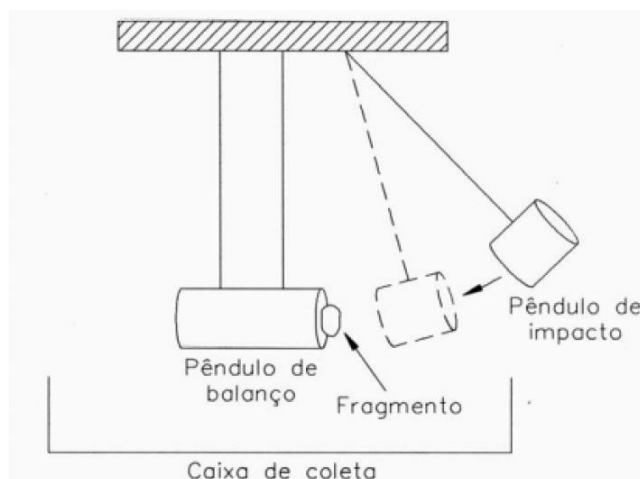


Figura 2.20 – Ilustração do ensaio de pêndulo duplo (NEVES, 2005)

Devido ao fato deste ensaio possuir algumas limitações, como por exemplo, tempo elevado para realização do ensaio, tamanho limite da partícula e cálculo impreciso da energia de fragmentação, o Ensaio de Queda de Peso veio a substituí-lo (NAPIER-MUNN et al., 1996).

O DWT consiste de uma base metálica e um cilindro de aço com duas guias laterais, como mostra a Figura 2.21. Neste ensaio, partículas são fragmentadas individualmente quando posicionadas na base metálica, devido ao impacto da queda de um objeto. Os resultados obtidos são as características de fragmentação e a energia consumida no processo, a partir dos quais, é obtido o índice t_{10} .

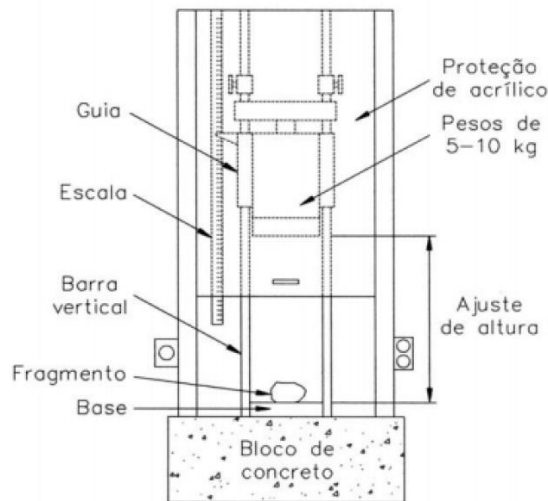


Figura 2.21 – Ilustração do ensaio de queda de peso – DWT (NEVES, 2005)

2.6 CARACTERÍSTICAS DA ROCHA BRITADA

A Petra Agregados, empresa na qual foram realizadas as amostragens para este estudo, está localizada, majoritariamente, sobre o Complexo Rio Negro, constituído, principalmente, de rochas ígneas e metamórficas (PINHO, 2007). As rochas ígneas são formadas de magma derretido ou parcialmente derretido, podendo estar localizadas próximo à superfície ou abaixo dela, como é o caso desta região. O magma pode ser obtido através do derretimento de rochas pré-existentes no manto ou na crosta terrestre, o qual ocorre devido ao aumento de temperatura ou diminuição da pressão. O processo de solidificação é complexo e dele podem originar rochas compostas por minerais acessórios, feldspato, quartzo, piroxênios, anfibólios e micas. As rochas metamórficas são resultantes da transformação de composição mineral, textura e estrutura de rochas pré-existentes (ígneas, sedimentares ou até mesmo metamórficas) pelo processo de metamorfismo. Tais transformações, físicas e químicas, podem ocorrer devido a temperaturas e pressões elevadas. O granito é um exemplo de rocha ígnea, enquanto o gnaisse é um exemplo de rocha metamórfica.

De acordo com o avanço da cristalização, as rochas tendem a diminuir o índice de cor, de modo que aquelas mais escuras são consideradas máficas e aquelas mais claras são consideradas félsicas. Há uma classificação clássica semiquantitativa com base neste índice de cor dos minerais, de modo a indicar quais deles constituem as rochas. Durante o resfriamento magmático, minerais acessórios (apatita, magnetita, etc.)

tendem a se cristalizar primeiro em altas temperaturas, seguidos pelos minerais máficos (biotita, olivina, ortopiroxênio, etc.), os quais se cristalizam em temperaturas médias, e por último, os minerais félsicos (feldspato, quartzo, plagioclásio, etc.), os quais se cristalizam em baixas temperaturas.

Outras características importantes das rochas são suas propriedades. As análises petrográficas têm como objetivo conhecer as diversas propriedades mineralógicas, texturais e estruturais das rochas e também até que ponto elas influenciam as características dos produtos gerados a partir destas rochas. Dentre elas se destacam:

- Composição mineralógica: As propriedades físico-mecânicas são dependentes da composição do minério e interagem com as propriedades de ligantes betuminosos (quando a rocha é utilizada em agregado para a pavimentação). Além de estarem relacionadas a forma do agregado, como por exemplo, o fato de que rochas constituídas por quartzo e feldspato (félsicos) tendem a produzir fragmentos de forma cúbica e rochas constituídas por minerais micáceos (máficos) tendem a produzir fragmentos lamelares;
- Presença de minerais deletérios: Eles reagem com determinadas substâncias presentes no material ao seu redor, produzindo outras fases minerais que podem causar fissuras ou expandir, alterando as propriedades físicas e mecânicas do material como um todo. Um bom exemplo é a pirita que, quando presente no concreto, pode reagir e gerar expansões e manchas por oxidação ou produzir ácido sulfídrico e provocar fissuras no concreto;
- Estado de alteração: Influencia na durabilidade e nas propriedades físicas e mecânicas da rocha. Segundo a norma NBR 6502/95 da ABNT, o grau de alteração é dividido em rocha sã, rocha pouco alterada e rocha alterada (Tabela 2.4).

A correta utilização das rochas pela construção civil depende do conhecimento prévio destas propriedades, assim como as características do ambiente onde o material será empregado. Por isso, a petrografia da brita funciona como uma importante ferramenta na viabilização do uso de agregados.

Tabela 2.4 – Grau de alteração nas rochas e suas características distintivas, segundo a ABNT

GRAU DE ALTERAÇÃO	CARACTERÍSTICAS
Rocha sã	Rocha com componentes mineralógicos originais intactos, sem apresentar indícios de decomposição com juntas ligeiramente oxidadas e sem haver perda de sua resistência mecânica.
Rocha pouco alterada	Rocha com alteração incipiente ao longo das fraturas e com alguns componentes mineralógicos originais muito pouco transformados. Resistência mecânica pouco abaixo à da rocha sã.
Rocha medianamente alterada	Rocha com alguns componentes parcialmente originais, onde 1/3 da espessura do corpo da rocha está alterada. As superfícies das descontinuidades mostram de forma parcial a ação do intemperismo, e sua resistência mecânica é inferior à da rocha pouco alterada.
Rocha muito alterada	Os minerais essenciais não conservam mais suas características de cor e brilho. São expressivos os aspectos relativos à friabilidade, porosidade, fissuração e diminuição da massa específica. Alguns minerais podem servir como índice para avaliação da alteração: feldspatos amarelados, impregnados por óxido de ferro e parcialmente pulverulentos.
Rocha extremamente alterada	Rocha em que todos os componentes mineralógicos iniciais foram, com exceção do quartzo, quando presente, transformados total ou parcialmente pelo intemperismo químico, apresentando-se ainda com a estrutura da rocha matriz totalmente friável, nem sempre se desagregando na presença de água. Do ponto de vista geomecânico, esta rocha constitui material de transição entre rocha e solo. Esta rocha é também denominada "saprolito" ou "saprólito".

2.7 AMOSTRAGEM INDUSTRIAL

A habilidade de avaliar o desempenho de um circuito de cominuição depende da qualidade e da natureza das informações coletadas do mesmo. A amostragem consiste da obtenção de dados e amostras do processo, sob uma condição particular de operação, que sejam representativos da operação do circuito durante um determinado período, ou seja, todas as partículas presentes nas diversas correntes do processo produtivo devem

ter a mesma chance de serem selecionadas durante a amostragem (NAPIER-MUNN et al, 1996).

2.7.1 Erros de Amostragem

Os problemas mais comuns são estatísticos, visto que a amostragem depende da natureza e da magnitude dos erros que se acumulam durante o processo, como por exemplo, o fato de o processo não estar no estado estacionário, a existência de erros analíticos e também o erro envolvido na escolha do tamanho da amostra que represente as propriedades do material como um todo. Neste caso, as amostras devem possuir a maior quantidade de dados possível, para maximizar a confiabilidade do resultado final (NAPIER-MUNN et al, 1996).

Barbery (1972) *Apud* Napier-Munn (1996) derivou a seguinte expressão (Equação 2.24).

$$M = \frac{f\rho d_m^3}{\theta^2 P} \quad [2.24]$$

Onde,

- M é a massa da amostra (g);
- f é o fator de forma;
- ρ é a densidade do material (g/cm³);
- d_m é o tamanho médio da partícula dentro da faixa de interesse (cm);
- P é a proporção esperada de material dentro da faixa de interesse;
- θ é o desvio padrão do número de partículas nessa faixa.

O fator de forma varia entre 0,3 e 0,7 para a maioria dos minérios e, normalmente, considera-se $f = 0,6$. O tamanho médio de partícula é calculado a partir da Equação 2.25, onde d_1 e d_2 são os tamanhos limites da faixa de interesse. A faixa de interesse é aquela que apresenta o menor número de partículas, a qual estará próxima do intervalo de tamanho do material grosso. Isto garante que o erro da proporção estimada para os outros intervalos de tamanho sempre será menor, garantindo uma escolha

conservativa. Uma boa regra é escolher um intervalo de tamanho mais grosseiro para dar $P = 5\%$. O desvio padrão é determinado a partir do nível de confiança requerido (NAPIER-MUNN et al., 1996).

$$d_m^3 = \frac{d_1^3 - d_2^3}{2} \quad [2.25]$$

Um nível de confiança normalmente utilizado é de 90%.

2.7.2 Método de Amostragem

Um padrão muito utilizado para amostragens industriais é do JKMRC, que adota uma aproximação baseada na combinação amostragens de material grosso e material fino, com o objetivo de minimizar os erros citados na seção anterior. Tal padrão diz que a paralisação deve ser feita após a estabilização do circuito para que não ocorra variação nos parâmetros utilizados durante a amostragem.

Após a parada do circuito já estabilizado, as amostras podem ser retiradas, de acordo com o seguinte procedimento (NAPIER-MUNN et al., 1996):

- 1) As velocidades das correias são medidas, fazendo uso de um cronômetro que mede o tempo que uma marca feita na correia leva para passar entre dois pontos.
- 2) Designar o local da correia de onde serão retiradas as amostras e posicionar o material necessário (pás, sacos, pincéis, etc.)
- 3) Estimar e medir uma distância para a retirada de material grosso, visivelmente maior que 75 mm.
- 4) Após a retirada do material grosso, medir uma distância entre 1 e 5 metros para a retirada de todo o material presente nesta região
- 5) As partículas grosseiras são classificadas fazendo uso de gabaritos, que variam de tamanho, de acordo com a necessidade do estudo, em seguida pesadas e descartadas.
- 6) A distribuição granulométrica de grossos será combinada à distribuição granulométrica de finos para formar a distribuição completa da alimentação.

Buscando uma minimização dos erros amostrais, é ideal que se faça o maior número de amostragens possíveis (NAPIER-MUNN et al, 1996).

2.8 SIMULAÇÃO EM PROCESSO MINERAL

A simulação no processo mineral tem como principal objetivo a otimização dos circuitos, sendo um importante método para minimizar os custos por tonelada através de uma melhora na produtividade, além de oferecer a melhor e mais barata maneira de lidar com os problemas relacionados (LYNCH, 1999).

Nestes casos, são utilizados simuladores de estado estacionário, os quais são capazes de prever operações da usina de acordo com características do minério de alimentação e do processo produtivo. São softwares que permitem que um grande número de hipóteses seja considerado, que os equipamentos sejam dimensionados e que a configuração ótima da usina seja obtida em um tempo muito curto. Um fluxograma esquemático é representado na Figura 2.24, indicando os dados de entrada necessários e os resultados possíveis de serem obtidos (NEVES, 2002).

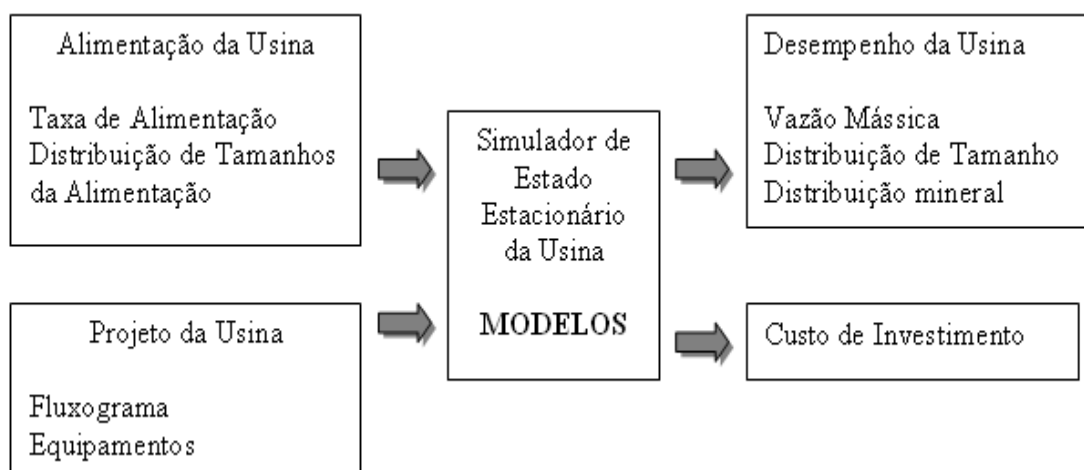


Figura 2.24 - Dados de entrada e de saída de um simulador de estado estacionário (NEVES, 2002)

No presente trabalho foi utilizado o simulador de estado estacionário do *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre* (JKMRC) JKSImMet®.

Os modelos JKSimMet[®] pertencem a uma família genérica de modelos conhecida como “modelos de balanço populacional”, que compartilham de uma base comum que envolve a solução de um equilíbrio de estado estacionário em torno de cada tamanho de partícula encontrado no equipamento específico. A base do modelo JKSimMet[®] consiste na divisão do processo de cominuição em duas partes: uma relacionada aos parâmetros da máquina, como a taxa de ruptura, e outra relacionada aos parâmetros do minério, como por exemplo, sua resistência à fratura.

Quando os parâmetros são calibrados com os dados reais da usina, o modelo poderá, então, ser utilizado para prever o comportamento da usina quando são feitas mudanças nas dimensões dos equipamentos ou nas condições de operação. Além disso, estas previsões podem ser realizadas para determinar o efeito da mudança de características no minério, permitindo a observação de como o desempenho da planta vai variar de acordo com a mudança da alimentação.

3. A EMPRESA PETRA AGREGADOS

A empresa Petra Agregados, localizada no município de Queimados (RJ), atua como uma das principais unidades produtoras de agregados para construção civil no estado do Rio de Janeiro, desde o ano de 2012. Sua unidade industrial é composta por uma mina e uma usina de processamento, que podem ser observadas nas Figuras 3.1 e 3.2, respectivamente.



Figura 3.1 – Vista da mina da Petra Agregados



Figura 3.2 – Parte da usina de processamento: Correias da saída dos britadores primários alimentando peneiras de dois deques que alimentam o secundário e a pilha de bica corrida

3.1 MINA

Como pode ser visto na Figura 3.1, é empregado o método de lavra a céu aberto com bancadas de 10 metros de altura. O capeamento estéril, constituído de solo argiloso, é removido para que, então, a rocha possa ser extraída. Esta extração se dá através da etapa de desmonte com o auxílio de explosivos. O material desmontado é retomado usando carregadeiras e transportado em caminhões fora de estrada até o pátio de alimentação da britagem primária.

A rocha britada na Petra Agregados é predominantemente de origem gnáissica. Conforme informado, a usina gera uma série de produtos, denominados: bica corrida, rachão, brita 0, brita 1, brita 2, além de pó de pedra e areia industrial (também conhecida como areia de brita), diferenciados pela sua granulometria. Dependendo do mercado, também é gerada a brita 3, com granulometria entre 60 e 32 mm. Em geral, o rachão é utilizado na construção de gabião, a brita 3 é utilizada como lastro rodoviário, a brita 2 pode ser aproveitada como agregado em grandes volumes de concreto e na formação de base de pavimentos. A brita 1, produto mais nobre, é aplicada em concretos esbeltos e bombeados, enquanto que a brita 0 e o pó de pedra são aplicados, basicamente, como matérias-primas de massas asfálticas.

O fluxograma da usina é representado na Figura 3.3.

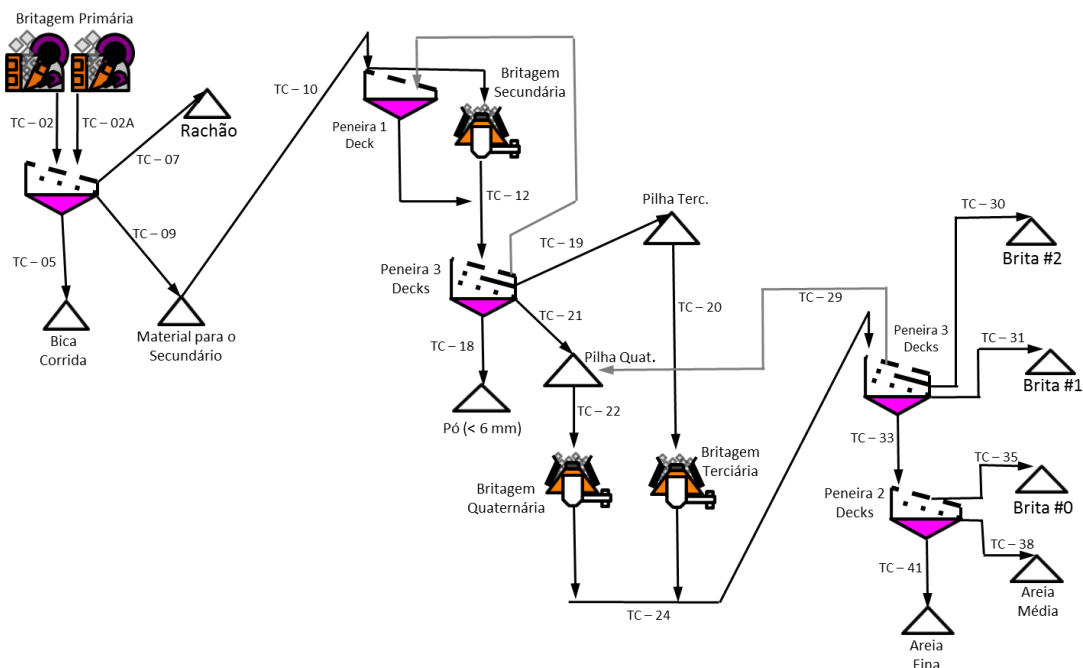


Figura 3.3 – Representação do fluxograma da usina Petra Agregados

3.2 BRITAGEM

A usina de processamento é alimentada por caminhões basculantes que descarregam o material em dois alimentadores vibratórios, os quais alimentam a britagem primária. Esta é composta por dois britadores de mandíbulas modelo CJ613 da Sandvik, regulado tipicamente com APF de 178 mm. Em seguida, o produto da britagem primária alimenta duas peneiras vibratórias iguais de dois deques (UP-01 e UP-02) e de dimensões 8 x 20 pés, com aberturas de 100 e 32 mm.

