

NILSON MAR BARTALINI

**DESGASTE ABRASIVO
EM
BRITADORES DE MANDÍBULAS**

**Dissertação apresentada à Escola
Politécnica da Universidade de
São Paulo para obtenção de
título de Mestre em Engenharia.**

**São Paulo
1999**

NILSON MAR BARTALINI

**DESGASTE ABRASIVO
EM
BRITADORES DE MANDÍBULAS**

**Dissertação apresentada à Escola
Politécnica da Universidade de
São Paulo para obtenção de
título de Mestre em Engenharia.**

**Área de Concentração:
Engenharia Mineral**

**Orientador:
Fernando Fujimura**

**São Paulo
1999**

Biblioteca da Escola Politécnica
Universidade de São Paulo

SYSNO 1039540
27/08/99.



99/48/PMI

fl. 48



**UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
ESCOLA POLITÉCNICA**

**TERMO DE JULGAMENTO
DE
DEFESA DE DISSERTAÇÃO DE MESTRADO**

Aos 14 dias do mês de abril de 1999, às 14:00 horas, no Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, presente a Comissão Julgadora, integrada pelos Senhores Professores Doutores Fernando Fujimura, orientador do candidato, Arthur Pinto Chaves e Toshihiro Ohashi iniciou-se a Defesa de Dissertação de Mestrado do Sr. **NILSON MAR BARTALINI**. Título da Dissertação: "DESGASTE ABRASIVO EM BRITADORES DE MANDÍBULAS".

Concluída a argüição, procedeu-se ao julgamento na forma regulamentar, tendo a Comissão Julgadora considerado o candidato:

- Prof.Dr. Fernando Fujimura.....(*aprovado*)
- Prof.Dr. Arthur Pinto Chaves.....(*aprovado*)
- Engº. Toshihiro Ohashi.....(*aprovado*)

para constar, é lavrado o presente termo, que vai assinado pela Comissão Julgadora e pela Secretária de Pós-Graduação.

A Comissão Julgadora : São Paulo, 14 de abril de 1999.
[Handwritten signatures]

Secretária: Elisabete Apª F.S.Ramos *[Handwritten signature]*
Obs: Resolução 4476, de 17.09.1997 Altera dispositivos do Regimento Geral da USP Art.109 - Imediatamente após o encerramento da argüição da dissertação ou da tese cada examinador expressará seu julgamento em sessão secreta, considerando o candidato **aprovado** ou **reprovado**.

Homologado pela C.P.G. em reunião realizada a 10 / 05 / 1999.
158p.

BC

São Paulo
1999
Universidade de São Paulo
Biblioteca da Escola Politécnica

FD-2426

Bartalini, Nilson Mar

Desgaste abrasivo em britadores de mandíbulas. São Paulo, 1999.
158p.

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

1. Desgaste abrasivo. 2. Britadores de mandíbulas. I. Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas
- II. t

Aos meus pais

AGRADECIMENTOS

À FAÇO - Fábrica de Aço Paulista, hoje SVADALA, e à CAPES pelo apoio financeiro sem o qual seria impossível a realização deste estudo.

Ao meu orientador Prof. Dr. Fernando Fujimura pela compreensão e paciência oriental que permitiram superar todos os problemas surgidos durante a parte prática da pesquisa e pelos comentários e críticas que possibilitaram o aprimoramento do texto final.

Ao amigo Antônio Angelini Filho pela ajuda no extenso programa de ensaios realizados em seguidas noites, na amostragem de campo e pela solução de diversos problemas.

Aos Professores Arthur Pinto Chaves e Sérgio Médici de Eston pelo apoio e pela permissão do uso das dependências e dos equipamentos do LTM e do LACASEMIN.

Ao Professor Lindolfo Soares pelos ensaios e testes para caracterização dos materiais.

Aos amigos Gabriela Fronzaglia, Wilson Siguemasa Iramina, Eduardo Sansone, Willian Whitaker e Leôncio Carnero e Carnero pelo apoio em ensaios e obtenção de dados.

Aos amigos e técnicos de laboratório Alfredo dos Santos Freitas, Altair Rodrigues de Jesus, Celso Pinto Braga, Ivani Villanova, Jailson Cardoso e Jorge Sakamoto pela constante atenção e ajuda na adaptação e manutenção dos equipamentos, no empréstimo de ferramentas, na realização de ensaios e amostragem de material.

Ao pessoal do IPT, Alcides Scarpelini, José Ronei Serpa e Antônio Carlos Campos Fernandes, e da Lynx Tecnologia Eletrônica pelas diversas manutenções e calibrações do equipamento de aquisição de dados.

A Maria Cristina Bonésio da Biblioteca e à Secretaria da EPUSP/PMI.

Às pedreiras que forneceram o material utilizado neste trabalho.

A todos que de alguma forma contribuíram para elaboração desta dissertação e por descuido de memória não foram mencionados.

SUMÁRIO

Lista de Figuras

Lista de Tabelas

Resumo

“Abstract”

1. Introdução	1
1.1. Justificativa	1
1.2. Objetivos	3
2. Revisão Bibliográfica	4
2.1. Cominuição	4
2.1.1. Introdução	4
2.1.2. Princípios da Cominuição	7
2.1.3. Importância da Energia	9
2.1.4. Histórico do Modelamento do Processo de Cominuição	9
2.1.5. Limitação do enfoque na energia	17
2.1.6. Tipos de Modelamento Atuais	18
2.2. Britadores	24
2.2.1. Introdução	24
2.2.2. Britador Giratório	24
2.2.3. Britador de Cone	25
2.2.4. Britador Tipo Gyradisc	26
2.2.5. Britadores de Impacto e de Martelos	27
2.2.6. Britador de Rolos	28
2.2.7. Britador Barmac	29
2.3. Britadores de Mandíbulas	30
2.3.1. Breve Histórico	30
2.3.2. Tipos de Britadores de Mandíbulas	30
2.3.3. Nomenclatura	34
2.3.4. Material de Confecção das Mandíbulas	34
2.3.5. Mecanismos de Fratura nos Britadores de Mandíbulas	35

2.3.6. Modelamento em Britador de Mandíbulas	37
2.3.7. Modelamento das Funções de Seleção e Quebra	40
2.3.8. Previsão da Energia de britagem	47
2.4. Desgaste Abrasivo	50
2.4.1. Introdução	50
2.4.2. Mecanismos de Desgaste	52
2.4.3. Classificação do Desgaste Abrasivo	53
2.4.4. Micromecanismos do Desgaste Abrasivo	54
2.4.5. Ensaio para Medida de Desgaste em Britadores de Mandíbulas	57
2.5. Mecanismo de Desgaste das Mandíbulas	60
2.5.1. Introdução	60
2.5.2. Dados na Literatura sobre Desgaste de Mandíbulas	60
2.5.3. Método para Medição Indireta de Desgaste	62
2.5.4. Fatores que Influenciam no Desgaste Abrasivo das Mandíbulas	63
3. Metodologia de Trabalho	
3.1. Ensaio de Desgaste Abrasivo	67
3.1.1. Introdução	67
3.1.2. Materiais Estudados	67
3.1.3. Linhas de Investigação	68
3.1.4. Procedimento de Ensaio	69
3.2. Tensões Mecânicas na Abanadeira.	71
3.3. Energia Consumida pelo Britador.	74
3.4. Definição das Características Mineralógicas e Parâmetros Físico-Mecânicos das Rochas	75
3.4.1. Difração de Raios-X	75
3.4.2. Descrição Petrográfica Microscópica	75
3.4.3. Determinação da Curva Granulométrica do Produto Britado	76
3.4.4. Definição da Resistência à compressão uniaxial	76
3.4.5. Velocidade de Propagação de Ondas Sísmicas	77
3.4.6. Análise da Forma de Fragmento	78
3.4.7. Determinação da Abrasão Los Angeles	79

SUMÁRIO

4. Resultados	80
4.1. Desgaste das Mandíbulas	80
4.2. Cargas na Abanadeira e Energia Consumida	81
4.3. Características Mineralógicas	82
4.3.1. Componentes Minerais	82
4.3.2. Conteúdo dos Minerais Essenciais de cada Rocha	84
4.3. Curvas Granulométricas	84
4.4. Parâmetros Físicos-Mecânicos	87
5. Discussão e Tratamento De Dados	88
5.1. Influência das Características Mineralógicas	88
5.2. Relação entre Desgaste, Esforço na Abanadeira e Consumo Energético	93
5.3. Influência da Abertura de Saída	98
5.4. Influência do Tamanho dos Fragmentos de Alimentação	101
5.5. Influência da Umidade	101
5.6. Influência dos Parâmetros Físicos-Mecânicos	103
5.6.1. Resistência à Compressão Simples	103
5.6.2. Velocidade de propagação de ondas sísmicas	104
5.6.3. Índice de Abrasão Los Angeles	104
5.7. Distribuição Granulométrica dos Produtos de Britagem	105
6.1 Conclusões	106
Anexo A. Planilhas de Resultados	109
Anexo B. Planilha De Cálculo dos Desgastes das Mandíbulas	130
Anexo C. Planilhas de Cálculo das Forças na Abanadeira e das Energias Consumidas	132
Anexo D. Difração de Raios-X Difractogramas e Fichas ICD	136
Bibliografia	150

FIGURAS

Figura 2.1.	Tipo de equipamento em função da alimentação, do produto (d80) e da dureza da rocha	5
Figura 2.2.	Deformação de um cristal sujeito a compressão e tração	7
Figura 2.3.	Concentração de esforços numa fenda	7
Figura 2.4.	Utilização de energia x energia específica	14
Figura 2.5.	Relação entre energia consumida e granulometria na cominuição	16
Figura 2.6.	Balanço de massa para uma única fração	20
Figura 2.7.	Representação mola-amortecedor de um contato	22
Figura 2.8.	Britador giratório	25
Figura 2.9.	Britador de cone	26
Figura 2.10.	Britador Tipo Gyradisc	26
Figura 2.11.	Britador de Impacto	27
Figura 2.12.	Britador de Martelos	27
Figura 2.13.	Britador de um Rolo Dentado	28
Figura 2.14.	Britador de Rolos Lisos	28
Figura 2.15.	Britador Barmac	29
Figura 2.16.	Britador de Mandíbulas de Um Eixo	31
Figura 2.17.	Britador de Mandíbulas de Dois Eixos	32
Figura 2.18.	Mecanismo de quebra e classificação	36
Figura 2.19.	Conceito de classificação e quebra em um britador	37
Figura 2.20.	Representação esquemática do modelo de britador	38
Figura 2.21.	Forma da função de classificação de WHITEN	40

Figura 2.22.	Esquema do dispositivo de pêndulo duplo	43
Figura 2.23.	Esquema do dispositivo do teste <i>drop weight</i>	43
Figura 2.24.	Distribuições granulométricas do produto de quebra	44
Figura 2.25.	t vs grau de quebra, (t_{10})	45
Figura 2.26.	Tribossistema relativo aos ensaios realizados neste trabalho	51
Figura 2.27.	Tipos de desgaste abrasivo	53
Figura 2.28.	Resumo esquemático dos micromecanismos de desgaste abrasivo	56
Figura 2.29.	Micromecanismos de desgaste abrasivo	56
Figura 2.30.	“energia consumida x desgaste para diversos tipos de rocha	62
Figura 3.1.	Vista do britador Modelo 75 x 50	69
Figura 3.2.	Circuito de ponte completa com extensômetro	71
Figura 3.3.	Orifício na abanadeira com "strain-gages"	72
Figura 3.4.	Colocação de abanadeira no britador	72
Figura 3.5.	Configuração do sistema	73
Figura 3.6.	“shunt” para medição de corrente elétrica	74
Figura 3.7.	Determinação da forma do fragmento	78
Figura 4.1.	Difratogramas das rochas estudadas	83
Figura 4.2.	Distribuições granulométricas média dos produtos de britagem	86
Figura 5.1.	Desgaste x dureza média na escala MOHS	90
Figura 5.2.	Desgaste x dureza média na escala ROSIWAL	91
Figura 5.3.	Desgaste x esforço médio na abanadeira	95
Figura 5.4.	Desgaste x energia consumida	96
Figura 5.5.	Energia consumida x esforço na abanadeira	97
Figura 5.6.	Fluxo em britador de mandíbulas para abertura pequena	99

LISTA DE FIGURAS

Figura 5.7.	Desgaste das mandíbulas x abertura de saída do britador	100
Figura 5.8.	Desgaste das mandíbulas x tamanho de alimentação	102

TABELAS

Tabela 2.1.	Cominuição: Classificação de HUKKI (1962)	4
Tabela 2.2.	Função de aparência geral para modelo de britagem⁴⁶	46
Tabela 2.3.	Classificação dos mecanismos de desgaste segundo diferentes autores	52
Tabela 2.4.	Ensaio recomendado segundo tribossistema	58
Tabela 2.5.	Série de MOLLING (1968)	61
Tabela 2.6.	Dureza dos minerais nas escalas MOHS e Rosiwall	65
Tabela 3.1.	Rochas utilizadas nos ensaios	67
Tabela 3.2.	Determinação da forma do fragmento	79
Tabela 4.1.	Desgastes das mandíbulas fixa e móvel e relação entre estes	80
Tabela 4.2.	Valores de cargas na abanadeira e consumo energético	81
Tabela 4.3.	Minerais identificados por Difração de Raios-X	82
Tabela 4.4.	Porcentagem dos minerais principais de cada rocha	84
Tabela 4.5.	Distribuições granulométricas médias dos produtos de britagem	85
Tabela 4.6.	Características físico-mecânicas	87
Tabela 5.1.	Desgaste e dureza média nas escalas MOHS e ROSIWAL	89
Tabela 5.2.	Valores de dureza	92
Tabela 5.3.	Desgaste das mandíbulas, esforço médio na abanadeira e consumo energético	93
Tabela 5.4.	Desgaste das mandíbulas em função da abertura de saída (posição fechada)	98
Tabela 5.5.	Desgaste das mandíbulas em função do tamanho de alimentação	101
Tabela 5.6.	Desgaste das mandíbulas em função da umidade	101

LISTA DE TABELAS

Tabela 5.7.	Resistência à compressão simples	103
Tabela 5.8.	Velocidade de ondas sísmicas	104
Tabela 5.9.	Desgaste das mandíbulas em função da umidade	105

RESUMO

O desgaste abrasivo em britadores representa, ao lado do consumo de energia, um dos principais custos no processo de cominuição na indústria mineral. É o responsável pela perda metálica dos revestimentos destes equipamentos, resultante do contato e atrito com fragmentos de rocha. Os principais aspectos da interação entre um britador e a rocha foram analisados em um pequeno britador de mandíbulas de laboratório.

O tema é inicialmente desenvolvido a luz do conceito de cominuição, com ênfase no processo de britagem. São apresentados diversos tipos de britadores até chegar ao britador de mandíbulas, onde é analisada a forma de quebra das partículas rochosas e como é feita sua modelagem. Em seguida são descritos os principais mecanismos de desgaste abrasivo, seu papel no consumo metálico das mandíbulas e os fatores que o influenciam.

Os ensaios de laboratório realizados objetivaram analisar estes fatores. Entre eles estão aqueles que se referem à rocha: composição mineralógica e resistência mecânica. Também foram observadas os fatores relacionados às características operacionais tais como abertura de saída na posição fechada, tamanho de alimentação e umidade. Também é discutida a relação entre o desgaste, o consumo de energia e os esforços na abanadeira.

Os tipos de rochas estudadas foram o granito, o basalto, o diabásio, o calcário, o carbonatito e o quartzito. Os resultados indicam uma visível e forte influência do conteúdo de quartzo no desgaste abrasivo das mandíbulas.

A despeito dos aspectos inconclusivos em algumas das questões abordadas, os resultados são bastante animadores para prosseguir com a pesquisa deste tema desafiador.

ABSTRACT

The crusher abrasive wear is, beside the power consumption, one of the main costs in the mineral industry comminution process. It is responsible for the metallic losses of the crusher lining. The main aspects of the interaction between crusher and the rock were analysed with a small laboratory jaw crusher.

The theme was developed under concept of comminution with focus on crushing process. The rock particles breakage in jaw crushers was also studied and its influence to the jaw plates metallic consumption by abrasive wear mechanisms.

The mineral components and the strength parameter of the some types of rocks were analysed to obtain relationships with abrasive wear and energy inputs. Some operational characteristics like as closed side setting of the jaw crusher, feed size and humidity of samples were also studied to define the optimum rate of energy, wear and breakage process.

The followings rocks were studied: granite, basalt, diabase, limestone, carbonate and quartzite. There are a visible and strong influence of the quartz content on the abrasive wear of the jaw plates.

In spite of the inconclusive aspects on some remained questions, the results are very auspicious to follow researching this challenge theme.

DESGASTE ABRASIVO EM BRITADORES DE MANDÍBULAS

1. INTRODUÇÃO

1.1. JUSTIFICATIVA

Um dos principais custos na indústria mineral refere-se ao desgaste nos equipamentos resultante do contato e atrito do minério/rocha com o revestimento metálico destes. Dos vários mecanismos de desgaste envolvidos nas operações de mineração um dos mais destrutivos é o desgaste abrasivo. Além dos custos diretos com a troca das peças de revestimento e a parada obrigatória para manutenção, o desgaste provoca perda de eficiência, consumo energético elevado, diminui a produtividade e compromete a vida útil do equipamento (FUJIMURA, 1985).

O desgaste não afeta apenas a mineração, pois representa um dos principais itens que formam a lista de custos nos mais diversos ramos da indústria. Apesar desta constatação, a mentalidade freqüentemente observada na gerência industrial é de considerar o desgaste como um processo natural de consumo progressivo e inevitável de materiais ou revestimentos de equipamentos pelo atrito. Este pensamento resulta a falta de um melhor conhecimento científico sobre o processo de desgaste abrasivo e a ausência de investimentos para que esta situação seja equacionada. Na mineração esta situação é ainda pior. Existem poucos trabalhos e faltam conhecimentos técnicos sobre o assunto, embora, como já dito, o desgaste de revestimentos e peças de equipamentos tenham peso considerável nos custos.

A importância do desgaste para uma empresa de mineração pode ser verificada através da análise de seus custos. Segundo MERCER (1963), as operações de britagem em uma pedreira podem representar cerca de 45 % de seus custos totais, valor este que, de acordo com as pedreiras fornecedoras de material para este estudo, permanece válido até hoje. Entre os custos de britagem, o consumo metálico das mandíbulas somado a energia consumida representam os itens mais caros nesta operação.

SIRIANI (1972) lembra ainda a dificuldade das empresas fornecedoras de pedra britada em estimar, com uma margem de segurança razoável, o consumo de revestimentos dos britadores ao participar de licitações. Uma estimativa mau feita neste item pode levar a empresa a comprometer sua expectativa de lucro e, conseqüentemente, colocar em risco sua saúde financeira.

Um dado impressionante é a estimativa feita por ZUM GAHR (1987) que responsabiliza o processo de desgaste por perdas anuais entre 1 e 5 % do Produto Nacional Bruto dos Estados Unidos. Estimativa semelhante é feita por TYLCZAC (1992) que situa estas perdas em uma faixa entre 1% e 4%. Admitindo-se para o Brasil um valor médio de 3%, chega-se a perdas próximas a vinte e quatro bilhões de dólares (PIB de aproximadamente US\$ 800 bilhões em 1998), número que por si só justifica um amplo programa de pesquisas sobre o fenômeno de desgaste.

Especificamente no caso da britagem, esta situação é motivada pelos seguintes fatores:

- 1) as informações disponíveis em operações industriais sobre desgaste nas peças de revestimento dos britadores são pouco precisas, não havendo preocupação em coletá-las estatisticamente, o que impossibilita trabalhos conclusivos;
- 2) a variabilidade das características da rocha na jazida dificulta a amostragem representativa para a realização de ensaios de laboratório;
- 3) o número elevado de variáveis, tanto geológicas como operacionais, envolvidas no processo de desgaste dificulta extremamente um modelamento matemático do processo, dificultando e desanimando o trabalho dos pesquisadores;
- 4) os dados obtidos em pequenos equipamentos de laboratório, até então utilizados para avaliar o desgaste indiretamente, estão desvinculados da realidade operacional de britagem.

1.2. OBJETIVOS

Este trabalho tem como objetivo a análise dos mecanismos de desgaste abrasivo em britadores de mandíbulas de um eixo e dos fatores que influenciam este processo no sistema de britagem de rochas. Entre eles é dado maior ênfase ao consumo de energia durante o processo de britagem, aos esforços na abanadeira do britador, aos parâmetros físico-mecânicos e características mineralógicas da rocha, principalmente a presença do mineral quartzo, além de características operacionais tais como abertura de saída do britador, umidade e tamanho dos grãos na alimentação.

Objetiva-se, também, analisar a influência dos diferentes tipos de rocha na distribuição granulométrica dos produtos de britagem para mesmas condições operacionais.

A partir dos resultados procurou-se chegar a correlações qualitativas e/ou quantitativas entre os diversos fatores e o desgaste abrasivo das mandíbulas, além da proposta para previsão da durabilidade das mandíbulas em função da litologia da rocha a ser britada.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1. COMINUIÇÃO

2.1.1. Introdução

Os termos "britagem" e "moagem", além de outras palavras e frases associadas à redução granulométrica de minérios e rochas, são utilizados para definir etapas de uma operação do processo mineral conhecida como "cominuição". Esta operação é de suma importância na mineração pois permite colocar as partículas minerais na granulometria adequada às diferentes operações a que devem ser submetidas (CHAVES, 1996). A cominuição se inicia com a extração do minério "in situ" (fragmentação primária do maciço rochoso por escavação mecânica ou desmonte por explosivos), prossegue nas reduções granulométricas para facilitar o seu manuseio e obtenção de produtos comercializáveis (britagem) e permite liberar o mineral útil das rochas hospedeiras ou prepará-lo para aplicações industriais (moagem) (PRYOR, 1965).

Alguns autores classificam as etapas sucessivas da cominuição de acordo com a granulometria de alimentação e do produto (d_{80}). CURRIE (1978) utiliza o termo "britagem" para as reduções granulométricas com frações maiores que 10 mesh (1,68 mm) e "moagem" para granulometrias abaixo deste valor. HUKKI (1962) apresenta uma classificação baseada na granulometria de alimentação e de produto, como podemos ver na Tabela 2.1.

Etapa	de	até
Desmonte	infinito	1 metro
Britagem Primária	1 metro	100 mm
Britagem Secundária	100 mm	10 mm
Moagem Grossa	10 mm	1 mm
Moagem Fina	1 mm	100 μ
Moagem Muito Fina	100 μ	10 μ
Moagem Finíssima	10 μ	1 μ

Tabela 2.1. Cominuição: Classificação de HUKKI (1962)

FIGUEIRA et al (1995) inclui a esta classificação a britagem terciária (de 10 mm a 1 mm) e a quartenária (5 mm a 0,8 mm), substituindo o termo "moagem grossa" definido por HUKKI (1962).

Para TAGGART (1951) não há uma linha divisória de granulometria entre as diversas etapas de britagem e moagem, sendo que estes termos devem ser utilizados de acordo com o tipo de equipamento utilizado. BERALDO (1987) apresenta na Figura 2.1 os diversos tipos de equipamentos empregados no processo de cominuição em função da dureza do material e das granulometrias da alimentação e do produto.

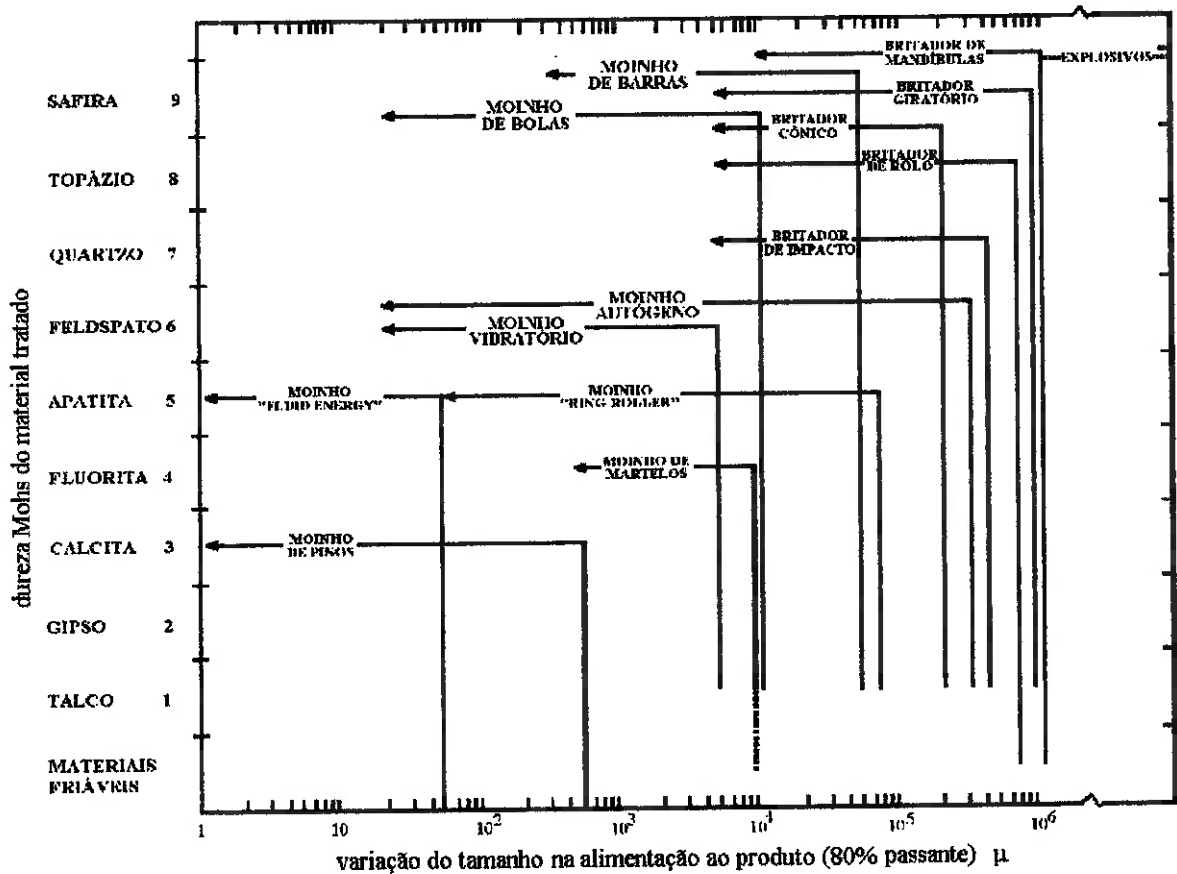


Figura 2.1. Tipo de equipamento em função da alimentação, do produto (d₈₀) e da dureza da rocha

PRYOR (1965) e WILLS (1981) utilizam a palavra "britagem" em operações predominantemente secas e "moagem" com partículas do minério em suspensão na água.

Já para OHSON (1973), a palavra “cominuição” pode ser usada para fazer referência a todos os tipos de redução granulométrica fina ou grosseira de rochas, independente de ser úmida ou seca.

Assim, pode-se concluir que os autores estão de certa forma corretos já que a escolha do equipamento depende da granulometria de alimentação e do produto desejado que, por sua vez, definem se uma operação é de moagem ou britagem. Os britadores são usualmente construídos para trabalharem com material seco ou com baixa umidade, enquanto os moinhos trabalham, em sua maioria, por via úmida. A determinação de um valor exato de tamanho de partícula (d_{80}) para distinguir cada uma das etapas de cominuição é a “parte” mais difícil. Portanto classificações como a de HUKKI (1962) servem apenas como um indicativo.

Granulometria à parte, uma diferença entre as etapas de britagem e moagem, consensual entre os autores pesquisados, refere-se à forma de ataque à partícula mineral, ou seja, como as forças agem sobre ela durante a fragmentação. Na britagem, a partícula é suficientemente grande para ser presa entre duas peças sólidas de metal que apresentam o movimento cíclico relativo entre si de aproximação e afastamento. No afastamento a partícula desce e na aproximação ela é prensada e britada. Convém lembrar que em alguns tipos de britadores ocorre o impacto do minério contra superfície em um movimento forçado rigidamente (WILLS, 1981). A força aplicada à partícula é normalmente muito grande (CURRIE, 1978), contudo a energia total por unidade de massa é baixa segundo BERALDO (1987). O material é fragmentado principalmente pela força de compressão.

Já na moagem, as partículas sofrem redução de tamanho entre duas superfícies móveis que não possuem entre si qualquer sujeição mecânica. A magnitude das forças aplicadas individualmente por partícula é muito menor que aquela da britagem. Entretanto a pressão envolvida na moagem pode ser igual ou até maior que a pressão na britagem (CURRIE, 1978). O material se fragmenta principalmente por impacto (queda do corpo moedor), por atrito (escorregamento dos corpos moedores) (FAÇO, 1995) ou ainda por abrasão e compressão (FIGUEIRA et al, 1995).

2.1.2. Princípios da Cominuição

A maioria dos minerais são materiais cristalinos nos quais os átomos são dispostos regularmente em arranjos tridimensionais. A forma destes arranjos depende do tamanho e do tipo de ligação física e química que mantêm os átomos unidos. Nas redes cristalinas dos minerais, estas ligações inter-atômicas são eficientes somente para pequenas distâncias e podem ser quebradas se submetidas a tensões. Tais tensões podem ser de tração e de compressão como podemos ver na Figura 2.2 (WILLS, 1980).

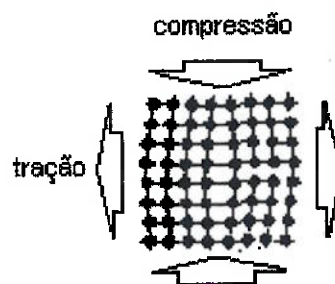


Figura 2.2. Deformação de um cristal sujeito a compressão e tração

Mesmo quando as rochas são submetidas a forças uniformes, as tensões internas não são homogeneamente distribuídas. Isto ocorre em função das características não homogêneas, anisotrópicas e descontínuas com “imperfeições” estruturais marcantes mesmo a nível microscópico (FUJIMURA, 1995). As rochas são formadas por uma variedade de minerais que se apresentam em grãos cristalinos de vários tamanhos. Consequentemente a distribuição de tensões não depende somente das propriedades mecânicas de cada mineral, mas principalmente da presença de fissuras ou falhas micro ou macroscópica nas rochas. Estas falhas se comportam como sítios de concentração de tensões conforme ilustrado na Figura 2.3 (FIGUEIRA et al, 1995).

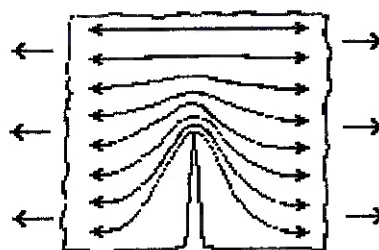


Figura 2.3. Concentração de esforços numa fenda

As descontinuidades microscópicas presentes no material são chamadas na Mecânica de Rochas de *Fendas de Griffith* e são responsáveis pela redução na sua resistência mecânica. A teoria da fratura estuda a formação da fenda a partir de falhas e sua propagação no sólido. Quando a rocha é submetida a esforços, as falhas existentes são ativadas concentrando as tensões nas ligações atômicas localizadas em suas extremidades, aumentando a tração. Segundo INGLIS (1913), este aumento é proporcional à raiz quadrada do comprimento da falha perpendicular à direção da tensão. Consequentemente há um valor crítico para o comprimento da falha, em qualquer nível particular de força, no qual o aumento de tensão na extremidade da fenda é suficiente para romper as ligações atômicas nesse ponto. Tal ruptura aumenta o comprimento da fenda, aumentando a concentração de tensão em suas extremidades, provocando assim a sua propagação. Este processo continua até a total ruptura. (WILLS, 1981)

Os cristais têm a propriedade de, quando submetidos a uma força, conter energia sem se quebrar e liberá-la assim que esta força for eliminada. Esta propriedade está relacionada com a elasticidade da rocha. Quando ocorre a fratura, parte desta energia transforma-se em energia superficial livre que é a energia potencial dos átomos na superfície criada. Devido a este aumento na energia superficial, as superfícies criadas são frequentemente mais ativas quimicamente, tornando-se mais aptas à ação de reagentes de flotação e oxidando-se mais facilmente. (WILLS, 1981)

GRIFFITH (1921) mostra que os materiais quebram pela propagação de fendas quando isto é energeticamente possível, isto é, quando a energia liberada ao cessar a força aplicada for maior que a energia da superfície criada. Materiais frágeis liberam a energia aplicada principalmente pela propagação das fendas enquanto materiais mais dúcteis podem liberar a energia aplicada sem propagação de fendas através de um mecanismo de fluxo plástico, onde os átomos e moléculas deslizam uns sobre os outros e a energia é consumida na deformação do sólido. A propagação das fendas podem ser inibidas por outras fendas ou por alcançar o limite do cristal. Rochas com grãos mais finos são mais resistentes que as com grãos grosseiros.

A energia requerida para cominuição é menor na presença de água e pode ser mais reduzida na presença de aditivos químicos (surfactantes) que adsorvem na superfície diminuindo a tensão superficial e, consequentemente, a força necessária para sua quebra (HARTLEY, 1978).

FIGUEIRA et al (1995) afirma que sempre que os esforços são aplicados lentamente, a velocidade de deformação também é lenta e se produz maior deformação plástica antes da ruptura, o que pode resultar em menor gasto de energia. No entanto, foi demonstrado que quando a velocidade de aplicação dos esforços é muito grande, com impactos de alta velocidade, a energia requerida para ruptura é mínima. FIGUEIRA et al (1995) concluiu então que, salvo em casos extremos de velocidade de aplicação de esforços, o consumo de energia para se chegar à ruptura de uma rocha aumenta com o aumento de velocidade de aplicação das forças.

2.1.3. Importância da Energia

O processo de redução granulométrica já é estudado por mais de 100 anos em função da energia consumida durante a cominuição. Este enfoque é explicado pela importância econômica da energia, que é utilizada de forma intensiva neste processo. É responsável, ao lado do desgaste metálico dos equipamentos, pelo maior custo operacional.

O processo de cominuição é considerado ineficiente no tocante ao aproveitamento da energia consumida. Segundo HUKKI (1977) e BOND (1961), a eficiência no aproveitamento de energia pelos equipamentos de cominuição é da ordem de 1% em relação à nova superfície criada por fraturamento. BEKE (1964) calcula este aproveitamento em 0,6%. HUKKI (1962) afirma, também, que a energia efetiva consumida para mesmas taxas de redução aumenta com a diminuição da granulometria do minério alimentado. Para ilustrar esta afirmação, ele cita, baseado em experimentos, um consumo médio de energia de 0,35 kwh/t na britagem primária de material frágil, subindo para 0,6 kwh/t na britagem secundária, 1,6 Kwh/t na moagem grosseira e 10 kwh/t na moagem fina. Isto, segundo o autor, sugere uma importante mudança no modo de ruptura e utilização de energia através destes estágios, como veremos a seguir.

2.1.4. Histórico do Modelamento do Processo de Cominuição

A modelagem matemática normalmente envolve a realização extensiva de cálculos. No caso do processo de cominuição esta necessidade é ainda maior pelo número de variáveis envolvidas. A utilização de computadores é essencial para o desenvolvimento destes trabalhos. Antes dos computadores todos os modelos de cominuição utilizavam apenas duas variáveis: a energia consumida, dada a sua importância no processo como explicado,

e o grau de redução alcançado, objetivo deste processo. Este é expresso como a relação entre a malha que corresponde a determinada porcentagem de material passante em peso da alimentação, dividido pela malha correspondente a mesma porcentagem passante do produto. Normalmente esta porcentagem é de 50 (d_{50}), 80 (d_{80}) ou 90% (d_{90}). (NAPIER-MUNN et al, 1996)

Em termos matemáticos, estes modelos consideram a energia incremental dE requerida para produzir uma redução granulométrica incremental dx no produto (P_{80}). Resultados experimentais deixaram claro que quanto mais fino o produto, maior a energia requerida para se obter uma similar taxa de redução granulométrica (NAPIER-MUNN et al, 1996). Consequentemente a energia e a quebra podem ser relacionadas por:

$$dE = -K \frac{dx}{x^n} \quad (1)$$

Onde: dE - energia aplicada a uma massa unitária de minério;
 x - diâmetro das partículas;
 K e n - constantes dependentes do material

Nas primeiras pesquisas relacionadas ao modelamento do processo de cominuição, a redução granulométrica foi estudada em função de:

- quantidade de nova área superficial de partículas produzidas;
- volume de material cominuído;
- diâmetro das partículas produzidas.

Na segunda metade do século XIX, pesquisadores relacionaram estes itens com a energia requerida para quebra e, aplicando idéias da física, procuraram estimar o valor n da Equação 1:

⇒ **KICK**

Segundo KICK (1885), a energia por unidade de massa é constante para uma mesma taxa de redução independente da granulometria original, ou seja, a energia varia com a massa cominuída. Neste caso temos $n = 1$ que substituindo na equação diferencial (1) e integrando-a temos a chamada Lei de Kick:

$$E = K \ln \left(\frac{x_1}{x_2} \right) \quad (2)$$

Onde: x_1 - tamanho da alimentação e
 x_2 - tamanho do produto (normalmente 80% do passante)

A Lei de Kick fica clara com o exemplo ilustrado por JAIN (1987): a energia requerida para produzir uma taxa de redução específica é proporcional ao logaritmo da taxa de redução, independente do tamanho da partícula. Assim, a energia requerida para reduzir um cristal hipotético de um mineral inicialmente com 1 cm³ em volume e com aresta de 1 cm em 8 cubos de 0,5 cm, seria exatamente a mesma que a requerida para reduzir um cubo com 1 mm de aresta para outros 8 de 0,5 mm, ou ainda um de um micron para 8 de 0,5 micron. A energia requerida por unidade de volume seria proporcional ao número de estágios de redução, m . Neste caso a taxa de redução seria $(1/2)^m$.

⇒ RITTINGER

Segundo RITTINGER (1867), a energia por unidade de área superficial criada é constante, ou seja, a energia varia com a superfície criada. Temos neste caso $n = 2$ que substituindo na Equação 1 e integrando-a chegamos a:

$$E = K \left(\frac{1}{x_2} - \frac{1}{x_1} \right) \quad (3)$$

BERALDO (1987) explica a Lei de Rittinger da seguinte maneira: a energia requerida para a redução granulométrica das partículas seria diretamente proporcional à nova superfície produzida. Por outro lado, a superfície específica dos materiais granulares é inversamente proporcional ao diâmetro das partículas, do que se origina a Equação 3. Para JAIN (1997), a energia mínima requerida seria a energia superficial das superfícies novas originadas.

⇒ BOND

Segundo BOND (1952), a energia varia com a granulometria da partícula. Em 1952, Bond definiu através de extensivas investigações experimentais em moinhos de barras e de bolas uma relação intermediária, chamada de 3ª Lei:

$$E = K \left(\frac{1}{\sqrt{x_2}} - \frac{1}{\sqrt{x_1}} \right) \quad (4)$$

JAIN (1987) afirma que a Teoria de Bond leva em consideração que as fraturas usualmente ocorrem pela extensão de fissuras já existentes nas partículas e que estas diminuem a energia necessária para a quebra. Assim a energia requerida não seria proporcional ao volume das partículas, mas sim à extensão (comprimento) de fissuras iniciais que se desenvolvem no fraturamento.

Após a sua formulação, Bond, baseado em extensos trabalhos laboratoriais e correlações industriais, ajustou a equação inicial (4) aos resultados reais e chegou a seguinte expressão empírica:

$$W = WI \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) \quad (5)$$

onde: **W** - energia aplicada, em kWh/ton curta;

WI - Work Index, em kWh/ton curta;

P, F - diâmetro em microns em que passam 80% da massa do produto e da alimentação respectivamente.

O Work Index, segundo BOND (1961), é uma constante do material que representa a energia necessária para cominuir de uma granulometria representada por um diâmetro infinito, a uma representada por 80% passante em 100 microns.

A Lei de Bond foi criticada por AUSTIM; BRAME (1983). Estes autores chamam a atenção para o fato que a alegação de Bond feita em 1961 de que a energia para quebra inversamente proporcional à raiz quadrada do comprimento da fissura, baseado na Teoria de Griffith, não tem fundamento na realidade. Em outras palavras, a relação de Bond não seria uma relação fundamental.

ROSE (1972) expressa estas três Leis em termos de utilização de energia:

– Lei de Ritterger (da Equação 3):
$$E = K_1 \left(\frac{1}{x_2} - \frac{1}{x_1} \right) = K_1 \Delta s \Rightarrow \frac{\Delta s}{E} = K_1 \quad (6)$$

onde: E - energia consumida
 $\Delta s/E$ - energia específica
 K_n - constante

– Lei de Kick (da Equação 2):
$$E = K_2 \ln \left(\frac{x_1}{x_2} \right) \Rightarrow \frac{x_1}{x_2} = e^{\left(\frac{E}{K_2} \right)}$$

mas:
$$\Delta s = K_3 \left(\frac{1}{x_2} - \frac{1}{x_1} \right) = \frac{K_3}{x_1} \left(\frac{x_1}{x_2} - 1 \right)$$

Portanto:
$$\frac{\Delta s}{E} = \frac{K_3}{Ex_1} \left[e^{\left(\frac{E}{K_2} \right)} - 1 \right] \quad (7)$$

– Lei de Bond (da Equação 5):
$$E = K \left[\frac{10}{\sqrt{x_2}} - \frac{10}{\sqrt{x_1}} \right]$$

em termos de energia:
$$\frac{\Delta s}{E} = \frac{1}{K_4} (E) + \frac{1}{K_5} \left(\frac{1}{\sqrt{x_1}} \right) \quad (8)$$

ROSE (1972) apresenta então estas leis no Gráfico “Energia consumida (E) x Energia Específica ($\Delta S/E$)” (Figura 2.4):

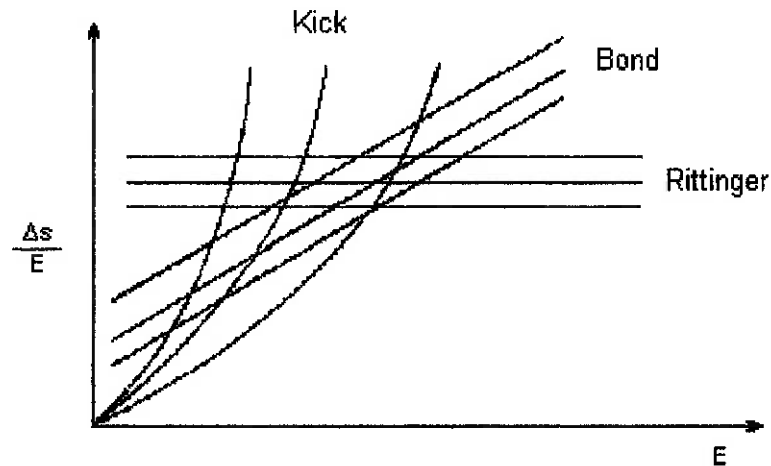


Figura 2.4. Utilização de energia x energia específica (ROSE,1972)

Neste gráfico fica clara a diferença entre as três Leis. Enquanto para a Lei de Rittinger a energia específica (superfície criada/unidade de energia) é constante, aumenta linearmente para a Lei de Bond e exponencialmente para a Lei de Kick.

O maior problema destas Leis é que elas não podem individualmente, em razão de suas diferenças, representar todo processo de cominuição, apesar de serem válidas em trechos distintos de redução. Outros pesquisadores tentaram resolver este problema. HOLMES (1957) introduziu uma variável exponencial R no lugar do expoente $\frac{1}{2}$ da Lei de Bond e apresentou a expressão conhecida como Lei de Holmes:

$$E = W_i \left[\left(\frac{100}{x_2} \right)^R - \left(\frac{100}{x_1} \right)^R \right] \quad (9)$$

Esta Lei, segundo PRASHER (1987), mostrou-se não ser facilmente aplicável na prática.

CHARLES (1957), da mesma forma que Holmes, também incorporou um expoente variável (N) na equação de energia para quebra e propôs a chamada Expressão de Charles:

$$E = K \left[\frac{1}{x_2^{(N-1)}} - \frac{1}{x_1^{(N-1)}} \right] \quad (10)$$

Baseado no contexto de Charles, SHUHMANN (1960) expressou a energia para quebra como:

$$E_A = A(x''')^{-n} \quad (11)$$

onde n é a inclinação da parte reta da curva do Gráfico de Shuhmann. KINASEVICH; FUERSTENAU (1964) demonstraram que a Equação 11 pode ser aplicada para sistemas de cominuição relativamente simples, mas é fácil encontrar condições para as quais n varia com o tempo de britagem.

HUKKY (1961) concluiu que as Leis de Cominuição seriam válidas para determinadas faixas de granulometria e respectivos tipos de equipamentos e que poderiam, juntas, representar matematicamente o processo de cominuição. Ele propôs então a seguinte forma geral:

$$dE = -K \frac{dx}{x^{f(x)}} \quad (12)$$

HUKKI (1977) dividiu então a cominuição em 5 faixas:

- 1) Britagem onde são válidas as premissas da Lei de Kick. A declividade da curva cumulativa varia de 0 a -0,1;

- 2) Moagem em moinhos de bolas e barras convencionais onde aplica-se a Teoria de Bond; a declividade é de aproximadamente -0,5;
- 3) Moagem fina, como por exemplo a moagem de cimento, valendo a Lei de Rittinger. Declividade de aproximadamente -1;
- 4) Moagem de pó, onde a declividade varia de -1 a -3;
- 5) Limite de moagem, com declividade variando de -3 até o infinito. Esta faixa não tem aplicabilidade prática.

As faixas de aplicabilidade são mostrados na Figura 2.5.

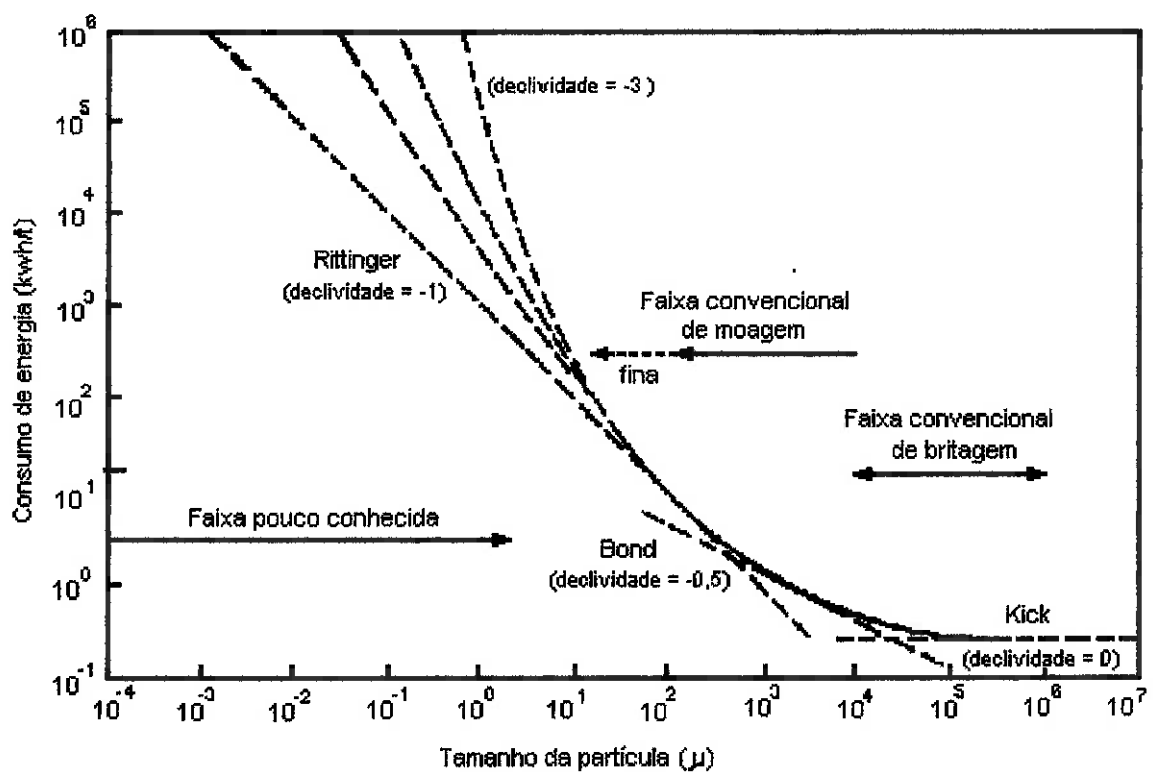


Figura 2.5. Relação entre energia consumida e granulometria na cominuição (Lynch, 1977)

A “faixa pouco conhecida” indicada na Figura 2.5 corresponde às classes 4 e 5.

