



**UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO
CENTRO DE TECNOLOGIA E GEOCIÊNCIAS
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL**

**“SIMULAÇÃO E ANÁLISE DA FRAGMENTAÇÃO DO DESMONTE DE ROCHAS
NA PEDREIRA HERVAL – BARREIROS – PE”**

ANDRÊVHITY CARLOS S. DA SILVA

RECIFE - PE

2015



UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO
CENTRO DE TECNOLOGIA E GEOCIÊNCIAS
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL

**“SIMULAÇÃO E ANÁLISE DA FRAGMENTAÇÃO DO DESMONTE DE ROCHAS
NA PEDREIRA HERVAL – BARREIROS – PE”**

ANDRÊVHITY CARLOS SANTOS DA SILVA

Dissertação apresentada ao programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Pernambuco, como requisito parcial à obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral.

Orientador: Prof. Dr. Júlio César de Souza

Co-Orientador: Prof. Msc. Marinésio Pinheiro de Lima

RECIFE - PE

2015

Catálogo na fonte
Bibliotecária: Rosineide Mesquita Gonçalves Luz / CRB4-1361 (BCTG)

- S586s Silva, Andrêvhity Carlos Santos da.
Simulação e análise da fragmentação do desmonte de rochas na Pedreira Herval – Barreiros – PE / Andrêvhity Carlos Santos da Silva. – Recife, 2015.
130 folhas, il., gráfs., tabs.
- Orientador: Prof. Dr. Julio César de Souza.
Coorientador: Prof. Msc. Marinésio Pinheiro de Lima.
Dissertação (Mestrado) – Universidade Federal de Pernambuco.
CTG. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, 2015.
Inclui Referências e Anexo.
1. Engenharia Mineral. 2. Simulação da fragmentação.
3. Explosivos 4. Perfuração. 5. Kuz-Ram. I. Souza, Julio César de (Orientador). II. Lima, Marinésio Pinheiro de (Coorientador)
II. Título.



UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL

**PARECER DA COMISSÃO EXAMINADORA DE DEFESA DE DISSERTAÇÃO
DE MESTRADO DE
ANDRÊVHITY CARLOS SANTOS DA SILVA**

**SIMULAÇÃO E ANÁLISE DA FRAGMENTAÇÃO DO DESMONTE DE
ROCHAS NA PEDREIRA HERVAL – BARREIROS – PE.
ÁREA DE CONCENTRAÇÃO: ROCHAS ORNAMENTAIS**

A comissão examinadora composta pelos professores abaixo sob a presidência
do Dr. Júlio César de Souza.

Andrêvhity Carlos da Silva, Aprovado.

Recife, 09 de Dezembro de 2015.

Dr. JÚLIO CÉSAR DE SOUZA
Orientador (UFPE)

Dr. Marcio Luiz de Siqueira Campos Barros
Examinador Interno (UFPE)

Dr. Enrique Munaretti
Examinador Externo(UFRGS)

AGRADECIMENTOS

Aos meus pais José Carlos e Aurilene por terem me oferecido o subsídio para meu desenvolvimento pessoal e profissional.

À minha noiva Lilian e à minha família pelo apoio e incentivo.

A Pedreira Herval produtora de agregados para a construção civil, que deu a oportunidade tanto para a visita quanto auxílio na coleta dos dados para realização do trabalho.

Aos meus orientadores: Prof. Júlio César de Souza e Prof. Marinésio Pinheiro de Lima, pela disposição e parceria de direcionar no mestrado.

Ao Programa de Pós-graduação em Engenharia Mineral da UFPE pela oportunidade de agregar os conhecimentos na área de engenharia mineral.

De uma maneira geral, a todas as pessoas envolvidas e as que contribuíram de alguma forma para a conclusão desse trabalho.

RESUMO

As operações unitárias em pedreiras tais como: desmonte, perfuração e britagem são imprescindíveis, e são etapas que exigem controle na produção e que demandam quantidade razoável de elementos essenciais para a produção e que desgastam rapidamente, por essa razão estes procedimentos necessitam de análise e acompanhamento contínuo. Uma maneira de otimizar a produção em pedreiras e garantir com isso melhor controle na produção é realizando uma análise estrutural mais detalhada do maciço rochoso e determinando previamente as suas descontinuidades, seu estágio de deformação e o seu comportamento mediante a aplicação de explosivos. Um modelo matemático pode ser aplicado para simular a fragmentação do desmonte de rochas e posteriormente adequar a granulometria proveniente da mina (ROM – Run of Mine) obtendo uma melhoria no desempenho do desmonte e otimizando a britagem com o aumento da eficiência/produzividade. O modelo consiste nas equações propostas de Kuznetsov (1973), Cunningham (1983), Lilly (1986) e Tidman e Rosin-Rammler (1933), e são utilizadas para maior interação entre explosivo e rocha.

Palavras-chave: Simulação da fragmentação. Explosivos. Perfuração. Kuz-Ram.

ABSTRACT

The unit operations in quarries such as blasting, drilling and crushing are essential, and are steps that require control in production and demand reasonable amount of essential elements for the production and wear out quickly, therefore these procedures require analysis and monitoring continuous. One way to optimize the production in quarries and thereby ensure better control of production, making it a more detailed structural analysis of the rock mass and previously determining the discontinuities, its deformation stage and its behavior upon the application of explosives. A mathematical model can be applied to simulate the rock blasting fragmentation and then tailor the grain size from the mine (ROM - Run of Mine) obtaining an improvement in the performance of dismantling and optimizing crushing with increasing efficiency and productivity. The model consists of the equations proposed Kuznetsov (1973), Cunningham (1983), Lilly (1986) and Rosin - Rammler and Tidman (1933), and are used for higher interaction between explosive and rock.

Keywords: Fragmentation simulation. Explosives. Drilling. Kuz-Ram.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Características classificatórias de acordo com as propriedades básicas dos explosivos.	21
Figura 2 - Influência da granulometria do explosivo nos parâmetros da detonação (Clark, 1959).	25
Figura 3 - Influência da densidade da carga nos parâmetros de detonação (Clark, 1959)....	25
Figura 4 – Influência do diâmetro da carga no parâmetro velocidade.	26
Figura 5 - Energia explosiva liberada durante diferentes fases do desmonte de rochas.	30
Figura 6 - Efeitos da onda de choque no maciço rochoso.	31
Figura 7 - O processo de fragmentação, representado a energia de detonação em função da distribuição de tamanho dos blocos “in situ” e da fragmentação requerida.	35
Figura 8 - Esquema de Blastabilidade de Ashby para a mina de Bougainville.	37
Figura 9 - Uso do explosivo como função do índice de blastabilidade.	39
Figura 10 - Ilustração da direção e mergulho das fraturas com relação à face livre. (a) mergulhando para fora da face livre, (b) horizontal, (c) mergulhando para dentro da face livre, (d) paralela à face livre e (e) perpendicular à face livre.	40
Figura 11 - Distribuição de tamanho de finos e grossos de ROM.	44
Figura 12 - Modelo de fragmentação TCM, mostrando as duas regiões onde ocorre a fragmentação do maciço rochoso.	45
Figura 13 - Localização da Pedreira Herval e o seu entorno	48
Figura 14 - Determinação do valor da resistência a compressão simples.	54
Figura 15 – Face da Bancada mostrando as descontinuidades e as distâncias entre elas...	55
Figura 16 – Curva granulométrica da simulação do Desmonte I.	63
Figura 17 – Curva granulométrica da simulação do Desmonte II.	67
Figura 18 - Formas corretas de obter imagens: A) Material no caminhão. B) Corte da pilha. C) Bolas na pilha. D) Bastões na pilha.	68
Figura 19 - Formas incorretas de obter imagens: A) Fragmento ocupando a imagem. B) Caminhão em posição que dificulta o referenciamento (perda de informações). C) Bastões cruzados. D) Bastões inclinados.	69
Figura 20 – Demonstração da imagem da fragmentação aberta pelo programa Split-Desktop.	70
Figura 21 – Demonstração da delimitação automática.	71
Figura 22 – Demonstração da delimitação manual.	71
Figura 23 – Escalonamento da imagem.	72
Figura 24 - Fotos da parte superior da pilha de material com objetos de referência do desmonte realizado no Desmonte I.	73
Figura 25 - Fotos da parte superior da pilha de material com objetos de referência do desmonte realizado no Desmonte II.	73
Figura 26 – Gráfico do Modelo de Kuz-Ram x O Software Split-Desktop para o Desmonte I.	76
Figura 27 – Gráfico do Modelo de Kuz-Ram x O Software Split-Desktop para o Desmonte II.	77
Figura 28 - Gráfico do desmonte otimizado	82
Figura 29 – Foto 1 do Desmonte I.	91
Figura 30 – Foto 1 delimitada do Desmonte I.	92

Figura 31 - Gráfico referente a foto 1 do Desmonte I.....	93
Figura 32 – Foto 2 do Desmonte I.....	95
Figura 33 – Foto 2 delineada Desmonte I.....	95
Figura 34 – Gráfico referente a foto 2 do Desmonte I.....	96
Figura 35 – Foto 3 do Desmonte I.....	98
Figura 36 – Foto 3 delineada do Desmonte I.....	98
Figura 37 – Gráfico referente a foto 3 do Desmonte I.....	99
Figura 38 – Foto 4 do Desmonte I.....	101
Figura 39 – Foto 4 delineada do Desmonte I.....	101
Figura 40 - Gráfico referente a foto 4 do Desmonte I.....	102
Figura 41 – Gráfico geral da análise granulométrica do desmorte do Desmorte I.....	104
Figura 42 – Foto 1 do Desmorte II.....	106
Figura 43 – Foto 1 delineada do Desmorte II.....	106
Figura 44 – Gráfico referente a foto 1 do Desmorte II.....	107
Figura 45 – Foto 2 do Desmorte II.....	109
Figura 46 – Foto 2 delineada do Desmorte II.....	109
Figura 47 – Gráfico referente a foto 2 do Desmorte II.....	110
Figura 48 – Foto 3 do Desmorte II.....	112
Figura 49 – Foto 3 delineada do Desmorte II.....	112
Figura 50 – Gráfico referente a foto 3 Desmorte II.....	113
Figura 51 – Foto 4 do Desmorte II.....	115
Figura 52 – Foto 4 delineada do Desmorte II.....	115
Figura 53 – Gráfico referente a foto 4 do Desmorte II.....	116
Figura 54 – Foto 5 do Desmorte II.....	118
Figura 55 – Foto 5 delineada do Desmorte II.....	118
Figura 56 – Gráfico referente a foto 5 do Desmorte II.....	119
Figura 57 – Gráfico geral da análise granulométrica do Desmorte II.....	121
Figura 58 - Foto da bancada referente ao Desmorte I.....	126
Figura 59 - Caminhão de Emulsão Bombeada.....	127
Figura 60 - Carregamento com emulsão bombeada.....	127
Figura 61 – Amarração do Desmorte I.....	128
Figura 62 - Foto da bancada referente ao Desmorte II.....	128
Figura 63 - Carregamento Emulsão Encartuchada do Desmorte II.....	129
Figura 64 - Coordenada geográfica de um ponto da bancada do Desmorte II.....	130

TABELAS

Tabela 1 - Classificação de Resistência à água.	23
Tabela 2 - Classificação quanto aos gases tóxicos	23
Tabela 3 - Parâmetros da classificação do índice de blastabilidade de Lilly	38
Tabela 4 - Classificação do fator da rocha	40
Tabela 5 – Características Geográficas.....	49
Tabela 6 - Tabela para determinação do valor da resistência a compressão simples	52
Tabela 7 - Tabela de Classificação Geomecânica - RMR básico	53
Tabela 8 - Espaçamentos entre as descontinuidades encontradas na Figura 14 para estimar o parâmetro RQD	55
Tabela 9 - Classificação da condição das descontinuidades – RMR (1989).....	56
Tabela 10 – Resumo da Classificação o Maciço Rochoso da Pedreira Herval	57
Tabela 11 – Acompanhamento do Desmonte I.	60
Tabela 12 – Dados do modelo de Kuz-Ram de Rochas do desmonte I.....	61
Tabela 13 – Dados da Fragmentação de Rochas do Desmonte I	62
Tabela 14 - Acompanhamento do Desmonte II	64
Tabela 15 – Dados do modelo de Kuz-Ram de Rochas do Desmonte II.....	65
Tabela 16 – Dados da Fragmentação de Rochas do desmonte II.....	66
Tabela 17 - Simulação do Desmonte II otimizado.....	79
Tabela 18 - Dados de Kuz-Ram para a otimização do desmonte de rochas	80
Tabela 19 - Dados da fragmentação do desmonte otimizado.....	81
Tabela 20 - Dados referente a "foto 1" do Desmonte I.....	94
Tabela 21 - Dados referente a foto 2 do Desmonte I	97
Tabela 22 - Dados referente a foto 3 do Desmonte I	100
Tabela 23 - Dados referente a foto 4 do Desmonte I	103
Tabela 24 - Dados Gerais referente ao Desmonte I.....	105
Tabela 25 - Dados referente a foto 1 do Desmonte II.	108
Tabela 26 - Dados referente a foto 2 do Desmonte II.	111
Tabela 27 - Dados referente a foto 3 do Desmonte II.	114
Tabela 28 - Dados referente a foto 4 do Desmonte II.	117
Tabela 29 - Dados da foto 5 referente ao Desmonte II.	120
Tabela 30 - Dados Gerais referente ao Desmonte II.....	122

LISTA DE NOTAÇÕES

ν	- Coeficiente de Poisson
ε	- Deformação
λ	- Diâmetro molecular
σ	- Tensão
°C	- Grau Celsius
ρ_e	- Densidade do explosivo
ρ_r	- Densidade da rocha
ABS	- Absolute Bulk Strenght
ANFO	- Amonium Nitrate - Fuel Oil
AWS	- Absolute Weight Strenght
B	- Afastamento do furo
CGC	- Color Graphics Console
CVRD	- Companhia Vale do Rio Doce
D	- Diâmetro do furo
DMS	- Drill Managament System
GPa	- Giga Pascal
GPS	- Global Positioning Systems
H	- Altura do banco
HD	- Hematita Dura
HM	- Hematita Mole
HP	- High Precision
IPT	- Instituto de Pesquisa Tecnológica
ISRM	- International Society For Rock Mechanics
JKMRC	- Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre
Ln	- logaritmo neperiano
MPa	- Mega Pascal
MTPA	- Milhões de Toneladas Por Ano
MW	- Mega Watt
N	- Fração volumétrica
NC	- Nitrocelulose
NG	- Nitroglicerina
Pd	- Pressão de detonação
Pe	- Pressão do furo
psi	- pound square inch
RBS	- Relative Bulk Strenght
RMD	- Rock Mass Description
RMR	- Rock Mass Rating
ROM	- Run Of Mine
RPM, rpm	- Rotações Por Minuto
RQD	- Rock Quality Designation
RWS	- Relative Weight Strength
S	- Espaçamento do furo
SAG	- Semi-Autogenius Gridding
Se	- Energia específica de perfuração
SN	- Sodium Nitrate
T	- Tampão
t	- Tempo

TCM	- Two Components Model
TNT	- Tri- Nitro-Tolueno
To	- Resistência à Tração
Tp	- Taxa de penetração
U.S.B.M	- United States Bureau of Mines
UCS	- Uniaxial Compression Strength
V	- Velocidade
VOD	- Velocidade da Onda de Detonação

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	15
1.1. Justificativa	16
1.2. Objetivo	16
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	17
2.1. Explosivos.....	17
2.1.1. Explosivos industriais – conceitos básicos.....	20
2.1.2. Classificação dos explosivos industriais.....	20
2.1.3. Principais propriedades dos explosivos.....	22
2.2. Parâmetros Do Plano De Fogo	27
2.2.1. Diâmetro de furo.....	27
2.2.2. Profundidade do furo	27
2.2.3. Subfuração	27
2.2.4. Inclinação do furo	28
2.2.5. Afastamento	28
2.2.6. Espaçamento	28
2.2.7. Tampão.....	28
2.2.8. Razão de carregamento (RC)	28
2.3. Mecanismos De Ruptura Da Rocha Pelos Explosivos	29
2.4. Modelos Atuais De Interação Explosivo – Maciço Rochoso.....	29
2.5. As Propriedades Dos Maciços Rochosos.....	32
2.5.1. Parâmetros de controle	32
2.5.1.1. Resistência das rochas.....	33
2.5.1.2. Comportamento mecânico.....	34
2.5.1.3. Parâmetros de absorção de energia.....	34
2.5.1.4. Estrutura do maciço rochoso.....	35
2.5.1.5. Características de cominuição.....	36
2.6. Índices De Blastabilidade	36
2.6.1. Tentativas empíricas	36
2.6.1.1. Ashby	36
2.6.1.2. Índice de blastabilidade de Lilly	38
2.7. Modelos De Fragmentação Das Rochas Por Explosivos.....	41
2.7.1. O Modelo de Fragmentação Kuz-Ram	41

2.7.2. Modelo de Fragmentação JKMRC	43
2.7.3. Modelo de Fragmentação de Duas Componentes (Two Components Model - TCM).....	44
3. LOCALIZAÇÃO, CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE PESQUISA.....	48
4. METODOLOGIA EXPERIMENTAL.....	50
4.1. Levantamento De Dados Técnicos.....	50
3.2. Previsão Da Fragmentação Através Do Modelo Kuz-Ram.....	51
4.2.1. Aplicando o Modelo de Kuz - Ram	52
4.2.1.1. Parâmetro da resistência à compressão uniaxial	53
4.2.1.2. Parâmetro RQD (%)	54
4.2.1.3. Parâmetro espaçamento entre as descontinuidades	56
4.2.1.4. Parâmetros condição das descontinuidades	56
4.2.1.5. Parâmetro presença de água nas descontinuidades	57
4.2.1.6. Resistencia à compressão uniaxial (UCS).....	58
4.2.1.7. Classificação de Barton (Sistema Q).....	58
4.3. Simulação Da Fragmentação Através Do Modelo De Kuz-Ram	59
4.4. Análise De Fragmentação Através De Tratamento De Imagem.....	67
4.4.1. Aquisição e escalonamento de imagens	68
4.4.2. Abertura das imagens pelo programa	69
4.4.3. Delineação da imagem automática e manual.....	70
4.4.4. Determinação da Escala	72
4.4.5. Análise da granulometria de cada imagem e do desmonte.....	72
4.4.6. Fontes de erro do programa	74
4.4.7. Processamento de Imagens	74
5. RESULTADOS E DISCUSSÕES	75
5.1. Fragmentação Pelo Modelo Kuz-Ram X Fragmentação Por Tratamento De Imagem	75
5.1.1. Desmonte I	75
5.1.2. Desmonte II	77
5.2. Otimização Do Desmonte Da Pedreira Herval.....	78
5.3. Sugestões para trabalhos futuros	82
6. CONCLUSÕES	84
7. REFERÊNCIAS.....	86
ANEXO A – PROCESSAMENTO DE IMAGENS.....	91
ANEXO B - PLANOS DE FOGO DA PEDREIRA HERVAL LTDA	123

ANEXO C - MAPA DE LOCALIZAÇÃO E DETALHE	125
ANEXO D - FOTOS DO LEVANTAMENTO DE CAMPO	126

1. INTRODUÇÃO

Vários autores têm estudado modelos de interação explosivo-rocha, que fornecem uma descrição útil do processo de detonação como um "background" para modelar o processo de fragmentação da rocha por explosivos. Entre os principais trabalhos destacam-se: Kuznetsov (1973), Cunningham (1983), Lilly (1986), Sarma (1994) e Djordjevic (1999).

Só a partir de meados do Século XX foi encarado com especial interesse o estudo do comportamento geomecânico dos maciços rochosos para fins de engenharia (Galiza; Teixeira; Chaminé; Ramos; Fonseca, 2011, p. 103).

Os maciços rochosos podem ser definidos como massas rochosas constituídas por um ou mais tipos litológicos, localizados num determinado contexto espacial e estando afetados por descontinuidades, com características geológico-geotécnicas, geomecânicas e geohidráulicas, que conferem ao conjunto uma anisotropia global (Hoek, 2007).

Os maciços rochosos apresentam características geomecânicas que dependem, em primeiro lugar, da geologia das próprias rochas que os formam, mas também de alguns parâmetros geotécnicos que são intrínsecos de cada maciço e da sua história geotectônica (Hudson & Cosgrove, 1997). Raramente, os maciços rochosos apresentam uma estrutura homogênea e, como resultado da complexa história geodinâmica (expressa pelo campo de tensão regional a que foram sujeitos), apresentam uma rede de descontinuidades que terão impactos significativos no seu comportamento geomecânico (Rocha, 1981; Dinis da Gama, 1995).

Portanto, há uma necessidade de se determinarem previamente as descontinuidades do maciço rochoso e o estágio de deformação alcançado, a fim de reduzir os custos do desmonte de rochas. Uma metodologia eficaz em tal processo e que será objeto de estudo nesse projeto, é a avaliação das descontinuidades, analisando os marcadores de deformação em maciços rochosos, estrutural e petrográficamente, para posterior aplicação dessas descontinuidades no plano de fogo através do modelo matemático de Kuz-Ram.

1.1. Justificativa

O projeto tem como proposta a obtenção de melhoria no desempenho do desmonte, aumento da eficiência /produtividade, redução necessária de custos para melhorar a rentabilidade e competitividade da empresa através de um modelo matemático explosivo-rocha, que forneça uma simulação da fragmentação de rochas com uso de explosivos. Contudo, essa otimização só será possível com a análise de alguns parâmetros importantes no que diz respeito ao desmonte de rocha, tais como: descontinuidades do maciço rochoso, ciclos de tempo dos equipamentos, carga explosiva, malha de perfuração, fragmentação, etc.

1.2. Objetivo

Este trabalho tem como objetivo aplicar um modelo matemático entre três propostos na literatura para a previsão da fragmentação de rochas, comparar resultados com um método de análise granulométrica por imagem, para testar sua funcionalidade, bem como verificar a capacidade do modelo matemático de responder e se aproximar da realidade. Verificada a funcionalidade do modelo matemático poderão ser realizadas simulações para os desmonte de rochas e por consequência uma otimização do desmonte será proposto para a Pedreira Herval, localizada em Barreiros – PE e que será objeto de estudo.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

A simulação da fragmentação dos desmontes de rocha por explosivos envolve quatro assuntos específicos: os explosivos e suas propriedades, a teoria para elaboração de planos de fogo, os mecanismos de interação explosivo-rocha e os modelos de simulação da fragmentação propriamente ditos (Morais, 2004). Baseado nisto, a revisão bibliográfica desta dissertação discute e analisa estes temas.

2.1. Explosivos

Explosivos são agentes responsáveis pela fragmentação da rocha, quando utilizados na mineração. São compostos por substâncias químicas, capazes de realizar trabalhos mecânico sobre a rocha, com o objetivo de reduzir seu tamanho, para fragmentos menores do que os encontrados “in situ” e desprender do local onde originalmente se encontrava, para facilitar o trabalho de remoção e britagem do material por equipamentos apropriados para esse fim.

A história da indústria dos explosivos começou com o uso da pólvora em detonações no século XVI. A pólvora é um explosivo de baixa potência devido a reação não ser detonante, mas sim de deflagração (Morais, 2004).

Nitroglicerina (NG) que é a substância que serve como base para as dinamites foram primeiro descobertos por Sobrero na Itália em 1840, mas a NG não pode ser usada em desmonte devido a sua sensibilidade ao choque e calor.

Alfred Nobel descobriu o princípio básico das composições das dinamites quando algumas nitroglicerinas derramaram acidentalmente dentro da diatomita (terra diatomácea), onde estavam estocadas. A diatomita absorveria em torno de três vezes sua massa de nitroglicerina e o resultado da mistura pode ser empacotado em cartuchos, que são seguros para a movimentação. Esta mistura foi a primeira dinamite, mas devido a diatomita ser inerte e não poder reagir com os ingredientes explosivos, ela limitava a energia por unidade de massa do explosivo. A diatomita foi substituída por absorventes ativos, tais como, polpa de madeira e nitrato de sódio (Morais, 2004).

Nobel mais tarde descobriu que a NG podia ser combinada com nitrocelulose (NC), formando um gel rígido denominado gelatina, que é um dos mais fortes explosivos comerciais.

ANFO é uma abreviatura criada para representar a mistura entre nitrato de amônio (“ammonium nitrate”) e óleo combustível (“fuel oil”). Para se preparar ANFO, é necessário 5,7% em peso de óleo combustível e 94,3% de nitrato de amônio no formato de grão ou (*prill*) do tipo agrícola ou industrial (Munaretti, 2002).

Nitrato de amônio (NA) foi primeiramente sintetizado em 1659, quando J. R. Glauber combinou ácido nítrico e carbonato de amônio. Durante os séculos XVIII e XIX foi utilizado como medicamento e finalmente como fertilizante no início do século XX. NA tem sido um ingrediente de agentes explosivos desde 1870, quando numerosas patentes mostrando misturas de nitrato de amônio e combustíveis foram registradas (Hopler, 1999).

Em 1867, dois cientistas suecos, C. J. Ohlsson e J. H. Norrbin patentearam um explosivo chamado de *Ammoniakkrut*, o qual consistia de NA misturado com carvão vegetal, serragem, naftaleno, ácido picrítrico, nitroglicerina (NG) ou nitrobenzeno. O balanço termodinâmico mostra que grandes quantidades de calor e gás é liberada por uma mistura com esses ingredientes. As proporções dos ingredientes eram selecionadas de modo a converter todo o dióxido de carbono e hidrogênio em água. Algumas das misturas eram difíceis de iniciar. Isso foi resolvido, pela mistura com nitroglicerina e utilizando espoletas à base de fulminado de mercúrio (Davis, 1943).

O NA da época não estava no formato de grão (*prill*), cristais de NA eram produzidos em grandes recipientes (“*steam-jacketed raining kettles*”) neutralizando ácido nítrico e amônia. Essa massa densa de NA (1,7 g/cm³), capaz de absorver óleo combustível, foi o maior ingrediente dos explosivos comerciais durante muitos anos (Smith, 1982).

No início do Século XX, a Du Pont Company lançou algumas patentes de misturas contendo grandes proporções de NA, como o popular Nitramon. Por sua vez, a antiga União Soviética utilizava mistura semelhante chamada de Dynamon, a base de NA, combustível e serragem (Xuguang, 1994).

Nitrato de amônio não era considerado explosivo se não estivesse misturado a NG ou TNT (Tri-nitro-toluene). Entretanto, alguns desastres chamaram a atenção da opinião pública mundial para o uso do ANFO como importante agente explosivo. No ano de 1916, uma planta de evaporação e cristalização de nitrato de amônio explodiu em Gibbstown, no estado de New Jersey, USA. Em 1921, outra explosão ocorreu, desta vez nas dependências da BASF em Oppau, Alemanha (Munaretti, 2002).

Mesmo sabendo que nitrato de amônio foi utilizado como um importante ingrediente na confecção de explosivos desde 1860, apenas a partir da Segunda Guerra Mundial é que a fabricação e consumo de nitrato de amônio na forma de grão (*prill*) foram largamente utilizados devido à praticidade e possibilidade de relativa proteção ao ataque de água. Durante a guerra, a necessidade de grandes quantidades de NA para fabricar munição, só foi viabilizada com a construção de plantas que usavam o processo de peloteamento (*prilling*), devido a sua maior produtividade. No início a indústria produziu apenas grãos (*prills*) densos, com recobrimento da ordem de 3 % em peso de material inerte e “anti-empedante” (*anticaking*) (Munaretti, 2002).

Em 1953, R. Akre da Maumee Collieries, Indiana, USA, experimentou misturas de 95 % de NA em peso e 5 % de negro do fumo (“carbon black”) ou carvão em pó. Esse material foi chamado de "Akremite", embalado em sacos de 104 mm de polyethyleno “expansível”, iniciado por uma carga iniciadora (*primer*) de 9 kg.

Óleo combustível foi utilizado como substituto do negro do fumo, um ano após o lançamento do Akremite em uma das minas de ferro da Cleveland Cliffs Company no Minnesota Mesabi Range, USA. A abreviação ANFO se popularizou e logo foi reconhecida a necessidade de um grão (*prill*) especial, com maior porosidade e menor quantidade de material anti-empedante (*anti-caking*), que pudesse absorver óleo mais rapidamente, surgindo então o grão (*prill*) especial para uso no ANFO, tipo industrial (*blasting grade*) (Munaretti, 2002).

Por causa da grande afinidade do NA com a água (hidroscópico), esforços foram feitos para desenvolver explosivos à base de NA que poderiam ser usados em furos com água. Este foi um dos fatores que conduziu ao desenvolvimento das lamas explosivas e mais tarde das emulsões, que é considerada a quarta geração dos explosivos comerciais (Morais, 2004).

As emulsões explosivas, foram desenvolvidas há aproximadamente 20 anos e consistem essencialmente de uma solução oxidante, óleo, e um emulsificador, introduzido como gás ou ar. Em outras palavras, a emulsão é uma íntima mistura de dois líquidos que não se dissolvem mutuamente.

Algumas emulsões são produtos comuns e utilizados no dia-a-dia, como molhos de salada, filmes fotográficos, inseticidas e alguns cosméticos. As emulsões explosivas devido à enorme quantidade de energia útil desenvolvida, apresentam grande capacidade de trabalho na ruptura de rocha e materiais duros em geral.

2.1.1. Explosivos industriais – conceitos básicos

Explosivos industriais são substâncias ou misturas de substâncias que, quando excitados por agentes externos, têm a propriedade de sofrer transformações químicas violentas, gerando considerável volume de gases a altas temperaturas e velocidades. Como a liberação dessa considerável quantidade de energia se dá em curtíssimo tempo (milésimos de segundos), geram-se ondas de choque, conferindo aos explosivos um elevado poder rompedor. Herrmann (1972), Hemphil (1981).

Assim sendo, para que uma substância ou mistura tenha um caráter explosivo é necessário que apresente instabilidade química de forma que, com a adição de certa quantidade de energia, a sua transformação é total (Rolim, 2008).

A reação de decomposição dos explosivos, a depender da sua sensibilidade, irá requerer agentes energéticos específicos, que variam desde uma simples faísca, até a ação de outros explosivos, mais sensíveis, usados como iniciadores. A energia mínima capaz de iniciar o processo de decomposição dos explosivos, denominada energia de ativação, é uma característica não só da substância explosiva em si, mas das condições em que o elemento a detonar se encontra. Como exemplo, as dinamites, quando submetidas à ação do calor ao ar livre, apenas queimam sem detonar, porque, neste caso, para que haja detonação, é necessária a ação de choque e que o explosivo se encontre confinado (Rolim, 2008).

Do exposto conclui-se que a detonação ocorre naturalmente com um aumento líquido da entropia. A energia de ativação leva ao conceito de cadeia ou coluna explosiva, onde existe uma relação sensibilidade / efeito, em que a massa de cada elemento em reação é maior que a de seu antecessor (Rolim, 2008).

2.1.2. Classificação dos explosivos industriais

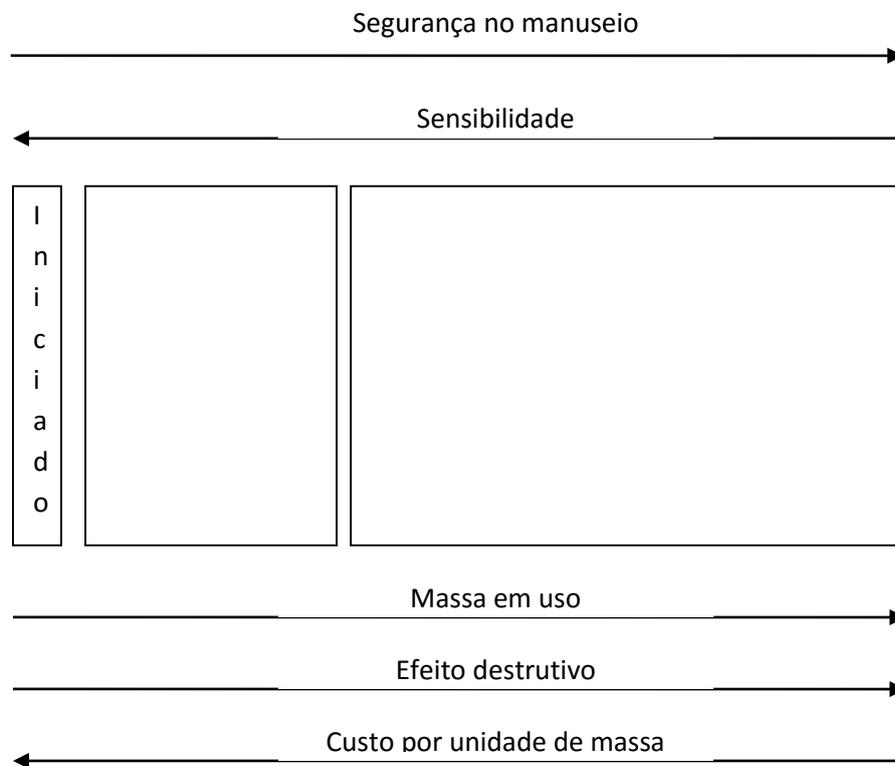
De acordo com as suas propriedades, muitos autores como Hemphil (1981), Clark (1982) e outros fazem uma classificação dos explosivos civis no que se refere a: aplicação, desempenho e constituição.

