

Luiz Carlos Rusilo

***APLICAÇÃO DE MODELOS NUMÉRICOS
AO PROJETO DE ESCAVAÇÃO POR
EXPLOSIVOS DE TÚNEIS E GALERIAS***

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

São Paulo

1997

Universidade de São Paulo
Biblioteca da Escola Politécnica

F01-2112

Luiz Carlos Rusilo

***APLICAÇÃO DE MODELOS NUMÉRICOS
AO PROJETO DE ESCAVAÇÃO POR
EXPLOSIVOS DE TÚNEIS E GALERIAS***

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

**Área de Concentração:
Engenharia Mineral**

**Orientador:
Prof. Dr. Lineu A. Ayres da Silva**

**São Paulo
1997**

*Para
Leila, Jorge,
Jucemara e Carolina*

AGRADECIMENTOS

Expresso meus mais sinceros agradecimentos ao Instituto de Pesquisas Tecnológicas, IPT, na pessoa do diretor da divisão de Geologia Dr. Omar Yasbek Bittar pelo apoio no desenvolvimento deste trabalho. Ao Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo na pessoa do nosso orientador Prof Dr. Lineu A. Ayres da Silva, que acreditou e nos apoiou desde os tempos do curso de graduação. E aos amigos e companheiros Nestor, Lúcio, Roberto e Luiz, e em especial ao amigo Eduardo César Sansone sem o qual este trabalho não poderia ser concluído.

Gostaria também de agradecer a colaboração da S. A. Indústrias Votorantim e da CEMIG - Companhia Energética de Minas Gerais.

RESUMO

A elaboração de projetos de desmonte para a abertura de túneis e galerias tem se baseado até os nossos dias, em grande parte, na experiência pessoal do técnico executante. Utilizando princípios empíricos, tais como a analogia a situações semelhantes e a tentativa e erro, define-se um plano de fogo inicial, que vai sendo aprimorado ao longo de sua utilização. Através deste procedimento torna-se difícil a avaliação da influência de parâmetros como: tipo de explosivo, tipo de pilão e dano imposto à rocha circundante à escavação; sobre o rendimento do desmonte e a necessidade de aplicação de suporte.

Nos últimos anos, tem-se observado um grande progresso na direção de um enfoque científico ao projeto de desmonte. Estudos tem sido desenvolvidos conduzindo à utilização de modelos numéricos que tem permitido ao engenheiro um melhor conhecimento dos fatores envolvidos no desmonte.

Assim, o presente trabalho discute e apresenta exemplos de aplicação para as teorias que aplicam modelos numéricos ao projeto de escavação por explosivos de túneis e galerias. Através da utilização destes modelos fica possível a análise de questões como fragmentação da rocha, influência do fraturamento do maciço rochoso, vibrações induzidas, diminuição da resistência mecânica da rocha e desmonte cuidadoso.

ABSTRACT

The elaboration of blasting projects for tunnels and galleries was based until our days, largely, in the technical performer's personal experience. Using empiric beginnings, such as the analogy to similar situations and try and cut, it is defined a blasting plan, that is enhanced along its use. Through this procedure it is difficult the evaluation of the influence of parameters as: explosive type, cut type and damage to the excavation surrounding rock; on the blasting efficiency and the need of support.

In the last years, a great progress take place in the direction of a scientific focus to the blasting project. Studies have been developed driving to the use of numeric models that allow the engineer a better knowledge of the factors involved in blasting.

Thus, the present work discusses and presents examples for the theories that apply numeric models to the excavation project of tunnels and galleries. Through the use of these models it is possible the analysis of subjects as fragmentation of the rock, influence of the rock mass discontinuities, induced vibrations, decrease of the mechanical resistance of the rock and contour blasting.

"No pain, no gain"

Arnold Schwarzenegger

ÍNDICE GERAL

ÍNDICE GERAL

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABELAS

1.	INTRODUÇÃO	1
1.1.	Histórico	1
1.2.	Desmonte por explosivos em subterrâneo	6
1.3.	Objetivos do trabalho	7
1.4.	Metodologia de desenvolvimento do trabalho	8
2.	DESMONTE POR EXPLOSIVOS EM SUBTERRÂNEO	10
2.1.	Princípios gerais	10
2.2.	Elementos do desmonte por explosivos	11
2.2.1.	Técnicas de perfuração	11
2.2.1.1.	Perfuração manual	12
2.2.1.2.	Perfuração roto-percussiva	13
2.2.2.	Explosivos	15
2.2.2.1.	Preço do explosivo	16
2.2.2.2.	Diâmetro da carga	17
2.2.2.3.	Características da rocha	18
2.2.2.4.	Condições atmosféricas	19
2.2.2.5.	Presença de água	20
2.2.2.6.	Problemas às regiões próximas	20
2.2.2.7.	Produção de gases tóxicos	20
2.2.2.8.	Condições de segurança	21
2.2.2.9.	Atmosferas explosivas	21
2.2.2.10.	Problemas de abastecimento	22
2.3.	Sistemas de escavação	22
2.4.	Projeto de desmonte em túneis	24
2.5.	Tipos de pilões	27
2.5.1.	Pilões de furos paralelos	28
2.5.1.1.	Pilão em dupla espiral	29

2.5.1.2.	Pilão täby	29
2.5.1.3.	Pilões de três seções e de quatro seções	30
2.5.1.4.	Pilão coromant	31
2.5.1.5.	Pilão fagersta	32
2.5.1.6.	Pilão queimado	32
2.5.1.7.	Pilão "em cratera"	34
2.5.2.	Pilões de furos desviados	35
2.5.2.1.	Pilão em "v"	35
2.5.2.2.	Pilão em leque	36
2.5.2.3.	Pilão instantâneo	37
2.5.3.	Outros tipos de pilões	38
2.5.3.1.	Pilão em galerias com camada de carvão	38
2.5.3.2.	Pilão em galerias de minas de sal	39
2.6.	Considerações sobre planos de fogo	39
2.6.1.	Razão linear de carga do explosivo	40
2.6.2.	Afastamento dos furos	41
2.6.3.	Espaçamento dos furos	41
2.6.4.	Desvio de perfuração	41
2.6.5.	Seqüência de detonação	42
2.6.6.	Problemas com explosivos nos pilões	42
2.6.7.	Comparação entre explosivos	43
2.6.8.	Constante da rocha	45
2.6.9.	Fator de fixação	45
2.6.10.	Influência da estrutura do maciço rochoso no desmonte	46
3.	MODELAMENTO NUMÉRICO APLICADO AO DESMONTE POR EXPLOSIVOS EM SUBTERRÂNEO	48
3.1.	Introdução	48
3.2.	Sistemas especialistas aplicados ao projeto de planos de fogo	53
3.3.	Simulação de processos de desmonte em redes neurais	58
3.4.	Modelo bi-dimensional de geração de fraturas no desmonte	64
3.5.	Modelamento numérico das vibrações geradas no desmonte	69
3.5.1.	Modelamento das vibrações induzidas pelo desmonte	71
3.5.2.	Reprodutibilidade do espectro de vibração de um furo	72
3.5.3.	Superposição linear das formas de onda de furos individuais	72
3.5.4.	Função de superposição de ondas no domínio do tempo	73
3.6.	Desmonte cuidadoso e diminuição da resistência mecânica da rocha	

	pela ação do desmonte por explosivos	77
3.6.1.	Introdução	77
3.6.2.	Mecanismos responsáveis pela sobre-escavação	78
3.6.2.1.	Ruptura por sobre-trituração e fissuramento	78
3.6.2.2.	Ruptura por lascamento	78
3.6.2.3.	Abertura de gretas pela ação dos gases	80
3.6.3.	Teoria do desmonte de contorno	80
3.6.4.	Tipos de desmonte de contorno	81
3.6.4.1.	Desmonte de pré-corte	82
3.6.4.2.	Desmonte de recorte	82
3.6.4.3.	Desmonte amortecido	82
3.6.5.	Parâmetros que intervêm no desmonte de contorno	82
3.6.5.1.	Propriedades das rochas e dos maciços rochosos	82
3.6.5.2.	Propriedades do explosivo	85
3.6.5.3.	Explosivos utilizados em desmontes de contorno	86
3.6.5.3.1.	Cargas convencionais	86
3.6.5.3.2.	Cartuchos especiais	87
3.6.5.3.3.	Cordéis detonantes	87
3.6.5.3.4.	Misturas diluídas e de baixa densidade tipo anfo	87
3.6.5.4.	Precisão da perfuração	89
3.6.5.5.	Geometria do desmonte e seqüência da iniciação	89
3.6.5.5.1.	Diâmetro de perfuração	90
3.6.5.5.2.	Espaçamento	90
3.6.6.	Tendências no campo dos desmontes de contorno	92
3.6.7.	Modelo para avaliação da extensão da zona perturbada	92
4.	EXEMPLO DE APLICAÇÃO: SISTEMA ESPECIALISTA PARA O CÁLCULO DE PLANOS DE FOGO EM SUBTERRÂNEO	99
4.1.	Dimensionamento dos pilões	99
4.1.1.	Pilão de três seções	105
4.1.2.	Pilão de quatro seções	108
4.1.3.	Pilão em dupla espiral	110
4.1.4.	Pilão täby	114
4.2.	Parâmetros de controle	117
4.3.	Dimensionamento das regiões de alargamento	122
4.3.1.	Furos de levante	122
4.3.2.	Furos de alívio e alívio superior (furos de expansão)	124

4.3.3.	Furos de contorno	125
4.4.	Fatores de rendimento	125
4.6.	Programa computacional	128
4.6.1.	Operação do programa	129
4.6.2.	Verificação da eficiência do procedimento de cálculo	134
4.7.	Estudo de casos	144
4.7.1.	Mina subterrânea baltar	144
4.7.1.1.	Resultados	148
4.7.1.2.	Plano de fogo	148
4.7.2.	Túnel da usina hidrelétrica de miranda	157
4.7.2.1.	Resultados	159
4.7.1.1.	Plano de fogo	159
5.	EXEMPLO DE APLICAÇÃO: MODELOS NUMÉRICOS APLICADOS À AVALIAÇÃO DO RESULTADO DO DESMONTE EM SUBTERRÂNEO	168
5.1.	Introdução	168
5.2.	Modelamento numérico através do método dos elementos distintos	169
5.2.1	metodologia de cálculo	170
5.3.	Seqüência de trabalhos	172
5.4.	Modelo do maciço rochoso	173
5.4.1.	Tensões virgens no maciço rochoso	175
5.5.	Caso 1: escavação de galeria utilizando desmonte cuidadoso	178
5.5.1.	Deformações no maciço rochoso	179
5.5.2.	Redistribuição das tensões no maciço rochoso	179
5.6.	Caso 2: escavação de galeria utilizando modelo de geração de fraturas	182
5.6.1.	Deformações no maciço rochoso	185
5.6.2.	Redistribuição das tensões no maciço rochoso	187
5.7.	Caso 3: escavação de galeria utilizando modelo de perda de resistência do maciço rochoso	189
5.7.1.	Deformações no maciço rochoso	190
5.7.2.	Redistribuição das tensões no maciço rochoso	192
5.8.	Comentários finais	194
6.	CONCLUSÕES	196

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1	- Templo escavado em rocha na Índia	1
Figura 1.2	- Carreta de perfuração utilizada na escavação do túnel Mont Cenis	4
Figura 2.1	- Ações básicas na perfuração roto-percussiva	13
Figura 2.2	- Tipos de perfuratrizes e faixas de aplicação	15
Figura 2.3	- Quadro comparativo de preço de explosivos	16
Figura 2.4	- Seleção de explosivos em função de propriedades geomecânicas das rochas	19
Figura 2.5	- Avanço à seção plena	23
Figura 2.6	- Bancada vertical ou horizontal em túnel com avanço em etapas	23
Figura 2.7	- Avanço em etapas	24
Figura 2.8	- Formatos de seções de túneis	25
Figura 2.9	- Regiões da frente de desmonte	25
Figura 2.10	- Orientação dos furos de contorno	26
Figura 2.11	- Posicionamento do pilão no plano de fogo	27
Figura 2.12	- Diferentes tipos de pilhas formadas no desmonte	27
Figura 2.13	- Pilão em dupla espiral	29
Figura 2.14	- Pilão Tãbi	30
Figura 2.15	- Pilão de três seções	30
Figura 2.16	- Pilão de quatro seções	31
Figura 2.17	- Pilão Coromant	31
Figura 2.18	- Pilão Fagersta	32
Figura 2.19	- Exemplos de pilões queimados	33
Figura 2.20	- Plano de fogo com pilão Sarrois	33
Figura 2.21	- Pilão Sueco	34
Figura 2.22	- Pilão em cratera duplo usando furo central de 200 mm	35
Figura 2.23	- Desmonte com pilão em cunha	36
Figura 2.24	- Desmonte com pilão em leque para o piso	37
Figura 2.25	- Desmonte com pilão instantâneo piramidal	37
Figura 2.26	- Desmonte em galerias com camada de carvão	38
Figura 2.27	- Pilão de furos paralelos constituído por dois furos de grande diâmetro	39
Figura 2.28	- Pilão modificado para a diminuição da detonação por simpatia e dessensibilização dinâmica	43

Figura 2.29	- Correta alocação de esperas em relação às juntas dominantes	46
Figura 2.30	- Melhor alocação do pilão em relação às juntas dominantes	46
Figura 3.1	- Processo de fragmentação da rocha no desmonte	50
Figura 3.2	- Modelamento numérico de uma detonação	51
Figura 3.3	- Estrutura básica de um sistema especialista para modelamento de desmonte por explosivos	54
Figura 3.4	- Sistema especialista acoplado a modelo de otimização numérica	55
Figura 3.5	- Diagrama de blocos detalhado para sistema especialista aplicado ao desmonte	57
Figura 3.6	- Rede neural para predição do dano estrutural imposto pelo desmonte	60
Figura 3.7	- Rede neural para controle da produção de britador em função das variáveis do desmonte	62
Figura 3.8	- Rede neural para predição de níveis de vibração	63
Figura 3.9	- Gretas geradas em rocha homogênea com um diagrama quadrado de cargas	66
Figura 3.10	- Definição de um bloco pela fragmentação da rocha	67
Figura 3.11	- Gretas originadas ao redor de cada furo para um plano de fogo	68
Figura 3.12	- Ondas sísmicas geradas na detonação de uma carga explosiva	69
Figura 3.13	- Modelo esquemático para análise das vibrações produzidas pelo desmonte	71
Figura 3.14	- Comparação entre ondas sintetizadas através de modelos numéricos e medidas em campo	73
Figura 3.15	- Forma de onda sintética para a detonação de 10 furos	75
Figura 3.16	- Comparação entre onda sintetizada (- - -) e medida em campo (—) para a detonação de 15 furos	75
Figura 3.17	- Estado de tensões gerado pela superposição das ondas de choque	81
Figura 3.18	- Influência da atitude da estratificação sobre a qualidade do corte	84
Figura 3.19	- Alívio das tensões mediante a realização de uma escavação piloto	84
Figura 3.20	- Efeito do desacoplamento sobre a curva tensão-tempo	86
Figura 3.21	- Variação da pressão do furo em função da densidade do ANFO	88
Figura 3.22	- Fases de atuação de uma carga de acoplamento linear	92
Figura 3.23	- Acessórios de perfuração para criação de entalhe no furo	93

Figura 3.24	- Modelo geométrico para cálculo de velocidade de partícula	95
Figura 3.25	- Ábaco de velocidade de partícula para uma carga de 3 m de comprimento	97
Figura 3.26	- Fogo bem dimensionado, com coincidência das zonas de dano	97
Figura 4.1	- Detonação contra furo vazio	100
Figura 4.2	- Desvios de perfuração	101
Figura 4.3	- Detonação contra uma face limitada	102
Figura 4.4	- Esquema do pilão de três seções	105
Figura 4.5	- Seqüência de detonação do pilão de três seções	106
Figura 4.6	- Esquema do pilão de quatro seções	108
Figura 4.7	- Seqüência de detonação do pilão de quatro seções	109
Figura 4.8	- Esquema do pilão em dupla espiral	111
Figura 4.9	- Seqüência de detonação do pilão em dupla espiral	111
Figura 4.10	- Esquema do pilão Täby	114
Figura 4.11	- Seqüência de detonação do pilão Täby	115
Figura 4.12	- Pilão de três seções	118
Figura 4.13	- Pilão de quatro seções	118
Figura 4.14	- Pilão em dupla espiral	119
Figura 4.15	- Pilão Täby	119
Figura 4.16	- Posição dos furos de levante	123
Figura 4.17	- η_1 em função de l_f/l_e	126
Figura 4.18	- η_2 em função de ϕ_f/ϕ_c	127
Figura 4.19	- Fluxograma do programa Volador 2.0	133
Figura 4.20	- Consumo específico de explosivo em função da área da seção	134
Figura 4.21	- Perfuração específica em função da área da seção	135
Figura 4.22	- Número de furos por salva em função da área da seção	135
Figura 4.23	- Número de furos em função da área da seção	139
Figura 4.24	- Carga específica em função da área da seção	140
Figura 4.25	- Perfuração específica em função da área da seção	140
Figura 4.26	- Carga em função do diâmetro do furo central	141
Figura 4.27	- Perfuração em função do diâmetro do furo central	141
Figura 4.28	- Carga em função do diâmetro dos furos de mina	142
Figura 4.29	- Perfuração em função do diâmetro dos furos de mina	142
Figura 4.30	- Carga total em função da constante da rocha	143
Figura 4.31	- Perfuração total em função da constante da rocha	143
Figura 4.32	- Plano de fogo para calcário 1 (seção = $3,5 \times 3,5 \text{ m}^2$, $\phi = 4''$, $d = 1\frac{3}{4}''$)	146

Figura 4.33	- Plano de fogo para calcário 2 (seção = 3,5 x 3,5 m ² , ϕ = 4", d = 1 3/4")	147
Figura 4.34	- Plano de fogo para calcário 3 (seção = 6,5 x 6,5 m ² , ϕ = 4", d = 1 3/4")	147
Figura 4.35	- Plano de fogo do túnel de Miranda	158
Figura 5.1	- Estrutura do exemplo de aplicação	173
Figura 5.2	- Modelo do maciço rochoso	174
Figura 5.3	- Campo de tensões atuante no maciço rochoso	176
Figura 5.4	- Tensões verticais atuantes no maciço rochoso	177
Figura 5.5	- Galeria escavada utilizando desmonte cuidadoso	178
Figura 5.6	- Deformações em consequência da escavação da galeria	179
Figura 5.7	- Campo de tensões atuante no maciço rochoso após a escavação da galeria	180
Figura 5.8	- Campo de tensões atuante nas proximidades da galeria	180
Figura 5.9	- Tensões verticais atuantes no maciço rochoso após a escavação da galeria	181
Figura 5.10	- Galeria escavada utilizando modelo de geração de fraturas	184
Figura 5.11	- Vista em detalhe da galeria	185
Figura 5.12	- Deformações em consequência da escavação da galeria	186
Figura 5.13	- Deformações na direção vertical em consequência da escavação da galeria	186
Figura 5.14	- Tensões verticais atuantes no maciço rochoso após a escavação da galeria	187
Figura 5.15	- Tensões verticais atuantes nas proximidades da galeria	188
Figura 5.16	- Campo de tensões atuante nas proximidades da galeria com indicação de zonas tracionadas	188
Figura 5.17	- Galeria escavada utilizando modelo de perda de resistência do maciço	190
Figura 5.18	- Deformações em consequência da escavação da galeria	191
Figura 5.19	- Deformações na direção vertical em consequência da escavação da galeria	191
Figura 5.20	- Deformações na direção horizontal em consequência da escavação da galeria	192
Figura 5.21	- Tensões verticais atuantes no maciço rochoso após a escavação da galeria	193
Figura 5.22	- Tensões verticais atuantes nas proximidades da galeria	193

Figura 5.23 - Campo de tensões atuante nas proximidades da galeria com indicação de zonas tracionadas e zonas plastificadas

ÍNDICE DE TABELAS

Tabela 2.1	- Diâmetros para perfuração em subterrâneo	14
Tabela 2.2	- Força-peso para alguns explosivos	44
Tabela 3.1	- Programas computacionais aplicados ao desmonte por explosivos	52
Tabela 3.2	- Velocidade de partícula crítica	80
Tabela 4.1	- H como função do pilão e de ϕ	117
Tabela 4.2	- Valores típicos para densidade e velocidade de propagação de ondas sísmicas	126
Tabela 4.3	- Valores-padrão para a bateria de testes	136
Tabela 4.4	- Cálculo das áreas da seção da galeria	137
Tabela 4.5	- Valores da segunda bateria de testes	137
Tabela 4.6	- Valores da terceira bateria de testes	137
Tabela 4.7	- Resultados da primeira bateria de testes	138
Tabela 4.8	- Resultados da segunda bateria de testes	138
Tabela 4.9	- Resultados da terceira bateria de testes	139
Tabela 4.10	- Dados gerais do esquema de desmonte do túnel de Miranda	157

1. INTRODUÇÃO

1.1. HISTÓRICO

Os primeiros passos na arte da escavação de túneis foram dados em tempos pré-históricos, por homens primitivos que procuravam ampliar suas cavernas. Posteriormente, As grandes civilizações da antiguidade desenvolveram seus próprios métodos de escavação de túneis (GIES, 1995; PURSELL, 1995; HENNIES, 1996). Na Babilônia os túneis foram principalmente utilizados na irrigação. Entre 2180 e 2160 a. C. uma passagem para pedestres com 900 m de extensão foi construída sob o rio Eufrates, conectando o palácio real a um templo; sua construção foi executada através do desvio do rio durante a estação seca. Os egípcios desenvolveram técnicas para o corte de rochas brandas com serras de cobre e perfuratrizes de junco, em ambos utilizando material abrasivo. Esta técnica foi provavelmente utilizada primeiramente para o corte de blocos de rocha e posteriormente para a escavação de templos no interior de maciços rochosos. O templo de Abu Simbel, por exemplo, foi escavado em arenito em 1250 a. C. por Ramses II (na década de 1960 este templo foi totalmente transportado para uma região mais alta, antes da construção da represa de Aswan). Templos ainda mais elaborados foram posteriormente escavados em rocha na Etiópia e na Índia (SHARMA e BHANDARI, 1989).

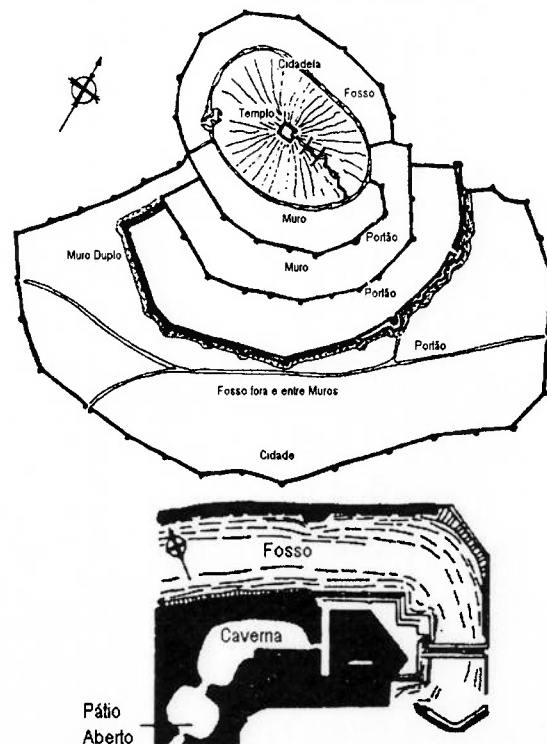


Figura 1.1 - Templo escavado em rocha na Índia

Gregos e romanos também utilizaram túneis na recuperação de pântanos através da drenagem, e no transporte de água em aquedutos; tal como o túnel para água do século VI a. C. na ilha de Samos, escavado por cerca de 1.000 m em calcário com uma seção de 0,6 m². O maior túnel da antiguidade é o túnel de Pausilippo, entre Nápoles e Pozzuoli, com 1.500 m de extensão, 7,5 m de largura e 9 m de altura, executado em 36 a. C..

Com o tempo, métodos para o alinhamento dos túneis (utilizando fios retesados e prumos) foram introduzidos, e estes passaram a ser escavados a partir de uma sucessão de poços que promoviam sua ventilação. Para evitar a necessidade da aplicação de revestimentos, muitos túneis antigos eram escavados em rocha de boa competência, que era fragmentada com auxílio do fogo, através do aquecimento da rocha e seu súbito resfriamento com água. Os métodos de ventilação empregados eram ainda primitivos, freqüentemente limitados ao uso de grandes abanadeiras na embocadura dos poços; ainda assim, milhares de escravos usados como trabalhadores, morreram durante a escavação de muitos túnel. Em 41 d. C. os romanos usaram cerca de 30.000 homens, para em 10 anos escavar um túnel de 6 km para a drenagem de Lacus Fucinus; os trabalhos foram realizados a partir de poços espaçados de 35 m com 120 m de profundidade.

Na Idade Média, a limitação do uso de túneis a propósitos militares e de mineração, não contribuiu para a introdução de grandes avanços tecnológicos. O maior impulso se deu com o aumento das necessidades de transporte na Europa no século XVII. O primeiro de muitos túneis-canais foi o Canal du Midi, também conhecido como Languedoc, na França; construído entre 1666 e 1681 por Pierre Riquet como parte do primeiro canal ligando o Atlântico e o Mediterrâneo. Com uma extensão de 155 m e seção de 7 por 8 m, envolveu o que foi provavelmente o primeiro emprego em larga escala de explosivos na escavação de túneis em rocha; onde pólvora era carregada em furos abertos por perfuração manual. Um notável canal construído na Inglaterra foi o túnel Bridgewater, escavado em 1761 por James Brindley para transportar carvão para Manchester a partir da Mina Worsley. Muitos outros canais foram escavados na Europa e América do Norte no século XVIII e início do século XIX. Embora os canais tenham caído em desuso com a introdução das estradas de ferro em 1830, a nova forma de transporte produziu um imenso incremento na demanda pela escavação de túneis, que prosseguiu pelos seguintes 100 anos, enquanto as estradas de ferro se expandiam pelo mundo.

Técnicas pioneiras de escavação de túneis se desenvolveram na Inglaterra. O túnel Woodhead, com 5,6 km de extensão, da estrada de ferro Manchester-Sheffield, foi escavado entre 1839 e 1845, a partir de cinco poços com 180 m de profundidade. Nos

Estados Unidos, o primeiro túnel ferroviário, da estrada de ferro Allegheny Portage, teve 214 m de extensão. Construído entre 1831 e 1833, foi uma combinação dos sistemas de canal e estrada de ferro, transportando barcaças sob uma elevação. Um projeto de 1855, para uma ligação entre Boston e o Rio Hudson optou inicialmente por um túnel-canal passando sob as montanhas Berkshire; quando o túnel Hoosac foi iniciado, as estradas de ferro já constituíam uma opção atrativa, e os planos foram mudados para um túnel de duas vias, com seção de 7,3 por 6,7 m e 7,2 km de extensão. Estimativas iniciais previam sua execução para 3 anos; 21 foram na verdade necessários, em parte em razão da constatação da alta resistência da rocha à perfuração manual ou às primitivas perfuratrizes motorizadas. Quando o estado de Massachusetts finalmente assumiu o projeto, sua construção foi levada à cabo a um custo de aproximadamente 5 vezes o custo originalmente estimado. Apesar das frustrações, o projeto do Hoosac contribuiu para notáveis avanços na técnica da escavação de túneis, incluindo o uso pioneiro da dinamite, o primeiro uso de detonadores elétricos, e a introdução de perfuratrizes motorizadas, inicialmente a vapor e posteriormente a ar, a partir das quais teve grande impulso o desenvolvimento da indústria do ar comprimido.

Simultaneamente, foi iniciada a escavação de grandes túneis ferroviários nos Alpes. O primeiro destes, o túnel Mont Cenis, também conhecido como Fréjus, tomou 14 anos (1857-1871) na escavação de seus 13,7 km. Seu engenheiro, Germain Sommeiller, introduziu muitas técnicas inovadoras, incluindo carretas de perfuração montadas sobre trilhos, compressores hidráulicos e acampamentos completos para trabalhadores, com dormitórios, moradia para famílias, escolas, hospitais, área de recreação e oficina de manutenção. Sommeiller também projetou perfuratrizes pneumáticas que tornaram possível a escavação do túnel à uma razão de 4,5 m por dia, e foram utilizadas em outros túneis europeus até a substituição pelas perfuratrizes mais duráveis desenvolvidas nos Estados Unidos por Simon Ingersoll e outros no túnel Hoosac. Em virtude da escavação do túnel a partir de duas embocaduras separadas por 12 km de terreno montanhoso, técnicas especiais de alinhamento tiveram de ser desenvolvidas. A ventilação se tornou um dos principais problemas, tendo sua solução através da insuflação de ar por ventiladores acionados por água, utilizando um duto de exaustão no topo do túnel. Mont Cenis foi logo seguido por outros notáveis túneis ferroviários alpinos: o St. Gotthard com 14,5 km, escavado entre 1872 e 1882, introduzindo o uso de locomotivas acionadas a ar comprimido, mas tendo sofrido grandes problemas com infiltração de água, baixa resistência mecânica das rochas e problemas financeiros de empreiteiras; o túnel Simplon com 19,3 km de extensão, escavado entre 1898 e 1906; e o túnel Lötschberg, escavado entre 1906 e 1911, em uma continuação ao norte da linha ferroviária do Simplon.

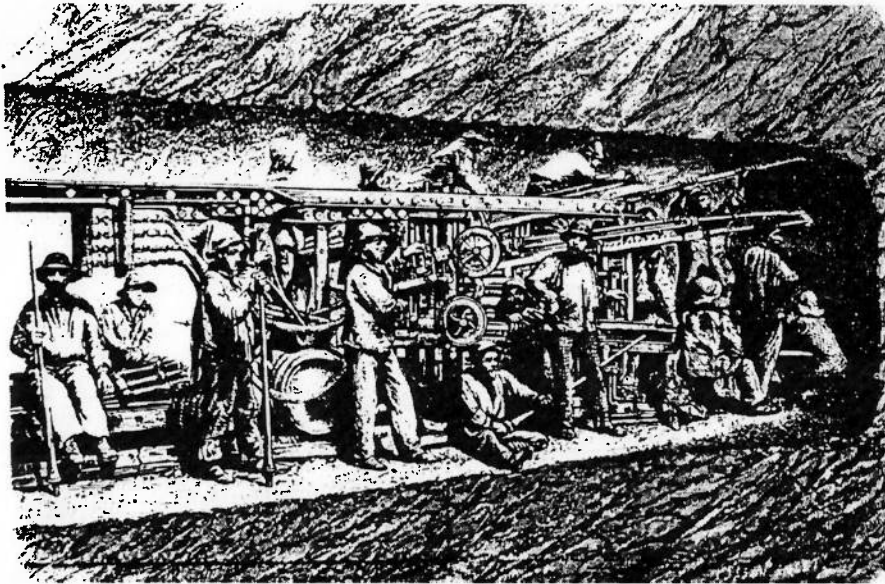


Figura 1.2 - Carreta de perfuração utilizada na escavação do túnel Mont Cenis

A aproximadamente 2.100 m abaixo da crista da região montanhosa, o túnel Simplon encontrou grandes problemas, ocorrendo rupturas explosivas da rocha submetida a altas tensões, a partir das paredes do túnel, fenômeno conhecido como “rock burst”; foi utilizado um revestimento de alvenaria com 3 m de espessura para oferecer resistência à expansão em certas áreas mais críticas.

Lötschberg foi local de um grande desastre em 1908, quando passando sob o vale do rio Kander, uma ruptura e um súbito influxo de água, cascalho e fragmentos de rocha encheu o túnel por uma extensão de 1.300 m, soterrando toda uma equipe de 25 trabalhadores. Ainda que a pesquisa geológica tenha predito que o túnel deveria cruzar rocha sólida, investigações subseqüentes mostraram que a camada de rocha encontrava-se a uma profundidade de 290 m. Sendo escavado a profundidade de 180 m, quando o túnel interceptou o colúvio do rio Kander, o solo de cobertura do vale escoou para dentro do túnel, criando uma imensa depressão na superfície. Após esta lição a respeito da necessidade investigações geológicas mais cuidadosas, o túnel foi reorientado para cerca de 1,6 km rio acima, onde com sucesso, cruzou o vale do Kander em rocha sã.

Vários túneis de longa distância encontraram problemas com influxo de água. Um dos casos mais notórios foi o primeiro grande túnel japonês, o Tanna; escavado através do pico Takiji na década de 1920. Engenheiros e trabalhadores tiveram de enfrentar uma longa sucessão de grandes influxos, no primeiro morreram 16 homens e 17 foram soterrados, sendo salvos após 7 dias de escavação através dos escombros. Três anos depois, outro grande influxo afogou muitos trabalhadores. Ao final, os engenheiros japoneses adotaram

o expediente de escavar um túnel de drenagem paralelo, ao longo de todo o comprimento do túnel principal. Adicionalmente, recorreram à utilização do sistema de couraça com selagem via ar comprimido, técnica quase desconhecida na escavação de túneis em regiões montanhosas.

A escavação de túneis sob rios foi considerada impossível até que as couraças de proteção fossem desenvolvidas na Inglaterra por Marc Brunel, um engenheiro imigrante francês. O primeiro uso da couraça por Brunel e seu irmão Isambard, se deu em 1825 no túnel Wapping-Rotherhithe através de solo argiloso sob o rio Tâmisa. O túnel possuía seção em pata de cavalo com 6,8 por 11,4 m, utilizando revestimento de alvenaria. Após muitas inundações ao atingir-se bolsões de areia, uma interrupção de 7 anos em virtude do refinanciamento da obra e a construção de uma segunda couraça, os Brunel levaram a cabo a conclusão do primeiro túnel realmente subaquático do mundo em 1841; 9 anos de trabalho para a escavação de um túnel de 366 m de extensão. Em 1869 utilizando uma couraça circular com diâmetro 2,4 m e revestimento a partir de segmentos de ferro fundido, Peter W. Barlow e seu engenheiro de campo James Henry Greathead, escavaram um segundo túnel sob o rio Tâmisa em apenas um ano, para uma passagem de pedestres a partir de Tower Hill. Em 1874, Greathead tornou prática a técnica de escavação subaquática através de refinamentos e mecanização da couraça de Brunel-Barlow, além de utilizar ar comprimido dentro do túnel para contrabalançar a pressão externa da água.

Em nossos dias, a escavação de túneis e galerias tem atingido status de ciência tanto na engenharia de construção subterrânea quanto na mineração. O crescimento da concentração populacional em áreas urbanas, trás consigo um aumento na demanda por túneis para transporte público, condutos de água, além de esgotos e vias para cabos elétricos e de comunicação. Na mineração subterrânea, a porcentagem de rocha escavada em túneis, somente durante o desenvolvimento de novas áreas de lavra em minas, pode atingir cerca de 25 % do total de rocha a ser desmontada. O volume de rocha escavado em uma base contínua durante a vida de uma mina subterrânea, para aberturas de transporte, ventilação e exploração é também uma porção considerável do volume de rocha escavada. Dessa forma o planejamento e a escavação de galerias correspondem a gastos significativos no balanço total da mina.

O contínuo aumento na mecanização na mineração e na construção subterrânea tem possibilitado a escavação de túneis com seções cada vez maiores. Com a introdução de perfuratrizes automatizadas, o trabalho duro com perfuratrizes manuais tem se tornado coisa do passado, e melhores ambientes de trabalho tem sido gerados. Métodos mais

racionais para posicionamento dos furos e direcionamento das hastes de perfuração estão sendo desenvolvidos, e o risco de acidentes tem diminuído bastante.

1.2. DESMONTE POR EXPLOSIVOS EM SUBTERRÂNEO

A origem das misturas explosivas está oculta no desenvolvimento da arte da pirotecnia na China, a aproximadamente 2000 anos. A partir desta arte desenvolveu-se o conceito da utilização da pólvora (mistura de enxofre, carvão vegetal e nitrato de potássio ou sódio) como um agente de desmonte não apenas para usos militares mas também na mineração. Até o início do século XIX a detonação de pólvora era uma operação perigosa, uma trilha de pólvora era deixada a partir do furo de mina até uma distância considerada como segura; após o início da queima desta trilha, o trabalhador devia correr tão rápido quanto possível. O risco associado ao uso deste método cruel foi vencido quando da introdução dos pavios de segurança. Surgiram posteriormente várias versões deste pavio de segurança tornando-o à prova d'água, etc (GIES, 1995; PURSELL, 1995; HENNIES, 1996).

Os explosivos também sofreram grandes mudanças a partir dos baixos explosivos até o desenvolvimento dos altos explosivos como o ANFO e os baseados na nitroglicerina. O sistema de iniciação também mudou do pavio de segurança para a detonação elétrica. Estas mudanças contribuíram para a obtenção de altas velocidades de detonação, além do desprendimento de maior energia. A introdução dos elementos de retardo nos sistemas de detonação elétrica e não-elétrica associados a cordéis detonantes, modificou todo o quadro da operação de desmonte. A facilidade e segurança de manipulação que se tornou possível com estes acessórios formulou o conceito moderno da técnica controlada de desmonte.

O desmonte por explosivos é uma das mais difíceis operações de se quantificar na mineração subterrânea. A complexidade do projeto de um plano de fogo reside na diversidade dos parâmetros e sua intrincada interação, alguns destes fatores são destacados a seguir (SMITH e HAUTALA, 1990):

Geometria: Altura da galeria
Largura da galeria
Tipo de pilão
Diâmetro dos furos
Número de furos

- Perfuração: Tipo de perfuratriz
Pressão de perfuração
Mobilidade da perfuratriz
Diâmetro das coroas
Velocidade de perfuração
Eficiência da limpeza
- Fogo: Tipo de explosivo (velocidade, energia, densidade, etc.)
Iniciação
Retardos
Seqüência de detonação
- Geologia: Tipo de rocha
Resistência da rocha
Elasticidade da rocha
Fraturamento e acamamento
Presença de água
- Produção: Tipo de equipamento de carga
Produção requerida
Amostragem para controle do minério
- Problemas: Proximidade de edificações
Choque sísmico
Desmante secundário
Geração de gases tóxicos
Instabilização de tetos e paredes

A escolha dos parâmetros mais significativos ao estudo de um particular projeto é complicada, ainda mais, quando se almeja a otimização do sistema como um todo; buscando-se um desmante livre de problemas e que resulte em fragmentação aceitável. O objetivo final da otimização deverá ser a minimização dos custos de todas as operações unitárias relacionadas, bem como dos problemas diretamente associados ao desmante.