A fração fina (material menor que 32 mm) é conduzida para uma pilha, constituída principalmente de material fino e de parte do solo remanescente do capeamento. Esse material, chamado de Bica Corrida, é utilizado na pavimentação de estradas e aterros. A fração intermediária, entre 32 e 100 mm, alimenta a britagem secundária. A fração mais grossa, entre 100 mm e, aproximadamente, 300 mm (tamanho máximo de partícula que deixa o britador primário), é conduzida para uma pilha e vendida como Rachão (Figura 3.4). Porém, como a demanda pelo Rachão é quase nula na maior parte do tempo, os produtos retidos nas peneiras de 100 e 32 mm seguem pela correia TC-09 e alimentam o circuito de rebitagem (como é conhecido o circuito que compreende os estágios secundário, terciário e quaternário de britagem).



Figura 3.4 – Pilha de Pedra Marroada (Rachão)

3.3 REBRITAGEM

O britador secundário é um britador cônico, modelo CS440 da Sandvik, com revestimento do tipo EC e regulado tipicamente com APF de 48 mm. Possui uma peneira de um deque, de dimensões 8 x 20 pés, acoplada a ele (UP-03) com abertura de 100 mm, fazendo com que o material passante na peneira vá diretamente para correia junto com a descarga do britador. Após a britagem secundária, o material, tanto proveniente da peneira, quanto do britador, se divide em duas peneiras iguais de três deques (UP-04A e UP-04B), operando em paralelo e divididos em: retorno para o britador secundário (abertura de 60 mm), alimentação para o britador terciário (abertura 32 mm), alimentação para o britador quaternário (abertura de 6 mm) e pó (*under size* – material menor que 6 mm). Como o retorno para o britador secundário não está operando, o material proveniente deste deque também é conduzido a uma pilha de alimentação do britador terciário.

Há ainda os estágios de britagem terciária e quaternária (Figura 3.5), com britadores cônicos idênticos (CH660), porém, com revestimentos distintos (revestimento M no britador terciário e MF no quaternário). A saída de material dos dois britadores se dá na mesma correia transportadora (TC-24), que tem seu fluxo levado até duas peneiras iguais de três deques (UP-5A e UP-5B), em paralelo, com dimensões de 8 x 20 pés e aberturas de 32, 22 e 11 mm. O material retido no primeiro deque retorna para o britador quaternário, o retido no segundo deque é direcionado a outra pilha cônica de material chamado Brita 2, o retido no terceiro deque é direcionado a uma outra pilha cônica de material chamado Brita 1, enquanto o passante no último deque é direcionado para o estágio final de peneiramento. Este estágio final é composto por duas peneiras iguais (UP-6A e UP-6B) de dois deques, com aberturas de 6 e 2 mm e dimensões de 8 x 20 pés. O material retido no primeiro deque é conduzido a uma pilha cônica de material chamado Brita 0, o retido no segundo deque também forma uma pilha cônica de material, porém chamado de Areia Média, enquanto que o passante (*under size*) constitui um material chamado Areia Fina.



Figura 3.5 – Britadores terciário e quaternário em operação

4. PROCEDIMENTO EXPERIMENTAL

4.1 AMOSTRAGEM DO CIRCUITO

Foi realizada a amostragem da britagem primária (Figura 4.1), visto que o objetivo é a análise das diferentes tipologias de minério encontradas na mina. Desta forma, foram amostrados os produtos do britador primário, ou seja, as correias TC-05 (bica corrida) e TC-09 (material para a rebitagem). A correia TC-07 não foi amostrada, pois o material (Rachão) só é produzido esporadicamente e quando não acontece, ele segue para o secundário pela TC-09.

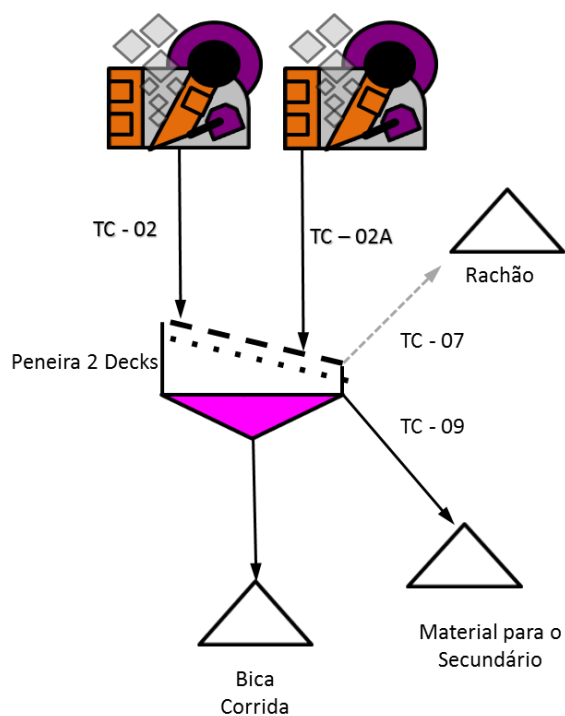


Figura 4.1 – Representação do circuito de Britagem Primária

As amostragens foram baseadas no padrão proposto pelo JKMRC, como citado na Seção 2.7.2e ocorreram nos dias 21 de agosto de 2014, 17 de junho de 2015, 14 de julho de 2015 e 21 de julho de 2015. Cada dia foi referente a uma frente de lavra diferente, como será descrito na Seção 4.1.1, a seguir.

É importante ressaltar que a amostragem realizada em 2014 foi uma amostragem de todo o circuito, medindo as velocidades das correias, potências de equipamentos, etc.

Porém, discussões que não sejam referentes à britagem primária não fazem parte do escopo do trabalho.

Na TC-09 os materiais grossos foram retirados de uma extensão de 15 m (Figura 4.2) e os materiais finos, de uma extensão de 3 m. Já na TC-05, por conter apenas materiais com granulometria abaixo de 32 mm, eles foram retirados de uma extensão de 3 m.



Figura 4.2 – Coleta sendo realizada na correia

Foram considerados materiais grossos aqueles maiores 100 mm, os quais foram separados em classes de tamanhos usando também os gabaritos de 125 mm, 150 mm, 175 mm, 200 mm, 225 mm, 250 mm e 275 mm, em seguida pesados e devidamente descartados. O restante do material (< 100 mm) foi ensacado, identificado e pesado para posterior análise no LTM da UFRJ.

A identificação padrão do LTM consiste em cinco importantes informações: nome da amostra, ponto de coleta da amostra, data da coleta, massa da amostra e a qual amostragem ela pertence (se for à primeira amostragem, será representada por /1, se for à segunda amostragem será representada por /2 e se for à terceira por /3). As amostras recolhidas no primeiro dia foram chamadas de “Amostra 1”, as amostras recolhidas no segundo dia foram chamadas de “Amostra 2” e as amostras recolhidas no terceiro dia foram chamadas de “Amostra 3”.

Após a realização da amostragem e obtenção dos dados na Petra, as amostras foram levadas para o LTM. Com posse dos valores das velocidades das correias, assim como a quantidade de material contida em uma determinada distância, foi possível calcular a vazão mássica de cada fluxo. As Figuras 4.3 e 4.4 mostram o trabalho da equipe.



Figura 4.3 – Equipe trabalhando na classificação de materiais grossos



Figura 4.4 – Equipe que trabalhou na amostragem da Amostra 0

Também foi realizada a análise granulométrica das partículas. Em uma sequência de séries padrão, as aberturas das peneiras carregam uma relação constante entre si com a vantagem de duplicar a área de abertura de cada peneira, facilitando a representação gráfica. A escala mais comum a ser utilizada é aquela na qual a razão entre as aberturas das peneiras é igual à raiz quadrada de dois ($\sqrt{2} = 1,414$), porém existem escalas que se baseiam na raiz quarta de dois ($\sqrt[4]{2} = 1,189$), possibilitando um dimensionamento de partículas bem mais próximo e suavizando ainda mais os resultados (WILLS et al, 2006), como foi o caso deste trabalho (Tabela 4.1). A análise foi executada da seguinte forma:

- (1) A primeira tarefa realizada foi a homogeneização da amostra que chegou no laboratório, seguida do quarteamento e, posteriormente, da pesagem.
- (2) Materiais com granulometria entre 90 mm e 4 mm foram peneirados e em seguida foram identificados, quanto a sua granulometria, e devidamente pesados.
- (3) O montante de partículas com granulometria menor que 4 mm seguiu para a etapa de peneiramento a úmido, após quarteamento e pesagem. Nesta etapa, foram utilizadas peneiras de 75 μm , 53 μm e 38 μm . Os materiais retidos em cada peneira seguiram para a estufa e o material passante na última peneira, ou seja, aquele menor que 38 μm , seguiu para filtração. Com exceção daquele retido na peneira de 75 μm , após a secagem, todos foram identificados e pesados. O material retido na peneira de 75 μm foi colocado na estufa para que estivesse perfeitamente seco para a etapa seguinte.
- (4) Depois de seco, o material retido na peneira de 75 μm foi levado para o peneiramento a seco, processo no qual foi utilizado o peneirador RO-TAP[®]. Ele é responsável por uma agitação de 15 minutos em cada etapa, fazendo com que o material mais fino caia pelas sucessivas peneiras, até que atinja uma peneira com abertura menor que sua maior distância, permanecendo retido.
- (5) Por último, o material peneirado com auxílio do RO-TAP[®] também foi pesado, de acordo com as granulometrias, e todos os resultados anotados em uma planilha.

Tabela 4.1 – Sequência de peneiras utilizadas no peneiramento

PENEIRAS PARA ANÁLISE GRANULOMÉTRICA										
	90,0	75,0	53,0	63,0	53,0	45,0	37,5	26,5	22,4	19,0
Abertura (mm)	16,0	13,2	11,2	9,5	8,0	6,7	5,6	4,8	4,0	3,35
	2,8	2,36	1,7	1,18	0,85	0,6	0,425	0,3	0,212	0,15
	0,106	0,075	0,05	0,038						

Com base em todos os dados obtidos, um balanço de massas do processo foi realizado a partir da conciliação das vazões mássicas calculadas e das análises granulométricas realizadas.

4.1.1 Localização das frentes de lavra

Como dito anteriormente, cada amostra foi retirada de uma frente de lavra diferente:

- Amostra 0: Mescla de várias bancadas, amostrada no dia 21 de agosto de 2014;
- Amostra 1: Cota 130 Central, amostrada no dia 17 de junho;
- Amostra 2: Cota 70 Central, amostrada no dia 14 de julho;
- Amostra 3: Cota 80 Lateral, amostrada no dia 21 de julho.

A Figura 4.6 mostra a localização das três frentes de lavra utilizadas durante a amostragem na mina. A Amostra 0 não está localizada no mapa, devido ao fato de ter sido recolhida mesclando várias frentes de lavra diferentes, seguindo o padrão de rotina da empresa.

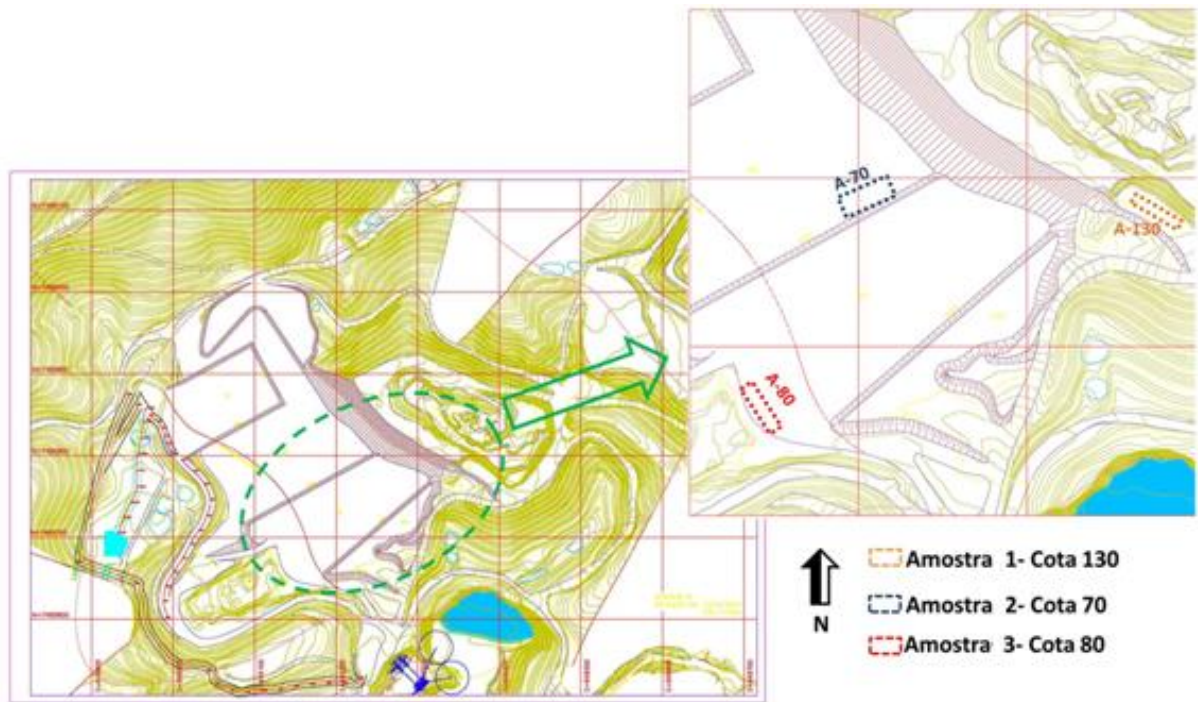


Figura 4.6 – Localização das frentes de lavra amostradas (PETRA AGREGADOS, modificada)

4.1.1.1 Amostra 1: Cota 130 Central

No primeiro dia de amostragens, o material foi retirado da região central da Cota 130 (Figura 4.7), que consiste de uma frente de lavra com altura de aproximadamente 10 metros, com rochas graníticas e gnáissicas, de granulometria média a fina.



Figura 4.7 – Vista da Cota 130 Central

É possível perceber que existem dois padrões de fraturamento bem marcados, como ilustra a Figura 4.8. O fraturamento principal é vertical, com linhas contínuas, e marca toda a face exposta, já o fraturamento horizontal é pouco marcado e não contínuo.

Macroscopicamente, observa-se composição dos litotipos ricos em quartzo, feldspatos, micas (biotita e muscovita), etc. Também podemos observar que esta região é composta por rochas alteradas, marcadas pela oxidação de minerais ricos em Fe (biotitas) ao redor dos quartzos (coloração alaranjada) e superfícies intemperizadas, marcadas por caulinitização e alteração de feldspatos, como mostra a Figura 4.9. Provavelmente, são rochas com média a baixa competência.

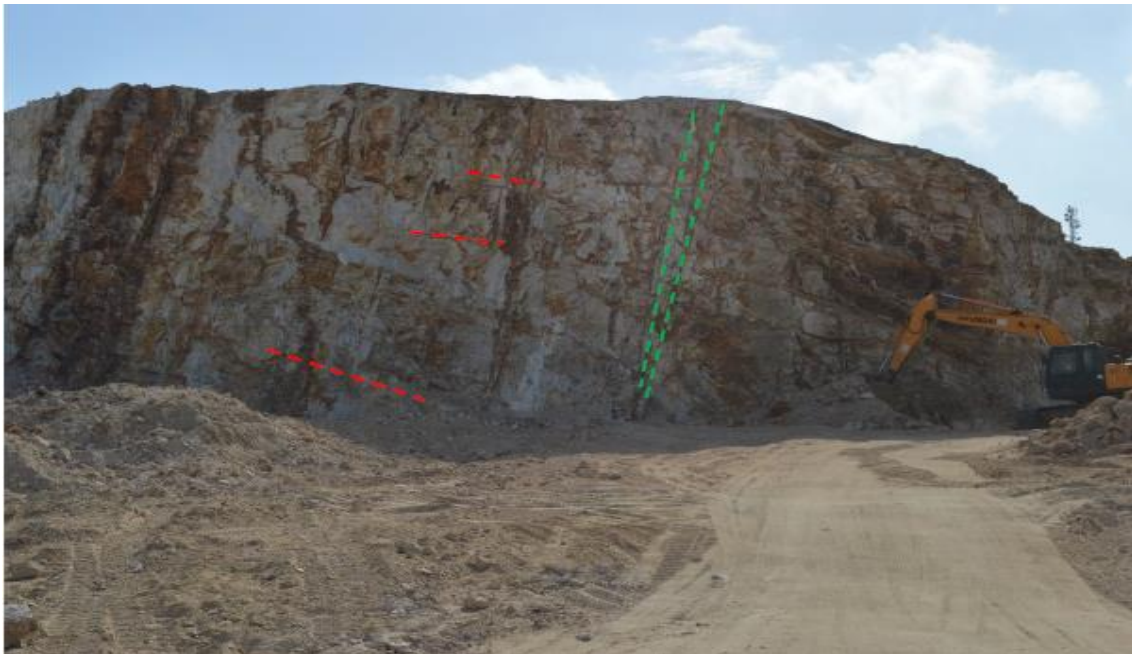


Figura 4.8 – Marcação dos padrões de fraturamento da Cota 130 Central



Figura 4.9 – Identificação de rochas alteradas: superfícies marcadas por oxidação e caulinitização

4.1.1.2 Amostra 2: Cota 70 Central

No segundo dia de amostragem, o material foi retirado da região central da Cota 70 (Figura 4.10), que consiste de uma frente de lavra com altura de 10 metros, com rochas predominantemente gnáissicas (bandamento - métrico e centimétrico - composicional é fortemente notado), de granulometria média a fina. Porém, é comum a presença de blocos métricos de granito (Figuras 4.11 e 4.12).

Macroscopicamente, observa-se bandamento em camadas félsicas, ricas em quartzo e feldspatos, e camadas máficas, compostas por minerais com Mg e Fe em sua composição (biotita, anfibólio e piroxênio). É uma rocha pouco alterada e com forte fraturamento vertical, provavelmente de forte competência.



Figura 4.10 – Vista da Cota 30 Central



Figura 4.11 – Gnaiss na Cota 70 Central



Figura 4.12 – Granito na Cota 70 Central

4.1.1.3 Amostra 3: Cota 80 Lateral

No terceiro dia de amostragem, o material foi retirado da região lateral da Cota 80 (Figura 4.13), a qual é uma frente de lavra com presença de blocos já detonados e mobilizados. É uma região composta por gnaisses, granitos e basaltos.



Figura 4.13 – Vista da Cota 80 Lateral

Os granitos (Figura 4.14) possuem granulometria média a fina e é observada a presença de alteração com horizontes oxidados e caulinitizados. Macroscopicamente são compostos por quartzos, feldspatos e biotitas.



Figura 4.14 – Granito na Cota 80 Lateral

Os gnaisses (Figura 4.15) possuem bandamento composicional bem marcado e, a partir de observação macroscópica, é composto por minerais micáceos (biotitas).