NAPIER-MUNN et al (1996) baseiam-se na ciência dos materiais para explicar este comportamento. É aceito (item 2.1.2) que a quebra inicie nos pontos de fraqueza ou falhas (fissuras ou fendas) da estrutura atômica do material. Por sua vez, as rochas possuem uma distribuição de falhas (defeitos) de vários tamanhos, variando de falhas geológicas ou juntas a desarranjos na estrutura cristalina em escala microscópica. Por isso, para partículas maiores haveria abundância de defeitos disponíveis para iniciar a quebra. Neste caso, para um mesmo grau de redução a “energia consumida/unidade de massa” é constante, obedecendo a Lei de Kick.

O efeito global da quebra é o de reduzir a área interna de “defeitos / volume de material”, diminuindo a probabilidade de quebra. Por isso, para um mesmo grau de redução a energia requerida será cada vez maior conforme menor for a granulometria da partícula, como sugerido pela Lei de Bond e Rittinger.

2.1.5. Limitação do enfoque na energia

A maior restrição destas Leis de cominuição é basear-se no consumo de energia. Como citado no item 2.1.3, o processo de cominuição é ineficiente no que diz respeito a seu aproveitamento. Só uma pequena parte da energia fornecida para o moinho é utilizada na quebra de partículas. Este fato é comprovado pela pequena variação da energia consumida para girar o moinho ao alterar-se a quantidade de material alimentada, embora a quantidade de quebra possa mudar consideravelmente. (LYNCH, 1997)

A primeira vista o problema seria facilmente solucionado subtraindo-se a energia utilizada pelo moinho da energia total fornecida, o que resultaria na energia líquida gasta na quebra. Contudo o balanço energético para equipamentos de cominuição não é tão simples.

A maior parte da energia total consumida é dissipada nos equipamentos. Grandes perdas de energia ocorrem na transmissão, calor, fricção e ruído. Enquanto estas perdas podem ser determinadas, há outras que ocorrem dentro do moinho que são impossíveis de avaliar: fricção entre partículas sem ocorrer quebra, perdas de energia potencial e cinética, deformação elástica e plástica e a produção de ruído. Entretanto, não há evidências que toda esta energia não ajude na quebra da partícula. É realmente possível que parte da energia de entrada seja convertida em outra forma necessária no processo de quebra. A produção de ruído e calor, por exemplo, ocorrem quase sempre obrigatoriamente durante a operação de quebra, como mostra a seguinte relação:

PARTÍCULA GRANDE + ENERGIA → PARTÍCULAS MENORES + RUÍDO + CALOR

Assim, não seria correto subtrair toda a energia em forma de ruído e calor da energia total no cálculo do valor da energia útil (LYNCH, 1977).

Vale lembrar no entanto que, apesar destes problemas, para um mesmo tipo de equipamento em condições semelhantes de operação, estas relações podem ter aplicações como ocorre, por exemplo, com a Lei de Bond em relação aos moinhos de barras e de bolas (BERALDO, 1987).

2.1.6. Tipos de Modelamento Atuais (NAPEIR-MUNN et al, 1996)

Com a constatação da deficiência nos modelos de cominuição baseados na energia consumida, novos modelos passaram a serem desenvolvidos utilizando-se outras variáveis. É justo dizer que este desenvolvimento e, certamente, o uso destes modelos resultaram da evolução dos computadores digitais.

Os primeiros “modeladores” como Austin, Lynch e Whiten, foram severamente limitados pela capacidade dos computadores disponíveis à sua época. Esta limitação resultou em modelos simples e elegantes no entanto bastante úteis. A evolução computacional trouxe uma ferramenta mais forte para realização de cálculos e, conseqüentemente, para o desenvolvimento dos modelos. O lado negativo desta evolução é a tendência em se aumentar a complexidade dos modelos o que reduz sua utilização como instrumento para a compreensão do processo.

Os modelos de cominuição desenvolvidos referem-se principalmente à moagem. Este fato pode ser explicado pela maior facilidade de estudo desta comparada à britagem, com a possibilidade de um melhor controle sobre as variáveis envolvidas, tanto a nível laboratorial como industrial. Neste trabalho serão apresentados apenas os princípios de cada tipo de modelo. É importante notar que o enfoque utilizado nos modelos que serão citados poderia ser usado no modelamento da britagem. Um modelo referente ao britador de mandíbulas, objeto deste trabalho, será apresentado no item 2.3.

Os modelos de cominuição podem ser divididos em duas classes:

- aqueles que consideram o artifício de cominuição como uma transformação entre uma alimentação e o seu respectivo produto. São os chamados de “Caixa Preta” (*Black Box*) e o seu objetivo é o de prever a distribuição granulométrica do produto através da distribuição granulométrica do minério na alimentação, da caracterização da quebra e da experiência com projetos similares, isto é, um banco de dados representado por um algoritmo apropriado. Procura representar preferencialmente o fenômeno de quebra do que delinear princípios físicos. O modelo de balanceamento populacional é o mais utilizado no exemplo desta classe.
- aqueles que consideram cada elemento dentro do processo. São chamados de “Fundamentais” (*Fundamental*). Consideram diretamente as interações das partículas e elementos dentro da máquina, baseado principalmente na mecânica Newtoniana. São também referidos como mecanicista. Requer grandes capacidades computacionais.

Os computadores adequados para os modelos Fundamentais só se tornaram economicamente viáveis a partir de 1990. Consequentemente estes são menos desenvolvidos do que os caixa preta, que são atualmente de uso mais comum. No entanto, o modelos fundamentais tendem a se popularizar conforme aumente a potência dos computadores e o seu preço fique mais acessível.

a) Modelos Caixa Preta

Os modelos Caixa Preta, como já dito, estimam a distribuição granulométrica de um produto de moagem como uma função do tamanho e da dureza das partículas de alimentação e das condições de operação:

$$p = F (f , b , m , s , C) \quad (13)$$

- onde: **f e p** = distribuição granulométrica da alimentação e do produto
b = matriz de quebra normalizada (ou vetor)
m = fatores fundamentais de moagem
s = outras condições operacionais incluindo taxa de alimentação
C = um conjunto de parâmetros deduzidos experimentalmente de equipamentos similares

Os modelos mais efetivos usam uma caracterização da rocha independente de como ocorre a quebra. Esta caracterização permite razoáveis previsões pelo “empréstimo” de parâmetros do modelo (C), de máquinas similares e da experiência do passado.

Com o advento de computadores na década de 60, este tipo de modelamento tornou-se prático e deu origem a centenas de literaturas. No entanto, todos estes modelos são essencialmente variações do tema discutido a seguir.

A notação padrão é usar um vetor de taxas de fluxo em cada fração granulométrica, começando na mais grosseira. Similarmente, uma *função de quebra* (para uma granulometria particular) se torna um vetor de frações de partículas quebradas, e as taxas de seleção ou quebra podem também ser consideradas como vetores. Alguns pesquisadores preferem funções contínuas e integrais em vez de somatórias. Funções analíticas não tiveram sucesso e o principal efeito foi tornar estes modelos mais complicados do que realmente são.

Para um determinado tempo, pode-se considerar um balanço de massa simples para uma fração granulométrica particular, i , dentro de um moinho (ou seção de um moinho), com transporte para a zona de quebra, quebra e transporte para a saída como ilustrado na Figura 2.6.

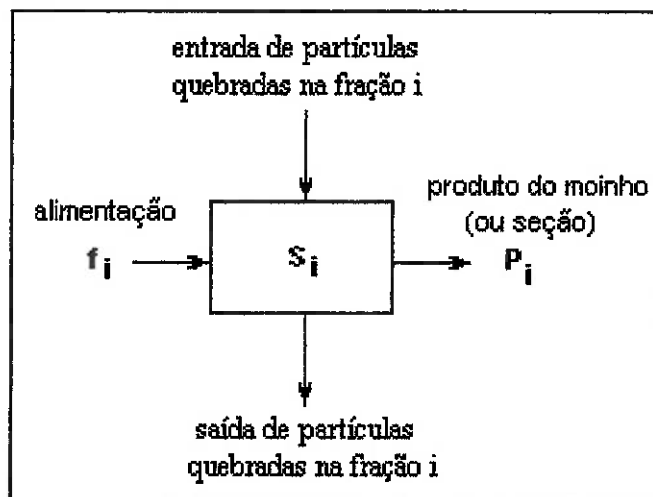


Figura 2.6. Balanço de massa para uma única fração granulométrica (NAPEIR-MUNN et al, 1996)

Para uma moagem contínua, o que entra deve ser igual ao que sai (em estado fixo), e as soluções deste balanço de massa podem ser obtidas baseadas nas premissas sobre a natureza da mistura e da quebra.

Para moagens no estado não fixo ou moagem em série, uma acumulação ou perda líquida dentro de uma fração granulométrica pode ser assumida ou medida, e soluções mais complicadas podem ser obtidas. A maioria das soluções práticas e dinâmicas consideram o balanço dentro de um intervalo de tempo.

Os modelos Caixa Preta consideram o balanço de cada fração granulométrica (Figura 2.6) como a relação:

$$\begin{aligned} (\text{Alimentação no moinho})_i + (\text{entrada de partículas quebradas})_i \\ = \\ (\text{produto de saída})_i + (\text{saída de partículas quebradas})_i \end{aligned} \quad (14)$$

Para modelamentos de moinhos de bolas, duas variações nesta aproximação dominam a aplicação destas técnicas de simulação: o modelo de balanceamento da população (*the population balance model*) e o modelo de moinhos de bolas de mistura perfeita de Whiten (*Whiten perfect mixing ball mill model*). Uma variação deste modelo é o modelo de britador de Whiten. Não serão aqui descritos mas podem ser vistos no livro de NAPEIR-MUNN et al (1996).

b) Modelos Fundamentais

O objetivo de um Modelo Fundamental é gerar uma relação detalhada entre condições físicas dentro da máquina e seu processo de saída. Na prática, isto significa considerar um número substancial de elementos dentro de um moinho.

Para contornar a limitação dos computadores, pesquisadores consideraram zonas selecionadas de cada problema. MISHRA; RAJAMANI (1992) trataram o moinho de bolas como uma “fatia” bidimensional (corte transversal do moinho) de círculos que foram providos de massa de esferas equivalentes. RADZISZEWSKI et al (1989) reduziu a demanda computacional dividindo o moinho em zonas de impacto, abrasão/atrição e pequena ação, caracterizando cada uma.

Para cada aproximação, a simples aplicação das Leis de Movimento de Newton torna rapidamente o modelamento muito complexo. Enquanto bolas de aço (ou barras) podem ser consideradas perfeitamente elásticas, as partículas de minério ou rocha são definitivamente não elásticas (se fossem, o moinho não produziria nenhum produto). MISHRA; RAJAMANI (1992) aproximaram-se do comportamento de bolas usando os modelos de mola e amortecedor conforme a Figura 2.7.

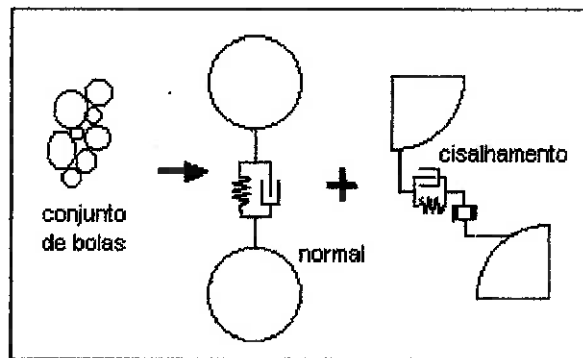


Figura 2.7. Representação mola-amortecedor de um contato (MISHRA; RAJAMANI, 1992)

Este modelo considera o movimento de cada bola em cada dimensão i (isto é, x , y em 2D e x , y , z em 3D) como um conjunto de vetores.

$$[M] \ddot{x}_i + [C] \dot{x}_i + [K]_i = \{f\} \quad (15)$$

onde \ddot{x} é a aceleração e \dot{x} é a velocidade que resulta da aplicação de uma força f . O primeiro termo é a Segunda Lei de Newton, isto é, a aceleração da partícula depende da massa (M). Entretanto esta aceleração é reduzida pela absorção de energia através de amortecimento C e da rigidez K do sistema de carregamento de forças. O termo de amortecimento deve corresponder a energia absorvida na quebra ou através do movimento do fluxo.

Considerada através de uma linha de movimento, a equação 15 não requer nenhum termo de vetor. Neste caso o movimento da bola pode ser integrado analiticamente com respeito ao tempo. Entretanto o caso mais geral requer uma solução numérica para a aceleração, velocidade e posição:

$$\ddot{x} = \frac{\dot{x}(t+dt)\dot{x}(t)}{dt} \quad (16)$$

que funcionará em uma, duas ou três dimensões, ou na prática usa-se um pequeno passo dt e aproxima-se de:

$$\dot{x} = \frac{\dot{x}(t+dt)\dot{x}(t)}{2} \quad (17)$$

e

$$x = \dot{x} dt \quad (18)$$

Estas interações numéricas tornam-se instáveis com o aumento do passo. MISHRA; RAJAMANI (1992) sugerem um passo $dt < \sqrt{m/k}$ como um critério de convergência onde m é a menor massa a ser considerada. Na prática isto requer um passo de tempo de 10^{-4} segundos. As interações devem ser consideradas entre cada par de bolas em contato e contatos bola/revestimento. É fácil portanto compreender porque é necessário um computador muito potente. Mesmo uma corte transversal 2D de um moinho de escala industrial irá conter centenas de bolas. Uma vista 3D conterá muitos milhares.

2.2. BRITADORES

2.2.1. Introdução

Segundo RICHARDS (1945), a palavra *crusher* ("britador") era usada para designar as máquinas de fragmentar rochas cujo produto resultante fosse de tamanho relativamente pequeno ($< 5''$), enquanto para produtos mais grosseiros ($> 5''$) recomendou o termo *breaker* ("tritador"). Mesmo no *Dictionary of mining terms* (UNITED STATES. Bureau of Mining, 1968), RICHARDS define *breaker* neste contexto. Hoje em dia, entretanto, este termo é utilizado apenas em alguns casos na indústria do carvão, prevalecendo o termo *crusher* ou "britador" para a quase totalidade dos casos.

A seguir são descritos resumidamente os diversos tipos de britadores utilizados na indústria mineral, dando-se ênfase para os britadores de mandíbulas, tema desta dissertação, exposto no item 2.3.

2.2.2. Britador Giratório

A patente original do britador giratório foi outorgada para Philetus W. Gates no ano de 1881. O primeiro britador deste tipo foi utilizado pela Buffalo Cement Co, nos Estados Unidos (TAGGART, 1951)

Este britador tem um elemento móvel (cone) que se movimenta dentro de uma cavidade (manto). O cone é fixo superiormente e o seu acionamento é excêntrico em relação ao eixo do côncavo, de modo que o movimento de rotação do cone faça com que ele aproxime-se e afaste-se de cada ponto do manto (Figura 2.8). Este movimento é o responsável pela britagem, que ocorre principalmente por compressão da rocha retida entre o manto e a parede do cone. (CHAVES, 1988; INSTITUTO TECNOLÓGICO DO ESTADO DE PERNAMBUCO - ITEP, 1980).

São utilizados principalmente em britagem primária de instalações de grande porte para material tenaz e abrasivo. Podem ser alimentados diretamente por dois caminhões, com grandes blocos de material, sem a necessidade de alimentadores. (FAÇO, 1994)

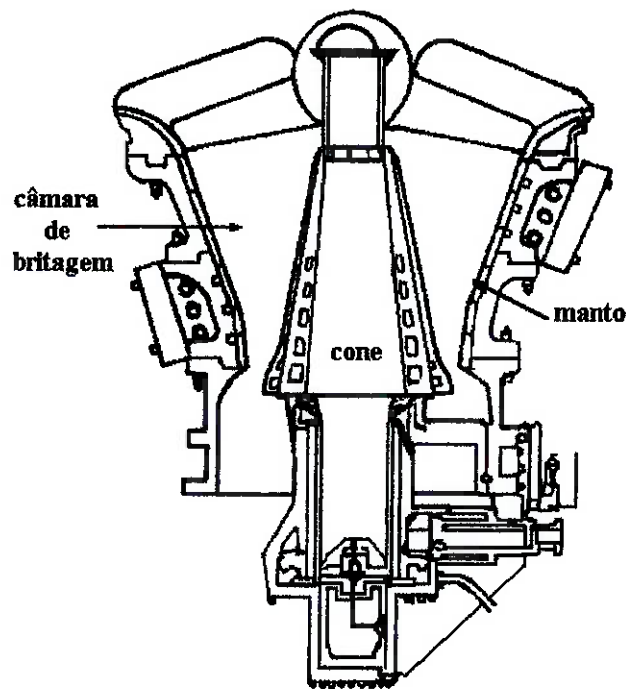


Figura 2.8. Britador giratório

2.2.3. Britador de Cone

É o mais usado nas britagens secundária e terciária. Possui o mesmo princípio de operação do britador giratório, apresentando, no entanto, o vértice para cima, ao contrário do giratório (Figura 2.9). Em alguns modelos deste britador, a superfície do cone é praticamente paralela à superfície da câmara, garantindo um tempo longo de retenção das partículas nessa região. Em outros apresentam grande excentricidade. No britador de cone, o importante para a granulometria do produto e para a capacidade é a abertura de saída na posição fechada, o oposto dos britadores giratórios, onde o importante é a abertura de saída na posição aberta. É utilizado para rebitagem de material abrasivo. (ITEP, 1980; TRUSCOTT, 1923)

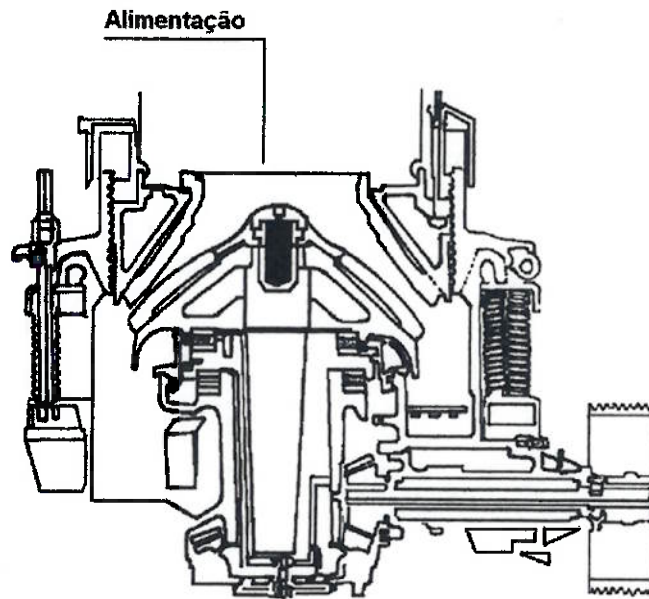


Figura 2.9. Britador de cone

2.2.4. Britador Tipo Gyradisc

Britador semelhante ao de cone, destinado à britagem extra fina. Difere no entanto pelo processo de fragmentação: o britador cônico utiliza a compressão entre o cone e a câmara enquanto o Gyradisc utiliza a compressão de uma massa de partículas em uma câmara relativamente ampla, onde a britagem ocorre por contato entre as partículas. É utilizado para britar materiais abrasivos e sem argila. (ITEP, 1980)

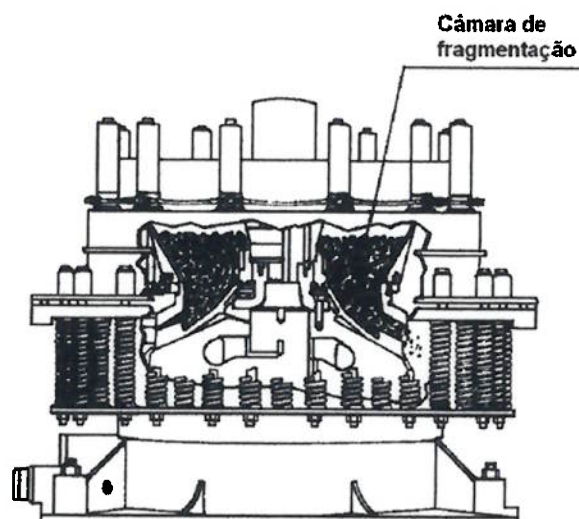


Figura 2.10. Britador Tipo Gyradisc

2.2.5. Britadores de Impacto e de Martelos

Neste tipo de britador, a cominuição é obtida pelo impacto da partícula com um elemento móvel (rotor ou martelos) ou contra as barras de revestimento da câmara. (CHAVES, 1988; ITEP, 1980)

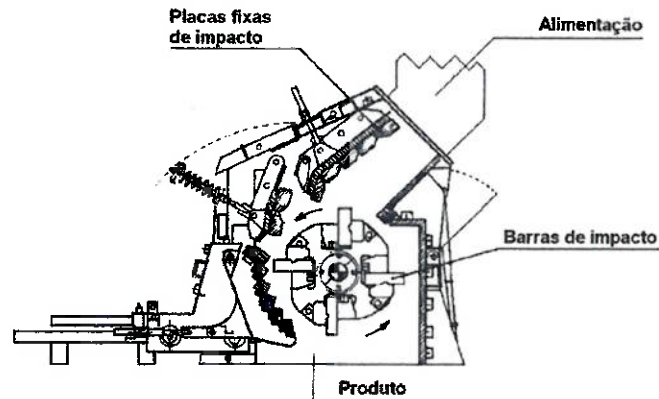


Figura 2.11. Britador de Impacto

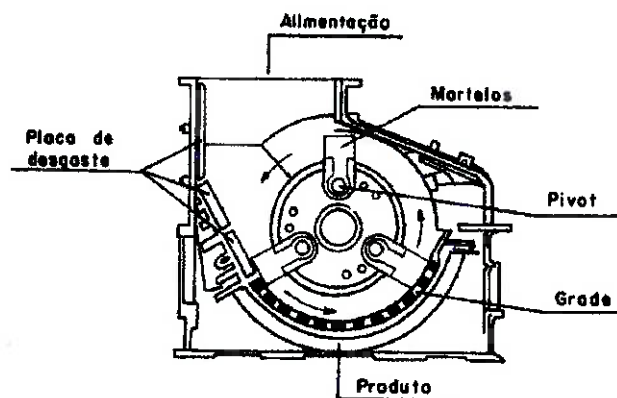


Figura 2.12. Britador de Martelos

São utilizados em britagem primária e secundária de instalações de pequena e média capacidades para materiais com baixo índice de abrasão, tais como: calcário, dolomita e carvão. Apresenta alta relação de redução com menor consumo de energia, produzindo fragmentos de forma cúbica com alta porcentagem de finos. (CHAVES, 1988; FAÇO, 1994)

Sua principal desvantagem é o elevado desgaste, não sendo aconselhável seu uso para rochas abrasivas e materiais com valor da sílica equivalente maior que 15%. (FIGUEIRA et al, 1995)

2.2.6. Britador de Rolos

Neste tipo de britador o material é fragmentado por compressão e cisalhamento entre os dois rolos (britador com um rolo) ou entre o rolo e a placa fixada à câmara (britador com dois rolos). O revestimento dos rolos pode ser liso, ondulado ou dentado. Apresenta grande desgaste, o que limita o seu emprego. As Figuras 2.13 e 2.14 mostram respectivamente os britadores com um rolo e com dois rolos. São aconselháveis para uso em britagens móveis, devido às suas pequenas dimensões, e para material muito úmido, não-abrasivo e friável. É utilizado na indústria do carvão. (CHAVES, 1994; FAÇO, 1994; WILLS, 1981).



Figura 2.13. Britador de um Rolo Dentado

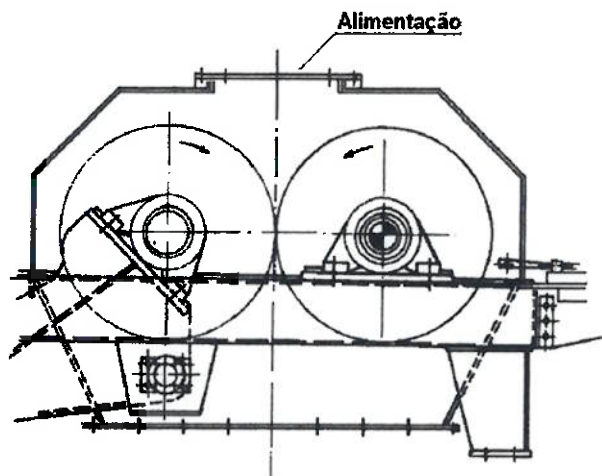


Figura 2.14. Britador de Rolos Lisos

2.2.7. Britador Barmac

O Barmac é um britador de impacto de eixo vertical que utiliza a própria rocha dentro da máquina para minimizar o desgaste metálico. Também é conhecido como britador rocha-contra-rocha. Seu esquema é ilustrado na Figura 2.15.

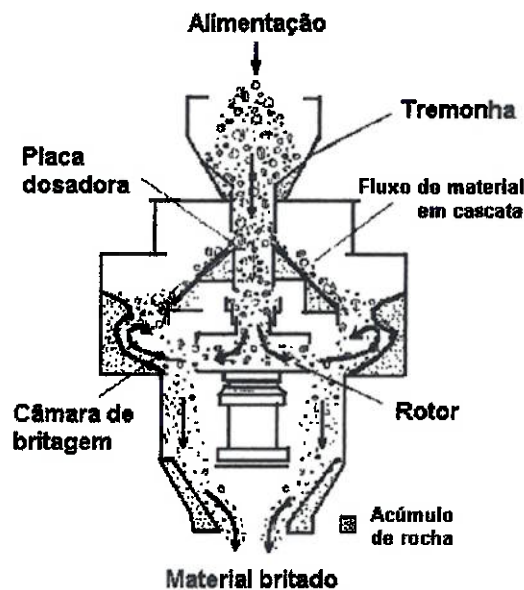


Figura 2.15. Britador Barmac

O material é alimentado na tremonha. A placa dosadora controla o fluxo de material para o interior do rotor pela regulagem de sua abertura. O material maior transborda em forma de cascata caminhando diretamente para a câmara de britagem, formando uma “cortina” de rochas que protege o revestimento. O aumento do fluxo desta cascata é dado pela redução do diâmetro de abertura da placa dosadora. O rotor revestido de rocha atua como uma ejeitora de pedras a alta velocidade, acelerando o material contra as paredes da câmara recobertas de rochas. A cominuição ocorre inicialmente pelo impacto dos fragmentos ejetados contra as partículas já presentes na câmara de britagem. Ao perderem energia, a redução continua por abrasão e atrito a medida que as partículas resvalam e se atritam uma contra as outras ao circularem pela câmara de britagem. (FAÇO, 1994)

2.3. BRITADORES DE MANDÍBULAS

2.3.1. Breve Histórico

O nome deste britador deve-se às mandíbulas que são as principais peças de trituração da rocha e, conseqüentemente, sujeitas ao desgaste abrasivo. São peças substituíveis que revestem o queixo e a parte oposta a este na carcaça. A mandíbula que reveste o queixo é chamada de **móvel** e a que reveste a carcaça de **fixa**. (TAGGART, 1951)

O primeiro britador de mandíbulas foi patenteado nos Estados Unidos em 1830, sendo que o tipo Blake surgiu em 1858, inventado por Eli Whitney Blake. Este apresenta substancial vantagem sobre os outros tipos, principalmente trabalhando com materiais extremamente resistentes, duros e abrasivos (FAÇO, 1994). Nestes 169 anos, o britador de mandíbulas tem sido um inestimável equipamento. Mesmo hoje, quando os britadores giratórios assumem maior importância na britagem em grandes escalas de produções de vários tipos de rochas e minérios, o britador de mandíbulas tem um espaço cativo na indústria mineral.

É interessante constatar que depois da invenção do Philetus Gates Gyratory (britador giratório) em 1881, uma comparação entre o primeiro Gates Nº 2 e o britador de mandíbulas tipo Blake de igual abertura mostrou que o giratório é 3,2 vezes mais produtivo. Esta observação viria a ser comprovada anos mais tarde quando o britador de mandíbulas mostrou-se inadequado para grande produção.

2.3.2. Tipos de Britadores de Mandíbulas

Durante os anos, o britador de mandíbulas tem sido desenvolvido em uma variedade de tipos, porém apenas dois são utilizados até hoje:

- 1) Britador de um eixo (Figura 2.16);
- 2) Britador de dois eixos ou tipo Blake (Figura 2.17);

Estes dois tipos de britadores têm uma mandíbula fixa e uma móvel, entre as quais os fragmentos grosseiros da rocha são intermitentemente prensados e britados. Eles são diferenciados pela construção, peso e principalmente pela maneira em que a mandíbula móvel se move em relação à mandíbula fixa, ou seja, na forma de acionamento da mandíbula móvel, como veremos nas figuras a seguir: (WEISS, 1965; LYNCH, 1977)

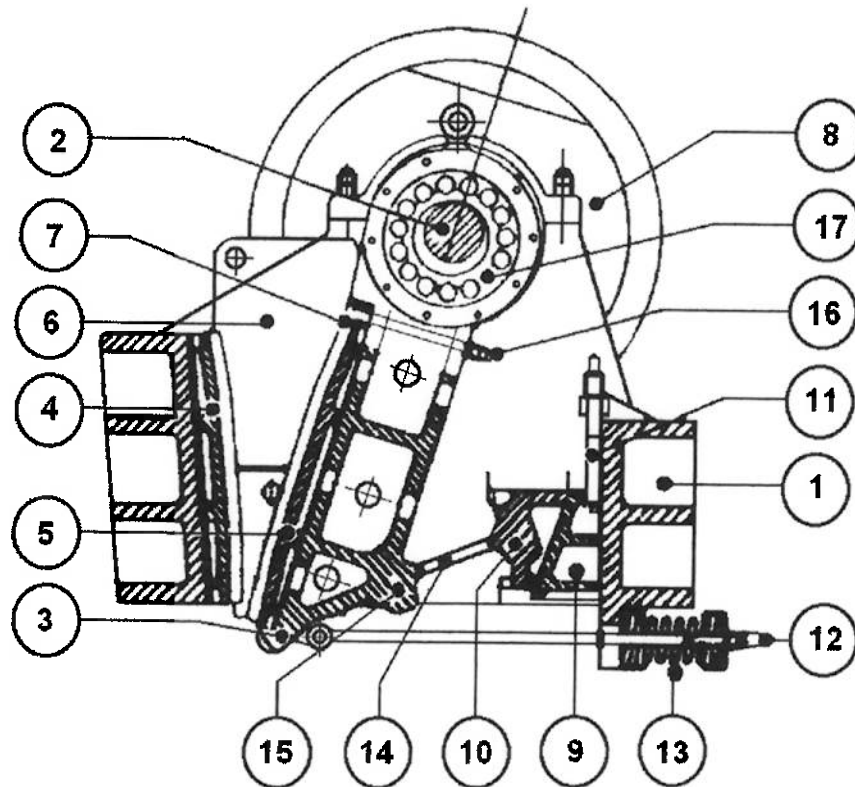


Figura 2.16. Britador de Mandíbulas de Um Eixo (SIRIANI, 1972)

- | | |
|----------------------------------|--------------------------|
| 1 - carcaça | 10 - contra cunha |
| 2 - eixo | 11 - parafuso regulador |
| 3 - queixo | 12 - tirante |
| 4 - mandíbula fixa | 13 - mola |
| 5 - mandíbula móvel | 14 - abanadeira |
| 6 - cunha lateral | 15 - calha |
| 7- cunha de fixação da mandíbula | 16 - parafuso de fixação |
| 8 - volante | 17 - rolamento |
| 9 - cunha reguladora | |

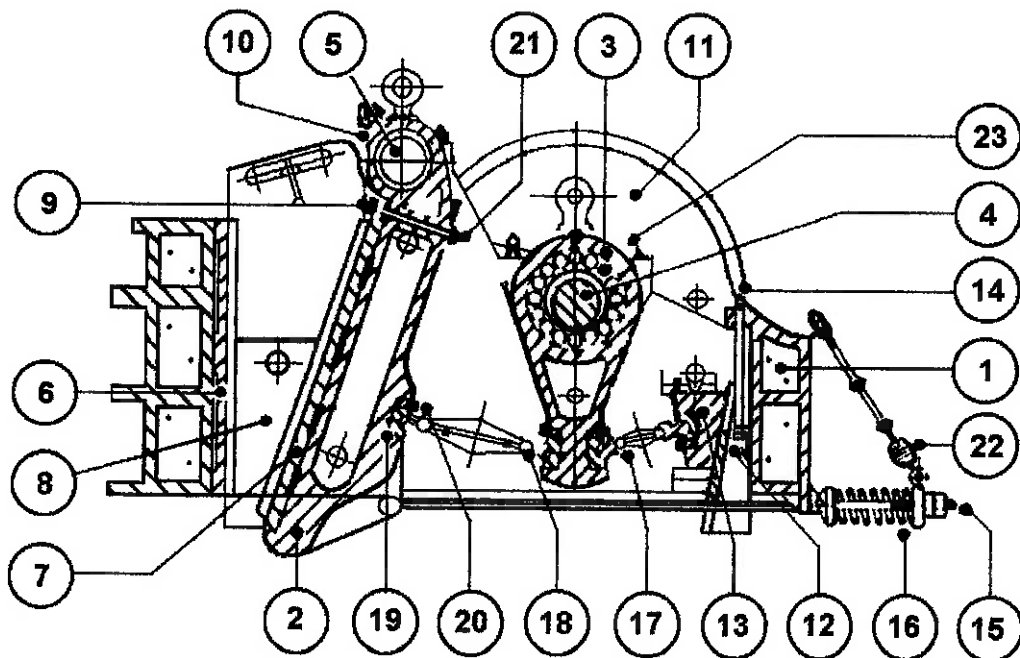


Figura 2.17. Britador de Mandíbulas de Dois Eixos

- | | |
|-----------------------------------|--------------------------------|
| 1 - carcaça | 13 - contra-cunha |
| 2 - queixo | 14 - parafuso regulador |
| 3 - pêndulo | 15 - tirante |
| 4 - eixo do pêndulo | 16 - mola |
| 5 - eixo do queixo | 17 - abanadeira menor |
| 6 - mandíbula fixa | 18 - abanadeira maior |
| 7 - mandíbula móvel | 19 - calha |
| 8 - cunha lateral | 20 - cunha de fixação de calha |
| 9 - cunha de fixação da mandíbula | 21 - parafuso de fixação |
| 10 - chapa de proteção | 22 - mola de suporte |
| 11 - volante | 23 - rolamento |
| 12 - cunha reguladora | |

O britador de um eixo tem o eixo excêntrico solidário com a mandíbula móvel. Por isso esta recebe em sua extremidade superior um movimento circular. A abanadeira, na extremidade inferior, contém este movimento. O movimento resultante, além da aproximação e afastamento, tem uma componente vertical em que a mandíbula móvel se move para baixo durante a aproximação e para cima durante o afastamento. (CHAVES, 1988)

O britador de dois eixos transmite o movimento excêntrico a uma biela que, contida por duas abanadeiras, tem um movimento oscilatório só na direção vertical. O movimento transmitido à mandíbula móvel é portanto puramente de aproximação e afastamento. (CHAVES, 1988)

No britador de um eixo, a britagem é feita por compressão do material entre as mandíbulas, existindo sempre uma componente considerável de cisalhamento. No caso do britador de dois eixos (tipo Blake), não ocorre cisalhamento (ITEP, 1980).

Os britadores de mandíbulas de um e de dois eixos são usados na britagem primária em blocos de elevadas dimensões/dureza e com grandes variações de tamanho na alimentação. Também são usados na britagem secundária. Estes, porém, possuem relação comprimento/largura diferente, maior na secundária (FUJIMURA, 1992).

A granulometria do produto é estabelecida pelo ajuste da abertura de saída, sendo então definida pela razão de redução que deve estar em torno de 5:1.

A comparação entre os dois tipos de britadores mostra que: (ITEP, 1980)

- a) Para uma mesma abertura de alimentação e de saída, o de dois eixos é mais pesado e tem capacidade maior;
- b) o britador de um eixo sofre maiores solicitações nos rolamentos excêntricos, tem maior desgaste nas mandíbulas, apresenta produto com maior quantidade de finos e mostra menor rendimento;
- c) o britador de um eixo é normalmente mais econômico para materiais moles e pequenas produções. Para maior produção e para material mais tenaz e abrasivo, o britador tipo Blake é o mais aconselhável (FAÇO, 1994).

2.3.3. Nomenclatura

O tamanho dos britadores é indicado pela dimensão da câmara de britagem. Como exemplo, temos o britador 42" x 48" que apresenta boca com 42" de largura e 48" de comprimento das mandíbulas. São fabricados desde tamanhos de laboratório (6" x 8") até 60" x 84" (tipo Blake). (WILLS, 1981)

2.3.4. Material de Confeção das Mandíbulas

Talvez o capítulo mais importante de um estudo sobre desgaste de mandíbulas seja a sua própria constituição. Isto realmente ocorre na maioria dos trabalhos sobre desgaste em britadores pesquisados. Na verdade, os testes propostos nestes trabalhos servem para comparar, em função do desgaste, os diferentes materiais utilizados na fabricação das mandíbulas. Este estudo deve e é muito bem realizado por metalurgistas. Como no nosso caso o objetivo é o de estudar a influência do material que irá ser britado, apenas apresentaremos o principal tipo de aço utilizado e como ele responde às condições de desgaste.

Como as mandíbulas constituem as partes que estão submetidas à ação direta da rocha a ser britada, é necessário que sejam fabricadas com material que apresente alta resistência ao desgaste. O material utilizado em sua fabricação é o aço-manganês, também chamado de aço manganês austenístico ou ainda aço Hadfield, em homenagem a seu inventor (SIRIANI, 1972).

Estes aços caracterizam-se pelos elevados teores de C e Mn, apresentando alta resistência mecânica, alta ductibilidade, além de excelente resistência ao desgaste. Por apresentar estas características, eles são extensamente usados nos serviços em que haja combinação de resistência à abrasão e elevados impactos, como é o caso da britagem. (ROTONDARO, 1989a)

A propriedade mais significativa deste tipo de aço é seu aumento de dureza por deformação a frio. Isto quer dizer que quanto mais força de compressão ele exerça, maior será o aumento de dureza. Quando as mandíbulas novas são instaladas no britador, apresentam a superfície relativamente dúctil, melhorando a sua resistência com o próprio trabalho de britagem. O desgaste da mandíbula se dá quando a rocha desce pela câmara atritando a superfície da mandíbula e não pelo impacto desta na rocha. A medida que a

camada superficial é desgastada por abrasão, novas camadas se oferecem aos impactos e renovam a maior capacidade de resistência ao desgaste (ROTONDARO, 1989b; ITEP, 1980; TRUSCOTT, 1923). O cromo é freqüentemente adicionado ao aço manganês para melhorar as propriedades de dureza do aço. (ROTONDARO, 1978)

2.3.5. Mecanismos de Fratura nos Britadores de Mandíbulas

Os fragmentos rochosos, com exceção de partículas muito pequenas, podem ser considerados como substâncias sólidas de comportamento mecânico frágil, ou seja, material que apresenta fratura do tipo frágil e exhibe deformações proporcionais às tensões, até o momento da ruptura.

A energia necessária à propagação de ruptura, com conseqüente geração de novas superfícies, é suprida pela energia de deformação acumulada nas fissuras pré-existentes. Esta energia é fornecida pelo movimento cíclico de abertura e fechamento do elemento móvel do britador (mandíbula ou cone) e deve ser suficiente para prover a energia de superfície para as novas superfícies criadas por fraturamento.

A maneira como as partículas se fraturam depende também da natureza da rocha e da maneira como a força é aplicada às partículas. Sob a força de compressão, poderá romper por tração, cisalhamento ou ainda por combinação destes dois efeitos. Esta força poderá ser aplicada tanto de forma lenta como rápida e a taxa de carregamento exerce uma influência notável no modo da fratura e no consumo de energia (item 2.1.2).

A fragmentação em britador de mandíbulas ocorre sob condições de rápido carregamento, tal como em impacto de corpos em movimento. Nestas condições, a energia aplicada excede a requerida pelo fraturamento e, em conseqüência, produz fraturamentos múltiplos, com um grande número de partículas de tamanhos variados.

Assim, a identificação dos processos de fragmentação passa necessariamente pela melhor compreensão da mecânica de fratura rochosa e de sua relação com a intensidade da energia posta em jogo no instante em que isto ocorre.

Em um britador de mandíbulas, o processo de redução ocorre por estágios sucessivos de compressão e alívio. Um fragmento atinge uma posição em que fica preso entre as mandíbulas ou entre manto e côncavo (britadores giratórios). O fragmento é fraturado

pelas forças de compressão aplicadas pelo britador e os novos fragmentos resultantes escorrem para baixo até encontrar nova posição em que cada um deles fica preso, sendo então submetido a nova compressão. Pode-se dizer que cada fragmento é submetido a uma operação de classificação antes do próximo evento de quebra. Isto é simples de entender através da Figura 2.18. Durante o fechamento da mandíbula, uma porção do minério é britado e, durante a abertura, os fragmentos originados que são maiores que a abertura de saída são retidos entre as mandíbulas para serem britados no próximo fechamento. O mesmo tipo de processo ocorre nos britadores cônicos e giratórios. (FUJIMURA et al, 1994)

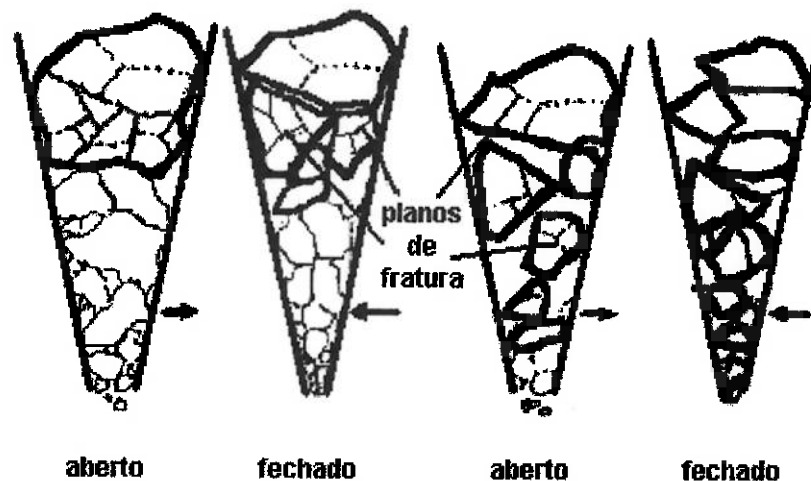


Figura 2.18. Mecanismo de quebra e classificação (after LYNCH, 1977)

As forças que agem durante a britagem em um britador de mandíbulas ou da família dos giratórios são principalmente de compressão. Desta forma a fratura ocorre no plano onde a tensão de cisalhamento, deduzida de resistência ao atrito, é máxima (no ensaio de compressão simples, no plano a $45^\circ - \varphi/2$ à direção da compressão, onde φ = ângulo de atrito interno). Como a geometria do espaço entre as mandíbulas, ou entre manto e côncavos, é fixa para um dado equipamento e para uma dada regulagem (abertura), e como a britagem ocorre de maneira contínua (apenas em posições em que a partícula não pode mais progredir em seu movimento descendente), é de se esperar uma certa regularidade das distribuições granulométricas dos produtos de britagem. (FUJIMURA et al, 1995)

A distribuição granulométrica da alimentação não teria, a princípio, influência nenhuma pois as partículas finas passariam livremente através do britador. Na realidade, o próprio

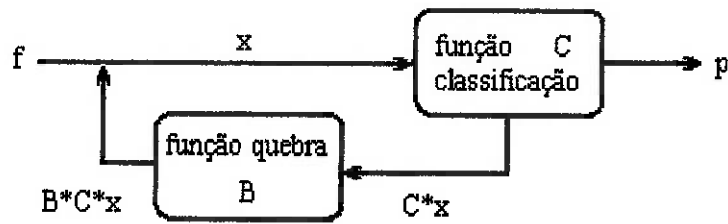


Figura 2.20. Representação esquemática do modelo de britador

Na modelagem na notação vetorial, cada fluxo é descrito como um vetor de taxas de fluxos em cada fração granulométrica, de grossa a fina. A classificação pode ser representada por uma matriz quadrática com elementos diagonais correspondendo a uma função classificação. A quebra pode ser representada por uma matriz triangular de ordem inferior.

Se um britador é considerado como um processo de quebra em etapas, então ele pode ser modelado em termos de um balanço de massa em estado estacionário. (Figura 2.20).

As equações do balanço de massa podem ser escritas sobre cada nó como:

$$x = f + BCx \quad (19)$$

$$x = p + Cx \quad (20)$$

onde: x = vetor representando a quantidade em cada fração granulométrica entrando no britador;

f = vetor de distribuição granulométrica da alimentação

p = vetor de distribuição granulométrica do produto

C = função de classificação, uma matriz diagonal descrevendo a proporção de partículas em cada intervalo de tamanho selecionado para entrar na zona de britagem

B = função de distribuição de quebra, uma matriz triangular de ordem inferior que fornece a distribuição relativa de cada fração granulométrica após a quebra.

Os vetores x , f e p podem ser pensados como o fluxo de massa do material em cada fração granulométrica.

C é uma função nas quais os parâmetros são específicos da máquina e dependem das condições de operação. A função é estreitamente relacionada com a abertura de saída do britador nas posições aberta e fechada.

B é uma função de quebra na qual os valores de seus elementos são específicos do minério e são determinados através de resultados de testes laboratoriais de quebra por impacto, como veremos adiante.

Combinando os resultados das equações 19 e 20, chegamos à equação do modelo de britagem de WHITEN (1972a):

$$p = (I - C) * (I - B C)^{-1} * f \quad (21)$$

onde: I = a matriz unitária (uma matriz diagonal com todos os elementos diagonais iguais a unidade, e o resto zero)

A classificação ou seleção de partículas para a quebra no britador é primeiramente dependente do tamanho de partícula, com a probabilidade de seleção aumentar por unidade para todas as partículas maiores do que a abertura de saída do britador na posição aberta.