1.3. OBJETIVOS DO TRABALHO

A elaboração de projetos de desmante para a abertura de túneis e galerias tem se baseado até os nossos dias, em grande parte, na experiência pessoal do técnico executante. Utilizando princípios empíricos, tais como a analogia a situações semelhantes e a tentativa e erro, define-se um plano de fogo inicial, que vai sendo aprimorado ao longo de sua

utilização. Através deste procedimento torna-se difícil a avaliação da influência de parâmetros como: tipo de explosivo, tipo de pilão e dano imposto à rocha circundante à escavação; sobre o rendimento do desmonte e a necessidade de aplicação de suporte.

Nos últimos anos, tem-se observado um grande progresso na direção de um enfoque científico ao projeto de desmonte. Estudos tem sido desenvolvidos conduzindo à utilização de modelos numéricos que tem permitido ao engenheiro um melhor conhecimento dos fatores envolvidos no desmonte.

Desta forma, o presente trabalho visa a discussão de teorias que aplicam modelos numéricos ao projeto de escavação por explosivos de túneis e galerias. Através da aplicação destes modelos fica possível a análise de questões como fragmentação da rocha, influência do fraturamento do maciço rochoso, vibrações induzidas, diminuição da resistência mecânica da rocha e desmonte cuidadoso.

A partir da discussão destes temas esperamos fornecer algumas ferramentas para uma melhor compreensão dos complexos fenômenos envolvidos no desmonte por explosivos, possibilitando o dimensionamento e o controle de planos de fogo visando a obtenção de:

- Menores custos de perfuração.
- Menores custos com explosivo.
- Melhor fragmentação da rocha.
- Melhor condição da rocha remanescente.

1.4. METODOLOGIA DE DESENVOLVIMENTO DO TRABALHO

O trabalho, em uma descrição sintética, será desenvolvido segundo a seqüência exposta a seguir:

1. Discussão dos princípios gerais que regem o desmonte através de explosivos em subterrâneo, tais como: técnicas de perfuração, critérios de seleção de explosivos e elementos do projeto de planos de fogo.
2. Discussão da aplicação de técnicas numéricas ao modelamento do processo de escavação por explosivos em subterrâneo.

3. Desenvolvimento de aplicações:

- Implementação em programa computacional de sistema especialista para o cálculo de planos de fogo em subterrâneo, permitindo que sejam feitas análises técnico-econômicas, auxiliando na seleção da melhor alternativa de desmonte a ser empregada
- Aplicação de modelos numéricos à análise de aspectos relacionados ao desmonte em subterrâneo, como: influência do fraturamento do maciço rochoso sobre o resultado do desmonte, fragmentação da rocha e diminuição da resistência mecânica da rocha no entorno da escavação; possibilitando a análise das condições de estabilidade do túnel ou galeria em função da metodologia de desmonte empregada.

2. DESMONTE POR EXPLOSIVOS EM SUBTERRÂNEO

2.1. PRINCÍPIOS GERAIS

Em nossos dias, o aproveitamento do subsolo, tanto em obras civis como na mineração, tem exigido a escavação de túneis e galerias em escala crescente. A escavação mecanizada com mineradores contínuos e máquinas de escavação de túneis a plena seção tem experimentado um grande avanço, permitindo a escavação de rochas de alta resistência (até 140 MPa). Neste tipo de rochas, são os últimos equipamentos os que possuem um maior campo de aplicação, oferecendo algumas vantagens como: escavação sem danos à rocha ao redor do túnel, superfície de corte regular reduzindo as necessidades de suporte e/ou revestimento definitivo, menor necessidade de pessoal, etc (GUSTAFSSON, 1981; LANGEFORS e KIHLLSTROM, 1987; LLERA, URBINA, JIMENO e JIMENO, 1987).

Porém, a escavação através de explosivos segue ainda sendo largamente aplicada, pois a escavação a plena seção apresenta certos inconvenientes:

- Rigidez na forma construtiva (apenas seções circulares).
- Terrenos atravessados não devem apresentar grandes variações geológicas.
- Curvas devem ter raio superior a 300 m.
- Grande preparação para a escavação inicial.
- Utilização de pessoal bastante especializado.

A escavação através de perfuração e desmorte por explosivos contorna em grande parte estes inconvenientes, pois mesmo túneis de grande seção podem ser escavados, quando subdivididos em fases, através da utilização de galerias de avanço, galerias de alargamento lateral e/ou uso de bancadas; além disso dispõe-se atualmente de jumbos de perfuração que atingem áreas de cobertura com grandes dimensões e variadas formas. Também, a rocha remanescente pode permanecer em bom estado quando é executado desmorte de contorno aplicando as técnicas de recorte e pré-corte. E ainda, o sistema se adapta melhor à variações litológicas nos terrenos atravessados e a taxa de utilização das máquinas pode ser mais alta.

A escavação de galerias é uma das atividades mais importantes na mineração subterrânea. É constituída de várias operações unitárias interdependentes, que devem ter seu conjunto otimizado, pois é responsável por uma parcela grande do custo de lavra total da mina.

O desmorte por explosivos de túneis e galerias em rocha possui características particulares que tornam sua realização mais complicada que os desmontes a céu aberto. Não existe face livre pela qual a rocha fragmentada possa escoar, salvo a própria frente da galeria; assim, em razão do alto grau de confinamento se faz necessária a utilização de grandes concentrações de carga. Também atuam a gravidade, influenciando a favor ou contra o desmorte, dependendo do sentido de arranque do material; além de problemas de ventilação e segurança que impõem a tomada de cuidados especiais.

O ciclo básico de escavação se compõe das seguintes operações:

- Perfuração dos furos de mina.
- Carregamento do explosivo.
- Detonação das cargas explosivas.
- Exaustão dos gases e ventilação.
- Saneamento do teto e paredes.
- Carregamento e transporte do material fragmentado.
- Aplicação de suporte.

Nos itens seguintes faremos uma breve revisão de técnicas empregadas na escavação por explosivos de túneis e galerias.

2.2. ELEMENTOS DO DESMONTE POR EXPLOSIVOS

2.2.1. TÉCNICAS DE PERFURAÇÃO

A perfuração dentro do método convencional de desmorte por explosivos é a primeira operação unitária a ser realizada e tem como objetivo produzir orifícios, com distribuição e geometria adequada dentro do maciço rochoso, onde serão alojadas as cargas de explosivo e seus acessórios iniciadores (GUSTAFSSON, 1981; LANGEFORS e KIHLLSTROM, 1987; LLERA, URBINA, JIMENO e JIMENO, 1987; HODGINS, 1994; NAVALKAR, 1994).

De modo bastante amplo, os sistemas de perfuração de rocha podem ser classificados segundo a fonte de energia utilizada na fragmentação da rocha:

Mecânicos: Percussão

Rotação

Corte

Térmicos: Lança térmica

Plasma

Fluído quente

Congelamento

Hidráulicos: Jato de água

Erosão

Cavitação

Sônicos: Vibração de alta frequência

Químicos: Micro-desmorte

Dissolução

Elétricos: Arco elétrico

Indução magnética

Raio laser

Apesar da enorme variedade de sistemas de penetração na rocha disponíveis; em mineração e em obras civis, a perfuração é realizada utilizando o sistema convencional mecânico. Os principais componentes de um sistema de perfuração deste tipo são: a perfuratriz, fonte da energia mecânica; a haste de perfuração, meio de transmissão dessa energia; a broca, elemento que transfere à rocha a energia mecânica e o fluído de perfuração que efetua a limpeza, a retirada dos detritos produzidos e o resfriamento da ponta perfurante.

2.2.1.1. PERFURAÇÃO MANUAL

No passado a perfuração era feita através do impacto de uma cunha sobre a rocha, impulsionada por um martelo manual; por meio deste impacto um entalhe era produzido. A cunha era então rotacionada em um ângulo de 90°, de modo que um novo entalhe fosse gerado, sob novo impacto do martelo. Através da contínua repetição deste processo o furo era produzido (destaque-se que este método é ainda hoje utilizado em cantaria artesanal).

2.2.1.2. PERFURAÇÃO ROTO-PERCUSSIVA

A perfuração roto-percussiva é o sistema mais clássico para a realização dos furos de mina, e nada mais é do que a mecanização do método manual de perfuração descrito anteriormente. As primeiras máquinas protótipos de Singer (1838) e Couch (1848) utilizavam vapor para seu acionamento, mas foi com a aplicação posterior do ar comprimido como fonte de energia, na execução do túnel de Mont Cenis em 1861, quando este sistema evoluiu e passou a ser usado de forma extensiva. Este fato associado ao desenvolvimento da dinamite se constituiu no passo decisivo para o vertiginoso desenvolvimento do desmonte de rochas na mineração e nas obras civis a partir do final do século passado.

O princípio de funcionamento destes equipamentos se baseia no impacto de um pistão metálico, impulsionado por um sistema de força que pode ter acionamento pneumático ou hidráulico, sobre um utensílio que por sua vez transmite a energia ao fundo do furo por meio da broca. O movimento de rotação da broca de perfuração faz com que os impactos se produzam sobre a rocha em posições, à cada giro, distintas. Além destas ações também atuam a força de avanço que mantém em contato a broca de perfuração e a rocha, e o fluido de perfuração que permite a remoção dos fragmentos de rocha do fundo do furo.

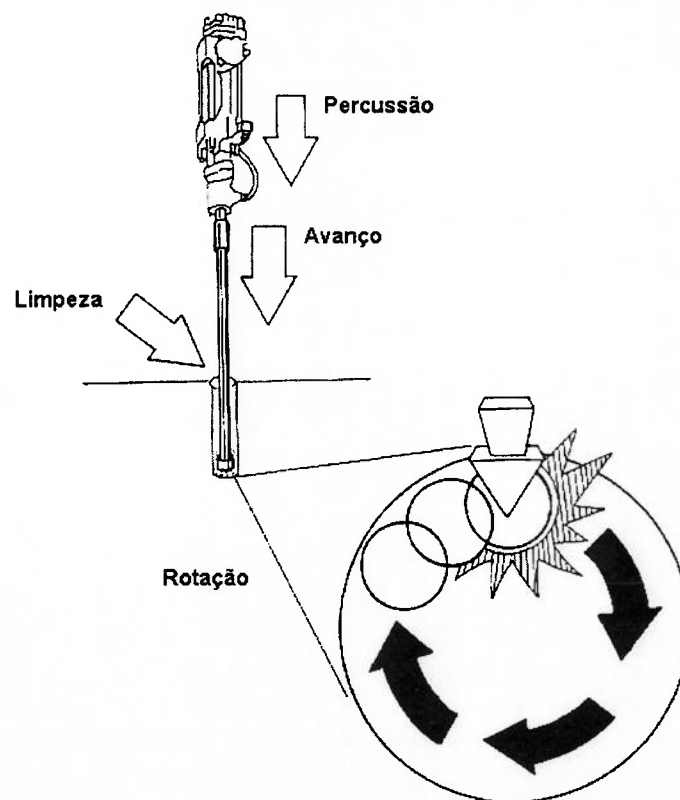


Figura 2.1 - Ações básicas na perfuração roto-percussiva

Os equipamentos roto-percussivos se classificam em dois grandes grupos, segundo a posição onde é colocado o martelo:

Martelo de Topo: nestas perfuratrizes, as duas ações básicas, rotação e percussão, se processam fora do furo, transmitindo-se através da coluna até a boca de perfuração. Os martelos podem ter acionamento pneumático ou hidráulico.

Martelo de Fundo: a percussão se realiza diretamente sobre a boca de perfuração, enquanto que a rotação se efetua no exterior do furo. O acionamento do pistão é feito pneumaticamente e a rotação pode ser pneumática ou hidráulica.

As gamas de diâmetro mais comuns para a aplicação destes dois tipos de equipamentos são:

Tipo de Perfuratriz	Diâmetro de Perfuração (mm)
Martelo de Cabeça	38 - 65
Martelo de Fundo	100 - 165

Tabela 2.1 - Diâmetros para perfuração em subterrâneo

As principais vantagens apresentadas pela perfuração roto-percussiva são:

- Aplicabilidade a todos os tipos de rocha, desde brandas a duras.
- Ampla gama de diâmetros de perfuração.
- Versatilidade dos equipamentos, pois se adaptam bem a diferentes tipos de trabalhos e possuem grande mobilidade.
- Facilidade de manutenção.

Na figura que segue apresentamos as faixas de aplicação da perfuração roto-percussiva, bem como de outros sistemas de perfuração.

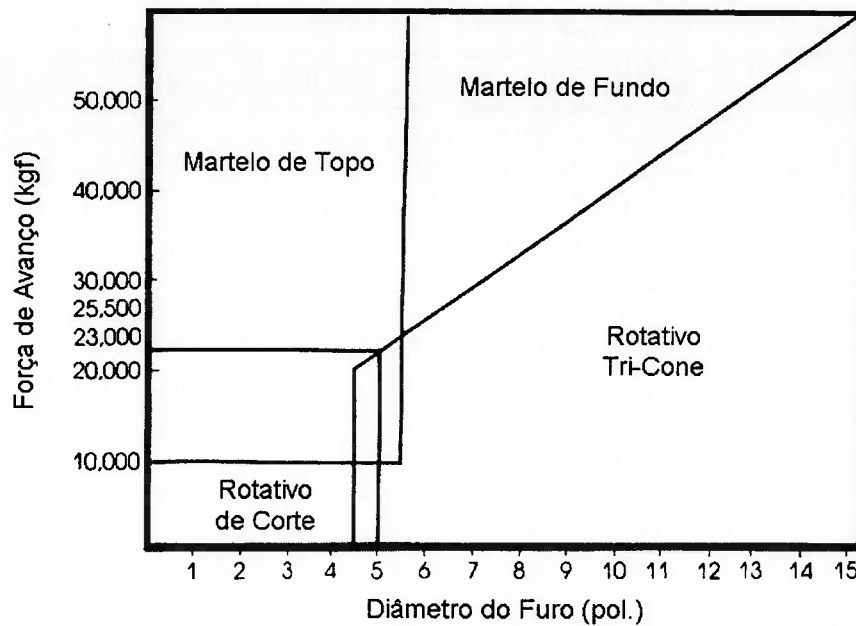


Figura 2.2 - Tipos de perfuratrizes e faixas de aplicação

2.2.2. EXPLOSIVOS

A função do explosivo no desmorte de rocha é a de dispor energia concentrada, em local apropriado e em quantidade suficiente, de forma que liberada de um modo controlado, em tempo e espaço, possa provocar o fraturamento do material rochoso. Este processo de liberação de energia é chamado de "explosão"; repentina expansão dos gases a um volume muito maior que o inicial, acompanhada de ruídos e efeitos mecânicos violentos (LLERA, URBINA, JIMENO e JIMENO, 1987; SHVEDOV, 1990; DICK, D'ANDREA e FLETCHER, 1993a; DICK, D'ANDREA e FLETCHER, 1993b; HAGAN e CAMERON, 1994).

As explosões podem ter diversas naturezas: mecânicas, elétricas, nucleares e químicas. Estas últimas são as de maior interesse para os trabalhos de desmorte de rocha. Os explosivos comerciais não são outra coisa que uma mescla de substâncias, umas combustíveis e outras oxidantes, que, devidamente iniciadas, dão lugar a uma reação exotérmica muito rápida que gera uma série de produtos gasosos a altas temperaturas, quimicamente mais estáveis, e que ocupam um maior volume.

A escolha do tipo de explosivo mais adequado a uma certa operação é uma etapa importante no projeto de um desmorte, e desta dependem os resultados a serem obtidos. As principais questões a serem analisadas na seleção do explosivo são: preço do explosivo, diâmetro da carga, características da rocha, condições atmosféricas, presença de água,

problemas às regiões próximas, produção de gases tóxicos, condições de segurança, atmosferas explosivas e problemas de abastecimento.

Estas questões serão analisadas nos itens seguintes.

2.2.2.1. PREÇO DO EXPLOSIVO

O custo de explosivo é um critério de seleção muito importante. Em princípio, deve-se escolher o explosivo mais barato, capaz de realizar a tarefa em foco.

Preços comparativos por unidade de peso, tomando-se como referência o nitrato de amônio são indicados na figura que segue (LLERA, URBINA, JIMENO e JIMENO, 1987). Deve-se notar que estes preços representam faixas médias de valores referenciados em bibliografia.

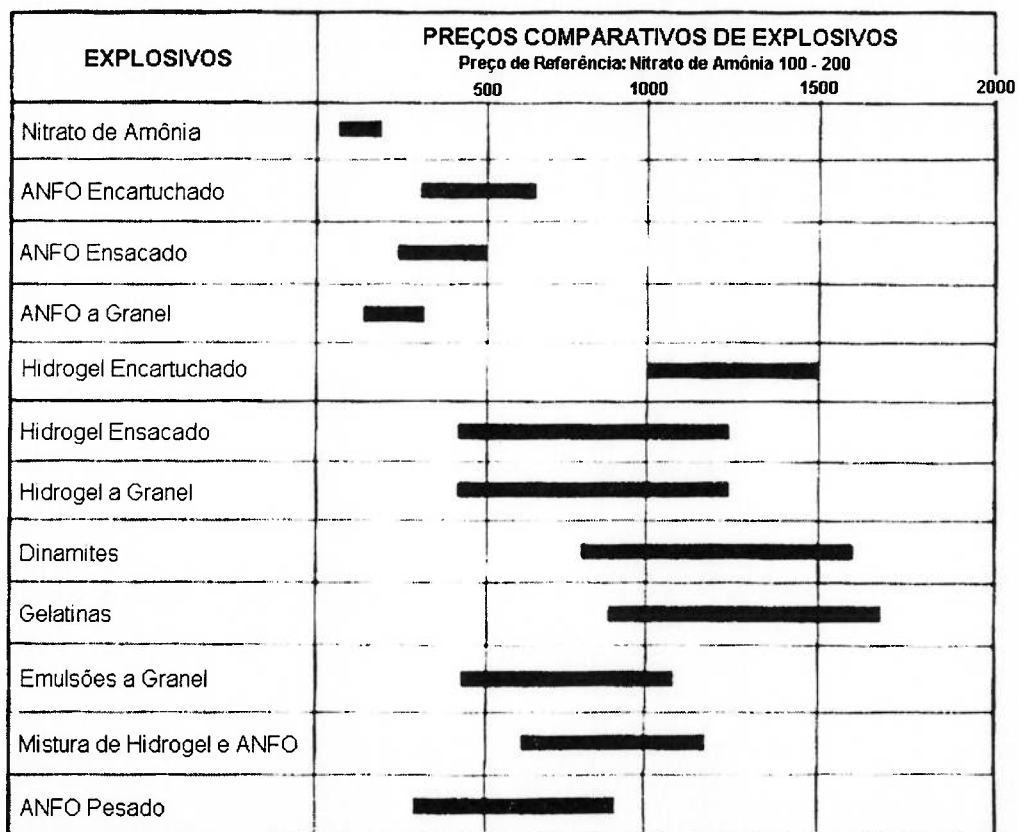


Figura 2.3 - Quadro comparativo de preço de explosivos

Observa-se que o explosivo mais barato é o ANFO, cujo consumo pode atingir de 50 a 80% do total dos explosivos utilizados, segundo cada país. Outros atrativos deste agente

explosivo são: segurança; facilidade de armazenamento, transporte e manipulação; bem como a possibilidade de carregamento a granel. Mas, apesar de seu baixo preço, o ANFO apresenta alguns inconvenientes, como sua baixa resistência à água e sua baixa densidade.

Ao se tratar de preço de explosivos, é mais conveniente sua expressão em termos de unidade de energia disponível (\$/kcal) do que unidade de massa (\$/kg), pois o resultado dos desmontes depende diretamente da energia destinada à fragmentação e expulsão da rocha.

O objetivo básico de um desmonte é realizar a fragmentação da rocha a um custo mínimo, mas quando se trabalha com rochas duras, a perfuração se torna uma operação muito onerosa, assim pode ser compensador a utilização de explosivos mais caros, porém mais potentes; ou cargas seletivas, formadas por um explosivo denso e de alta energia no fundo e outro menos denso e de energia média na coluna, em furos de menor diâmetro; barateando o custo de perfuração. Assim, do ponto de vista econômico, o melhor explosivo não é sempre o mais barato, mas sim aquele com o qual se consegue o menor custo de desmonte.

2.2.2.2. DIÂMETRO DA CARGA

Quando são utilizados explosivos cuja velocidade de detonação tem uma dependência muito acentuada em relação ao diâmetro do furo, como é o caso do ANFO, certas precauções devem ser tomadas:

- Para furos de mina com diâmetro inferior a 50 mm, é preferível, apesar do maior preço, empregar-se hidrogéis ou dinamites encartuchadas.
- Entre 50 e 100 mm, o ANFO é adequado nos desmontes em bancada, como carga de coluna e nos desmontes em subterrâneo, aumentando-se a densidade em 20% com o uso de carregadores pneumáticos.
- Acima de 100 mm, não existem problemas com a utilização do ANFO, ainda que em rochas duras seja essencial um bom projeto de fogo e um adequado sistema de iniciação.

Explosivos gelatinosos e pulverulentos encartuchados são mais utilizados em diâmetros pequenos, enquanto que para os diâmetros maiores, estão sendo substituídos por hidrogéis encartuchados.

2.2.2.3. CARACTERÍSTICAS DA ROCHA

As Propriedades geomecânicas do maciço rochoso a ser desmontado se constituem no grupo mais importante a ser levado em consideração, não só por sua influência direta nos resultados do desmontes, mas também por sua interrelação com outras variáveis de projeto.

Podemos classificar as rochas em quatro tipos, para o estabelecimento de critérios de seleção:

Rochas Maciças de Alta Resistência: Nestas formações as fraturas e planos de descontinuidades existentes são muito escassos, sendo necessário que o explosivo crie um maior número de superfícies novas a partir de sua energia interna. Os explosivos mais adequados ao caso são aqueles com elevada densidade e velocidade de detonação: hidrogéis, emulsões e explosivos gelatinosos.

Rochas Muito Fraturadas: Os explosivos de alta energia tem pouca influência na fragmentação final deste tipo de rocha, pois o desenvolvimento do fissuramento radial é interrompido rapidamente ao interceptar-se fraturas preexistentes. Por isto, nesta situação são importantes os explosivos que liberam uma grande quantidade de gases, como é o caso do ANFO.

Rochas Conformadas em Blocos: Nos maciços com espaçamento grande entre as descontinuidades, que conformam blocos volumosos, e terrenos onde existem grandes blocos acomodados em matrizes plásticas; a fragmentação é governada fundamentalmente pela geometria do desmonte e, em menor grau, pelas propriedades do explosivo. Nestes casos é aconselhável explosivos com uma relação energia/liberação de gases equilibrada, como o ALANFO (ANFO + alumínio) e o ANFO pesado (ANFO + emulsão).

Rochas Porosas: Neste tipo de rocha a energia liberada pelo explosivo acaba sendo absorvida pela rocha, assim a fragmentação é realizada pelo efeito de expansão dos gases. Deste modo os explosivos mais adequados ao caso são aqueles com baixa densidade e velocidade de detonação como o ANFO, e são recomendadas as seguintes medidas para se reter os gases dentro dos furos de mina pelo maior tempo possível:

- Controle do comprimento do material do tampão.
- Dimensionamento correto do encargo.

- Redução da pressão de expansão mediante o desacoplamento das cargas ou adição de materiais inertes.

Na figura seguinte apresentamos um quadro geral para seleção do explosivo em função das características da rocha a ser desmontada.

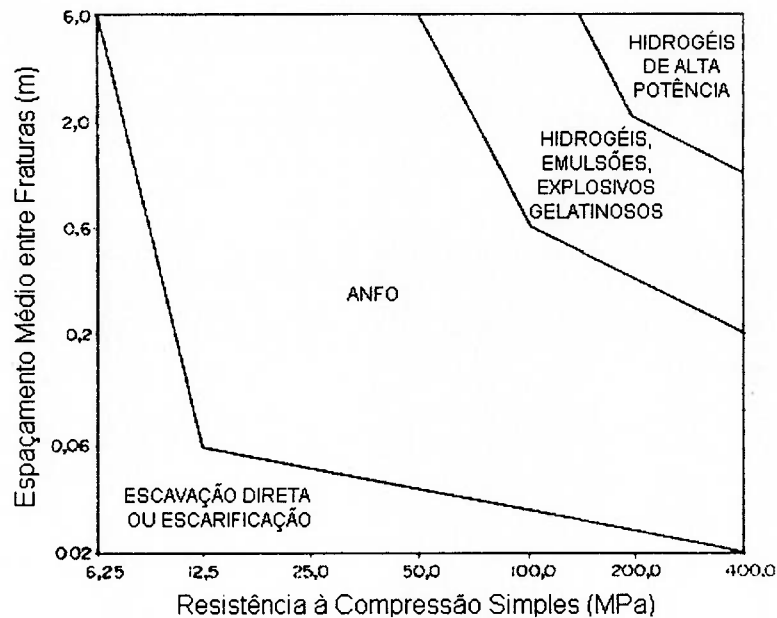


Figura 2.4 - Seleção de explosivos em função de propriedades geomecânicas das rochas

2.2.2.4. CONDIÇÕES ATMOSFÉRICAS

Baixas temperaturas influenciam bastante o comportamento dos explosivos que contém nitroglicerina, pois estes tendem a congelar a temperaturas inferiores a 8° C. Para solucionar este problema, devem ser utilizadas substâncias como o nitroglicol que tem seu ponto de congelamento em -20° C.

Temperaturas altas também dão lugar a inconvenientes que tornam o manejo de explosivos perigoso, tal como no caso da evaporação.

O desenvolvimento dos hidrogéis diminuiu bastante estes problemas, mesmo que em baixas temperaturas os explosivos encartuchados se tornem mais insensíveis, exigindo uma maior energia de iniciação. O ANFO não é afetado pelas baixas temperaturas caso a espoleta seja eficiente, mas em ambientes quentes, é necessário o controle da evaporação do combustível líquido.

2.2.2.5. PRESENÇA DE ÁGUA

Quando o ANFO encontra-se em um ambiente com umidade superior a 10% suas características sofrem alteração, podendo impedir a detonação da mistura explosiva. Assim, quando há presença de água nos furos, certos cuidados devem ser tomados.

- Se a presença de água é pequena, o ANFO triturado pode ser embalado em cartuchos de plástico, atingindo-se densidade próxima a $1,1 \text{ g/cm}^3$. A espoleta deve ser posicionada axialmente, pois do contrário, caso um dos cartuchos apresente defeito e sua carga esteja alterada, será interrompida a detonação dentro da coluna.
- Podem ser utilizados explosivos como o higrogel e emulsões a granel, ou ainda explosivos gelatinosos e hidrogel encartuchado.

No caso de pouca água, o ANFO pesado pode ser usado, com diminuição de custos.

2.2.2.6. PROBLEMAS ÀS REGIÕES PRÓXIMAS

As principais perturbações que incidem sobre as áreas próximas aos desmontes são as vibrações.

Do ponto de vista do explosivo, aqueles que apresentam uma elevada energia de detonação são os que provocam um maior nível de vibrações. Assim, caso possível, é melhor prática a utilização de ANFO em lugar de hidrogéis. O seccionamento e o seqüenciamento de cargas pode ser realizado também com explosivos a granel e encartuchados, aplicando-se diferentes técnicas de iniciação.

2.2.2.7. PRODUÇÃO DE GASES TÓXICOS

Apesar de muitos explosivos possuírem composição balanceada em termos de oxigênio, de modo a maximizar a energia desenvolvida e minimizar a geração de gases tóxicos na detonação, é inevitável a formação de gases nocivos com um certo conteúdo de gases nitrosos e CO.

Os gases gerados intervêm como importante critério de seleção especialmente nos trabalhos subterrâneos e é preciso assinalar que mais que um problema próprio dos explosivos, geralmente ocorre o problema de ventilação insuficiente.

O uso de invólucros de plástico, diâmetros de carga inadequados ou iniciadores ineficientes podem contribuir para a produção de um elevado volume de gases tóxicos.

Os hidrogéis encartuchados produzem, geralmente, gases com boas características, enquanto que com os hidrogéis a granel deve-se tomar certas precauções, do mesmo modo que com o ANFO, que produz uma elevada concentração de gases nitrosos.

Os explosivos gelatinosos produzem, geralmente, gases com boas características, mas o mesmo não ocorre com as dinamites com alto teor em nitrato de amônio.

2.2.2.8. CONDIÇÕES DE SEGURANÇA

Um ponto de equilíbrio, muitas vezes difícil de ser atingido, em um explosivo é o do binômio sensibilidade-segurança. Os explosivos gelatinosos possuem alta sensibilidade, mas podem ocasionar acidentes caso sejam encontrados restos na pilha de escombros, em razão de problemas como ruptura do cordel detonante, ruptura do furos de mina, etc. Este problema surge principalmente quando são empregados hidrogéis e emulsões que são sensíveis a golpes, fricções e estímulos subsônicos.

2.2.2.9. ATMOSFERAS EXPLOSIVAS

As escavações realizadas com atmosferas potencialmente inflamáveis, como o grisú ou certos pós, tanto em minas de carvão como em outras minas metálicas, podem dar lugar a grandes catástrofes se forem produzidas explosões secundárias.

Por isto, nestes projetos se faz necessário um estudo da atmosfera e dos arredores próximos ao desmonte, para se tomar a decisão da utilização de explosivos de segurança e/ou inibidores no material do tampão.

2.2.2.10. PROBLEMAS DE ABASTECIMENTO

Por último, deve-se levar em conta as possibilidades de problemas de fornecimento em função da localização dos trabalhos, e pontos de abastecimento dos explosivos e acessórios. Também deve-se levar em conta os tempos de armazenamento.

2.3. SISTEMAS DE ESCAVAÇÃO

A sistemática segundo a qual se ataca a seção de túneis e galerias depende de diversos fatores (LANGFORS e KIHLMSTROM, 1987; LLERA, URBINA, JIMENO e JIMENO, 1987):

- Área da seção do túnel.
- Equipamento de perfuração empregado.
- Tempo disponível para a execução.
- Tipo de rocha.
- Sistema de ventilação
- Tipo de suporte.

Basicamente, há dois tipos de avanço: à seção plena ou em etapas. Utilizando avanço a seção plena, isto é, em uma só operação, podem ser escavados túneis com seção de até 100 m² (em certos casos, até 160 m²) em rocha competente. As principais vantagens deste método são:

- Menor número de ciclos necessários a obtenção de um mesmo avanço, implicando em maior economia no processo.
- Avanços maiores, possibilitando a escavação dos túneis em menor tempo.
- O equipamento de perfuração, que representa um grande investimento de capital, pode ser empregado com maior taxa de utilização.

As principais desvantagens são:

- Em grandes seções, um fogo perdido pode trazer atraso significativo à escavação.
- Em maciço rochoso com características geomecânicas desfavoráveis, podemos ter problemas de estabilidade de paredes e teto.

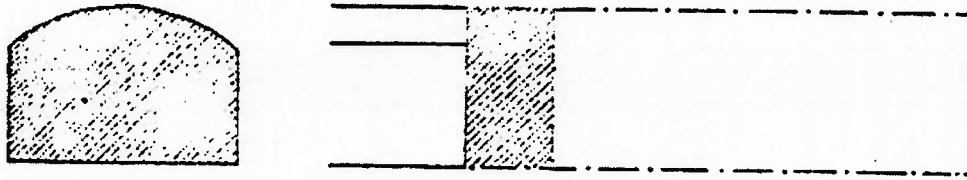


Figura 2.5 - Avanço à seção plena

A escavação em etapas é utilizada para a abertura de grandes túneis, quando o comprimento do túnel não compensa o emprego de um equipamento suficientemente grande para a escavação à seção plena, ou quando as características geomecânicas do maciço rochoso não o permitem.

O sistema usual consiste na divisão do túnel em duas partes, uma superior ou abóbada e outra inferior em bancada ou em alargamento lateral. A abóbada é escavada como se trata-se de uma galeria e o alargamento lateral, que segue com atraso em relação ao avanço da abóbada, é desmontado em bancada.

A bancada pode ser vertical, sendo necessário dispor de equipamento de perfuração com lança não demasiado grande, caso contrário haverá problemas para atingir-se os pontos próximos às extremidades, já que este se colocará sobre a bancada, na região da abóbada. A vantagem deste sistema é que a bancada completa pode ser perfurada e desmontada de forma contínua e simultânea com a abóbada. A bancada horizontal permite a utilização do mesmo equipamento de perfuração usado na abóbada e também o mesmo procedimento de carregamento de explosivo e detonação.

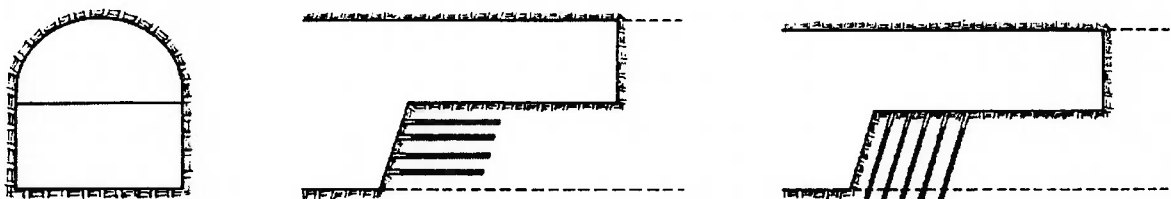


Figura 2.6 - Bancada vertical ou horizontal em túnel com avanço em etapas

Quando a rocha apresenta má qualidade, de modo geral, divide-se o túnel em várias seções menores. Uma técnica bastante comum é a de escavação de uma galeria piloto na região da abóbada. Essa galeria piloto, que se presta principalmente para o reconhecimento do terreno, vai adiantada em relação aos alargamentos, e pode ser inclusive finalizada antes do início da perfuração lateral, permitindo uma melhor ventilação da área de trabalho. A escavação da abóbada se completa em geral antes do

início do desmorte da seção inferior. Em túneis largos pode-se estabelecer um acesso entre o piso do túnel e a abóbada, mediante uma rampa lateral.

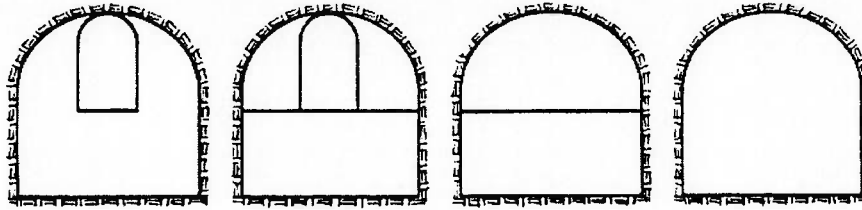


Figura 2.7 - Avanço em etapas

Atualmente um procedimento de execução de túneis bastante empregado é conhecido como "Método Austríaco", o NATM. Grosso modo, consiste na escavação do túnel por fases, tal como descrito anteriormente. Após a abertura da galeria de avanço na seção superior média, são escavados os alargamentos laterais de forma simultânea ou defasados entre si, utilizando como frente de detonação o vazio livre da galeria, e posicionando os furos de contorno de modo que se consiga o perfil definitivo, introduzindo o menor dano possível à rocha circunvizinha à escavação; aplicando a técnica de recorte. Após a retirada do material desmontado, é aplicado concreto projetado com a finalidade de controlar os deslocamentos do maciço, evitando que a rocha perca suas propriedades de resistência.

A certa distância da frente é aplicado o revestimento definitivo, de acordo com os diferentes sistemas disponíveis.

A escavação da seção inferior é também realizada em fases, na parte central com bancada e nas laterais com alargamentos e desmontes de recorte. A perfuração pode ser vertical ou horizontal e o avanço simultâneo ou defasado.

2.4. PROJETO DE DESMONTE EM TÚNEIS

As galerias podem possuir seções com vários formatos, tais como: circular, pata de cavalo ("em ferradura"), quadrada e retangular; sendo a seção em pata de cavalo um dos perfis mais comumente utilizados, em virtude de: formação de um arco na parte superior da galeria tendendo a favorecer a estabilidade da escavação, o piso reto fornece uma área de trabalho melhor e com maior facilidade de movimentação; além da maior facilidade de escavação do piso plano.

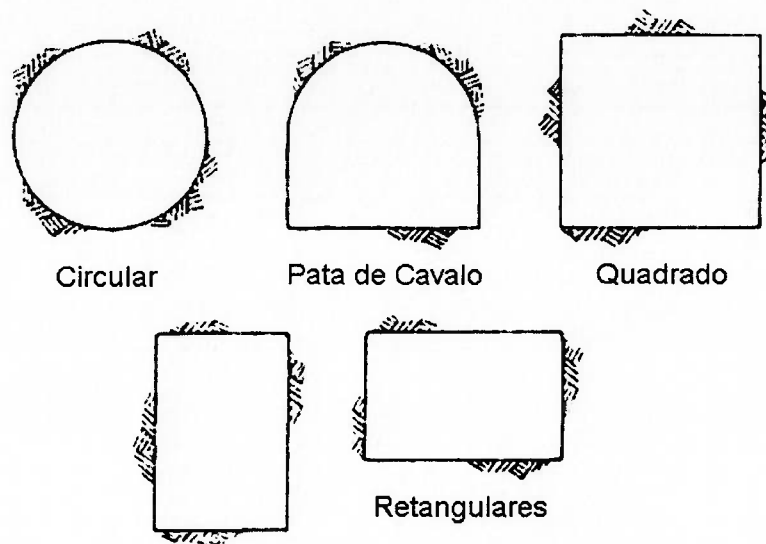


Figura 2.8 - Formatos de seções de túneis

Para a simplificação dos cálculos de carga, melhor disposição geométrica dos furos e da seqüência de detonação, divide-se a seção de avanço em 4 regiões com características específicas, cada qual recebendo um tratamento apropriado. Note-se que esta divisão serve tanto para a escavação à seção plena como para a primeira fase do desmonte por etapas.