Figura 4.15 – Gnaisse na Cota 80 Lateral

Os basaltos (Figura 4.16) são blocos de granulometria fina a muito fina. Sua composição em nível macroscópico é marcada por piroxênio, plagioclásio, anfibólio e pouco quartzo.



Figura 4.16 – Basalto na Cota 80 Lateral

4.1.2 Erros de Amostragem

Considerando que a faixa granulométrica de 225 x 200 mm é aquela que apresenta aproximadamente 5% ($P = 0,05$) de partículas retidas na TC-09, e utilizando as Equações 2.24 e 2.25, encontramos que a massa necessária para obter um nível de confiança de 90% é de, aproximadamente, 84 toneladas.

De forma análoga, para a TC-05 foi considerada a faixa granulométrica de 26,5 x 22,4 mm. Utilizando-se da mesma metodologia anterior, a massa encontrada é de, aproximadamente, 130 kg.

4.2 CARACTERIZAÇÃO DE PARTÍCULAS

4.2.1 Classificação das Amostras

Primeiramente, foi realizada uma classificação com as partículas da Amostra 0 a partir de suas características macroscópicas (cor e estado de alteração), com o objetivo de relacioná-las com seu comportamento mecânico. Tal classificação foi realizada somente com a Amostra 0, pois devido à amostragem completa do circuito, era uma amostra que continha, aparentemente, toda a variabilidade do mesmo.

Após o peneiramento das amostras no LTM, de acordo com as especificações vistas na seção anterior, aquelas de granulometria entre 22,4 e 19,0 mm foram separadas e classificadas em três grupos: partículas Máficas (Figura 4.17), partículas Félsicas (Figura 4.18) e partículas Alteradas (Figura 4.19). A diferenciação entre as amostras máficas e félsicas foi dada considerando a folha padrão para análise semiquantitativa (Figura 4.20), que mostra uma classificação referente ao percentual de partículas escuras em uma matriz clara. Até 10% de partículas escuras, a amostra foi classificada como félsica e acima de 10%, a amostra foi considerada máfica. As amostras consideradas alteradas são aquelas com coloração alaranjada ou esbranquiçada e que se desagregavam facilmente com o manuseio das mesmas.



Figura 4.17 – Partículas Máficas

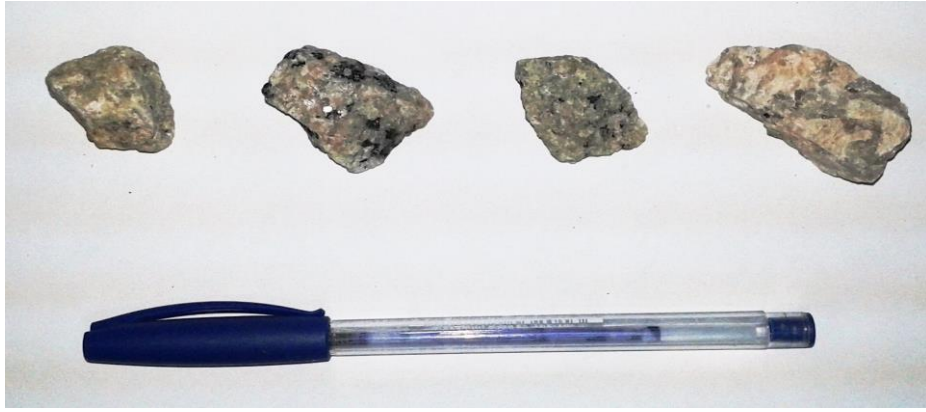


Figura 4.18 – Partículas Félsicas



Figura 4.19 – Partículas Alteradas

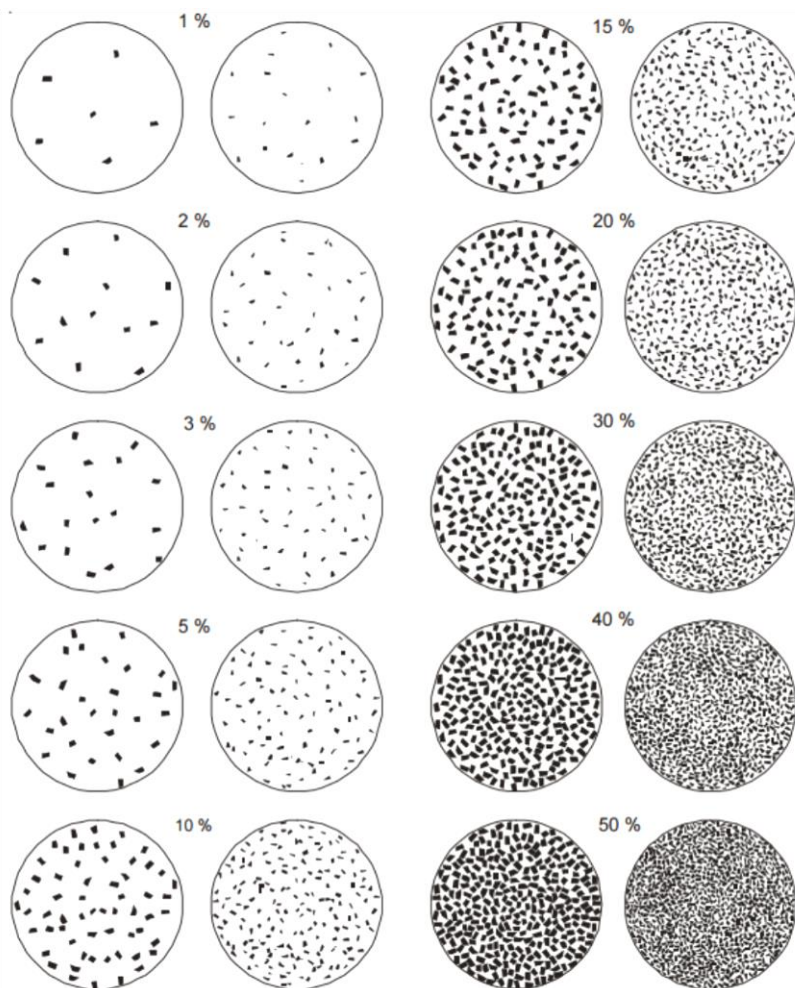


Figura 4.20 – Folha padrão para determinação semiquantitativa dos minerais constituintes (MOTOKI, 2004)

4.2.2 Ensaios de Espectrometria de Fluorescência de Raios-x

Para uma melhor determinação da composição das partículas, foram realizados ensaios de fluorescência de raios-x, visto que é uma técnica com alta precisão.

As amostras foram moídas até atingir uma granulometria abaixo de 75 μm e foram enviados 10g de cada (Máfica, Félsica e Alterada) para o Laboratório de Fluorescência de Raios-X do Centro de Tecnologia Mineral (CETEM). Uma vez no laboratório, elas foram preparadas por fusão a 1050°C, com diluição 1:6, ou seja, a cada 1g de amostra seca a 100°C foram utilizados 6 g de fundente. O fundente utilizado foi o Tetraborato de Lítio ($\text{Li}_2\text{B}_4\text{O}_7$ 100%).

4.2.3 Ensaios de Fragmentação

Ensaios de fragmentação foram realizados segundo dois procedimentos distintos: no caso das amostras classificadas em máficas, félsicas e alteradas, foi realizado o ensaio de queda de peso exclusivamente com partículas contidas na classe 22,4 x 19,0 mm. Esse ensaio é denominado “simplificado”. Por outro lado, cada uma das amostras do produto da britagem primária (amostras 0, 1, 2 e 3), foi realizado o ensaio de fragmentação denominado “completo”.

4.2.3.1. Ensaio simplificado de fragmentação

Após a classificação das partículas em grupos, como citado na Seção 4.2.2, foram realizados ensaios de fragmentação utilizando o DWT e a Célula de Carga de Impacto COPPE.

Primeiramente, cada grupo foi dividido em três lotes, contendo 30 partículas, cada. Em seguida, foi feita a seleção dos níveis de energia específica de cominuição (E_{cs}), de modo que foi permitido caracterizar adequadamente esta faixa granulométrica (22,4 x 19,0 mm) desde a fratura incipiente (clivagem) até o estilhaçamento. Os ensaios foram realizados de acordo com as condições descritas na Tabela 4.2.

Tabela 4.2 – Condições experimentais utilizadas nos ensaios de fragmentação

INTERVALO DE TAMANHOS (mm)	ENERGIA ESPECÍFICA DE IMPACTO (kWh/t)	NÚMERO DE PARTÍCULAS/LOTE	PESO DO IMPACTOR (kg)
22,4 x 19,0	2,50	30	15,46
	1,00	30	15,46
	0,25	30	4,35

As alturas de queda foram calculadas a partir da Equação 4.1:

$$h_i = h_f + \frac{\overline{mE_{is}}}{0,0272M_d} \quad [4.1]$$

Onde:

- h_i é a altura da queda do peso, em cm;
- h_f é a altura final de repouso do peso, em cm (estimada a partir de resultados anteriores);
- \bar{m} é a massa média das partículas ensaiadas, em g;
- M_d é a massa do peso a ser solto, em kg;
- E_{is} é a energia específica de impacto aplicada, em kWh/t.

Presumindo que a restituição do peso após o impacto pode ser ignorada, a energia específica de impacto aplicada é considerada como sendo equivalente à energia específica de cominuição (E_{cs}).

Após a obtenção das condições experimentais, as partículas foram quebradas, uma a uma, seguida pela coleta dos fragmentos. Os ensaios para $E_{is} = 0,25$ kWh/t foram realizados no DWT, enquanto que os ensaios para os demais valores de E_{is} foram realizados na Célula de Carga de Impacto COPPE (Figura 4.21).

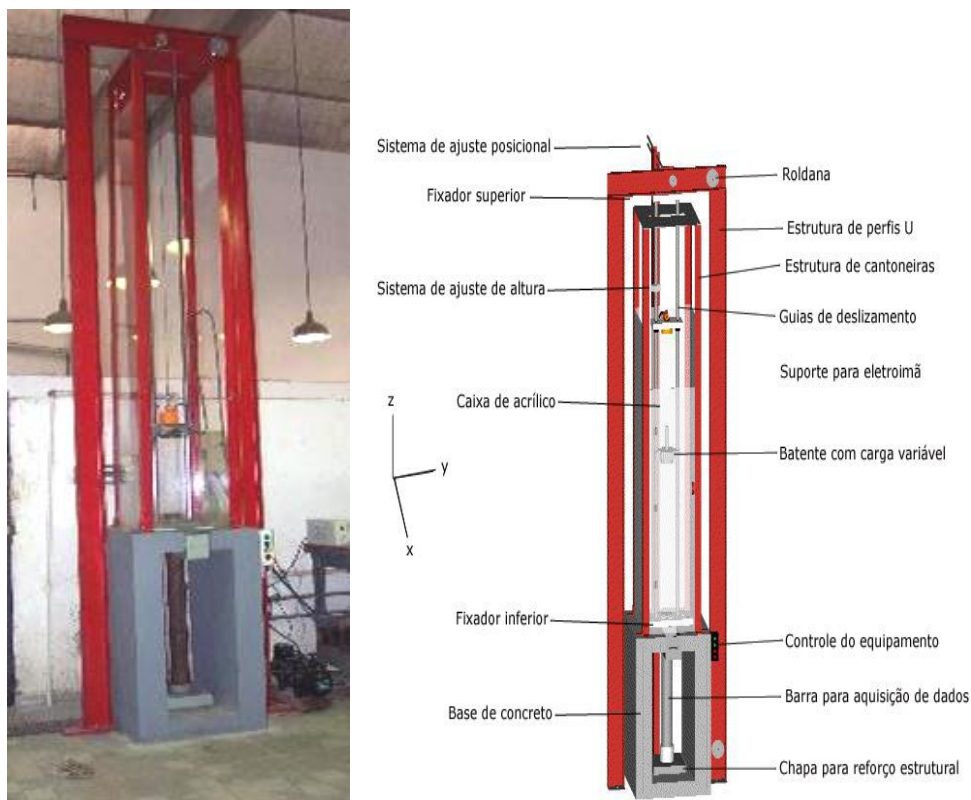


Figura 4.21 – Célula de Carga de Impacto COPPE com peso impactador de aço

Em seguida os fragmentos foram peneirados, hibridamente, usando uma série de peneiras, de razão igual à raiz quadrada de dois, representada na Tabela 4.3. Após o peneiramento, foi realizada a normalização da distribuição granulométrica dos produtos de cada ensaio, em relação ao tamanho médio das partículas originais, como ilustram as Figuras 2.17 e 2.18, na Seção 2.4.2. O cálculo de t_{10} para cada energia específica de impacto também foi realizado, assim como a comparação de t_{10} entre os três grupos.

Tabela 4.3 – Sequência de peneiras utilizadas no peneiramento híbrido

PENEIRAS DE (8" X 2")	
Abertura (mm)	19,00 13,20 9,50 6,70 4,75 3,35 2,36 1,70 1,18
	0,85 0,60 0,425 0,30 0,212 0,15 0,11 0,08 0,05 0,038

4.2.3.1. Ensaio completo de fragmentação

Também foram realizados ensaios de fragmentação com as Amostras 1, 2 e 3. Eles foram realizados seguindo o mesmo padrão citado acima, porém, levando em consideração todas as faixas granulométricas peneiradas manualmente (63 x 53 mm, 45 x 37,5 mm, 31,5 x 26,5 mm, 22,4 x 19 mm, 16 x 13,2 mm). A Tabela 4.4 demonstra as condições detalhadas do ensaio. Para os ensaios completos, as análises seguintes foram realizadas a seco.

Por fim, foi realizada uma comparação entre as três amostras e classificação do material segundo o parâmetro A^*b (Tabela 2.3), o qual oferece uma indicação da resistência do material à cominuição por impacto.

Tabela 4.4 – Condições experimentais utilizadas nos ensaios completos de fragmentação

INTERVALO DE TAMANHOS (mm)	ENERGIA ESPECÍFICA DE IMPACTO (kWh/t)	NÚMERO DE PARTÍCULAS/LOTE	PESO DO IMPACTOR (kg)
63 x 53	0,80	10	57,16
	0,25	10	49,02
	0,10	10	39,34
45 x 37,5	1,00	15	49,02
	0,25	15	39,34
	0,10	15	15,46
31,5 x 26,5	2,5	30	49,02
	1,00	30	39,34
	0,25	30	15,46
22,4 x 19,0	2,50	30	15,46
	1,00	30	15,46
	0,25	30	4,35
16,0 x 13,2	2,50	30	15,46
	1,00	30	2,88
	0,25	30	2,88

4.2.4 Ensaios de Britabilidade de Bond

O ensaio de britabilidade foi conduzido seguindo o mesmo padrão citado na Seção 2.5.1, com amostras contendo 10 partículas representativas do minério de formato irregular, com granulometria na faixa de 50,8 a 75 mm.

O ângulo responsável pela fratura, assim como o número de fragmentos principais gerados foram anotados. O ensaio se repetiu para todas as partículas separadas, inicialmente.

O índice de trabalho de impacto (W_i) de Bond foi calculado através da Equação 2.24, tabulando-se, para cada partícula, sua massa e espessura, o ângulo final de soltura dos martelos e o número de fragmentos principais.

4.3 SIMULAÇÃO

As simulações foram realizadas utilizando o circuito da empresa apropriadamente modelado como parte do projeto anterior com a Petra Agregados, no próprio LTM, através do software JKSimMet[®], não sendo parte deste trabalho, portanto, a modelagem aplicada (TAVARES et al., 2015).

Os dados que serviram de parâmetro foram as análises granulométricas conciliadas média de cada dia; as análises granulométricas resultantes dos ensaios de fragmentação; a relação $t_{10} \times E_{cs}$; a relação $t_{10} \times t_n$; e as densidades de cada tipologia. Foi considerado um valor fixo de 1200 t/h para a alimentação para a simulação das três amostras e também que a capacidade dos britadores não muda com a resistência da rocha.

As diferentes tipologias de minério amostradas foram avaliadas no circuito, simulando seis cenários diferentes. Foram feitas apenas modificações nas APFs dos britadores terciário e quaternário, de acordo com a Tabela 4.5. Tais cenários foram utilizados nas simulações das Amostras 1, 2 e 3, assim como na simulação da Amostra 0, em projeto anterior, para que seja passível de comparações.

Tabela 4.5 – Variação de APF nos cenários utilizados nas simulações

CENÁRIOS	BRITADOR 3º (mm)	BRITADOR 4º (mm)
1.0	25	16
1.1	32	16
1.2	32	20
1.3	25	20
1.4	28	20
1.5	28	16

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Os resultados dos ensaios realizados serão discutidos em seis seções. Primeiro serão apresentadas as características químicas da Amostra 0, seguidas pelas características granulométricas reconstituídas das alimentações das amostragens realizadas na empresa Petra. Em seguida, serão discutidos os resultados dos ensaios de caracterização dos materiais quanto à fragmentação e britabilidade. Por fim serão feitas comparações entre as características obtidas de cada amostra, seguidas dos resultados do comportamento das amostras na britagem através das simulações realizadas.

5.1 COMPOSIÇÃO QUÍMICA

A Tabela 5.1 mostra o resultado obtido no ensaio de espectrometria de fluorescência das partículas contidas na Amostra 0 e previamente classificadas em Máfica, Félsica e Alterada.

Tabela 5.1 – Composição química (%) das amostras

AMOSTRA	Na ₂ O	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	K ₂ O	CaO	Fe ₂ O ₃
Máfica	4,5	1,5	15,7	60,8	1,8	5,6	7,2
Félsica	1,6	0,33	12,8	72,4	3,6	3	1,8
Alterada	2,7	0,14	12,7	73,8	4,4	1,4	2,5

É possível observar que a amostra Máfica apresenta maiores teores de hematita (Fe₂O₃) e óxido de magnésio (MgO), e menor teor de quartzo (SiO₂), o que significa que este tipo de amostra é composto em sua maioria por minerais como a biotita, o anfibólio, o piroxênio, etc, os quais são ricos em ferro e magnésio. Já as amostras Félsica e Alterada, são mais ricas em quartzo e apresentam uma composição química bem próxima.

Tais resultados comprovam a veracidade da classificação das amostras em máfica e félsica, visto que a félsica apresenta grande quantidade de quartzo, mineral félsico, enquanto que a máfica apresenta grande quantidade de óxido de magnésio e hematita, minerais máficos. Além disso, pode-se dizer que a amostra alterada é, em sua

maioria, uma amostra félsica intemperizada, devido à grande proximidade de suas composições químicas.

A Tabela 5.2 mostra os minerais presentes na Amostra 0, e com base nos dados obtidos, podemos dizer que a amostra Máfica apresenta uma coloração mais escura devido à presença de hornblenda, biotita e clorita, enquanto que a coloração mais clara da amostra Félsica é pela presença de quartzo, caulinita, muscovita e feldspatos alcalinos.

Tabela 5.2 – Composição mineralógica da Amostra 0 (TAVARES et al., 2015)

MINERAIS	TEOR (%)
Quartzo	25,4
Caulinita	2,0
Zircão	0,3
Micas	15,6
Feldspatos Alcalinos	49,6
Hornblenda	7
Clorita	0,1

5.2 AMOSTRAGEM

5.2.1 Dados Brutos das Amostras

A Tabela 5.3 mostra os dados brutos obtidos¹ na amostragem da Amostra 2. A Amostra 0 se diferencia um pouco das outras devido ao fato de que na época em que foi recolhida, o material Rachão, que segue pela correia TC-07, estava sendo produzido e, por isso, ele aparece como uma das correias amostradas. Além disso, como foi uma amostragem completa da usina, exigindo muito esforço de toda a equipe, foram realizadas apenas duas amostragens para cada correia.