WHITEN (1972b) descreveu esta seleção pelas seguintes funções:

$$\begin{aligned} C(x) &= 0.0 & x < K1 \\ C(x) &= 1.0 - \left[\frac{K2 - x}{K2 - K1} \right]^{K3} & K1 < x < K2 \\ C(x) &= 1.0 & x > K2 \end{aligned} \quad (22)$$

Onde:

- K1** - tamanho abaixo do qual as partículas vão direto ao produto;
- K2** - tamanho acima do qual as partículas vão direto para a quebra;
- K3** - descreve a forma da função de classificação definindo a probabilidade de partículas de tamanho intermediário irem para a quebra.

K1, K2 e K3 são parâmetros do modelo que são determinados por uma técnica de ajuste não linear, sendo depois relacionados às condições de operação por regressão linear múltipla. Em uma grande faixa de casos estudados tem sido observado que K3 pode ser mantido constante em 2,3. A Equação 22 é portanto usualmente uma função de 2 parâmetros, como mostra a Figura 2.21.

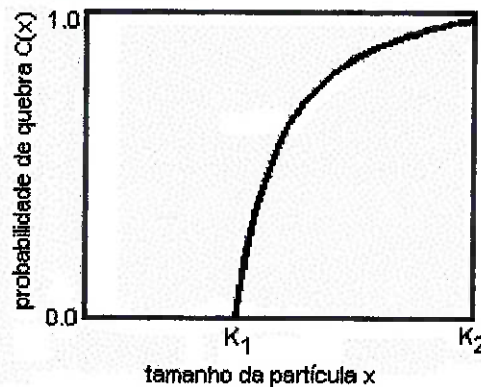


Figura 2.21. Forma da função de classificação de WHITEN (1972b)

2.3.7. Modelamento das Funções de Seleção e Quebra

Para usar o modelo de britador para prever a granulometria do produto, devem ser encontrados os valores para as constantes K1 e K3 das funções de classificação C (Equação 22) e de quebra, B. A substituição na Equação 21 irá fornecer a distribuição granulométrica do produto (p), a partir de uma distribuição granulométrica particular da alimentação (f).

Como visto, K3 é uma constante normalmente mantida em 2.3 e K1 e K2 são uma função fortemente relacionada ao ajuste do britador e experimentos confirmam esta visão. Entretanto, revelou-se que K1 e K2 também são funções da capacidade e da granulometria de alimentação e das características do revestimento. A maioria dos pesquisadores estabelecem estas relações ajustando K1 e K2 aos dados levantados industrialmente e fazendo regressões dos dados ajustados em função das condições

operacionais (WHITEN 1984; KARRA 1982; ANDERSEN 1988). As relações apresentadas a seguir são baseadas em testes em britadores de cone de 7 pés relatados por ANDERSEN; NAPIER-MUNN (1990):

$$K1 = A_0 + CSS - A_2 TPH + A_3 F_{80} + A_4 LLEN \quad (23)$$

$$K2 = B_0 \pm B_1 CSS + B_2 TPH + B_3 F_{80} - B_4 LHR + B_5 ET \quad (24)$$

$$K3 = C_0 \text{ (usualmente 2.3)} \quad (25)$$

onde: **CSS** - abertura de saída na posição fechada;
TPH - capacidade de alimentação (base seca em t/h);
F₈₀ - tamanho em que 80% é passante na alimentação;
LLEN - comprimento do revestimento do manto;
LHR - tempo de uso do revestimento;
ET - excentricidade (mm).

Os sinais dos parâmetros nas equações 21 e 22 mostram as tendências esperadas com as variáveis dominantes do ajuste do britador, com a capacidade e com a granulometria de alimentação. Ambas as constantes são fortemente relacionadas com o ajuste do britador. K1, o tamanho abaixo do qual todas as partículas escapam da quebra, diminui com o aumento da tonelagem. Há poucas evidências de que K2, o tamanho acima do qual todas as partículas são britadas, deve aumentar ou diminuir com a tonelagem.

K1 e K2 também são influenciados pelo perfil do revestimento, pela inclinação efetiva e pela abertura de saída do britador na posição fechada e aberta. Mesmo com um bom controle da alimentação, o revestimento regular de britadores de cone esgotam-se rapidamente. O perfil do revestimento também é um importante fator, influenciando a utilização da energia, a capacidade e a granulometria do produto. Para um modelo detalhado, é vantajoso incluir fatores de correção adicionais para as horas de operação e para as características do revestimento. Estes fatores são específicos da operação, mas algumas tendências gerais são ilustradas nas equações 23 e 24. Observou-se que K1 aumenta com o comprimento do revestimento em britadores de cone (baseado em

experimentos com somente dois comprimentos). Isto foi interpretado como uma melhora na classificação interna, permitindo que um maior número de partículas finas escapem de britagens adicionais (ANDERSEN; NAPIER-MUNN, 1990).

K2 diminui com o desgaste do revestimento aumentando o número de partículas grossas selecionadas para a quebra. O efeito é atribuído a um aumento no comprimento da zona de britagem paralela com o desgaste dos revestimentos. Simulações mostraram que isto pode resultar num aumento da produção. Na prática, a capacidade de alimentação pode ser prejudicada pela mudança no perfil do revestimento, aumentando a probabilidade do britador trabalhar afogado. Conforme vai se chegando ao fim da vida útil do revestimento, o aproveitamento da energia para quebra diminui e, conseqüentemente, a produtividade do britador cai.

Pelo que vimos até agora, fica claro que a distribuição granulométrica do produto da britagem é controlada pelo ajuste da abertura de saída na posição fechada, pela capacidade e granulometria de alimentação.

O método desenvolvido pela JKMRC - *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre* (NAPIER-MUNN, 1996) - para prever a distribuição granulométrica do produto e a energia consumida no processo de cominuição, utiliza testes laboratoriais de quebra por impacto de partículas individuais. A JKMRC utiliza os testes de Pêndulo Duplo (*Twin Pendulum*) e o *Drop Weight* brevemente descritos a seguir:

– pêndulo duplo (*twin pendulum test*)

Utiliza o dispositivo indicado na Figura 2.22. É constituído de um pêndulo de impacto e um de reação suspensos por um arranjo fixo. A partícula selecionada para teste é presa no pêndulo de reação por uma fita adesiva. O pêndulo de impacto é solto em sua direção de uma altura conhecida. Após a colisão, o pêndulo de reação oscila entre uma fonte de laser e um detector, de modo que o feixe do laser forme um ângulo reto com o seu plano de oscilação. Seu movimento é monitorado por um computador que registra o tempo e o número de oscilações.

Apesar de ser um dispositivo simples, sua operação tem limitações, o tempo despendido é grande e os resultados obtidos são imprecisos. Por este motivo, vem sendo substituído pelo *drop weight*.

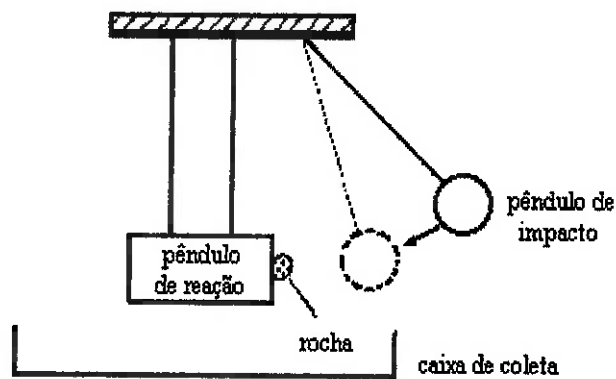


Figura 2.22. Esquema do dispositivo de pêndulo duplo (NAPIER-MUNN et al, 1996)

– *drop weight*

O dispositivo utilizado neste teste é ilustrado na Figura 2.23.

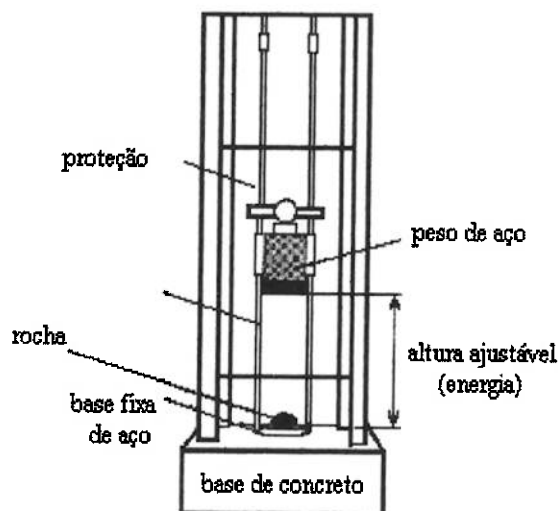


Figura 2.23. Esquema do dispositivo do teste *drop weight* (NAPIER-MUNN et al, 1996)

Consiste de um peso de aço que desliza verticalmente entre dois trilhos guias. Um guincho elétrico é usado para elevá-lo ou abaixá-lo para uma altura conhecida. O peso é solto por uma chave pneumática e desce pela ação da gravidade, quebrando a partícula colocada na base de aço. Uma faixa larga de energia pode ser fornecida para a quebra através da mudança da altura de queda ou da massa do peso. O peso padrão induzido é de 20 kg, podendo chegar a 50 kg. A altura efetiva de queda varia de 0,05 a 1,0 m.

O método JKMRC utiliza um conjunto de curvas, levantada pelos testes acima, para prever a distribuição granulométrica produzida em um processo de cominuição de graus de redução ou energias de entrada crescentes.

Se uma partícula simples de tamanho conhecido é quebrada, o produto pode ser representado em um gráfico da % passante acumulada em função de uma série $\sqrt{2}$ de aberturas de tela, como ilustrado na Figura 2.24a. O produto também pode ser representado em termos do tamanho original da partícula pela divisão do eixo x pelo valor deste tamanho (Figura 2.24b).

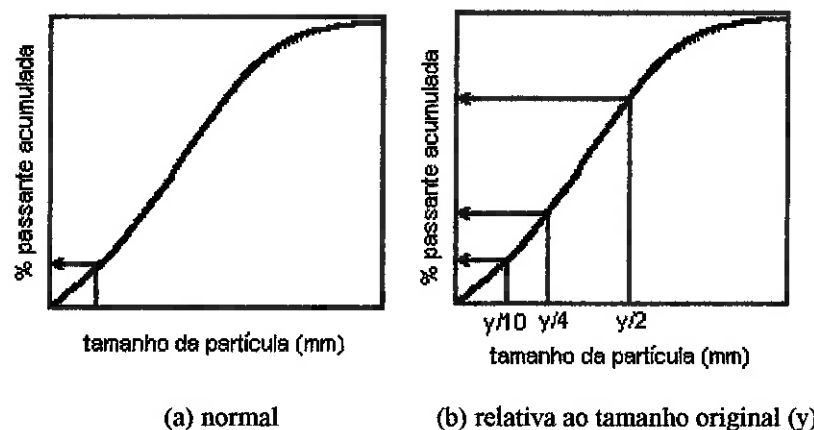


Figura 2.24. Distribuições granulométricas do produto de quebra (NAPIER-MUNN, 1996)

Os pontos na distribuição granulométrica selecionados são definidos como a % passante, t , em uma fração do tamanho original da partícula, y . Assim t_2 é a % passante na abertura de $1/2$ do tamanho original da partícula, t_4 na de $1/4$ e t_{10} na $1/10$.

Considerando somente a partícula original, todos os valores t são 0. Para uma partícula pouco quebrada, t_{10} tem um valor pequeno. Na quebra em britadores, t_{10} fica entre 10 e 20% e para moinhos tubulares, 20 a 50%.

Para fazer uso desta descrição de quebra de minério, os pontos marcados t_2 , t_4 , t_{25} , t_{50} e t_{75} são colocados em forma de matriz em função de t_{10} . Os mesmo dados podem ser representados graficamente como na Figura 2.25, que cobre uma larga faixa de tipos de minério.

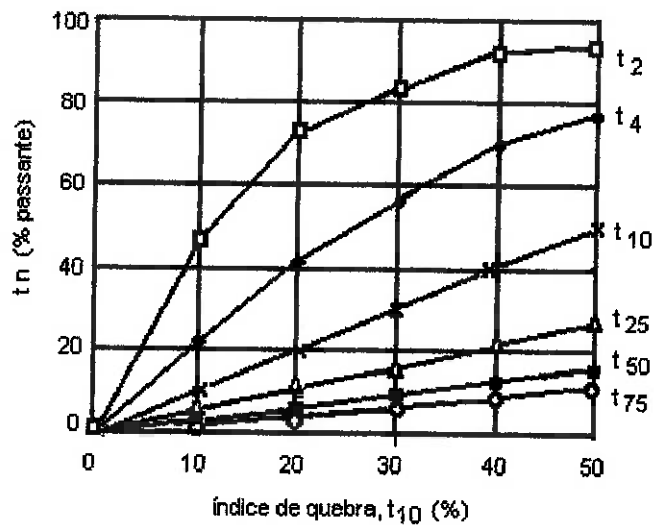


Figura 2.25. t vs grau de quebra, (t_{10}) (after NARAYANAN, 1985)

Cada linha vertical ou t_{10} representa uma completa distribuição granulométrica, expressa como % passante em massa acumulada. Portanto, se um dado representado na Figura 2.25 pode ser medido para um determinado tipo de minério, ele pode ser usado para prever a distribuição granulométrica a qual resultará em algum grau de quebra conhecido, ou valor t_{10} . Esta conveniente representação de dados de quebra é conhecida como família de curvas t_{10} (NARAYANAN; WHITEN, 1988). O parâmetro t_{10} é definido como a % passante acumulada em $Y/10$ onde Y é a média geométrica do intervalo granulométrico das partículas ensaiadas. Conhecendo-se as curvas para um determinado material, e dado um t_{10} (de um modelo), toda a distribuição granulométrica do produto pode ser reconstituída. Extensivos ensaios tem demonstrado que a mesma família de curvas pode representar a quebra de uma larga faixa de tipos de minério, dos mais duros aos mais brandos, tendo valores menores e maiores de t_{10} respectivamente para uma dada energia de cominuição. (NAPIER-MUNN et al, 1996)

Tais curvas constituem a informação essencial necessária de um minério específico para o modelamento e simulações precisas do processo de cominuição. Estas distribuições granulométricas do produto de quebra, também chamadas de funções de aparência (*appearance function*) constituem uma parte integral dos modelos matemáticos de equipamentos de cominuição industriais.

O método JKMRC revela que a maioria dos minérios frágeis e rochas de pedreiras quebram em britadores de modo similar e podem ser representados por um único conjunto de curvas t (NAPIER-MUNN et al, 1996). A Tabela 2.2 mostra a função aparência

para minérios metálicos e diamantíferos estudados por ANDERSEN (1988). Esta informação é representada no simulador por funções de curvas ajustadas, com os seus nós representando os valores de t_{10} de 10, 20 e 30%. Entretanto, deve-se tomar cuidado em britagens de minérios não usuais. Nestes casos, a função de aparência deverá ser obtida usando métodos descritos acima.

Parâmetro de quebra t_{10} (%)	Tamanho relativo ao tamanho original				
	t_{75}	t_{50}	t_{25}	t_4	t_2
10.0	2.8	3.3	5.4	21.2	49.6
20.0	5.7	7.2	10.3	45.0	74.9
30.0	8.1	10.8	15.7	61.4	85.2

Tabela 2.2. . Função de aparência geral para modelo de britagem

Se o valor de t_{10} predominante é conhecido, a distribuição do tamanho do produto total pode ser reconstruído destes dados (o simulador usa a interpolação da curva).

O parâmetro t_{10} do modelo de britagem é característico de uma operação particular. Pode ser reajustado a partir dos dados das distribuições granulométricas da alimentação e do produto para uma condição operacional particular, assumindo uma função de aparência tal como na Tabela 2.2. No trabalho de ANDERSEN (1988) com britadores de cone de 7 pés, constatou-se que t_{10} permanece relativamente constante na faixa de 18-20. Entretanto, em geral, t_{10} tende a depender das condições de operação, assim como para K1 e K2. A equação de regressão usual tem, a forma:

$$T_{10} = D_0 - D_1 \text{CSS} + D_2 \text{TPH} - D_3 F_{80} \quad (26)$$

que nos mostra, como já visto, que T_{10} é função da abertura na posição fechada (CSS), da capacidade de alimentação (TPH) e da granulometria de alimentação (F_{80}).

O ajuste do modelo de britagem pode ser feito estimando-se K1, K2 e T_{10} . Isto é feito através de um único conjunto de dados de distribuições granulométricas de alimentação e de produto. Para estimativas iniciais, deve-se usar:

- K1 = Abertura de saída na posição fechada ou aberta;
K2 = Tamanho da maior partícula do produto;
 t_{10} = 5 - 10 para britagem primária
10 - 15 para britagem secundária
15 - 25 para britagem terciária

Para dados razoáveis, este modelo é fácil de ser ajustado e surpreendentemente útil, e as equações 23, 24 e 26 permitem que uma larga faixa de condições de britagem sejam adaptadas.

Para aproximar uma alimentação afogada ou uma redução de abertura, simplesmente reduz-se K1 e K2 em proporções e aumenta-se t_{10} até no máximo de 25.

As variáveis chaves são usualmente a taxa de alimentação e a abertura do britador. Cinco ou seis bons conjuntos de dados de testes para taxas de alimentação e aberturas significativamente diferentes são necessários. A condição do revestimento deve permanecer constante. Cada conjunto de dados pode ser ajustado e as dependências secundárias são estabelecidas através de regressões lineares múltiplas. Entretanto, o *JKSimMet framework* permite conjuntos múltiplos de dados a serem modelados e ajustados concomitantemente, provendo um método mais eficiente. Depois de tudo, são as distribuições granulométrica do produto que deverão ser previstas e não os parâmetros do modelo. Calibrações deste modelo para desgaste do revestimento e alimentação grosseira requerem pelo menos 20 conjuntos de dados com bom espalhamento de valores das variáveis.

2.3.8. Previsão da Energia de britagem

O modelo original de WITHEEN (1972a) usava três maneiras de calcular a potência ou energia consumida (item 2.1.3):

- Kick (energia varia com massa);
- Bond (energia varia com tamanho);
- Rittinger (energia varia com superfície)

Qualquer uma ou todas estas três podem ser utilizadas, em princípio, na equação de regressão para prever o comportamento da potência no britador. ANDERSEN (1988), entretanto, desenvolveu um método melhor onde utiliza os testes laboratoriais JKMRC de quebra de partículas individuais por impacto (item 2.3.6).

O método é baseado em um modelo de potência simples que relaciona, para um mesmo grau de redução, a potência real utilizada pelo britador com a potência requerida para a quebra de uma única partícula. Esta é obtida através dos ensaios de pêndulo ou *drop weight* (ANDERSEN; NAPIER-MUNN, 1988; MORREL et al, 1992).

A relação tem a seguinte forma:

$$P_c = A P_p + P_n \quad (27)$$

onde: P_c - potência real utilizada pelo britador com carga (kw);

P_n - potência real utilizada pelo britador sem carga (kw);

P_p - potência de pêndulo calculada (kw);

A - fator de escala adimensional para um britador particular, obtido por regressão.

P_p é portanto a energia total requerida para reduzir a distribuição granulométrica da alimentação no britador, como se toda a redução acontecesse no pêndulo ou no *drop weight*.

O cálculo da potência do pêndulo (P_p) é baseado no modelo de britador, descrito no item 2.3.6. C é essencialmente uma função de seleção que descreve a probabilidade de quebra de partículas dentro do britador (t/h). O produto $C_i x_i$ é portanto o fluxo de massa de partículas de tamanho i que serão britadas. Pode ser calculado pela solução do balanço de massa indicado na Figura 2.20 quando os dados de fluxos de massa e as distribuições granulométricas da alimentação e do produto da planta industrial estão disponíveis e quando a função de quebra B é conhecida do valor eficaz de t_{10} (obtido dos testes de quebra). A energia de cominuição específica, E_{cs_i} , própria de cada tamanho i pode ser obtida das curvas de relações t_{10} - tamanho - E_{cs} obtidas nos testes de quebra. A força do pêndulo é dada por:

$$P_p = \sum_{i=1}^j Ecs_{t_{10}i} C_i x_i \quad (\text{kwh}) \quad (28)$$

onde: $Ecs_{t_{10}i}$ - energia de cominuição específica para um valor eficaz de t_{10} para um tamanho i (kwh/t);

j - número de intervalos de tamanho

C_i - probabilidade de quebra de tamanho i ,

x_i - fluxo de massa de tamanho i no britador (t/h)

Pelo acompanhamento do mesmo britador sob uma variedade de consumos de energia e graus de redução, é possível estabelecer um valor de A da Equação 27. Isto é feito por uma simples regressão linear de mínimos quadrados. A pode representar a ineficiência da utilização de energia pelo britador (inclusive ineficiências na transmissão) comparada àquela do pêndulo ou *drop weight*. Portanto, $100 / A$ é a eficiência energética do britador, que é uma porcentagem da energia do pêndulo.

P_n é uma constante estritamente relacionada ao consumo de energia do britador sem carga. É ajustada pelo processo de regressão. A energia sem carga varia com a capacidade e é uma função da eficiência do motor de acionamento.

Em uma situação de campo, conhecendo-se as distribuições de uma alimentação e de um produto desejado, obtêm-se, através de testes de quebra, a relação t_{10} - tamanho - Ecs para o minério a ser processado. Essa informação é usada no modelo para calcular a energia de cominuição total requerida. As condições de energia de britagem podem então ser determinadas para um britador similar através de uma regressão de energia da forma da Equação 27.

2.4. DESGASTE ABRASIVO

2.4.1. Introdução

O termo **desgaste** é definido pela SOCIETY OF AUTOMATIVE ENGINEERS INC - SAE (1968), baseado nas várias definições normalizadas (DIN, ASTM), como “a alteração indesejável e usualmente gradual da superfície de uma peça pela perda de pequenas partículas como conseqüência de uma ação mecânica” e ocorre devido ao movimento relativo entre a superfície e a(s) substância(s) em contato (TYLSAC, 1992). O desgaste é estudado pela **Tribologia** que é a ciência que analisa as superfícies em movimento relativo.

O desgaste abrasivo é um dos mecanismos de maior relevância pelos quais o desgaste de materiais ocorre. A SAE (1968) o definiu como “a remoção do material de uma superfície pela ação mecânica de partículas duras (abrasivo) em contato com esta superfície”. A AMERICAN SOCIETY FOR TESTING MATERIALS - ASTM G40-92 apresenta uma definição semelhante: “o desgaste abrasivo é a perda de massa resultante da interação entre partículas ou asperezas duras (abrasivo) que são forçadas contra uma superfície e se movem ao longo da mesma”.

BLICKENSDEFER (1978) chama a atenção para o fato que esta definição não caracteriza uma propriedade de um material mas de um sistema de materiais. É o resultado da interação entre o material e o abrasivo. O comportamento do material não depende somente de suas propriedades mas também das propriedades do abrasivo, do projeto e da geometria das peças e das condições operacionais. Surge então o conceito de sistema de desgaste ou **tribossistema** que considera todos os aspectos envolvidos na análise de um processo de desgaste. Pode-se afirmar então que a resistência ao desgaste de um material é uma propriedade relativa a um sistema específico de desgaste ou a um tribossistema.

Nota-se aqui a importância das condições do serviço e, principalmente, das características do abrasivo (rocha) no processo de desgaste na britagem. Este fato justifica os objetivos definidos neste trabalho, que procuraram verificar a influência das características mineralógicas e dos parâmetros físico-mecânicos da rocha, além das condições operacionais da britagem.

Podemos definir então um tribossistema mostrando os aspectos e variáveis que influenciam no desgaste durante os ensaios realizados neste trabalho (Figura 2.26).

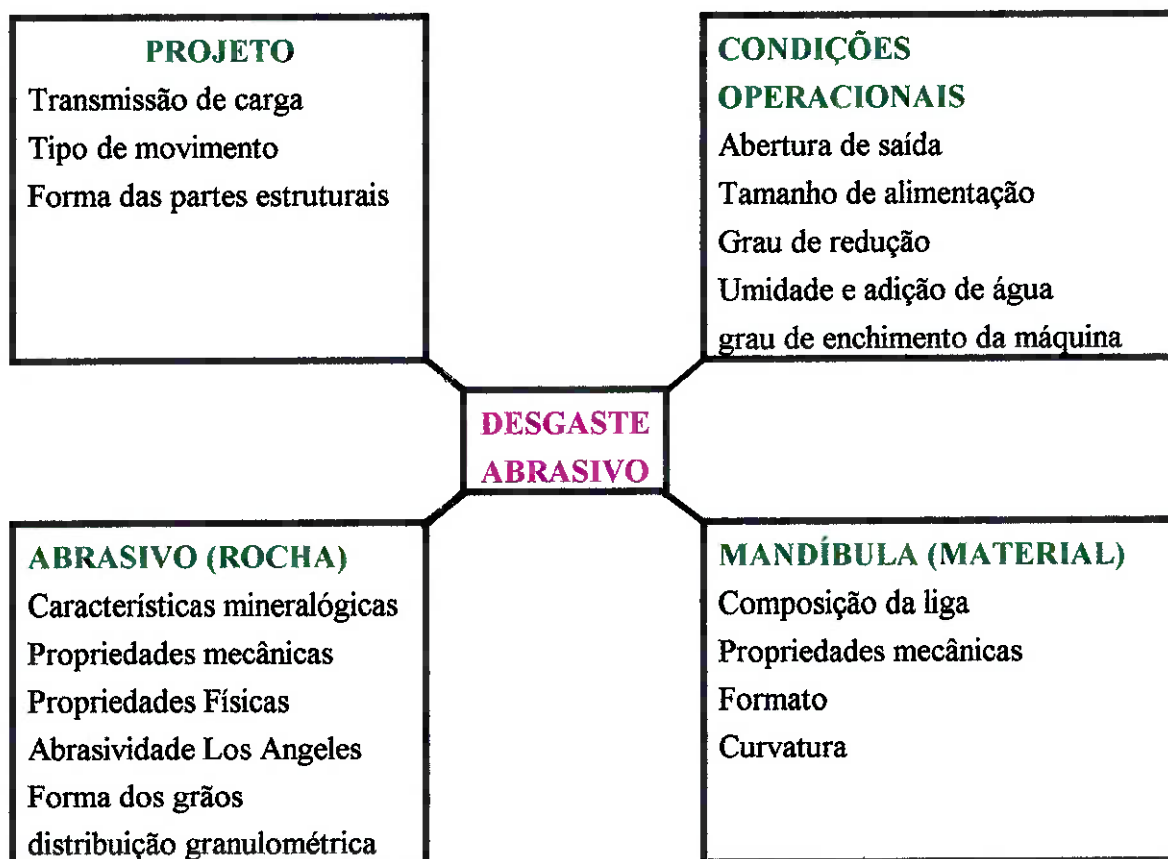


Figura 2.26. Tribossistema relativo aos ensaios realizados neste trabalho

Este trabalho não objetiva o estudo da influência dos aspectos ligados ao projeto do equipamento e às características da mandíbula, assuntos estes muito bem pesquisados pelas engenharias mecânica e metalúrgica.

O ponto nevrálgico neste tribossistema é sem dúvida as variáveis ligadas à rocha (abrasivo). Enquanto as demais variáveis podem ser definidas e/ou controladas, as características da rocha são muito heterogêneas. Como é de conhecimento, não existe duas rochas iguais. Além disso, nem mesmo dentro de uma jazida a rocha é a mesma. É assustador o número de variáveis envolvidas em relação à rocha: a gênese, a textura e a estrutura mineralógica, as propriedades mecânicas e tecnológicas, as alterações, o tamanho e forma dos grãos, a presença de minerais mais abrasivos (SIRIANI, 1972). O principal desafio deste trabalho é verificar a influência das diversas variáveis no desgaste da mandíbula do britador.

Os mecanismos de desgaste existentes são analisados dando-se maior ênfase aos que influenciam no processo de desgaste em britadores de mandíbulas.

2.4.2. Mecanismos de Desgaste

A terminologia e a classificação dos mecanismos de desgaste variam muito entre os autores. ZUM GAHR (1987) descreveu um sumário apresentando os principais processos que ocasionam o desgaste segundo várias fontes, como apresentado na Tabela 2.3:

Autores	MECANISMOS DE DESGASTE
Norma DIN 50320	adesão, abrasão, fadiga de superfície, reação triboquímica
Burwell & Strang	adesão, abrasão, desgaste corrosivo, fadiga de superfície, fretting, erosão, cavitação
Jahanmir	adesão, abrasão, desgaste corrosivo, fadiga de superfície, fretting, erosão, delaminação, desgaste por impacto, desgaste difusivo, desgaste por contato elétrico
Godfrey	adesão suave, adesão severa, abrasão, fadiga de superfície, corrosão-fretting, erosão delaminação, cavilação, eletro-corrosão, descarga elétrica, polimento
Rice	adesão, abrasão, fadiga de superfície, corrosão ou oxidação, contato elétrico

Tabela 2.3. Classificação dos mecanismos de desgaste segundo diferentes autores (ZUM GAHR, 1987)

É de consenso entre os diversos autores pesquisados que o desgaste por abrasão é considerado o principal mecanismo de desgaste (PINTAÚDE, 1996). Este tipo de desgaste é justamente o mais intensamente verificado em instalações de britagem de rochas e minérios. A seguir é apresentada a classificação em que está dividido o desgaste abrasivo e os micromecanismos existentes que promovem a perda de material.

2.4.3. Classificação do Desgaste Abrasivo

O desgaste abrasivo pode ser classificado quanto ao tipo de contato entre o abrasivo e a superfície do sólido em duas categorias:

- **abrasão a dois corpos:** ocorre quando um abrasivo desliza sobre uma superfície;
- **abrasão a três corpos:** abrasivo é “prensado” entre duas superfícies.

Também é classificado quanto ao tipo de contato com o meio externo:

- **fechado (restrito):** o desgaste é associado a ambas superfícies, e suas propriedades mecânicas possuem nítida influência uma sobre a outra.
- **aberto (livre):** apenas uma das superfícies é solicitada quanto ao desgaste, ou quando as propriedades de uma das superfícies não influenciam o desgaste da outra;

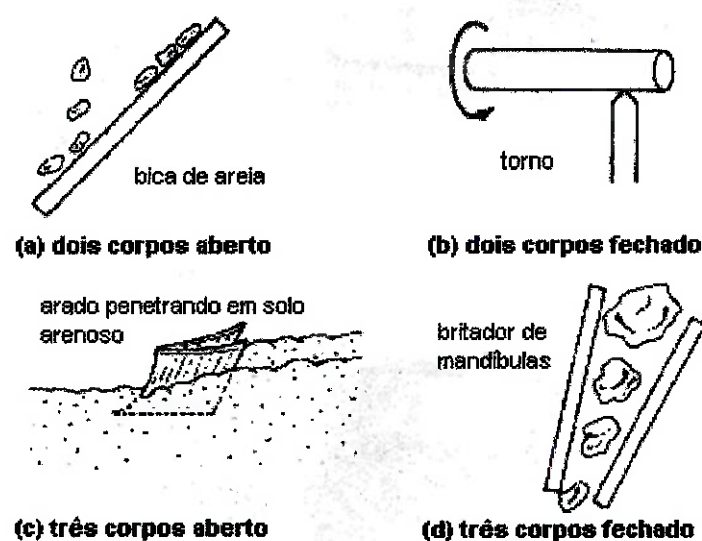


Figura 2.27. Tipos de desgaste abrasivo (TYLZAC, 1992)

Uma classificação posterior do desgaste abrasivo a três corpos apresentada por AVERY (1954) é baseada no nível de tensões a que as superfícies estão submetidas, em:

- **desgaste sob baixas tensões:** as partículas abrasivas não são fraturadas durante o processo. Apresenta baixa arranhadura da superfície;
- **desgaste sob altas tensões:** as partículas abrasivas são fraturadas durante o processo. A arranhadura da superfície é mais intensa;
- **“goivadura”:** quantidade de material removido em uma distância percorrida atinge níveis muito elevados, sendo um caso particular de abrasão sob altas tensões.

Como exemplo de desgaste abrasivo sob baixas tensões pode-se citar aquele que ocorre em uma bica de descarga de areia (Figura 2.27a). Neste caso ocorre um desgaste na superfície metálica onde o resultado é a arranhadura, normalmente pequena. A tensão sobre a partícula abrasiva não excede o esforço de britagem da mesma que, conseqüentemente, não se quebra (ROTONDARO, 1978).

Para o desgaste abrasivo sob altas tensões, pode-se citar aquele que ocorre na moagem e na britagem (Figura 2.27b). Durante a progressiva fragmentação do abrasivo ocorre o desgaste na superfície da mandíbula. Acredita-se que o desgaste seja causado por tensões de compressão concentradas no ponto de contato com o abrasivo (rocha) e o resultado é a deformação plástica, a fadiga dos componentes dúcteis e a quebra dos componentes duros da superfície do metal. A diferença em relação ao caso da bica é que neste o esforço para britagem do abrasivo (rocha) foi excedido, fraturando-o.

Já a “goivadura” ocorre quando pedaços macroscópicos de metal (cavacos) são arrancados de uma superfície pela ação de corte ou goiva dura de grandes peças de abrasivo, envolvendo tensões enormes tanto no abrasivo como na superfície de desgaste (ROTONDARO, 1978). Este caso ocorre na britagem onde a granulometria da rocha (abrasivo) é maior que na moagem.

2.4.4. Micromecanismos do Desgaste Abrasivo

Os principais micromecanismos de desgaste abrasivo responsáveis por perda de massa podem ser divididos em dois tipos (HUTCHINGS, 1992):

- a) os que são controlados por **deformação plástica**: ocorre em materiais dúcteis. São os mais importantes neste estudo pois estão relacionados com as ligas metálicas que constituem as mandíbulas;
- b) os que são controlados por **fratura frágil**: ocorre em materiais frágeis.

Os principais micromecanismos de desgaste abrasivo são (PINTAÚDE, 1998):

- **Microsulcamento**: deslocamento para as bordas laterais do material do sulco formado pela penetração do abrasivo. Não há perda de massa;
- **Fadiga**: acúmulo sucessivo de danos na superfície de desgaste até que atinjam uma quantidade suficiente para a formação de cavacos e, conseqüentemente, perda de massa. Ocorre posteriormente ao sulcamento e é resultante de contatos posteriores entre o abrasivo e a superfície encruada;
- **Microcorte**: mais efetiva forma de remoção de material em um processo abrasivo associado com deformação plástica. A partícula abrasiva atua como uma ferramenta de corte e o material é removido sob a forma de cavaco;
- **Formação de proa**: associada com um deslocamento de material na frente da partícula abrasiva, juntamente com o deslocamento lateral para as bordas do sulco. É uma forma branda de desgaste abrasivo, apresentando características intermediárias entre os micromecanismos de corte e de sulcamento.

Em materiais frágeis há um micromecanismo de falha adicional aos controlados por deformação plástica:

- **microtrincamento**: predominante quando as forças aplicadas pelo abrasivo excedem o ponto de ruptura do material

Neste caso a quantificação e a qualificação é mais complexa em razão das evidências de que há um certo nível de deformação plástica em materiais ou em fases frágeis durante a abrasão. ZUM GAHR (1987) resumiu em três as possíveis formas de geração e propagação de trincas durante o contato entre o abrasivo e o corpo:

- 1) microtrinca é gerada através do contato direto do abrasivo com uma fase frágil;
- 2) microtrinca é gerada ao redor de uma fase frágil devido a um campo de tensões elásticas de longo alcance;
- 3) microtrinca é gerada e se propaga através de uma matriz dúctil.

Os micromecanismos podem ser resumidos de uma forma simplificada como mostra a Figura 2.28 e são ilustrados na Figura 2.29:

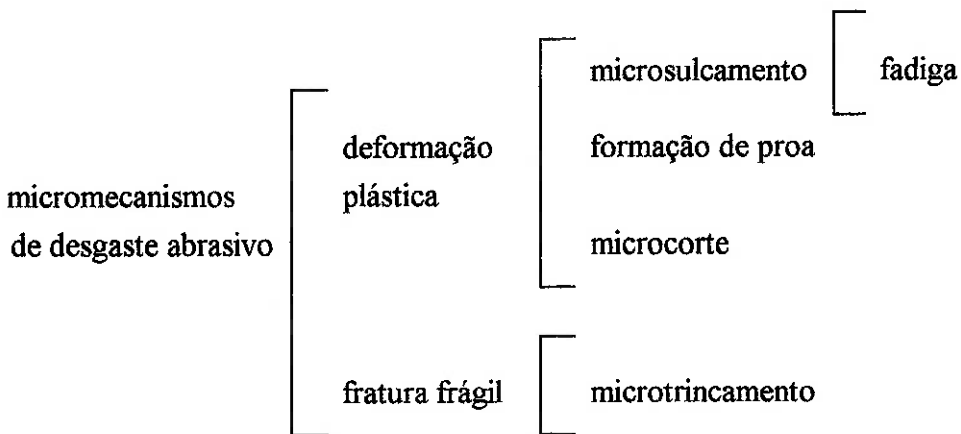


Figura 2.28. Resumo esquemático dos micromecanismos de desgaste abrasivo

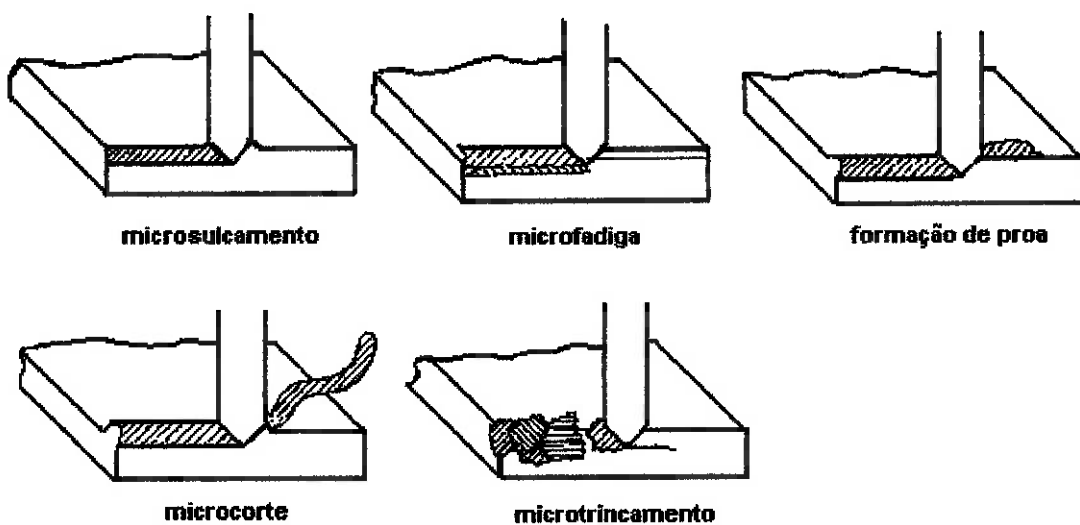


Figura 2.29. Micromecanismos de desgaste abrasivo

Não é de se esperar que os micromecanismos de desgaste abrasivo tenham limites definidos e é comum que ocorram vários deles simultaneamente. Alguns autores propõem formas de prever quando um micromecanismo deixa de ser importante e outro passa a ser em função de variáveis de tribossistema e/ou de propriedades dos materiais (PINTAÚDE, 1998).

Para avaliar a transição entre estes diferentes regimes alguns pesquisadores utilizam o ensaio conhecido como esclerometria linear. Este ensaio permite, com uma única partícula abrasiva, variar os parâmetros tidos como os mais influentes:

- o ângulo de ataque,
- a relação da dureza abrasivo/superfície de desgaste,
- a carga e a velocidade.

Nota-se aqui novamente a importância do estudo das características mecânicas e mineralógicas do material a ser britado, que irá influir na relação da *dureza do abrasivo / dureza da superfície de desgaste*, ou melhor ainda, na relação da *dureza do material britado / dureza da superfície da mandíbula*. Deste fato foi definido o efeito dos principais minerais presentes em cada rocha, suas respectivas durezas nas escalas Mohs e/ou Rosiwal e a influência no desgaste da superfície da mandíbula. Outros destes parâmetros que influenciam no desgaste superficial das mandíbulas são a carga, representada pelos esforços na abanadeira do britador, e o ângulo de ataque, que depende da forma dos grãos do material a ser britado. Estes assuntos são tratados nos itens seguintes.

2.4.5. Ensaio para Medida de Desgaste em Britadores de Mandíbulas

Os ensaios pesquisados procuram verificar essencialmente a influência das características do metal e não do abrasivo no desgaste. Os ensaios mais utilizados são o de roda de borracha e o pino sobre disco, normalizados respectivamente pelas Normas ASTM G65-91 e ASTM G99-90:

- **ensaio roda de borracha:** o ensaio abrasivo ocorre em um tribossistema a três corpos, onde são aplicadas baixas tensões. Apresenta boas relações com algumas situações reais tais como movimentação de terra e trabalhos de solo (discos de arado).

Pode reproduzir localmente situações de desgaste abrasivo a dois corpos em função de possível incrustação de abrasivos na rocha (PINTAÚDE, 1998);

- **ensaio pino contra disco:** tribossistema a dois corpos, utiliza lixas abrasivas. Neste ensaio é possível variar de forma bem ampla a carga aplicada, assim como a velocidade de ensaio. É conveniente para comparar desempenho entre materiais não muito diferentes. Não é aconselhável a utilização dos seus resultados para previsão da vida útil de componentes em razão das habituais especificidades dos tribossistemas reais. Outro problema é que a alteração no tamanho e na forma das partículas abrasivas alteram sensivelmente os resultados. (PINTAÚDE, 1998)

Existem outros tipos de ensaios. A escolha entre eles deve ser feita segundo BORIK (1972) atendendo as especificidades dos diferentes tribossistemas encontrados na prática a partir da classificação de AVERY (1954), como mostra a Tabela 2.4:

Tipo de solicitação	Ensaio recomendado
goivadura	Britador de Mandíbulas
Altas tensões	Moinho de bolas
Baixas tensões	Roda de borracha

Tabela 2.4. Ensaios recomendados segundo tribossistema

- **ensaio em britadores de mandíbulas:** normalizado pela Norma ASTM G81, reprovada em 1989. Determina a resistência à abrasão por goivadura de materiais. Como os outros, o objeto de estudo é o material usado na confecção da mandíbula e não a rocha britada (abrasivo). Serve para comparar novos materiais (teste) com outros já conhecidos (referência).

O teste envolve um pequeno britador de mandíbulas de laboratório com abertura de entrada de 4"x 6" (aproximadamente 100 x 150 mm), o mesmo utilizado neste trabalho. Utiliza um par de mandíbulas, compostas por ligas metálicas de referência e outro de teste. Um par de mandíbulas é colocado na parte fixa e outro na parte móvel. Cada mandíbula de teste deve ficar em frente a uma de referência. A abertura mínima é ajustada em 3,2 mm e uma carga de 225 kg (500 lb) de material de dureza apropriada é alimentada no britador. A abertura mínima é verificada e reajustada se necessário em 3,2 mm e outra carga de 225 kg de rocha é britada. Este procedimento

é repetido até que um mínimo de 900 kg (2000 lb) seja britada. As mandíbulas são então retiradas, limpas e pesadas, e a massa perdida em gramas é anotada. O volume de material é calculado através da perda de massa e da densidade dos materiais envolvidos. A taxa de desgaste é obtida pela divisão da perda em volume da mandíbula de teste pela perda em volume da mandíbula de referência. Isto é feito separadamente para as mandíbulas fixas e móveis. A média destas fornece a taxa de desgaste final do teste. Um valor menor que 1,0 mostra que a mandíbula de teste apresenta maior resistência ao desgaste que a de referência. Para mandíbulas de teste e de referência altamente resistentes deve-se aumentar a quantidade de rocha britada para 1800 kg.

Esta prática permite fazer uma escala de materiais e também de vida útil para os tipos de abrasão definidas como goivadura, em equipamentos de britagem e em algumas aplicações na mineração e movimentação de solo. Esta prática é considerada vantajosa como referência de desgaste, mas não para definir taxas de desgastes universais específicas, Já que o desgaste pode variar dramaticamente com a mudança das características (geológica, química, geométrica, mecânica) do material britado e do tipo de equipamento.

2.5. MECANISMO DE DESGASTE DAS MANDÍBULAS

2.5.1. Introdução

Durante o trabalho de britagem ocorrem diferentes tipos de desgaste. O mais importante deles é o desgaste abrasivo da mandíbula, classificado como a três corpos, do tipo fechado por goivadura. Os micromecanismos de desgaste abrasivo observados são aqueles controlados por deformação plástica, responsáveis pela remoção de material (item 2.4.3). A ação de arranhadura sob altas pressões é nítida. O material grosso rola e arranha a superfície da mandíbula antes de ser fragmentado. Este processo ocorre mais intensamente no britador de um eixo, onde o movimento elíptico do queixo força o material para baixo na câmara de britagem.

Como as pressões altas predominam na britagem, as mandíbulas, quando em operação, endurecem somente na face de trabalho, enquanto o restante da peça permanece dúctil e resistente à ruptura. Assim, a mandíbula consegue a resistência ao desgaste exatamente na zona mais necessária (item 2.3.4).

O desgaste é desigual ao longo da superfície, onde a parte inferior se desgasta mais rapidamente, qualquer que seja o tipo do britador de mandíbulas. A medida que a mandíbula se desgasta, processa-se concomitantemente novo endurecimento superficial. Porém é necessário realizar a inversão periódica da mandíbula para melhor aproveitamento da peça.

2.5.2. Dados na Literatura sobre Desgaste de Mandíbulas

Dados encontrados na literatura especializada são muito escassos apesar da importância do tema.

WAGANOFF (1956) estimou que um par de mandíbulas de aço manganês de um britador de mandíbulas de porte médio é capaz de produzir 1000 a 1500 m³ de agregados. Isto equivale a um intervalo de 800 a 1000 horas de trabalho na britagem de rochas com resistência mecânica entre 10 MPa a 75 MPa. Não informa se o britador é de um ou dois eixos e nem o tipo de material e o conteúdo mineralógico, tornando este dado de pouco valor.

TAGGART (1972) cita durações médias de mandíbulas de aço manganês de 3 a 6 meses em britadores tipo Blake. As durações extremas são de 40 dias para o caso mais crítico, ao britar um granito abrasivo, e de 2 a 4 anos para casos mais favoráveis, folhelho duro, resultando em um consumo de 4,5 a 30 gramas de aço manganês por tonelada de rocha britada.

MOLLING (1968) já havia estudado antes de TAGGART esta variação e chegou a ordená-la em função da abrasividade em escala denominada Série Molling.

Rocha e minério		Produção (t/mandíbula)	
A	quartzo		5.000
B D	pórfiro	D	
R E	granito	D E	
A C	minério de zinco	E C	
S R	quartzito	S R	
I E	gabro	G E	
V S	diorito	A S	
I C	magnetita	S C	
D E	sienito	T E	
A N	arenito	E N	
D T	minério de cobre	T	
E E	dolomita	E	
	calcáreo		100.000 a 250.000

Tabela 2.5. Série de MOLLING (1968)

MOLLING (1968) procura correlacionar a natureza da rocha e a sua abrasividade no desgaste das mandíbulas.