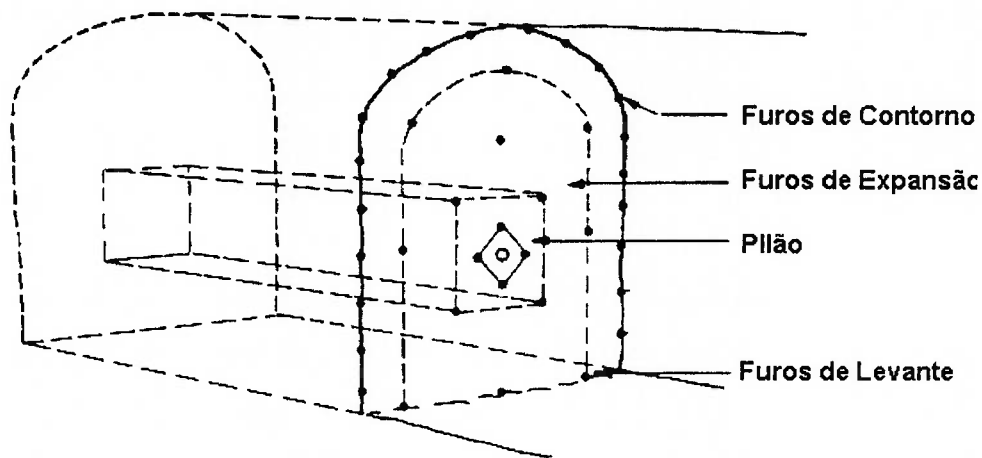


Figura 2.9 - Regiões da frente de desmonte

As regiões de expansão, levante e contorno são as denominadas regiões de alargamento.

O dimensionamento das regiões de expansão e de levante segue basicamente o procedimento de cálculo de desmontes em bancada, embora requeiram consumo específico de explosivo de 4 a 10 vezes superior, em virtude de: erros maiores de perfuração, menor cooperação entre cargas adjacentes, menor extensão da face livre e

menor espaço para o espalhamento do material fragmentado, e em algumas zonas a ação negativa da gravidade, como ocorre nos furos de levante.

Os furos de contorno são os que estabelecem a forma final do túnel, dispendo-se com espaçamento reduzido e orientados para o interior do maciço de modo a criar um perfil de "dente de serra" que fornece espaço suficiente à perfuração da nova frente. Na região de contorno é possível o emprego de desmonte cuidadoso, de modo a evitar-se a imposição de danos às paredes do túnel.

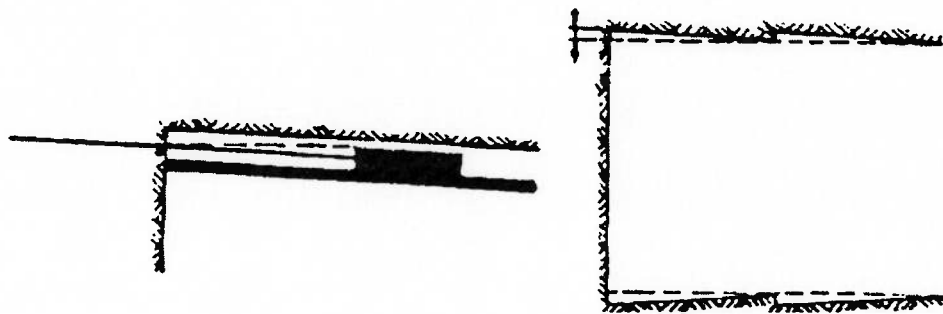


Figura 2.10 - Orientação dos furos de contorno

A região que contém o pilão, exige um método de dimensionamento particular, por ser uma região de difícil desmonte, em virtude do maior grau de confinamento da rocha. É, pois, a primeira região a ser fragmentada, dando origem à face livre por onde o restante da seção será desmontado. Geralmente, os pilões possuem área superficial de 1 a 2 m², embora utilizando diâmetros de perfuração grandes, seja possível alcançar até 4 m². Nos pilões em leque, as perfurações do próprio pilão cobrem a maior parte da seção do túnel ou galeria.

A posição do pilão influi na projeção da rocha, na fragmentação e também no número de furos necessários. O posicionamento do pilão; canto, centro-inferior, centro-superior; pode influenciar de várias maneiras no resultado do desmonte, como segue:

- Em túneis de pequenas dimensões, sem a utilização de desmonte cuidadoso, é possível o posicionamento do pilão no próprio contorno. Em túneis maiores, o pilão fica geralmente afastado do limite da seção.
- O posicionamento do pilão na parte alta da seção tende a favorecer a fragmentação do material, pois o material que fica acima do pilão é menos fragmentado.
- O posicionamento do pilão controla o tamanho da pilha e a dispersão do material desmontado. O pilão locado na parte baixa da seção diminui a projeção de material e aumenta o tamanho da pilha.

- O pilão deve, preferencialmente, ser posicionado no centro da seção quando a iniciação é elétrica, e um maior número de furos deve ser detonado na mesma espera.
- Um pilão central facilita o posicionamento dos furos circunvizinhos e aumenta a eficiência do avanço.
- A utilização de jumbos e plataformas de perfuração também pode influenciar no posicionamento dos pilões.
- Em qualquer situação, porém, a recomendação é a da alocação do pilão na zona de menor fissuramento natural da rocha, para que ocorra a maximização do efeito do explosivo.

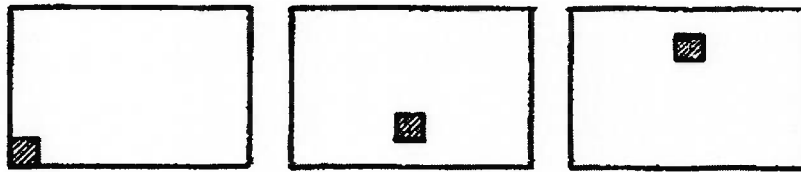


Figura 2.11 - Posicionamento do pilão no plano de fogo

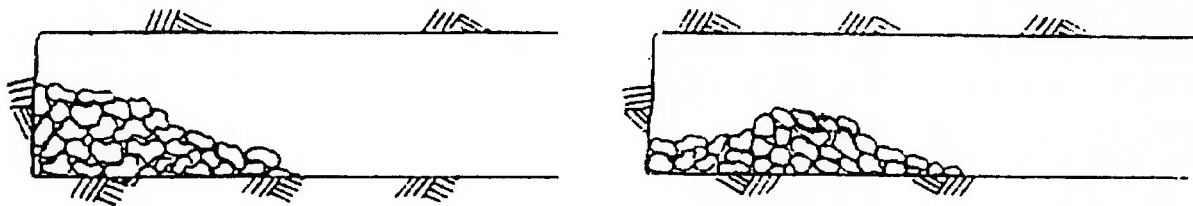


Figura 2.12 - Diferentes tipos de pilhas formadas no desmorte

2.5. TIPOS DE PILÕES

As operações de desmorte por explosivos em túneis e galerias são muito mais complexas que os desmontes em bancada, pois, como já foi dito, a única superfície livre é a própria frente de escavação. O consumo específico de explosivo é elevado e o confinamento das cargas é alto. Os explosivos utilizados devem ser suficientemente insensíveis para evitar a transmissão da detonação por simpatia, mas devem possuir velocidade de detonação elevada, superior a 3.000 m/s, para evitar o desenvolvimento do “efeito canal” em explosivos encartuchados (discutido mais adiante) (LLERA, URBINA, JIMENO e JIMENO, 1987).

As atividades de perfuração sofreram intensa mecanização nas últimas décadas, com base no desenvolvimento de jumbos hidráulicos com um ou vários braços, automatizados e

mais versáteis. Desta forma, a escolha do tipo de pilão se concentrou no grupo dos denominados “pilões de furos paralelos”, que apresentam maior facilidade na execução da perfuração, já que não há necessidade de mudança no ângulo das lanças, além dos avanços não estarem condicionados à largura dos túneis, como no caso dos pilões de furos desviados.

De modo geral os pilões podem ser classificados em dois grupos:

- Pilões de furos paralelos.
- Pilões de furos desviados.

Os primeiros são atualmente os mais aplicados em projetos com perfuração mecanizada, enquanto que os do segundo grupo estão caindo em desuso em razão das dificuldades técnicas de perfuração e só tem sido aplicados em pequenas escavações.

Na seqüência são descritos os principais tipos de pilões (LLERA, URBINA, JIMENO e JIMENO, 1987).

2.5.1. PILÕES DE FUROS PARALELOS

Atualmente, são os pilões mais utilizados na escavação de túneis e galerias, independentemente de suas dimensões. São de fácil execução, mesmo por pessoal com pouco treinamento, e adaptam-se com sucesso a uma grande diversidade de materiais a serem escavados. Constituem-se em uma evolução ou aperfeiçoamento dos denominados “pilões queimados”.

Consistem em uma combinação de um ou dois furos vazios, os denominados furos de expansão, de grande diâmetro (65 a 175 mm), e furos de menor diâmetro carregados com explosivos, dispostos de forma geometricamente estabelecida e detonados a uma dada seqüência.

Todos os furos do pilão encontram-se muito próximos, alinhados e paralelos, característica facilitada quando são utilizados jumbos dotados de paralelismo automático. A perfuração desse tipo de pilão deve ser feita com bastante precisão para garantir o paralelismo entre os furos. Caso ocorram grandes erros de alinhamento, a eficiência da detonação pode ser prejudicada, reduzindo o avanço de toda a seção.

Em resumo, as vantagens no emprego dos pilões de furos paralelos são:

- Maior avanço por detonação, quando se trabalha com seções de área reduzida.
- Maior eficiência no avanço.
- Simplicidade do esquema de perfuração e facilidade de utilizá-lo para avanços diferentes e tipos diversos de maciços rochosos.
- Maior fragmentação da rocha, facilitando a remoção do material detonado.
- Facilidade de mecanização da furação, em razão do paralelismo dos furos.

Adiante estão apresentados alguns tipos de pilões de furos paralelos, com seus respectivos desenhos.

2.5.1.1. PILÃO EM DUPLA ESPIRAL

À medida que se processa a seqüência de detonação, a dimensão do encargo vai aumentando de modo que as cargas explosivas ficam dispostas como em uma espiral.

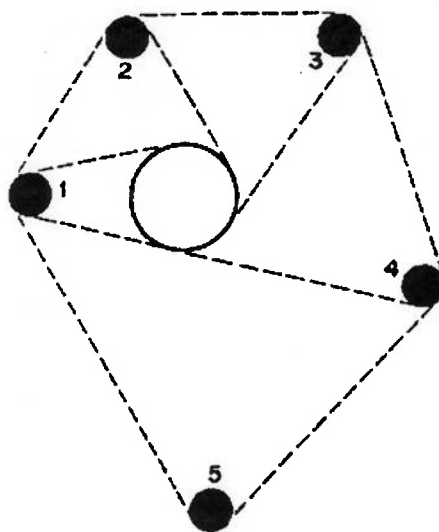


Figura 2.13 - Pilão em dupla espiral

2.5.1.2. PILÃO TÄBY

Trata-se de uma variação do pilão em dupla espiral. Fornece, normalmente, avanços inferiores do que utilizando o pilão em dupla espiral, mas o fato dos furos estarem

posicionados verticalmente em uma mesma linha, facilita a mecanização da operação de perfuração.

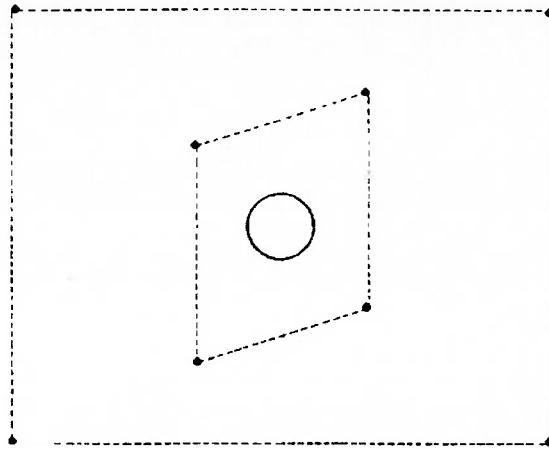


Figura 2.14 - Pilão Täby

2.5.1.3. PILÕES DE TRÊS SEÇÕES E DE QUATRO SEÇÕES

Fornecem avanços respectivamente 15 e 20 % superiores do que utilizando-se o pilão Täby. O pilão de três seções tem sido empregado principalmente na perfuração com equipamento manual ligeiro, utilizando furos vazios de 75 mm. Exige menos perfuração que o pilão Täby e o de quatro seções. Este último, que proporciona um avanço satisfatório, é o tipo de pilão de furos paralelos mais empregado na atualidade.

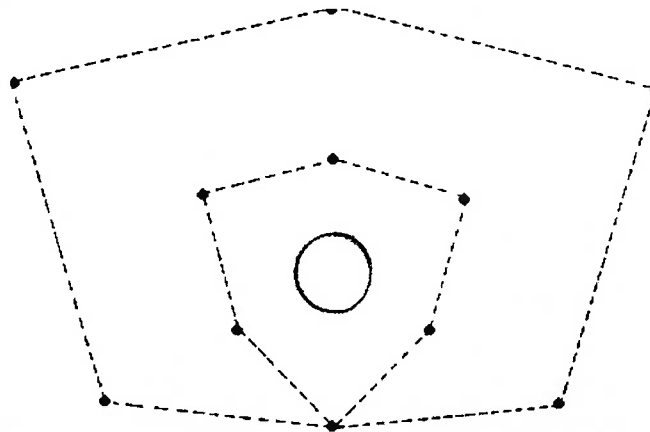


Figura 2.15 - Pilão de três seções

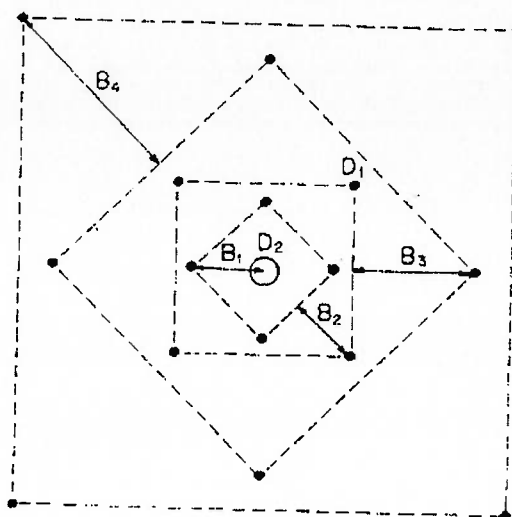


Figura 2.16 - Pilão de quatro seções

2.5.1.4. PILÃO COROMANT

Consiste na execução de dois furos secantes entre si de igual diâmetro, na forma do número "8", constituindo o vão livre na direção do qual serão detonadas as primeiras cargas. Para este tipo de pilão utiliza-se um gabarito de perfuração.

A fenda em "8" exerce efeito mais favorável sobre a detonação do que apenas um furo com a área equivalente. Este pilão possibilita avanço de até 4 m, sendo que para avanços inferiores a 2,7 m basta abrir furos centrais com diâmetro de 50 mm.

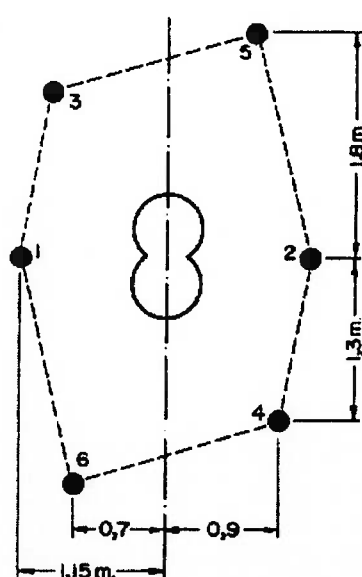


Figura 2.17 - Pilão Coromant

2.5.1.5. PILÃO FAGERSTA

É perfurado um furo central, com diâmetro geralmente entre 64 e 76 mm, e o restante das perfurações menores carregadas são posicionadas como ilustra a figura que segue.

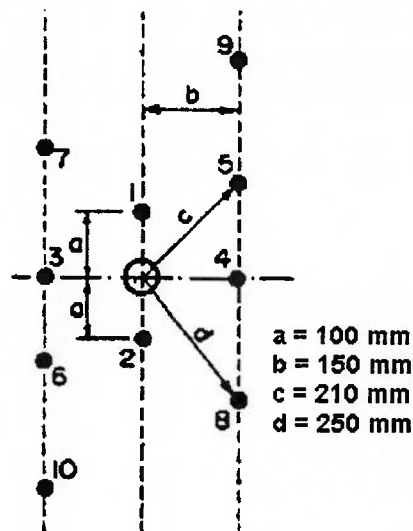


Figura 2.18 - Pilão Fagersta

Trata-se de um tipo de pilão misto entre o de quatro seções e o de dupla espiral, sendo adequado para pequenas galerias utilizando-se perfuração manual.

O furo descarregado, com diâmetro de 64 ou 76 mm, pode ser executado em duas etapas: perfuração inicial de menor diâmetro e posterior alargamento após certa profundidade.

2.5.1.6. PILÃO QUEIMADO

Neste tipo de pilão, todos os furos são executados com o mesmo diâmetro. Alguns são carregados com grande quantidade de explosivo, enquanto outros são deixados vazios.

Em razão da alta concentração de explosivo utilizada, a rocha fragmentada pode sinterizar-se na parte mais profunda do pilão, diminuindo a expulsão de material. Os avanços são mais limitados e geralmente não ultrapassam os 2,5 m por salva.

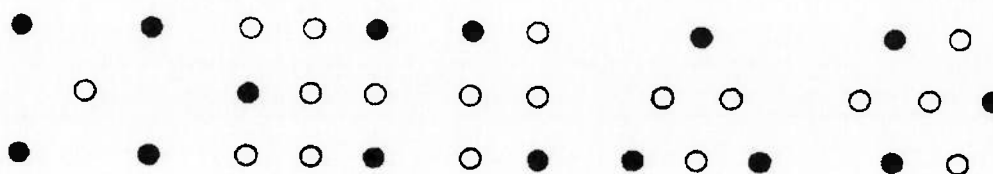


Figura 2.19 - Exemplos de pilões queimados

Um pilão queimado utilizado em alguns países, na escavação de galerias em minas de carvão, é o denominado "Pilão Sarrois", formado por 8 furos com carga e um vazio. Fazendo-se a perfuração com pequeno diâmetro, as distâncias entre os furos normalmente variam de 10 cm em rocha dura até 20 cm em rocha branda. É empregado, geralmente, para avanços de 2,5 m, sendo o consumo de explosivos elevado. As cargas são posicionadas como pode ser visto na figura que segue, com tempos de retardo indicados pela seqüência numérica.

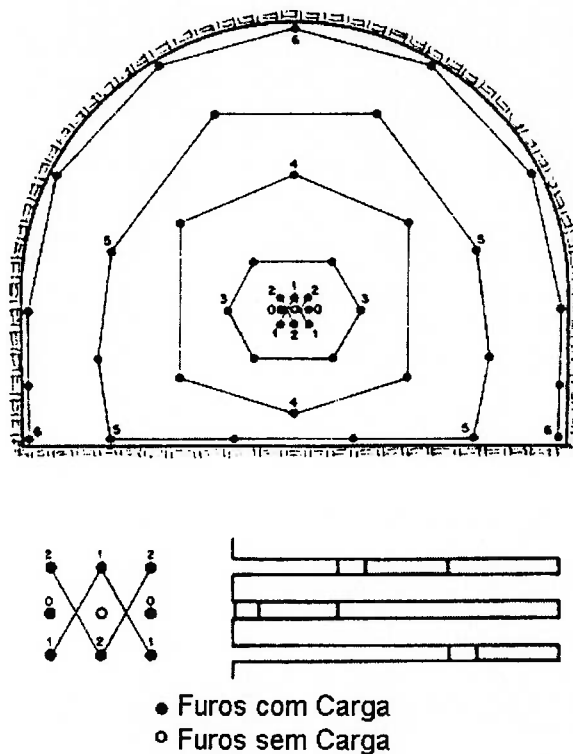


Figura 2.20 - Plano de fogo com pilão Sarrois

A projeção de material pode alcançar de 5 a 6 m a partir da nova frente e a eficiência do avanço oscila entre 80 a 95%.

Outro tipo de pilão utilizado em minas de carvão é o chamado "Sueco", cuja disposição de furos, em função do tipo de rocha, pode ser vista na figura apresentada a seguir.

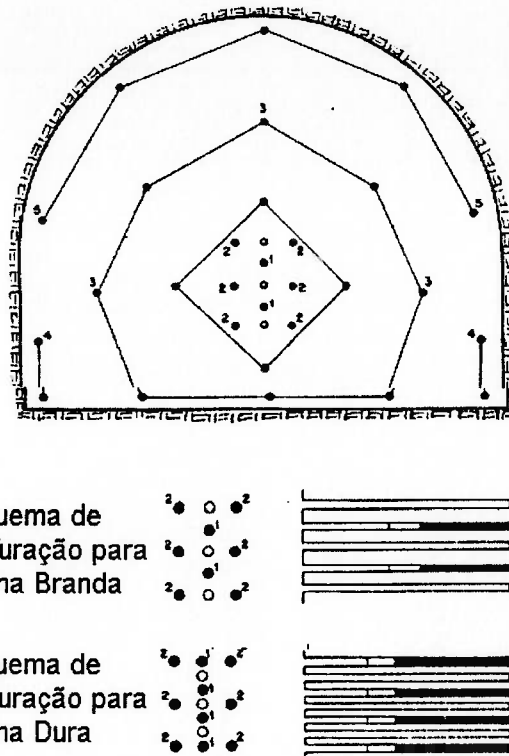


Figura 2.21 - Pilão Sueco

Para um diâmetro de furação de 38 mm, a distância entre as fileiras verticais de furos varia por volta de 20 cm, enquanto que os furos estão separados entre si de 30 cm. A distância vertical entre os furos carregados e os vazios é de 10 a 15 cm, dependendo da resistência da rocha.

A projeção do material desmontado é maior do que utilizando o pilão Sarrois, embora o consumo de explosivo seja menor. Os avanços oscilam entre 90 e 100% da profundidade perfurada e existe a necessidade de maior precisão na perfuração.

2.5.1.7. PILÃO "EM CRATERA"

Este tipo de pilão foi desenvolvido originalmente no Japão, utilizando o "efeito de crateramento" que uma carga de explosivo com maior concentração na região do fundo de um furo produz sobre sua face livre.

Esta metodologia tem sua aplicação concentrada mais na escavação de poços do que de túneis, embora alguns especialistas proponham sua utilização dispondo-se as cargas com

maior concentração em um ou vários furos centrais de grande diâmetro, e distribuindo os outros furos sobre o restante da seção, com diferentes comprimentos de cargas.

Como o avanço por detonação não é grande, propõe-se o aumento da profundidade dos furos, seccionando e tamponando as cargas explosivas, como pode ser visto na figura que segue.

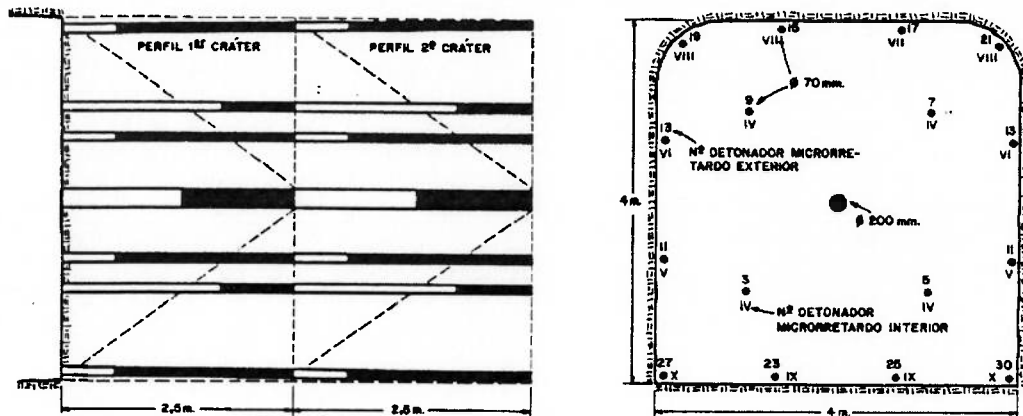


Figura 2.22 - Pilão em cratera duplo usando furo central de 200 mm

2.5.2. PILÕES DE FUROS DESVIADOS

Este grupo de pilões é a cada dia menos utilizado, em razão das dificuldades de execução e da maior possibilidade de erro, exigindo mão-de-obra treinada e um tempo de "aprendizado" na frente de desmonte de até vários meses. Em contrapartida, ele oferece menor consumo de explosivo em virtude da menor resistência ao arrancamento do material, em relação à face livre.

2.5.2.1. PILÃO EM "V"

Com este tipo de pilão, em cunha ou em "V", obtêm-se avanço variando entre 40 e 50% da largura do túnel. Em túneis largos, estes avanços são afetados pelo desvio das perfurações, geralmente na faixa de 5%. Assim, por exemplo, para um comprimento de furo de 5 m, poderemos observar um desvio de 25 cm em sua extremidade, sendo suficiente para provocar detonação por simpatia de outras cargas próximas.

O ângulo interno do vértice da cunha não deve ser inferior a 60° , de modo a evitar um grande confinamento das cargas, exigindo maior quantidade de explosivo para uma adequada fragmentação e expulsão do material.

Na figura que segue é representado um plano de fogo com pilão em "V", o cálculo das zonas circundantes ao pilão é realizado da mesma maneira que para os pilões de furos paralelos.

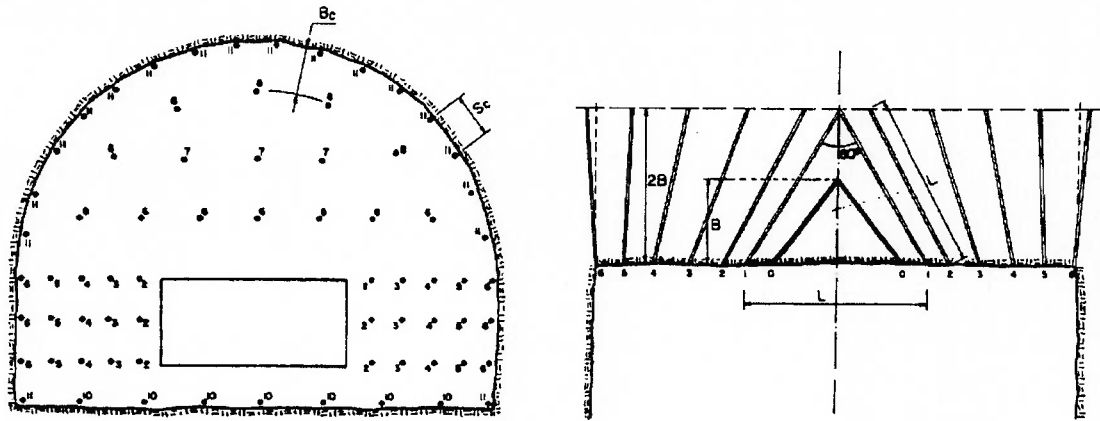


Figura 2.23 - Desmonte com pilão em cunha

2.5.2.2. PILÃO EM LEQUE

A execução dos furos em leque pode seguir uma disposição vertical ou horizontal, e conhecendo-se o encargo relativo à concentração de carga de explosivo e a largura da galeria, a construção do plano de fogo utilizando este tipo de pilão se reduz a um problema puramente geométrico.

Seus problemas são praticamente os mesmos que os do pilão em "V", sem a necessidade de parear furos simétricos.

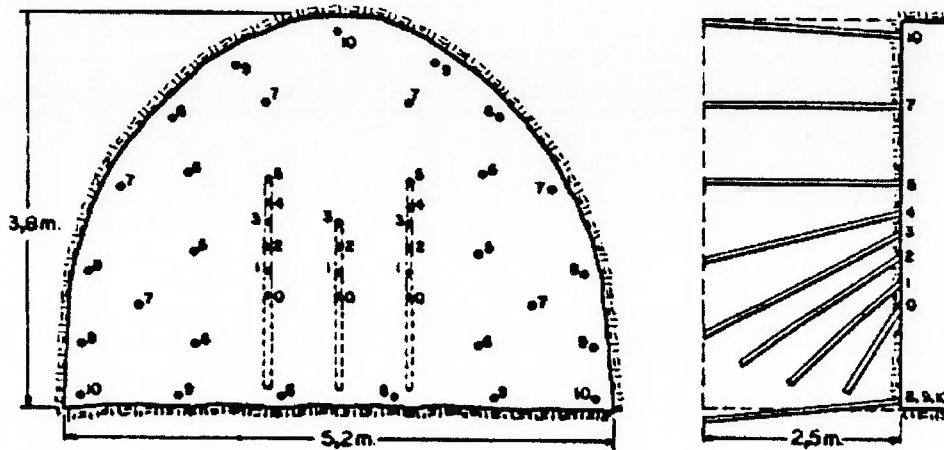


Figura 2.24 - Desmorte com pilão em leque para o piso

2.5.2.3. PILÃO INSTANTÂNEO

É uma variação do pilão em "V". Consiste na perfuração de furos convergentes e sua detonação de forma simultânea. Pode-se alcançar avanços da ordem de 80% da largura do túnel.

Este tipo de pilão promove dispersão maior do material arrancado, o que pode, em determinados casos, se constituir em um inconveniente.

Entre suas variações destaca-se o pilão piramidal com uma ou duas seções, vide figura seguinte.

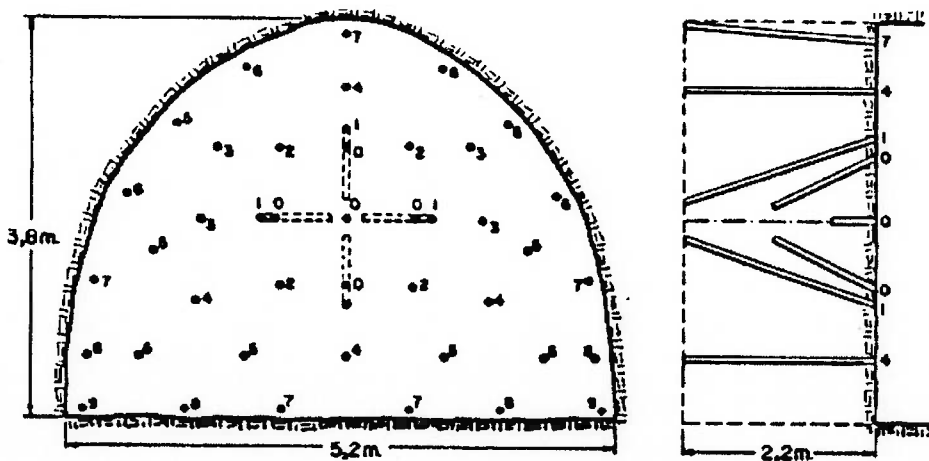


Figura 2.25 - Desmorte com pilão instantâneo piramidal

2.5.3. OUTROS TIPOS DE PILÕES

São pilões empregados em situações especiais, aproveitando-se de características estruturais particulares do maciço rochoso.

2.5.3.1. PILÃO EM GALERIAS COM CAMADA DE CARVÃO

Projetos de desmonte por explosivos para a escavação de galerias em camadas de carvão podem ser muito variados, dependendo da área da seção da escavação, potência da camada, inclinação, disposição da frente etc., portanto apontaremos aqui algumas considerações gerais.

As perfurações devem estar contidas em planos paralelos à direção da estratificação, como indicado na figura seguinte. O plano de fogo deve ser orientado para o aproveitamento das superfícies livres geradas pela detonação do pilão na camada de carvão. A detonação do pilão pode ser feita disparando alguns furos com retardos de pequeno intervalo. Este procedimento tem o inconveniente de misturar o carvão com estéril, prejudicando seu aproveitamento, mas esta configuração permite ótimos rendimentos de avanço.

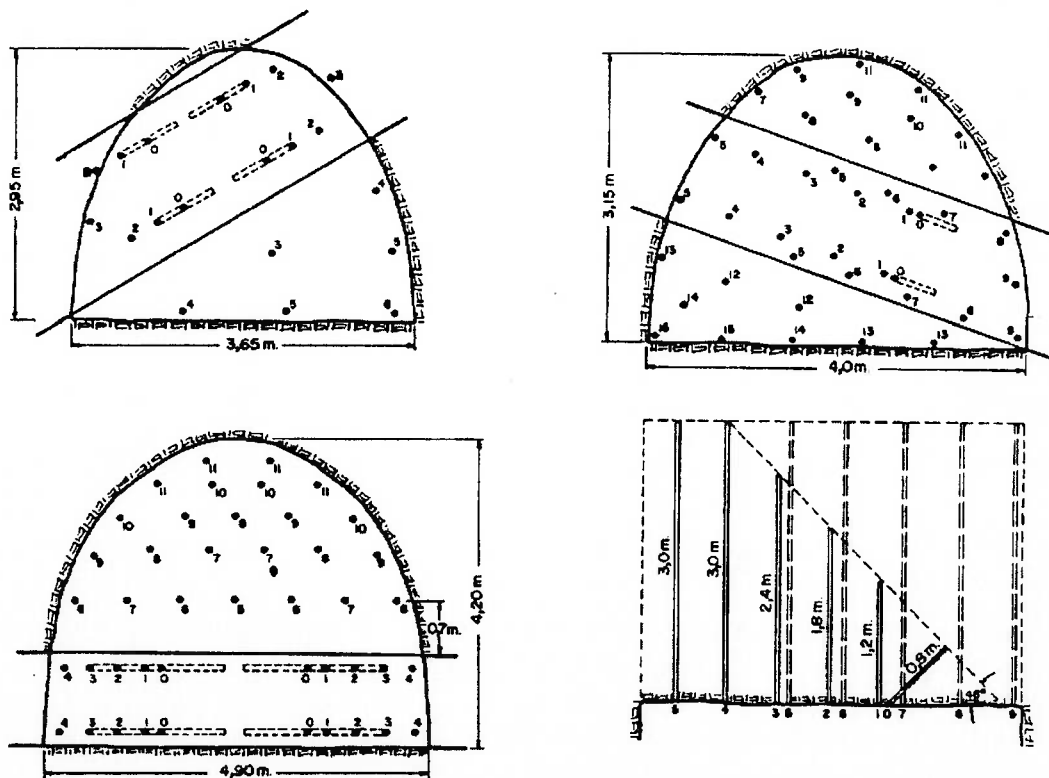


Figura 2.26 - Desmonte em galerias com camada de carvão

Em camadas com desprendimento de grisu é recomendável deixar-se a alguns furos vazios para permitir a desgaseificação do carvão.

2.5.3.2. PILÃO EM GALERIAS DE MINAS DE SAL

Nos depósitos sedimentares de minerais brandos, como os sais etc., a escavação das galerias de preparação à lavra através de mineradores contínuos pode ser mais eficiente que a perfuração e desmorte por explosivos.

Optando-se pelo método convencional, a perfuração pode ser realizada com jumbos capazes de perfurar diâmetros de até 420 mm até 7 m de profundidade. O restante das perfurações deve ter menor diâmetro. São, geralmente, realizadas paralelamente ao eixo do túnel e com a mesma profundidade do pilão. O carregamento de explosivo pode ser mecanizado.

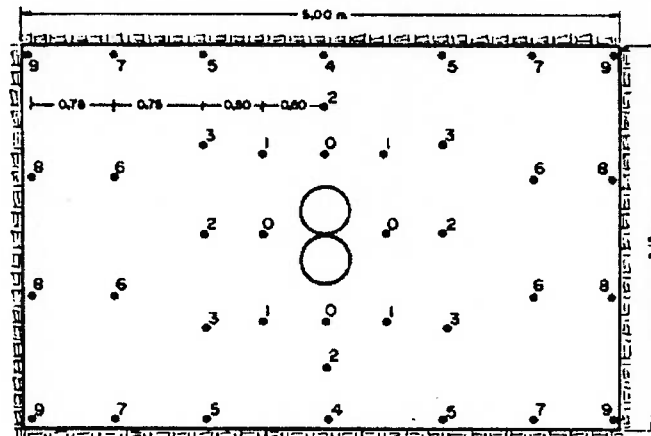


Figura 2.27 - Pilão de furos paralelos constituído por dois furos de grande diâmetro

2.6. CONSIDERAÇÕES SOBRE PLANOS DE FOGO

Discutiremos aqui algumas questões de caráter geral, importantes no dimensionamento de planos de fogo para a escavação de túneis e galerias em subterrâneo (GUSTAFSSON, 1981; LLERA, URBINA, JIMENO e JIMENO, 1987).

Para se obter melhor resultado no desmonte, é preciso controlar corretamente os seguintes fatores do esquema de fogo:

- Razão de linear carga do explosivo.
- Afastamento dos furos.
- Espaçamento dos furos.
- Desvio dos furos.
- Seqüência de detonação.
- Problemas com explosivos nos pilões.
- Comparação ente explosivos.
- Constante da rocha.
- Fator de fixação.
- Influência da estrutura do maciço rochoso no desmonte.

2.6.1. RAZÃO LINEAR DE CARGA DO EXPLOSIVO

A razão linear de carga é dada em massa de explosivo por unidade de comprimento do furo de mina. Não deve ser excessiva, quando se detonam os primeiros furos do pilão cilíndrico. Explosivo em demasia tende a sinterizar a rocha na abertura, de forma que a rocha plastificada deformada permanece no pilão, interrompendo a continuidade da detonação. Em pequenas áreas de furos vazios, esse fato pode ocorrer para razões de carga compreendidas entre 300 e 400 gramas por metro de furo. Na prática são utilizadas razões de carga na faixa de 250 a 300 g/m de furo; para concentrações menores corre-se o risco de que não detone toda a coluna de explosivo do furo.