¹ Os dados brutos das Amostras 0, 1 e 3 encontram-se no ANEXO.

A partir da massa total de material retirado das correias e da extensão medida, obtemos a massa retirada em cada metro das correias. De posse desses valores, também obtemos a proporção de grossos em cada amostragem. Multiplicando o valor da “massa por metro” pela velocidade medida de cada correia, têm-se as vazões em kg/s de cada correia. E por fim, multiplicando este valor por 3,6, é obtida a alimentação em t/h. Tais dados foram utilizados na análise granulométrica de cada amostra.

Tabela 5.3 – Dados brutos obtidos para a Amostra 2

Tamanho (mm)	TC-05/1	TC-05/2	TC-05/3	TC-09/1	TC-09/2	TC-09/3
Total Grossos (kg)	0	0	0	1254,08	1154,68	1387,34
Metragem (m)	0	0	0	15	15	15
Massa por metro (kg/m)	0,00	0,00	0,00	83,61	76,98	92,49
Finos (kg)	78,54	121,2	165,02	85,84	177,06	147,22
Metragem (m)	3	3	3	3	3	3
Massa por metro (kg/m)	26,18	40,40	55,01	28,61	59,02	49,07
Massa total por metro (kg/m)	26,18	40,40	55,01	112,22	136,00	141,56
Proporção Grossos (%)	0,0	0,0	0,0	74,5	56,6	65,3
Velocidade da Correia Medida (m/s)	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00
Vazão Medida (kg/s)	52,36	80,80	110,01	224,44	272,00	283,13
Alimentação Medida (t/h)	188,50	290,88	396,05	807,97	979,19	1019,25

De acordo com os dados obtidos, tem-se, em média, uma massa coletada de, aproximadamente, 2 toneladas para cada amostragem na TC-09. Tal resultado, quando comparado ao necessário (aproximadamente 84 toneladas) para se ter um nível de confiança de 90%, é bem menor, com erro de aproximadamente 63%, calculado através da Equação 2.24. Observa-se que o nível de incerteza da amostragem é menor do que o

sugerido pela literatura, devido à impossibilidade de se retirar mais material, com representatividade, nas correias amostradas.

Em relação a TC-05, a massa coletada, em média, é de, aproximadamente, 120 kg e quando comparado ao necessário (aproximadamente 130 kg) para um nível de confiança de 90%, obtém-se um erro de aproximadamente 9,9%. Observa-se que o erro não é muito significativo nas amostras finas, em comparação com as grossas.

5.2.2 Análises Granulométricas da Alimentação

A partir dos dados obtidos nos ensaios de granulometria de todas as amostras e considerando as devidas proporções de material grosso e material fino recolhidos nas amostragens, foi possível calcular a real proporção de material passante em cada peneira. Em seguida, foi calculada a proporção de cada correia dentro da alimentação total e, por fim, a alimentação reconstituída das duas correias (TC-05 e TC-09). Esta comparação não foi realizada para a Amostra 0.

As Figuras 5.1, 5.2 e 5.3 apresentam as análises granulométricas desta alimentação reconstituída para as três amostragens realizadas em cada dia, para as Amostras 1, 2 e 3.

A Figura 5.1 mostra que, no primeiro dia de amostragens, houve uma variabilidade granulométrica considerável entre elas. Isto, provavelmente, se deve ao fato de algum erro durante a realização das amostragens, como por exemplo, variação de carregamento da correia ou até mesmo a medição não exata da distância de onde foram retirados os grossos ou os finos. Também é possível que essas diferenças sejam pela variabilidade da rocha. A Amostra 2 (Figura 5.2) e a Amostra 3 (Figura 5.3) aparecem bem menos variáveis.

Outro fato que pode ser observado é a descontinuidade existente próximo de 100 mm. Isto acontece, pois as peneiras utilizadas em laboratório possuem apenas um fio, diferente dos gabaritos utilizados na amostragem, que têm uma altura maior, fazendo com que o ângulo de passagem da partícula seja menor que na peneira e, conseqüentemente, podendo ocasionar pequenas diferenças nas medições de granulometria.

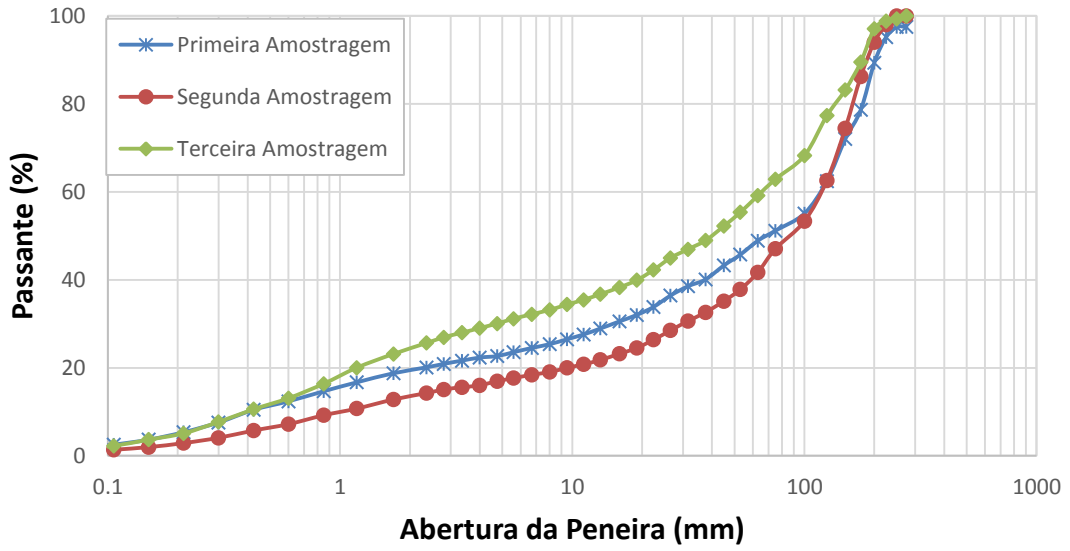


Figura 5.1 – Comparação entre as alimentações das três amostragens da Amostra 1

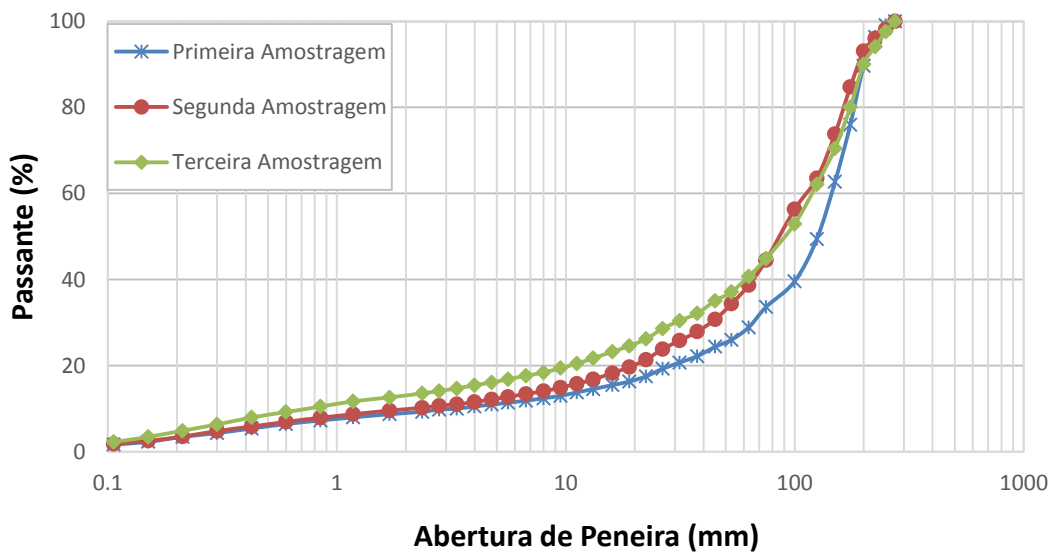


Figura 5.2 – Comparação entre as alimentações das três amostragens da Amostra 2

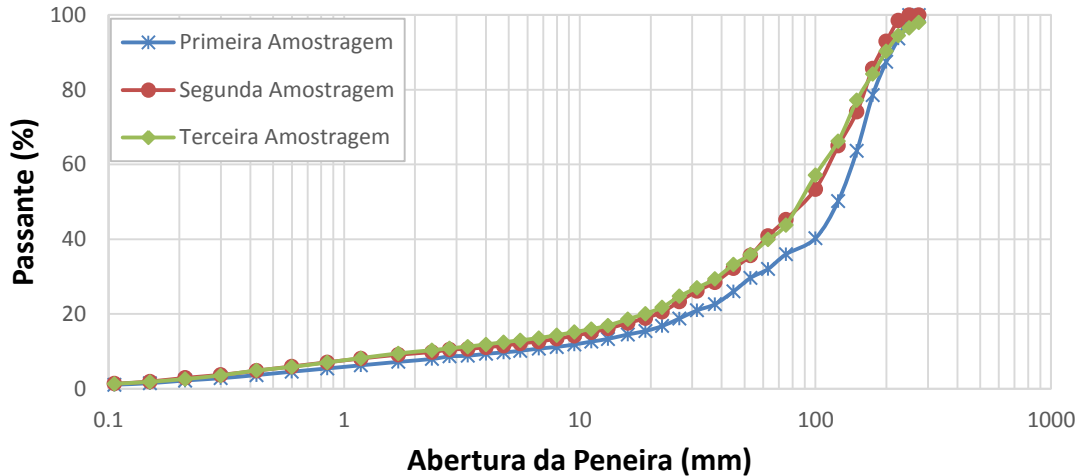


Figura 5.3 – Comparação entre as alimentações das três amostragens da Amostra 3

Foram calculadas as médias destas análises granulométricas reconstituídas para cada dia, ou seja, Amostra 0, 1, 2 e 3. A Figura 5.4 apresenta estes resultados, bem como a média da análise granulométrica reconciliada da Amostra 0 (TAVARES et al., 2015). Em geral, é possível perceber que a distribuição média da Amostra 2 se distingue muito em comparação com as outras amostras. Também podemos dizer que as distribuições granulométricas das Amostras 0, 1 e 3 apresentaram uma maior quantidade de material contido nas faixas de tamanhos de bica corrida, quando comparada com a Amostra 2. Por conseguinte, pode-se afirmar que a Amostra 0 é a que contém mais finos, enquanto a Amostra 2 é aquela que contém a menor proporção.

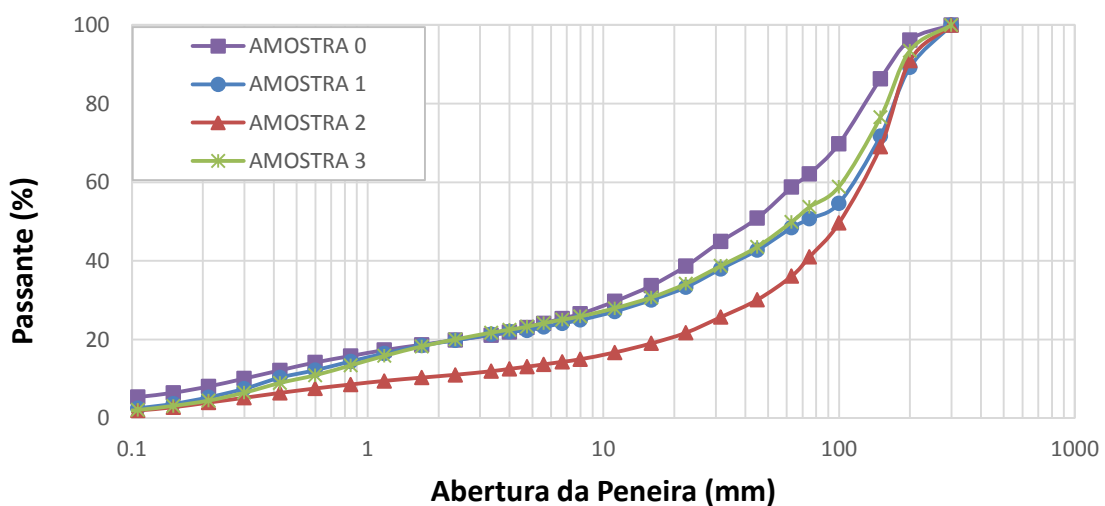


Figura 5.4 – Comparação entre as alimentações média de todas as amostras

5.3 ENSAIOS DE FRAGMENTAÇÃO

A partir dos ensaios de fragmentação realizados com as amostras Máfica, Félsica e Alterada, foram obtidos gráficos com os resultados de análise granulométrica² que mostram a influência da energia de impacto nas partículas, a partir dos quais foram calculados os valores de t_{10} para cada amostra. Eles são apresentados na Figura 5.5.

É possível perceber que os valores de t_{10} aumentam com o aumento da energia para as partículas máficas e félsicas, enquanto que as alteradas atingem um valor quase constante a partir de 1,00 kWh/t. Isto acontece devido ao fato de que as partículas alteradas são muito friáveis e atingem o ponto máximo de fragmentação ainda no valor intermediário de energia de impacto. Além disso, as partículas alteradas produziram muito mais finos quando comparada com as outras, o que era esperado, devido ao intemperismo sofrido por elas, o qual muda as propriedades dos minerais presentes. Não há uma diferença bastante perceptível entre as partículas máficas e félsicas.

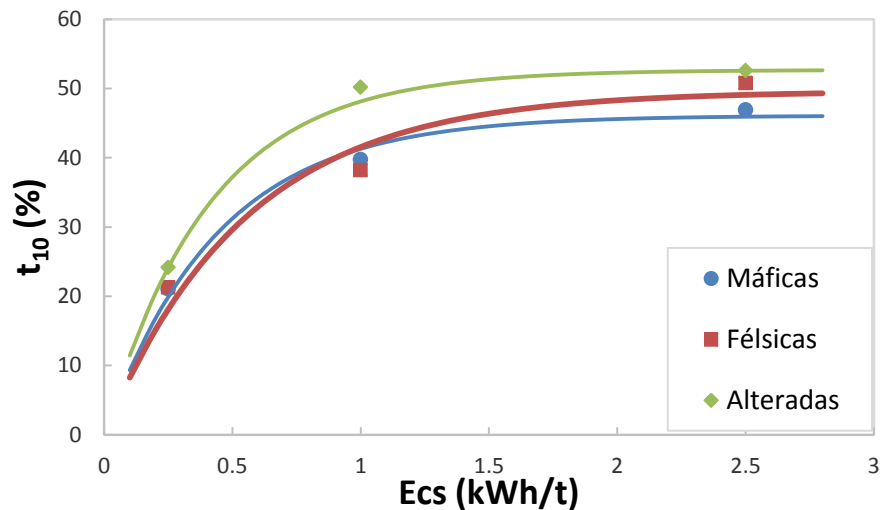


Figura 5.5 – Comparação entre os valores de t_{10} para as partículas máficas, félsicas e alteradas contidas na Amostra 0

² As análises granulométricas encontram-se no ANEXO.

Os valores de índice de quebra simplificado das amostras, ou seja, específico para esta faixa granulométrica, estão relacionados na Tabela 5.4. Vemos que os índices das amostras Máfica e Félsica são bem próximos, e confirmando o que já havia sido observado na Figura 5.5, chegamos à conclusão de que a resistência das amostras Máfica e Félsica é a mesma e da amostra Alterada são menos competentes.

Tabela 5.4 – Valores de índice de quebra A*b simplificado

AMOSTRAS	A*b simplificado
Máfica	104,2
Félsica	90,2
Alterada	129,0

Os ensaios de fragmentação realizados nas Amostras 0, 1, 2 e 3 tiveram como objetivo obter a relação entre a proporção de partículas menores que 0,1 do tamanho original da partícula (t_{10}), energia específica de impacto e tamanho da partícula. Também foi possível a obtenção do índice de quebra A*b, o qual nos fornece a resistência das amostras quanto a sua fragmentação por impacto.

A Figura 5.6 mostra a influência da energia específica de impacto em partículas na faixa de tamanho de 22,4 x 19 mm para a Amostra 1. É claramente perceptível que quanto maior a energia específica de impacto aplicada, mais finos são gerados pela partícula no momento da quebra. Os resultados de t_{10} são calculados com base nestas curvas de análise granulométrica, conforme ilustrado na Figura 2.17. Com exceção da quantidade de finos produzidos, os ensaios³ das Amostras 2 e 3 não apresentaram diferenças significativas.

³ Os resultados das análises granulométricas após a fragmentação das partículas na faixa de 22,4 x 19 mm das Amostras 0, 2 e 3 encontram-se no ANEXO.

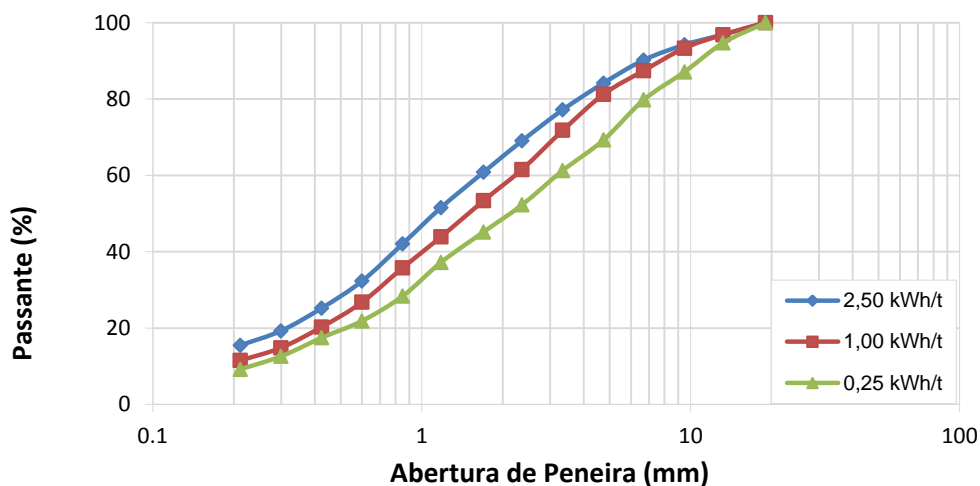


Figura 5.6 – Influência da energia específica de impacto em partículas na faixa de 22,4 x 19 mm da Amostra 1

Fazendo uma comparação em termos da influência do tamanho da partícula na fragmentação das mesmas, é fácil concluir que quanto menor a partícula, mais finos são produzidos. A Figura 5.7 ilustra esta conclusão para a Amostra 2, com uma energia específica de impacto igual a 0,25 kWh/t. Para uma abertura de peneira de 9,5 mm, por exemplo, a proporção de finos aumenta com a diminuição do tamanho da partícula: as partículas pertencentes à faixa granulométrica de 63 x 53 mm produziram quase 21% de finos, enquanto aquelas pertencentes à faixa de 45 x 37,5 mm produziram mais de 32%. Este comportamento também foi encontrado nos resultados⁴ das Amostras 1 e 3.