SIRIANI (1972) foi o primeiro pesquisador brasileiro a realizar um trabalho notável de pesquisa sobre este assunto. Em sua Tese de Doutorado, realizou uma série expressiva de testes de desgaste em laboratório, levantando dados industriais de 84 instalações de pedreiras. As principais conclusões foram:

- 1) a abrasividade crescente ocorre na seguinte ordem: calcário, basalto, diabásio, gnaisse, granodiorito, granito e quartzito;

- 2) o rendimento útil da mandíbula, calculado como uma relação entre o seu peso inicial e o final após o desgaste, apresenta valor médio de 37,1%, o que corresponde a uma perda por sucata de 62,9% em média.

2.5.3. Método para Medição Indireta de Desgaste

O método proposto por SIRIANI (1972) relaciona a energia consumida durante a britagem com o desgaste das mandíbulas e o tipo de rocha britada. Para uma determinada quantidade de energia consumida durante a britagem, o desgaste cresce na seguinte seqüência: basalto, diabásio, gnaiss, granodiorito, granito e quartzito. Este fato comprovou a importância do tipo litológico da rocha, seja no desgaste abrasivo da mandíbula como no consumo de energia durante o processo. A Figura 2.30 mostra a relação entre a energia consumida na britagem e desgaste para diferentes tipos de rocha.

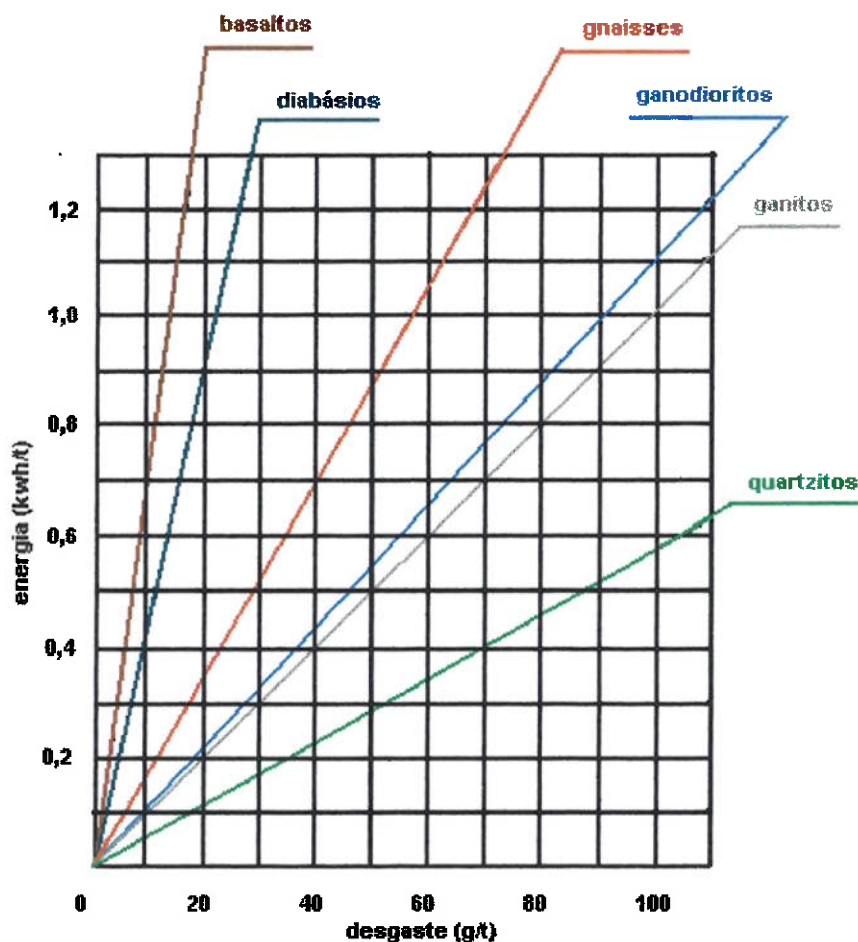


Figura 2.30. “energia consumida x desgaste para diversos tipos de rocha” (SIRIANI, 1972)

2.5.4. Fatores que Influenciam no Desgaste Abrasivo das Mandíbulas

SIRIANI (1972) na sua Tese de Doutorado considerou os seguintes fatores importantes no processo de desgaste dos revestimentos nos britadores de mandíbulas:

2.5.4.1. Características operacionais da máquina

Como já citado, o britador de um eixo apresenta maior desgaste que os do tipo Blake. Além disso, outras características como a velocidade de rotação, a amplitude de movimento e a forma do queixo são também importantes.

As mandíbulas fixas tendem a se desgastar mais do que as móveis devido a ação de “esmerilhamento” a que ficam sujeitas pela fricção do material britado. Isto ocorre tanto nos britadores de um eixo como no de dois, sendo mais acentuado no primeiro.

2.5.4.2. Características da mandíbula: material de construção, forma e curvatura

Um dos principais fatores de durabilidade das mandíbulas é a composição química e o tratamento térmico do aço manganês. O desrespeito às especificações na fabricação pode resultar em perdas das características necessárias para o trabalho de britagem, diminuindo sua vida útil.

A forma e a curvatura das mandíbulas influenciam comprovadamente no trabalho do equipamento e na intensidade do desgaste.

As formas de mandíbulas conhecidas são: lisa, de dentes ondulados, de dentes estriados e especiais.

As curvaturas são:

- “*standart*” ou *face reta*: a boca do britador fica com abertura máxima e o ponto de mínima capacidade ou “*choke point*” situa-se na abertura de descarga. As pressões na câmara de britagem aumentam progressivamente para baixo, onde se conclui que o desgaste aumenta progressivamente na direção de saída do material.

- "*Non-choking*" ou *face curva*: o "*choke point*" ocorre em uma posição mais alta, aumentando gradativamente o volume da câmara de britagem. Este tipo de formato diminui a boca de entrada, permite aberturas menores e distribui melhor o desgaste na parte inferior.

2.5.4.3. Características operacionais

- **Tamanho de alimentação**: apresenta grande influência no desgaste, principalmente em britadores primários, onde a granulometria do material na alimentação varia muito, apresentando desde finos até grandes fragmentos com arestas vivas.
- **Tamanho do produto**: a variação da abertura de saída é inversamente proporcional ao desgaste. Quanto menor a abertura maior o desgaste e vice-versa.
- **Grau de redução (R_r)**: definido como a relação entre o tamanho de alimentação representado pelo A_{80} (malha na qual passa 80% da alimentação) e o tamanho do produto (P_{80}). Para um mesmo tamanho de alimentação e diminuição do tamanho do produto, ocorre um grau de redução maior e aumenta a quantidade de energia, resultando em um desgaste maior.
- **Quantidade de finos na alimentação**: não existe consenso entre os pesquisadores. Mesmo as partículas finas não participando da britagem, ocorre o "esmerilhamento" em sua passagem na câmara de britagem, podendo provocar o desgaste abrasivo das mandíbulas, principalmente se sua dureza for maior que 6 na escala MOHS.
- **Grau de enchimento da máquina**: definido pela relação entre a quantidade de material existente na câmara de britagem e a sua capacidade volumétrica. Um baixo grau de enchimento caracteriza um mau aproveitamento da máquina, com perda de capacidade de produção e desgaste maior na parte inferior das mandíbulas, pois a britagem ocorre predominantemente nesta região.
- **Adição de água e umidade**: alguns autores admitem a redução do desgaste na britagem com a presença da água mas não explicam o fenômeno. Na moagem, o desgaste por via úmida é maior que por via seca. Contudo, este desgaste pode estar relacionado com a dissolução do ferro em hidróxido de ferro e pela corrosão que ocorre pela diferença de potencial entre a polpa e o revestimento do moinho, não se

tratando, portanto, de desgaste abrasivo (BOND, 1964). Já na britagem, isto não ocorre pois não existe polpa neste processo e a presença de água adicionada é rara. A umidade natural do material pode ocasionar a aglomeração dos finos, aumentando o desgaste abrasivo, além de dificultar a alimentação. Um exemplo citado por MARATRAY (1970) constata o aumento do desgaste dos revestimentos em britadores giratórios, em razão da aglomeração dos finos pela umidade.

2.5.4.4. Características mineralógicas

As características mineralógicas que afetam o processo de desgaste são a presença de minerais duros, a textura e a alteração dos minerais por intemperismo. Quando estes fatores ocorrem simultaneamente, torna-se difícil quantificar a influência deles no desgaste. Em casos de rochas com semelhança de textura e estrutura mineralógica, diferindo apenas na variação de algum mineral, pode-se ter uma indicação da influência deste mineral no desgaste.

- **Presença de minerais duros:** deve-se admitir que qualquer mineral com dureza maior que a da mandíbula é capaz de riscar a sua superfície, dando início a um sulcamento e arrancamento de partículas metálicas, principalmente devido às grandes pressões envolvidas nos processos de britagem. (CHIAVERINI, 1965)

A mandíbula encruada apresenta dureza 50 a 55 RC, o que significa 507 a 582 Vickers ou 5 na escala MOHS. Abaixo, a Tabela 2.6 mostra a dureza dos minerais:

Mineral	Escala MOHS	Escala Rosiwal
Diamante	10	140 000
Coridon	9	1 000
Topázio	8	175
Quartzo	7	120
Feldspato	6	37
Apatita	5	6,5
Fluorita	4	5
Calcita	3	4,5
Gipsita	2	0,25
Talco	1	0,03

Tabela 2.6. Dureza dos minerais nas escalas MOHS e Rosiwall (SIRIANI, 1972)

A Escala Mohs indica a habilidade do mineral mais duro riscar o mineral mais mole. A Escala de Rosiwall é baseada no poder abrasivo do coridon, admitido como 1000. Os demais são expressos em relação ao coridon.

Como os minerais não ocorrem individualmente na natureza, WEST (1981) sugeriu medir a abrasividade da rocha através de sua composição mineralógica, ponderando-se os valores conhecidos de dureza de cada mineral presente. Inicialmente foi utilizada a Escala de MOHS e em seguida a escala de Rosiwal. Em ambas, a composição granulométrica é determinada pelo exame microscópico em lâmina de seção delgada da amostra rochosa ou por análise de difração de raio-X se a amostra for composta por partículas menores que 1 mm. A dureza média da rocha é dada pela soma dos produtos da proporção de cada mineral multiplicado pela sua dureza.

- **Textura da rocha:** a presença de minerais mais duros depende da natureza da rocha. Ocorre geralmente em tamanhos extremamente pequenos, o que provoca uma ação de penetração simultânea ao longo de toda a superfície da mandíbula, formando uma série de pontos de sulcamento que resultam no arrancamento das partículas metálicas.

Pode-se, ainda, atribuir a algumas texturas uma relativa importância no desgaste provocado nas mandíbulas, como é o caso da minerquita, uma textura de reação representada por quartzo intercrescido em plagioclásio.

- **Alteração por intemperismo:** a alteração por intemperismo da rocha leva ao enfraquecimento da estrutura cristalina como um todo, possibilitando uma fragmentação mais fácil, com menor emprego de energia, acarretando menor desgaste

3. METODOLOGIA DE TRABALHO

3.1. ENSAIOS DE DESGASTE ABRASIVO

3.1.1. Introdução

A parte experimental deste trabalho baseou-se em ensaios de britagem de diversos tipos de rochas (item 3.1.2), procurando-se observar a influência dos componentes minerais e dos parâmetros físico-mecânicos no processo de desgaste abrasivo das mandíbulas. Observou-se, também, a influência de condições operacionais mantendo constante o tipo de rocha e variando o tamanho de alimentação, a abertura de saída na posição fechada e a umidade (item 3.1.3).

Nos ensaios de britagem foram coletados dados para o cálculo do desgaste das mandíbulas, da energia consumida e dos esforços na abanadeira do britador (item 3.1.4).

Cada tipo de material foi caracterizado através de ensaios descritos no item 3.4, para definição de características mineralógicas e parâmetros físico-mecânicos.

3.1.2. Materiais Estudados

Tipo de rocha	Pedreira	Localidade
granito gnáissico	Embu	Embu - SP
granito	Embu	Itapeti - SP
granito	Cantareira	Mairiporã - SP
granito	Riuma	São Paulo - SP
granito	Reago	Guarulhos - SP
carbonatito	Serrana	Cajati - SP
calcário	Britabrás	Cajamar - SP
diabásio	Galvani Engenharia	Paulínia - SP
quartzito	Lolli	Santana do Parnaíba - SP
basalto	Santa Rosa	Borborama - SP

Tabela 3.1. Rochas utilizadas nos ensaios

A Tabela 3.1 fornece os tipos de rocha utilizados neste trabalho. Os materiais para ensaio foram escolhidos de forma a obter-se uma faixa de variações na % de quartzo, possibilitando o estudo de sua influência no processo de desgaste.

As amostras foram coletadas nas pilhas cônicas de estoque das pedreiras. A amostragem foi feita em uma linha da base ao topo da pilha. Os tipos de materiais coletados foram:

- brita na fração (-3/4" + 1/2") em todas as pedreiras. Em algumas destas este material é definido como brita 1. Neste caso, ele foi amostrado e classificado apenas na peneira com abertura de 1/2" para retirada das partículas abaixo deste valor, já que a classificação industrial não tem eficiência de 100%. Em algumas pedreiras em que a fração granulométrica definida para brita 1 era diferente, o material foi primeiramente classificado em uma peneira com abertura de 3/4" e posteriormente em uma de 1/2". Este procedimento visou garantir o tamanho das partículas para assegurar que os testes de britagem fossem comparativos;
- brita na fração (-1" + 3/4") e na fração (- 1 1/2" + 1") da Pedreira Embu (Embu-SP) para ensaios variando tamanho de alimentação. Foram amostrados aproximadamente 200 kg de cada;
- brita na fração (-1" + 3/4") em todas as pedreiras. Para análise de forma de fragmentos. Amostras de aproximadamente 5 kg;
- blocos originários da frente de lavra. Destes foram retirados corpos de prova cilíndricos utilizados nos testes para a determinação da velocidade de propagação de ondas sísmicas e dos parâmetros físico-mecânicos e para a confecção de lâmina delgada para descrição petrográfica microscópica.

As amostras na fração (-3/4" + 1/2") utilizadas nos testes de britagem foram homogeneizadas pelo método de pilha alongada antes de cada ensaio.

3.1.3. Linhas de Investigação

Os ensaios seguiram duas linhas de investigação, procurando verificar a influência das características do material a ser britado e a influência da variação dos parâmetros de operação no desgaste das mandíbulas, conforme apresentado a seguir:

- ⇒ **Linha 1:** influência da variação das características mineralógicas e das propriedades físico-mecânicas no desgaste abrasivo das mandíbulas. Nesta fase foram realizados um total de 10 ensaios;
- ⇒ **Linha 2:** influência dos parâmetros operacionais no desgaste. Para estes testes foi mantido um tipo de rocha constante para cada parâmetro estudado: abertura de saída (3 valores diferentes), tamanho da alimentação (britas 1, 2 e 3 - EMBU) e umidade do material na alimentação (seca, pouca úmida e bem úmida). Foram então realizados mais 6 ensaios de britagem e utilizados os resultados de outros 3 da linha de investigação 1.

3.1.4. Procedimento de Ensaio



Figura 3.1. Vista do britador Modelo 75 x 50

O ensaio de desgaste abrasivo definido neste trabalho procurou simular as operações industriais de britagem, utilizando para isto um britador de um eixo em escala menor. Trata-se de um britador Modelo 75 x 50 da FAÇO (Svedala) instalado no Laboratório de Tratamento de Minérios e Resíduos Industriais do Departamento de Engenharia de Minas da Universidade de São Paulo. Sua foto é apresentada na Figura 3.1.

A alimentação do britador é realizada através de uma calha que dirige os fragmentos para a boca. Procura-se mantê-la sempre cheia de forma a conseguir um fluxo uniforme contínuo e constante do material durante a operação de britagem. O material britado é recolhido em um recipiente para posterior análise da distribuição granulométrica.

A massa britada nos ensaios da **linha de investigação 1** variou em função do desgaste apresentado para cada tipo de rocha. No entanto, em todos eles foi realizada uma bateria de quatro britagens (sub-ensaios) que diferenciavam-se pela massa de alimentação (alíquotas): 10, 20, 30 e 40 kg, totalizando, portanto, um mínimo de 100kg de material. Durante cada sub-ensaio foram obtidos os seguintes dados:

- tempo de britagem (s);
- intensidade de corrente média (A);
- Tensões mecânicas na abanadeira (Kgf) (item 3.2.) e
- distribuição granulométrica do produto.

Esta divisão do ensaio em quatro sub-ensaios foi feita para a obtenção de uma média dos resultados.

Os ensaios da **linha de investigação 2** não foram divididos em sub-ensaios, exceto os realizados para avaliação da influência do tamanho de alimentação.

Cada ensaio seguiu o seguinte procedimento:

- a) limpeza e pesagem da massa das mandíbulas fixa e móvel. Utilizou-se balança Micronal Metter PE 1600 com, com capacidade máxima de 1600 g e com precisão de centésimos de gramas;

- b) colocação das mandíbulas no britador e verificação da abertura de saída na posição fechada, padronizada para este trabalho em 4,5 mm;
- c) preparação do material para britagem: homogeneização e divisão em alíquotas;
- d) britagem do material com coleta simultânea de dados;
- e) homogeneização pelo método de pilha alongada do produto da britagem de cada alíquota e retirada de amostras representativas para levantamento da respectiva curva granulométrica (item 3.4.3) e para difração de raios-X (item 3.4.1);
- f) limpeza e pesagem das mandíbulas móvel e fixa. O desgaste (d) é determinado pela diferença dos pesos inicial (m_i) e final (m_f) das mandíbulas dividido pela massa de material britado (M):

$$d = \frac{(m_i - m_f)}{M} \quad (29)$$

3.2. TENSÕES MECÂNICAS NA ABANADEIRA.

Para medir estas tensões foi utilizado um circuito extensômetro de resistência elétrica ("strain-gage") de ponte completa (Figura 3.2)

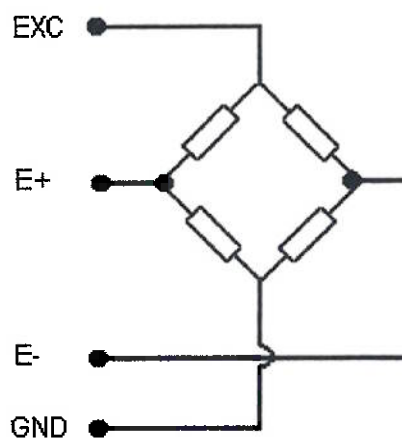


Figura 3.2. Circuito de ponte completa com extensômetro

A ponte completa (Figura 3.2) utiliza quatro resistores de mesmo valor que funcionam como uma Ponte de Wheatstone. Estes são colocadas em um orifício circular localizado no centro da abanadeira que tem o objetivo de concentrar forças ao seu redor, possibilitando assim a sua medida (Figura 3.3).

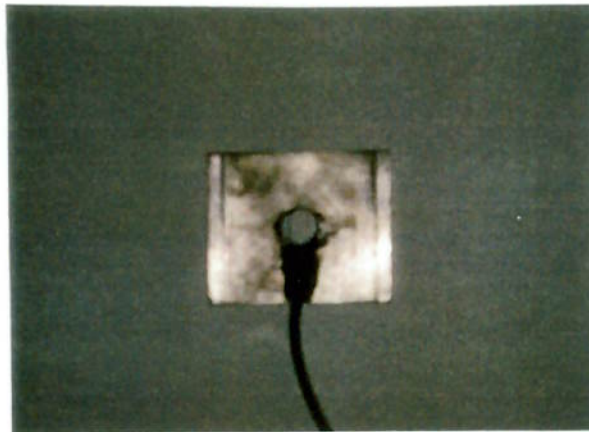


Figura 3.3. Orifício na abanadeira com "strain-gages"

Seu princípio de funcionamento consiste na variação de resistência elétrica do extensômetro quando este sofre deformações. Usando-se uma fonte de tensão constante entre os pontos $E+$ e $E-$, a diferença de potencial entre os pontos de saída EXC e GND é zero para uma ponte equilibrada (Figura 3.2). Quando um braço da ponte altera a sua resistência de uma quantidade conhecida, a ponte sai do equilíbrio e surge uma diferença de potencial (tensão elétrica) previsível e mensurável. Como é possível relacionar a variação de resistência com a deformação aplicada, a tensão de saída também pode ser relacionada com esta deformação. Esta relação é linear para esforços que respeitem o limite de elasticidade do material, possibilitando uma calibragem (SOISSON, s.d).

A calibragem do equipamento foi feita no Instituto de Pesquisas Tecnológicas (IPT), onde a abanadeira foi colocada em uma prensa de madeira e submetida a esforços conhecidos até um valor de 3000 kgf. Para cada esforço foi medida a diferença de potencial elétrico (tensão) produzida no extensômetro, possibilitando a confecção da curva de calibragem "Força (kgf) x tensão (milivots)".

Depois de calibrada, a abanadeira é colocada no britador conforme mostrado na Figura 3.4.



Figura 3.4. Colocação de abandeira no britador

Aplicando-se o esforço na abandeira, é criado um desequilíbrio no extensômetro, gerando um sinal. Para analisá-lo, foi construído em laboratório o seguinte sistema:

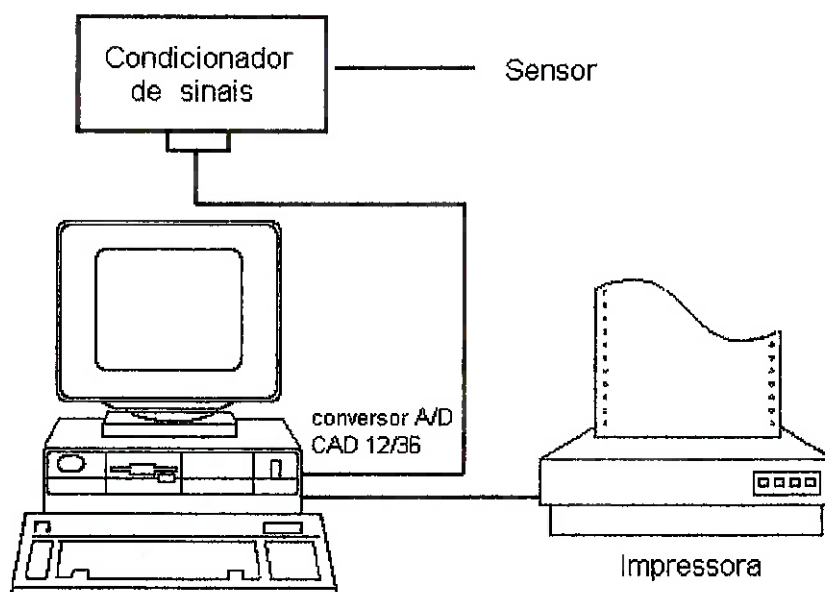


Figura 3.5. Configuração do sistema

O sinal é enviado da abanadeira do britador até um condicionador de sinais MCS0581 B e deste para uma placa CAD 12/36, que é um conversor de sinal analógico para digital. Convertido o sinal, este pode ser processado no microcomputador onde, através do programa AQDADOS, é comparado com uma curva de calibragem "força (kgf) x tensão (mV)", fornecendo o valor do esforço em kgf. Ambos os equipamentos e o programa citados foram fornecidos pela LYNX Tecnologia Eletrônica Ltda.

3.3. ENERGIA CONSUMIDA PELO BRITADOR.

A energia consumida pelo britador é calculada indiretamente através da intensidade de corrente. Esta é medida através de um "shunt", que é simplesmente uma resistência de pequeno valor (fio) colocada em série com uma das fases do motor de acionamento do britador (Figura 3.6). Com a passagem de corrente, gera-se um diferencial de tensão cujo sinal segue o mesmo tratamento indicado na Figura 3.5. É então comparado com uma curva de calibragem "Corrente (A) x tensão (mV)", obtendo-se o valor da corrente. Calcula-se então a potência (lembrando que o motor é trifásico) e deste a energia consumida/tonelada.

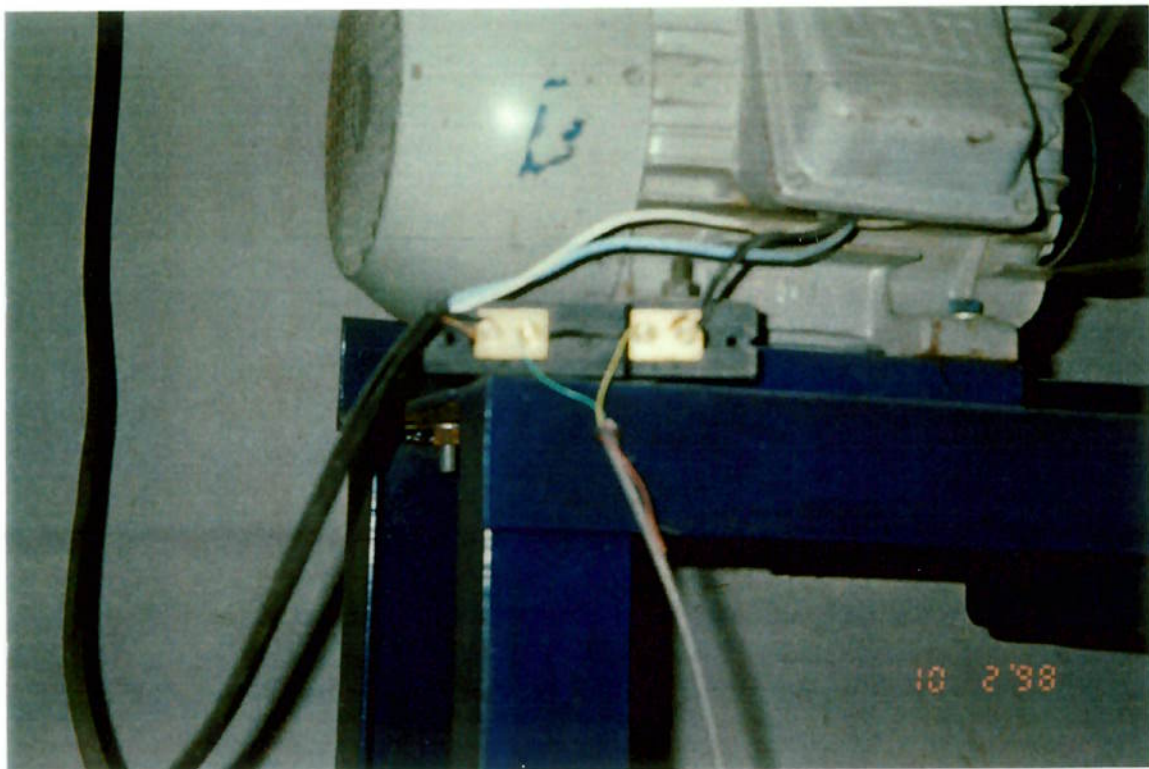


Figura 3.6. "shunt" para medição de corrente elétrica

3.4. DEFINIÇÃO DAS CARACTERÍSTICAS MINERALÓGICAS E PARÂMETROS FÍSICO-MECÂNICOS DAS ROCHAS

3.4.1. Difração de Raios-X

A difração de raios-x (DRX) é a principal técnica analítica utilizada para a identificação de fases cristalinas. Baseia-se na Lei de Bragg, onde um conjunto de planos atômicos com determinada distância interplanar (d), pertencentes a um cristal, difrata os raios-X incidentes em um determinado ângulo (2θ), considerando-se o comprimento de onda da radiação utilizada (λ).

$$\lambda = 2d \operatorname{sen}\theta \text{ (Lei de Bragg)} \quad (30)$$

As análises por DRX foram feitas em amostras compostas dos sub-ensaios realizados com cada tipo de material (item 3.1.4). De cada sub-ensaio foi retirado aproximadamente 1 kg (totalizando cerca de 4kg para cada rocha). Este material foi homogeneizado pelo método de pilha longitudinal onde retirou-se uma amostra representativa que foi enviada para análise. Esta então foi quarteada em quarteador Tipo Jones e reduzida até a faixa de 100-50 μm em recipiente de ágata, utilizando o moinho de bolas de laboratório, Pulverizett 5, da marca Fritsch.

As análises foram realizadas utilizando-se um difratômetro de raios-X da marca Philips, modelo MPD 1880, com radiação de $\text{Cu K}\alpha$. Os difratogramas foram coletados com tamanho de passo de $0,02^\circ 2\theta$, com 1 segundo por passo, percorrendo a faixa angular de $2,5$ a $80^\circ 2\theta$.

A identificação das fases foi realizada através do *software* Identify (Philips), comparando-se as intensidades e as posições angulares dos picos obtidos nos difratogramas com as intensidades e posições angulares dos padrões do banco de dados (ICDD - *International Centre for Diffraction Data, Sets 1-45, 1996*).

3.4.2. Descrição Petrográfica Microscópica

A descrição petrográfica é feita com o auxílio de uma lâmina de seção delgada, preparada a partir de um fragmento representativo da rocha. Este fragmento é cortado

nas mesmas dimensões da lâmina onde terá uma de suas faces, previamente desbastada, colada. A superfície oposta é então cortada e polida chegando a uma espessura 40μ , ficando pronta para a realização da microscopia de polarização em luz transmitida sob o microscópio.

A descrição microscópica neste trabalho objetivou a estimativa visual do conteúdo dos minerais essenciais, definidos pela DRX, constituintes de cada tipo de rocha. Foi dado ênfase aos minerais silicáticos, principalmente o quartzo, que indicam ter uma forte correlação com o desgaste abrasivo e consumo metálico das instalações de britagem.

3.4.3. Determinação da Curva Granulométrica do Produto Britado

A curva de distribuição granulométrica do produto de britagem de cada tipo de rocha é representada pela média das quatro curvas correspondentes aos quatro sub-ensaios realizados.

Para a confecção da curva para cada sub-ensaio coletou-se uma amostra representativa do produto britado através do método de pilha alongada (1 a 2 Kg). Esta foi então classificada em uma série normal de peneiras com as seguintes aberturas: 3/4", 1/2", 3/8", 1/4", 6 #, 10 #, 20 #, 35 #, 65 #, 150 # e 270 #. O material retido em cada peneira foi separado e pesado em balança eletrônica com aproximação de $\pm 0,01g$. Estes pesos são representados em porcentagem da amostra total. Para confecção da curva foi utilizado a porcentagem passante acumulada em função da abertura da tela.

3.4.4. Definição da Resistência à compressão uniaxial

Este parâmetro mecânico da rocha é determinado através do ensaio de compressão uniaxial (BROWN, 1981; BIENIAWSKI, 1989).

Este ensaio é realizado sobre corpos de rocha cilíndricos extraídos com o uso de uma máquina extratora com coroa diamantada, observando-se que o tamanho do maior grão mineral da amostra não exceda a um décimo do diâmetro do corpo de prova. O comprimento da amostra deve corresponder a 2,5 vezes o seu diâmetro, e suas extremidades são cortadas em uma serra com disco diamantado. As duas faces do corpo de prova são retificadas de modo a garantir planicidade, paralelismo e ortogonalidade em

relação ao eixo do cilindro. Tais fatores são verificados com o uso de uma máquina de medição tridimensional (MMT). O desvio máximo de planicidade nos topos do corpo de prova não deve ultrapassar 0,02 mm e estes não devem apresentar desvio entre sua normal e o eixo do cilindro maior que 0,001 radianos (~ 3,5 min).

O ensaio de compressão é realizado colocando-se o corpo de prova entre os pratos de uma prensa rígida servo-controlada e aplicando-se um programa de carregamento pré-definido. A prensa utilizada deve estar de acordo com os padrões de exigência internacionais, como da *ASTM Methods E4: Verification of Testing Machines*; da *British Standard* 1610, grau A; ou das normas alemãs DIN 51 220, DIN 51 223, Klasse I e DIN 51 300.

A resistência à compressão uniaxial do corpo de prova (σ_c) é calculada dividindo-se a carga máxima suportada pelo espécime durante o ensaio (F) pela área de sua seção reta (A):

$$\sigma_c = \frac{F}{A} \quad (31)$$

3.4.5. Velocidade de Propagação de Ondas Sísmicas

Parâmetro utilizado para verificação da sanidade estrutural e mineralógica da amostra rochosa. Baseia-se no fato de que vários fatores característicos da rocha influenciam na velocidade de propagação, tais como mineralogia, textura e estrutura, anisotropia, densidade, porosidade, teor de umidade, pressão confinante, temperatura, alteração e descontinuidades.

O método utilizado consiste em determinar a velocidade de ondas compressionais ou primárias (V_p) e ondas secundárias (V_s) através de um corpo de prova de comprimento conhecido, medindo-se o tempo de passagem (em μs) do pulso de ondas através do mesmo. É considerado como premissa que o material ensaiado é elástico, isotrópico e homogêneo.

O equipamento utilizado é o PUNDIT - *Portable non-destructive Digital Indicating Tester*, da *C. N. S. Instruments Ltd*, com precisão de 0,1 μs . Como o método não destrói e não altera nenhuma característica da rocha, o corpo de prova utilizado pode ser usado posteriormente no ensaio de compressão uniaxial, ocorrendo previamente a este. O

ensaio consiste em ondas ultrasônicas geradas por um gerador de pulsos e transmitidas ao corpo de prova através de um transdutor firmemente pressionado contra uma das faces retificadas da extremidade do corpo de prova e recebidas por um receptor colocado na face da extremidade oposta. A velocidade de propagação (V_p) de ondas sísmicas é calculada pela seguinte fórmula (RUMMEL; VAN HEERD, 1978):

$$V_p = \frac{h \cdot 10^4}{t} \quad (\text{ms}) \quad (32)$$

onde: h - comprimento do corpo de prova (cm)

t - tempo do percurso do pulso no corpo de prova (μs)

3.4.6. Análise da Forma de Fragmento

O procedimento adotado para a definição da forma dos fragmentos é o indicado pelo método IPT - M.49 e consiste nas medidas a, b e c (figura 3.7) de 25 fragmentos de pedra britada na fração (- 1 1/2" +1").

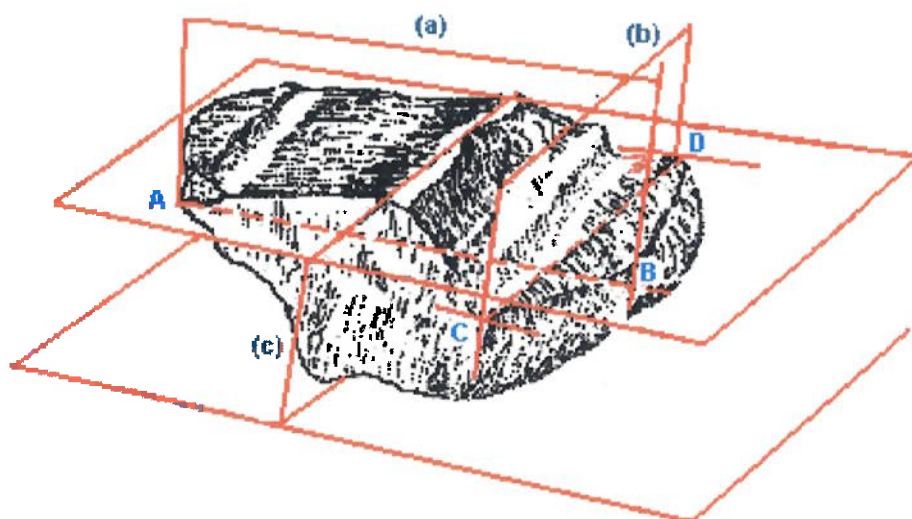


Figura 3.7. Determinação da forma do fragmento

- Onde:
- a** - medida maior distância entre dois pontos **A** e **B** do fragmento;
 - b** - maior distância entre duas retas paralelas a **AB** e que tangenciam os pontos **C** e **D** do fragmento, e
 - c** - maior distância entre dois planos às retas **AB** e **CD** e que tangenciam a superfície do fragmento

Pelas definições, temos que $a \geq b \geq c$

Em seguida calcula-se a relação (b/a) e (c/b) para cada um dos 25 fragmentos, determinando-se então a média aritmética de cada uma destas relações. A forma do fragmento individual e da média dos fragmentos é determinada seguindo-se a classificação indicada pela Tabela 3.2.

Relações (b/a)	Relação (c/b)	classificação da forma
$> 0,5$	$> 0,5$	cúbica
$< 0,5$	$> 0,5$	alongada
$> 0,5$	$< 0,5$	lamelar
$< 0,5$	$< 0,5$	alongada-lamelar

Tabela 3.2. Determinação da forma do fragmento (Fujimura, 1994)

3.4.7. Determinação da Abrasão Los Angeles

Abrasão Los Angeles do agregado é o desgaste sofrido por ele quando colocado na máquina Los Angeles, juntamente com uma carga abrasiva e submetido a 500 revoluções desta máquina à velocidade de 30 a 33 rpm. A máquina utilizada consta de um tambor de diâmetro interno ϕ de 710 mm e altura interna igual a 510 mm, apoiado sobre mancais. A carga abrasiva é composta por esferas de ferro fundido com cerca de 4,76 mm de diâmetro, com peso de 390 a 44 g cada uma. A massa do agregado, sua distribuição granulométrica e o número de esfera são padronizados e definem as graduações de A a G do Índice de Los Angeles

A abrasão Los Angeles é expressa pela % em peso de material que após o ensaio passa pela peneira de malhas quadradas de 1,68 mm e é dita de graduação n (de A a G) conforme parâmetros utilizados no ensaio.

4. RESULTADOS

4.1. DESGASTE DAS MANDÍBULAS

Os granitos são indicados pela pedra de origem. Demais tipos litológicos são indicadas pelo próprio nome. Os valores indicados na Tabela 4.1 foram fornecidos pelas planilhas de ensaio (Anexo A) e pela planilha de cálculo de desgastes (Anexo B)

Litologia	Pedreira	Massa britada (kg)	desgaste das mandíbula (g/t)		Relação Fixa / Móvel
			Fixa	Móvel	
Granito	Embu-Embu	100	19,00	16,60	1,14
Granito	Cantareira	100	20,30	17,00	1,19
Granito	Reago	200	22,30	21,00	1,06
Granito	Embu-Itapeti	100	12,30	11,80	1,04
Granito	Riuma	100	21,70	20,90	1,04
Granito Brita 2	Embu-Embu	100	18,20	16,00	1,14
Granito Brita 3	Embu-Embu	40	24,50	22,50	1,09
Carbonatito	Serrana	423	0,21	0,00	
Calcário	Cajamar	548	0,04	0,00	
Quartzito	Lolli	100	43,90	45,80	0,96
Diabásio	Galvani	100	3,10	2,70	1,15
Basalto	Santa Rosa	95	1,26	2,00	0,63
Granito abert 1,8	Embu-Embu	74	13,38	13,38	1,00
Granito abert 7,2	Embu-Embu	74	24,19	32,30	0,75
Granito úmido	Riuma	60	17,70	19,50	0,88
Granito + úmido	Riuma	60	19,97	63,83	0,30

Tabela 4.1. Desgastes das mandíbulas fixa e móvel e relação entre estes

- Granito Brita 2: fração -1" +3/4"
- Granito Brita 3: fração - 1 1/4" + 1"
- Granito úmido: umidade de 1,173 %
- Granito + úmido: umidade de 2,113%

Os seguintes problemas surgiram durante os ensaios:

- a britagem de granito úmido acarretou problemas: o material ficava retido entre as mandíbulas e travava o britador;
- com a brita 3, a abanadeira deformou-se totalmente. Nova abanadeira foi confeccionada e calibrada. Contudo, durante os ensaios subsequentes, esta demonstrou não ter a mesma resistência mecânica que a anterior. O circuito de “strain gage” passou a sair do equilíbrio que era restabelecido através do parafuso de ajuste localizado no transdutor (condicionador de sinais). Por este motivo não foi possível coletar dados de alguns sub-ensaios.

4.2. CARGAS NA ABANADEIRA E ENERGIA CONSUMIDA

Litologia / Condição	Pedreira	Esforço médio na abanadeira (kg)	Consumo de energia (kwh/t)
Granito	Embu-Embu	480,3	1,82
Granito	Cantareira	417,3	1,07
Granito	Reago	494,6	1,62
Granito	Embu-Itapeti	353,7	0,47
Granito	Riuma	394,3	1,14
Granito Brita 2	Embu-Embu	498,2	1,88
Granito Brita 3	Embu-Embu	600,4	3,02
Carbonatito	Serrana	118,4	0,04
Calcário	Cajamar	337,5	1,47
Quartzito	Lolli	492,3	0,98
Diabásio	Galvani	749,8	2,42
Basalto	Santa Rosa	839,3	3,18
Granito abert 7,2	Embu-Embu	1175,4	2,88
Granito abert 1,8	Embu-Embu	572,3	1,09
Granito úmido	Riuma	483,0	0,36
Granito + úmido	Riuma	313,0	-

Tabela 4.2. Valores de cargas na abanadeira e consumo de energia

Os valores médios das cargas (esforços) na abanadeira e da energia consumida por unidade de massa para cada tipo de rocha foram obtidos com o uso do programa Aqddados, da LYNX Tecnologia Eletrônica Ltda. Através deste foi possível realizar o tratamento dos sinais obtidos durante os ensaios. A planilha com todos os cálculos encontra-se no Anexo C. A Tabela 4.2 fornece o resumo dos resultados. A energia consumida por unidade de massa será citada neste trabalho como energia consumida.

4.3. CARACTERÍSTICAS MINERÓGICAS

4.3.1. Componentes Mineraiis

Pedreiras ou litologia	Minerais Identificados por Difração de Raios-X										
	Qz	Pl	Fd	Mi	Cl	Cao	Anf	Px	Ca	Do	outr
Cantareira	x	x	x	x	x		x	x			
Riuma	x	x	x	x				x			
Reago	x	x	x	x				x			
Embu	x	x	x	x	x		x				
Itapeti	x	x	x	x	x			x			
Basalto		x			x						x
Carbonatito				x		x	x	x	x	x	x
Diabásio	x	x	x		x		x	x			
Calcário				x	x				x	x	
Quartzito	x			x		x					

Tabela 4.3. Minerais identificados por Difração de Raios-X

Obs: **Qz** - Quartzo **Pl** - Plagioclásios **Fd** - Feldspatos-K **Mi** - Mica
Cl - Clorita **Cao** - Caolinita **Anf** - Anfibólio **Px** - Piroxênio
Ca - Calcita **Do** - Dolomita **outr** - Outros (goethita, ilmenita, apatita)

Os difratogramas obtidos são apresentados no Anexo D com as respectivas fichas ICDD, referentes aos minerais identificados. Na TABEL 4.3 estão resumidos os minerais encontrados em cada amostra.

O gráfico apresentado na Figura 4.1 reúne todas as amostras estudadas. Pode-se observar o aumento dos picos mais intensos de quartzo até as amostras compostas praticamente por 95% de quartzo (quartzito).

27-Jan-1999 21:44

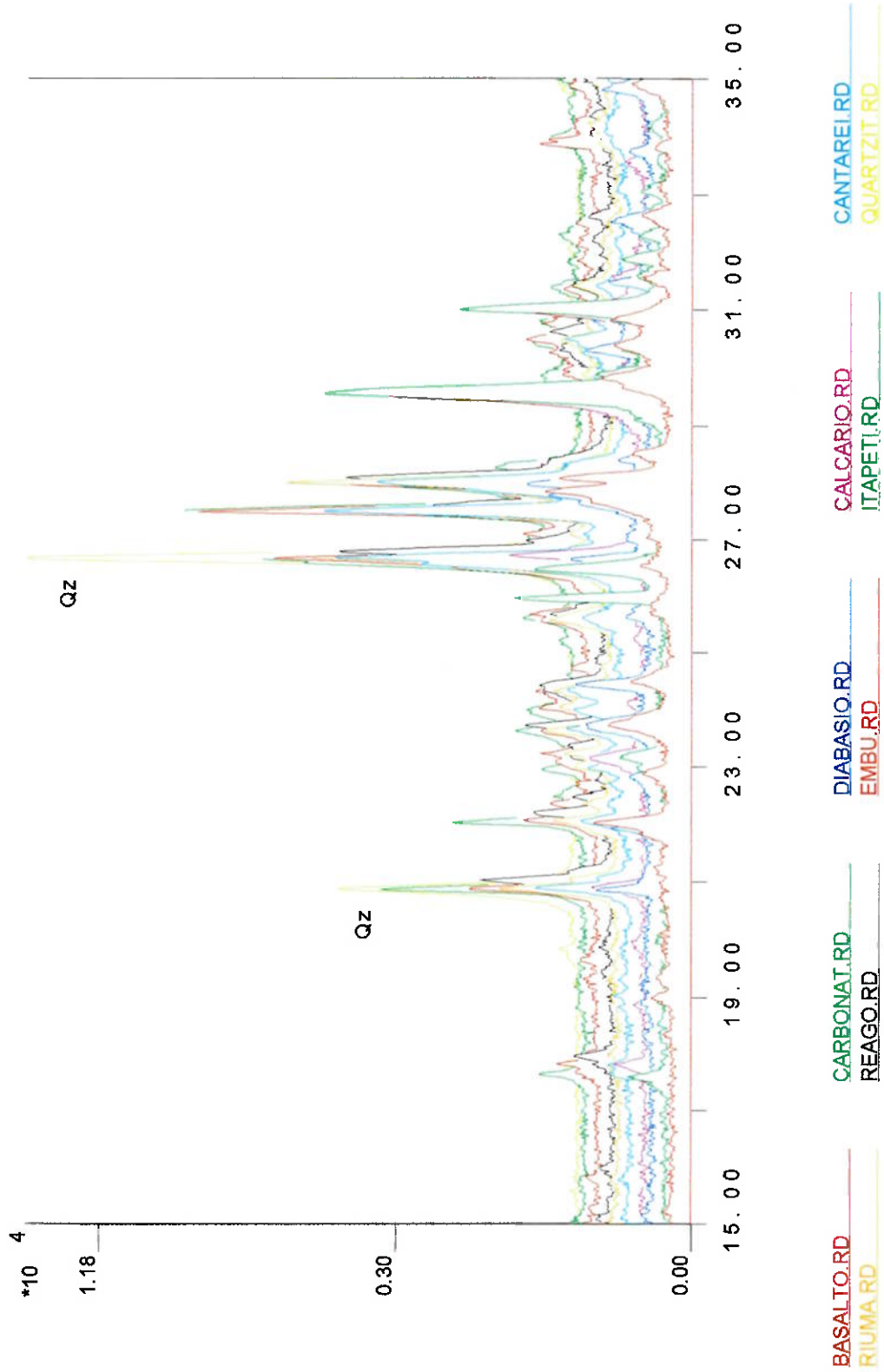


Figura 4.1. Difractogramas das rochas estudadas

4.3.2. Conteúdo dos Minerais Essenciais de cada Rocha

Pedreira / litologia	% dos minerais principais
Embu-Embu	Quartzo 20%; Feldspatos (65-70%); biotita (5-10%); outros < 5%
Riuma	Quartzo 25%; Feldspatos 60%; biotita 10%; outros 5%
Itapeti	Quartzo 25%; Feldspatos 60%; biotita 10%; Outros 5%
Reago	Quartzo 20%; Feldspatos 75%; outros 5%
Cantareira	Quartzo (20-25%); Feldspatos 70%; outros (10-15%)
Calcário	Carbonatos: calcita (75-80%); dolomita (15-20%); Quartzo < 1%
Carbonatito	calcita/dolomita 85%; piroxênio/anfibólios (5-10%); feldspatos < 5%; magnetita < 2%; ilmenita < 2%.
Quartzito	Quartzo 95%; Muscovita < 5%
Diabásio	Quartzo < 5%; Feldspato-Plagioclásio (45-50%); clinopiroxênio (augita+pgneonita) 30%; magnetita +ilmenita 15%; outros < 5%
Basalto	Feldspato-plagioclásio 45%; Piroxênio 45%; magnetita 5%; anfibólio 4%; outros < 1%

Tabela 4.4. Porcentagem dos minerais principais de cada rocha

4.3. CURVAS GRANULOMÉTRICAS

A Tabela 4.5 e a Figura 4.2 fornecem as distribuições granulométricas médias dos produtos de britagem de cada material ensaiado.