Princípios básicos para o dimensionamento da relação entre afastamento e carga:

- Rocha muito quebradiça: aumentar o afastamento e a carga.
- Rocha muito plástica: diminuir o afastamento e a carga.
- Explosão muito fraca: aumentar a carga.
- Explosão muito forte: diminuir a carga.

2.6.2. AFASTAMENTO DOS FUROS

Um afastamento demasiado dos furos aumenta o confinamento do material a ser desmontado, causando a deformação plástica da rocha e a conseqüente interrupção do desmonte.

2.6.3. ESPAÇAMENTO DOS FUROS

Para que os resultados da detonação sejam satisfatórios, é preciso que a rocha possa se expandir em pelo menos 60% na abertura do pilão. Melhores resultados serão obtidos se a expansão puder atingir de 80 a 100%. A distância conveniente para esse fim pode ser calculada para cada furo. Os furos são localizados considerando a menor das distâncias máximas calculadas, em função da expansão.

Um espaçamento muito pequeno pode ocasionar detonação do explosivo por indução, ou pode ocorrer também a dessensibilização do explosivo por pré-compressão dinâmica (discutida mais adiante).

2.6.4. DESVIO DE PERFURAÇÃO

O desvio de perfuração é a soma do erro de emboque, que consiste em iniciar a perfuração fora do ponto exato; e do desvio de perfuração, que consiste em perfurar desviadamente em relação ao eixo de avanço.

O desvio de perfuração aleatoriamente afasta ou aproxima os furos de mina, modificando os afastamentos e espaçamentos do plano de fogo e produzindo os problemas relativos a estas mudanças.

Normalmente, a superfície resultante de uma salva, na área do pilão é muito irregular. Isto prejudica o correto emboque dos furos do novo pilão, podendo ocasionar desvios de furação e conseqüente falha da salva. Recomenda-se, assim, o uso de planos de fogo com pilões em posições diferentes, usados alternadamente. Com isto os pilões são perfurados em uma superfície mais regular, minimizando os problemas acima mencionados.

2.6.5. SEQÜÊNCIA DE DETONAÇÃO

O tempo entre as detonações dos furos (esperas) deve ser cuidadosamente planejado para evitar interrupção na detonação. A interrupção pode ocorrer por entupimento, principalmente na região do pilão. Neste caso, o espaçamento mínimo de furos deve ser observado e aumentada a distribuição do número de esperas. Outra recomendação de ordem prática é fazer uma sobre-furação do furo central, suficiente para que um cartucho de explosivo colocado no fundo do furo central fique alojado além das perfurações dos furos de mina. Este cartucho deverá ser detonado após a última espera dos furos do pilão, para promover a expulsão de todo o material que porventura tenha ficado acumulado.

A interrupção da detonação pode ocorrer também por excesso de material que algum furo da seção deva fragmentar. Neste caso, se não for conveniente modificar a razão de carregamento, um planejamento mais cuidadoso das esperas pode diminuir geometricamente os encargos relativos dos furos, sanando o problema.

2.6.6. PROBLEMAS COM EXPLOSIVOS NOS PILÕES

As dimensões dos encargos no pilão são pequenas, podendo gerar três tipos de problema:

- Transmissão da detonação do explosivo por indução, que consiste na detonação de um furo adjacente ao que está detonando. Isto ocorre quando o explosivo tem um alto grau de sensibilidade, como são todos os que têm em sua composição nitroglicerina. Para evitar este problema, é aconselhável a escolha de explosivos suficientemente insensíveis.
- Efeito de canal, quando uma camada de ar está presente entre o cartucho de explosivo e a parede do furo (devido às diferenças de diâmetro entre o cartucho e o furo de mina). A expansão dos gases da detonação pode empurrar o ar contido naquele espaço comprimindo-o a alta temperatura e pressão. Este choque determina uma compressão do explosivo contra a frente de detonação que pode destruir a reação, ou aumentar excessivamente a densidade do explosivo. Para se evitar o efeito de canal, o explosivo deve possuir uma velocidade de detonação suficientemente elevada, superior a 3.000 m/s.
- Dessensibilização do explosivo por pré-compressão dinâmica, que ocorre em muitos explosivos e particularmente no ANFO, pois a onda de choque de uma carga detonando, pode elevar a densidade da carga adjacente acima da densidade crítica. Os

problemas de dessensibilização podem ser atenuados pelo correto desenho das seqüências de disparo, fazendo com que a detonação sucessiva de cada furo se realize com um atraso suficiente para que a onda de choque do disparo anterior passe e que o explosivo recupere sua densidade e grau de sensibilidade normais.

Outra medida para diminuir os problemas mencionados é a realização dos pilões cilíndricos, dispondo-se dois, três ou mais furos vazios de expansão de forma que atuem como separadores entre as cargas, vide figura a seguir.

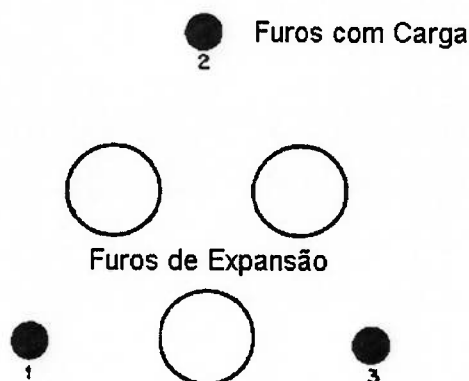


Figura 2.28 - Pilão modificado para a diminuição da detonação por simpatia e dessensibilização dinâmica

2.6.7. COMPARAÇÃO ENTRE EXPLOSIVOS

Para que se possa escolher um particular explosivo dentre vários disponíveis, é necessário que exista uma forma de compará-los. Existem vários métodos de caracterização com relação à sua força ou potência. Alguns destes métodos são: cálculo da energia de explosão, teste do morteiro balístico, teste com bloco de chumbo, teste de brisância, teste subaquático e índice força-peso.

Entretanto, a maioria destes métodos deve ser usada cuidadosamente, quando se tem por objetivo a classificação do explosivo em função da sua capacidade de fragmentação do material rochoso.

A melhor forma de classificar explosivos, obviamente seria medir a capacidade de fragmentação da rocha em diferentes materiais rochosos com diferentes operações de desmorte sob diferentes condições de carga. Mas, este procedimento encontra suas limitações no grande número de variáveis envolvidas. Assim, um método de maior eficácia é o método de comparação de força-peso, dado pela expressão:

$$S = \frac{5Q}{6Q_0} + \frac{V}{6V_0}$$

onde:

S = força-peso relativa a um explosivo padrão

Q_0 = calor de explosão para 1 kg do explosivo padrão

V_0 = volume de gás gerado a partir de 1 kg do explosivo padrão nas condições normais de temperatura e pressão

Q = calor de explosão para 1 kg do explosivo considerado

A fórmula baseia-se no fato de que o trabalho de fragmentação da rocha depende primariamente do calor de explosão e secundariamente dos produtos gasosos gerados na reação. As constantes 5/6 e 1/6 na fórmula foram determinadas em experimentos de campo onde explosivos com produção de baixo e alto volume de gases foram utilizados e comparados com a dinamite LFB nas condições de desmorte de bancada.

Para a dinamite LFB temos os seguintes valores:

$Q_0 = 5,0 \text{ MJ}$

$V_0 = 0,85 \text{ m}^3$

É mais usual expressar a força-peso em relação ao explosivo ANFO. Para isto, deve-se inicialmente calcular a força-peso relativa à LFB e depois dividir o valor obtido pela força-peso do ANFO relativa à LFB (0,84). A tabela a seguir relaciona diversos explosivos.

Explosivo	Q_1 MJ/kg	V_1 m ³ /kg	S_{LFB}	$S_{Dynamitex B}$	S_{ANFO}
Dinamite LFB	5,00	0,850	1,00	1,09	1,19
Dynamitex B	4,60	0,765	0,92	1,00	1,10
ANFO	3,92	0,973	0,84	0,91	1,00
TNT	4,10	0,690	0,82	0,89	0,98
PETN	6,12	0,780	1,17	1,27	1,39
NABIT	4,10	0,892	0,85	0,93	1,02
GURIT	3,73	0,425	0,71	0,77	0,85

Tabela 2.2 - Força-peso para alguns explosivos

Geralmente, o conceito de força-peso descreve a magnitude do trabalho de fragmentação que o agente explosivo pode realizar em uma operação de desmorte, melhor do que aquele da energia liberada, pois deve-se ter presente que é impossível utilizar-se a energia

total de explosão para a fragmentação da rocha. A energia de explosão é a energia química liberada na reação de decomposição da substância explosiva. Para utilizar toda esta energia como trabalho de fragmentação, os produtos gasosos devem ter a possibilidade de expandir-se sob pressões muito baixas. A pressão dos gases produzidos normalmente varia de 10 a 100 MPa. Assim, dependendo dos componentes do explosivo, especialmente dos sólidos, a eficiência pode variar consideravelmente.

Quando se utilizam dois explosivos diferentes, como no caso de explosivo principal mais escorva, a força-peso é calculada ponderando-se as forças-peso de cada explosivo pela sua porcentagem em massa da massa total.

Ainda com relação à escolha do tipo de explosivo a ser empregado, deve-se levar em conta o fator ambiental, por ser necessário evitar altas concentrações de gases tóxicos. Também, dependendo das condições da galeria, o explosivo usado, principalmente nos furos de levante, deve resistir à umidade.

2.6.8. CONSTANTE DA ROCHA

A constante da rocha (c) é uma medida empírica da quantidade de explosivo padrão necessária para fragmentar um metro cúbico de rocha. Os experimentos de campo pelos quais o valor de (c) foram determinados inicialmente tiveram lugar em detonações de bancada, embora a constante da rocha determinada desta forma forneça também uma boa aproximação para as propriedades da rocha na escavação de túneis.

A faixa normal de variação de (c) é de 0,3 a 0,5 kg/m.

2.6.9. FATOR DE FIXAÇÃO

É um fator que leva em conta o efeito gravitacional, o tempo de retardo entre as cargas e o efeito de múltiplos furos de mina. Assim, diferentes fatores de fixação são usados para cálculo de afastamentos em diferentes situações.

2.6.10. INFLUÊNCIA DA ESTRUTURA DO MACIÇO ROCHOSO NO DESMORTE

A presença de juntas pode agravar em muito o fenômeno do "roubo de furos", que consiste no corte do explosivo de dado furo pelo efeito da detonação de outro furo em espera anterior, como indicado na figura que segue. Se a iniciação começar por baixo, o furo 1 tem grande probabilidade de roubar o furo 2.

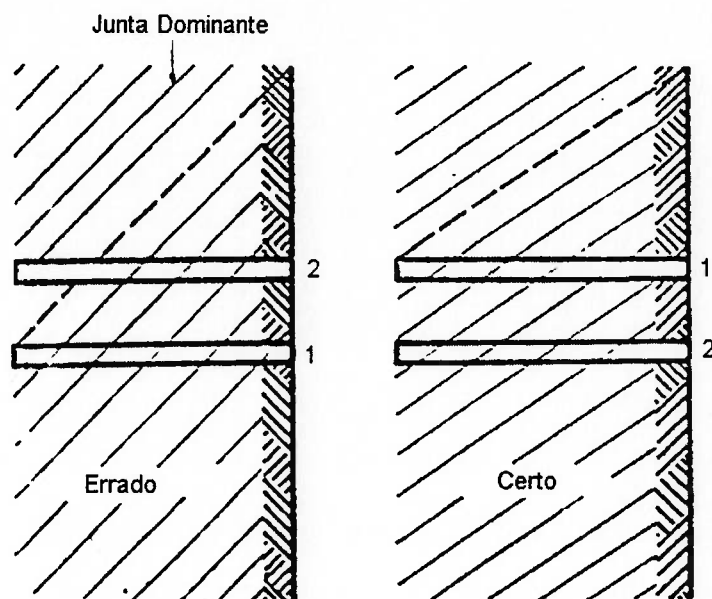


Figura 2.29 - Correta alocação de esperas em relação às juntas dominantes

Se na seção da galeria a junta dominante ocorrer como mostrado na figura que segue, obtém-se melhor desempenho no avanço se a posição do pilão for alterada, e os furos, colocados paralelamente, detonados na mesma espera.

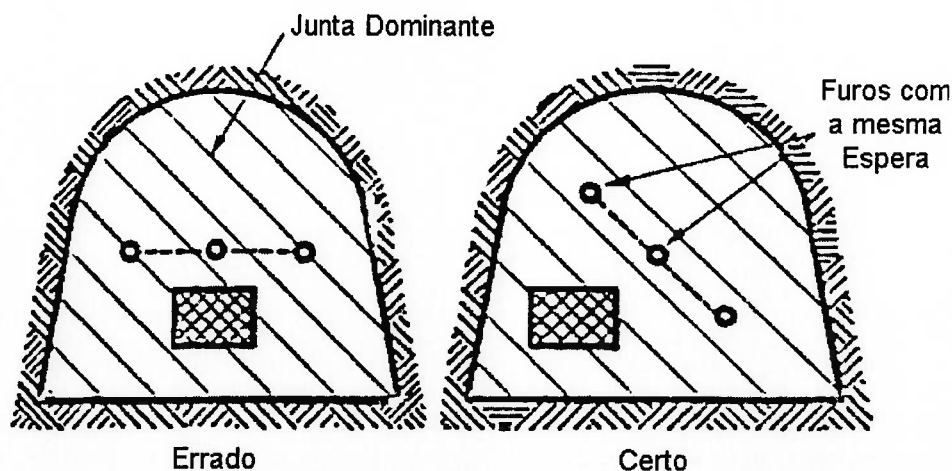


Figura 2.30 - Melhor alocação do pilão em relação às juntas dominantes

Dependendo do tipo de rocha e da profundidade da escavação, outro fenômeno que pode ocorrer, é o rápido fechamento do furo de mina; aprisionando as ferramentas de perfuração ou comprimindo o explosivo, de tal maneira que ele ultrapasse a sua densidade crítica, impossibilitando a detonação.

3. MODELAMENTO NUMÉRICO APLICADO AO DESMONTE POR EXPLOSIVOS EM SUBTERRÂNEO

3.1. INTRODUÇÃO

O processo de fragmentação da rocha pela ação da detonação de uma carga explosiva envolve a ação de mecanismos de natureza bastante diversa. Basicamente podemos distinguir dois tipos de mecanismos principais (LLERA, URBINA, JIMENO, C. L. e JIMENO, E. L., 1.987): o primeiro, em função do forte impacto gerado pela onda de choque que atravessa a rocha em um curto intervalo de tempo, e o segundo associado à atuação dos gases produzidos na reação de decomposição química da substância explosiva.

Nos primeiros instantes da detonação, a pressão na frente da onda de choque cilíndrica alcança valores que podem superar bastante a resistência à compressão da rocha provocando a destruição de sua estrutura intercrystalina e intergranular. O tamanho do anel de rocha triturada aumenta com a pressão de detonação do explosivo e com o acoplamento da carga às paredes do furo. Este mecanismo de ruptura consome cerca de 30 % da energia que a onda de choque transporta, colaborando com a fragmentação de um volume muito pequeno de rocha, da ordem de 0,1 % do volume total que a detonação de um furo pode fragmentar (SANSONE, 1997).

Durante a propagação da onda de choque, a rocha circundante ao furo é submetida a intensos esforços de compressão no sentido radial, induzindo componentes de tração nos planos tangenciais à frente de onda. Quando as tensões superam a resistência à tração da rocha, se inicia a formação de uma densa zona de gretas radiais ao redor da zona triturada que rodeia o furo. Quando a rocha apresenta fraturas naturais, a extensão das gretas mantém uma estreita relação com estas, já fraturas paralelas à linha de furos podem interromper a propagação das gretas radiais.

Quando a onda de choque alcança uma superfície livre, ocorre sua reflexão e a geração de duas ondas, uma de tração e outra de cisalhamento. Caso as tensões de tração superem a resistência à tração da rocha é produzido um fenômeno conhecido como "spalling" ou lascamento.

Após a passagem da onda de choque a pressão dos gases gerados na reação de decomposição do explosivo induz um campo de tensões de tração quase-estático ao redor

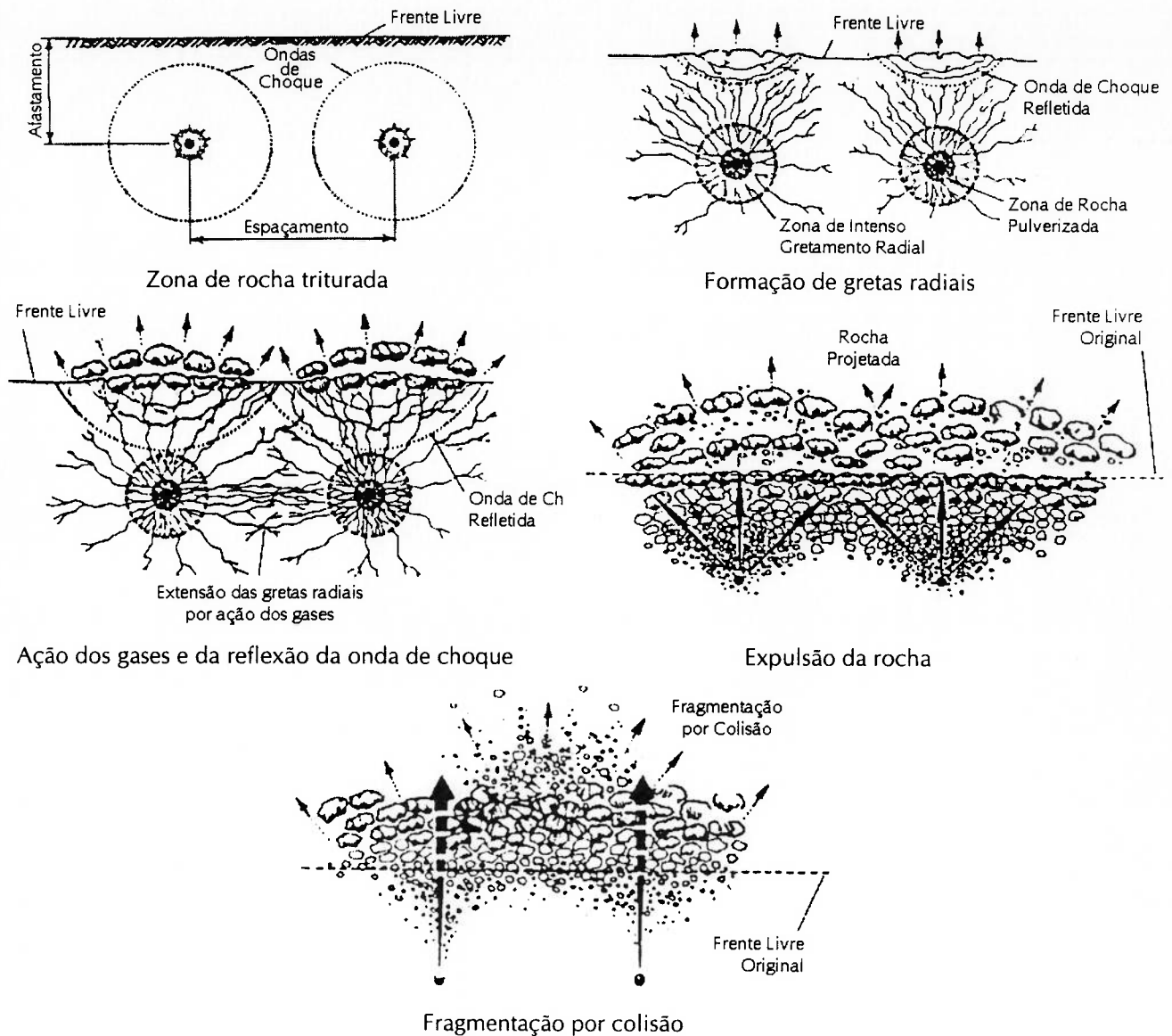


Figura 3.1 - Processo de fragmentação da rocha no desmorte

Estes mecanismos aliados ainda a outras variáveis como a disposição geométrica dos furos de mina e a sequenciação da detonação das cargas possuem equacionamento extremamente complexo, envolvendo parâmetros de difícil quantificação, ou até mesmo ainda não completamente resolvido, tornando bastante difícil a predição da eficácia de um projeto de desmorte.

Nesse sentido, o engenheiro dispõe atualmente dos modelos numéricos, ferramentas que se valem do estabelecimento de hipóteses simplificadoras e da alta capacidade de processamento quando implementados em programas computacionais, para permitir a simulação de cada um dos mecanismos descritos acima de forma individual, ou combinados fornecendo uma visão global da operação de desmorte.

do furo, a expansão dos gases força sua penetração nas gretas já desenvolvidas, prolongando-as sob a influência da concentração de tensões nas suas extremidades.

Após a passagem da onda de compressão ocorre uma queda súbita de pressão no furo, em razão do escape dos gases através das fraturas radiais e do deslocamento da rocha. A energia armazenada é então liberada muito rapidamente, gerando solicitações de tração e cisalhamento que provocam a ruptura do maciço. Um grande volume de rocha é mobilizado, não só à frente da linha de furos, mas também atrás da linha de corte do desmonte.

Os fragmentos de rocha gerados através dos mecanismos anteriores e acelerados pela ação dos gases são projetados através da superfície livre, colidindo entre si e dando lugar ainda, a uma fragmentação adicional.

Na figura que segue podemos observar os mecanismos de fragmentação descritos.

Na figura seguinte, como exemplo, temos a representação gráfica de um modelo que simula a seqüência de detonação de uma carga explosiva próxima à superfície, utilizando o método dos elementos distintos.

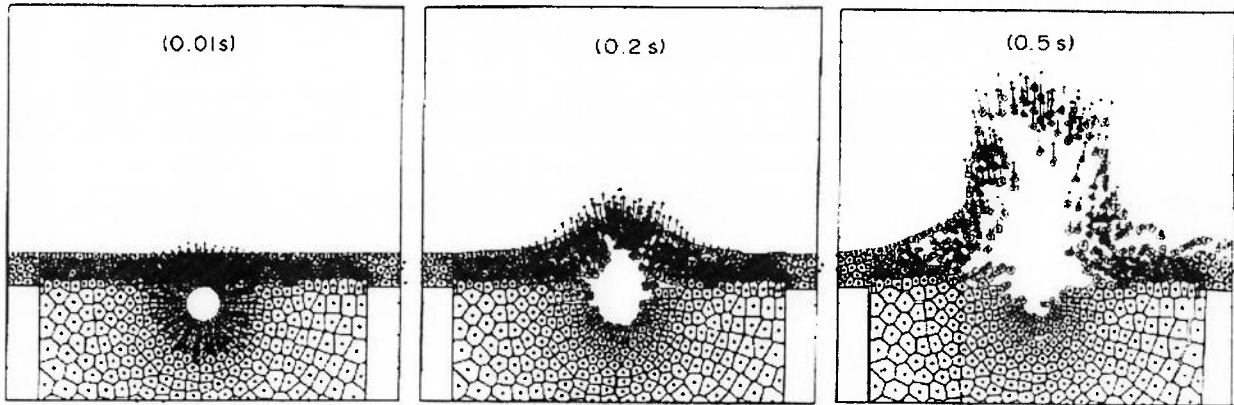


Figura 3.2 - Modelamento numérico de uma detonação

O uso de modelos numéricos implementados em programas computacionais torna possível a solução de problemas de otimização de operações complexas com múltiplas variáveis, como os envolvidos no desmonte de rochas, que analisados através de métodos convencionais só poderiam ser resolvidos através de um processo de tentativa e erro.

Nos últimos anos, a difusão do uso de computadores pessoais aumentou drasticamente a demanda por programas computacionais para desmonte de rochas. Como resultado temos atualmente um grande número de programas disponíveis comercialmente para a realização de uma variedade de tarefas que no passado estavam além do alcance do engenheiro equipado apenas com uma regra de cálculo ou uma calculadora portátil. A seguir estão listados alguns programas de uso bastante difundido, estes programas representam um investimento considerável em tempo de programação, estando sujeitos a atualizações constantes em razão de melhorias técnicas ou aumento da capacidade de processamento dos equipamentos.

Programa	Organização
BLASTEC	Nitro Nobel AB, Suécia
"3 x 3"	JKMRC, Austrália
BLASTCALC	Noka Software SYSTEMS, Canadá
BLAST DESIGNER	Precision Blasting Services, E.U.A.
CARE	Atlas Copco, Suécia
DYNOVIEW	Dyno Explosives Group, Noruega
SABREX	ICI Explosives, Escócia
SAROBLAST	University of Luleå, Suécia
SWEBENCH	Swedefo, Suécia
TIGERWIN	BAI Inc., E.U.A.

Tabela 3.1 - Programas computacionais aplicados ao desmonte por explosivos

Nos itens seguintes faremos uma breve descrição de algumas técnicas de modelamento numérico aplicadas à análise de vários aspectos relacionados à escavação de túneis e galerias em subterrâneo.

3.2. SISTEMAS ESPECIALISTAS APLICADOS AO PROJETO DE PLANOS DE FOGO

Sistemas especialistas podem ser definidos como programas computacionais que imitam a inteligência humana através do uso de informações e procedimentos de inferência para a resolução de problemas que requeiram perícia técnica. A partir da década de 1980, com o advento de computadores pessoais, foram desenvolvidos muitos sistemas especialistas, mas apenas alguns destes encontraram aplicação na indústria mineira, sendo desenvolvidos para propósitos de diagnóstico, projeto, planejamento e monitoramento. A estes sistemas podemos nos referir como clássicos, pois baseavam-se apenas em raciocínio do tipo simbólico e muitos não realizavam qualquer modelamento numérico e não se conectavam a ferramentas como bancos de dados, planilhas de cálculo e sistemas de controle (YAZICI e NASSUF, 1994).

Ferramentas integradas de desenvolvimento aplicadas a sistemas especialistas são novas na tecnologia da inteligência artificial. Estas ferramentas incluem elementos como orientação a objeto, modelamento de estruturas e interface com linguagens de programação tradicionais e bancos de dados. Com estas ferramentas é possível a criação de aplicações que modelem operações com alto grau de detalhamento como o desmonte por explosivos.

Existem diferentes enfoques no projeto de esquemas de fogo, como a técnica de desmonte escandinava (LANGFORS e KIHLMSTROM, 1987) onde planos de fogo são projetados utilizando um enfoque altamente teórico, enquanto outros métodos baseiam-se principalmente em relações empíricas. Em ambos os enfoques, o projeto final deve ser aperfeiçoado através da observação de resultados de campo, pois a adequação do esquema de fogo pode depender mais do conhecimento do especialista do que de procedimentos algorítmicos.

Na realidade o projeto de desmonte não é um processo de cálculo rápido que um iniciante possa seguir a partir de um livro texto. O engenheiro necessita de experiência para a determinação do correto explosivo para cada aplicação, para compreender o efeito dos condicionantes geológicos, das propriedades da rocha, da estrutura do maciço rochoso e das particulares condições locais sobre o resultado geral do desmonte. Assim, a natureza do projeto de escavação por explosivos é uma combinação de raciocínio analítico e heurístico que o perito deve saber dosar.

Muitos sistemas especialistas foram desenvolvidos para aplicações de engenharia de minas e civil. Infelizmente, a maioria deles não pôde ir além das universidades e dos centros de pesquisa nos quais foram desenvolvidos. Entretanto, alguns foram utilizados com sucesso pela indústria mineira, como por exemplo o DustPro desenvolvido pelo "Bureau of Mines", usado para análises de controle ambiental em minas de carvão. Outra aplicação notável é o MMSS, "Mine Manager Support System", sistema de informações também desenvolvido pelo "Bureau of Mines".

Programas computacionais dedicam-se principalmente ao modelamento de três áreas do desmonte. O projeto de diagramas de perfuração, simuladores de detonação e sistemas especialistas para projeto de planos de fogo. Programas como o Blastpla da "Explosive Technology International" (ETI), o SABREX da "Imperial Chemical Industry" (ICI) e o CSB da "Du Pont", podem fornecer a maioria das respostas que um engenheiro de desmonte necessita, variando desde questões relativas a custos de perfuração e de detonação, até a simulação da distribuição dos produtos fragmentados na pilha de escombros. Programas computacionais para projeto de escavações subterrâneas também foram desenvolvidos durante as décadas de 1970 e 1980. Dois exemplos destes são "Swedefo Tunnel Program" desenvolvido por Holmberg em 1975 e o DISTUN desenvolvido pelo CIMM do Chile. Estes programas baseiam-se em cálculos algorítmicos e não dependem de processos de raciocínio simbólico (YAZICI e NASSUF, 1994).

Na figura que segue podemos observar a estrutura básica de um sistema especialista utilizado no estudo de projetos de desmonte por explosivos, composto de um módulo de inferência acoplado a um banco de dados e a um otimizador numérico das operações unitárias.

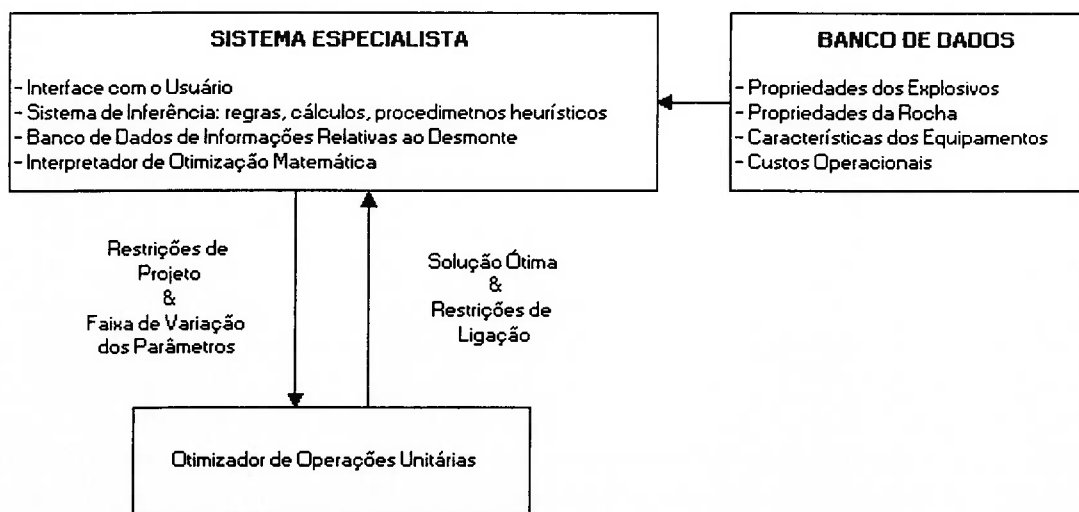


Figura 3.3 - Estrutura básica de um sistema especialista para modelamento de desmonte por explosivos

Os sistemas mais eficientes são os que combinam o poder de inferência de um sistema especialista com rotinas numéricas, valendo-se de dois tipos de modelos: um que reproduz o mecanismo de raciocínio e processamento de informações de um engenheiro especialista em desmonte e outro que executa os cálculos matemáticos precisos e determina os detalhes do projeto de desmonte com o objetivo de minimizar o custo total.

Seu funcionamento segue o seguinte princípio: os parâmetros que definem os limites admissíveis para as variáveis de projeto do desmonte e custos relevantes são transferidos do sistema especialista para o módulo de otimização. A partir da determinação de uma solução possível, o custo total e os valores ótimos das variáveis de projeto são devolvidos ao sistema especialista para exame. Caso a solução não seja considerada adequada, as variáveis de projeto (agora com novos limites especificados) e as restrições são devolvidas ao módulo de otimização que deve realizar novamente o processo de cálculo, agora com restrições de projeto menos severas. Este processo tem continuação até que uma solução considerada adequada seja encontrada ou até que o usuário modifique as restrições que impedem a obtenção de uma solução ótima (SMITH e HAUTALA, 1990).

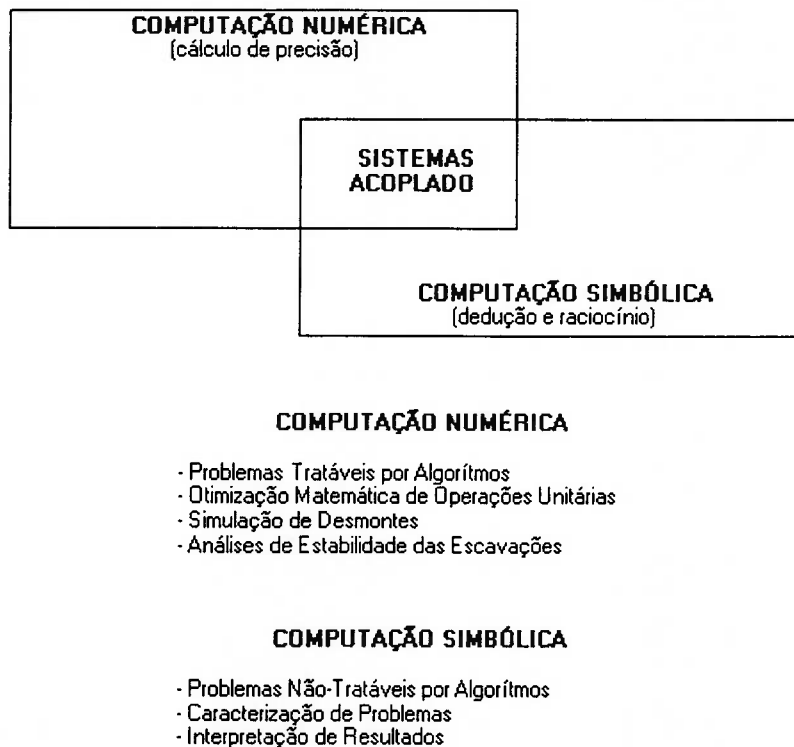


Figura 3.4 - Sistema especialista acoplado a modelo de otimização numérica

O modelo de otimização é baseado na busca de uma distribuição de fragmentação que forneça o mais baixo custo de perfuração, detonação, carregamento, transporte e britagem.

A expressão da função objetivo é:

$$Z = C_d(D, B, S) + C_b(W, P) + C_l(h(x)) + C_h(h(x)) + C_c(h(X))$$

Solução ótima \rightarrow Mínimo(Z)

onde:

$C_d(D, B, S)$ = custo de perfuração em função do diâmetro do furo (D), afastamento (B) e espaçamento (S)

$C_b(W, P)$ = custo de detonação em função da carga (W) e do preço do explosivo (P)

$C_l(h(x))$ = custo de carregamento em função da distribuição granulométrica do material

$C_h(h(x))$ = custo de transporte em função da distribuição granulométrica do material

$C_c(h(x))$ = custo de britagem em função da distribuição granulométrica do material

$h(x)$ = distribuição granulométrica desejada para o material fragmentado (função de restrição)

Esta formulação requer uma solução sob a forma estocástica, mas caso se divida a distribuição $h(x)$ em frações de tamanho em termos de porcentagem passante, como normalmente utilizado em simulações de fragmentação, ou se utilize um tamanho médio de partícula, podemos simplificar bastante o processo de busca da solução ótima do problema.

Além dos componentes de custo explicitados acima, outras variáveis relacionadas a questões operacionais também podem ser utilizadas na função objetivo apresentada acima, desde de que possam ser expressas em termos numéricos.

O método de otimização matemática como descrito anteriormente não é a única sistemática disponível que pode ser acoplada a um sistema especialista. Simuladores de detonação podem ser utilizados, porém a obtenção direta de um valor ótimo para os custos operacionais é dificultada. Mas destaca-se que estes métodos apresentam a vantagem de serem capazes de possibilitar uma visão mais ampla sobre o interrelacionamento dos diferentes custos do desmonte.

Na figura apresentada a seguir observamos a estrutura de um sistema especialista composto de módulos integrados, com bancos de dados de informações específicas sobre explosivos, características da rocha e do maciço rochoso e histórico de casos reais; além de um sistema de inferência baseado em restrições impostas pelo usuário e outro sistema de cálculos aritméticos.