Com exceção da curva de tamanho 31,5 x 26,5 mm, podem ser vistos alguns pontos de inflexão na Figura 5.7: em 26,5 mm para as faixas de 63 x 53 mm e 45 x 37,5 mm; em 9,5 mm para a faixa de 22,4 x 19 mm; em 6,7 mm para a faixa de 16 x 13,2 mm. Neves (2005) acredita que estes pontos de inflexão podem estar relacionados ao tamanho das regiões não fraturadas dos materiais, visto que apresentam a estrutura bastante fraturada.

⁴ Os resultados da análise granulométrica após a fragmentação em termos da influência do tamanho da partícula das Amostras 0, 1 e 3 encontram-se no ANEXO.

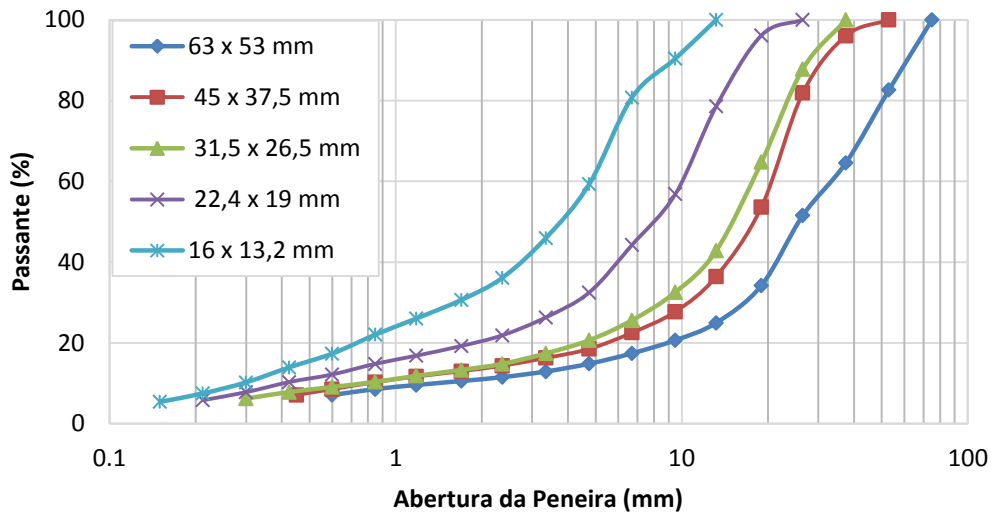


Figura 5.7 – Influência do tamanho de partícula da Amostra 2 após ensaios de fragmentação para energia específica de impacto igual a 0,25 kWh/t

Além disso, as amostras foram comparadas quanto à geração de finos. Como exemplo, na Figura 5.8, foram utilizados os dados da análise granulométrica após a fragmentação das partículas na faixa de 31,5 x 26,5 mm, com energia específica de impacto igual a 0,25 kWh/t. É possível perceber que as rochas das Amostras 0 e 2 geram menos finos e que a Amostra 1 gera mais finos. A Amostra 3 mostra, em média, um comportamento intermediário, em relação as Amostras 1 e 2. O mesmo acontece para as partículas de tamanho 16 x 13,2 mm⁵. Tais resultados eram esperados, devido à percepção do aspecto da rocha no dia da amostragem: a Amostra 1 era bem mais frágil a ponto de se desgastar somente com o manuseio, diferentemente das outras.

Esta comparação ainda pode ser feita levando em consideração os valores de t_{10} de cada amostra e relacionando-os com seus respectivos valores de energia específica de impacto. As Figuras 5.9 e 5.10 apresentam esta relação.

⁵ Estes resultados também se encontram no ANEXO.

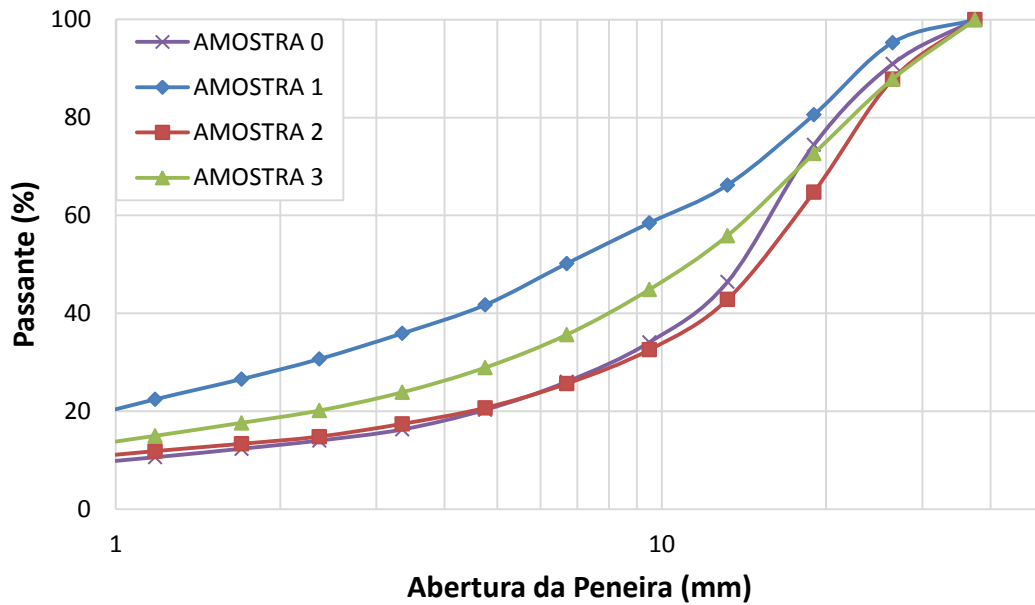


Figura 5.8 – Análise granulométrica após ensaios de fragmentação das três amostras, considerando um tamanho de partícula na faixa de 31,5 x 26,5 mm e energia de impacto de 0,25 kWh/t

Para um dado tamanho inicial, observa-se que os valores de t_{10} aumentam com a energia para todas as amostras. Também é possível perceber que as curvas da Amostra 1 (Figura 5.10) se concentram na região superior do gráfico, enquanto que as curvas da Amostra 2 (Figura 5.11) estão localizadas mais abaixo, o que, mais uma vez, nos diz que a Amostra 1 gerou mais finos que a Amostra 2. As posições das curvas da Amostra 0 (Figura 5.9) são bem parecidas com a Amostra 2 e as da Amostra 3 (Figura 5.12) variam um pouco, não se concentrando em uma determinada região do gráfico.

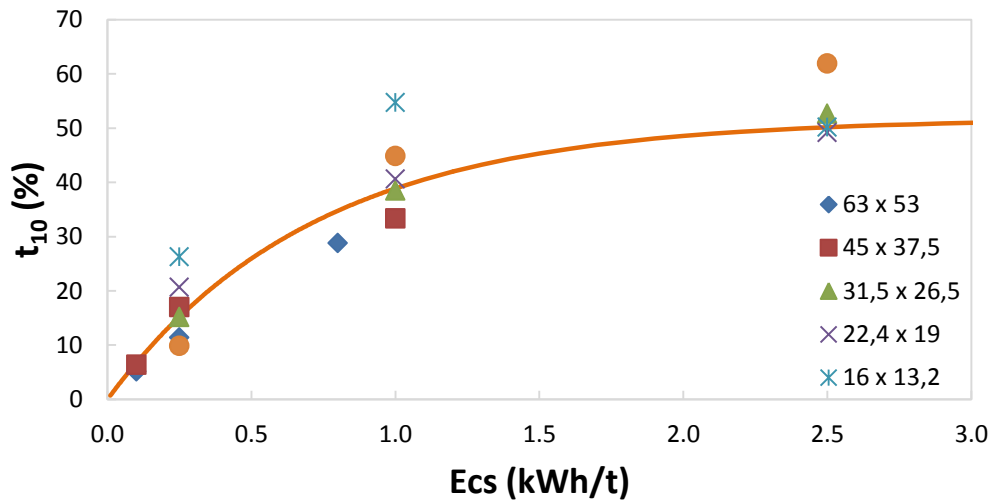


Figura 5.9 - Relação entre tamanho de partícula, energia de impacto e t_{10} para Amostra 0

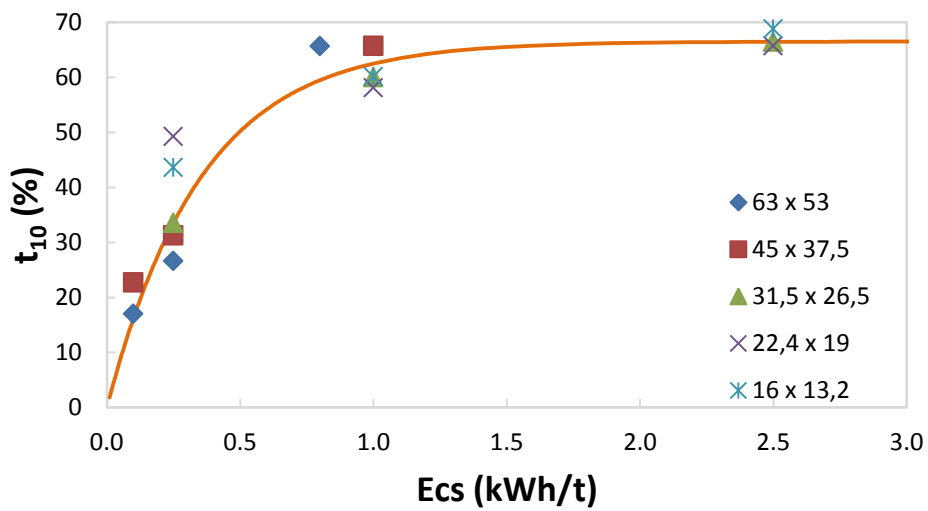


Figura 5.10 – Relação entre tamanho de partícula, energia de impacto e t_{10} para Amostra 1

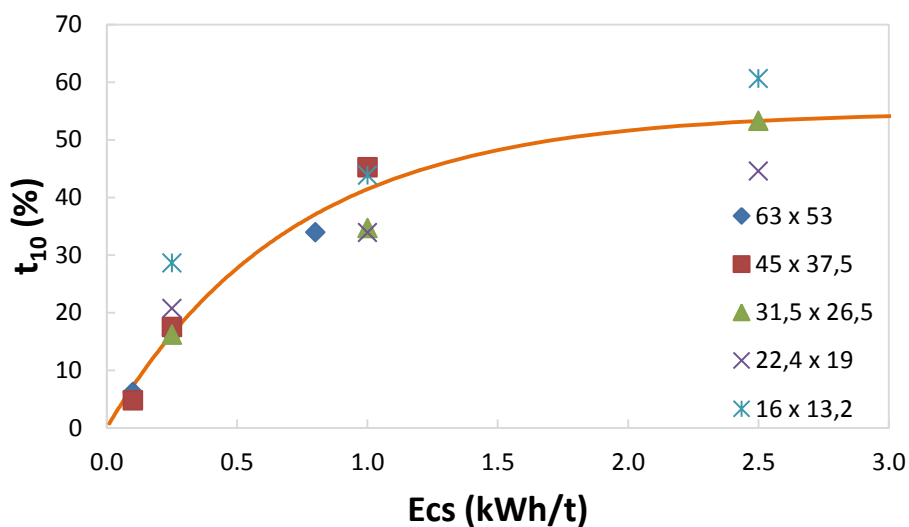


Figura 5.11 – Relação entre tamanho de partícula, energia de impacto e t_{10} para Amostra 2

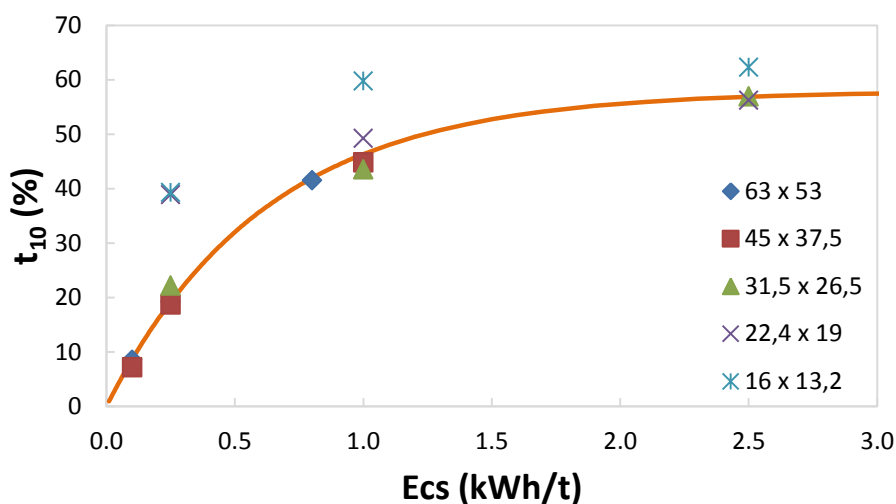


Figura 5.12 - Relação entre tamanho de partícula, energia de impacto e t_{10} para Amostra 3

Ainda existe a relação $t_{10} \times tn^6$, que também transforma os resultados das análises granulométricas para essa escala. Um resultado típico é mostrado na Figura 5.14. A Tabela 5.5 apresenta os resultados já ajustados e na forma como são usados no simulador JKSimMet[®], demonstrando a grande similaridade do padrão de fragmentação das diferentes amostras na jazida da Petra.

⁶ A relações $t_{10} \times tn$ das Amostras 0, 2 e 3 encontram-se no ANEXO.

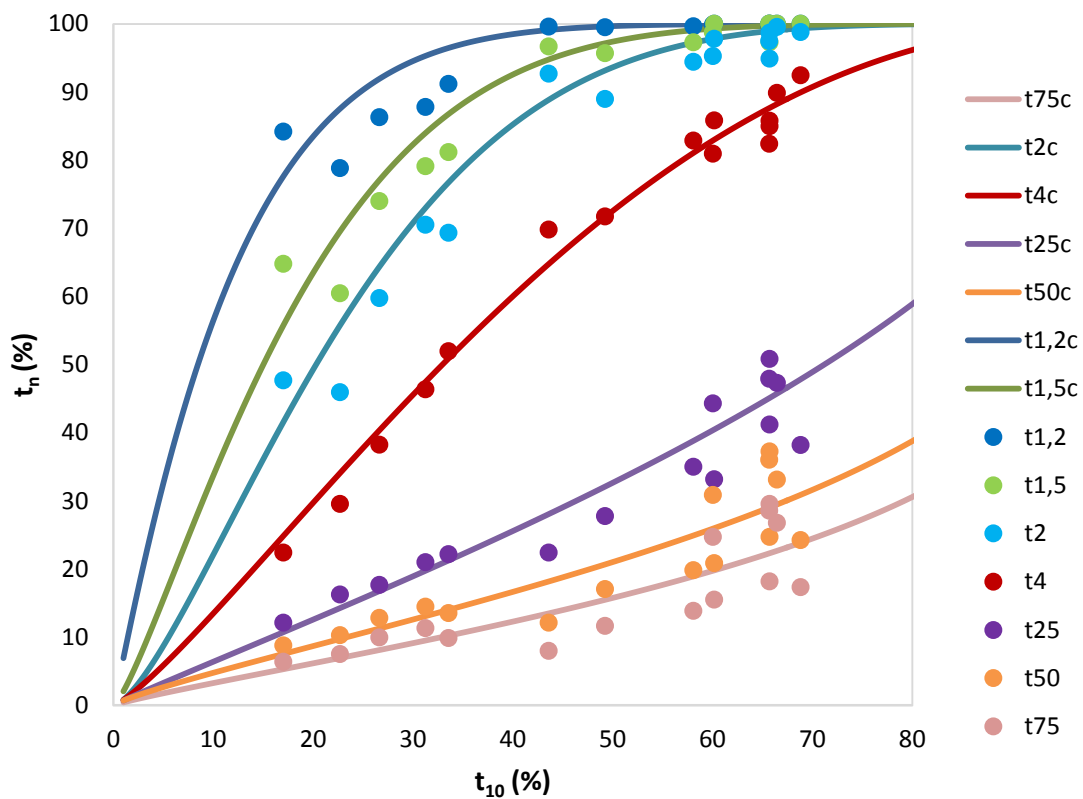


Figura 5.13 – Relação t_{10} x t_n para a Amostra 1

Tabela 5.5 – Resultados ajustados da relação t_{10} x t_n

t_{10c}	t_{2c}	t_{4c}	t_{25c}	t_{50c}	t_{75c}
10	22,1	13,5	6,4	4,8	3,3
20	49,3	29,7	12,6	8,7	6,2
30	70,8	45,6	18,9	12,6	9,1

A partir dos dados dos ensaios de fragmentação das partículas, foi possível obter os parâmetros A e b (Equação 2.21), seguindo o padrão descrito por Napier-Munn et al. (1996), o qual se encontra na Seção 2.4.2. Com estes valores, o índice de quebra de cada amostra, que é dado pelo produto dos parâmetros, também foi obtido. A Tabela 5.6 apresenta estes resultados.

O índice de quebra ($A*b$) indica a resistência do material à fragmentação por impacto, sendo aqueles com índice $A*b$ mais altos considerados menos resistentes. Assim, de acordo com os resultados, podemos dizer que a Amostra 1 é a menos

resistente, seguida pela Amostra 3 e, por último, as Amostras 2 e 0, sendo as mais resistentes.

Tabela 5.6 – Parâmetros de quebra por fragmentação

AMOSTRA	A	b	A*b	CLASSIFICAÇÃO DA RESISTÊNCIA
0	51,77	1,39	72,0	Baixa
1	66,50	2,88	187,1	Extremamente Baixa
2	54,90	1,40	77,1	Baixa
3	58,00	1,61	93,2	Muito Baixa

De acordo com a Tabela 2.3, podemos ainda classificar as amostras quanto à sua resistência ao impacto. A resistência da Amostra 1 é considerada extremamente baixa, as da Amostra 2 e a Amostra 0 são baixas e a da Amostra 3 é muito baixa.

De acordo com os resultados já obtidos, esta classificação era esperada. A Amostra 1 consistia de rochas muito frágeis, afetadas pelo intemperismo como dito na análise macroscópica do material (Seção 4.1.1.1), o que foi facilmente percebido durante as amostragens, e gerou muitos finos durante os ensaios de fragmentação. Por outro lado, foi observado que as Amostras 2 e 0 que apresentavam rochas mais resistentes, sem aparência alterada e menor geração de finos nos ensaios; eram amostras com aspectos parecidos. Já a Amostra 3, na qual foi identificada a presença de granito com horizontes oxidados e caulinitizados além de gnaisses são, apresentou um aspecto intermediário entre as outras amostras, apresentando, portanto, um índice de quebra também intermediário.

5.4 ENSAIOS DE BRITABILIDADE

A partir dos valores de massa e espessura de cada partícula, assim como o ângulo do martelo responsável pela ruptura da partícula, o número de fragmentos principais gerados, e a densidade do minério, foram calculados os valores de W_i , em kWh/t de cada amostra.

Segundo Wills (2006), o W_i está diretamente relacionado com a resistência à ruptura do material. Logo, de acordo com a Tabela 5.7, pode-se perceber que a Amostra 0 é a mais resistente, seguida pela Amostra 2 e 3, por último, a Amostra 1, considerada a mais friável.

Levando-se em consideração os resultados do índice de quebra (Tabela 5.6), os valores encontrados para o W_i são plausíveis, visto que materiais com maiores valores de índice A^*b devem ter menores valores de W_i .

