
UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
CURSO DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA METALÚRGICA E DE MINAS

TESE DE DOUTORADO
SIMULAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO DOS DESMONTES DE
ROCHAS POR EXPLOSIVOS

Aluno: Juarez Lopes de Moraes
Orientador: Maria de Fátima Andrade Gripp

Setembro/2004

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
CURSO DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA METALÚRGICA E DE MINAS

Juarez Lopes de Moraes

**SIMULAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO DOS DESMONTES DE ROCHAS POR
EXPLOSIVOS**

Tese de doutorado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais.

Área de Concentração: Lavra de mina

Orientador: Maria de Fátima Andrade Gripp

Belo Horizonte
Escola de Engenharia da UFMG
Setembro/2004

AGRADECIMENTOS

Deixo aqui registrados meus agradecimentos às pessoas e instituições que colaboraram com a realização deste trabalho, em especial:

À Companhia Vale do Rio Doce pelo patrocínio da pesquisa e liberação de dados e recursos para realização deste trabalho.

À Modular Mining Systems, na pessoa de Luiz Steinberg, por acreditar e patrocinar este projeto.

Aos funcionários da área de informática da CVRD: Renato Gomes Costa, coordenador de TI, e Kelsen Bezerra, analista de sistema e programador do SIMBLAST.

Ao professor Cláudio L. Pinto pelo encaminhamento inicial do tema e orientação desta tese de doutorado até a fase de qualificação.

À professora Maria de Fátima Gripp pela aceitação, paciência, esforço e colaboração na orientação desta tese de doutorado.

Ao professor Valdir Costa e Silva pela cessão do laboratório de desmonte do Departamento de Mineração da UFOP para realização do tratamento dos dados de fotoanálise, além da contribuição na indicação de referências bibliográficas sobre o tema.

Ao Eduardo Antônio Silva, aluno da UFOP e bolsista desse projeto, pela realização dos trabalhos de tratamento de imagens no programa de fotoanálise WipFrag.

À minha esposa Roberta Prata Sampaio, pelo apoio, motivação e incentivo constante para que eu pudesse concluir a minha tese de doutorado.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	15
1.1. Província objeto do estudo	16
1.2. Abordagem sistêmica	18
2. OBJETIVOS	25
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	26
3.1. Explosivos	26
3.1.1. Principais propriedades dos explosivos	28
❑ Densidade	28
❑ Velocidade de detonação	28
❑ Energia dos explosivos	31
❑ Balanço de oxigênio	32
❑ Pressão de detonação e pressão do furo	32
3.1.2. Principais tipos de explosivos	33
❑ Dinamites	34
❑ Explosivos tipo ANFO	37
❑ A energia produzida pelo ANFO	38
❑ A estrutura da emulsão	42
❑ A composição das emulsões	42
❑ A energia produzida pelas emulsões	43
❑ A estrutura do ANFO pesado	43
❑ A energia produzida pelo ANFO pesado	44
3.2. Parâmetros do plano de fogo	46
3.2.1. Parâmetros geométricos	46
❑ Diâmetro de perfuração	46
❑ Inclinação dos furos	47
❑ Subperfuração	51
❑ Tampão	51
❑ Malha de perfuração: afastamento e espaçamento	52
3.2.2. Razão de carga	55
3.3. Mecanismos de ruptura da rocha pelos explosivos	56
3.3.1. Conceitos Tradicionais	56
❑ Propagação das ondas de choque	56
❑ Teoria da reflexão das ondas de choque	57
❑ Pressão dos gases	59
❑ Movimento do maciço rochoso	59
3.3.2. Modelos atuais de interação explosivo – maciço rochoso	62
❑ Energia liberada durante a detonação	62
❑ Energia liberada durante a propagação da onda de choque	64
❑ Energia liberada durante a expansão dos gases	64
❑ Energia liberada durante o movimento da rocha (lançamento)	65
3.4. Índice de blastabilidade e o projeto de desmonte	68

3.4.1. As propriedades dos maciços rochosos.....	68
❑ Parâmetros de controle.....	68
❑ Resistência das rochas.....	70
❑ Comportamento mecânico.....	70
❑ Parâmetros de absorção de energia.....	70
❑ Estrutura do maciço rochoso.....	71
❑ Características de cominuição.....	73
3.4.2. Índices de blastabilidade.....	74
❑ Tentativas tradicionais.....	74
❑ Tentativas empíricas.....	75
❑ Comentários.....	80
3.5. Modelos de simulação da fragmentação das rochas por explosivos.....	81
3.5.1. O modelo de fragmentação Kuz-Ram.....	81
❑ Equação de Kuznetsov.....	82
❑ Equação de Rosin-Rammler.....	82
❑ Índice de uniformidade de Cunningham.....	84
❑ Equação de Tidman.....	70
❑ Fator da rocha.....	85
3.5.2. Modelos de fragmentação JKMRC.....	85
3.5.3. O modelo de fragmentação de duas componentes (TCM).....	89
❑ Coeficiente de uniformidade e tamanho médio para os finos e grossos da detonação.....	92
❑ Percentual de finos.....	96
❑ Comentários finais.....	96
4. METODOLOGIA.....	98
4.1. Desenvolvimento do programa de simulação SIMBLAST.....	98
4.1.1. Introdução.....	98
4.1.2. Modelos de fragmentação utilizados.....	99
4.1.3. Aferição do simulador e comparação dos modelos de simulação.....	100
4.2. Sistema de fotoanálise.....	101
4.2.1. O programa WipFrag.....	101
4.2.2. Aquisição e processamento das imagens.....	101
4.2.3. Origens dos erros na fotoanálise.....	104
4.3. Medição da velocidade de detonação dos explosivos utilizados nas minas de Carajás.....	105
4.3.1. Técnica e equipamento utilizado na medição da VOD.....	105
4.3.2. Procedimento operacional para medição de VOD.....	109
4.4. Estudo para a redução da geração de finos nas detonações de hematita dura das minas de minério de ferro de Carajás.....	111
4.4.1. Metodologia para realização do estudo.....	111
❑ Simulação dos planos de fogos no programa CVRDSIMBLAST.....	111
❑ Estabelecimento da seqüência de alterações nos planos de fogo para HD.....	102
4.5. Simulação das detonações da mina de Cobre do Sossego.....	103
5. MANUAL DE OPERAÇÃO DO SIMULADOR.....	114
5.1. O acesso ao programa.....	114

5.2. As principais telas e recursos do simulador.....	116
5.2.1. Tela principal de simulação para o modelo Kuz-Ram	118
5.2.2. Tela principal de simulação para o modelo TCM.....	119
5.2.3. Curvas de simulação e histogramas	122
5.3. Ajustes de curva de fragmentação	122
5.4. Simulação de furos existentes no SYSFOGO	124
6. RESULTADOS E DISCUSSÕES	126
6.1. Velocidade e eficiência da reação dos explosivos	126
6.2. Resultados dos testes de campo com o simulador	130
6.2.1. Desmonte de hematita dura	130
□ Comentários finais	145
6.2.2. Simulação de novos planos de fogo para a detonação de HD	147
6.2.3. Resultados da fotoanálise da detonação de HD.....	152
6.2.4. Avaliação econômica dos planos de fogo para a HD	160
6.3. Resultados da simulação das detonações da mina de cobre de Sossego.....	162
6.3.1. Planos de fogo do estudo de viabilidade	162
6.3.2. Simulação de novos planos de fogo.....	163
6.3.3. Resultados do teste de campo na detonação de granito.....	163
6.4. Proposta de metodologia para malha assimétrica	177
7. CONCLUSÕES	179
8. TEMAS PARA TRABALHOS FUTUROS	182

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1:	Localização das minas de minério de ferro de Carajás.....	17
Figura 1.2:	Localização da mina de cobre de Sossego.....	17
Figura 1.3:	A filosofia “mine-to-mill”	20
Figura 1.4:	Diagrama representando a cadeia de operações unitárias mostrando a transferência de produtos	22
Figura 1.5:	Representação do diagrama do sistema de fragmentação global “mine-to-mill” e os subsistemas mina e planta.....	23
Figura 1.6:	Fluxograma com as principais exigências e restrições dos subsistemas de mineração.....	24
Figura 3.1:	Processo de detonação de um explosivo.....	29
Figura 3.2:	Formação da cabeça de detonação em carga cilíndrica não confinada e iniciada na extremidade.....	29
Figura 3.3:	Matriz típica da emulsão.....	45
Figura 3.4:	Preenchimento dos espaços de ar do ANFO pela emulsão.....	45
Figura 3.5:	Bloco diagrama com os parâmetros geométricos do plano de fogo.....	48
Figura 3.6:	Menor comprimento de tampão para furos de menor diâmetro com conseqüente melhor fragmentação	48
Figura 3.7:	Maior eficiência da energia do explosivo em furos inclinados	50
Figura 3.8:	Afastamento de pé excessivo para furo vertical adjacente à face da bancada	50
Figura 3.9:	Afastamento e espaçamento efetivos para uma malha de perfuração.....	54
Figura 3.10:	Principais tipos de malhas de perfuração	54
Figura 3.11:	Seção transversal da face durante a detonação mostrando a expansão das ondas de choque	58
Figura 3.12:	Propagação de uma onda de choque cilíndrica	58
Figura 3.13:	Teoria da reflexão das ondas de choque.....	60
Figura 3.14:	Interação dos eventos T1 a T4 em bancada típica de pedreira.....	60
Figura 3.15:	Zonas radiais de ruptura.....	61
Figura 3.16:	Energia explosiva liberada durante diferentes fases do desmonte	63
Figura 3.17:	Efeitos da onda de choque no maciço rochoso	66
Figura 3.18:	O processo de fragmentação.....	72
Figura 3.19:	Esquema de blastabilidade de Ashby para as minas de Bougainvill.....	76
Figura 3.20:	Uso do explosivo como uma função do índice de blastabilidade	78

Figura 3.21: Ilustração da direção e mergulho das fraturas com relação à face livre	81
Figura 3.22: Distribuição de tamanho de finos e grossos de ROM	88
Figura 3.23: Modelo de fragmentação TCM	91
Figura 4.1: Visão geral do processamento de imagens no WipFrag.....	103
Figura 4.2: Medição de VOD na mina de minério de ferro de Carajás	106
Figura 4.3: Vista do equipamento de medição de VOD MiniTrap	106
Figura 4.4: Resultado da VOD do ANFO no programa MiniTrap	108
Figura 4.5: Ilustração do procedimento para medição de VOD com o equipamento MiniTrap.....	110
Figura 5.1: Acesso ao simulador através do programa Sysfogo	115
Figura 5.2: Tela para identificação e acesso ao usuário	115
Figura 5.3: Tela principal do Sysfogo mostrando o acesso ao simulador.....	118
Figura 5.4: Tela com as opções de simulação.....	118
Figura 5.5: Tela principal do programa CVRDSIMBLAST para o modelo Kuz-Ram.....	121
Figura 5.6: Tela principal do programa CVRDSIMBLAST para o modelo TCM.....	121
Figura 5.7: Recurso de comparação de até 04 curvas granulométricas, simultâneas	123
Figura 5.8: Histograma comparando a granulometria de 04 curvas simuladas.....	123
Figura 5.9: Inserção de ponto ótima de fragmentação.....	125
Figura 5.10: Simulação de um furo gerado pelo programa Sysfogo	125
Figura 6.1: Análise da VOD média no programa MiniTrap.....	127
Figura 6.2: Vista da frente de lavra do teste na HD	132
Figura 6.3: Detalhe da estrutura do maciço rochoso da frente de HD.....	132
Figura 6.4: Mapa litologia da área do fogo 566/02 com a presença de HM e HD	135
Figura 6.5: Resultado da simulação da detonação na HD, mostrando a curva granulométrica gerada no SIMBLAST para o modelo Kuz-Ram	140
Figura 6.6: Resultado da simulação da detonação na HD, mostrando a curva granulométrica gerada no SIMBLAST para o modelo TCM	140
Figura 6.7: Comparação das curvas TCM e Kuz-Ram geradas pelo SIMBLAST para a detonação da HD.....	141
Figura 6.8: Resultado da simulação da detonação na HM, mostrando a curva granulométrica gerada no SIMBLAST para o modelo Kuz-Ram	143

Figura 6.9: Resultado da simulação da detonação na HM, mostrando a curva granulométrica gerada no SIMBLAST para o modelo TCM	143
Figura 6.10: Comparação das curvas TCM e Kuz-Ram geradas pelo SIMBLAST para a detonação da HM	144
Figura 6.11: Curvas simuladas considerando HD e HM no desmonte	146
Figura 6.12: Curvas granulométricas simuladas para os quatro planos de fogo na HD.....	148
Figura 6.13: Histograma comparando a granulometria dos quatro planos de fogo Avaliados	149
Figura 6.14: Arquivo com a rede de contornos gerado no programa WipFrag.....	153
Figura 6.15: Arquivo com a determinação da quantidade e tamanho de blocos.....	154
Figura 6.16: Saída final do WipFrag com a curva de distribuição de tamanho acumulada.....	155
Figura 6.17: Rede de contorno com erro na delimitação de blocos e com alguns regiões de não detecção dos finos.....	157
Figura 6.18: Rede de contorno ilustrando a não detecção dos finos da pilha desmontada.....	158
Figura 6.19: Rede de contorno com a presença de áreas sombreadas, causando a não detecção dos fragmentos de rocha.....	159
Figura 6.20: Classificação geotécnica típica do maciço rochoso da mina de cobre de Sossego150	
Figura 6.21: Simulação do plano de fogo do estudo de viabilidade para o minério.....	167
Figura 6.22: Simulação do plano de fogo do estudo de viabilidade para o estéril.....	168
Figura 6.23: Resultado da simulação do novo plano de fogo para o minério	169
Figura 6.24: Resultado da simulação do novo plano de fogo para o estéril	170
Figura 6.25: Curva granulométrica simulada com o modelo TCM para o desmonte de Granito da mina do Sossego	173
Figura 6.26: Rede de contorno gerada pelo programa WipFrag para a pilha detonada do granito	174
Figura 6.27: Curva granulométrica gerada pelo programa WipFrag para a pilha detonada de granito.....	175
Figura 6.28: Comparação da curva simulada com a curva granulométrica determinada pelo WipFrag	176
Figura 6.29: Modelo proposto para a aplicação do conceito de malha assimétrica.....	178

LISTA DE TABELAS

Tabela III.1:	Especificações para “prills” porosos de nitrato de amônio.....	38
Tabela III.2:	Calor de formação dos componentes do ANFO.....	40
Tabela III.3:	O efeito da variação do óleo na energia do ANFO ($d=0,85\text{g/cm}^3$).....	41
Tabela III.4:	Calculo da energia estimada na frente de detonação x diâmetro da carga para o ANFO.....	41
Tabela III.5:	Energia produzida pelas diferentes emulsões	43
Tabela III.6:	Propriedades teóricas do ANFO pesado com vários percentuais de emulsão	44
Tabela III.7:	Parâmetros da classificação do índice de blastabilidade de Lilly.....	78
Tabela III.8:	Classificação do fator da rocha	79
Tabela IV.1:	Formulação matemática dos modelos Kuz-Ram e TCM.....	99
Tabela VI.1:	Especificação técnica do nitrato de amônio poroso da Ultrafértil utilizado na fabricação do ANFO	127
Tabela VI.2:	Resultados da medição de VOD por diâmetro de perfuração.....	128
Tabela VI.3:	Eficiência de reação dos explosivos fabricados em Carajás.....	129
Tabela VI.4:	Resultados do ensaio de compressão uniaxial das amostras de HD da mina de N5E	131
Tabela VI.5:	Determinação do fator da rocha da área do teste na HD.....	133
Tabela VI.6:	Energia específica de perfuração calculada pelo Sysfogo para o fogo 566/02	136
Tabela VI.7:	Fator da rocha modificado para o fogo 566/02	137
Tabela VI.8:	Plano de fogo utilizado no teste da HD.....	139
Tabela VI.9:	Fator da rocha para a HM	142
Tabela VI.10:	Planos de fogo simulados para o desmonte de HD	148
Tabela VI.11:	Avaliação econômica dos planos de fogo para a detonação de HD.....	160
Tabela VI.12:	Planos de fogo do estudo de viabilidade para o minério e estéril	162
Tabela VI.13:	Fragmentação desejada para o minério e estéril.....	163
Tabela VI.14:	Fator da rocha para o minério (brecha sulfetada)	165
Tabela VI.15:	Fator da rocha para o estéril (granito)	165
Tabela VI.16:	Planos de fogo simulados para o minério e estéril.....	166
Tabela VI.17:	Plano de fogo utilizado na detonação de granito.....	171

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 Managment 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

P_d – Pressão de detonação

P_e – 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
 S_e – Energia específica de perfuração
SN – Sodium Nitrate
T – Tampão
t – Tempo
TCM – Two Components Model
TNT - Tri- Nitro-Tolueno
 T_o – Resistência à Tração
 T_p – Taxa de penetração
U.S.B.M - United States Bureau of Mines
UCS – Uniaxial Compression Strength
V – Velocidade
VOD – Velocidade da Onda de Detonação

RESUMO

Esta tese de doutorado apresenta uma revisão bibliográfica dos fundamentos para simulação da fragmentação dos desmontes por explosivos. Com base nesta revisão foi desenvolvido um modelo de simulação a partir dos modelos Kuz-Ram e TCM – Two Components Model. Este modelo deu origem a um programa de computador denominado SIMBLAST desenvolvido em linguagem Visual Basic, em parceria com a Companhia Vale do Rio Doce. Os dados para teste deste programa foram levantados nas minas de minério de ferro e de cobre de Carajás, localizadas no sul do Estado do Pará. O simulador foi testado nas detonações de hematita dura (HD) com a finalidade de redução da geração de finos. No cobre, a simulação foi utilizada para determinação de planos de fogo visando a adequação da fragmentação à alimentação da britagem primária. O levantamento da granulometria dos desmontes foi realizado através da fotoanálise. Para se ter maior confiabilidade nos dados de entrada da simulação foram realizados os seguintes trabalhos de campo e de laboratório: medição da VOD dos explosivos, ensaios de resistência à compressão uniaxial das rochas, cálculo da energia específica de perfuração e classificação do maciço rochoso. A análise dos dados mostrou que para o desmonte de hematita dura deve-se reduzir os atuais diâmetros de perfuração de 12 ¼ ” e 10” para um diâmetro de 6 ½” e substituir o explosivo tipo “heavy” ANFO (blendado) por ANFO. Estas alterações no plano de fogo reduzem a geração de finos (< 50mm) na detonação de hematita dura. Com o objetivo de validação do programa de simulação foi realizado um teste na detonação de granito da mina de cobre de Sossego. Para esta detonação foi comparada a curva simulada com a curva determinada pela fotoanálise. O resultado demonstrou uma boa aderência entre as curvas.

ABSTRACT

This doctoral thesis presents a literature review of fundamentals in blasting fragmentation simulation. Based on this review, a simulation model was developed, using the models: Kuz-Ram and the TCM (Two Components Model). This model originated a computer program named SIMBLAST, developed in a partnership with CVRD (Companhia Vale do Rio Doce). The data to test this program were obtained at Carajás iron and copper mines, located in the south of Pará state. The simulator was tested in hard hematite blasting, aiming at the reduction of fines generation. At the copper mine, the simulation was used to determine the blast design parameters, adequating the fragmentation to the primary crushing requirements. The blasted particles sizes were measured by photo analysis. To have a higher reliability in the simulation input data, the following tasks were performed at the mine and labs: measuring the explosives VOD, uniaxial compression strength tests, calculation of drilling specific energy and rock mass classification. The analysis of the results showed that for hard hematite blasting, the 12 ¼" diameter blasthole, currently used, must be reduced to 6 ½" diameter, and ANFO explosive must be used instead of the heavy ANFO. These changes in the blast design reduce fines generation in hard hematite blasting. With the objective of validating the simulation program, a test was performed with granite blasting at Sossego copper mine. For this blasting, the simulated curve was compared with the curve obtained by photo analysis. The results showed a good adherence between both curves.

CAPÍTULO 1 – INTRODUÇÃO

A utilização da computação e da automação para o controle dos processos produtivos é uma realidade da indústria brasileira e mundial. Estas ferramentas contribuem para a melhoria da qualidade dos produtos e para o aumento da competitividade das empresas, permitindo a elaboração de produtos de melhor qualidade ao menor custo.

A indústria mineral não poderia fugir desta tendência. A partir da década de 80, a automação e a computação passaram a ser utilizadas com mais frequência na mineração. Como exemplos, pode-se citar os aplicativos para o planejamento de lavra e avaliação de reservas, sistemas de controle das usinas de tratamento de minérios e os sistemas de despacho eletrônico para caminhões. Para o controle do processo de perfuração destacam-se os sistemas de monitoramento, por sensores, da perfuratriz e o sistema de navegação por GPS – Global Positioning Systems. Essas tecnologias chegaram ao Brasil recentemente e ainda carecem de um melhor aproveitamento dos seus potenciais pelas mineradoras.

Porém, para se obter o máximo retorno destas novas tecnologias, as empresas brasileiras devem investir na formação e na melhoria dos recursos humanos. O diferencial entre as empresas não será mais o nível tecnológico, pois este estará ao alcance financeiro das grandes empresas, e sim, os recursos humanos. As empresas devem buscar a excelência na formação destes recursos, e assim, garantir a excelência dos seus produtos e serviços para se manterem competitivas no mercado.

Esta tese de doutorado discute novas tecnologias aplicadas ao desmonte de rochas por explosivos, visando um melhor aproveitamento desses recursos pela indústria mineral brasileira. O enfoque do trabalho é a utilização da simulação da fragmentação dos desmontes de rochas por explosivos.

1.1. PROVÍNCIA OBJETO DO ESTUDO

Os dados para a tese foram levantados nas minas de minério de ferro e cobre de Carajás, de propriedade da Companhia Vale do Rio Doce. Estas minas empregam no seu processo produtivo um bom nível de tecnologia de lavra. Entre as tecnologias disponíveis em Carajás, destacam-se: despacho eletrônico com sistema de GPS de alta precisão, sistema de navegação de perfuratriz por GPS, sistema de monitoramento de perfuratriz por sensores e sistema para cálculo do plano de fogo.

A província mineral de Carajás está situada no sul do Pará, nas cidades de Parauapebas e Canaã dos Carajás. A produção de minério de ferro iniciou-se em 1985 com abertura da mina de N4E, na escala de produção de 15 MTPA – milhões de toneladas por ano de produto. Hoje, já são 05 cavas em produção: N4E, N4W-C, N4W-N, N5-C e N5E, com uma produção total de 58 MTPA de produto. A mina de N5E, um dos locais da coleta dos dados, foi aberta em 1998 devido principalmente a reserva de hematita dura ali presente. Já a mina de cobre de Sossego, projeto recém instalado pela CVRD, iniciou a operação da mina em setembro de 2003 e a sua produção de concentrado de cobre em março de 2004. Quando atingir sua escala de produção nominal, esta mina movimentará um total de 100 MTPA de material com uma produção de 0,450 t/ano de concentrado de cobre.

As figuras 1.1 e 1.2 mostram a localização das minas de Carajás, destacando-se as cavas de N4E, N4W e N5E (ferro) e a mina de cobre de Sossego.

Atualmente, estas minas movimentam mais de 100 MTPA de material, sendo, portanto, uma das maiores operações mineiras do Brasil. Deste total, aproximadamente 70%, ou seja, mais de 70 MTPA são desmontadas por explosivos, sendo, sem dúvida a maior operação de desmonte de rochas do país.

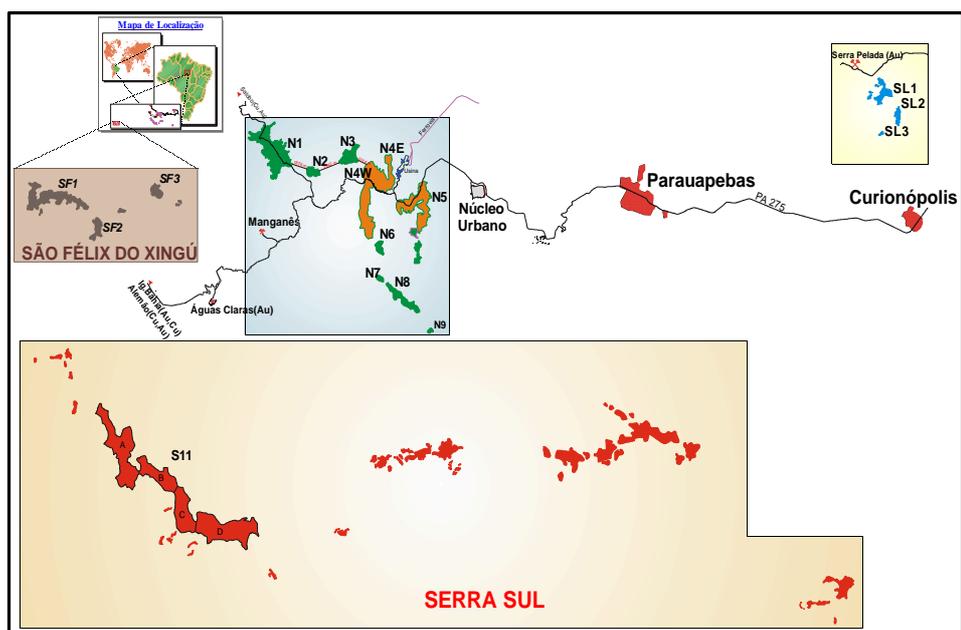


Figura 1.1: Localização das minas de minério de ferro de Carajás

Fonte: CVRD Up Data, 2001.

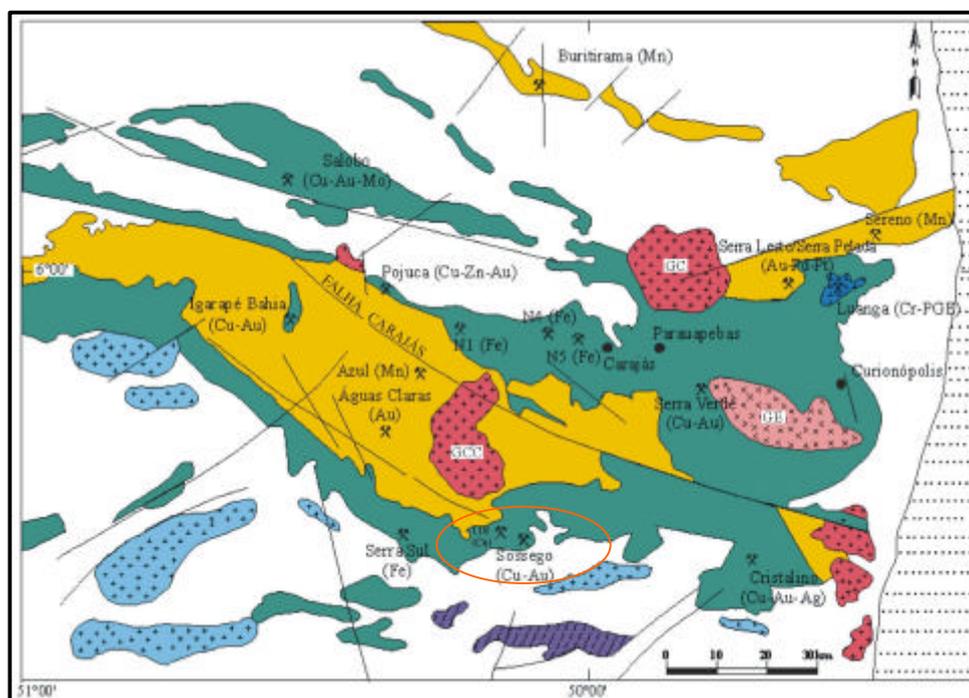


Figura 1.2: Localização da mina de cobre de Sossego

Fonte: CVRD Up Data, 2003.

1.2. ABORDAGEM SISTÊMICA

A avaliação global do sistema produtivo pode resultar em melhorias de custo, produtividade e qualidade do produto, que dificilmente seriam alcançadas caso o sistema fosse examinado com uma visão fragmentada dos processos.

O sistema a ser estudado pode ser um grupo de pessoas, máquinas ou outros elementos, que trabalham juntos para fazer um determinado serviço ou atingir um determinado objetivo. Quando os componentes ou sub-sistemas interagem, é possível alcançar o mesmo nível final de desempenho por vários caminhos diferentes. Uma vez definido o sistema, sub-sistemas e as metas, as várias possibilidades para se alcançar o resultado final desejado podem ser estudadas. Estes estudos, chamados “trade off studies”, mostram como se pode alcançar o resultado final de um sistema da maneira mais econômica (Hustrulid, 1999).

Quando estudamos um sistema, verificamos que uma melhoria de um dado sub-sistema pode ter como consequência uma queda nos resultados em algum outro ponto ao longo da cadeia produtiva. As operações de mineração e processamento envolvem uma variedade de etapas, cada uma com seus atributos e requerimentos próprios para aumentar a sua eficiência. As condições para melhorar uma destas etapas podem ser contra-produtivas levando a queda no desempenho de uma outra etapa. O objetivo deve ser, por esta razão, garantir as condições de cada etapa que assegurem a *otimização global* (JKMRC, 2000).

O desmonte de rochas por explosivos dentro da cadeia produtiva da mineração deve receber uma abordagem sistêmica. O resultado do desmonte, principalmente o grau de fragmentação, afeta diretamente os processos subsequentes: carregamento, transporte, britagem e moagem. Esta abordagem deve ser aplicada ao sistema de fragmentação de rocha para o complexo mina-usina, “mine-to-mill”. A meta estabelecida será a obtenção de uma fragmentação preestabelecida com um custo mínimo.

O grande número de etapas nas operações de lavra e processamento e ainda a complexidade e as inter-relações entre etapas, tornam os processos de tentativa e

erro difíceis e caros. A modelagem e a simulação oferecem uma alternativa para obtenção de resultados e para se chegar à *otimização global*.

Inicialmente, as etapas das operações de lavra e processamento devem ser identificadas e, posteriormente, devem ser modeladas e simuladas. Um esquema básico é apresentado a seguir:

- determinação das propriedades do maciço rochoso;
- modelagem e simulação do desempenho de cada etapa;
- simulação das condições para alcançar a *otimização global*;
- implementação de uma estratégia para alcançar a *otimização global*;
- determinação das propriedades do maciço rochoso em tempo real e medições “on-line” das propriedades do minério ao longo dos vários processos.

O JKMRC - Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, da Universidade de Queensland, na Austrália, desenvolveu um esquema com as principais etapas de um algoritmo que reflete o conceito de abordagem sistêmica, através do controle global de todas as etapas relevantes. Este esquema é mostrado na figura 1.3 (JKMRC, 2000). As áreas chave envolvidas na abordagem sistêmica mina-usina, “mine-to-mill”, são: modelagem da fragmentação por explosivos, medidas on-line da distribuição de tamanho ao longo dos processos e modelagem da moagem SAG (Semi-Autogenous Grinding). Esta abordagem conduziu ao desenvolvimento de modelos de fragmentação da detonação que são capazes de prever a distribuição dos finos (-50mm) do ROM (“run of mine”) e sua correlação com o plano de fogo e tipo de explosivo. A experiência do JKMRC mostrou que a quantidade de finos no ROM tem uma influência significativa nos estágios subsequentes de cominuição e pode ser modificada por mudanças no plano de fogo, melhorando o desempenho do circuito de cominuição (JKMRC, 2000). O conceito de fragmentação mina-usina pode aumentar a receita da mineração por meio do aumento da relação entre granulado e finos de uma mina de minério de ferro, do aumento da taxa de produção de uma moagem SAG ou uma nova distribuição de tamanho de uma pilha de lixiviação, melhorando a recuperação dos minerais econômicos.

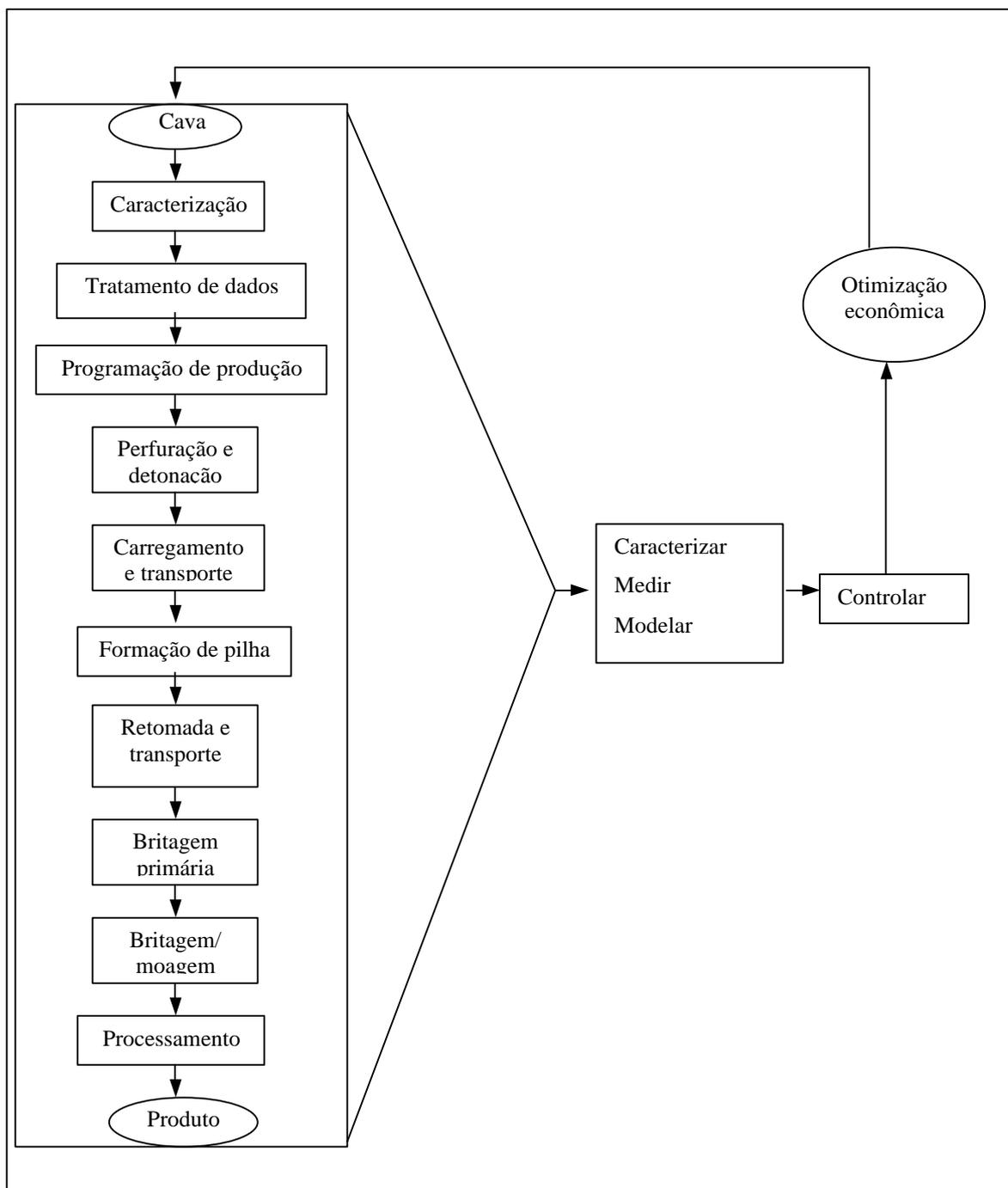


Figura 1.3: A filosofia "mine-to-mill". JKMRRC, 2000.

Hustrulid (1999) explica o conceito de sistema de fragmentação mina-usina. As principais operações unitárias da lavra são, como mostrado na figura 1.4, perfuração e detonação, carregamento, transporte e britagem primária. Cada etapa de operação gera um produto distinto. A figura 1.5 apresenta uma visão global do sistema de fragmentação “mine-to-mill”, com os sub-sistemas mina e planta. Frequentemente, os sub-sistemas de fragmentação da mina e usina são tratados separadamente e isto é indicado pelas linhas pontilhadas da figura 1.5. O sub-sistema planta consiste na britagem secundária e moagem.

Na abordagem sistêmica é necessária uma visão global. O processo de fragmentação global parte do maciço rochoso e envolve uma seqüência de operações, em alguns casos chegando numa granulometria muito fina, por exemplo, de -325 mesh, quando a liberação necessária para o processo de concentração ocorre nesta faixa de tamanho. A questão chave é decidir onde no sistema os diferentes estágios de redução de tamanho deverão ocorrer, considerando que cada estágio de redução é acompanhado por um consumo específico de energia (energia por unidade de volume ou área de rocha) e possui diferentes eficiências de quebra (Hustrulid, 1999).

A figura 1.6 mostra os diferentes requerimentos e restrições para cada sub-sistema de mineração e processamento. Para atender a estas diferentes exigências e restrições, cada subsistema deve operar para obter uma faixa granulométrica apropriada. O projeto de engenharia de detonação deve respeitar uma série de restrições. Com relação ao meio ambiente interno os danos aos taludes devem ser minimizados. No meio ambiente externo as restrições são relativas ao ultralancamento, ruído, sobrepressão acústica e vibração do solo. Para a eficiência dos sub-sistemas carregamento e transporte deve-se procurar uma boa fragmentação do material e uma forma de pilha detonada condizente com o tipo e porte dos equipamentos; este conjunto de características determina uma maior ou menor escavabilidade. A fragmentação para se obter alta produtividade do processo de britagem primária deve levar em consideração as características (tamanho e tipo) do britador primário. No geral, os fabricantes fornecem alguns pontos da curva granulométrica para a alimentação, como por o exemplo, o tamanho do X_{80} (tamanho onde 80% do material é passante) e o tamanho máximo.

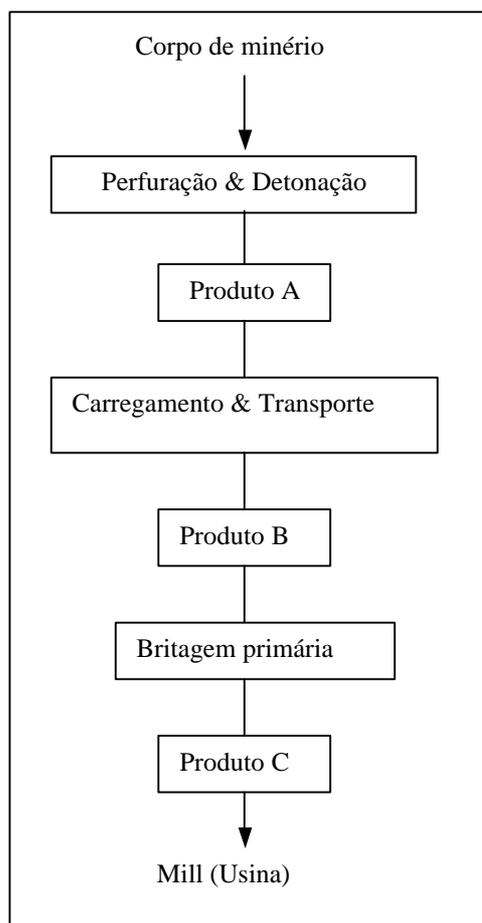


Figura 1.4: Diagrama representando a cadeia de operações unitárias mostrando a transferência de produtos. Hustrulid, 1999.

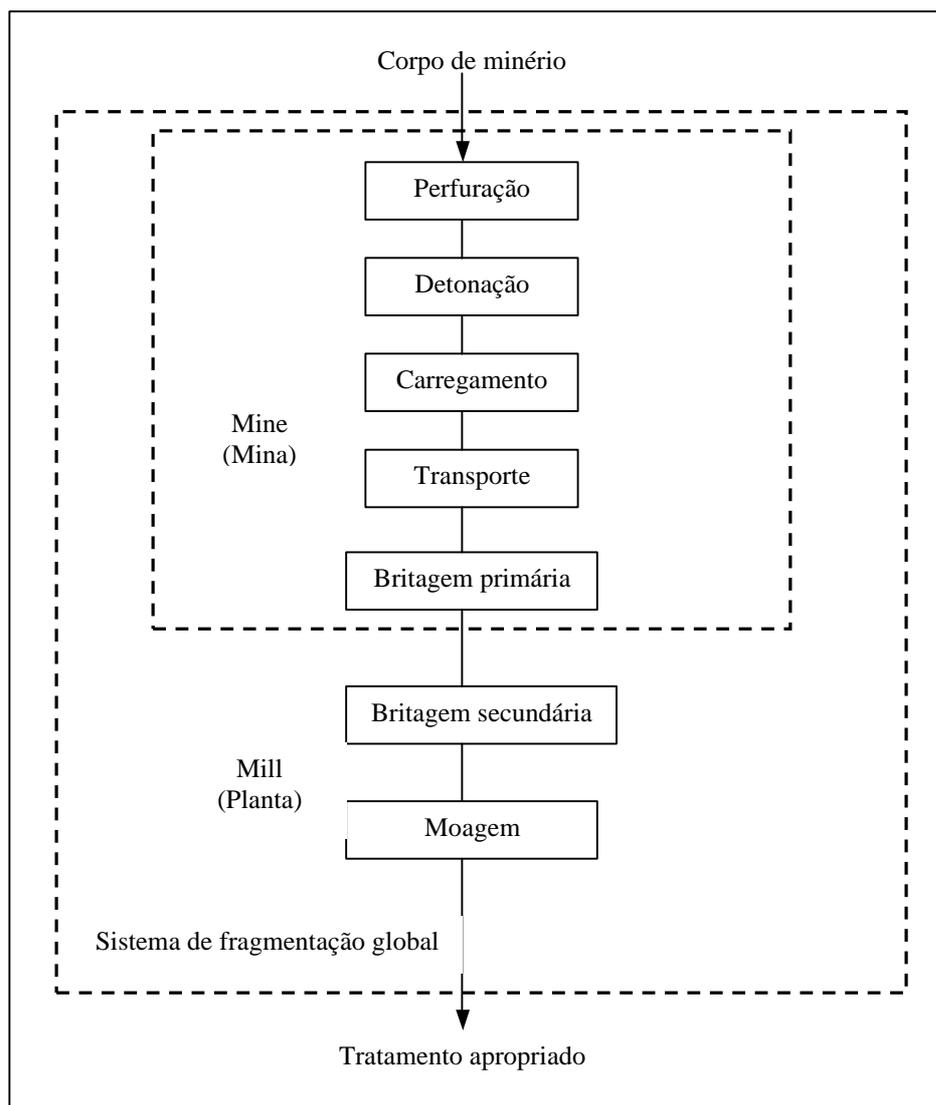


Figura 1.5: Representação do diagrama do sistema de fragmentação global “mine-to-mill” e os sub-sistemas mina e planta. Hustrulid, 1999.

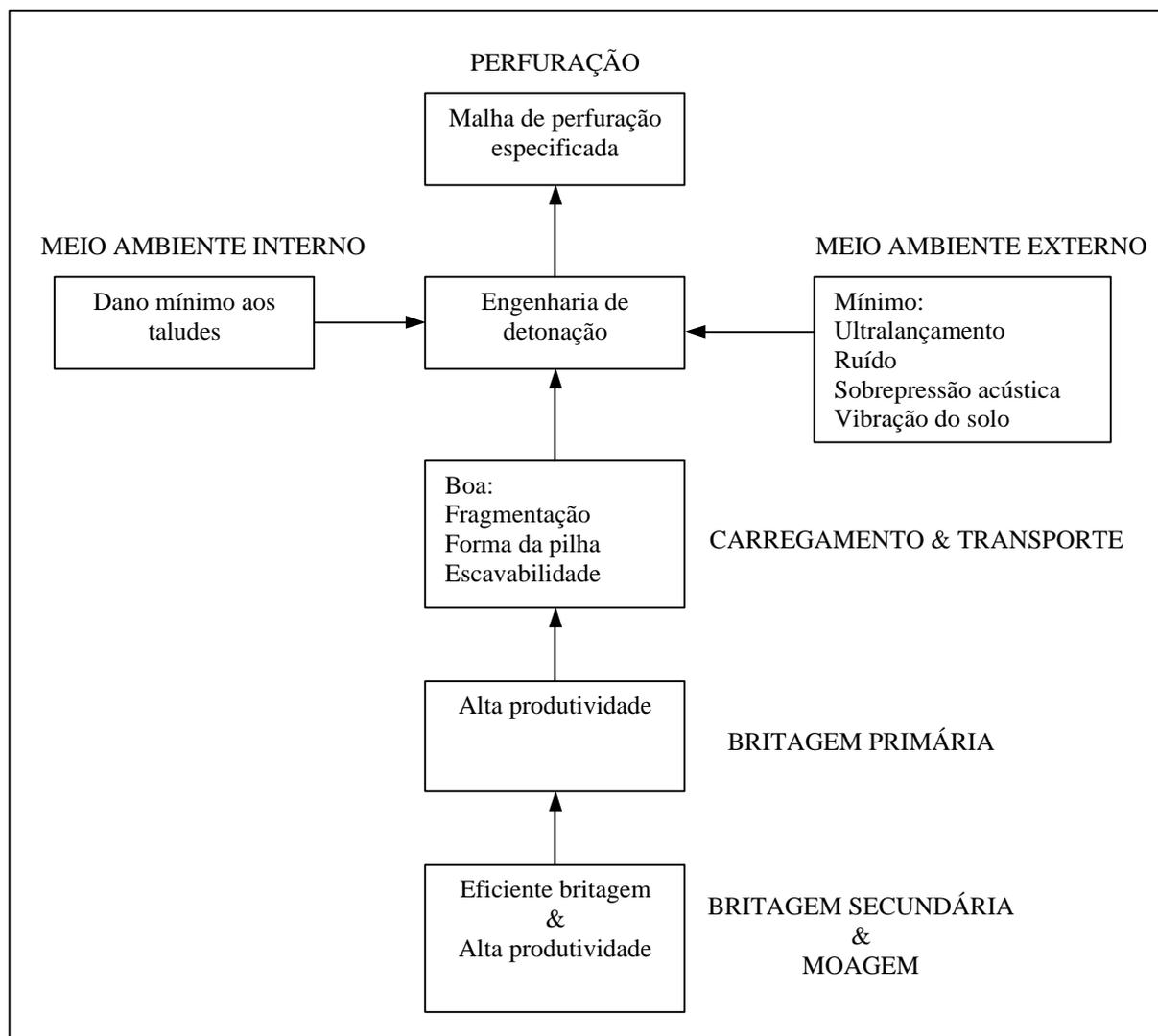


Figura 1.6: Fluxograma com as principais exigências e restrições dos subsistemas de mineração. Hustrulid, 1998.

CAPÍTULO 2 - OBJETIVOS

O objetivo principal desta tese de doutorado foi o estudo dos modelos de fragmentação do desmonte de rochas por explosivos e o desenvolvimento, em parceria com a Companhia Vale do Rio Doce, de um programa de computador para simulação da fragmentação e cálculo da curva granulométrica para desmonte em mina a céu aberto. Para isto foi realizada uma revisão bibliográfica detalhada do tema.

Como objetivo complementar foram estudados planos de fogo para a redução de finos nos desmontes de hematita dura (HD). Este minério é responsável pela produção do produto denominado granulado, que tem maior valor de mercado que o “sinter feed”. As reservas de hematita dura são limitadas e, além disso, estudos realizados em Carajás mostraram que praticamente 50% deste minério se degrada ao longo do processo produtivo, perdendo a sua capacidade de produção de granulado. A simulação foi utilizada com a finalidade de buscar parâmetros do plano de fogo que reduzissem a geração de finos nas detonações deste minério. Com isso, espera-se um aumento na produção de granulado e um retorno econômico. Numa segunda etapa, o programa foi testado nas primeiras detonações da mina de cobre de Sossego com a finalidade de definição dos planos de fogo visando a adequação da fragmentação para a alimentação da britagem primária.

Com o objetivo de aprimorar o modelo de simulação proposto foi realizada uma série de ensaios e levantamento de dados, como: mapeamento de frente de lavra, ensaios de laboratório para determinação da resistência à compressão uniaxial das rochas e módulo de Young, cálculo da energia específica de perfuração e medição da velocidade de detonação dos explosivos.

CAPÍTULO 3 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

A simulação da fragmentação dos desmontes de rochas 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. Baseado nisto, a revisão bibliográfica dessa tese discute e analisa estes temas.

3.1. EXPLOSIVOS

Na fragmentação de materiais da terra por explosivos químicos é importante para o engenheiro de minas entender a fonte de energia. Alta energia dos explosivos é desenvolvida por reações químicas que são iniciadas por uma onda de choque no explosivo (Clark, 1980).

Um entendimento da detonação dos explosivos requer um conhecimento das ondas de choque e da termoquímica envolvida. Os primeiros explosivos usados foram compostos primariamente de átomos de carbono (C), hidrogênio (H), oxigênio (O) e nitrogênio (N) e alguns com pequenas adições de elementos metálicos (Clark, 1980).

“Explosivos são substâncias ou misturas, em qualquer estado, que quando submetidas a uma causa térmica ou mecânica suficientemente energética (calor, atrito, impacto etc.), se transformam total ou parcialmente em gases, liberando uma grande quantidade de energia num intervalo de tempo muito curto, gerando altas pressões e temperaturas” (Crosby, 1998).

A taxa de reação depende do tipo de explosivo. Quando a liberação é rápida (a velocidade de detonação é mais rápida que a velocidade do som na substância) a detonação ocorre. Quando a velocidade de reação é menor que a velocidade do som na substância, a reação é denominada deflagração. As detonações são caracterizadas por altas taxas de reação (1.000 a 10.000 m/s) e altas pressões, de 200 GPa ou 200.000 atm (Crosby, 1998).

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.

Nitroglicerina (NG) e nitrocelulose (NC) 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 nitroglicerininas 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.

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.

A reação química de um explosivo é do tipo redução/oxidação (“redox”), que acontece num intervalo de tempo muito curto. O explosivo é composto pela mistura de um agente oxidante e um combustível. O agente detonante mais comum usado hoje na mineração é a combinação de nitrato de amônio (“amônio nitrate” - AN) e óleo diesel (“fuel oil” – FO). Esta mistura é chamada de ANFO. A reação química para o processo é dada abaixo:



Neste caso, o AN é o oxidante (ele contém o oxigênio) e o óleo diesel é o combustível. O óleo diesel é oxidado e o nitrato de amônio é reduzido, em um curto intervalo de tempo (Hustrulid, 1999).

Por causa da grande afinidade do AN com a água (hidroscópico), esforços foram feitos para desenvolver explosivos à base de AN 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.

3.1.1. PRINCIPAIS PROPRIEDADES DOS EXPLOSIVOS

Algumas das propriedades dos explosivos importantes no desmonte de rochas são: densidade, velocidade de detonação, temperatura e pressão de detonação e energia disponível. Estas propriedades são importantes na avaliação e na escolha dos explosivos para as suas diversas aplicações.

□ Densidade

É definida como o peso específico do explosivo e é a relação entre a massa e o volume dessa massa, medida em g/cm^3 . A densidade dos explosivos comerciais varia de 0,60 a 1,45 g/cm^3 e é determinada por sua composição, tamanho de grão e a densidade dos componentes (Clark, 1980).

□ Velocidade de Detonação

A velocidade de detonação (VOD) de um explosivo é a velocidade na qual a reação se propaga através do explosivo, e em desmonte, isto significa ao longo da coluna de explosivo no furo. Cada tipo de explosivo tem sua própria velocidade de detonação, que depende dos seus componentes químicos, densidade, confinamento e diâmetro da carga.

As figuras 3.1 e 3.2. ilustram a seqüência de eventos que ocorrem quando uma carga explosiva cilíndrica é iniciada. Com uma iniciação adequada, a onda de detonação viaja para fora do iniciador e ao longo da carga. Este modelo é denominado modelo da cabeça de detonação. Gases, sob altas pressões, expandem-se atrás do iniciador gerando uma onda que viaja ao longo da carga de explosivo. Esta onda sempre fica atrás da frente de detonação, pois sua velocidade é mais baixa, em torno de 5/8 da velocidade da frente de detonação. A frente de detonação e o anel da onda liberada definem uma região denominada cabeça da detonação (Crosby, op.cit.).



Figura 3.1. Processo de detonação de um explosivo. Atlas Powder Company, 1887.

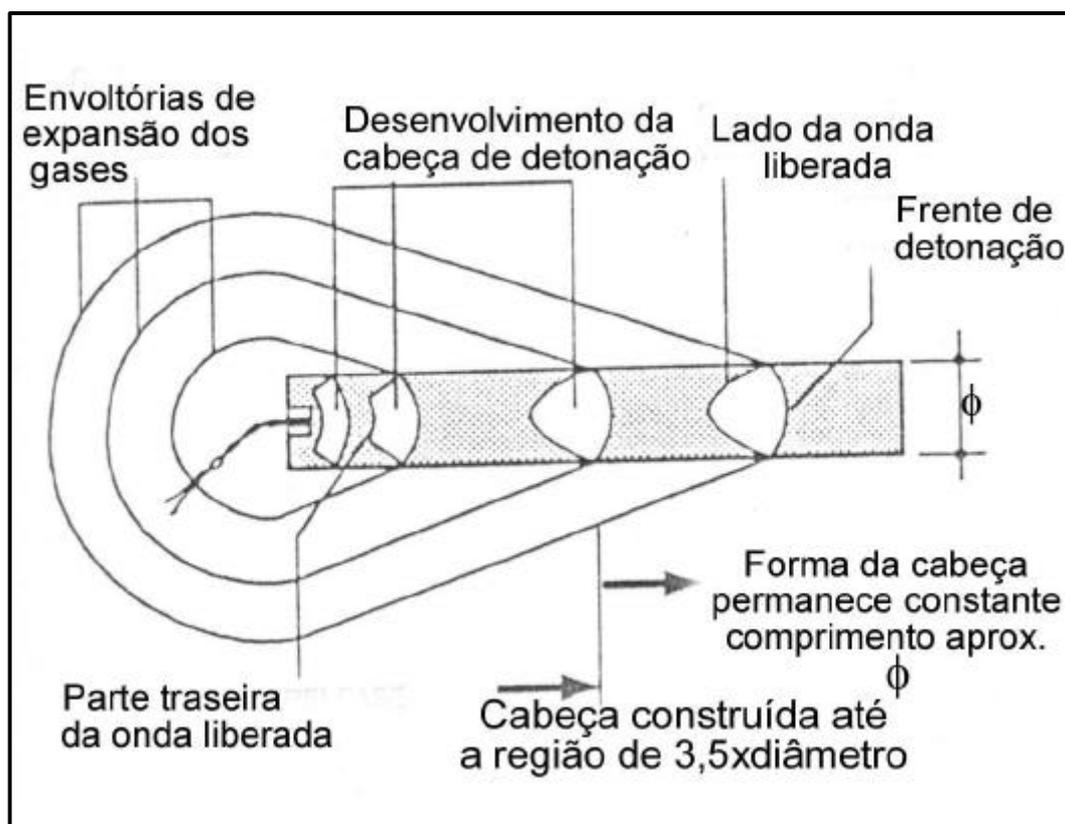


Figura 3.2. Formação da cabeça de detonação em carga cilíndrica não-confinada e iniciada na extremidade. Crosby, 1988.

A velocidade de detonação de um explosivo depende de (Crosby, op.cit.):

- composição química do explosivo;
- diâmetro da carga explosiva;
- confinamento e diâmetro das partículas do explosivo;
- grau de homogeneização da mistura;
- densidade do explosivo;
- umidade do explosivo;
- temperatura do explosivo;
- tipo e gramatura (massa) da iniciação.

A VOD controla a taxa em que a energia do explosivo é liberada e, por conseqüência, a proporção da energia de choque em relação às parcelas que compõem a energia total. Um explosivo com uma VOD relativamente baixa libera sua energia total com uma taxa mais lenta e uma proporção maior da energia total, normalmente, está em forma de pressão de gás. Já um explosivo de alta velocidade é considerado de alta energia de choque ou brisância. Quanto mais alta a VOD, maior é a capacidade do explosivo de quebrar a rocha (Cameron & Hagan, 1996).

A VOD medida em uma coluna explosiva também fornece uma indicação de quanto o explosivo reage quimicamente durante a detonação. Isto é obtido pela comparação do valor medido com a VOD teórica da carga explosiva. De acordo com Bauer e Cook (1961), Cook (1974) e Bauer et al. (1984) a fração volumétrica do explosivo que reage na frente de detonação é definida pela relação:

$$N = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n} \right)^2 \quad (3.1)$$

onde: N é a fração volumétrica do explosivo que reage durante a detonação; VOD_e e VOD_n representam a velocidade de detonação efetiva do explosivo, ou seja, VOD medida (m/s) e a velocidade nominal ou VOD termo-hidrodinâmica teórica (m/s), respectivamente.

A VOD efetiva dos explosivos não atinge o valor termo-hidrodinâmico teórico porque, normalmente, os explosivos comerciais não são explosivos ideais.

□ Energia dos explosivos

A energia liberada pelos explosivos após a detonação encontra-se, inicialmente, armazenada como energia química. A utilização desta energia é controlada pelas leis de conservação de energia e massa. No processo de detonação nem toda energia dos explosivos é disponibilizada para a realização de trabalho útil (Hustrulid, 1999). Em desmonte de rochas, a energia dos explosivos é utilizada em:

- criação de novas fraturas;
- extensão de fraturas existentes;
- deslocamento da massa rochosa e movimento do centro de gravidade;
- efeitos indesejáveis como ultralancamento, vibração do solo, sobrepressão atmosférica, ruído e calor.

A divisão da energia nestas diferentes categorias depende:

- do explosivo;
- das propriedades do maciço rochoso;
- da geometria do desmonte.

A energia dos explosivos, segundo Scott et. al. (1996), é expressa em termos de massa ou volume e é definida como se segue:

- energia absoluta por massa (“Absolute Weight Strenght”, AWS): é a medida da quantia absoluta de energia disponível em cada unidade de massa do explosivo. Geralmente, é expressa em cal/g. Ex.: AWS do ANFO = 900 cal/g (energia termoquímica).
- energia absoluta por volume (“Absolute Bulk Strenght”, ABS): é a quantia absoluta de energia disponível por unidade de volume de explosivo. É geralmente expressa em cal/cm³. Pode ser calculada pela multiplicação da AWS pela densidade do explosivo. Ex.: ABS do ANFO (d= 0,85 g/cm³) = 900 x 0,85 = 765 cal/cm³.
- energia relativa por massa (“Relative Weight Strenght”, RWS): é a medida da energia disponível por unidade de massa de um explosivo, comparada a um explosivo padrão. Para aplicações comerciais, o explosivo padrão é normalmente o ANFO (d = 0,85 g/cm³), enquanto que para os explosivos militares, é o tri- nitro- tolueno (TNT). A RWS é calculada pela divisão do AWS do explosivo pela AWS do explosivo padrão, multiplicando o resultado por 100.

$$RWS = (AWS \text{ do explosivo} / AWS \text{ do ANFO}) \times 100$$

- energia relativa por volume (“Relative Bulk Strength”, RBS): é definida como a energia contida em uma unidade de volume de explosivo, comparada a um igual volume de um explosivo padrão (ANFO ou TNT). A RBS pode ser calculada pela razão entre a RWS do explosivo e do ANFO multiplicada pela correspondente razão das densidades.

$$RBS = (RWS \text{ do explosivo}) \times (d \text{ explosivo} / d \text{ explosivo padrão})$$

É conveniente usar o desempenho do ANFO como base de comparação com outros explosivos por ser amplamente usado, simples de fazer e com um desempenho consistente (Scott et. al., 1996).

□ Balanço de oxigênio

O balanço de oxigênio é definido como a concentração de oxigênio suficiente para oxidar completamente todos os combustíveis de uma mistura (óleo diesel, serragem, carvão, palha de arroz etc.) presentes na reação. Enquanto o excesso de oxigênio permite a reação com o nitrogênio da mistura para formação de NO e NO₂, a sua falta possibilita a geração de CO. Além de altamente tóxicos para o ser humano, esses gases reduzem a temperatura da reação e, conseqüentemente, diminuem o potencial energético e a eficiência do explosivo.