Distribuição Granulométrica - Produto de Britagem

malha		% passante									
tyler	(mm)	Embu	Cantareira	Reago	Itapeti	Riuma	Carbon.	Calcário	Quartzito	Diabásio	Basalto
3/4"	19,100	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
1/2"	12,700	90,63	89,60	87,53	89,34	89,97	94,56	89,63	89,43	88,98	87,25
3/8"	9,520	70,07	70,98	66,89	70,72	66,46	81,32	70,03	72,32	70,91	63,53
6	3,360	28,22	29,25	23,74	30,03	25,89	38,63	27,68	30,57	29,91	24,07
10	1,680	13,24	19,69	13,78	19,36	11,86	26,84	16,08	18,71	20,23	14,17
20	0,840	10,55	11,90	8,83	13,04	9,06	18,79	9,32	11,50	14,23	8,54
35	0,420	7,78	7,46	6,49	8,19	6,03	13,00	6,03	7,49	10,51	5,88
65	0,210	6,03	5,08	4,65	5,89	3,91	8,57	4,29	4,92	7,69	4,37
150	0,105	4,12	3,04	2,88	3,18	2,50	4,92	3,36	2,90	4,85	3,19
270	0,053	2,33	1,93	1,95	1,71	2,50	2,85	2,81	1,72	3,16	2,22
-270	0,001	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Tabela 4.5. Distribuições granulométricas médias dos produtos de britagem

PRODUTOS DE BRITAGEM

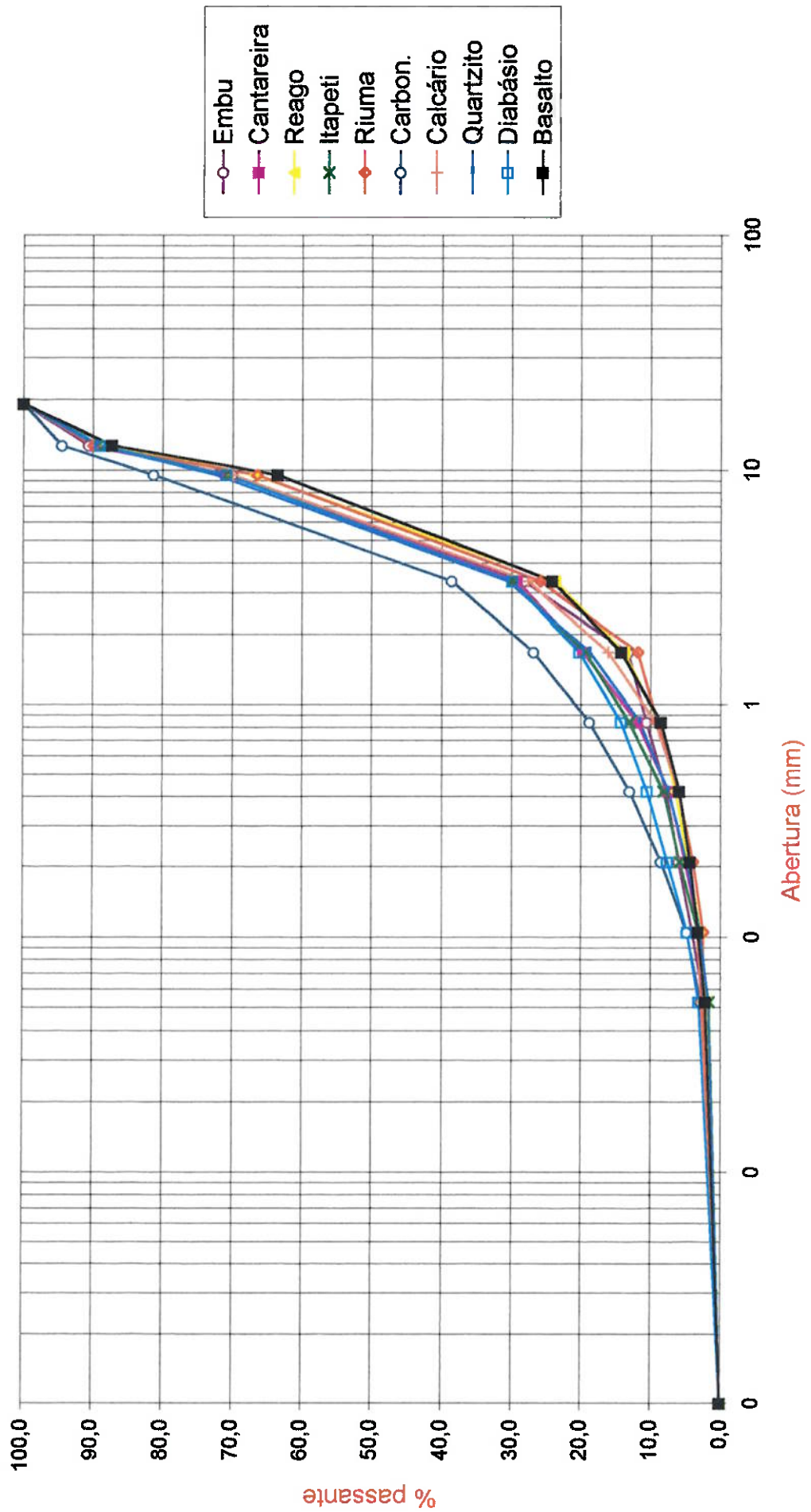


Figura 4.2. Distribuições granulométricas médias dos produtos de britagem

4.4. PARÂMETROS FÍSICOS-MECÂNICOS

Litologia	Pedreira	M.E.A. (g/cm ³)	RCS (MPa)	V _p (m/s)	Forma	Los Angeles (%)
Granito	Embu-Embu	2,72	194	5419	cúbica	32
Granito	Cantareira	2,71	187	4959	cúbica	23
Granito	Reago	2,71	113	-	cúbica	27
Granito	Embu-Itapeti	2,67	143	5255	cúbica	30
Granito	Riuma	2,67	142	5661	cúbica	30
Carbonatito	Serrana	2,91	-	3750	cúbica	-
Calcário	Cajamar	2,70	169	5660	cúbica	21
Quartzito	Lolli	2,64	-	-	-	-
Diabásio	Galvani	3,11	166	5630	cúbica	17
Basalto	Santa Rosa	2,93	170	5762	cúbica	13

Tabela 4.6. Características físico-mecânicas

5. DISCUSSÃO E TRATAMENTO DE DADOS

5.1. INFLUÊNCIA DAS CARACTERÍSTICAS MINERALÓGICAS

É bastante evidente a importância do quartzo no processo de desgaste abrasivo das mandíbulas. Contudo, estabelecer uma correlação quantitativamente válida deste mineral com o desgaste verificado nas mandíbulas se esbarra em vários fatores de difícil quantificação, a começar pelos teores dos minerais componentes da amostra da rocha. Dentre as técnicas usuais para definição destes teores citam-se:

- a estimativa visual em lâminas petrográficas por meio de microscópio óptico ou lupa;
- a contagem de grãos em lâminas petrográficas por meio de microscópio óptico ou lupa;
- a contagem de grãos por análise de imagens utilizando o microscópio óptico ou o microscópio eletrônico de varredura;
- reconstituição indireta das proporções minerais a partir de análises químicas quantitativas e identificação dos minerais por Difração de Raios-X (DRX);
- quantificações diretas por DRX.

A técnica da reconstituição mineralógica com base na análise química e na DRX é a mais utilizada. Entretanto, para minerais de composição química similar, esta técnica apresenta erros e não pode ser aplicada. Por exemplo, rutilo e anatásio, duas formas cristalinas diferentes do TiO_2 . A análise química não os diferencia, nem a análise de imagens, que se baseia nas diferenças de número atômico dos minerais. A técnica apropriada seria a DRX.

A técnica de contagem de grãos com uso de microscópio óptico é precisa, mas exige experiência do operador e tempo, pois requer a separação em várias frações granulométricas e a contagem pode chegar a ordem de milhares de grãos, dependendo do tipo da rocha.

A quantificação por DRX e análise de imagens são mais precisas e rápidas, porém apresentam um alto custo, incompatível com o propósito deste trabalho.

Desta forma, para esta dissertação, a estimativa visual com microscópio óptico foi considerada uma opção aceitável para obter a média das proporções de quartzo e outros minerais presentes na rocha.

Para os granitos foram consideradas as porcentagens de quartzo e de feldspato. Sabe-se que estes minerais apresentam dureza de 7 e 6 na escala MOHS, respectivamente. Por sua vez, a dureza da mandíbula está ao redor de 5 na mesma escala. Para o basalto e diabásio, segundo SIRIANI (1972), é levada em conta a presença de plagioclásio, do grupo do feldspato, e de piroxênio/anfibólio, respectivamente com durezas de 6 e 5,5 (MOHS). A Tabela 5.1 mostra o valor da “dureza média” das rochas conforme sugerido por WEST (1981). Este valor pode, assim, expressar com algumas restrições a “abrasividade” da rocha, visto que os minerais com dureza acima de 5 na escala MOHS e 37 na escala ROSIWAL poderiam, teoricamente, riscar a face da mandíbula, dando início ao processo de desgaste abrasivo. O cálculo utiliza a composição mineralógica de cada rocha, ponderando-se os valores conhecidos de dureza dos minerais essenciais. As rochas são apresentadas em ordem crescente dos valores de desgaste obtidos nos ensaios.

Litologia / Pedreira	desgaste (g/t)		minerais (%)				escalas	
	fixa	móvel	Qz	Fd	Pir	Ca / Do	MOHS	Rosiw
Calcário	0,04	0,00	-	-	-	95	1,90	0,24
Carbonatito	0,21	0,00	-	-	7,5	85	2,11	2,99
Basalto	1,26	2,00	-	45	45	-	5,18	33,30
Diabásio	3,10	2,70	5	47,5	30	-	4,85	34,68
Embu-Itapeti	12,30	11,80	20	67,5	-	-	5,45	48,98
Embu-Embu	19,00	16,60	20	67,5	7	-	5,84	51,57
Cantareira	20,33	17,00	22,5	70	-	-	5,78	52,90
Riuma	21,70	20,90	25	60	-	-	5,35	52,20
Reago	22,30	21,00	20	75	-	-	5,90	51,75
Quartzito	43,90	45,80	95	-	-	-	6,65	114,0

Tabela 5.1. Desgaste e dureza média nas escalas MOHS e ROSIWAL

A Figura 5.1 ilustra o gráfico que relaciona o desgaste com a escala MOHS e o gráfico da Figura 5.2 com a escala ROSIWAL.

Desgaste x Dureza Média Escala MOHS

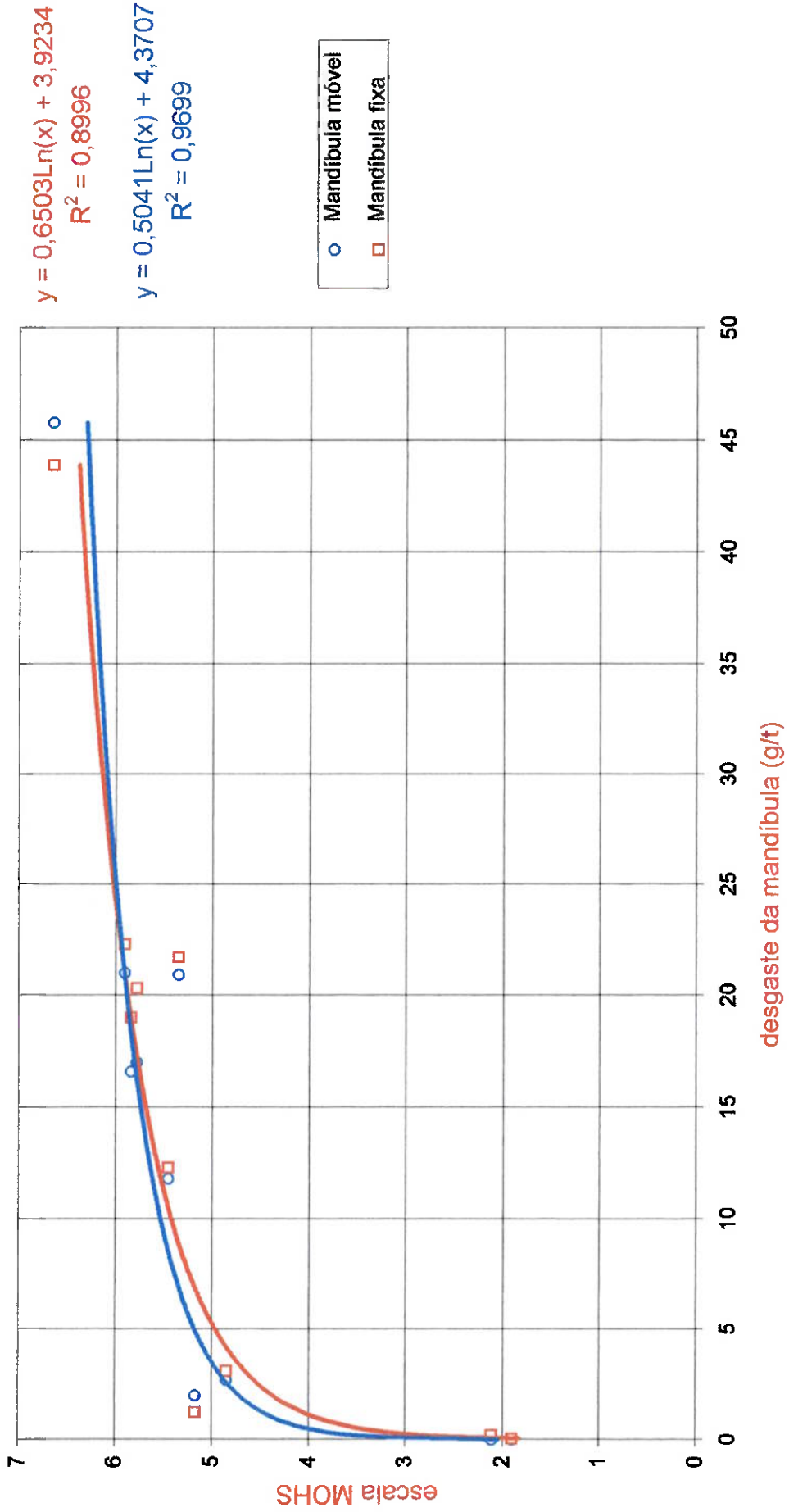


Figura 5.1. Desgaste x dureza média na escala MOHS

Desgaste x Dureza Média Escala ROSIWAL

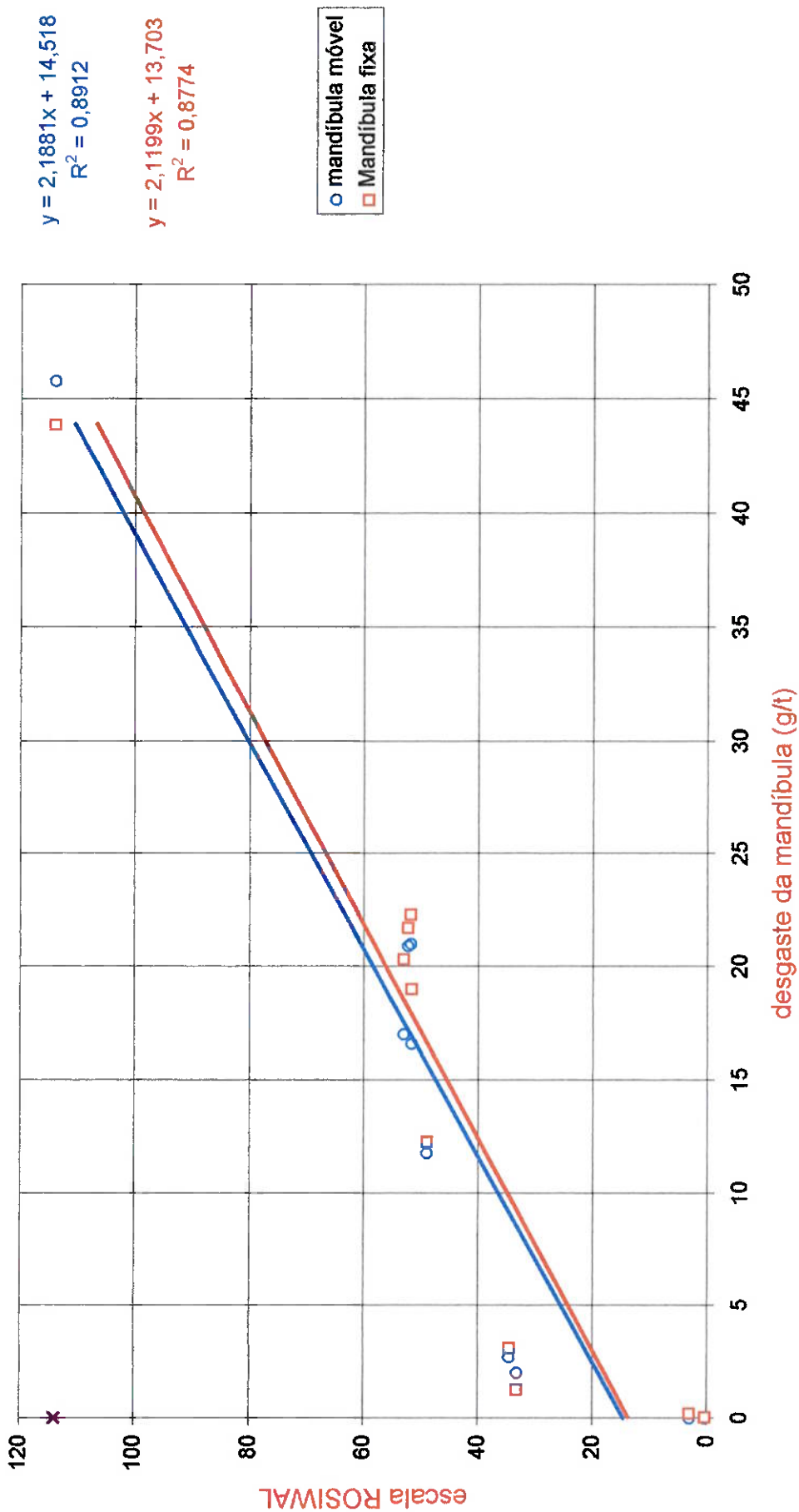


Figura 5.2. Desgaste x dureza média na escala ROSIWAL

O gráfico “desgaste x dureza média na Escala MOHS” (Figura 5.1) apresenta uma linha de tendência logarítmica, obtendo uma boa correlação. Já para o gráfico “desgaste x dureza média na Escala ROSIWAL” (Figura 5.2), a linha de tendência linear apresentou melhor correlação que a logarítmica. Comparando as duas correlações, temos:

⇒ escala MOHS: $R^2 = 0,9699$ para a mandíbula móvel e $R^2 = 0,8996$ para a fixa;

⇒ escala ROSIWAL: $R^2 = 0,892$ para a mandíbula móvel e $R^2 = 0,8774$ para a fixa.

Onde pode-se concluir que o gráfico do desgaste em função da dureza média na escala MOHS obteve as melhores correlações, o mesmo ocorrendo com a mandíbula móvel nos dois casos.

É interessante notar que em ambos os casos o desgaste permanece reduzido até um determinado valor de dureza média. Na escala MOHS este valor está entre 4 e 5, enquanto na ROSIWAL está entre 20 e 35. Isto é claro pois a dureza da mandíbula está próxima a 5 na escala MOHS e 37 na escala ROSIWAL.

A escala de ROSIWAL dá maior peso ao mineral quartzo na dureza da rocha. A diferença de valores relativos atribuídos a cada mineral exprime melhor o papel do quartzo. Este fato fica bem na escala de valores mostrada na Tabela 5.2:

Mineral	MOHS	ROSIWAL
Quartzo	7	120
Feldspato	6	37
Piroxênio	5,5	37*
Calcita/Dolomita	2	0,25

(*) considerado 37 neste trabalho

Tabela 5.2. Valores de dureza

O exame da Tabela 5.2 comprova a importância desses minerais na “abrasividade” da rocha. Rochas como calcário, carbonatito, basalto e diabásio, isentas ou com pouco quartzo, apresentam um desgaste baixo, chegando a ser praticamente nulo. Granitos de diferentes procedências apresentam valores altos em relação aos primeiros. Por fim o quartzito dá o maior desgaste entre elas. É possível portanto relacionar o desgaste com grupo de rochas com base no teor de quartzo.

- 1) Ausência de quartzo ou baixo teor (abaixo de 5%): desgaste abaixo de 4,0 g/t. Calcários, carbonatitos, basalto e diabásios;
- 2) Quartzo de 20 a 25%, característico de rochas graníticas e gnássicas: desgastes entre 10 a 25%;
- 3) Alto teor de quartzo, representado pelos quartzitos: desgastes superiores a 40%.

Outro fato curioso é que as rochas graníticas apresentaram relações de desgaste mandíbulas fixa/móvel um pouco superiores a 1,0 (de 1,04 a 1,19). Já o quartzito apresentou um desgaste maior na mandíbula móvel. Basalto e diabásios, com desgastes próximos, apresentaram relações que variam ao redor de 1. Este comportamento poderia ser explicado pelo fato destas rochas apresentarem pequenos valores de desgaste, onde qualquer desvio na balança ou a retirada de um micro cavaco da superfície da mandíbula seria suficiente para mascarar a relação.

5.2. RELAÇÃO ENTRE DESGASTE, ESFORÇO NA ABANADEIRA E CONSUMO DE ENERGIA

Litologia / Pedreira	mandíbula		esforço médio na abanadeira (kg)	consumo de energia (kwh/t)
	fixa	móvel		
Calcário	0,04	0,00	337,5	1,47
Carbonatito	0,21	0,00	118,4	0,04
Basalto	1,26	2,00	839,3	3,18
Diabásio	3,10	2,70	749,8	2,42
Embu-Itapeti	12,30	11,80	353,7	0,47
Embu-Embu	19,00	16,60	480,3	1,82
Cantareira	20,33	17,00	417,3	1,07
Riuma	21,70	20,90	394,3	1,14
Reago	22,30	21,00	494,6	1,62
Quartzito	43,90	45,80	492,3	0,98

Tabela 5.3. Desgaste das mandíbulas, esforço médio na abanadeira e consumo de energia

Baseado nos dados da Tabela 5.3, foram confeccionados os seguintes gráficos:

- “Desgaste das Mandíbulas x Esforço Médio na Abanadeira (Figura 5.3);
- “Desgaste das Mandíbulas x Energia Consumida (Figura 5.4) e
- “Energia Consumida X Esforço na Abanadeira” (Figura 5.5).

Nota-se que não é possível definir relação matemática entre o esforço médio na abanadeira (Figura 5.3) e a energia consumida (Figura 5.4), ambos em função do desgaste. Este fato é uma evidência da falta de correlação entre eles.

No entanto, o gráfico “energia consumida x esforço na abanadeira” (Figura 5.5) revela uma tendência de linearidade entre estas variáveis, obedecendo a seguinte equação:

$$y = 296,25 x$$

onde: x = energia consumida (kwh/t)
 y = esforço na abanadeira (kgf)

Apesar desta regressão apresentar um valor de R^2 relativamente baixo, a linearidade entre estas duas variáveis já era esperada. Quanto maior o esforço aplicado à abanadeira, maior energia de fragmentação estará disponível no processo.

A reta de regressão passa obrigatoriamente pela origem pois com o britador “rodando” em vazio não há esforço na abanadeira e nem transferência de energia para a britagem.

Desgaste X Esforço na Abanadeira

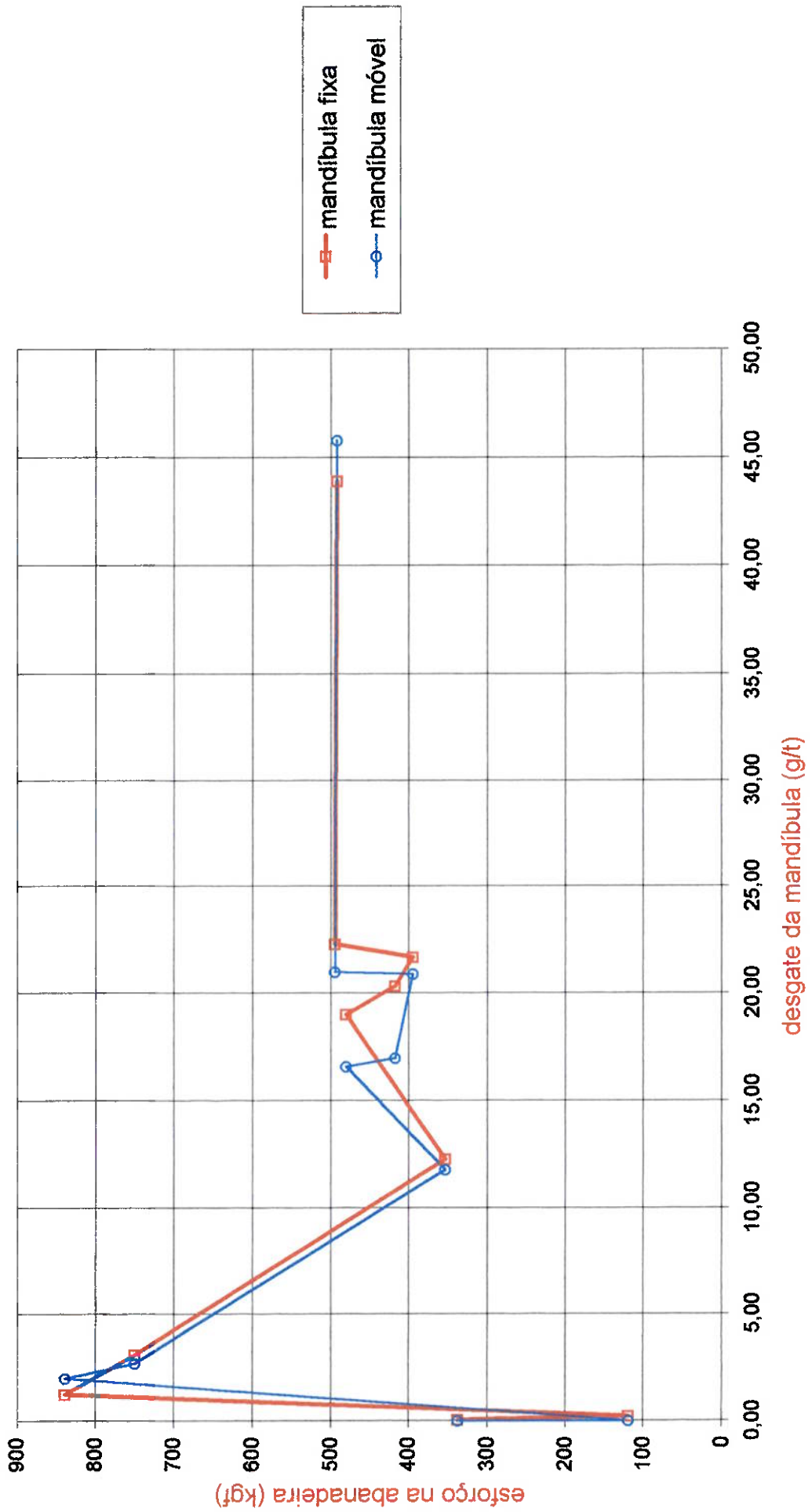


Figura 5.3. Desgaste x esforço médio na abanadeira

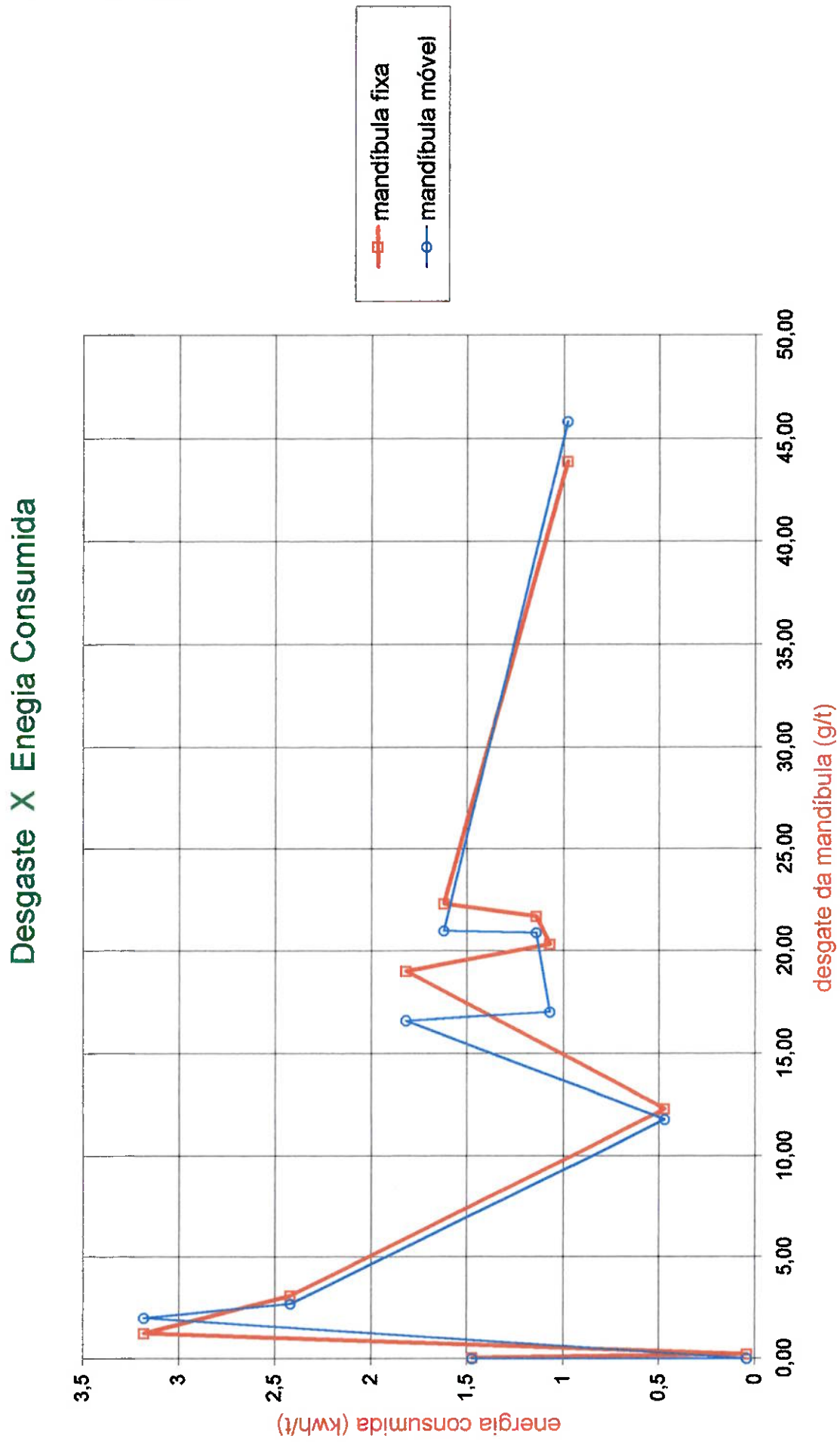


Figura 5.4. Desgaste x energia consumida

Energia Consumida X Esforço na Abanadeira

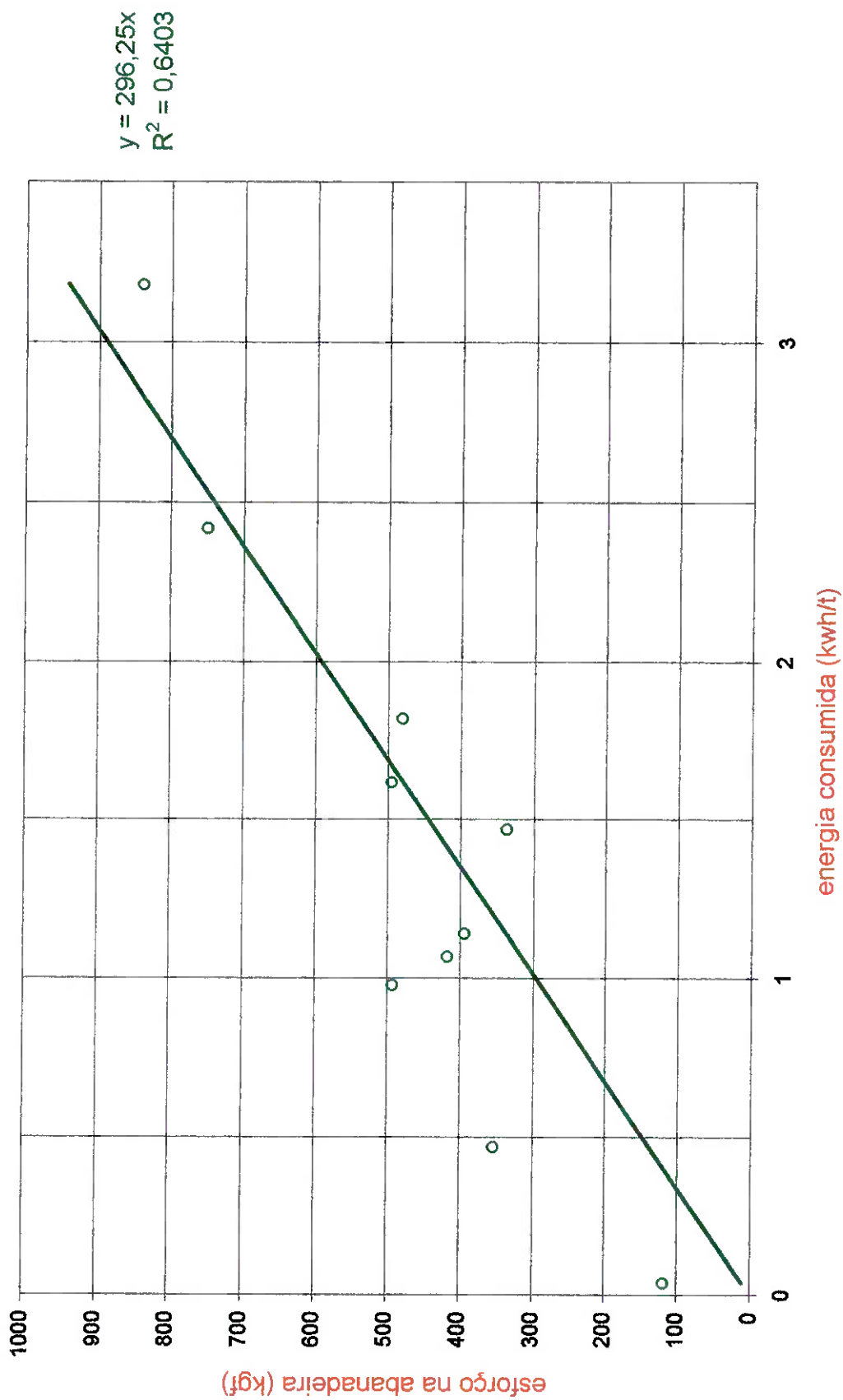


Figura 5.5. energia consumida x esforço na abanadeira

5.3. INFLUÊNCIA DA ABERTURA DE SAÍDA

A abertura de saída do britador na posição fechada é denominada simplesmente de abertura de saída. Este parâmetro é um fator determinante no desgaste abrasivo. É consenso entre os diversos autores a noção da diminuição do valor de desgaste com o aumento da abertura de saída, seja em ensaios de laboratório como em operações industriais

Para comprovar esta assertiva, alguns testes de britagem foram realizados variando a abertura de saída do britador com o granito da Pedreira Embu, do município de Embu-SP. Os dados obtidos são apresentados na Tabela 5.4.

Abertura (mm)	tempo/kg (s/kg)	Desgaste das mandíbula (g/t)		Relação Fixa / Móvel	Esforço (kgf)	Energia (kwh/t)
		Fixa	Móvel			
7,2	11,0	13,38	13,38	1,00	572,3	1,09
4,5	7,1	19,00	16,60	1,14	480,3	1,82
1,8	6,1	24,19	32,30	0,75	1175,4	2,88

Tabela 5.4. Desgaste das mandíbulas em função da abertura de saída (posição fechada)

A variação na relação desgaste de mandíbulas fixa/móvel não decresce com a diminuição da abertura de saída do britador. Para abertura maior (7,2 mm) o valor da relação obtido foi 1,00. Neste caso, a abertura seria suficiente grande para as partículas não sofrerem a influência do movimento vertical da mandíbula móvel (item 2.3.2).

Para abertura de saída de 4,5 mm, verifica-se que o movimento da mandíbula móvel arrasta a partícula abrasiva (rocha) pela superfície da mandíbula fixa, aumentando o desgaste, elevando a relação para 1,14. Este fato comprova a tendência da mandíbula fixa ser mais desgastada, principalmente para rochas com um conteúdo maior de quartzo. Já para abertura menor, o espaço é tão reduzido que o material britado encontra dificuldade para ser descarregado. O movimento oscilatório da partícula provoca um fluxo ascendente de partículas que sobe arrastando-se pela mandíbula móvel, inclinada, que passa a desgastar mais, resultando numa relação menor que 1,00 (Figura 5.6).

A dificuldade de saída do material é comprovada pelo aumento proporcional de tempo de britagem a diminuição da abertura de saída na posição fechada.

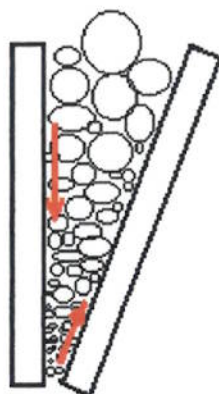


Figura 5.6. Fluxo em britador de mandíbulas para abertura pequena

Entretanto estas assertivas necessitam de comprovações com base em um maior número de ensaios.

Quanto ao consumo de energia, este aumentou diretamente com a diminuição da abertura, como era de se esperar. Já o comportamento do esforço na abanadeira não foi o mesmo. Entretanto, a conclusão deste fato ficou prejudicada, já que o tensômetro colocado na abanadeira apresentou problemas durante a realização destes ensaios (item 4.1).

A Figura 5.7 indica a tendência de maior consumo das mandíbulas com a diminuição da abertura de saída

Desgaste x Abertura de Saída

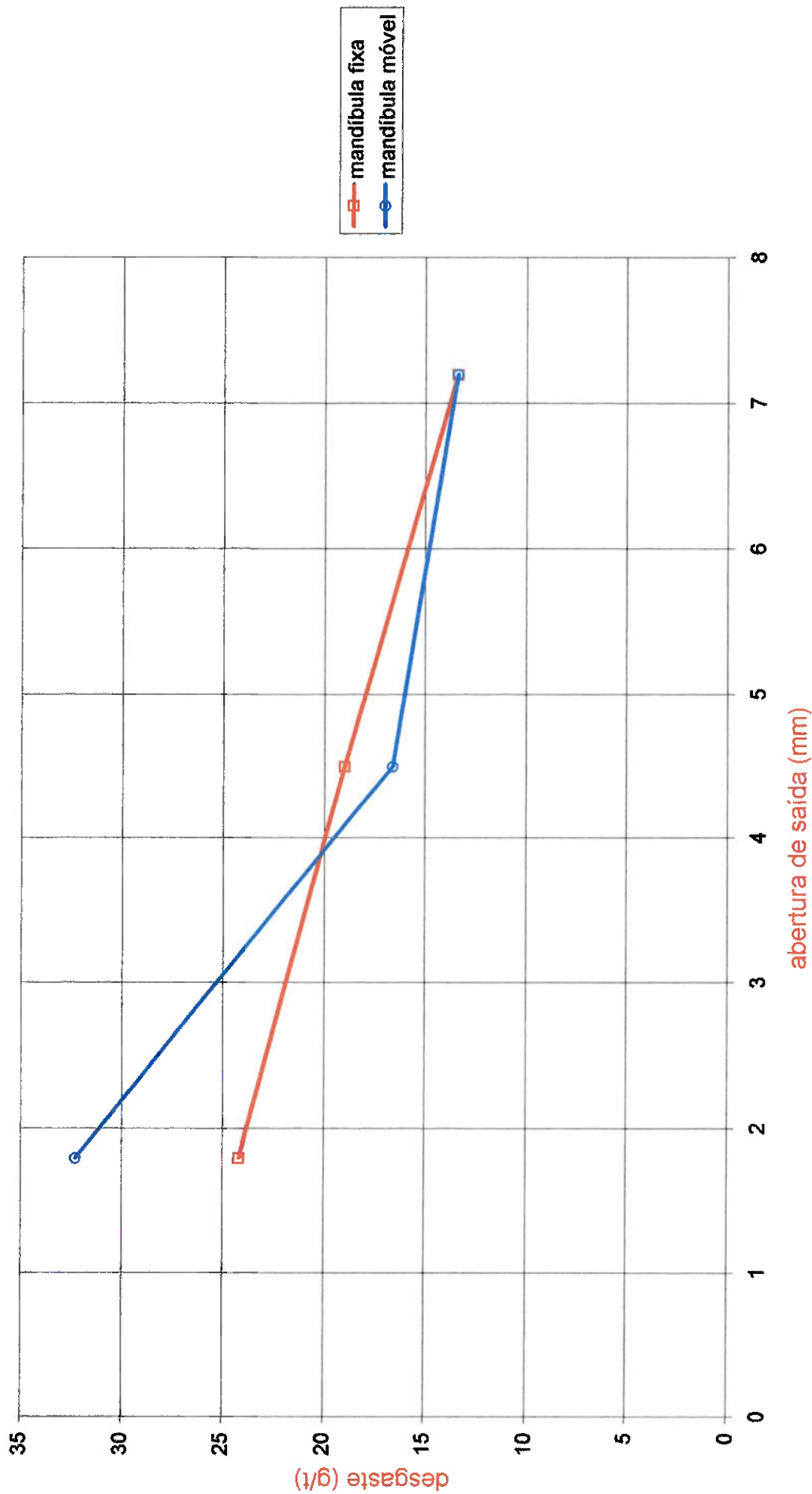


Figura 5.7. Desgaste das mandíbulas x abertura de saída do britador

5.4. INFLUÊNCIA DO TAMANHO DOS FRAGMENTOS DE ALIMENTAÇÃO

Não foi possível localizar trabalhos sobre o efeito do tamanho dos fragmentos de alimentação no desgaste das mandíbulas entre os autores pesquisados. Assim, objetivando esclarecer o desempenho do britador nestas condições, ensaios foram realizados com material da Pedreira Embu, Embu-SP. A Tabela 5.5 fornece os resultados obtidos:

Faixa (pol.)	Abertura média (mm)	Desgaste das mandíbula (g/t)		Relação Fixa / Móvel	Esforço (kgf)	Energia (kwh/t)
		Fixa	Móvel			
-3/4 + 1/2	15,9	19,00	16,60	1,14	480.3	1.82
-1 + 3/4	22,2	18.20	16.00	1.14	498.2	1.88
-1 1/4 + 1	28,1	24,5	22,5	1.09	600.4	3.02

Tabela 5.5. Desgaste das mandíbulas em função do tamanho de alimentação

A Figura 5.8 mostra o comportamento do desgaste com o aumento do tamanho de alimentação. Vê-se que para britas 1 e 2 os desgastes são muito próximos, aumento para a brita 3. O mesmo acontece com relação ao esforço na abanadeira e a energia consumida. Permanecem praticamente iguais para brita 1 e 2, aumentando para brita 3. A relação desgaste de mandíbulas fixa/móvel permanece praticamente constante.

5.5. INFLUÊNCIA DA UMIDADE

Os ensaios para verificação da influência da umidade foram realizados com o material da Riuma. Os resultados obtidos são apresentados na Tabela 5.6.

umidade (pol.)	Desgaste das mandíbula (g/t)		Relação Fixa / Móvel	Esforço (kgf)	Energia (kwh/t)
	Fixa	Móvel			
seca	21,70	20,90	1,04	394,3	1,14
úmida	17,70	19,50	0.88	483,0	0.36
muito úmida	19,97	68,30	0,30	-	-

Tabela 5.6. Desgaste das mandíbulas em função da umidade

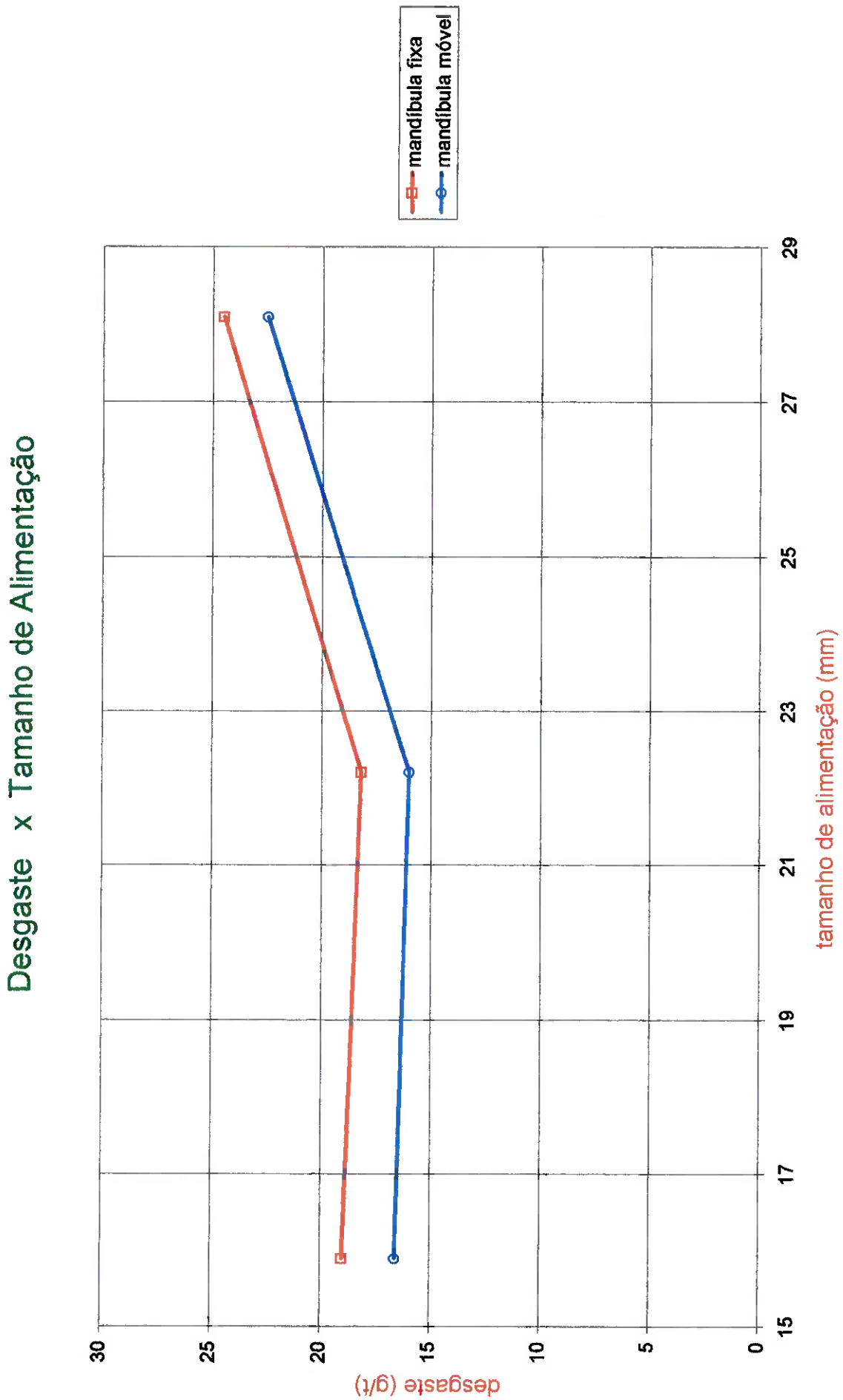


Figura 5.8. Desgaste das mandíbulas x tamanho de alimentação

Durante o ensaio com a brita mais úmida, notou-se um comportamento muito comum em plantas industriais. A mandíbula fica “mastigando” o material sem descarregá-lo. A brita sofre sucessivas quebras e se transforma em uma espécie de areia. O desgaste bem maior na mandíbula móvel ocorre pelo mesmo motivo já ilustrado na Figura 5.6.