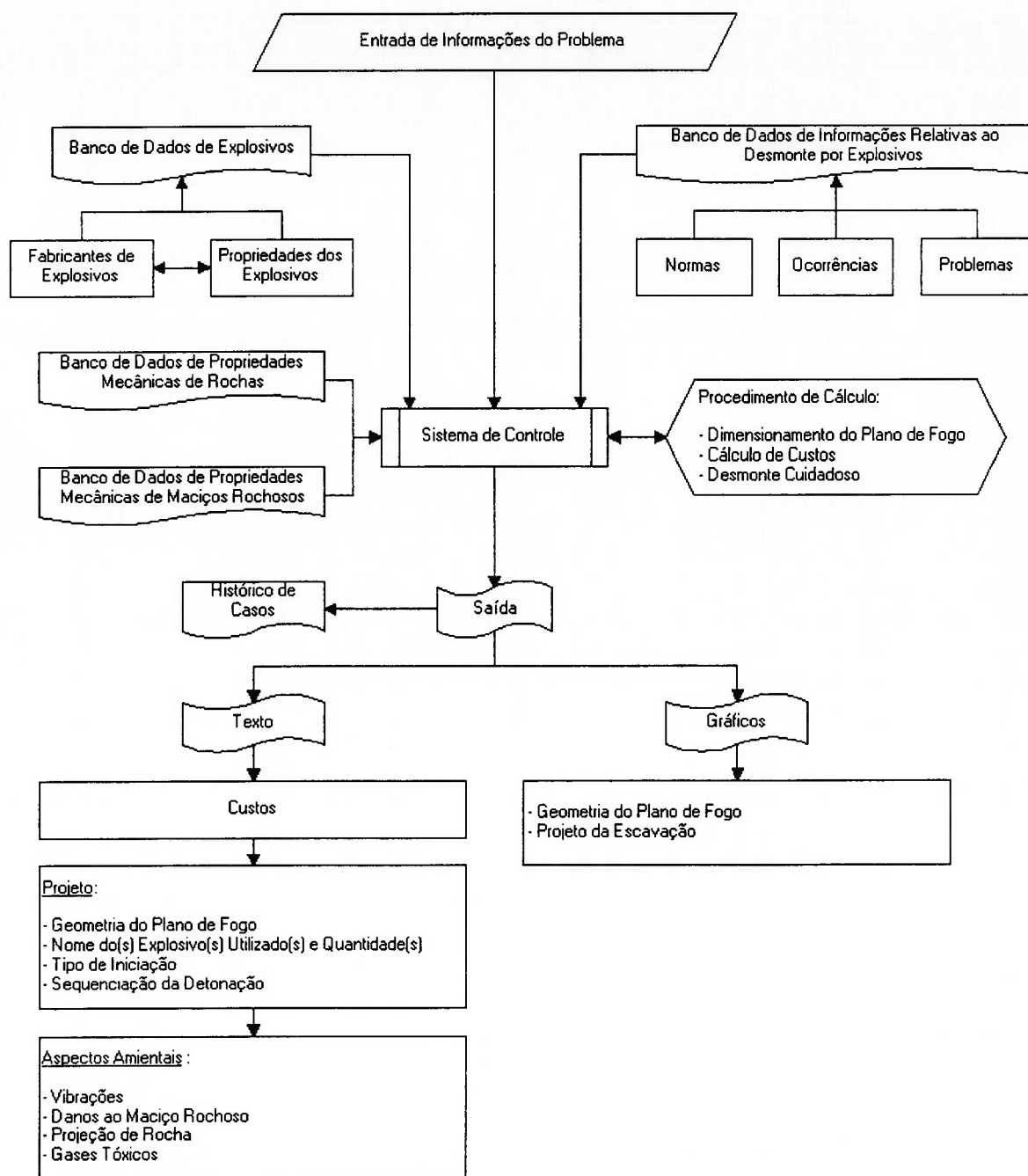


Figura 3.5 - Diagrama de blocos detalhado para sistema especialista aplicado ao desmonte

Observação: apresentamos no capítulo 4 deste trabalho, “Exemplo de Aplicação: Sistema Especialista para o Cálculo de Planos de Fogo em Subterrâneo”, um programa computacional desenvolvido pelo autor, que se constitui em uma proposta básica de sistema especialista aplicado ao dimensionamento de planos de fogo para escavação de túneis e galerias.

3.3. SIMULAÇÃO DE PROCESSOS DE DESMONTE EM REDES NEURAIS

Recentes avanços na compreensão de como os explosivos interagem com o maciço rochoso tem fornecido ao engenheiro um maior controle sobre as variáveis envolvidas nesta operação. A simulação em computador de processos de desmonte tem ajudado na definição das melhores alternativas visando a otimização da fragmentação e a diminuição dos custos. Um novo método de controle de processos, que está oferecendo uma forma mais prática para o controle das complexas interações entre as variáveis envolvidas no processo de desmonte e nas operações a este associadas, é o processamento em redes neurais.

Uma rede neural é um algoritmo computacional com uma estrutura que imita o sistema do cérebro humano de neurônios. Em uma rede neural, os transistores do computador se constituem no análogo eletrônico dos neurônios, e os resistores representam as sinapses entre os neurônios. Os sinais elétricos recebidos pelos circuitos digitais são inibidos ou amplificados, dependendo da tarefa que a rede neural está executando. Quando os sinais são passados para os circuitos vizinhos temos uma analogia para a transmissão a partir dos neurônios do cérebro de sinais eletro-químicos.

Redes neurais não seguem regras rigidamente programadas, como os programas computacionais convencionalmente o fazem. Ao contrário, eles constroem uma base de informações através de um método de tentativa-e-erro. Por exemplo, um programador introduz uma imagem fotográfica digitalizada para identificação em uma rede neural, e vai fornecendo “pistas” que permitem ao programa identificar a fotografia e produzir uma resposta correta. Certos caminhos dentro da rede são fortalecidos quando uma tarefa é executada corretamente, ou enfraquecidos quando a tarefa é executada de forma incorreta. Deste modo a rede neural aprende a partir de seus acertos e erros e pode fornecer respostas mais precisas a cada nova repetição da tarefa.

A partir da década de 1950 foram construídas redes neurais simples, mas pouco progresso foi obtido antes do desenvolvimento de técnicas de processamento computacional paralelo mais poderosas. As redes neurais atuais ainda são muitos mais simples que o cérebro humano, mas recentes propostas apontam aplicações sofisticadas para esta técnica em tarefas que exijam a utilização de inteligência artificial.

As redes neurais já estão tendo aplicações variadas tais como a predição do desempenho de aciarias, controle da vibração de máquinas, detecção de fraudes de cartão de crédito e impostos, análise de impressões digitais e caligrafia além do rastreamento de depósitos de óleo e gás natural.

No campo do desmonte de rochas as redes neurais são o mais recente desenvolvimento na busca da resposta a uma velha indagação a respeito da melhor forma de controle de um processo com tantas variáveis difíceis de equacionar. De modo diferente de outros métodos de controle, a simulação em rede neural usa dados reais para processar as complexas interações entre parâmetros e situações relacionadas ao desmonte, que não são sempre completamente compreendidas, tais como energia do explosivo, espaçamento, afastamento, diâmetro de furos de mina, fragmentação esperada para a rocha e assim por diante (LILLY, 1994).

Uma outra vantagem reside no fato de que muitas variáveis envolvidas no desmonte possuem interrelações não-lineares, as quais as redes neurais podem tratar apropriadamente.

As redes neurais possibilitam o modelamento de relacionamentos através da manipulação de variáveis já conhecidas ou variáveis de entrada do problema. Algoritmos especiais de treinamento permitem às redes neurais apreender o modo de interrelação das variáveis de entrada do problema com os resultados. Depois de treinados, os sistemas podem prever relações determinísticas quando outros modos de avaliação não são capazes.

Quando se utiliza uma rede neural, o primeiro passo é determinar o que deverá ser predito. Por exemplo, se o engenheiro deseja uma predição de dano estrutural provocado pelo desmonte sobre uma escavação em uma camada de carvão (veja figura que segue), ele pode projetar uma rede neural para fornecer um "sim" ou um "não", de acordo com as condições de desmonte propostas em campo.

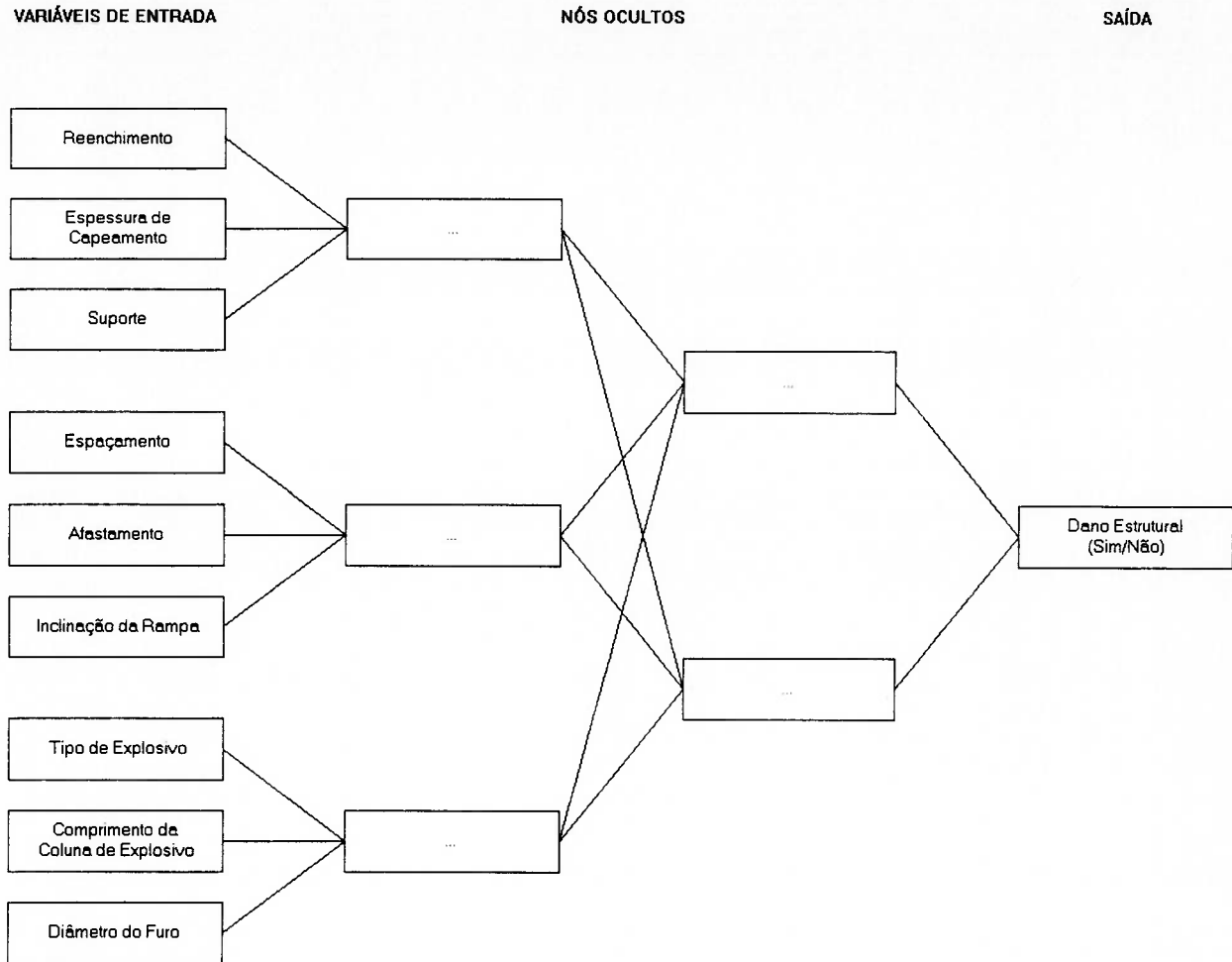


Figura 3.6 - Rede neural para predição do dano estrutural imposto pelo desmonte

No desenvolvimento do modelo de rede neural, é importante que o engenheiro identifique todas as variáveis com potencial de influência sobre o valor da predição. Estas variáveis no caso acima são a quantidade de material utilizado no reenchimento da escavação em um método de lavra por corte e aterro, sobrecarga devida ao carregamento, suporte, afastamento, espaçamento, tipo de explosivo, comprimento de coluna de explosivo, diâmetro do furo de mina e assim por diante, oferecendo um bom perfil aproximativo e servindo como uma base para a rede neural.

Os dados são o próximo componente de uma rede neural. Para maximizar a precisão das predições deve-se fazer mão do maior número de possível de informações. Por exemplo, podem ser utilizados centenas ou milhares de registros sismográficos de detonações, caso disponíveis, para o desenvolvimento de uma rede neural que analise a influência das vibrações sobre a estabilidade de estruturas prediais nas proximidades da frente de

desmonte de rocha. De um modo geral, quanto maior o intervalo e a diversidade de informações, mais fidedigna a predição da rede será.

Em seguida, é necessário a definição da estrutura da rede neural. Esta estrutura define a hierarquização da coleção de dados de entrada do problema associados a elementos de processamento, os “neurônios”; possibilitando o funcionamento e o treinamento da rede. O algoritmo de treinamento seleciona as variáveis apropriadas de forma que a rede neural execute a correta manipulação e interrelacionamento dos dados. Os nós ocultos auxiliam no ajuste da ponderação das variáveis de entrada, segundo suas importâncias no problema.

Após o treinamento e o teste da rede neural, esta pode ser processada de modo a fornecer predições ou estimativas. Uma vez ajustada, a rede neural, no caso da figura anteriormente apresentada, trabalha a partir das informações coletadas nas últimas detonações e pode prever a sobrecarga aplicada sobre o maciço rochoso, o dano imposto à camada de carvão ou outros resultados do desmonte.

Após realizada a operação no campo e coletados os dados correspondentes à última predição, estes são comparados e adicionados ao modelo, passando a fazer parte da cadeia de informação que compõe a rede neural. Dessa, forma ao contrário de métodos mais convencionais de análise, as redes neurais são dinâmicas e sempre tem novos dados somados continuamente para refinar suas predições.

A figura apresentada a seguir mostra a base para um sistema de rede neural que relaciona o desmonte ao controle de produção de um britador primário. São introduzidas as características dos explosivos e variáveis geométricas do desmonte (dados reais). As taxas de produção são então previstas, permitindo ao engenheiro planejar e rapidamente fazer ajustes quando as metas de produção se modificam, ou quando um fato inesperado ocorre.

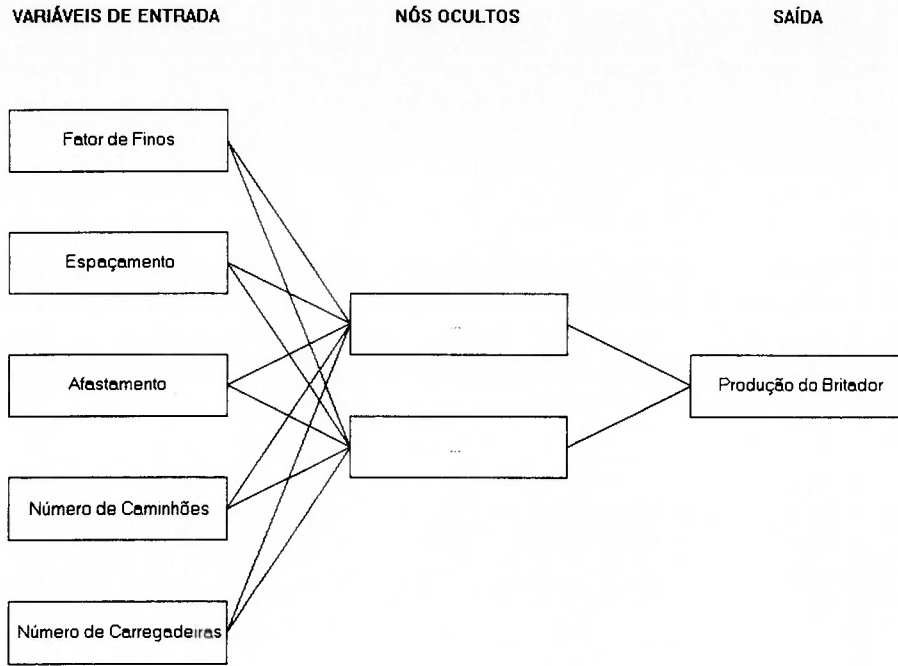


Figura 3.7 - Rede neural para controle da produção de britador em função das variáveis do desmonte

As redes neurais podem também auxiliar no controle das vibrações geradas no desmonte buscando otimizar ao mesmo tempo a fragmentação da rocha. A figura que segue mostra uma rede neural montada para a predição de vibrações, a partir de informações específicas de uma operação. A rede pode inferir a partir de dados históricos e predizer os níveis de vibração, expressos sob a forma de espectros de frequência, faixas de amplitude de oscilação e velocidade de partícula

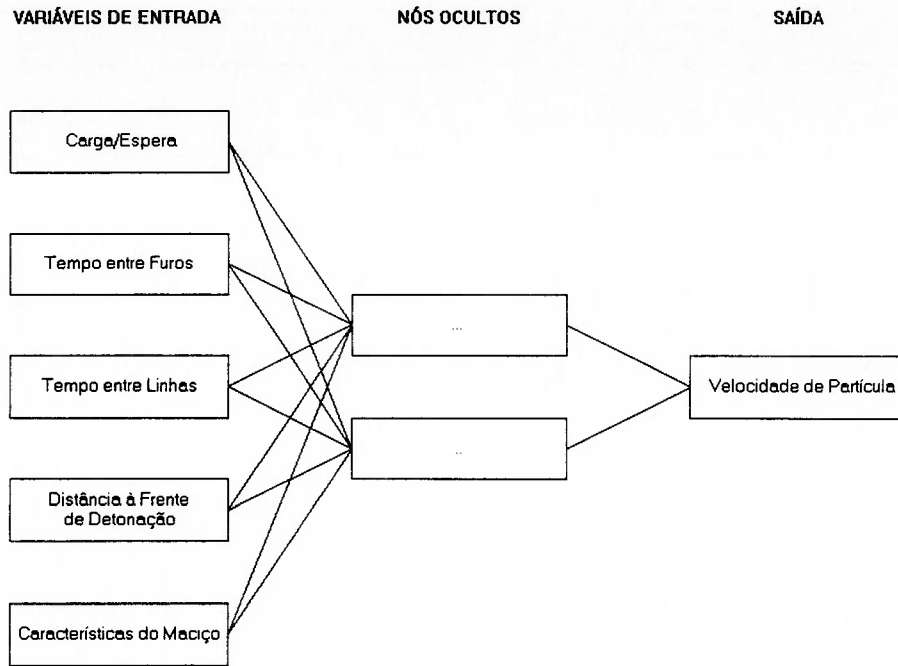


Figura 3.8 - Rede neural para predição de níveis de vibração

Usos complexos de redes neurais em problemas de desmonte tornam-se agora possíveis com a introdução de computadores com tecnologia avançada que permitem a redução do tempo de processamento. Mesmo assim, a aplicação desta tecnologia ainda está em sua infância, sendo recomendável o emprego de cautela na aplicação dos resultados destas implementações. O julgamento de um técnico experiente ainda deve ser encarado como a palavra final.

3.4. MODELO BI-DIMENSIONAL DE GERAÇÃO DE FRATURAS NO DESMONTE

Este método se baseia em um modelo numérico que simula o aparecimento de gretas radiais que se desenvolvem a partir das paredes dos furos e avançam em direção ao interior do maciço rochoso. O equacionamento segue o utilizado pelo método bi-dimensional Sabrex, elaborado pelo grupo ICI, e representa a geometria dos furos e das gretas sobre um plano horizontal que intercepta perpendicularmente as colunas de explosivo (LLERA, URBINA, JIMENO, C. L. e JIMENO, E. L., 1.987).

O algoritmo de cálculo determina o número de gretas radiais ao redor de cada carga a uma determinada distância. Nas proximidades da parede do furo o número de gretas será dado por:

$$N_0 = \frac{\sigma_f}{RT'}$$

onde:

N_0 = número de gretas ao redor da carga

σ_f = pressão na parede do furo

RT' = resistência à tração dinâmica da rocha

A uma distância DS , do eixo do furo, o número de gretas (N), será:

$$N = \frac{N_0}{DS/b} e^{-\alpha \frac{DS}{b}}$$

onde:

DS = distância do ponto considerado ao furo de mina

b = raio do furo de mina

α = coeficiente de absorção

A pressão na parede do furo pode ser calculada através da equação que fornece a pressão máxima transferida à rocha na detonação de uma carga explosiva:

$$\sigma_f = PT_m = \frac{2}{1+n_z} PD$$

com:

$$PD = \rho_e \frac{VD^2}{4.000}$$

e

$$n_z = \frac{\rho_e \cdot VD}{\rho_n \cdot VC}$$

onde:

PD = pressão induzida pela detonação

PT_m = pressão máxima transferida à rocha

n_z = relação entre impedâncias do explosivo e da rocha

ρ_e = densidade do explosivo

ρ_r = densidade da rocha

VD = velocidade de detonação

VC = velocidade de propagação de ondas no meio rochoso

A orientação das gretas segue uma distribuição aleatória ao redor de cada furo e a sua propagação, através da ação de abertura produzida pela expansão dos gases, cessa quando a greta encontra uma frente livre, uma descontinuidade natural do maciço ou quando atingem uma distância máxima ditada pela lei de atenuação da energia da onda de choque fornecida pela detonação do explosivo.

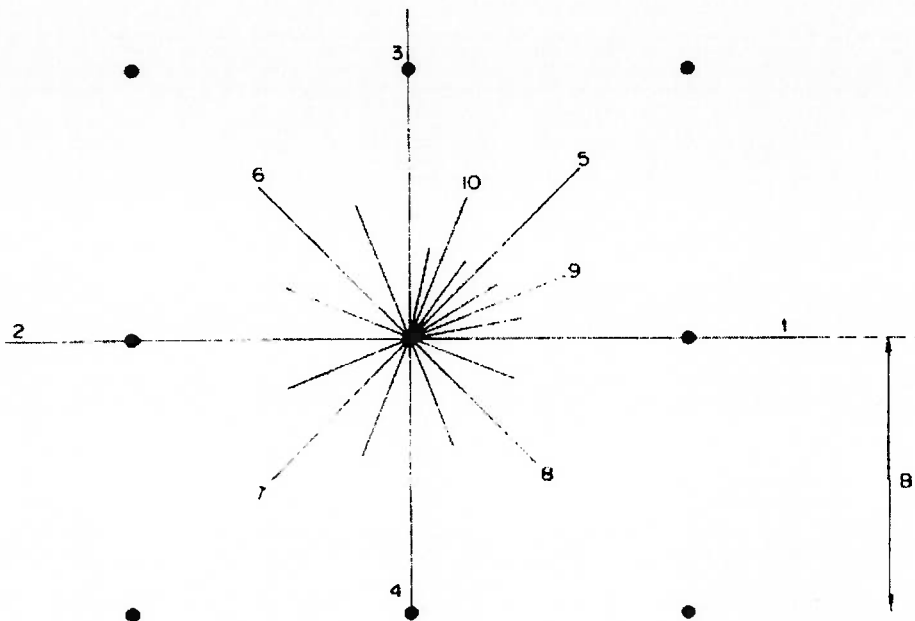


Figura 3.9 - Gretas geradas em rocha homogênea com um diagrama quadrado de cargas

Em desmontes com seqüenciamento da detonação das cargas, a propagação das gretas em furos adjacentes é paralisada no momento em que interceptam as linhas que definem as gretas. Com isto, pode ser estudado o efeito de diferentes configurações de seqüenciamento de cargas para uma mesma geometria de plano de fogo.

Depois de gerada a distribuição de gretas ao redor de cada furo, a avaliação da fragmentação pode ser feita através de uma simulação segundo o método de Monte Carlo, consistindo em tomar-se aleatoriamente pontos diferentes no plano de estudo, e a partir de cada um desses pontos o tamanho do bloco é determinado segundo a conformação local da malha de gretas, como pode-se observar na figura que segue.

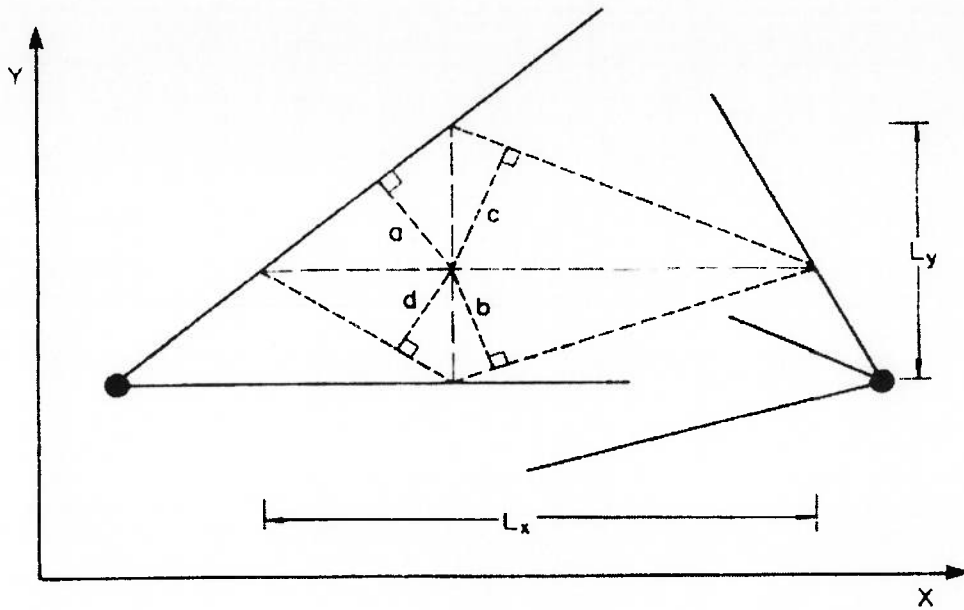


Figura 3.10 - Definição de um bloco pela fragmentação da rocha

Repetindo este processo por toda a região da frente de desmonte pode-se chegar à determinação da curva de distribuição granulométrica dos fragmentos.

Algumas aplicações deste modelo de simulação da fragmentação se baseiam no estudo das seguintes questões:

- Efeito de diferentes tipos de explosivo sobre um mesmo esquema de perfuração.
- Influência da seqüência de detonação sobre a fragmentação.
- Incidência dos erros de emboque na realização dos furos.
- Repercussão do efeito de furos falhados.
- Influência da variação dos esquemas de desmonte mantendo-se constante a carga dos furos.
- Efeito da estrutura do maciço rochoso nos resultados da detonação.

No caso da análise da influência da estrutura do maciço observa-se que se o esquema de perfuração é mais aberto em relação ao espaçamento das discontinuidades naturais do maciço, a granulometria do material fragmentado será muito afetada pela presença dos blocos que foram conformados previamente pelas discontinuidades. Pode ser avaliada a influência destes planos de fratura da rocha considerando tipos diferentes de preenchimento das juntas e conseqüentemente coeficientes diferentes de amortização das ondas de choque que atravessam estes planos.

Na figura que segue temos a representação gráfica da distribuição do gretamento calculado através do método Sabrex para uma configuração de detonação definida.

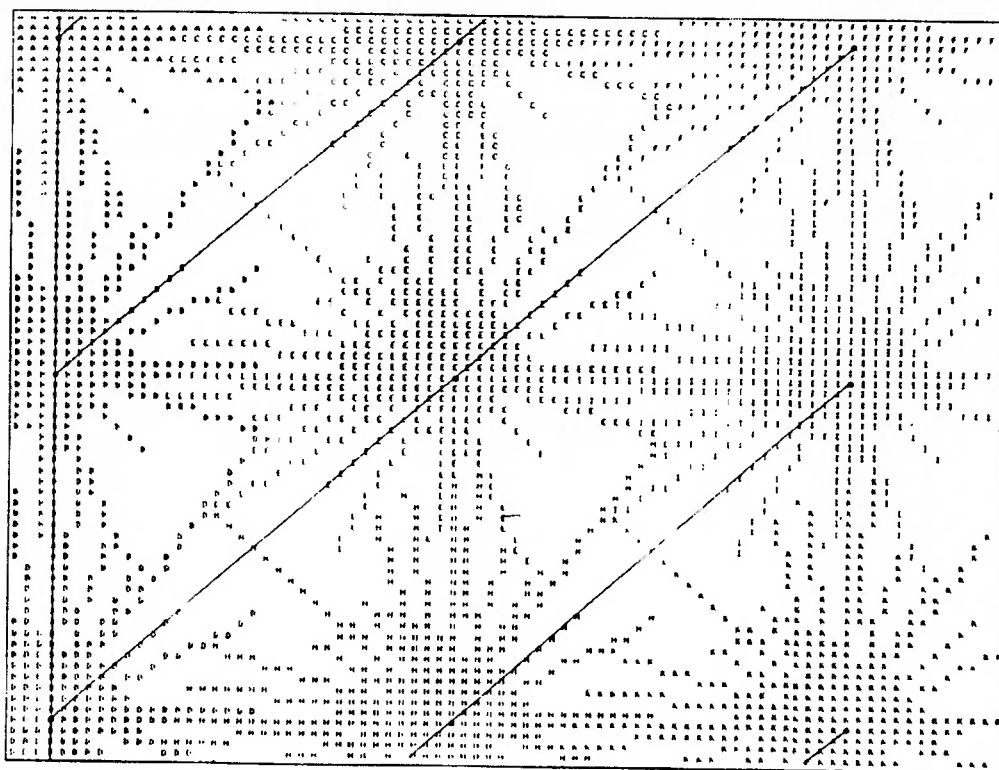


Figura 3.11 - Gretas originadas ao redor de cada furo para um plano de fogo

Observação: apresentamos no capítulo 5 deste trabalho, “Exemplo de Aplicação: Modelos Numéricos Aplicados à Avaliação do Resultado do Desmonte em Subterrâneo” (item 5.6. Caso 2: Escavação de Galeria Utilizando Modelo de Geração de Fraturas), um exemplo que ilustra a aplicação da metodologia aqui descrita.

3.5. MODELAMENTO NUMÉRICO DAS VIBRAÇÕES GERADAS NO DESMORTE

Os problemas de vibração no desmonte preocupam a indústria mineira a muito tempo. Desde a década de 1950, nos E.U.A. e na Europa, legisladores preocupados com os problemas ambientais, fixaram limites para os níveis de vibração aceitáveis. Muitas minas na Europa, Austrália e E.U.A. têm níveis máximos de vibração incorporados na própria licença operacional da companhia e dessa forma, um mal projeto do plano de fogo pode conduzir a altas multas ou em casos extremos a suspensão das operações mineiras (JOHNSTON e DURUCAN, 1994).

As ondas de choque que transportam a energia liberada na detonação da carga explosiva manifestam-se principalmente sob duas formas: ondas de superfície e ondas interiores (LANGFORS e KIHLMSTROM, 1987). Entre as ondas de superfície estão as ondas Rayleigh e as ondas Love, estas são responsáveis pelos possíveis danos causados a construções vizinhas; e entre as ondas interiores estão as ondas de compressão e as ondas de cisalhamento, estas provocam deformação e fragmentação da rocha (SANSONE, 1997).

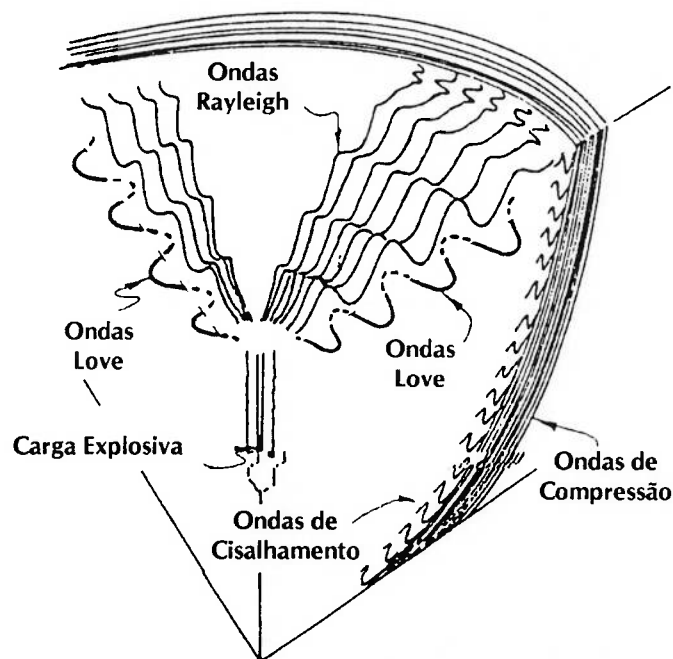


Figura 3.12 - Ondas sísmicas geradas na detonação de uma carga explosiva

Os principais parâmetros normalmente utilizados para a quantificação da magnitude de vibração em um determinado ponto no interior do maciço rochoso são:

Deslocamento: distância até a qual a partícula se move antes de retornar a sua posição original de repouso.

Velocidade: medida de rapidez do movimento da partícula em torno de sua posição de repouso.

Aceleração: taxa segundo a qual a velocidade de partícula varia.

Frequência: número de oscilações por segundo a que a partícula está submetida.

Atualmente a busca da diminuição dos custos nas minas subterrâneas, tem despertado a consciência de que desmontes otimizados visando a diminuição das vibrações são também mais eficientes em termos de custos e resultados operacionais. Assim, as técnicas de análise das vibrações estão sendo agora utilizadas na otimização da eficiência dos ciclos de desmonte, identificando o melhor tempo de iniciação de furos individuais e a seqüência mais adequada para a detonação dos furos.

Muitas ferramentas matemáticas estão atualmente disponíveis para o estudo das vibrações. Técnicas como: método dos elementos finitos, método dos elementos finitos dinâmico, método dos elementos de fronteira e o método dos elementos distintos têm sido utilizadas para modelar partes particulares do problema global. O uso da maioria destas técnicas é, porém, muito complexo para permitir uma utilização rápida pelo técnico em uma base diária, implicando na utilização de procedimentos empíricos que fornecem resultados estimativos. Pesquisadores estão atualmente trabalhando em metodologias que podem resultar em um melhor controle do desmonte, através do cálculo da frequência global e da energia emitida a partir da detonação, dando indicações da rota de transmissão da onda a partir da frente de detonação até pontos de interesse. Um esquema simplificado para este tipo de análise está ilustrado na figura que segue (JOHNSTON e DURUCAN, 1994).

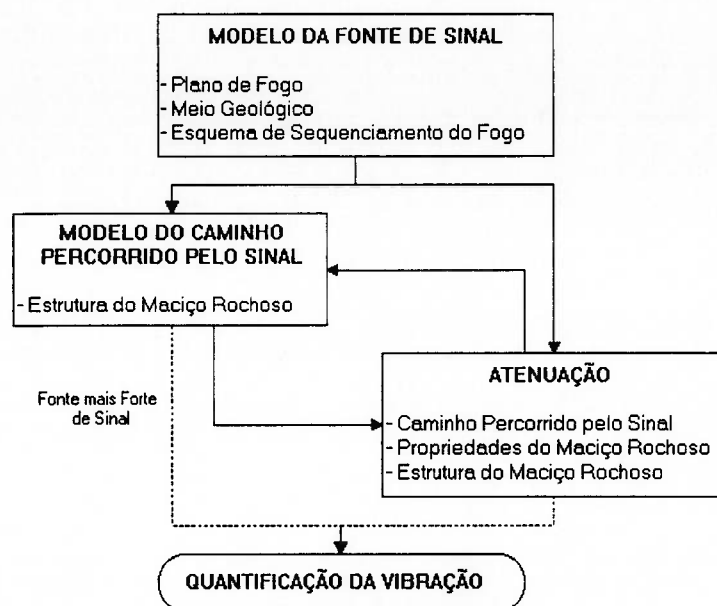


Figura 3.13 - Modelo esquemático para análise das vibrações produzidas pelo desmonte

3.5.1. MODELAMENTO DAS VIBRAÇÕES INDUZIDAS PELO DESMONTE

Uma variedade de metodologias têm sido desenvolvidas para o equacionamento da fragmentação da rocha a partir da detonação de colunas de explosivos e a irradiação da energia de onda. Análise via método dos elementos finitos dinâmica e vários modelos analíticos foram propostos para material visco-elástico em um meio infinito. Estes modelos estão atualmente em desenvolvimento e ainda não se constituem em uma metodologia fechada. Um segundo enfoque comumente utilizado é a instrumentação e a análise da influência da detonação de um único furo de mina, e sua extrapolação para o modelamento das detonações subseqüentes, assumido que as características se mantenham homogêneas para todos os furos, com apenas defasagem nas emissões das vibrações. Este método é utilizado no estudo de detonações pelo sistema VIBReX (Vibration Modelling Code), do grupo ICI. O VIBReX permite análises de variações no sequenciamento da detonação, considerando os tempos de espera como variáveis estatísticas (FIRTH, 1994).

As hipóteses adotadas na formulação do modelo são as seguintes:

- Cada furo no esquema de fogo produz o mesmo perfil de vibrações.
- Os perfis de vibração podem ser somados linearmente.

- Os tempos de espera na detonação de cada furo podem ser representados por distribuições normais.

As primeiras duas aproximações permitem que a vibração resultante da detonação de múltiplos furos possa ser predita a partir da caracterização sismográfica do perfil de vibração de um único furo.

3.5.2. REPRODUTIBILIDADE DO ESPECTRO DE VIBRAÇÃO DE UM FURO

O problema fundamental na síntese da detonação de múltiplos furos a partir da função que caracteriza o perfil de vibração de um único furo é a medida da certeza de que diferentes furos produzam o mesmo espectro de frequências de vibração em termos de amplitude e fase. Parâmetros como diâmetro do furo, comprimento, espaçamento dos furos, comprimento de fraturas, energia liberada pelo explosivo, velocidade de detonação do explosivo, resistência da rocha e propriedades elásticas e os caminhos de propagação entre o furo de mina e o ponto receptor estão envolvidos. Na ausência de um modelo amplo que leve em conta todas estas variações possíveis, recomenda-se que estes parâmetros devam ser mantidos o mais constantes possível.

3.5.3. SUPERPOSIÇÃO LINEAR DAS FORMAS DE ONDA DE FUROS INDIVIDUAIS

Mesmo com a evidência de uma variabilidade inerente das formas de onda dos furos individuais, alguns estudos mostram excelente conformidade entre as formas de onda sintetizadas e as medidas através de instrumentação sismográfica, como podemos observar na figura que segue.

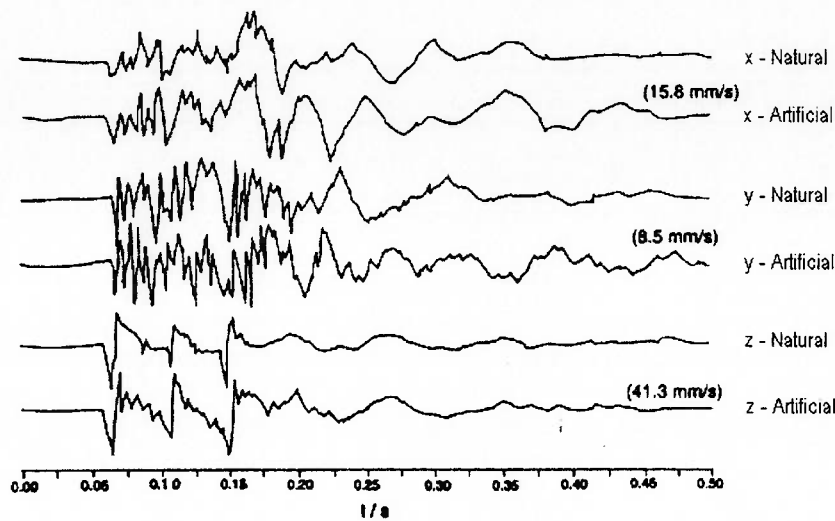


Figura 3.14 - Comparação entre ondas sintetizadas através de modelos numéricos e medidas em campo

3.5.4. FUNÇÃO DE SUPERPOSIÇÃO DE ONDAS NO DOMÍNIO DO TEMPO

O enfoque mais simples na síntese de vibrações a partir de múltiplos furos é caracterizar o perfil de vibração de um furo individual e aplicar um algoritmo de substituição e adição no domínio do tempo. A forma de onda resultante será dada por:

$$s_{\text{TOT}}(t) = \sum_{j=1}^N s(t - d_j)$$

Onde d_j são os tempos de detonação de cada furo e $s(t)$ a função que caracteriza a forma de onda de um furo individual. Este método tem se provado útil para o cálculo da velocidade de partícula a partir de múltiplos furos, especialmente se compensações são feitas para a distribuição dos tempos de espera na detonação.