Teoricamente, os gases produzidos na detonação com balanço zero de oxigênio são: CO₂, H₂O e N₂. Na realidade pequenas quantidades de NO, CO, NH₂ e outros gases são produzidos. Se a quantidade de oxigênio no explosivo é maior que a requerida para a formação dos produtos, o explosivo tem um balanço de oxigênio “positivo”. Por outro lado, se não há oxigênio suficiente para completar a reação, o explosivo possui um balanço de oxigênio “negativo”. Nos explosivos comerciais, o balanço de oxigênio deve ser o mais próximo de zero para minimizar a produção de gases tóxicos, tais como CO e NO_x.

□ Pressão de detonação e pressão do furo

A pressão de detonação é a pressão dentro da frente de detonação, ou seja, é a pressão da onda de detonação durante a viagem ao longo da carga explosiva. Esta pressão é a principal responsável pela geração de uma onda de choque na rocha que circunda a carga explosiva. A magnitude desta onda reflete a energia de choque do explosivo e é o seu efeito que causa a fratura da rocha (Cameron & Hagan, 1996).

A pressão de detonação é uma função da densidade do explosivo e da velocidade de detonação. A fórmula usualmente aceita para o cálculo da pressão de detonação (P_d), em MPa, é dada por Bjarnholt (1980):

$$P_d = 0,25 \times r \times (VOD)^2 \quad (3.2)$$

onde ρ é a densidade do explosivo (kg/m^3) e VOD é a velocidade de detonação do explosivo (km/s).

A pressão do furo (P_e) é a pressão exercida na rocha que circunda a carga explosiva pela expansão dos gases gerados na detonação (Atlas Powder Company, 1987). A pressão exercida pelos gases e o intervalo de tempo no qual isto ocorre é uma medida da energia do gás do explosivo. Esta energia é normalmente conhecida como energia de lançamento ou deslocamento.

A intensidade da pressão do furo é uma função do confinamento da carga explosiva e da temperatura do gás gerado. A pressão do furo é normalmente expressa como uma porcentagem da pressão de detonação. Este valor pode variar de 30% a 70% para diferentes tipos de explosivos e condições de carga, mas a média é de aproximadamente 50% (Atlas Powder Company, 1987).

$$P_e = 0,5 \times P_d \quad (3.3)$$

A energia total liberada pela detonação de um explosivo é a soma da energia de choque e da energia de lançamento ou deslocamento.

3.1.2. PRINCIPAIS TIPOS DE EXPLOSIVOS

Os explosivos podem ser classificados de acordo com as suas características de explosão ou por seu campo de uso. Segundo o uso, os explosivos são classificados em (1) comerciais ou (2) militares. Dinamites, ANFO, lamas e emulsões são exemplos de explosivos comerciais, enquanto que TNT e PETN são exemplos de explosivos militares (Clark, 1980).

Eles podem ser classificados com altos explosivos (HE) ou baixo explosivos (LE). Um alto explosivo detona quando é apropriadamente iniciado e um baixo explosivo deflagra. Altos explosivos podem ser classificados como primários ou secundários. Explosivos primários podem ser detonado em pequena quantidade por ignição térmica, faísca ou impacto, enquanto que os explosivos secundários requerem um detonador ou um reforçador, que usualmente contém uma pequena quantidade de explosivo primário como elemento ativo (Clark, 1980).

Existe uma grande variedade de explosivos, que depende da sua composição química. Os principais tipos de explosivos comerciais aplicados à mineração e suas respectivas propriedades são descritos nesta seção. É dado um maior destaque ao ANFO, emulsões e aos blendados, que são os explosivos de maior utilização nas operações mineiras.

□ Dinamites

As dinamites são explosivos que contém NG – nitroglicerina de alta sensibilidade. Elas podem ser formuladas com alta plasticidade, alta densidade e boa resistência à água. Propriedades que podem ser exigidas em condições de desmonte com presença de água. A dinamite foi inventada por Alfred Nobel, em 1866, que utilizou a proporção 75/25 (nitroglicerina/diatomita). A diatomita é terra diatomácea que age como um absorvente da nitroglicerina (NG). Embora ela absorva NG até três vezes a sua massa, ela diminui fortemente a potência do explosivo. Como consequência, absorventes ativos, tais como nitrato de sódio (SN) e madeira, têm sido utilizados em substituição a diatomita. As dinamites são classificadas em:

• Dinamite simples

Dinamite simples é resultante da mistura entre nitroglicerina, serragem, um agente oxidante e um agente estabilizante. A presença de um antiácido é para estabilizar a nitroglicerina. Uma formulação típica para uma dinamite simples é:

Nitroglicerina (NG)	40%
Nitrato de Sódio (SN)	44%
Antiácido	2%
Material carbonoso	14%

As principais características das dinamites simples são:

- altas velocidades de detonação;
- baixas temperaturas de detonação;

- boa resistência à água;
- sensibilidade ao choque, fricção e iniciação;
- geralmente gera fumaças nocivas.

Em desmorte, as dinamites simples têm sido largamente substituídas por formulações mais baratas, tais como, dinamites e gelatinas amoniacais. As dinamites simples raramente são usadas em mineração. Seu uso é restrito ao desmorte sub-aquático e abertura de canais.

- Gelatinas

As gelatinas são similares às dinamites simples, sendo que o óleo é misturado com nitrocelulose para formar um gel. O resultado é um produto coeso e denso, que tem melhores propriedades de resistência à água, comparada à dinamite simples. Uma composição típica de uma gelatina consta de:

Nitroglicerina (NG)	22,5%
Nitrocelulose (NC)	0,5%
Nitrato de amônio (NA)	15%
Nitrato de sódio (SN)	47,2%
Farinha cereal	7,2%
Enxofre	6,2%
Carbonato de cálcio	1,4 %

Esta composição pode ser mudada para alterar a densidade, energia, potência, balanço de oxigênio e características dos fumos.

- Dinamites amoniacais

Olssen e Norrbein (1860-1870) descobriram que o nitrato de amônia podia ser sensibilizado por uma grande variedade de óleos, incluindo materiais carbonosos. Além disso, eles descobriram que o nitrato de amônia podia ser adicionado às dinamites simples como um ingrediente para o aumento da potência, parcialmente em substituição a nitroglicerina e nitrato de sódio. Os constituintes típicos de uma dinamite amoniacal 40% são:

Nitroglicerina (NG)	14%
Nitrato de amônio (NA)	36%
Nitrato de sódio (SN)	33%

Antiácido	1%
Material carbonoso (serragem ou amido).....	10%

- Gelatinas amoniacaais

Gelatinas amoniacaais são similares às dinamites amoniacaais, exceto pela adição de nitrocelulose ao óleo do explosivo para formar um gel. A formulação típica para uma gelatina amoniacaal 40% é:

Nitroglicerina (NG)	26,2%
Nitrocelulose	0,4%
Nitrato de amônia (AN)	8,5%
Nitrato de sódio (SN)	49,6%
Óleo carbonoso	8,9%
Enxofre	5,6%
Antiácido	0,8 %

- Semi-gelatinas

Semi-gelatinas são formulações híbridas com propriedades entre aquelas da gelatina e da dinamite granular (que não contém nitrocelulose, tem relativamente baixa densidade e é susceptível ao efeito da água). As semi-gelatinas combinam a economia das dinamites amoniacaais com a resistência à água e coercitividade das gelatinas amoniacaais. Elas contêm uma menor quantidade de óleo, nitrato de sódio e nitrocelulose, mas uma concentração maior de nitrato de amônia. As semi-gelatinas têm um menor custo em comparação às gelatinas. Elas oferecem boas características de fumos e resistência à água, e são apropriadas para o uso em minas subterrâneas.

- Explosivos permissíveis

O desmonte em minas de carvão é potencialmente mais perigoso que em outras minas, devido a presença de gás metano e pó de carvão, que sob certas condições são explosivos por si só. Estes “explosivos” são susceptíveis à iniciação por detonação de cargas em minas de carvão e, portanto, todo cuidado deve ser tomado nas detonações nestas minas para garantir que não ocorra a iniciação destes “gases”.

Somente explosivos permissíveis podem ser usados em minas subterrâneas de carvão. Para ser classificado como permissível pelo United States Bureau of Mines (U.S.B.M), um explosivo deve passar pelos seguintes testes:

- O explosivo não deve iniciar uma mistura de gases metano e etano quando queimados apropriadamente.
- Uma seqüência de dez disparos deve ser detonada sem causar iniciação em pó de carvão betuminoso.
- Cinco disparos devem ser detonados sem causar a iniciação de uma mistura de gases metano e etano e pó de carvão.
- As análises dos fabricantes dos explosivos devem estar de acordo com aquelas determinadas pelo U.S.B.M.
- O explosivo deve propagar completamente em série de testes.
- A sensibilidade ao “gap” de ar de cartuchos de 32 mm (1 ¼ “) de diâmetro deve ser menor que 75 mm (3”).
- O volume de gases tóxicos produzidos não deve exceder 0,156 m³ por kg de explosivo.

No Canadá, estes explosivos são geralmente dinamites amoniacaais de baixa resistência à água e com velocidade entre 1.425 a 2.900 m/s. Para operações com água são utilizadas gelatinas permissíveis.

□ Explosivos do tipo ANFO (nitrato de amônio e óleo combustível)

As soluções de nitrato de amônio são obtidas da neutralização do ácido nítrico e do amônio. O amônio é produzido do nitrogênio e hidrogênio, combinados sob alta pressão, na presença de catalizadores apropriados, tais como tetróxido triférrico e óxido de alumínio. O nitrato de amônio (NH₄NO₃) pode ser produzido das seguintes formas:

- Nitrato de amônio granulado – alta área superficial, como açúcar refinado, usado somente em dinamites.
- “Prills” porosos – possuem uma estreita faixa de tamanho (80% entre -6 + 14 mesh, -3,327 mm + 1.168 mm) e com agentes “anti-caking”, que evitam a agregação do nitrato. Este tipo de nitrato de amônio é o mais usado para a produção de ANFO.
- “Prills” de alta densidade – são “prills” duros e densos, utilizados normalmente na agricultura.

As principais especificações a serem observadas nos “prills” porosos de nitrato de amônio para a produção de ANFO encontram-se na tabela III.1.

Tabela III.1. Especificação para “prills” porosos de nitrato de amônio.

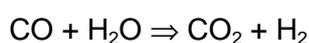
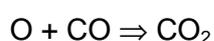
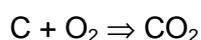
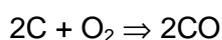
Item	Especificação
Nitrogênio total	% mínimo de 33,5% em massa
Tamanho	Geralmente -6 a 14 mesh
	Distribuição granulométrica típica em massa:
	-6 +10 mesh (-3,327mm +1,651mm) 22,8%
	-10 +12 mesh (-1,651mm +1,410mm) 32,0%
	-12 +14 mesh (-1,410mm +1,168mm) 32,7%
	-14 +16 mesh (-1,168mm +1,000mm) 8,9%
	-16 +20 mesh (-1,000mm +0,833mm) 3,4%
	-20 +35 mesh (-0,833mm +0,417 mm) 0,2%
Revestimento/cobertura	Argila e agentes especiais: aproximadamente 1,6% a 3,0% em massa.
Densidade	Varia de 0,70 a 0,9 g/cm ³ .
Porosidade	Retenção mínima de óleo de 6% em massa.
Diâmetro crítico	Quando misturado a 6% de óleo deverá detonar não confinado em tubos de 5" de diâmetro, iniciado com 60g de pentolita.
Dureza	Deverá ser tal que não gere quebra excessiva durante a movimentação e variação da temperatura.

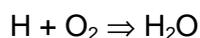
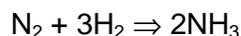
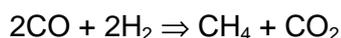
Fonte: Crosby, 1998.

□ A energia produzida pelo ANFO

O nitrato de amônio é um oxidante e, como tal, a reação de cada molécula de NH_4NO_3 pode liberar um átomo de oxigênio. Este oxigênio em excesso combina com o óleo adicionado para formar os produtos da reação de combustão. Dependendo da quantidade de óleo presente, a reação de combustão será mais ou menos completa. As reações completas geram maior quantidade de energia. Uma variedade de óleos pode ser usada na mistura com o nitrato de amônio. O óleo diesel é, em geral, o de mais baixo custo e de fácil aplicação.

Uma mistura de nitrato de amônio e óleo diesel consiste basicamente de átomos de carbono(C), hidrogênio (H), nitrogênio (N) e oxigênio (O). Após a detonação, os produtos gasosos formados dependerão da proporção dos reagentes presentes, da constante de equilíbrio para a reação dos gases e da temperatura. As reações típicas são:





A energia produzida pelo ANFO é igual ao calor de formação dos gases gerados menos o calor de formação dos ingredientes da mistura. A energia produzida pode ser calculada para diferentes percentuais de óleo adicionado ao nitrato de amônio. O máximo de energia ocorre quando todo o oxigênio é usado para gerar somente dióxido de carbono (CO_2), água (H_2O) e nitrogênio (N_2) como produtos da reação. Isto é chamado balanço zero de oxigênio.

As seguintes equações explicam porque a mistura balanceada de oxigênio é a mais energética:



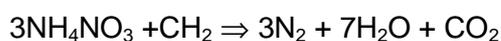
Estas reações são exotérmicas e geram muita energia. Se a mistura estiver com excesso de óleo, a seguinte reação ocorre:



Embora esta reação seja ainda exotérmica, ela libera menos energia do que a formação de CO_2 . Se a mistura contém falta de óleo, as seguintes reações podem ocorrer:



Como pode ser visto, estas reações são endotérmicas e consomem energia. A geração de NO_2 produz fumos marrons e indica que houve insuficiência de óleo combustível na mistura ou o ANFO foi atacado por água dentro do furo. A energia produzida por uma reação com um balanço zero de oxigênio pode ser calculada como se segue, considerando a equação simplificada:



Os pesos atômicos dos diferentes elementos da reação são: N=14; C=12; H=1; O=16. Desse modo, o peso molecular de 1mol de nitrato de amônio é 80 e do hidrocarbono é 14. Para três moles de nitrato de amônio e um mol de óleo combustível o peso da fórmula é 254. O percentual de óleo combustível, em massa, para um balanço zero de oxigênio pode ser calculado como:

$$14/254 \times 100 = 5,6\% \text{ de óleo combustível.}$$

A tabela III.2 mostra o número de moles de cada componente e permite o calculo da energia produzida pelo ANFO usando o calor de formação (H_f) para cada ingrediente e produto (Crosby, Op.cit.).

Tabela III.2: Calor de formação dos componentes do ANFO.

Substância	Calor de formação, H_f (kcal/mol)	No. de moles	Calor de formação x no. moles
NH ₄ NO ₃	87,2	3	261,6
CH ₂	7,0	1	7,0
H_f (reagentes)			268,6
H ₂ O	57,8	7	404,6
N ₂	0,0	3	0,0
CO ₂	94,05	1	94,05
H_f (produtos)			498,65

Fonte: Crosby, 1998.

A energia total produzida é igual ao H_f (produtos) – H_f (reagentes) = 230kcal. Como o peso molecular de NH₄NO₃ é 80, do CH₂ é 14, e o peso molecular total dos reagentes é 254, logo o ANFO produz aproximadamente 900cal/g de energia, considerando uma mistura perfeita e uma reação completa. A tabela III.3 mostra o efeito da variação do percentual de óleo combustível na energia do ANFO e os respectivos gases formados.

Tabela III.3: O efeito da variação da quantidade de óleo na energia do ANFO.

% óleo por massa	Energia termo-química (cal/g)	H2O	CO2	N2	CO	H2	CH4	NH3
		(moles/kg)						
2	552	25,9	1,4	12,2	-	-	-	-
4	751	26,8	2,9	12,0	-	-	-	-
5	851	27,3	3,6	11,9	-	-	-	-
6	883	27,2	3,8	11,7	0,5	0,6	-	-
7	849	26,4	3,6	11,6	1,3	1,5	0,1	0,1
8	840	26,5	3,3	11,4	1,3	1,7	0,2	0,1
10	829	27,2	2,7	11,2	1,1	1,9	0,2	0,1
15	799	28,6	1,3	10,5	0,6	2,4	0,3	0,02
25	717	27,9	0,1	9,1	0,1	4,1	1,8	0,06

Fonte: Crosby, 1998.

A equação $N = (V/V^*)^2$, onde N é igual a fração volumétrica de reação dentro da frente de detonação, V é velocidade de detonação medida e V* é a velocidade de detonação teórica, pode ser usada para estimar a proporção da reação que ocorre dentro da frente de detonação. O valor de N pode então ser usado para determinar a pressão de detonação e energia reais (P e E) com relação aos valores teóricos (P* e E*).

$$P = NP^* \quad (3.4)$$

$$E = NE^* \quad (3.5)$$

Estas relações podem ser usadas para a determinação do desempenho de um explosivo sob condições específicas. A tabela III.4 mostra os resultados de testes para a velocidade de detonação de ANFO e a estimativa de energia como uma função do diâmetro da carga explosiva (Crosby, 1998).

Tabela III.4: Energia estimada do ANFO na frente de detonação x diâmetro.

Densidade (g/cm ³)	Diâmetro (mm)	VOD média medida V (m/s)	VOD teórica V* (m/s)	$N = (V/V^*)^2$	Energia máx. teórica E*(cal/g)	Energia na frente de detonação estimada NE* (cal/g)
0,82	77	3.530	4.950	0,51	883	449
0,82	102	4.060	4.950	0,67	883	594
0,82	128	4.170	4.950	0,71	883	627
0,82	155	4.120	4.950	0,69	883	612
0,80	254	4.330	4.950	0,77	883	676
0,80	305	4.450	4.950	0,81	883	714

Fonte: Crosby, 1998.

□ A estrutura da emulsão

As emulsões foram desenvolvidas há aproximadamente 30 anos e consistem essencialmente de emulsão água-óleo contendo uma solução oxidante, um combustível, um emulsificante e um gás ou o próprio ar. A quantidade de água presente pode ser reduzida com o auxílio de soluções super saturadas de sais. A sua estrutura é composta de finas gotas de solução oxidante envolvidas por uma fase contínua de combustível, estabilizada com um emulsificante, conforme figura 3.3. Em termos técnicos, uma emulsão é descrita como um sistema de duas fases, na qual uma mais interna, ou fase dispersa, está distribuída em uma fase contínua mais externa (Hustrulid, 1999).

Um aspecto único das emulsões é que ambos, o oxidante e o combustível, são líquidos. Observando-se através de microscópio, a estrutura da emulsão assemelha-se àquela de um favo de mel. A espessura da camada da fase contínua que separa as gotículas do oxidante é menor que uma dezena de micrômetros. Isto proporciona uma enorme área de contato entre o combustível e oxidante e como resultado, é obtida uma rápida e completa reação de combustão (Hustrulid, 1998).

Um problema típico das emulsões é o fenômeno de cristalização. Sob baixas temperaturas, a estrutura que cria as propriedades atrativas da emulsão pode cristalizar. Com isso, a estrutura das emulsões é perdida de forma irreversível.

□ A composição das emulsões

As soluções oxidantes são soluções de nitrato de amônio ou misturas com nitrato de sódio ou nitrato de cálcio, substituindo parte do nitrato de amônio. O nitrato de cálcio algumas vezes é usado para substituir até 50% do nitrato de amônio com o objetivo de redução do custo, embora o cálcio produza óxidos sólidos como produtos da detonação e reduz a energia da emulsão. De forma similar, o nitrato de sódio pode ser usado para substituir em até 33% do nitrato de amônio. A matriz destes dois sais permite a operação a temperaturas mais baixas e o uso de quantidade maior de óleo combustível. A água contida na solução varia de 14 a 20% e a temperatura da solução de 60 a 80°C, dependendo dos sais utilizados.

O óleo combustível utilizado pode ser um óleo mineral com adição ou não de cera e algumas vezes o óleo diesel. A cera é utilizada para dar consistência e aumentar a

vida de armazenamento. O emulsificante é o reagente que formará a emulsão água em óleo. Emulsificantes típicos são oleatos de sódio ou estearato de sódio.

O gás pode ser colocado no sistema na forma física por meio de microbolhas, ou alternativamente, por composição quimicamente gaseificada. Para emulsões de pequeno diâmetro e em todas emulsões encartuchadas é usual a utilização de microbolhas. Elas aumentam a vida de armazenamento e a sensibilidade da emulsão.

□ A energia produzida pelas emulsões

A tabela III.5 fornece os valores teóricos da energia produzida pelas emulsões. Os valores são baseados na suposição que os explosivos reagem completamente e que a energia é liberada totalmente na onda de detonação. A energia das emulsões é aumentada pela incorporação de alumínio na formulação. Isto, entretanto, tem um custo elevado. O nitrato de amônio pode ser também adicionado na emulsão, reduzindo o percentual de água e aumentando sua energia, com custos inferiores a utilização do alumínio.

Tabela III.5: Energia produzida pelas diferentes emulsões.

Composição	Densidade (g/cm³)	VOD (m/s)	Energia total (cal/g)
Emulsão 0 % Al	1,20	6.440	684
Emulsão + 5% Al	1,32	6.560	862
Emulsão +7% Al	1,33	6.600	948
Emulsão +10% Al	1,34	6.600	1.016
Emulsão +14% Al	1,35	6.500	1.150

Fonte: Crosby, 1998.

□ A estrutura do ANFO pesado

Uma possibilidade para aumentar a energia absoluta por volume do ANFO é a adição de diferentes percentuais de emulsão. Esta mistura é denominada ANFO pesado (“heavy” ANFO) ou ANFO blendado.

Um ANFO normal apresenta em torno de 50% de volume de vazios. Desta quantidade, aproximadamente 30% está localizado nos próprios “prills” e o 70% remanescente entre os “prills” (Hustrulid, 1999). Se este espaço entre os “prills” é preenchido por um

produto mais denso e resistente à água, então toda a mistura será também mais densa e mais resistente à água que o ANFO, com custo adicional relativamente baixo. O princípio do ANFO pesado é preencher este volume entre os “prills” com emulsão, conforme figura 3.4. A produção de ANFO pesado envolve duas tecnologias separadas:

- Produção da emulsão matriz;
- mistura e aplicação do produto final, normalmente com o uso de caminhões misturadores e de bombeamento.

Estes produtos são resistentes à água quando o percentual de emulsão na mistura é superior a 50% do total do explosivo.

□ A energia produzida pelo ANFO pesado

A tabela III.6 mostra as propriedades teóricas do ANFO pesado com vários percentuais de emulsão na mistura. Nota-se que a energia termoquímica diminui com o aumento do percentual de emulsão no ANFO pesado. Enquanto a energia termoquímica e a energia por unidade de massa do ANFO pesado diminuem com o aumento do percentual de emulsão na mistura, a energia por unidade de volume aumenta com o aumento da adição de emulsão no explosivo.

Tabela III.6: Propriedades teóricas do ANFO pesado com vários percentuais de emulsão.

<i>Ingredientes</i>	<i>15% emulsão</i>	<i>20% emulsão</i>	<i>25% emulsão</i>	<i>30% emulsão</i>	<i>35% emulsão</i>	<i>40% emulsão</i>	<i>45% emulsão</i>
Nitrato de cálcio	4,50	6,00	7,50	9,00	10,50	12,00	13,50
Nitrato de amônio	87,60	84,58	82,10	79,62	77,14	74,56	72,28
Água	2,82	3,76	4,70	5,64	6,58	7,52	8,46
Óleo combustível	5,32	5,26	5,20	5,14	5,08	5,12	4,86
Emulsificante	0,30	0,40	0,50	0,60	0,70	0,80	0,90
Velocidade teórica (m/s)	5.296	5.438	5.623	5.860	6.070	6.365	6.536
Energia termoquímica (cal/g)	849	832	815	797	780	778	745
Energia por volume (cal/cm ³)	824	844	888	925	952	1004	1006
Densidade (g/cm ³)	0,98	1,03	1,09	1,16	1,22	1,29	1,35
Energia relativa por volume (RBS) (RBS do ANFO = 1,00)	1,11	1,14	1,2	1,24	1,28	1,35	1,35

Fonte: Crosby, 1998.

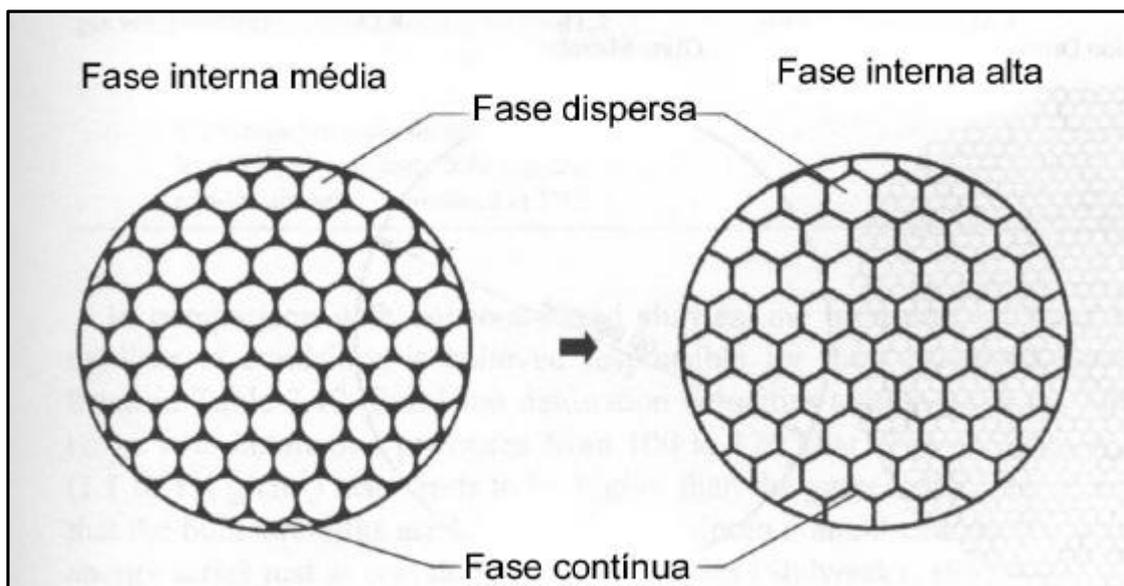


Figura 3.3: Matriz típica da emulsão. Hustrulid, 1999.

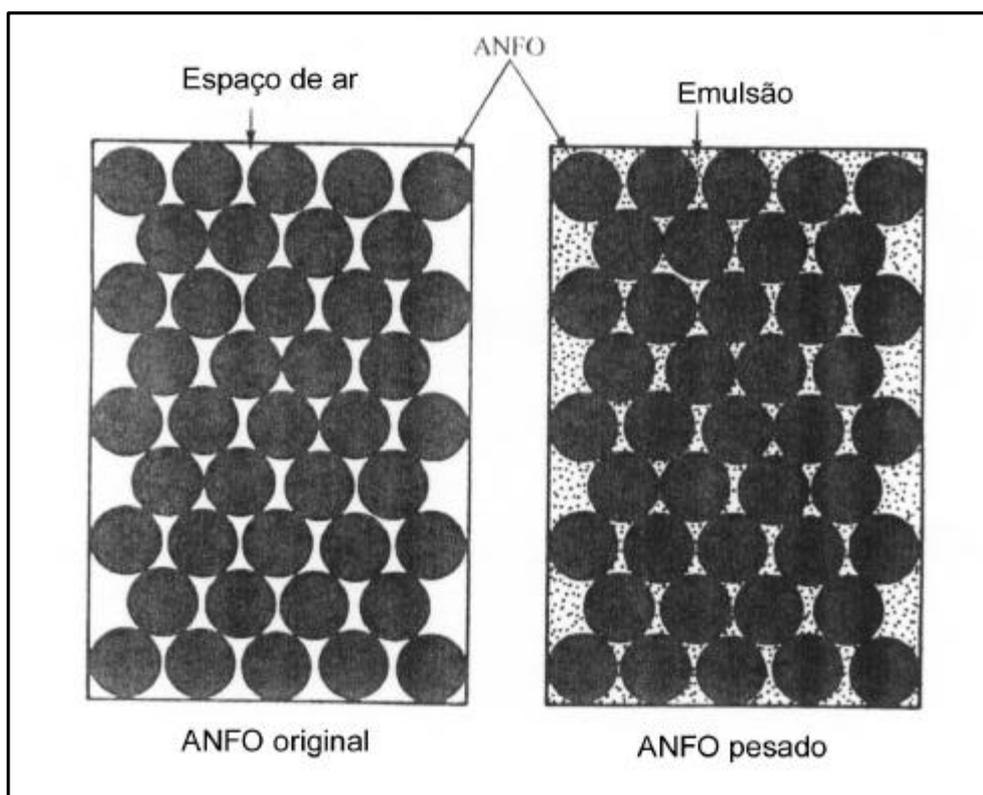


Figura 3.4: Preenchimento dos espaços de ar do ANFO pela emulsão. Hustrulid, 1999.

3.2. 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.

3.2.1. PARÂMETROS GEOMÉTRICOS

A figura 3.5 ilustra os principais parâmetros geométricos de um plano de fogo em bancadas de mina a céu aberto. Estes parâmetros são: H: altura do banco; D: diâmetro do furo; L: comprimento do furo; d: diâmetro da carga; B: afastamento; S: espaçamento; Be: afastamento efetivo; Se: espaçamento efetivo; LV: comprimento do desmonte; AV: largura do desmonte; T: tampão; s: subperfuração; l: comprimento da carga; θ : ângulo de saída; 1: repé; 2: meia cana do furo; 3: rocha saliente; 4: sobreescavação; 5: fenda de tração; 6: fraturas do maciço; 7: cratera e 8: carga desacoplada.

□ Diâmetro de perfuração

A seleção do diâmetro de perfuração depende da produção requerida, do ritmo de escavação, da altura da bancada e das características da rocha (Silva, 1998). Nas operações em mineração a céu aberto e pedreiras, os diâmetros dos furos geralmente variam de 75mm (3"), para perfuratrizes a percussão, a furos de grande diâmetro, como 381mm (15"), para grandes perfuratrizes rotativas (Cameron & Hagan, 1996).

Os diâmetros maiores são aplicados em bancadas altas e para equipamentos de escavação, transporte e britagem de grande porte. Os grandes diâmetros não são apropriados para rochas duras (com grande resistência), para maciços rochosos com grandes espaçamentos entre as descontinuidades e em desmonte que é muito importante o controle de vibrações.

Em grandes minas a céu aberto, o custo total de lavra é usualmente minimizado pela perfuração de furos de grande diâmetro. Com este tipo de furo os custos são menores para:

- Perfuração por metro cúbico ou tonelada de rocha desmontada;

- acessórios de detonação (escorvas, iniciadores e retardos);
- mão-de-obra para carregamento do fogo.

No entanto, em geral, os custos de explosivos são maiores para os grandes diâmetros. Normalmente, razões de carga maiores são necessárias para conseguir o mesmo grau de fragmentação, especialmente em rochas resistentes e com grande espaçamento entre as descontinuidades. Quando a rocha é de difícil fragmentação, furos de diâmetro menor têm a vantagem de distribuir melhor a energia do explosivo em todo o maciço a ser detonado.

Quando o espaçamento entre as descontinuidades é grande e divide o maciço rochoso em grandes blocos, uma fragmentação satisfatória é freqüentemente obtida quando cada bloco é interceptado por um furo. Isto usualmente requer o uso de furos de diâmetro menor e malha de perfuração mais adensada. Em rochas com descontinuidades pouco espaçadas, a fragmentação tende a ser controlada estruturalmente. Por esta razão, o aumento do diâmetro do furo pode ser conveniente (Cameron & Hagan, 1996).

Furos com diâmetro menor também resultam em melhor quebra do topo da bancada, uma vez que as cargas geralmente estão mais próximas da superfície (menores comprimento de tampões), conforme figura 3.6. Esta melhor distribuição da carga é uma vantagem em rochas duras.

□ Inclinação dos furos

Em desmonte de produção em minas a céu aberto, os furos são usualmente verticais pelos seguintes motivos:

- Furos inclinados são mais difíceis de serem feitos;
- algumas perforatrizes não têm capacidade de executar perfuração inclinada;
- a acurácia na perfuração é maior em furos verticais.

Contudo, 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). Furos inclinados também resultam em melhor deslocamento e liberação das pilhas. A melhor fragmentação é obtida em razão de sua maior eficiência no uso da energia do explosivo, conforme ilustrado na figura 3.7.

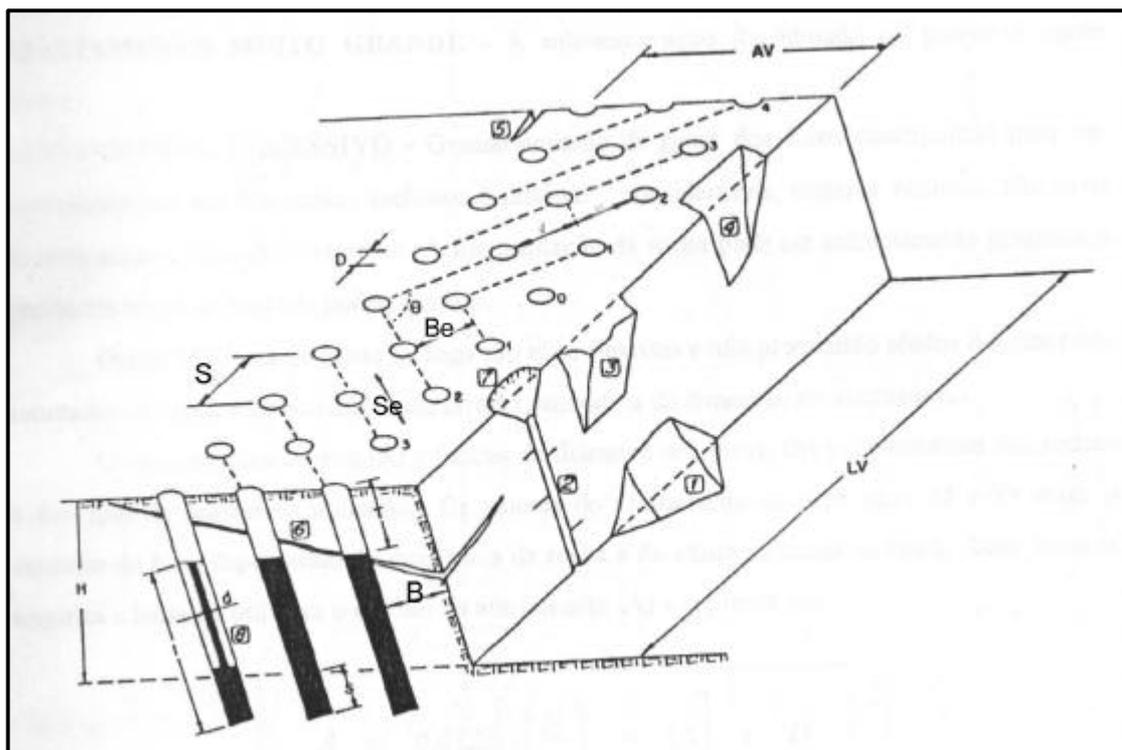


Figura 3.5: Bloco diagrama com os parâmetros geométricos de um plano de fogo. Modificado por Silva, 1998.

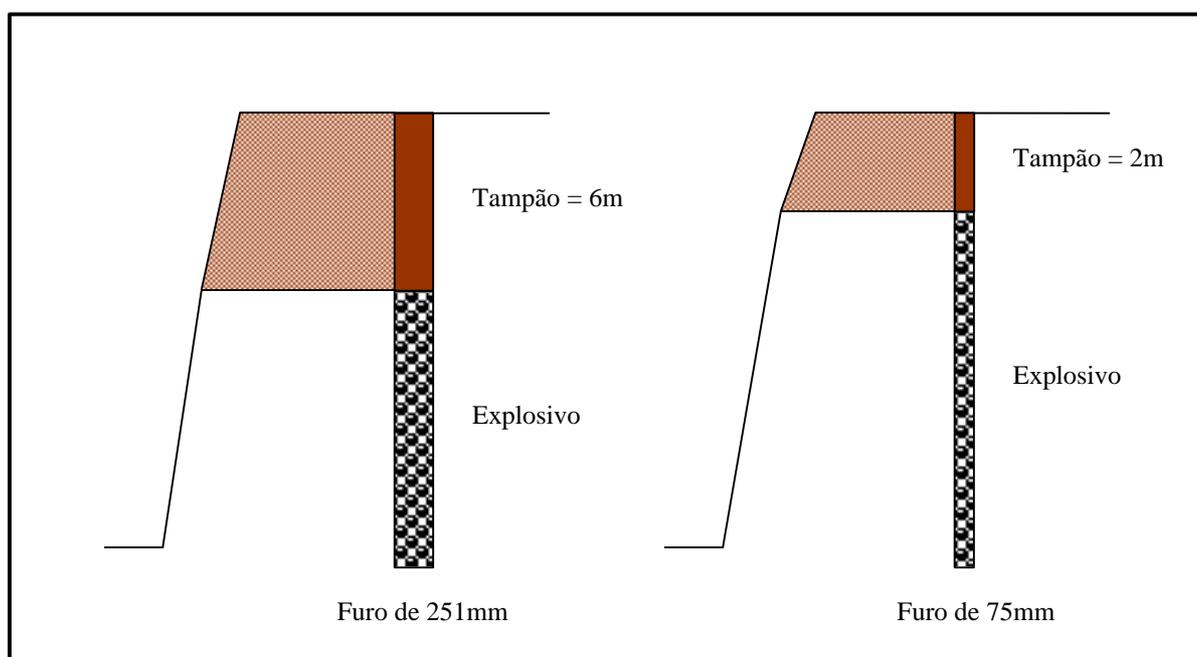


Figura 3.6: Menor comprimento de tampão para furos de menor diâmetro, com conseqüente melhor fragmentação. Cameron & Hagan, 1996.

Segundo Silva (1998), as principais vantagens e desvantagens da perfuração inclinada são:

Vantagens:

- Melhor fragmentação;
- diminuição dos problemas de repé devido ao melhor aproveitamento das ondas de choque nas regiões críticas da detonação (região do tampão e pé da bancada);
- maior lançamento;
- permite maior malha de perfuração e, conseqüentemente, menor razão de carga;
- maior estabilidade da face da bancada (menor “back-break”).

Desvantagens:

- Menor produtividade da perfuratriz;
- maior desgaste de brocas, hastes e estabilizadores;
- maior custo de perfuração;
- maior comprimento do furo para uma mesma altura de bancada;
- maior risco de ultralanchamentos dos fragmentos rochosos;
- maior desvio da perfuração.

O uso de furos verticais na linha de frente freqüentemente resulta em uma considerável variação no afastamento entre o topo e o fundo da carga, como ilustrado na figura 3.8. Afastamentos menores na região superior da bancada podem ocasionar um escape prematuro dos gases da detonação, causando ruído, sobrepressão e ultralanchamento. Já o afastamento excessivo no pé da bancada pode resultar numa fragmentação insatisfatória nesta região.

Um outro problema potencial de furos inclinados, que é menos óbvio, é a necessidade de um correto alinhamento para evitar erros na direção e mergulho dos furos. Portanto, é necessário um sistema de direcionamento para que se consiga acurácia na execução dos furos.

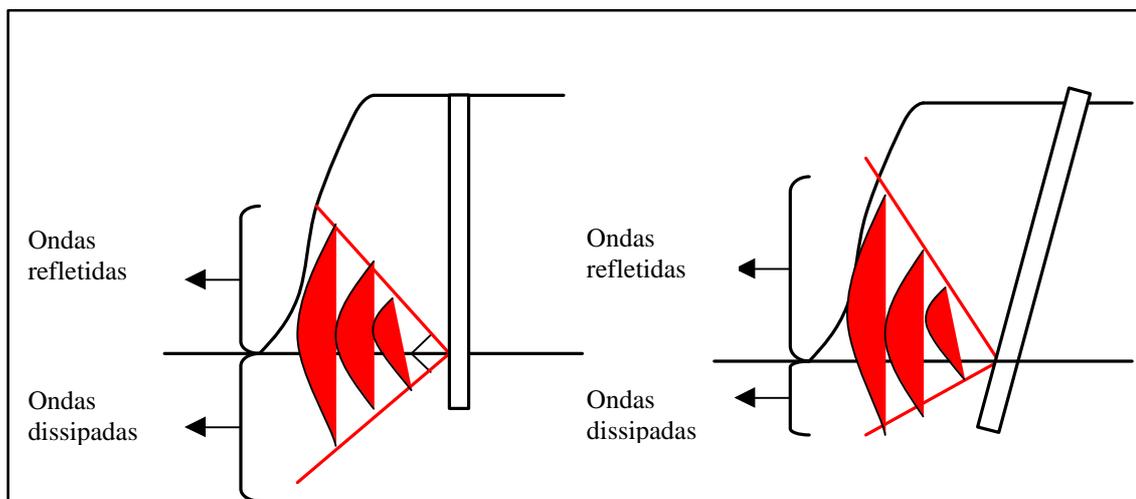


Figura 3.7: Maior eficiência no uso da energia do explosivo em furos inclinados. Cameron & Hagan, 1996.

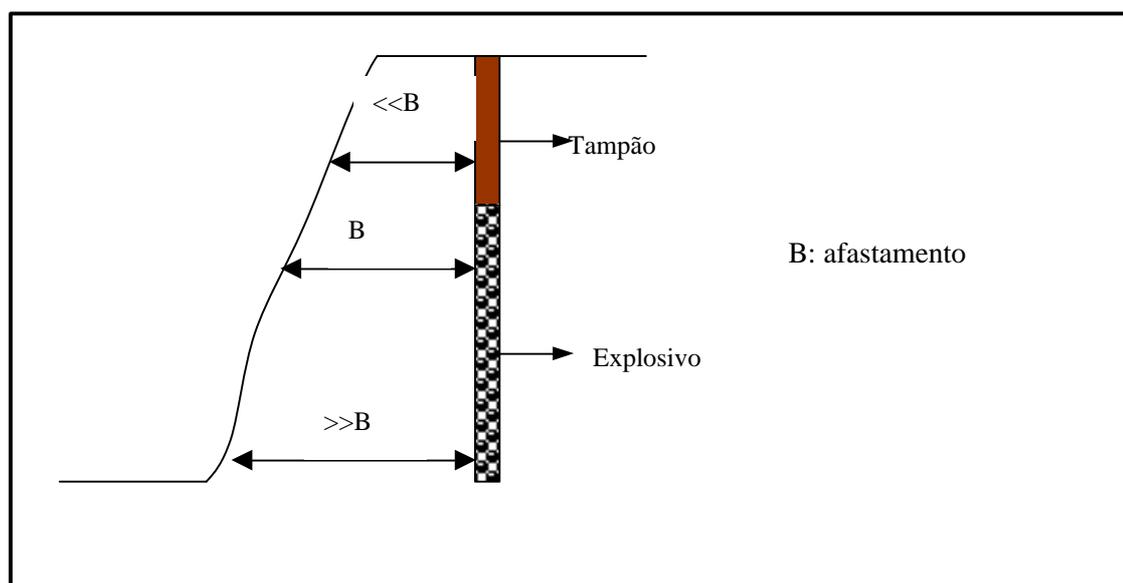


Figura 3.8: Afastamento de pé excessivo para furo vertical adjacente à face da bancada. Cameron & Hagan, 1996.

□ Subperfuração

A subperfuração corresponde ao comprimento perfurado abaixo do nível do piso da bancada ou do “grade” a ser atingido pela detonação. As operações de escavação eficientes requerem que a fragmentação no piso da bancada seja tal que permita uma fácil escavação. As condições de fragmentação do pé da bancada são muito influenciadas pelo comprimento de subperfuração utilizado (Silva, 1996). A subperfuração ótima varia com (Atlas Powder, 1987):

- As propriedades do maciço rochoso;
- o tipo de carga de fundo e, mais particularmente, a energia gerada por metro de furo;
- o diâmetro e a inclinação do furo;
- a localização das escorvas na carga explosiva.

Uma subperfuração insuficiente resultará na formação de repé, que é uma porção de rocha localizada no pé da bancada com uma fragmentação pobre e resistente ao processo de escavação. Em maciços rochosos resistentes, uma subperfuração efetiva de $8 \times D$ (oito vezes o diâmetro do furo) é normalmente satisfatória.

Uma perfuração excessiva precisa ser evitada, já que conduz a (Atlas Powder, 1987):

- desperdício de perfuração e de explosivos;
- aumento na vibração do terreno;
- destruição indesejável do piso da bancada podendo causar problemas de perfuração da bancada inferior.

□ Tampão

A parte superior do furo que não é carregada com explosivos é chamada tampão. Esta parte do furo é carregada com terra, areia, brita ou pó da perfuração, a fim de confinar os gases da detonação e direcionar a força do explosivo para o maciço rochoso.

Para cada conjunto de condições, há um comprimento de tamponamento ótimo. Quando o comprimento do tamponamento decresce abaixo de seu valor ótimo, a quebra da rocha pela energia de choque ao redor do furo aumenta, mas (Cameron & Hagan, 1996):

- a quebra total e o deslocamento pela energia dos gases decrescem (os gases da detonação extravasam mais rapidamente para a atmosfera);

- há uma maior probabilidade de ultralançamento, ultraquebra superficial, ruído e sobrepressão atmosférica.

Quando o comprimento do tamponamento aumenta de seu valor ótimo, mais trabalho efetivo é realizado na rocha ao longo de cada carga explosiva, mas a fragmentação acima do topo da carga torna-se mais grosseira. O comprimento ótimo do tamponamento é menor para:

- furos de diâmetros menores;
- rochas mais resistentes e maciças;
- material de tamponamento cuja resistência à ejeção é maior;
- explosivo com menor energia por unidade de volume;
- bancadas baixas.

□ Malha de perfuração: afastamento e espaçamento

A malha de perfuração apresenta uma grande variação, dependendo do diâmetro do furo, das propriedades da rocha e dos explosivos, do grau de fragmentação e lançamento requeridos e da altura da bancada.

O afastamento é definido como a distância entre a face livre da bancada e a primeira linha do fogo ou a distância entre as linhas da detonação. O valor do afastamento (B) é função do diâmetro do furo, das características da rocha e do tipo de explosivo utilizado. A experiência tem mostrado que a carga explosiva é mais eficiente onde o afastamento é aproximadamente igual a 25 a 35 vezes o diâmetro do furo. Uma fórmula empírica útil no cálculo do afastamento é expressa por (Silva, 1998):

$$B = 0,0123 \times \left[2 \left(\frac{\rho_e}{\rho_r} \right) + 1,5 \right] \times D_e \quad (3.6)$$

onde B é o afastamento (m); ρ_e e ρ_r são as densidades do explosivo e da rocha (g/cm^3), respectivamente, e D_e é o diâmetro do explosivo (mm).

Quando o afastamento é muito maior do que o seu valor ótimo, a detonação apresentará como conseqüências (Cameron & Hagan, 1996):

- uma fragmentação grosseira, pilha de fragmentos mais coesa e escavação mais lenta;

- um aumento no “back-break”, nas vibrações do terreno e na instabilidade potencial dos taludes do “pit” final.

O espaçamento é definido como a distância entre os furos de uma mesma linha do fogo. A seguinte expressão empírica pode ser usada para calcular o valor do espaçamento (Silva, 1998):

$$S = 0,23 \times (H + 2B) \quad (3.7)$$

onde S é espaçamento (m); B é o afastamento (m) e H é a altura do banco (m).

O afastamento efetivo (B_e) e o espaçamento efetivo (S_e) não dependem somente da geometria dos furos, mas também da seqüência de iniciação. Como ilustrado na figura 3.9, uma malha quadrada que é detonada linha por linha, a partir da face livre, resulta em um afastamento efetivo igual ao afastamento entre linhas sucessivas. Por outro lado, uma malha idêntica pode ser detonada de forma estagiada, resultando em afastamentos e espaçamentos completamente diferentes (Cameron & Hagan, 1996).

É importante verificar a relação entre o espaçamento e o afastamento (razão S/B). Malhas de perfuração com razões S/B demasiadamente altas podem levar a uma má fragmentação na linha média dos espaçamentos. Em rochas duras com resistência à compressão superior a 100MPa, recomenda-se uma relação S/B = 1,15 a 1,30. Em rochas friáveis, pode-se adotar as malhas alongadas com razão S/B superior a 1,75 (Silva, 1998).

Resultados de modelagem de desmonte e experiências de operações mineiras têm mostrado que a fragmentação e a produtividade das operações de carregamento são geralmente maiores nas malhas estagiadas do que nas outras geometrias: quadradas ou retangulares (Cameron & Hagan, 1996).

Em rochas maciças e resistentes, as melhores malhas estagiadas são aquelas baseadas em redes de triângulo equilátero. Esta configuração proporciona uma distribuição ótima da energia do explosivo no maciço rochoso a ser detonado. Na malha estagiada, com a geometria de triângulo equilátero, o espaçamento entre os furos (S) é igual a 1,16 x o afastamento (B). A figura 3.10 mostra a representação dos tipos de malhas.

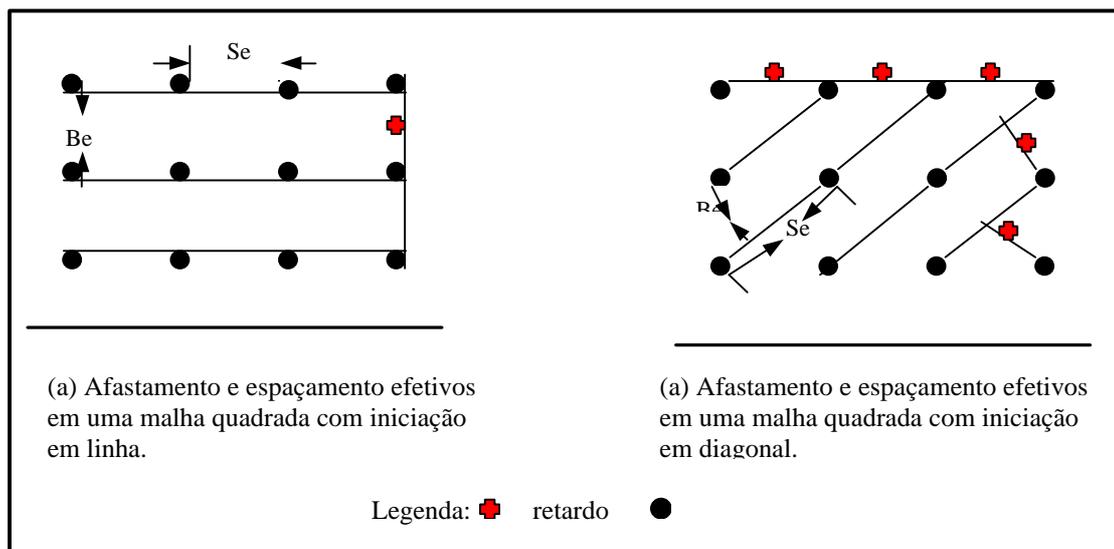


Figura 3.9: Afastamento e espaçamento efetivos para uma malha de perfuração. Cameron & Hagan, 1996.

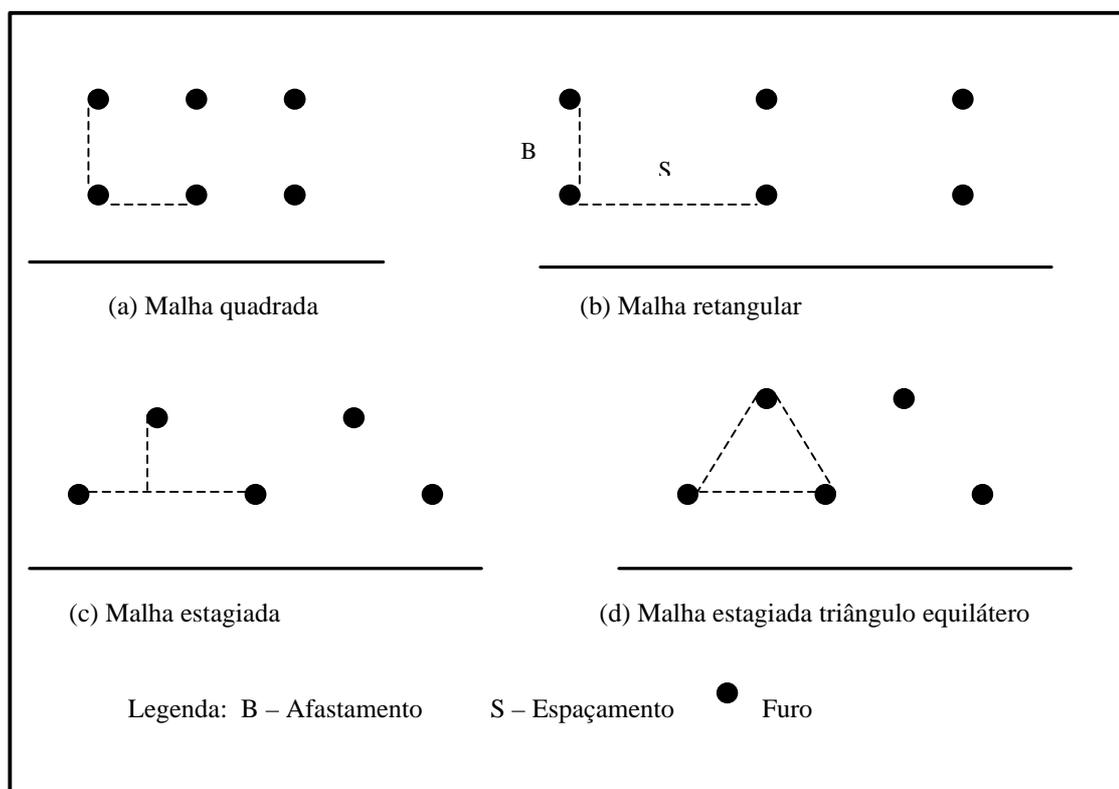


Figura 3.10: Principais tipos de malhas de perfuração. Atlas Powder Company, 1987.

3.2.2. RAZÃO DE CARGA

A razão de carga é a massa de explosivo usada para desmontar um metro cúbico ou uma tonelada de rocha. É normalmente expressa em g/m^3 ou g/t . A razão de carga pode ser calculada a partir das expressões:

$$R_c = \frac{1000 \times Q_e}{B \times S \times H}, \text{ em g/m}^3 \quad (3.8)$$

$$R_c = \frac{1000 \times Q_e}{B \times S \times H \times d}, \text{ em g/t} \quad (3.9)$$

onde Q_e é a massa de explosivo por furo (kg); B é o afastamento (m); S é o espaçamento (m); H é a altura do banco (m) e d é a densidade da rocha (g/cm^3).

Muita importância tem sido dada à razão de carga como um critério do plano de fogo. Como as razões de carga são definidas pela massa em vez da energia do explosivo, uma comparação direta entre dois explosivos diferentes talvez não seja possível a partir deste fator (Cameron & Hagan, 1996).

3.3. MECANISMOS DE RUPTURA DA ROCHA PELOS EXPLOSIVOS

3.3.1. CONCEITOS TRADICIONAIS

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 10GPa. A energia desenvolvida por unidade de tempo em furo perfurado com uma máquina manual é da ordem de 25.000MW. Isto se deve ao fato de a energia latente de um explosivo ser extremamente grande devido à rapidez da reação (2500 – 6000m/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.

Existem, basicamente, 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

A fase T₁ – detonação- é o início da fase do processo de fragmentação. Os ingredientes de um explosivo consistem, geralmente, de um óleo e uma combinação oxidante, que após a detonação são convertidos em alta pressão e alta temperatura de gases. A pressão exatamente na frente de detonação é da ordem de 1GPa a 28GPa, à temperaturas da ordem de 1600°C a 3900°C.

□ Propagação das ondas de choque

A segunda fase, imediatamente seguinte à detonação da fase T₁, é a propagação das ondas de choque através da massa de rocha. Estas ondas de choque resultam, em parte, da rápida expansão dos gases que impactam a parede do furo. A geometria da dispersão depende de vários fatores, tais como, a localização do ponto de iniciação, a velocidade de detonação e a velocidade da onda de choque na rocha etc. Em geral, a

geometria de propagação da onda de choque não depende da geometria da carga. A figura 3.11 exemplifica uma das possibilidades de configuração da propagação.

As primeiras fraturas na rocha se originam em frações de mili-segundos após a detonação. A frente de uma onda de choque, em uma onda cilíndrica representada pelo círculo luminoso, se propaga a uma velocidade muito maior que as fendas radiais, ilustrada pela seção central escura da figura 3.12 (Langefors, 1973).

□ Teoria da reflexão das ondas de choque

Uma das primeiras tentativas de explicar, analiticamente, como a rocha se quebra quando uma carga explosiva concentrada é detonada em um furo próximo a uma face livre foi a teoria da reflexão. O conceito é simples, direto e baseado no fato bem conhecido de que a rocha é sempre menos resistente à tração do que à compressão. A resistência à tração é cerca de 10 a 15 vezes menor que a resistência à compressão. O pulso da tensão compressiva, gerado pela detonação de uma carga explosiva, move-se através da rocha em todas as direções com uma amplitude decrescente. Este pulso é refletido na face livre e é convertido em uma tensão de tração, que progride de volta ao ponto de origem, criando fraturas de tração no maciço rochoso (figura 3.13).

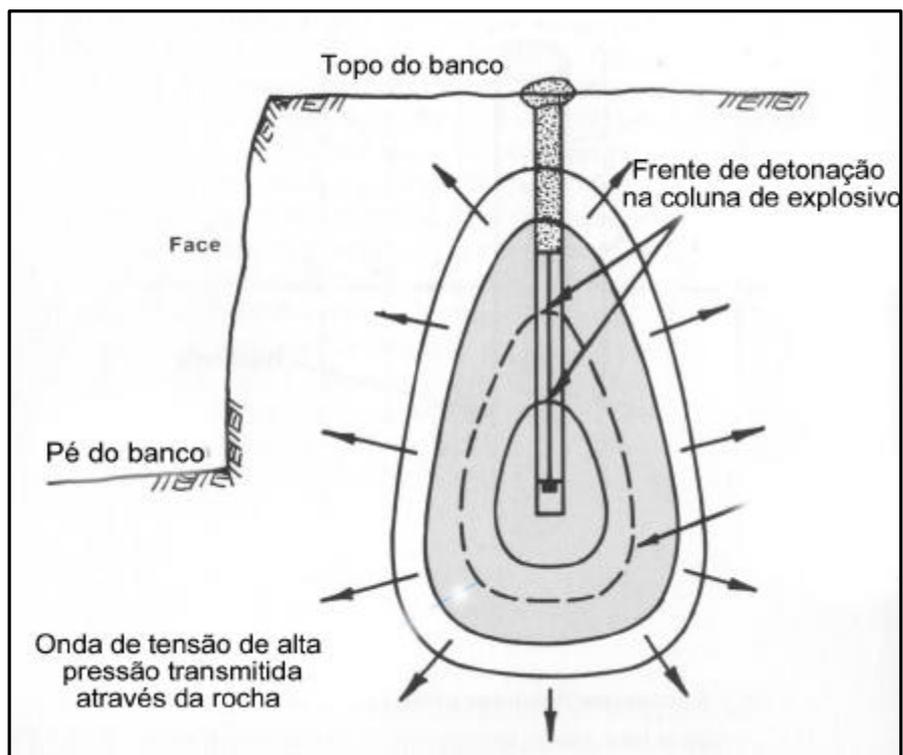


Figura 3.11: Seção transversal da face durante a detonação mostrando a expansão das ondas de choque. Atlas Powder Company, 1987.