Como o britador “travou” várias vezes, não foi possível obter os resultados de esforço e energia para a amostra muito úmida. Já a amostra úmida em relação a seca apresentou um consumo de energia muito menor.

5.6. INFLUÊNCIA DOS PARÂMETROS FÍSICOS-MECÂNICOS

5.6.1. Resistência à Compressão Simples

Litologia / Pedreira	mandíbula		RCS (MPa)	Esforço kgf	Consumo (kwh/t)
	fixa	móvel			
Calcário	0,04	0,00	169	337,5	1,47
Basalto	1,26	2,00	170	839,3	3,18
Diabásio	3,10	2,70	166	749,8	2,42
Embu-Itapeti	12,30	11,80	143	353,7	0,47
Embu-Embu	19,00	16,60	194	480,3	1,82
Cantareira	20,33	17,00	187	417,3	1,07
Riuma	21,70	20,90	142	394,3	1,14
Reago	22,30	21,00	113	494,6	1,62

Tabela 5.7. Resistência à compressão simples

A resistência à compressão simples não apresenta nenhuma correlação visível com o desgaste e tampouco com o esforço na abanadeira e com o consumo de energia.

5.6.2. Velocidade de propagação de ondas sísmicas

Litologia / Pedreira	mandíbula		V _p (m/s)	Esforço kgf	Consumo (kwh/t)
	fixa	móvel			
Calcário	0,04	0,00	5660	337,5	1,47
Carbonatito	0,21	0,00	3750	118,4	0,04
Basalto	1,26	2,00	5762	839,3	3,18
Diabásio	3,10	2,70	5630	749,8	2,42
Embu-Itapeti	12,30	11,80	5255	353,7	0,47
Embu-Embu	19,00	16,60	5419	480,3	1,82
Cantareira	20,33	17,00	4959	417,3	1,07
Riuma	21,70	20,90	5661	394,3	1,14

Tabela 5.8. Velocidade de ondas sísmicas

Não foi possível estabelecer correlações entre a velocidade de onda sísmica e o desgaste das mandíbulas, o esforço na abanadeira e o consumo de energia.

5.6.3. Índice de Abrasão Los Angeles

A Tabela 5.9 deixa claro que o índice de Abrasão Los Angeles também não mostra correlação com o desgaste, com o esforço na abanadeira e nem com o consumo de energia.

Litologia / Pedreira	mandíbula		Los Angeles (%)	Esforço kgf	Consumo (kwh/t)
	fixa	móvel			
Calcário	0,04	0,00	21	337,5	1,47
Basalto	1,26	2,00	13	839,3	3,18
Diabásio	3,10	2,70	17	749,8	2,42
Embu-Itapeti	12,30	11,80	30	353,7	0,47
Embu-Embu	19,00	16,60	32	480,3	1,82
Cantareira	20,33	17,00	23	417,3	1,07
Riuma	21,70	20,90	30	394,3	1,14
Reago	22,30	21,00	27	494,6	1,62

Tabela 5.9. Desgaste das mandíbulas em função da umidade

5.7. DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DOS PRODUTOS DE BRITAGEM

As curvas obtidas estão representadas na Figura 4.2 (item 4.3). A curva do carbonatito ficou mais afastada que as demais, sendo um produto mais fino. É a rocha que apresenta menor velocidade de propagação de ondas sísmicas, 3750 m/s (Tabela 5.9), portanto a que apresenta menor sanidade estrutural. As demais apresentaram velocidades próximas ou maiores que 5000 m/s, variando de 4959 a 5660 e distribuições granulométricas mais regulares.

Na realidade não é surpresa uma certa regularidade nas distribuições granulométricas dos produtos de britagem em britadores de mandíbulas. A abertura de saída na posição fechada fixa resulta em uma classificação dos produtos de britagem. Portanto, a rocha britada é submetida ao mesmo processo classificação/britagem, obtendo-se, conseqüentemente, produtos com granulometrias próximas.

6. CONCLUSÕES

1) A dureza média ou “abrasividade” foi a que alcançou melhor correlação com o desgaste das mandíbulas. É calculada através da média ponderada da dureza dos minerais com valor igual ou acima de 5 na escala MOHS. A “abrasividade” calculada pela dureza na escala Mohs em função do desgaste apresentou uma tendência logarítmica e obteve melhor correlação que a calculada pela escala Rosiwal, com tendência linear.

2) A ordem crescente de “abrasividade” da rocha para mandíbulas fixa e móvel é:

calcário → carbonatito → basalto → diabásio → granito → quartzito

Fica claro nesta ordem que o principal fator no desgaste das mandíbulas é o conteúdo de quartzo nas rochas britadas.

3) Pode-se dividir as rochas com relação ao desgaste nos seguintes grupos:

- ⇒ desgaste pequeno: ausência ou pequena presença do mineral quartzo. Característico de calcários, carbonatitos, basaltos e diabásios;
- ⇒ desgaste médio: teores de quartzo de 20 a 40%. Característicos de rochas graníticas;
- ⇒ desgaste alto: teores de quartzo elevados. Característico dos quartzitos.

4) Quanto aos esforços na abanadeira, as rochas podem ser divididas em:

- ⇒ altos: diabásio e basalto. Rochas extrusivas (basalto) ou intrusivas com rápida cristalização (diabásio). Granulação muito fina a fina;
- ⇒ médios: granitos e quartzitos. Rochas com granulação média a grossa;
- ⇒ baixas: calcário e carbonatito. Rochas constituídas principalmente de carbonatos, minerais com dureza muito baixa

- 5) Não há correlação entre o desgaste das mandíbulas com o esforço médio na abanadeira e nem com o consumo de energia por unidade de massa.
- 6) A energia consumida por unidade de massa é diretamente proporcional ao esforço na abanadeira.
- 7) O desgaste da mandíbula aumenta diretamente com a diminuição da abertura do britador na posição fechada. O mesmo ocorre com o consumo de energia por unidade de massa e com a relação de desgaste das mandíbulas fixa/móvel.
- 8) O desgaste aumenta a partir de um certo valor de tamanho de fragmentos de alimentação.
- 9) O esforço na abanadeira e a energia consumida por unidade de massa aumenta diretamente com o aumento do tamanho dos fragmentos de alimentação.
- 10) Não foi encontrada nenhuma correlação válida do desgaste das mandíbulas com a resistência à compressão simples, com a velocidade de propagação de ondas sísmicas e nem com o Índice de abrasão Los Angeles.
- 11) Poderá haver uma relação entre a distribuição granulométrica dos produtos de britagem com a velocidade de propagação de onda sísmica, desde que a mesma indique a sanidade estrutural da rocha. Quanto pior este valor, mais fácil a quebra e mais fino o produto. O carbonatito obteve uma velocidade bem inferior aos demais e apresentou uma distribuição mais fina. As demais rochas apresentaram distribuições granulométricas do produto próximas, o mesmo ocorrendo com a velocidade de propagação de ondas sísmicas.

- 12) O desgaste das mandíbulas inicialmente diminui com o aumento da umidade. No entanto quando o material está muito úmido, o britador fica “mastigando” o material sem descarregá-lo, produzindo partículas abrasivas que aumentam substancialmente o desgaste. Este aumento é mais significativo na mandíbula móvel.
- 13) A relação de desgastes das mandíbulas fixa/móvel é maior que 1 para todos os granitos testados.
- 14) Verificou-se que as mandíbulas desgastam mais intensamente na parte inferior, devido a maior área de contato com as partículas que estão menores nesta região.

Os resultados acima apresentados sugerem uma multiplicidade de fatores influenciando na “abrasividade” da rocha. Fatores como tamanho dos grãos cristalinos, estado de alteração dos minerais, textura, etc., devem desempenhar um papel importante, porém são aspectos difíceis de serem quantificados.

Entretanto, os resultados obtidos são animadores o que motiva o prosseguimento dos estudos iniciados em 1972 pelo Prof. Siriani.

As conclusões deste trabalho são pertinentes a nível de estudos de laboratório. Levantamentos de dados junto às pedreiras para possibilitar a correlação entre os dados de laboratório e o de campo seriam de extremo interesse para prosseguimento das pesquisas, sobretudo a possibilidade de estimar, através de ensaios de laboratório, o desgaste e o consumo de energia em instalações industriais, em base mais realista

ANEXO A

PLANILHAS DE RESULTADOS

Identificação

Material	Granito gnáissico
Pedreira	Embu
Origem	Embu-SP

Condições operacionais

Tamanho de alimentação	-3/4"+1/2"
Abertura de saída (fechada)	4,5 mm
umidade	seca

Características do material

Minerais essenciais quartzo: 20% - feldspatos: 65-70% biotita: 5-10% - outro < 5%	Massa específica	RCS (MPa)	Los Angeles	Vp (m/s)	Forma
	2,72	194	32%	5419	cúbica

Dados Coletados

Massa britada (kg)	10	20	30	40	média
Tempo de britagem (s)	72,97	144,11	205,79	259,30	
Corrente média útil (A)	1,96	2,51	2,60	2,88	
Força média	482,7	472,9	478,9	486,7	480,3
Consumo (kwh/t)	1,51	1,92	1,89	1,98	1,82

Desgaste

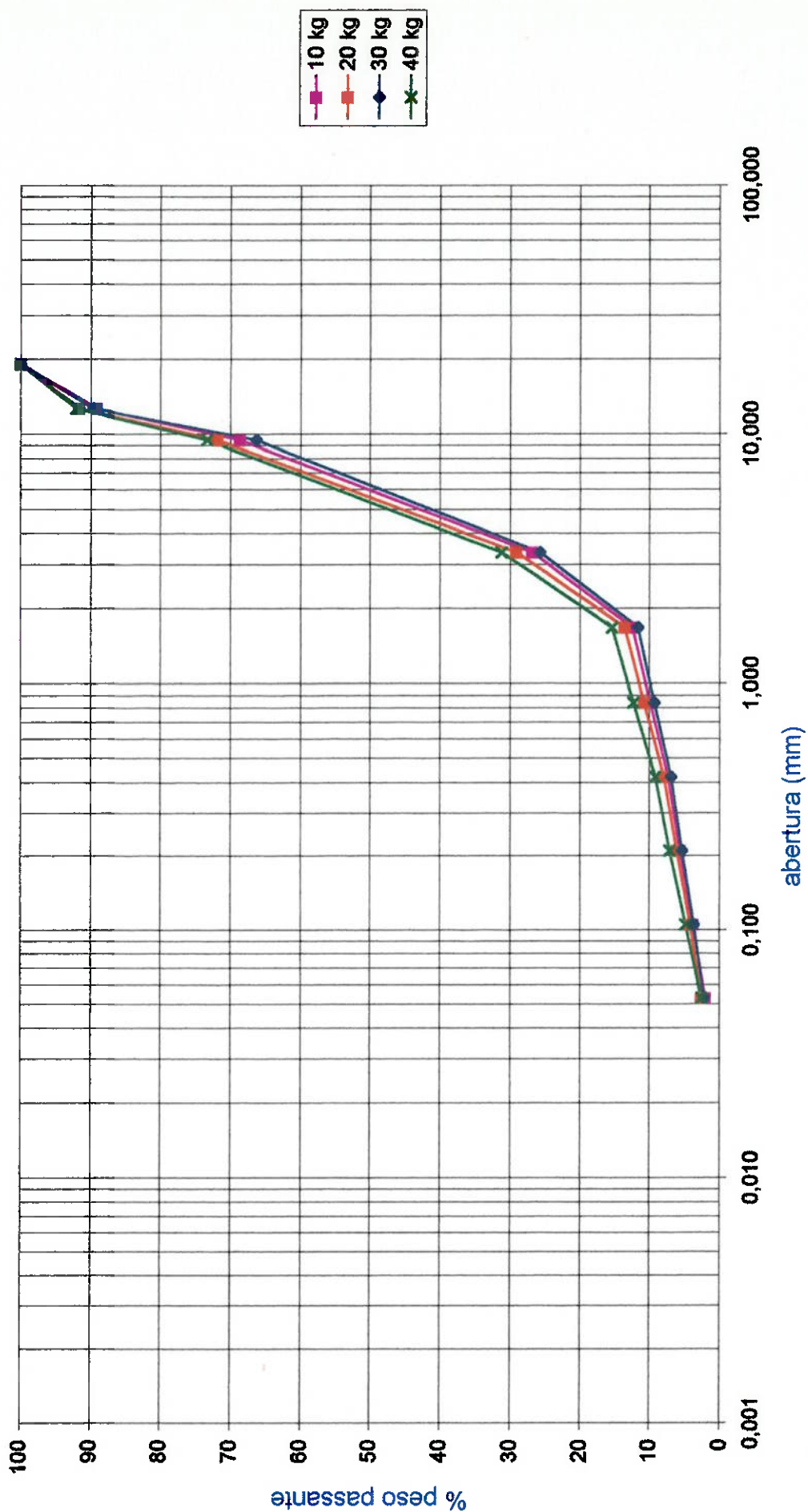
	massa da mandíbula (g)		Perda metálica (g)	massa britada (kg)	desgaste (g/t)
	inicial	final			
Mandíbula Fixa	1512,79	1510,89	1,90	100,00	19,00
Mandíbula Móvel	1526,92	1525,26	1,66	100,00	16,60

Distribuição Granulométrica

Amostra		10 kg				20 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	176,20	10,84	10,84	89,16	100,30	8,34	8,34	91,66
3/8"	9,520	332,80	20,47	31,31	68,69	237,50	19,76	28,10	71,90
6	3,360	680,20	41,84	73,15	26,85	514,70	42,82	70,92	29,08
10	1,680	234,70	14,44	87,59	12,41	186,90	15,55	86,47	13,53
20	0,840	41,00	2,52	90,11	9,89	33,80	2,81	89,28	10,72
35	0,420	42,30	2,60	92,72	7,28	34,20	2,85	92,12	7,88
65	0,210	27,00	1,66	94,38	5,62	21,40	1,78	93,90	6,10
150	0,105	29,30	1,80	96,18	3,82	23,20	1,93	95,83	4,17
270	0,053	29,80	1,83	98,01	1,99	19,10	1,59	97,42	2,58
-270		32,30	1,99	100,00	0,00	31,00	2,58	100,00	0,00
		1625,60				1202,10			

Amostra		30 kg				40 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	150,50	10,39	10,39	89,61	113,60	7,90	7,90	92,10
3/8"	9,520	337,30	23,28	33,67	66,33	269,30	18,73	26,63	73,37
6	3,360	588,50	40,62	74,28	25,72	606,20	42,15	68,78	31,22
10	1,680	203,70	14,06	88,34	11,66	228,00	15,85	84,63	15,37
20	0,840	34,60	2,39	90,73	9,27	43,90	3,05	87,69	12,31
35	0,420	34,90	2,41	93,14	6,86	46,00	3,20	90,88	9,12
65	0,210	21,90	1,51	94,65	5,35	29,50	2,05	92,94	7,06
150	0,105	24,10	1,66	96,31	3,69	32,60	2,27	95,20	4,80
270	0,053	21,70	1,50	97,81	2,19	32,00	2,23	97,43	2,57
-270		31,70	2,19	100,00	0,00	37,00	2,57	100,00	0,00
		1448,90				1438,10			

PEDREIRA EMBU



Identificação

Material	Granito
Pedreira	Cantareira
Origem	Mairiporã - SP

Condições operacionais

Tamanho de alimentação	-3/4"+1/2"
Abertura de saída (fechada)	4,5 mm
umidade	seca

Características do material

Análise Petrográfica:	Massa específica	RCS (MPa)	Los Angeles	Vp (m/s)	Forma
Quartzo 20-25%; feldspatos 70%; outros 10-15%	2,71 t/m ³	187	23%	4959	cúbica

Dados Coletados

Massa britada (kg)	10	20	30	40	Média
Tempo de britagem (s)	71,83	141,34	210,08	283,51	
Corrente média	1,29	1,38	1,45	1,64	
Força média	429,70	418,50	412,80	408,03	417,30
Consumo (kwh/t)	0,96	1,03	1,07	1,22	1,07

Desgaste

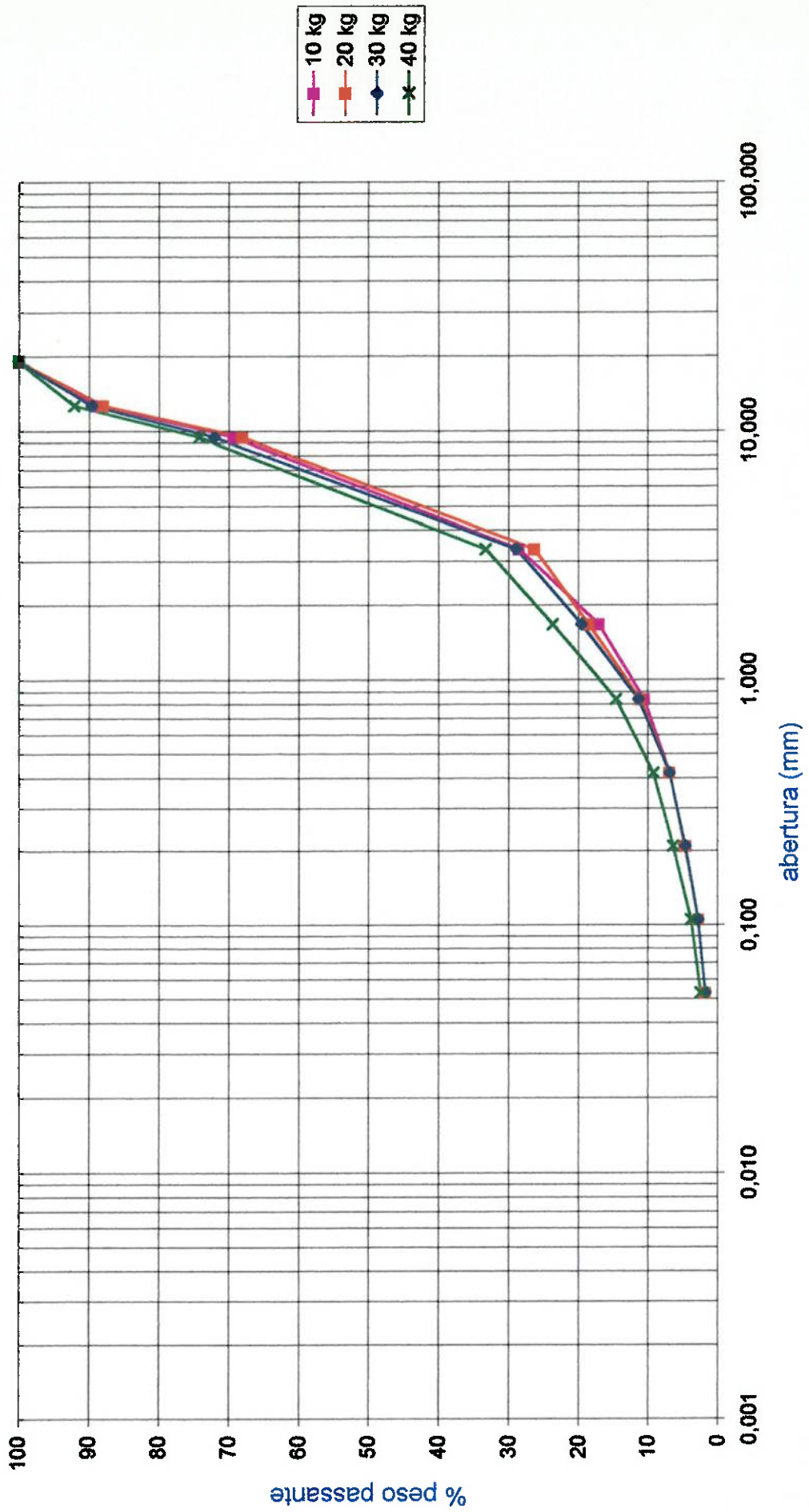
	massa da mandíbula (g)		Perda metálica (g)	massa britada (kg)	desgaste (g/t)
	inicial	final			
Mandíbula Fixa	151,89	1508,86	2,03	100,00	20,30
Mandíbula Móvel	1525,26	1523,56	1,70	100,00	17,00

Distribuição Granulométrica

Amostra		10 kg				20 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	174,18	11,44	11,44	88,56	195,70	11,97	11,97	88,03
3/8"	9,520	292,14	19,18	30,62	69,38	326,08	19,94	31,91	68,09
6	3,360	622,40	40,86	71,48	28,52	682,90	41,77	73,68	26,32
10	1,680	174,49	11,46	82,94	17,06	128,28	7,85	81,53	18,47
20	0,840	99,12	6,51	89,44	10,56	119,92	7,33	88,86	11,14
35	0,420	55,86	3,67	93,11	6,89	69,21	4,23	93,09	6,91
65	0,210	34,25	2,25	95,36	4,64	36,14	2,21	95,30	4,70
150	0,105	28,25	1,85	97,21	2,79	31,05	1,90	97,20	2,80
270	0,053	16,03	1,05	98,27	1,73	16,60	1,02	98,22	1,78
-270		26,40	1,73	100,00	0,00	29,12	1,78	100,00	0,00
		1523,12				1635,00			

Amostra		30 kg				40 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	158,77	10,40	10,40	89,60	119,99	7,81	7,81	92,19
3/8"	9,520	266,95	17,48	27,88	72,12	274,43	17,86	25,67	74,33
6	3,360	660,00	43,23	71,11	28,89	631,20	41,07	66,74	33,26
10	1,680	142,93	9,36	80,47	19,53	147,07	9,57	76,31	23,69
20	0,840	125,41	8,21	88,68	11,32	140,01	9,11	85,42	14,58
35	0,420	67,85	4,44	93,13	6,87	82,91	5,40	90,81	9,19
65	0,210	34,21	2,24	95,37	4,63	43,81	2,85	93,66	6,34
150	0,105	28,45	1,86	97,23	2,77	38,96	2,54	96,20	3,80
270	0,053	15,22	1,00	98,23	1,77	21,19	1,38	97,58	2,42
-270		27,07	1,77	100,00	0,00	37,21	2,42	100,00	0,00
		1526,86				1536,78			

PEDREIRA CANTAREIRA



Identificação

Material	Granito
Pedreira	Reago
Origem	São Paulo

Condições operacionais

Tamanho de alimentação	-3/4"+1/2"
Abertura de saída (fechada)	4,5 mm
umidade	seca

Características do material

Análise Petrográfica: Quartzo 20%; feldspatos 75%; outros 5%	Massa específica	RCS (MPa)	Los Angel	Vp (m/s)	Forma
	2,71 t/m ³	113	27%		cúbica

Dados Coletados

Massa britada (kg)	10	20	30	40	Média
Tempo de britagem (s)	70,45	134,29	201,65	258,05	
Corrente média	2,09	2,69	2,39	2,18	
Força média	467,60	502,00	502,50	506,30	494,60
Consumo (kwh/t)	1,49	1,86	1,67	1,46	1,62

Desgaste

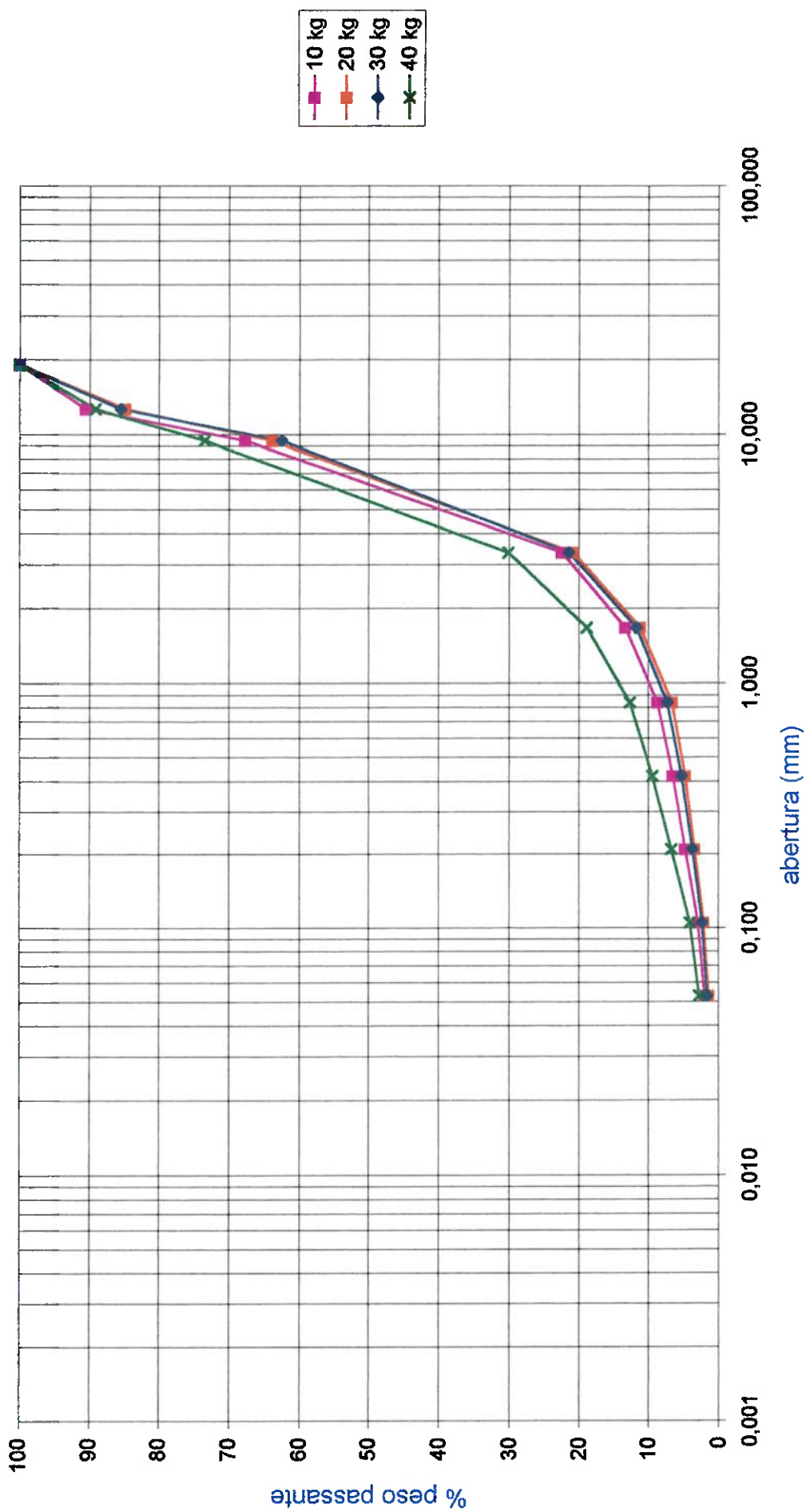
	massa da mandíbula (g)		Perda metálica (g)	massa britada (kg)	desgaste (g/t)
	inicial	final			
Mandíbula Fixa	1508,86	1504,40	4,46	200,00	22,30
Mandíbula Móvel	1523,56	1519,36	4,20	200,00	21,00

Distribuição Granulométrica

Amostra		10 kg				20 kg			
		massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
tyler	(mm)	(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	104,13	9,41	9,41	90,59	162,81	15,16	15,16	84,84
3/8"	9,520	253,31	22,88	32,29	67,71	225,32	20,98	36,15	63,85
6	3,360	500,90	45,25	77,54	22,46	460,75	42,91	79,06	20,94
10	1,680	100,90	9,12	86,66	13,34	104,65	9,75	88,81	11,19
20	0,840	51,50	4,65	91,31	8,69	48,61	4,53	93,33	6,67
35	0,420	24,40	2,20	93,51	6,49	20,35	1,90	95,23	4,77
65	0,210	19,40	1,75	95,27	4,73	14,61	1,36	96,59	3,41
150	0,105	19,70	1,78	97,05	2,95	13,75	1,28	97,87	2,13
270	0,053	10,70	0,97	98,01	1,99	7,59	0,71	98,58	1,42
-270		22,00	1,99	100,00	0,00	15,28	1,42	100,00	0,00
		1106,94				1073,72			

Amostra		30 kg				40 kg			
		massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
tyler	(mm)	(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	193,10	14,49	14,49	85,51	119,60	10,80	10,80	89,20
3/8"	9,520	306,21	22,99	37,48	62,52	173,80	15,70	26,50	73,50
6	3,360	547,50	41,10	78,58	21,42	480,10	43,37	69,87	30,13
10	1,680	129,50	9,72	88,30	11,70	124,70	11,26	81,14	18,86
20	0,840	58,90	4,42	92,72	7,28	68,30	6,17	87,31	12,69
35	0,420	26,80	2,01	94,73	5,27	36,10	3,26	90,57	9,43
65	0,210	20,40	1,53	96,26	3,74	30,00	2,71	93,28	6,72
150	0,105	18,60	1,40	97,66	2,34	29,10	2,63	95,91	4,09
270	0,053	9,50	0,71	98,37	1,63	14,70	1,33	97,24	2,76
-270		21,70	1,63	100,00	0,00	30,60	2,76	100,00	0,00
		1332,21				1107,00			

PEDREIRA REAGO



Identificação

Material	Granito	Tamanho de alimentação	-3/4"+1/2"
Pedreira	Embu	Abertura de saída (fechada)	4,5 mm
Origem	Itapeti - SP	umidade	seca

Condições operacionais**Características do material**

Análise Petrográfica: Quartzo 25%; feldspatos 60%; biotita 10%; outros 5%	Massa específica	RCS (MPa)	Los Angeles	Vp (m/s)	Forma
	2,67 t/m ³	143	30%	5225	cúbica

Dados Coletados

Massa britada (kg)	10	20	30	40	Média
Tempo de britagem (s)	67,51	131,85	195,30	260,07	
Corrente média	0,77	0,75	0,66	0,64	
Força média	342,80	356,00	357,40	358,40	353,70
Consumo (kwh/t)	0,52	0,51	0,44	0,43	0,47

Desgaste

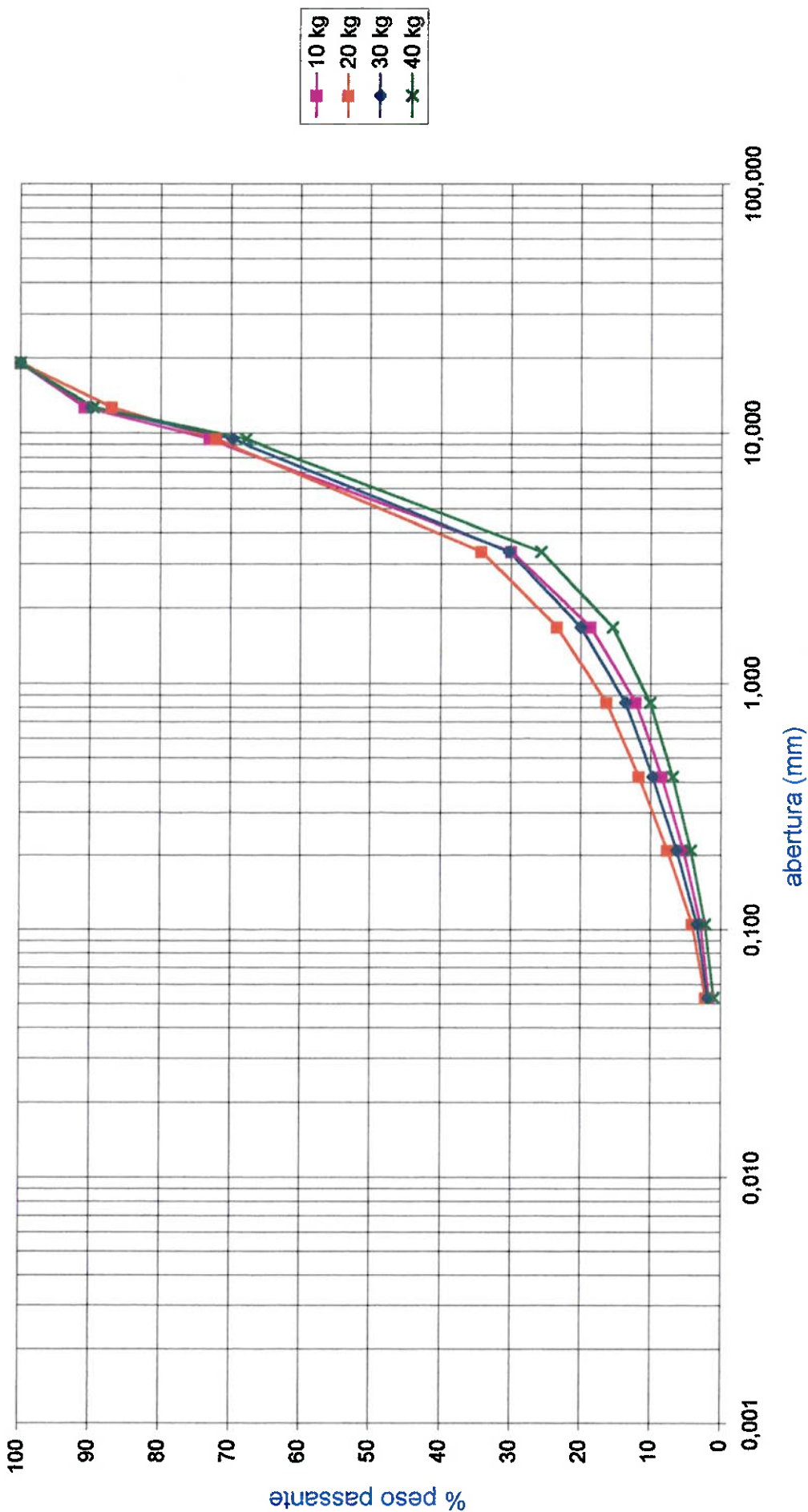
	massa da mandíbula (g)		Perda metálica (g)	massa britada (kg)	desgaste (g/t)
	inicial	final			
Mandíbula Fixa	1504,40	1503,17	1,23	100,00	12,30
Mandíbula Móvel	1519,36	1518,18	1,18	100,00	11,80

Distribuição Granulométrica

Amostra		10 kg				20 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	86,95	9,14	9,14	90,86	131,38	13,01	13,01	86,99
3/8"	9,520	169,27	17,80	26,94	73,06	149,85	14,83	27,84	72,16
6	3,360	409,79	43,09	70,04	29,96	383,22	37,94	65,78	34,22
10	1,680	108,34	11,39	81,43	18,57	109,18	10,81	76,58	23,42
20	0,840	60,87	6,40	87,83	12,17	71,92	7,12	83,70	16,30
35	0,420	35,87	3,77	91,60	8,40	46,49	4,60	88,31	11,69
65	0,210	28,89	3,04	94,64	5,36	41,63	4,12	92,43	7,57
150	0,105	22,82	2,40	97,04	2,96	35,14	3,48	95,91	4,09
270	0,053	12,37	1,30	98,34	1,66	18,88	1,87	97,77	2,23
-270		15,78	1,66	100,00	0,00	22,48	2,23	100,00	0,00
		950,95				1010,17			

Amostra		30 kg				40 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	113,77	10,09	10,09	89,91	112,32	10,40	10,40	89,60
3/8"	9,520	227,43	20,16	30,25	69,75	234,10	21,68	32,08	67,92
6	3,360	445,09	39,46	69,71	30,29	456,46	42,27	74,36	25,64
10	1,680	116,04	10,29	79,99	20,01	110,18	10,20	84,56	15,44
20	0,840	72,07	6,39	86,38	13,62	57,99	5,37	89,93	10,07
35	0,420	43,74	3,88	90,26	9,74	34,08	3,16	93,09	6,91
65	0,210	39,03	3,46	93,72	6,28	27,81	2,58	95,66	4,34
150	0,105	31,97	2,83	96,56	3,44	22,70	2,10	97,77	2,23
270	0,053	17,46	1,55	98,10	1,90	12,76	1,18	98,95	1,05
-270		21,39	1,90	100,00	0,00	11,36	1,05	100,00	0,00
		1127,99				1079,76			

PEDREIRA EMBU-ITAPETI



Identificação

Material	Granito
Pedreira	Riuma
Origem	São Paulo - SP

Condições operacionais

Tamanho de alimentação	~3/4"+1/2"
Abertura de saída (fechada)	4,5 mm
umidade	seca

Características do material

Minerais essenciais quartzo: 25% - feldspatos: 60% biotita: 10% - outros 5%	Massa específica	RCS (MPa)	Los Angeles	Vp (m/s)	Forma
	2,67	142	30%	5661	cúbica

Dados Coletados

Massa britada (kg)	10	20	30	40	média
Tempo de britagem (s)	69,51	139,44	207,06	276,43	
Corrente média útil (A)	1,38	1,70	1,61	1,51	
Força média	374,2	407,5	395,5	400,1	394,3
Consumo (kwh/t)	1,02	1,25	1,18	1,11	1,14

Desgaste

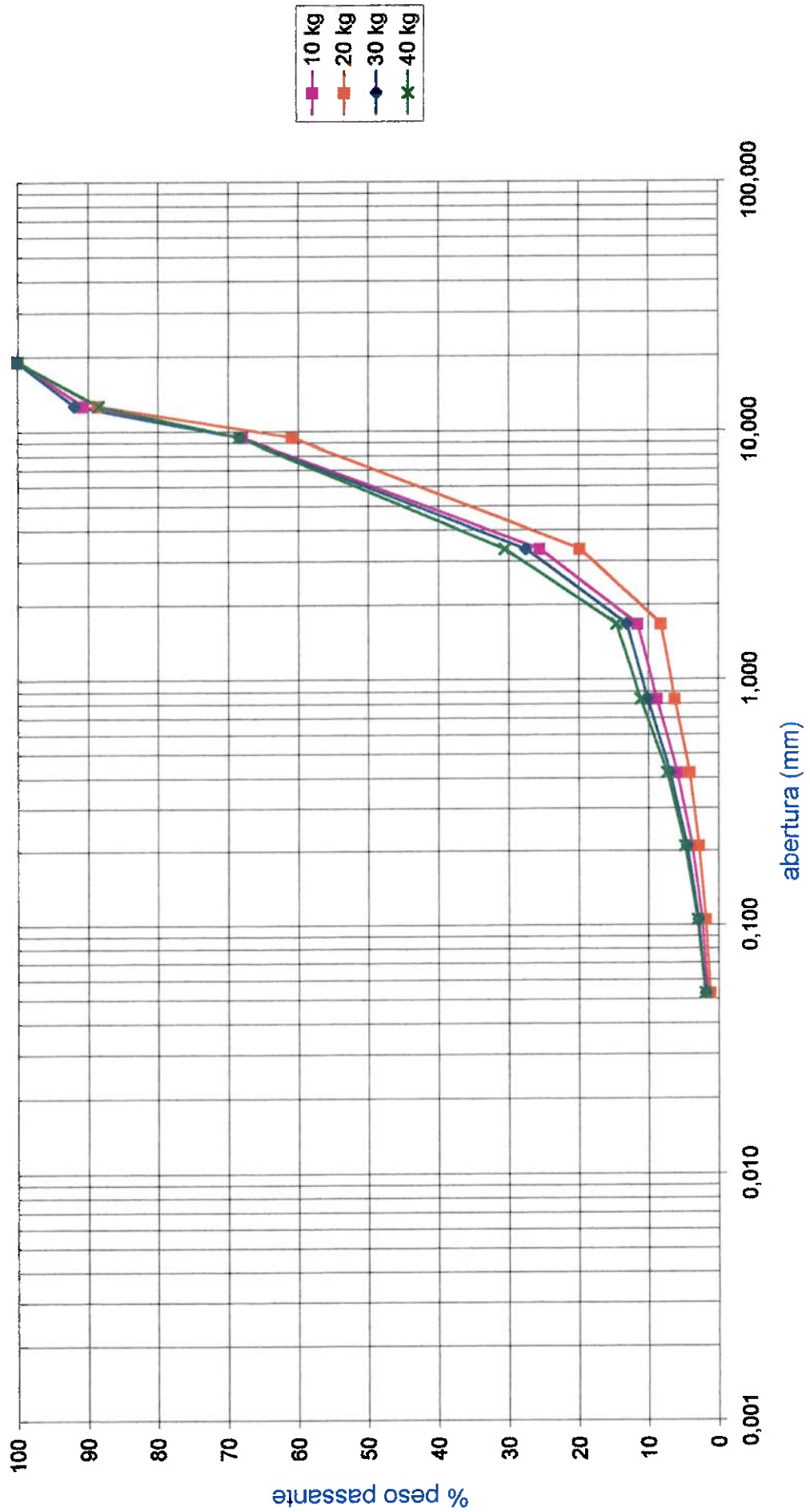
	massa da mandíbula (g)		Perda metálica (g)	massa britada (kg)	desgaste (g/t)
	inicial	final			
Mandíbula Fixa	1503,17	1501,00	2,17	100,00	21,70
Mandíbula Móvel	1518,18	1516,09	2,09	100,00	20,90

Distribuição Granulométrica

Amostra		10 kg				20 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	96,48	9,31	9,31	90,69	120,83	11,33	11,33	88,67
3/8"	9,520	234,41	22,63	31,94	68,06	295,88	27,74	39,07	60,93
6	3,360	440,12	42,48	74,42	25,58	438,06	41,07	80,14	19,86
10	1,680	145,14	14,01	88,43	11,57	124,32	11,66	91,80	8,20
20	0,840	28,70	2,77	91,20	8,80	21,10	1,98	93,78	6,22
35	0,420	30,84	2,98	94,17	5,83	22,37	2,10	95,87	4,13
65	0,210	21,70	2,09	96,27	3,73	14,67	1,38	97,25	2,75
150	0,105	14,14	1,36	97,63	2,37	10,20	0,96	98,21	1,79
270	0,053	8,91	0,86	98,49	1,51	6,53	0,61	98,82	1,18
-270		15,61	1,51	100,00	0,00	12,60	1,18	100,00	0,00
		1036,05				1066,56			

Amostra		30 kg				40 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	102,98	8,03	8,03	91,97	148,31	11,46	11,46	88,54
3/8"	9,520	302,30	23,57	31,59	68,41	259,90	20,09	31,55	68,45
6	3,360	523,90	40,84	72,43	27,57	490,10	37,88	69,43	30,57
10	1,680	185,61	14,47	86,90	13,10	207,24	16,02	85,45	14,55
20	0,840	38,38	2,99	89,89	10,11	44,42	3,43	88,88	11,12
35	0,420	41,60	3,24	93,14	6,86	49,32	3,81	92,69	7,31
65	0,210	31,04	2,42	95,56	4,44	33,50	2,59	95,28	4,72
150	0,105	20,42	1,59	97,15	2,85	22,62	1,75	97,03	2,97
270	0,053	12,89	1,00	98,15	1,85	14,17	1,10	98,12	1,88
-270		23,69	1,85	100,00	0,00	24,27	1,88	100,00	0,00
		1282,81				1293,85			

PEDREIRA RIUMA



Identificação

Material	Carbonatito
Pedreira	Serrana
Origem	Cajati - SP

Condições operacionais

Tamanho de alimentação	-3/4"+1/2"
Abertura de saída (fechada)	4,5 mm
umidade	seca

Características do material

Análise Petrográfica:	Massa específica	RCS (MPa)	Los Angeles	Vp (m/s)	Forma
Calcita/dolomita 85%; piroxênio/anfibólio 5-10% feldspatos < 5%; magnetita < 2%, ilmenita < 2%	2,91 t/m ³			3750	cúbica

Dados Coletados

Massa britada (kg)	10	20	30	40	Média
Tempo de britagem (s)	81,84	160,85	233,57	309,06	
Corrente média	0,05	0,04	0,07	0,05	
Força média	98,90	101,20	126,90	146,60	118,40
Consumo (kwh/t)	0,04	0,03	0,06	0,04	0,04

Desgaste

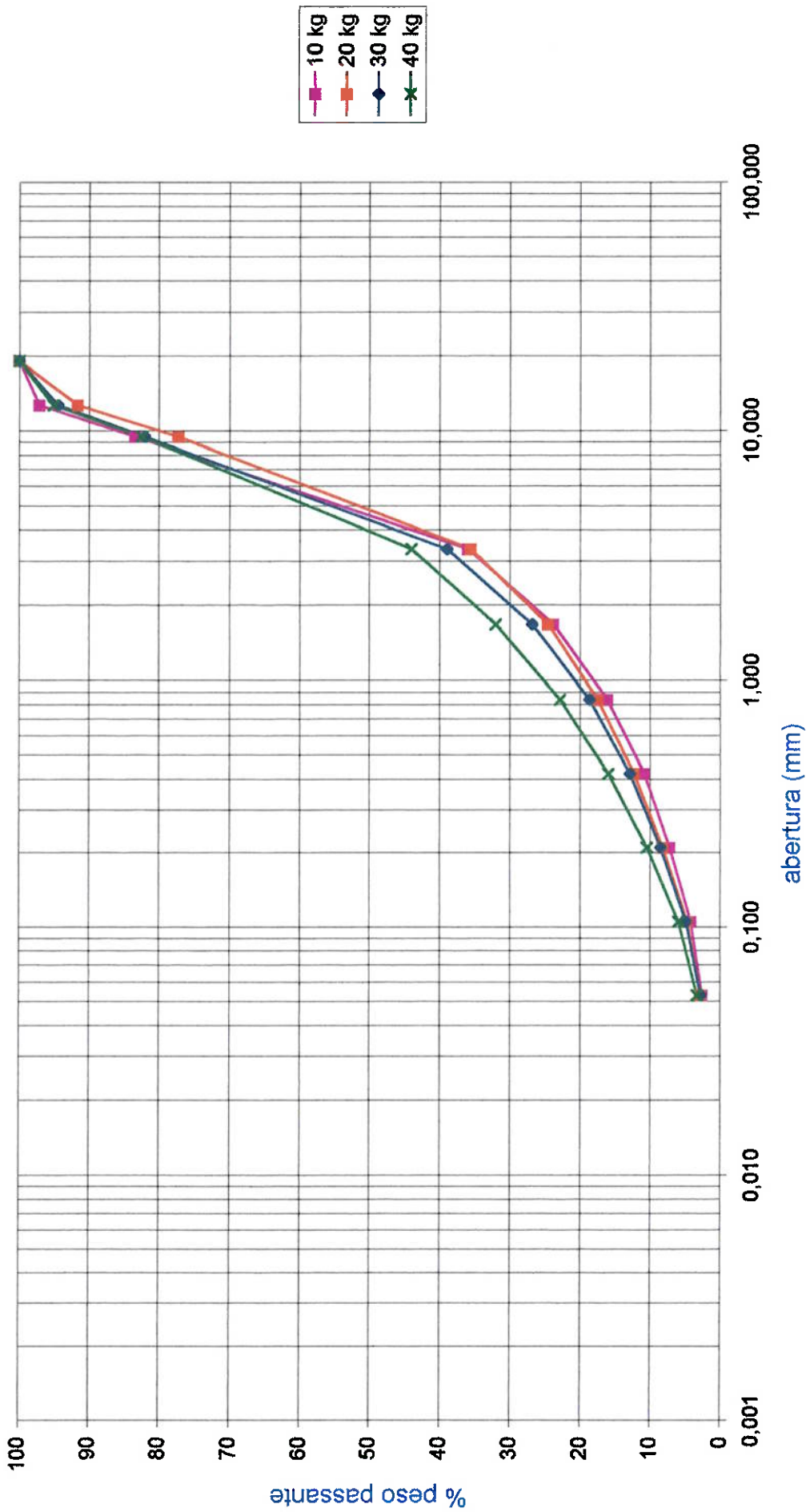
	massa da mandíbula (g)		Perda metálica (g)	massa britada (kg)	desgaste (g/t)
	inicial	final			
Mandíbula Fixa	1498,20	1498,11	0,09	423,00	0,21
Mandíbula Móvel	1513,59	1513,59	0,00	0,00	0,00