Uma outra técnica é simplesmente corrigir a função de onda de um furo individual através de uma função de compute os fatores de defasagem em tempo de cada furo, como segue:

$$s_{\text{TOT}}(t) = s(t) \cdot n(t)$$

$$n(t) = \sum_{j=1}^N \delta(t - d_j)$$

Tomando-se $s_{TOT}(f)$, $s(f)$ e $N(f)$ como as transformadas de Fourier de $s_{TOT}(t)$, $s(t)$ e $n(t)$, então podemos modificar a expressão anterior para um equação no domínio da frequência, como segue:

$$s_{TOT}(f) = s(f) \cdot N(f)$$

- Considerando agora, que o j -ésimo furo é detonado a um tempo d_j , com carga explosiva w_j gerando um perfil de vibração $s(t)$, a superposição destes perfis de onda fornecerá:

$$s_{TOT}(t) = \sum_{j=1}^N w_j s(t - d_j)$$

Mas se $s(f)$ e $s_{TOT}(f)$ são as transformadas de Fourier de $s(t)$ e $s_{TOT}(t)$, então:

$$s_{TOT}(f) = \sum_{j=1}^N s(f) w_j e^{-2i\pi d_j f}$$

Definido a função $F(f)$, "espectro de detonação", como a relação:

$$F(f) = \frac{|s_{TOT}(f)|}{|s(f)|}$$

Então a amplitude relativa de Fourier na detonação de múltiplos furos, em comparação à detonação de um único furo como uma função da frequência será dada por:

$$F(f) = \left| \sum_{j=1}^N w_j e^{-2i\pi d_j f} \right|$$

Aplicando o equacionamento, na figura seguinte temos a forma de onda sintetizada para a detonação de 10 furos com espera de 25 ms entre os furos.

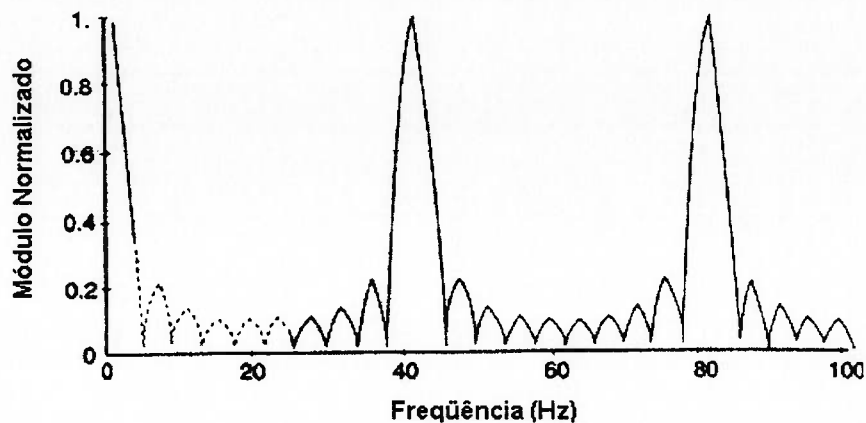


Figura 3.15 - Forma de onda sintética para a detonação de 10 furos

Na figura apresentada a seguir temos a comparação entre a forma de onda sintetizada para a detonação de 15 furos utilizando detonadores com esperas de 25 ms, bem como a forma de onda real instrumentada em campo. Podemos observar a boa aderência do modelo.

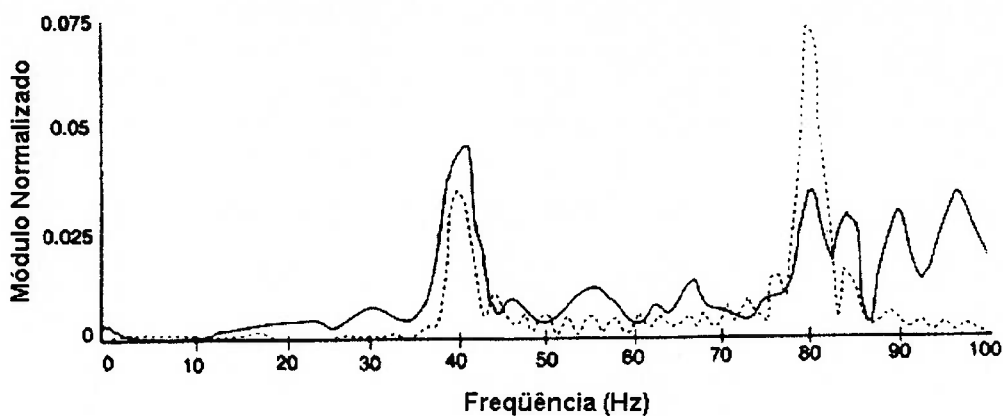


Figura 3.16 - Comparação entre onda sintetizada (---) e medida em campo (—) para a detonação de 15 furos

Entre as vantagens deste enfoque podemos citar:

- A análise pode ser executada em domínios de tempo e frequência para permitir a análise da magnitude da vibração e espectro de frequência.
- O método de cálculo é relativamente simples em comparação a métodos baseados em modelos mais complexos
- Compensações podem ser feitas para a direcionalização de um esquema de fogo pela adição dos tempos de percurso aos tempos de iniciação dos furos individuais, considerados de cada furo ao ponto de interesse.

O método, entretanto, possui desvantagens pois não são feitas considerações a respeito da atenuação da energia da onda, ou para a diferenciação de tipos de onda e para a geração

de ondas de superfície. Assim, o método essencialmente permite o modelamento do pulso de onda gerado, a uma distância próxima da fonte.

3.6. DESMONTE CUIDADOSO E DIMINUIÇÃO DA RESISTÊNCIA MECÂNICA DA ROCHA PELA AÇÃO DO DESMONTE POR EXPLOSIVOS

3.6.1. INTRODUÇÃO

A energia não aproveitada no processo de fragmentação da rocha, em alguns casos superior a 85% da desenvolvida no desmonte, reduz a resistência estrutural do maciço rochoso além da linha de corte prevista para o túnel ou galeria. São criadas novas fraturas e planos de fraqueza, e as juntas, diáclases e planos de estratificação presentes no maciço rochoso, que inicialmente não se apresentavam como críticos, ao serem abertos, provocam uma redução da coesão do maciço. Isto se manifesta na forma de sobre-escavação, podendo levar o maciço a um potencial estado de colapso (LLERA, URBINA, JIMENO, C. L. e JIMENO, E. L., 1.987).

Entre as conseqüências negativas deste fenômeno podemos destacar:

- Maior diluição do minério nas zonas de contato das minas de minerais metálicos.
- Aumento do custo de carregamento e transporte em razão do aumento do volume de material escavado.
- Aumento do gasto com concreto em obras civis como: túneis, centrais hidroelétricas; câmaras de armazenamento, etc.
- Necessidade de reforço da rocha residual mediante sistemas dispendiosos de suporte: cambotas, chumbadores, tirantes, concreto projetado, etc.
- Necessidade de saneamento e execução de manutenção do maciço remanescente, apresentando maior risco para o pessoal de operação.
- Aumento do aporte de água à zona de trabalho em razão da abertura e prolongamento das fraturas e descontinuidades presentes no maciço rochoso.

Como forma de minimizar tais efeitos existe a necessidade da utilização de técnicas de desmonte cuidadoso, que podem, além do aumento da segurança, trazer os seguintes benefícios:

- Menor dimensão de pilares, e portanto maior recuperação de minério.
- Melhoria das condições de ventilação, em virtude do menor atrito do ar com as paredes das galerias.

- Menor risco de problemas nas operações de perfuração subsequentes.

3.6.2. MECANISMOS RESPONSÁVEIS PELA SOBRE-ESCAVAÇÃO

Os processos responsáveis pela sobre-escavação e diminuição da resistência mecânica do maciço rochoso estão relacionados aos mecanismos de ruptura da rocha, que se desenvolvem durante a fragmentação pelo desmonte, já expostos anteriormente.

Para o controle da sobre-escavação, deve-se observar as seguintes questões:

- Não ultrapassar a resistência à compressão dinâmica da rocha nas proximidades da linha de corte do túnel ou galeria.
- Manter um nível de vibração no maciço que não gere ruptura por lascamento.
- Utilizar explosivo adequado ao tipo de rocha, para evitar a abertura de fissuras por excesso de volume de gases.

Os principais mecanismos de ruptura causadores da sobre-escavação estão descritos nos próximos itens.

3.6.2.1. RUPTURA POR SOBRE-TRITURAÇÃO E FISSURAMENTO

A propagação da onda de choque associada à detonação de um explosivo provoca um fenômeno de compressão dinâmica no maciço rochoso que diminui rapidamente com a distância, submetendo a rocha circundante ao furo a um intenso esforço de compressão radial que pode superar a resistência dinâmica da rocha e provocar o desenvolvimento de fissuras.

3.6.2.2. RUPTURA POR LASCAMENTO

O nível de vibrações produzido em um desmonte pode produzir a ruptura por lascamento se a tensão produzida superar a resistência dinâmica à tração da rocha:

$$\sigma = v \frac{E}{VC} = \rho_r \cdot v \cdot VC$$

onde:

σ = tensão induzida na rocha

v = velocidade de partícula transmitida à rocha

E = módulo de elasticidade da rocha

VC = velocidade longitudinal de propagação da onda na rocha

ρ_r = densidade da rocha

Deve-se levar em conta a influência da natureza do preenchimento das juntas e dos planos de descontinuidades, sobre os valores de tensão da onda transmitida e refletida:

$$\sigma_t = 2 \frac{\sigma_i}{1+n_z}$$

$$\sigma_r = \sigma_i \frac{1-n_z}{1+n_z}$$

onde:

n_z' = relação de impedância da rocha e o preenchimento

σ_i = tensão da onda incidente

σ_t = tensão da onda transmitida

σ_r = tensão da onda refletida

A velocidade de partícula crítica pode ser determinada fazendo-se $\sigma = T$, implicando na equação:

$$v_{crit} = \frac{T}{\rho_r \cdot VC}$$

onde:

v_{crit} = velocidade de partícula crítica

T = resistência à tração da rocha

VC = velocidade longitudinal de propagação de onda na rocha

ρ_r = densidade da rocha

Na tabela que segue temos valores orientativos para as velocidades críticas de partícula de diferentes tipos de rochas.

Tipos de Rocha/Juntas	Velocidade de Partícula Crítica (mm/s)
Rochas Brandas - Juntas Fracas	400
Rochas Médias a Duras - Juntas Fracas	700-800
Rochas Duras - Juntas Fortes e Fechadas	1.000

Tabela 3.2 - Velocidade de partícula crítica

3.6.2.3. ABERTURA DE GRETAS PELA AÇÃO DOS GASES

A ação dos gases a alta pressão e temperatura, abrindo as fraturas preexistentes e as criadas pela onda de compressão, pode afetar bastante a sobre-escavação. Portanto, trabalhando-se com rochas brandas e muito fraturadas recomenda-se o uso de explosivos que produzam pequeno volume de gases.

3.6.3. TEORIA DO DESMONTE DE CONTORNO

Uma carga que preencha completamente um furo, gera durante a detonação do explosivo, nas proximidades, uma zona em que a resistência dinâmica à compressão pode ser bastante superada, provocando a trituração e pulverização da rocha. Além desta zona, os esforços de tração associados à onda de compressão produzem gretas radiais ao redor do furo.

Quando duas cargas são detonadas simultaneamente, estas gretas radiais tendem a se propagar em todas as direções até que pela colisão das duas ondas de choque na direção que une os pontos médios dos furos, são produzidos esforços de tração complementares e perpendiculares ao plano axial. As trações neste plano podem superar a resistência dinâmica à tração da rocha, dando origem a um novo gretamento e favorecendo, na direção do corte projetado, a propagação das gretas radiais.

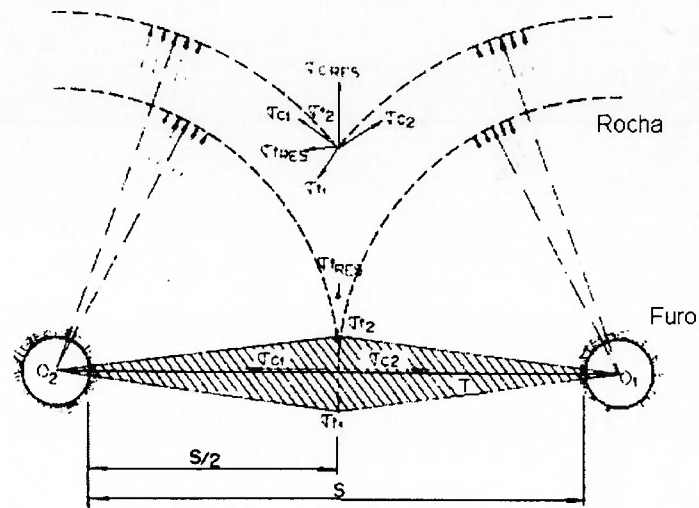


Figura 3.17 - Estado de tensões gerado pela superposição das ondas de choque

Posteriormente, a extensão das gretas se dá sob a ação de cunha dos gases provenientes da explosão. A propagação preferencial no plano axial associada ao efeito de abertura pela pressão dos gases, permite a obtenção de um plano de fraturamento de acordo com o corte projetado.

A pressão dos gases é um elemento chave na execução de um desmonte de contorno. Ela deve se manter até que se complete a união das gretas que partem de furos adjacentes, conseguindo-se através da adequação do comprimento do tampão, evitar o escape dos gases para a atmosfera.

Pode-se, portanto, concluir que o mecanismo do desmonte de contorno compreende fenômenos distintos, um derivado da ação da onda de choque e outro, da ação dos gases da explosão, guardando-se entre ambos, porém, uma conexão causal.

3.6.4. TIPOS DE DESMONTE DE CONTORNO

São muitas as técnicas de desmonte de contorno desenvolvidas desde os anos 50, sendo as seguintes as mais utilizadas atualmente:

- Desmonte de pré-corte.
- Desmonte de recorte.
- Desmonte amortecido.

3.6.4.1. DESMONTE DE PRÉ-CORTE

Consiste em criar no maciço rochoso uma descontinuidade ou plano de fratura antes da detonação das cargas de desmonte propriamente ditas. Faz-se isto mediante uma fila de furos, geralmente de pequeno diâmetro, com cargas desacopladas.

A detonação das cargas de pré-corte pode ser realizada simultaneamente com as de desmonte, porém adiantando-se de 90 a 120 ms.

3.6.4.2. DESMONTE DE RECORTE

Consiste na detonação de uma fila de furos com cargas de explosivo desacopladas.

Esta técnica implica em um arranque da rocha em direção à frente livre. O espaçamento das cargas é maior que no caso anterior e resulta em um custo menor.

3.6.4.3. DESMONTE AMORTECIDO

São desmontes semelhantes aos convencionais, no qual se modifica o desenho da última fila, tanto na configuração geométrica, que fica mais reduzida, como nas cargas dos explosivos que são menores e desacopladas.

3.6.5. PARÂMETROS QUE INTERVÉM NO DESMONTE DE CONTORNO

3.6.5.1. PROPRIEDADES DAS ROCHAS E DOS MACIÇOS ROCHOSOS

As propriedades dos maciços rochosos tem uma influência marcante tanto no desenho como no resultado dos desmontes de contorno. As propriedades mais importantes são:

- Resistência dinâmica à tração e à compressão.
- Nível de alteração da rocha.

- Grau de fraturamento, espaçamento de descontinuidades, orientação das fraturas e preenchimento.
- Tensões residuais no maciço rochoso.

Alguns aspectos de caráter prático que devem ser levados em conta são os seguintes:

- Em maciços homogêneos, os resultados dos desmontes de contorno podem ser muito bons. Ao contrário, em maciços fraturados observa-se que o gretamento induzido ao se superar a resistência dinâmica à tração da rocha representa um percentual mínimo na sobre-escavação, se comparado com os danos produzidos pela ação de cunha dos gases.
- Caso os furos interceptam algum sistema de descontinuidades pré-existente e as tensões induzidas não sejam suficientes para conformar uma distribuição de gretas radiais, a superfície de ruptura será então influenciada pelas fissuras naturais e, com maior probabilidade, surgirá sobre-escavação. Neste caso, recomenda-se o aumento da concentração de carga de modo a gerar um conjunto de pequenas gretas radiais e conseguir, com algumas destas, orientar o plano de corte. Se as descontinuidades naturais interceptam longitudinalmente as calhas dos furos, essa modificação não dará resultados.
- Se as descontinuidades do maciço rochoso apresentam-se fechadas ou com material de preenchimento, a sobre-escavação é geralmente menor.
- A distribuição espacial das fissuras tem grande peso na sobre-escavação, especialmente quando a distância média entre descontinuidades é menor que o espaçamento entre furos. Neste caso, recomenda-se estreitar o esquema de fogo com a finalidade de reduzir o efeito de condicionamento estrutural.
- A presença de água no interior dos furos pode reduzir a eficiência do desacoplamento das cargas ao transmitir um maior esforço de tensão à rocha circundante.
- O ângulo formado pela direção de propagação das ondas em relação à estratificação, influi nas leis de propagação das vibrações geradas nos desmontes e transmitidas através do maciço rochoso, como mostrado na figura seguinte.

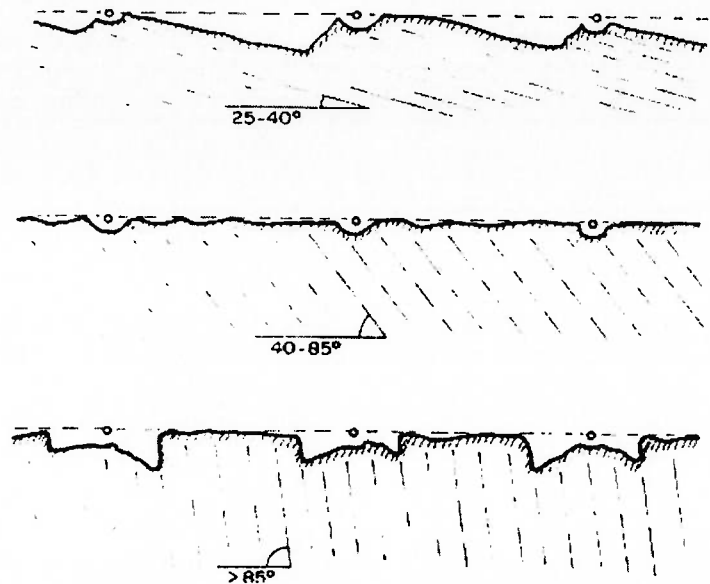


Figura 3.18 - Influência da atitude da estratificação sobre a qualidade do corte

- As tensões "in situ" do maciço rochoso no qual se deseja executar o desmonte de contorno podem tornar impraticável o pré-corte. Já que em certos casos seria necessária uma pressão muito elevada no furo para superar tais tensões. Uma solução consiste na execução de um recorte, uma vez realizada parte da escavação que sirva para descomprimir e liberar tensões do maciço rochoso.

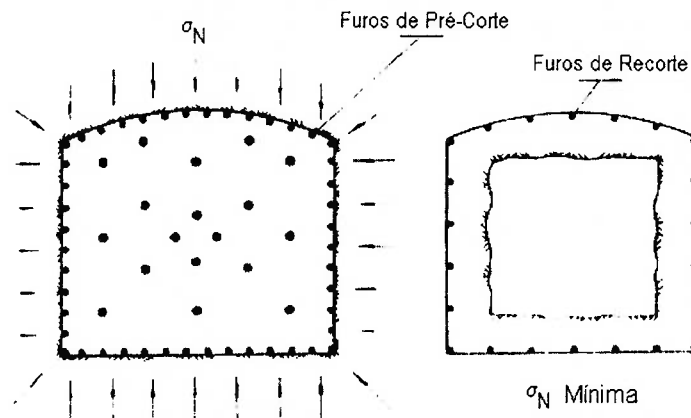


Figura 3.19 - Alívio das tensões mediante a realização de uma escavação piloto

3.6.5.2. PROPRIEDADES DO EXPLOSIVO

A pressão do furo de mina, que é a pressão exercida na expansão dos gases de detonação, pode ser estimada para cargas acopladas a partir da equação:

$$P = 228.10^{-6} \rho_e \frac{VD^2}{1 + 0,8\rho_e}$$

onde:

P = pressão do furo de mina (MPa)

ρ_e = densidade do explosivo (g/cm³)

VD = velocidade de detonação (m/s)

As tensões induzidas na rocha circundante serão proporcionais a (P). Dessa forma, reduzindo-se esta pressão, até níveis compatíveis com a resistência da rocha, pode-se obter diminuição da sobre-escavação e da intensidade de vibrações.

A pressão dos furos de mina pode ser também controlada através das seguintes técnicas:

- Incorporação ao explosivo de materiais inertes que contenham ar, como o poliestireno expandido, serragem, espuma, etc. A diminuição da densidade do explosivo tem grande influência sobre (P), pois ao se diminuir a densidade, também se diminui a velocidade de detonação.
- Aproveitamento do efeito do diâmetro da carga sobre a velocidade de detonação e sobre (P). Se o diâmetro do furo é inferior ao diâmetro crítico do explosivo, a velocidade de detonação deste, e conseqüentemente a pressão do furo, caem drasticamente.
- Interposição de um volume de ar entre a carga e a parede do furo, de modo a exercer um efeito de amortecimento sobre (P). Consegue-se isto deixando-se um vazio anular sem carga, ou espaçando os cartuchos ao longo do furo, como ilustrado na figura que segue.

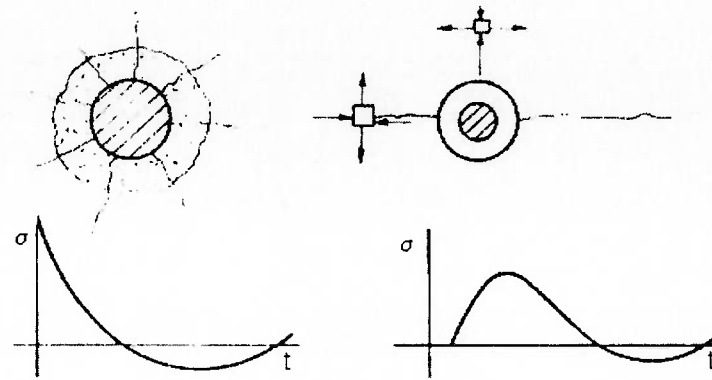


Figura 3.20 - Efeito do desacoplamento sobre a curva tensão-tempo

O efeito de amortecimento sobre (P) pela expansão dos gases dentro do furo, pode ser quantificado a partir do quociente entre o volume de explosivo e o volume do furo elevado à potência 1,2, que é aproximadamente a razão dos calores específicos dos gases de explosão, assim resultando:

$$P_e = P \left(\frac{V_e}{V_f} \right)^{1,2} = P \left(\sqrt{C_1} \frac{d}{D} \right)^{2,4}$$

onde:

P_e = pressão efetiva do furo de mina (MPa)

P = pressão do furo de mina (MPa)

V_e = volume de explosivo

V_f = volume do furo

d = diâmetro da carga

D = diâmetro do furo

C_1 = razão entre o comprimento da carga e o comprimento do furo ($C_1 = 1$ para cargas contínuas)

3.6.5.3. EXPLOSIVOS UTILIZADOS EM DESMONTES DE CONTORNO

3.6.5.3.1. CARGAS CONVENCIONAIS

As primeiras cargas utilizadas em desmonte de contorno consistiam de cartuchos de dinamite ligados a um cordel detonante e espaçados entre si até conseguir a densidade de

carga adequada. Posteriormente foram comercializados acessórios que facilitam a distribuição da carga e seu manuseio.

3.6.5.3.2. CARTUCHOS ESPECIAIS

Os fabricantes de explosivos têm produzido diversos cartuchos com desenho especial para facilitar a carga dos furos. Assim, por exemplo, em alguns países são encontrados explosivos de baixa densidade encartuchados em tubos longos de reduzido diâmetro (normalmente com 550 e 600 mm de comprimento e 11,2 e 22 mm de diâmetro) que podem acoplar-se em suas extremidades, permitindo a formação rápida de colunas de carga contínuas com o comprimento desejado. No extremo inferior da coluna são colocados cartuchos de fundo, e toda a carga fica rodeada por um cordel detonante disposto em espiral.

3.6.5.3.3. CORDÉIS DETONANTES

Existem, como alternativa aos cartuchos especiais, os cordéis detonantes de alta densidade linear de carga. Sua finalidade é obter uma melhor distribuição da energia por formarem colunas contínuas e facilitarem o carregamento.

Os cordéis detonantes tem sido utilizados em trabalhos de demolição ou de corte de rochas ornamentais, onde são requeridos cortes precisos e limpos, e ultimamente, na execução de escavações controladas com diâmetros de perfuração de até 89 mm.

3.6.5.3.4. MISTURAS DILUÍDAS E DE BAIXA DENSIDADE TIPO ANFO

Nos desmontes de contorno de grande diâmetro, o desacoplamento do ANFO é conseguido com o uso de tubos e cartuchos de plástico, embora seja um método trabalhoso e caro. Em outras ocasiões são utilizados espaçadores de madeira. O procedimento mais usual, porém, consiste em se reduzir a energia desenvolvida pelo ANFO até que seja alcançado um valor equivalente ao de uma carga desacoplada. Três sistemas têm prática comum na atualidade.

O primeiro consiste em diluir o explosivo com cloreto de sódio até um máximo de 20%. O sal tem duas funções, primeiro, como diluente físico da densidade de energia e segundo, como refrigerante do explosivo, com o qual se reduz a velocidade de detonação e o calor de explosão. Maiores porcentagens que a acima referida podem impedir a detonação do explosivo, já que aumenta-se o diâmetro crítico e reduz-se a sensibilidade à iniciação. Além disso, mesmo que o sal não reaja quimicamente com o ANFO; na detonação, pode ocorrer um efeito refrigerante excessivo, ocorrendo combustão incompleta com a liberação de gases tóxicos.

O segundo, menos difundido, mantém a densidade do explosivo. Baseia-se na redução do conteúdo de combustível líquido para menos de 6%. Assim, enquanto que ANFO 94/6 desenvolve energia de 3.780J/g, o ANFO 98,5/1,5 desenvolve apenas 2.293 J/g.

O terceiro procedimento, mais difundido, consiste na mistura de ANFO e bolinhas de Poliestireno expandido de 0,5 a 3 mm, obtendo o denominado ANFOPS. Este diluente, com uma densidade de 0,03 t/m³, apresenta características excepcionais, permitindo processo de detonação confiável em furos de grande diâmetro com misturas contendo um volume de poliestireno de até 80%. Com estes compostos explosivos consegue-se concentrações de energia e densidades lineares de até 10% das correspondentes ao ANFO puro. Assim, para uma mistura de ANFOPS com uma proporção volumétrica de 1:3 se obtém uma densidade de 0,2 t/m³, que para um furo de 310 mm, fornece uma pressão doze vezes menor que o ANFO. Tanto a menor intensidade da onda de choque, como o menor volume de gases ajudam a minimizar a sobre-escavação nos desmontes de contorno.

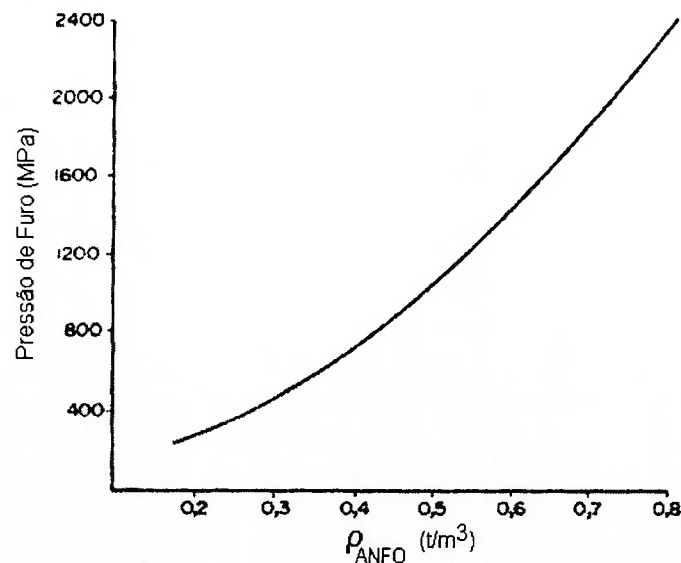


Figura 3.21 - Variação da pressão do furo em função da densidade do ANFO

3.6.5.4. PRECISÃO DA PERFURAÇÃO

Se em qualquer tipo de desmonte deve-se ter cuidado com a qualidade da perfuração, no caso de desmonte de contorno este ponto é crítico. já que os furos devem definir um plano ou superfície de corte e devem manter-se paralelos por toda sua extensão.

As principais causas para os desvios dos furos, sua influência e medidas corretivas são:

1. Má marcação dos furos. Esta operação deve ser realizada sempre por pessoal qualificado.
2. Instalação incorreta da perfuratriz ou do braço do jumbo. Precisa-se em geral de piso nivelado ou lage de concreto.
3. Alinhamento incorreto do braço da perfuratriz quando se perfura com inclinação. Estes erros podem ser solucionados com o emprego de sistemas de controle automático de direção.
4. Emboque defeituoso dos furos.
5. Condições geológicas desfavoráveis: xistosidades, fraturas e rochas alteradas.
6. Técnicas de perfuração propriamente ditas:
 - Influência do diâmetro e comprimento de perfuração, aumentando o desvio com a diminuição destes.
 - Emprego de estabilizadores, especialmente em terrenos fraturados.
 - Controle da velocidade de rotação, às custas de possível diminuição da velocidade de penetração.
 - Influência do tipo de broca de perfuração.
 - Qualidade das hastes utilizadas.

Uma vez finalizada a perfuração, deve-se efetuar uma inspeção para a verificação de possível desvio dos furos.

3.6.5.5. GEOMETRIA DO DESMONTE E SEQÜÊNCIA DA INICIAÇÃO

Nos itens seguintes são discutidas questões relativas a desmontes de pré-corte e recorte.

3.6.5.5.1. DIÂMETRO DE PERFURAÇÃO

Em túneis e obras subterrâneas os diâmetros de perfuração mais utilizados variam normalmente entre 32 e 65 mm, podendo-se utilizar diâmetros de até 75 mm. Em mineração subterrânea, de acordo com o método de exploração, os diâmetros podem variar entre 50 e 65 mm, chegando-se ao uso de diâmetros de até 165 mm, dependendo da técnica empregada.

Especialmente em trabalhos subterrâneos, deve-se levar em conta que um aumento do diâmetro de perfuração traz como consequência imediata uma elevação dos custos de sustentação da rocha, devendo-se encontrar, pois, a combinação diâmetro-carga que propicie um custo de escavação e sustentação mínimo.

3.6.5.5.2. ESPAÇAMENTO

O espaçamento entre furos de um desmonte de contorno depende do tipo de rocha e do diâmetro de perfuração, aumentando com o acréscimo deste último.

Em desmontes de pré-corte, trabalha-se com uma relação espaçamento/diâmetro que oscila entre 8 e 12, com um valor médio de 10.

Em desmontes de recorte, observa-se a relação espaçamento/diâmetro oscilando entre 13 e 16, com um valor médio de 15.

Uma aproximação empírica que relaciona a dimensão do espaçamento com as características do explosivo (com ou sem desacoplamento), e as propriedades dinâmicas das rochas nos desmontes de pré-corte, é dada a seguir. Em cuja expressão se iguala a resistência à tração da rocha no plano de corte com a pressão exercida pelos gases nas canaletas dos furos, supondo-se que estes atuam em uma área equivalente ao diâmetro destes furos.

$$P_e \cdot D \geq (S - D) T$$

$$S \leq \frac{D(P_e + T)}{T}$$

onde:

S = espaçamento entre os furos

D = diâmetro do furo

P_e = pressão efetiva de furo de mina

T = resistência à tração

Se as tensões "in situ" são altas, a equação anterior pode ser modificada adicionando as tensões normais que atuam sobre o plano de pré-corte:

$$S \leq \frac{D(P_e + T + \sigma_N)}{T + \sigma_N}$$

onde:

σ_N = tensão normal

Nos desmontes de recorte, a relação entre afastamento (B) e espaçamento (S) deve ser:

$$B = 1,25.S$$

Em determinadas condições, os resultados dos desmontes de contorno podem ser melhorados com o uso de furo guia, ou vazios localizados entre os furos carregados no próprio plano de corte projetado.

Em rochas competentes, o carregamento de todos os furos é geralmente mais efetivo que o uso de cargas alternadas, pois neste segundo esquema o espaçamento deve ser reduzido significativamente; aumentando, portanto, a perfuração por unidade de superfície criada.

3.6.6. TENDÊNCIAS NO CAMPO DOS DESMONTES DE CONTORNO

Há vários anos, as pesquisas no campo dos desmontes de contorno têm se dirigido para o projeto de “cargas de fissuração controlada”. As vantagens desta técnica são:

- Conservação da integridade estrutural e da resistência da rocha remanescente.
- Melhor adaptação do vazio escavado às dimensões do perfil projetado.
- Menor consumo de explosivo por unidade de superfície recortada.
- Maior espaçamento dos furos de mina e, portanto, menor necessidade de perfuração.

Algumas técnicas atualmente em fase de desenvolvimento são:

- Cargas de acoplamento linear.
- Furos com entalhes.

As cargas de acoplamento linear funcionam de forma semelhante às cargas ocas, dirigindo a energia do explosivo a duas geratrizes opostas diametralmente no furo.

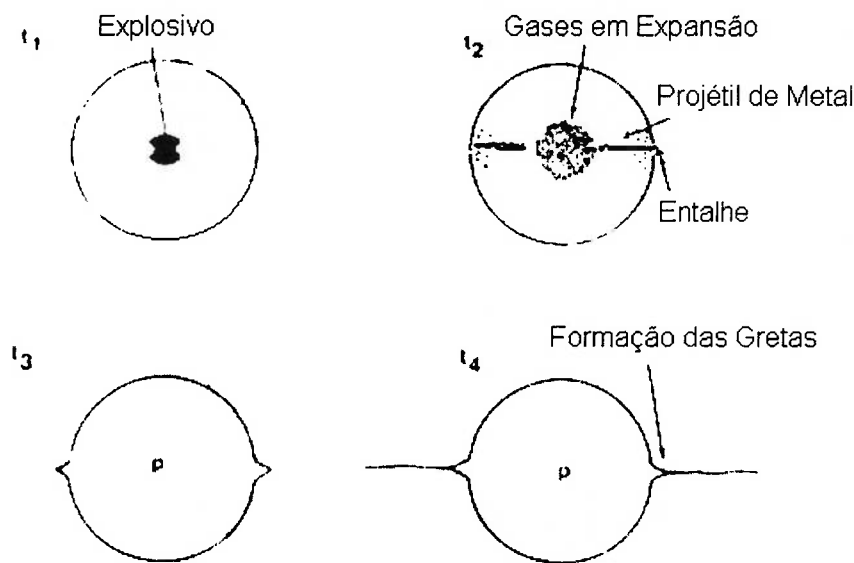


Figura 3.22 - Fases de atuação de uma carga de acoplamento linear

Os furos com entalhes são furos nos quais são abertas gretas em forma de cunha diametralmente opostas ao longo das calhas, com a finalidade de dirigir o fraturamento originado pela pressão dos gases, aproveitando a concentração de tensões nos extremos dos entalhes. Com esta técnica são obtidos excelentes resultados, chegando-se a reduzir o consumo de explosivos entre 20 e 50%.

Para a execução dos entalhes são utilizados diversos procedimentos:

- Acessórios especiais de perfuração, como representado na figura que segue.
- Jatos d'água.
- Emprego de cargas de acoplamento linear.

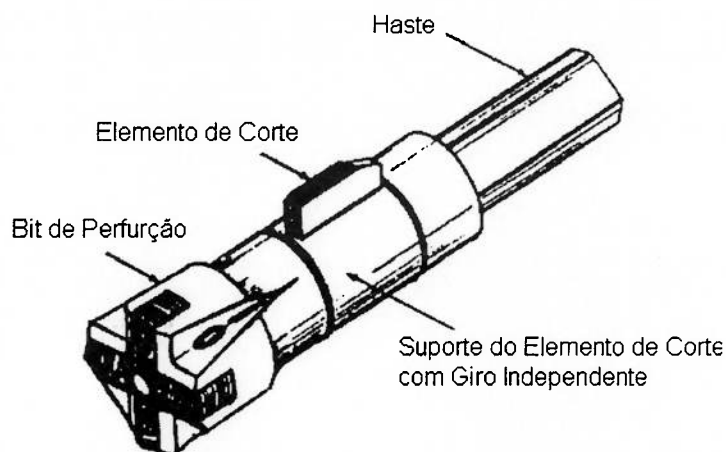


Figura 3.23 - Acessórios de perfuração para criação de entalhe no furo

3.6.7. MODELO PARA AVALIAÇÃO DA EXTENSÃO DA ZONA PERTURBADA

A súbita liberação de energia causada pela detonação de um furo de mina gera uma onda de tensão que se propaga no maciço rochoso. Para materiais elásticos a tensão induzida é uma função dos seguintes parâmetros: densidade, velocidade de partícula e velocidade de propagação de onda (STARFIELD e PUGLIESE, 1968).

Nas proximidades da carga explosiva, a tensão atinge magnitude tal que são produzidos danos permanentes. O quanto tais danos influenciam a capacidade de auto-suporte de um túnel depende do caráter dos prejuízos causados, do tempo de exposição, da influência da água de subsolo e da orientação dos planos de juntas em relação ao contorno e ao carregamento estático.