A classificação quanto à aplicação é feita de acordo com a energia de ativação, já que essa é a taxa energética que rompe a estabilidade química e como consequência, limita os riscos envolvidos no manuseio. Dessa forma, tem-se: a) explosivos primários ou iniciadores; b) explosivos secundários ou reforçadores; c) explosivos terciários ou rompedores; d) explosivos propelentes ou militares.

- Os explosivos primários ou iniciadores são todos os que apresentam grande facilidade à iniciação. São destinados ao fornecimento da energia de ativação necessária aos explosivos menos sensíveis. Por motivos de segurança, custo, entre outros, esses explosivos só devem ser utilizados em pequenas massas de carga. Como exemplos de explosivos iniciadores, têm-se: estopim, cordel detonante, espoletas, e outros acessórios.
- Explosivos secundários ou reforçadores são cargas utilizadas como elemento de ligação entre os explosivos primários e a carga principal.
- Explosivos terciários, rompedores, são componentes de elevada estabilidade química, utilizados em grandes massas e são, portanto, os reais responsáveis pela ruptura do corpo a desmontar. Como exemplos dessa categoria de explosivos, têm-se: as dinamites, as gelatinas e as lamas explosivas nas mais diversas formulações.
- Explosivos propelentes ou militares são aqueles que executam trabalho balístico, portanto, sem fins Civis.

Em termos de propriedades classificatórias, as características descritas podem ser resumidas na Figura 1.

Figura 1 - Características classificatórias de acordo com as propriedades básicas dos explosivos.



Na classificação quando ao desempenho, é admissível uma subdivisão em explosivos deflagrante e detonante, onde o primeiro apresenta baixas velocidades, cuja fronteira é 1000 m/s.

No que se refere à constituição, dependendo dos materiais e das misturas, os explosivos classificam-se em: a) explosivos químicos, constituídos por uma única substância pura, nitroglicerina; b) explosivos mecânicos, constituídos de duas ou mais substâncias explosivas ou não, que intimamente agirão como combustível e comburente; c) explosivos mistos, constituídos de dois ou mais explosivos químicos e elementos inertes (Rolim, 2008).

2.1.3. Principais propriedades dos explosivos

As propriedades dos explosivos, apesar de serem importantes, os fabricantes, principalmente os nacionais, apresentam apenas algumas, se limitando ao fornecimento da: densidade; velocidade de detonação; sensibilidade à iniciação; energia liberada; gases tóxicos e resistência à água.

As principais propriedades dos explosivos comerciais são: rusticidade; estado físico; densidade real e gravimétrica; resistência à água; toxidez; estabilidade química; inflamabilidade; calor de combustão; força; temperatura de explosão; volume gasoso; pressão de detonação; brisância (espoletas); velocidade de detonação; sensibilidade à iniciação; propagação por simpatia e diâmetro crítico e limite (Rolim, 2008).

Rusticidade: é a propriedade mecânica que indica a capacidade do explosivo em resistir às solicitações mecânicas de transporte, armazenamento e emprego. Essa propriedade torna-se mais importante à medida que os transportes são realizados a grandes distâncias em estradas de má qualidade, ou quando as substâncias explosivas são armazenadas em locais impróprios.

Estado físico: é a consistência e o aspecto com que as substâncias ou misturas explosivas são comercializadas.

Densidade real e gravimétrica: a densidade real é a relação entre a massa específica do explosivo e a massa específica da água a 4°C; já a densidade gravimétrica é um parâmetro medido em g/cm³ ou g/l, ou, em alguns casos, em número de cartuchos de explosivos contidos em caixas de 25 kg, sendo uma das mais importantes propriedades a ser considerada na performance do explosivo.

Os explosivos, ao serem utilizados em furos para desmontes, principalmente no Ocidente, ao sofrerem adensamento, em alguns casos, alteram tanto a sua densidade gravimétrica à ponto de dessensibilizarem-se.

Resistência à água ou hidroscopticidade: a ação de água reduz a capacidade destrutiva dos explosivos, chegando inclusive a ponto de impedir a sua iniciação. Para atender as mais diversas aplicações, os produtores de explosivos classificam os valores de resistência à ação de água conforme a tabela 1.

Tabela 1 - Classificação de Resistência à água.

Nenhuma resistência	Perda da sensibilidade em menos de 24 horas quando submerso em 3 atmosferas.
Boa resistência	Não perde a sensibilidade quando submerso por 24 horas a 3 atmosferas.
Ótima resistência	Desenvolve o seu trabalho normal mesmo quando submerso por 72 horas a 3 atmosferas.

Fonte: Rolim, 2008.

Toxidez: esta propriedade é geralmente referida aos gases produzidos nas explosões, entretanto, isso não implica que os explosivos “in natura” não sejam tóxicos. Com relação aos gases, os mais tóxicos são: monóxido de carbono (CO), gases nitrosos (NO, NO₂) e anidrido sulfuroso (SO₂), que limitam o uso de um determinado explosivo, se as condições de ventilação forem precárias.

A classificação do grau de toxidez em termos de gases impõe à indústria distribuir os explosivos em três categorias ou classes, de acordo, com o volume de gás tóxico produzido na combustão conforme tabela 2.

Tabela 2 - Classificação quanto aos gases tóxicos

Classe 1 ou categoria A – até 30 litros de gás / quilo Classe 2 ou categoria B – até 60 litros de gás / quilo Classe 3 ou categoria C – mais de 60 litros de gás / quilo
--

Fonte: Rolim, 2008.

Estabilidade Química: é o período de tempo em que os explosivos conservam suas propriedades características de desempenho e segurança, nas condições de armazenamento em ambientes ventilados, baixa umidade relativa, temperatura inferior a 40°C e ausência de vapores corrosivos.

Explosivos que apresentam a estabilidade química alterada devem ser manipulados com bastantes cuidado, devido não só ao desequilíbrio no balanço de oxigênio, como à alteração da sensibilidade, o que aumenta a probabilidade de acidentes, tanto com detonações prematuras como retardadas e/ou da combustão parcial na coluna explosiva.

Inflamabilidade: é a condição de temperatura, ventilação e umidade, além da qual as substâncias explosivas entram em combustão espontânea, sendo esse parâmetro usado para estabelecer as condições do paiol.

Calor de combustão: consiste na quantidade de calor liberada na detonação, medido a volume constante.

Força: termo associado ao Coeficiente de utilização prática, como uma tentativa e medir a capacidade da realização do trabalho de um explosivo sobre a rocha. Entretanto, esse parâmetro caiu em desuso, pois é obtido em meios que têm propriedades bem diferentes da rocha em que os explosivos são usados.

Temperatura de explosão: é definida como a temperatura em que o explosivo entra em decomposição por detonação, o que é diferente da inflamabilidade. Essa propriedade é de fundamental importância na manufatura de substâncias explosivas.

Volume Gasoso: é gerado na detonação dos explosivos sendo responsável pelo arremesso do material fragmentado no desmonte de rochas. É importante o seu conhecimento na especificação do explosivo a ser usado, para adequar a taxa de energia semi-estática necessária ao bom desempenho do fogo.

Pressão de detonação: ocorre na zona de detonação dos explosivos, ou seja, é a pressão no Plano Chapman-Jouguet. Ela está intimamente relacionada com a capacidade do explosivo de romper seu invólucro “BRIZÂNCIA”. Maiores detalhes sobre a influência desse parâmetro na fragmentação da rocha serão abordados no capítulo 3. Apresenta-se, aqui, uma solução para a determinação indireta desse parâmetro, Cook (1958), a partir da hidrodinâmica, estabeleceu a seguinte relação: $P_2 = \rho_1 D W + P_1$, onde P_2 é a pressão de detonação no plano Chapman-Jouguet; P_1 é a pressão no explosivo antes da detonação; D é a velocidade de detonação do explosivo; ρ_1 densidade do explosivo antes do choque; W é a velocidade da partícula no plano Chapman-Jouguet e é dada por: $W = (1 - \rho_1 / \rho_2)$ de onde ρ_2 densidade do explosivo no plano PCJ. Assumindo-se com grande precisão que a relação $\rho_2 / \rho_1 = 4/3$, e que ρ_1 é insignificante em relação aos demais parâmetros, tem-se que $\rho_2 = \rho_1 \cdot De^2 / 4$.

Para a pressão de detonação, Johnson e Persson (1970), apresentaram a equação 1 com bases em resultados de experimentos práticos.

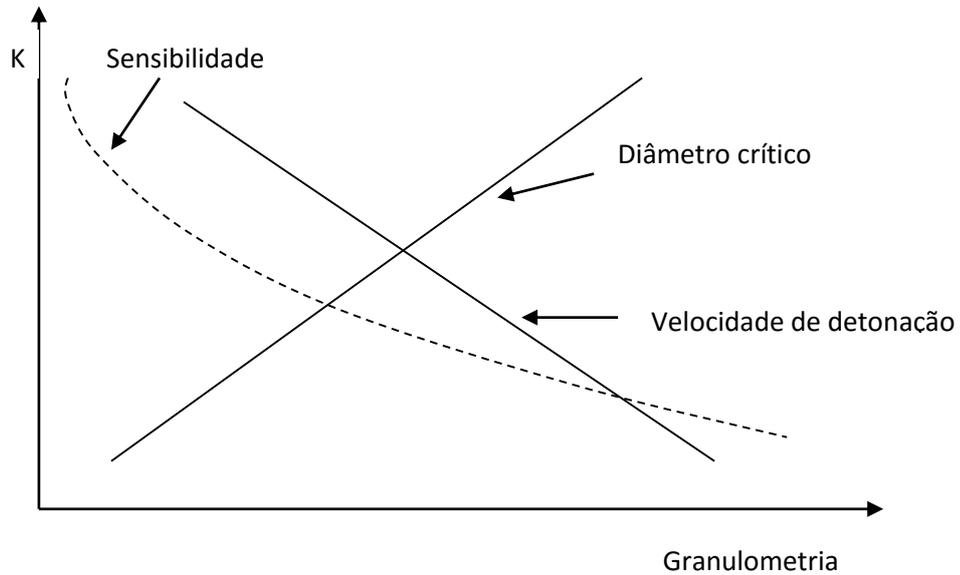
$$P_{cj} = 2.1 (0.36 + \rho_e) De^2 \quad (1)$$

Brizância (quebrância): é o efeito da pressão de detonação existente diante da onda de choque. Essa é liberada sob forma de estourar os outros elementos. A “brizância” é função da massa volumétrica, da densidade de carregamento e da velocidade de detonação, sendo um fator importante para modelagem da fragmentação.

Velocidade de detonação: é a velocidade com que a onda de choque circula através do explosivo. Ela depende de vários fatores tais como: a) formulação, b) diâmetro do furo ou cartucho, c) processo de iniciação. A variação da velocidade e outras propriedades do explosivo podem ser observadas nas figuras 2,3 e 4.

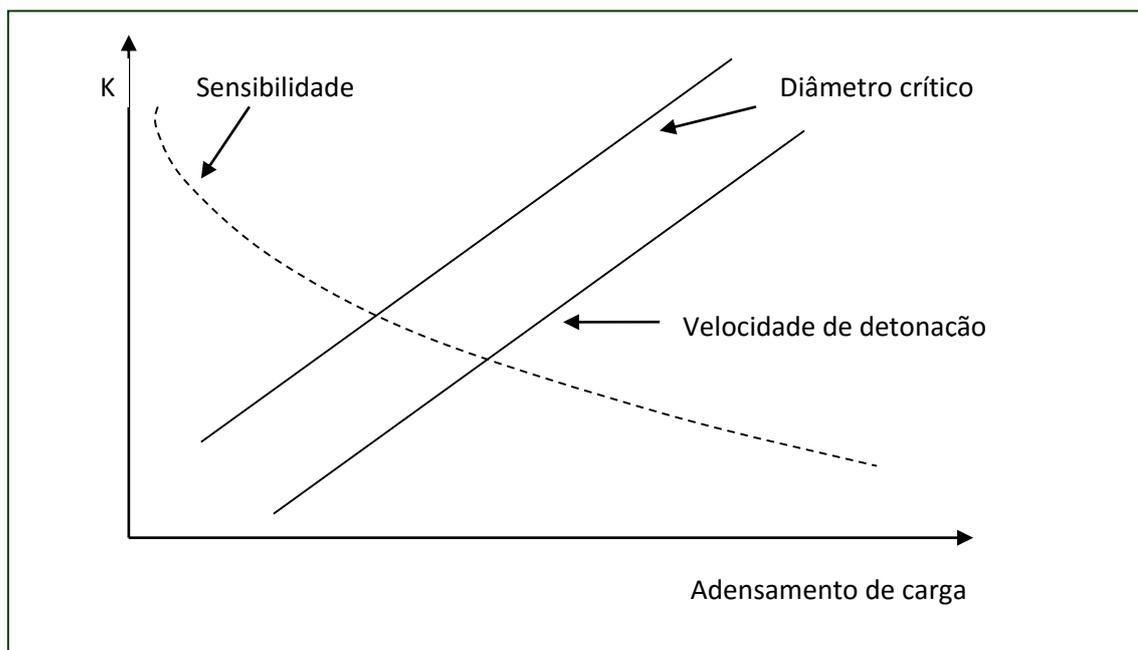
A seguir serão detalhados as relações da velocidade de detonação com os fatores acima.

Figura 2 - Influência da granulometria do explosivo nos parâmetros da detonação (Clark, 1959).



Fonte: Rolim, 2008.

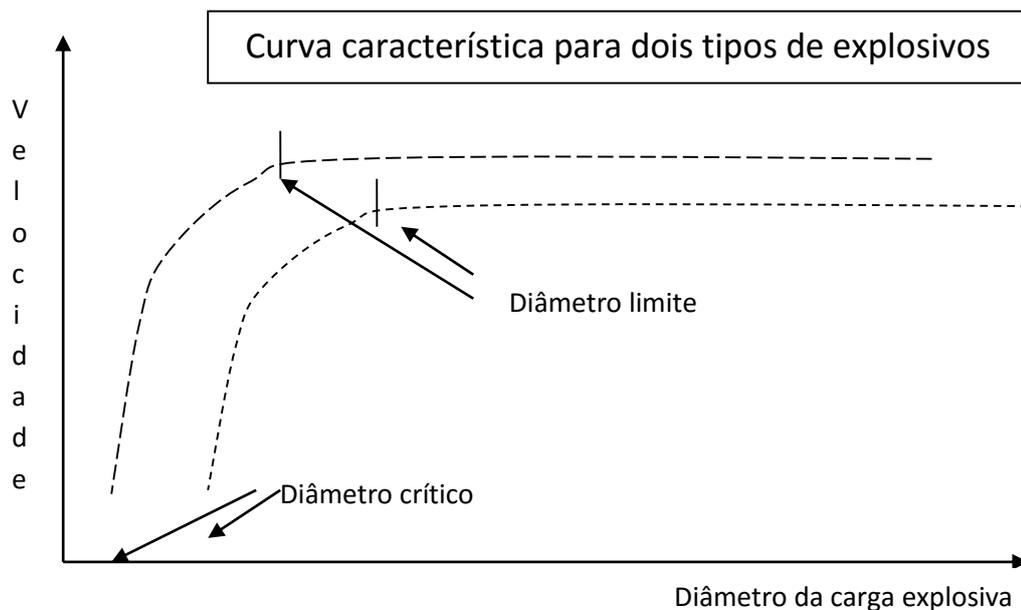
Figura 3 - Influência da densidade da carga nos parâmetros de detonação (Clark, 1959).



Fonte: Rolim, 2008.

- a) Formulação: nesse processo são envolvidas substâncias ou misturas das mais diversas, a fim de conferir aos explosivos uma maior ou menor velocidade de reação, liberando as energias em tempos proporcionais à detonação.
- b) Diâmetro do cartucho ou furo: os explosivos comerciais apresentam como características um diâmetro crítico (d_c), abaixo do qual a reação de detonação não mais se processa (figura 4).
- c) É fato constado que a velocidade de reação dos explosivos aumenta com o diâmetro do cartucho até um limite em que a velocidade é máxima (diâmetro limite).

Figura 4 – Influência do diâmetro da carga no parâmetro velocidade.



Fonte: Richard, 1973.

- d) Processo de iniciação: provoca maior aceleração ou detonação mais fraca. A depender da intensidade da energia de ativação utilizada, pode-se chegar a uma deflagração em lugar de uma detonação atenuada. Isso é bem caracterizado nos casos de detonações feitas com nitrato de amônio em pequenos diâmetros iniciados por cordel detonante.

Do exposto, pode-se concluir que, para uma avaliação da velocidade de detonação, deverão ser especificadas as condições de ensaio.

Issibilidade à iniciação: é a medida da capacidade que possui um explosivo de ser iniciado por outro.

Propagação por simpatia: é a maior distância longitudinal entre dois cartuchos de explosivos, na qual ocorre propagação da detonação de um para o outro cartucho, envolto em papel parafinado, tendo como meio de propagação o ar. Verifica-se, pela própria definição, que os valores dessa propriedade são aproximados, pois sofrem influências de inúmeras variáveis.

Diâmetro crítico e limite: (vide velocidade de detonação, página 22).

2.2. Parâmetros Do Plano De Fogo

A elaboração de um plano de fogo envolve a determinação de vários parâmetros, que devem ser levados em consideração nos modelos de fragmentação por explosivos. Esta seção discute a definição destes parâmetros e sua influência na fragmentação das detonações.

O conjunto dos elementos necessários a execução da bancada é, geralmente, conhecido por "plano de fogo". Estes elementos são: diâmetro de furo, profundidade do furo (altura da bancada), subjugação, inclinação do furo, afastamento, espaçamento, tampão e razão de carregamento.

2.2.1. Diâmetro de furo

O diâmetro do furo depende, normalmente, do equipamento escolhido e da malha de perfuração. Quanto maior o diâmetro dos furos, maior poderá ser a área da malha de perfuração a ser utilizada, resultando em uma menor quantidade de furos a serem executados por metro cubico de rocha a detonar (razão linear de perfuração). Assim, para projetos envolvendo grandes volumes de escavação de rocha, logicamente devem ser utilizados, sempre que possível, furos com maiores diâmetros.

2.2.2. Profundidade do furo

É a altura da bancada (**H**) acrescida da subfuração, em metros. Se a bancada for inclinada, a profundidade do furo será um pouco maior e deverá ser medida de acordo com a inclinação do furo.

2.2.3. Subfuração

A subfuração é uma extensão do furo, ultrapassando a altura da frente livre da bancada. Este procedimento é necessário para evitar a formação dos "repés" (porções do maciço rochoso que podem permanecer intactas no pé da bancada após a detonação).

2.2.4. Inclinação do furo

Os furos para desmonte a céu aberto normalmente serão verticais ou um pouco inclinados, de forma a preservar a estabilidade do talude rochoso remanescente após a detonação. A maior inclinação dos furos também contribui para um melhor arranque da rocha, pois diminui o “engastamento” da rocha no pé da bancada, reduzindo a formação dos chamados “repés”. Quanto mais inclinados os furos, menor será a velocidade de perfuração e maiores os riscos de desvios e acidentes com ferramentas de perfuração.

Os furos inclinados proporcionam melhor distribuição do explosivo no maciço rochoso, aumentando a fragmentação no pé da bancada e reduzindo o “back-break” (quebra para trás).

2.2.5. Afastamento

O afastamento (**A**) é a distância em metros entre a frente da bancada (em metros) e a primeira linha de furos a detonar. Quando no plano de fogo estão previstas duas ou mais linhas de furos a detonar em um mesmo evento, o mesmo afastamento devera se mantido entre elas.

2.2.6. Espaçamento

O espaçamento (**E**) é a distância em metros entre os furos de uma mesma linha. A relação pratica para seu dimensionamento está ligada diretamente ao afastamento:

$$E = 1,3 A \quad (2)$$

2.2.7. Tampão

O tampão é a porção superior do furo, que não deve receber carga explosiva, já que está carga seria supérflua e resultaria apenas em lançamento de lascas de rocha pela boca do furo.

2.2.8. Razão de carregamento (RC)

É a quantidade de explosivos a ser utilizada por metros cubico (ou por tonelada) de rocha a desmontar em uma detonação. Teoricamente, quanto maior a razão de carga em utilização, maior será a fragmentação da rocha, se a malha for projetada corretamente. Esta relação também se aplica na projeção da pilha de rocha detonada que se formará na frente da bancada — quanto maior a RC, maior será a projeção da rocha detonada.

2.3. Mecanismos De Ruptura Da Rocha Pelos Explosivos

Segundo Langefors (1973), alguns centésimos de segundos depois de iniciar a detonação de um furo, desencadeia-se uma série de fenômenos: liberação da energia química dos explosivos e transformação deste sólido em um gás com alta temperatura e enorme pressão, que pode ultrapassar 10 GPa. A energia desenvolvida por unidade de tempo em furo perfurado com uma máquina manual é da ordem de 25.000 MW. Isto se deve ao fato de a energia latente de um explosivo ser extremamente grande devido à rapidez da reação (2500 – 6000 m/s). O que caracteriza um explosivo como uma ferramenta para a ruptura de rochas é sua capacidade de fornecer uma potência concentrada em uma zona limitada (Morais, 2004).

Existem quatro etapas nas quais ocorrem a quebra e o deslocamento do material durante o processo de detonação de uma carga confinada de explosivo (Atlas Powder Company, 1987):

- T1: detonação
- T2: propagação da onda de choque
- T3: expansão dos gases
- T4: movimento de massa de material

2.4. Modelos Atuais De Interação Explosivo – Maciço Rochoso

Londs (1986) desenvolveram um modelo e descreveram a interação explosivo – maciço rochoso usando as curvas pressão x volume para a explosão dos gases durante a detonação. Sarma (1994) desenvolveu um modelo similar para estimar a energia liberada por um explosivo em situação de campo (Morais, 2004). Este modelo considera a interação explosivo – maciço rochoso, o desempenho do explosivo e o confinamento fornecido pelo plano de fogo (Scott et. al., 1996).

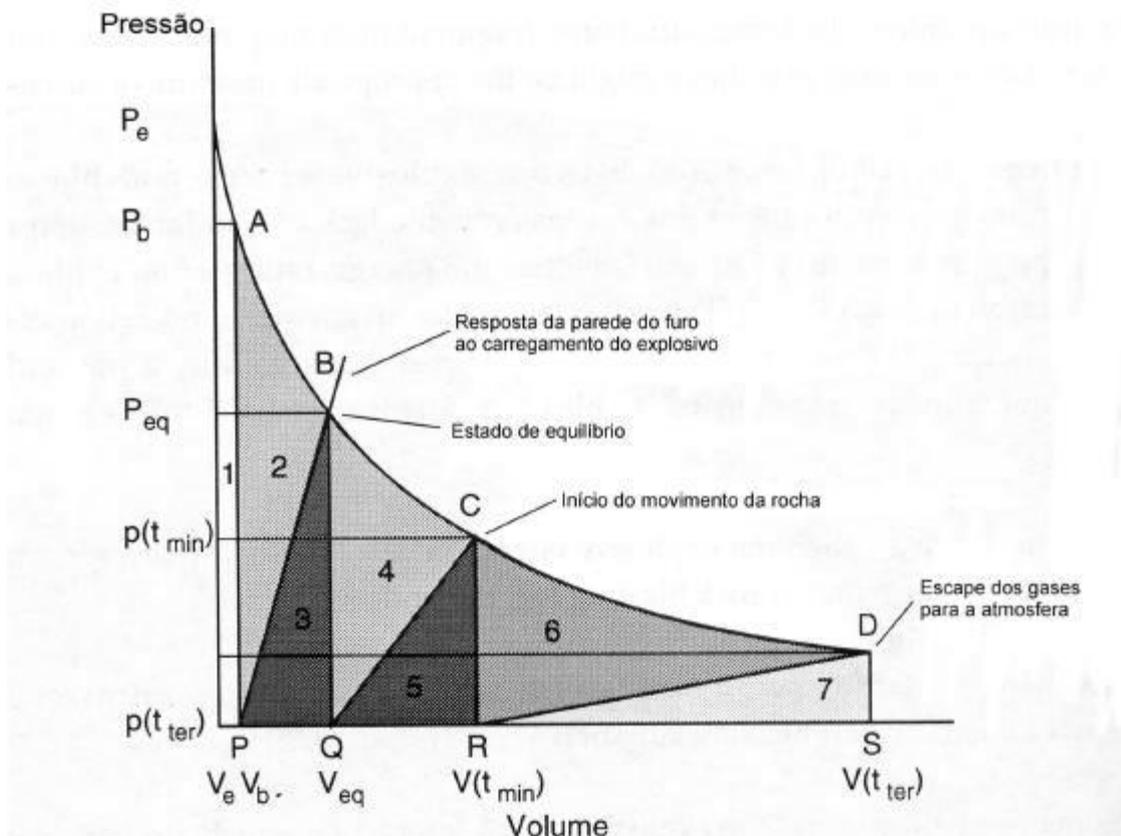
A interação do explosivo com o maciço rochoso durante a detonação é representada pela curva da pressão x volume dos gases do estado inicial da explosão até as seguintes condições terminais:

- O gás alcança a face livre;
- A pressão dos gases cai abaixo da pressão atmosférica;
- A temperatura dos gases cai abaixo da temperatura ambiente.

A área da figura 5 sob abaixo da curva de pressão x volume, representa a energia liberada durante a detonação e é subdividida nas seguintes componentes ou fases:

- Fase de detonação (zona 1);
- Fase de propagação (zonas 2 e 3);
- Fase da expansão dos gases (zonas 4 e 5);
- Fase de movimento do maciço rochoso (zonas 6 e 7).

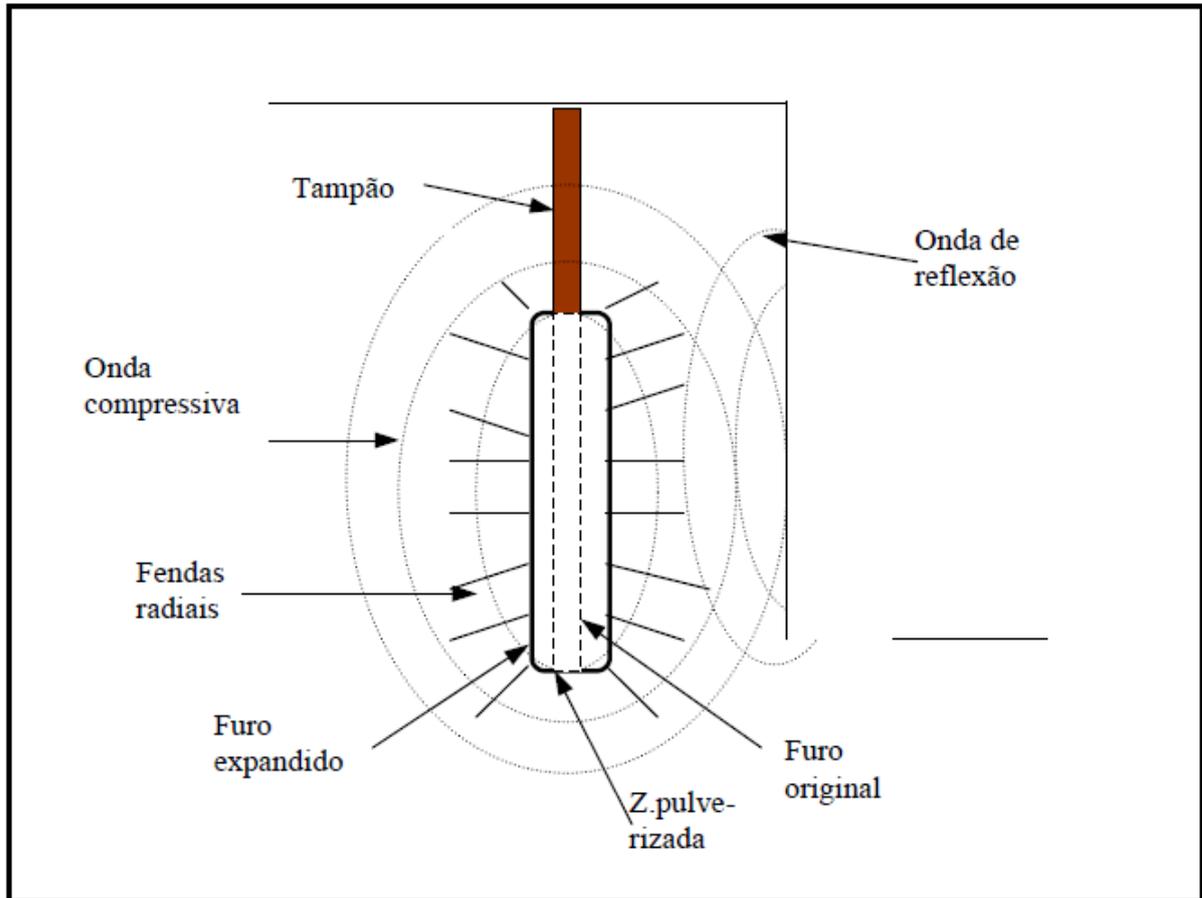
Figura 5 - Energia explosiva liberada durante diferentes fases do desmonte de rochas.



Fonte: Scott et. Al., 1996.

O modelo de Sarma (1994) fornece uma descrição útil do processo de detonação como um “background” para modelar a interação explosivo – rocha. De acordo com o seu modelo, quando um explosivo detona, os ingredientes são rapidamente convertidos em produtos gasosos a altíssimas pressões e temperaturas. Os gases impactam a parede do furo e transmite uma onda de choque para a rocha vizinha, como mostra a figura 6. A tensão resultante da onda de choque comprime e pulveriza a rocha em torno do furo. O volume do furo aumenta até alcançar um estado de equilíbrio quase-estático, onde a pressão de gás da explosão é igualada pela resistência da parede do furo (Morais, 2004).

Figura 6 - Efeitos da onda de choque no maciço rochoso.



Fonte: Sarma, 1994.

Este modelo do processo de detonação identifica várias propriedades do maciço rochoso importantes no desempenho do desmonte como (Morais, 2004):

- Rigidez da rocha: controla a distorção/deformação da parede do furo e, conseqüentemente, a pressão desenvolvida no furo e a partição da energia da explosão em choque e deslocamento;
- Resistência à compressão dinâmica: controla a pulverização que ocorre na parede do furo;
- Parâmetros de atenuação do maciço rochoso: controlam a que distância a onda de tensão viaja antes de sua energia cair abaixo do nível que causa quebra primária;
- Resistência à tração dinâmica da rocha: define a extensão da geração de novas fraturas em ambas as fases de quebra: choque e gás;
- Caráter, orientação e frequência das discontinuidades no maciço rochoso: definem a distribuição de tamanho dos blocos e influenciam a atenuação da onda de choque e a migração dos gases da explosão;

- Densidade da rocha: afeta o movimento do maciço rochoso em resposta às forças aplicadas durante a detonação.

2.5. As Propriedades Dos Maciços Rochosos

Existem quatro aspectos críticos para um projeto de desmonte de rochas: o maciço rochoso, o explosivo, sua distribuição e a sequência da detonação. Os dois últimos aspectos têm recebido análises bastante rigorosas nos últimos anos, com o desenvolvimento de ferramentas computacionais baseadas em modelos e programas de projeto de desmonte. O desempenho dos explosivos pode ser descrito por complexas características dos detonadores, mas tem permanecido no domínio de poucos técnicos e peritos e deve ainda ser associado ao desempenho do desmonte de uma maneira mais apropriada, principalmente nas rotinas de elaboração de projeto de desmonte. As propriedades do maciço rochoso têm uma influência controladora sobre o desempenho do desmonte, mas permanece bastante complexa a incorporação destas propriedades nos atuais procedimentos de elaboração dos planos de fogo (Morais, 2004).

Engenheiros geomecânicos têm abordado este problema de diferentes perspectivas. O projeto da maioria das escavações de rocha considera a classificação do maciço rochoso. As propriedades usadas nas classificações de maciços rochosos são aquelas que podem ser prontamente medidas e que afetam os parâmetros críticos do projeto. Cada propriedade é ponderada na análise global para refletir sua influência. Uma tentativa similar é usada para descrever o comportamento do maciço rochoso quando detonado. O desafio é definir um índice de blastabilidade, que incorpore a maioria dos parâmetros relevantes que influenciam no desempenho do desmonte. O índice de blastabilidade pode ser, então, usado na elaboração dos projetos básicos de desmonte (Scott et. al., 1996).