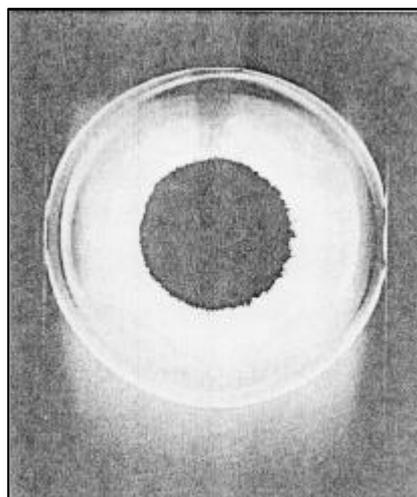


Figura 3.12: Propagação de uma onda de choque cilíndrica. Langefors, 1973.

□ Pressão dos gases

Durante e/ou depois da propagação das ondas de choque, gases sob altas pressões e altas temperaturas criam um campo de tensão em volta do furo. Existem controvérsias sobre os principais mecanismos de fragmentação durante esta fase. Alguns autores acreditam que a rede de fraturas do maciço rochoso está completa, enquanto outros acreditam que o processo principal de fraturamento está iniciando-se neste momento. Em alguns casos, são os gases que penetram na rede de fraturas aumentando as fendas e criando novas fraturas. As figuras 3.14 e 3.15 ilustram o processo de fragmentação da rocha por explosivos (Atlas Powder Company, 1987).

□ Movimento do maciço rochoso

O movimento da massa de material é o último estágio do processo de quebra da rocha. Nesta fase, a maioria da fragmentação já ocorreu pelas ondas compressivas e de tração, pela expansão dos gases ou pela combinação de ambos. De qualquer forma, algum grau de fragmentação, embora pequeno, ocorre na colisão durante o lançamento do material e também quando o material colide com o solo. Este fenômeno tem sido evidenciado e documentado com o uso de fotografias de alta velocidade da detonação de bancadas.

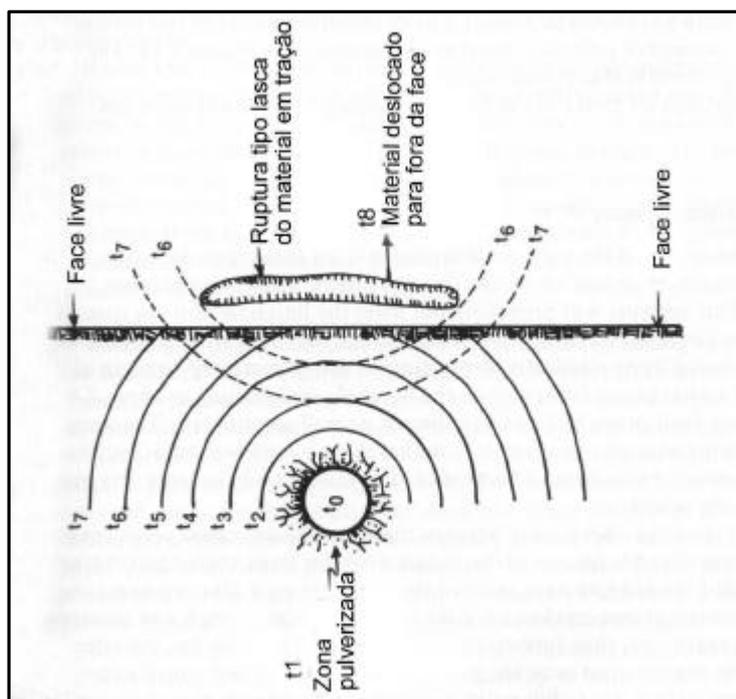


Figura 3.13: Teoria da reflexão das ondas de choque. Atlas Powder Company, 1987.

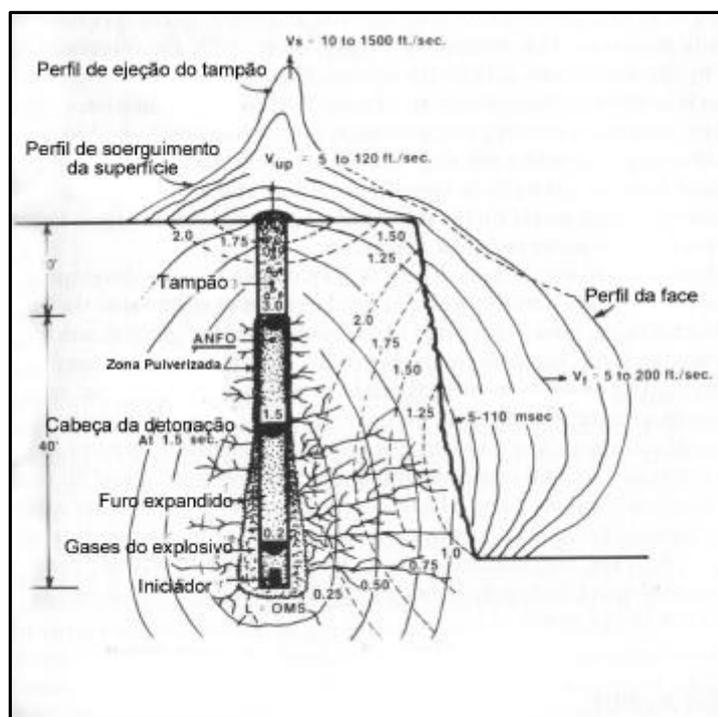


Figura 3.14: Interação dos eventos T1 a T4 em bancada típica de pedra. Atlas Powder Company, 1987.

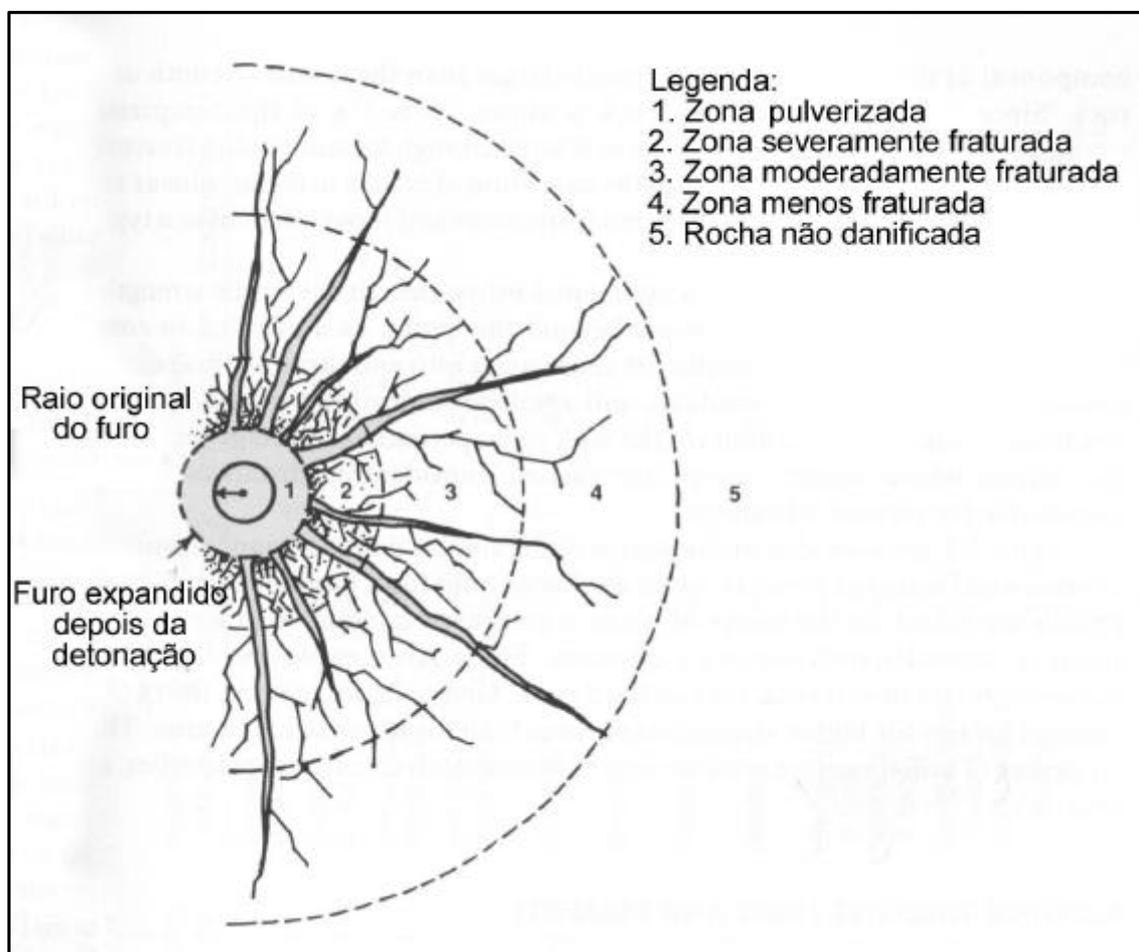


Figura 3.15: Zonas radiais de ruptura. Atlas Powder Company, 1987

3.3.2. MODELOS ATUAIS DE INTERAÇÃO EXPLOSIVO – MACIÇO ROCHOSO

Lownds (1986) e Udy e Lownds (1990) 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. 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 explosivo – 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 3.16 sob a curva pressão – 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).

□ Energia liberada durante a detonação

A energia liberada durante a fase de detonação é representada pela zona 1. Em cargas desacopladas, os gases expandem e ocupa o volume do furo V_b . Durante este processo a pressão da explosão dos gases cai de P_e para P_b . Esta energia será convertida em energia cinética da explosão dos gases. Desde que a explosão dos gases não aja sobre a rocha até a ocupação completa do furo, a energia representada pela zona 1 não contribui, significativamente, para o processo de fragmentação da rocha. Em um furo de desmonte com carga completamente acoplada, a pressão de explosão será igual à pressão da parede do furo de perfuração.

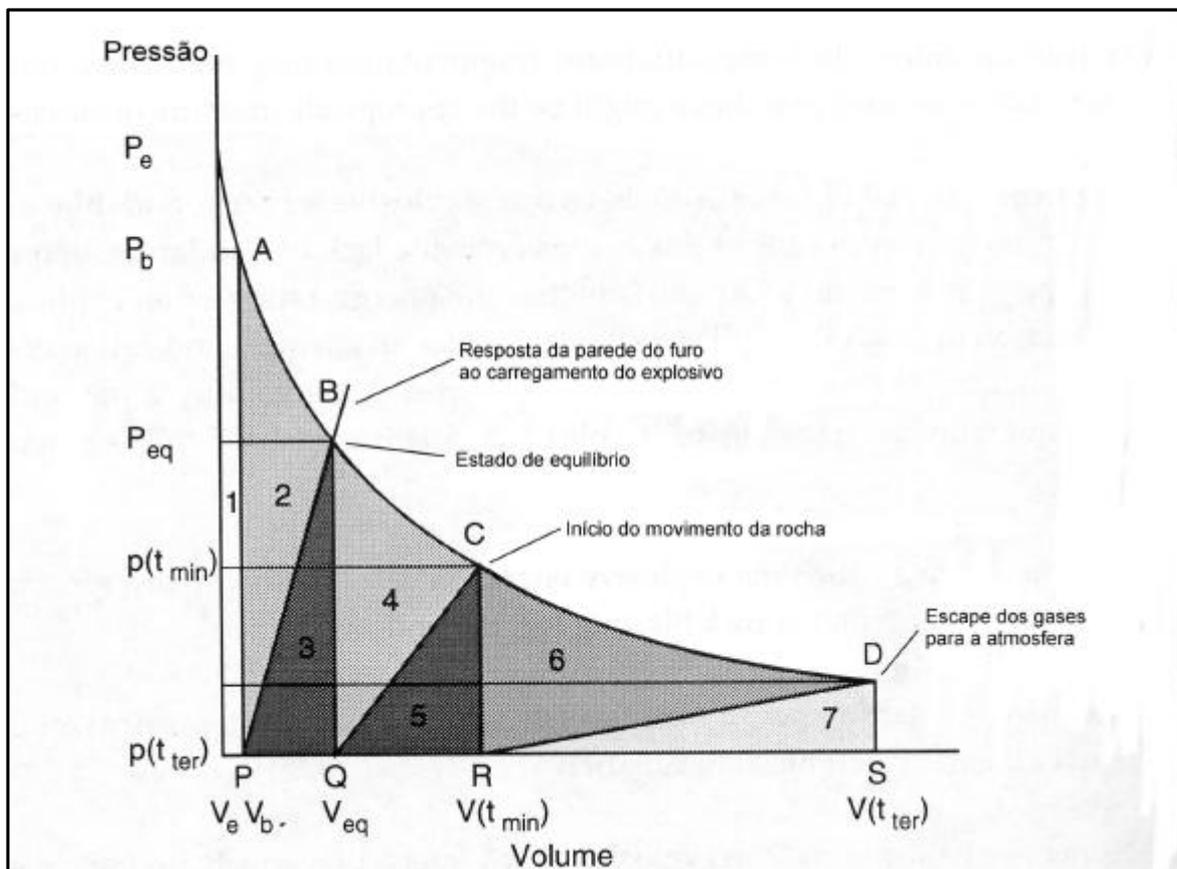


Figura 3.16: Energia explosiva liberada durante diferentes fases do desmonte de rochas. Scott et. Al., 1996.

□ Energia liberada durante a propagação da onda de choque

Nesta fase, a explosão dos gases expande o volume inicial do furo (V_b) ao volume expandido do furo no estado de equilíbrio (V_{eq}). A energia liberada durante esta fase é definida como energia de choque e é representada pela área PABQ, como mostra a figura 3.16. A linha PB representa a resposta da parede do furo ao carregamento aplicado pelo explosivo e é uma função do módulo de Young e do coeficiente de Poisson da rocha vizinha ao furo. A energia de choque é subdividida em duas componentes: a componente cinética (E_{kse} – zona 2) e a componente de deformação (E_{sse} – zona 3). A componente cinética da energia de choque é utilizada na expansão do furo e na pulverização da rocha em seu entorno. A componente de deformação é a energia armazenada na rocha para o estado de equilíbrio e é a responsável pela criação da rede de fraturas primárias em volta do furo de desmonte. A componente de deformação da onda de choque (E_{sse}) é representada pela área do triângulo PBQ na figura 3.16 e a componente cinética (E_{kse}) é estimada pela subtração da componente de deformação da energia de choque total.

□ A energia liberada durante a expansão da pressão dos gases

A energia liberada durante a fase de pressão dos gases é representada pela área QBCR na figura 3.16 e é chamada de energia de expansão de gás, E_g . A linha QC é a resposta do maciço rochoso à penetração dos gases nas fraturas. Nesta fase, a energia é utilizada para dois propósitos. Primeiramente, as fraturas existentes são estendidas (energia de extensão das fendas) e depois, como energia potencial de deslocamento na compressão da rocha circundante. A energia potencial de deslocamento é representada pela área do triângulo QCR. Quando a porção de rocha é destacada do furo de desmonte, a energia potencial de deslocamento armazenada no maciço rochoso será utilizada no movimento inicial dessa massa de rocha. A energia de extensão das fendas é estimada pela subtração da energia potencial de deslocamento da energia de expansão do gás.

É assumido que a maior parte do processo de fragmentação estará completo antes do começo do movimento do maciço rochoso. Então, a energia nas zonas 2, 3 e 4 é responsável pela pulverização, criação e extensão da rede de fraturas primárias no maciço rochoso, e é definida como a energia potencial de fragmentação (E_{fe}).

□ Energia liberada durante o movimento da rocha (lançamento)

A energia liberada durante a fase de movimento da rocha é representada pela área RCDS e é subdividida em duas componentes. A primeira é a energia cinética (E_{ke}) transferida ao maciço rochoso, e a outra é a energia potencial (E_{pe}) armazenada no maciço rochoso nas condições terminais assumidas neste modelo. A energia potencial armazenada no maciço rochoso para as condições terminais contribui muito pouco para a fragmentação ou lançamento e é estimada pela área do triângulo RDS. A energia cinética transferida para a rocha contribui para o movimento do maciço rochoso e é estimada pela dedução de E_{pe} da energia liberada durante a fase de movimento do maciço rochoso (E_{bm}).

A energia representada pelas zonas 5 e 6 é assumida como a responsável pelo movimento da rocha e, por esta razão, é definida como a energia potencial de movimento da rocha (E_{bme}). A energia liberada durante a fase de expansão da pressão do gás e a fase de movimento da rocha é definida como energia de deslocamento (E_h) e é responsável pelo deslocamento do maciço rochoso. A energia liberada pela expansão dos gases - do estado que eles ocupam completamente o furo até eles alcançarem as condições terminais - é definida como energia de desmonte (E_{be}).

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 transmitem uma onda de choque para a rocha vizinha, como mostra a figura 3.17. 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.

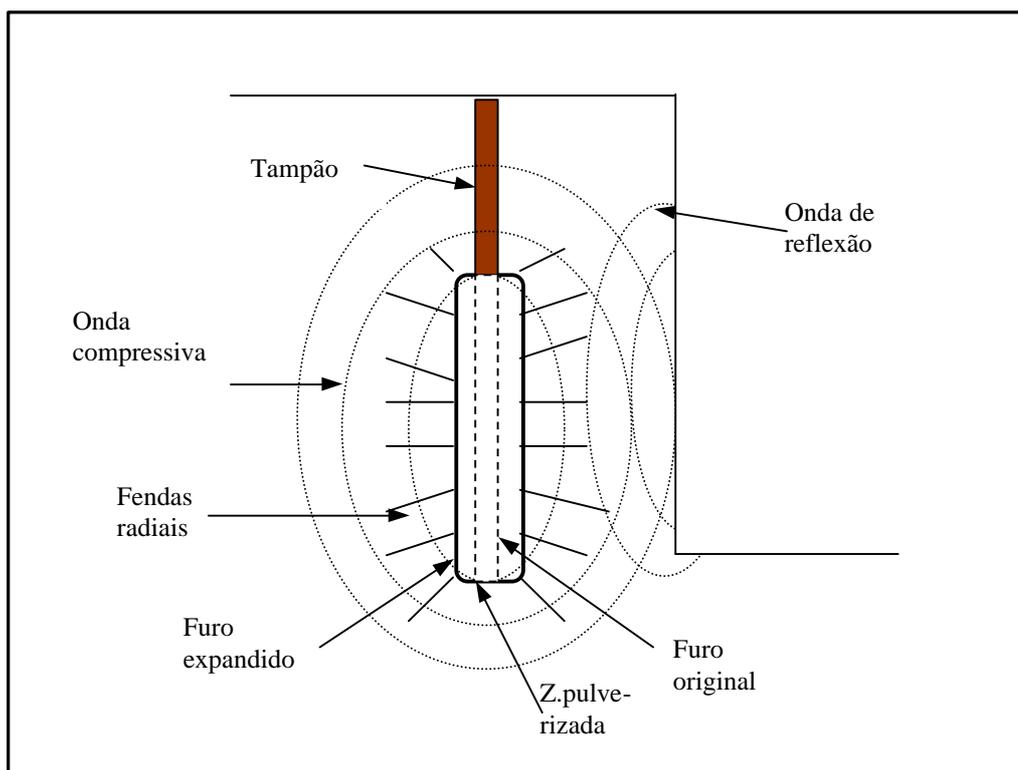


Figura 3.17: Efeitos da onda de choque no maciço rochoso. Sarma, 1994.

Este modelo do processo de detonação identifica várias propriedades do maciço rochoso importantes no desempenho do desmonte. Estas incluem:

- 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 freqüência das descontinuidades 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.

As propriedades do maciço rochoso são de fundamental importância no projeto de desmonte. O uso de projetos padrões sem considerar nenhuma variação nas propriedades do maciço conduzirá a uma sobre-detonação em algumas áreas ou sub-detonação em outras. Geração de finos e danos ao maciço rochoso adjacente são também resultados comuns. Se os resultados desejados dos desmontes não estão sendo alcançados é necessário incorporar as propriedades mais relevantes do maciço rochoso no processo de elaboração do projeto de desmonte. O resultado do desmonte é determinado pela interação do explosivo e maciço rochoso confinado. As propriedades do maciço dominam este processo. O engenheiro de desmonte está, por esta razão, diante do desafio de determinar quais propriedades que mais influenciam o resultado do desmonte em cada situação e decidir quais as alterações do projeto seriam apropriadas para as diferentes condições geológicas. Mudanças significativas nestas propriedades requerem a alteração de alguns aspectos do projeto de desmonte. Todos os parâmetros de um plano de fogo devem ser determinados para produzir o resultado final desejado: forma da pilha e distribuição granulométrica requerida (Scott, 1996).

3.4. ÍNDICE DE BLASTABILIDADE E O PROJETO DE DESMONTE

3.4.1. 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 seqüência da detonação. Os dois últimos aspectos têm recebido análise bastante rigorosa 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.

Engenheiros geomecânicos têm abordado este problema de diferentes perspectivas. O projeto da maioria das escavações de rocha é 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).

□ Parâmetros de controle

Tem havido muitas tentativas de predizer o desempenho do desmonte a partir das propriedades físicas de amostras de rocha, medidas em laboratório. Estas tentativas geralmente não têm tido sucesso. Hagan e Harry (1977) atribuem este insucesso ao efeito da estrutura do maciço sobre o complexo mecanismo envolvido no desmonte. De qualquer forma, certas correlações parecem válidas:

- 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.

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., 1974). 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.

A experiência em desmonte de rochas por explosivos do JKMRC, 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.

□ Resistência das rochas

Resistência à compressão estática, à tração e ao cisalhamento são geralmente determinadas por testes de laboratório com amostras especialmente preparadas. Como a dispersão dos resultados é grande, um grande número 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: 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. 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.

□ 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.

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.

□ 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 seqüência 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.

□ 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 3.18. 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).

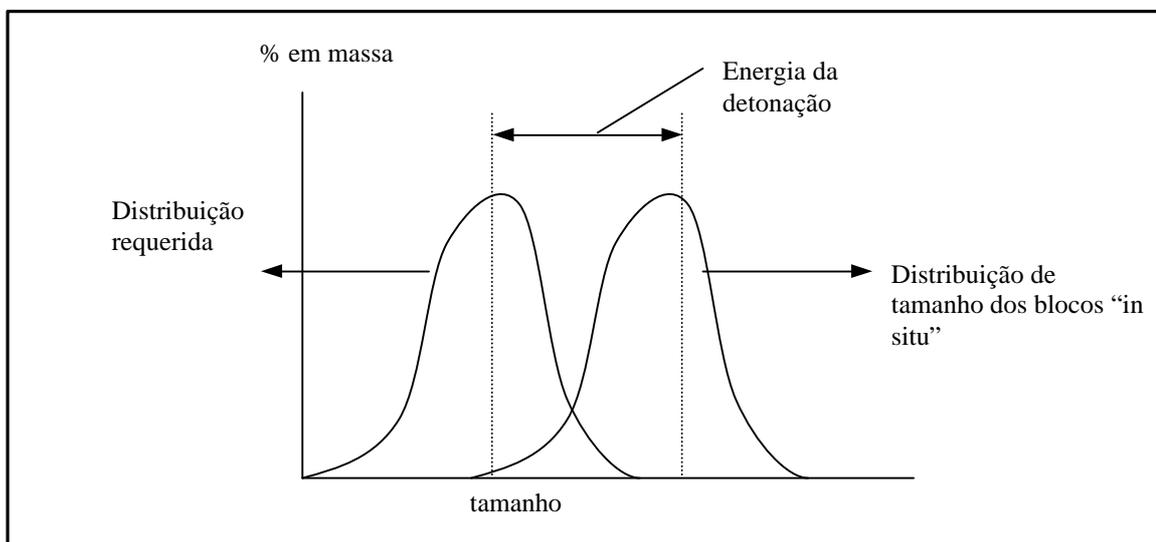


Figura 3.18: O processo de fragmentação, representado a energia de detonação em função da distribuição de tamanho dos blocos "in situ" e da fragmentação requerida. Scott, 1996.

□ 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.

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).

3.4.2. ÍNDICES DE BLASTABILIDADE

□ Tentativas tradicionais

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 (“brittle”).

Hino (1959) considerou que o limite superior de resistência da rocha é a resistência à compressão e o limite inferior a resistência à tração. Ele define um “coeficiente de detonação” como sendo a razão das duas resistências. Hein e Dimock (1976) propuseram um método para a descrição da blastabilidade do maciço rochoso baseado em suas experiências na mina de cobre Kennecott, em Nevada-EUA. Eles relacionaram a velocidade das ondas sísmicas dos maciços com a razão de carga média requerida.

Borquez (1981) definiu um afastamento crítico baseado na resistência à tração da rocha, pressão de detonação do explosivo, diâmetro da carga e um fator de blastabilidade, relacionado com o índice RQD do maciço rochoso. Rakishev (1982) definiu uma velocidade de fratura crítica para descrever a blastabilidade da rocha, baseada numa combinação de resistência à compressão e à tração e um coeficiente relacionado com as propriedades estruturais do maciço rochoso.

□ Tentativas empíricas

• 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 3.19 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:

$$P_{fANFO} = \frac{[1,4 \times \text{Tan}(\phi + i)]}{\left[\sqrt[3]{\text{fraturas} / m} \right]} \quad (3.8)$$

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.

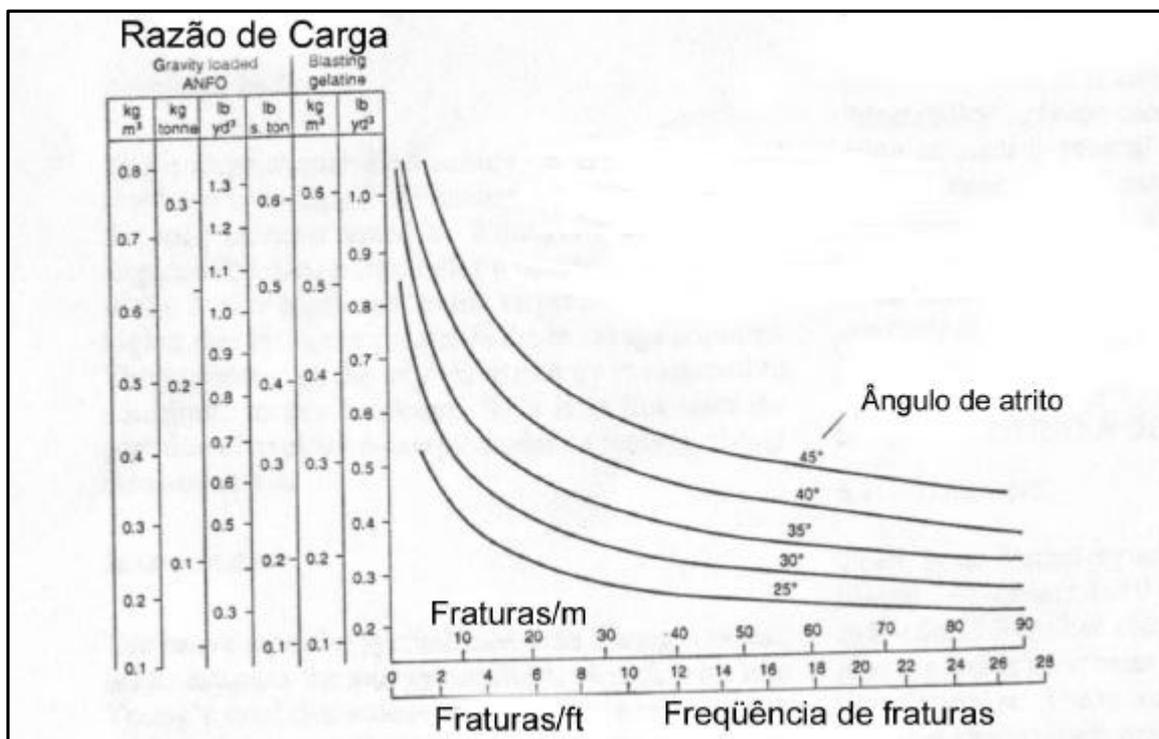


Figura 3.19: Esquema de Blastabilidade de Ashby para a mina de Bougainville. Hoek e Bray, 1977.

- 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 III.7.

$$BI = 0,5 \times (RMD + JPS + JPO + SGI + H) \quad (3.9)$$

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, sob 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 3.20 (Lilly, 1986). Estas minas são, tipicamente, de grande escala e operação com escavadeiras. O ANFO é o explosivo primário utilizado. Um valor de 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).

- Fator da rocha

Na tentativa de 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:

$$A = 0,06 \times (RMD + RDI + HF) \quad (3.10)$$

Onde os diferentes fatores estão definidos na tabela III.8. 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 3.21 ilustra as principais orientações das descontinuidades com relação à face livre da detonação: (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.

Tabela III.7: Parâmetros da classificação do índice de blastabilidade de Lilly.

<i>Descrição</i>		<i>Classificação</i>	<i>Índice</i>
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.

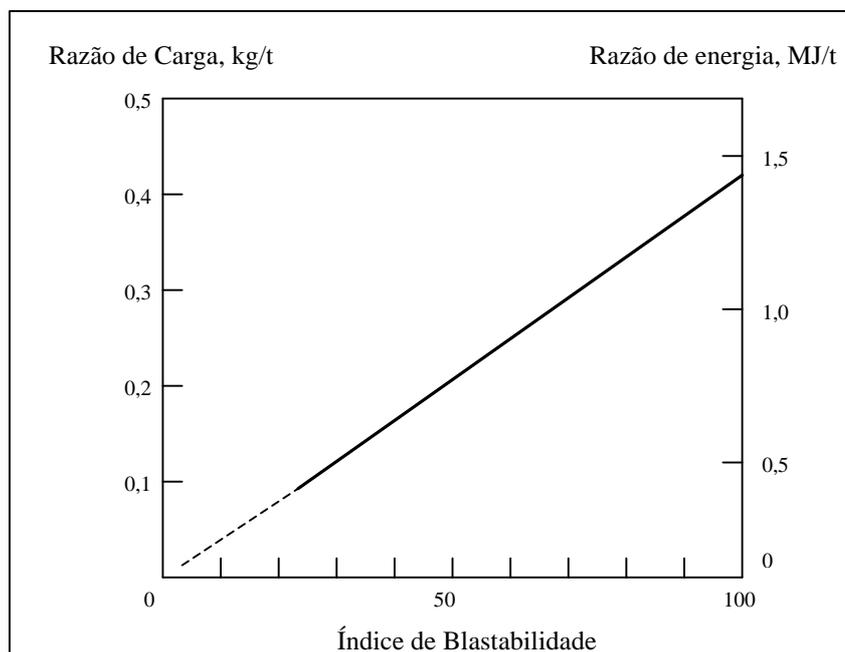


Figura 3.20: Uso do explosivo como função do índice de blastabilidade. Lilly, 1986.

Tabela III.8: 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.

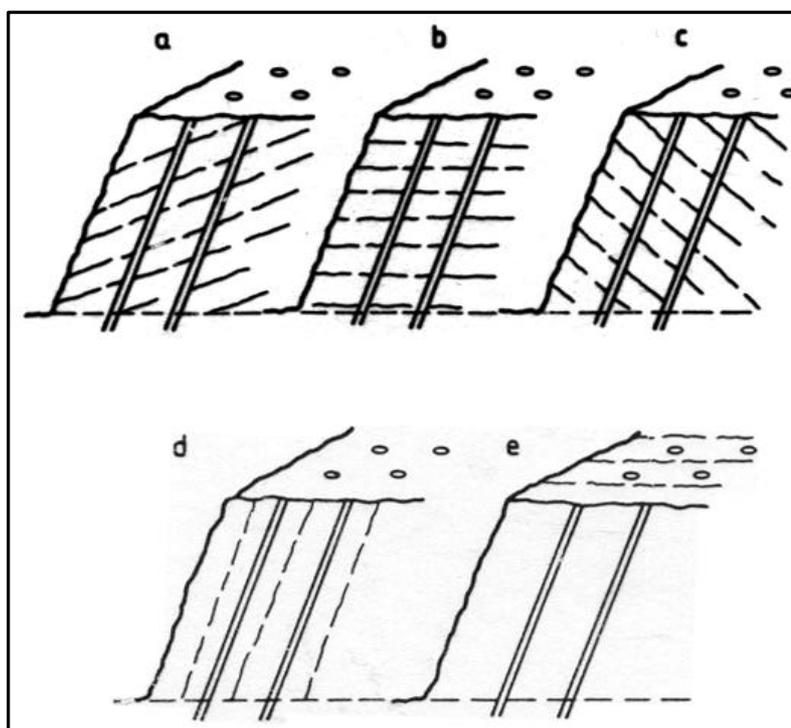


Figura 3.21: Ilustração da direção e mergulho das fraturas com relação à face livre. Modificado por Silva e Destro, 2000.

□ Comentários

Concluindo, as propriedades da rocha intacta relevantes para o projeto de desmonte a explosivo são módulo de Young, coeficiente de Poisson, resistência à compressão uniaxial e densidade. Estas propriedades aliadas ao padrão de fraturamento do maciço rochoso determinam a aptidão ao desmonte do maciço. Este padrão de fraturamento, estabelecido pela atitude (direção e mergulho) e espaçamento das famílias de descontinuidades e descontinuidades aleatórias, determina o tamanho e forma dos blocos. O mapeamento geomecânico das frentes de lavra para o desmonte é, por esta razão, de suma importância para a obtenção deste conjunto de dados.

3.5. MODELOS DE FRAGMENTAÇÃO DAS ROCHAS POR EXPLOSIVOS

Nesta seção é realizada uma revisão bibliográfica dos principais modelos de fragmentação do desmonte a explosivos. São abordados desde o modelo mais tradicional até os modelos mais recentes, com a descrição matemática específica de cada modelo.

3.5.1. O MODELO DE FRAGMENTAÇÃO KUZ-RAM

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):

- Teoria de quebra (Kuznetsov, 1973): a quantidade de quebra que ocorre com uma conhecida quantidade de energia de um explosivo pode ser estimada usando a equação de Kuznetsov.
- Teoria da distribuição de tamanho (Rosin & Rammler, 1933): a distribuição do tamanho das partículas da rocha fragmentada pode ser determinada a partir do tamanho médio, se o modelo de quebra é conhecido.
- Teoria de detonação do explosivo (Tidman): a quantidade de energia liberada pelo explosivo é calculada usando a equação de Tidman.
- 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.
- 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.

□ Equação de Kuznetsov

Uma correlação entre o tamanho médio e a energia de detonação aplicada por unidade de volume de rocha (razão de carga) foi desenvolvida por Kuznetsov (1973) como uma função do tipo de rocha. Esta equação é dada por:

$$X_{50} = A \times \left(\frac{V_0}{Q_T} \right)^{0,80} \times Q_T^{1/6} \quad (3.11)$$

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_T é a massa (kg) de TNT equivalente à energia contida na carga explosiva de cada furo.

A energia relativa por unidade de massa (RWS) de TNT comparada ao ANFO (RWS do ANFO = 100) é 115. Assim, a equação (3.11) pode ser escrita baseada em ANFO ao invés de TNT, como (Cunningham, 1983):

$$X_{50} = A \times \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0,80} \times Q_e^{1/6} \times \left(\frac{E}{115} \right)^{-19/30} \quad (3.12)$$

onde Q_e é a massa do explosivo utilizado (kg) e E representa a energia relativa em massa (RWS) do explosivo comparado ao ANFO (ANFO=100).

Como: $V_0/Q_e = 1/K$, onde K é a razão de carga (kg/m^3). A equação (3.12) pode ser escrita como:

$$X_{50} = A \times (K)^{-0,80} \times Q_e^{0,167} \times \left(\frac{115}{E} \right)^{0,633} \quad (3.13)$$

□ Equação de Rosin-Rammler:

A distribuição de tamanho das partículas é calculada pela equação de Rosin-Rammler:

$$R = e^{-\left(\frac{X}{X_c} \right)^n} \quad (3.14)$$

onde X é o tamanho da malha da peneira, X_c é o tamanho característico, n é o índice de uniformidade e R é a proporção de material retido na peneira de tamanho X .

O tamanho característico é simplesmente um fator de escala. É a abertura da peneira na qual 63,2% das partículas passam. Se o tamanho característico (X_c) e o índice de uniformidade (n) são conhecidos, então é possível calcular toda a curva granulométrica da detonação.

A equação (3.14) pode ser reagrupada de forma a calcular o tamanho característico:

$$X_c = \frac{X}{\left(\ln\left(\frac{1}{R}\right)\right)^{1/n}} \quad (3.15)$$

Como a equação de Kuznetsov fornece o tamanho de peneira X_{50} , para o qual 50% do material é passante, então:

$$X = X_{50}$$

$$R = 0,5$$

Substituindo estes valores na equação (3.15), tem-se:

$$X_c = \frac{X_{50}}{(0,693)^{1/n}} \quad (3.16)$$

Substituindo a equação (3.16) em (3.14), tem-se:

$$R = e^{-0,693 \times \left(\frac{X}{X_{50}}\right)^n} \quad (3.17)$$

Como o percentual passante $P = 100 (1 - R)$, então:

$$P = 100 \times \left[1 - e^{-0,693 \times \left(\frac{X}{X_{50}}\right)^n} \right] \quad (3.18)$$

□ Índice de uniformidade de Cunningham:

Esta expressão foi desenvolvida através de testes de campo por Cunningham (1987).

Ela correlaciona todos os parâmetros geométricos do plano de fogo, como:

$$n = \left[2,2 - 14 \times \left(\frac{B}{D} \right) \right] \times \left[\frac{(1 + S/B)}{2} \right]^{0,5} \times \left[\left(1 - \frac{W}{B} \right) \times \frac{L}{H} \right] \quad (3.19)$$

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 carga (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 (3.19) é modificada para:

$$n = \left[2,2 - 14 \times \left(\frac{B}{D} \right) \right] \times \left[\frac{(1 + S/B)}{2} \right]^{0,5} \times \left\{ \left(1 - \frac{W}{B} \right) \times \left[\text{abs} \times \frac{(BCL - CCL)}{L} + 0,1 \right]^{0,1} \times \left(\frac{L}{H} \right) \right\} \quad (3.20)$$

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 $\left(\frac{(BCL - CCL)}{L} \right)$.

□ Equação de Tidman:

A energia do explosivo é calculada de uma equação desenvolvida por Tidman:

$$E = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n} \right)^2 \times RWS \quad (3.21)$$

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 (%).

□ Fator da rocha:

O fator da rocha é calculado pela equação originalmente desenvolvida por Lilly (1986) e modificada por Cunningham (1987). É usado para ajustar o tamanho médio dos fragmentos baseado no tipo de rocha, direção e mergulho das descontinuidades com relação à frente livre do desmonte. O fator da rocha A é um índice de blastabilidade do maciço rochoso. O valor do fator de rocha (A) é obtido por:

$$A = 0,06 \times (RMD + RDI + HF) \quad (3.22)$$

Os valores do RMD são obtidos a partir da classificação geomecânica de Lilly. Os demais parâmetros são obtidos com o auxílio das equações:

$$RDI = 25 \times d - 50 \quad (3.23)$$

$$HF = \frac{E}{3} \quad \text{se } E < 50 \text{ GPa} \quad (3.24)$$

$$HF = \frac{UCS}{5} \quad \text{se } E > 50 \text{ GPa} \quad (3.25)$$

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 III.8.

3.5.2. MODELOS DE FRAGMENTAÇÃO JKMR

Um modelo análogo foi desenvolvido no Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, JKMR, na Universidade de Queensland, Austrália. Esta modelagem é baseada na detonação controlada de testemunhos de sondagem de 200mm de diâmetro ou blocos de 300 a 400mm de tamanho, em câmaras de detonação ("blasting chamber"). Este trabalho foi realizado por Stagg et al (1992) para a U.S.B.M - United States Bureau of Mines com o objetivo de estudar a geração de finos em detonação. 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.

Uma segunda tentativa, similar àquele usada no modelo Kuz-Ram, tem sido utilizada com algumas modificações na determinação do fator da rocha e no fator de energia. 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 e Grouhel (1992). 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, 1996).

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. Um cilindro de rocha em volta de cada furo é por esta razão 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 1mm 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. De acordo com Kanchibotla, Valery and 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 (-1mm) pode ser calculado (V_{crush}). Como o volume de rocha desmontada (V_{br}) é também conhecido, o percentual de rocha detonada menor que 1mm pode ser estimado de:

$$\% - 1mm = 100 \times \frac{V_{crush}}{V_{br}} \quad (3.26)$$

Segundo Kanchibotla, S., Valery, W. and Morrell, S. (1999), o índice de uniformidade para a distribuição dos finos pode ser então calculado pela substituição, na equação (3.14) de Rosin-Rammler, dos valores: R (percentual abaixo de 1mm), tamanho de fragmento X igual a 1mm, e um tamanho característico X_c . O índice de uniformidade para fração grosseira é estimado usando a equação proposta por Cunningham (1987). As duas distribuições unem-se em um tamanho característico, que é dependente das propriedades do maciço rochoso (figura 3.22). A experiência sugere que X_{50} , como o tamanho característico, fornece um bom resultado para rochas mais resistentes ($UCS > 50MPa$) e X_{90} , como tamanho característico, para rochas muito brandas ($UCS < 10MPa$). É apropriado que para rochas de resistência intermediária, as duas distribuições se unem num ponto entre os valores X_{50} e X_{90} .

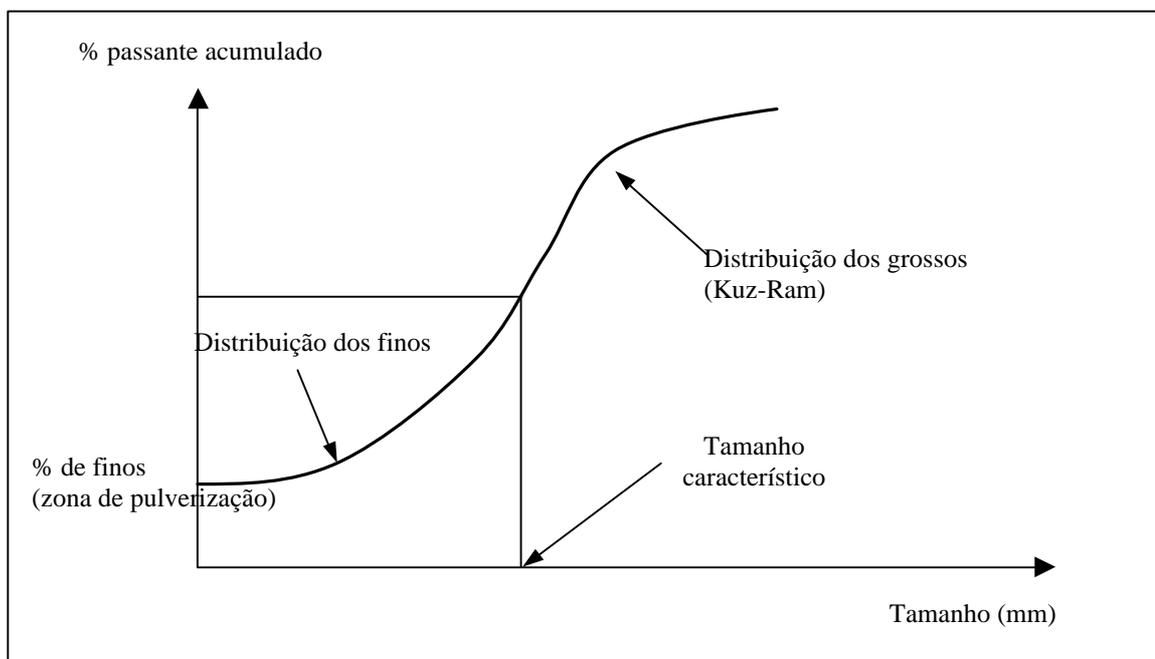


Figura 3.22: Distribuição de tamanho de finos e grossos de ROM. Kanchibotla, Valery and Morrell, 1999

3.5.3. MODELO DE FRAGMENTAÇÃO DE DUAS COMPONENTES (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. 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 3.23. 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.

Assumindo que 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:

$$F_c = \frac{M_0}{M} \quad (3.27)$$

onde M_0 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. Usando a forma de distribuição de Rosin-Rammler, temos:

$$P_1 = 100 \times \left[1 - e^{-0,693 \times \left(\frac{x}{c}\right)^d} \right] \quad (3.28)$$

e

$$P_2 = 100 \times \left[1 - e^{-0,693 \times \left(\frac{x}{a}\right)^b} \right] \quad (3.29)$$

onde P_1 e P_2 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:

$$P = 100 \times \left[1 - (1 - F_c) \times e^{-0,693 \times \left(\frac{x}{a}\right)^b} - F_c \times e^{-0,693 \times \left(\frac{x}{c}\right)^d} \right] \quad (3.30)$$

No caso de uma distribuição do tamanho de fragmentos estatisticamente homogênea, onde a fragmentação completa ocorre em um único domínio, o parâmetro F_c é zero e a equação prévia reduz a componente simples da distribuição de Rosim-Rammler. Esta situação ocorrerá no caso de detonação em rocha muito resistente, onde a massa de rocha que se rompeu por compressão/cisalhamento é desprezível. Em tal caso a equação torna-se:

$$P = P_2 = 100 \times \left[1 - e^{-0,693 \times \left(\frac{x}{a}\right)^b} \right] \quad (3.31)$$

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 50mm) tem impacto significativo sobre a operação da mineração, a simplificação não é válida.

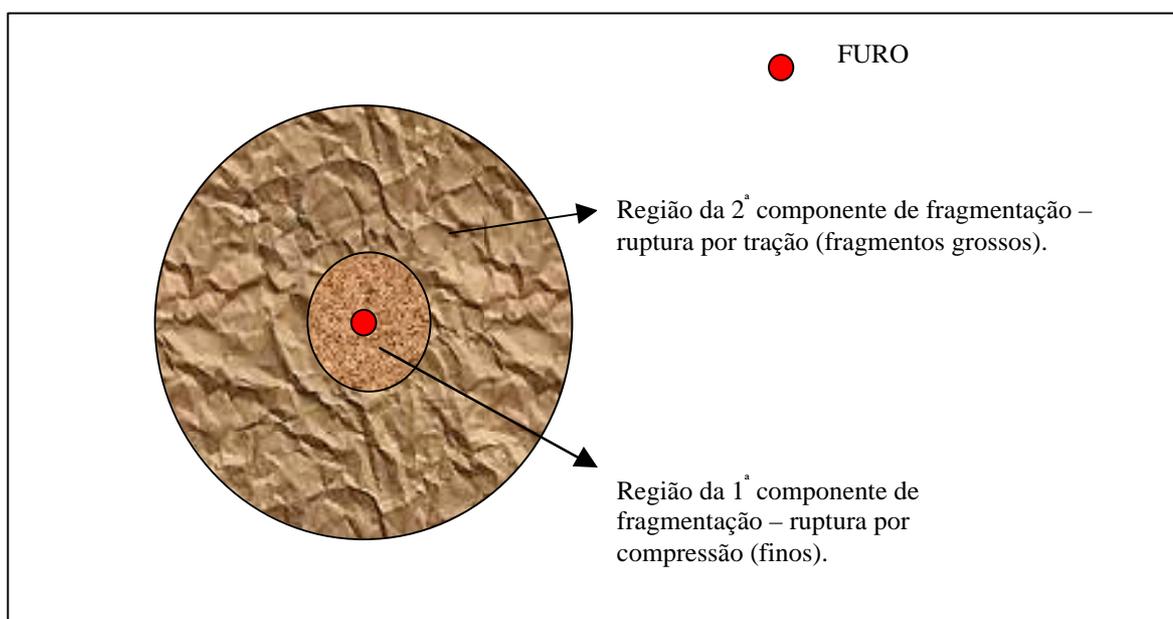


Figura 3.23: Modelo de fragmentação TCM, mostrando as duas componentes de fragmentação do maciço rochoso. Djordjevic, 1999.

- Coeficiente de uniformidade e tamanho médio para os finos e grossos

Por causa da complexidade dos mecanismos envolvidos na fragmentação, a maioria dos modelos de fragmentação tem fortes raízes empíricas. O modelo Kuz-Ram é freqüentemente usado. 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 (Kuznetsov, 1979; Cunningham, 1987).

É interessante salientar que o índice de uniformidade n de Cunningham usado no modelo Kuz-Ram, que controla a forma da função de distribuição do tamanho de fragmento, não é influenciado pelas propriedades mecânicas da rocha ou pelas características do explosivo. Uma possível razão para isto está na natureza do modelo numérico usado no desenvolvimento da fórmula para o cálculo do coeficiente de uniformidade (Lownds, 1983). Supõe-se que a fragmentação ocorra devido à criação de fendas radiais, sob a influência da tensão de tração e não inclui a possibilidade de ruptura cisalhante ou deformação plástica da rocha. A experiência mostra que o modelo Kuz-Ram prediz a parte grossa da distribuição de tamanho (fragmentos com tamanho maior que 50mm) com razoável exatidão.

O modelo Kuz-Ram representa a componente P_2 do modelo de duas componentes proposto. Antes de ser incorporado na saída do modelo, os resultados dos cálculos do modelo Kuz-Ram necessitam ser multiplicados pela fração que representa a razão entre a massa de rocha que é fragmentada devido à ruptura de tração e a massa total do furo.

Fragmentos típicos com tamanho menor que 50mm são o resultado da fragmentação da rocha intacta (rocha matriz). A influência dos aspectos macro-estruturais do maciço e os parâmetros geométricos do plano de fogo (afastamento, espaçamento etc.) não são parâmetros importantes para a uniformidade da distribuição de fragmentos pequenos. A fragmentação fina da rocha é predominantemente controlada pela interação explosivo e rocha matriz.

Aler, Du Mouza e Arnold (1996) investigaram a eficiência da fragmentação da detonação como uma função dos parâmetros geométricos do plano de fogo e de parâmetros de energia dos explosivos, usando o método estatístico de multivariáveis.

Eles concluíram que a influência de parâmetros geométricos (afastamento e espaçamento) pode ser considerada independente daqueles associados à energia dos explosivos. No modelo original Kuz-Ram, o tamanho médio X_{50} é, segundo a natureza do modelo, calculado assumindo uma curva de distribuição de tamanho uni-modal.

O tamanho médio (a) da parte grossa da curva TCM é o mesmo que refere a parte mais grossa da curva tradicional Kuz-Ram, correspondendo a $(50 + 100.F_c/2)$ % da curva tradicional, onde F_c é a fração total representando os finos. Logo:

$$a = X_{\left(50+100 \times \frac{F_c}{2}\right)} \text{ da curva tradicional Kuz-Ram} \quad (3.32)$$

O tamanho médio global do volume total será igual a média ponderada do tamanho médio para finos e tamanho médio para grossos. No caso em que a fração de finos é desprezível, a curva TCM se transforma na curva uni-modal convencional Kuz-Ram.

$$X_{50} = a \times (1 - F_c) + c \times F_c \quad (3.33)$$

Os fragmentos pequenos são produzidos devido à interação do explosivo com a rocha matriz em cada furo de desmonte. A geração de finos tem mostrado ser independente da escala de investigação (Crum, Rholl e Stagg, 1990; Turcotte, 1986) e podem ser determinados a partir da detonação de amostras de rocha (aproximadamente $0,1\text{m}^3$), desde que as propriedades da rocha matriz e as propriedades do explosivo sejam as mesmas ou similares àquelas usadas no campo.

A fragmentação de amostras de rocha em câmara de detonação ocorre de uma maneira similar à fragmentação de maciços rochosos em desmonte em mina a céu aberto. Depois da detonação de uma pequena carga explosiva na amostra, uma onda de choque causa a pulverização da rocha imediatamente vizinha à carga. Esta fragmentação inicial ocorre quando o corpo da amostra está ainda intacto. Isto é relevante por causa do confinamento sob o qual a pulverização do interior da amostra ocorre. O segundo estágio da fragmentação começa com a reflexão da onda de choque na borda da amostra, que inicia a ruptura de tração a partir das bordas, e com a ação dos gases liberados pela detonação sob alta pressão.

O volume fragmentado da amostra de rocha consiste de fragmentos gerados pela pulverização da rocha matriz e de fragmentos produzidos pela ruptura de tração. Estes dois subvolumes da rocha fragmentada são gerados de maneiras significativamente diferentes e, por esta razão, as distribuições do tamanho de fragmentos não podem ser descritas com uma função única para ambos mecanismos. A distribuição de tamanho de fragmentos resultantes poderá ser representada pela equação (3.30), como a soma de duas distribuições, ponderadas por um fator que reflete os volumes relativos de rocha fragmentada nos dois diferentes mecanismos.

Com o resultado do peneiramento dos fragmentos resultantes do teste de detonação em câmara, é possível deduzir a fração de volume de rocha que é predominantemente afetada pela ruptura compressiva-cisalhante (F_c). Isto resulta no tamanho médio de fragmento para a parte grossa (a), no tamanho médio de fragmento produzido pela ação compressiva-cisalhante (c), e nos correspondentes coeficientes de uniformidade (b e d) da equação (3.30).

Para a aplicação fiel do modelo de fragmentação em um desmorte de produção, é necessário estimar, independentemente, a fração do volume total de cada furo que será pulverizado sob a ação da explosão. Isto pode ser feito por vários caminhos.

O campo de tensão na zona de ruptura cisalhante em volta do furo é compressivo. Ambas as tensões, radial e tangencial, são compressivas. Em tal caso, a extensão da ruptura cisalhante em volta do furo pode ser estimada usando o critério de ruptura de Griffith, que para o caso bi-axial de carregamento predominantemente compressivo é (Djordjevic, 1999):

$$(\mathbf{s}_1 - \mathbf{s}_2)^2 - 8T_0 \times (\mathbf{s}_1 + \mathbf{s}_2) = 0 \quad (3.34)$$

onde σ_1 e σ_2 são as tensões principais maior e menor, respectivamente e T_0 é a resistência à tração da rocha.

Assumindo um coeficiente de Poisson (ν) médio de 0,25 e usando $\sigma_2 = [\nu / (1-\nu)] \cdot \sigma_1$, a equação para calcular a distância do centro do furo, onde a ruptura cisalhante cessará, será:

$$r = 0,5 \times \frac{D}{\left(\frac{24T_0}{P_b}\right)^{1/2}} \quad (3.35)$$

onde r é a distância do centro do furo de desmonte, ou raio da zona de pulverização, D é o diâmetro do furo, T_0 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):

$$P_b = 0,25 \times r \times (VOD_e)^2 \quad (3.36)$$

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).

A resistência de uma rocha é influenciada pela taxa de deformação. Próximo do furo, a elevada taxa de deformação (100 a 1000 s^{-1}) resulta em uma resistência dinâmica maior que sua resistência estática equivalente. Favoravelmente, a resistência dinâmica da rocha torna-se maior que sua resistência estática equivalente (Tedesco et al, 1997) somente para altas taxas de deformação (acima de 100 s^{-1}), restringindo sua influência às regiões próxima ao furo. Sendo assim, o valor estático de resistência pode ser utilizado para o modelamento da fragmentação.

Um método alternativo para a estimação do volume de finos é por modelo numérico dinâmico. Por modelagem de um simples furo de desmonte, usando a versão dinâmica da diferença finita do código FLAC (FLAC Manual, Itasca, 1997), é possível determinar o volume de rocha submetida à ruptura cisalhante. A extensão desta ruptura corresponde à zona de geração de finos por compressão (deformação plástica).

□ Percentual de finos da zona de pulverização

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.

$$\begin{aligned} \% \text{ de finos} &= \frac{V_{\text{zona-de-pulverização}}}{V_{\text{furo}}} \Rightarrow \\ \% \text{ de finos} &= \left[\frac{(p \times r^2 \times H)}{B \times S \times H} \right] \times 100 \Rightarrow \\ \% \text{ de finos} &= \left[\frac{(p \times r^2)}{B \times S} \right] \times 100 \end{aligned} \quad (3.37)$$

$$F_c = \left[\frac{(p \times r^2)}{B \times S} \right] \quad (3.38)$$

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).

□ Comentários finais

Basicamente, os modelos de fragmentação do maciço rochoso por explosivos se resumem em dois. Um primeiro, que considera apenas a ruptura por tração e um segundo, que leva em consideração além deste tipo de ruptura, a geração de finos em volta do furo pela ação das tensões de compressão/cisalhamento.

O modelo TCM é mais complexo, e por isso foi necessário analisar detalhadamente, durante a fase de programação do simulador, os seguintes pontos deste modelo:

- Tamanho médio dos finos (c): Na verdade, a fragmentação na região da zona de pulverização é afetada por uma razão de carga bastante superior a razão de carga médio de um furo, reduzindo assim o tamanho médio dos fragmentos desta região e, conseqüentemente, aumentando a geração de finos do desmonte. A literatura pesquisada mostrou algumas variações com relação ao tamanho dos finos gerados na zona de pulverização. Alguns autores afirmam que, para o caso de minério de ferro, este tamanho é tipicamente igual a 1mm. No programa de simulação foi utilizado 1mm como o tamanho médio dos finos nesta região.
- Índice de uniformidade para os finos (d): para o modelo TCM, o índice de uniformidade para os finos pode ser calculado pela substituição do % finos gerado na zona de pulverização e o tamanho de 1mm na equação de Rosin-Rammler.

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

Explicitando n da equação acima, tem-se:

$$n_{\text{finos}} = d = \frac{\ln \left[\ln \left(\frac{1}{(1 - \% \text{ finos})^{0,693}} \right) \right]}{\ln \left(\frac{1}{X_{50}} \right)} \quad (3.39)$$

onde X_{50} é o tamanho médio do modelo Kuz-Ram e o % finos é o percentual de finos na zona de pulverização.

No modelo TCM é nítida, a partir da avaliação da equação (3.35), que a geração de finos no desmonte aumenta com o aumento do diâmetro de perfuração e da velocidade de detonação do explosivo.

CAPÍTULO 4 – METODOLOGIA

A metodologia geral para o desenvolvimento deste trabalho é descrita neste capítulo. Nos capítulos subsequentes, a metodologia específica, utilizada em cada etapa do trabalho, é descrita.

4.1. DESENVOLVIMENTO DO PROGRAMA DE SIMULAÇÃO SIMBLAST

4.1.1. INTRODUÇÃO

Um dos objetivos deste trabalho de pesquisa foi o desenvolvimento de um programa de simulação dos desmontes com a colaboração de um analista de sistemas e um programador da Companhia Vale do Rio Doce. O estudo dos modelos de fragmentação, a validação, a estrutura de cálculo e os testes de consistência do simulador foram importantes componentes desta pesquisa de doutorado. O simulador desenvolvido nas minas de Carajás foi denominado de SIMBLAST e tem as seguintes funções:

- simular as curvas granulométricas das pilhas de material desmontado;
- opera integrado com os dados e informações do sistema de monitoramento da perfuratriz por sensores, sistema de navegação por GPS e sistema de cálculo do plano de fogo – SYSFOGO (anexo 1);
- opera, também, de forma independente, ou seja, com dados e informações obtidas de outras fontes;
- calcula a malha de perfuração a partir das características geomecânicas do maciço rochoso e da fragmentação desejada pela mina.

O programa tem as seguintes características técnicas e computacionais:

- Arquitetura cliente/servidor com base de dados Oracle.
- Interface gráfica padrão Microsoft.
- Desenvolvimento utilizando I-CASE Visual Basic 4.0 32 bits.
- Hardware: a instalação padrão do SIMBLAST é em arquitetura departamental, requerendo no mínimo na estação cliente um PC 486 DX4 100 MHz, RAM 16MB, mouse, monitor SGVA colorido e placa de rede. Servidor de processos de bancos de dados: servidor RISC/Powdwe PC (Unix ou Windows NT), INTEL (Windows NT).

- Software: sistema operacional Windows 95 (na estação cliente) e sistema operacional Unix ou Windows NT e RDBMS.

4.1.2. MODELOS DE FRAGMENTAÇÃO UTILIZADOS

De acordo com a revisão bibliográfica (seção 3.5), o programa foi desenvolvido com base em dois modelos de simulação de fragmentação: Kuz-Ram e TCM. No caso do TCM, foram estudadas algumas variações do modelo, principalmente no que refere ao cálculo do tamanho médio e distribuição dos finos do desmonte. A tabela IV.1 mostra o modelo matemático utilizado no desenvolvimento do programa SIMBLAST.