Tabela 5.7 – Valores de W_i para cada amostra ensaiada

AMOSTRA	Densidade (g/cm ³)	W_{ii} (kWh/t)
0	2,67	10,75
1	2,61	6,39
2	2,72	9,45
3	2,63	7,15

5.5 COMPARAÇÕES FINAIS

A Tabela 5.8 resume os dados obtidos nos ensaios realizados, comparando todas as amostras recolhidas (Amostras 1, 2 e 3), bem como a amostra recolhida anteriormente (Amostra 0).

Tabela 5.8– Comparativo dos dados obtidos a partir dos ensaios de todas as amostras, incluindo a Amostra 0

AMOSTRA	A_{80} (mm)	% < 32 mm	W_{ii} (kWh/t)	A^*b
0	130,9	50,8	10,75	72,0
1	173,6	40,5	6,39	187,1
2	182,3	27,4	9,45	77,1
3	199,9	37,8	7,15	93,2

Uma melhor comparação é realizada a partir de gráficos nas Figuras 5.15 e 5.16.

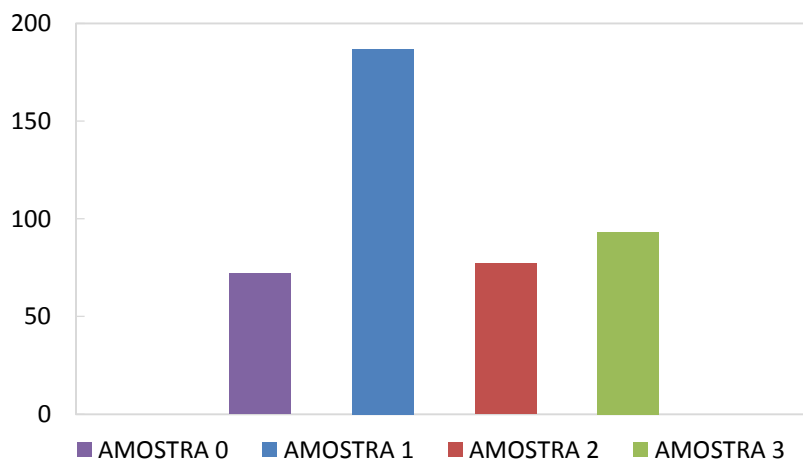


Figura 5.15 – Comparativo dos valores do índice A*b dentre as amostras ensaiadas

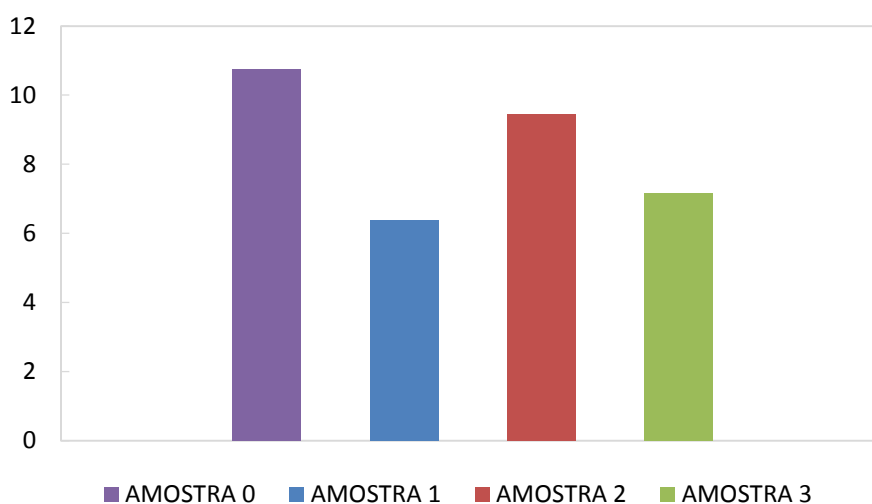


Figura 5.16 – Comparativo dos valores de W_i (kWh/t) dentre as amostras ensaiadas

A Figura 5.17 mostra a relação entre A^*b e W_i para alguns minérios. Adicionando-se as amostras recolhidas na Petra, é possível perceber que esta relação é inversa, isto é, para um maior valor de A^*b , existe um menor valor de W_i .

A partir dessa comparação observa-se que a rocha da Amostra 0 é a mais competente, apesar da maior quantidade de finos na alimentação da rebitagem. Provavelmente se deve a maior elevação das bancadas, tendo mais proximidade do solo, sofrendo influência do capeamento estéril ainda presente.

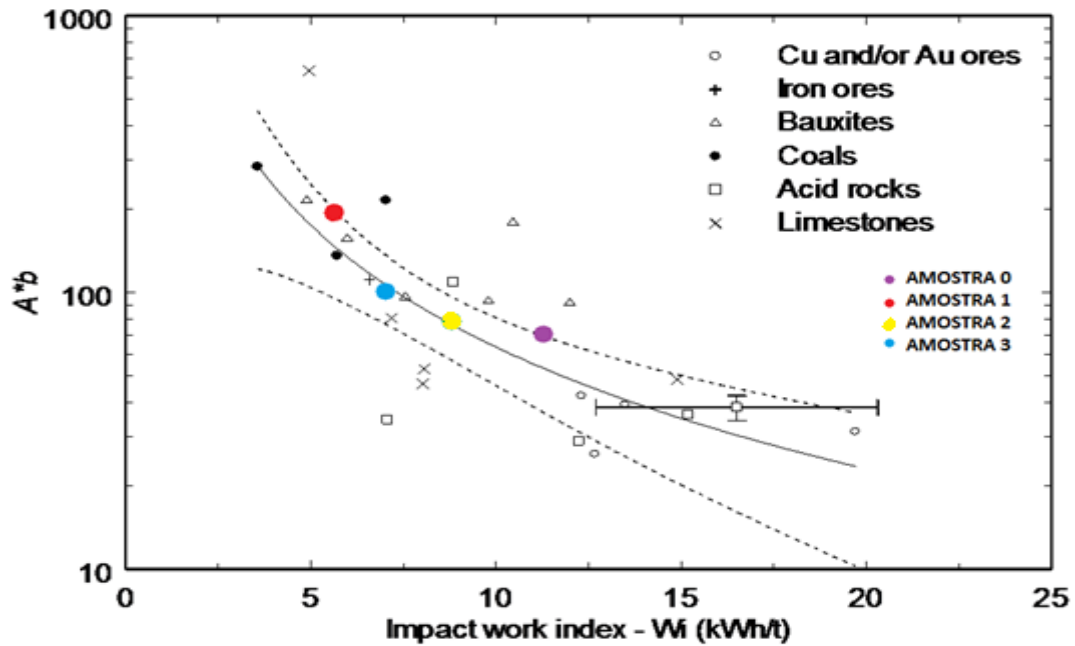


Figura 5.17 – Relação entre índices A^*b e Wi (kWh/t) para diversos materiais (modificado de TAVARES e SILVEIRA, 2008)

5.6 SIMULAÇÃO

A Tabela 5.9 mostra os resultados⁷ das simulações realizadas para a Amostra 0. Para determinação do cenário ótimo, as comparações são feitas, principalmente, com base nas disponibilidades dos britadores terciário e quaternário. Quando seu valor está abaixo de 1, valor ideal, significa que há uma demanda além da capacidade do britador e quando este valor é maior que 1, significa que o britador está operando abaixo de sua capacidade. Ou seja, quando o valor excede o valor unitário, o britador em questão está ocioso, “esperando” o estágio anterior do processo, enquanto que se o valor não alcança a unidade, o estágio anterior está produzindo mais e está “esperando” pelo britador analisado. Observando o Cenário 1.0 da Amostra 0, percebe-se disponibilidades do terciário e do quaternário de 0,774 e 1,330, respectivamente. Isto mostra que o britador terciário opera com 23% a mais que sua capacidade, enquanto que o britador quaternário opera com 33% menos que sua capacidade. Através da disponibilidade também calculamos a real capacidade do circuito, multiplicando o menor valor (entre os

⁷ A tabela completa com os resultados das simulações das Amostras 0, 1, 2 e 3 encontram-se no ANEXO.

britadores terciário e quaternário) pela taxa de alimentação inserida na simulação, 1200 t/h.

Verificando os outros cenários, pode-se dizer que a situação ótima de disponibilidades é aquela do Cenário 1.2, pois aumentam as APFs, permitindo maior produção de ambos os britadores, com taxa de produção muito próxima. Também se leva em consideração as potências dos equipamentos e, neste cenário, elas estão bem abaixo de suas potências nominais⁸, sendo, portanto, o melhor cenário.

O Cenário 1.1 também apresenta boa condição de disponibilidade e aumento de produção, porém a potência do britador quaternário é muito próxima da nominal, inviabilizando a escolha do mesmo.

Utilizando-se a mesma análise realizada para a Amostra 0, verificamos que o cenário ótimo da Amostra 1 (Tabela 5.10) é o Cenário 1.1.

A Tabela 5.11 apresenta os resultados das simulações realizadas com a Amostra 2. Neste caso, a potência do britador secundário encontra-se maior que sua potência nominal, de modo que a operação se torna inviável e, portanto, não sendo possível determinar o melhor cenário nestas condições. Deve-se diminuir a taxa de alimentação quando se trata da Amostra 2 ou fazer uma blendagem com outro minério. Porém, se a potência não tivesse sido excedida, o melhor cenário seria o Cenário 1.2, pelos mesmos motivos considerados para as amostras anteriores.

A Tabela 5.12 apresenta os resultados das simulações realizadas para a Amostra 3. Comparando os resultados internos da simulação, o Cenário 1.2 é aquele com melhor combinação de disponibilidades, levando em consideração as potências dos britadores, para a operação com a Amostra 3, pelos mesmos motivos que já foram discutidos.

⁸ Potência nominal do britador secundário é igual a 220 kW; Potência dos britadores, terciário e quaternário, é igual a 315 kW.

Tabela 5.9 – Resultados das simulações para a Amostra 0

AMOSTRA 0												
CENÁRIOS	1.0		1.1		1.2		1.3		1.4		1.5	
APF (mm) 3°/4°	25	16	32	16	32	20	25	20	28	20	28	16
POTÊNCIA 3°/4° (kW)	306	212	203	306	203	221	306	167	259	201	259	256
DISPONIBILIDADE 3°/4°	0,774	1,33	0,810	0,963	0,810	0,878	0,774	1,153	0,793	0,992	0,793	1,139
POTÊNCIA 2° (kW)	173											
BRITA #1 (t/h)	248		251		263		277		285		254	
BRITA #0 (t/h)	132		133		114		124		125		134	
AREIA (t/h)	205		207		168		184		183		208	
CAPACIDADE DO CIRCUITO (t/h)	929		972		972		929		952		952	

Tabela 5.10 – Resultados das simulações para a Amostra 1

AMOSTRA 1												
CENÁRIOS	1.0		1.1		1.2		1.3		1.4		1.5	
APF (mm) 3°/4°	25	16	32	16	32	20	25	20	28	20	28	16
POTÊNCIA 3°/4° (kW)	164	98	138	128	138	104	163	85	152	95	152	113
DISPONIBILIDADE 3°/4°	0,868	1,230	0,908	0,947	0,908	0,869	0,868	1,064	0,889	0,958	0,889	1,085
POTÊNCIA 2° (kW)	147											
BRITA #1 (t/h)	244		236		242		270		264		246	
BRITA #0 (t/h)	132		130		112		124		121		134	
AREIA (t/h)	228		235		203		210		210		234	
CAPACIDADE DO CIRCUITO (t/h)	1042		1090		1044		1042		1067		1067	

Tabela 5.11 – Resultados das simulações para a Amostra 2

AMOSTRA 2												
CENÁRIOS	1.0		1.1		1.2		1.3		1.4		1.5	
APF (mm) 3°/4°	25	16	32	16	32	20	25	20	28	20	28	16
POTÊNCIA 3°/4° (kW)	300	207	216	273	216	199	300	163	262	181	262	245
DISPONIBILIDADE 3°/4°	0,678	1,19	0,71	0,909	0,71	0,838	0,678	1,031	0,694	0,932	0,694	1,042
POTÊNCIA 2° (kW)	252											
BRITA #1 (t/h)	258		248		261		290		281		263	
BRITA #0 (t/h)	138		132		114		129		123		140	
AREIA (t/h)	221		215		178		198		190		224	
CAPACIDADE DO CIRCUITO (t/h)	814		851		851		814		833		833	

Tabela 5.12 – Resultados das simulações para a Amostra 3

AMOSTRA 3												
CENÁRIOS	1.0		1.1		1.2		1.3		1.4		1.5	
APF (mm) 3°/4°	25	16	32	16	32	20	25	20	28	20	28	16
POTÊNCIA 3°/4° (kW)	257	167	183	237	183	174	257	133	224	158	224	199
DISPONIBILIDADE 3°/4°	0,811	1,310	0,848	0,960	0,848	0,874	0,811	1,130	0,830	0,984	0,830	1,130
POTÊNCIA 2° (kW)	174											
BRITA #1 (t/h)	241		243		255		271		176		247	
BRITA #0 (t/h)	128		127		108		120		119		129	
AREIA (t/h)	217		220		180		175		194		221	
CAPACIDADE DO CIRCUITO (t/h)	973		1018		1018		973		996		996	

Comparando a produção em t/h dos cenários ótimos de cada amostra (Tabela 5.13), é possível observar que as Amostras 0 e 2 são aquelas que geram uma maior proporção de britas, enquanto que as proporções de areia são mais baixas, quando comparada com as Amostras 1 e 3. Tal resultado era esperado, visto que os ensaios de fragmentação e britabilidade mostraram as Amostras 0 e 2 eram formadas por rochas mais competentes e a Amostra 1, por rochas mais friáveis. A Amostra 3 também obteve

comportamento esperado, já que apresentava uma condição intermediária, quando comparada com as outras amostras.

Tabela 5.13– Comparação entre a produção dos cenários ótimos de cada amostra

AMOSTRA	0		1		2		3	
APF CENÁRIO ÓTIMO (mm) 3°/4°	32	20	32	16	32	20	32	20
Brita #1 (t/h) e (%)	263	27%	236	22%	261	31%	255	24%
Brita #0 (t/h) e (%)	114	12%	130	12%	114	13%	108	12%
Areia Terc. E Quat. (t/h) e (%)	168	17%	235	22%	178	21%	180	22%
Areia do Secundário (t/h) e (%)	71	7%	88	8%	89	10%	93	9%
Bica Corrida (t/h) e (%)	356	37%	400	37%	210	25%	382	38%
Capacidade Real do Circuito (t/h)	972		1090		851		1018	

Em termos de potência dos britadores (Tabela 5.14), também podemos dizer que os resultados foram esperados. As Amostras 0 e 2, por serem mais resistentes, apresentaram maiores valores de consumo energético específico, enquanto as Amostras 1 e 3 apresentaram valores mais baixos de consumo energético.

Tabela 5.14 – Comparação entre as potências simuladas dos cenários ótimos de cada amostra

AMOSTRA	APF CENÁRIO ÓTIMO (mm) 3°/4°		POTÊNCIA 2° (kW)	POTÊNCIA 3° (kW)	POTÊNCIA 4° (kW)	CONSUMO ENERGÉTICO ESPECÍFICO (kWh/t)
0	32	20	173	203	221	0,56
1	32	16	147	138	128	0,36
2	32	20	252	216	199	0,66
3	32	20	174	183	174	0,49

6. CONCLUSÕES

Os ensaios de fragmentação realizados nas diferentes tipologias de minério encontradas na mina da empresa permitiram concluir que as Amostras 0 e 2 são mais resistentes, permanecendo na mesma faixa de valores, seguidas da Amostra 3 e, por último, a Amostra 1. A conclusão foi tirada levando-se em consideração que quanto maior o índice de quebra ($A*b$), menor a resistência e quanto maior o índice de trabalho (W_i), maior a resistência.

Relacionando este fato com os resultados obtidos com as observações macroscópicas realizadas nas frentes de lavra, podemos concluir que a Amostra 1 é a mais friável por ser composta por rochas intemperizadas, as quais apresentam propriedades completamente alteradas. Os resultados obtidos para a Amostra 2 também são condizentes com o que foi visto, pois apresentaram camadas félsicas e máficas pouco ou quase nada alteradas. Já a Amostra 3, apresentou valores intermediários de resistência, o que também era esperado, pois foram observados montantes de granito alterados e, ao mesmo tempo, gnaisses e basaltos são. Este estudo mostrou que o comportamento na britagem de rochas máficas e félsicas foi semelhante, apenas sendo relevante a presença ou não de alteração da rocha.

A partir dos resultados de resistência obtidos para a Amostra 0, podemos dizer que, provavelmente, são rochas pouco ou quase nada alteradas, visto que apresentaram a competência na mesma faixa de valores que a Amostra 2. Em contrapartida, as observações macroscópicas foram realizadas apenas de forma qualitativa na faixa granulométrica de 22,4 x 19 mm e, por isso, não se pode afirmar sobre a presença de camadas félsicas e/ou máficas na lavra, em geral, como foi realizado para as outras amostras.

Após análise do comportamento destes materiais na britagem, a partir das simulações, considerando o circuito de britagem da Petra, pode-se dizer que os resultados da simulação estão condizentes com as propriedades mecânicas das amostras, em geral. Aquelas consideradas mais resistentes, ou seja, Amostras 0 e 2, apresentaram maiores consumos energéticos que as Amostras 1 e 3, sendo a Amostra 1, aquela com menor valor, como esperado pelos resultados dos ensaios de caracterização.

Outro ponto a ser considerado são os produtos finais. Observa-se que as Amostras 0 e 2 apresentaram maiores proporções de brita #1, enquanto que as Amostras

1 e 3 apresentaram maiores proporções de areia. Este é mais um fato que confirma que os resultados das propriedades mecânicas obtidas estão coerentes.

Por fim, respondendo à questão levantada no início do estudo sobre a viabilidade de se afirmar que a mudança na tipologia do minério altera o processo de britagem, pode-se concluir que sim, levando-se em consideração as condições avaliadas neste trabalho. Isto porque as diferentes características encontradas nos minérios alteram consideravelmente o processo de britagem, pois o desempenho do circuito variou de forma significativa, de acordo com a rocha alimentada.

7. SUGESTÕES DE TRABALHOS FUTUROS

De acordo com as conclusões obtidas, surgem algumas situações que podem ser estudadas. Sabe-se que, na realidade, a capacidade dos britadores varia bastante com a resistência da rocha, de modo que seria interessante considerar esta variação nas simulações, para obter resultados mais reais.

Ainda existem as situações de blendagem dos minérios, visando atingir melhores condições de operação. A quantidade de brita #1 da Amostra 1, dita friável, pode aumentar, caso seja blendada com outra mais resistente.

E, por último, a realização do estudo destas rochas com o circuito todo e não só na britagem primária. Dessa forma, serão obtidos resultados mais completos.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

BERGSTROM, B.H., 1985. Crushability and Grindability. In.: SME Mineral Processing Handbook. Weiss, N.L. (editor), SME, p. 30-65.

BRIGGS, C.A.; EVERTSSON, C.M., 1998. Shape potencial of rock, Mineral Engineering. v.11, 125-132.

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.

DIETER, G.E., 1961. Metalurgia Mecânica. Editora Guanabara Koogan S.A. 2ª edição. Rio de Janeiro.

Faculdade de Engenharia Mecânica, UNICAMP. Comportamento dos Materiais sob Tensão. Disponível em: < www.fem.unicamp.br/~caram/capitulo10.pdf>, Acessado em 11 de maio de 2015

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

GRIECO, F.W. e GRIECO, J.P. (1985). Manufacturing and refurbishing of jaw crushers, CIM Bull, 78 (Oct.), 38.