2.5.1. Parâmetros de controle

Tem havido muitas tentativas de prever o desempenho do desmonte a partir das propriedades físicas de amostras de rocha, medidas em laboratório. Estas tentativas geralmente não têm tido sucesso (Morais, 2004). Hagan (1977) atribuem este insucesso ao efeito da estrutura do maciço sobre o complexo mecanismo envolvido no desmonte.

De qualquer forma, certas correlações parecem válidas (Morais, 2004):

- Rochas resistentes requerem maior energia de choque para criar novas fraturas primárias;
- a ausência de fraturas ou descontinuidades aumenta o esforço da detonação requerido para atingir um determinado grau de fragmentação;
- rochas macias ou plásticas tendem a absorver a energia de choque e requerem mais energia de deslocamento para criar uma pilha com material mais solto ou frouxo;

- rochas com altas densidades requerem mais energia para afrouxar e deslocar o material, do que rochas de baixa densidade.

Tais correlações podem ser usadas como uma base para uma descrição das características de detonação ou blastabilidade de um maciço rochoso (Morais, 2004).

Um maciço rochoso pode compreender vários tipos de rochas, possuir diferentes graus de fraturamento e estar submetido a condições variadas de tensão “in situ”. Diversos esquemas de classificação de maciço rochosos têm sido desenvolvidos para propósitos geotécnicos (RQD - Deere et al., 1967; índice Q – Barton et al., 1974; RMR – Bieniawski et al., 1989). Cada um destes esquemas encontra aplicações em projetos específicos e tem sido modificado para condições particulares. Estas classificações tradicionais de maciço rochoso não têm sido aplicadas largamente em projeto de desmonte (Morais, 2004).

A experiência em desmonte de rochas por explosivos do JKMRRC, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, da Universidade de Queensland, na Austrália, sugere que os parâmetros de controle do maciço rochoso em projetos de desmonte sejam subdivididos nas seguintes categorias:

- Parâmetros de resistência;
- Parâmetros mecânicos;
- Parâmetros de absorção;
- Parâmetros de estrutura;
- Parâmetros de cominuição.

Para incorporar estas propriedades nos projetos de desmonte, elas devem ser quantificadas de maneira consistente e representativa (Morais, 2004).

2.5.1.1. Resistência das rochas

A Resistência das rochas, à compressão estática, à tração e ao cisalhamento são geralmente determinadas por testes de laboratório após a coleta e preparação das amostras. Como a dispersão dos resultados é grande, um número considerado de testes é requerido para se ter um resultado estatístico relevante e consistente. Vários textos têm sido publicados descrevendo os procedimentos recomendados para o teste com rocha intacta são eles: Hoek e Brown (1980) e Hoek e Bray (1981), além do ISRM (1977).

A resistência da rocha aumenta quando a taxa de carregamento de tensão da rocha aumenta. Assim, as medidas de resistência apropriadas para a análise da detonação são bastante diferentes das medidas obtidas em testes estáticos clássicos não confinados (Morais, 2004). Mokhnachev e Gromova (1970) discutem a relação entre resistência estática e dinâmica e concluem que as rochas fracas exibem uma dependência mais forte da taxa de deformação do que rochas resistentes. Assim sendo, um ajuste universal que considera a resistência dinâmica um múltiplo da resistência estática, é inapropriado.

2.5.1.2. Comportamento mecânico

As constantes mecânicas: módulo de Young e coeficiente de Poisson controlam o comportamento elástico e plástico de uma rocha sob carregamento e a partição da energia do explosivo. O Módulo de Young corresponde à razão entre a tensão e a deformação axial. O coeficiente de Poisson é a relação da deformação lateral e a deformação longitudinal, para uma tensão aplicada na direção longitudinal (Morais, 2004).

Se uma deformação crítica é tomada como um critério de ruptura, as rochas com maiores valores de módulo de Young requerem uma maior energia dos explosivos para a sua fragmentação (Morais, 2004).

2.5.1.3. Parâmetros de absorção de energia

A habilidade do maciço rochoso de transmitir ou absorver a energia da detonação influencia a escolha do explosivo, sua distribuição e a sequência de iniciação. A amplitude do pulso sísmico diminui quando ele se propaga através do maciço rochoso. Isto ocorre como resultado de dois mecanismos (Scott, 1996):

- Expansão geométrica da onda, que resulta em uma redução da energia contida por unidade de volume de rocha, sem nenhuma perda total de energia;
- mecanismo de dissipação de energia, que efetivamente remove energia do pulso. Esta perda de energia é um resultado da fricção interna dentro do material. A energia pode ser armazenada localmente ou dissipada como calor.

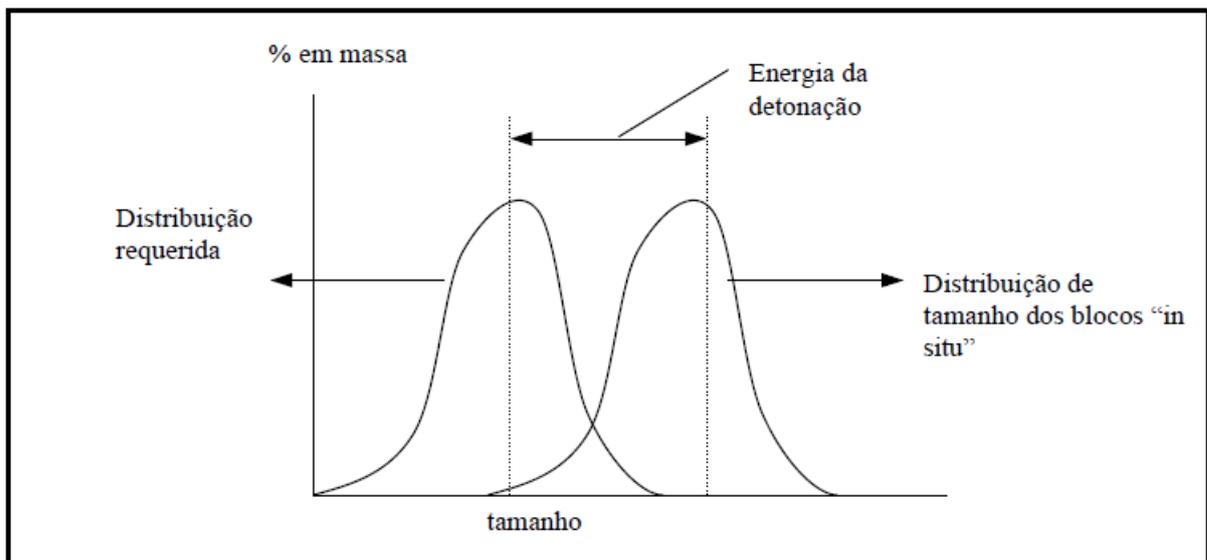
Em maciços rochosos, que dissipam uma alta proporção da energia de detonação através da fricção interna, haverá uma alta atenuação da onda de choque. Conseqüentemente, o processo de fraturamento será severamente afetado. Estas características sísmicas podem ser medidas durante o monitoramento das detonações (Morais, 2004).

2.5.1.4. Estrutura do maciço rochoso

O processo de detonação pode ser visualizado como um processo de redução de tamanho, alcançado pela adição de energia explosiva, como mostra a figura 7. As propriedades da rocha "in situ" e as descontinuidades do maciço têm um papel determinante na quantidade de energia que deve ser aplicada ao maciço rochoso, para se atingir a fragmentação requerida (Scott, 1996).

A distribuição de tamanho e a forma dos blocos naturais que compõem a estrutura do maciço rochoso, têm um profundo efeito na fragmentação e no desempenho da detonação. Em várias situações de desmonte, a pilha é formada por fragmentos naturais de rocha naturais que foram simplesmente soltos e liberados pela detonação. Se o tamanho dos blocos no maciço rochoso for substancialmente maior que o tamanho dos fragmentos requeridos da detonação, então considerável energia do explosivo terá de ser fornecida para a redução dos blocos à faixa de tamanho desejada (Scott, 1996).

Figura 7 - O processo de fragmentação, representado a energia de detonação em função da distribuição de tamanho dos blocos "in situ" e da fragmentação requerida.



Fonte: Scott, 1996.

2.5.1.5. Características de cominuição

O mecanismo de detonação descrito anteriormente refere-se à pulverização da rocha próxima à parede do furo e à dinâmica de fraturamento da rocha dentro da área de influência do furo pelas ondas de choque e expansão dos gases. Cominuição é a redução do tamanho de uma partícula através da aplicação de energia. O termo é usualmente aplicado aos processos de britagem e moagem, normalmente conduzidos após as operações de lavra. De qualquer forma, os parâmetros usados para descrever o comportamento de quebra da rocha quando ela é cominuída é útil para ajudar a descrever a quebra durante a detonação (Morais, 2004).

O comportamento do processo de cominuição pode ser convenientemente caracterizado em dois tipos básicos de testes: aquele no qual se especifica um parâmetro de resistência e aquele que descreve a extensão de quebra, alcançada depois de um evento conhecido. Embora, normalmente, aplicados ao comportamento de britagem e moagem, o JKMRC tem, recentemente, tido considerável sucesso ligando estes comportamentos de quebra ao modelamento dos processos de detonação, movimentação e britagem de minérios (Kojovic et al, 1998).

2.6. Índices De Blastabilidade

Não existem na literatura tentativas teóricas de definição dos parâmetros de detonação baseados em simples propriedades do maciço rochoso, devido à complexidade da rocha, como material, e da detonação, como processo. De qualquer forma, tem havido muitas tentativas de se definir a blastabilidade das rochas baseadas em observações de casos particulares de desmonte de rochas. A maioria destas tentativas trata a rocha como um material homogêneo e frágil (Morais, 2004).

2.6.1. Tentativas empíricas

2.6.1.1. Ashby

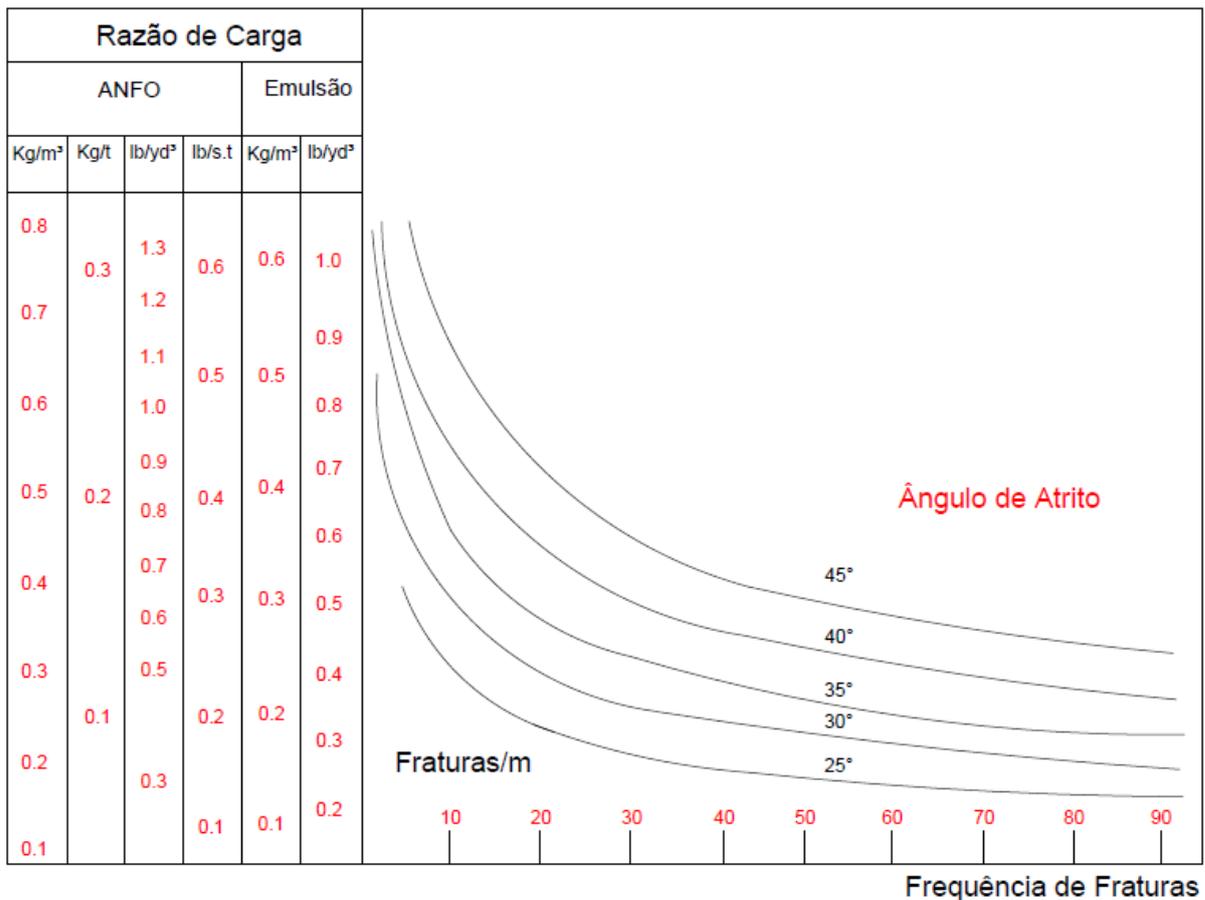
Muitos engenheiros de desmonte desenvolveram suas próprias metodologias para definir como desmontar os diferentes tipos de rochas. A maioria destas tentativas não foi formalizada ou estruturada de maneira sistemática; elas dependem de observações casuais de condições locais e da qualidade dos resultados das detonações. Um estudo empírico de blastabilidade foi desenvolvido por Ashby para a mina de cobre Bougainville (Hoek e Bray, 1977).

Ashby utilizou as correlações gráficas apresentadas na figura 8 para descrever a razão de carga necessária para desmontar adequadamente o material da mina de Bougainville. As curvas são baseadas na frequência de fraturas e no ângulo de atrito efetivo. Ashby conclui que a densidade de fraturamento, o ângulo de atrito e o ângulo de rugosidade exerciam maiores influências no desempenho do desmonte. Estas propriedades do maciço rochoso foram determinadas para diferentes áreas da mina. A razão de carga para o plano de fogo podia, então, ser obtida com uma simples consulta ao gráfico, baseada na seguinte fórmula:

$$P_{fANFO} = \frac{[1,4 \times \text{Tan}(\phi + i)]}{\sqrt[3]{\text{fraturas} / m}} \quad (3)$$

Onde P_{fANFO} é a razão de carga para o ANFO, em kg/m^3 ; ϕ é o ângulo de atrito em graus e i é o ângulo de rugosidade em graus.

Figura 8 - Esquema de Blastabilidade de Ashby para a mina de Bougainville.



Fonte: Adaptado de Hoek e Bray, 1977.

2.6.1.2. Índice de blastabilidade de Lilly

Lilly (1986) desenvolveu um índice de blastabilidade baseado na densidade e orientação das descontinuidades, densidade e dureza da rocha. O índice foi correlacionado com a razão de carga para detonação em minas a céu aberto de minério de ferro. Os parâmetros de caracterização de Lilly estão descritos na tabela 3.

Tabela 3 - Parâmetros da classificação do índice de blastabilidade de Lilly

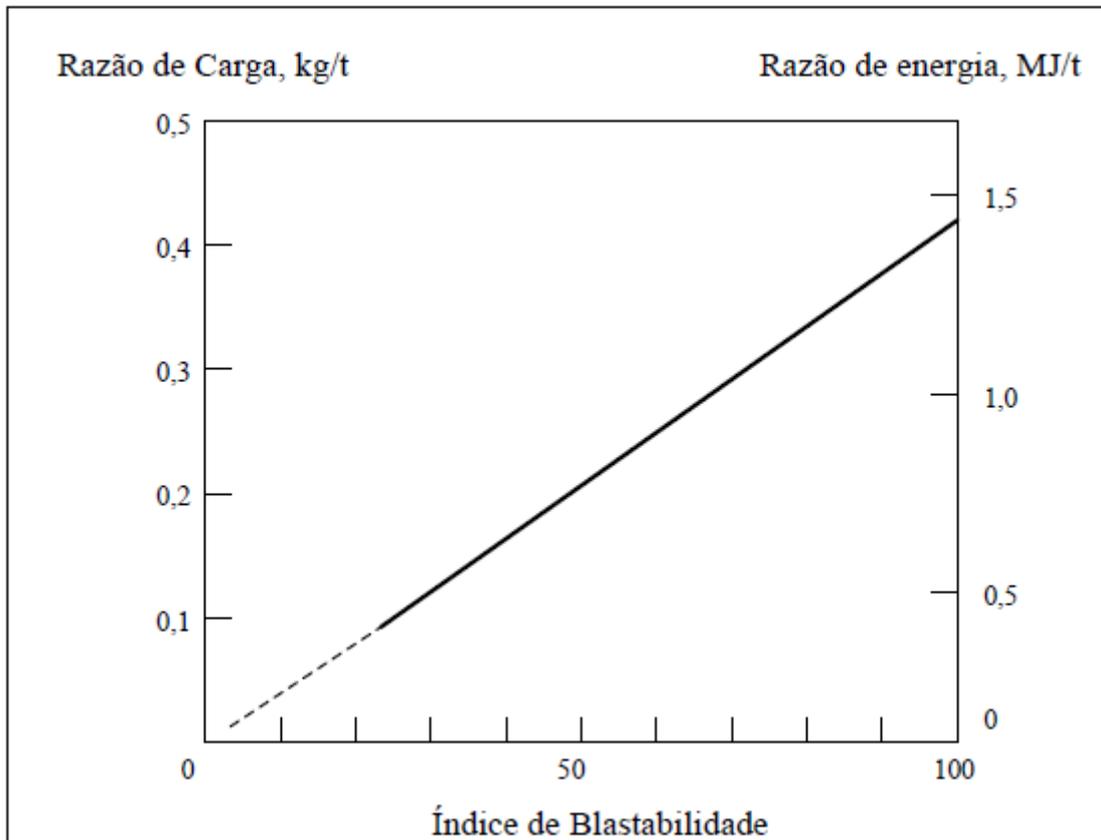
Descrição		Classificação	Índice
RMD	Descrição do maciço rochoso	Friável	10
		Blocado	20
		Maciço	50
JPS	Espaçamento das fraturas	Pequeno (< 0,10m)	10
		Intermediário (0,10 a 1m)	20
		Grande (> 1m)	50
JPO	Orientação do plano das fraturas	Horizontal	10
		Mergulhando para fora da face livre	20
		Direção perpendicular à face livre	30
		Mergulhando para dentro da face	40
SGI	Influência da densidade (d: densidade da rocha intacta, g/cm ³)	SGI = 25d - 50	
H	Dureza Mohr	1 a 10	

Fonte: Lilly, 1986. Modificado por Moraes, 2004.

$$BI = 0,5 \cdot (RMD + JPS + JPO + SGI + H) \quad (4)$$

Para usar o modelo Lilly, como uma ferramenta de projeto de desmonte, é necessário desenvolver uma correlação entre o índice de blastabilidade e a razão de carga requerida para a quebra do maciço rochoso. Esta correlação é específica para cada local e deve ser desenvolvida a partir de dados históricos de uma série de detonações, sobre várias condições. Dados históricos das minas localizadas no nordeste da Austrália foram usados para a construção da curva: razão de carga de ANFO x índice de blastabilidade, como mostra a figura 9 (Lilly, 1986). Estas minas são, tipicamente, de grande escala e operação com escavadeiras. O ANFO é o explosivo primário utilizado. Um valor BI de 100 refere-se à rocha extremamente resistente, maciça e densa (densidade de 4,0 g/cm³). O eixo com o fator de energia foi adicionado ao gráfico de Lilly para permitir comparações com outros explosivos (Hustrulid, 1999).

Figura 9 - Uso do explosivo como função do índice de blastabilidade.



Fonte: Lilly, 1986.

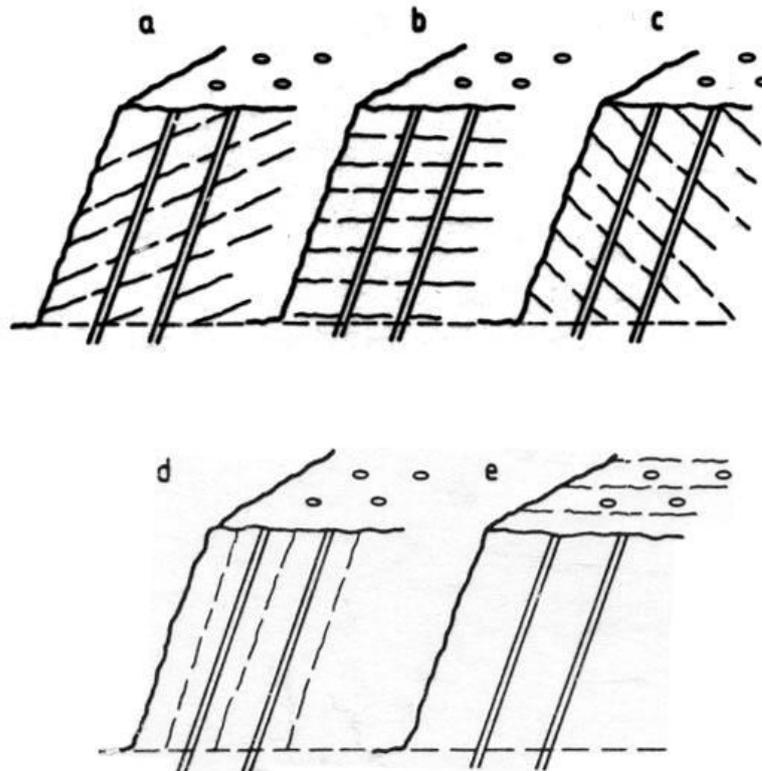
- Fator da rocha

Para melhor quantificar o índice de blastabilidade proposto por Lilly (1986), Cunningham (1987) fez algumas alterações e propôs a seguinte equação para representar o fator da rocha:

$$A = 0,06 \times (RMD + RDI + HF) \quad (5)$$

Os diferentes fatores estão definidos na tabela 4. O fator da rocha A varia, normalmente, de 1 para as rochas de fácil fragmentação, até 12 para as rochas extremamente difíceis de se detonar. A figura 10 ilustra as principais orientações das descontinuidades com relação à face livre da detonação e foi utilizada para definir a orientação da bancada da Pedreira Herval.

Figura 10 - Ilustração da direção e mergulho das fraturas com relação à face livre. (a) mergulhando para fora da face livre, (b) horizontal, (c) mergulhando para dentro da face livre, (d) paralela à face livre e (e) perpendicular à face livre.



Fonte: Modificado por Morais e Silva, 2000.

Tabela 4 - Classificação do fator da rocha

Símb.	Descrição	Classificação	Índice
RMD	Descrição do maciço rochoso	Friável	10
		Fraturado	JF
		Maciço	50
JF	Maciço fraturado	JPS + JPA	
JPS	Espaçamento das descontinuidades (m)	< 0,10 m	10
		0,10 a MS	20
		MS a DP	50
MS	Oversize da britagem primária (m)		
DP	Parâmetros da malha de perfuração (m)		
JPA	Direção e mergulho com relação a face livre	Horizontal	10
		Mergulhando para fora da face livre	20
		Direção perpendicular à face livre	30
		Mergulhando para dentro da face	40
Influência da densidade			
RDI	(densidade da rocha intacta, g/cm ³)	RDI = 25d -50	
HF	se E < 50 GPa	HF = E/3	
	se E > 50 GPa	HF = UCS/5	
E	Módulo de Young (GPa)		
UCS	Resistência à compressão uniaxial (MPa)		

Fonte: Hustrulid, 1999. Modificado por Morais, 2004.

2.7. Modelos De Fragmentação Das Rochas Por Explosivos

Neste item são apresentados os principais modelos de fragmentação do desmonte com explosivos. Serão abordados desde o modelo mais tradicional até os modelos mais recentes, com a descrição matemática específica de cada modelo.

2.7.1. O Modelo de Fragmentação Kuz-Ram

Neste modelo as propriedades das rochas, as propriedades dos explosivos e as variáveis geométricas do plano de fogo são combinadas usando cinco equações que compõem o modelo de fragmentação Kuz-Ram (Lilly, 1998):

1. Teoria de quebra (Kuznetsov, 1973): a quantidade de quebra que ocorre com uma conhecida quantidade de energia de um explosivo que pode ser estimada usando a equação de Kuznetsov.

$$X_{50} = A \times \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0,80} \times Q_e^{1/6} \times \left(\frac{E}{115} \right)^{-19/30} \quad (6)$$

Onde, X_{50} é o tamanho médio de partícula (cm), A é o fator da rocha, V_0 é o volume de rocha desmontada por furo (m^3), Q_e é a massa do explosivo utilizado (kg) e representa a energia relativa em massa (**RWS**) do explosivo comparado ao ANFO (ANFO=100).

2. Teoria da distribuição do tamanho das partículas de Rosin-Rammler: a distribuição do tamanho das partículas da rocha fragmentada pode ser determinada a partir do tamanho médio, se o modelo de quebra é conhecido.

$$P = 100 \times \left[1 - e^{-0,693 \times \left(\frac{X}{X_{50}} \right)^n} \right] \quad (7)$$

Onde, P é o percentual passante, X é o tamanho da malha da peneira e n é o índice de uniformidade.

3. Teoria de detonação do explosivo (Tidman): a quantidade de energia liberada pelo explosivo é calculada usando a equação de Tidman.

$$E = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n} \right)^2 \times RWS \quad (8)$$

Onde **E** é a energia efetiva relativa por massa do explosivo; **VOD_e** é a velocidade de detonação efetiva do explosivo (medida em campo); **VOD_n** é a velocidade de detonação nominal do explosivo (m/s) e **RWS** representa a energia por massa relativa ao ANFO (%).

4. Correlação dos parâmetros do plano de fogo (Cunningham, 1987): existe uma correlação entre as várias configurações dos planos de fogo e o modelo de fragmentação da rocha.

$$n = \left[2,2 - 14 \times \left(\frac{B}{D} \right) \right] \times \left[\frac{(1 + S/B)}{2} \right]^{0,5} \times \left[\left(1 - \frac{W}{B} \right) \times \frac{L}{H} \right] \quad (9)$$

Onde **B** é o afastamento (m); **S** é o espaçamento (m); **D** é o diâmetro do furo (mm); **W** é o desvio padrão da perfuração (m); **L** é o comprimento total de (m) e **H** é a altura do banco (m).

Quando se utiliza dois explosivos no furo (carga de fundo e carga de coluna) a equação é modificada para:

$$n = \left[2,2 - 14 \times \left(\frac{B}{D} \right) \right] \times \left[\frac{(1 + S/B)}{2} \right]^{0,5} \times \left\{ \left(1 - \frac{W}{B} \right) \times \left[\text{abs} \times \frac{(BCL - CCL)}{L} + 0,1 \right]^{0,1} \times \left(\frac{L}{H} \right) \right\} \quad (10)$$

Onde **BCL** é o comprimento da carga de fundo (m); **CCL** é o comprimento da carga de coluna (m); **abs** é o valor absoluto referente a **(BCL - CCL)/L**.

5. Correlação dos tipos de rochas (Lilly, 1986): as propriedades e características do maciço rochoso interferem no resultado da fragmentação da detonação. A classificação geomecânica de Lilly, e posteriormente modificada por Cunningham, é utilizada no modelo de fragmentação de Kuz-Ram.

$$A = 0,06 \times (RMD + RDI + HF) \quad (11)$$

Onde **A** é o fator rocha, e os valores do RMD são obtidos a partir da classificação geomecânica de Lilly e os demais parâmetros são obtidos com o auxílio das equações:

$$\text{RDI} = 25d - 50 \quad (12)$$

$$\text{HF} = E/3 \text{ se } E < 50\text{GPa} \quad (13)$$

$$\text{HF} = \text{UCS}/5 \text{ se } E > 50\text{GPa} \quad (14)$$

Onde d é a densidade da rocha, E representa o módulo de Young (GPa) e UCS a resistência à compressão uniaxial da rocha (MPa).

A classificação completa para a obtenção do fator da rocha foi apresentada na tabela 4, na página 38.

2.7.2. Modelo de Fragmentação JKMRC

Um modelo análogo foi desenvolvido no Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, JKMRC, na Universidade de Queensland, Austrália. Esta modelagem é baseada na detonação controlada de testemunhos de sondagem de 200 mm de diâmetro ou blocos de 300 a 400 mm de tamanho, em câmaras de detonação “blasting chamber”.

Com o objetivo de estudar a geração de finos em detonação, um trabalho foi realizado por Stagg et al (1992) para o U.S.B.M - United States Bureau of Mines. Neste trabalho a distribuição de finos da câmara de detonação foi determinada e combinada com a parte grossa de uma segunda distribuição, que foi gerada usando o modelo convencional Kuz-Ram.

O fator da rocha usado neste modelo é baseado na estrutura do maciço rochoso e nas propriedades da rocha matriz e é similar àquele proposto por Lilly. O fator de energia é baseado na energia efetiva, que é uma função das propriedades dos explosivos, propriedades da rocha e no confinamento do desmonte (Sarma, 1994).

De qualquer forma, a principal diferença entre este método e o modelo convencional Kuz-Ram é que este assume que os finos são produzidos pela ação de pulverização do explosivo adjacente aos furos de desmonte (Morais, 2004).

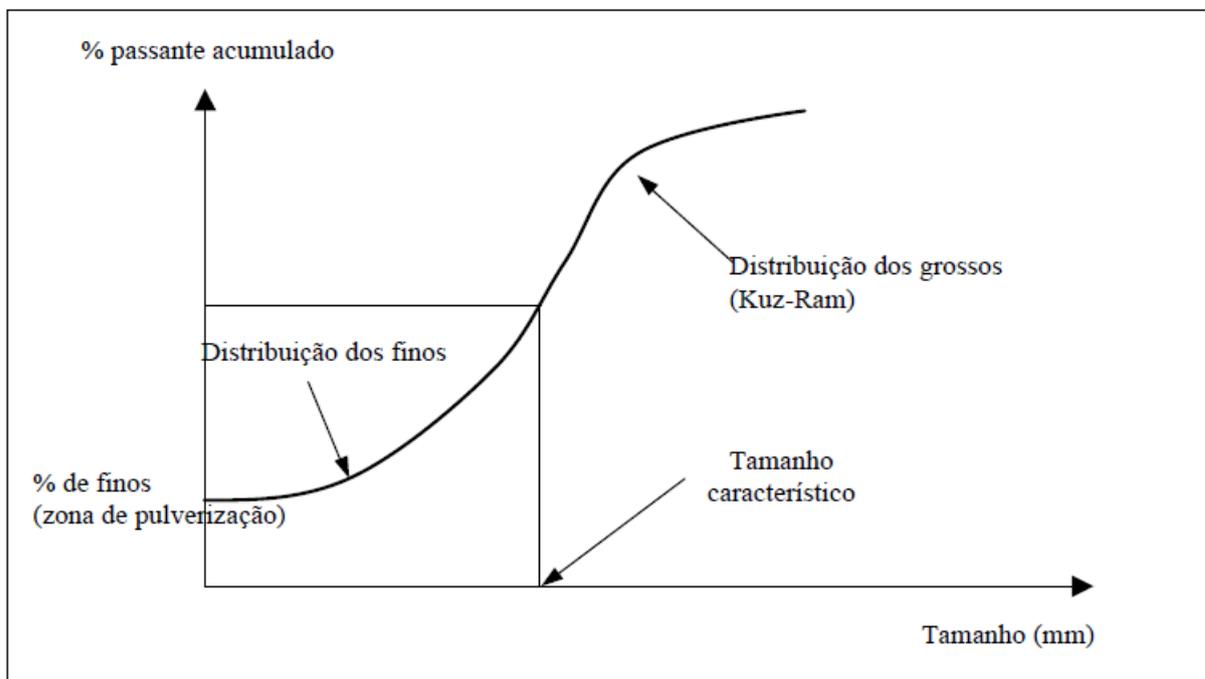
Um cilindro de rocha em volta de cada furo é definido; dentro do cilindro ocorre a pulverização. O raio do cilindro, e conseqüentemente seu volume, é determinado calculando o ponto no qual a tensão radial em volta do furo excede a resistência compressiva dinâmica da rocha. Correntemente, o valor de 1 mm é usado para definir a partícula mais grossa que resulta da zona de pulverização. Este valor foi escolhido com base nos resultados de desmontes realizados em diversas minas onde os tamanhos dos fragmentos puderam ser obtidos (Morais, 2004). De acordo com Kanchibotla, Valery e Morrell (1999) este tamanho é dependente do tamanho do grão da rocha e pode ser determinado a partir dos resultados de detonação em pequena escala.