Tabela IV.1: Formulação matemática dos modelos Kuz-Ram e TCM.

Item	Modelo Kuz-Ram	Modelo TCM
Tamanho médio de fragmento	$X_{50} = A.(K)^{-0,80} . Q_e^{0,167} . (115/E)^{0,633}$	$X_{50} = a.(1-F_c) + c.F_c$
Distribuição de tamanho dos fragmentos	$P = 100[1 - e^{-0,693(X/X_{50})^n}]$	$P = 100 [1 - (1 - F_c). e^{-0,693(x/a)^b} - F_c. e^{-0,693(x/c)^d}]$
Índice de uniformidade	$n = [(2,2-14.(B/D)) [(1+S/B)/2]^{0,5} . [(1-W/B).(L/H)]$	
Energia dos explosivos	$E = (VOD_e/VOD_n)^2 . RWS$	$E = (VOD_e/VOD_n)^2 . RWS$
Fator da rocha	$A = 0,06.(RMD + JF + RDI + HF)$	$A = 0,06.(RMD + JF + RDI + HF)$
Raio da zona de pulverização		$r = 0,5.D / (24T_o/P_b)^{1/2}$
Pressão de detonação		$P_d = 0,25 \times r \times (VOD)^2$
Fração de finos		$F_c = [(\pi^* r^2)/(B*S)]$
Tamanho médio dos finos na zona de pulverização		1mm
Índice de uniformidade para os finos		$d = \ln[\ln(1/(1-\%finos)^{0,693})]/\ln(1/X_{50})$
Índice de uniformidade para os grossos		$b = [(2,2-14.(B/D)) [(1+S/B)/2]^{0,5} . [(1-W/B).(L/H)]$
Tamanho médio dos grossos		$a = X_{(50+100.F_c/2)}$ da curva tradicional Kuz-Ram

4.1.3. AFERIÇÃO DO SIMULADOR E COMPARAÇÃO DOS MODELOS DE SIMULAÇÃO

Após o desenvolvimento do programa de simulação foram realizados testes de aferição e comparação dos modelos. Nesta fase, foi adotada a seguinte metodologia:

- simulação dos desmontes e geração das curvas granulométricas com os dois modelos de simulação (Kuz-Ram e TCM);
- filmagem da pilha e tratamento das imagens no sistema de fotoanálise WipFrag, para a obtenção da curva de fragmentação do desmonte;
- comparação entre as curvas simuladas Kuz-Ram e TCM;
- comparação entre as curvas simuladas e as observadas no sistema de fotoanálise WipFrag;
- análise dos dados e conclusões.

A determinação da granulometria por fotoanálise foi utilizada na tentativa de se aferir o simulador.

4.2. SISTEMA DE FOTOANÁLISE

4.2.1. O PROGRAMA WIPFRAG

Existem no mercado vários sistemas de fotoanálise para quantificar a fragmentação da rocha, sendo que o WipFrag da WipWare, o Split da Split Engineering e o FragScam são os mais conhecidos no mercado. Podem ser encontrados nas versões estática e dinâmica (Castro, 2000).

Estes sistemas de análise de imagem classificam, granulometricamente, diferentes tipos de materiais através de algoritmos para identificar blocos individuais e criar uma rede de contorno.

Neste trabalho foi utilizado o programa WipFrag do laboratório de desmonte de rochas do departamento de mineração da Universidade Federal de Ouro Preto. O WipFrag é um sistema de fotoanálise desenvolvido pelos técnicos John Franklin e Norbert Maerz, pesquisadores da Universidade de Waterloo, com a colaboração da indústria mineral. Ele é composto por uma estação baseada em um PC usando microprocessadores, uma tela para capturar imagens, aceleradores de vídeo e um software especialmente desenvolvido para identificar e medir os fragmentos de rocha. Os resultados podem ser exibidos como histogramas ou gráficos com o percentual passante em massa.

O WipFrag aceita imagens na forma de fotografias, “slaides” de 35mm, imagens de câmaras digitais, fitas de vídeo (NTSC e PAL).

4.2.2. AQUISIÇÃO E PROCESSAMENTO DAS IMAGENS

Neste trabalho as imagens das pilhas detonadas foram feitas por câmera filmadora para os testes do minério de ferro e por câmera fotográfica digital nos testes na mina de cobre de Sossego. Em todas as imagens e fotografias foi colocado um referencial sobre a pilha. Este referencial foi feito de tubo de PVC, na forma de um quadrado com as dimensões iguais a 1m. O programa WipFrag utiliza este referencial para medir, por comparação, os tamanhos de fragmentos da detonação.

O sistema possui um amplificador de vídeo acoplado para ajustes de compensação manual ou automático de iluminação da imagem original. O processamento da imagem é usado para transformar a imagem dos fragmentos de rochas em uma imagem binária, formando uma rede de contornos dos blocos.

A delimitação dos blocos no WipFrag envolve a identificação do limite dos blocos em dois estágios: o primeiro usa várias técnicas convencionais de processamento de imagens, incluindo o uso de operadores gradientes. Os operadores detectam as sombras opacas entre os blocos adjacentes. Esta técnica apresenta um melhor resultado em imagens limpas e em superfície de rochas de coloração clara. O segundo estágio usa um número de técnicas de reconstrução para ajudar delimitar os blocos que ainda estão parcialmente contornados durante o primeiro estágio (Castro, 2000).

Para cada estágio do processamento da imagem, os parâmetros chamados EDV (variáveis de detecção de contorno) podem ser usados para melhorar o processo de detecção dos contornos. O usuário tem a oportunidade de ajustar as variáveis individuais para melhorar um estágio ou selecionar uma das nove combinações possíveis de EDV. Estas combinações estão arranjadas em seqüência para produzir mais ou menos limites, dependendo da natureza da imagem.

Quando se necessita de uma melhor precisão, a qualidade da rede de blocos (linhas de contorno dos fragmentos) pode ser aumentada pela edição manual. Um conjunto de ferramentas iterativas pode ser usado para remover linhas de contorno falsas ou inserir limites não detectados pelo processamento automático da imagem.

Após a identificação da rede de blocos, o WipFrag procede a análise das medidas. Esta etapa envolve medidas em duas dimensões na imagem, reconstrução de uma distribuição em três dimensões e a produção de gráficos de saída.

A figura 4.1 mostra as principais etapas envolvidas na determinação da curva granulométrica por fotoanálise com a utilização do programa WipFrag.

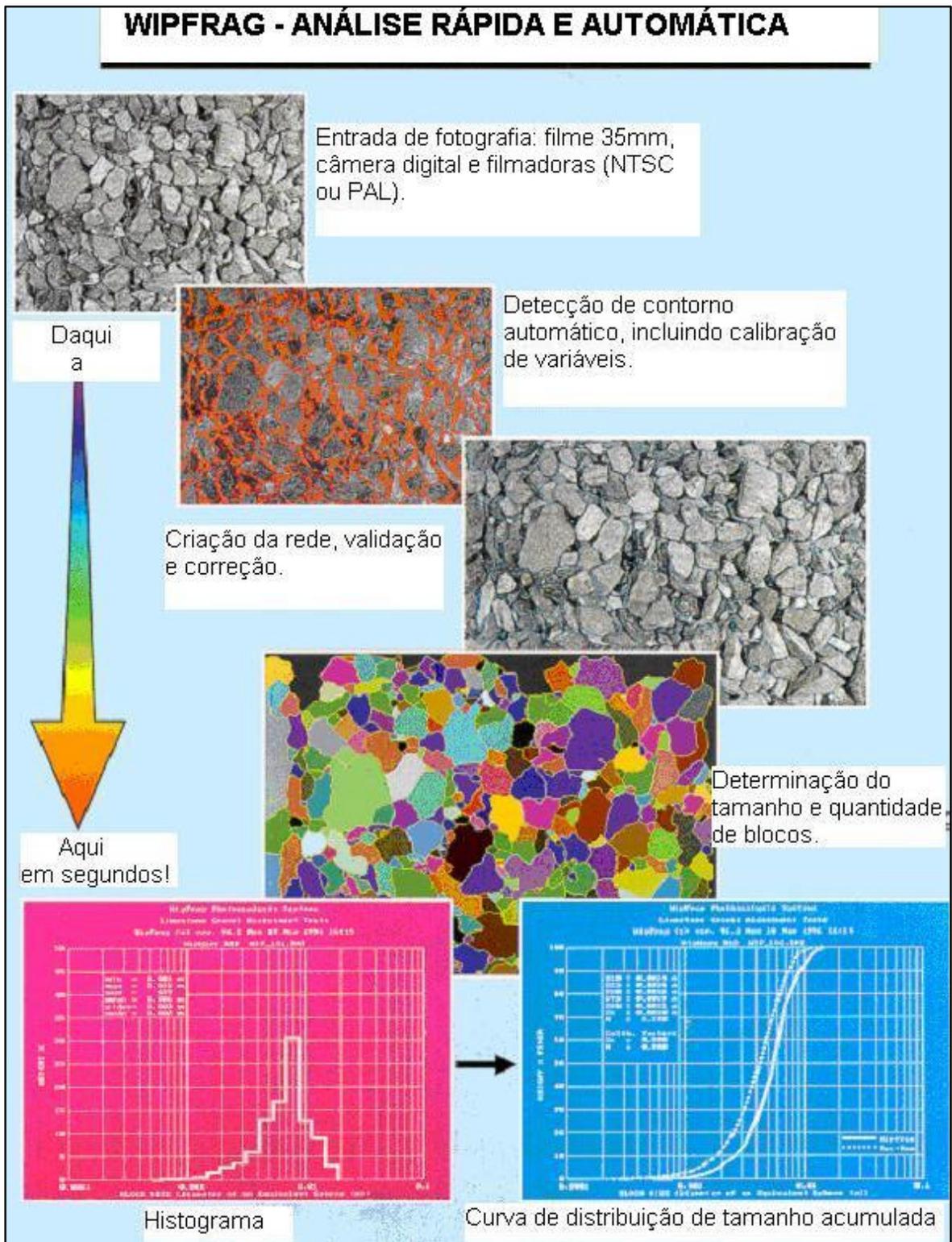


Figura 4.1: Visão geral do processamento de imagens no WipFrag. Catálogo WipWare, 1996.

4.2.3. ORIGENS DOS ERROS NA FOTOANÁLISE

Existem basicamente três origens de erros significativos nos sistemas de determinação da granulometria por fotoanálise: erros de amostragem, má qualidade da rede de contorno dos fragmentos e perda na identificação dos finos (catálogo WipWare, 1996).

O erro de amostragem resulta do processo de obtenção da imagem. Se a câmera é posicionada em uma região da pilha onde se observa a predominância de material mais grosseiro ou muito fino já se configura um erro de amostragem. Outro problema, também, é que a imagem representa somente a superfície da pilha detonada, não representando o material do interior da pilha. Este erro pode ser minimizado com o aumento do número de imagens dentro pilha durante a evolução da lavra do material detonado.

Uma má delimitação dos fragmentos individuais culminará em resultados errôneos. A pobre delimitação provém de duas origens: (a) imagens de má qualidade: contraste baixo ou alto, iluminação inadequada ou o tamanho dos fragmentos na imagem é muito pequeno; (b) rocha com textura onde as cores da superfície são tão proeminentes quanto as sombras entre os fragmentos de rocha, reduzindo o contraste entre o fragmento e seu contorno. Uma pobre delimitação dos fragmentos é evidenciada de duas maneiras: (a) um grupo de fragmentos é enganosamente agrupado e identificado como um único bloco. Isto é chamado de fusão e representa uma tendência de super estimação do tamanho verdadeiro do fragmento; (b) um único fragmento é subdividido enganosamente em dois ou mais blocos individuais. Isto é chamado de desintegração e representa uma tendência de sub estimação do tamanho verdadeiro do fragmento. Os efeitos de fusão e desintegração podem ser reduzidos com a utilização da EDV e/ou pela edição manual das linhas de contorno dos fragmentos.

A perda de finos é caracterizada pela não delimitação dos fragmentos pequenos na imagem processada. Isto ocorre por que os fragmentos são muito pequenos com relação a imagem ou por estarem escondidos ao redor de fragmentos maiores. Quando isto ocorre, existe um tendência de super estimação da distribuição de tamanho. O WipFrag pode minimizar este problema usando calibração empírica ou usando múltiplas imagens com área de abrangência reduzida.

4.3. MEDIÇÃO DA VELOCIDADE DE DETONAÇÃO DOS EXPLOSIVOS UTILIZADOS NAS MINAS DE CARAJÁS

Como a velocidade de detonação (VOD) dos explosivos é um parâmetro importante na simulação da fragmentação dos desmontes de rochas, foi estabelecido um programa de medição da VOD dos explosivos utilizados nas minas de Carajás com a finalidade de utilizar dados reais de VOD nas simulações.

Todos os explosivos utilizados em Carajás são fabricados na própria mina pela Empresa Orica do Brasil. Os principais explosivos utilizados são o ANFO, o “heavy” ANFO ou blendado (misturas de ANFO e emulsão) e a emulsão.

A medição da VOD serviu também como um critério de aferição da qualidade dos explosivos. Valores muito abaixo das velocidades ideais (nominais) indicam deficiência no processo de fabricação.

4.3.1. TÉCNICA E EQUIPAMENTO UTILIZADO NA MEDIÇÃO DA VOD

Todos os testes de VOD foram realizados com o equipamento MiniTrap de propriedade da CVRD e fabricado pela empresa canadense MREL- Specialty Explosive Products Limited.

Este equipamento é um gravador da velocidade de detonação contínua dos explosivos, que utiliza a técnica de resistência de cabo (fio) coaxial (probecable). Um fio de resistência linear conhecida, Ω/m ou Ω/ft , é colocado ao longo da coluna de explosivo do furo. Quando a frente de detonação destrói o fio, a resistência do circuito decresce na proporção do decréscimo do comprimento do fio. O MiniTrap grava a variação de voltagem do circuito com o tempo. O software do MiniTrap converte automaticamente os dados em um gráfico de distância x tempo. A inclinação deste gráfico representa a velocidade de detonação do explosivo.

As figuras 4.2 e 4.3 mostram o equipamento MiniTrap em operação na mina de Carajás, monitorando, simultaneamente, a VOD de dois furos.

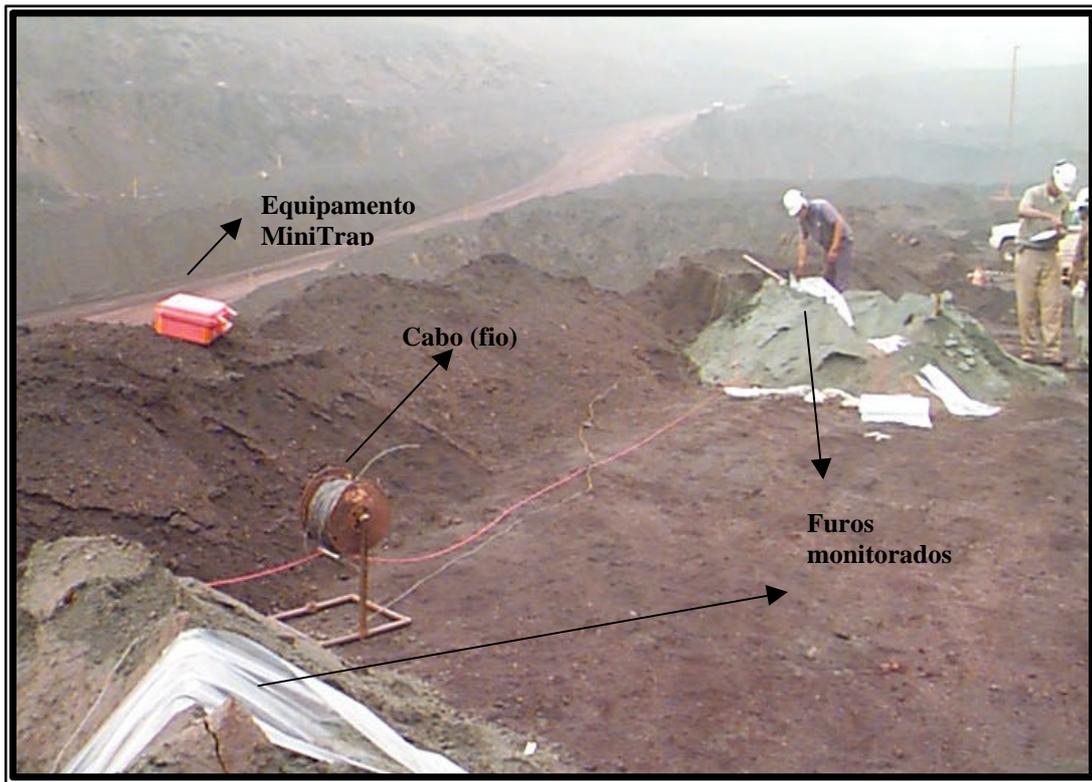


Figura 4.2: Medição de VOD na mina de minério de ferro de Carajás, mostrando o aparelho MiniTrap e os materiais utilizados na medição.



Figura 4.3: Vista detalhada do equipamento de medição de VOD MiniTrap.

Este equipamento permite monitorar a VOD de múltiplos furos, desde que a resistência do circuito esteja no intervalo de 200 Ω a 1500 Ω . Por exemplo, caso o fio coaxial tenha uma especificação de resistência linear de 3,10 Ω /m, o comprimento máximo de fio no circuito será de 482 m (o que permitirá medir aproximadamente 12 furos de 15 m de profundidade e 10 m de espaçamento).

Após a medição da VOD em campo, os dados são transferidos do equipamento para o computador, onde um programa específico do MiniTrap trata os dados e gera o gráfico de distância x tempo, conforme mostrado na figura 4.4.

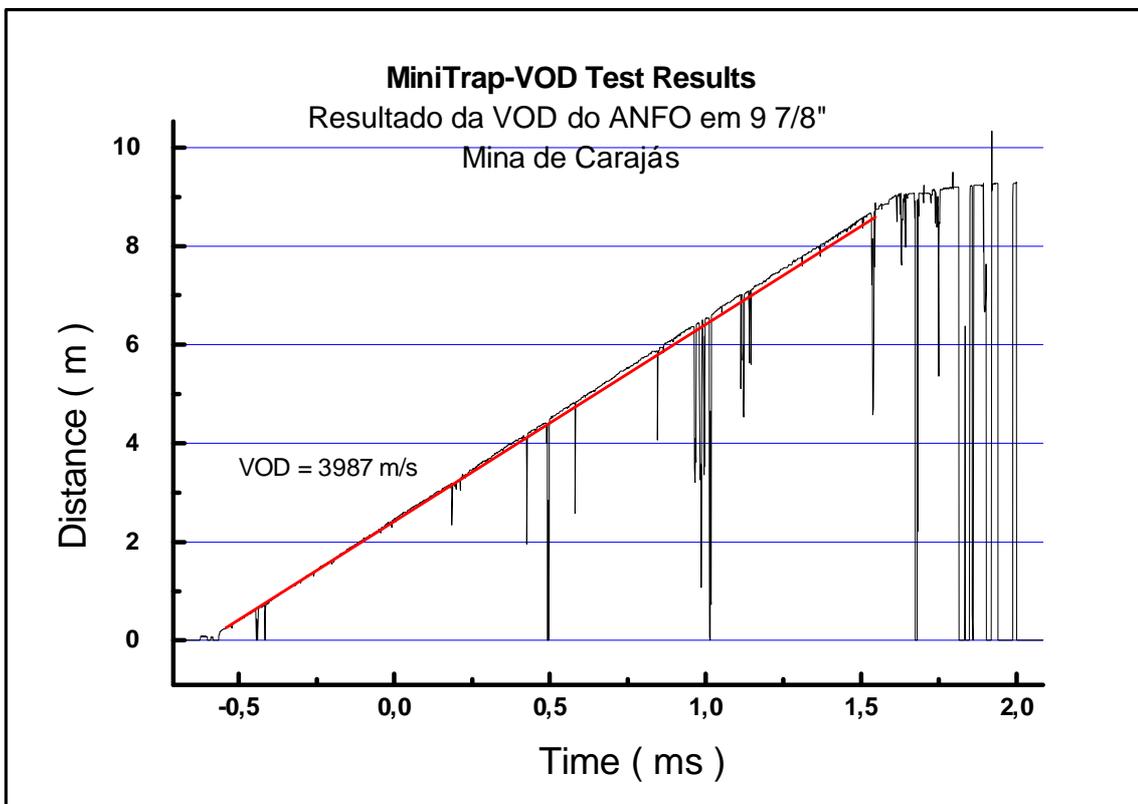


Figura 4.4: Resultado da VOD do ANFO no programa MiniTrap, medido na mina de minério de ferro de Carajás em coluna de 9m de carga explosiva.

4.3.2. PROCEDIMENTO OPERACIONAL PARA MEDIÇÃO DE VOD

Para a medição da velocidade de detonação foi utilizado o procedimento operacional abaixo, ilustrado na figura 5.5:

- preparar a primeira ponta do cabo coaxial (probecable), desencapando os fios interno e externo;
- conectar as duas extremidades fechando o circuito;
- isolar a emenda com fita isolante;
- amarrar a extremidade do probecable no iniciador (booster) do primeiro furo da seqüência de detonação;
- descer o iniciador juntamente com o probecable no primeiro furo da seqüência de detonação;
- passar o probecable entre os furos, descendo-o juntamente com os iniciadores em todos os furos do teste;
- cortar o probecable após o último furo do teste e desencapar os fios interno e externo;
- emendar estas duas extremidades em um cabo coaxial tipo RG58 com o objetivo de afastar o equipamento MiniTrap da área de fogo;
- emendar a extremidade do cabo coaxial RG58 no conector do MiniTrap;
- conectar na entrada PROBE do equipamento MiniTrap.
- ligar o equipamento MiniTrap e testar a resistência total do circuito;
- verificar se a resistência total está entre 200Ω e 1500Ω ;
- carregar os furos com os explosivos;
- colocar um retardo entre os furos do teste;
- ligar o equipamento MiniTrap e acionar o botão “start”, para o monitoramento da detonação;
- detonar o fogo;
- transferir os dados registrados para o software MiniTrap;
- interpretar o gráfico e determinar a VOD do explosivo.

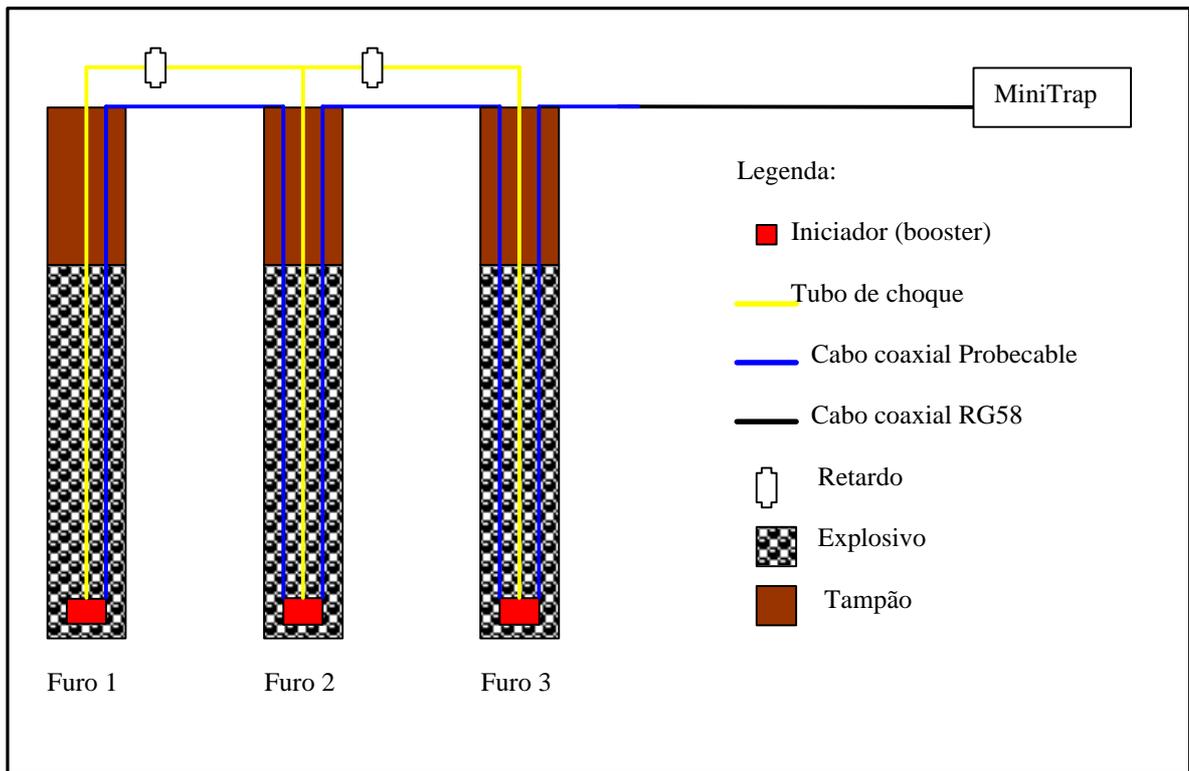


Figura 4.5: Ilustração do procedimento para medição de VOD com o equipamento MiniTrap. Manual de operação MiniTrap, 1999.

4.4. ESTUDO PARA A REDUÇÃO DA GERAÇÃO DE FINOS NAS DETONAÇÕES DE HEMATITA DURA DAS MINAS DE MINÉRIO DE FERRO DE CARAJÁS

A hematita dura ou compacta (HD) é o principal minério responsável pela geração do produto granulado. Em Carajás, estudos internos da Companhia Vale do Rio Doce indicaram que um grande percentual de HD, após passar por todos os processos de lavra e beneficiamento, perde uma grande parte da sua capacidade de geração do produto granulado. Este estudo foi realizado a partir de testes padrão, em laboratório, com amostras de HD de testemunhos de sondagem.

O percentual de granulado gerado nos testes padrão é muito superior ao percentual de granulado gerado na usina de tratamento, após o material sofrer todas as degradações nos processos de detonação, carregamento, transporte, britagem (primária, secundária e terciária), peneiramento, formação e recuperação das pilhas.

Os dados deste estudo de geração de granulado são estratégicos para a Companhia Vale do Rio Doce. A partir deste estudo, decidiu-se pesquisar e elaborar novos planos de fogo utilizando-se a simulação (programa SIMBLAST) com o objetivo de reduzir a geração de finos nas detonações de HD e, conseqüentemente, aumentar a geração do produto granulado.

4.4.1. METODOLOGIA PARA REALIZAÇÃO DO ESTUDO

Neste estudo, estabeleceu-se a seguinte metodologia de trabalho:

□ Simulação dos planos de fogo no programa SIMBLAST

Todos os planos de fogos foram simulados no programa SIMBLAST, utilizando-se os modelos Kuz-Ram e TCM. Os primeiros planos simulados foram os utilizados até então pela CVRD nos desmontes de HD. Após esta fase, foram estabelecidos novos planos de fogo com os seguintes objetivos:

- redução do percentual passante em 50mm, que representa o tamanho característico da granulometria do produto granulado;
- redução do percentual retido em 1,0m (matacões), que representa 80% da capacidade da britagem primária.

□ Estabelecimento da seqüência de alterações nos planos de fogo para HD

Com base na simulação foi estabelecida uma seqüência de alterações nos planos de fogo para HD para serem testados na mina:

- Plano de fogo A: manutenção da prática atual da mina com o diâmetro de 12 ¼" e utilização do explosivo blendado 40/60.
- Plano de fogo B: manutenção da prática atual da mina com o diâmetro de 10" e utilização do explosivo blendado 40/60.
- Plano de fogo alterado C: utilização de carga somente com ANFO, com o diâmetro de 10" e definição da malha de perfuração pelo simulador SIMBLAST.
- Plano de fogo alterado D: redução do diâmetro para 6 ½", utilização de carga de ANFO e definição da malha de perfuração pelo simulador SIMBLAST.

Estas alterações foram realizadas no sentido de reduzir o diâmetro de perfuração e a velocidade de detonação do explosivo, uma vez que o modelo de fragmentação TCM indica uma maior geração de finos em volta do furo com o aumento do diâmetro e da velocidade do explosivo.

4.5. SIMULAÇÃO DAS DETONAÇÕES DA MINA DE COBRE DE SOSSEGO

Foi estabelecida uma seqüência de simulações para testar o simulador nas detonações de cobre da mina do Sossego. Nesta fase os seguintes dados foram levantados:

- mapeamento estrutural das frentes de lavra: espaçamento, direção e mergulho das famílias principais de fraturas;
- simulação de diferentes tipos de explosivos;
- simulação de diferentes malhas de perfuração;
- avaliação dos resultados das simulações no programa SIMBLAST;
- determinação do plano de fogo para o minério e estéril por simulação;
- filmagem das pilhas detonadas para tratamento e levantamento da curva granulométrica no programa de fotoanálise WipFrag.

Na mina do Sossego, o simulador foi utilizado visando a determinação dos parâmetros do plano de fogo (malha, tipo de explosivo, tampão etc.), pois trata-se de uma mina nova que iniciou a sua operação em agosto/03. No minério foi adotado o conceito de abordagem sistêmica dos desmontes, buscando uma fragmentação adequada para atender a alimentação da britagem primária.

CAPÍTULO 5 - MANUAL DE OPERAÇÃO DO SIMULADOR

Neste capítulo será apresentado o programa de simulação desenvolvido nesta tese de doutorado. Serão descritas as principais telas, as entradas de dados e as saídas do programa. O texto é simples e descrito na forma de manual de operação do programa.

5.1. ACESSO AO PROGRAMA

O simulador foi desenvolvido dentro da base operacional do programa Sysfogo (descrito no anexo 1), atendendo assim a premissa estabelecida pela CVRD de integração destes dois programas. Para acessar ao programa, é necessário os seguintes passos:

- a) Acessar a rede da CVRD.
- b) Clicar em Programas, PVI Sistemas e abrir Sysfogo32, conforme mostra a figura 5.1.
- c) A tela de acesso ao Sysfogo abrirá para digitação da identificação do usuário e senha, conforme figura 5.2.

Após estes passos, o usuário acessará a base de dados do programa Sysfogo. No Sysfogo, o acesso ao simulador é feito clicando no botão Simulador de Fragmentação, conforme figura 5.3.

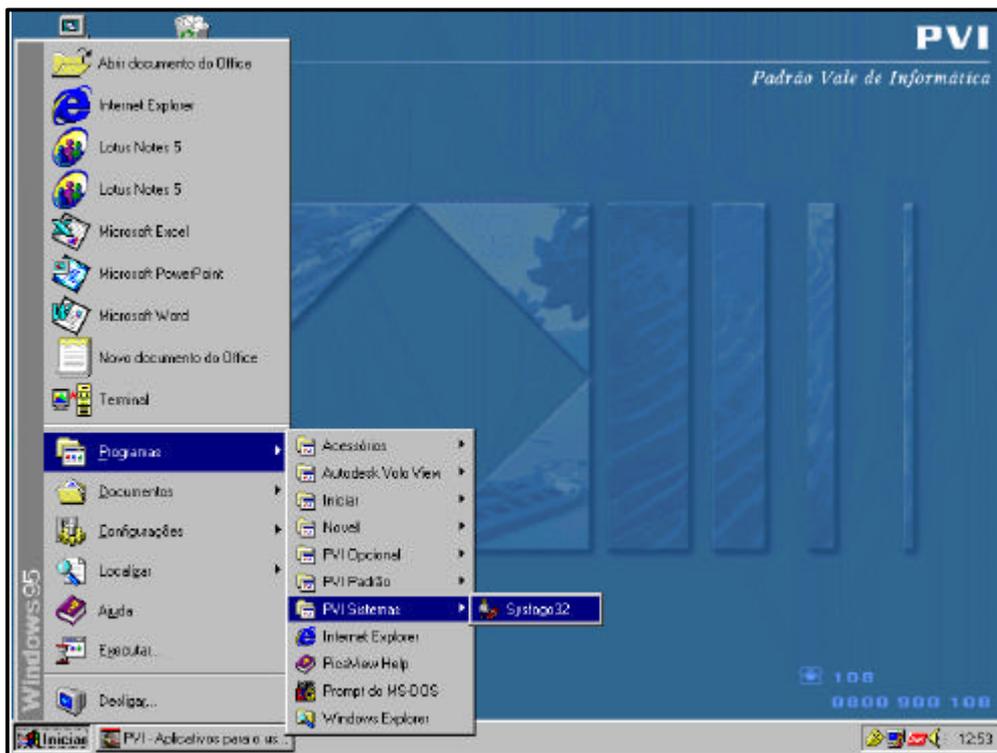


Figura 5.1: Acesso ao simulador através do programa Sysfogo.

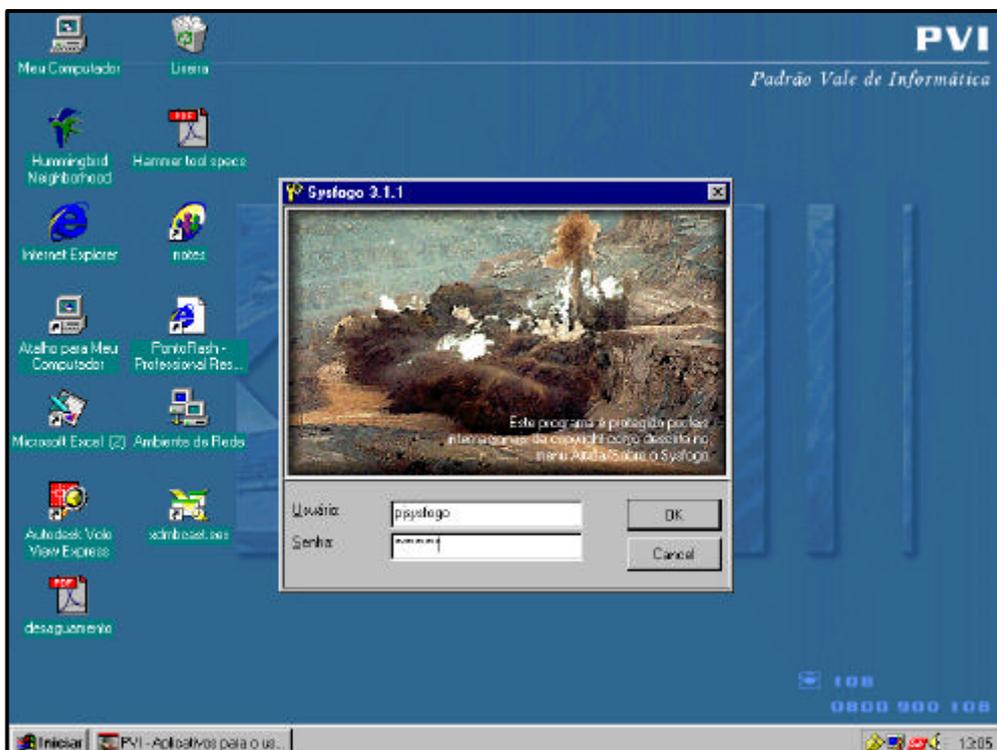


Figura 5.2: Tela para identificação e permissão de acesso ao usuário

5.2. AS PRINCIPAIS TELAS E RECURSOS DO SIMULADOR

Dentro do programa SIMBLAST, o usuário poderá selecionar as seguintes opções para simulação:

- ❑ Furo existente: neste caso, será simulada a fragmentação de um perfil de furo calculado pelo programa Sysfogo, conforme a metodologia apresentada no anexo 1. Esta opção integra o Sysfogo ao simulador, sendo possível simular a fragmentação de um furo com os tipos de explosivos, comprimentos de carga e tampão calculados pelo programa Sysfogo, levando em conta dos dados monitorados por sensores instalados na perfuratriz;
- ❑ Furo inexistente: neste caso, o usuário elabora o seu próprio perfil de furo a ser simulado (tipo de explosivo, comprimento das cargas e tampão etc).

Nas duas situações acima, o usuário tem a opção de escolher qual o modelo de fragmentação ele deseja utilizar na simulação:

- ❑ Modelo Kuz-Ram;
- ❑ Modelo TCM.

A figura 5.4 mostra esta tela do programa de simulação, onde o usuário faz a sua escolha conforme opções descritas acima.

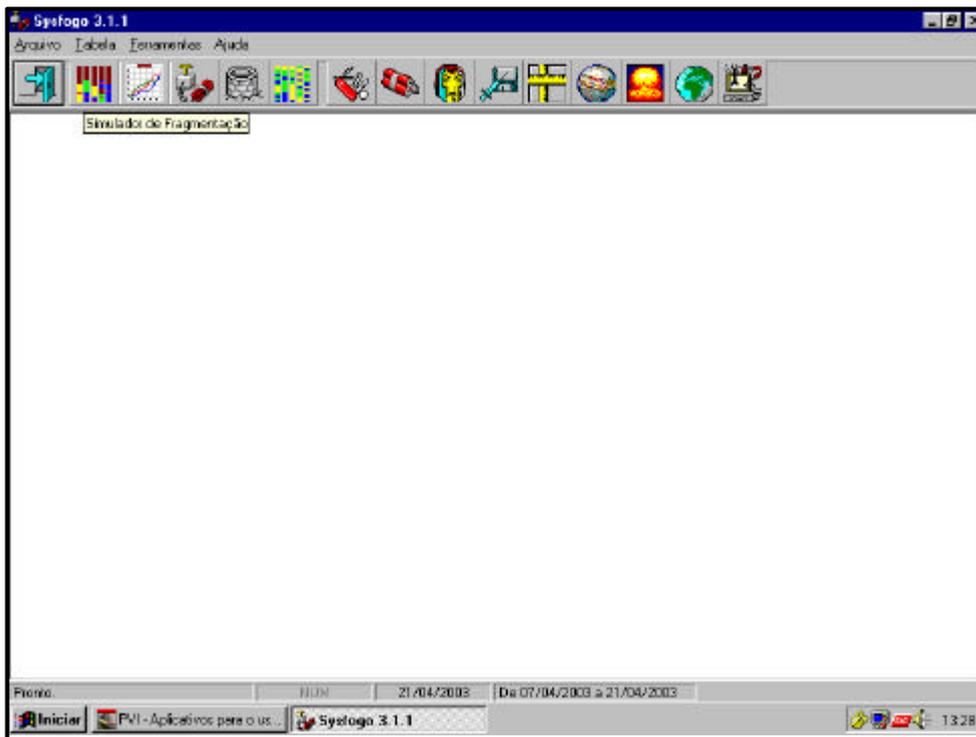


Figura 5.3: Tela principal do Sysfogo mostrando o acesso ao simulador.

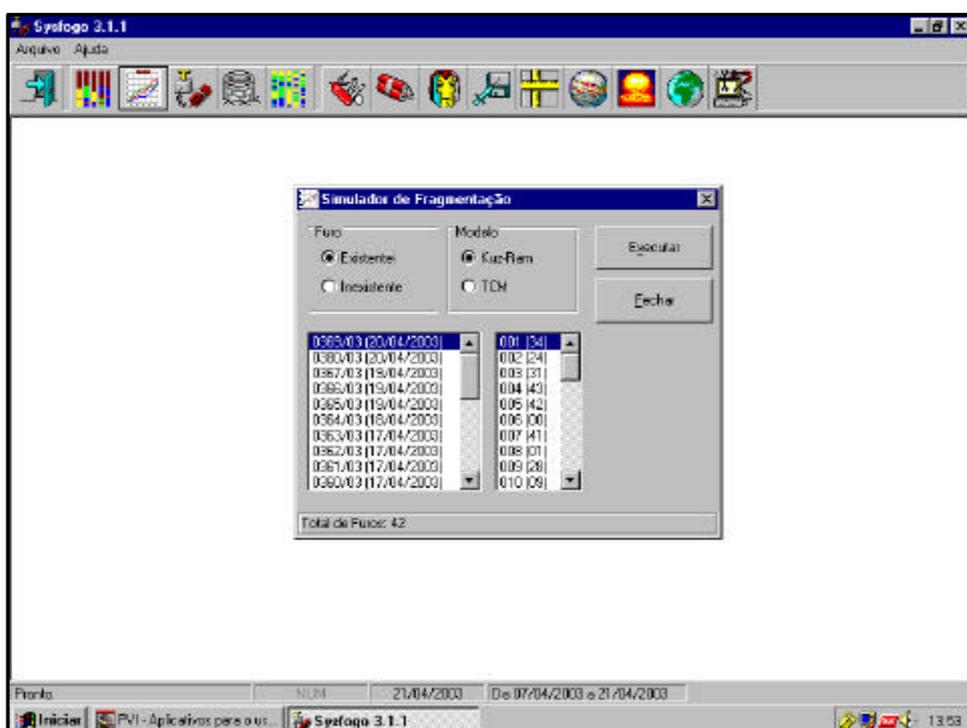


Figura 5.4: Tela com as opções dos modelos de fragmentação.

5.2.1. TELA PRINCIPAL DE SIMULAÇÃO PARA O MODELO KUZ-RAM

A figura 5.5 mostra a tela principal do programa SIMBLAST para o modelo Kuz-Ram. Esta tela contém os principais dados de entrada e saída do programa.

Os dados de entrada do programa para o modelo Kuz-Ram são:

- Fator da Rocha:
 - TR: Descrição do tipo de rocha;
 - RMD: Descrição do maciço rochoso;
 - JF: Fator de descontinuidades;
 - UCS: Resistência à compressão uniaxial, em MPa;
 - MY: Módulo de Young, em GPa;
 - Se: Energia específica de perfuração, em psi;
 - d: Densidade da rocha, em g/cm^3 ;

- Parâmetros geométricos do plano de fogo:
 - B: Afastamento (m);
 - S: Espaçamento (m);
 - H: Altura do banco (m);
 - D: Diâmetro de perfuração (polegadas);
 - i: Inclinação do furo (graus);
 - T: Comprimento do tampão (m);
 - Ti: Comprimento do tampão intermediário ou escalão (m);
 - s: Sub-perfuração (m);
 - W: Desvio do furo (m).

- Carga explosiva: O simulador permite a simulação de até 03 cargas explosivas, sendo uma de fundo e duas de coluna. Para cada carga, é necessário especificar:
 - TE: Descrição do tipo de explosivo;
 - RWS: Energia relativa do explosivo por unidade de massa;
 - VODE: Velocidade efetiva da onda de detonação do explosivo, em m/s, medida em campo com equipamento de VOD;
 - d: Densidade do explosivo (g/cm^3);
 - BCL: Comprimento da carga de fundo (m);

- CCL: Comprimento da carga de coluna (m).
- Dados de saída:
 - A: Fator da rocha;
 - E: Energia efetiva do explosivo;
 - K: Razão de carga (kg/m^3);
 - Q: Massa de explosivo por furo (kg);
 - n: índice de uniformidade;
 - D_{50} : Tamanho médio dos fragmentos (m);
 - Curva granulométrica: % passante acumulado x tamanho (m).

5.2.2. TELA PRINCIPAL DE SIMULAÇÃO PARA O MODELO TCM

A figura 5.6 mostra a tela principal do simulador para o modelo TCM. Esta tela contém os principais dados de entrada e saída do programa.

Os dados de entrada do programa para o modelo TCM são:

- Fator da Rocha:
 - TR: Descrição do tipo de rocha;
 - RMD: Descrição do maciço rochoso;
 - JF: Fator de descontinuidade;
 - UCS: Resistência à compressão uniaxial (MPa);
 - MY: Módulo de Young, em GPa;
 - Se: Energia específica de perfuração (psi);
 - To: Resistência à tração (MPa);
 - d: Densidade da rocha (g/cm^3);
- Parâmetros geométricos do plano de fogo:
 - B: Afastamento (m);
 - S: Espaçamento (m);
 - H: Altura do banco (m);
 - D: Diâmetro de perfuração (polegadas);
 - i: Inclinação do furo (graus);
 - T: Comprimento do tampão (m);
 - Ti: Comprimento do tampão intermediário ou escalão (m);

- s: Sub-perfuração (m);
- W: Desvio do furo (m);

- Carga explosiva: O simulador permite a simulação de até 03 cargas explosivas, sendo uma de fundo e duas de coluna. Para cada carga, é necessário especificar:
 - TE: Descrição do tipo de explosivo;
 - RWS: Energia relativa do explosivo por unidade de massa;
 - VODE: Velocidade efetiva da onda de detonação do explosivo, em m/s, medida em campo com equipamento de VOD;
 - d: Densidade do explosivo (g/cm^3);
 - BCL: Comprimento da carga de fundo (m);
 - CCL: Comprimento da carga de coluna (m).
- Dados de saída:
 - A: Fator da rocha;
 - Pbcf, Pbc1, Pbc2: Pressão de detonação, em MPa, da carga de fundo, coluna 1 e 2;
 - E: Energia efetiva do explosivo;
 - Pb: Pressão de detonação média do furo (MPa);
 - K: Razão de carga (kg/m^3);
 - Q: Massa de explosivo por furo (kg);
 - D_{50} : Tamanho médio dos fragmentos (m);
 - Região da 1ª componente:
 - r: raio da zona de pulverização (m);
 - % Fino: percentual de finos da zona de pulverização (%);
 - n Finos: índice de uniformidade para os finos.
 - Região da 2ª componente:
 - n: índice de uniformidade;
 - D50a: Tamanho médio dos fragmentos (m);
 - Curva granulométrica: % passante acumulado x tamanho (m).

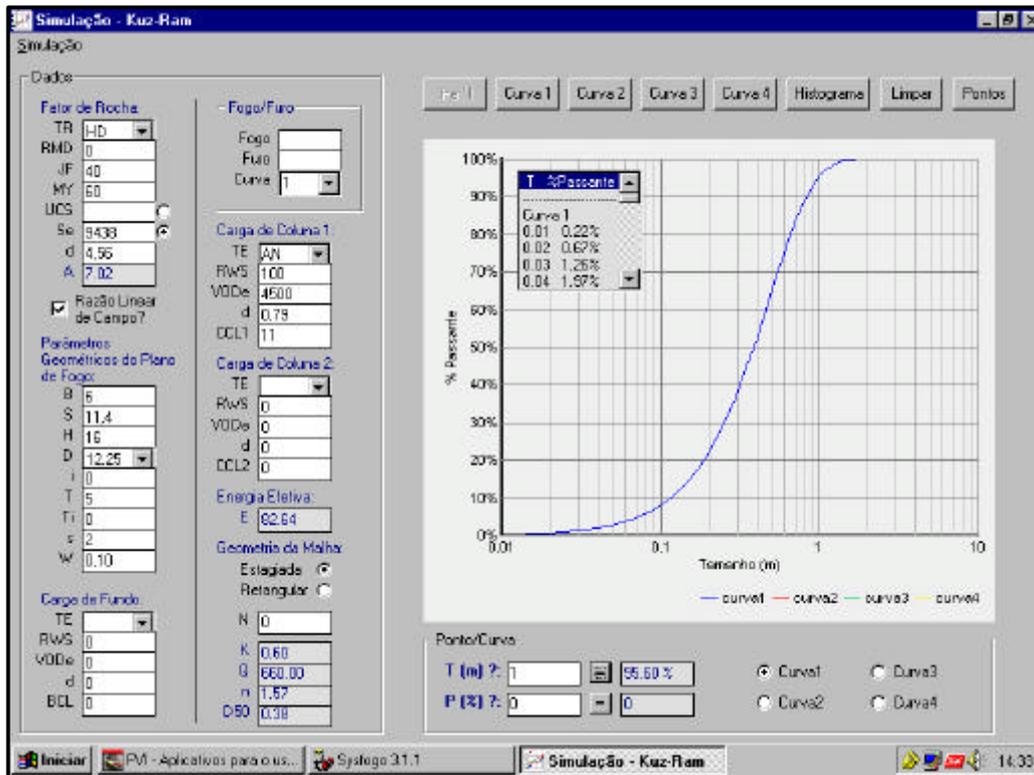


Figura 5.5: Tela principal do programa SIMBLAST para o modelo Kuz-Ram.

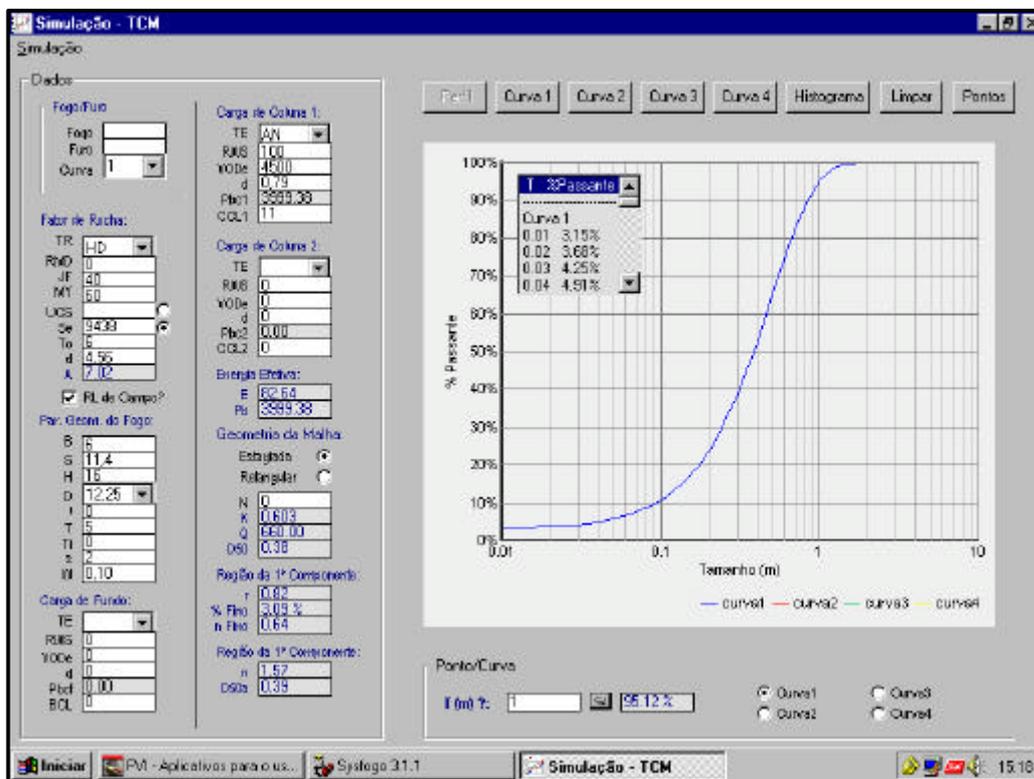


Figura 5.6: Tela principal do programa SIMBLAST para o modelo TCM.

5.2.3. CURVAS DE FRAGMENTAÇÃO E HISTOGRAMAS

O programa SIMBLAST permite simular e comparar até 04 curvas granulométricas, simultaneamente, numa mesma tela. Para isso, basta alterar os dados de entrada e clicar nos botões curva 1, curva 2, curva 3 e curva 4, na parte superior da tela do simulador.

A figura 5.7 mostra 04 curvas simuladas. Este recurso permite a alteração dos parâmetros do plano de fogo e a geração da curva correspondente, facilitando o processo de comparação das curvas granulométricas, uma vez que as mesmas podem ser visualizadas simultaneamente na tela do programa.

Esta comparação pode ser feita também por histograma, conforme figura 5.8. Os histogramas podem ser elaborados por classes de tamanho. O usuário pode configurar até 05 classes de tamanho e comparar o percentual de material nas 05 classes para cada uma das 04 curvas simuladas.

5.3. AJUSTE DE CURVAS DE FRAGMENTAÇÃO

Outro recurso do programa é o ajuste de curva granulométrica. Este recurso permite entrar com os pontos objetivos da curva de fragmentação e rodar simulações até se atingir o ponto ou pontos da curva desejada. Para isso, basta clicar no botão pontos e entrar com os valores de tamanho (m) e percentual passante (%). A figura 5.9 mostra a utilização deste recurso, onde foi inserido um ponto ótimo de fragmentação com 98% passante em 1,00m. Para atingir este ponto, o usuário altera os parâmetros do plano de fogo até a curva simulada passar pelo mesmo.

Este ponto pode ser, por exemplo, a abertura máxima da britagem primária, a partir do qual os blocos são considerados maticões.

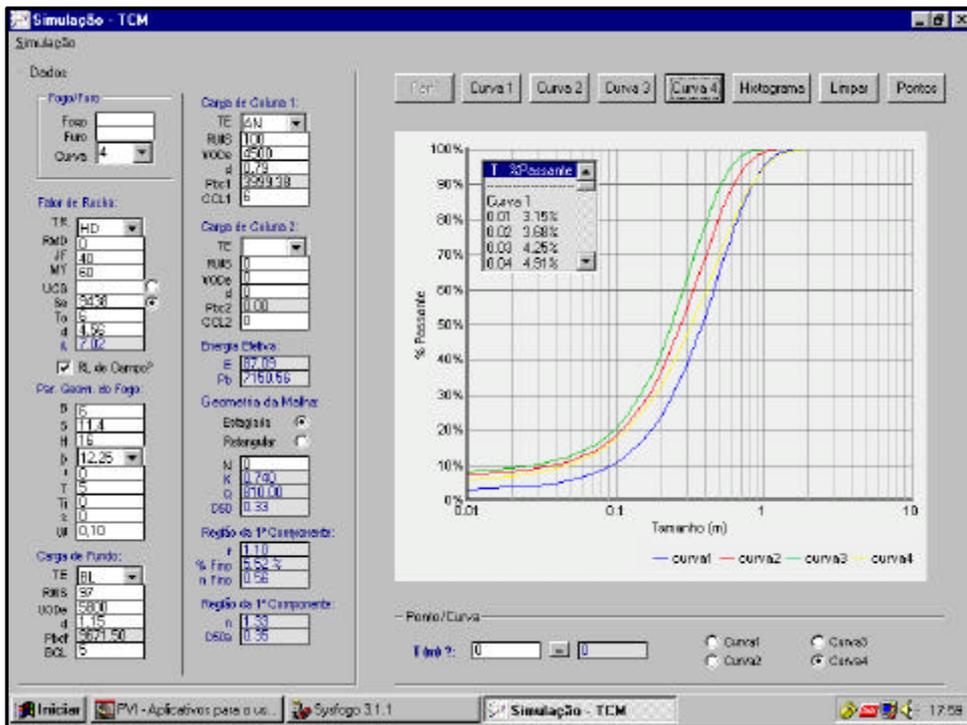


Figura 5.7: Recurso de comparação de até 04 curvas granulométricas, simultaneamente.

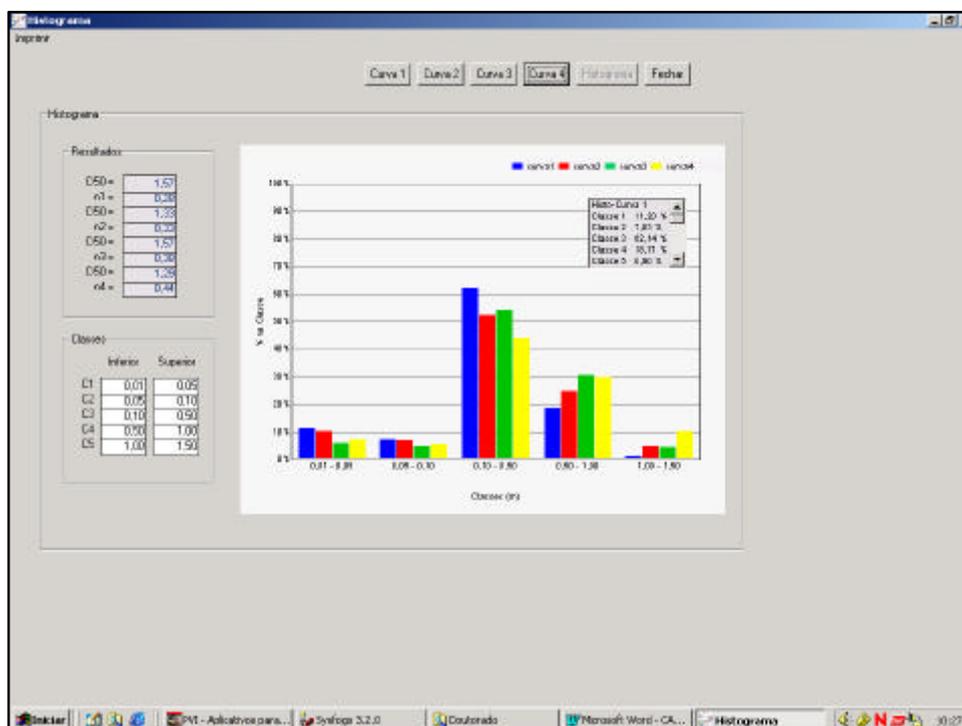


Figura 5.8: Histograma comparando a granulometria de 04 curvas simuladas.

5.4. SIMULAÇÃO DE FUROS EXISTENTES NO SYSFOGO

O simulador SIMBLAST está integrado ao Sysfogo e foi desenvolvido para simular, também, perfil de furos gerado neste programa. O simulador acessa o banco de dados do Sysfogo e recupera os perfis de carregamento dos furos existentes. Uma vez plotado o perfil a ser simulado, ele migra para a tela principal do simulador o dado de comprimento de tampão, comprimento das cargas e tipos de explosivos utilizados no furo, bem como o valor da energia específica de perfuração calculada no Sysfogo a partir dos dados monitorados pelo sistema de sensores instalados na perfuratriz.

A figura 5.10 mostra o perfil gerado no Sysfogo e o resultado da curva simulada para o furo 010 do fogo 0349/03, evidenciando a total integração do Sysfogo com o programa de simulação SIMBLAST.

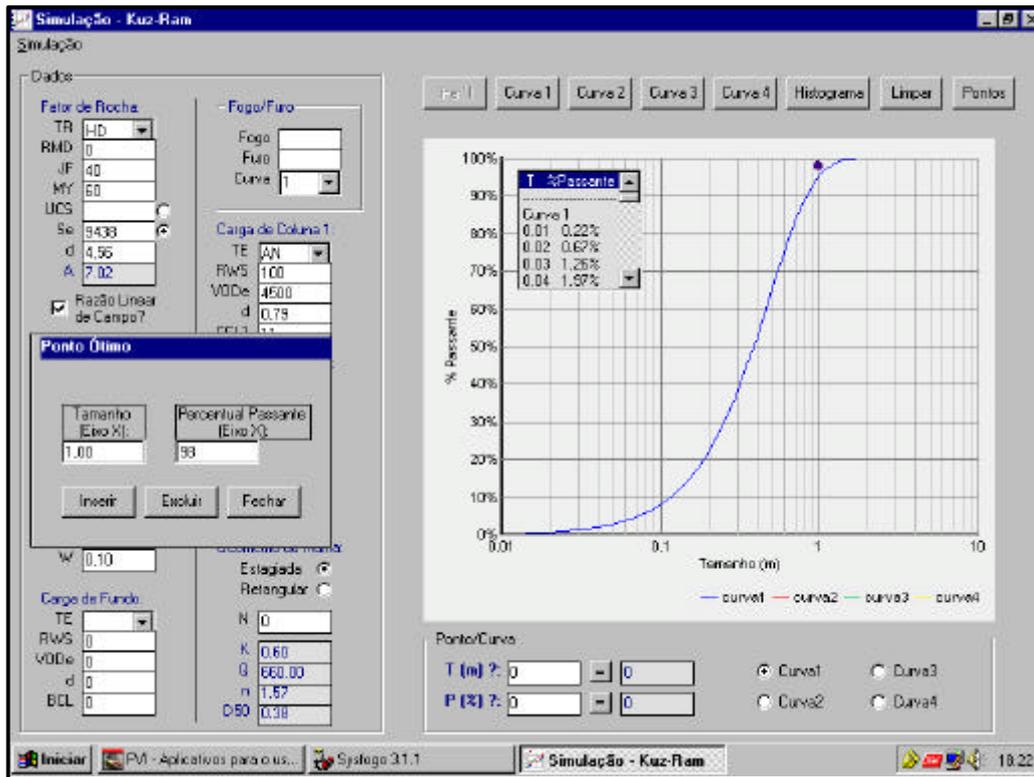


Figura 5.9: Inserção de ponto ótimo de fragmentação.