A avaliação de riscos para estruturas construídas nas vizinhanças de uma frente de desmonte é principalmente baseada no índice de velocidade de partícula. Segundo o Swedefo (Fundação Sueca de Pesquisas em Detônica) o mesmo critério tem se revelado útil na estimativa dos danos impostos à rocha remanescente de um desmonte.

Foram desenvolvidos vários critérios para correlacionar a velocidade de partícula com a carga detonada e sua distância ao ponto considerado:

Segundo Leconte em 1967 (LLERA, URBINA, JIMENO e JIMENO, 1987; PERSSON e HOLMBERG, 1994):

$$v = K \frac{\sqrt{Q}}{DS}$$

onde:

v = velocidade de partícula (mm/s)

Q = carga de explosivo (kg)

DS = distância desde o desmonte ao ponto de registro (m)

K = constante empírica

Segundo Hambraseys & Hedron em 1968:

$$v = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{DS} \right)^n$$

supondo-se simetria esférica da carga e K, n = constantes empíricas.

Segundo Devine & Duvall em 1963:

$$v = K \left(\frac{\sqrt{Q}}{DS} \right)^n$$

supondo-se cargas de explosivo cilíndricas.

Segundo Kilhström & Gustafsson e Langefors em 1963:

$$v = K \left(\frac{\sqrt{DS^3}}{Q} \right)^n$$

na mesma condição de carga para explosivo cilíndrico.

Atewel et al. Em 1965, Holmberg & Person em 1978 e Shoop & Daemen em 1983 não consideraram uma simetria de carga particular e utilizaram a expressão (Holmberg, R.; Persson, 1980):

$$v = K Q^a DS^b$$

onde K, a e b são constantes empíricas determinadas para cada situação mediante uma análise de regressão múltipla sobre dados de sismografia (SANSONE, 1997).

A pequenas distâncias, comparadas com o comprimento da carga, podemos utilizar esta última lei de propagação, considerando-se o modelo geométrico da figura que segue.

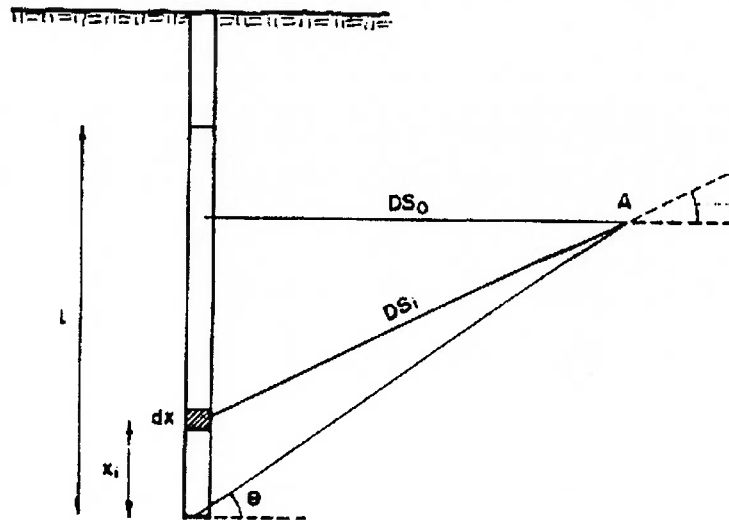


Figura 3.24 - Modelo geométrico para cálculo de velocidade de partícula

A distância de qualquer segmento da carga a ao ponto A é dada por:

$$DS_i^2 = DS_0^2 + (DS_0 \tan \theta - x_i)^2$$

onde:

DS_0 = distância mínima da carga ao ponto A

θ = ângulo de inclinação

x_i = distância do extremo inferior da carga ao ponto A

Partindo-se de uma concentração linear de carga (q_l) em kg/m, temos:

$$q_i = q_l dx$$

Integrando sobre o comprimento da carga (l) obtemos a equação da velocidade máxima de partícula (v) em mm/s dada por:

$$v = k q_l^a \left[\int_0^l \frac{dx}{(DS_0^2 + (DS_0 \tan \theta - x)^2)^{b/2a}} \right]^a$$

Que pode ser resolvida numericamente, gerando ábacos úteis para o dimensionamento de cargas e/ou distâncias convenientes a serem empregadas nos furos de mina próximos à região de contorno (SANSONE, 1997).

A figura apresentada na seqüência é um desses ábacos. Ele fornece uma estimativa para detonações utilizando-se carga de ANFO em rochas de boa competência. O valor para as constantes são: $k = 700$, $a = 0,7$ e $b = 1,5$. Para outros tipos de rochas, estes valores deverão ser obtidos a partir de experimentos locais.

Quando a velocidade de partícula atinge um valor entre 700 e 1.000 mm/s, são geradas trincas ou alargadas as já existentes no maciço rochoso. Para concentração de 1 kg/m, no ábaco temos dano em uma zona de raio 1,0 a 1,4 m em torno da carga explosiva.

Utilizando uma concentração de 0,2 kg/m nos furos de contorno, teremos em uma zona de dano de 0,3 m. Se o afastamento for 0,8 m, pode-se ver que a concentração de carga para a fileira interna deve ser limitada em cerca de 1 kg/m para que a zona de dano de 0,3 m não seja ultrapassada.

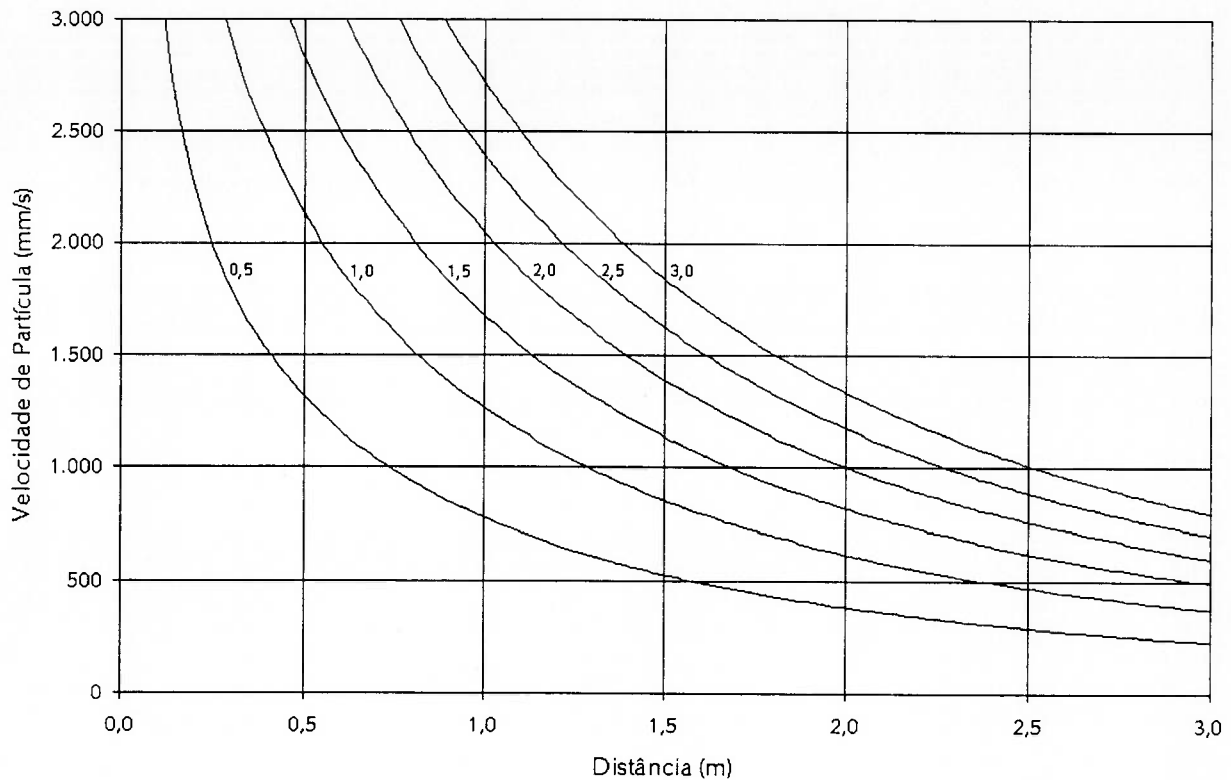


Figura 3.25 - Ábaco de velocidade de partícula para uma carga de 3 m de comprimento

Medições realizadas nas proximidades do contorno de túneis tem indicado que cargas na fileira anterior ao contorno freqüentemente provocam velocidades de partícula mais altas e maior dano do que a fileira de desmonte cuidadoso. O resultado de um desmonte cuidadoso não deve ser prejudicado pelo restante dos furos de mina, assim uma boa providência é reduzir a concentração de carga das fileiras anteriores à de contorno.

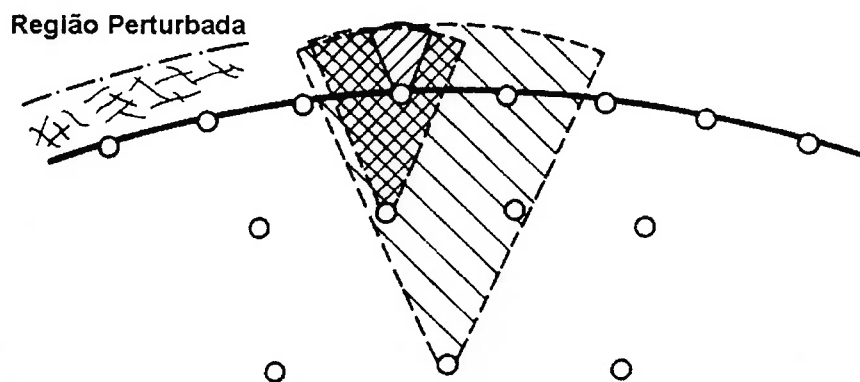


Figura 3.26 - Fogo bem dimensionado, com coincidência das zonas de dano

Nos furos de contorno, o dimensionamento das cargas deve levar em consideração o mecanismo de fissuração entre os furos adjacentes:

Quando a rocha, a partir de uma linha de furos circulares, é colocada sob tensão (no instante da detonação das cargas), a pressão nas paredes dos furos triplica ao longo da superfície que contém os seus eixos.

A carga deve ser, portanto, dimensionada para que a pressão de detonação sobre as paredes dos furos seja inferior à resistência à compressão da rocha (para que não haja produção de trincas) mas seja suficiente, uma vez triplicada, para criar uma única trinca de junção ao longo da superfície acima mencionada.

Observação: apresentamos no capítulo 5 deste trabalho, “Exemplo de Aplicação: Modelos Numéricos Aplicados à Avaliação do Resultado do Desmonte em Subterrâneo” (item 5.7. Caso 3: Escavação de Galeria Utilizando Modelo de Perda de Resistência do Maciço Rochoso), um exemplo que ilustra a aplicação da metodologia aqui descrita.

4. EXEMPLO DE APLICAÇÃO: SISTEMA ESPECIALISTA PARA O CÁLCULO DE PLANOS DE FOGO EM SUBTERRÂNEO

Como exemplo de sistema especialista aplicado ao dimensionamento de planos de fogo para a escavação de túneis e galerias, foi desenvolvido pelo autor deste trabalho um programa computacional que permite a análise de diferentes configurações para o esquema de desmonte, bem como, a avaliação de sua performance. Para a verificação prática do funcionamento do sistema são apresentadas duas análises de caso, sobre: planos de fogo de galerias de desenvolvimento da Mina Baltar, da Votorantim S.A. e plano de fogo da abóbada do túnel da usina hidrelétrica de Miranda, da CEMIG.

A metodologia apresentada nos itens que seguem corresponde à técnica sueca para desmonte em subterrâneo (GUSTAFSSON, 1981; LANGEFORS e KIHLLSTROM, 1987; LLERA, URBINA, JIMENO e JIMENO, 1987; PERSSON e HOLMBERG, 1994), já utilizada por nós em 1992 (RUSILO, 1992) e revista e otimizada no presente trabalho, possibilitando a utilização de quatro diferentes tipos de pilões cilíndricos (pilão de três seções, pilão de quatro seções, pilão em dupla espiral e pilão Täby), aplicação de desmonte cuidadoso e introduzindo fatores de correção, que computam diferentes rendimentos na transferência da energia do explosivo à rocha.

4.1. DIMENSIONAMENTO DOS PILÕES

A maior dificuldade encontrada no desmonte através de explosivos em túneis se concentra na geração das superfícies livres iniciais, que permitirão a reflexão das ondas de choque e a expulsão do material fragmentado. O elemento encarregado de realizar esta tarefa é o pilão, e para equacioná-lo utilizamos algumas hipóteses teóricas e modelos numéricos que descrevem o fenômeno.

- A situação básica a ser considerada é a da detonação contra um furo vazio. A formulação para a melhor concentração linear de carregamento (l_v) é dada por:

$$l_v = 0,55 \left(V - \frac{\phi}{2} \right) (\sin v)^{3/2} \quad (\text{kg/m}) \quad (4.1)$$

Onde os seus elementos estão representados na figura 4.1.

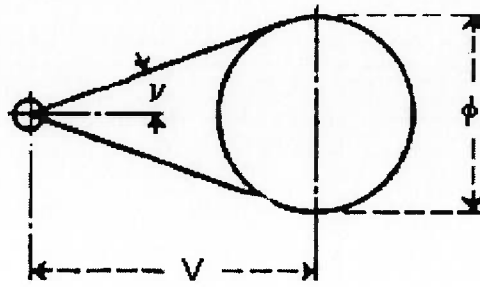


Figura 4.1 - Detonação contra furo vazio

Sendo:

$$\text{sen } v = \frac{\phi}{\sqrt{4V^2 + \phi^2}}$$

Tem-se:

$$l_{fv} = 0,55 \left(V - \frac{\phi}{2} \right) \left(\frac{(4V^2 + \phi^2)^{0,5}}{\phi} \right)^{1,5}$$

$$l_{fv} \cong 0,55 \left(V - \frac{\phi}{2} \right) \left(\frac{2V}{\phi} \right)^{1,5}$$

$$l_{fv} = 1,5 \left(V - \frac{\phi}{2} \right) \left(\frac{V}{\phi} \right)^{1,5} \quad (\text{kg/m}) \quad (4.2)$$

Sabendo-se que esta expressão é válida somente para furos de 0,033 m, ela pode ser generalizada por:

$$l = \frac{d}{d_1} l_1 \quad (4.3)$$

Onde (d_1) vale 0,033 m e (l_1) é a concentração linear de carga para este diâmetro. Considerando-se também o tipo de explosivo e o material rochoso encontra-se:

$$l_{fv} = 55d \left(\frac{V}{\phi} \right)^{1,5} \left(V - \frac{\phi}{2} \right) \left(\frac{C/0,4}{S_{\text{anfo}}} \right) \quad (\text{kg/m}) \quad (4.4)$$

onde:

d = diâmetro do furo de mina

V = afastamento (encargo) máximo entre os furos

ϕ = diâmetro do furo vazio

c = constante característica da rocha

S_{anfo} = relação do explosivo utilizado com o ANFO

Para a determinação do encargo (V) nesta condição de desmonte, é usada a seguinte expressão:

$$\begin{cases} V = 1,7\phi - F & \text{se } F < 2\% H \\ V = 1,5\phi & \text{se } F < 1\% H \end{cases} \quad (m) \quad (4.5)$$

com o desvio de perfuração (F) dado por:

$$F = \alpha H + \beta \quad (m) \quad (4.6)$$

onde:

α = desvio angular (mm/m)

β = erro de emboque (mm)

Ver figura 4.2.

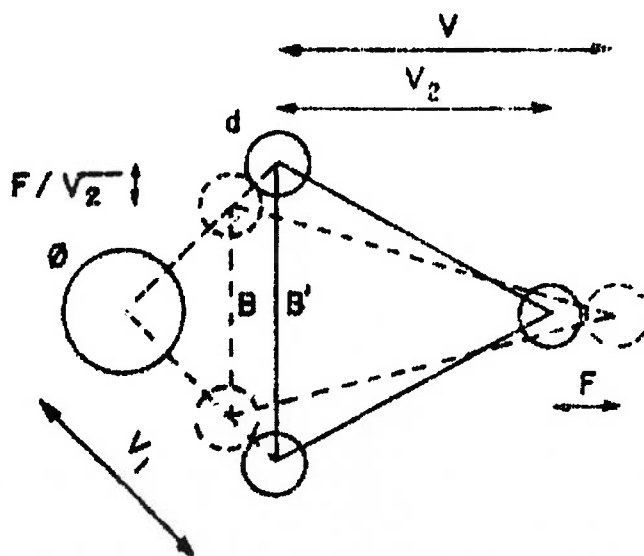


Figura 4.2 - Desvios de perfuração

Nota: Caso o furo vazio seja substituído por dois furos secantes entre si de menor diâmetro ($d\phi$), o diâmetro equivalente deste conjunto será:

$$\phi = \sqrt{2} d\phi \quad (4.7)$$

Caso o furo seja detonado contra uma face limitada, temos a seguinte relação básica para a concentração linear de carga (l_{η}):

$$l_{\eta} = 0,35 \frac{V}{(\text{sen } v)^{3/2}} \quad (\text{m}) \quad (4.8)$$

Onde seus elementos estão representados na figura 4.3.

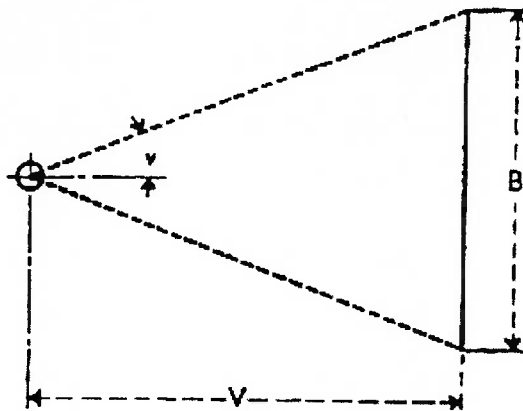


Figura 4.3 - Detonação contra uma face limitada

Sendo:

$$v = \text{arctg} \left(\frac{B}{2V} \right)$$

Tem-se:

$$l_{\eta} = \frac{0,35V}{\left(\text{sen} \left(\text{arctg} \left(\frac{B}{2V} \right) \right) \right)^{1,5}} \quad (\text{kg/m}) \quad (4.9)$$

E usando-se as mesmas considerações para se passar de (4.2) para (4.4):

$$l_n = \frac{32,2dcV}{S_{\text{anfo}} \left(\text{sen} \left(\text{arctg} \left(\frac{B}{2V} \right) \right) \right)^{1,5}} \quad (\text{kg/m}) \quad (4.10)$$

Onde seus elementos são os mesmos de (4.4).

Se partirmos da aceção de que a concentração linear de carga para o explosivo em uso e a abertura retangular de largura (B) são conhecidos, então o encargo (V) pode ser expresso explicitamente com boa precisão como uma função de (B) e da concentração linear de carga (l):

$$V = 8,8 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{B l S_{\text{anfo}}}{cd}} \quad (\text{m}) \quad (4.11)$$

O efeito dos desvios de perfuração (F) deve ser incluído tanto na determinação da abertura efetiva (B_{ef}), quanto na determinação do encargo efetivo (V_{ef}):

$$V_{\text{ef}} = V - F \quad (4.12)$$

$$B_{\text{ef}} = B - F' \quad (4.13)$$

Existem restrições para o cálculo do encargo (V). Deve-se satisfazer:

$$V \leq 2 B \quad (4.14)$$

Para que não ocorra deformação plástica. Se isto não puder ocorrer entre as equações (4.10) e (4.14), a concentração de carga máxima (l_{max}) deve ser reduzida a:

$$l_{\text{max}} = \frac{32,2dcV}{S_{\text{anfo}} \left(\text{sen} \left(\text{arctg} \left(\frac{1}{4} \right) \right) \right)^{1,5}} \quad (\text{kg/m})$$

ou:

$$l_{\text{max}} = 540 dc \frac{B}{S_{\text{anfo}}} \quad (4.15)$$

Se esta restrição não puder ser cumprida, é melhor escolher-se explosivo com potência-peso menor.

Também deve ocorrer:

$$V > 0,5 B \quad (4.16)$$

Sem o qual haverá perda de rendimento no processo.

É importante notar que na prática, existe um número limitado de diâmetros de cartuchos de explosivos, implicando em concentrações de carga também limitadas. Assim, deve-se calcular as várias concentrações de carga possíveis (l_{expl}):

$$l_{\text{expl}} = \frac{\pi}{4} \rho d_c^2 \quad (4.17)$$

onde:

ρ = densidade do explosivo (kg/m)

d_c = Diâmetro do cartucho (m)

Feito isto, escolhe-se um cartucho que fornece encargo maior que o encargo teórico (usando-se (4.9), (4.10) e (4.11)) mas cujo encargo obedeça as condições (4.14) e (4.16). Utiliza-se então a concentração de carga e o encargo do cartucho escolhido como os valores efetivos.

Caso seja economicamente conveniente utilizar apenas um tipo de cartucho de explosivo para toda a seção, o que é bastante comum na prática, a regra é escolher o cartucho para o primeiro passo do pilão e com a razão linear de carga que ele fornece, calcular os afastamentos subsequentes, observando-se as condições (4.14) e (4.16), principalmente. Caso esta não possa ser satisfeita, substitui-se (d), (ϕ) ou o próprio tipo de explosivo, até ser obtido esquema de desmonte satisfatório.

Para todos os furos de mina do pilão, bem como para todos os outros do alargamento, é prática comum deixar-se um segmento descarregado (tampão) no emboque. Seu comprimento (T) é dado por:

$$T = 10 d \quad (\text{m}) \quad (4.18)$$

4.1.1. PILÃO DE TRÊS SEÇÕES

Este é um tipo de pilão cilíndrico amplamente utilizado, principalmente com equipamento de perfuração manual leve. Exige menor furação que o pilão Täby e o de quatro seções, discutidos mais adiante.

O esquema geral do pilão de três seções pode ser visto na figura 4.4. Sua seqüência de detonação está representada na figura 4.5.

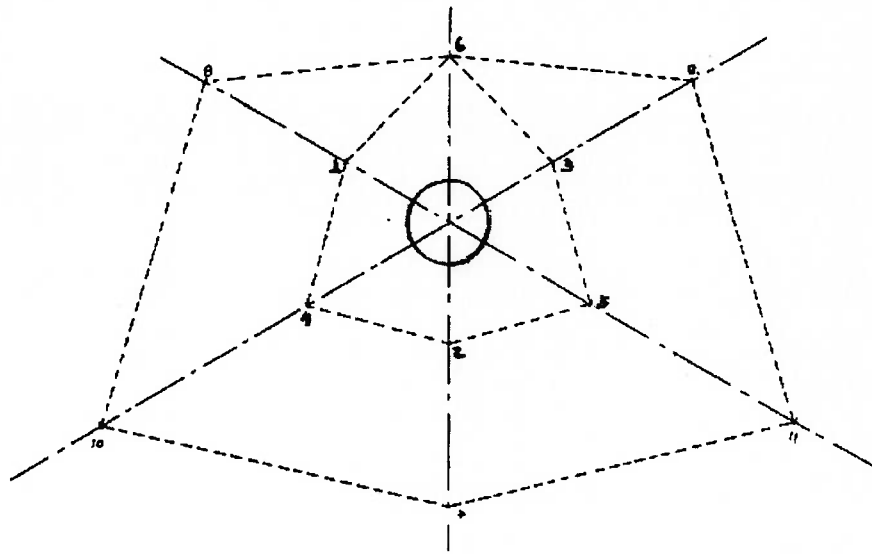


Figura 4.4 - Esquema do pilão de três seções

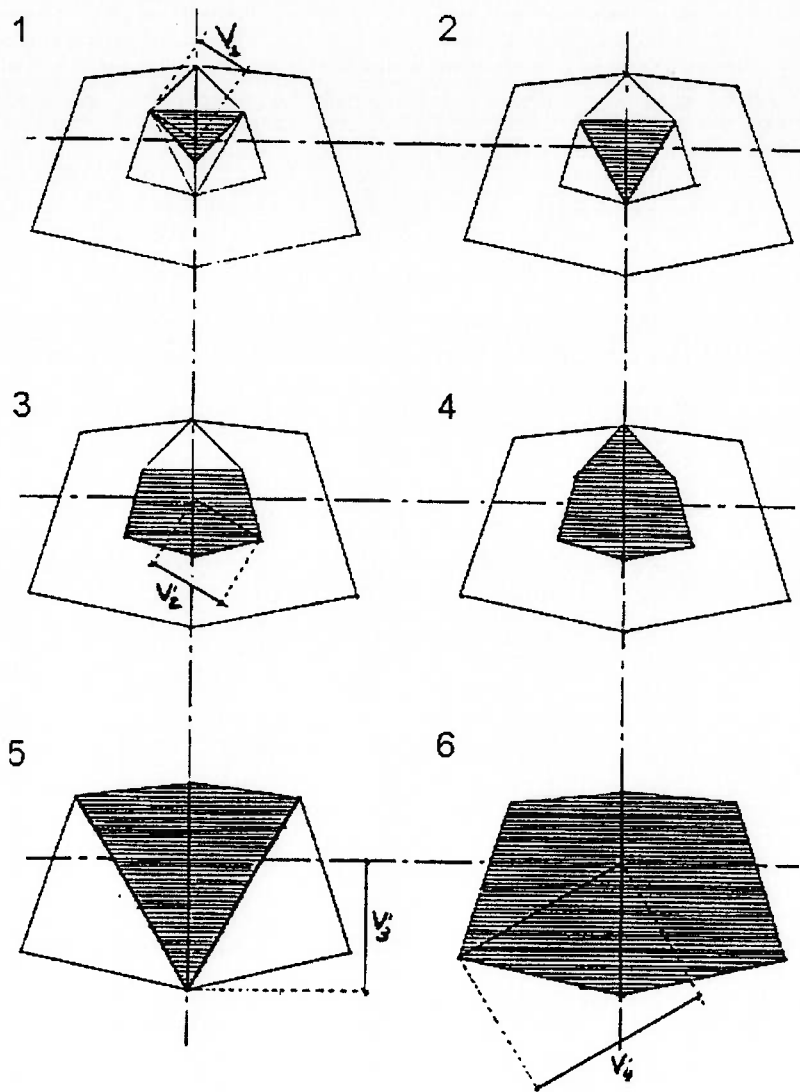


Figura 4.5 - Sequência de detonação do pilão de três seções

Sua seqüência de cálculo é descrita a seguir.

a) Cálculo da profundidade de perfuração (H) e do avanço (l) em função do diâmetro do furo central:

$$H = 0,24 + 31,1 \phi - 33,8 \phi^2 \quad (\text{m}) \quad (4.19)$$

$$l = 0,95 H \quad (\text{m}) \quad (4.20)$$

b) Cálculo dos encargos máximos ($V_{\max(x)}$), encargos práticos ($V_{(x)}$), das distâncias centro-a-centro ($B_{(x)'}$), das distâncias centro-a-centro práticas ($B_{(x)}$), e da razão linear de carregamento de explosivo ($l_{(x)}$):

Cálculo da primeira espera:

$V_{(1)}$ pela equação (4.5)

$$B_{(1)}' = \sqrt{3} V_{(1)} \quad (m) \quad (4.21)$$

$$B_{(1)} = B_{(1)}' - \sqrt{2} F \quad (m) \quad (4.22)$$

$l_{(1)}$ dado em kg/m é relativo ao cartucho que forneça o menor ($l_{(expl)}$) maior que l dado por (4.4), ou explicitamente:

$$l_{(1)} = l_{(expl)} \text{ tal que } \begin{cases} l_{(expl)} \geq l_{(teor)} \\ l_{(expl)} = \text{minimo}(l_{(i)(expl)} \mid i = 1, 2, \dots, n) \end{cases} \quad (4.23)$$

c) Cálculo das enésimas esperas, com $n \geq 2$:

$l_{(n)}$ é relativa ao cartucho que forneça ($l_{(expl)}$), dada por (4.18) maior que l teórica dada por (4.10), com ($V_{(expl)}$) por (4.11) obedecendo as condições (4.14) e (4.16), ou, explicitamente:

$$l_{(n)} = l_{(expl)} \text{ tal que } \begin{cases} l_{(expl)} \geq l_{(teor)} \\ 0,5B_{(n-1)} \leq V_{(expl)} \leq 2,0B_{(n-1)} \end{cases} \quad (4.24)$$

$$V_{\max(n)} = 8,8 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{B_{(n-1)} l_{(n)} S_{\text{anfo}}}{cd}} \quad (m) \quad * (4.25)$$

$$V_{(n)} = V_{\max(n)} - F \quad (m) \quad * (4.26)$$

$$B_{(n)}' = \sqrt{3} \left(V_{(n)} + \frac{B_{(n-1)}'}{2} \right) \quad (m) \quad (4.27)$$

$$B_{(n)} = B_{(n)}' - \sqrt{2} F \quad (m) \quad * (4.28)$$

* Nota: As equações (4.25), (4.26) e (4.28) são modificações das equações (4.11), (4.12) e (4.13), para generalização da notação.

Repete-se o item c) até que a área do pilão seja de aproximadamente 1 m (deve-se observar que o último passo do pilão contém apenas dois furos de mina contra três dos passos anteriores, como indicado na figura 4.4 ou até que seu último lado ultrapasse a raiz quadrada do avanço.

4.1.2. PILÃO DE QUATRO SEÇÕES

É um dos mais difundidos, em razão da sua facilidade de execução, fornecendo resultados de melhor qualidade que o de três seções.

O esquema geral do pilão de quatro seções pode ser visto na figura 4.6. Sua seqüência de detonação está representada na figura 4.7.

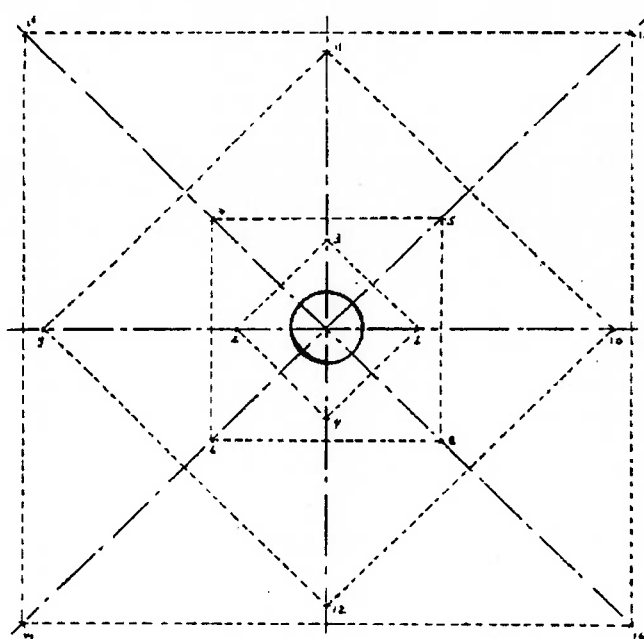


Figura 4.6 - Esquema do pilão de quatro seções

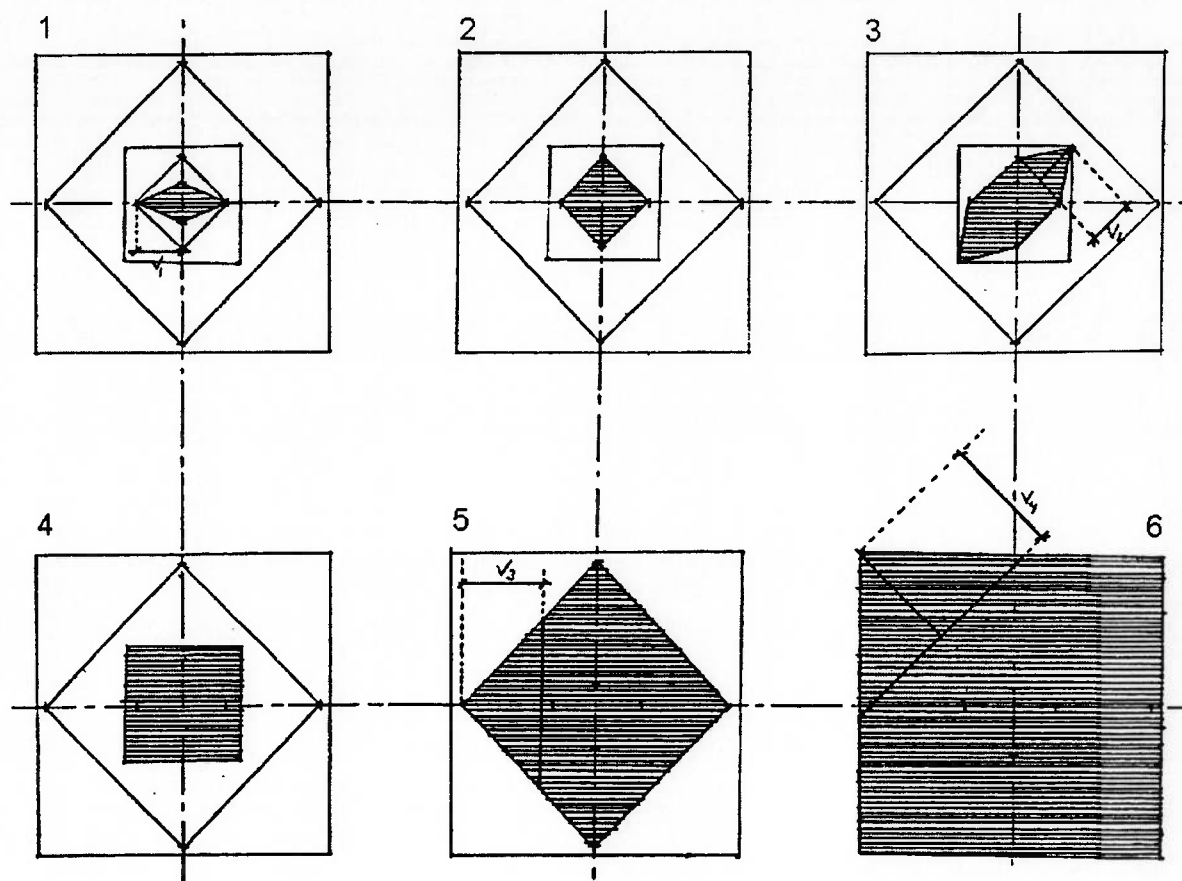


Figura 4.7 - Seqüência de detonação do pilão de quatro seções

Sua seqüência de cálculo é descrita a seguir.

a) Cálculo da profundidade de perfuração (H) e do avanço (I):

$$H = 0,15 + 33,14 \phi - 39,43 \phi^2 \quad (m) \quad (4.29)$$

I pela equação (4.20)

b) Cálculo dos encargos máximos ($V_{\max(x)}$), encargos práticos ($V_{(x)}$), das distâncias centro-a-centro ($B_{(x)'}$), das distâncias centro-a-centro práticas ($B_{(x)}$), e da razão linear de carregamento de explosivo ($l_{(x)}$):

Cálculo da primeira espera:

Idem ao cálculo do pilão de três seções, apenas trocando-se a equação (4.21) pela equação:

$$B_{(1)'} = \sqrt{2} V_{(1)} \quad (m) \quad (4.30)$$

c) Cálculo das “enésimas” esperas, com $n \geq 2$:

Idem ao cálculo do pilão de três seções, apenas trocando-se a equação (4.27) pela equação:

$$B_{(n)'} = \sqrt{2} \left(V_{(n)} + \frac{B_{(n-1)'}}{2} \right) \quad (m) \quad (4.31)$$

Repete-se o item c) até que sejam cumpridas as mesmas condições que para o pilão de três seções.

4.1.3. PILÃO EM DUPLA ESPIRAL

Este tipo de pilão é apropriado para uso onde é desejado grande avanço por fogo. Os furos opostos devem ser detonados sucessivamente, permitindo melhor limpeza da abertura. A segurança do funcionamento é garantida, uma vez que cada seção da espiral dupla provoca a ruptura da rocha, independente da outra.

O esquema geral do pilão em dupla espiral pode ser visto na figura 4.8. Sua seqüência de detonação esta representada na figura 4.9.