Determinado o raio da zona de pulverização em volta de cada furo, e conseqüentemente o seu volume, e conhecendo o número de furos do desmonte, o volume de material pulverizado (V_{crush}) pode ser calculado. Como o volume de rocha desmontada (V_{br}) é também conhecido, o percentual de rocha detonada menor que 1 mm pode ser estimado de:

$$\%_{-1mm} = 100 \times V_{crush}/V_{br} \quad (15)$$

A Curva de distribuição da zona de pulverização pode ser vista na figura 11.

Figura 11 - Distribuição de tamanho de finos e grossos de ROM.



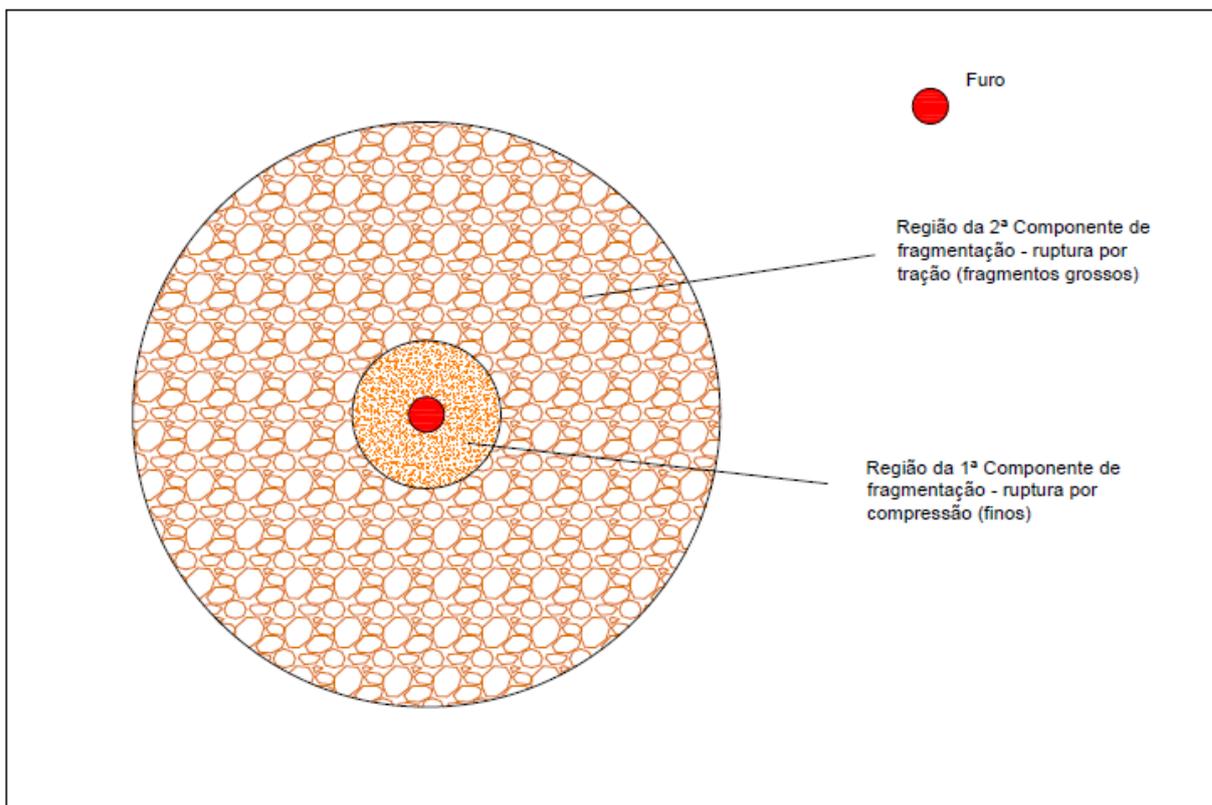
Fonte: Kanchibotla, Valery and Morrell, 1999.

2.7.3. Modelo de Fragmentação de Duas Componentes (Two Components Model - TCM)

O modelo de duas componentes (TCM) foi desenvolvido com o objetivo de garantir uma maior precisão na previsão da fragmentação obtida no desmonte, principalmente, para os finos (Morais, 2004). Este modelo foi elaborado por Djordjevic e publicado no AusIMM Proceedings, Brisbane, Austrália (1999).

Neste modelo, a pilha resultante do desmonte pode ser considerada uma mistura de dois conjuntos de fragmentos de rocha, conforme figura 12. O primeiro conjunto origina-se da rocha relativamente próxima ao furo, que se fragmenta segundo uma ruptura compressiva-cisalhante; a influência da estrutura do maciço rochoso tende a ser muito pequena no resultado desta fragmentação. O segundo conjunto de fragmentos de rocha, tipicamente com uma granulometria muito maior que o primeiro, é proveniente da rocha mais distante do furo. Estes fragmentos de rochas são criados por ruptura por tração numa zona maior, por abertura e extensão de fraturas preexistentes, planos de acamamento e descontinuidades do maciço rochoso (Morais, 2004).

Figura 12 - Modelo de fragmentação TCM, mostrando as duas regiões onde ocorre a fragmentação do maciço rochoso.



Fonte: Djordjevic, 1999.

A massa de rocha, que se fragmenta devido à ruptura compressiva - cisalhante, representa a fração F_c da massa total de rocha desmontada por furo, tem-se:

$$F_c = M_o/M \quad (16)$$

Onde M_o é a massa de rocha fragmentada por compressão/cisalhamento e M representa a massa total desmontada por furo.

Conseqüentemente, a fração de rocha que se rompe por tração ao longo das descontinuidades preexistentes é $1 - F_c$.

Por causa dos diferentes mecanismos de ruptura, cada subconjunto de fragmentos de rochas precisa ser representado como uma função distinta de distribuição de tamanho (Morais, 2004).

Usando a forma de distribuição de Rosin-Rammler, temos:

$$P1 = 100 x \left[1 - e^{-0,693 \cdot (x/c)^d} \right] \quad (17)$$

$$P2 = 100 x \left[1 - e^{-0,693 \cdot (x/a)^b} \right] \quad (18)$$

Onde **P1** e **P2** são os percentuais passantes na peneira de tamanho (**x**) para as regiões de ruptura por compressão e tração, respectivamente; **c** é o tamanho médio de fragmento na primeira região (ruptura por compressão); **d** representa o coeficiente de uniformidade da primeira distribuição de tamanho de fragmentos; **a** representa o tamanho médio de fragmento na segunda região (ruptura por tração); **b** é o coeficiente de uniformidade da segunda distribuição de tamanho de fragmentos.

A soma das duas funções de distribuição, multiplicadas pelas respectivas frações da massa total, F_c e $(1 - F_c)$, representará a distribuição do tamanho de fragmento da massa total da rocha fragmentada:

$$P = 100 \times \left[1 - (1 - F_c) \times e^{-0,693 \times (x/a)^b} - F_c \times e^{-0,693 \times (x/c)^d} \right] \quad (19)$$

A equação para calcular a distância do centro do furo, onde a ruptura cisalhante cessará, será:

$$r = 0,5 \times \frac{D}{\left(\frac{24T_0}{P_b} \right)^{1/2}} \quad (20)$$

Onde r é a distância do centro do furo de desmonte, ou raio da zona de pulverização, D é o diâmetro do furo, T_o é a resistência à tração da rocha e P_b é o pico da pressão de detonação no furo.

O pico da pressão de detonação no furo é estimado usando a equação de Person, Holmberg e Lee (1994):

$$P_b = 0.25 \times \rho \times (VOD_e)^2 \quad (21)$$

Onde P_b é a pressão de detonação aplicada à rocha em Pa, ρ é a densidade do explosivo (kg/m^3) e VOD_e é a velocidade de detonação efetiva do explosivo (m/s).

Conhecendo o raio da zona de pulverização em volta de cada furo e, conseqüentemente o seu volume, e sabendo-se o volume de influência de cada furo do desmonte, é possível conhecer o percentual de finos gerados na zona de pulverização.

$$\% \text{ de finos} = \frac{V \text{ zona de pulverização}}{V \text{ furo}} \quad (22)$$

$$\% \text{ de finos} = \left[\frac{\pi \times r^2 \times H}{B \times S \times H} \right] \times 100 \quad (23)$$

$$\% \text{ de finos} = \left[\frac{\pi \times r^2}{B \times S} \right] \times 100 \quad (24)$$

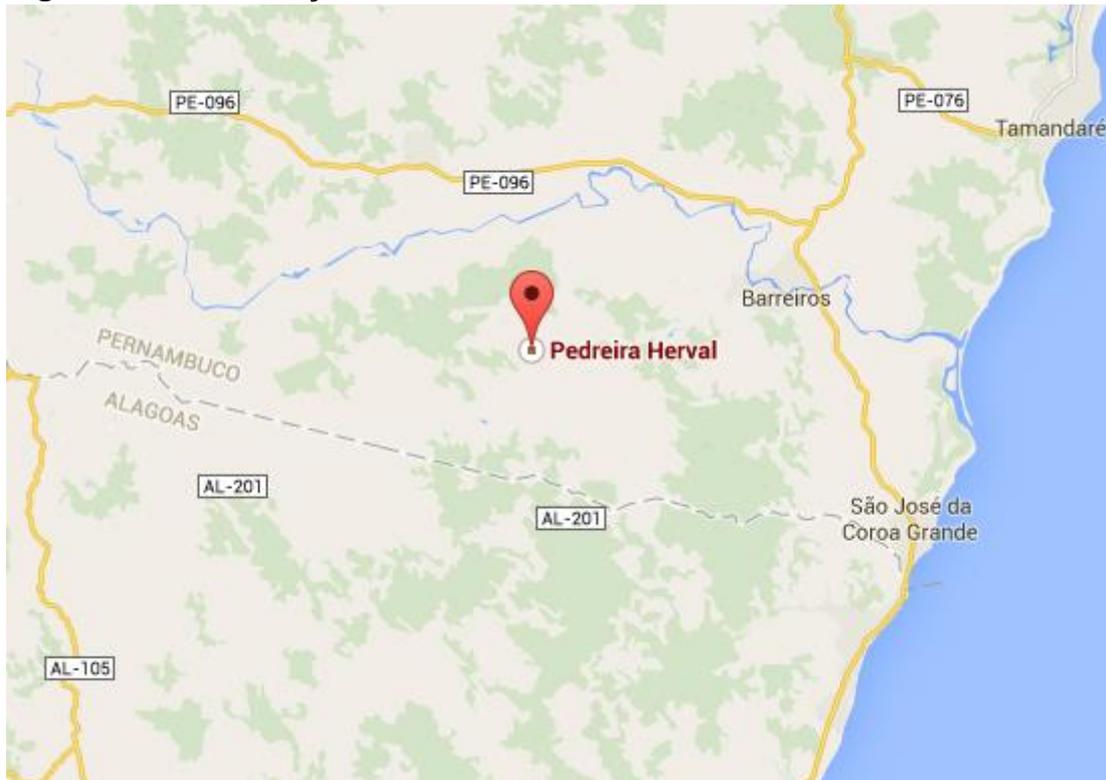
$$F_c = \left[\frac{\pi \times r^2}{B \times S} \right] \quad (25)$$

Onde F_c é a fração de finos, B é o afastamento (m); S é o espaçamento (m) e r é o raio da zona de pulverização (m).

3. LOCALIZAÇÃO, CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE PESQUISA

A área objeto de pesquisa (pedreira), encontra-se no local denominado Engenho Herval, município de Barreiros, no Estado de Pernambuco. A figura 13 a seguir mostra a localização da pedreira e o seu entorno.

Figura 13 - Localização da Pedreira Herval e o seu entorno



Fonte: Google Maps.

Barreiros é um município brasileiro do estado de Pernambuco,

Localizado na Mesorregião da Mata Pernambucana e na Microrregião da Mata Meridional Pernambucana, distante 102 km da capital pernambucana, Recife.

Localiza-se a uma latitude 08°49'06" sul e a uma longitude 35°11'11" oeste, estando a uma altitude de 22 metros.

Sua população estimada em 2010 era de 40 720 habitantes. Possui uma área de 229,84 km².

Tabela 5 – Características Geográficas

Características geográficas	
Área	233,370 km ²
População	42 105 hab. <i>estatísticas IBGE/2014</i>
Densidade	180,42 hab./km ²
Altitude	22 m
Clima	Tropical As'
Fuso horário	UTC-3

Fonte: Wikipédia.

A constituição geológica regional da área em estudo é representada por duas grandes unidades: O Embasamento Cristalino (Maciço Pernambuco/Alagoas) e a Bacia Sedimentar Pernambuco.

Localmente ocorrem granitos de idade pré-cambrianas recobertos por uma pequena camada de argila.

4. METODOLOGIA EXPERIMENTAL

A metodologia compreende três etapas: primeiramente de uma pesquisa de campo, que foi feita na pedreira Herval, localizada no município de Barreiros - PE; a segunda a coleta dos dados da pesquisa, incluindo um levantamento bibliográfico com assuntos relacionados ao assunto abordado, e em terceiro a interpretação dos mesmos. O resultado das etapas da pesquisa tem como objetivo elaborar uma metodologia que facilite e eleve a eficácia dos projetos de rochas empregados em pedreiras atualmente.

4.1. Levantamento De Dados Técnicos

Devido à dificuldades encontradas por algumas empresas do ramo, apenas uma estava disponível para visitação. Mesmo com a redução do número de pedreiras que estavam em pauta para visitas, as informações colhidas, junto com dados encontrados em órgãos do setor via internet e trabalhadas em laboratório, foram suficientes para acumular uma gama de informações para o estudo almejado.

Na fase de levantamento de dados, foram realizadas visitas técnicas na pedreira Herval. As atividades desenvolvidas na pedreira mencionada para a coleta de dados foram:

- Reconhecimento das frentes de lavra;
- Medição das frentes, para determinar os pontos das fraturas existentes;
- Orientação das atitudes (sentido e mergulho) das fraturas;
- Levantamento detalhado do plano de fogo.

Para manipular os dados adquiridos foram utilizados o software Split-Desktop para análise da fragmentação através de imagens e o modelo de fragmentação de Kuz-Ram.

Durante as visitas técnicas foi feito o levantamento detalhado do plano de fogo realizado pela Pedreira Herval. Foram coletados as seguintes informações:

- disposição dos furos;
- comprimento dos furos;
- inclinação da furação;
- diâmetro dos furos;
- quantidade de explosivos utilizados;
- topografia da bancada(altura).

Todas as informações referente ao projeto de desmonte das bancadas foram obtidas através do plano de fogo da Pedreira Herval, feito pelo o engenheiro de minas Bruno Cordeiro e foram comparadas com os dados medidos em campo. O plano de fogo da Pedreira Herval é apresentado ANEXO a esta dissertação.

A coleta dos dados nas respectivas visitas se deram mediante autorização da administração da empresa, para as frentes de lavra disponíveis. Nas frentes de lavra, muitas vezes, em atividade foram coletados os dados utilizando uma trena (para medir o comprimento e detalhar a geometria do plano de fogo e comprimento das descontinuidades), uma bússola (utilizada para medir o sentido do mergulho e direção, das bancadas e fraturas), uma caderneta de campo (para registrar por escrito as etapas do estudo feito na pedreira) , GPS (para localização em UTM do ponto estudado) e uma máquina fotográfica (para registro fotográfico das bancadas e fraturas, também, para visualização dos marcadores de deformação presentes na frente de lavra).

A pedreira possui duas frentes de lavra e sua exploração é feita em bancadas, cada frente de lavra possui três pavimentos, subparalelos, horizontais. Para realização do trabalho de perfuração, a Herval conta com uma perfuratriz pneumática Wolf-5000. O desmonte é realizado pela própria pedreira.

Após coleta dos dados da bancada disponibilizados pela Pedreira Herval, foram feitos dois acompanhamentos de desmonte de rochas. O primeiro foi realizado no dia 08 de maio de 2015 (desmonte I) e segundo no dia 19 de Junho de 2015(desmonte II). Todos os detalhes desse acompanhamento serão mostrados.

3.2. Previsão Da Fragmentação Através Do Modelo Kuz-Ram

O modelo Kuz-Ram é frequentemente usado para previsão da fragmentação, pois, até os modelos mais recentes se baseiam no modelo convencional de Kuz-Ram. Este modelo é baseado em equações empíricas que predizem o tamanho médio de fragmento a partir da razão de carga, massa de explosivo por furo, energia relativa em massa do explosivo e do índice de blastabilidade.

Apesar do modelo TCM ser mais completo, como vimos na revisão bibliográfica, pois, abrange melhor os fins da fragmentação, foi escolhido aqui o modelo de Kuz-Ram, pois, o modelo TCM é mais complexo e necessita de dados que a Pedreira Herval não pôde me fornecer. No entanto analisando o granito da Pedreira Herval e alguns desmontes podemos perceber uma distribuição do tamanho de fragmentos estatisticamente homogênea, onde a fragmentação completa ocorre em um único domínio, então a equação prévia de distribuição para o modelo TCM reduz a componente simples da distribuição de Rosim-Rammer, que é o modelo de Kuz-Ram.

Esta situação ocorre no caso de detonação em rocha muito resistente, onde a massa de rocha que se rompeu por compressão/cisalhamento é desprezível, como é o caso da Pedreira Herval. Em alguns casos, esta simplificação não introduz erro significativo. De qualquer forma, nos casos de rochas com resistência baixa ou moderada, ou rochas onde a quantidade de finos (fragmentos com tamanho menor que 50 mm) tem impacto significativo sobre a operação da mineração, a simplificação não é válida (Morais, 2004).

A diferença entre estes modelos na previsão da fração dos finos é mais acentuada em maciços rochosos com um menor fator de rocha, ou seja, menor índice de blastabilidade (Morais, 2004).

Como podemos perceber o uso do modelo de Kuz-Ram não apresentará erro significativo para a previsão da fragmentação na Pedreira Herval.

4.2.1. Aplicando o Modelo de Kuz - Ram

Vimos na seção 2.7 do capítulo 2 que o modelo matemático de Kuz-Ram necessita de informações sobre o maciço rochoso. Nas equações apresentadas existem fatores que dizem respeito sobre as características geomecânicas e geológicas da rocha. Para isso a classificação será realizada com base na tabela 7 de classificação geomecânica proposta por Bieniavski (1989) e pela tabela 6 proposta pela ISRM (1978).

Tabela 6 - Tabela para determinação do valor da resistência a compressão simples

Grau	Designação	σ (Mpa)	Análise Expedita
R6	Extremamente elevada	>250	A rocha lasca depois de sucessivos golpes de martelo e ressoa quando batida
R5	Muito Elevada	100 - 250	Requer muitos golpes de martelo para partir espécimes intactos de rocha
R4	Elevada	50 - 100	Pedaços pequenos de rocha seguros com a mão são partidos com um único golpe de martelo
R3	Mediana	25 - 50	Um golpe firme com o pico do martelo de geólogo faz aberturas até 5mm; com faca consegue-se raspar a superfície
R2	Baixa	5 - 25	Com faca é possível cortar o material, mas este é demasiado duro para lhe dar a forma de provete para ensaio triaxial
R1	Muito baixa	1 - 5	O material desagrega-se com golpe firme do pico de martelo de geólogo
R0	Extremamente baixa	0.25 - 1	Consegue-se marcar com a unha

Fonte: adaptado de ISRM,1978.

Tabela 7 - Tabela de Classificação Geomecânica - RMR básico

Parâmetros	Coeficientes						
Resistência à rotação por compressão Uniaxial (Mpa)	>250	100 – 250	50 – 100	25 – 50	5 – 25	1 – 5	<1
Peso RMR	15	12	7	4	2	1	0
RQD (%)	90 – 100	75 – 90	50 – 75	25 – 50	<25		
Peso RMR	20	17	13	8	3		
Espaçamento das descontinuidades	>2 m	0,6 – 2 m	200 – 600 mm	60 – 200 mm	<60 mm		
Peso RMR	20	15	10	8	5		
Condição das Descontinuidades	Superfícies muito rugosas, não contínuas. Sem abertura. Paredes não meteorizadas	Superfícies ligeiramente rugosas. Abertura <1mm. Paredes ligeiramente meteorizadas	Superfície ligeiramente rugosas. Abertura <1mm. Paredes muito meteorizadas	Superfícies lisas ou com enchimento < 5mm ou aberturas contínuas 1-5mm	Enchimento com >5mm ou aberturas contínuas com > 5mm		
Peso RMR	30	25	20	10	0		
Presença de água nas descontinuidades	Completamente seco	Húmido	Molhado	Escorrimento	Fluxo contínuo		
Peso RMR	15	10	7	4	0		

Fonte: Adaptado de Bieniawski, 1989.

Para se determinar o RMR foi necessário identificar na face da bancada as descontinuidades presentes bem como medir as distâncias entre elas em campo, a presença de água nas descontinuidades, o grau de meteorização das descontinuidades e as características das suas rugosidades. Todas as informações foram medidas em campo durante a visita a Pedreira Herval.

4.2.1.1. Parâmetro da resistência à compressão uniaxial

Para determinação deste parâmetro foram coletadas algumas amostras e foi realizado o experimento proposto pela ISRM (1978).

Como podemos ver na figura 14, após sucessivos golpes de martelo um espécime intacto de rocha foi partido. Com isso podemos concluir que a compressão simples está em torno de 100 a 250 Mpa.

Logo o valor atribuído ao RMR de acordo com Bieniawski para o parâmetro da Resistência a Compressão Uniaxial é de **12**.

Figura 14 - Determinação do valor da resistência a compressão simples.



Fonte: Elaborada pelo autor.

4.2.1.2. Parâmetro RQD (%)

Deere (1968), Lins (2006) relacionou o grau de fraturamento e alteração da rocha, desenvolvendo um sistema de classificação baseado num índice que designou por RQD (“Rock Quality Designation”), esse parâmetro diz respeito à qualidade de maciços rochosos, definido a partir dos testemunhos de sondagens realizadas com recuperação contínua de amostra.

Outro método desenvolvido por Priest e Hudson (1976) citado por Nonato (2002) para a determinação do RQD, usa como objeto de análise a face de uma bancada ou de uma rocha, na qual é possível identificar as descontinuidades e suas distâncias. Com isso podemos determinar este valor, com a equação 26 desenvolvida abaixo:

$$RQD = e^{-0,1 \lambda(0,1 \lambda+1)} \times 100; \lambda = \frac{1}{s}. \quad (26)$$

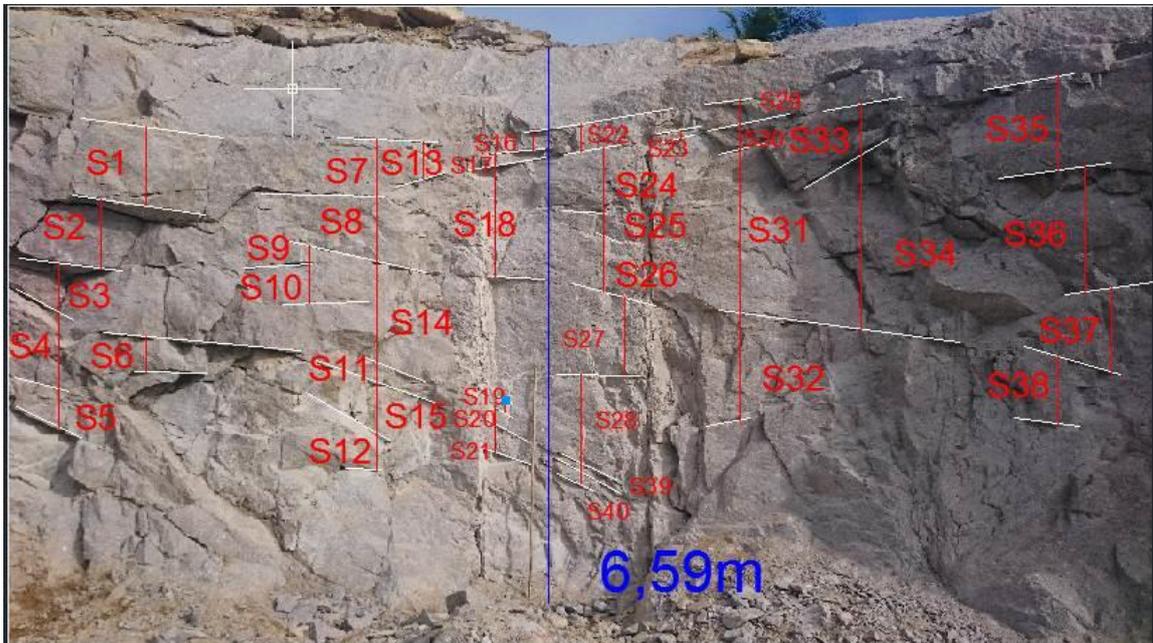
Onde:

λ – É definido como a frequência das descontinuidades e

s – É o espaçamento médio em metros entre descontinuidades observadas na face exposta do maciço, independentemente da família a que pertençam.

Analisando a bancada da Pedreira Herval podemos perceber uma família de descontinuidades na horizontal como é mostrado na figura 15.

Figura 15 – Face da Bancada mostrando as descontinuidades e as distâncias entre elas.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Tabela 8 - Espaços entre as descontinuidades encontradas na Figura 14 para estimar o parâmetro RQD

Medidas	Distância (cm)	Medidas	Distância (cm)
S1	93,66	S21	32,82
S2	82,81	S22	33,02
S3	58,36	S23	9,72
S4	90,49	S24	77,81
S5	45,45	S25	27,85
S6	41,92	S26	65,72
S7	67,97	S27	91,90
S8	76,83	S28	103,86
S9	20,75	S29	14,85
S10	47,65	S30	29,67
S11	23,25	S31	193,74
S12	42,11	S32	127,16
S13	44,09	S33	59,94
S14	119,75	S34	207,57
S15	61,53	S35	111,71
S16	21,89	S36	149,48
S17	14,89	S37	100,00
S18	132,35	S38	79,50
S19	14,98	S39	10,62
S20	20,31	S40	14,85
MÉDIA DAS DESCONTINUIDADES = 28,03 cm			

Fonte: Elaborada pelo autor.

Usando a equação 26 proposta para calcular o RQD temos:

$$RQD = 100 \times (0,1 \times \lambda + 1) \times e^{-0,1\lambda}; \lambda = 1/0,2803 = 3.5676$$

$$RQD = 100 \times (0,356776 + 1) \times 0,6999$$

$$RQD = 94,96$$

Com isso chegamos à conclusão que o peso do RMR de acordo com para o parâmetro RQD (%) proposto por Bieniawski, 1989 é de **20**.

4.2.1.3. Parâmetro espaçamento entre as descontinuidades

Para este parâmetro o peso da RMR de acordo com Bieniawski (1989) vai ser **15**, pois o espaçamento das descontinuidades está entre 60 cm a 2 m.

4.2.1.4. Parâmetros condição das descontinuidades

Neste parâmetro foram identificadas todas as condições das descontinuidades para estabelecer o seu peso usando a tabela 9 abaixo:

Tabela 9 - Classificação da condição das descontinuidades – RMR (1989)

Comprimento da descontinuidade (persistência)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
Peso	6	4	2	1	0
Separação (abertura)	Nenhuma	< 0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
Peso	6	5	4	1	0
Rugosidade	Muito rugoso	Rugoso	Ligeiramente rugoso	Quase liso	Liso
Peso	6	5	3	1	0
Enchimento	Nenhum	Duro com espessura < 5 mm	Duro com espessura > 5 mm	Mole com espessura < 5 mm	Mole com espessura > 5 mm
Peso	6	4	2	2	0
Grau de alteração	Não alteradas	Ligeiramente alteradas	Moderadamente alteradas	Muito alteradas	Em decomposição
Peso	6	5	3	1	0

Fonte: Bieniawski, 1989.

- O comprimento das descontinuidades ficaram entre 1 a 3 m, com peso 4;
- A separação é menor que 0,1 mm a 1,0 mm, com peso 4;
- Quanto a rugosidade, o maciço foi classificado como ligeiramente rugoso, recebendo peso 3;
- Não existe enchimento nas descontinuidades, logo o peso é 6.
- E o grau de alteração ficou definido como moderadamente alteradas, recebendo peso 3.

O valor total do peso RMR de acordo com Bieniawski, 1989, para o parâmetro da condição das descontinuidades é de **20**.

4.2.1.5. Parâmetro presença de água nas descontinuidades

Como não existe presença de água nas descontinuidades, o peso para este parâmetro de acordo com Bieniawski, 1989, é de **15**.

A seguir na tabela 10 podemos ver o resumo dos Parâmetros e seus respectivos pesos, para a classificação do maciço rochoso da Pedreira Herval.

Tabela 10 – Resumo da Classificação o Maciço Rochoso da Pedreira Herval

PARÂMETROS	PESOS
Resistência à Compressão Uniaxial	12
RQD (%)	20
Espaçamento entre as Descontinuidades	15
Condição das Descontinuidades	20
Presença de Água nas Descontinuidades	15
PESO TOTAL	82

Fonte: Elaborada pelo autor.

De posse da soma total dos pesos temos agora o valor RMR e podemos usar a equação abaixo e determinar o valor do módulo de elasticidade.

$$E = 2 \times RMR - 100 \quad (27)$$

$$E = 2 \times 82 - 100 \rightarrow 64 \text{ Gpa}$$

4.2.1.6. Resistência à compressão uniaxial (UCS)

Para calcular a resistência à compressão uniaxial (UCS), vamos utilizar a fórmula proposta por Barton(1974) e modificada por Gokceoglu, 2003, a seguir:

$$E = 10 \times Q_c^{1/3}; Q_c = Q \times (UCS/100) \quad (28)$$

Onde:

E – É o módulo da elasticidade;

Q – É a classificação do maciço rochoso, proposta por Barton(1974);

UCS – É a resistência a compressão uniaxial.

Como pode-se perceber, para achar a resistência a compressão uniaxial precisamos da classificação do maciço rochoso pelo sistema Q.

4.2.1.7. Classificação de Barton (Sistema Q)

Com fundamento na observação de um grande número de escavações subterrâneas, Barton, Lien e Lund, do Norwegian Geotechnical Institute, propuseram, em 1974, uma classificação que assenta na definição de um índice de qualidade “Q” baseado na análise de 6 fatores considerados relevantes para a caracterização do comportamento dos maciços rochosos:

1. Rock Quality Designation(RQD)
2. Número de famílias de Juntas
3. Índice de Rugosidade
4. Índice de Alteração
5. Fator de redução Devido a presença de água
6. Stress Reduction Factor(SRF).

Como o maciço rochoso já foi classificado pelo sistema RMR, iremos utilizar uma correlação entre os sistemas RMR e Q, proposta por Goet et al.(1996), para determinar a classificação Q.

De acordo com Goet et al.(1996), as tentativas de correlação entre as duas classificações geomecânicas ignoram o fato destes dois sistemas não serem completamente equivalentes. A exemplo disso, podemos citar que a classificação RMR não leva em consideração o campo de esforços aos quais o maciço rochoso está submetido, enquanto a classificação Q não considera a orientação de fraturas e a resistência da rocha sã como parâmetros independentes.

Tentando estabelecer uma correlação entre as duas classificações, Goet et al. (1996) sugeriram uma nova abordagem utilizando os índices RCR, que seria o valor do RMR sem as notas referentes a orientação das juntas e a resistência da rocha intacta, e número da massa rochosa N, que seria equivalente à nota na classificação Q considerando o valor de SRF igual a 1.

Utilizando-se de 63 casos históricos presentes em Barton et al. (1974), Bieniawski (1984) e Hoek & Brown(1980), Goet et al. (1996) aplicando os índices RCR e N estabelecidos, chegaram a seguinte equação de correlação:

$$\mathbf{RCR = 8\ln N + 30} \quad (29)$$

RCR = RMR – (peso da orientação de juntas + peso da resistência da rocha)

$$\text{RCR} = 82 - (0+12) \rightarrow \mathbf{RCR = 70}$$

Aplicando a equação de correlação entre os índices temos:

$$70 = 8\ln N + 30$$

$$40 = 8\ln N$$

$$5 = \ln N \rightarrow N = 148,41 = Q \text{ para SRF} = 1$$

Calculando a compressão a uniaxial temos:

$$E = 10 \times Q_c^{1/3}; Q_c = Q \times (\text{UCS}/100)$$

$$64 = 10 \times [148,41 \times (\text{UCS}/100)]^{1/3}$$

$$\mathbf{UCS = 176,63 \text{ Mpa}}$$

4.3. Simulação Da Fragmentação Através Do Modelo De Kuz-Ram

Para a simulação do desmonte de rochas na Pedreira Herval através do modelo de Kuz-Ram, foi desenvolvida uma planilha usando o software Excel, para auxiliar nos cálculos das equações proposta pelo o modelo, como mostrado nas figuras e tabelas a seguir.