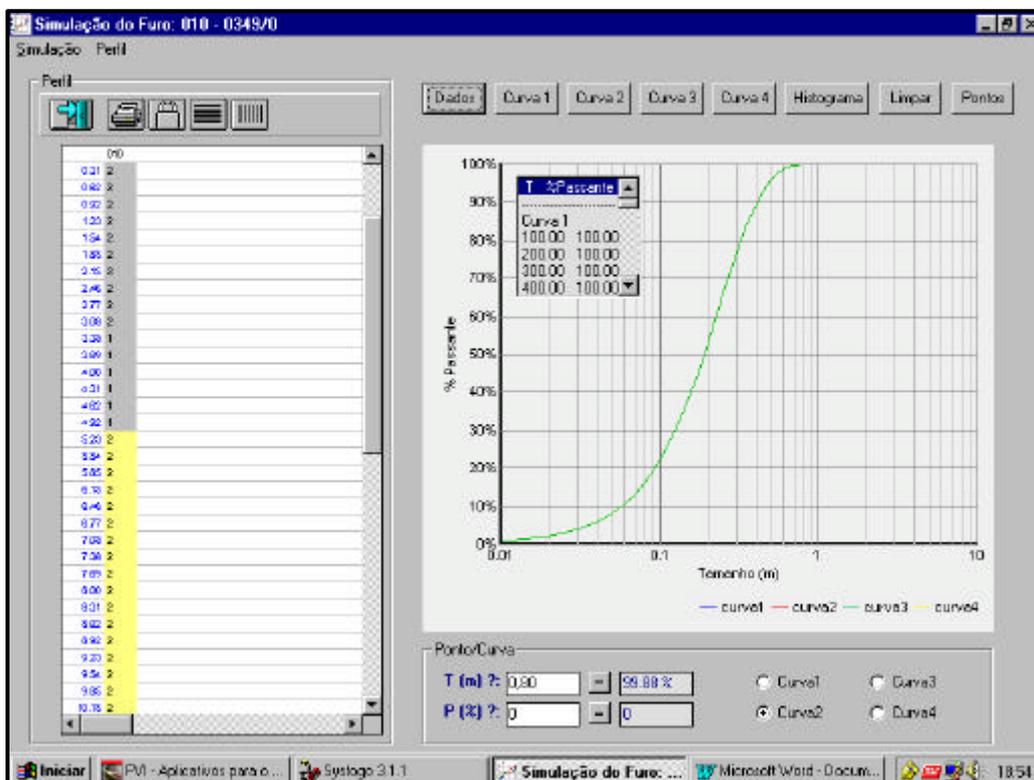


Figura 5.10: Simulação de um furo gerado pelo programa Sysfogo.

CAPÍTULO 6 – RESULTADOS E DISCUSSÕES

6.1. VELOCIDADE E EFICIÊNCIA DA REAÇÃO DE DETONAÇÃO DOS EXPLOSIVOS

Em Carajás são utilizados explosivos do tipo ANFO, emulsões e misturas de ANFO e emulsão. Estes explosivos são fabricados na própria mina e em seguida são transportados e sensibilizados na “boca” dos furos. Suas principais características e propriedades são:

- ANFO: mistura de nitrato de amônio poroso com óleo queimado reaproveitado dos equipamentos de lavra da mina. Possui uma densidade média de $0,79\text{g/cm}^3$ e uma velocidade nominal de 4.950m/s (velocidade teórica máxima). A composição apresenta 5,5% de óleo queimado e 94,5% de nitrato de amônio. O ANFO de Carajás é fabricado com nitrato de amônio de prill poroso, conforme especificação técnica apresentada na tabela VI.1.
- Emulsão: apresenta em sua composição o nitrato de amônio denso, nitrato de sódio, água, óleos combustíveis e emulsificante. Os percentuais da formulação são restritos à Orica e não estão disponíveis. Possui uma densidade média de $1,15\text{g/cm}^3$ e uma velocidade nominal de 6.440m/s .
- Blendado 40/60 (“heavy ANFO”): mistura de 40% de ANFO com 60% de emulsão. Apresenta uma densidade média de $1,15\text{g/cm}^3$ e uma velocidade nominal de 6.340m/s .

Para a análise da velocidade média no programa MiniTrap foram excluídos o primeiro e último metro de carga explosiva, para isolar o efeito do iniciador (booster) e do material do tampão, respectivamente. O gráfico da figura 6.1 mostra uma análise típica adotada durante a determinação da velocidade média. A tabela VI.2 apresenta o resumo dos resultados da medição de VOD dos explosivos utilizados em Carajás. Estes resultados confirmam a teoria dos explosivos, que diz que as emulsões e os blendados são explosivos de maior velocidade quando comparados com o ANFO. As VOD's médias para o ANFO, blendado e emulsão, para o diâmetro de $12\frac{1}{4}$ ”, foram de 4.301m/s , 5.553m/s e 5.565m/s , respectivamente.

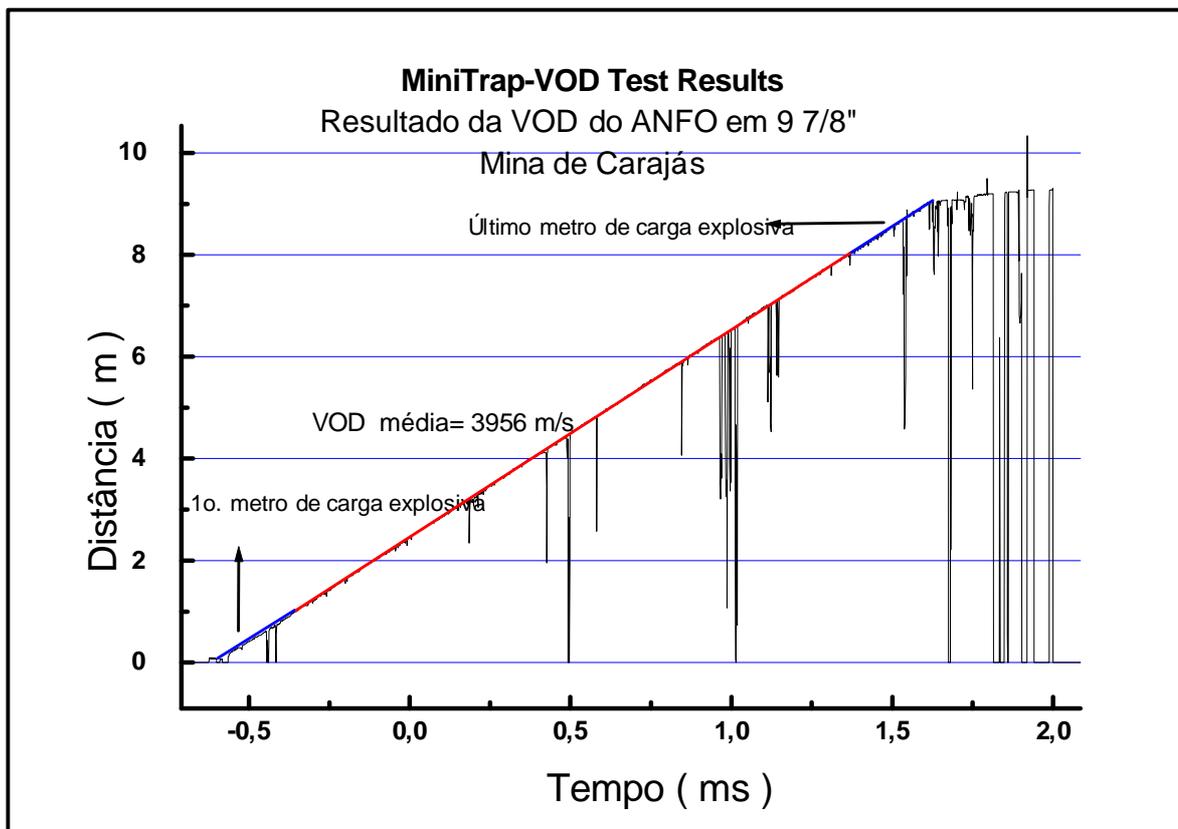


Figura 6.1: Análise da VOD média no programa MiniTrap, mostrando o resultado da VOD de um furo de 9 7/8" de diâmetro, com uma coluna de 9m de ANFO fabricado com nitrato de amônio poroso.

Tabela VI.1: Especificação técnica do nitrato de amônio poroso utilizado na fabricação de ANFO nas minas de Carajás.

ESPECIFICAÇÕES	N.A POROSO
1 - Densidade	0.7 -0.76 Kg/l
2 - Micro-esferas	0.02%
3 - Nitrato de Amônio	99.4% min
4 - PH (solução 1 molar com água destilada)	4,5 - 6.0
5 - Umidade	0.10 max
6 -Ferro	50 ppm max
7 - Cobre	10 ppm max
9 -Nitrogênio contido	34.8% min
10 - Absorção de óleo	7.5% min
11- Distribuição de tamanho das partículas	
> 2.5 mm	5% max
< 1.0 mm	1% max
12 - Material orgânico total	0.2% max

Tabela VI.2: Resultados da medição da VOD por tipo de explosivo e diâmetro.

<i>Data</i>	<i>Tipo de explosivo</i>	<i>Diâmetro</i>	<i>VOD Teórica (m/s)</i>	<i>VOD média (m/s)</i>	<i>OBS</i>
01/06/01	ANFO POROSO	9 7/8"		4093	
01/06/01	ANFO POROSO	9 7/8"		3836	VOD inconstante
01/06/01	ANFO POROSO	9 7/8"		3956	
25/02/02	ANFO POROSO	9 7/8"		4.178	
25/02/02	ANFO POROSO	9 7/8"		4.474	
25/02/02	ANFO POROSO	9 7/8"		4.481	
Média	ANFO POROSO	9 7/8"	4.950	4170	
07/06/01	ANFO POROSO	12 1/4"		4148	
12/06/01	ANFO POROSO	12 1/4"		4056	
12/06/01	ANFO POROSO	12 1/4"		4020	
2/07/01	ANFO POROSO	12 1/4"		4343	
2/07/01	ANFO POROSO	12 1/4"		4423	
17/07/01	ANFO POROSO	12 1/4"		4004	
17/07/01	ANFO POROSO	12 1/4"		4025	
26/02/02	ANFO POROSO	12 1/4"		4789	
26/02/02	ANFO POROSO	12 1/4"		4663	
26/02/02	ANFO POROSO	12 1/4"		4540	
Média	ANFO POROSO	12 1/4"	4.950	4301	
06/11/2001	Blendado 40/60	9 7/8"		3915	Baixa velocidade
06/11/2001	Blendado 40/60	9 7/8"		3559	Baixa velocidade
18/10/2001	Blendado 40/60	9 7/8"		5300	
18/10/2001	Blendado 40/60	9 7/8"		5493	
24/10/2001	Blendado 40/60	9 7/8"		5552	
24/10/2001	Blendado 40/60	9 7/8"		5430	
24/10/2001	Blendado 40/60	9 7/8"		5485	
Média	Blendado 40/60	9 7/8"	6.340	5452	
18/07/2001	Blendado 40/60	12 1/4"		5818	
18/09/2001	Blendado 40/60	12 1/4"		5864	
18/09/2001	Blendado 40/60	12 1/4"		5454	
16/10/2001	Blendado 40/60	12 1/4"		5351	
16/10/2001	Blendado 40/60	12 1/4"		5278	
Média	Blendado 40/60	12 1/4"	6.340	5553	
18/07/2001	Emulsão bombeada	12 1/4"		5162	
16/10/2001	Emulsão bombeada	12 1/4"		5845	
16/10/2001	Emulsão bombeada	12 1/4"		5689	
Média	Emulsão bombeada	12 1/4"	6.440	5565	
18/10/2001	Emulsão bombeada	9 7/8"		5983	
18/10/2001	Emulsão bombeada	9 7/8"		5344	
24/10/2001	Emulsão bombeada	9 7/8"		3457	Baixa velocidade
24/10/2001	Emulsão bombeada	9 7/8"		3762	Baixa velocidade
24/10/2001	Emulsão bombeada	9 7/8"		5120	
Média	Emulsão bombeada	9 7/8"	6.440	5482	

Obs: Os valores de baixa velocidade foram excluídos do cálculo da média.

Os valores de baixa velocidade, destacados na tabela, são possivelmente devido à ineficiência do processo de fabricação (caminhão de explosivos descalibrado, mistura fora das proporções ideais, erro na dosagem dos aditivos da emulsão etc.). Estes valores de VOD média foram utilizados como velocidades efetivas no programa SIMBLAST, obtendo-se assim, maior precisão na simulação da fragmentação.

A partir desses resultados foi possível calcular e estimar a eficiência do processo de fabricação dos explosivos da mina de Carajás. Considerando as velocidades médias de cada explosivo e as velocidades nominais (ideais), que representam as

velocidades termo-hidrodinâmicas teóricas, pode-se calcular a fração volumétrica de explosivo que reage na frente de detonação, determinando a eficiência dos explosivos. A fração volumétrica foi calculada da fórmula: $N = (VOD \text{ média}/VOD \text{ teórica})^2$.

Os resultados da tabela VI.3 mostram que a fração volumétrica de reação dos explosivos é função da eficiência do processo de fabricação e do diâmetro de perfuração. Quanto maior o diâmetro, maior é a velocidade média do explosivo e, conseqüentemente, a fração volumétrica de reação. Uma reação perfeita ($N=1$) só será obtida para uma mistura perfeita durante a fabricação, o que dificilmente ocorre na prática. Para os diâmetros estudados esperam-se valores de N entre 0,80 e 0,85. No caso dos explosivos fabricados em Carajás, a eficiência de reação variou de 0,71 a 0,77. Isto significa uma perda de energia de 3% a 9%, existindo, portanto, um espaço para a melhoria do processo de fabricação. Outro resultado que indica que o processo de fabricação pode ser melhorado é o percentual de medidas que apresentaram não-conformidades (VOD inconstante ou baixa VOD). No total de 36 amostras avaliadas, 5 amostras, ou seja, 14% apresentaram problemas na velocidade.

Tabela VI.3: Eficiência de reação dos explosivos fabricados em Carajás.

<i>Tipo de explosivo</i>	<i>Diâmetro</i>	<i>VOD teórica (m/s)</i>	<i>VOD Média (m/s)</i>	<i>N (fração volumétrica)</i>
ANFO	9 7/8"	4.950	4.170	0,71
	12 1/4"	4.950	4.301	0,76
Blendado 40/60	9 7/8"	6.340	5.452	0,74
	12 1/4"	6.340	5.553	0,77
Emulsão	9 7/8"	6.440	5.482	0,72
	12 1/4"	6.440	5.565	0,75

Outra conclusão importante é que a diferença entre a VOD média da emulsão e do blendado foi mínima. Como o blendado possui maior energia, devido ao maior percentual de nitrato de amônio, recomenda-se a utilização do blendado em substituição às emulsões puras.

6.2. RESULTADOS DOS TESTES DE CAMPO COM O SIMULADOR

A partir da simulação é possível mudar o conceito tradicional do desmonte de rochas por explosivos, que procura apenas uma boa fragmentação da rocha para os processos de carregamento e transporte. Com esta ferramenta é possível, além do conceito tradicional, introduzir o conceito de que o desmonte deve, também, levar em consideração os requerimentos das operações da usina de tratamento de minérios. Todos os testes de campo com o simulador foram realizados buscando uma abordagem sistêmica e de acordo com o conceito de fragmentação “mine-to-mill”.

O simulador SIMBLAST foi utilizado em alguns testes nas detonações de hematita dura (HD) na mina de minério de ferro de Carajás. Este minério foi selecionado pela CVRD com o objetivo de se reduzir a geração de finos nas detonações, uma vez que o mesmo é responsável pela geração do produto granulado, que possui maior valor no mercado do que o produto “sinter feed”.

Outros testes do simulador foram realizados na mina de cobre de Sossego. Neste caso, procurou-se simular planos de fogo para a detonação do minério de cobre com a finalidade de adequar a fragmentação do desmonte com a granulometria apropriada para a alimentação da britagem primária. Neste caso, não houve restrição quanto a geração de finos, uma vez que todo o minério passa pelos processos de britagem, moagem SAG, moagem de bolas e flotação na usina.

Para a validação do simulador SIMBLAST foi utilizada a técnica de fotoanálise nas pilhas detonadas, com a finalidade de comparação da curva gerada pelo tratamento de imagens com a curva granulométrica calculada pela simulação.

6.2.1. DESMONTE DE HEMATITA DURA

A detonação para o teste do simulador foi realizada na mina N5E, banco 715 e fogo de número 566/02. Esta mina foi aberta com a finalidade de exploração de HD em função da exaustão da reserva de hematita dura da mina de N4E. As figuras 6.2 e 6.3 mostram a área do fogo e alguns detalhes da estrutura do maciço rochoso.

Os testes para a determinação da resistência à compressão uniaxial e do módulo de Young da hematita dura da mina de N5E foram realizados no IPT - Instituto de

Pesquisas Tecnológicas, em São Paulo. Foram enviados 06 corpos de prova com aproximadamente 1,2kg, 12,5cm de altura e 5,4cm de diâmetro. Os resultados dos testes encontram-se na tabela VI.4.

Tabela VI.4: Resultados do ensaio de compressão uniaxial das amostras de HD da mina de N5E.

No. da amostra	Velocidade de onda (m/s)	Módulo de Young (GPa)	Resistência à compressão uniaxial (MPa)
1	3.704	43,7	30,6
2	3.462	38,3	29,7
3	3.375	35,8	30,6
4	2.741	25,0	31,9
5	2.695	22,7	21,4
6	2.519	20,5	27,1
Média	3.083	31,0	28,6
Desvio padrão	490	9,5	3,9
Coeficiente de variação	16%	31%	13%

Os valores de resistência à compressão uniaxial da mina de N5E são extremamente baixos para este minério, uma vez que a hematita dura da mina de N4E apresentava valores acima de 100MPa. Isto indica que a reserva de HD de N5E é por natureza de menor aptidão para a produção de granulado, em comparação com a mina de N4E. Estes dados reforçam a necessidade de um desmonte deste minério ainda mais criterioso com relação a geração de finos.

Para a determinação do índice de blastabilidade do maciço rochoso foi utilizada a classificação do fator da rocha, segundo Cunningham (1987). Esta classificação foi realizada a partir do mapeamento da frente de lavra com o apoio da geologia da mina. A tabela VI.5 apresenta a determinação do fator da rocha da frente detonada.

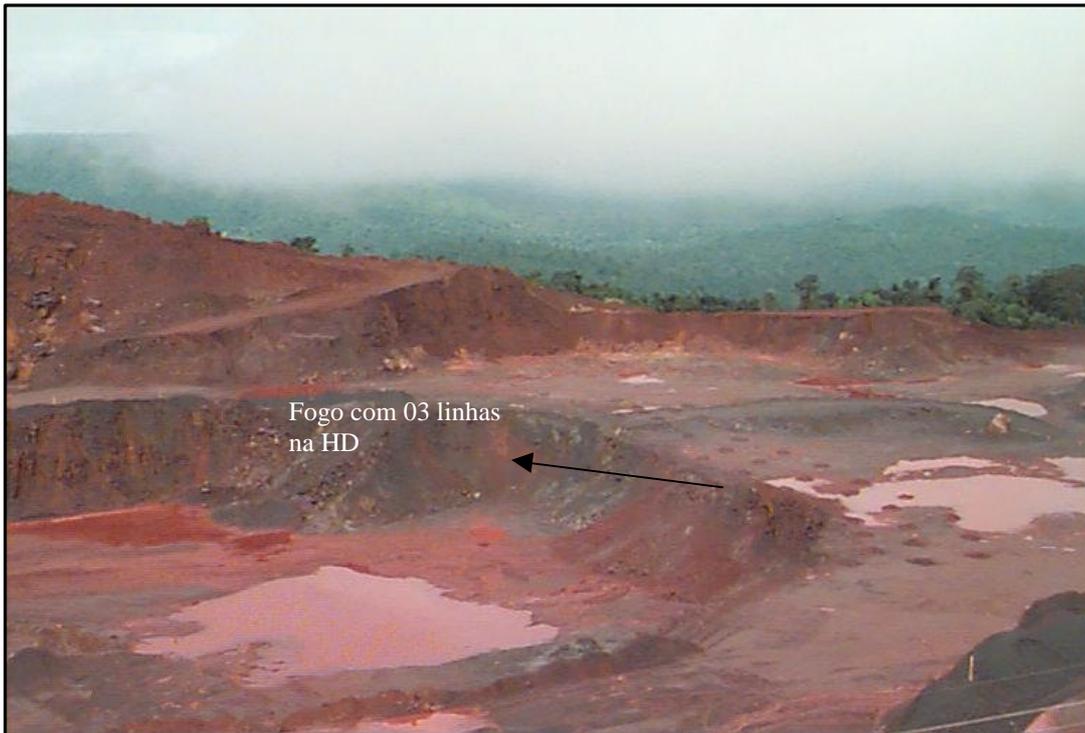


Figura 6.2: Vista da frente de lavra do teste na HD.



Figura 6.3: Detalhe da estrutura do maciço rochoso da frente de HD.

Tabela VI.5: Determinação do fator da rocha da área do teste na HD.

Símb.	Descrição	Classificação	Índice
RMD	Descrição do maciço rochoso	Fraturada	JF
JF	Maciço fraturado	JPS + JPA	40
JPS	Espaçamento das fraturas (m)	de 0,1m a 1,0m	20
JPA	Direção e mergulho com relação a frente livre do fogo da família principal	Mergulhando para fora da face livre	20
RDI	Influência da densidade	25 x d -50	64
d	Densidade (g/cm ³)	4,56	
HF	Fator HF		
	Se E < 50 GPa	HF = E/3	10,3
	Se E > 50 GPa	HF = UCS/5	
E	Módulo de Young (GPa)	31	
UCS	Resistência à compressão uniaxial (MPa)	28,6	
A	Fator da rocha	$A = 0,06x(RMD+RDI+HF)$	6,86

A frente selecionada para o primeiro teste apresentou um fator de rocha de 6,86. A resistência à compressão uniaxial da rocha e o módulo de Young foram determinados pelos ensaios realizados no IPT. Como a mina de N5E é bastante heterogênea e as amostras enviadas para o ensaio de compressão não foram coletadas no local exato da área detonada, foi estudada e proposta uma alteração no cálculo do fator da rocha. A alteração proposta foi a substituição da resistência à compressão uniaxial e do módulo de Young da rocha pela energia específica de perfuração como critério de resistência do maciço rochoso.

A energia específica de perfuração é calculada pelo SYSFOGO a partir dos dados monitorados pelo sistema de sensores do DMS – “Drill Management System” (anexo 1). Todos os 37 furos do fogo foram monitorados pelo DMS e para cada furo foi determinada a energia específica de perfuração média. O DMS coleta um conjunto de dados para o cálculo da energia específica de perfuração a cada 30cm perfurado, logo um furo de 15m de profundidade é subdividido em 50 intervalos. A energia média do furo foi calculada pela média aritmética da energia de todos os intervalos do furo. A utilização deste critério é de fundamental importância para refletir as variações litológicas da área detonada e, conseqüentemente, se obter uma melhor caracterização do maciço rochoso.

A tabela VI.6 mostra a energia específica de perfuração dos 37 furos do fogo 566/02. A média da energia específica da área detonada foi de 66MPa, com o máximo de 111MPa, mínimo de 25MPa, desvio padrão de 18MPa e coeficiente de variação de 27,5%. A avaliação destes dados mostra que a área detonada apresenta uma grande variabilidade na resistência da rocha. Isto é justificado pelo fato de que parte do material detonado apresentava inclusões de HM (hematita mole) e transições de HD para HM. Portanto, devido ao material rochoso ser um meio não homogêneo, é muito difícil ocorrer um único tipo de rocha em uma detonação em escala de produção. A figura 7.4 mostra o mapa litológico da área, indicando a presença de HM na área detonada.

Nota-se, novamente, a partir dos dados da energia específica de perfuração uma nítida diferença na resistência da hematita dura da mina de N5E com relação à mina de N4E. A HD de N5E apresentou uma energia específica de perfuração média de 66MPa, contra valores históricos acima de 100MPa na mina de N4E.

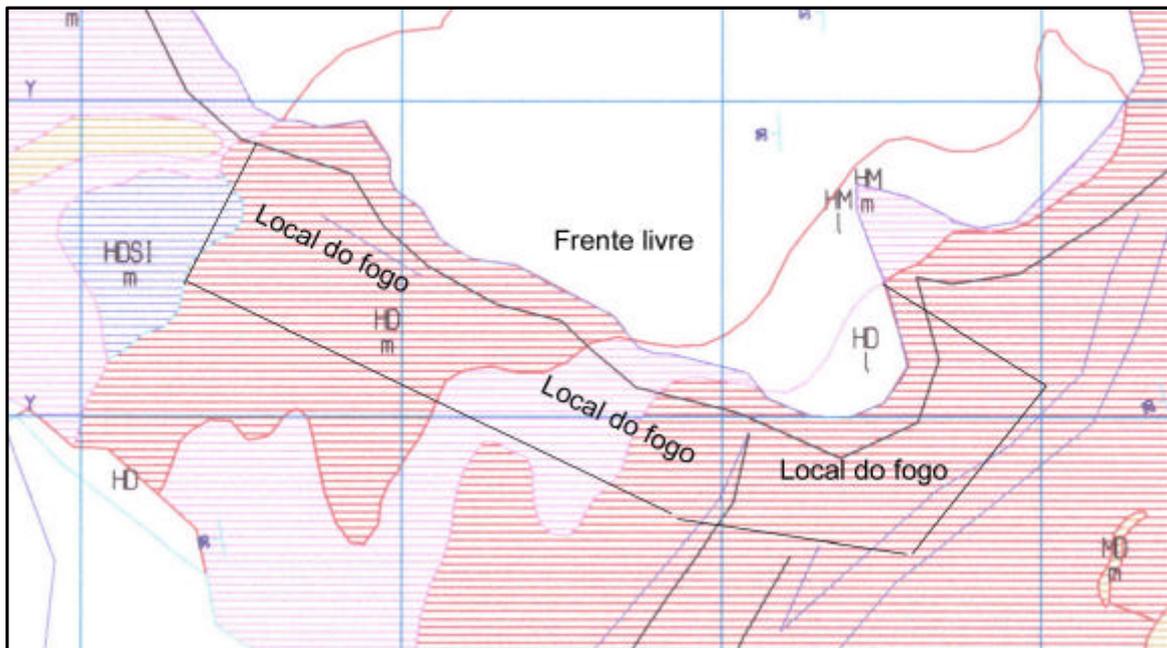


Figura 6.4: Mapa litológico da área do fogo 566/02 com a presença de HM e HD em mesma detonação de produção. A heterogeneidade do maciço rochoso dificulta o processo de simulação.

Tabela VI.6: Energia específica de perfuração calculada pelo SYSFOGO para o fogo 566/02.

<i>No. do furo</i>	<i>Energia específica de perfuração Se (psi)</i>
1	8834
2	8457
3	7397
4	8141
5	10853
6	3562
7	13902
8	8229
9	10460
10	15890
11	9327
12	7112
13	12173
14	14179
15	9040
16	6543
17	4315
18	8712
19	11647
20	7177
21	10586
22	7839
23	6341
24	11106
25	6738
26	9438
27	9438
28	14448
29	11615
30	8899
31	9438
32	10887
33	9581
34	9295
35	9724
36	9152
37	9438
Média	9457
Desvio padrão	2606
Coeficiente de variação (%)	27,6%
Máximo	15890
Mínimo	3562

Baseado na necessidade de se ter um maior detalhamento da resistência do maciço rochoso e que a amostragem representasse a área efetivamente detonada, foi utilizada a energia de específica de perfuração na determinação do fator da rocha. Assim, o fator HF, calculado originalmente pela resistência à compressão uniaxial ou pelo módulo de Young, passou a ser determinado pela energia específica de perfuração média da área detonada, alterando assim, o fator da rocha proposto por Cunningham. A tabela VI.7 mostra o cálculo do fator da rocha determinado a partir da energia específica de perfuração para o fogo 566/02.

Tabela VI.7: Fator da rocha modificado para o fogo 566/02.

Símb.	Descrição	Classificação	Índice
RMD	Descrição do maciço rochoso	Fraturada	JF
JF	Maciço fraturado	JPS + JPA	40
JPS	Espaçamento das fraturas (m)	de 0,1m a 1,0m	20
JPA	Direção e mergulho com relação a frente livre do fogo da família principal	Mergulhando para fora da face livre	20
RDI	Influência da densidade	25 x d -50	64
d	Densidade (g/cm ³)		4,56
HF	Fator HF	Se/5	13,2
Se	Energia específica de perfuração média (MPa)		66
A	Fator da rocha	$A = 0,06 \times (RMD + RDI + HF)$	7,03

A resistência à compressão uniaxial e o módulo de Young determinados nos ensaios realizados no IPT apresentaram uma média de 28,6MPa e 31GPa, respectivamente, para a HD. Já a resistência do maciço rochoso, determinada pela energia específica de perfuração, apresentou uma média de 9.457psi ou 66MPa. Nota-se que utilizando este novo critério, neste exemplo, houve uma alteração mínima no fator da rocha de 6,86 para 7,03. Pode ocorrer uma situação que esta diferença seja grande e significativa. A vantagem da utilização da energia de perfuração está no fato de melhor representar o maciço rochoso detonado, pois os dados são provenientes do monitoramento de todos os furos do fogo com um detalhamento a cada 30cm perfurado.

Neste primeiro teste na HD os parâmetros do plano de fogo não foram alterados. O objetivo, a princípio, foi determinar a curva granulométrica dos atuais planos de fogo da mina e o percentual de finos gerado nas detonações de HD. A partir destes dados pôde ser estabelecida uma seqüência de alterações no projeto de desmonte de HD com a finalidade de redução dos finos. A tabela VI.8 mostra os parâmetros do plano de

fogo 566/02, com os dados da malha de perfuração, altura do banco, tipos de explosivos, razão de carga e tampão. Este plano de fogo teve uma malha média de 6,5m x 11,4m, diâmetro de 121/4 “, razão de carga média de 193g/t e foi utilizado o explosivo blendado 40/60 (“heavy ANFO”).

Com a entrada dos dados do fator da rocha e dos parâmetros do plano de fogo no simulador SIMBLAST, foram geradas as curvas granulométricas para os modelos Kuz-Ram e TCM, conforme figuras 6.5 e 6.6, respectivamente. A avaliação destas curvas mostra que o modelo TCM apresenta um maior percentual de finos. Já na fração grossa, os dois modelos se equívalem. Isto pode ser comprovado plotando as duas curvas numa mesma tela de simulação, como mostra a figura 7.7. Neste caso, abaixo do tamanho de fragmento de 20 cm, os modelos TCM e Kuz-Ram apresentam resultados diferentes.

No caso das detonações de HD, como o objetivo é a avaliação da geração de finos, a revisão bibliográfica indica que o melhor modelo de simulação é o TCM, pois possui maior precisão na previsão dos finos das pilhas detonadas. Já o modelo Kuz-Ram subestima o percentual de finos.

Tabela VI.8: Parâmetros do plano de fogo da detonação da HD.

DATA:	22 - maio - 2002					DESCRIÇÃO:	BANCADA					
BANCO:	715					DIÂMETRO:	12 1/4"					
MINA:	N5E					EQUIPAMENTO:	1404					
MATERIAL:	HD					NÚMERO DO FOGO:	566 / 02					
DENSIDADE:	4,56					MALHA:	6,5		11,4			
<i>Furo</i>	<i>E (m)</i>	<i>A (m)</i>	<i>H (m)</i>	<i>Prof. do furo (m)</i>	<i>T (m)</i>	<i>Tipo de explosivo</i>	<i>Carga por furo (kg)</i>	<i>Volume por furo (m3)</i>	<i>t/furo</i>	<i>Razão de carga (g/m3)</i>	<i>Razão de carga (g/t)</i>	
1	9,9	5,0	16,0	16,5	5,5	Blendado 40/60	990,0	792,0	3611,5	1250,0	274,1	
2	11,7	8,0	16,0	17,0	5,5	Blendado 40/60	1035,0	1497,6	6829,1	691,1	151,6	
3	11,5	6,8	16,0	17,0	5,5	Blendado 40/60	1035,0	1251,2	5705,5	827,2	181,4	
4	12,5	5,9	16,0	17,0	5,5	Blendado 40/60	1035,0	1180,0	5380,8	877,1	192,4	
5	13,3	7,0	16,0	17,0	5,5	Blendado 40/60	1035,0	1489,6	6792,6	694,8	152,4	
6	11,2	6,0	16,0	16,0	5,5	Blendado 40/60	945,0	1075,2	4902,9	878,9	192,7	
7	11,5	5,7	16,0	16,0	5,5	Blendado 40/60	945,0	1048,8	4782,5	901,0	197,6	
8	12,0	7,5	16,0	17,0	5,5	Blendado 40/60	1035,0	1440,0	6566,4	718,8	157,6	
9	11,5	5,7	16,0	16,0	5,5	Blendado 40/60	945,0	1048,8	4782,5	901,0	197,6	
10	10,8	7,0	16,0	16,7	5,5	Blendado 40/60	1008,0	1209,6	5515,8	833,3	182,7	
11	12,0	6,7	16,0	17,3	5,5	Blendado 40/60	1062,0	1286,4	5866,0	825,6	181,0	
12	11,3	5,1	16,0	16,7	5,5	Blendado 40/60	1008,0	922,1	4204,7	1093,2	239,7	
13	10,9	6,7	16,0	16,3	5,5	Blendado 40/60	972,0	1168,5	5328,3	831,8	182,4	
14	11,2	5,0	16,0	15,7	5,5	Blendado 40/60	918,0	896,0	4085,8	1024,6	224,7	
15	12,5	7,7	16,0	17,3	5,5	Blendado 40/60	1062,0	1540,0	7022,4	689,6	151,2	
16	11,7	7,0	16,0	15,8	5,5	Blendado 40/60	927,0	1310,4	5975,4	707,4	155,1	
17	11,5	5,8	16,0	16,3	5,5	Blendado 40/60	972,0	1067,2	4866,4	910,8	199,7	
18	10,8	7,0	16,0	16,0	5,5	Blendado 40/60	945,0	1209,6	5515,8	781,3	171,3	
19	11,1	6,4	16,0	16,5	5,5	Blendado 40/60	990,0	1136,6	5183,1	871,0	191,0	
20	11,0	5,2	16,0	16,7	5,5	Blendado 40/60	1008,0	915,2	4173,3	1101,4	241,5	
21	7,7	5,1	16,0	17,0	5,5	Blendado 40/60	1035,0	628,3	2865,1	1647,2	361,2	
22	7,9	5,8	16,0	17,0	5,5	Blendado 40/60	1035,0	733,1	3343,0	1411,8	309,6	
23	11,3	4,1	16,0	17,3	5,5	Blendado 40/60	1062,0	741,3	3380,2	1432,7	314,2	
24	12,7	7,0	16,0	16,7	5,5	Blendado 40/60	1008,0	1422,4	6486,1	708,7	155,4	
25	11,5	9,7	16,0	16,0	5,5	Blendado 40/60	945,0	1784,8	8138,7	529,5	116,1	
26	11,3	6,7	16,0	16,0	5,5	Blendado 40/60	945,0	1211,4	5523,8	780,1	171,1	
27	11,0	7,7	16,0	16,0	5,5	Blendado 40/60	945,0	1355,2	6179,7	697,3	152,9	
28	14,0	7,0	16,0	15,5	5,5	Blendado 40/60	900,0	1568,0	7150,1	574,0	125,9	
29	11,1	6,4	16,0	16,0	5,5	Blendado 40/60	945,0	1136,6	5183,1	831,4	182,3	
30	7,7	5,1	16,0	17,0	5,5	Blendado 40/60	1035,0	628,3	2865,1	1647,2	361,2	
31	12,2	6,9	16,0	17,3	5,5	Blendado 40/60	1062,0	1346,9	6141,8	788,5	172,9	
32	13,5	7,0	16,0	16,7	5,5	Blendado 40/60	1008,0	1512,0	6894,7	666,7	146,2	
33	13,1	7,3	16,0	15,0	5,5	Blendado 40/60	855,0	1530,1	6977,2	558,8	122,5	
34	11,5	6,8	16,0	14,0	5,5	Blendado 40/60	765,0	1251,2	5705,5	611,4	134,1	
35	12,5	5,9	16,0	15,5	5,5	Blendado 40/60	900,0	1180,0	5380,8	762,7	167,3	
36	12,0	7,5	16,0	16,5	5,5	Blendado 40/60	990,0	1440,0	6566,4	687,5	150,8	
37	10,8	7,0	16,0	16,7	5,5	Blendado 40/60	1008,0	1209,6	5515,8	833,3	182,7	
Média	11,4	6,5	16,0	16,4	5,5	Total	36.315	44.164	201.388	880,5	193,1	

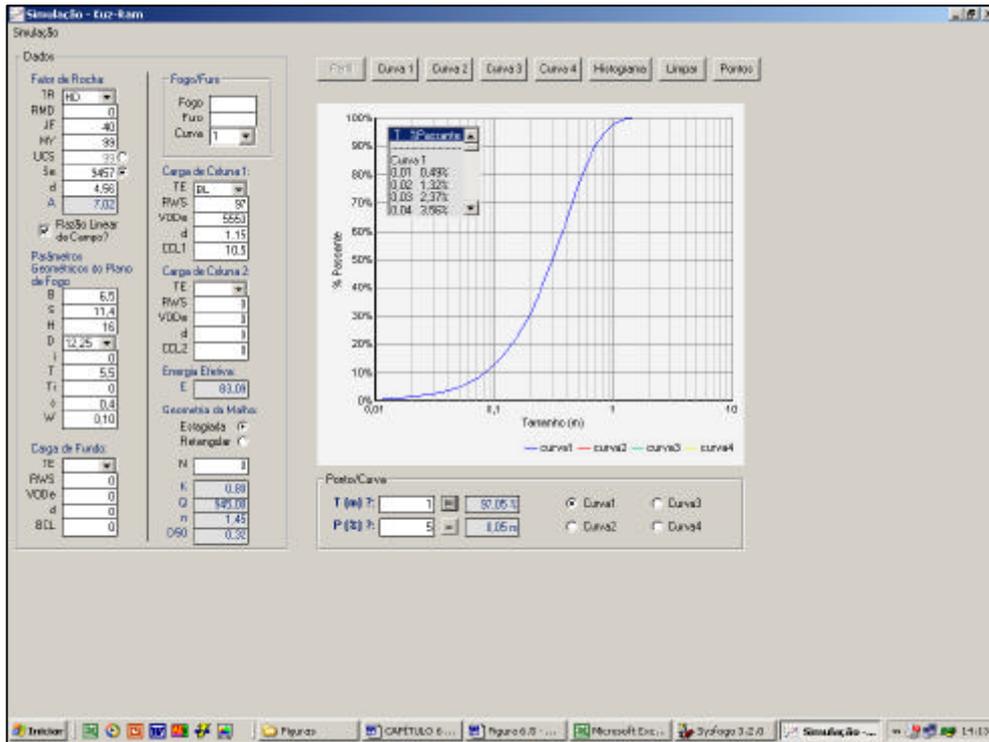


Figura 6.5: Resultado da simulação da detonação na HD, mostrando a curva granulométrica gerada no SIMBLAST para o modelo Kuz-RAM.

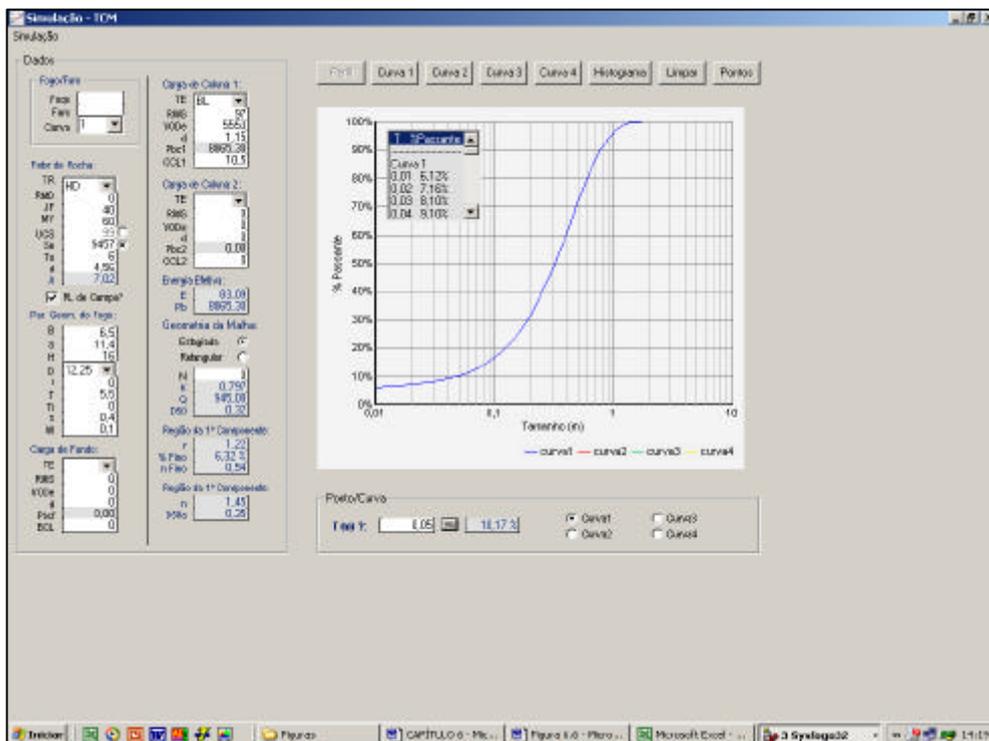


Figura 6.6: Resultado da simulação da detonação na HD, mostrando a curva granulométrica gerada no SIMBLAST para o modelo TCM.

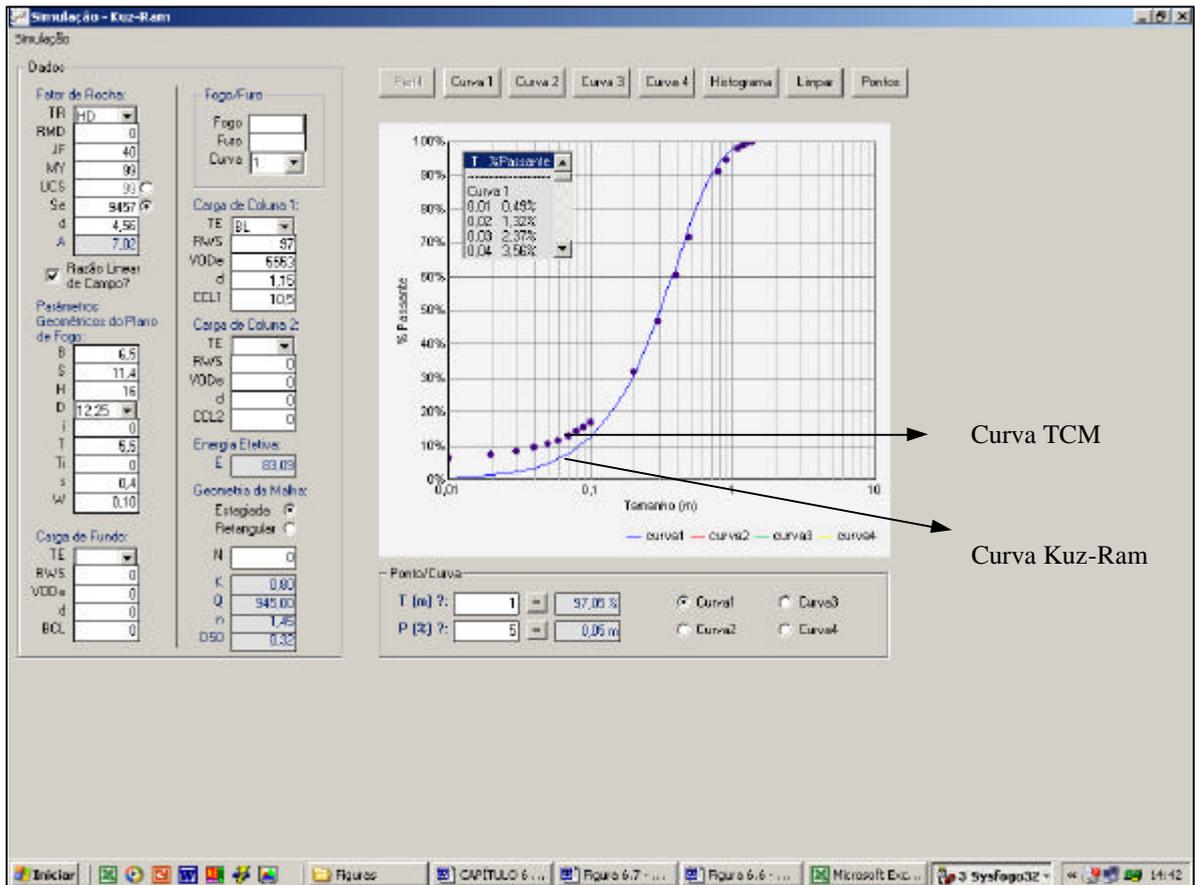


Figura 6.7: Comparação das curvas TCM e Kuz-Ram geradas pelo programa SIMBLAST para a detonação da HD. Nota-se nitidamente uma mudança no comportamento das curvas na região onde os fragmentos são menores do que aproximadamente 20cm.

Considerando a grande variabilidade do maciço rochoso foi realizada, também, uma simulação considerando a presença de HM (hematita mole) na área detonada. Para isso, foi calculado o fator da rocha considerando a classificação da tabela VI.9.

Tabela VI.9: Fator da rocha para HM.

Símb.	Descrição	Classificação	Índice
RMD	Descrição do maciço rochoso	Friável	10
RDI	Influência da densidade	25 x d -50	27,5
d	Densidade (g/cm ³)		3,1
HF	Fator HF	Se/5	6,0
MY	Energia específica de perfuração (MPa)		30
A	Fator da rocha	$A = 0,06 \times (RMD + RDI + HF)$	2,61

Considerando a presença de HM na área detonada, o fator da rocha cai de 7,03 (HD) para 2,61. Baseado neste novo fator de rocha, novas curvas granulométricas foram simuladas e comparadas. As figuras 6.8 e 6.9 mostram os resultados das simulações da detonação da HM para os modelos Kuz-Ram e TCM, respectivamente. Como a HM é uma rocha de menor resistência, menor espaçamento entre as descontinuidades e menor densidade, houve um aumento no percentual de finos nos dois modelos. No modelo Kuz-Ram o percentual de finos abaixo de 50mm aumentou de 5% para 17,64%. Já no TCM, este percentual passou de 10,17% para 28,03%.

A figura 6.10 mostra as curvas granulométricas geradas pelos modelos Kuz-RAM e TCM plotadas num mesmo gráfico. Comparando o resultado desta figura com o resultado da figura 6.7, conclui-se que para maciços rochosos com um menor fator de rocha (menor resistência à compressão, menor espaçamento entre as descontinuidades e menor densidade) ocorre uma maior diferença na região dos finos entre as curvas dos dois modelos. Tomando como base o tamanho de 50mm, a diferença entre as curvas neste ponto aumentou de 5,17% (10,17% -5%) para 10,39% (28,03% - 17,64%). Para valores abaixo de 50mm estas diferenças são ainda maiores. Isto mostra que para rochas extremamente resistentes e competentes os modelos Kuz-Ram e TCM tendem a apresentar resultados similares.

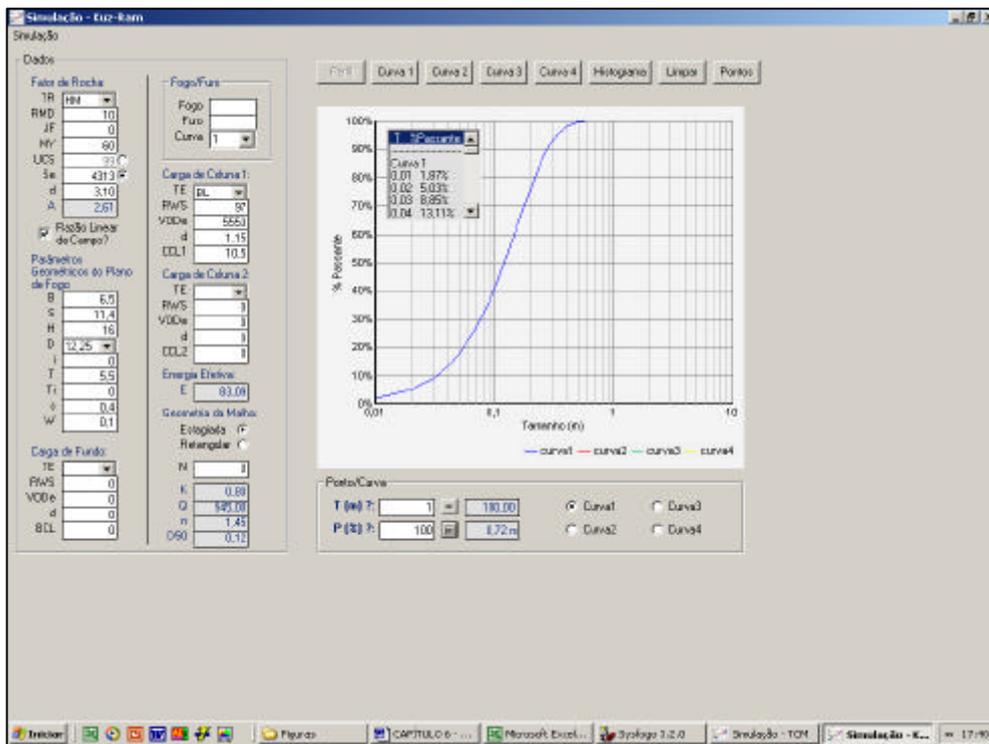


Figura 6.8: Resultado da simulação da detonação na HM, mostrando a curva granulométrica gerada no SIMBLAST para o modelo Kuz-Ram.

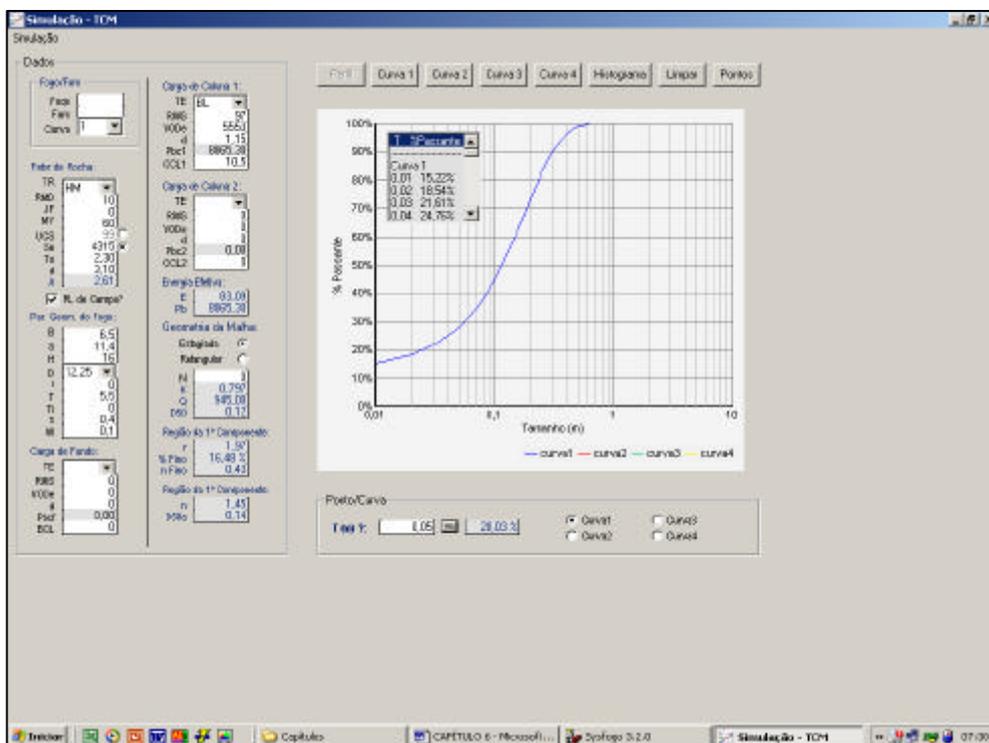


Figura 6.9: Resultado da simulação da detonação na HM, mostrando a curva granulométrica gerada no SIMBLAST para o modelo TCM.

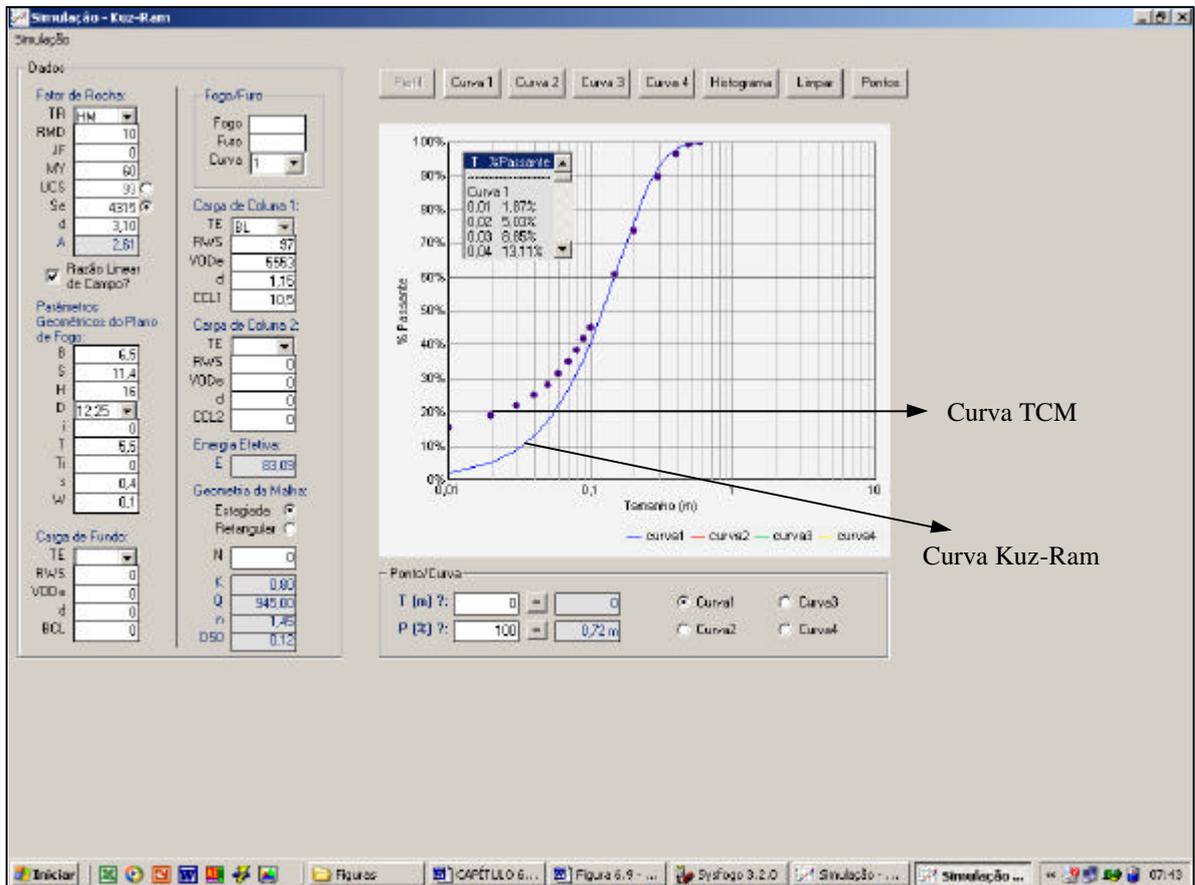


Figura 6.10: Comparação das curvas TCM e Kuz-Ram geradas pelo programa SIMBLAST para a detonação de HM. Nota-se nitidamente uma mudança no comportamento das curvas na região onde os fragmentos são menores do que aproximadamente 15cm.

□ Comentários finais

Neste desmante, que serviu como um teste do simulador SIMBLAST, foi possível estabelecer algumas conclusões sobre a aplicação da simulação em fogos de produção de minério de ferro:

- O maciço rochoso apresentou grande variabilidade em suas propriedades. Geralmente, não se tem um fogo de produção com apenas um tipo de rocha. Ocorre, normalmente, intrusões de HM, transições de HM/HD e HD em um mesmo desmante. Esta situação é bastante complexa para a simulação dos desmontes de rochas por explosivos, pois conduz a erros na determinação do fator da rocha e, conseqüentemente, na curva granulométrica simulada.
- Os modelos Kuz-Ram e TCM apresentam uma diferença na previsão da fração dos finos. Os resultados mostraram uma diferença nas curvas simuladas para valores abaixo de aproximadamente 20cm.
- A diferença entre estes modelos é mais acentuada em maciços rochosos com um menor fator de rocha, ou seja, menor índice de blastabilidade.
- A energia específica de perfuração é uma boa alternativa para se estimar a resistência do maciço rochoso. Além disso, possui uma maior representabilidade do maciço rochoso, pois pode ser calculada a cada 30cm de profundidade.
- A alternativa adotada para se ter uma melhor previsão da curva granulométrica no desmante da HD foi realização de duas simulações para este desmante. A primeira considerando o tipo de rocha HD e a segunda considerando as intrusões de HM na área detonada.
- Para determinar a curva resultante deste desmante é necessário estimar o percentual de HM e HD do volume total desmontado e interpolar uma nova curva. De qualquer forma, a curva granulométrica representativa da pilha desmontada estará limitada entre as duas curvas simuladas para cada tipo de minério. A figura 6.11 mostra estas duas curvas plotadas num mesmo gráfico.

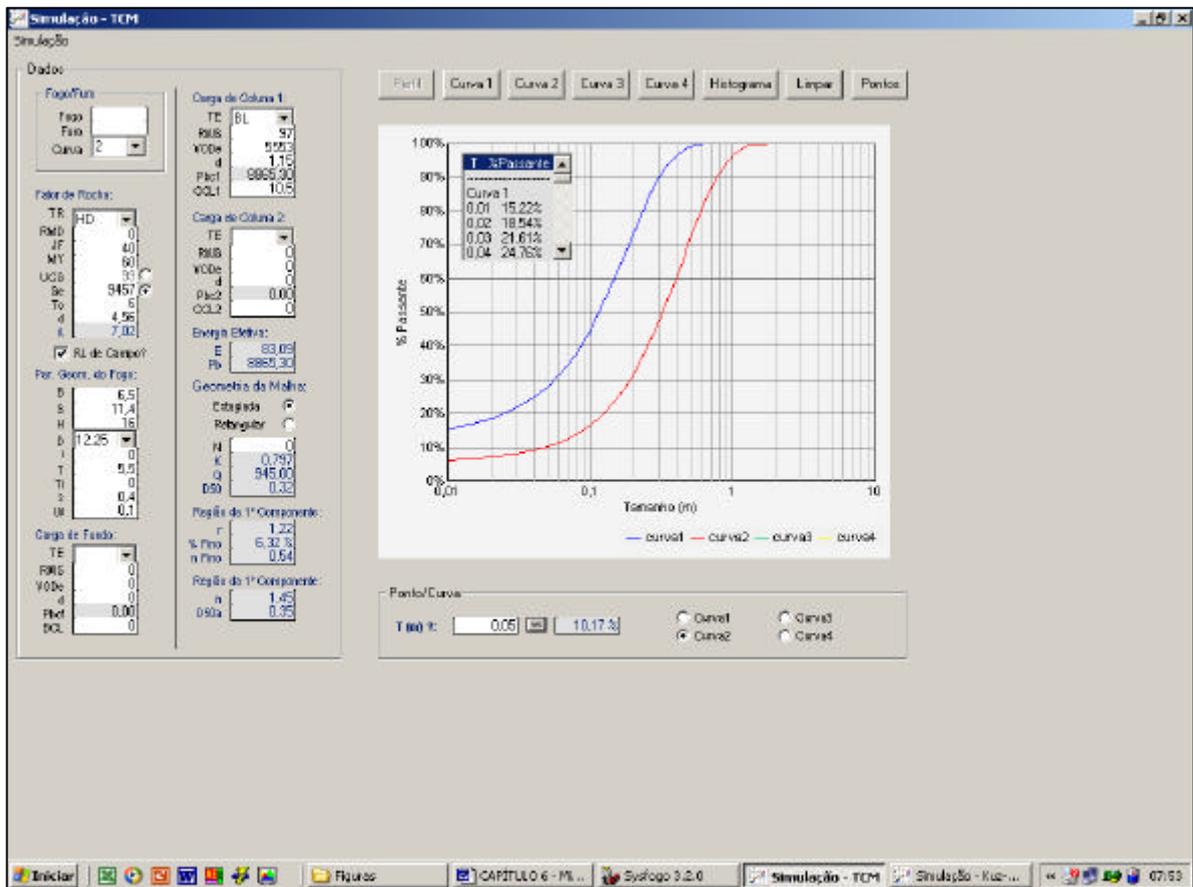


Figura 6.11: Curvas simuladas considerando HD e HM no desmonte. Estas duas curvas granulométricas representam o limite superior e inferior da fragmentação da pilha desmontada do fogo 566/02.