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

HONÓRIO, O., 2010. Estudo do aumento da capacidade da planta de britagem da usina I de Germano – Samarco Mineração S. A.. Monografia de Pós-Graduação. Universidade Federal de Ouro Preto. Programa de Engenharia de Minas. Ouro Preto, MG.

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

KRAEMER, B. 2013. Fundamentos de geologia e paleontologia. Departamento de Ciências Biológicas, Ambientais e da Saúde. Centro Universitário de Belo Horizonte. Belo Horizonte, MG.

LYNCH, A.J. e MORRISON, R.D., 1999. Simulation in mineral processing history, present status and possibilities. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, p. 283-288.

MAGALHÃES, F.N., 2013. Método Simplificado da Avaliação da Britabilidade. Projeto Final de Curso. Universidade Federal do Rio de Janeiro. Departamento de Engenharia Metalúrgica e de Materiais. Rio de Janeiro.

MOTOKI, A., 2004. Descrição Petrográfica de Rochas Ígneas. Departamento de Mineralogia e Petrologia Ígnea. Universidade Estadual do Rio de Janeiro. Rio de Janeiro.

MOTOKI, A., SICHEL, S.E. 2006. Avaliação de aspectos texturais e estruturais de corpos vulcânicos e subvulcânicos e sua relação com o ambiente de cristalização, com base em exemplos do Brasil, Argentina e Chile. Revista Escola de Minas, v. 59, n.1, p. 13-23.

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.

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.

NEVES, P.B. e TAVARES, L.M., 2005. Racionalização do uso da energia na britagem com auxílio de simulação computacional.

NEVES, P.B., 2002. Otimização do Processo de produção de brita utilizando a técnica de simulação computacional. Projeto Final de Curso. Universidade Federal do Rio de Janeiro. Departamento de Engenharia Metalúrgica e de Materiais. Rio de Janeiro.

PINHO, D. 2007. Contribuição à petrografia de pedra britada. Dissertação de Mestrado. Programa de Pós-Graduação em Recursos Minerais e Hidrogeologia. Universidade de São Paulo. São Paulo.

SCHWARZ, S. e RICHARDSON, J.M., 2013. Modeling and Simulation of mineral processing circuits using JKSIMMET and JKSIMFLOAT. SME Annual Meeting. Denver, CO.

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

TAVARES, L.M. 2004. Uma Introdução a Teoria e Prática do Beneficiamento Físico de Matérias-Primas Minerais, DMT/UFRJ.

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., 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 Minerais, 7ª Revisão.

TAVARES, L.M., CAVALCANTI, P.P.S., SALAZAR, J.S., 2015. Otimização da Operação do Circuito de Produção de Agregado e do Aproveitamento da Jazida Mineral da Petra em Queimados – RJ. Relatório Final do Projeto. Laboratório de Tecnologia Mineral/COPPE – UFRJ, Rio de Janeiro, RJ.

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

VALVERDE, F.M., 2001. Agregados para construção civil. Balanço Mineral Brasileiro 2001. Associação Nacional da Entidade de Produtores de Agregados para Construção – ANEPAC. São Paulo.

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

XIMENES, N.C.A, 2010. Análise em grupo sobre estratégia competitiva em uma mineradora de agregados para construção civil do estado de Pernambuco. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Pernambuco. Recife, PE.

ANEXO

Dados brutos obtidos para a Amostra 0

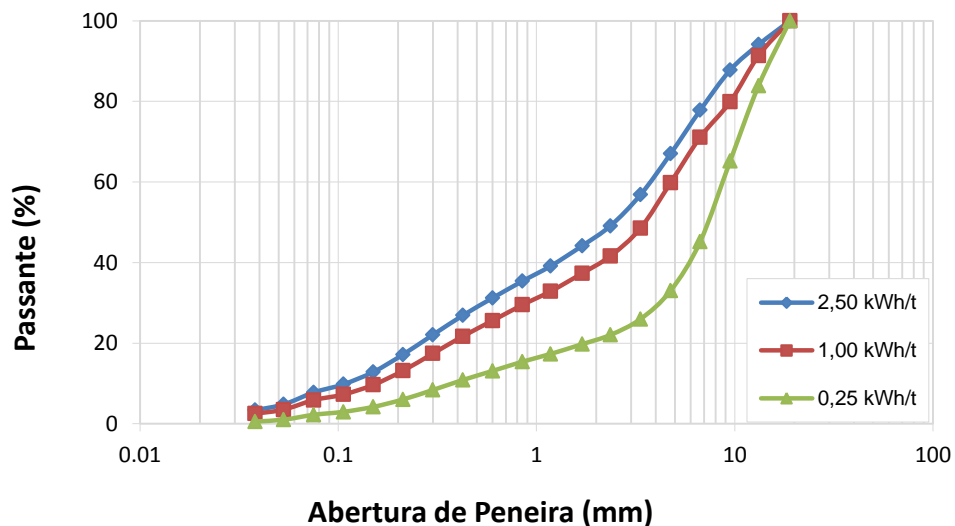
Tamanho (mm)	TC-05/1	TC-05/2	TC-07/1	TC-07/2	TC-09/1	TC-09/2
Total Grossos (kg)	0,00	0,00	572,92	556,44	406,32	284,70
Metragem (m)	-	-	15	15	10	10
Massa por metro (kg/m)	-	-	38,19	37,10	40,63	28,47
Finos (kg)	136,63	71,06	34,94	5,50	147,42	87,67
Metragem (m)	2	1	5	5	3	3
Massa por metro (kg/m)	68,32	71,06	6,99	1,10	49,14	29,22
Massa total por metro (kg/m)	68,32	71,06	45,18	38,20	89,77	57,69
Proporção Grossos (%)	0,00	0,00	84,53	97,12	45,26	49,35
Velocidade da Correia Medida (m/s)	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00
Vazão Medida (kg/s)	136,63	142,12	90,37	76,39	179,54	115,39
Alimentação Medida (t/h)	491,87	511,63	325,32	275,01	646,36	415,39

Dados brutos obtidos para a Amostra 1

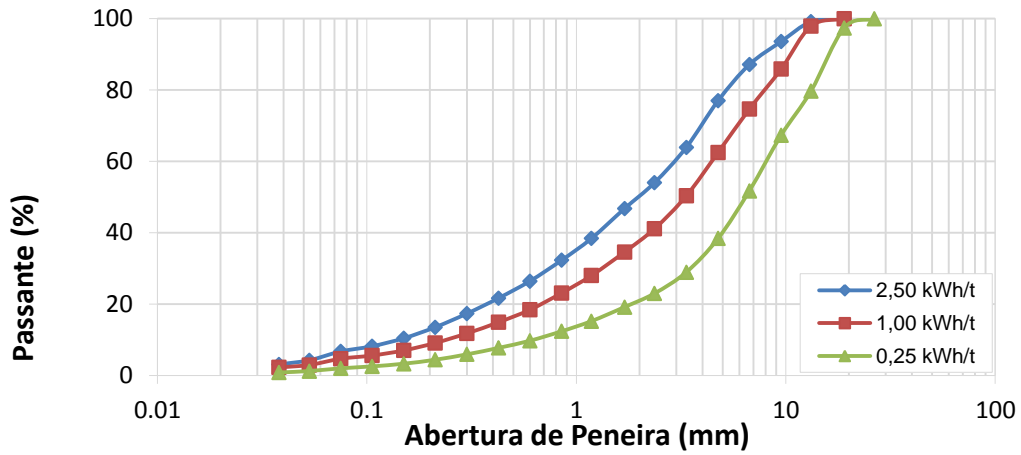
Tamanho (mm)	TC-05/1	TC-05/2	TC-05/3	TC-09/1	TC-09/2	TC-09/3
Total Grossos (kg)	0	0	0	871,54	1221,58	1036,06
Metragem (m)	0	0	0	15	15	15
Massa por metro (kg/m)	0,00	0,00	0,00	58,10	81,44	69,07
Finos (kg)	135,74	131,46	280,08	78,13	147,7	164,82
Metragem (m)	3	3	3	3	3	3
Massa por metro (kg/m)	45,25	43,82	93,36	26,04	49,23	54,94
Massa total por metro (kg/m)	45,25	43,82	93,36	84,15	130,67	124,01
Proporção Grossos (%)	0,00	0,00	0,00	69,05	62,32	55,70
Velocidade da Correia Medida (m/s)	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00
Vazão Medida (kg/s)	90,49	87,64	186,72	168,29	261,34	248,02
Alimentação Medida (t/h)	325,78	315,50	672,19	605,85	940,84	892,88

Dados brutos obtidos para a Amostra 3

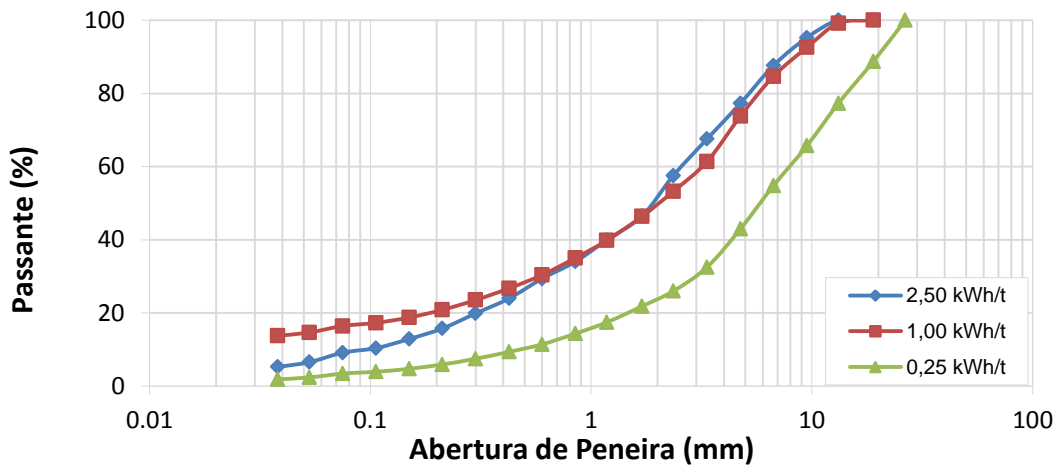
Tamanho (mm)	TC-05/1	TC-05/2	TC-05/3	TC-09/1	TC-09/2	TC-09/3
Total Grossos (kg)	0	0	0	1502,03	1396,26	1134,82
Metragem (m)	0	0	0	15	15	15
Massa por metro (kg/m)	0,00	0,00	0,00	100,14	93,08	75,65
Finos (kg)	86,28	129,98	120,62	116,14	190,18	182,00
Metragem (m)	3	3	3	3	3	3
Massa por metro (kg/m)	28,76	43,33	40,21	38,71	63,39	60,67
Massa total por metro (kg/m)	28,76	43,33	40,21	138,85	156,48	136,32
Proporção Grossos (%)	0,00	0,00	0,00	72,12	59,49	55,50
Velocidade da Correia Medida (m/s)	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00
Vazão Medida (kg/s)	57,52	86,65	80,41	277,70	312,95	272,64
Alimentação Medida (t/h)	207,07	311,95	289,49	999,71	1126,64	981,51



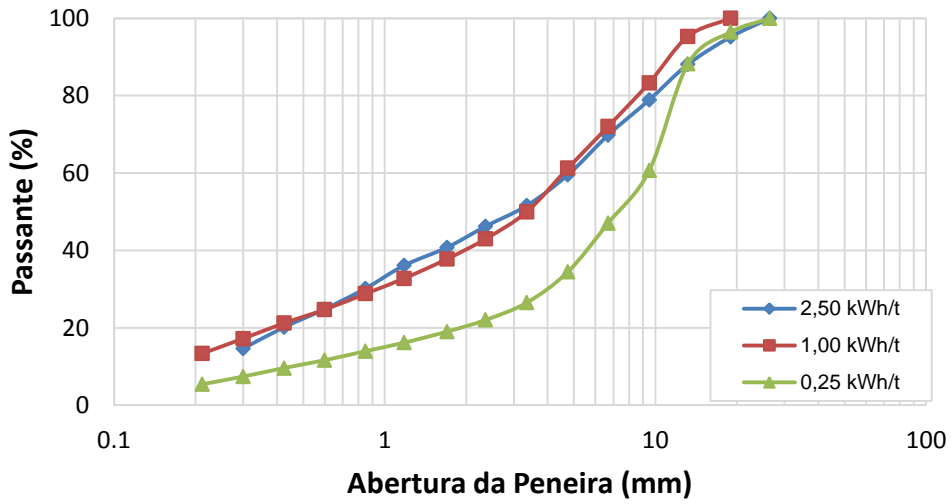
Comparação entre as análises granulométricas das partículas Máficas após ensaio de fragmentação com diferentes valores de energia



Comparação entre análises granulométricas das partículas Félicas após ensaio de fragmentação para diferentes valores de energia

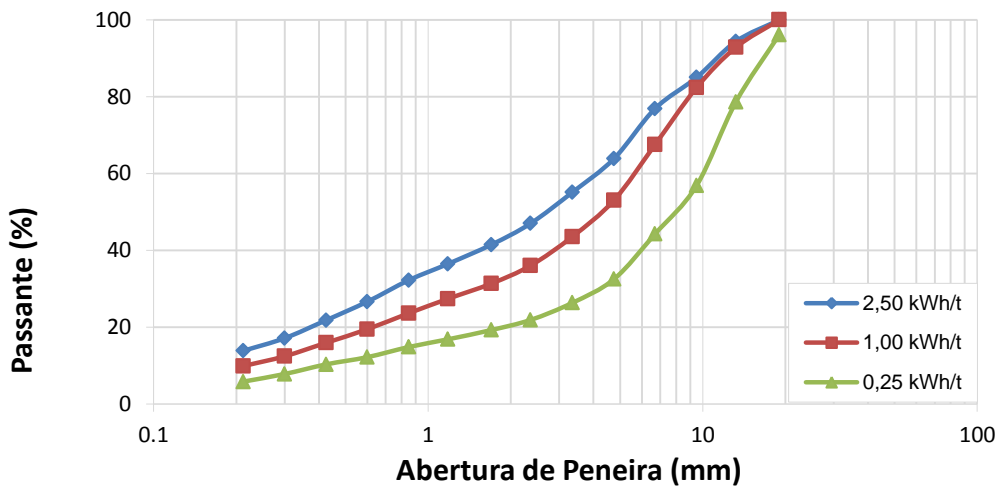


Comparação entre análises granulométricas das partículas Alteradas após ensaio de fragmentação para diferentes valores de energia



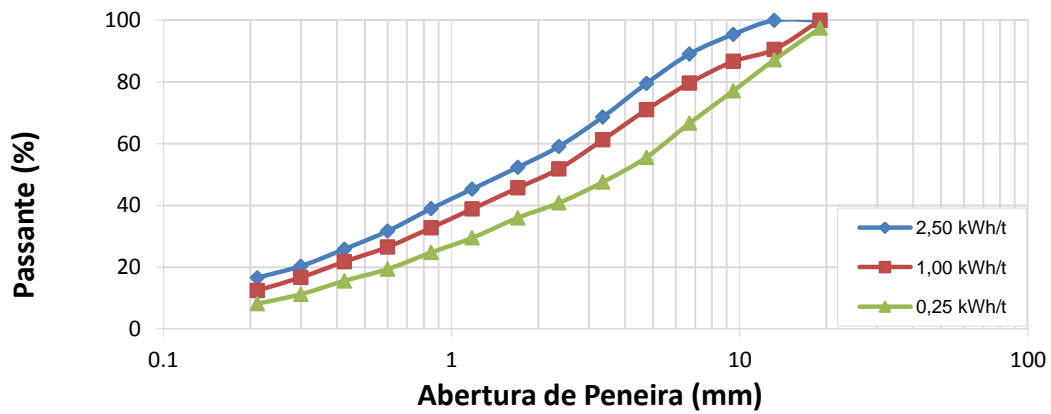
Influência da energia específica de impacto em partículas na faixa de 22,4 x 19 mm da Amostra

0

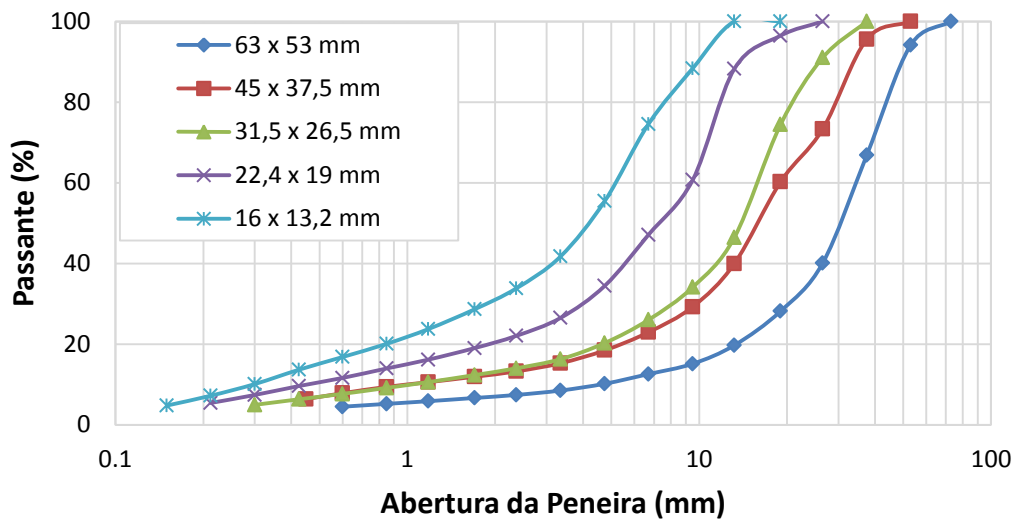


Influência da energia específica de impacto em partículas na faixa de 22,4 x 19 mm da Amostra