Foram simulados dois desmontes de rocha na Pedreira Herval que foram realizados nos dias 08/05/2015 e 19/06/2015. A frentes lavra da Pedreira Herval alvo de estudo tem ponto de referência com as seguintes coordenadas geográficas, latitude 08°48' 55.9" e longitude 35°10' 09.9" para o desmonte I e latitude 08°48' 57.5" e longitude 35°10' 11.3" para o desmonte II.

Tabela 12 – Dados do modelo de Kuz-Ram de Rochas do desmonte I

Descrição		Classificação	Índice
RMD	Descrição do Maciço Rochoso	Friável	10
		Fraturado	JF
		Maciço	50
JF	Maciço Fraturado	JPS + JPA	50
JPS	Espaçamento das descontinuidades (m)	< 0,10 m	10
		0,10 a MS	20
		MS a DP	50
MS	Oversize da britagem primária (m)		
DP	Parâmetros da malha de perfuração (m)		
JPA	Direção e mergulho com relação a face livre	Horizontal	10
		Mergulhado para fora da face livre	20
		Direção perpendicular à face livre	30
		Mergulhado para dentro da face livre	40
RDI	Influência da densidade (g/cm ³)	RDI = 25d - 50	18,75
HF	Se E < 50 Gpa	HF = E/3	0
	Se E > 50 Gpa	HF = UCS/5	35,33
E	Módulo de Young(Gpa)		64
USC	Resistência a compressão uniaxial (Mpa)		176,63
Fator Rocha (A)		Equação Tidman: Energia do Explosivo (Er)	
RMD	50	VOD_e	4500
RDI	18,75	VOD_n	5000
HF	35,33	RWS	87
A	6,2448	Er	70,47
Equação de Kuznetsov			
V0	Volume de Rocha Desmontada		4116,48
Qe	Massa de explosivo (Kg)		3050,51
K	Razão de carga (Kg/m ³)		0,74
X50	Tamanho médio da partícula (cm)		41,32
Índice de uniformidade de Cunningham(n)			
B	Afastamento (m)	1,6	Obs.: Os valores de RWS, VOD _e e VOD _n foram fornecidos pela Elephant Indústria Química LTDA.
S	Espaçamento (m)	3,2	
D	Diâmetro do furo (mm)	76,2	
W	Desvio padrão da perfuração (m)	0,00	
L	Comprimento total da carga (m)	10,00	
H	Altura do Banco (m)	12,00	
n			1,945

Fonte: Elaborada pelo autor.

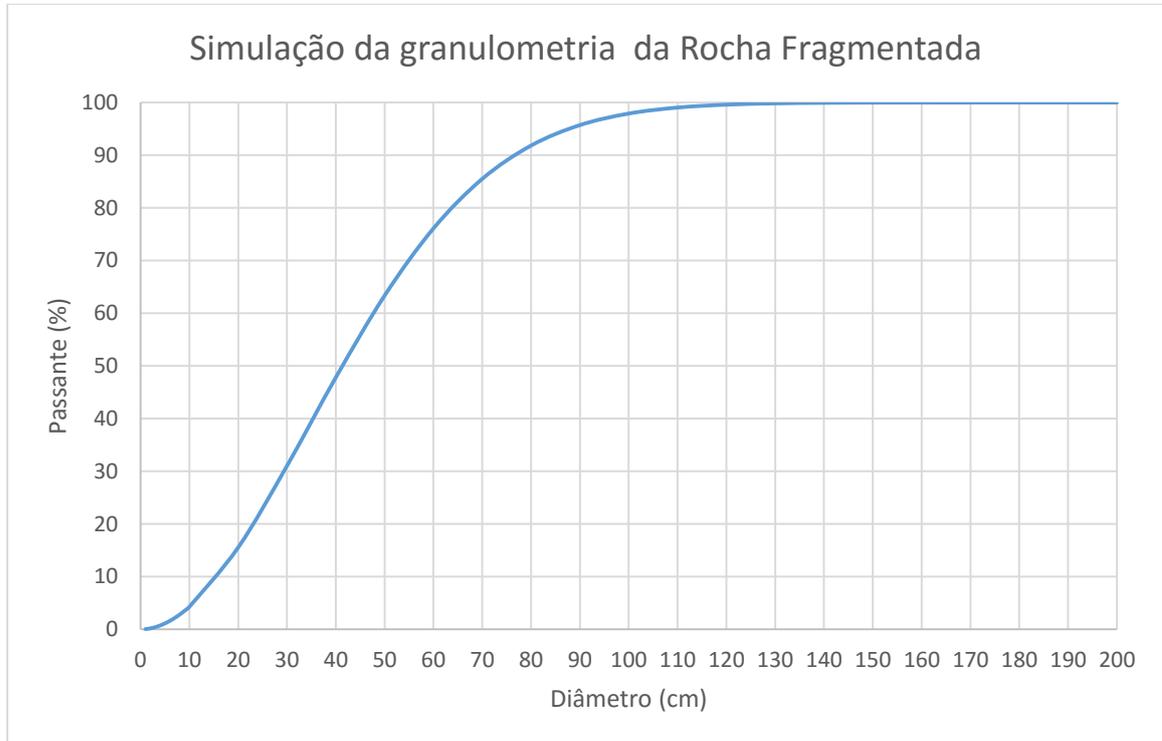
Tabela 13 – Dados da Fragmentação de Rochas do Desmonte I

Equação de Rosin-Rammler (P)		
Fragmentação de Rochas		
	Peneira (cm)	Passante (%)
X	1	0,049731401
	2	0,191394141
	3	0,42071392
	4	0,73510484
	5	1,132407568
	6	1,610596917
	7	2,167664868
	8	2,801564185
	9	3,510178984
	10	4,291309228
	20	15,54248843
	30	31,04684899
	40	47,82493814
	50	63,36571832
	60	76,10948104
	70	85,51906012
	80	91,83664201
	90	95,71775363
	100	97,9087482
	110	99,04884426
120	99,59694128	
130	99,84081491	
140	99,94138787	
150	99,97987449	
160	99,9935539	
170	99,9980736	
180	99,9994628	
190	99,9998601	
200	99,9999660	

Fonte: Elaborada pelo autor.

A figura 16 mostra a distribuição granulométrica teórica do desmonte I obtida a partir do modelo de Rosin-Rammler.

Figura 16 – Curva granulométrica da simulação do Desmonte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Os resultados da simulação para o desmonte II são apresentados a seguir, nas tabelas 14 a 16, onde podemos ver os parâmetros do plano de fogo, dados do modelo de kuz-Ram e resultados de fragmentação de rocha pelo modelo de Rosin-Rammler para o desmonte II.

Tabela 15 – Dados do modelo de Kuz-Ram de Rochas do Desmonte II.

Descrição		Classificação	Índice
RMD	Descrição do Maciço Rochoso	Friável	10
		Fraturado	JF
		Maciço	50
JF	Maciço Fraturado	JPS + JPA	50
JPS	Espaçamento das descontinuidades(m)	< 0,10 m	10
		0,10 a MS	20
		MS a DP	50
MS	Oversize da britagem primária (m)		
DP	Parâmetros da malha de perfuração (m)		
JPA	Direção e mergulho com relação a face livre	Horizontal	10
		Mergulhado para fora da face livre	20
		Direção perpendicular à face livre	30
		Mergulhado para dentro da face livre	40
RDI	Influência da densidade(g/cm ³)	RDI = 25d - 50	18,75
HF	Se E < 50 Gpa	HF = E/3	0
	Se E > 50 Gpa	HF = UCS/5	35,33
E	Módulo de Young(Gpa)		64
USC	Resistência a compressão uniaxial (Mpa)		176,63
Fator Rocha (A)		Equação Tidman: Energia do Explosivo(Er)	
RMD	50	VOD _e	4100
RDI	18,75	VOD _n	5000
HF	35,33	RWS	86
A	6,2448	Er	57,8264
Equação de Kuznetsov			
V0	Volume de Rocha Desmontada		2063,36
Qe	Massa de explosivo (Kg)		1650,44
K	Razão de carga (Kg/m ³)		0,80
X50	Tamanho médio da partícula (cm)		39,76
Índice de uniformidade de Cunningham(n)			
B	Afastamento (m)	1,6	Obs.: Os valores de RWS, VOD _e e VOD _n foram fornecidos pela Elephant Indústria Química LTDA.
S	Espaçamento (m)	3,2	
D	Diâmetro do furo (mm)	76,2	
W	Desvio padrão da perfuração (m)	0,00	
L	Comprimento total da carga (m)	5,50	
H	Altura do Banco (m)	6,50	
n			1,975

Fonte: Elaborada pelo autor.

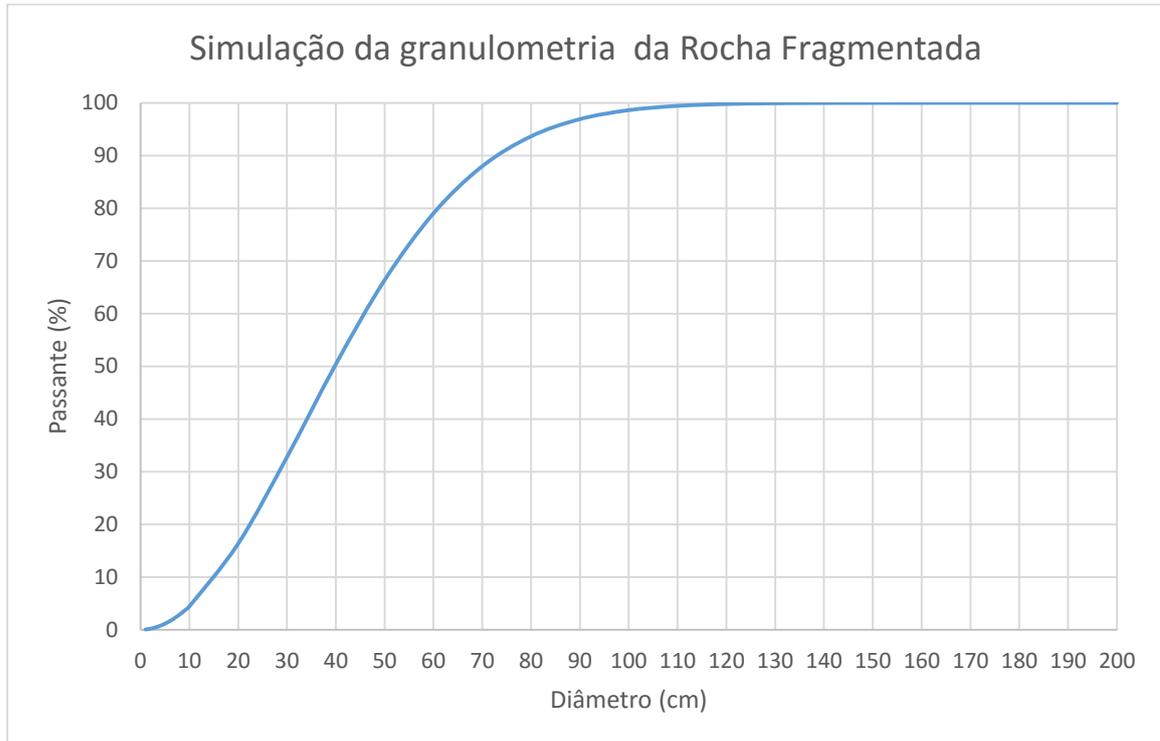
Tabela 16 – Dados da Fragmentação de Rochas do desmonte II.

Equação de Rosin-Rammler (P)		
Fragmentação de Rochas		
X	Peneira (cm)	Passante (%)
	1	0,048008388
	2	0,188636898
	3	0,41971181
	4	0,73967447
	5	1,147023734
	6	1,640186276
	7	2,217466315
	8	2,877023389
	9	3,616862958
	10	4,434833923
	20	16,33615872
	30	32,78765843
	40	50,40733475
	50	66,37139288
	60	79,03345191
	70	87,97634093
	80	93,65580155
	90	96,91917615
	100	98,6227522
110	99,43310042	
120	99,78510142	
130	99,92496372	
140	99,97586262	
150	99,9928459	
160	99,9980460	
170	99,9995081	
180	99,9998859	
190	99,9999756	
200	99,9999952	

Fonte: Elaborada pelo autor.

A figura 17 mostra a distribuição granulométrica teórica do desmonte II obtida através do modelo de Rosin-Rammler.

Figura 17 – Curva granulométrica da simulação do Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

4.4. Análise De Fragmentação Através De Tratamento De Imagem

Para a análise da fragmentação do desmonte da Pedreira Herval, foi utilizado o programa Split-Desktop® Version 3.1 e fotos da pilha desmontada adquiridas na etapa de campo.

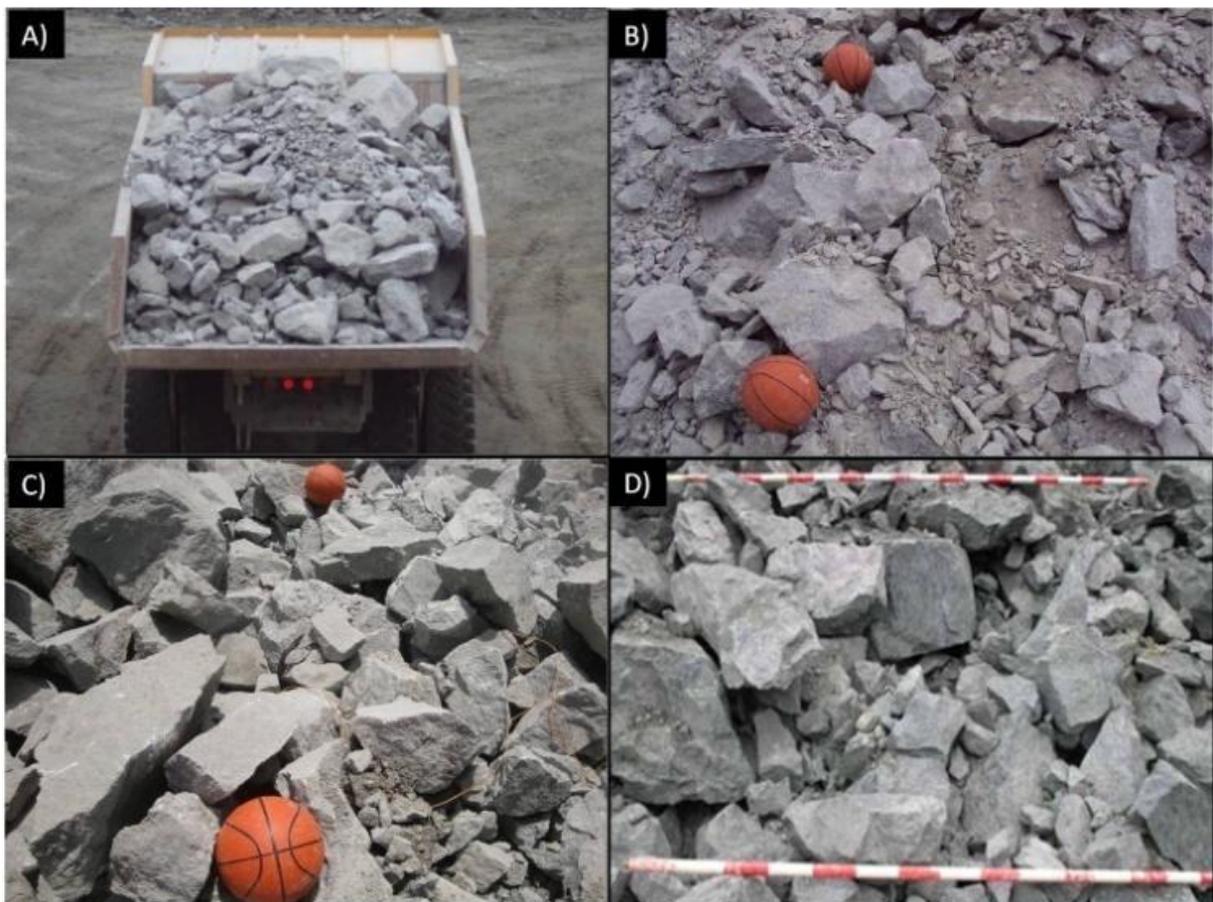
O programa Split-Desktop é um recurso usado no processamento de imagens para calcular a distribuição do tamanho de fragmentos de rocha através da análise digital de imagens em tons de cinza. As imagens digitais podem ser adquiridas com uso de câmera digital.

As imagens podem ser provenientes da pilha de material na praça (superfície original ou do corte da escavação), caminhão de transporte e correia transportadora, cujo processo é abordado sucintamente.

4.4.1. Aquisição e escalonamento de imagens

Devem usados dois objetos de dimensões conhecidas, de preferência do tipo esférico e cilíndrico para que na imagem seus diâmetros sejam sempre perpendiculares ao eixo óptico para não diferir do tamanho real. Tanto bolas quanto bastões devem ser colocados na parte inferior e superior da imagem, bem separados (Segarra et al. 2006). As Figuras 18 e 19 mostram exemplos de objetos colocados em escala correta e incorreta, respectivamente.

Figura 18 - Formas corretas de obter imagens: A) Material no caminhão. B) Corte da pilha. C) Bolas na pilha. D) Bastões na pilha.



Fonte: Ferreira, 2011.

Figura 19 - Formas incorretas de obter imagens: A) Fragmento ocupando a imagem. B) Caminhão em posição que dificulta o referenciamento (perda de informações). C) Bastões cruzados. D) Bastões inclinados.



Fonte: Ferreira, 2011.

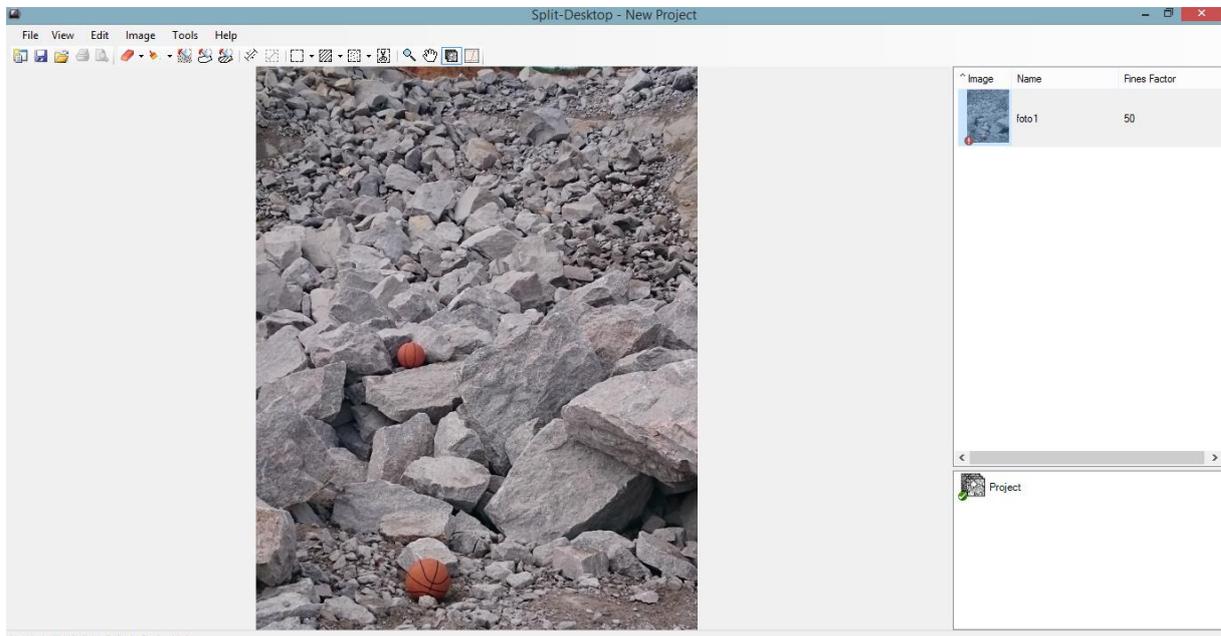
Após a aquisição das imagens, a análise da fragmentação proveniente do desmonte é realizada em cinco etapas:

1. Abertura das imagens pelo programa;
2. Delineação das Imagens;
3. Edição manual da delimitação para minimizar os erros;
4. Determinação da escala das imagens;
5. Análise da granulometria de cada imagem e do desmonte.

4.4.2. Abertura das imagens pelo programa

A abertura das imagens no software Split-Desktop é mostrada na figura 20.

Figura 20 – Demonstração da imagem da fragmentação aberta pelo programa Split-Desktop.



Fonte: Elaborada pelo autor.

4.4.3. Delineação da imagem automática e manual

As imagens são analisadas de modo automático e manual. Para minimizar o tempo gasto pelo programa, a delineação automática procura diminuir o número de fragmentos delineados. A edição manual evita grande parte dos erros cometidos pela delineação automática como fragmentos subdivididos e edição das superfícies ocupadas por finos (Segarra et al. 2006).

Para minimizar os erros, foram realizados os dois processos, automático e manual. Primeiramente a delineação automática através da aba “Deliniate” do programa e posterior edição da delineação automática de forma a corrigir fragmentos subdivididos e superfícies ocupadas por finos, através das ferramentas do próprio programa.

A figura 21 mostra os resultados obtidos através da delineação automática no programa Split-Desktop, da fragmentação do desmonte de rocha.

Figura 21 – Demonstração da delimitação automática.



Fonte: Elaborada pelo autor.

A figura 22 apresenta os resultados obtidos através da delimitação manual da fragmentação. Como podemos observar na delimitação manual os erros de fragmentos subdivididos são minimizados, obtendo resultados mais detalhados e precisos em relação ao delineamento automático do programa.

Figura 22 – Demonstração da delimitação manual.

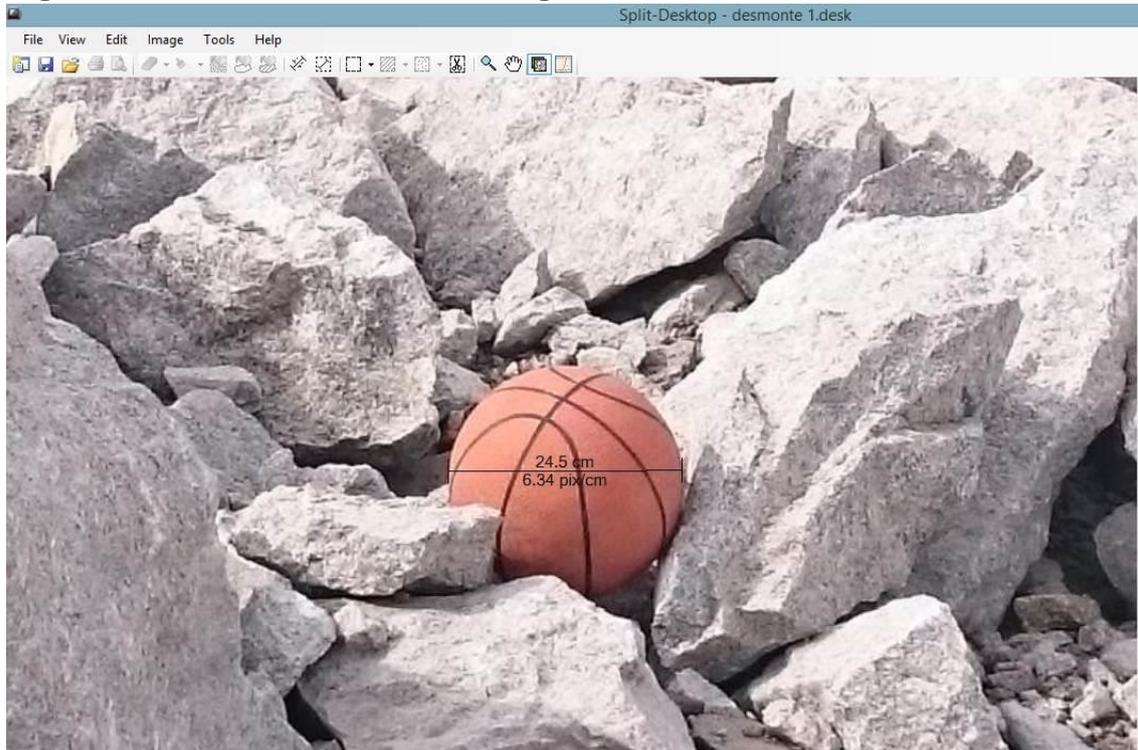


Fonte: Elaborada pelo autor.

4.4.4. Determinação da Escala

A escala é determinada com o comando “Scale Tool” através da barra de ferramentas do programa, onde pode-se definir o diâmetro conhecido da bola como mostrado na figura 23.

Figura 23 – Escalonamento da imagem.



Fonte: Elaborada pelo autor.

4.4.5. Análise da granulometria de cada imagem e do desmorte

Após edição manual, o programa fornece a curva granulométrica de cada imagem. As Figuras 24 e 25 ilustram as imagens utilizadas para distribuição do gráfico resultante dos desmontes I e II. Uma vez obtidas todas as imagens referente ao desmorte, o próximo passo é combinar as imagens para adquirir o gráfico combinado do desmorte de rochas. Como foi dito anteriormente foram acompanhados dois desmontes de rochas. Para o primeiro desmorte foram tiradas 4 fotos e que foram agrupadas e analisadas como uma única imagem para a obtenção do gráfico da análise granulométrica. (Segarra et al., 2006). Já para o segundo desmorte foram tiradas 5 fotos para serem analisadas e para gerar o gráfico da análise granulométrica.

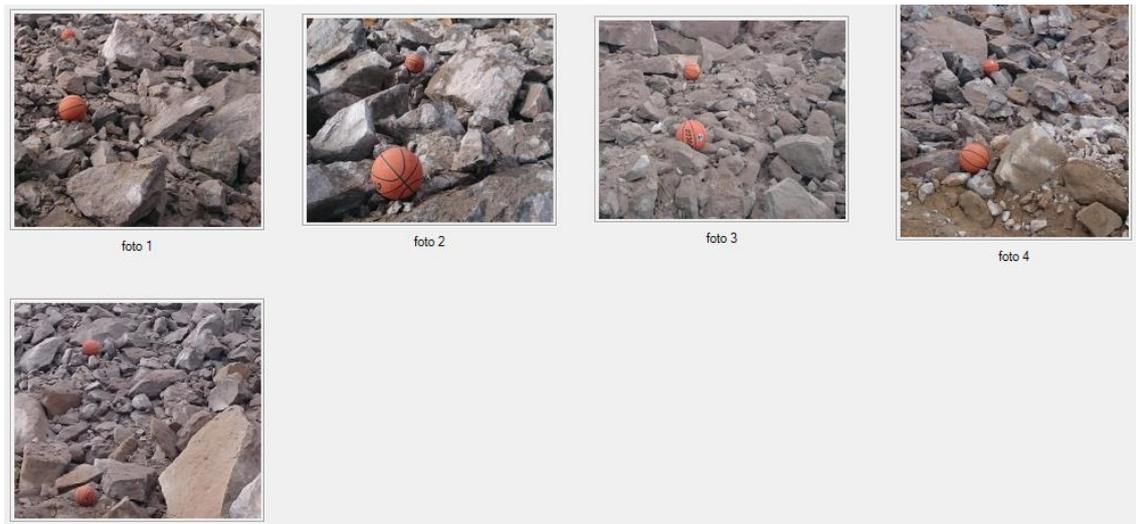
A coleta de imagens para análise digital considerou a não interferência na produção, logo, estas coletas se realizaram na parte superior da pilha de fragmentos após os desmontes.

Figura 24 - Fotos da parte superior da pilha de material com objetos de referência do desmonte realizado no Desmonte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 25 - Fotos da parte superior da pilha de material com objetos de referência do desmonte realizado no Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Neste processo de amostragem, alguns problemas só foram detectados em campo devido a condições adversas dificultando esta etapa do trabalho.

As imagens deveriam ser representativas de toda a pilha de material fragmentado. Sendo assim, era preciso tomar cuidado com algumas áreas, tanto por medidas de segurança como por não representarem o todo, como por exemplo: finos cobrindo o material de maior interesse e mudança de algum parâmetro do plano de fogo (por mais que a perfuração estiver correta, cavidades na face da bancada provocam a redução do afastamento da primeira linha de furos).

De acordo com o programa usado e com Segarra et al. (2006), o tamanho da malha dos fragmentos corresponde à raiz quadrada do produto dos eixos da elipse de melhor ajuste da área da partícula delineada:

$$\textit{Tamanho da Malha} = \sqrt{\textit{eixo maior} \times \textit{eixo menor}} \quad (28)$$

A malha do fragmento obtido na equação acima fornece uma estimativa da terceira dimensão da partícula. Logo, o volume das partículas delineadas será o produto dessa malha com a área do fragmento (Segarra et al. 2006).

$$\textit{Volume frag.} = \textit{malha do frag.} \times \textit{área do frag.} \quad (29)$$

4.4.6. Fontes de erro do programa

Na delimitação é necessário que as partículas estejam totalmente rodeadas por uma linha, pois qualquer interrupção desta, o programa calculará os dois fragmentos como apenas um. Durante delimitação pode haver materiais sobrepostos e desta forma algumas partículas podem ser diminuídas ou até mesmo divididas. Em algumas imagens, dependendo do tamanho das partículas finas, ocorrerá um momento em que a resolução da imagem não mais permitirá diferenciar estes fragmentos, assim, será estimada certa quantidade de finos e esta porcentagem dependerá de cada usuário do Programa.

4.4.7. Processamento de Imagens

Obtidas as fotos em campo, realizou-se a transferência das imagens para o computador e o processamento das mesmas. Para tanto foi utilizada a metodologia descrita no item 3.2.1.

Toda etapa referente ao processamento de imagem, incluindo os dados da fragmentação e as respectivas curvas granulométricas obtidas podem ser visto no Anexo A.

5. RESULTADOS E DISCUSSÕES

Neste tópico serão comparadas as fragmentações obtidas através da simulação do modelo de Kuz-Ram e através do tratamento de imagem pelo software Split-Desktop.

De posse dos dados obtidos da classificação da rocha na seção 4.3 do capítulo 4, foram processadas as simulações através planilhas elaboradas no software Excel 2010, para auxílio na aplicação do modelo matemático de Kuz-Ram. Foram feitas simulações de dois desmontes para obter uma curva de fragmentação que foram comparadas com a curva obtida por uma análise granulométrica por imagem.

As simulações foram feitas para o mesmo tipo de rocha, ou seja, a classificação geomecânica foi a mesma. Os explosivos utilizados para as simulações foram os mesmos usados no próprio desmonte, ou seja, o explosivo da primeira simulação foi a emulsão bombeada da Elephant Indústria Química LTDA e para a segunda simulação foi a emulsão encartuchada também da Elephant. As malhas não foram alteradas de acordo com o plano de fogo da pedreira, mantendo as dimensões da bancada: largura comprimento e altura.