6.2.2. SIMULAÇÃO DE NOVOS PLANOS DE FOGO PARA O DESMONTE DE HD

Baseado nos resultados da detonação de HD foram simuladas alterações no atual plano de fogo praticado pela CVRD e propostos novos planos visando a redução dos finos. Estas alterações foram simuladas utilizando o modelo TCM.

Para a redução da geração de finos, de acordo com a teoria do modelo de fragmentação TCM, é necessário a redução do raio da zona de pulverização em volta do furo. Este raio é calculado pela equação:

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

onde r é a distância do centro do furo de desmonte, ou raio da zona de pulverização, D é o diâmetro do furo, T_0 é a resistência à tração da rocha e P_b é o pico da pressão de detonação no furo.

Interpretando esta equação, conclui-se que os parâmetros do plano de fogo que reduzem o raio da zona de finos são o diâmetro do furo e a pressão de detonação do explosivo. Com base nesta análise, a seqüência de simulações realizadas para as detonações de HD levou em consideração os seguintes critérios:

- Alteração do tipo de explosivo: substituição do blendado 60/40 (emulsão + ANFO) pelo ANFO. Com isso, tem-se uma redução da densidade e VOD do explosivo;
- Redução do diâmetro de perfuração: permite a redução linear do raio da zona de finos, além de reduzir a VOD do explosivo.

A tabela VI.10 mostra os dois planos de fogo (C e D) resultantes de várias rodadas de simulação, comparados com os dois planos de fogo (A e B) praticados atualmente nos desmontes de HD das minas de minério de ferro de Carajás. As figuras 6.12 e 6.13 mostram, respectivamente, as curvas granulométricas e o histograma da fragmentação destes quatro planos de fogo.

Tabela VI.10: Planos de fogo simulados para o desmonte de HD.

Parâmetros	Planos de Fogo			
	A	B	C	D
Diâmetro	12 1/4"	10"	10"	6 1/2"
Explosivo	Blendado 60/40	Blendado 60/40	ANFO	ANFO
Altura do banco	15	15	15	15
Afastamento	6,5	5	4,5	3,5
Espaçamento	11,4	10	9	7
Tampão (m)	5,5	5	4	2,8
Carga por furo (kg)	1035	690	500	224,4
Razão de carga (g/t)	204	202	180	134
raio da zona pulverizada (m)	1,27	1,04	0,64	0,36
% < 50 mm	10,48 (29,32)*	10,16	5,35	3,23 (14,93)*
Curva granulométrica	Curva 1	Curva 2	Curva 3	Curva 4

* Considerando a intrusão de HM.

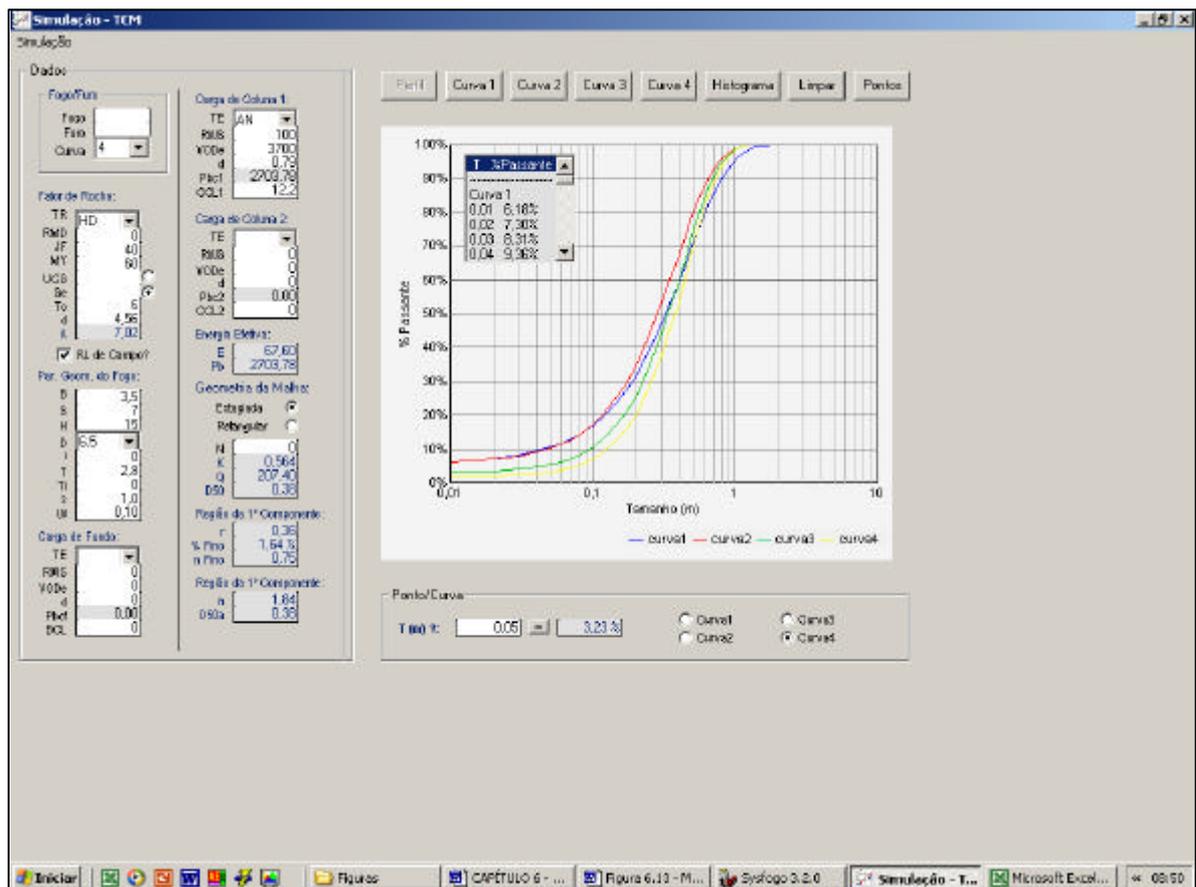


Figura 6.12: Curvas granulométricas simuladas para os quatro planos de fogo na HD.

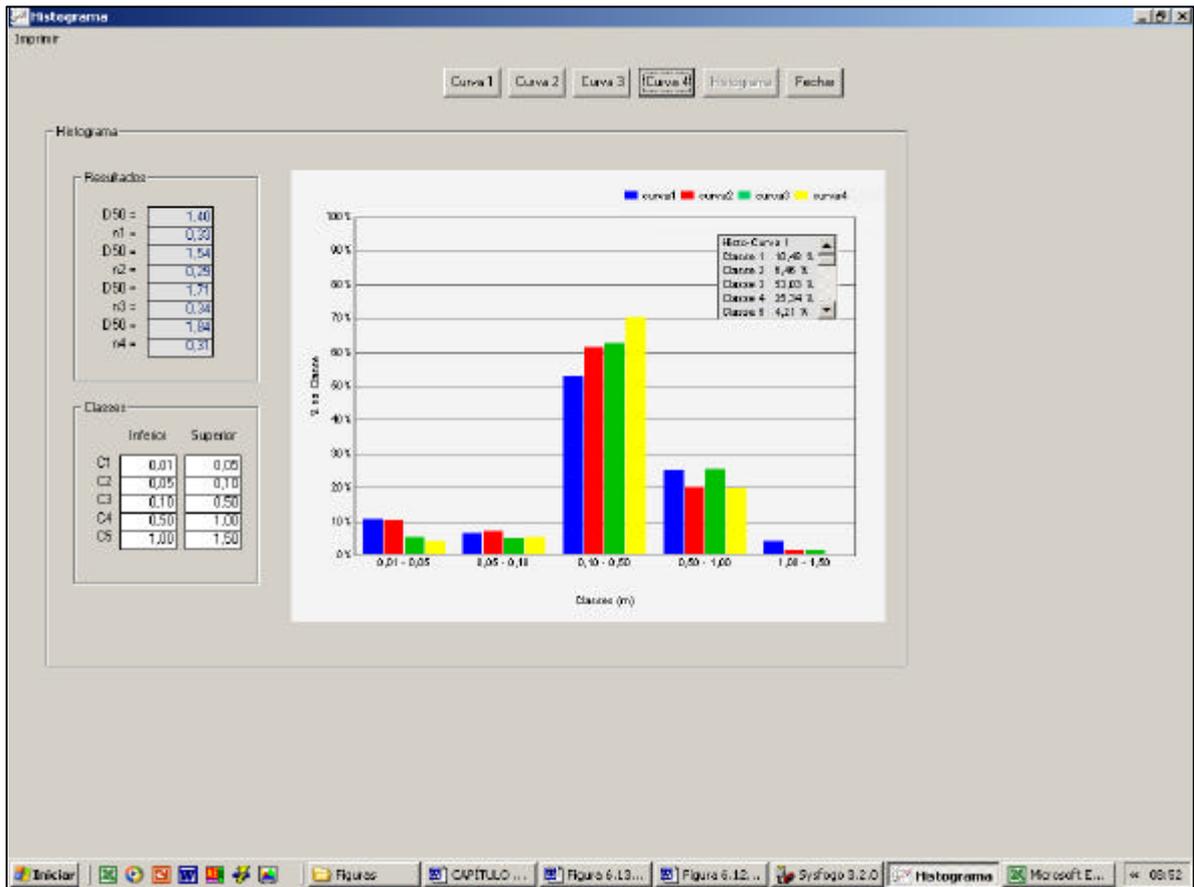


Figura 6.13: Histograma comparando a granulometria dos quatro planos de fogo avaliados

Avaliando o histograma da figura 6.13, conclui-se que os planos de fogo A e B, atualmente praticados na mina, são os de maior geração de finos (classe 1: tamanho de 0,01m a 0,05m) e ao mesmo tempo são os de maior geração de matacões (classe 5: tamanho de 1,00m a 1,5m).

Já o plano de fogo C teve um resultado intermediário com relação a geração de finos. Porém, comparando este plano de fogo com a situação A e B, a conclusão que se tem é que a substituição do explosivo blendado por ANFO é uma alteração extremamente viável para as detonações de HD. Normalmente, a prática de desmonte recomenda a utilização de explosivo de maior velocidade nas rochas duras e compactas, porém a simulação indicou que para a redução dos finos esta prática não traz bons resultados e deve ser substituída.

Por outro lado, o plano de fogo D apresentou o menor percentual de finos (classe 1) e eliminou a geração de matacões (classe 5). Para o desmonte de HD, este plano de fogo é o de melhor resultado, pois reduz a geração de finos e, conseqüentemente, aumenta a geração do produto granulado. Nota-se, nitidamente na curva granulométrica simulada, uma fragmentação mais homogênea com o diâmetro de 6½”.

A avaliação do percentual passante em 50mm mostra uma redução da geração de finos entre os planos de fogo A e D, de 10,48% para 3,23%, respectivamente. Considerando a presença de HM no desmonte o percentual reduz de 29,32% para 14,93%.

Este resultado, extremamente favorável ao plano de fogo D (com diâmetro de 6 ½” e carregamento com explosivo do tipo ANFO), é explicado pelos seguintes fatores:

- Redução do diâmetro de perfuração.
- Redução da VOD e da pressão de detonação do explosivo, em conseqüência da redução do diâmetro e da substituição do explosivo blendado por ANFO.
- Redução do raio da zona pulverizada, pois o raio é função direta do diâmetro e da pressão de detonação.
- A redução dos matacões é explicada pela melhor distribuição dos furos no maciço rochoso, quando se compara a malha do plano de fogo D com a malha dos demais planos de fogo. Um menor espaçamento e afastamento propicia uma melhor

distribuição dos furos e uma maior probabilidade dos blocos pré-formados pelas descontinuidades do maciço serem atingidos pela perfuração.

- O diâmetro de 6 ½" permite, também, um menor comprimento do tampão, melhorando a fragmentação nesta região e contribuindo para a redução dos matacões.

Outro ponto que merece maiores investigações é o comportamento do material detonado com este plano de fogo (plano D) no processo de tratamento de minérios (usina). Como este material recebe um menor nível de tensões durante a detonação, possivelmente terá maior resistência aos processos da usina e estará sujeito a uma menor degradação e geração de finos durante a fase de tratamento, possibilitando, também, um aumento na geração do produto granulado.

Estes resultados são bastantes interessantes e vão em sentido contrário a atual tendência do porte dos equipamentos de perfuração para as minas de minério de ferro. A atual corrente é de aumento do porte e do diâmetro das perfuratrizes, a fim de aumentar a capacidade de produção, seguindo a mesma tendência dos equipamentos de carregamento e transporte.

Tomando como base, exclusivamente, a maximização da produção de granulado e um melhor aproveitamento das reservas deste minério, os resultados da simulação recomendam que a CVRD faça as seguintes alterações nos planos de fogo para a detonação de hematita dura:

- Substituição do explosivo do tipo blendado por ANFO;
- Redução do diâmetro de perfuração para 6 ½".

6.2.3. RESULTADOS DA FOTOANÁLISE DA DETONAÇÃO DE HD

A pilha resultante da detonação número 566/02 para o teste do simulador foi filmada para tratamento das imagens no programa WipFrag. Este trabalho foi conduzido no laboratório de desmonte de rocha do Departamento de Engenharia de Minas da UFOP.

Foram tratadas e analisadas 53 imagens. Cada imagem gera três arquivos básicos: rede de contornos, rede de blocos e curva granulométrica. As figuras 6.14, 6.15 e 6.16 mostram cada um destes arquivos, respectivamente. Na figura 6.14 é possível visualizar o referencial utilizado nas imagens (quadrado metálico com as dimensões iguais a 1m).



Figuras 6.14: Arquivo com a rede de contornos gerado no programa WipFrag. Esta figura mostra, também, o referencial utilizado nas filmagens das pilhas.

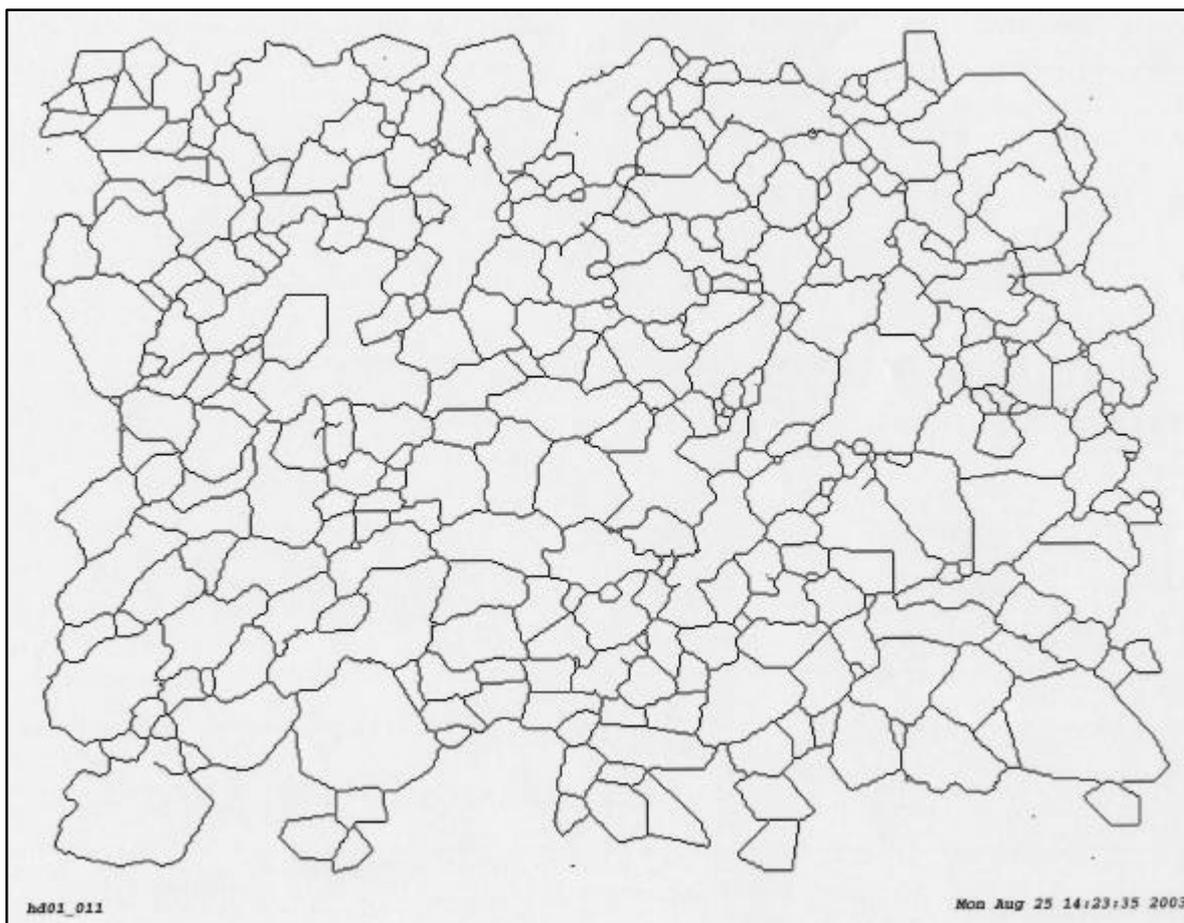


Figura 6.15: Arquivo com a determinação da quantidade e tamanhos dos blocos, definidos a partir da rede de contorno.

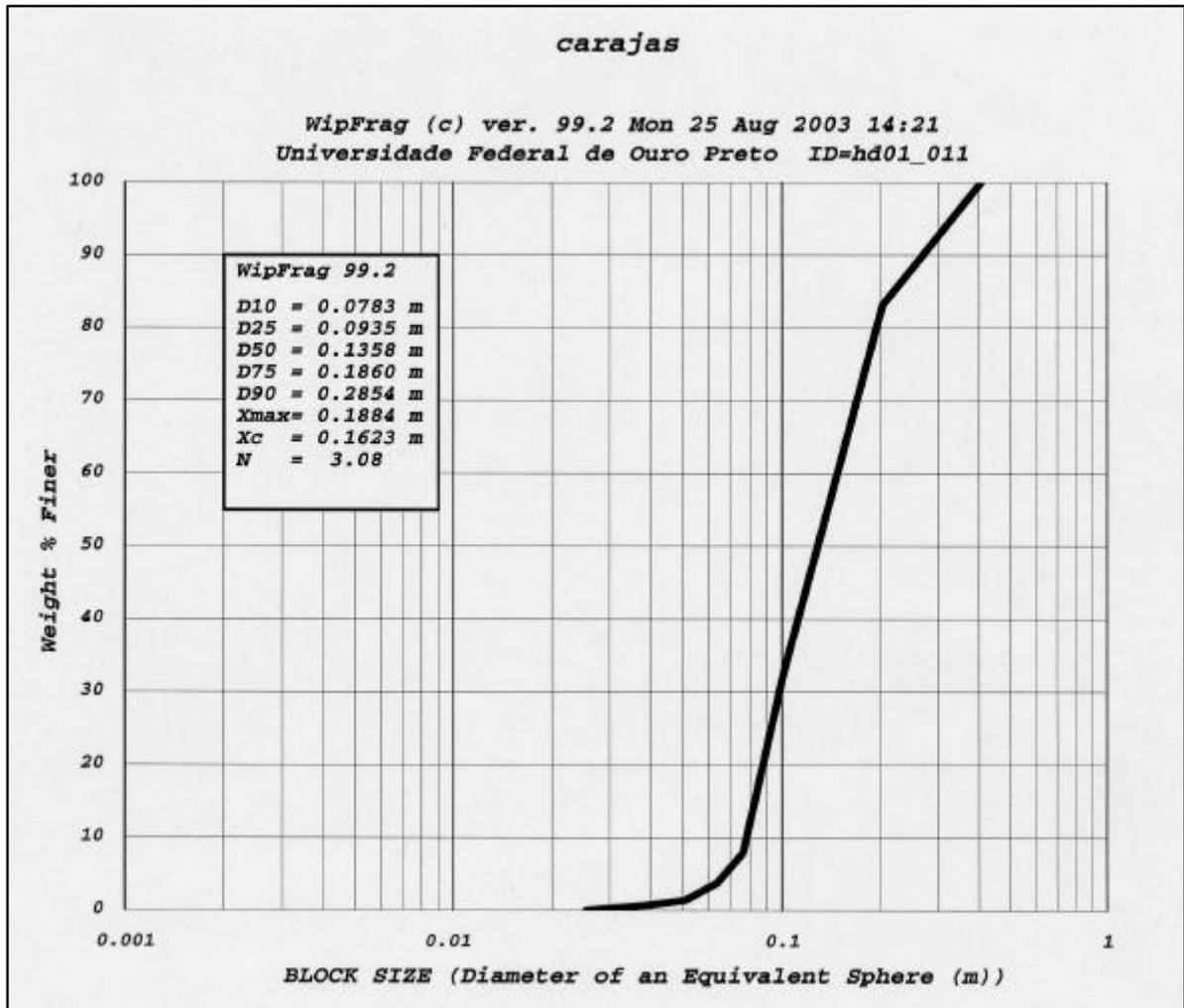


Figura 6.16: Saída final do WipFrag com a curva de distribuição de tamanho acumulada.

Os resultados da fotoanálise apresentaram muitas restrições com relação à precisão da curva granulométrica gerada pelo sistema, principalmente com relação aos finos. As principais restrições na utilização da fotoanálise na determinação da curva granulométrica em pilhas de minério de ferro, detectadas durante a etapa de processamento das imagens no programa WipFrag, são apresentadas a seguir:

□ Má qualidade da rede de contornos

O programa não apresentou uma boa detecção dos contornos dos blocos e fragmentos. Mesmo com a edição manual da rede de blocos, ocorreram muitos erros na delimitação das partículas, conforme ilustrado na figura 6.17. O tratamento das imagens apresentou os dois casos de erro de delimitação: (a) um grupo de fragmentos é enganosamente agrupado e identificado como um único bloco. Isto é chamado de fusão e representa uma tendência de super estimativa do tamanho verdadeiro do fragmento; (b) um único fragmento é subdividido erroneamente em dois ou mais blocos individuais. Isto é chamado de desintegração e representa uma tendência de sub estimativa do tamanho verdadeiro do fragmento.

□ Erro na detecção dos finos

O programa não possui uma boa definição para a análise de partículas finas, conforme mostra a figura 6.18.

□ Áreas sombreadas

Em algumas imagens devido ao sombreamento foi muito difícil a detecção dos fragmentos, conforme mostra a figura 6.19.

□ Erro associado ao ângulo de filmagem

Como não é possível filmar a pilha detonada com um ângulo de 90 graus com relação ao plano de caimento da pilha, existe um erro associado ao ângulo de filmagem.

Após a avaliação dos resultados da fotoanálise, a conclusão é que o sistema WipFrag apresentou grandes restrições para a determinação da curva granulométrica de detonações de hematita. Por se tratar de um minério de coloração escura, o mesmo não possui um bom contraste e definição para a análise da fragmentação por fotoanálise. Além disso, as detonações de hematita geram grandes quantidades de finos, dificultando ainda mais o tratamento das imagens. Devido a estas restrições não foi possível comparar a curva granulométrica da fotoanálise com a curva simulada gerada pelo SIMBLAST.



Figura 6.17: Rede de contorno com erro na delimitação de blocos e com algumas regiões de não detecção dos finos.



Figura 6.18: Rede de contorno ilustrando a não detecção dos finos da pilha desmontada.



Figura 6.19: Rede de contorno com a presença de áreas sombreadas, causando a não detecção dos fragmentos de rocha.

6.2.4. AVALIAÇÃO ECONÔMICA DOS PLANOS DE FOGO PARA HD

Nesta seção será realizada uma avaliação econômica dos quatro planos de fogo estudados para a detonação de hematita dura da mina de N5E. Este estudo foi baseado no cálculo dos custos por tonelada envolvidos diretamente no desmonte: custos de perfuração, explosivos e acessórios de detonação. Além disso, foi considerado também o aumento da receita com o produto granulado para cada plano de fogo analisado. Para facilitar esta avaliação foi elaborada uma planilha com o resumo destes custos, apresentada na tabela VI.11. Os dados de custo desta tabela foram obtidos dos relatórios internos da CVRD.

Tabela VI.11: Avaliação econômica dos planos de fogo para a detonação de HD.

<i>Parâmetros</i>	<i>Planos de Fogo</i>			
	<i>A</i>	<i>B</i>	<i>C</i>	<i>D</i>
Diâmetro	12 1/4"	10"	10"	6 1/2"
Explosivo	Blendado 60/40	Blendado 60/40	ANFO	ANFO
Altura do banco	15	15	15	15
Afastamento	6,5	5	4,5	3,5
Espaçamento	11,4	10	9	7
Tampão (m)	5,5	5	4	2,8
Carga por furo (kg)	1.035	690	500	224
Massa desmontada (t/furo)	5.068	3.420	2.770	1.676
Razão de carga (g/t)	204	202	180	134
Custo de perfuração (R\$/m)	20,00	18,00	18,00	18,00
Custo de perfuração (R\$/t)	0,07	0,09	0,11	0,18
Preço unitário do explosivo (R\$/kg)	1,25	1,25	1,10	1,10
Custo de explosivos (R\$/t)	0,26	0,25	0,20	0,15
Custo de acessórios (R\$/furo)	19,00	19,00	19,00	19,00
Custo de acessórios (R\$/t)	0,004	0,006	0,007	0,011
Custo total por tonelada desmontada (R\$/t)	0,33	0,35	0,32	0,34
% de finos < 50 mm	10,48	10,16	5,35	3,23
Produção de granulado de Carajás (t/ano)	9.500.000	9.500.000	9.500.000	9.500.000
Aumento estimado na produção de granulado (t/ano)	0	30.400	487.350	688.750
Dif. de preço entre o granulado e o "sinter feed" (R\$/t)	15,00	15,00	15,00	15,00
Aumento de receita (R\$/ano)		456.000,00	7.310.250,00	10.331.250,00

O custo por tonelada desmontada de todos os planos de fogo sofreu uma pequena variação (de 0,35 R\$/t a R\$ 0,32 R\$/t). O plano de fogo D, o mais recomendado para a detonação de HD visando a redução dos finos, embora tenha apresentado um aumento significativo no custo de perfuração, de 0,07 R\$/t para 0,18 R\$/t, o custo com explosivo compensou este aumento, reduzindo de 0,26 R\$/t para 0,15 R\$/t. A grande vantagem dos planos de fogo C e D é a possibilidade do aumento da produção e da receita com granulado. Estes planos vislumbram um aumento de receita da ordem de R\$ 10.200.000,00/ano e R\$ 14.400.000,00/ano, respectivamente. Estes valores são

bastante atrativos e viabilizam as alterações propostas no processo de perfuração e detonação de hematita dura.

6.3. RESULTADOS DA SIMULAÇÃO DAS DETONAÇÕES DA MINA DE COBRE DE SOSSEGO

6.3.1. PLANOS DE FOGO DO ESTUDO DE VIABILIDADE

O segundo estudo de caso utilizando o simulador SIMBLAST foi realizado na determinação dos planos de fogo para a mina de Sossego. O objetivo deste estudo foi reavaliar o projeto de desmonte de rochas por explosivos da mina, através da utilização da ferramenta de simulação da fragmentação. Esta reavaliação teve como principal objetivo buscar parâmetros do plano de fogo para atender à especificação granulométrica da alimentação da britagem primária. Os resultados da simulação foram comparados com os planos de fogo para o minério e estéril, definidos no estudo de viabilidade do projeto Sossego, conforme parâmetros da tabela VI.12.

Tabela VI.12: Planos de fogo do estudo de viabilidade para o minério e estéril

Parâmetros	Minério	Estéril
Diâmetro (mm)	251	311
Altura do banco (m)	16	16
Espaçamento (m)	8,00	9,50
Afastamento (m)	8,00	9,50
Subperfuração (m)	2,00	2,50
Tampão (m)	8,00	8,00
Carga por furo (m)	675	1008
Razão de carga (g/t)	231	245
Densidade da rocha (g/cm ³)	2,85	2,85
Tipo de explosivo	Heavy ANFO	Heavy ANFO

6.3.2. SIMULAÇÃO DE NOVOS PLANOS DE FOGO

A simulação foi realizada com base nas seguintes premissas:

- Fragmentação desejada: a fragmentação almejada foi baseada nos pontos da curva granulométrica apresentada na especificação técnica para os serviços de desmonte de rochas da mina de Sossego, constante no estudo de viabilidade do projeto e apresentados na tabela VI.13. Para o minério, estes pontos da curva representam a granulometria apropriada para a alimentação da britagem primária e levam em consideração o tamanho e tipo do britador primário. Já para o estéril,

estes pontos da curva representam a granulometria requerida para uma boa produtividade dos equipamentos de carregamento.

Tabela VI.13: Fragmentação desejada para o minério e estéril.

	<i>Minério</i>	<i>Estéril</i>
Tamanho médio de fragmento (X_{50})	0,26m	0,30m
Tamanho com 80% passante (X_{80})	0,55m	0,60m
Tamanho máximo dos matacões	1,00m	1,20m

- Espaçamento entre fraturas: Baseado no relatório geotécnico da Golder Associates foi considerado um espaçamento médio entre as fraturas 0,1 a 1,0 m (Classes I e II, conforme figura 6.20).
- Resistência à compressão uniaxial: foi utilizado o banco de dados dos testes de resistência à compressão uniaxial realizados no laboratório da Baker Hughes, nos EUA.
- As simulações foram realizadas considerando os dois principais tipos de rocha da mina: brecha sulfetada (minério) e granito (estéril).

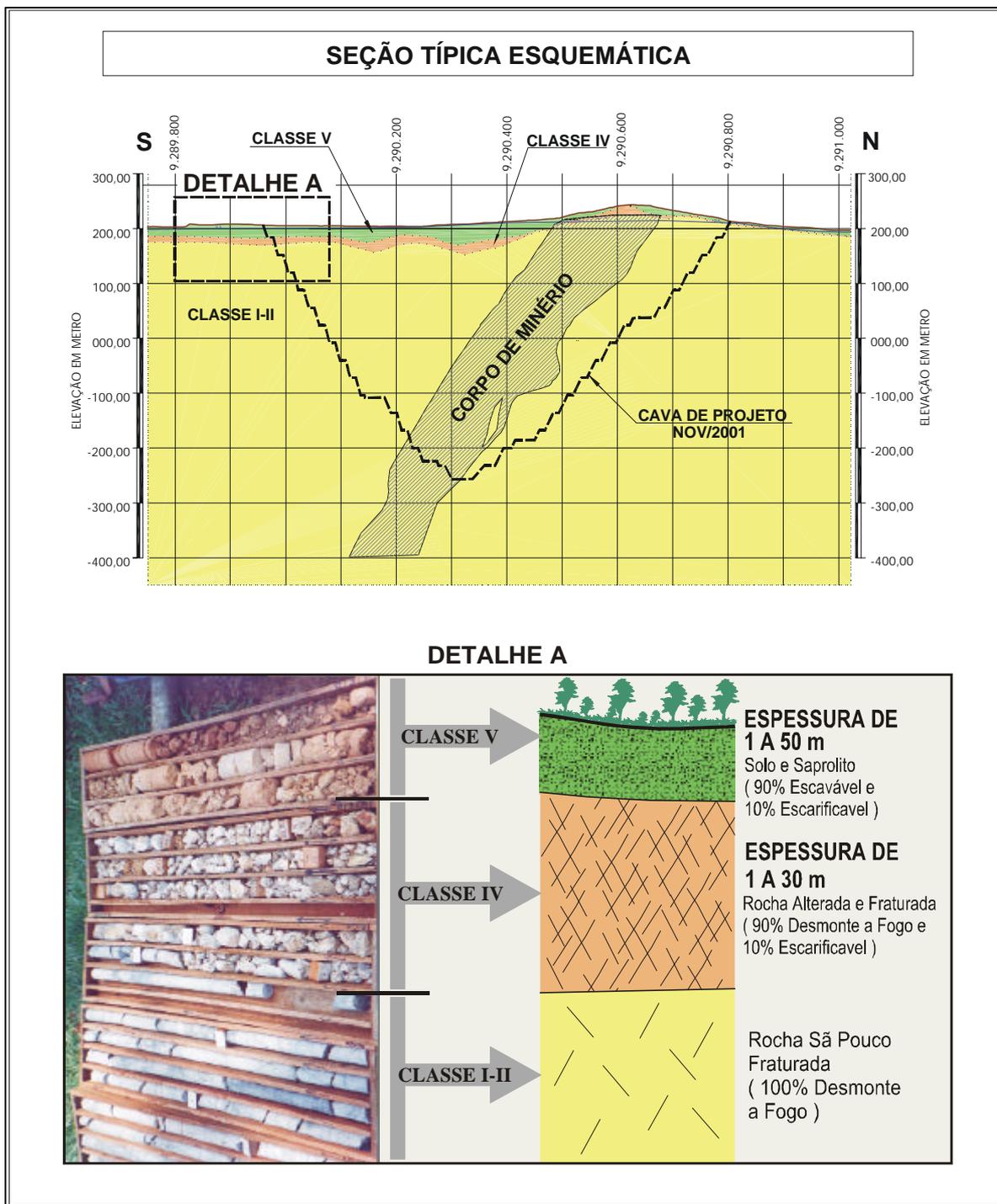


Figura 6.20: Classificação geotécnica típica do maciço rochoso da mina de cobre de Sossego. Fonte: Relatório de Viabilidade – Mimbec, 2001.

Primeiramente, foi simulada a curva granulométrica dos planos de fogo do estudo de viabilidade. Após esta rodada de simulação, foram realizadas várias simulações até a obtenção da curva granulométrica desejada. Para isso, foi determinado o fator da rocha. As tabelas VI.14 e VI.15 mostram os valores do fator da rocha para o minério e estéril, com base nas informações levantadas do maciço rochoso, durante o estudo de viabilidade do projeto.

Tabela VI.14: Fator da rocha para o minério (brecha sulfetada).

Símb.	Descrição	Classificação	Índice
RMD	Descrição do maciço rochoso	Fraturado	JF
JF	Maciço fraturado	JPS + JPA	50
JPS	Espaçamento das fraturas (m)	de 0,1m a 1,0m	20
JPA	Direção e mergulho com relação a frente livre do fogo da família principal	Direção perpendicular à face livre	30
RDI	Influência da densidade	25 x d -50	21,25
d	Densidade (g/cm ³)		2,85
HF	Fator HF	UCS/5	28
UCS	Resistência à compressão uniaxial (MPa)		140
A	Fator da rocha	$A = 0,06 \times (RMD + RDI + HF)$	5,96

Tabela VI.15: Fator da rocha para o estéril (granito).

Símb.	Descrição	Classificação	Índice
RMD	Descrição do maciço rochoso	Fraturado	JF
JF	Maciço fraturado	JPS + JPA	50
JPS	Espaçamento das fraturas (m)	de 0,1m a 1,0m	20
JPA	Direção e mergulho com relação a frente livre do fogo da família principal	Direção perpendicular à face livre	30
RDI	Influência da densidade	25 x d -50	21,25
d	Densidade (g/cm ³)		2,85
HF	Fator HF	UCS/5	43,6
UCS	Resistência à compressão uniaxial (MPa)		218
A	Fator da rocha	$A = 0,06 \times (RMD + RDI + HF)$	6,89

Após a determinação do fator da rocha foram realizadas as simulações da fragmentação para o minério e estéril, considerando os planos de fogo do estudo de viabilidade. As figuras 6.21 e 6.22 mostram as curvas simuladas no SIMBLAST para o minério e estéril, respectivamente. Nota-se que as curvas granulométricas simuladas encontram-se distante dos pontos da curva desejada, ou seja, a fragmentação está excessivamente grossa, tanto para o minério quanto para o estéril. A fragmentação dos planos de fogo do estudo de viabilidade não está em conformidade com a fragmentação requerida pelos processos subseqüentes.

Diante destes resultados, foi realizada uma série de simulações na tentativa de definir novos planos de fogo onde a curva resultante passasse pelos pontos da curva desejada. As figuras 6.23 e 6.24 mostram as curvas simuladas finais para o minério e estéril, respectivamente. As principais alterações nos planos de fogo foram a redução da malha de perfuração e do tampão. A malha e o tampão definidos no estudo de viabilidade foram super dimensionados e, conseqüentemente, a razão de carga sub dimensionada. A simulação mostrou a necessidade de um aumento em torno de 49% na razão de carga para o minério e estéril. A tabela VI.16 apresenta uma comparação dos planos de fogo do estudo de viabilidade com os da simulação.

Tabela VI.16: Planos de fogo simulados para o minério e estéril.

Parâmetros	Minério		Estéril	
	Viabilidade	Simulação	Viabilidade	Simulação
Diâmetro (mm)	251	251	311	311
Altura do banco (m)	16	16	16	16
Espaçamento (m)	8,00	8,00	9,50	9,00
Afastamento (m)	8,00	7,00	9,50	8,00
Subperfuração (m)	2,00	2,00	2,50	2,50
Tampão (m)	8,00	5,00	8,00	6,00
Carga por furo (m)	675	878	1008	1200
Razão de carga (g/t)	231	344	245	365
Densidade da rocha (g/cm ³)	2,85	2,85	2,85	2,85
Tipo de explosivo	Heavy ANFO	H. ANFO	H.ANFO	H. ANFO
X ₅₀ (m)	0,35	0,25	0,40	0,29
X ₈₀ (m)	0,90	0,50	1,00	0,60
% matacões	18%	2%	16%	2,70%

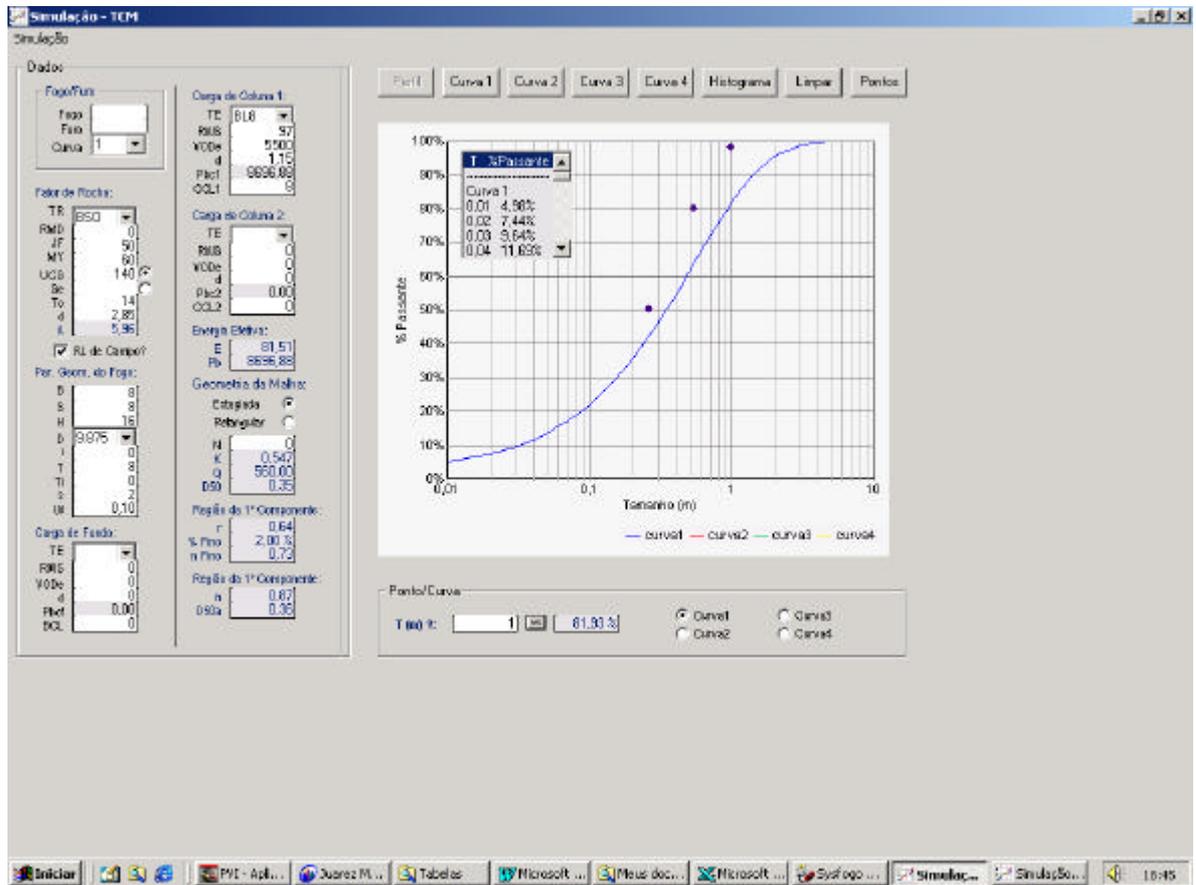


Figura 6.21: Simulação do plano de fogo do estudo de viabilidade para o minério, mostrando que a fragmentação resultante está distante dos pontos da curva granulométrica desejada e a fragmentação é excessivamente grossa.

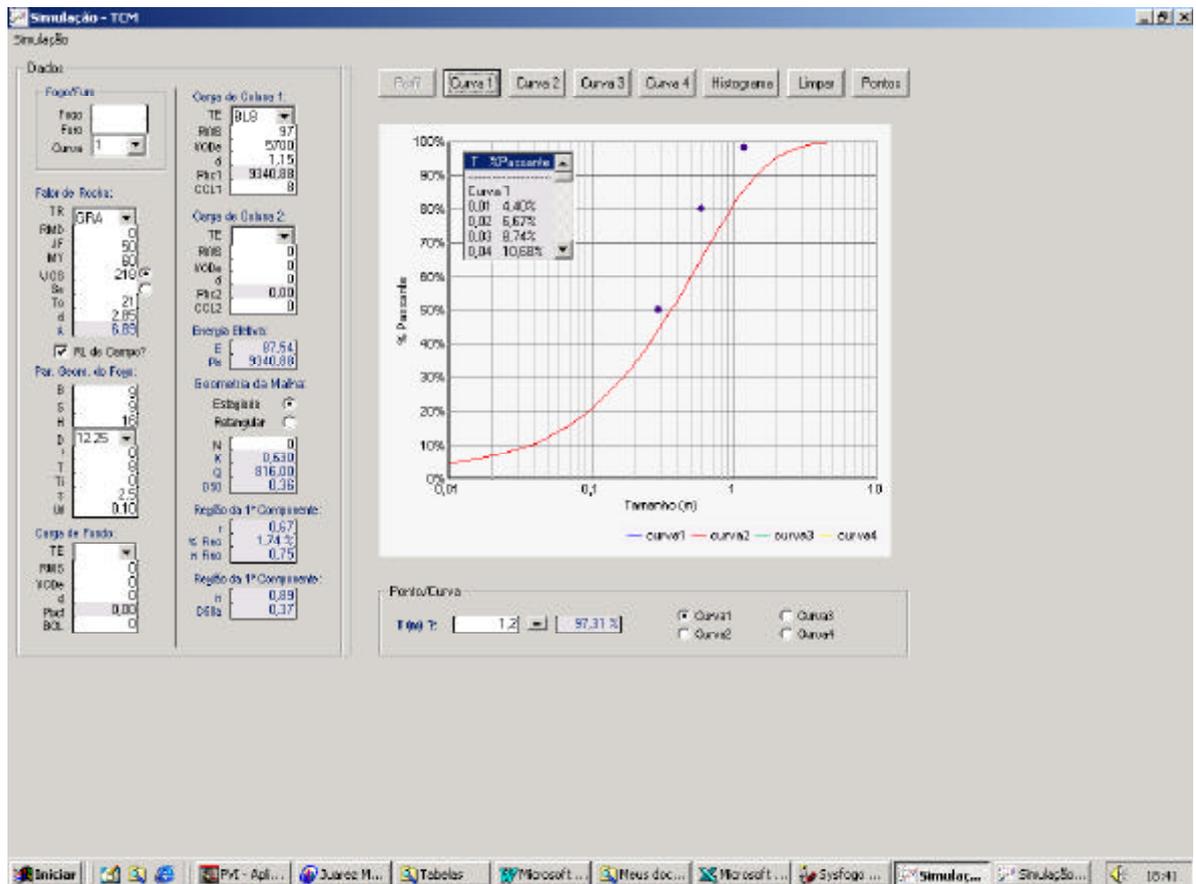


Figura 6.22: Simulação do plano de fogo do estudo de viabilidade para o estéril, mostrando que a fragmentação resultante está distante dos pontos da curva granulométrica desejada e a fragmentação é excessivamente grossa.

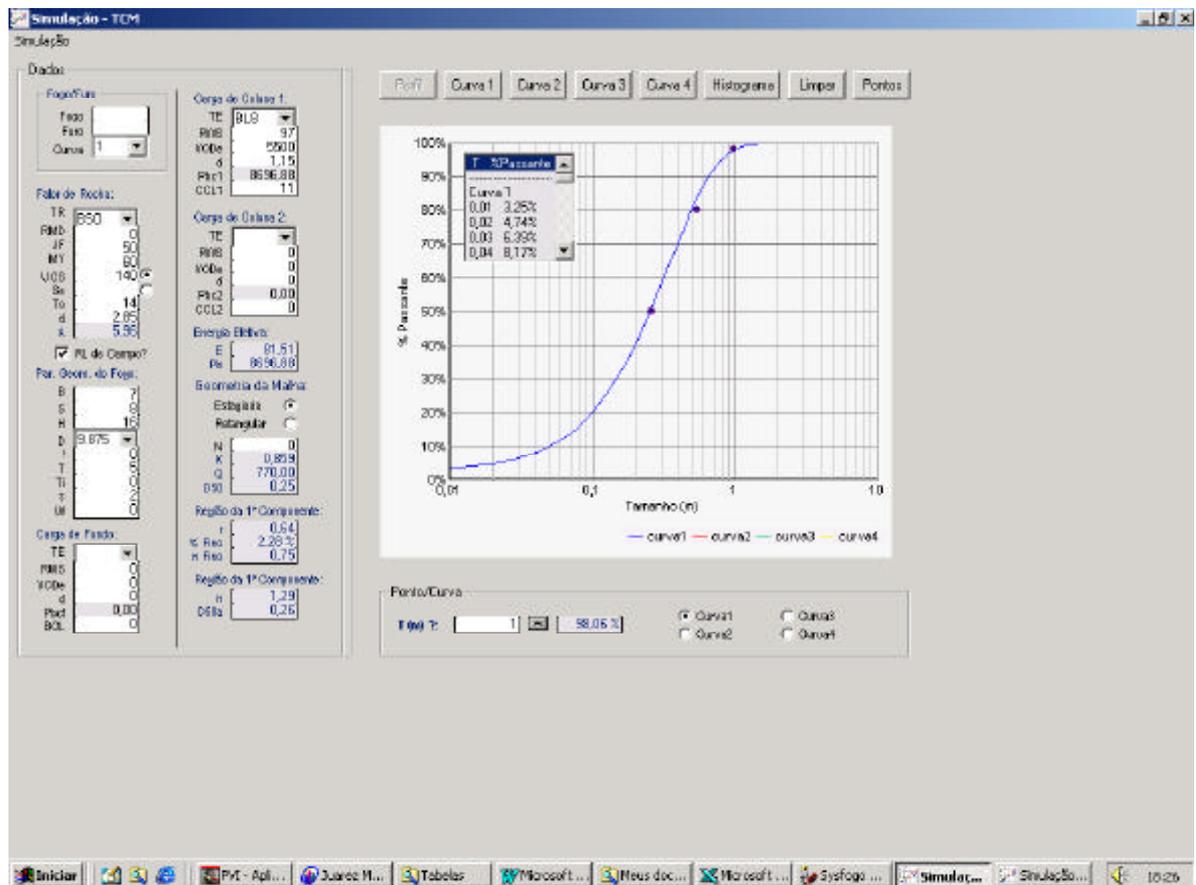


Figura 6.23: Resultado da simulação do novo plano de fogo para o minério, mostrando que a fragmentação resultante está em conformidade com a curva granulométrica desejada.

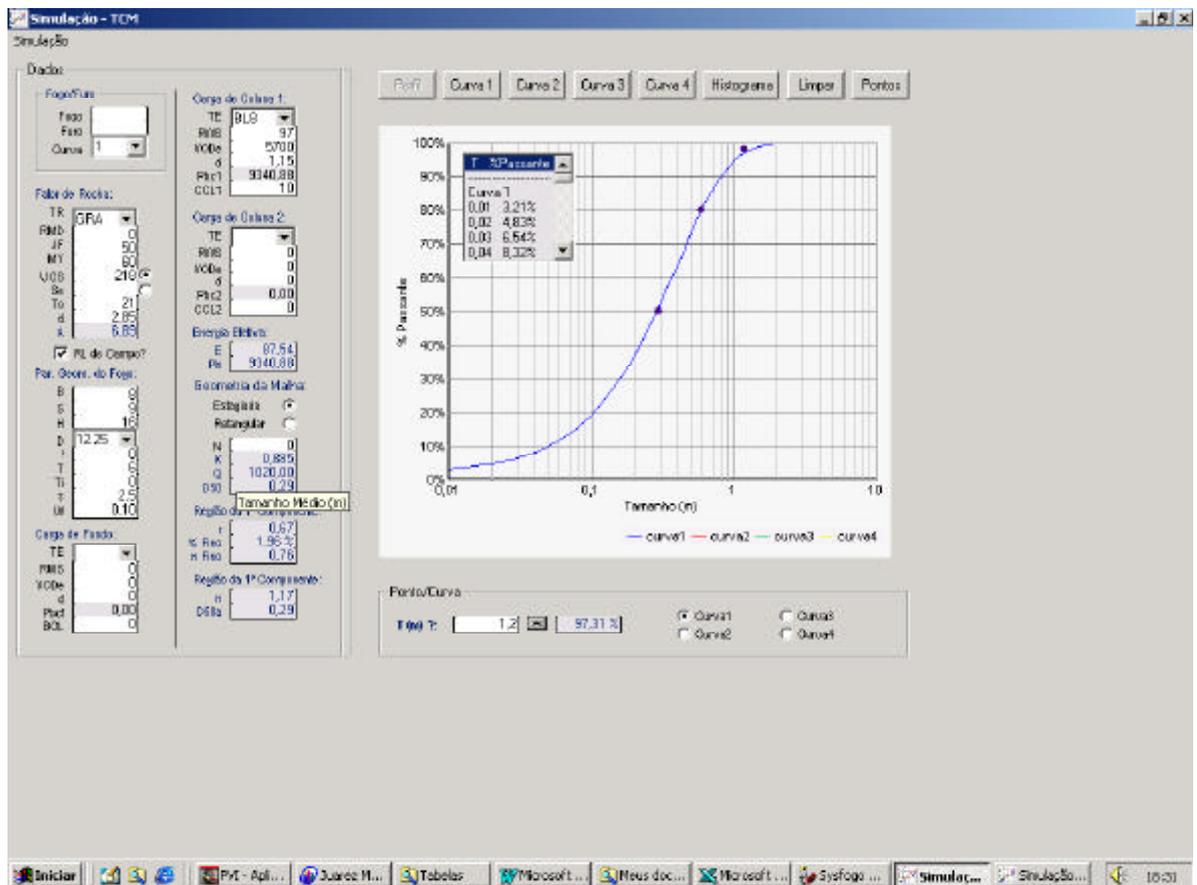


Figura 6.24: Resultado da simulação do novo plano de fogo para o estéril, mostrando que a fragmentação resultante está em conformidade com a curva granulométrica desejada.

6.3.3. RESULTADOS DO TESTE DE CAMPO NA DETONAÇÃO DE GRANITO

Na mina do Sossego foi realizada uma detonação no granito com a finalidade de validação do modelo de simulação, comparando a curva granulométrica determinada pela fotoanálise com a curva calculada pelo simulador SIMBLAST. Esta detonação ocorreu no banco 200, conforme plano de fogo da tabela VI.17.

Tabela VI.17: Plano de fogo utilizado na detonação do granito

Parâmetros	Granito
Diâmetro (mm)	251
Altura do banco (m)	22
Espaçamento (m)	7,00
Afastamento (m)	6,00
Subperfuração (m)	2,00
Tampão (m)	6,00
Carga por furo (m)	1260
Razão de carga (g/t)	478
Densidade da rocha (g/cm ³)	2,85
Tipo de explosivo	Heavy ANFO

A figura 6.25 mostra a curva granulométrica simulada no SIMBLAST, com o modelo TCM, para este plano de fogo adotado na detonação do granito do banco 200. Esta curva apresentou um percentual de matacões (>1,20 m) de 0,17%, um X_{80} e X_{50} de 42cm e 24cm, respectivamente.

Após a detonação, a pilha resultante foi fotografada e um total de 25 imagens foram analisadas no sistema de fotoanálise WipFrag. A figura 6.26 mostra a rede de blocos de uma destas imagens. No caso do granito, a fotoanálise apresentou um melhor resultado com relação à qualidade da rede de contornos e da curva granulométrica gerada pelo sistema WipFrag. Isto é explicado por se tratar de uma rocha de coloração clara e que gera um menor percentual de finos na detonação. Após o tratamento de todas as imagens foi gerada a curva granulométrica resultante, conforme figura 6.27. Nota-se que, para um tamanho de partículas abaixo de 10cm o sistema de fotoanálise ainda não apresentou uma boa definição. A queda brusca desta curva neste ponto é uma indicação da não detecção e delimitação dos fragmentos com tamanho inferior a 10cm.

Para verificar a aderência entre a curva simulada e a curva granulométrica gerada no sistema de fotoanálise WipFrag, as duas curvas foram plotadas num mesmo gráfico, conforme a figura 6.28. A Análise deste gráfico indica uma boa aderência entre as curvas. Como a curva gerada pela fotoanálise é muito próxima da curva real do desmonte, isto comprova que o programa SIMBLAST apresentou um resultado de simulação bastante confiável para este caso estudado, validando assim o modelo de simulação utilizado no desenvolvimento do programa.

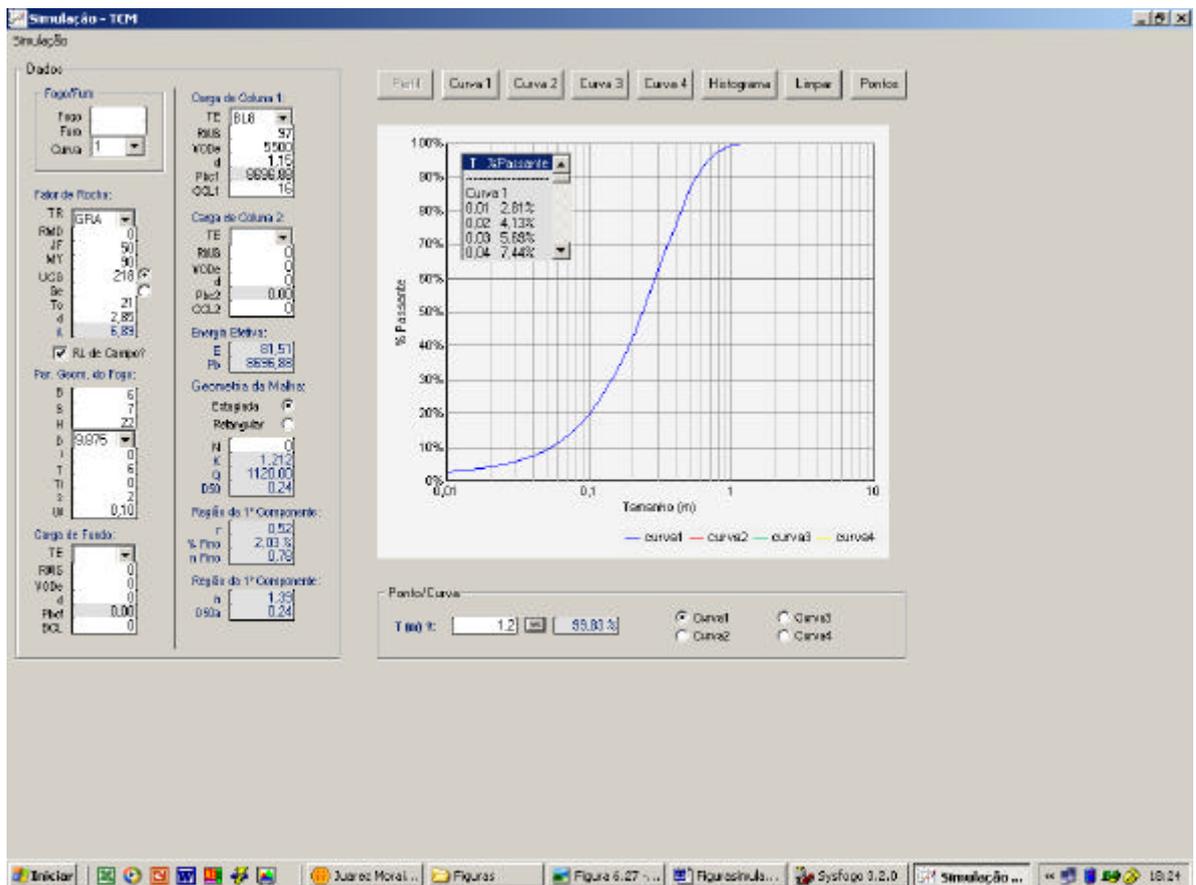


Figura 6.25: Curva granulométrica simulada com o modelo TCM para o desmorte do granito da mina do Sossego.



Figura 6.26: Rede de contorno gerada pelo programa WipFrag para a pilha detonada do granito da mina do Sossego.