Distribuição Granulométrica

Amostra		10 kg				20 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	31,31	2,96	2,96	97,04	90,00	8,36	8,36	91,64
3/8"	9,520	144,02	13,61	16,57	83,43	154,60	14,35	22,71	77,29
6	3,360	502,20	47,47	64,04	35,96	449,10	41,70	64,41	35,59
10	1,680	127,80	12,08	76,12	23,88	118,60	11,01	75,42	24,58
20	0,840	82,30	7,78	83,89	16,11	76,50	7,10	82,53	17,47
35	0,420	55,70	5,26	89,16	10,84	55,50	5,15	87,68	12,32
65	0,210	38,90	3,68	92,84	7,16	44,20	4,10	91,78	8,22
150	0,105	31,30	2,96	95,79	4,21	37,70	3,50	95,28	4,72
270	0,053	17,60	1,66	97,46	2,54	21,20	1,97	97,25	2,75
-270		26,90	2,54	100,00	0,00	29,60	2,75	100,00	0,00
		1058,03				1077,00			

Amostra		30 kg				40 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	60,00	5,55	5,55	94,45	63,50	4,89	4,89	95,11
3/8"	9,520	133,40	12,34	17,89	82,11	164,30	12,64	17,53	82,47
6	3,360	466,60	43,16	61,04	38,96	499,80	38,46	56,00	44,00
10	1,680	130,60	12,08	73,12	26,88	155,90	12,00	67,99	32,01
20	0,840	89,00	8,23	81,35	18,65	118,00	9,08	77,07	22,93
35	0,420	62,50	5,78	87,13	12,87	90,60	6,97	84,05	15,95
65	0,210	47,50	4,39	91,53	8,47	71,60	5,51	89,56	10,44
150	0,105	39,10	3,62	95,14	4,86	59,10	4,55	94,10	5,90
270	0,053	22,20	2,05	97,20	2,80	33,50	2,58	96,68	3,32
-270		30,30	2,80	100,00	0,00	43,10	3,32	100,00	0,00
		1081,20				1299,40			

CARBONATITO



Identificação

Material	Calcário	Tamanho de alimentação	-3/4"+1/2"
Pedreira	Britabrás	Abertura de saída (fechada)	4,5 mm
Origem	Cajamar - SP	umidade	seca

Condições operacionais**Características do material**

Análise Petrográfica:	Massa específica	RCS (MPa)	Los Angeles	Vp (m/s)	Forma
Carbonatos: calcita 75-80%; dolomita 15-20%; Quartzo <1%	2,70 tm3	169	21%	5660	cúbica

Dados Coletados

Massa britada (kg)	10	20	30	40	Média
Tempo de britagem (s)	83,80	164,08	245,54	326,62	
Corrente média	1,27	1,74	1,94	2,00	
Força média	329,30	321,00	344,60	355,20	337,50
Consumo (kwh/t)	1,06	1,46	1,65	1,71	1,47

Desgaste

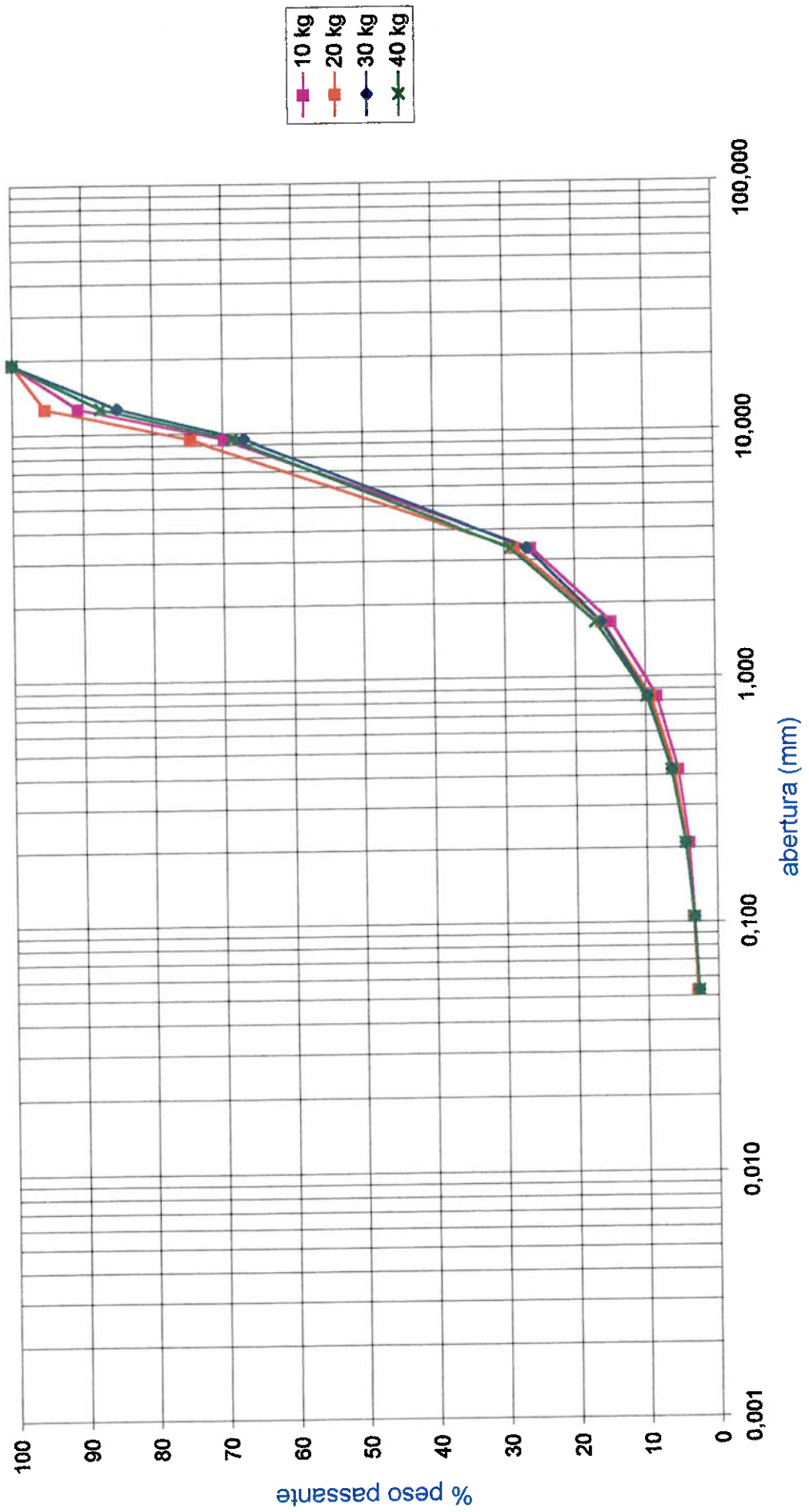
	massa da mandíbula (g)		Perda metálica (g)	massa britada (kg)	desgaste (g/t)
	inicial	final			
Mandíbula Fixa	1498,11	1498,09	0,02	548	0,04
Mandíbula Móvel	1513,59	1513,59	0	548	0

Distribuição Granulométrica

Amostra		10 kg				20 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	103,77	9,38	9,38	90,62	57,87	4,65	4,65	95,35
3/8"	9,520	230,53	20,85	30,23	69,77	257,65	20,72	25,37	74,63
6	3,360	481,67	43,56	73,79	26,21	573,20	46,09	71,47	28,53
10	1,680	125,68	11,37	85,15	14,85	153,70	12,36	83,83	16,17
20	0,840	71,14	6,43	91,59	8,41	85,80	6,90	90,73	9,27
35	0,420	33,04	2,99	94,58	5,42	40,40	3,25	93,98	6,02
65	0,210	16,40	1,48	96,06	3,94	21,10	1,70	95,67	4,33
150	0,105	6,95	0,63	96,69	3,31	10,70	0,86	96,53	3,47
270	0,053	4,70	0,43	97,11	2,89	6,60	0,53	97,06	2,94
-270		31,93	2,89	100,00	0,00	36,50	2,94	100,00	0,00
		1105,81				1243,52			

Amostra		30 kg				40 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	196,50	14,96	14,96	85,04	166,60	12,50	12,50	87,50
3/8"	9,520	237,00	18,04	33,00	67,00	250,40	18,79	31,30	68,70
6	3,360	528,20	40,21	73,21	26,79	527,80	39,61	70,91	29,09
10	1,680	138,50	10,54	83,75	16,25	160,30	12,03	82,94	17,06
20	0,840	85,90	6,54	90,29	9,71	95,60	7,18	90,12	9,88
35	0,420	44,40	3,38	93,67	6,33	47,30	3,55	93,67	6,33
65	0,210	24,70	1,88	95,55	4,45	25,40	1,91	95,57	4,43
150	0,105	15,10	1,15	96,70	3,30	14,40	1,08	96,65	3,35
270	0,053	7,50	0,57	97,27	2,73	8,90	0,67	97,32	2,68
-270		35,90	2,73	100,00	0,00	35,70	2,68	100,00	0,00
		1313,70				1332,40			

CALCÁRIO



Identificação

Material	Quartzito
Pedreira	Lolli
Origem	Santana do Parnaíba - SP

Condições operacionais

Tamanho de alimentação	-3/4"+1/2"
Abertura de saída (fechada)	4,5 mm
umidade	seca

Características do material

Análise Petrográfica:	Massa específica	RCS (MPa)	Los Angel	Vp (m/s)	Forma
Quartzo 95%; muscovita < 5%.	2,64 t/m3				

Dados Coletados

Massa britada (kg)	10	20	30	40	Média
Tempo de britagem (s)	75,69	147,33	214,01	288,49	
Corrente média	1,17	1,24	1,38	1,47	
Força média	482,40	496,30	501,60	488,70	492,30
Consumo (kwh/t)	0,88	0,93	1,02	1,11	0,98

Desgaste

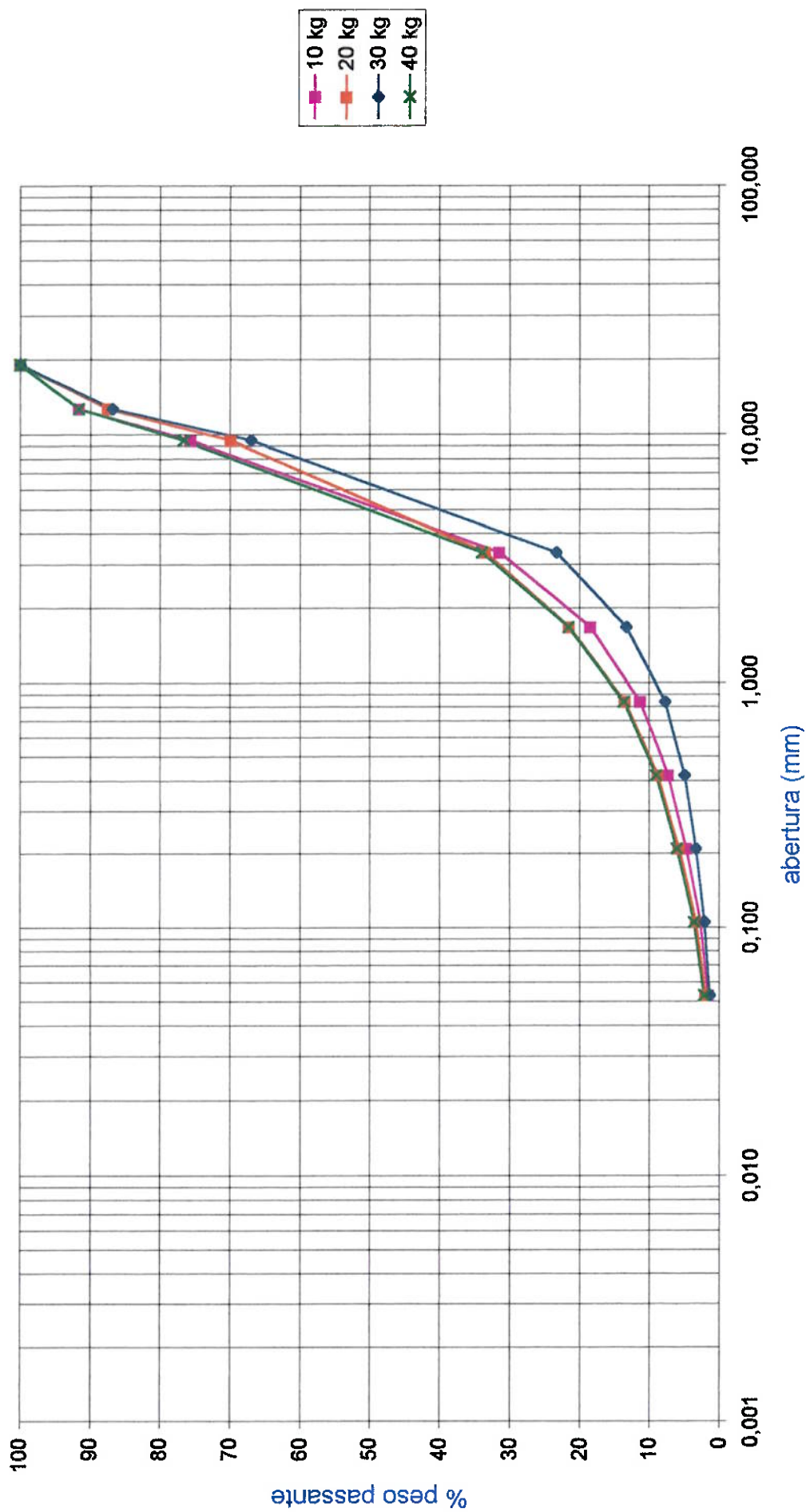
	massa da mandíbula (g)		Perda metálica (g)	massa britada (kg)	desgaste (g/t)
	inicial	final			
Mandíbula Fixa	1497,70	1493,31	4,39	100,00	43,90
Mandíbula Móvel	1513,14	1508,56	4,58	100,00	45,80

Distribuição Granulométrica

Amostra		10 kg				20 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	90,10	8,32	8,32	91,68	150,92	12,51	12,51	87,49
3/8"	9,520	172,99	15,97	24,29	75,71	212,25	17,59	30,10	69,90
6	3,360	479,41	44,26	68,55	31,45	438,88	36,37	66,47	33,53
10	1,680	140,67	12,99	81,54	18,46	145,09	12,02	78,49	21,51
20	0,840	78,18	7,22	88,76	11,24	96,86	8,03	86,52	13,48
35	0,420	43,25	3,99	92,75	7,25	56,42	4,68	91,19	8,81
65	0,210	27,95	2,58	95,33	4,67	37,12	3,08	94,27	5,73
150	0,105	21,68	2,00	97,33	2,67	29,42	2,44	96,71	3,29
270	0,053	11,97	1,11	98,44	1,56	16,76	1,39	98,09	1,91
-270		16,90	1,56	100,00	0,00	23,00	1,91	100,00	0,00
		1083,10				1206,72			

Amostra		30 kg				40 kg			
tyler	(mm)	massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	137,82	13,16	13,16	86,84	91,29	8,31	8,31	91,69
3/8"	9,520	207,67	19,83	32,99	67,01	165,25	15,03	23,34	76,66
6	3,360	457,51	43,68	76,67	23,33	469,41	42,71	66,05	33,95
10	1,680	105,40	10,06	86,73	13,27	135,89	12,36	78,41	21,59
20	0,840	58,57	5,59	92,32	7,68	87,97	8,00	86,42	13,58
35	0,420	28,90	2,76	95,08	4,92	50,61	4,60	91,02	8,98
65	0,210	16,84	1,61	96,69	3,31	32,97	3,00	94,02	5,98
150	0,105	13,06	1,25	97,93	2,07	26,58	2,42	96,44	3,56
270	0,053	8,19	0,78	98,72	1,28	15,88	1,44	97,88	2,12
-270		13,44	1,28	100,00	0,00	23,27	2,12	100,00	0,00
		1047,40				1099,12			

QUARTZITO



Identificação

Material	Diabásio
Pedreira	Galvani
Origem	Paulínia - SP

Condições operacionais

Tamanho de alimentação	-3/4"+1/2"
Abertura de saída (fechada)	4,5 mm
umidade	seca

Características do material

Análise Petrográfica:	Massa específica	RCS (MPa)	Los Angeles	Vp (m/s)	Forma
Feldspato-plagioclásio 45-50%; Quartzo < 5%; cliropiroxênio (augita+peneonita) 30%; magnetita+ilmenita 15%; outros <5%	3,11 t/m3	166	17	5630	cúbica

Dados Coletados

Massa britada (kg)	10	20	30	40	Média
Tempo de britagem (s)	79,95	153,89	228,62	244,15	
Corrente média	2,87	2,99	2,90	4,34	
Força média	735,30	763,90	750,10		749,80
Consumo (kwh/t)	2,30	2,36	2,28	2,74	2,42

Desgaste

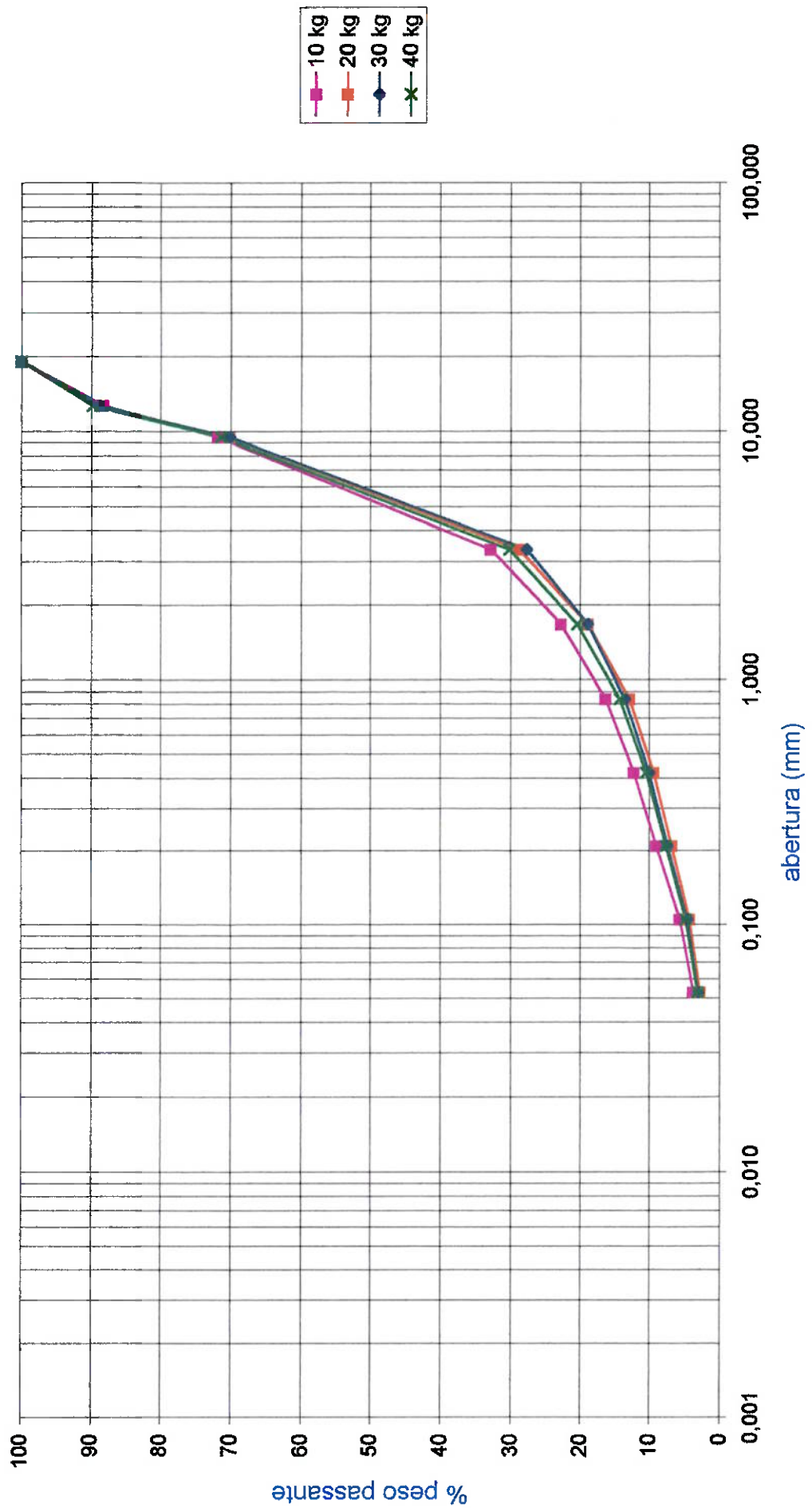
	massa da mandíbula (g)		Perda metálica (g)	massa britada (kg)	desgaste (g/t)
	inicial	final			
Mandíbula Fixa	1493,31	1493,00	0,31	100,00	3,10
Mandíbula Móvel	1508,56	1508,29	0,27	100,00	2,70

Distribuição Granulométrica

Amostra		10 kg				20 kg			
tyler	(mm)	massa retida (g) (%)		acumulado (%)		massa retida (g) (%)		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	134,11	11,71	11,71	88,29	128,61	11,18	11,18	88,82
3/8"	9,520	188,16	16,43	28,13	71,87	213,91	18,60	29,78	70,22
6	3,360	446,73	39,00	67,13	32,87	476,22	41,41	71,19	28,81
10	1,680	115,81	10,11	77,24	22,76	114,50	9,96	81,15	18,85
20	0,840	73,98	6,46	83,70	16,30	69,12	6,01	87,16	12,84
35	0,420	47,15	4,12	87,81	12,19	40,38	3,51	90,67	9,33
65	0,210	36,53	3,19	91,00	9,00	29,29	2,55	93,22	6,78
150	0,105	38,16	3,33	94,33	5,67	28,56	2,48	95,70	4,30
270	0,053	22,00	1,92	96,25	3,75	17,73	1,54	97,24	2,76
-270		42,92	3,75	100,00	0,00	31,69	2,76	100,00	0,00
		1145,55				1150,01			

Amostra		30 kg				40 kg			
tyler	(mm)	massa retida (g) (%)		acumulado (%)		massa retida (g) (%)		acumulado (%)	
		(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	121,48	11,00	11,00	89,00	111,36	10,18	10,18	89,82
3/8"	9,520	207,88	18,83	29,83	70,17	201,86	18,45	28,63	71,37
6	3,360	468,67	42,44	72,27	27,73	450,39	41,16	69,79	30,21
10	1,680	97,76	8,85	81,12	18,88	106,90	9,77	79,56	20,44
20	0,840	59,37	5,38	86,50	13,50	67,45	6,16	85,72	14,28
35	0,420	38,06	3,45	89,94	10,06	41,47	3,79	89,51	10,49
65	0,210	29,82	2,70	92,64	7,36	31,42	2,87	92,38	7,62
150	0,105	30,07	2,72	95,37	4,63	30,90	2,82	95,21	4,79
270	0,053	18,00	1,63	97,00	3,00	18,18	1,66	96,87	3,13
-270		33,15	3,00	100,00	0,00	34,26	3,13	100,00	0,00
		1104,26				1094,19			

DIABÁSIO



Identificação

Material	Basalto
Pedreira	Santa Rosa
Origem	Borborema-SP

Condições operacionais

Tamanho de alimentação	-3/4"+1/2"
Abertura de saída (fechada)	4,5 mm
umidade	seca

Características do material

Análise Petrográfica: Feldspato - plagioclásio 45%; piroxênio 45%; magnetita 5%; anfibólio 4%; outro < 1%	Massa específica	RCS (MPa)	Los Angeles	Vp (m/s)	Forma
	2,93 t/m ³	170	13%	5762	cúbica

Dados Coletados

Massa britada (kg)	10	20	30	40	Média
Tempo de britagem (s)	69,70	145,81	197,26	218,74	
Corrente média	4,21	4,93	4,59	4,34	
Força média	821,40	854,50	842,00		839,30
Consumo (kwh/t)	3,20	3,52	3,12	2,87	3,18

Desgaste

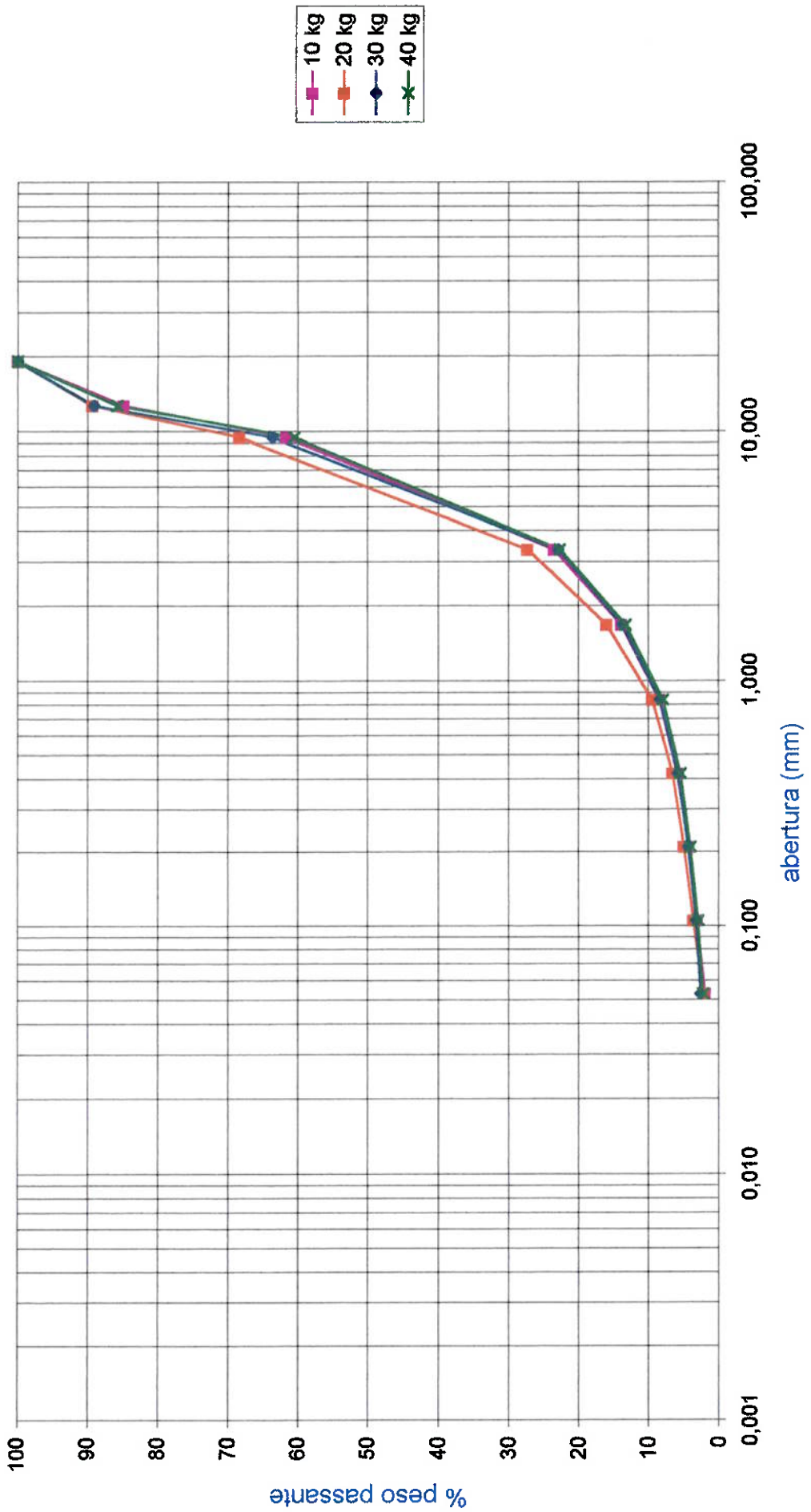
	massa da mandíbula (g)		Perda metálica (g)	massa britada (kg)	desgaste (g/t)
	inicial	final			
Mandíbula Fixa	1493,00	1492,88	0,12	95,00	1,26
Mandíbula Móvel	1508,29	1508,10	0,19	95,00	2,00

Distribuição Granulométrica

Amostra		10 kg				20 kg			
		massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
tyler	(mm)	(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	182,37	15,16	15,16	84,84	151,83	10,72	10,72	89,28
3/8"	9,520	279,94	23,27	38,42	61,58	295,92	20,89	31,60	68,40
6	3,360	458,17	38,08	76,50	23,50	583,00	41,15	72,75	27,25
10	1,680	116,59	9,69	86,19	13,81	160,00	11,29	84,04	15,96
20	0,840	64,76	5,38	91,58	8,42	92,00	6,49	90,54	9,46
35	0,420	31,08	2,58	94,16	5,84	42,20	2,98	93,51	6,49
65	0,210	19,24	1,60	95,76	4,24	22,70	1,60	95,12	4,88
150	0,105	14,44	1,20	96,96	3,04	18,20	1,28	96,40	3,60
270	0,053	13,62	1,13	98,09	1,91	19,90	1,40	97,80	2,20
-270		22,96	1,91	100,00	0,00	31,10	2,20	100,00	0,00
		1203,17				1416,85			

Amostra		30 kg				40 kg			
		massa retida		acumulado (%)		massa retida		acumulado (%)	
tyler	(mm)	(g)	(%)	acima	passante	(g)	(%)	acima	passante
3/4"	19,100	0,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	100,00
1/2"	12,700	134,20	10,88	10,88	89,12	200,49	14,26	14,26	85,74
3/8"	9,520	313,80	25,44	36,32	63,68	355,30	25,27	39,53	60,47
6	3,360	503,10	40,79	77,12	22,88	531,90	37,83	77,35	22,65
10	1,680	113,56	9,21	86,32	13,68	132,10	9,39	86,75	13,25
20	0,840	65,49	5,31	91,63	8,37	74,96	5,33	92,08	7,92
35	0,420	31,92	2,59	94,22	5,78	35,32	2,51	94,59	5,41
65	0,210	17,59	1,43	95,65	4,35	19,51	1,39	95,98	4,02
150	0,105	14,22	1,15	96,80	3,20	15,25	1,08	97,06	2,94
270	0,053	7,54	0,61	97,41	2,59	10,37	0,74	97,80	2,20
-270		31,90	2,59	100,00	0,00	30,94	2,20	100,00	0,00
		1233,32				1406,14			

BASALTO



ANEXO B

PLANILHA DE CÁLCULO DOS DESGASTES DAS MANDÍBULAS

PLANILHA DE DESGASTE DE MANDÍBULAS DOS ENSAIOS DE BRITAGEM

Tipo	Origem	Massa (kg) britada	MASSA POSTERIOR (g)		DESGASTE (g)		DESGASTE (g/t)		RELAÇÃO Fixa / Móvel
			móvel	fixa	Móvel	Fixa	Móvel	Fixa	
Granito	Pedreira		1526,92	1512,79					
Granito	Embu-Embu	100	1525,26	1510,89	1,66	1,90	16,60	19,00	1,14
Granito	Cantareira	100	1523,56	1508,86	1,70	2,03	17,00	20,30	1,19
Granito	Reago	200	1519,36	1504,40	4,20	4,46	21,00	22,30	1,06
Granito	Embu-Itapeti	100	1518,18	1503,17	1,18	1,23	11,80	12,30	1,04
Granito	Riuma	100	1516,09	1501,00	2,09	2,17	20,90	21,70	1,04
Granito Brita 2	Embu	100	1514,49	1499,18	1,60	1,82	16,00	18,20	1,14
Granito Brita 3	Embu	40	1513,59	1498,20	0,90	0,98	22,50	24,50	1,09
Carbonatito	Serrana	423	1513,59	1498,11	0,00	0,09	0,00	0,21	
Calcário	Cajamar	548	1513,59	1498,09	0,00	0,02	0,00	0,04	
			1513,14	1497,70					
Quartzito	Lolli	100	1508,56	1493,31	4,58	4,39	45,80	43,90	0,96
Diabásio	Galvani	100	1508,29	1493,00	0,27	0,31	2,70	3,10	1,15
Basalto	Santa Rosa	95	1508,10	1492,88	0,19	0,12	2,00	1,26	0,63
Granito úmido	Riuma	60	1506,83	1491,84	1,27	1,04	21,17	17,33	0,82
Granito + úmido	Riuma	60	1503,00	1490,69	3,83	1,15	63,83	19,17	0,30
Granito abert 7,2mm	Embu-Embu	74	1502,01	1489,70	0,99	0,99	13,38	13,38	1,00
Granito abert 1,8mm	Embu-Embu	74	1499,62	1487,91	2,39	1,79	32,30	24,19	0,75

ANEXO C

PLANILHAS DE CÁLCULO DOS ESFORÇOS NA ABANADEIRA E DAS ENERGIAS CONSUMIDAS

Condição	Tempo (s)			Esforço médio (kgf)			Corrente (A)					Energia (wh)	consumo kwh/t	
	final	inicial	intervalo	total	interf.	força	eficaz	média	cheio	vazio	útil			Potência (w)
Brita 2														
10	77,19	3,83	73,36	474,8	-16,5	491,3	17,36	-9,48	7,88	5,50	2,38	908,04	18,50	1,85
20	145,93	4,56	141,37	476,3	-24,5	500,8	17,92	-9,94	7,98	5,45	2,53	965,20	37,90	1,90
30	219,27	4,92	214,35	485,6	-27,6	513,2	18,51	-10,33	8,18	5,44	2,74	1045,60	62,26	2,08
40	269,99	4,35	265,64	478,1	-9,621	487,7	18,23	-10,24	7,99	5,57	2,42	921,00	67,96	1,70
média						498,2								1,88
Brita 3 (*)														
10	87,88	4,29	83,58	508,0	-23,8	531,8	19,59	-10,37	9,22	5,48	3,74	1426,27	33,11	3,31
20	136,17	4,14	132,03	678,2	9,3	668,9	20,78	-11,38	9,40	5,50	3,90	1486,48	54,51	2,73
média						600,4								3,02
Embu-Embu														
Abert 1,8mm														
74	820,29	4,77	815,52	1232,0	56,6	1175,4	19,26	-11,36	7,90	5,43	2,47	941,58	213,30	2,88
Embu-Embu														
Abert 7,2mm														
74	459,73	4,88	454,84	683,8	111,5	572,3	17,21	-9,85	7,36	5,69	1,67	635,59	80,30	1,09
Riuma														
úmida														
60	614,56	4,60	609,95	530,0	47,0	483,0	14,16	-8,17	6,00	5,66	0,33	127,27	21,56	0,36
Riuma (**)														
bem úmida														
60	-	-	-	410,1	97,1	313,0	-	-	-	-	-	-	-	-

interf.: interferência do sinal. Obtida pelo valor do sinal quando o britador está vazio.

(*) - O extensômetro de resistência quebrou durante a britagem da brita 3.

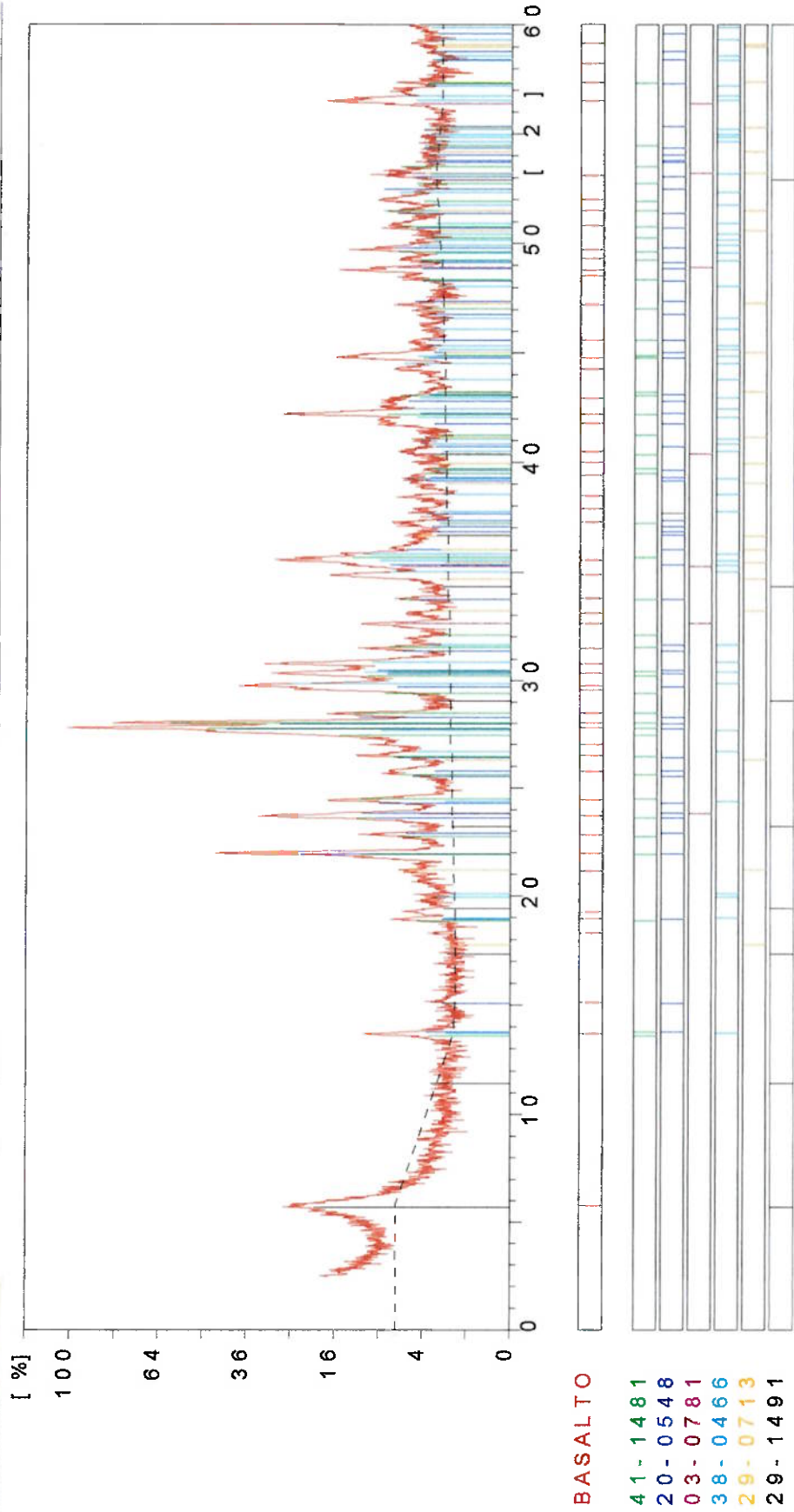
(**) - o britador "trava" com amostras muito úmidas. A força na abanadeira foi calculada através de partes dos sinais em que o britador estava funcionando normalmente.

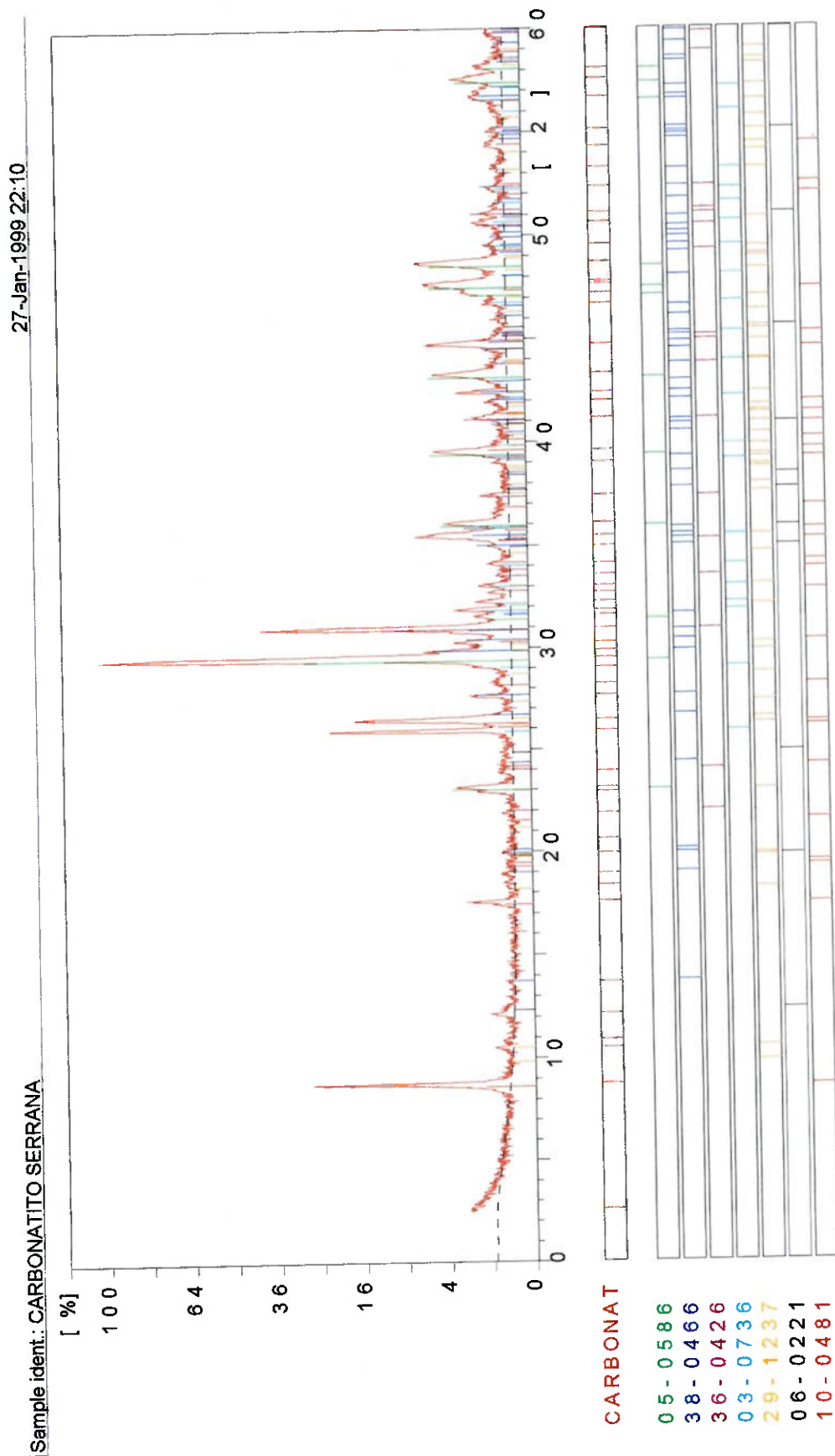
ANEXO D

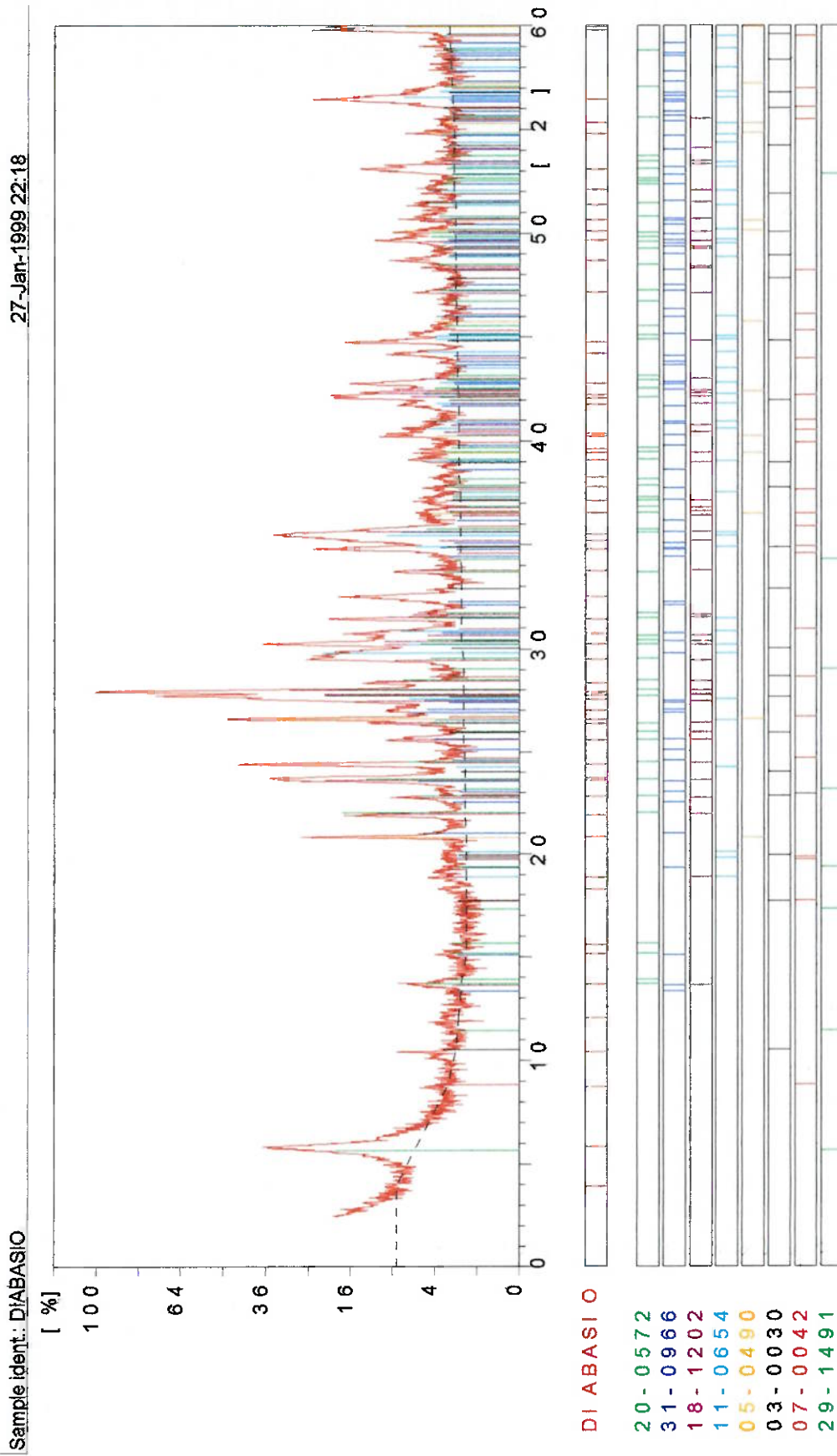
DIFRAÇÃO DE RAIOS-X DIFRATOGRAMAS E FICHAS ICD