Para comparação entre as curvas granulométricas das simulações e resultados do tratamento de imagem foram analisados três pontos básicos das curvas:

P50 - O diâmetro do tamanho por onde passam 50%(cinquenta por cento das partículas)

P80 - O diâmetro do tamanho por onde passam 80 %(oitenta por cento das partículas)

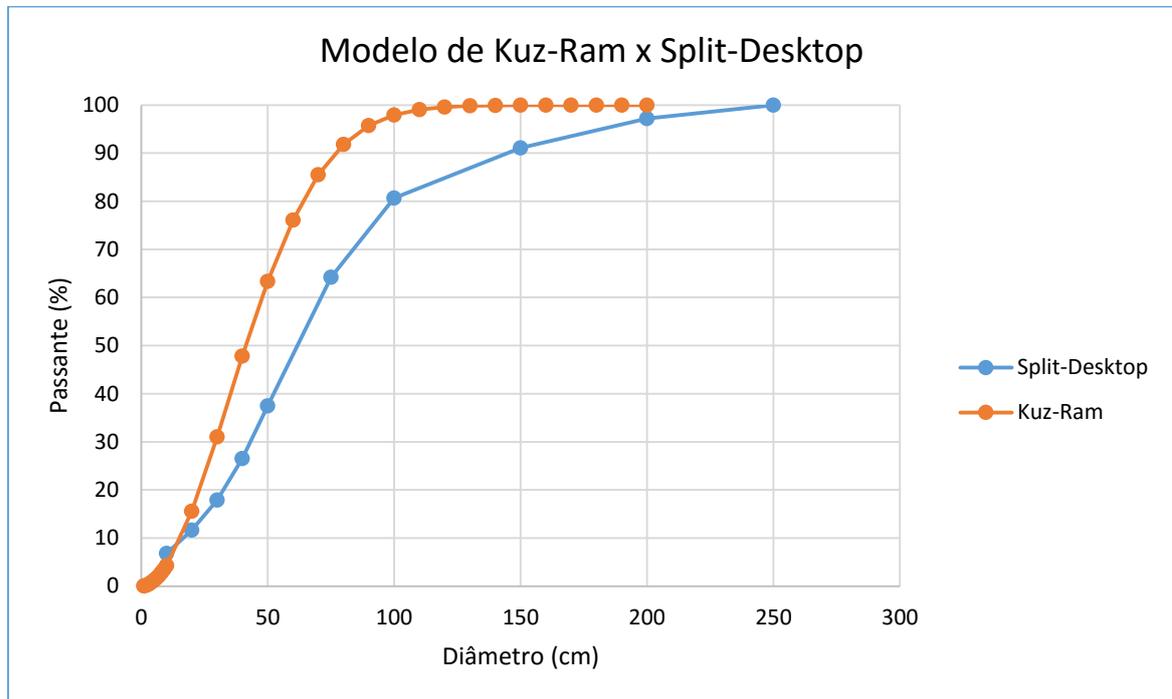
P100 – O diâmetro máximo por onde passam 100%(cem por cento das partículas)

5.1. Fragmentação Pelo Modelo Kuz-Ram X Fragmentação Por Tratamento De Imagem

5.1.1. Desmonte I

Como podemos ver na figura 26, a curva simulada o Tamanho Máximo é quando temos o valor passante igual a 100%. O valor do tamanho correspondente para esta frequência para o Desmonte I é 200(duzentos) centímetros. Já o tamanho máximo obtido pela análise granulométrica por imagem é de 250 (duzentos e cinquenta) centímetros aproximadamente. Há uma discrepância em relação ao valor máximo obtido da análise por imagem de 20,00 %(vinte por cento).

Figura 26 – Gráfico do Modelo de Kuz-Ram x O Software Split-Desktop para o Desmonte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Com relação ao P80, podemos notar que há também uma diferença. Esse parâmetro obteve o valor de 60,00 (sessenta) centímetros para a simulação e o valor de 100,00 (cem) centímetros aproximadamente para a análise granulométrica por imagem. A discrepância em relação ao valor por análise de imagem é de aproximadamente 40,00 %. Apesar dessas diferenças podemos notar que a inclinação nas curvas parece ser a mesma, visto que se trata do mesmo plano de fogo. Outra característica comum entre as duas curvas é que as mesmas se encontram na faixa de 6 (seis) centímetro a 13 (treze) centímetros predominantemente. Mas uma última característica notável da curva da figura 26 é que ela não mostra resultados para tamanhos menores que 3 centímetros, diferentemente da curva simulada que prevê tamanhos na faixa de 1 a 3 centímetros.

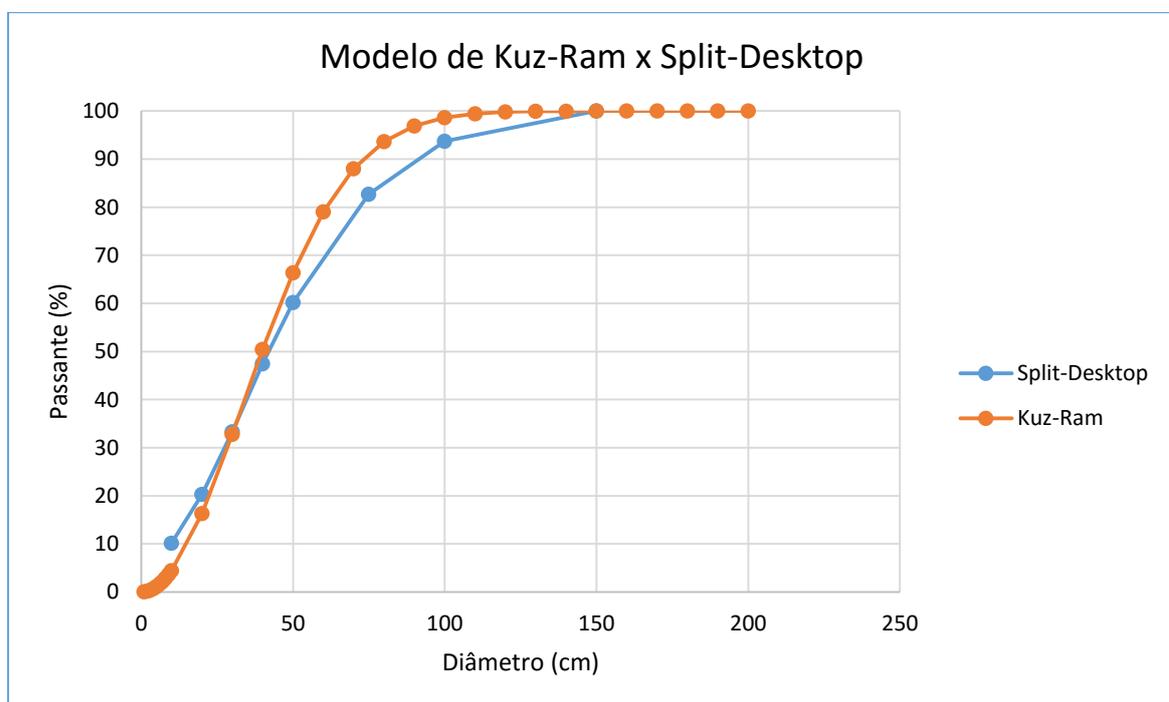
Em relação ao P50, temos uma discrepância da curva simulada em relação a obtida por imagem de aproximadamente 37,06%(trinta e sete por cento), tendo o diâmetro de 66,75 centímetros para análise por imagem e 42,01 centímetros para a simulação através de Kuz-Ram.

A discrepância entre os diâmetros obtidos através do tratamento de imagem e simulação com o modelo matemático, pode ser explicado pela perda de emulsão bombeada durante o desmonte de rochas. As perdas podem ter ocorrido de duas maneiras, a primeira pode ser explicada por conta de fissuras na furação e a segunda por falha no desmonte de rochas, pois o mesmo teve que ser iniciado duas vezes por conta de um corte ocorrido nas primeiras linhas de furação na bancada. Como podemos perceber durante o desenvolvimento dessa dissertação o modelo matemático de Kuz-Ram não leva em consideração eventuais perdas de explosivos durante o processo de desmonte, seja por conta da própria geologia ou por conta da amarração e iniciação na execução do plano de fogo.

5.1.2. Desmonte II

A avaliação dessas curvas mostrou que o modelo Kuz-Ram apresenta um maior percentual de finos. Já na fração acima de 10 cm, a análise por tratamento de imagem e o modelo de Kuz-Ram se equivalem. Isto pode ser comprovado plotando as duas curvas numa mesma tela de simulação, como mostra a Figura 27.

Figura 27 – Gráfico do Modelo de Kuz-Ram x O Software Split-Desktop para o Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Com relação ao P80, podemos notar que há pequena uma diferença. Esse parâmetro obteve o valor de aproximadamente 60,00 centímetros para a simulação e o valor de aproximadamente 72,50 centímetros para a análise granulométrica por imagem. A discrepância em relação ao valor por análise de imagem é de aproximadamente 17,24 %.

Em relação ao P50, temos uma pequena discrepância da curva simulada em relação a obtida por imagem de aproximadamente 5,67% (cinco vírgula sessenta e sete por cento), tendo o diâmetro de 42,15 centímetros para análise por imagem e 39,76 centímetros para a simulação através de Kuz-Ram.

Podemos notar que a inclinação nas curvas parece ser a mesma, visto que se trata do mesmo plano de fogo. Outra característica comum entre as duas curvas é que as mesmas se encontram em várias faixas de tamanhos. Mas uma última característica observável da curva da figura 27 é que ela não mostra resultados para tamanhos menores que 10 centímetros, diferentemente da curva simulada que prevê tamanhos na faixa de 1 a 10 centímetros.

5.2. Otimização Do Desmonte Da Pedreira Herval

A britagem Primária na Pedreira Herval é realizada por um britador de mandíbulas FAÇO. O modelo utilizado é um 80x50.

As dimensões da abertura do Britador Primário são de suma importância, pois devem estar de acordo com a granulometria proveniente da ROM (Run of Mine). O tamanho do material que deve alimentar este britador de mandíbulas deverá ser de no máximo um valor próximo à 50 cm.

Então deve-se procurar ajustar a granulometria do desmonte para que o P80, ou seja, o diâmetro da partícula em que passam 80% (por cento) do material deve ter valor aproximadamente menor ou igual à 50 cm. Para isso deve-se buscar uma malha de perfuração e explosivos adequados para que um valor ótimo do P80 seja abaixo de 50 cm.

Para a otimização do desmonte tomou-se como base o Desmonte II realizado pela Pedreira Herval, e a partir dele e com ajuda da Planilha desenvolvida para simulação do modelo de Kuz-Ram podemos desenvolver um plano de fogo otimizado.

Uma solução simples e que não interfere tanto no custo da perfuração seria ajustarmos a malha do plano de fogo e o tampão. A simulação para o desmonte apresenta os seguintes resultados conforme a tabela 17.

Tabela 18 - Dados de Kuz-Ram para a otimização do desmonte de rochas

Descrição		Classificação	Índice
RMD	Descrição do Maciço Rochoso	Friável	10
		Fraturado	JF
		Maciço	50
JF	Maciço Fraturado	JPS + JPA	50
JPS	Espaçamento das descontinuidades(m)	< 0,10 m	10
		0,10 a MS	20
		MS a DP	50
MS	Oversize da britagem primária (m)		
DP	Parâmetros da malha de perfuração (m)		
JPA	Direção e mergulho com relação a face livre	Horizontal	10
		Mergulhado para fora da face livre	20
		Direção perpendicular à face livre	30
		Mergulhado para dentro da face livre	40
RDI	Influência da densidade(g/cm ³)	RDI = 25d - 50	18,75
HF	Se E < 50 Gpa	HF = E/3	0
	Se E > 50 Gpa	HF = UCS/5	35,33
E	Módulo de Young(Gpa)		64
USC	Resistência a compressão uniaxial (Mpa)		176,63
Fator Rocha (A)		Equação Tidman: Energia do Explosivo(Er)	
RMD	50	VODe	4100
RDI	18,75	VODn	5000
HF	35,33	RWS	86
A	6,2448	Er	57,8264
Equação de Kuznetsov			
V0	Volume de Rocha Desmontada		2076,75
Qe	Massa de explosivo (Kg)		2061,84
K	Razão de carga (Kg/m ³)		0,99
X50	Tamanho médio da partícula (cm)		34,71
Índice de uniformidade de Cunningham(n)			
B	Afastamento (m)	1,5	Obs.: Os valores de RWS, VODe e VODn foram fornecidos pela Elephant Indústria Química LTDA.
S	Espaçamento (m)	3	
D	Diâmetro do furo (mm)	76,2	
W	Desvio padrão da perfuração (m)	0,00	
L	Comprimento total da carga (m)	6,00	
H	Altura do Banco (m)	6,50	
n			2,176

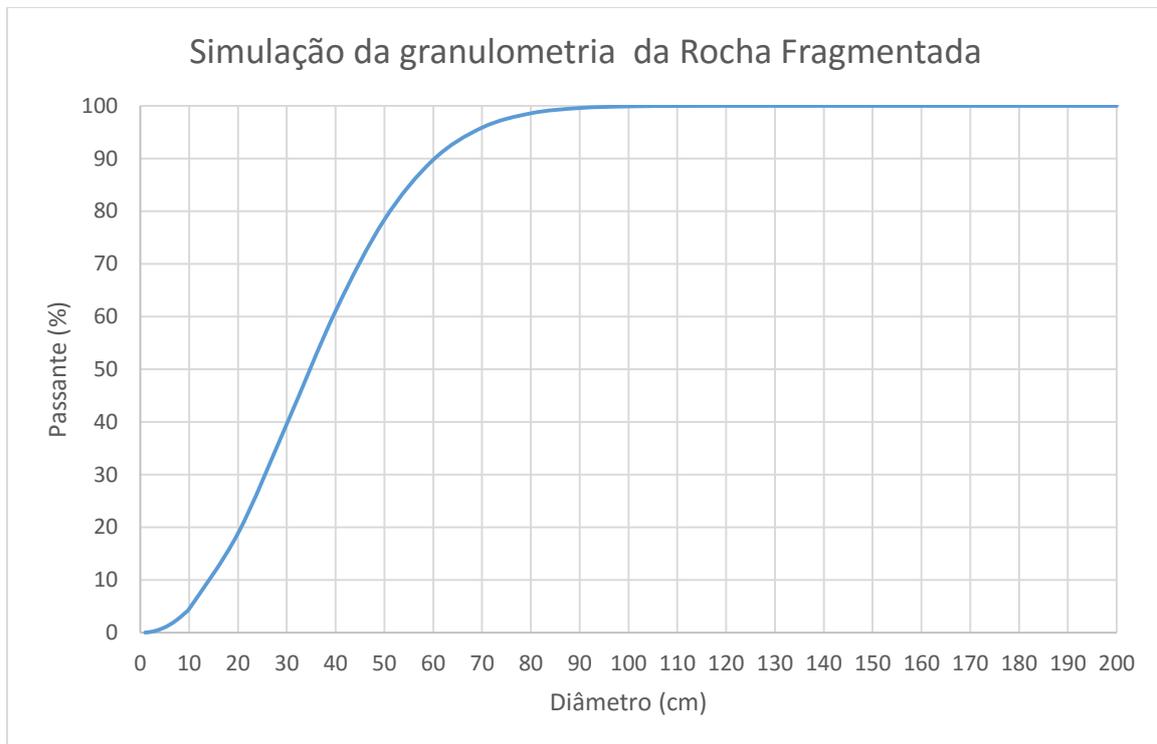
Fonte: Elaborada pelo autor.

Tabela 19 - Dados da fragmentação do desmonte otimizado

Equação de Rosin-Rammler (P)		
Fragmentação de Rochas		
X	Peneira (cm)	Passante (%)
	1	0,030842024
	2	0,139261502
	3	0,336131022
	4	0,627611712
	5	1,017832245
	6	1,509608884
	7	2,10475909
	8	2,804267898
	9	3,608388192
	10	4,516707673
	20	18,84475205
	30	39,61842753
	40	61,06738357
	50	78,40851229
	60	89,7628924
	70	95,87168936
	80	98,59028162
	90	99,59398781
	100	99,9017248
110	99,98007333	
120	99,99662548	
130	99,99952404	
140	99,99994423	
150	99,99999459	
160	99,9999996	
170	100,0000000	
180	100,0000000	
190	100,0000000	
200	100,0000000	

A figura 20 mostra o gráfico referente ao curva granulométrica do desmonte otimizado através da equação de Rosin-Rammler.

Figura 280 - Gráfico do desmonte otimizado



Fonte: Elaborada pelo autor.

Como podemos perceber nos resultados obtidos na figura 20, através destas pequenas mudanças na geometria do plano de fogo, foi possível aumentar a fragmentação e obter um P80 de aproximadamente 50 centímetros, mais compatível com a abertura do britador primário e provavelmente uma redução nos custos totais de cominuição.

5.3. Sugestões para trabalhos futuros

Um adequado estudo geomecânico da rocha em cada frente de lavra promoverá maior exatidão nos resultados da simulação. Apesar da falta de equipamentos para a obtenção do verdadeiro valor da resistência à compressão uniaxial, ou a ausência de equipamentos para medição do módulo de elasticidade da rocha, podemos verificar que ainda assim pela estimativa de valores de dados geomecânicos através das tabelas 7 e 9 de classificação mecânica, pode-se chegar a resultados satisfatórios e próximos do real, como podemos comprovar principalmente no segundo desmonte de rochas, onde não houve problemas para execução do mesmo. Verificamos isso no comparativo entre as curvas granulométricas da simulação (teórica) e da análise granulométrica por imagem (real).

Devido à grande importância da velocidade de detonação do explosivo para o modelo de Kuz-Ram, poderíamos usar equipamentos e softwares para calcular a velocidade de detonação do explosivo, uma vez que aqui nesse trabalho as velocidades foram dadas pela Elephant Indústria Química LTDA.

Outras variáveis do plano de fogo podem ser alteradas tais como: tampão a ser aplicado, bem como as características geométricas principais como, largura, comprimento e altura da bancada, afastamento e espaçamento, amarração da superfície e a influência do tempo de retardo podendo promover sequências diferentes. Poderíamos também realizar testes com outros tipos de explosivos e marcas.

Existe um modelo mais completo de fragmentação que é o modelo TCM, mas devido a algumas adversidades encontradas na realização deste trabalho não pôde ser utilizada. O modelo TCM adiciona ao modelo de Kuz-Ram a componente da região onde a rocha é fraturada por tração com o objetivo de dar maior precisão na previsão de finos. Utiliza a equação desenvolvida por Djordjevic (1999) citado por Holmberg (2005). Faz uso da mesma equação de Rosin-Rammler, mas propõe o uso de duas equações, para prever a curva granulométrica passante.

Outra possibilidade não apresentada aqui é a utilização de carga de fundo, introduzindo o termo que possibilita a modelagem com a carga de fundo. Na Pedreira Herval é usado apenas um tipo de explosivo na coluna inteira, por esse motivo não foi usada tal equação. Mas podemos ver pelos resultados do estudo que mesmo a não inserção de carga de fundo, o modelo apresenta-se satisfatório, do ponto de vista da proximidade com a realidade.

Alguns problemas apresentados na técnica de processamento de imagens são: A foto digital é em duas dimensões e tenta representar uma pilha em três dimensões e o número de fotos.

Como foi dito no decorrer deste trabalho as fotos utilizadas para o processamento de imagens para o Desmonte I e o Desmonte II, não é representativa de toda a pilha de fragmentação, pois, ela foi tirada na parte superior da pilha. Uma sugestão para amenizar esse erro e que poderia ser objeto de estudos futuros seria continuar fotografando o desmonte a medida que a limpeza da pilha prosseguisse, como isso teríamos mais fotos e por consequência uma melhor representatividade do desmonte de rochas.

6. CONCLUSÕES

A função do desmonte de rochas é fazer fragmentos como o tamanho adequado para a britagem, transporte e todas as etapas subsequentes, por essa razão a modelagem matemática para simulação de desmonte de rochas é de suma importância para o planejamento de custos operacionais, satisfatória eficiência e eficácia em operações mineiras e processamentos unitários.

Após a realização da análise granulométrica por meio de processamento digital de imagem com o Programa Split-Desktop, observou-se que as características do maciço rochoso são de fato determinantes para o melhor desempenho da operação de desmonte. Um estudo mais detalhado do maciço além de reduzir custos com transporte, carregamento e britagem, diminuiria o tempo de ciclo, otimizando estas operações e aumentando a produção.

A análise por tratamento de imagem teve fundamental participação para avaliar a relação entre o desmonte realizado e modelamento matemático do maciço rochoso, pois foi possível comparar o resultado com a distribuição granulométrica gerada pela simulação através do modelo de Kuz-Ram, com o resultado prático do desmonte realizado.

É fato que como pode ser observado na simulação para otimização do desmonte da Pedreira Herval, que o aumento da malha de perfuração contribui para um desmonte com granulometria mais grossa, apesar de reduzir a quantidade de explosivo na bancada (razão de carregamento). Outros inconvenientes operacionais provenientes de um desmonte com granulometria mais grossa podem ser gerados, tais como aumento de desgaste de equipamentos de britagem e carregamento, maior tempo de manutenção, e maior consumo de combustível.

Podemos dizer que o modelo de fragmentação de Kuz-Ram assistida por simulação, mostra eficiência em prever a fragmentação de rochas com o uso de explosivos. Por outro lado o modelo apresenta limitações, tais como:

- Superestimação da quantidade de finos, como já falamos anteriormente o modelo TCM seria mais completo quando se trata dos finos provenientes do desmonte de rochas.
- O Modelo também não prevê o resultado da granulometria da fragmentação da rocha para diferentes tipos de malha, pois, como sabemos o tipo de malha aplicada sejam elas estagiadas, retangulares ou isométricas influenciam na fragmentação do desmonte.
- Como já sabemos, as descontinuidades tem bastante influência na expansão dos explosivos na hora da detonação além de gerar perdas do material

explosivo pelas fraturas, alterando a razão de carga real do desmonte. O modelo de Kuz-Ram não leva isso em consideração.

- Outro fator importante, que deve ser analisado é que não há previsão ou modelagem para o modo da sequência de iniciação, a carga máxima por espera e nem a influência do uso de diferentes tempos de retardo, tanto para desmonte controlado com espoleta eletrônica como para não elétricos.

Apesar das limitações tanto do modelo quanto do simulador, tal ferramenta se mostra importante na previsão do desmonte com o objetivo de obter uma malha de perfuração conveniente a fim de manter um nível operacional normal e o grau de fragmentação desejado para o desmonte.

7. REFERÊNCIAS

- ATLAS POWDER COMPANY. Explosives and Rock Blasting. Dallas: Atlas Powder, 1987.662p.
- BARTON, N, Lin, R, Lunden, J. Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Rock Mechanics, v.6, 1974. 4p.
- BIENIAWSKI, Z.T., (1989). Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. Interscience, John Wiley & Sons, New York, 272 pp.
- CLARK, G. B., 1959; Mathematics of explosives calculations. In Fourth Symposium on Mining Research, University of Missouri School of Mines and Metallurgy Bulletin Technical series N° 97. pp 32-80.
- CLARK, G.B (1982). Principles of rock fragmentation N. York, Wiley. P 334 – 578.
- CUNNINGHAM, C.V.B. Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model - four years on. In Proceedings 2nd Int. Symp on Rock Fragmentation by Blasting, Lulea, 1987. p. 475-487. In: Hustrulid, W. Blasting Principles for Open Pit Mining. v. 1. Rotterdam: Balkema, 1999. 301p.
- DEERE, D.U. Engineering Classification and Index Properties for Intact Rock. Air Force Weapons Laboratory Technical Report AFNLTR – 65- 116, NM, EUA, 1968. 111p;
- DEERE, D.U. Rock Quality Designation (RQD) after 20 years. US Army Corps Engineers Contracts Report GL 89 1, Vicksburg, EUA, 1989. 42p.
- DJORDJEVIC, N. A two-component model of blast fragmentation. In: The AusIMM Proceedings, Austrália: Brisbane, 1999, p. 9-13.
- DAVIS, T. L., “The Chemistry of Powder and Explosives.” v.2, John Wiley & Sons Inc., London, 500p. 1943.
- GAMA, C.D., (1971). Otimização do arranque de rochas com explosivos. Memória MI-4, Departamento de Engenharia de Minas, Universidade de Luanda. (tese de doutoramento).
- FERREIRA, M.M. Visualização Do Efeito Das Características Do Maciço Rochoso Sobre O Desempenho Do Desmonte Por Explosivo Utilizando Foto-Análise. 2011. 53 f.Trabalho de Conclusão de Curso. Universidade Federal do Pará, Pará, 2011.
- GALIZA, A.C.; TEIXEIRA, J.; CHAMINÉ, H. I; RAMOS, L.; FONSECA, L. O Papel da Geotecnia Mineira na Otimização do Desmonte de Maciços Rochosos Fraturados. Boletim de Minas, Lisboa, v. 46, n. 2, p. 103-120, 2011.

- GOEL, R.K.; JETHWA, J.L.; DHAR, B.B. 1996. Effect of tunnel size on support pressure. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr.* 33(7), p. 749-755.
- GOKCEOGLU, C., 2003. Predicting the deformation moduli of rock masses, *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 40: 701–710.
- HAGAN, T.N. The Effects of rock properties on Blasting Results. Ch. 4, AMF Inc. *Drilling and Blasting Technology*. Adelaide, 1977.
- HERRMANN, C. (1972), *Manual de perfuração de rochas*, Ed Polígono, São Paulo, p 416.
- HEMPHILL, G. B. (1981), *Blasting operations*, Mc. Graw Hill, New York. p 258.
- HOEK, E.; BRAY, J. *Rock slope engineering*, 1977.
- HOEK, E. & Brown, E.T. *Underground Excavations in Rock*, 1980.
- HOEK, E., KAISER, P.K.; BAWDEN, W.F. *Support of Underground Excavations em HardRock*, 1992.
- HOPLER, R. B., (Ed.), “*ISEE Blaster’s Handbook.*”, International Society of Explosives Engineers Inc, Cleveland, USA, 742p. 1999.
- HUDSON, J.A., (1992). *Rock engineering systems: theory and practice*. Ellis Horwood, New York. 185 pp.
- HUDSON J.A. & Cosgrove J.W., (1997). Integrated structural geology and engineering rock mechanics approach to site characterization. *Int. J. Rock Mech. & Min. Sci.*, 34 (3/4): p136.1-p136.15.
- HUSTRULID, W. *Blasting Principles for Open Pit Mining*. Vol 1. Rotterdam: Balkema, 1999. 301p.
- ISRM – International Society for Rock Mechanics, (1978). Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock mechanics. *International Journal of Rock Mechanics Science and Geomechanics. Abstract*. V.15 p. 319 – 368.
- ISRM – International Society for Rock Mechanics, (1981). Basic geotechnical description of rock masses. *Int. Journ. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 18: pp. 85-110.
- PERSSON, P. A.; JOHNNSSON, C. H; (1970). *Detonics of high explosives* Academica Press., New York, p 330.
- JKMRC. *Mine-to-Mill: Increasing Mine-Site Profitability Through Optimisation of Mining and Processing Operations*, 2002. 7p.

KANCHIBOTLA, S.; VALERY, W.; MORRELL, S. Modelling Fines in Blast Fragmentation and its Impact on Crushing and Grinding. In: Proceeding Explo`99 Conference, Kalgoorlie, 1999. p.137-144.

KOJOVIC, T., KANCHIBOTLA, S., POETSCHKA, N. and CHAPMAN, J. The Effect of Blast Design on the Lump: Fines Ratio at Marandoo Iron Ore Operations. In: Mine to Mill Simposium, Brisbane, Austrália, 1998. p. 149 – 152.

KUZNETSOV, V.M. The mean diameter of the fragments formed by blasting rock. Soviet Mining Science, 1973. p. 144-148.

LANGFORS, U. 1963; Voladura de rocas Bilbao Urmo, p 425.

LONDS, C.M. The Strength of Explosives. Proc. The Planning and Operations of Open Pit and Strip Mines, SAIMM. Ed. J.P. Deetles, Johannesburg, 1986.

LILLY, P.A. An empirical method of assessing rock massing blastability. LARGE OPEN PIT MINING CONFERENCE. THE AusIMM/IE AUST NEWMAN COMBINED GROUP, Austrália: 1986. p. 89-92.

LINS, P. G. C., BORTOLUCCI, A. A., CELESTINO T.B. Mecânica Das Rochas – Notas de aula da disciplina Mecânica das Rochas da escola de Engenharia de São Carlos da USP e da Escola Politécnica da UFBA. 3º ver. 161p. São Carlos – São Paulo, Salvador – Bahia 2006.

MOKHNACHEV, M.P and GROMOVA, N.V. Laws of Variation of Tensile Strength. Indices and Deformation Properties of Rocks with Rate and Duration of Loading. Sov. Min. Sci.No. 6, 1970. 609p.

MORAIS. J. L; GRIPP, M. F. A. Fundamentos Para Simulação Dos Desmontes De Rocha Por Explosivos. REM: R. Esc. Minas, Ouro Preto, 57(4): 241-248, out. dez. 2004.

MORAIS, J.L. Simulação da fragmentação dos desmontes de rochas por explosivos. Tese de doutorado. Universidade Federal de Minas Gerais. Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Belo Horizonte, MG. 2004.

MORAIS, J.L.; SILVA, V.C. Otimização da Fragmentação da Rocha Através do Controle da Perfuração da Rocha. I Congresso Brasileiro de Mina a Céu Aberto e Subterrânea. IBRAM e DEMIN/EEUFMG. Trabalho Técnico No. 07, Belo Horizonte, 2000. 16p.

MUNARETTI, E. Desenvolvimento e avaliação de desempenho de Misturas explosivas a base de Nitrato de amônio e óleo combustível. 2002. 249 f. Doutorado em Engenharia. Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, Universidade Federal Do Rio Grande Do Sul, Rio Grande do Sul. 2002.

NONATO, C. A. Contribuição à caracterização Geológica-Geomecânica no Quadrilátero Ferrífero – Tese de Doutorado, Universidade federal de Minas Gerais, UFMG. 196 p. Março de 2002. Disponível em

<http://www.cprm.gov.br/publique/media/dou_claudia_nonato.pdf> acesso em 11 de agosto de 2014.

PERSON, P. A., HOLMBERG, R., LEE, J. Rock blasting and explosives engineering. CRC Press Inc: Boca Raton, 1994.

RICHARD, A. (1973). S.M.E. Mining Engineering Handbook., A. Cummins, vol 1, cap 11, pp 78 – 123.

Rocha M., (1981). Mecânica das rochas. Laboratório Nacional de Engenharia Civil, Lisboa. 445 pp.

ROLIM, J. L. F. Apostila de Desmonte de Rochas com Explosivos. Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Pernambuco, Pernambuco. 2008.

SARMA, R.S. Models for assessing the blasting performance of explosives. The University of Queensland, Austrália, 1994. (PhD Thesis).

SCOTT, A.; COCKER, A.; DJORDJEVIC, N.; HIGGINS, M.; LA ROSA, D.; SARMA, K.; WEDMAIER, R. Open pit blast design: analysis and optimisation. Austrália: JKMRC, Queensland, 1996. 341 p.

SEGARRA, P. et. al. Análisis digital de la fragmentación por voladura en la mina de Sossego (CVRD, Brasil). Universidad Politécnica de Madrid. Escola Técnica Superior de Ingenieros de Minas. Madrid, Espanha. 2006.

STAGG, M.S.; RHOLL A.S.; OTTERNESS, R.E. and Smith, N.S. Influence of Shot Design Parameters on Fragmentation. Proc. 3rd Int. Symp. On Rock Fragmentation by Blasting, Brisbane, August, 1990. p 311-317.

SMITH, J. J. F., "Pneumatic Loading of ANFO Underground." Proceedings of the 8th General ISEE Annual Conference, New Orleans, LA, USA, International Society of Explosive Engineers Reference Database on CD-ROM, 11 p. 2000.

XUGUANG, W. Emulsion Explosives. Metallurgical Industry Press, Beijing, China, 388p. 1994.

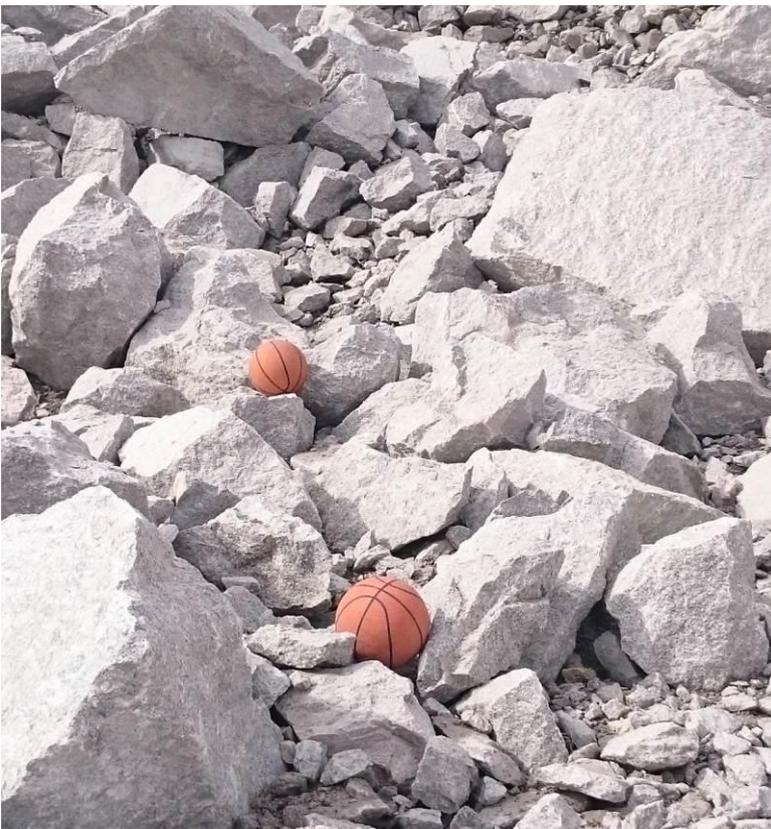
ANEXOS

ANEXO A – PROCESSAMENTO DE IMAGENS

Desmorte Realizado no Dia 08/05/2015(Desmorte I)

As figuras 29 a 32 mostram respectivamente a primeira foto captada para análise granulométrica, a delimitação da mesma através do programa Split-Desktop e o gráfico referente a sua distribuição granulométrica.