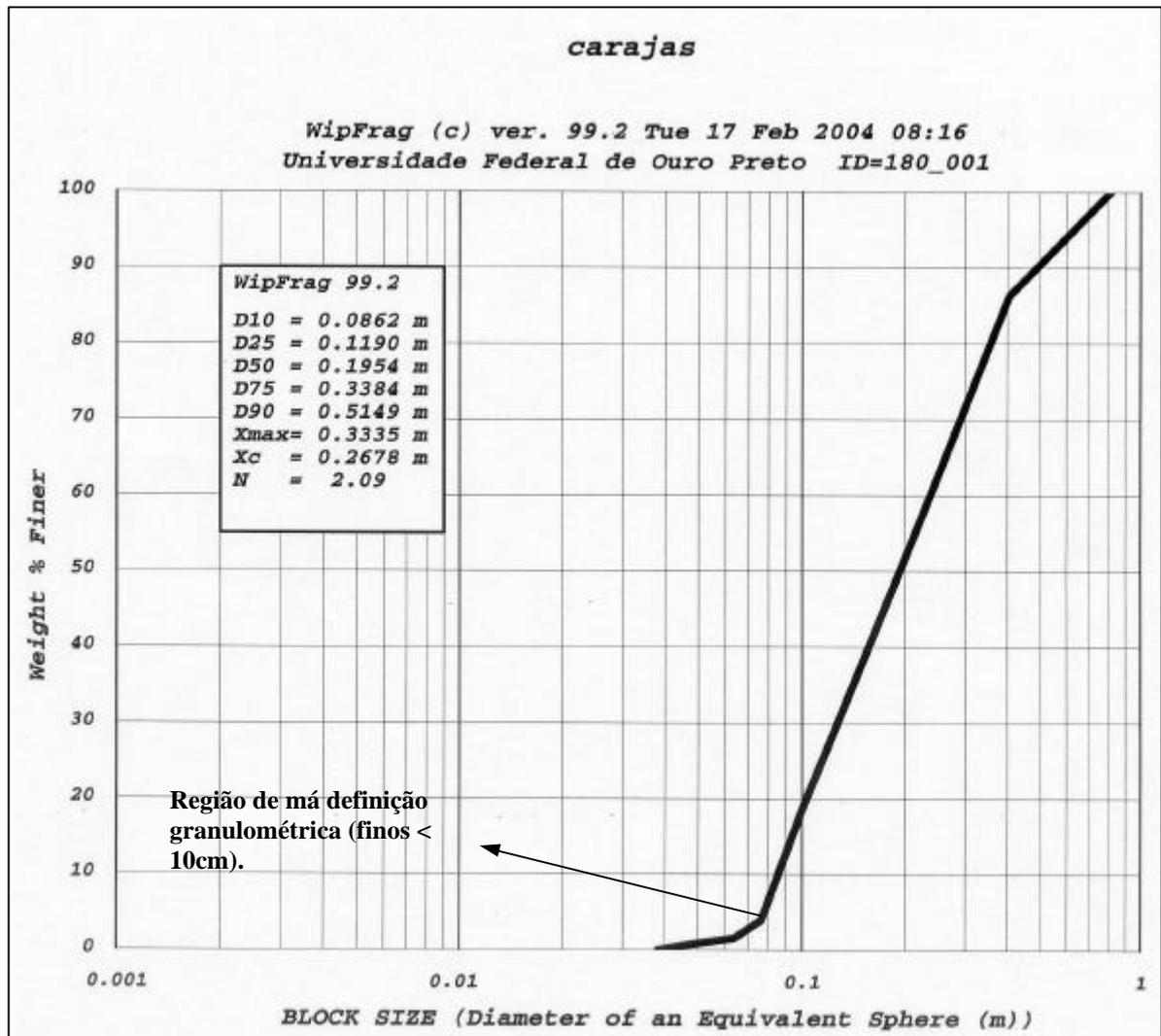


Figura 6.27: Curva granulométrica gerada pelo programa WipFrag para a pilha detonada de granito da mina do Sossego.

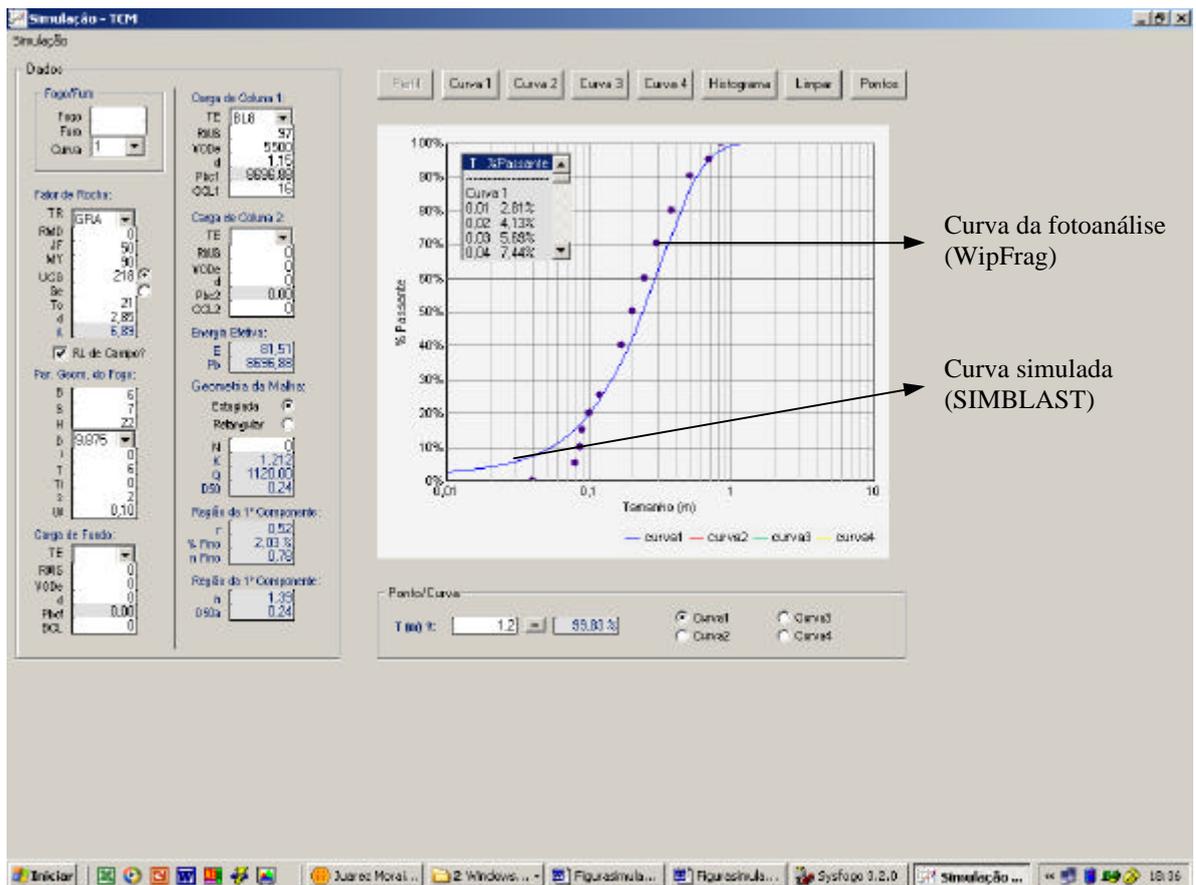


Figura 6.28: Comparação da curva simulada com a curva granulométrica determinada pelo WipFrag, mostrando uma boa aderência entre as curvas, exceto para tamanho de partícula abaixo de 10cm, onde a fotoanálise não apresentou uma boa definição.

6.4. PROPOSTA DE METODOLOGIA PARA MALHA ASSIMÉTRICA

O procedimento atual utilizado pelas minas para a determinação da malha de perfuração é praticamente empírico, ou seja, é baseado na experiência das pessoas e em testes de campo. Uma vez definida a malha de perfuração para uma determinada área da mina, procede-se a marcação da malha no campo de forma regular e constante na bancada a ser detonada.

Caso o simulador de fragmentação opere em tempo real, é possível calcular a malha de perfuração a partir das características geomecânicas dos furos. A simulação terá a finalidade de determinar uma malha ótima, ou seja, valores de afastamento e espaçamento para cada furo, que permitam atingir a fragmentação desejada da rocha. Assim, é possível introduzir uma malha assimétrica.

Esta nova proposta de metodologia para a determinação da malha tem como princípio a malha irregular e variável na bancada a ser desmontada. A área de influência de cada furo, ou seja, a malha de perfuração, levará em consideração as características geomecânicas dos furos vizinhos, obtidas a partir do sistema de monitoramento da perfuratriz por sensores. A alocação dos furos na bancada utilizará o sistema de navegação da perfuratriz por GPS. É importante salientar que para se ter uma aplicação prática deste princípio de determinação de malha, todo o fluxo de informação deverá ser em tempo real, pois a perfuratriz estará perfurando um determinado furo e as informações serão utilizadas pelo simulador para a determinação da malha dos próximos furos do plano de fogo.

A adoção do princípio da malha irregular e variável na bancada resultará numa melhor distribuição dos furos (distribuição de acordo com a variação litológica e de acordo com a fragmentação desejada) e, conseqüentemente, numa melhor distribuição da energia explosiva na bancada a ser desmontada. Espera-se assim, atingir a fragmentação desejada pela mina ao menor custo possível. O fluxograma da figura 6.29 ilustra o modelo proposto para o conceito de malha assimétrica. Este modelo propõe a integração das informações dos sistemas DMS- Drill Management System, SYSFOGO, SIMBLAST e do sistema de navegação de perfuratriz por GPS.

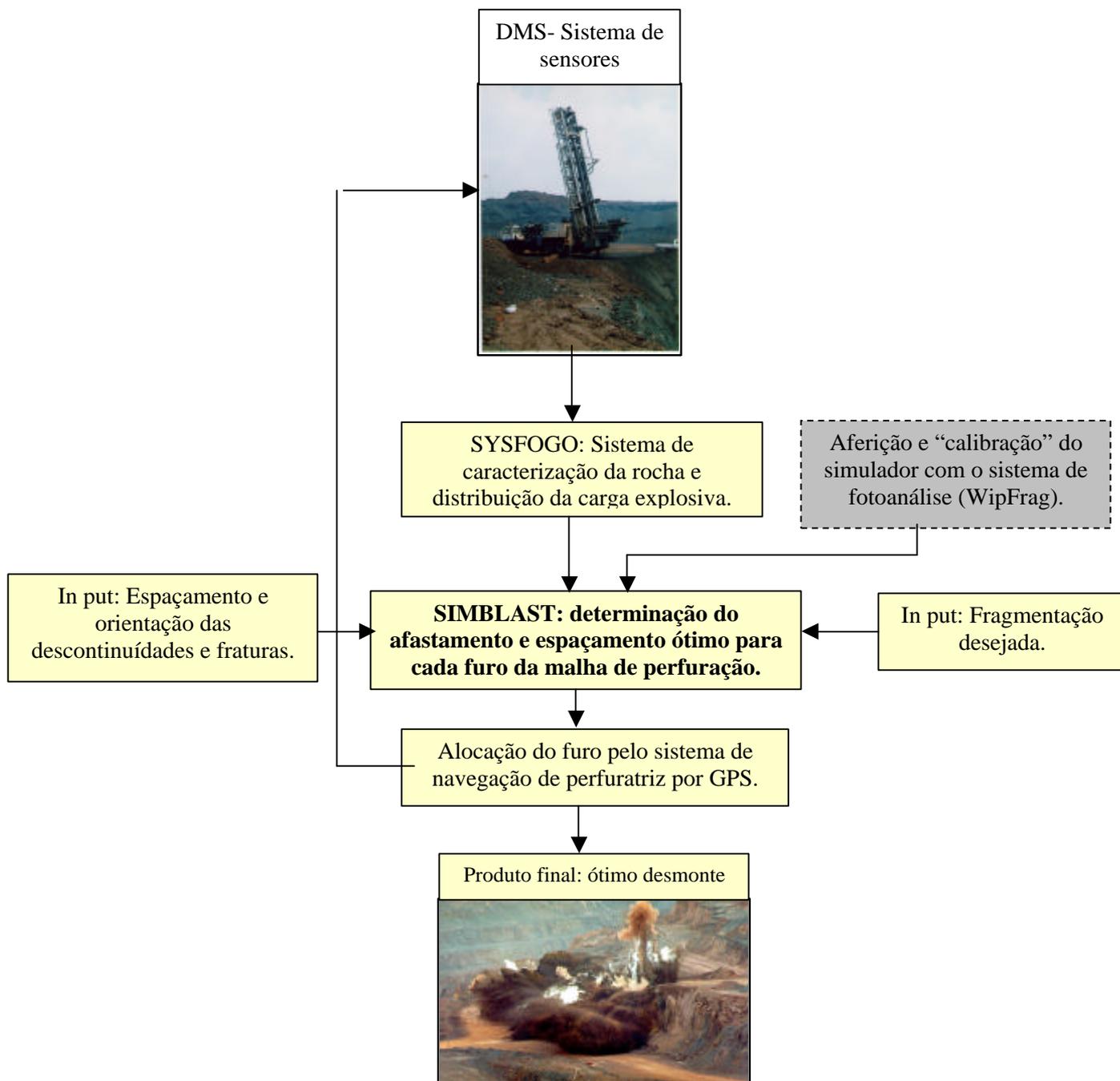


Figura 6.29: Modelo proposto para aplicação do conceito de malha assimétrica.

CAPÍTULO 7- CONCLUSÕES

O desmonte de rochas por explosivos dentro da cadeia produtiva da mineração deve receber uma abordagem sistêmica, ou seja, deve-se levar em consideração todos os processos envolvidos. O resultado do desmonte, principalmente o grau de fragmentação, afeta diretamente os processos subseqüentes: carregamento, transporte, britagem e moagem. Além disso, a fragmentação do desmonte afeta a granulometria do produto final.

Os dois estudos de casos apresentados nesta tese buscaram a elaboração de projetos de desmonte dentro de uma abordagem sistêmica. No caso do minério de ferro, o objetivo foi a elaboração de planos de fogo para minimizar a geração de finos e maximizar a geração do produto granulado nas detonações de hematita dura (HD). No caso do cobre, buscou-se planos de fogo para atender a granulometria apropriada para a alimentação da britagem primária.

Basicamente, os modelos de fragmentação do maciço rochoso por explosivos se resumem em dois. O primeiro é o modelo Kuz-Ram e o segundo é o TCM, que leva em consideração a geração de finos em volta do furo pela ação das tensões de compressão/cisalhamento. O simulador SIMBLAST foi desenvolvido baseado nestes dois modelos. Ele permite testar várias configurações de plano de fogo antes de sua execução, com maior rapidez e menor custo na definição, adequação e implementação de novos planos de fogo.

Os modelos Kuz-Ram e TCM apresentam uma diferença na previsão da fração dos finos. Os resultados mostraram uma diferença nas curvas simuladas para valores abaixo de 20cm. O modelo Kuz-Ram subestima o percentual de finos, de acordo com a literatura. A diferença entre estes modelos é mais acentuada em maciços rochosos com um menor fator de rocha, ou seja, maciços rochosos onde o desmonte é mais fácil. No modelo TCM é evidente que a geração de finos no desmonte aumenta com o aumento do diâmetro de perfuração e da velocidade de detonação do explosivo. Uma limitação nos modelos de fragmentação Kuz-Ram e TCM esta no fato dos mesmos não levar em consideração o tempo de retardo entre os furos e a seqüência de detonação, que também têm uma influência na fragmentação.

As propriedades do maciço rochoso são de fundamental importância no projeto de desmonte. O uso de projetos padrões que não consideram variação nas propriedades do maciço conduzirá a uma sobre-detonação em algumas áreas ou sub-detonação em outras.

As propriedades da rocha intacta relevantes para o projeto de desmonte a explosivo são módulo de Young, coeficiente de Poisson, resistência à compressão uniaxial e densidade. Estas propriedades aliadas ao padrão de fraturamento do maciço rochoso determinam a aptidão ao desmonte. O mapeamento geomecânico das frentes de lavra para o desmonte é, por esta razão, de suma importância para a obtenção deste conjunto de dados. Este conjunto de dados permite determinar o fator da rocha.

Os maciços rochosos apresentam grande variabilidade em suas propriedades. Normalmente, não se tem um fogo de produção com apenas um tipo de rocha. No caso do minério de ferro, ocorrem intrusões de HM, transições de HM/HD e HD em um mesmo desmonte. Esta situação é bastante complexa para a simulação, pois dificulta a determinação do fator da rocha e da curva granulométrica. Um mapeamento detalhado das frentes de lavra permite aumentar a precisão da simulação.

Considerando a variabilidade do maciço rochoso, foi realizada uma modificação no fator de rocha, substituindo a resistência à compressão uniaxial e módulo de Young pela energia específica de perfuração, obtida do monitoramento, em tempo real, dos parâmetros de perfuração. A energia específica de perfuração representa melhor o maciço, pois os dados são provenientes do monitoramento de todos os furos do fogo com um detalhamento a cada 30cm perfurado.

As medições de campo da velocidade de detonação dos explosivos mostraram uma diferença mínima entre a VOD média da emulsão e do blendado. Como o blendado possui maior energia recomenda-se a utilização do blendado em substituição às emulsões puras.

Para aumentar a produção de granulado e obter um melhor aproveitamento das reservas de hematita dura, os resultados da simulação recomendam a substituição do explosivo tipo blendado por ANFO e a redução do diâmetro de perfuração para 6 ½". Com estas alterações, o percentual passante em 50mm reduziu de 10,48% para

3,23%. Considerando a presença de HM intercalada na HD, este percentual reduziu de 29,32% para 14,93%.

A fotoanálise apresenta restrições na determinação dos finos. As principais deficiências encontradas na aplicação do programa WipFrag foram a má qualidade da rede de contorno, erro na detecção de finos, áreas sombreadas e erro associado ao ângulo de filmagem. A hematita é um minério de coloração escura e não apresenta um bom contraste para a definição da fragmentação por fotoanálise. Além disso, as detonações de hematita geram grandes quantidades de finos, dificultando ainda mais o tratamento das imagens.

A simulação é uma boa ferramenta para elaboração de planos de fogo na fase de estudo de viabilidade de projetos de mineração. No caso da mina do Sossego, a simulação mostrou que os planos de fogo do estudo de viabilidade encontravam-se mau dimensionados, resultando numa fragmentação excessivamente grosseira. Com base numa curva granulométrica desejada, novos planos de fogo foram simulados, propostos e implementados na mina.

Na mina de cobre do Sossego foi realizado ainda um teste de aferição do simulador para verificar a aderência entre a curva simulada e a curva granulométrica gerada no sistema de fotoanálise WipFrag. A análise destas curvas indicou uma boa aderência entre as mesmas, validando assim o modelo de simulação utilizado no desenvolvimento do programa.

CAPÍTULO 8- TEMAS PARA TRABALHOS FUTUROS

A partir desta tese de doutorado algumas linhas de pesquisa podem ser desenvolvidas sobre o tema da simulação de fragmentação dos desmontes de rocha:

- ❑ Estudar a incorporação do tempo de retardo e da seqüência de detonação dos furos nos modelos de fragmentação da rocha por explosivos.
- ❑ Desenvolver modelos de fragmentação considerando a discretização dos furos por intervalos iguais aos intervalos de cálculo da energia de perfuração (ex: 30cm).
- ❑ Desenvolver e aplicar ferramentas e metodologia para aferição da curva simulada na fração dos finos.
- ❑ Estudar a aplicação de malha assimétrica no desmonte de rocha de minas a céu aberto.
- ❑ Estudar a influência da fragmentação do desmonte na eficiência da moagem SAG (ex: mina de cobre do Sossego).

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Aler, J., Du Mouza, J. and Arnold, M. Evaluation of Blast Fragmentation Efficiency and Its Prediction by Multivariate Analysis Procedures. *Int. J. Rock Mech Min Sci*, v. 3. 1996. p 189-196.

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.

Bauer, A., Glynn, G., Heater, R.D., Katsahanis P. A Laboratory Comparative Study of Slurry, Emulsion and Heavy ANFO Explosives. *Proc. 10th Conference on Explosives and Blasting Technique*, Society of Explosives Engineers, 1984.

Bieniawski, Z.T. *Engineering Rock Mass Classification*. John Wile & Sons, Inc.. NY, EUA, 1989. 251p.

Bjarnholt, G. Suggestion On Standards for Measurement and Data Evaluation in the Underwater Explosion Test. *Propellants and Explosives*, V, 1980. p. 67 – 74.

Brady, B.H.G. & Brown, E.T. *Rock Mechanics for Underground Mining*, 1985.

Cameron, A. & Hagan, T. *Curso Internacional: Tecnologia de desmonte de rochas com explosivos para minas a céu aberto e subterrâneas*. Belo Horizonte: IBRAM, 1996. 146p.

Cameron, A. & Hagan, T. *Curso Internacional: Tecnologia de desmonte de rochas com explosivos- 1^a parte*. São Paulo: IBRAM, 1994. 117p.

Cameron, A. & Hagan, T. *Curso Internacional: Tecnologia de desmonte de rochas com explosivos- 2^a parte*. São Paulo: IBRAM, 1995. 67p.

Castro, A. S. *Avaliação da Fragmentação dos desmontes de Rocha através do Sistema de Fotoanálise*. Universidade Federal de Ouro Preto, 2000. 89 p. (Dissertação de mestrado em Engenharia Mineral).

Clark, G.B. Industrial High Explosives: Composition and Calculations for Engineers. Colorado School of Mines. Quarterly, vol. 75, n^o 1, 1980. 47 p.

Crosby, W. International Drilling, Blasting and Explosives Technology Course. Ouro Preto: 17 a 20 de agosto de 1998.

CRVD up Data. Companhia Vale do Rio Doce, 2001.

CRVD up Data. Companhia Vale do Rio Doce, 2003.

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.

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, Brisbane, Austrália, 1999,. p. 9 – 13.

Hagan, T.N. The Effects of rock properties on Blasting Results. Ch. 4, AMF Inc. Drilling and Blasting Technology. Adelaide, 1977.

Hendricks, C. & Peck, J. Applications of GPS and Equipment Monitoring Technology to Blasting Operations in Surface Mining. Aquila Mining Systems Ltd., Montreal, (s.d). p. 85 – 130.

Hino, K. Theory and Practice of Blasting. Nippon Kayaku Co. Ltd., Japan, 1959;

Hoek, E. & Brown, E.T. Underground Excavations in Rock, 1980.

Hoek, E., Kaiser, P.K. & Bawden W.F. Support of Underground Excavations em Hard Rock, 1992.

Hudson, J. and Harrison, J. Engineering Rock Mechanics: An Introduction to the Principles. New York: Redwood Books, 1997. 440p.

Hustrulid, W. *Blasting Principles for Open Pit Mining*. Vol 1. Rotterdam: Balkema, 1999. 301p.

Jimeno, C.L. *Manual de Perforacion y Voladura de Rocas*. Instituto Tecnológico Geominero de Espanã, 2ª edição, Espanha, 1994. 541p.

JKMRC. *Mine-to-Mill: Increasing Mine-Site Profitability Through Optimisation of Mining and Processing Operations*, 2002. 7p.

Kanchibotla, S., Valery, W. and 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.

Langefors, U. and Kihlstron, B. *The Modern Technique of Rock Blasting*. John Wiley and Sons, New York, Second Edition, 1973. 405 p.

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.

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.

Marshall, H.S. et al. *GPS Applications at Optimum Colliery*. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, may/june, África do Sul, 1998.127 – 133p.

Modular Mining Systems. Drill Management System: User's Manual. Modular Mining Systems, Tuckson, 1995. 34p.

Modular Mining Systems. High-Precision Drill System: User's Guide. Arizona: MMS, 2001. 29p.

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. & 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.

Morais, J.L. Caracterização do Maciço Rochoso a partir do Monitoramento dos Parâmetros de Perfuração. Revista Brasil Mineral, edição março/2000. p. 40 a 44, São Paulo.

Morais, J.L. et. al.(1997). Sistema de Gerenciamento de Plano de Fogo. Revista Minérios & Minerales, edição 224, , ano 18, São Paulo, 1997. p. 16 – 20.

Morais, J.L. Procedimentos e Novas Tecnologias de Perfuração que Contribuem para a Melhoria da Qualidade dos Desmontes de Rochas. Universidade Federal de Ouro Preto, 2001. 155p. (Dissertação de Mestrado em Engenharia Mineral).

Peck, J. & Vynne, J.F. Current Status and Trends of Monitoring Technology of Rotary Blasthole Drills in Coal Mines. 95 TH Annual General Meeting of CIM. May 9 –12, Calgary, 1993. 27p.

Person, P. A., Holmberg, R. and Lee, J. Rock Blasting and Explosives Engineering. CRC Press Inc: Boca Raton, 1994.

Pinto, C.L.L. Apostila de Mecânica das Rochas. Universidade Federal de Minas Gerais, 1999.

Relatório de Viabilidade da Mina do Sossego – Mimbec. Minerconsult, Bechtel,ECM e Concremat, 2001. 427 p.

Richards, M. Pratical Results of Using GPS on Mininig Drills and Shovels in the Production Environment. Trimble Surveying and Mapping users Conference, San Jose, 1997. 14p.

Sarma, R.S. Models for Assessing the Blasting Performance of Explosives. PhD Thesis. The University of Queensland, Austrália, 1994;

Schunnesson, H. Drill Process Monitoring in Percussive Drilling for Location of Structural Features, Lithological Boundaries and Rock Properties, and for Drill Productivity Evaluation. Lulea University of Tecnology, Lulea, 1997. 160p.

Schunnesson, H. Rock Characterization Using Percussive Drilling. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, September, vol. 35, no. 6, Great Britain, 1998. p. 711-725.

Scott, A. Blastability and Blast Design. Rock Fragmentation by Blasting. Rotterdam: Balkema, 1996. p 27- 36.

Scott, A., Cocker, A., Djordjevic, N., Higgins, M., La Rosa, D., Sarma, K., Wedmaier, R. Open Pit Blast Design: Analysis and Optimisation. JKMRRC, Queensland, Austrália, 1996. 341 p.

Segui, J. Asymmetric Blasting: A Rock Mass Dependent Blast Design Method. In: Proceeding Explo 2001 Conference, 2001, Hunter Valley. p. 1-6.

Silva, V.C. Desmonte de Rochas com Explosivos. Ietec, Belo Horizonte, 1998. 126p.

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.

Tedesco, J.W., Powel, J.G, Allen, R.C and Hughes, M.L. A Strain-Rate Dependent Material Model. ANDINA: Computers and Structures, 1997. p. 1053 – 1067.

Thompson, D. Modern Drilling and Blasting Technology at the Minnatac Mine. Surface Blasting Conference, 1 –7 June, Minnesota, 1999. p. 79 – 96.

Thunderbird. Drilling Information Systems. Catálogo Thunderbird Pacific Corporation, Washington, 1999.

WipWare Inc. Photoanalysis Systems: Catálogo de apresentação, 1996.

ANEXO 1 – NOVAS TECNOLOGIAS DE PERFURAÇÃO E DETONAÇÃO UTILIZADAS NAS MINAS DE CARAJÁS

Neste capítulo são apresentadas as tecnologias mais recentes aplicadas à perfuração e detonação de rochas nas minas de minério de ferro de Carajás. Destacam-se o monitoramento dos parâmetros de perfuração por sensores (DMS), a utilização de GPS de alta precisão e o sistema de caracterização do maciço rochoso e cálculo do plano de fogo (SYSFOGO).

O desenvolvimento da computação nas duas últimas décadas impulsionou o surgimento destas novas tecnologias e a tendência mundial é a do controle de todo o processo de perfuração e detonação utilizando-se o computador.

Estes novos recursos representam uma enorme contribuição para a melhoria do desmonte de rochas com explosivos, uma vez que, a utilização dos mesmos proporciona maior precisão na perfuração e maior confiabilidade dos dados para a elaboração dos planos de fogos das minas.

É importante salientar que a utilização destes recursos interfere diretamente em três pilares fundamentais para a boa qualidade de um desmonte: precisão da perfuração, conhecimento das características geomecânicas do maciço rochoso e na correta elaboração do plano de fogo.

1. SISTEMA DE MONITORAMENTO DOS PARÂMETROS DE PERFURAÇÃO

Os sistemas para o monitoramento de equipamentos de perfuração foram introduzidos na indústria mineral na década de 70. Os primeiros monitores eram registros gráficos desenvolvidos para a indústria do petróleo e adaptados à mineração. Eles registravam e gravavam parâmetros tais como, profundidade dos furos, pressão de avanço, torque de rotação, rpm e pressão de ar. Estes registros ocupavam grande volume de papel e a quantidade de dados úteis era mínima.

A eletrônica moderna, o desenvolvimento do computador pessoal e seus aplicativos associados mudaram radicalmente o tipo de instrumentação disponível atualmente para o monitoramento dos parâmetros de perfuração. Talvez o mais importante é o que pode ser feito com os dados. O computador pessoal permite uma fácil análise dos dados e a sumarização de uma variedade de relatórios para suporte ao gerenciamento da mina, reduzindo o tempo requerido para a sua interpretação.

A atual tecnologia dos monitores de perfuratriz utiliza a transmissão dos dados por frequência de rádio, o que permite o monitoramento em tempo real, ou seja, ao mesmo tempo em que a perfuratriz está perfurando na mina, os dados estão disponíveis no computador do escritório. Este monitoramento permite uma caracterização em tempo real da rocha, dando rápido suporte para tomada de decisão. Outro ponto importante é o intervalo de coleta dos dados. A tecnologia atual permite uma coleta de dados a curtos intervalos do furo (6 a 30 cm), tornando possível a elaboração de perfis detalhados dos furos com as características geomecânicas do maciço rochoso.

Os sistemas de monitoramento de perfuratrizes possibilitam vários benefícios econômicos, os principais são:

- redução da sobreperfuração;
- aumento da taxa de penetração;
- identificação da resistência da rocha: zonas friáveis e compactas;
- otimização e melhoria dos desmontes;
- utilização racional dos explosivos;
- melhoria da fragmentação da rocha;
- aumento da vida útil das brocas de perfuração;

- melhoria na confiabilidade dos dados e relatórios.

Hoje, já existem centenas de monitores de perfuratrizes operando em todo o mundo. No Brasil, a utilização desse sistema se resume em apenas uma mina (mina de minério de ferro de Carajás), sendo assim, uma tecnologia ainda a ser explorada e implementada no país.

1.1. PRINCIPAIS PARÂMETROS MONITORADOS

Os parâmetros de perfuração são monitorados por um sistema de sensores que relata, em tempo real, as principais informações do processo de perfuração. As principais informações monitoradas são:

- pressão de avanço (psi);
- pressão de rotação (psi);
- taxa de penetração (m/h);
- amperagem do motor de rotação (A);
- rotações por minuto da broca (rpm);
- pressão de ar da broca (psi);
- profundidade do furo (m);
- velocidade de vibração da cabeça rotativa (mm/s).

1.2. TRANSFERÊNCIA DOS DADOS DA PERFURATRIZ PARA O COMPUTADOR

Para se obter o máximo benefício do sistema de monitoramento da perfuratriz, os relatórios devem ser gerados a cada dia ou turno. Caso contrário, os dados serão obsoletos e de menor valor, e os numerosos benefícios potenciais do sistema não serão aproveitados. Diversos fatores influenciam na escolha do método mais eficiente para obtenção dos dados dos sensores. Entre eles incluem-se o número de perfuratrizes e o tamanho da mina. Os três principais métodos disponíveis para transferir os dados da perfuratriz para o computador são (Drilling Information Systems, 1999):

- Computador portátil: os dados do sistema de monitoramento podem ser transferidos para um computador tipo "laptop". Esta é uma opção de baixo

investimento, porém necessita de uma mão-de-obra mais intensa. É por esta razão um método ineficiente para uma mina com uma grande frota de perfuratrizes.

- Cartão: uma alternativa de menor investimento de capital que o “laptop” é o sistema de cartão, que permite ao operador da perfuratriz recuperar os dados a cada término de turno ou dia. Nesta opção, o operador leva um cartão no início do turno para a perfuratriz e insere num sistema de cartão. Ao final do turno, o operador transfere os dados para a memória do cartão através de um comando no terminal da cabine de operação. O operador retorna com o cartão ao escritório, onde os dados são transferidos para um computador.
- Sistema de rádio: a instalação de um sistema de rádio para dados na perfuratriz permite que os dados monitorados sejam transmitidos continuamente da perfuratriz para o escritório da mina. O investimento inicial é o mais alto das três alternativas, entretanto, os dados são transferidos em tempo real e com maior acurácia. Em longo prazo pode ser o mais econômico. Os benefícios da instalação do sistema de rádio são:
 - não há necessidade de coleta manual dos dados da perfuratriz;
 - a atualização dos dados de operação das perfuratrizes é realizada continuamente, ou seja, em tempo real;
 - os relatórios estão disponíveis durante ou no final do turno;
 - a comunicação pode ser feita em dois caminhos: da perfuratriz para o escritório ou do escritório para a perfuratriz.

1.3. O SISTEMA DMS DE MONITORAMENTO DA PERFURAÇÃO

O DMS – Drill Management Systems é um sistema de monitoramento da perfuratriz por sensores. Ele foi desenvolvido pela empresa americana Modular Mining Systems e adquirido e instalado nas perfuratrizes das minas de Carajás em 1995. Este sistema é composto por um conjunto de sensores que relata, em tempo real, as principais informações do processo de perfuração.

Estes dados são transmitidos via comunicação modular de rádio para o computador central, conforme figura 2. Os dados são monitorados a cada 30 cm de comprimento do furo. Os parâmetros monitorados são:

- ◆ pressão de avanço (psi);
- ◆ pressão de rotação (psi);
- ◆ taxa de penetração (m/h);
- ◆ amperagem do motor de rotação (A);
- ◆ rotações por minuto da broca (rpm);
- ◆ pressão de ar da broca (psi);
- ◆ profundidade do furo (m).

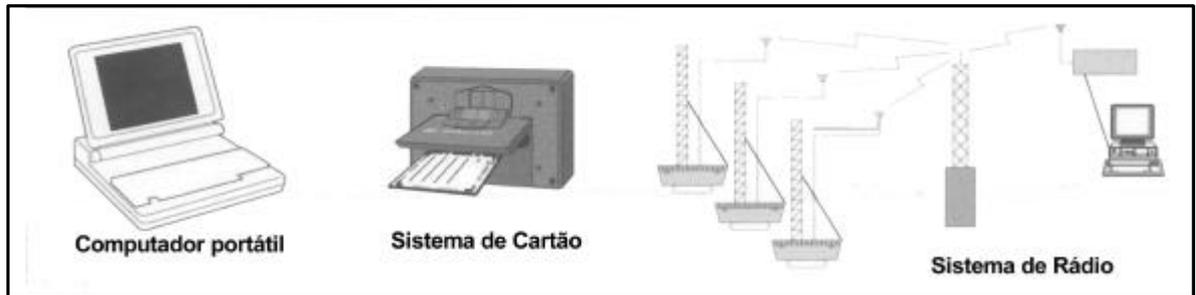


Figura 1: Opções para transferência dos dados da perfuratriz para o escritório. Drilling Information Systems, 1999.

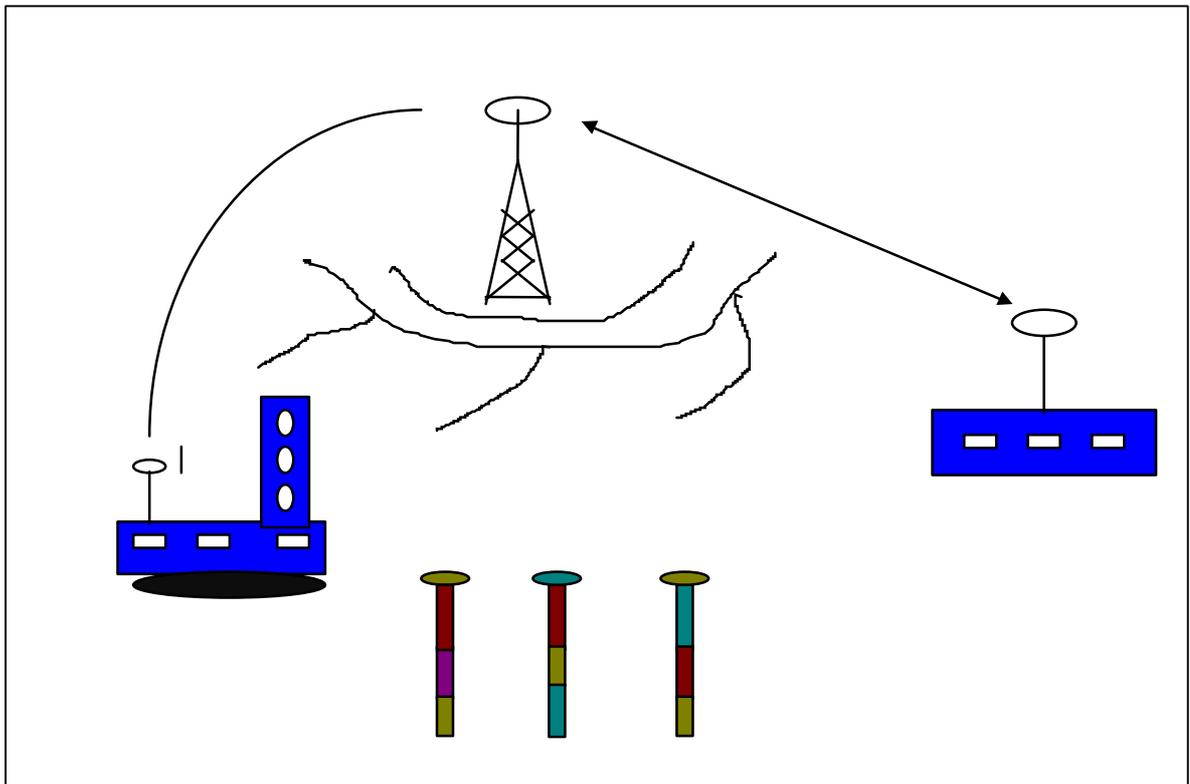


Figura 2: Campo de comunicação do DMS. Morais, 1997.

A seguir é apresentada uma descrição sucinta da instrumentação utilizada no sistema DMS:

- Profundidade (“Optical Shaft Encoder”): é monitorada por um sensor óptico acoplado ao sistema de avanço da perfuratriz (corrente e roda dentada). O profundímetro emite 65 pulsos digitais por metro perfurado e fornece a profundidade instantânea do furo (figura 3).
- Pressão de avanço (psi): é monitorada por um sensor de 0 a 5.000 psi e saída de 1 a 5 VCC (Volts corrente contínua), instalado na linha do sistema hidráulico de pressão de avanço (figura 4).
- Pressão de Rotação (psi): é monitorada por um sensor de 0 a 5.000 psi e saída de 1 a 5 VCC, instalado na linha da bomba hidráulica do sistema de rotação da perfuratriz (figura 4).
- Pressão de Ar na Broca: é monitorada por um sensor de pressão de 0 a 200 psi e saída de 1 a 5 VCC, instalado na linha de ar, entre o compressor e a broca de perfuração (figura 5).
- Velocidade de Rotação (RPM): é monitorada por um sensor magnético de rotação, instalado na cabeça rotativa da perfuratriz, e convertida em sinal de tensão contínua por um conversor de frequência/tensão do medidor analógico de rpm (figura 6).
- Amperagem do motor de rotação (A): é monitorada a partir de um transformador de corrente que converte a corrente do motor de rotação em um sinal de 0 a 5 VCC para o cartão analógico do DMS.
 - Taxa de Penetração (m/h): é calculada a partir da variação: profundidade e tempo. O DMS fornece a taxa de penetração, em m/h, a cada 30 cm perfurado.

Todas estas informações são processadas e enviadas ao computador central. A figura 7 mostra a posição de cada sensor no equipamento de perfuração.

A tabela I mostra os dados de saída do DMS. Nesta tabela estão os dados monitorados na perfuratriz TamRock D80K durante a perfuração do furo de número 02 do fogo de número 62/99-021.

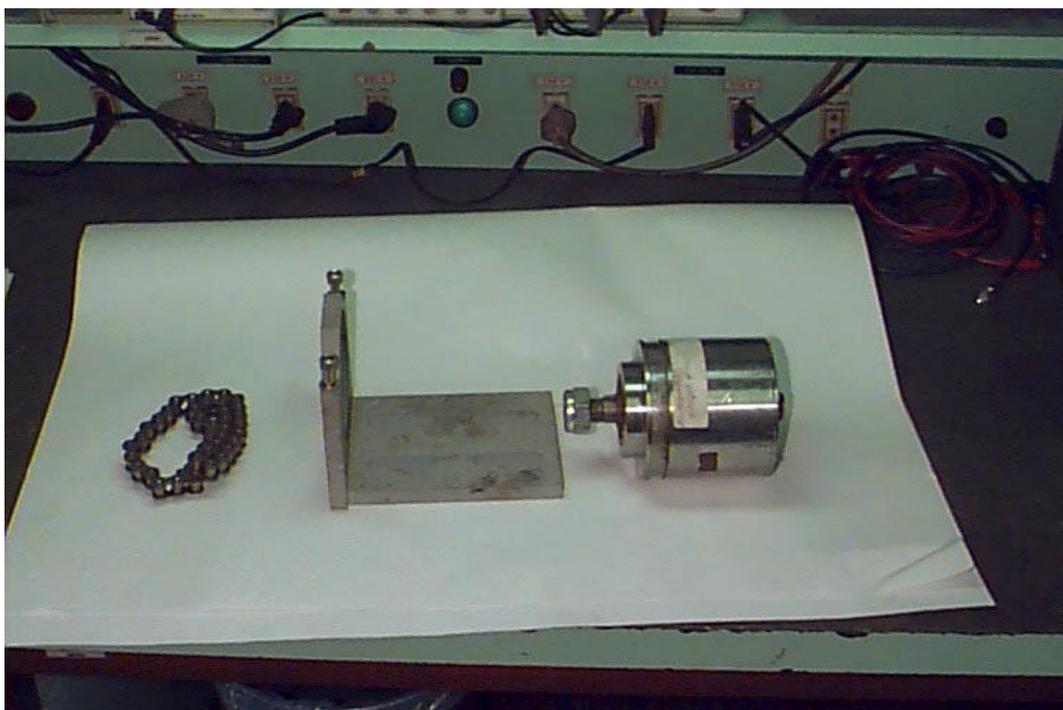


Figura 3: Sensor de profundidade do DMS.

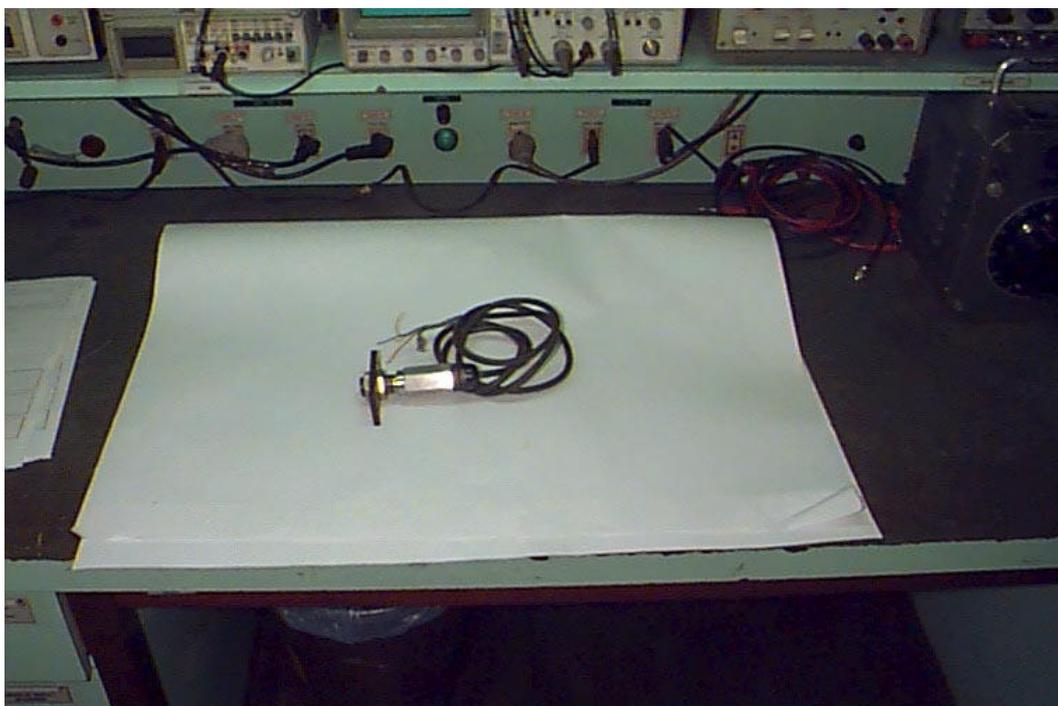


Figura 4: Sensor de pressão de avanço do DMS.

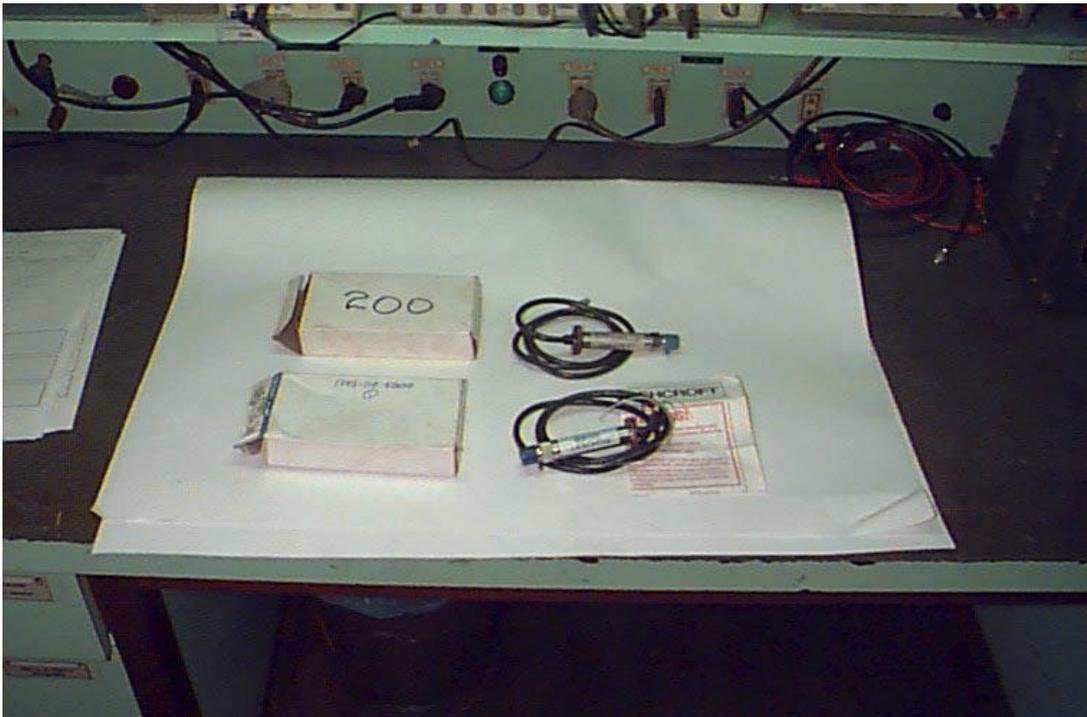


Figura 5: Sensores de pressão de rotação e pressão de ar da broca do DMS.

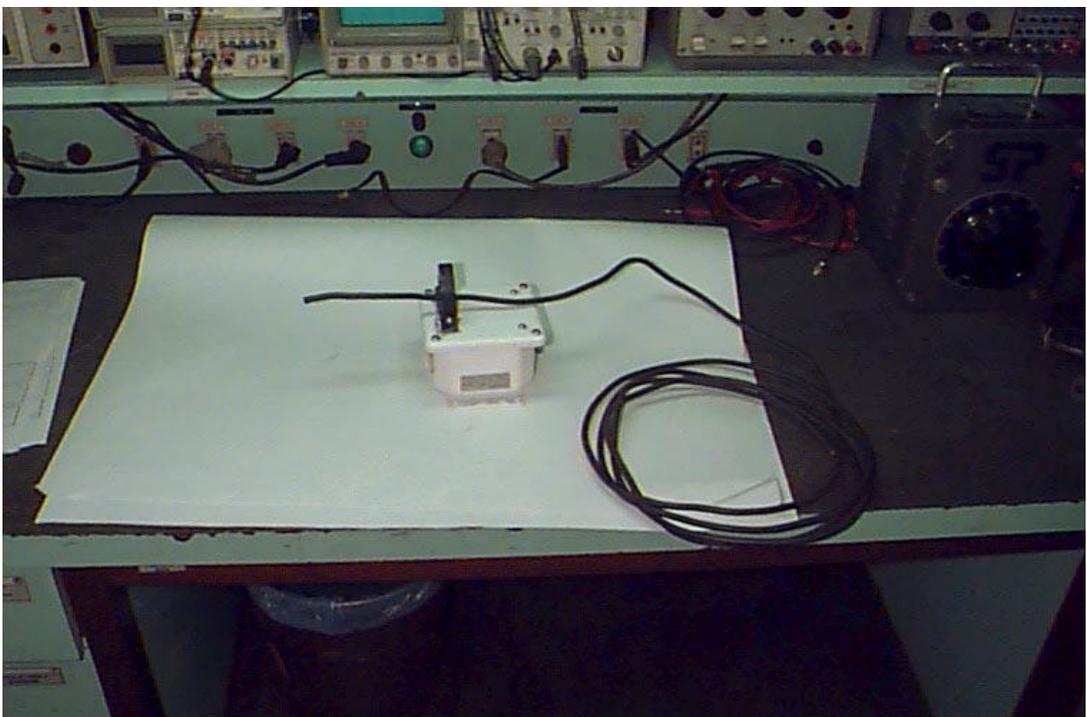


Figura 6: Sensor de rpm do DMS.

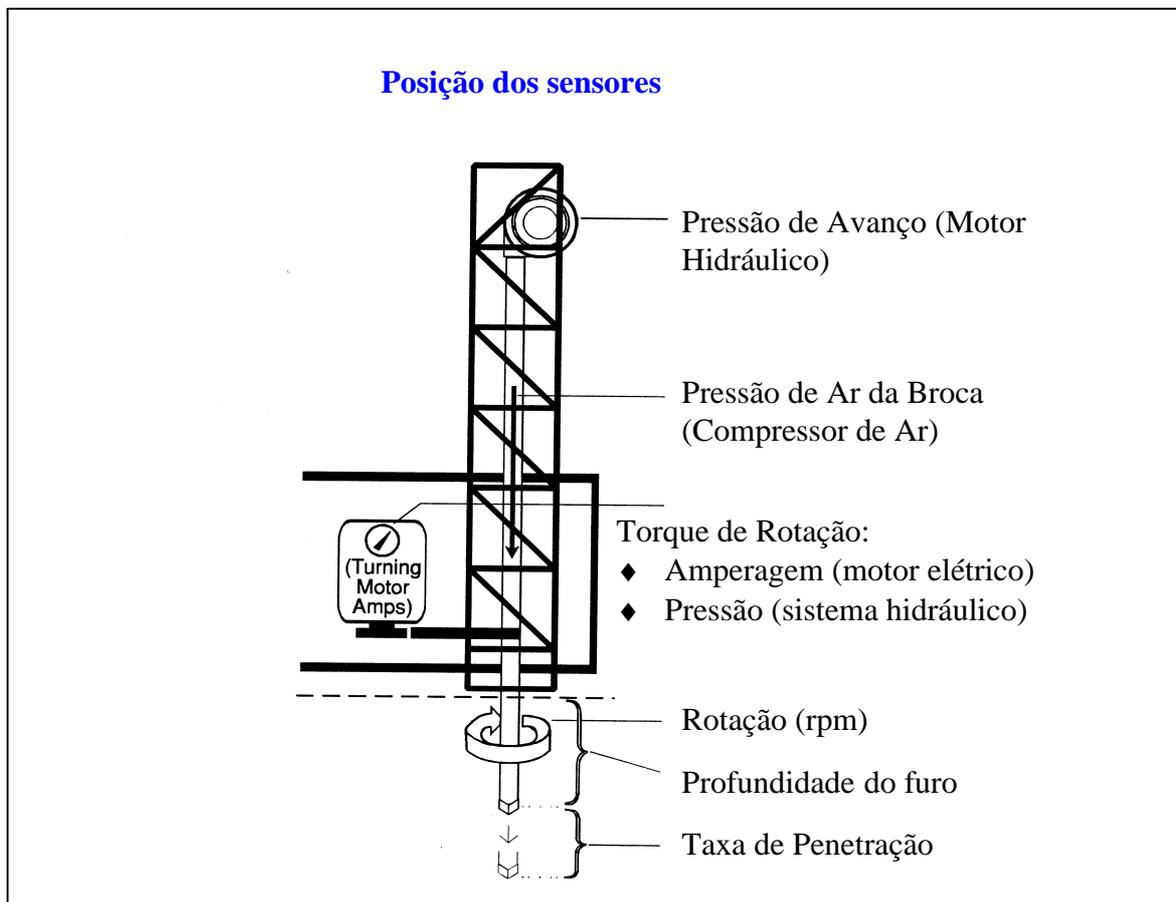


Figura 7: Localização dos sensores do DMS no equipamento de perfuração. Modular Mining Systems, 1995.

Tabela I: Dados do furo 02, do fogo 62/99-021, monitorados pelo sistema DMS

DISPATCH da Companhia Vale do Rio Doce					Data: 20/Julho/99
Furo: 2					Fogo: 62/99 -021
					Perfuratriz: 0202
Prof.	Taxa de Penetração	Veloc. de Rotação	Pressão de Rotação	Pressão de avanço	Pressão de Ar na Broca
(m)	(m/h)	(rpm)	(psi)	(psi)	(psi)
0,31	31,86	0,90	931,39	367,66	19,58
0,62	150,45	0,90	637,27	490,21	19,58
0,92	149,44	0,90	514,72	563,74	19,58
1,23	148,32	0,90	465,70	588,25	19,58
1,54	147,85	17,45	661,78	588,25	34,28
1,85	146,74	36,26	906,88	588,25	36,24
2,15	149,35	45,28	1.397,08	612,76	36,24
2,46	150,45	47,54	1.568,65	612,76	34,28
2,77	150,45	49,80	1.617,67	637,27	31,34
3,08	150,45	49,80	1.642,18	686,29	29,38
3,38	150,45	50,55	1.666,69	735,31	29,38
3,69	142,78	50,55	1.691,20	759,82	28,40
4,00	141,12	50,55	1.715,71	784,33	27,42
4,31	143,85	50,55	1.715,71	784,33	27,42
4,62	147,15	50,55	1.715,71	808,84	26,44
4,92	148,46	50,55	1.691,20	784,33	26,44
5,23	149,54	50,55	1.691,20	784,33	26,44
5,54	149,15	50,55	1.666,69	784,33	25,46
5,85	148,68	50,55	1.642,18	808,84	25,46
6,15	150,45	50,55	1.642,18	808,84	25,46
6,46	150,45	50,55	1.642,18	808,84	25,46
6,77	150,45	50,55	1.642,18	784,33	24,48
7,08	150,45	50,55	1.617,67	686,29	24,48
7,38	150,45	50,55	1.617,67	563,74	24,48
7,69	150,45	51,30	1.544,14	392,17	24,48
8,00	150,45	51,30	1.519,63	416,68	24,48
8,31	150,45	50,55	1.519,63	416,68	24,48
8,62	150,45	51,30	1.495,12	441,19	24,48
8,92	150,45	51,30	1.470,61	392,17	24,48
9,23	150,45	51,30	1.421,59	392,17	24,48
9,54	150,45	82,14	784,33	637,27	26,44
9,85	10,00	80,64	931,39	1.838,26	51,92
10,15	10,03	79,88	1.176,49	1.960,81	54,86
10,46	10,03	55,06	1.127,47	2.156,89	59,76
10,77	16,52	59,57	1.495,12	2.156,89	54,86
11,08	21,24	61,08	1.862,77	2.107,87	58,78
11,38	31,86	61,08	1.960,81	2.107,87	53,88
11,69	20,06	60,33	1.519,63	2.156,89	53,88
12,00	10,03	48,29	2.573,56	2.156,89	55,84
12,31	11,21	53,56	1.740,22	2.156,89	53,88
12,62	12,39	57,32	1.568,65	2.132,38	55,84
12,92	7,08	54,31	1.691,20	2.181,40	55,84
13,23	8,85	73,11	2.279,44	1.985,32	52,90
13,54	30,09	78,38	1.568,65	2.107,87	59,76
13,85	16,52	60,33	1.789,24	2.107,87	54,86
14,15	12,39	49,80	1.397,08	2.132,38	53,88
14,46	5,90	50,55	1.225,51	2.107,87	54,86
14,77	4,72	49,04	1.887,28	2.352,97	56,82
15,08	7,08	66,34	1.568,65	1.617,67	54,86
15,38	14,16	56,57	1.470,61	2.083,36	56,82
15,69	8,85	55,81	1.421,59	2.107,87	58,78
16,00	9,44	55,81	1.397,08	2.107,87	57,80
16,31	9,44	55,06	1.911,79	2.083,36	53,88
16,62	12,39	64,09	2.107,87	343,15	53,88
16,92	23,60	47,54	2.426,50	416,68	52,90
17,23	18,34	72,36	1.151,98	416,68	52,90

2. SISTEMA DE CARACTERIZAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO E CÁLCULO DO PLANO DE FOGO – SYSFOGO

O Sysfogo foi desenvolvido pela Companhia Vale do Rio Doce em 1997. Sua principal função é a determinação da resistência da rocha pelo critério de energia específica de perfuração. A partir desta caracterização do maciço rochoso, este programa determina e distribui as cargas explosivas no furo. A base de dados utilizada pelo Sysfogo é proveniente do DMS-Drill Management Systems. As informações dos sensores são transferidas para o banco de dados do Oracle e são utilizadas pelo programa Sysfogo.

As principais funções do Sysfogo são:

- ◆ Cálculo da energia específica de perfuração;
- ◆ determinação e classificação da resistência da rocha;
- ◆ elaboração do perfil de resistência do furo;
- ◆ cálculo do tampão dos furos;
- ◆ cálculo e distribuição das cargas explosivas;
- ◆ posicionamento do reforçador;
- ◆ elaboração do perfil de carregamento dos explosivos nos furos;
- ◆ cálculo da razão de carregamento;
- ◆ cálculo da razão de perfuração.

Os principais benefícios são:

- ◆ Reconhecimento da resistência da rocha;
- ◆ utilização racional dos explosivos;
- ◆ redução da razão de carga (redução no consumo de explosivos);
- ◆ melhoria da fragmentação das detonações;
- ◆ redução da incidência de repé;
- ◆ cálculo informatizado do plano de fogo;
- ◆ transferência automática das informações de perfuração e detonação, evitando digitação.

A figura 8 ilustra as principais integrações do Sysfogo e o embasamento teórico utilizado pelo programa.

O Sysfogo trabalha praticamente em tempo real. A cada término de furo na mina, os dados são transmitidos via rádio de dados para o escritório da mina, onde o blaster ou o técnico de detonação pode acessar o programa Sysfogo e gerar o perfil de carregamento dos furos de um determinado plano de fogo. A figura 9 ilustra o fluxo das informações do DMS e do Sysfogo.