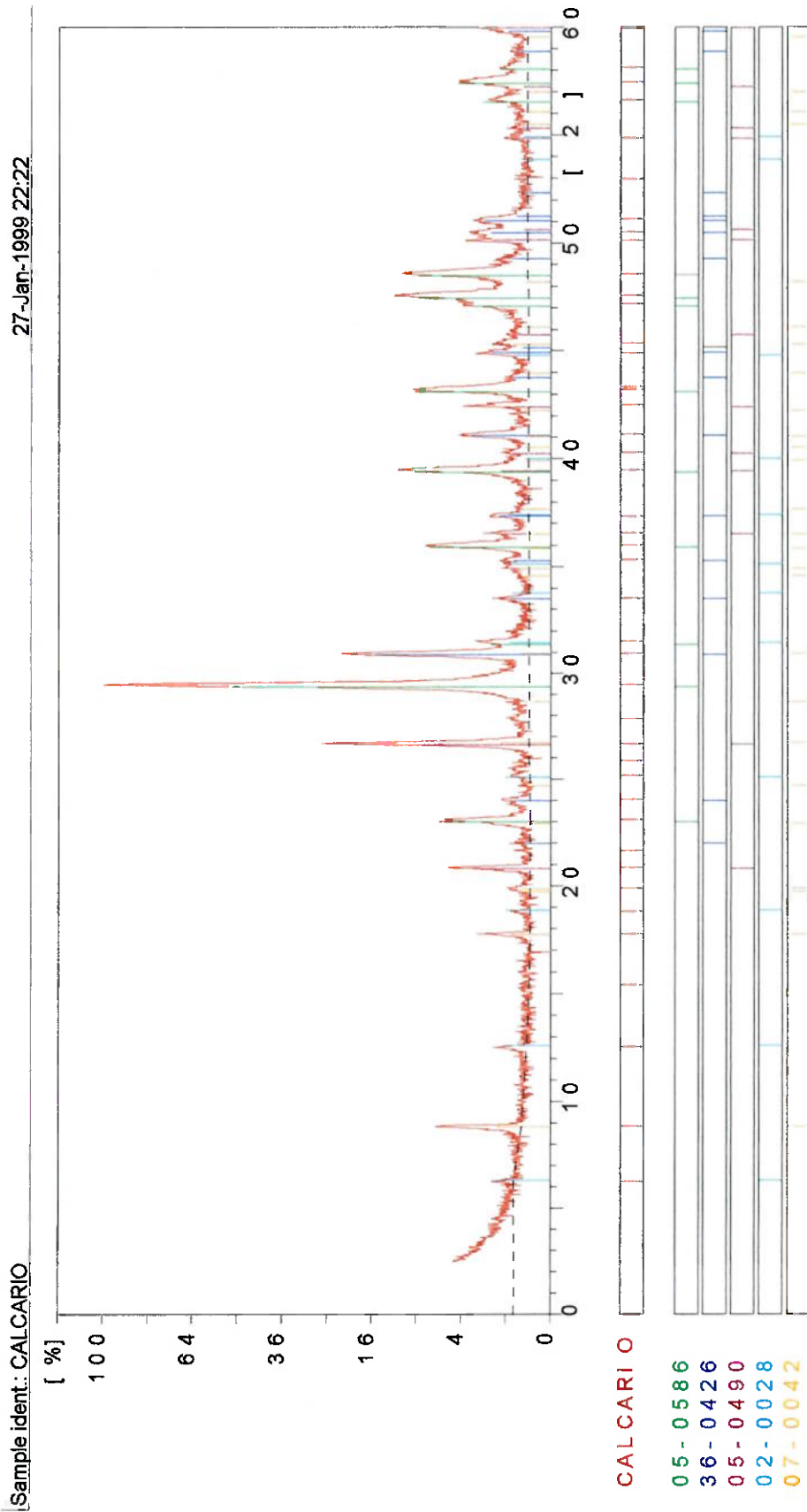
27-Jan-1999 22:02

Sample ident.: [redacted]



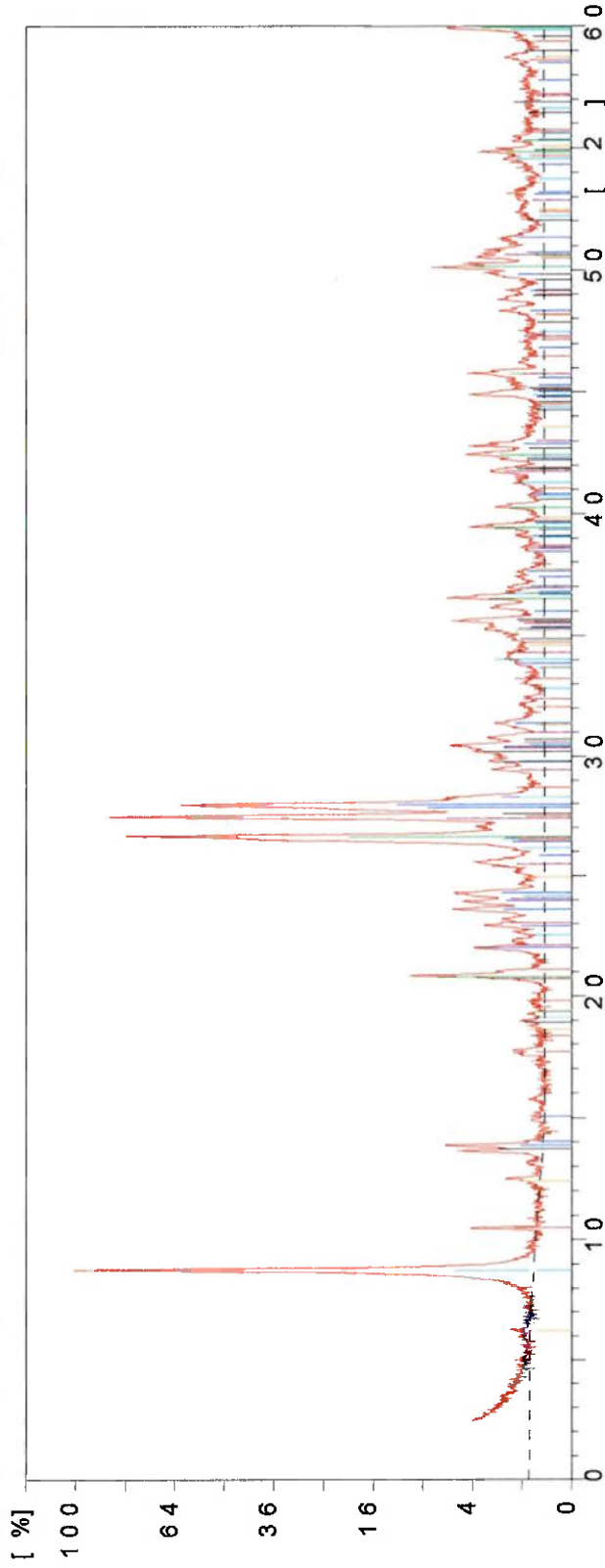






27-Jan-1999 22:25

[Sample ident.: CANTAREIRA



CANTAREI

05-0490

41-1480

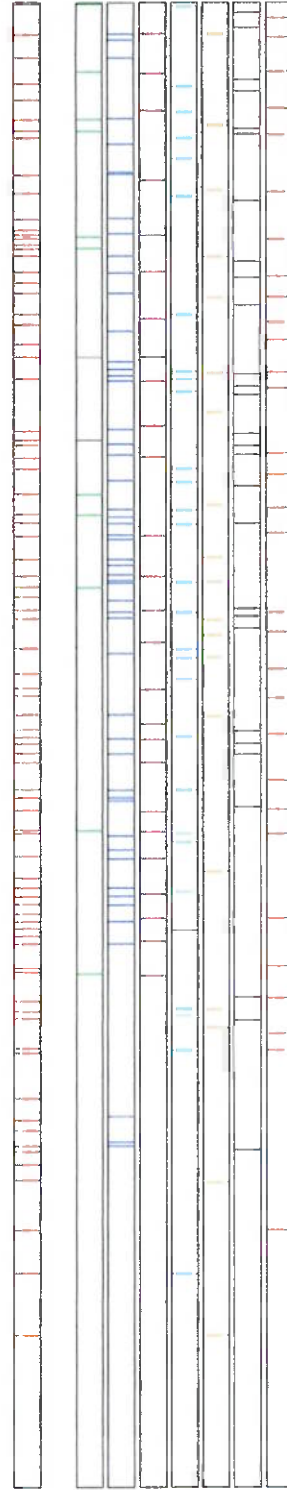
01-0705

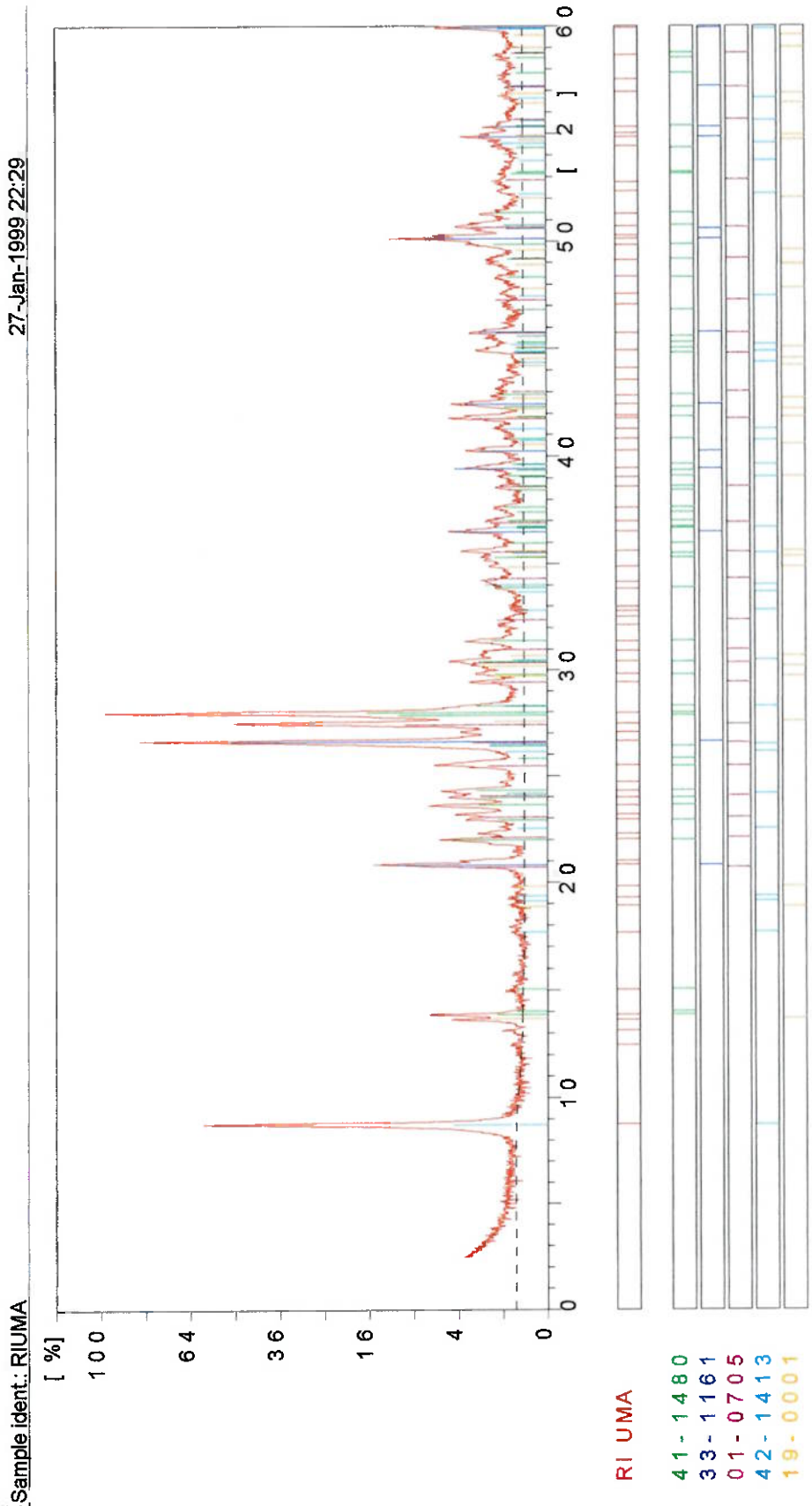
42-1413

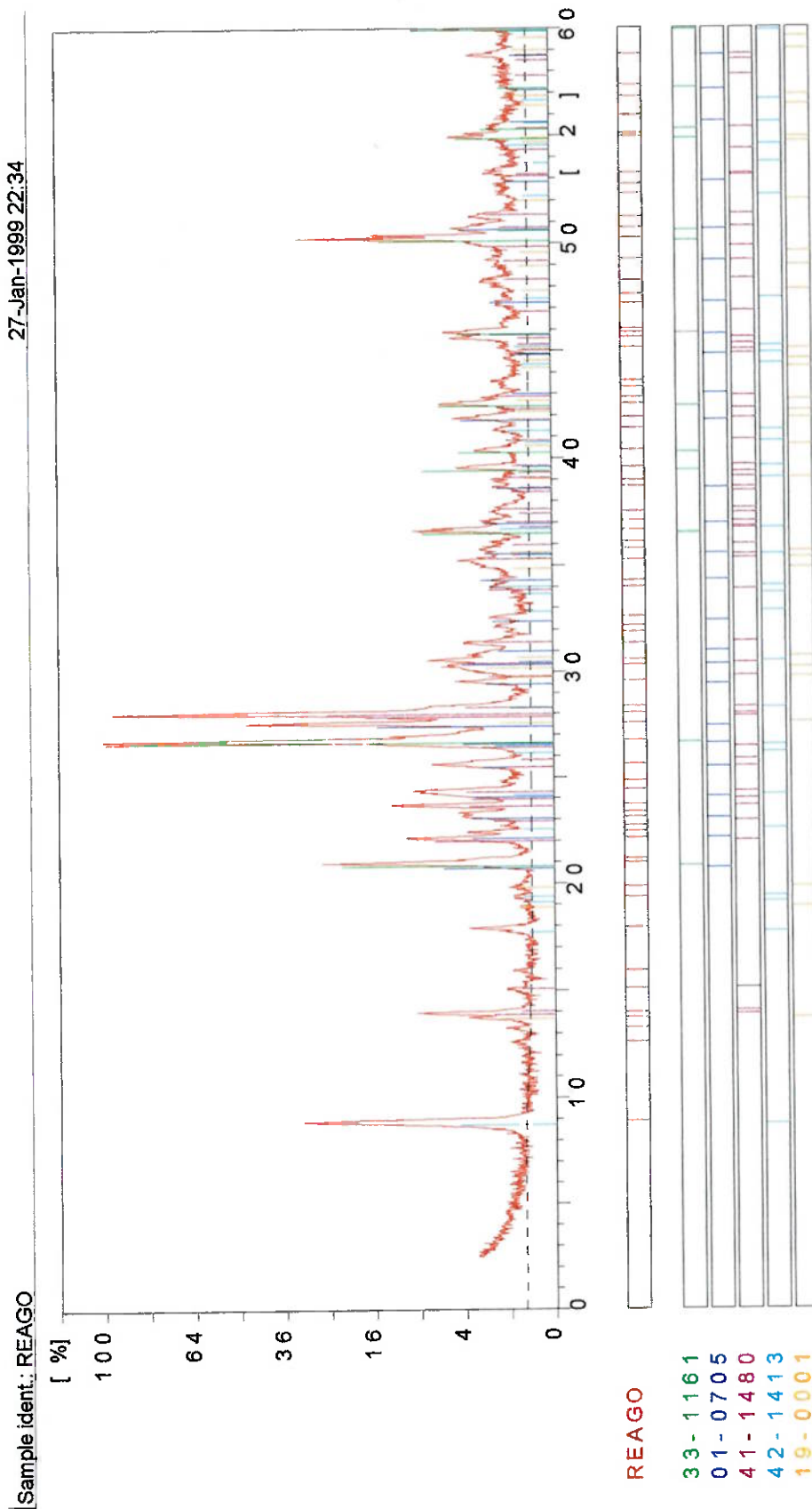
07-0077

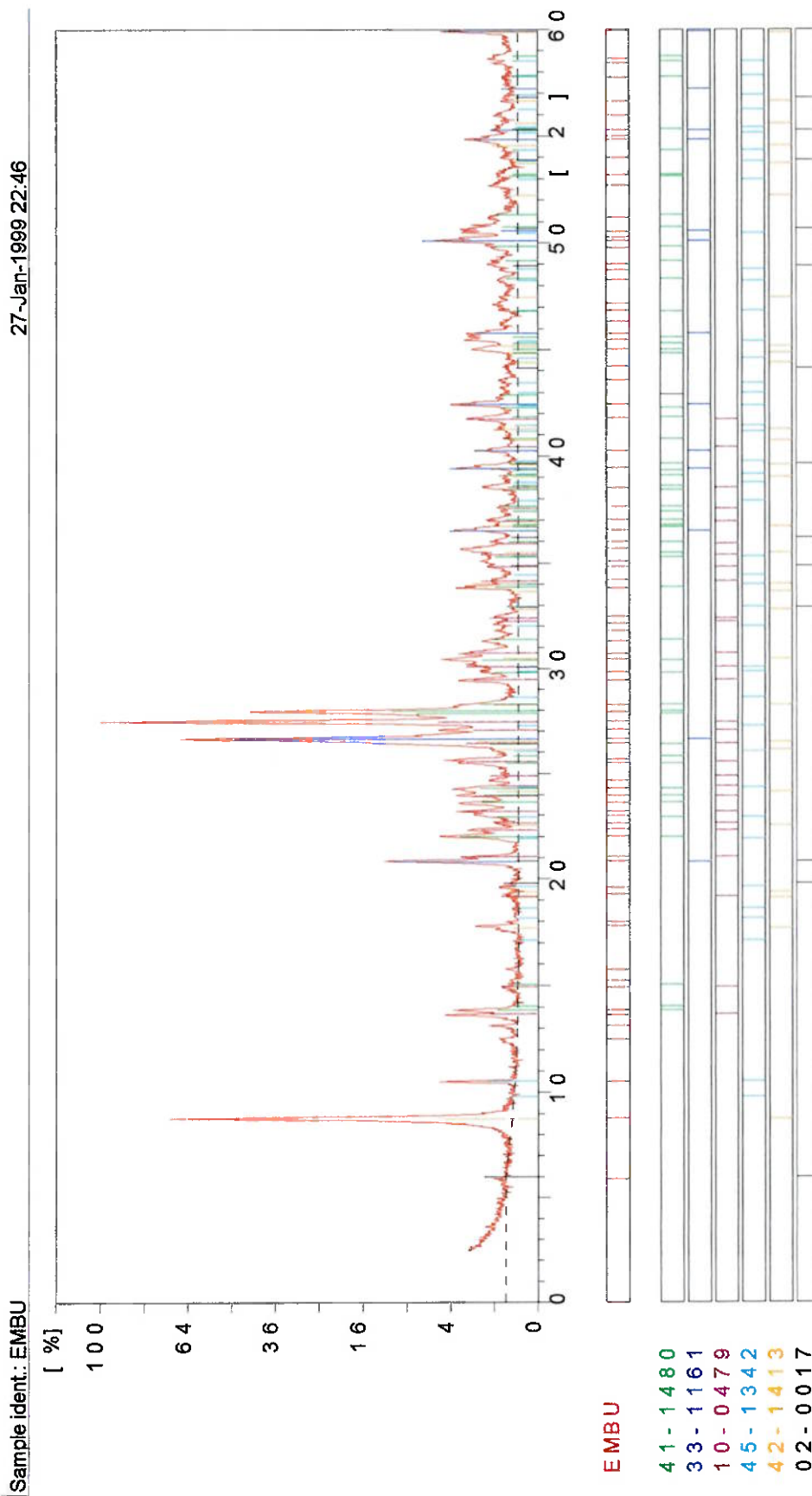
19-0001

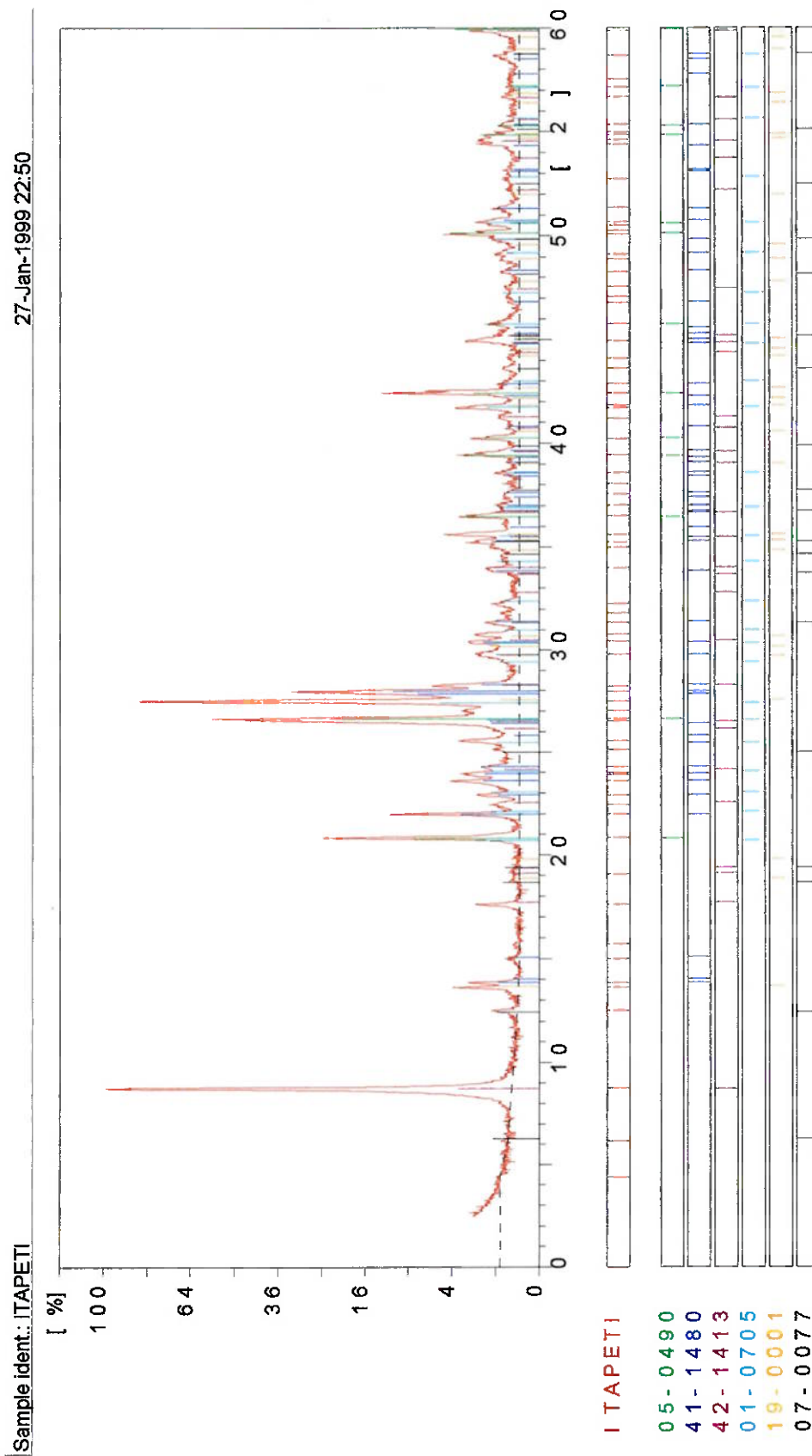
09-0437

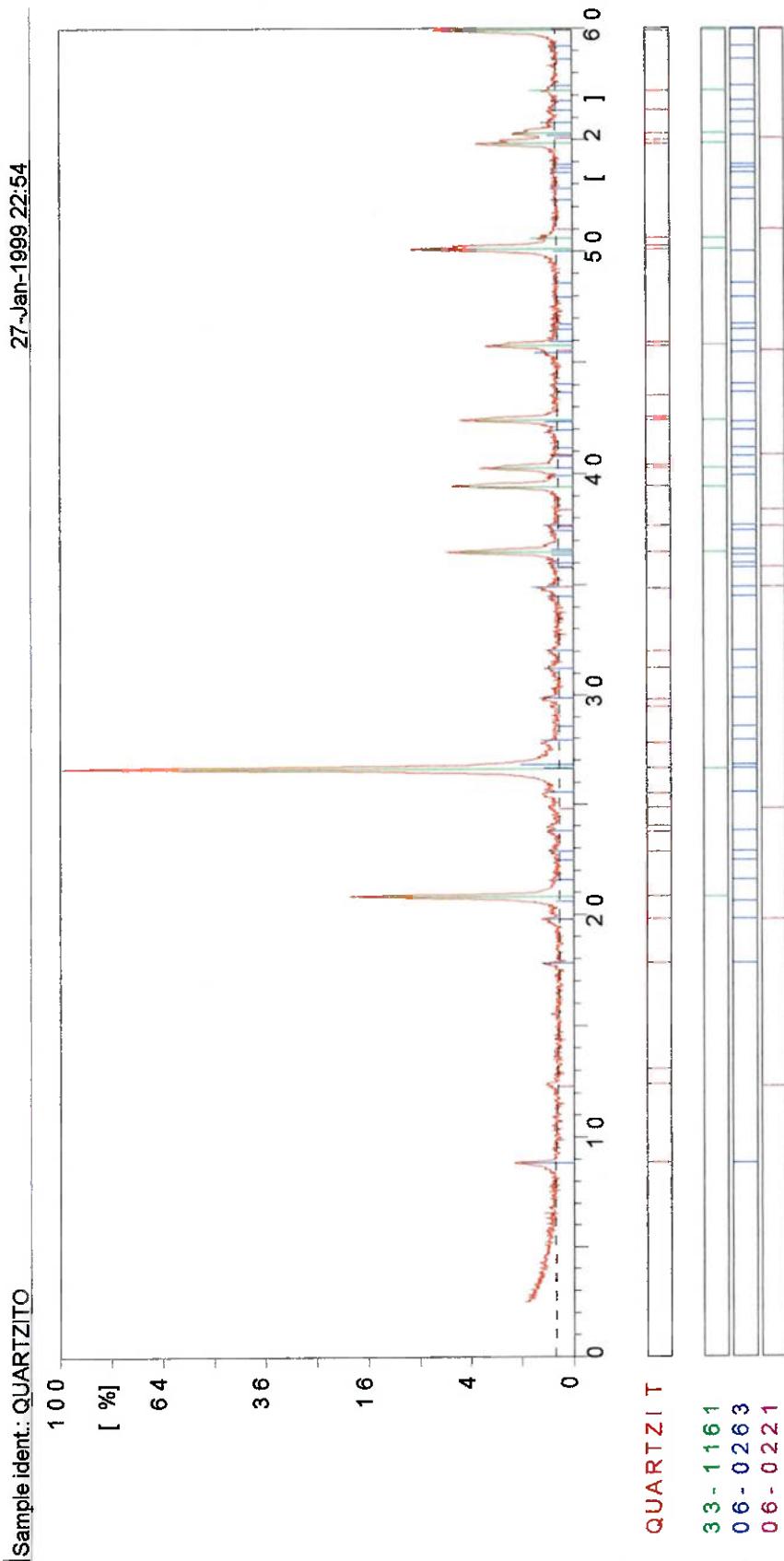












Minerais Identificados por Difração de Raios-X

BASALTO		
Mineral identificado	Fórmula Química	Ficha ICDD
Plagioclásio - Anortita	(Ca,Na)(Si,Al)4O8	41-1481
Plagioclásio - Albita	(Na,Ca)(Si,Al)4O8	20-0548
Ilmenita	FeTiO3	03-0781
Piroxênio - Diopsídio?	Ca(Mg,Fe,Al)(Si,Al)2O6	38-0466
Goethita	FeO(OH)	29-0713
Clorita	Ca0.2Mg3(Si,Al)4O10(OH	29-1491

CARBONATITO		
Mineral identificado	Fórmula Química	Ficha ICDD
Calcita	CaCO3	05-0586
Piroxênio - Diopsídio?	Ca(Mg,Fe,Al)(Si,Al)2O6	38-0466
Dolomita	CaMg(CO3)2	36-0426
Apatita	Ca5(PO4)3F	03-0736
Anfibólio	Na2Mg3Fe2Si8O22(OH)2	29-1237
Caolinita	Al2Si2O5(OH)4	06-0221
Mica - Flogopita?	KMg3(Si3AlO10)(OH)2	10-0481

DIABÁSIO		
Mineral identificado	Fórmula Química	Ficha ICDD
Plagioclásio - Albita	NaAlSi3O8	20-0572
Fesldspato Potássico - Ortoclásio	KAlSi3O8	31-0966
Plagioclásio - Anortita	(Ca,Na)(Si,Al)4O8	18-1202
Piroxênio - Diopsídio?	CaMg(SiO3)2	11-0654
Quartzo	SiO2	05-0490
Anfibólio - Actinolita?	Ca(Mg,Fe)Si2O6!2(Mg,Fe	03-0030
Clorita	Ca0.2Mg3(Si,Al)4O10(OH	29-1491

CALCÁRIO		
Mineral identificado	Fórmula Química	Ficha ICDD
Calcita	CaCO ₃	05-0586
Dolomita	CaMg(CO ₃) ₂	36-0426
Quartzo	SiO ₂	05-0490
Clorita	(Mg,Fe) ₅ (Al,Si) ₅ O ₁₀ (OH)	02-0028
Mica - Muscovita?	(K,Na)(Al,Mg,Fe) ₂ (Si ₃ .	07-0042

CANTAREIRA		
Mineral identificado	Fórmula Química	Ficha ICDD
Quartzo	SiO ₂	05-0490
Plagioclásio - Albita	(Na,Ca)Al(Si,Al) ₃ O ₈	41-1480
Feldspato Potássico - Microclínio	KAlSi ₃ O ₈	01-0705
Mica - Biotita?	KFe ₃ (Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₂	42-1413
Clorita	Mg-Fe-Al-Si-Al-O-OH	07-0077
Piroxênio	(Na,Ca)(Fe,Mn)(Si,Al) ₂	19-0001
Anfíbólio - Tremolita?	Ca ₂ Mg ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	09-0437

RIUMA		
Mineral identificado	Fórmula Química	Ficha ICDD
Plagioclásio - Albita	(Na,Ca)Al(Si,Al) ₃ O ₈	41-1480
Quartzo	SiO ₂	33-1161
Feldspato Potássico - Microclínio	KAlSi ₃ O ₈	01-0705
Mica - Biotita?	KFe ₃ (Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₂	42-1413
Piroxênio	(Na,Ca)(Fe,Mn)(Si,Al) ₂	19-0001

REAGO		
Mineral identificado	Fórmula Química	Ficha ICDD
Quartzo	SiO ₂	33-1161
Feldspato Potássico - Microclínio	KAlSi ₃ O ₈	01-0705
Plagioclásio - Albita	(Na,Ca)Al(Si,Al) ₃ O ₈	41-1480
Mica - Biotita?	KFe ₃ (Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₂	42-1413
Piroxênio	(Na,Ca)(Fe,Mn)(Si,Al) ₂	19-0001

EMBU		
Mineral identificado	Fórmula Química	Ficha ICDD
Plagioclásio - Albita	(Na,Ca)Al(Si,Al)3O8	41-1480
Quartzo	SiO2	33-1161
Feldspato Potássico - Microclínio	KAlSi3O8	10-0479
Anfibólio - Actinolita?	(Ca,Na,K)2Fe5Si8O22(OH)	45-1342
Mica - Biotita?	KFe3(Si,Al)4O10(OH)2	42-1413
Clorita	Na0.33Fe2+3(Si,Al)4O10	02-0017

ITAPETI		
Mineral identificado	Fórmula Química	Ficha ICDD
Quartzo	SiO2	05-0490
Plagioclásio - Albita	(Na,Ca)Al(Si,Al)3O8	41-1480
Mica - Biotita?	KFe3(Si,Al)4O10(OH)2	42-1413
Feldspato Potássico - Microclínio	KAlSi3O8	01-0705
Piroxênio	(Na,Ca)(Fe,Mn)(Si,Al)2	19-0001
Clorita	Mg-Fe-Al-Si-Al-O-OH	07-0077

QUARTZITO		
Mineral identificado	Fórmula Química	Ficha ICDD
Quartzo	SiO2	33-1161
Mica - Muscovita?	KAl2(Si3Al)O10(OH,F)2	06-0263
Caolinita	Al2Si2O5(OH)4	06-0221

BIBLIOGRAFIA

- AMERICAN SOCIETY FOR TESTING MATERIALS. Practice for jaw crusher gouging abrasion test. G81-83 (89) **Annual Book of ASTM Standards**, v. 03.02, p 332-7, 1992.
- AMERICAN SOCIETY FOR TESTING MATERIALS. Test method for wear testing with a pin-on-disk apparatus. G99-90. **Annual Book of ASTM Standards**, v. 03.02, p.391-5, 1992.
- AMERICAN SOCIETY FOR TESTING MATERIALS. Test method for measuring abrasion using the dry sand/rubber wheel apparatus. G65-91. **Annual Book of ASTM Standards**, v. 03.02, p.239-51, 1992.
- AMERICAN SOCIETY FOR TESTING MATERIALS. Standard terminology relating to wear and erosion. G40-92 **Annual Book of ASTM Standards**, v. 03.02, p.158, 1992.
- ANDERSEN, J. S. **Development of a cone crusher model**. Queensland, 1988. Thesis (Master. Engineering Sciences) - University of Queensland.
- ANDERSEN, J.; NAPIER-MUNN, T. J. The influence of liner condition on cone crusher performance. **Minerals Engineering**, v.3, n. 1/2, p 105-61, 1990.
- AUSTIN, L. G.; BARME, K. A comparison of the Bond method for sizing wet tumbling ball mills with an SMB simulation model. **Powder Technology**, v.34, p 261-74, 1995.
- AVERY, H. S. **Surface protection against wear and corrosion**. Ohio, ASM/ Metals Park, 1954. p 12-22.
- BERALDO, J. L. **Moagem de minérios em moinhos tubulares**. São Paulo, Edgard Blücher, 1987. p 1-20.

-
- BEKE, B. **Principles of comminution**. London, MacLaren, 1964.
- BIENIAWSKI, Z.T. **Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil and petroleum engineers**. New York, John Wiley, 1989.
- BLINCKENSDEFER, R. Selection of alloys for wear services. Bureau of Mines. Department of the Interior. Albany. O.R. 97321, 9, 1988.
- BLINCKENSDEFER, R. Design criteria methods for abrasive wear in ore grinding. **Wear**, v.146, 1991.
- BOND, F. C. Crushing and grinding calculations. In: ALLIS CHALMER MANUFACTURING COMPANY. **Bulletin**. Milwaukee, 1961. (Allis Chalmers Bulletin, 07R9235B) / Reprint from *British Chemical Engineering*, v.6, p.378-85, 543-8, June/Aug. 1960 /.
- BOND, F.C. Lab equipment and tests help predict metal consumption in crushing and grinding units. **Engineering and Mining Journal**. v. 165, n. 6, p.169-76, Jun. 1964.
- BORIK, F. Using test to define the influence of metallurgical variables on abrasion. **Metals Engineering Quarterly**, v.12, p 33-9, 1972.
- BROWN, E. T. **ISRM suggested methods: rock characterisation testing and monitoring**. Oxford, Pergamon Press, 1981.
- CHARLES, R. J. Energy-size reduction relationships in comminution. **Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgy**, v.208, p. 80-8, 1957.
- CHAVES, A. P. **Britagem**. São Paulo, Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, 1988. / Curso apostilado /
- CHAVES, A. P. **Teoria e prática do tratamento de minérios**. São Paulo, Signus Editora, 1996. 2v.

-
- CHIAVERINI, V. **Aços carbonos e aços ligas**. São Paulo, Associação Brasileira de Metais, 1965.
- CURRIE, J. M. **Unit operations in mineral processing**. S.L., CMM Press, 1978.
- FÁBRICA DE AÇO PAULISTA. **Manual de britagem**. 5. ed. São Paulo, FAÇO, 1994.
- FÁBRICA DE AÇO PAULISTA. **Manual de britagem**. 6. ed. São Paulo, FAÇO, 1995.
- FIGUEIRA, H. V.; ALMEIDA, S. L. M. **Cominuição**. In: **TRATAMENTO de minérios**. Rio de Janeiro, CETEM, 1995. Cap. 4, p 105-205
- FUJIMURA, F. **Influência de componentes mineralógicos da rocha no desgaste abrasivo de mandíbulas de britadores**. In: **CONGRESSO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO**, 1., Brasília, 1985. **Anais**. Belo Horizonte, IBRAM, 1985. v. 2, p.10-26.
- FUJIMURA, F. **O lado nocivo do elemento quartzo no desgaste abrasivo de mandíbula de britadores**. São Paulo, EPUSP, 1992. (Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP, Departamento de Engenharia de Minas, BT/PMI/023).
- FUJIMURA, F et al. **Estudos dos fatores de desgaste abrasivo no sistema de cominuição de rochas graníticas**. São Paulo, Departamento de Engenharia de Minas da EPUSP, 1994. (Relatório Científico. Processo 92/3206-0).
- FUJIMURA, F et al. **Estudos dos fatores de desgaste abrasivo no sistema de cominuição de rochas graníticas**. São Paulo, Departamento de Engenharia de Minas da EPUSP, 1995. (Relatório Científico. Processo 92/3206-0).
- GRIFFTH, A. A. **The phenomena of rupture and flow in solids**. **Philosophical Transactions of the Royal Society**. Series A, v. 221, p 163-98, 1921.
- HARTLEY, J. N.; PRISBEY, K. A.; WICK, O. J. **Chemical additives for ore grinding: how effective are they?** **Engineering and Mining Journal**, v.105, p. 105-11, Oct. 1978.

-
- HOLMES, J. A. A contribution to the study of comminution: a modified form of Kick's Law. **Transactions of the Institution of Chemical Engineers**, v.35, p 125-56, 1957.
- HUKKI, R. T. Proposal for a solomonic settlement between the theories of Von Rittinger, Kick and Bond. **Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgy**, v. 220, p.403-8, 1961.
- HUKKI, R. T. The principles of comminution: an analytical summary. In: THOMAS, R., ed. **E/MJ operating handbook of mineral processing**. New York, McGraw-Hill, 1977. p 121-5. (E/MJ library of operating handbooks, v. 1).
- HUTCHINGS, I. M. **Tribology: friction and wear of engineering materials**. London, Edward Arnold, 1992.
- ICDD / INTERNATIONAL CENTRE FOR DIFFRACTION DATA. **Power diffraction file: sets 1-45**. Pennsylvania, 1996.
- INGLIS, C. E. Stresses in a plate due to the presence of cracks and sharp corners. **Transactions of the Institution of Naval Architecture**, v.55, p.219-40, 1913.
- INSTITUTO TECNOLÓGICO DO ESTADO DE PERNAMBUCO. **Tratamento de minérios e hidrometalurgia: in memorian Professor Paulo Abib Andery**. Recife, ITEP, 1980. p. 41-2.
- JAIN, S. K. **Ore processing**. Rotterdam, Balkema, 1987. (Indian Edition Series, 15).
- KARRA, V. K. A process performance model for cone crushers. In: International Mineral Processing Congress, 14., Toronto, 1982. **Proceedings**. Toronto, CIM, 1982. / Paper III-6 /
- KICK, F. **Das gesetx der proportionalem widerständ und seine anwendungen**. Leipzig, Arthur Felix, 1885.
- KINASEVICH, R. S.; FUERSTENAU, D. W. Research on the machanisms of comminution in tumbling mills. **Canadian Metallurgical Quarterly**, v.3, p 1-20, 1964.

-
- LYNCH, A. J. **Mineral crushing and grinding circuits: their simulation, optimisation, design and control.** Amsterdam, Elsevier, 1977. 340p. (Developments in Mineral Processing, v. 1).
- MARATRAY, F. Les processus d'usure des matériaux soumis à l'abrasion. **Revue de l'Industrie Minérale**, v.53, nov. 1970.
- MERCER, J. K. Some considerations involved in opening up a quarry. **The Quarry Manager's Journal**, Apr. 1968.
- MISHRA, B. K.; RAJAMANI, R. K. Analysis of media motion in industrial mills. In: KAWATRA, S. K., ed. **Comminution, theory and practice.** Littleton, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, 1992. p 427-40.
- MOLLING, H. A. **Gesichtspunkte für den entwurf von doppelkniehebel, backenbrechern, system blake.** Anfebereitungs, Technik, 1968.
- NAPIER-MUNN, T. J. et al. **Mineral comminution circuits: their operation and optimisation.** Indooroopilly, Julius Kruttschmitt Mineral Research Centre, 1996 (JKMRC monograph series in mining and mineral processing, n. 2).
- NARAYAN, S. S. **Development of a laboratory single particle breakage technique and its application to ball mill modelling and scale-up.** Queensland, 1985. Thesis (PHD) - University of Queensland.
- NARAYAN, S. S.; WHITEN, W. J. Determination of comminution characteristics from single breakage tests and its application to ball mill scale-up. **Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy.** Section C, v.97, p.115-24, 1988.
- OHLSON, B. A técnica da cominuição hoje e amanhã. In: SEMANA BRASIL – SUÉCIA: Desenvolvimento pela tecnologia, São Paulo, 1973. **Mineração e processamento de minérios.** São Paulo, Embaixada da Suécia/ Câmara de Comércio Sueco-Brasileira, 1973. p 77-9.

-
- PINTAÚDE, G. **Mecanismos de desgaste abrasivo**. São Paulo, EPUSP, 1996. /Apresentado ao Seminário de Pós-Graduação, na disciplina Tópicos Avançados em Desgaste. Xerocopiado/
- PINTAÚDE, G. **Estudo do regime transiente em desgaste abrasivo - ensaios em britador de mandíbulas**. São Paulo, 1998. 126p. Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo.
- PRASHER, C. L. **Crushing and grinding handbook**. Chichester, John Wiley, 1987. p. 178-232.
- PRYOR, E. J. **Mineral processing**. 3. ed. Amsterdam, Elsevier, 1965. p. 31-71.
- RADZISZEWSKI, P. et al. Autogenous mill design using comminution energetics. In: MULAR, A.L.; AGAR, G.E., eds. **Advances in autogenous and semiautogenous grinding technology**. Vancouver, University of British Columbia, 1989. p 773-82.
- RICHARDS, R. H.; LOCKE, C. E. **Textbook of ore dressing**. 3. ed. New York, McGraw-Hill, 1940.
- RITTINGER, R. P. **Textbook of mineral dressing**. Berlin , Ernest and Korn, 1867.
- ROSE, H. E. A new treatment of comminution and its application to the calculation of mill capacity. **Dechema Monograph**, v. 69, p.87-120, 1972.
- ROTONDARO, R. G. **Efeito do cromo no encruamento do aço manganês austenístico**. São Paulo, 1978. 125p. Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo.
- ROTONDARO, R. G. **Mecanismos de desgaste abrasivo**. São Paulo, 1989a. 132p. Tese (Doutorado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo.
- ROTONDARO, R. G. Mecanismo de desgaste abrasivo que ocorrem nos principais sistemas de cominuição de minerais. In: CONGRESSO LATINO AMERICANO DE MINERIA, 2; CONGRESSO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO, 3., São Paulo, 1989b. /Anais/ S.n.t. v. 1, p. 53-72.

-
- ROTONDARO, R. G. Caracterização em microscopia eletrônica de desgaste abrasivo. In: CONGRESSO ANUAL DA ABM, 44, São Paulo, 1989. **Anais**. São Paulo, ABM, 1989. v. 1, p. 347-66.
- ROTONDARO, R. G. Estudo do efeito de variação do mecanismo de desgaste abrasivo de ensaio de abrasão Bond. Tentativa de correlação com o desgaste de revestimento de moinho. In: SEMINÁRIO SOBRE MATERIAIS RESISTENTES AO DESGASTE, 1., São Paulo, 1989. **Trabalhos técnicos**. São Paulo, ABM, 1989. p. 237-53.
- RUMMEL, F.; VAN HEERD, W. L. Suggested methods for determining sound velocity. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts**, v.15, n. 2, p. 53-8, 1978.
- SCHUHMANN, R. Energy input and size distribution in comminution. **Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgy**, v.217, p.22-5, 1960.
- SIRIANI, F.A. Desgaste de mandíbulas de aço manganês em britadores. In: SEMINÁRIO SOBRE MATERIAIS RESISTENTES AO DESGASTE, 1., São Paulo, 1989. **Trabalhos técnicos**. São Paulo, ABM, 1989. p.199-205.
- SIRIANI, F. A. **Características gerais do desgaste de mandíbulas em britadores**. São Paulo, 1972. 281p. Tese (Doutorado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo.
- SIRIANI, F.A. Britagem: carência de avanços tecnológicos. **Brasil Mineral**, v.2, n.20, p. 24-8, jul.1985.
- SOCIETY AUTOMATIVE ENGINEERS INC, **Abrasive wear**, SAE Information report 485, New York, N4 100 17, p 16, 1968.
- SOISSON, H. E. **Instrumentação industrial**. São Paulo, Hemus, s.d. p 408-23
- TAGGART, A. F. **Handbook of mineral dressing**. New York, John Wiley, 1945.
- TAGGART, A. F. **Elements of ore dressing**. New York, John Wiley, 1951.

-
- TAGGART, A. F. **Handbook of mineral dressing**. New York, John Wiley, 1972.
- TARJAN, G. **Mineral processing**. Budapest, Akademiai Kiado, 1981. v.1. p.209-433: Comminution.
- TRUSCOTT, S. J. **A text - book of ore dressing**. London, MacMillan, 1923. p 36-173.
- TYLZAC, J. H. Abrasive wear. In: **ASM handbook, friction lubrication and wear technology**. Albany Oregon, ASM Internationa, 1992. v.18, p. 184-90.
- UNITED STATES. Bureau of Mining. **Dictionary of mining terms**. Washington, U.S.B.M., 1968.
- WAGANOFF, N. P. **Trituracion, molienda y separación de minerales**. Buenos Aires, Libreria y Editorial Alsina, 1956.
- WEISS, N. L., ed. **SME mineral processing handbook**. New York, Society of Mining Engineers of AIME, 1965.
- WEST, G. A review of rock abrasiveness testing for tunnelling. In: **INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON WEAK ROCK**, Tokio, 1981. **Proceedings**. S.n.t. p. 585-94.
- WHITEN, W. J. **Simulation and model building for mineral processing**. Queensland, 1972. Thesis (PHD) - University of Queensland (JKMRC).
- WHITEN, W. J. The simulation of crushing plants with models developed using multiple spline regression. In: **INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON THE APPLICATION OF COMPUTER METHODS IN THE MINERAL INDUSTRY**, 10, Johannesburg, 1972b. **Proceedings**, ed. by M.D.G.Salomon and F.H.Lancaster. Johannesburg, South African Institute of Mining and Metallurgy, 1972b. p 317-23.
- WHITE, W. J. Models and control techniques for crushing plants. In: **HERBST, J.F., ed. Control'84**. Littleton, SME, 1984. p 217-24
- WILLS, B. A. **Mineral processing technology**. 2. ed.. Oxford, Pergamon, 1981. p 107-50

ZUM GAHR, K. H. **Microstructure and wear of materials.** Amsterdam, Elsevier, 1987. 560p. (Tribology Series, 10).