Figura 29 – Foto 1 do Desmorte I.



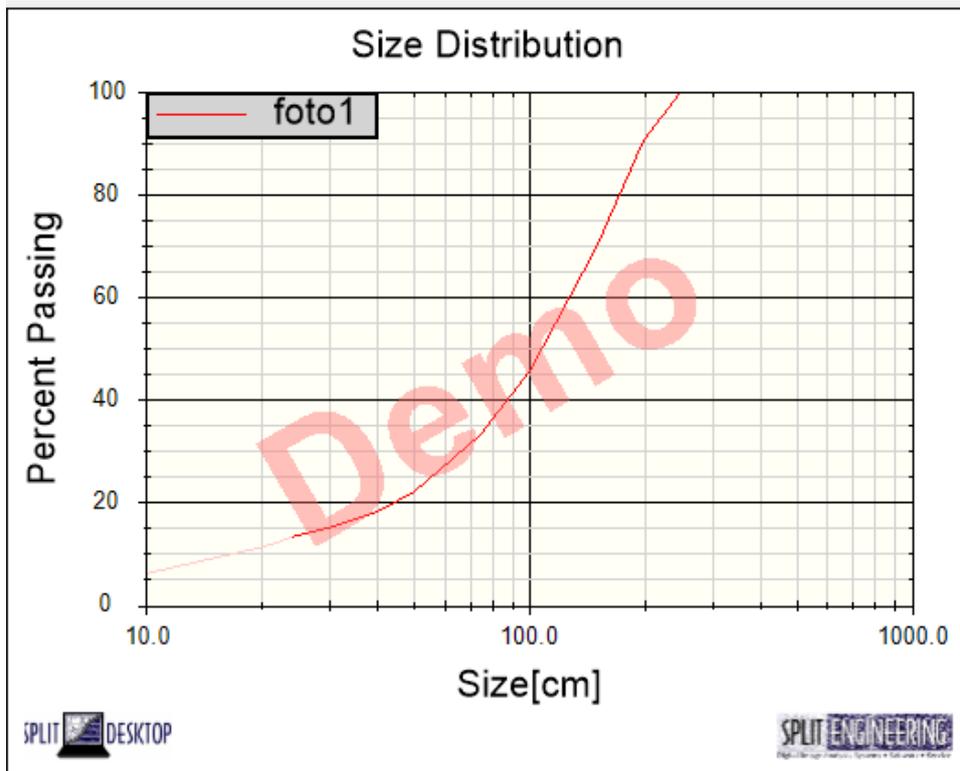
Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 30 – Foto 1 delineada do Desmonte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 31 - Gráfico referente a foto 1 do Desmonte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Tabela 20 - Dados referente a "foto 1" do Desmonte I

	foto1
Size[cm]	% Passing
250.00	100.00
200.00	90.40
150.00	69.57
100.00	45.61
75.00	33.27
50.00	22.00
40.00	18.11
30.00	14.97
20.00	11.52
10.00	6.36
	foto1
% Passing	Size[cm]
F10	16.96
F20	45.06
F30	68.05
F40	88.77
F50	109.51
F60	130.86
F70	150.85
F80	172.28
F90	198.60
Topsize (99.95%)	249.67
	foto1
Fines Cutoff[cm]	23.78
Fines Factor	50.00

Fonte: Elaborada pelo autor.

As figuras 32 a 34 mostram respectivamente a segunda foto captada para análise granulométrica, a delineação da mesma através do programa Split-Desktop e o gráfico referente a sua distribuição granulométrica.

Figura 32 – Foto 2 do Desmonte I.



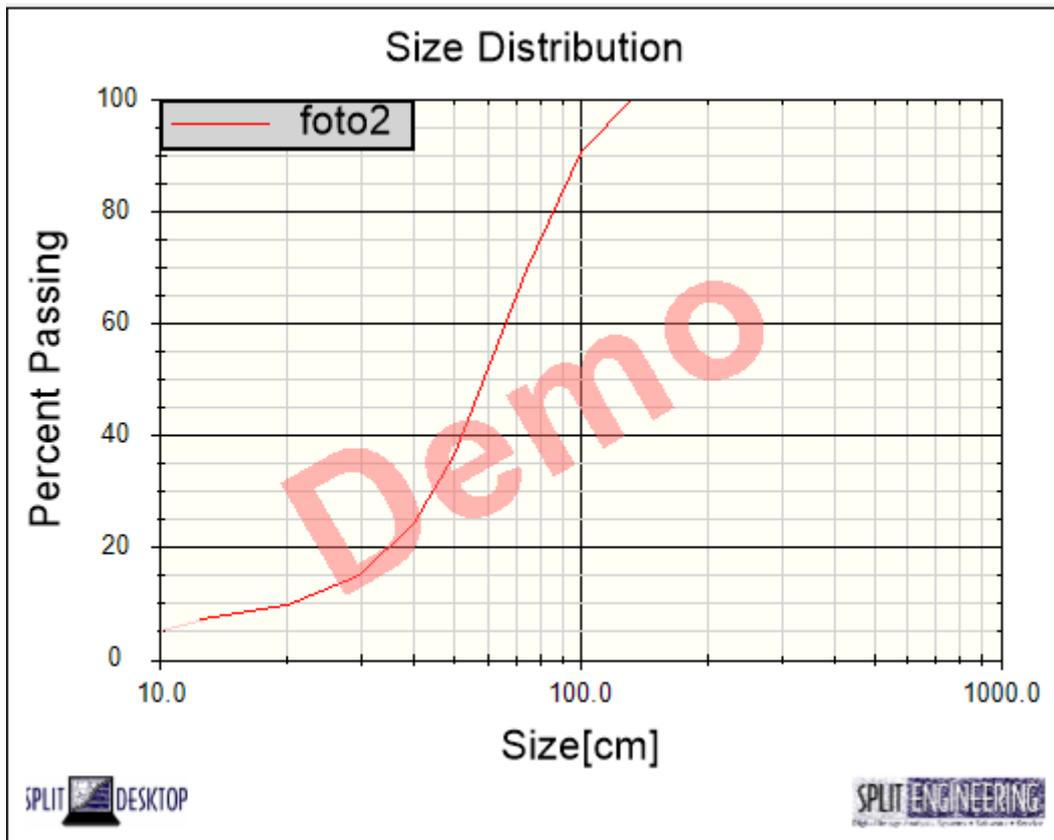
Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 33 – Foto 2 delineada Desmonte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 34 – Gráfico referente a foto 2 do Desmonte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Tabela 21 - Dados referente a foto 2 do Desmonte I

	foto2
Size[cm]	% Passing
150.00	100.00
100.00	90.69
75.00	69.41
50.00	36.36
40.00	24.19
30.00	15.01
20.00	9.47
10.00	5.32
	foto2
% Passing	Size[cm]
F10	21.17
F20	36.02
F30	44.97
F40	52.85
F50	60.29
F60	67.60
F70	75.49
F80	84.22
F90	98.06
Topsize (99.95%)	131.79
	foto2
Fines Cutoff[cm]	12.53
Fines Factor	50.00

Fonte: Elaborada pelo autor.

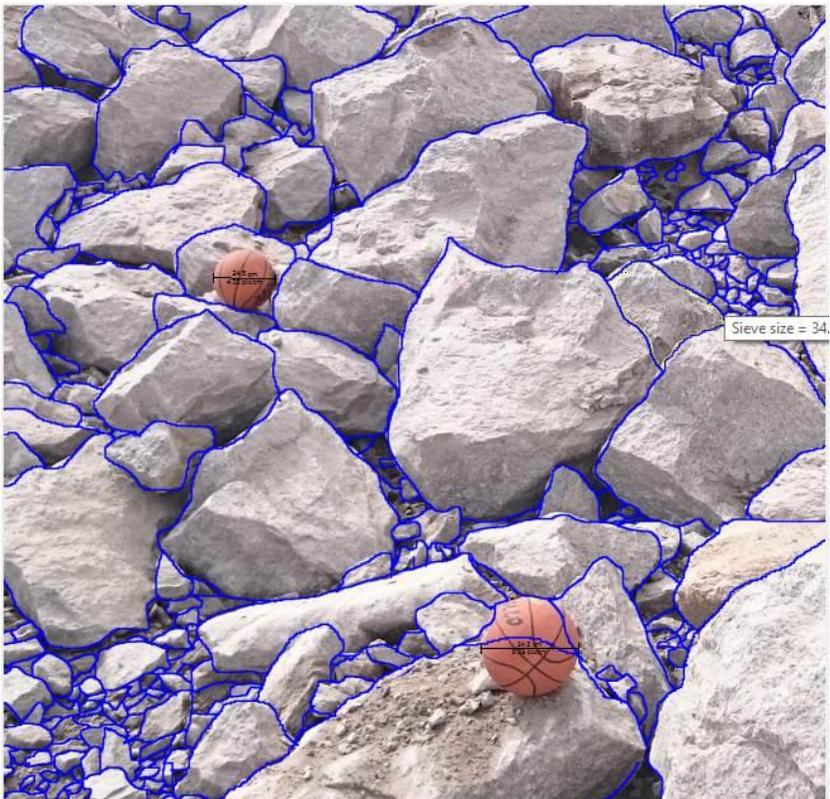
As figuras 35 a 37 mostram respectivamente a terceira foto captada para análise granulométrica, a delineação da mesma através do programa Split-Desktop e o gráfico referente a sua distribuição granulométrica.

Figura 35 – Foto 3 do Desmante I.



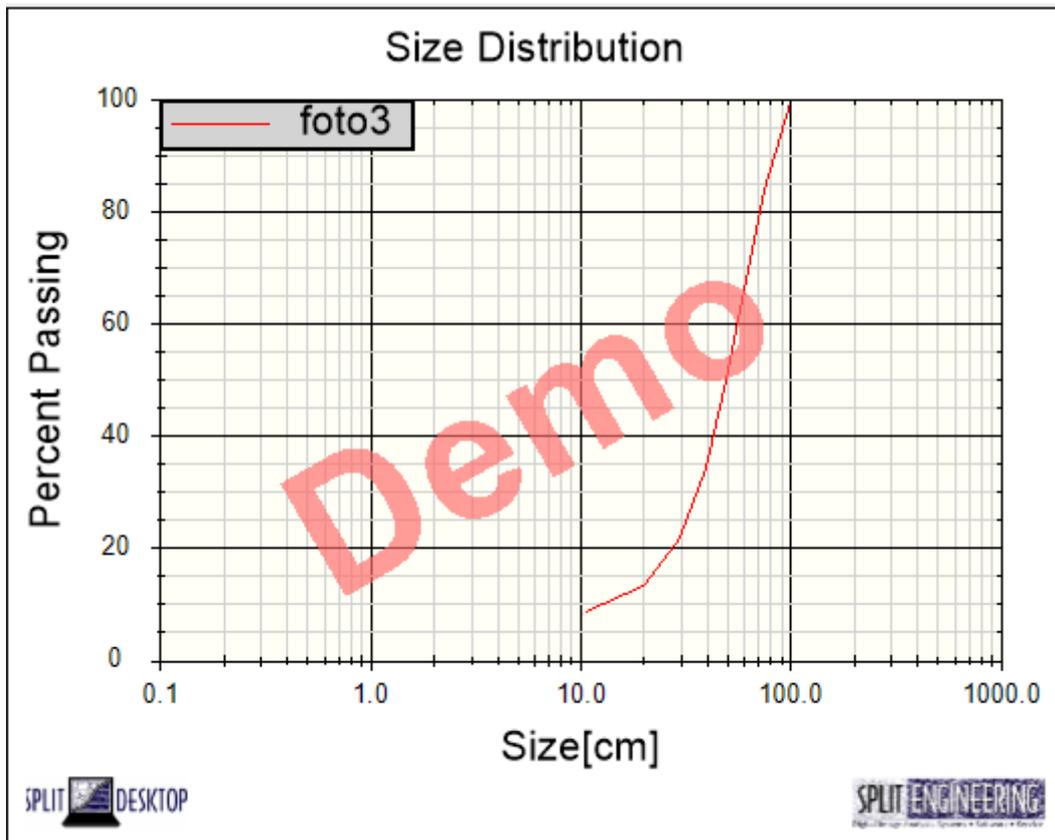
Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 36 – Foto 3 delineada do Desmonte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 37 – Gráfico referente a foto 3 do Desmante I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Tabela 22 - Dados referente a foto 3 do Desmorte I

	foto2
Size[cm]	% Passing
150.00	100.00
100.00	90.69
75.00	69.41
50.00	36.36
40.00	24.19
30.00	15.01
20.00	9.47
10.00	5.32
	foto2
% Passing	Size[cm]
F10	21.17
F20	36.02
F30	44.97
F40	52.85
F50	60.29
F60	67.60
F70	75.49
F80	84.22
F90	98.06
Topsize (99.95%)	131.79
	foto2
Fines Cutoff[cm]	12.53
Fines Factor	50.00

Fonte: Elaborada pelo autor.

As figuras 38 a 40 mostram respectivamente a quarta foto captada para análise granulométrica, a delineação da mesma através do programa Split-Desktop e o gráfico referente a sua distribuição granulométrica.

Figura 38 – Foto 4 do Desmante I.



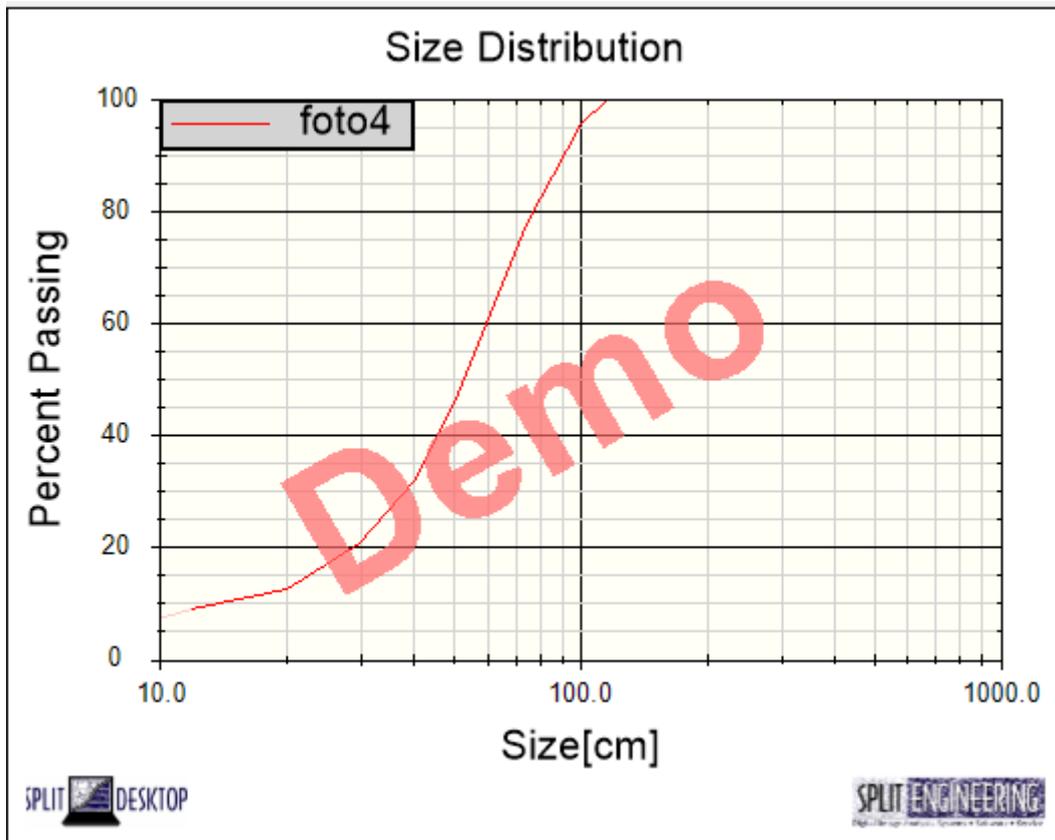
Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 39 – Foto 4 delineada do Desmonte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 40 - Gráfico referente a foto 4 do Desmonte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

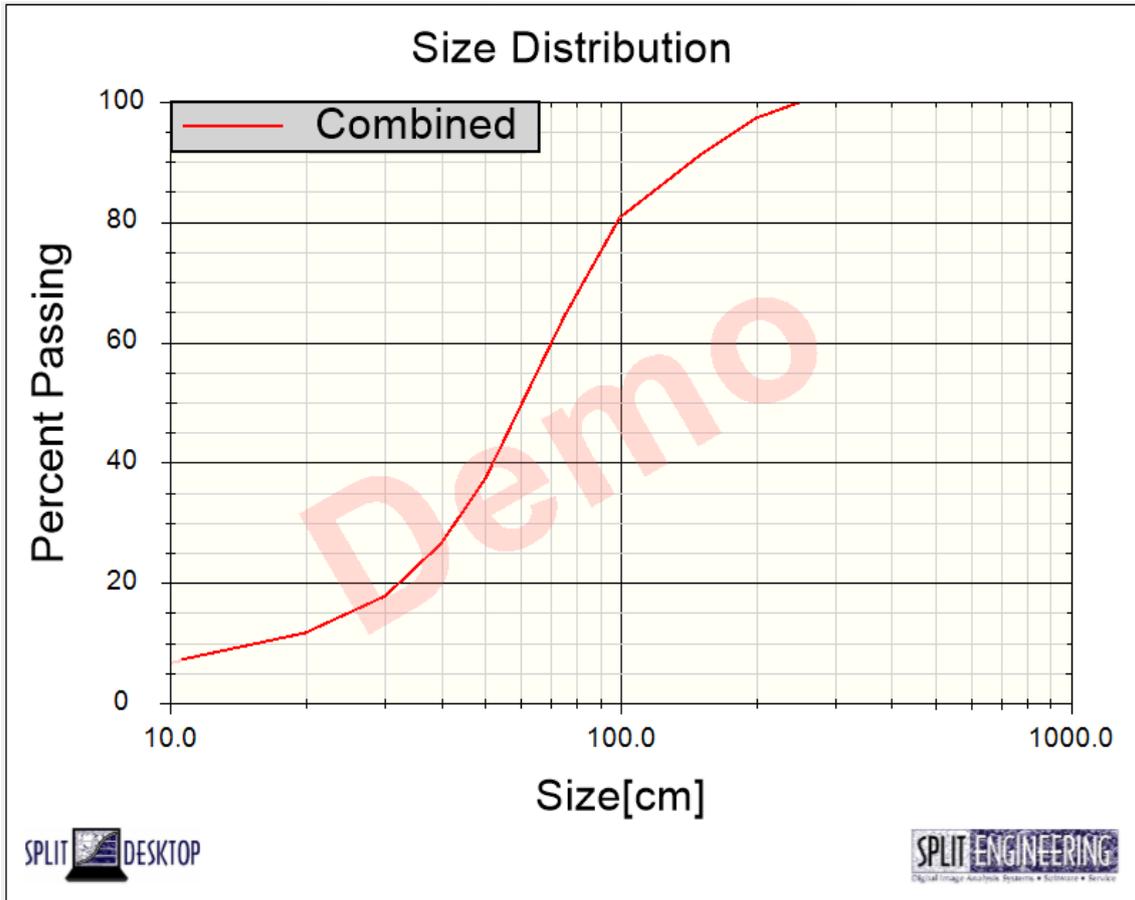
Tabela 23 - Dados referente a foto 4 do Desmonte I

	foto4
Size[cm]	% Passing
150.00	100.00
100.00	95.47
75.00	77.90
50.00	45.66
40.00	31.65
30.00	20.62
20.00	12.65
10.00	7.51
	foto4
% Passing	Size[cm]
F10	14.79
F20	29.33
F30	38.65
F40	46.12
F50	53.07
F60	60.08
F70	67.76
F80	76.99
F90	87.70
Topsize (99.95%)	116.49
	foto4
Fines Cutoff[cm]	11.75
Fines Factor	50.00

Fonte: Elaborada pelo autor.

Após obter o gráfico individual de cada foto referente ao desmonte I, o software dá uma opção de combinar as fotos e gerar um único gráfico para análise da fragmentação de todo o desmonte como é mostrado a seguir na figura 41.

Figura 41 – Gráfico geral da análise granulométrica do desmonte do Desmonte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Tabela 24 - Dados Gerais referente ao Desmorte I

Size[cm]	Combined % Passing	foto1 % Passing	foto2 % Passing	foto3 % Passing	foto4 % Passing
250.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
200.00	97.19	90.40	100.00	100.00	100.00
150.00	91.09	69.57	100.00	100.00	100.00
100.00	80.67	45.61	90.69	99.33	95.47
75.00	64.23	33.27	69.41	83.82	77.90
50.00	37.45	22.00	36.36	49.78	45.66
40.00	26.51	18.11	24.19	34.39	31.65
30.00	17.86	14.97	15.01	21.82	20.62
20.00	11.63	11.52	9.47	13.10	12.65
10.00	6.80	6.36	5.32	8.20	7.51
% Passing	Combined Size[cm]	foto1 Size[cm]	foto2 Size[cm]	foto3 Size[cm]	foto4 Size[cm]
F10	16.75	16.96	21.17	14.33	14.79
F20	32.82	45.06	36.02	28.28	29.33
F30	43.37	68.05	44.97	36.77	38.65
F40	52.23	88.77	52.85	43.82	46.12
F50	60.90	109.51	60.29	50.13	53.07
F60	70.46	130.86	67.60	56.27	60.08
F70	81.69	150.85	75.49	62.92	67.76
F80	98.05	172.28	84.22	71.23	76.99
F90	142.63	198.60	98.06	82.19	87.70
Topsize (99.95%)	248.93	249.67	131.79	103.67	116.49
Fines Cutoff[cm]	Combined	foto1	foto2	foto3	foto4
Fines Factor	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00

Fonte: Elaborada pelo autor.

Desmorte Realizado no Dia 19/06/2015 (Desmorte II)

As figuras 42 a 44 mostram respectivamente a primeira foto captada para análise granulométrica, a delimitação da mesma através do programa Split-Desktop e o gráfico referente a sua distribuição granulométrica.

Figura 42 – Foto 1 do Desmonte II.



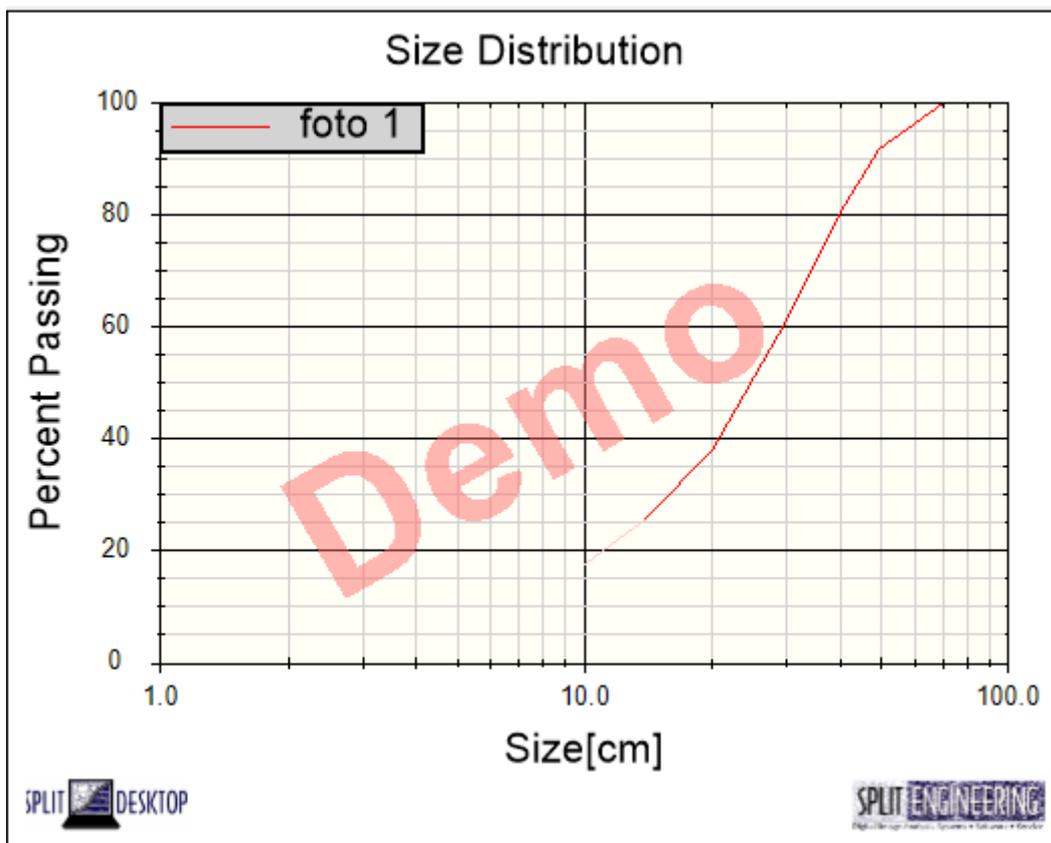
Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 43 – Foto 1 delineada do Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 44 – Gráfico referente a foto 1 do Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

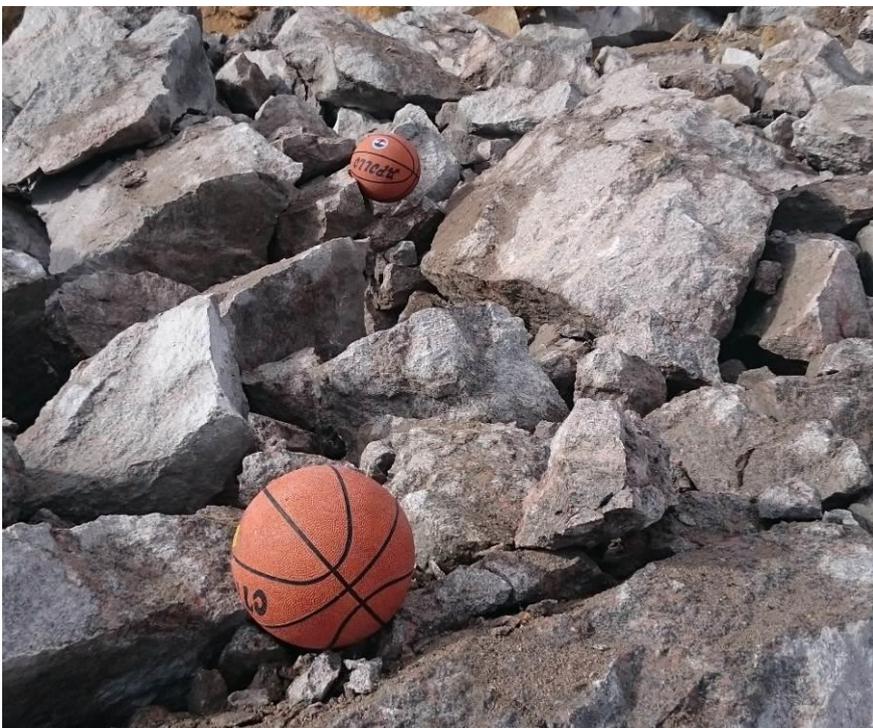
Tabela 25 - Dados referente a foto 1 do Desmonte II.

	foto 1
Size[cm]	% Passing
75.00	100.00
50.00	91.73
40.00	80.02
30.00	61.00
20.00	37.63
10.00	17.73
	foto 1
% Passing	Size[cm]
F10	6.00
F20	11.13
F30	16.37
F40	21.06
F50	25.37
F60	29.56
F70	34.36
F80	39.99
F90	48.03
Topsize (99.95%)	70.32
	foto 1
Fines Cutoff[cm]	13.93
Fines Factor	50.00

Fonte: Elaborada pelo autor.

As figuras 45 a 47 mostram respectivamente a segunda foto captada para análise granulométrica, a delineação da mesma através do programa Split-Desktop e o gráfico referente a sua distribuição granulométrica.

Figura 45 – Foto 2 do Desmonte II.



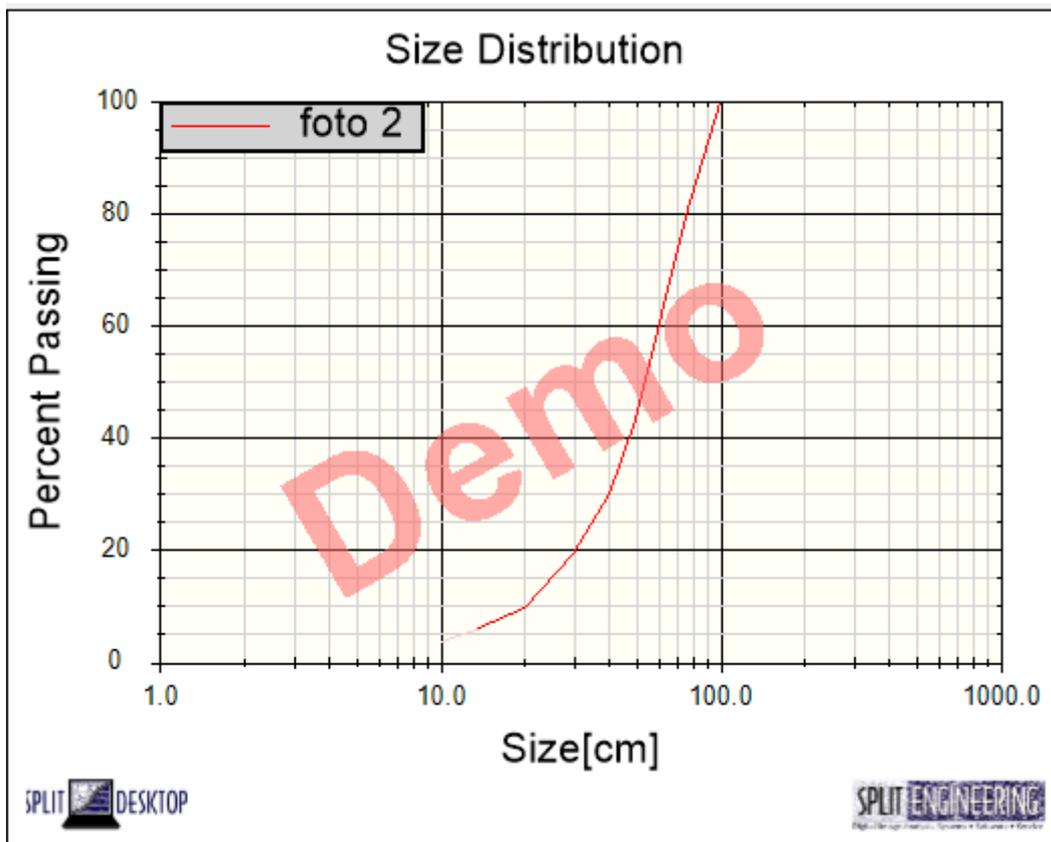
Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 46 – Foto 2 delineada do Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 47 – Gráfico referente a foto 2 do Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Tabela 26 - Dados referente a foto 2 do Desmonte II.

	foto 2
Size[cm]	% Passing
100.00	100.00
75.00	79.50
50.00	43.21
40.00	30.05
30.00	19.29
20.00	9.81
10.00	3.75
	foto 2
% Passing	Size[cm]
F10	20.24
F20	30.70
F30	39.96
F40	47.74
F50	54.46
F60	60.84
F70	67.74
F80	75.40
F90	83.69
Topsize (99.95%)	99.82
	foto 2
Fines Cutoff[cm]	13.60
Fines Factor	50.00

Fonte: Elaborada pelo autor.

As figuras 48 a 50 mostram respectivamente a terceira foto captada para análise granulométrica, a delimitação da mesma através do programa Split-Desktop e o gráfico referente a sua distribuição granulométrica.

Figura 48 – Foto 3 do Desmante II.