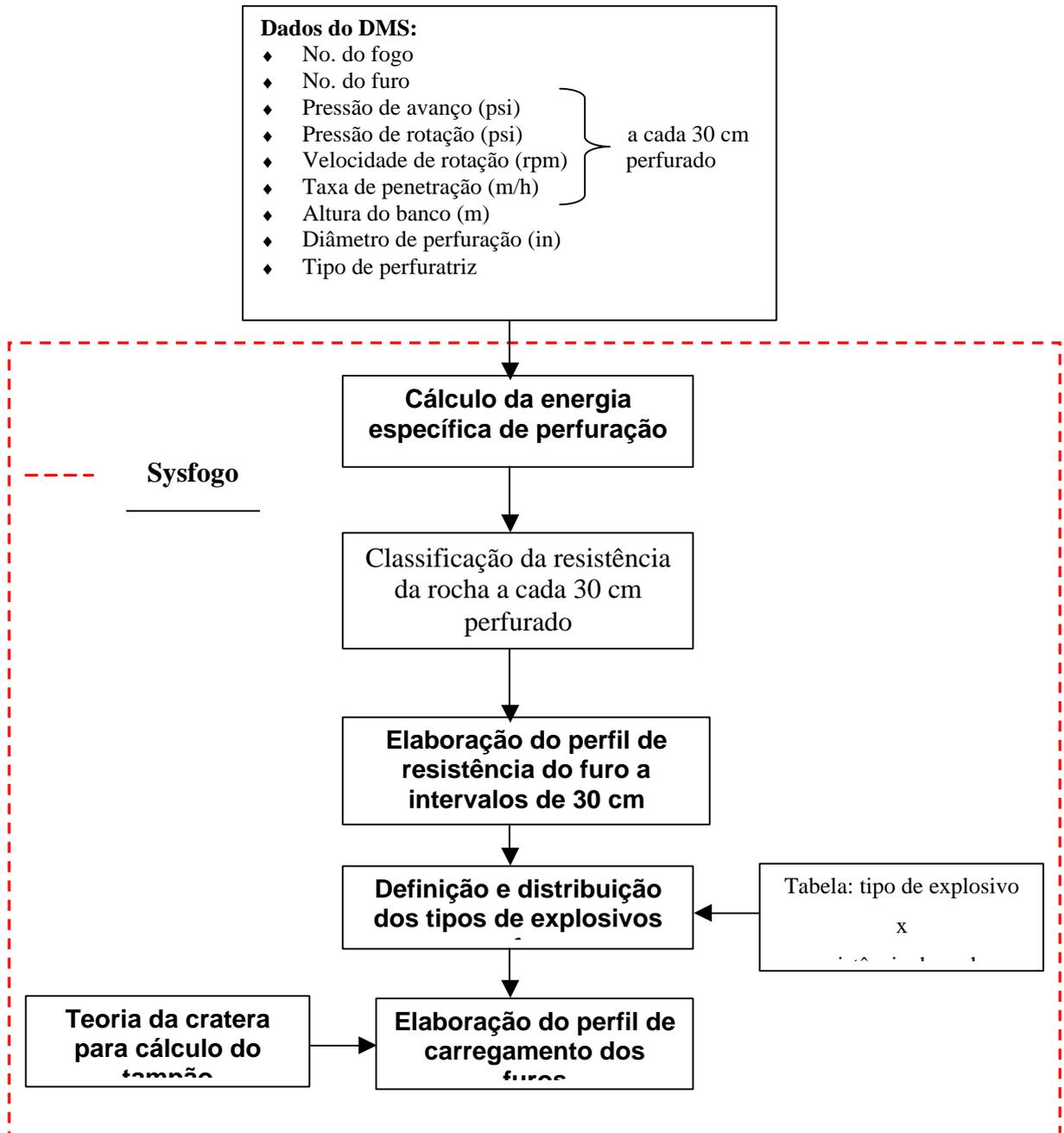


Figura 8: Integrações e estrutura do programa Sysfogo, mostrando as interfaces e funções do DMS e do Sysfogo Moraes, 2001.

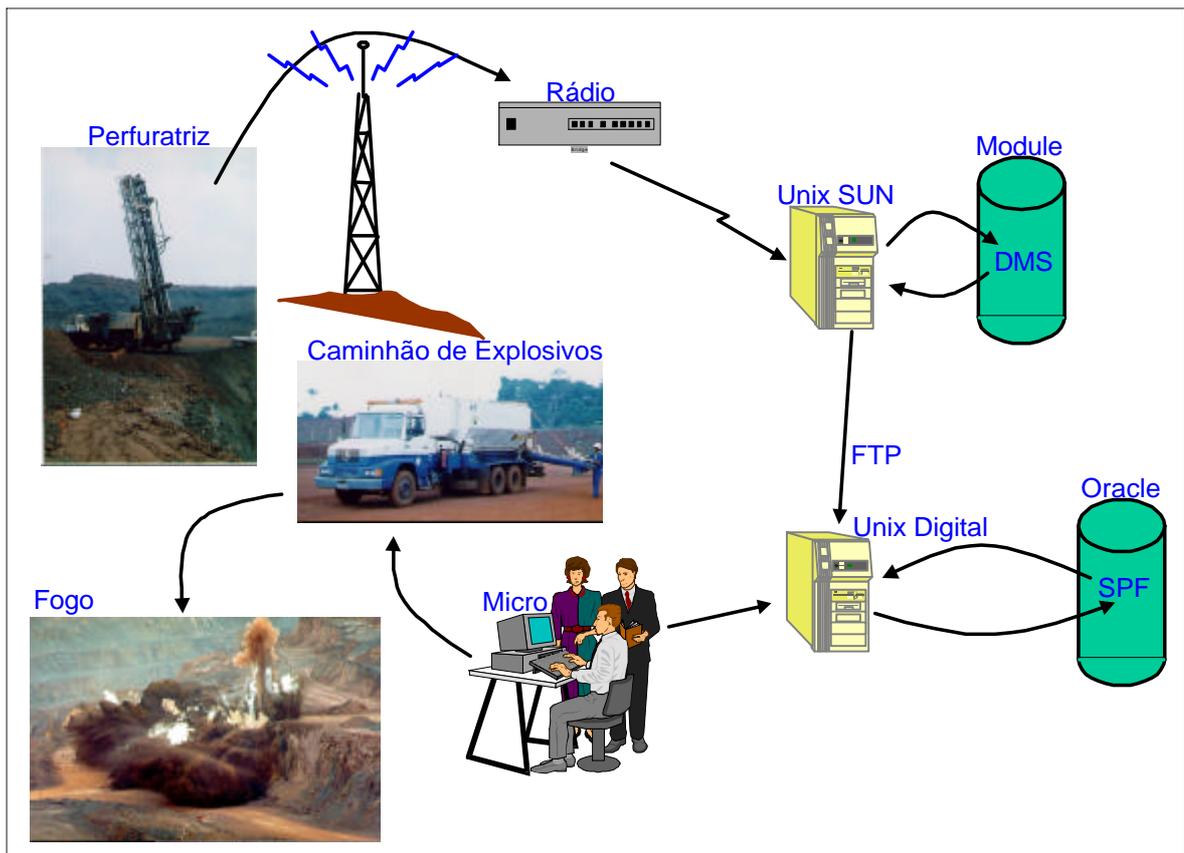
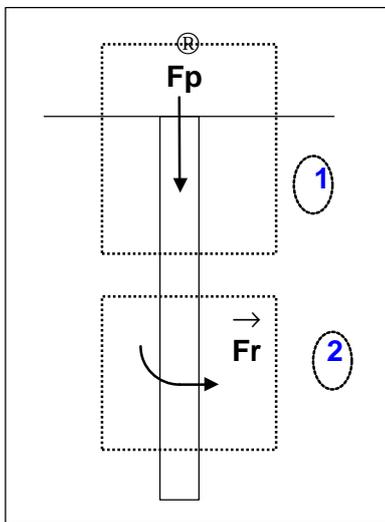


Figura 9: Fluxo de informações do DMS e SYSFOGO, com a transmissão dos dados da perfuratriz ao computador do escritório da mina e a aplicação final na detonação. Moraes, 2001.

2.1. MODELO DE ENERGIA DE PERFURAÇÃO COMO CRITÉRIO DE RESISTÊNCIA DA ROCHA

Para o cálculo da resistência da rocha é utilizado o modelo de energia de perfuração. Através dos parâmetros de perfuração, descritos acima, é calculada a energia transmitida pela perfuratriz para a rocha durante o processo de perfuração, conforme fórmula demonstrada abaixo (Morais et al., 1997):

□ Modelo de Energia de Perfuração:



Energia de perfuração (E): $E_1 + E_2$

Potência de Perfuração (P_1): $E_1/dt + E_2/dt$

→

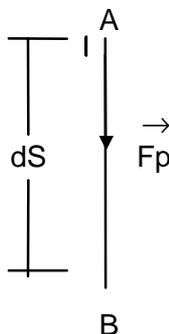
Onde: F_p : Força de avanço ou pull down

→

F_r : Força de Rotação

dt : Variação do tempo

Energia 1 - Trabalho de uma força constante em movimento retilíneo

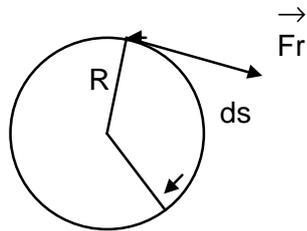


$$E_1 = F_p \times dS$$

$$P_1 = F_p \times dS / dt, \text{ mas } dS/dt = T_p \text{ (Taxa de penetração)}$$

$$\text{Logo: } P_1 = F_p \times T_p$$

Energia 2- Trabalho de uma força constante em movimento helicoidal (simplificado para movimento circular)



$$E_2 = Fr \times ds$$

$$P_2 = Fr \times ds/dt$$

Cálculo do ds:

$$\text{RPM} \times 2 \times \pi \times R \text{ ----- } 1/60 \text{ Hs}$$

$$ds \text{ ----- } dt: dS/Tp \Rightarrow ds = 2 \times \pi \times R \times \text{RPM} \times 60 \times dS/Tp ,$$

Logo: $P_2 = 2 \times \pi \times R \times \text{RPM} \times Fr \times 60 \times dS / Tp \times dt$

Potência Total (P_t): $P_t = P_1 + P_2$, $P_t = 2 \times \pi \times R \times \text{RPM} \times Fr \times 60 \times dS/Tp \times dt + Fp \times Tp$

Cálculo da energia específica de perfuração (Se): é a energia consumida por volume de rocha perfurada.

$Se = E / V$, mas: $V = A \times dS \Rightarrow V = A \times Tp \times dt$, logo: $Se = E / (A \times Tp \times dt)$, onde $A = \text{Área do furo}$

Mas: $E/dt = P_t$, Logo: $Se = P_t / (A \times Tp)$

$$Se = (2 \times \pi \times R \times \text{RPM} \times Fr \times 60 \times dS) / (A \times Tp \times Tp \times dt) + Fp \times Tp / A \times Tp,$$

Substituindo $dS/dt = Tp$ e simplificando a equação, temos:

$$Se = (2 \times \pi \times R \times \text{RPM} \times Fr \times 60) / (A \times Tp) + Fp / A$$

Mas: $Fr \times R = \tau$ (Torque)

$$Fp / A = Pp \text{ (Pressão de avanço)}$$

Logo:

$$Se = (2 \times \pi \times \tau \times \text{RPM} \times 60) / (A \times Tp) + Pp \quad (1)$$

onde: T é o torque de rotação; RPM é a velocidade de rotação da broca, em rpm; A é a área do furo; Tp é a taxa de penetração; Pp é a pressão de avanço.

Premissa do modelo: apesar de variáveis ao longo do furo, as forças são consideradas constantes a cada dS de 6 a 31 cm, conforme intervalo de coleta de dados do sistema de sensores.

2.2. CALCULO DA ENERGIA ESPECÍFICA DE PERFURAÇÃO E CLASSIFICAÇÃO DA RESISTÊNCIA DA ROCHA

O programa Sysfogo utiliza o critério de energia específica de perfuração para determinação da resistência da rocha. A fórmula utilizada neste cálculo é a energia específica para o método de perfuração rotativo:

$$Se = 8 \times 60 \times RPM \times \tau / (D^2 \times Tp \times 3,28) + Pp \quad (2)$$

onde: Se é a energia específica de perfuração, em lbf x in / in³ ou psi; RPM é a velocidade de rotação, em rpm; τ é o torque de rotação, em lbf x ft; D é o diâmetro do furo, em in; Tp é a taxa de penetração, em m/h; Pp é a pressão de avanço, em psi.

No caso da perfuração rotativa, observou-se que, os valores de energia específica de perfuração (tabela II) são similares aos valores de resistência à compressão uniaxial das rochas (tabela III) e, assim, conclui-se que:

$$Se \cong UCS$$

onde: Se é a energia específica de perfuração; UCS é a resistência à compressão uniaxial da rocha.

Após o cálculo da energia específica de perfuração, o SYSFOGO classifica a resistência do maciço rochoso a cada 30 cm perfurado. A tabela II apresenta a classificação do maciço utilizada pelo programa.

Tabela II: Classificação da resistência da rocha, baseada na energia específica de perfuração, utilizada pelo Sysfogo.

Tipo de Rocha	Energia de Perfuração (psi)	Energia de Perfuração (MPa)	Classificação
1	0 a 1000	0 a 7	Extremamente Macia
2	1.000 a 4.000	7 a 27	Muito Macia
3	5.000 a 10.000	27 a 69	Macia
4	10.000 a 15.000	69 a 106	Moderada
5	15.000 a 30.000	103 a 207	Dura
6	> 30.000	> 207	Muito Dura

Fonte: Morais, 2000.

Tabela III: Alguns valores de resistência à compressão uniaxial das rochas das minas de Carajás.

Tipo de Rocha	Resistência à Compressão Uniaxial (psi)	Resistência à Compressão Uniaxial (MPa)	Classificação
Máfica decomp.	2.142	15	Muito Macia
Hematita	9.285	65	Macia
Canga	14.857	104	Moderada
Hematita dura	24.000	168	Dura
Jaspelito	36.857	258	Muito Dura

Fonte: CVRD, 1990.

□ O cálculo do torque de rotação

A fórmula da energia específica de perfuração considera o torque de rotação e não a pressão de rotação (perfuratrizes hidráulicas) ou a amperagem do motor de rotação (perfuratrizes elétricas). Sendo assim, como não se monitora o torque diretamente, é necessário correlacioná-lo com a pressão de rotação ou com a amperagem. Esta correlação é simples e depende do tipo e modelo da perfuratriz. A seguir é apresentado o cálculo do torque de rotação para as perfuratrizes das minas de Carajás.

◆ Perfuratriz 45R:

É uma máquina elétrica. Para este tipo de perfuratriz é necessário o conhecimento do tipo de motor utilizado pela máquina. Neste caso, este motor possui as seguintes características:

- Motor elétrico de corrente contínua tipo “shunt”;
- amperagem máxima: 155 A;
- torque máximo: 7.821 lbf x ft.

Para os motores elétricos tipo “shunt”, o conjugado ou torque é dado pela equação $\tau = K_t \cdot \Phi \cdot I_a$, onde K_t é uma constante para cada máquina, Φ é o fluxo total por pólo e I_a é a corrente total do induzido. Sendo assim, o conjugado desenvolvido em um motor de corrente contínua tipo “shunt” é dado por $\tau = \text{Constante} \times I_a$, que é a equação de uma reta que passa pela origem (Eletrotécnica, 1959). A figura 10 mostra as curvas características de um motor “shunt”.

Como o torque é a equação de uma reta que passa pela origem, conhecendo-se o torque máximo e corrente máxima do motor de rotação da perfuratriz é possível determinar a equação do torque em função da amperagem do motor de rotação. A figura 11 mostra a equação do torque para as perfuratrizes 45R de carajás.

◆ Perfuratrizes D80K:

É uma perfuratriz hidráulica. Neste tipo de perfuratriz o torque é gerado por um sistema de bombas, logo o torque está relacionado com a pressão de rotação desenvolvida pelo sistema hidráulico de rotação. As perfuratrizes D80K possuem as seguintes características:

Pressão de rotação máxima: 3.500 psi;

Torque máximo: 12.412 lbf x ft.

A equação do torque para o sistema hidráulico é também uma reta que passa pela origem e pelo ponto de pressão de rotação máxima e torque máximo. Logo:

$$t = (12.412/3.550) \times \text{Prot} \Rightarrow$$

$$t = 3,55 \times \text{Prot}$$

(3)

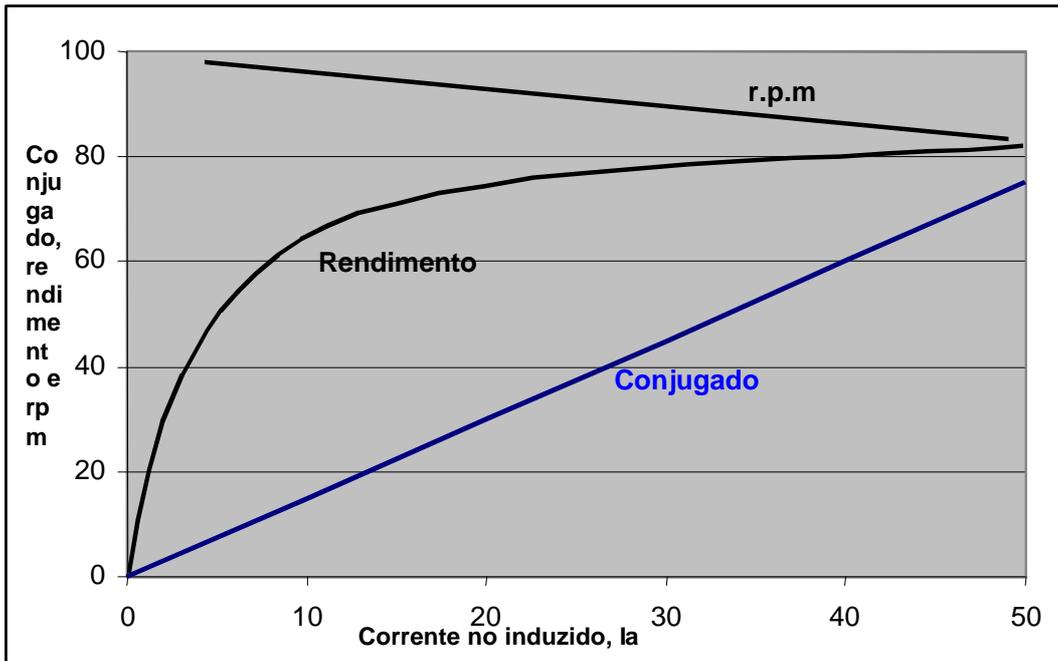


Figura 10: Curvas características de um motor elétrico do tipo "Shunt". Morais, 2.000.

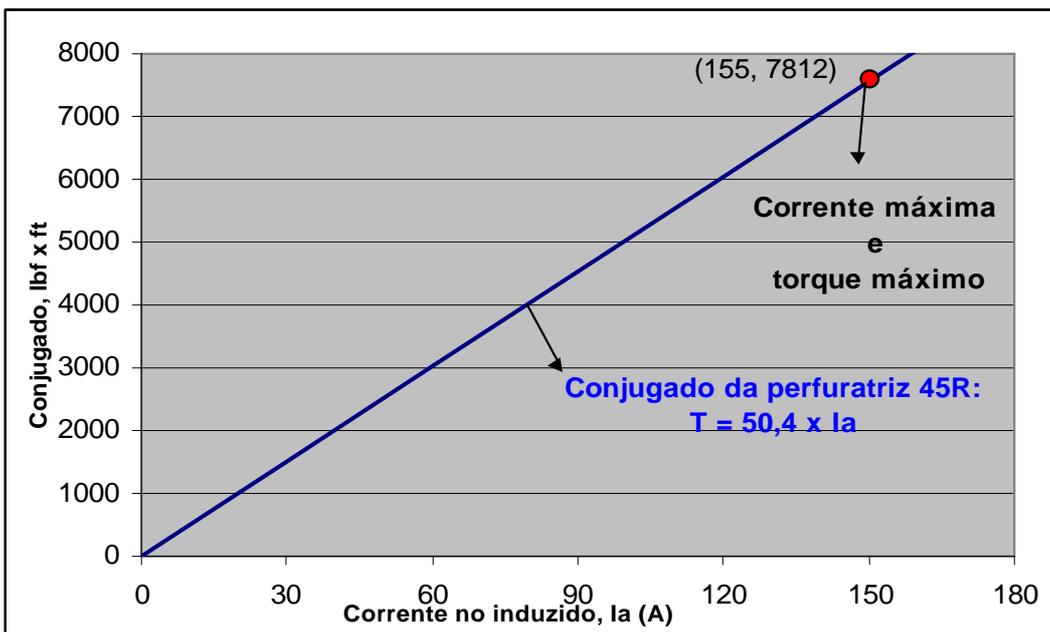


Figura 11: Equação do torque para as perfuratrizes 45R de Carajás. Morais, 2.000.

2.3. O PERFIL DE RESISTÊNCIA DA ROCHA GERADO PELO SYSFOGO

A tabela IV apresenta os dados dos sensores e o cálculo do torque de rotação e da energia específica de perfuração para o furo 02, fogo 62/99-021, perfurado pela perfuratriz D80K nas minas de minério de ferro de Carajás.

Os gráficos das figura 12(a) a 12(h) mostram a variação de cada parâmetro de perfuração, separadamente. Nota-se uma nítida variação litológica no perfil de resistência do furo. Até a profundidade de 9,85m, a rocha é muito macia (máfica decomposta) e a partir desta profundidade ocorre a transição para uma rocha de alta resistência (máfica sã). Uma grande vantagem do SYSFOGO é a detecção das variações litológicas dos furos e a escolha de um tipo de explosivo para cada faixa de resistência da rocha.

Tabela IV: Cálculo da resistência da rocha a partir dos dados dos sensores

DISPATCH da Companhia Vale do Rio Doce					Data: 20/Julho/99		Hora: 14:54:07	
Furo: 2		Fogo: 62/99 -021			Perfuratriz: 0202			
Prof.	Taxa de Penetração	Veloc. de Rotação	Pressão de Rotação	Pressão de Pull Down	Pressão de Ar na Broca	Torque	Resist.	Clas.
(m)	(m/hr)	(rpm)	(psi)	(psi)	(psi)	(lbf x ft)	(psi)	
0,31	31,86	0,90	931,39	367,66	19,58	3.306,43	458,75	1
0,62	150,45	0,90	637,27	490,21	19,58	2.262,31	503,41	1
0,92	149,44	0,90	514,72	563,74	19,58	1.827,26	574,47	1
1,23	148,32	0,90	465,70	588,25	19,58	1.653,24	598,03	1
1,54	147,85	17,45	661,78	588,25	34,28	2.349,32	858,65	1
1,85	146,74	36,26	906,88	588,25	36,24	3.219,42	1.364,06	2
2,15	149,35	45,28	1.397,08	612,76	36,24	4.959,63	2.079,14	2
2,46	150,45	47,54	1.568,65	612,76	34,28	5.568,71	2.328,76	2
2,77	150,45	49,80	1.617,67	637,27	31,34	5.742,73	2.491,02	2
3,08	150,45	49,80	1.642,18	686,29	29,38	5.829,74	2.568,12	2
3,38	150,45	50,55	1.666,69	735,31	29,38	5.916,75	2.674,00	2
3,69	142,78	50,55	1.691,20	759,82	28,40	6.003,76	2.832,69	2
4,00	141,12	50,55	1.715,71	784,33	27,42	6.090,77	2.911,98	2
4,31	143,85	50,55	1.715,71	784,33	27,42	6.090,77	2.871,60	2
4,62	147,15	50,55	1.715,71	808,84	26,44	6.090,77	2.849,30	2
4,92	148,46	50,55	1.691,20	784,33	26,44	6.003,76	2.777,89	2
5,23	149,54	50,55	1.691,20	784,33	26,44	6.003,76	2.763,50	2
5,54	149,15	50,55	1.666,69	784,33	25,46	5.916,75	2.739,91	2
5,85	148,68	50,55	1.642,18	808,84	25,46	5.829,74	2.741,76	2
6,15	150,45	50,55	1.642,18	808,84	25,46	5.829,74	2.719,02	2
6,46	150,45	50,55	1.642,18	808,84	25,46	5.829,74	2.719,02	2
6,77	150,45	50,55	1.642,18	784,33	24,48	5.829,74	2.694,51	2
7,08	150,45	50,55	1.617,67	686,29	24,48	5.742,73	2.567,96	2
7,38	150,45	50,55	1.617,67	563,74	24,48	5.742,73	2.445,41	2
7,69	150,45	51,30	1.544,14	392,17	24,48	5.481,70	2.214,95	2
8,00	150,45	51,30	1.519,63	416,68	24,48	5.394,69	2.210,53	2
8,31	150,45	50,55	1.519,63	416,68	24,48	5.394,69	2.184,31	2
8,62	150,45	51,30	1.495,12	441,19	24,48	5.307,68	2.206,11	2
8,92	150,45	51,30	1.470,61	392,17	24,48	5.220,67	2.128,16	2
9,23	150,45	51,30	1.421,59	392,17	24,48	5.046,64	2.070,29	2
9,54	150,45	82,14	784,33	637,27	26,44	2.784,37	2.119,74	2
9,85	10,00	80,64	931,39	1.838,26	51,92	3.306,43	27.840,19	5
10,15	10,03	79,88	1.176,49	1.960,81	54,86	4.176,54	34.398,43	6
10,46	10,03	55,06	1.127,47	2.156,89	59,76	4.002,52	23.584,01	5
10,77	16,52	59,57	1.495,12	2.156,89	54,86	5.307,68	20.821,43	5
11,08	21,24	61,08	1.862,77	2.107,87	58,78	6.612,83	20.652,89	5
11,38	31,86	61,08	1.960,81	2.107,87	53,88	6.960,88	15.121,92	5
11,69	20,06	60,33	1.519,63	2.156,89	53,88	5.394,69	17.978,98	5
12,00	10,03	48,29	2.573,56	2.156,89	55,84	9.136,14	45.052,63	6
12,31	11,21	53,56	1.740,22	2.156,89	53,88	6.177,78	30.941,65	6
12,62	12,39	57,32	1.568,65	2.132,38	55,84	5.568,71	27.256,13	5
12,92	7,08	54,31	1.691,20	2.181,40	55,84	6.003,76	47.093,68	6
13,23	8,85	73,11	2.279,44	1.985,32	52,90	8.092,01	67.175,96	6
13,54	30,09	78,38	1.568,65	2.107,87	59,76	5.568,71	16.253,84	5
13,85	16,52	60,33	1.789,24	2.107,87	54,86	6.351,80	24.729,06	5
14,15	12,39	49,80	1.397,08	2.132,38	53,88	4.959,63	21.572,68	5
14,46	5,90	50,55	1.225,51	2.107,87	54,86	4.350,56	38.458,30	6
14,77	4,72	49,04	1.887,28	2.352,97	56,82	6.699,84	70.237,12	6
15,08	7,08	66,34	1.568,65	1.617,67	54,86	5.568,71	52.502,91	6
15,38	14,16	56,57	1.470,61	2.083,36	56,82	5.220,67	22.423,04	5
15,69	8,85	55,81	1.421,59	2.107,87	58,78	5.046,64	33.143,94	5
16,00	9,44	55,81	1.397,08	2.107,87	57,80	4.959,63	30.702,53	6
16,31	9,44	55,06	1.911,79	2.083,36	53,88	6.786,85	40.686,97	6
16,62	12,39	64,09	2.107,87	343,15	53,88	7.482,94	38.090,49	6
16,92	23,60	47,54	2.426,50	416,68	52,90	8.614,08	17.338,65	5
17,23	18,34	72,36	1.151,98	416,68	52,90	4.089,53	16.151,72	5

Fonte: Morais, 2001.

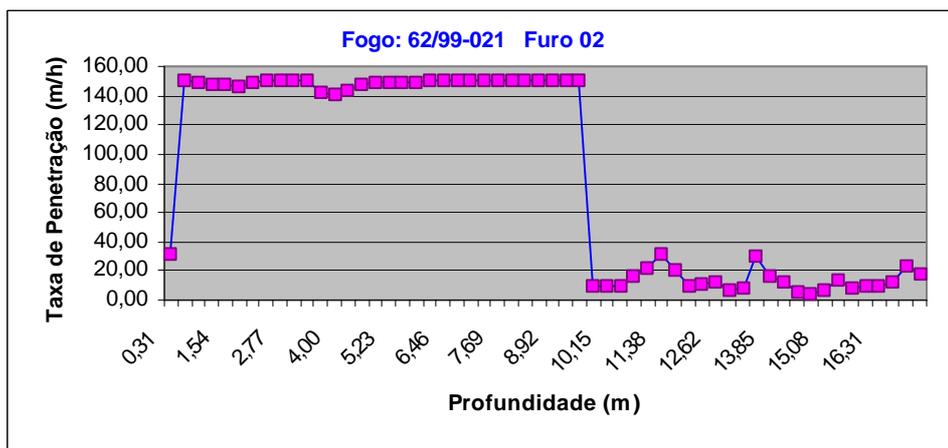


Figura 12(a): Variação da taxa de penetração com a profundidade

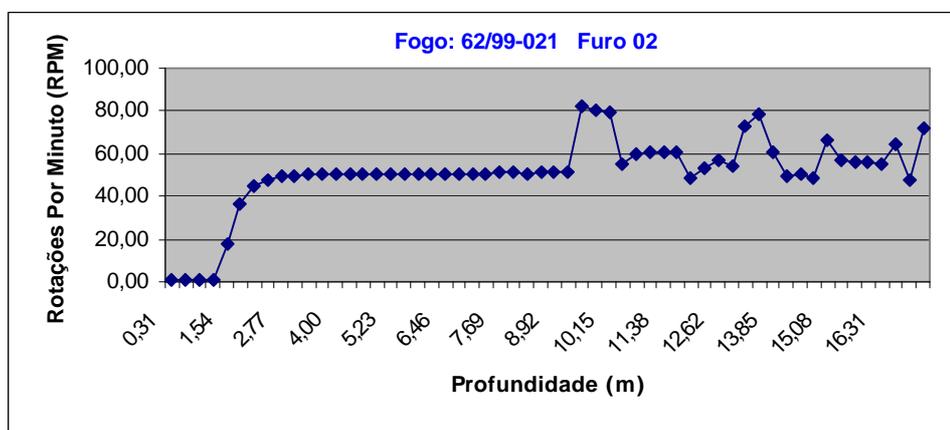


Figura 12(b): Variação da velocidade de rotação com a profundidade

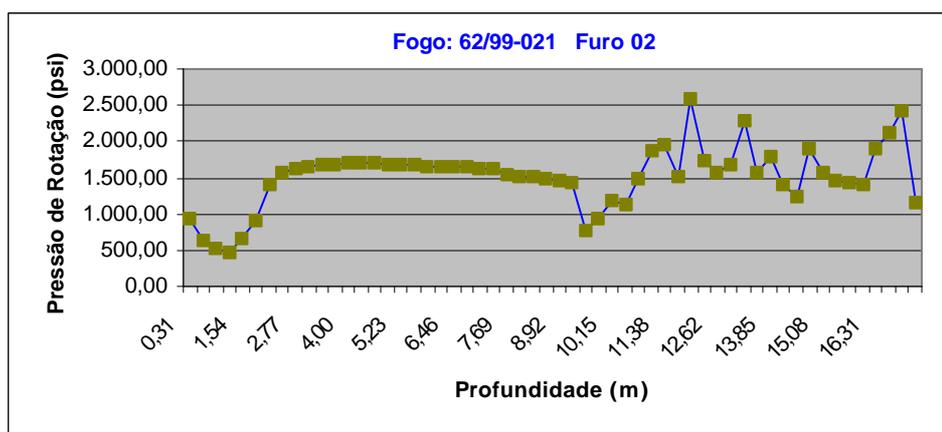


Figura 12(c): Variação da pressão de rotação com a profundidade

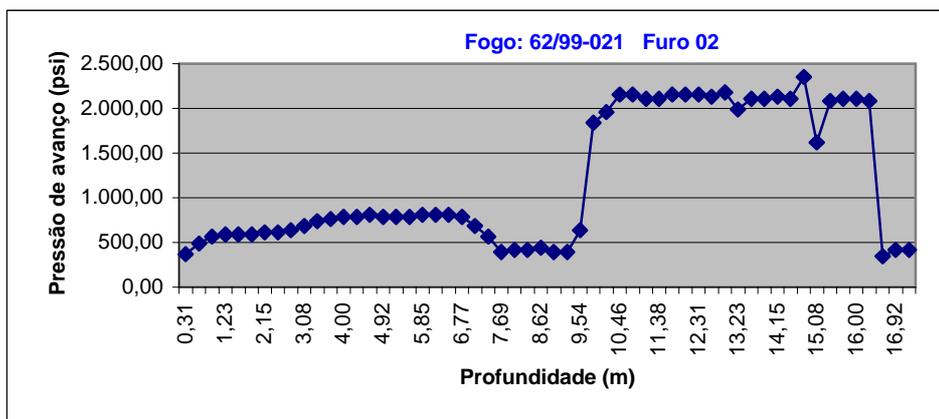


Figura 12(d): Variação da pressão de avanço com a profundidade.

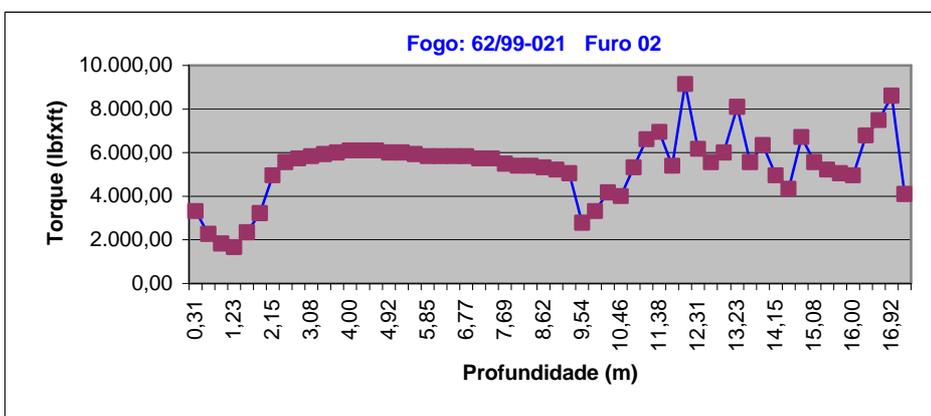


Figura 12(e): Variação do torque de rotação com a profundidade

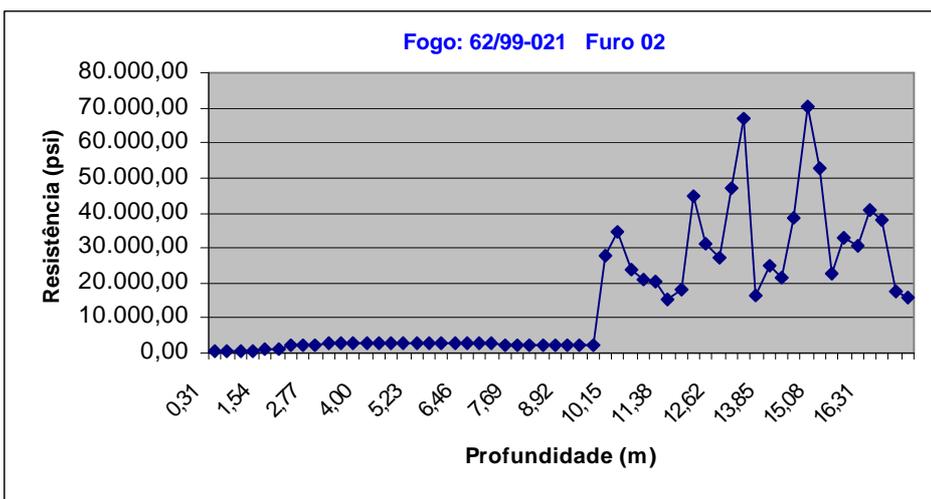


Figura 12(f): Variação da resistência da rocha com a profundidade

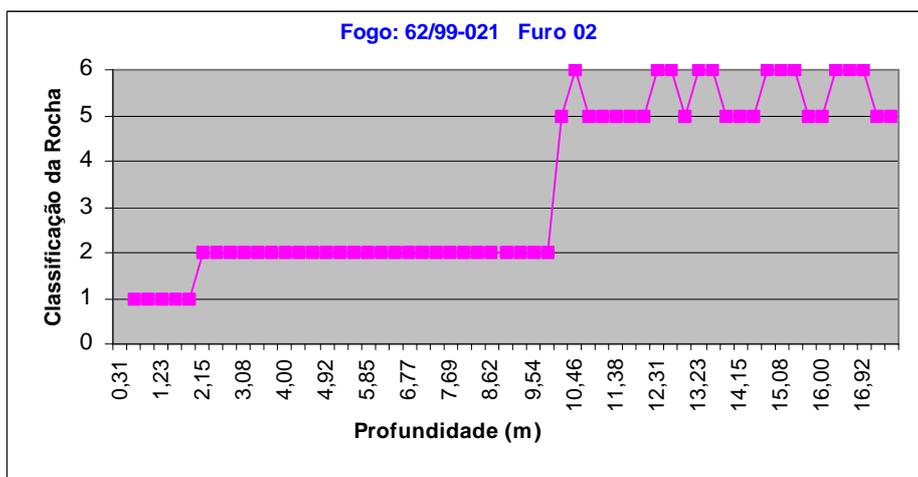


Figura 12(g): Classificação da resistência da rocha

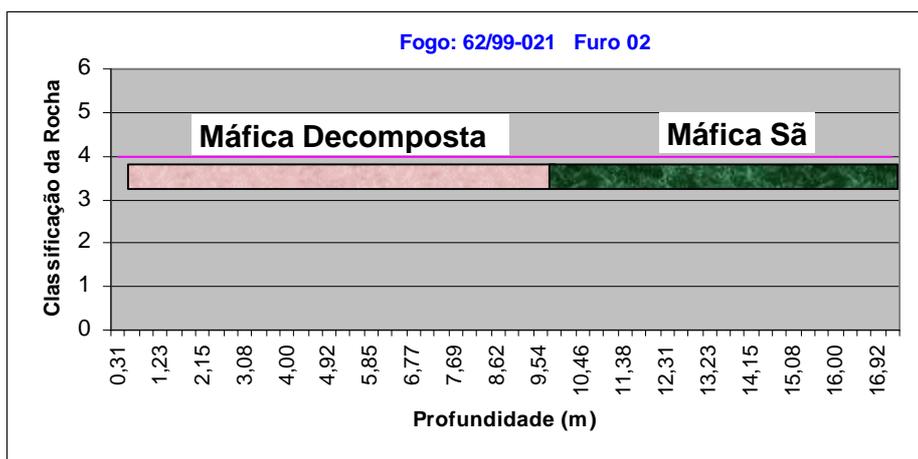


Figura 12(h): Interpretação da geologia a partir do monitoramento da perfuratriz. Morais, 2001.

2.4. O PERFIL DE CARREGAMENTO DOS FUROS GERADO PELO SYFOGO

Após o cálculo da energia específica e geração do perfil de resistência do furo, o Sysfogo gera o perfil de carregamento de explosivos do furo. Para a definição do tipo de explosivo, o Sysfogo utiliza uma tabela de correlação: explosivo x resistência de rocha (tabela V).

Tabela V: Resistência da rocha x tipo de explosivo

<i>Tipo de Rocha</i>	<i>Resistência da Rocha (psi)</i>	<i>Tipo de explosivo</i>	<i>Classificação</i>
1	0 a 1000	Material inerte	Extremamente Macia
2	1.000 a 4.000	Material inerte	Muito Macia
3	4.000 a 10.000	ANFO	Macia
4	10.000 a 15.000	ANFO AL	Moderada
5	15.000 a 30.000	ANFO PESADO	Dura
6	> 30.000	ANFO PESADO	Muito Dura

Fonte: Morais, 2001.

Para o cálculo do tampão dos furos o Sysfogo utiliza a teoria da cratera. Esta teoria busca a maximização da fragmentação da rocha na região do tampão. Ela foi desenvolvida a partir de detonações de cargas explosivas esféricas a distâncias conhecidas da superfície da rocha. O comprimento do tampão é função da resistência da rocha na região da superfície da bancada, do tipo de explosivo utilizado e do diâmetro do furo. A fórmula para cálculo do tampão é apresentada a seguir (Morais, 1997).

$$t = K \times (8 \times D_f \times RLC \times RWS)^{1/3} - 4 \times D \quad (4)$$

onde: T é o comprimento do tampão do furo, em m; D_f é o diâmetro do furo, em m; RLC é a razão linear de carga, em Kg/m; RWS é a energia relativa do explosivo por unidade de massa; K é o fator da rocha, em $m/Kg^{1/3}$.

A figura 13 mostra os perfis de carregamento dos furos gerados pelo Sysfogo. A região inferior da bancada perfurada apresenta um aumento da resistência da rocha (cor azul). Esta situação, normalmente, representa o contato entre hematita mole e hematita compacta da mina de minério de ferro de carajás.

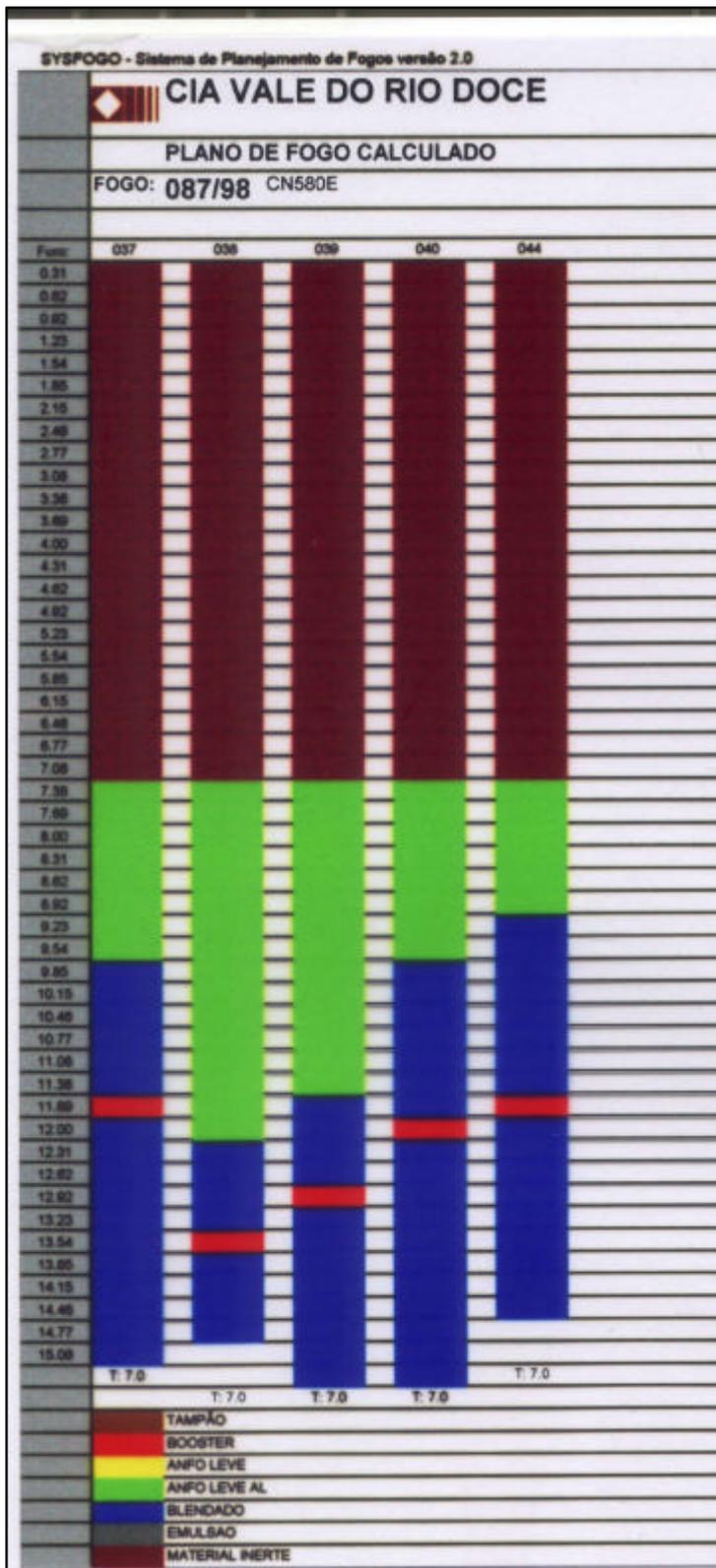


Figura 13: Perfil de carregamento dos furos gerado pelo Sysfogo. Morais, 2.000.

3. SISTEMA DE NAVEGAÇÃO DE PERFURATRIZ POR GPS

A tecnologia de GPS – Global Positioning Systems pode ser aplicada em atividades como levantamento topográfico, despacho de caminhões e navegação de veículos e equipamentos. Para obter a alta precisão (centimétrica) requerida para levantamentos e navegação de veículos e equipamentos, é necessário a utilização de um GPS de alta precisão.

No caso de sistema de navegação para o posicionamento da perfuratriz na malha de perfuração recomenda-se um sistema de GPS com erro menor ou igual ao diâmetro do furo (Richards, 1997). A figura 14 ilustra o sistema de GPS aplicado na mineração.

3.1. VANTAGENS DO POSICIONAMENTO DA PERFURATRIZ POR GPS

O sistema de navegação da perfuratriz por GPS substitui a marcação física dos furos nas bancadas. Quando a perfuração utiliza a marcação dos furos por estacas e o operador posiciona o equipamento no furo, geralmente comete-se um erro em torno de 0,5m (para perfuratriz de grande porte) na execução dos furos. Isto se deve, parcialmente, às condições do terreno, a dificuldade de visão da estaca pelo operador dentro da cabine, condições de lama e neblina. Além disso, a marcação por estacas ou similar tende a ser danificada por circulação de veículos auxiliares, caminhões de abastecimento, equipe de manutenção etc., levando ao erro na malha de perfuração planejada (Richards, 1997).

Desta forma, existem consideráveis vantagens na locação dos furos por computador “on-board”. Testes na mina de cobre de Highland Valley, Canadá, têm mostrado que é possível alcançar uma precisão acima de 0,1m, que significa 1/3 do diâmetro do furo. Claramente, o posicionamento da perfuratriz por GPS oferece muitas vantagens sobre os métodos tradicionais. As principais são:

- redução no levantamento de campo (levantamento topográfico, marcação física da malha e retrabalho na marcação);
- não utilização da topografia para marcação da altura da bancada;
- A oportunidade de se estudar melhor o plano de fogo;
- maior precisão na execução dos furos;

- é possível fazer a interação da malha de perfuração com a caracterização da rocha por sensores;
- oportunidade de transferir os dados dos furos diretamente para o caminhão de explosivo;
- redução na sobre/subperfuração;
- melhor comunicação entre operador da perfuratriz, cabo de fogo, engenharia e a equipe de supervisão da mina.

3.2. SISTEMA DE NAVEGAÇÃO DA PERFURATRIZ POR GPS DAS MINAS DE CARAJÁS

Em 2001, a CVRD adquiriu da Modular Mining Systems um sistema de navegação de perfuratriz por GPS de alta precisão. Este sistema foi instalado na perfuratriz DML, de fabricação da Ingersoll-Rand, iniciando sua operação em outubro de 2001.

□ Uma visão do sistema

O sistema é denominado “High-Precision-Drill System (HP-DS)”, ou seja, sistema de alta-precisão de perfuratriz. Ele é projetado para reduzir os custos de desmonte através do aumento da eficiência da perfuratriz. Este sistema fornece:

- Informações do furo da perfuratriz em tempo real;
- movimento em tempo real da perfuratriz em relação à malha de perfuração;
- histórico da operação da perfuratriz;
- maior acurácia na posição dos furos e profundidade, melhorando por esta razão as metas do projeto final de desmonte;
- maior segurança na operação.

O sistema fornece também ao operador a performance do equipamento, utilização e a informação da malha de perfuração, notificando possíveis perigos operacionais, tais como torres de alta tensão, desníveis na praça de perfuração etc.

O sistema usa receptores Ashtech GPS Real-time Kinematic (RTK), que utiliza ambas constelações de satélite: GPS Navstar IV e a GLONASS da Rússia. Este processo especializado de localização permite ao sistema trabalhar em cavas mais profundas e contra taludes mais íngremes, devido ao fato de mais satélites estarem sempre

disponíveis para o posicionamento com acurácia do equipamento (Modular Mining Systems, 2001).

O HP-DS é totalmente integrado ao sistema IntelliMine e fornece, em tempo real, informações a todos os departamentos da mina. Os benefícios do sistema incluem:

- O departamento de planejamento de mina pode verificar o progresso da perfuração da malha em tempo real no computador do escritório, economizando assim, tempo por não precisar ir ao campo;
- a equipe de topografia pode trabalhar em outros projetos, por não ser necessário marcar fisicamente a malha de perfuração na bancada;
- a equipe de geologia pode verificar as taxas de penetração e compará-las às características conhecidas dos tipos de rochas do local, para assistir ao controle estrutural;
- o departamento de perfuração e detonação pode usar as informações geológicas para alterar o afastamento e afastamento da malha, ajustar a razão de carga e reduzir os custos de desmonte.

A figura 15 mostra uma visão do sistema HP-DS, com os fluxos dos dados e o painel na cabine do operador da perfuratriz.

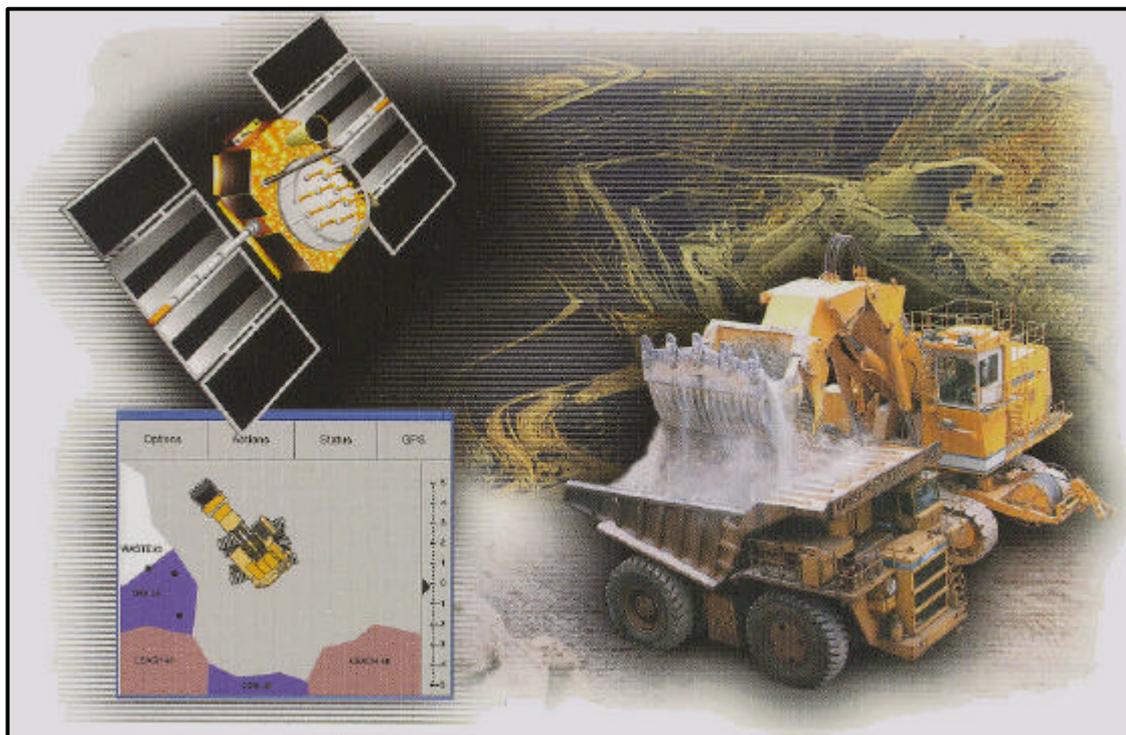


Figura 14: Sistema de GPS aplicado à mineração. Modular Mining Systems, s.d.



Figura 15: Visão do sistema HP-DS. Manual da Modular Mining Systems, 2001.

□ **Console gráfico**

O painel gráfico colorido ou “Color Graphics Console (CGC)” é a interface do operador da perfuratriz com o computador central. É projetado para resistir ao severo meio ambiente da mineração e tem uma tela de toque (“touch screen”), na qual o operador insere, requer e obtém todas as informações. Usando o CGC, o operador pode manobrar a perfuratriz para as exatas coordenadas do furo. As figura 16 ilustra o painel CGC em detalhe e a figura 17 mostra o painel CGC instalado na cabine de operação da perfuratriz DML de Carajás.

□ **O procedimento de marcação da malha de perfuração para o sistema HP-DS**

Com o sistema de navegação da perfuratriz por GPS é necessário uma mudança no procedimento e na rotina de marcação da malha de perfuração. O procedimento convencional, de marcação da malha com o uso da trena na bancada, deve ser substituído pela marcação da malha diretamente no computador, através de um programa de topografia.

Esta mudança, aparentemente simples, requer uma estrutura apropriada. A equipe de operação de mina, que normalmente é responsável pela marcação da malha de perfuração, geralmente, não tem pessoas com este perfil, sendo necessário investimento e capacitação de alguns membros da equipe para execução desta tarefa.

Durante este primeiro ano de operação do sistema HP-DS nas minas de Carajás, o maior obstáculo na utilização do sistema está na marcação da malha e disponibilização das coordenadas x,y e z dos furos para o sistema. A maioria das áreas é, ainda, perfurada com a marcação convencional, sem a utilização do sistema. A utilização do sistema de HP-DS, ainda, é inferior a 20%. A marcação da malha no programa de topografia está sob a responsabilidade da operação de mina, que ainda não conseguiu criar uma rotina confiável para a marcação da malha no programa Topograph e posterior migração das coordenadas para o sistema HP-DS. A figura 18 ilustra o fluxo do processo de perfuração com o sistema HP-DS. É importante destacar a necessidade de marcação da malha no programa Topograph, de forma a disponibilizar a malha de perfuração para o sistema HP-DS.

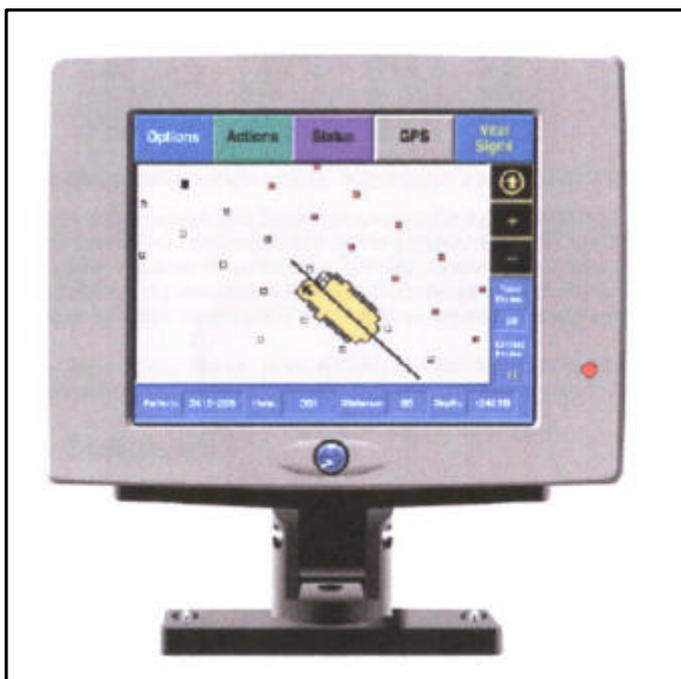


Figura 16: Painel CGC do operador mostrando a tela GPS, menu do sistema e a malha de perfuração. Manual Modular Mining Systems, 2001.



Figura 17: Painel CGC do sistema HP-DS instalado na perfuratriz DML de Carajás.

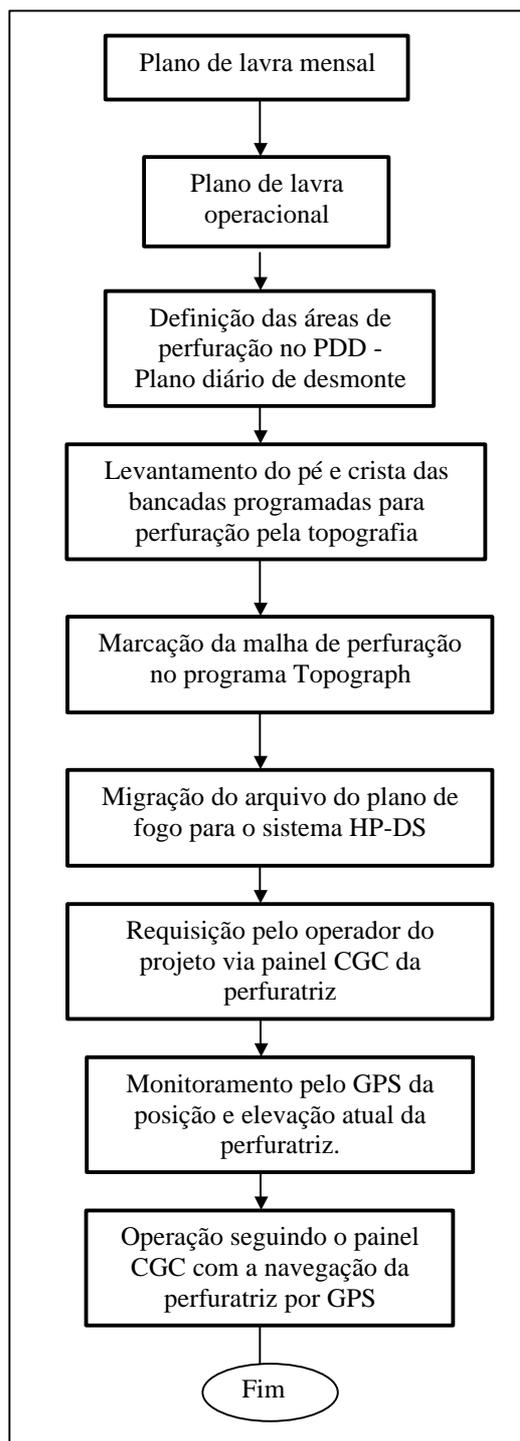


Figura 18: Fluxo do processo de perfuração com o sistema de navegação HP-DS das minas de Carajás.

Após a marcação da malha no programa Topograph, é gerado um arquivo texto (ASCII) com os dados que são migrados para o sistema HP-DS. Neste arquivo são informados para cada furo do plano de fogo as coordenadas (X, Y e Z objetivo), subperfuração, tipo de rocha etc. (conforme tabela VI).

Tabela VI: Arquivo com os dados do plano de fogo migrado para o sistema HP-DS.

Número do fogo:	822-02	Coordenadas						
Método	No. do furo	X	Y	Banco	Zobjetivo	Material	Inclinação	Sub-perfuração
PERCUSSIVA	1	30.420.566	-16.072.599	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	2	30.489.182	-16.103.104	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	3	30.420.881	-16.121.406	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	4	30.378.560	-16.154.707	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	5	30.507.483	-16.171.406	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	6	30.439.182	-16.189.707	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	7	30.370.881	-16.208.008	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	8	30.315.570	-16.233.809	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	9	30.457.483	-16.258.008	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	10	30.389.182	-16.276.309	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	11	30.320.881	-16.294.611	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	12	30.407.483	-16.344.611	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	13	30.339.182	-16.362.912	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	14	30.283.871	-16.388.713	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	15	30.357.483	-16.431.213	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	16	30.289.182	-16.449.514	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	17	30.307.483	-16.517.816	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	18	30.239.182	-16.536.117	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	19	30.257.483	-16.604.418	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	20	30.189.182	-16.622.720	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	21	30.145.701	-16.638.030	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	22	30.207.483	-16.691.021	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	23	30.154.182	-16.683.341	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	100	30.119.004	-16.640.116	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	101	30.151.199	-16.602.555	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	102	30.178.028	-16.575.726	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	103	30.202.174	-16.543.531	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	104	30.226.320	-16.503.288	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	105	30.237.052	-16.463.044	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	106	30.255.832	-16.422.801	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	107	30.266.564	-16.353.045	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	108	30.274.612	-16.302.070	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	109	30.277.295	-16.248.412	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	110	30.314.856	-16.200.120	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	111	30.352.417	-16.167.925	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	112	30.371.197	-16.119.632	649	631.211	CANGA	0	0
PERCUSSIVA	113	30.387.294	-16.079.389	649	631.211	CANGA	0	0

Com a experiência adquirida neste primeiro ano do sistema em Carajás, têm-se os seguintes pontos críticos sobre a sua utilização:

- O sistema HP-DS dificilmente terá uma boa utilização e aplicação, caso a responsabilidade da marcação da malha continue com a operação de mina;
- para este tipo de sistema a marcação da malha deve ser encarada como um projeto, pois todo o procedimento é realizado no computador;
- a melhor área para realização desta tarefa é o planejamento de mina, através dos técnicos de topografia. O ideal é que todo o processo de marcação da malha no programa Topograph e a migração dos dados para o sistema HP-GPS sejam realizados pelo planejamento de mina, pois possuem melhores recursos humanos e ferramentas computacionais para este tipo de serviço.