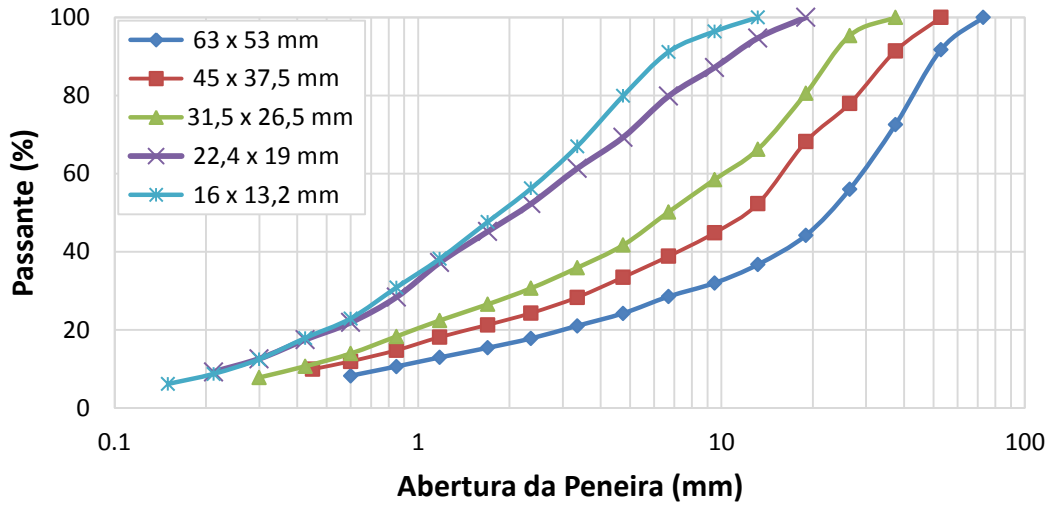
2



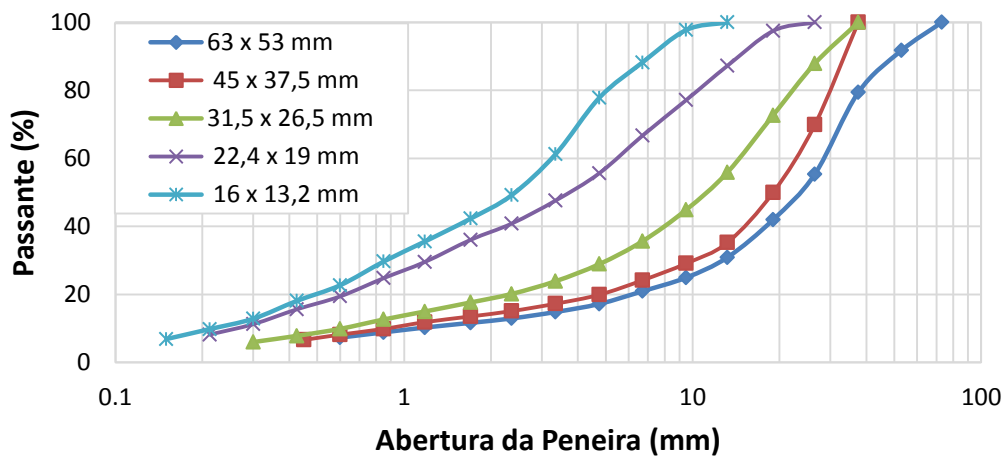
Influência da energia específica de impacto em partículas na faixa de 22,4 x 19 mm da Amostra 3



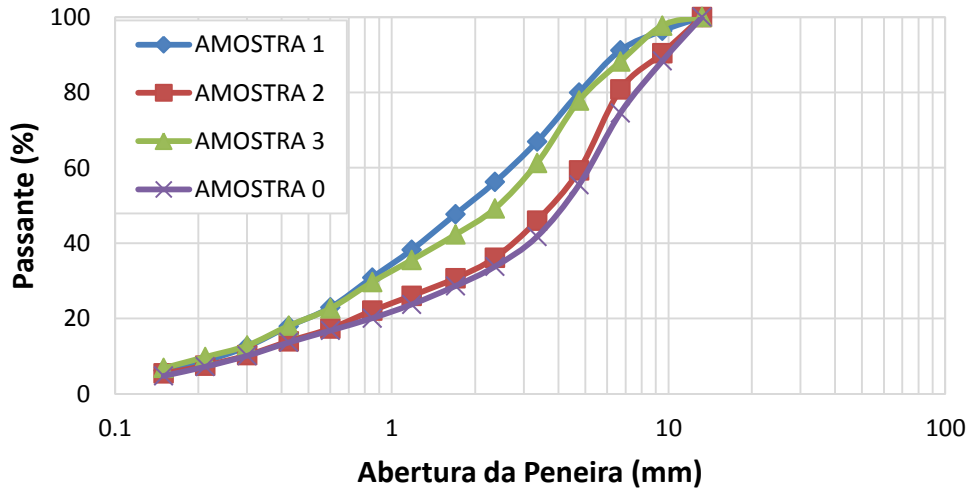
Influência do tamanho de partícula da Amostra 0 após ensaios de fragmentação para energia específica de impacto igual a 0,25 kWh/t



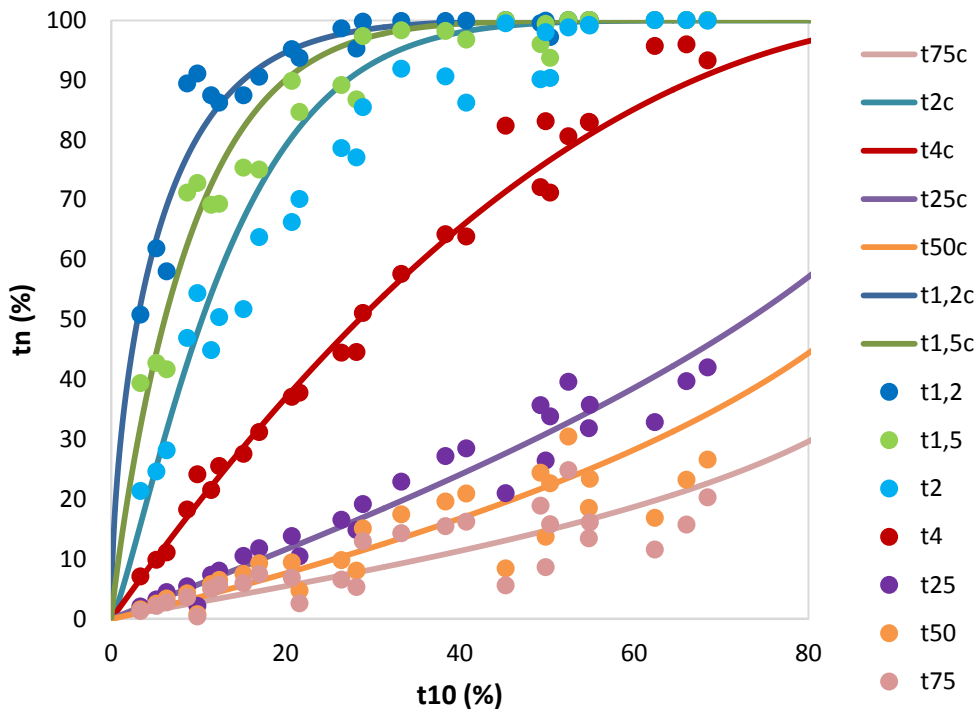
Influência do tamanho de partícula da Amostra 1 após ensaios de fragmentação para energia específica de impacto igual a 0,25 kWh/t



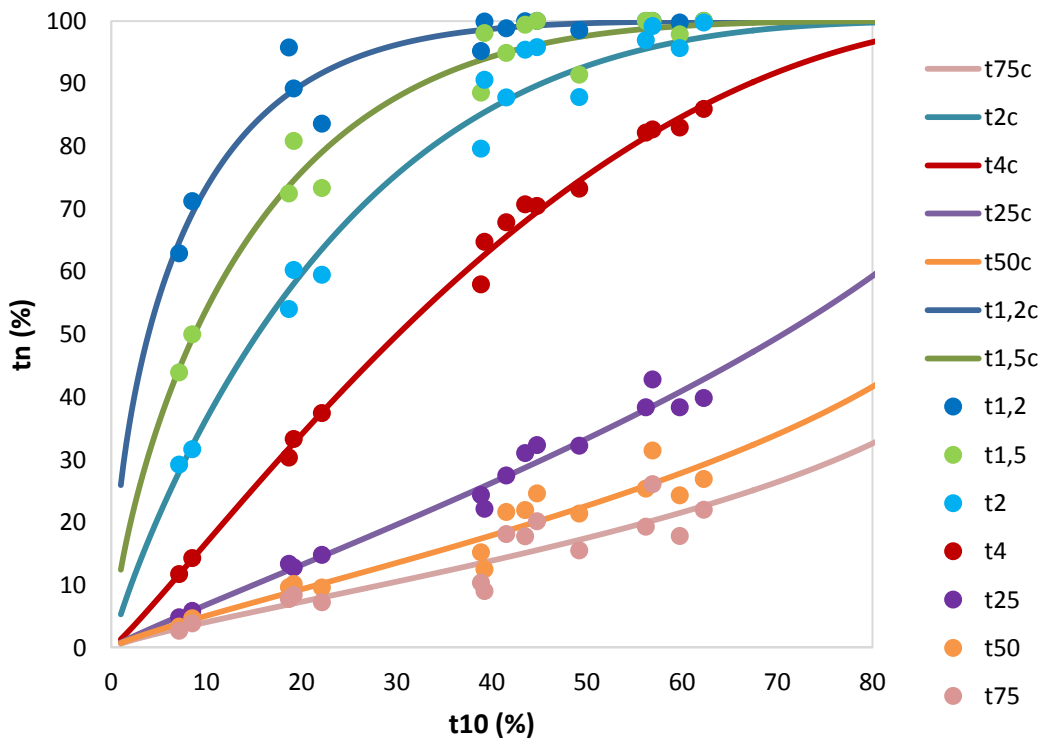
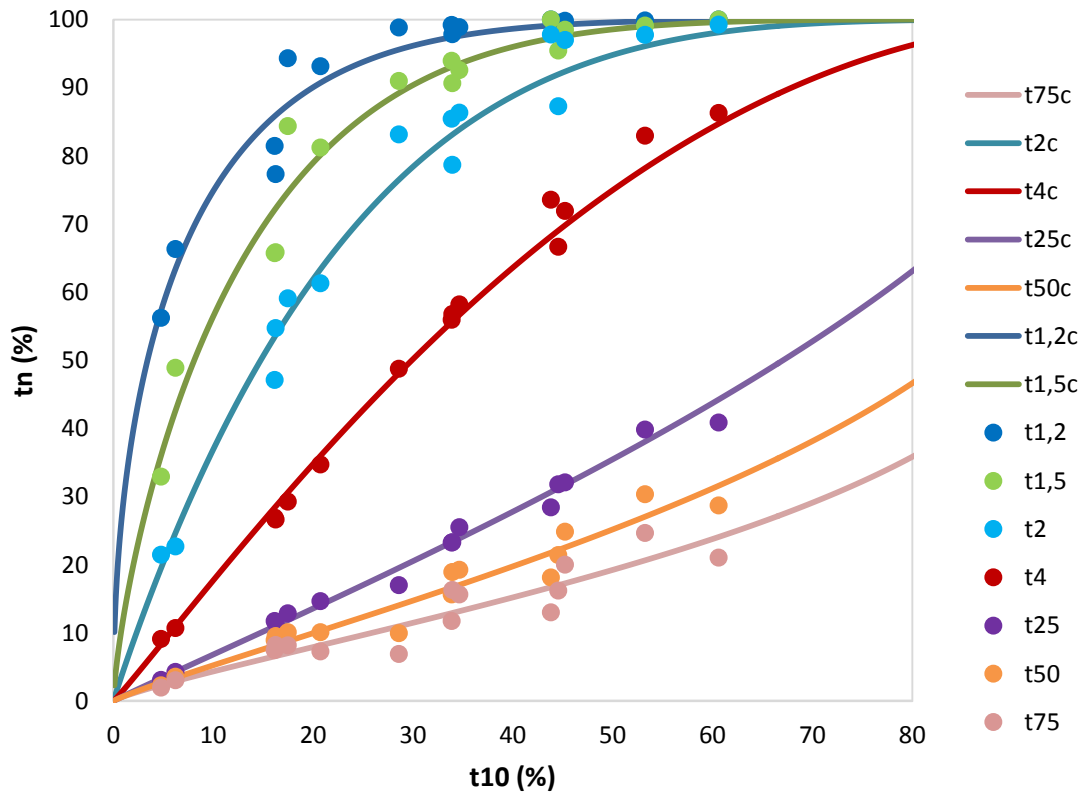
Influência do tamanho de partícula da Amostra 3 após ensaios de fragmentação para energia específica de impacto igual a 0,25 kWh/t



Análise granulométrica após ensaios de fragmentação das três amostras, considerando um tamanho de partícula na faixa de 16 x 13,2



Relação t_{10} x t_n para Amostra 0



AMOSTRA 0 (2014) Otimização da APF dos brit. 3º/4º

		Base (Projeto)		1,1		1,2		1,3		1,4		1,5	
		Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º
Brit. 3º/4º	APF [mm]	25	16	32	16	32	20	25	20	28	20	28	16
	F80 [mm]	86,6	30,6	86,6	35,4	86,6	34,1	86,6	30,0	86,6	31,3	86,6	32,3
	Wi impacto [kWh/t]	10,8											
	Vazão calc. [t/h]	445	414	465	413	465	438	445	439	456	439	456	414
	Potência sim. [kW]	306	212	203	306	203	221	306	167	259	201	259	256
	Disponibilidade*	0,77	1,33	0,81	0,96	0,81	0,88	0,77	1,15	0,79	0,99	0,79	1,14
TC-19/TC-21	Vazão sim. [t/h]	575	141	575	141	575	141	575	141	575	141	575	141
Retorno (TC-29)	Vazão sim. [t/h]	171		288		358		240		302		223	
Prod. Pilha 3º/4ª	Vazão sim. [t/h]	575	312	575	429	575	498	575	381	575	442	575	363
Brit. 2º	Potência sim. [kW]	173											
Brita #1	Vazão sim. [t/h]	248		251		263		277		285		254	
	Proporção [%]	42%		42%		48%		47%		48%		43%	
Brita #0	Vazão sim. [t/h]	132		133		114		124		125		134	
	Proporção [%]	22%		22%		21%		21%		21%		22%	
Areia Fina	Vazão sim. [t/h]	205		207		168		184		183		208	
	Proporção [%]	35%		35%		31%		32%		31%		35%	
PENEIRA UP-05	Vazão alimentação sim. [t/h]	756		878		903		825		894		819	
	Carregamento relativo [%]**	87%		100%		103%		94%		102%		94%	
*Capacidade estimada do britador/Vazão simulada da pilha de alimentação correspondente													
** 100 x Vazão de alimentação simulada/Vazão de alimentação nominal (874 t/h)													

AMOSTRA 1 (17/06/2015) Otimização da APF dos brit. 3º/4º

		Base (Projeto)		1,1		1,2		1,3		1,4		1,5	
		Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º
Brit. 3º/4º	APF [mm]	25	16	32	16	32	20	25	20	28	20	28	16
	F80 [mm]	91,0	30,5	91,0	36,9	91,0	35,4	91,0	29,9	91,0	31,7	91,0	32,8
	Wi impacto [kWh/t]	6,4											
	Vazão calc. [t/h]	444	414	464	412	464	437	444	439	454	439	454	414
	Potência sim. [kW]	164	98	138	128	138	104	163	85	152	95	152	113
	Disponibilidade*	0,868	1,230	0,908	0,947	0,908	0,869	0,868	1,064	0,889	0,958	0,889	1,085
TC-19/TC-21	Vazão sim. [t/h]	511	160	511	160	511	160	511	160	511	160	511	160
Retorno (TC-29)	Vazão sim. [t/h]	177		275		343		253		298		221	
Prod. Pilha 3º/4ª	Vazão sim. [t/h]	511	337	511	435	511	503	511	413	511	458	511	381
Brit. 2º	Potência sim. [kW]	147											
Brita #1	Vazão sim. [t/h]	244		236		242		270		264		246	
	Proporção [%]	40%		39%		43%		45%		44%		40%	
Brita #0	Vazão sim. [t/h]	132		130		112		124		121		134	
	Proporção [%]	22%		22%		20%		20%		20%		22%	
Areia Fina	Vazão sim. [t/h]	228		235		203		210		210		234	
	Proporção [%]	38%		39%		36%		35%		35%		38%	
PENEIRA UP-05	Vazão alimentação sim. [t/h]	782		877		901		856		893		836	
	Carregamento relativo [%]**	89%		100%		103%		98%		102%		96%	

*Capacidade estimada do britador/Vazão simulada da pilha de alimentação correspondente

** 100 x Vazão de alimentação simulada/Vazão de alimentação nominal (874 t/h)

AMOSTRA 2 (14/07/2015) Otimização da APF dos brit. 3º/4º

		Base (Projeto)		1,1		1,2		1,3		1,4		1,5	
		Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º
Brit. 3º/4º	APF [mm]	25	16	32	16	32	20	25	20	28	20	28	16
	F80 [mm]	87,6	30,1	87,6	35,1	87,6	33,9	87,6	29,6	87,6	31,0	87,6	31,9
	Wi impacto [kWh/t]	9,4											
	Vazão calc. [t/h]	445	414	465	413	465	438	445	439	455	439	455	414
	Potência sim. [kW]	300	207	216	273	216	199	300	163	262	181	262	245
	Disponibilidade*	0,678	1,186	0,709	0,909	0,709	0,838	0,678	1,031	0,694	0,932	0,694	1,042
TC-19/TC-21	Vazão sim. [t/h]	656	172	656	172	656	172	656	172	656	172	656	172
Retorno (TC-29)	Vazão sim. [t/h]	178		282		351		254		299		225	
Prod. Pilha 3º/4º	Vazão sim. [t/h]	656	350	656	454	656	523	656	426	656	471	656	397
Brit. 2º	Potência sim. [kW]	252											
Brita #1	Vazão sim. [t/h]	258		248		261		290		281		263	
	Proporção [%]	42%		42%		47%		47%		47%		42%	
Brita #0	Vazão sim. [t/h]	138		132		114		129		123		140	
	Proporção [%]	22%		22%		21%		21%		21%		22%	
Areia Fina	Vazão sim. [t/h]	221		215		178		198		190		224	
	Proporção [%]	36%		36%		32%		32%		32%		36%	
PENEIRA UP-05	Vazão alimentação sim. [t/h]	794		878		903		871		894		852	
	Carregamento relativo [%]**	91%		100%		103%		100%		102%		98%	

*Capacidade estimada do britador/Vazão simulada da pilha de alimentação correspondente

** 100 x Vazão de alimentação simulada/Vazão de alimentação nominal (874 t/h)

AMOSTRA 3 (21/07/2015) Otimização da APF dos brit. 3º/4º

		Base (Projeto)		1,1		1,2		1,3		1,4		1,5	
		Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º	Brit. 3º	Brit. 4º
Brit. 3º/4º	APF [mm]	25	16	32	16	32	20	25	20	28	20	28	16
	F80 [mm]	87,0	30,5	87,0	35,7	87,0	34,4	87,0	29,9	87,0	31,3	87,0	32,4
	Wi impacto [kWh/t]	7,2											
	Vazão calc. [t/h]	445	414	465	413	465	438	445	439	455	439	455	414
	Potência sim. [kW]	257	167	183	237	183	174	257	133	224	158	224	199
	Disponibilidade*	0,811	1,310	0,848	0,960	0,848	0,874	0,811	1,130	0,830	0,984	0,830	1,130
TC-19/TC-21	Vazão sim. [t/h]	549	141	549	141	549	141	549	141	549	141	549	141
Retorno (TC-29)	Vazão sim. [t/h]	175		289		360		247		305		225	
Prod. Pilha 3º/4º	Vazão sim. [t/h]	549	316	549	430	549	501	549	389	549	446	549	366
Brit. 2º	Potência sim. [kW]	174											
Brita #1	Vazão sim. [t/h]	241		243		255		271		276		247	
	Proporção [%]	41%		41%		47%		46%		47%		41%	
Brita #0	Vazão sim. [t/h]	128		127		108		120		119		129	
	Proporção [%]	22%		21%		20%		20%		20%		22%	
Areia Fina	Vazão sim. [t/h]	217		220		180		195		194		221	
	Proporção [%]	37%		37%		33%		33%		33%		37%	
PENEIRA UP-05	Vazão alimentação sim. [t/h]	762		879		903		834		894		822	
	Carregamento relativo [%]**	87%		101%		103%		95%		102%		94%	

*Capacidade estimada do britador/Vazão simulada da pilha de alimentação correspondente

** 100 x Vazão de alimentação simulada/Vazão de alimentação nominal (874 t/h)