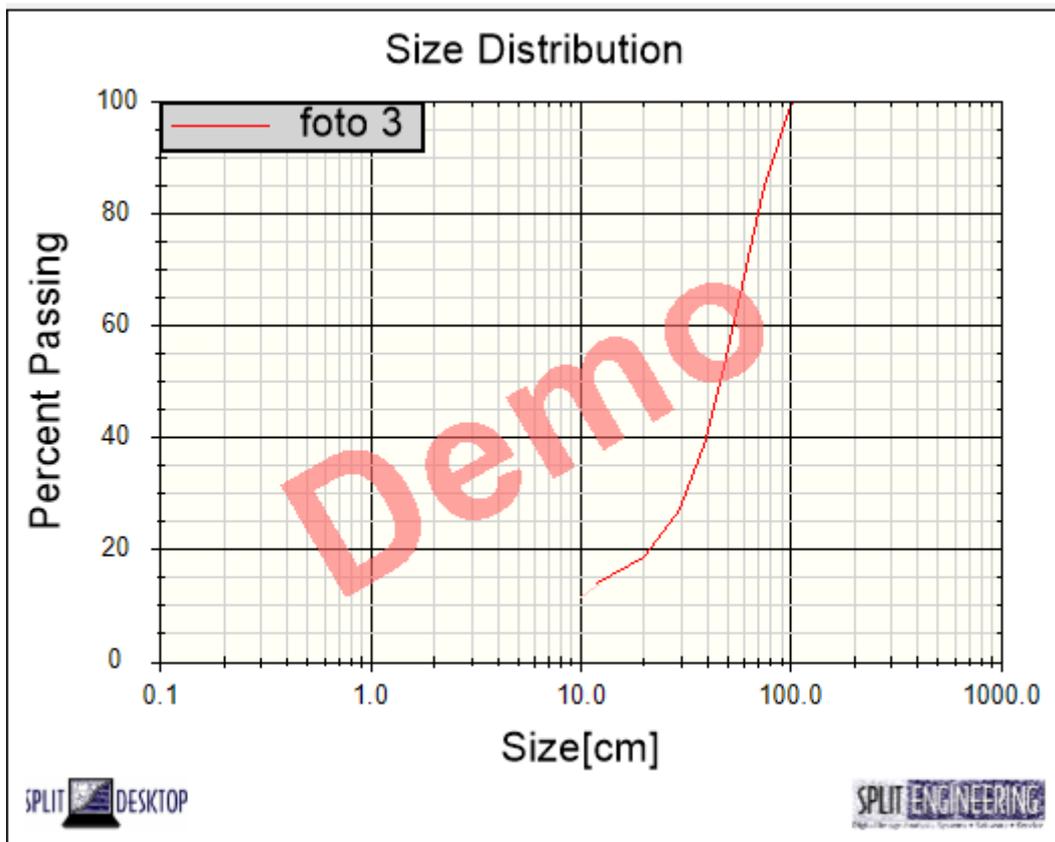
Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 49 – Foto 3 delineada do Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 50 – Gráfico referente a foto 3 Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Tabela 27 - Dados referente a foto 3 do Desmonte II.

	foto 3
Size[cm]	% Passing
150.00	100.00
100.00	99.27
75.00	84.78
50.00	54.33
40.00	39.75
30.00	27.14
20.00	18.36
10.00	11.60
	foto 3
% Passing	Size[cm]
F10	8.50
F20	22.32
F30	32.55
F40	40.18
F50	47.00
F60	53.91
F70	61.04
F80	69.83
F90	81.08
Topsize (99.95%)	103.16
	foto 3
Fines Cutoff[cm]	12.18
Fines Factor	50.00

Fonte: Elaborada pelo autor.

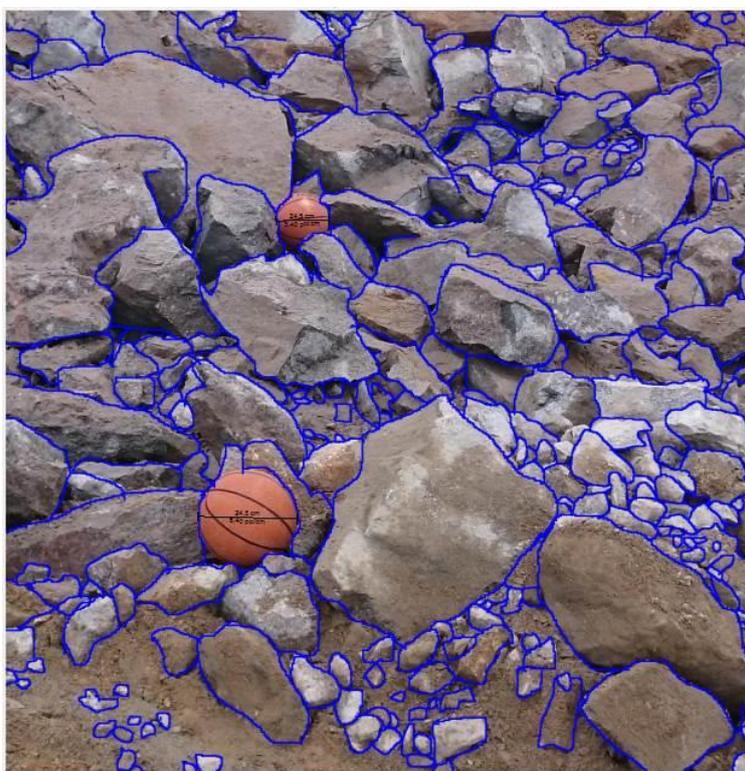
As figuras 51 a 53 mostram respectivamente a quarta foto captada para análise granulométrica, a delineação da mesma através do programa Split-Desktop e o gráfico referente a sua distribuição granulométrica.

Figura 51 – Foto 4 do Desmante II.



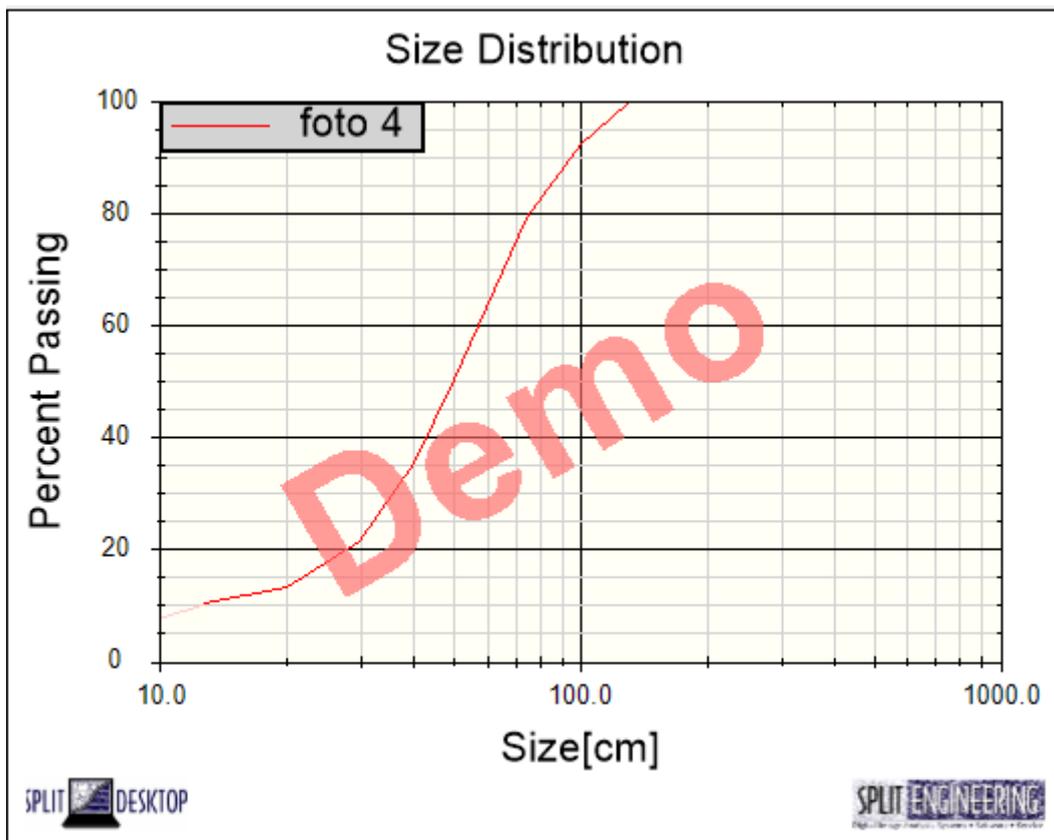
Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 52 – Foto 4 delineada do Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 53 – Gráfico referente a foto 4 do Desmante II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Tabela 28 - Dados referente a foto 4 do Desmonte II.

	foto 4
Size[cm]	% Passing
150.00	100.00
100.00	92.23
75.00	79.19
50.00	50.27
40.00	35.20
30.00	21.50
20.00	13.13
10.00	7.92
	foto 4
% Passing	Size[cm]
F10	12.43
F20	28.61
F30	36.54
F40	43.15
F50	49.82
F60	57.07
F70	65.52
F80	75.93
F90	93.35
Topsize (99.95%)	131.32
	foto 4
Fines Cutoff[cm]	12.73
Fines Factor	50.00

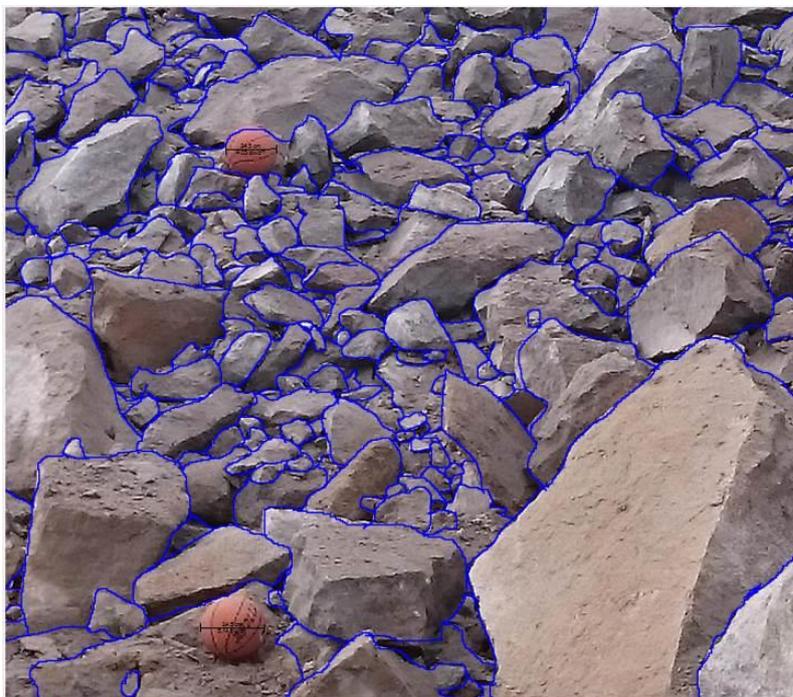
As figuras 54 a 56 mostram respectivamente a quinta foto captada para análise granulométrica, a delimitação da mesma através do programa Split-Desktop e o gráfico referente a sua distribuição granulométrica.

Figura 54 – Foto 5 do Desmante II.



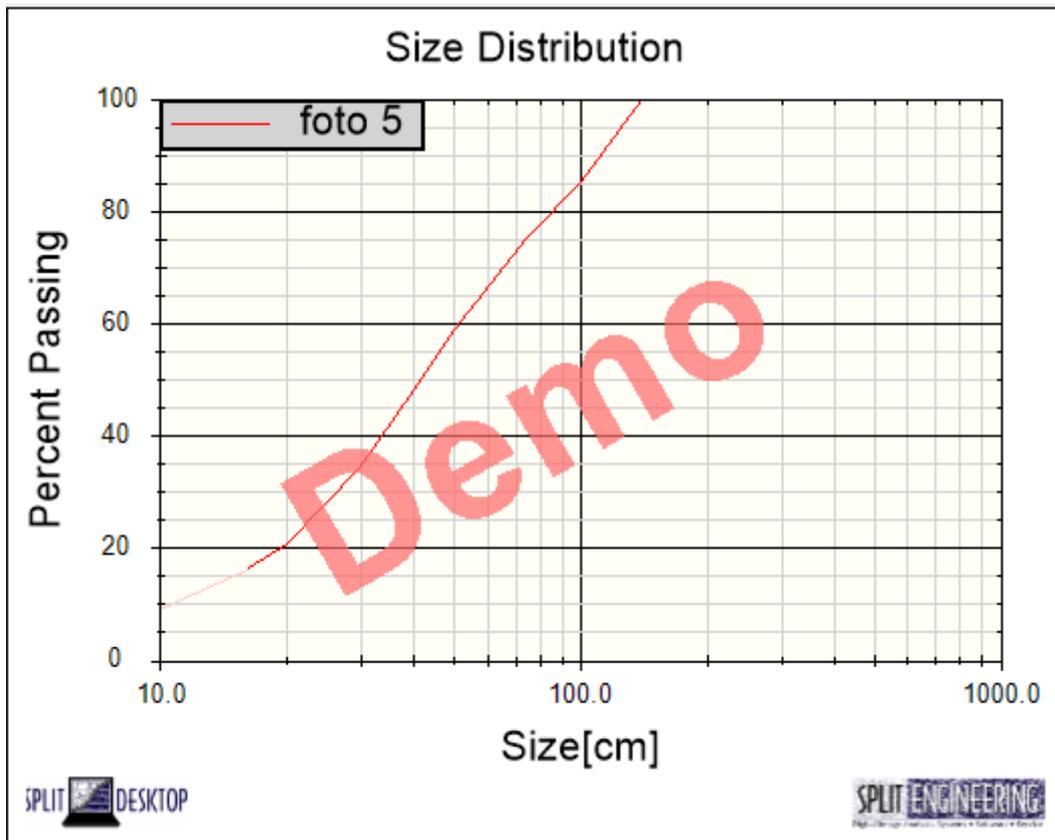
Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 55 – Foto 5 delineada do Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Figura 56 – Gráfico referente a foto 5 do Desmonte II.



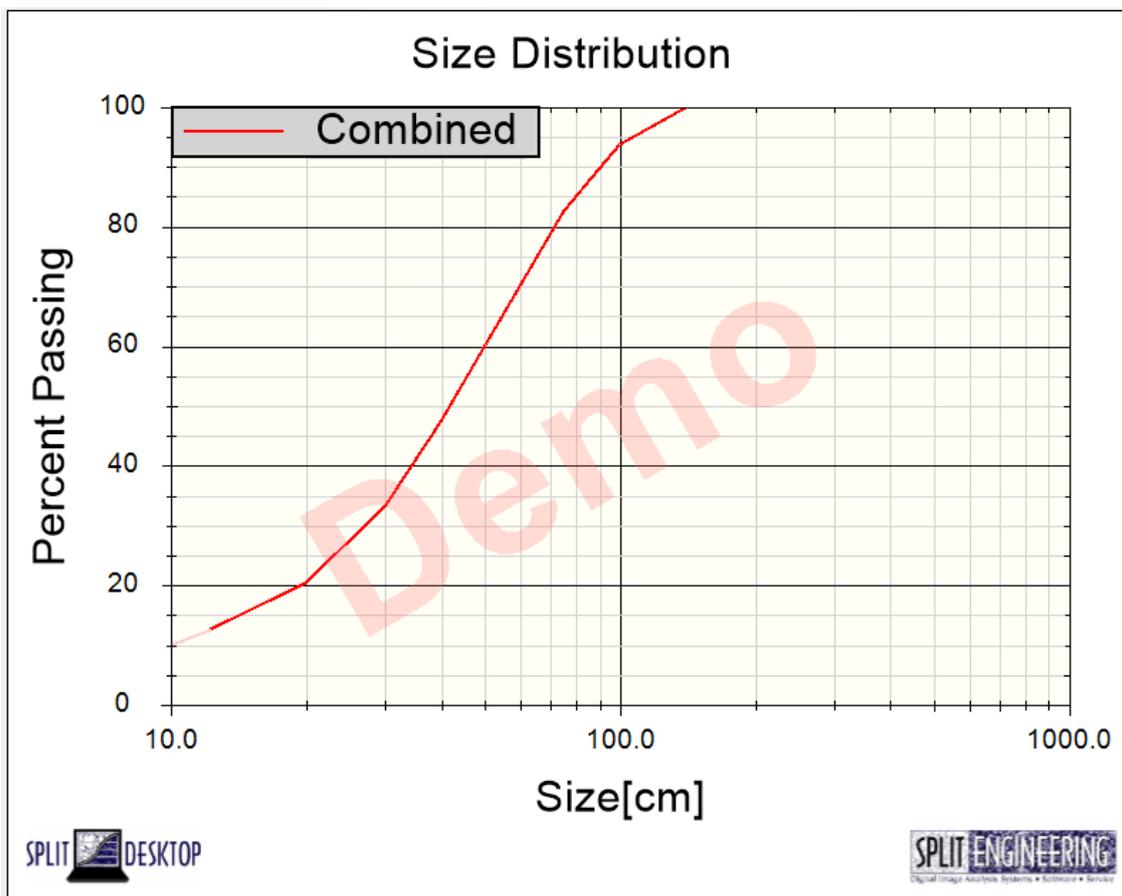
Fonte: Elaborada pelo autor.

Tabela 29 - Dados da foto 5 referente ao Desmonte II.

	foto 5
Size[cm]	% Passing
150.00	100.00
100.00	85.05
75.00	75.10
50.00	58.86
40.00	48.07
30.00	34.20
20.00	20.52
10.00	9.24
	foto 5
% Passing	Size[cm]
F10	10.69
F20	19.57
F30	27.04
F40	34.08
F50	41.53
F60	51.20
F70	63.66
F80	88.01
F90	111.93
Topsize (99.95%)	140.43
	foto 5
Fines Cutoff[cm]	16.23
Fines Factor	50.00

Após o processamento das fotos do Desmonte II, combinamos os gráficos através do próprio Split Desktop e geramos um único gráfico para análise da fragmentação como é mostrado a seguir na figura 57.

Figura 57 – Gráfico geral da análise granulométrica do Desmorte II.



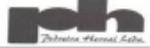
Fonte: Elaborada pelo autor.

Tabela 30 - Dados Gerais referente ao Desmonte II.

Size[cm]	Combined % Passing	foto 1 % Passing	foto 2 % Passing	foto 3 % Passing	foto 4 % Passing	foto 5 % Passing
150.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
100.00	93.71	100.00	100.00	99.27	92.23	85.05
75.00	82.70	100.00	79.50	84.78	79.19	75.10
50.00	60.19	91.73	43.21	54.33	50.27	58.86
40.00	47.44	80.02	30.05	39.75	35.20	48.07
30.00	33.33	61.00	19.29	27.14	21.50	34.20
20.00	20.33	37.63	9.81	18.36	13.13	20.52
10.00	10.16	17.73	3.75	11.60	7.92	9.24
% Passing	Combined Size[cm]	foto 1 Size[cm]	foto 2 Size[cm]	foto 3 Size[cm]	foto 4 Size[cm]	foto 5 Size[cm]
F10	9.86	6.00	20.24	8.50	12.43	10.69
F20	19.70	11.13	30.70	22.32	28.61	19.57
F30	27.61	16.37	39.96	32.55	36.54	27.04
F40	34.75	21.06	47.74	40.18	43.15	34.08
F50	41.86	25.37	54.46	47.00	49.82	41.53
F60	49.83	29.56	60.84	53.91	57.07	51.20
F70	58.89	34.36	67.74	61.04	65.52	63.66
F80	70.66	39.99	75.40	69.83	75.93	88.01
F90	88.90	48.03	83.69	81.08	93.35	111.93
Topsize (99.95%)	140.05	70.32	99.82	103.16	131.32	140.43
Fines Cutoff[cm]	Combined	foto 1	foto 2	foto 3	foto 4	foto 5
Fines Factor	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00

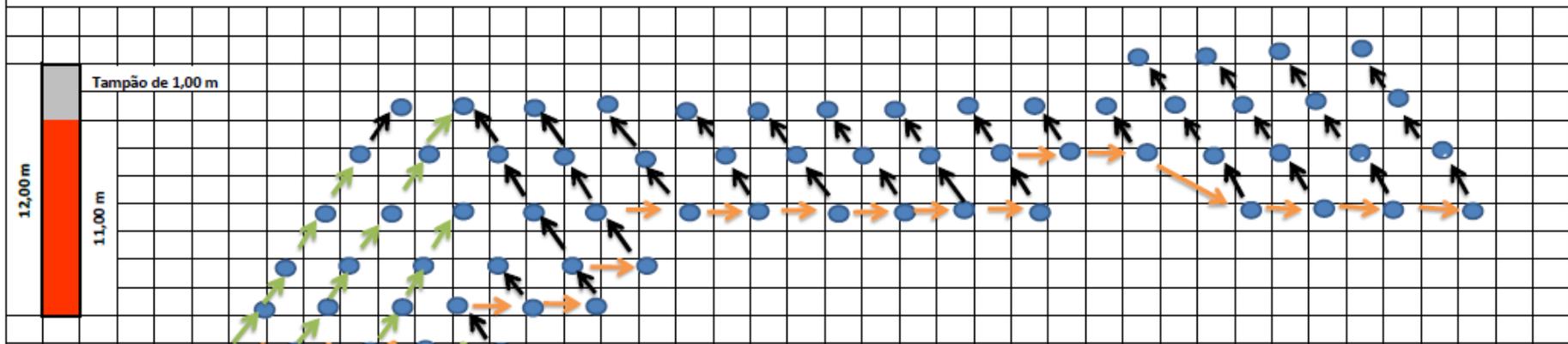
Fonte: Elaborada pelo autor.

ANEXO B - PLANOS DE FOGO DA PEDREIRA HERVAL LTDA

		PLANO DE FOGO	Nº 021
Empresa: PEDREIRA HERVAL LTDA	Local: RODOVIA PE-60 KM 75, BARREIROS-PE	Data: 08/05/2015	
Área Detonada: MINA 1			

DADOS DO CARREGAMENTO

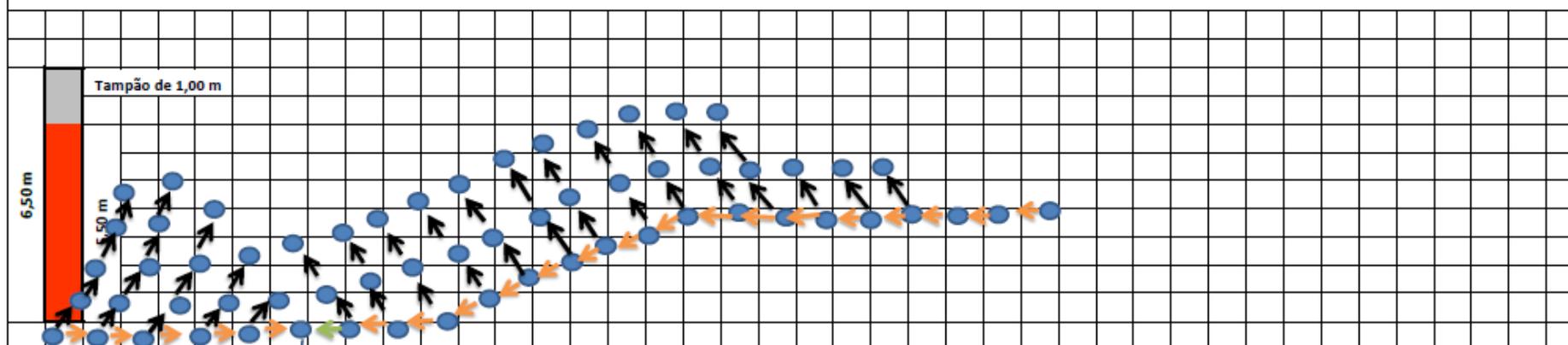
Explosivo Utilizado	Encartuchado 1"X24" / 2 1/4"X 4"	600,00	kg	Malha	Afastamento	1,60	metros	Tampão	2,00	metros
Explosivo Utilizado	Emulsão	3.050,00	kg		Espaçamento	3,20	metros	Peso por cartucho	1,786	kg
Qde. total de Explosivo		3.650,00	kg	Diâmetro de furação	3,00	polegadas	Razão linear de coluna	4,553	kg/m	
Qde. Total de booster		67,00	un	Profundidade média	12,00	metros	Qtd de Piroxim 1,20 m	3	unidades	
Razão de Carregamento		0,887	kg/m³	Quantidade de furos	67,00	un	Metros perfurados	804,00	metros	
Total de Brinel coluna	Conector J (12/15/18)m 250 m/s	69,00	Pç	Volume por furo	61,44	m³	Toneladas desmontadas	10.291,20	toneladas	
Total de Brinel ligação	4,0m (9m/s-17m/s-25m/s-42m/s)	66,00	Pç	Volume desmontado	4.116	m³	Responsável Técnico: Bruno Cordeiro Cerqueira das Neves			



- BRINEL 09 m/s = 00 pç
- BRINEL 17 m/s = 18 PÇ
- BRINEL 25 m/s = 13 pç
- BRINEL 42 m/s = 35 PÇ
- INICIADOR

OBS: ELEGEL 2 1/4" X 24"- Usados para o fogacho junto com 2 unid. EXECEL COL. 12m 250 ms

ph Pedreira Herval Ltda.				PLANO DE FOGO				Nº 023		
Empresa: PEDREIRA HERVAL LTDA		Local:		RODOVIA PE-60 KM 75, BARREIROS-PE				Data: 19/06/2015		
Área Detonada: MINA 1										
DADOS DO CARREGAMENTO										
Explosivo Utilizado	Encartuchado 2 1/4" X 4"	1.650,00	kg	Malha	Afastamento	1,60	metros	Tampão	1,00	metros
Explosivo Utilizado	Emulsão	0,00	kg		Espaçamento	3,20	metros	Peso por cartucho	1,786	kg
Qde. total de Explosivo		1.650,00	kg	Diâmetro de furação		3,00	polegadas	Razão linear de coluna	4,840	kg/m
Qde. Total de booster		0,00	un	Profundidade média		6,50	metros	Qtd de Piropim 1,20 m	2	unidades
Razão de Carregamento		0,800	kg/m ³	Quantidade de furos		62,00	un	Metros perfurados	403,00	metros
Total de Brinel coluna	Conector J (12/15/21)m 250 m/s	62,00	Pç	Volume por furo		33,28	m ³	Toneladas desmontadas	5.158,40	toneladas
Total de Brinel ligação	4,0m (9m/s-17m/s-25m/s-42m/s)	61,00	Pç	Volume desmontado		2.063	m ³	Responsável Técnico: Bruno Cordeiro Cerqueira das Neves		

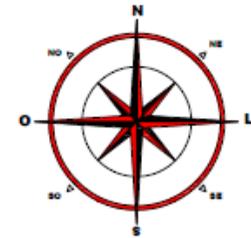
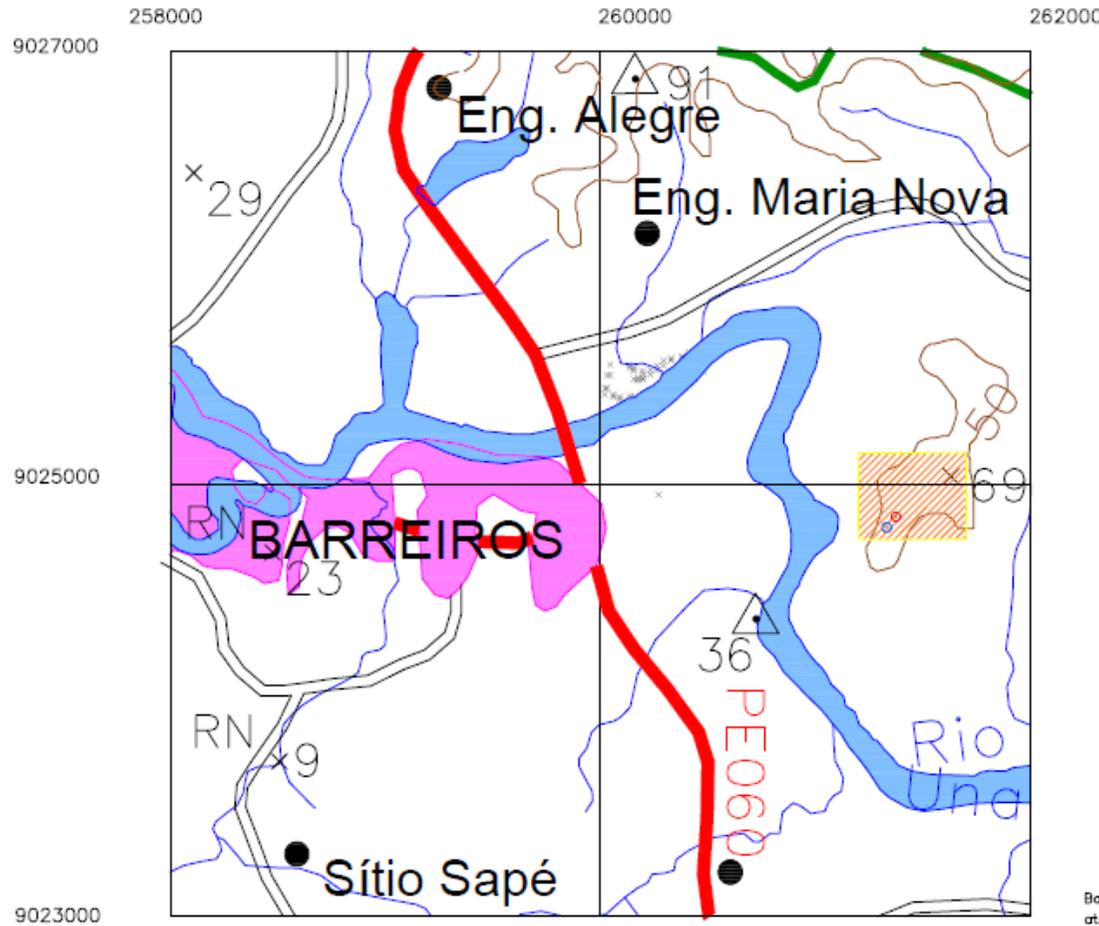


- BRINEL 09 m/s = 00 PÇ
- BRINEL 17 m/s = 21 PÇ
- BRINEL 25 m/s = 01 PÇ
- BRINEL 42 m/s = 39 PÇ
- BRINEL 25m 125 m/s = 10 PÇ
- 🔥 INICIADOR

OBS: Usamos 8 cx = 200 Kg ELEGEL 2 1/4" X 24" para o repê, neste pedido;
 OBS: Usamos Exel col. 25m 125 ms na amareção do repê e backup.

ANEXO C - MAPA DE LOCALIZAÇÃO E DETALHE

MAPA DE LOCALIZAÇÃO



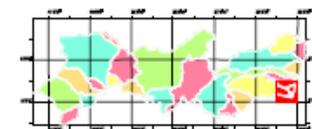
CONVENÇÕES CARTOGRÁFICAS

- Limite Municipal
- Limite Bacia Hidrográfica
- Curva de Nível Intermediária
- ▲ 470 Ponto Cotado
- Rede Hidrográfica
- ▲ Ajude / Lagoa Perene
- ▲ Lagoa Seca
- Área Requerida
- Localidade
- Estrada Pavimentada
- Estrada Não Pavimentada
- Acesso à cava (Rota fora da cidade)
- Área Total da Pedreira Herval
- Núcleo Urbano
- Área do Desmonte I
- Área do Desmonte II

ARTICULAÇÃO DA FOLHA

Cartas 44-1370	Mapas de Médios e Grandes 44-1371	Planos 44-1372
Planos 44-1418	Planos 44-1419	
44-1420	44-1421	

Situação da Folha no Estado



ESCALA GRÁFICA



Equidistância das Curvas de Nível : 40 metros
 Origem da quilometragem UTM: EQUADOR E MERIDIANO 39° W.GR°
 acrescentadas as constantes 10.000km e 500km, respectivamente
 Datum horizontal : SIRGAS 2000

PROJEÇÃO UNIVERSAL TRANSVERSA DE MERCATOR

NOTA DE CRÉDITO

Base cartográfica extraída do Mapa Planialtimétrico, escala 1:100.000, produzida pelo Governo de Pernambuco através da Secretaria de Recursos Hídricos.

ANEXO D - FOTOS DO LEVANTAMENTO DE CAMPO

Neste anexo serão mostrados alguns registros fotográficos referentes as etapas de levantamento de dados técnicos no campo, é válido salientar que muitas fotos desse levantamento de campo já foram mostradas ao decorrer deste projeto.

A figura 58 mostra a bancada do acompanhamento de Desmorte I, realizado no dia 08 de maio de 2015.

Figura 58 - Foto da bancada referente ao Desmorte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

A figura 59 mostra o caminhão de emulsão bombeada usado para o carregamento de explosivos.

Figura 59 - Caminhão de Emulsão Bombeada.



Fonte: Elaborada pelo autor.

O carregamento com emulsão bombeada é mostrada na figura 60.

Figura 60 - Carregamento com emulsão bombeada.



Fonte: Elaborada pelo autor.

Na figura 61 podemos ver a amarração do desmonte I utilizando sistemas de iniciação não elétrica (linha silenciosa).

Figura 61 – Amarração do Desmonte I.



Fonte: Elaborada pelo autor.

A figura 62 mostra a bancada do acompanhamento de Desmonte I, realizado no dia 19 de Junho de 2015.

Figura 62 - Foto da bancada referente ao Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

A figura 63 mostra o carregamento de explosivos feito por emulsão encartuchada.

Figura 63 - Carregamento Emulsão Encartuchada do Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.

A figura 64 mostra a localização em coordenadas geográficas de um ponto referente a bancada do Desmonte II.

Figura 64 - Coordenada geográfica de um ponto da bancada do Desmonte II.



Fonte: Elaborada pelo autor.