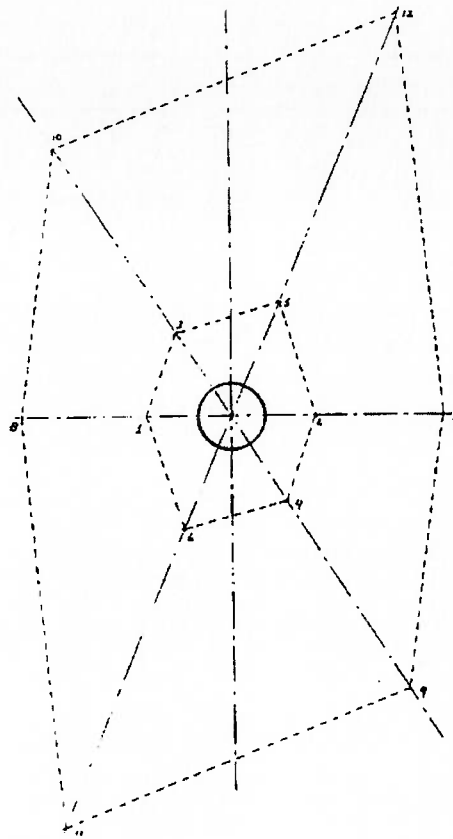


Figura 4.8 - Esquema do pilar em dupla espiral

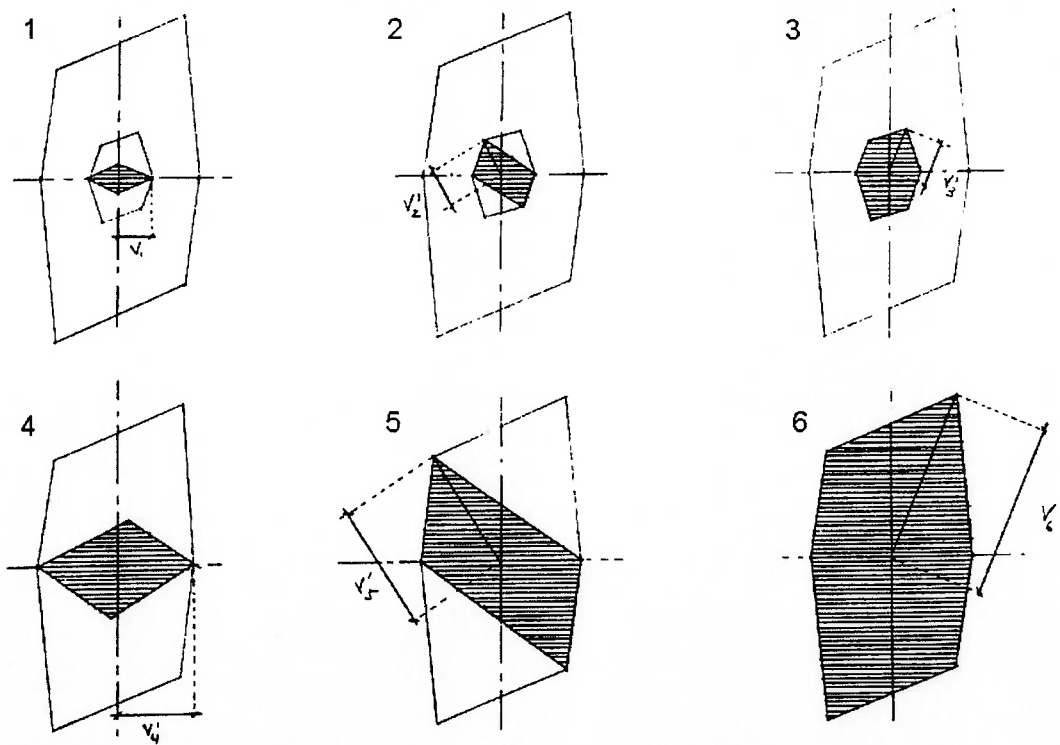


Figura 4.9 - Sequência de detonação do pilar em dupla espiral

Sua seqüência de cálculo é descrita a seguir.

a) Cálculo da profundidade de perfuração (H) e do encargo (I):

$$H = 0,46 + 37,4 \phi - 41,5 \phi^2 \quad (\text{m}) \quad (4.32)$$

I pela equação (4.20)

b) Formulação teórica das razões de carregamento (L_1), e (L_2) em função do diâmetro do furo de mina (d) e do furo central (ϕ), para o pilão em dupla espiral:

$$L_1 = 0,248 d + 0,124 d \phi \quad (\text{kg/m}) \quad (4.33)$$

$$L_2 = 0,400 d + 0,265 d \phi \quad (\text{kg/m}) \quad (4.34)$$

c) Cálculo dos encargos práticos (V_x), distâncias centro-a-centro práticas (B_x), da razão linear de carregamento de explosivo (I_x), e outros parâmetros auxiliares:

Cálculo da primeira espera:

V_1 pela equação (4.5)

$$B_1 = \sqrt{V_1^2 + \left(\frac{\phi}{2}\right)^2} - F \quad (4.35)$$

I_1 pelo critério (4.23)

Cálculo da segunda espera:

I_2 pela equação (4.24), com $I_{(\text{teor})} = L_1$

$$V_{\text{max}} = 8,8 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{B_1 I_2 S_{\text{anfo}}}{cd}}$$

$$V_2' = V_{\text{max}} - F$$

$$V_2 = V_{\text{max}} + \frac{\phi}{2} - F \quad (4.36)$$

$$B_2 = \sqrt{V_2^2 + \left(\frac{\phi}{2}\right)^2} - F \quad (4.37)$$

Cálculo da terceira espera:

l_3 pela equação (4.24), com $l_{(teor)} = L_1$

$$V_{\max} = 8,8 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{B_2 l_3 S_{\text{anfó}}}{cd}}$$

$$V_3' = V_{\max} - F$$

$$V_3 = V_{\max} + \frac{\phi}{2} - F$$

$$K = V_1 + \frac{\phi}{2} \quad (4.38)$$

$$W_1' = \sqrt{V_3'^2 - K^2} \quad (4.39)$$

$$W_2' = \sqrt{V_2'^2 - K^2} \quad (4.40)$$

$$B_3 = W_1' + W_2' - \sqrt{2} F \quad (4.41)$$

Cálculo da quarta espera:

l_4 pela equação (4.24), com $l_{(teor)} = L_2$

$$V_{\max} = 8,8 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{B_3 l_4 S_{\text{anfó}}}{cd}}$$

$$V_4' = V_{\max} - F$$

$$V_4 = V_{\max} + V_1 - \frac{\phi}{4} - F \quad (4.42)$$

$$B_4' = \sqrt{V_4'^2 - V_2'^2} + \sqrt{V_1'^2 + V_2'^2} \quad (4.43)$$

$$B_4 = B_4' - \sqrt{2} F \quad (4.44)$$

Cálculo da quinta espera:

l_1 pela equação (4.24), com $l_{(teor)} = L_2$

$$V_{\max} = 8,8 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{B_4 l_5 S_{\text{anfó}}}{cd}}$$

$$V_5' = V_{\max} - F$$

$$V_5 = V_{\max} + V_2 - F \quad (4.45)$$

$$B_5' = \sqrt{V_5'^2 - V_3'^2} + \sqrt{V_4'^2 - V_2'^2} \quad (4.46)$$

$$B_5 = B_5' - \sqrt{2} F$$

Cálculo da sexta espera:

I_1 pela equação (4.24), com $I_{(teor)} = L_2$

$$V_{max} = 8,8 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{B_5 I_6 S_{anfó}}{cd}}$$

$$V_6' = V_{max} - F$$

$$V_6 = V_{max} + V_3' - F \quad (4.47)$$

4.1.4. PILÃO TÄBY

É uma variante do pilão em dupla espiral. Sua perfuração é mais fácil e de mecanização mais simples por estarem os furos localizados verticalmente nas mesmas linhas.

O esquema geral do pilão Täby pode ser visto na figura 4.10. Sua seqüência de detonação esta representada na figura 4.11.

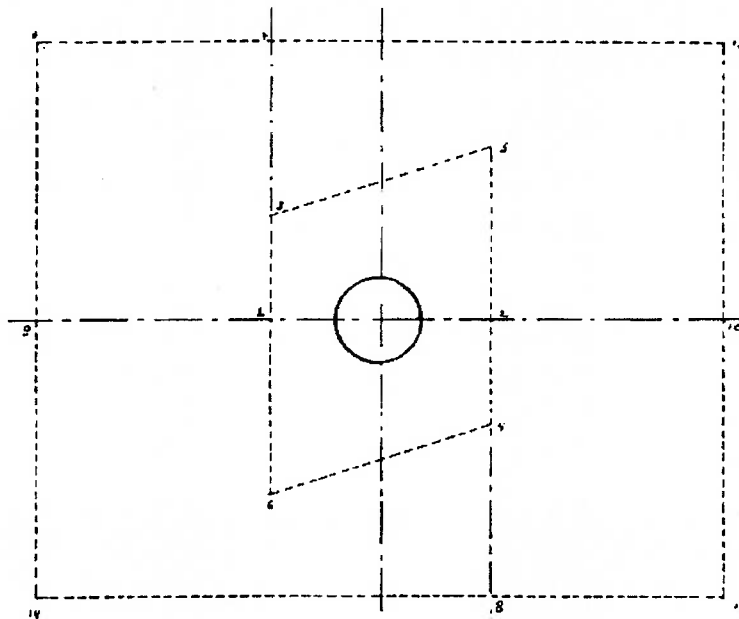


Figura 4.10 - Esquema do pilão Täby

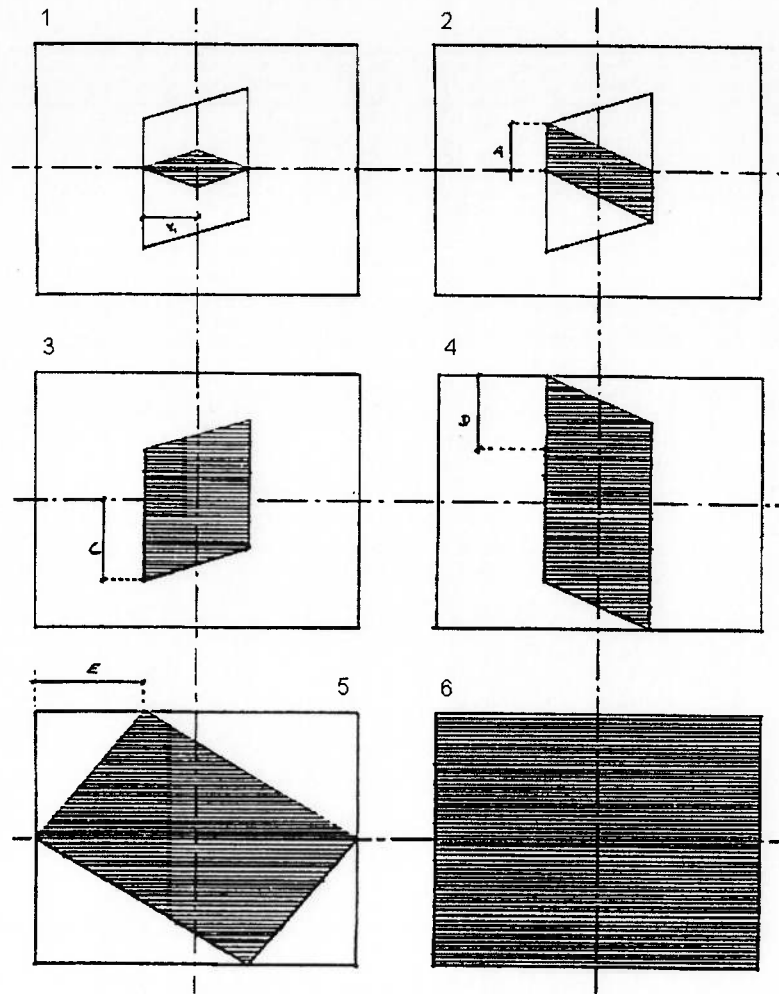


Figura 4.11 - Seqüência de detonação do pilão Täby

Sua seqüência de cálculo é descrita a seguir.

a) Cálculo da profundidade de perfuração:

$$H = 0,53 + 21,86\phi - 9,86\phi^2 \quad (m) \quad (4.48)$$

I pela equação (4.20)

b) Cálculo dos encargos práticos (V_x), distâncias centro-a-centro práticas (B_x), da razão linear de carregamento de explosivo (l_x), e outros parâmetros auxiliares:

Cálculo da primeira espera:

V_1 pela equação (4.5)

$$X = \sqrt{V_1^2 + \left(\frac{\phi}{2}\right)^2} \quad (4.49)$$

$$B_1 = 1,4 X - F \quad (4.50)$$

Cálculo da segunda espera:

$$V_{\max} = 8,8 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{BLS_{\text{anfo}}}{cd}}$$

$$V_2 = V_{\max} - F$$

$$A = 0,91 V_2 \quad (4.51)$$

$$X = \sqrt{(2V_1^2) + V_2^2} \quad (4.52)$$

$$B_2 = 1,32 X - 2F \quad (4.53)$$

Cálculo da terceira espera:

$$V_{\max} = 8,8 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{BLS_{\text{anfo}}}{cd}}$$

$$V_3 = V_{\max} - F$$

$$C = V_3 \quad (4.54)$$

$$X = \sqrt{(2V_1^2) + \phi^2}$$

$$B_3 = 1,4 X - F \quad (4.55)$$

Cálculo da quarta espera:

$$V_{\max} = 8,8 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{BLS_{\text{anfo}}}{cd}}$$

$$V_4 = V_{\max} - F$$

$$D = 0,91 V_4 \quad (4.56)$$

$$B_4 = V_2 + V_3 + V_4 - F \quad (4.57)$$

Cálculo da quinta espera:

$$V_{\max} = 8,8 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{BLS_{\text{anfo}}}{cd}}$$

$$V_5 = V_{\max} - F$$

$$E = V_5 \quad (4.58)$$

$$B_5 = \sqrt{(V_1 + E)^2 + (A + D)^2} \quad (4.59)$$

Para a determinação dos quatro furos restantes do pilão (furos 11, 12, 13 e 14), pode-se observar que eles ficam nos vértices do retângulo que passa pelos furos 7, 8, 9 e 10 (figura 4.10).

4.2. PARÂMETROS DE CONTROLE

a) Comprimento de perfuração (H):

As equações de comprimento de perfuração em função do diâmetro do furo de alargamento foram obtidas a partir de regressão dos dados da tabela apresentada a seguir, que fornece a profundidade de perfuração (H) estatisticamente levantada, como função do diâmetro do furo central (ϕ) e do tipo de pilão empregado, para um avanço relativo (I) de 95%, e considerando-se desvio de perfuração máximo de 2%.

Pilão	Diâmetro ϕ (mm)									
	2x57*	75	83	2x69*	100	2x75*	110	125	150	200
Dupla Espiral	3,1	3,0	3,3	3,8	3,8	4,1	4,1	4,5	5,1	6,3
Quatro Seções	2,6	2,5	2,7	3,2	3,2	3,4	3,8	3,8	4,4	5,4
Três Seções	2,5	2,4	2,6	3,0	3,0	3,2	3,6	3,6	4,2	5,1
Täby	2,2	2,1	2,3	2,6	2,6	2,8	3,1	3,1	3,6	4,5

Tabela 4.1 - H como função do pilão e de ϕ

* Dois furos secantes de diâmetro d , com diâmetro equivalente $\phi = \frac{2d}{\sqrt{2}}$, assim:

$$2x57 \Rightarrow \phi = 80,6 \text{ mm}$$

$$2x69 \Rightarrow \phi = 97,6 \text{ mm}$$

$$2x75 \Rightarrow \phi = 106,0 \text{ mm}$$

Os gráficos das figuras apresentadas a seguir, mostram o comportamento das curvas em relação aos dados experimentais:

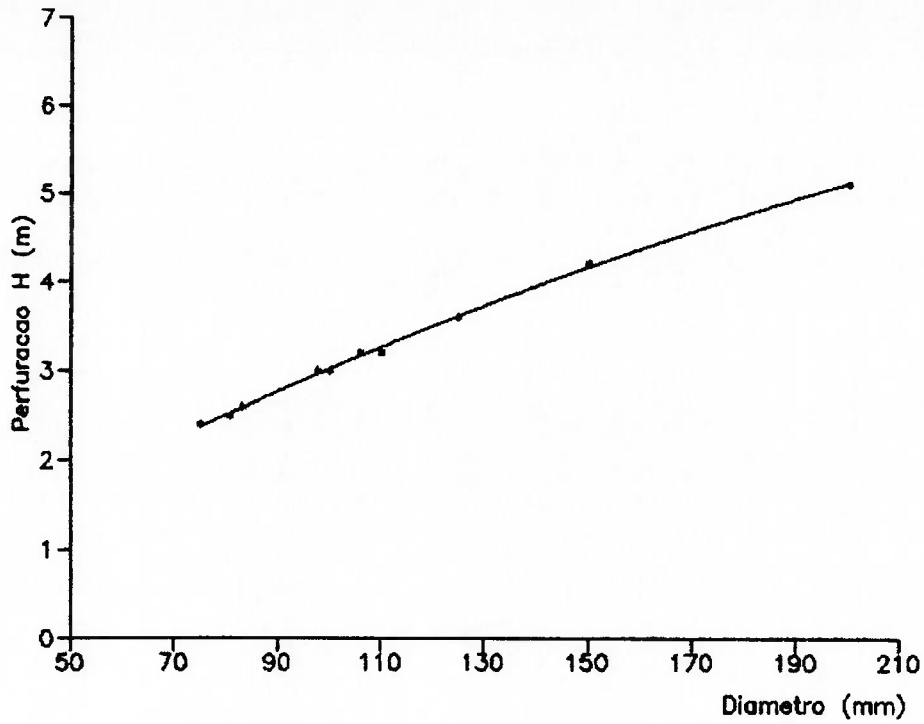


Figura 4.12 - Pilão de três seções

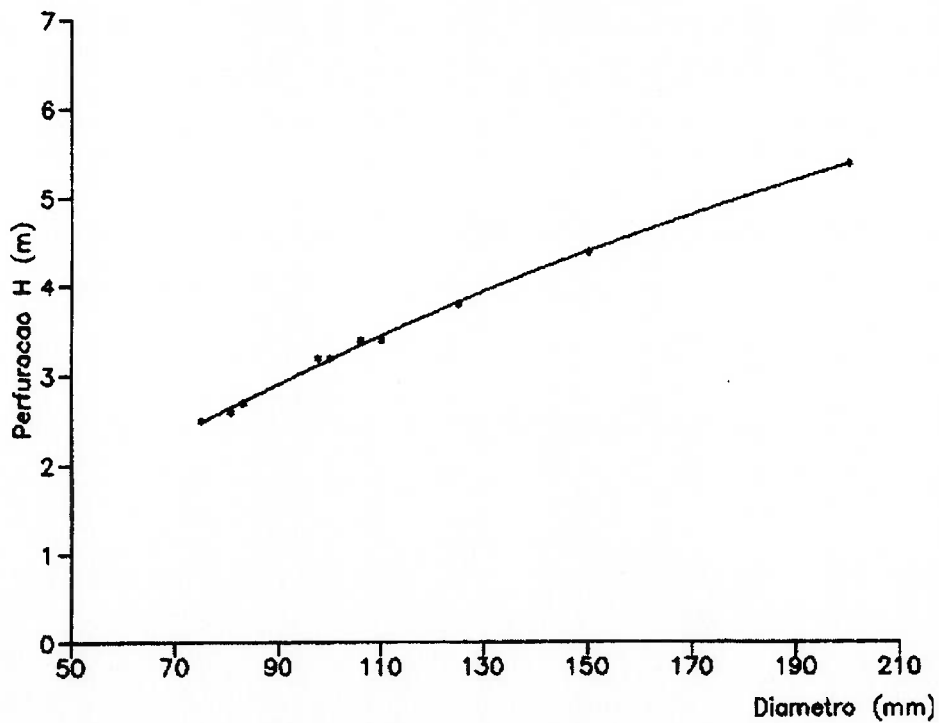


Figura 4.13 - Pilão de quatro seções

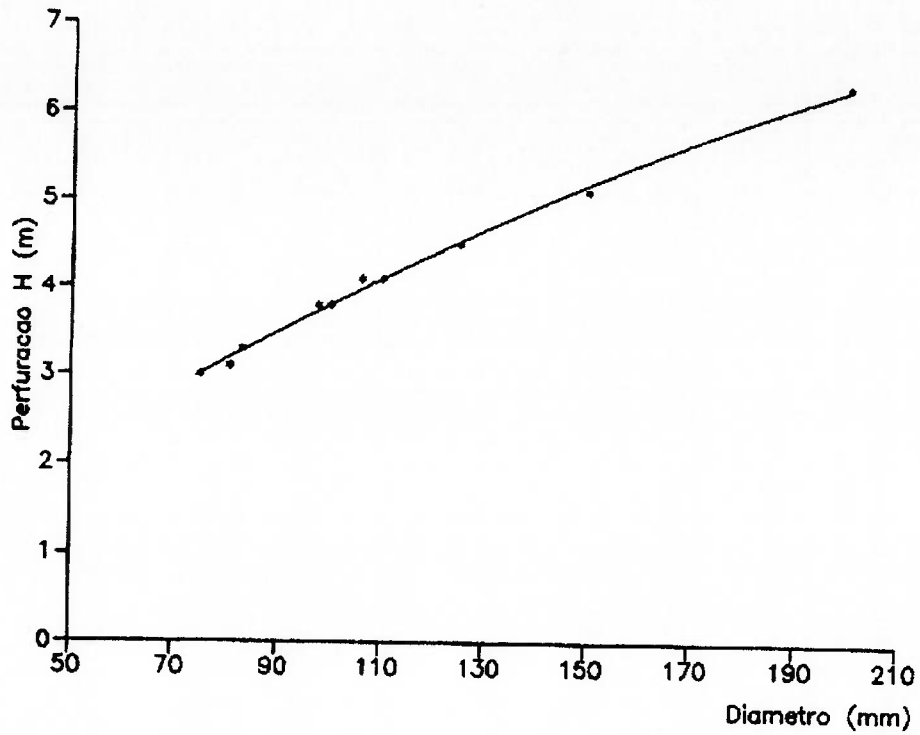


Figura 4.14 - Pilão em dupla espiral

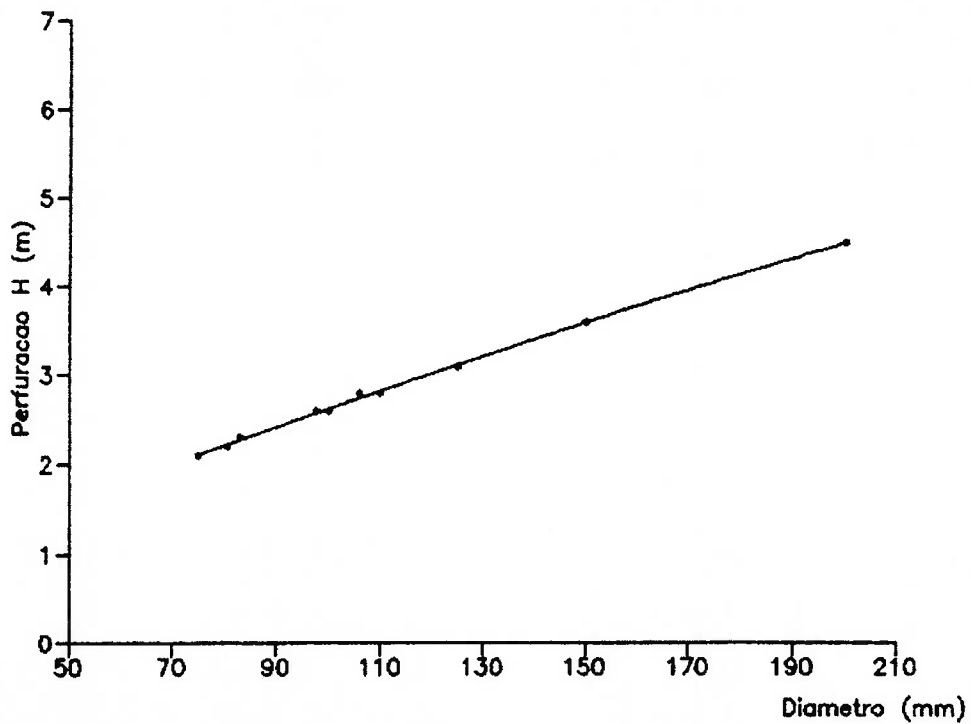


Figura 4.15 - Pilão Täby

b) Comprimento total de perfuração:

O número de furos depende de cada tipo de pilão em particular, pois o objetivo é dimensionar-se um pilão com área maior ou igual a 1 m. A profundidade dos furos depende do tipo de pilão e do diâmetro do furo vazio.

Como exemplo, para o caso de furo de 110 mm teremos para cada tipo de pilão, com 95% de arranque:

- Pilão de dupla espiral..... 12 furos de 4,1 m
- Pilão de três seções..... 16 furos de 3,4 m
- Pilão de quatro seções 11 furos de 3,2 m
- Pilão Täby 14 furos de 2,8 m

O comprimento total de perfuração é o número de furos multiplicado pelo comprimento dos furos.

c) Consumo total de explosivo (Q):

O consumo de explosivo é a somatória da carga, em kg, de explosivo de cada furo de mina, formada por um ou mais tipos de cartuchos de explosivo.

d) Razão de carregamento:

A razão de carregamento é dada em quilos de explosivo por metro cúbico no banco de rocha desmontada. Para sua determinação é necessário o cálculo da área dos pilões.

Pilão em dupla espiral:

$$A \cong 2 V_1' \cdot 2 V_5' \quad (4.60)$$

Pilão de três seções:

$$A \cong (2V_1 + 2V_3)^2 \quad (4.61)$$

(para 4 quadriláteros)

Pilão de quatro seções:

$$A = 2V_3' (V_3' + V_2') \quad (4.62)$$

(para 11 furos)

Pilão Täby:

$$A = (C + 2D + E) (F + A) \quad (4.63)$$

(para 14 furos)

Portanto:

$$R_c = \frac{C_{exp}}{A I} \quad (4.64)$$

e) Razão de perfuração:

A razão de perfuração é o comprimento total perfurado pelo volume no banco de rocha desmontada, ou:

$$R_p = \frac{\sum H}{A I} \quad (4.65)$$

f) Custo de perfuração (c_p) e custo de desmonte (c_d):

Levando-se em conta apenas o custo de mão-de-obra e explosivo.

$$c_p = \text{NumF} \cdot H \cdot \text{VelPerf} \cdot 2,4 \frac{\text{HomHora}}{\text{VelPerf}} \quad (4.66)$$

$$c_d = P \cdot Q + \text{NumF} \cdot H \cdot \text{HomHora} \frac{1,2}{\text{VelCarr}} \quad (4.67)$$

onde:

P = preço do explosivo por quilograma

Q = consumo total de explosivo

NumF = número total de furos

HomHora = custo do homem-hora

VelPerf = velocidade de perfuração (m/h)

VelCarr = velocidade de carregamento (furo/h)

2,4 = fator de rendimento, com dois operadores

1,2 = fator de rendimento, com um operador

4.3. DIMENSIONAMENTO DAS REGIÕES DE ALARGAMENTO

O cálculo do fogo na região de alargamento da galeria é efetuado em partes, de acordo com suas peculiaridades.

A formulação é descrita nos próximos itens.

4.3.1. FUROS DE LEVANTE

Em princípio, são calculados pela mesma expressão do desmonte em bancadas. A altura da bancada é substituída pelo comprimento do avanço e um fator de fixação mais alto é usado devido ao efeito gravitacional e em virtude do maior intervalo de tempo entre a detonação dos furos.

O máximo afastamento (V) é dado por:

$$V = 0,9 \sqrt{\frac{IS_{\text{anfo}}}{\bar{c}f\left(\frac{E}{V}\right)}} \quad (\text{m}) \quad (4.68)$$

Onde (f) é o fator de fixação, (E/V) representa a relação entre espaçamento (E) e o afastamento (V) e \bar{c} é a constante da rocha corrigida.

Um fator de fixação de 1,45 e a relação (E/V) igual a 1 são usados para furos de levante.

$$\bar{c} = \begin{cases} c + 0,05 & V \geq 1,4 \text{ m} \\ c + \frac{0,07}{V} & V < 1,4 \text{ m} \end{cases} \quad (4.69)$$

Ao posicionar os furos de levante, devemos ter em mente os ângulos de saída. A magnitude destes ângulos depende do equipamento de perfuração disponível e da profundidade do furo.

Para um avanço em torno de 3 m, um ângulo de saída (γ) igual a 0,05 rad (3°, correspondendo a 5 cm/m), deve ser suficiente para fornecer espaço para a perfuração da nova frente (figura 4.16).

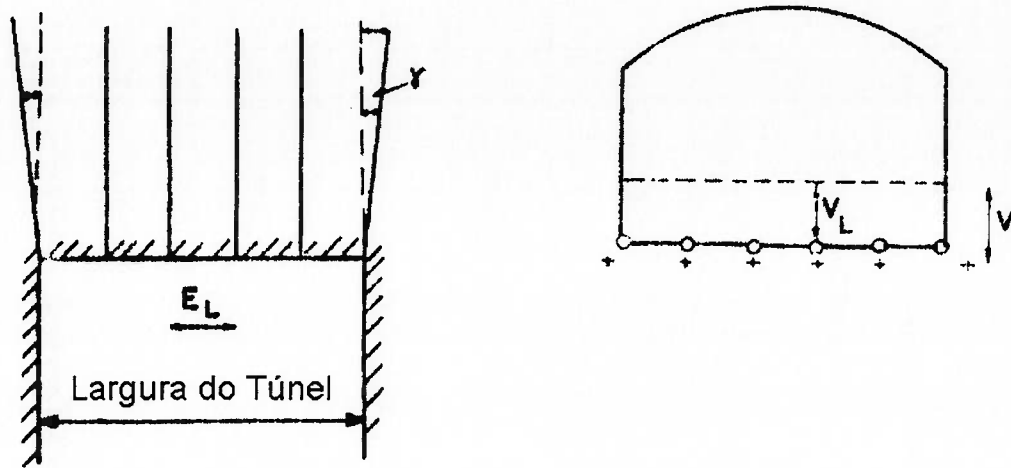


Figura 4.16 - Posição dos furos de levante

O espaçamento dos furos (E) deve ser igual a (V). Entretanto, haverá uma variação em função da largura do túnel.

O número de furos de levante (N) é dado por:

$$N = \text{Inteiro} \left(\frac{\text{Largura do Túnel} + 2H \text{sen} \gamma}{V} + 2 \right) \quad (4.70)$$

O espaçamento (E_1) de tais furos, com exceção dos furos das extremidades é calculado por:

$$E_1 = \frac{\text{Largura do Túnel} + 2H \text{sen} \gamma}{N - 1} \quad (4.71)$$

O espaçamento real para os furos das extremidades (E_1') é igual a:

$$E_1' = E_1 - H \text{sen} \gamma \quad (\text{m}) \quad (4.72)$$

O afastamento real (V_1) deve ser reduzido do ângulo de saída no piso e do desvio de perfuração:

$$V_1 = V - H \text{sen} \gamma - F \quad (\text{m}) \quad (4.73)$$

O comprimento da carga de fundo (h_b) necessária para o arrancamento do pé é:

$$h_b = 1,25 V_1 \quad (\text{m}) \quad (4.74)$$

O comprimento da carga de coluna (h_c) é dado por:

$$h_c = H - h_b - 10 d \quad (\text{m}) \quad (4.75)$$

E a sua concentração de carga deve ser reduzida a 70% da concentração da carga de fundo. Entretanto, isto nem sempre é feito por consumir trabalho e tempo. Geralmente a mesma concentração é usada no fundo e na coluna.

Quando utilizamos a equação (4.68), a seguinte condição deve ser obedecida:

$$V \leq 0,6 H \quad (4.76)$$

Por outro lado, o máximo afastamento pode ser sucessivamente reduzido, diminuindo-se a concentração de carga. Então, o espaçamento prático E_1 e afastamento V_1 podem ser obtidos.

Com relação ao "tampão", deve ter o mesmo comprimento dado pela fórmula (4.18). Deve ser empregado em todos os furos de mina.

4.3.2. FUROS DE ALÍVIO E ALÍVIO SUPERIOR (FUROS DE EXPANSÃO)

O método para o cálculo dos furos de mina nas seções adjacentes ao pilão não difere muito do cálculo dos furos de levante.

Para os furos de alívio que desmontam a rocha horizontalmente e para cima, é usado um fator de fixação de 1,45 e relação (E/V) igual a 1,25.

Para os furos de alívio da parte superior, cujo desmonte é feito para baixo, o fator de fixação é reduzido a 1,2 e a relação (E/V) permanece 1,25.

A concentração da carga de coluna para os furos de alívio de ambas as seções deve ser igual a 50% da concentração para a carga de fundo.

4.3.3. FUROS DE CONTORNO

Se o desmonte cuidadoso não for necessário, o encargo e espaçamento dos furos de contorno são calculados de acordo com o que já foi discutido para os furos de levante, com as seguintes exceções:

- Fator de fixação (f) igual a 1,2.
- Relação (E/V) deve ser igual a 1,25.
- A concentração da carga de coluna é igual a 50% da concentração da carga de fundo.

Caso haja necessidade de desmonte cuidadoso, o procedimento de cálculo sofre modificações, seguindo o modelo detalhado no capítulo 3.

4.4. FATORES DE RENDIMENTO

A energia desenvolvida durante a detonação é um parâmetro que depende de características intrínsecas do explosivo.

Os fatores que influem a transferência da energia do explosivo para a rocha são:

- Impedância do explosivo e da rocha.
- Defasagem dos diâmetros carga/furo.
- Condicionantes geológicas.

Através da quantificação desses fatores podemos refinar o cálculo da concentração de carga (l) nos furos de mina, já que a constante empírica da rocha (c), que é a responsável pelos ajustes de cálculo, é obtida a partir de condições médias de desmonte.

- No explosivo a impedância (l_e) é o produto de sua densidade pela velocidade de detonação. Na rocha é o produto de sua densidade pela velocidade de propagação das ondas sísmicas (l_r).

O rendimento de transferência é dado pela relação:

$$\eta_1 = 1 - \frac{(I_e - I_r)^2}{(I_e + I_r)^2} \quad (4.77)$$

Rocha	Densidade (kg/m ³)	Velocidade de Propagação de Ondas Sísmicas (m/s)
Granito	2.700	5.000
Sienito	2.600	4.200
Gabro	2.600	4.200
Pórfiro	2.800	5.200
Basalto	2.900	5.400
Diabásio	3.100	5.000
Arenito	2.250	2.750
Quartzito	2.650	4.500
Calcário	2.600	4.000
Dolomito	2.650	4.000
Salgema	2.200	3.500
Gnaisse	2.700	5.000
Serpentinito	2.650	4.200
Xisto	2.600	3.100

Tabela 4.2 - Valores típicos para densidade e velocidade de propagação de ondas sísmicas

O rendimento aumenta à medida que I_e e I_r tendem ao mesmo valor. O gráfico da figura 4.17 ilustra esta tendência.

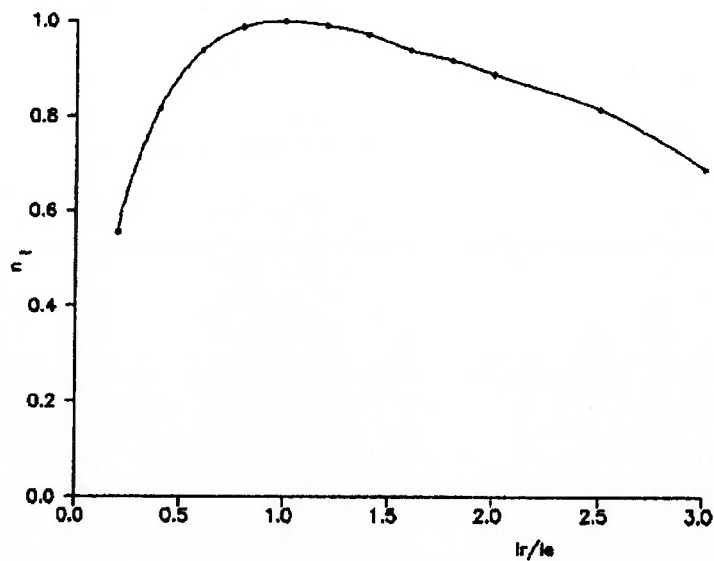


Figura 4.17 - η_1 em função de I_r/I_e

Quando o diâmetro da carga coincide com o diâmetro do furo, é máxima a pressão contra a parede do furo.

A partir da diminuição do diâmetro da carga em relação ao diâmetro do furo, a pressão diminui exponencialmente. O fator de rendimento de transferência que expressa a defasagem dos diâmetros, é dado pela relação:

$$\eta_2 = \frac{1}{e^{\phi_f/\phi_c} - (e - 1)} \quad (4.78)$$

onde ϕ_f é o diâmetro do furo de mina e ϕ_c é o diâmetro do cartucho de explosivo, e multiplicado por 1,5 para ajustar este fator à defasagem padrão cartucho-furo de 1/4 de polegada.

Da figura 4.18, observa-se que o rendimento é máximo quando $\phi_f = \phi_c$ e diminui rapidamente quando aumenta a diferença entre os diâmetros.

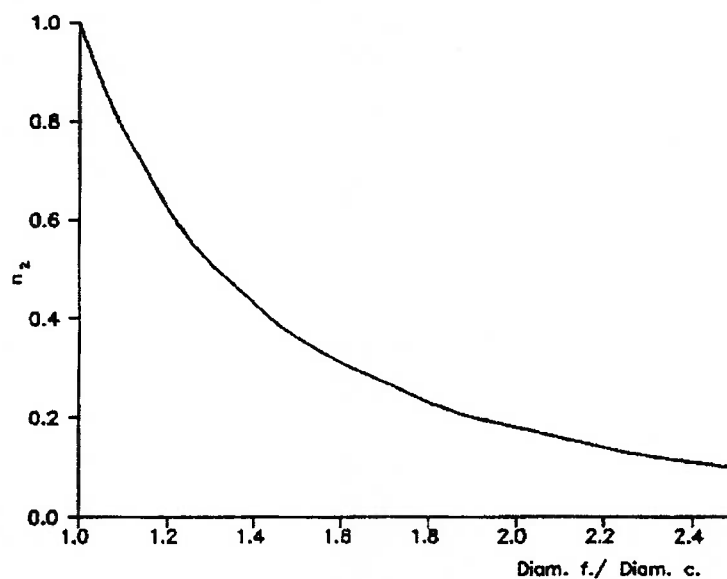


Figura 4.18 - η_2 em função de ϕ_f/ϕ_c

A utilização de explosivo a granel ou em cartuchos com dimensões adequadas, tende a minimizar a influência deste fator.

A energia específica de fragmentação das rochas é geralmente determinada para rocha sã, não fragmentada nem alterada. Fatores como orientação e espaçamento de famílias de

descontinuidades, presença de água, alteração, etc. implicam em uma variabilidade do rendimento da operação de desmonte, que pode ser muito significativa e prejudicial.

A quantificação da influência de todos estes parâmetros é algo muito complicado e requer a realização de ensaios de campo e de laboratório. Uma sugestão é que um fator de rendimento η_3 seja função do RQD, "Rock Quality Designation", que mede o grau de fraturamento do maciço:

$$\eta_3 = f(\text{RQD}) \quad (4.79)$$

Para englobar os outros fatores sugere-se o uso de classificações de maciços rochosos, como o RSR, o RMR ou o "Q-System". Obtida uma correlação desta natureza, o fator de rendimento seria função deste índice de classificação (IC), ou ainda, função do índice de classificação corrigido por outros ponderadores empíricos.

$$\eta_3 = f(\text{IC}_{\text{corr}}) \quad (4.80)$$

O desenvolvimento de um procedimento de cálculo para este fator de rendimento, é um trabalho ainda a ser realizado.

Assim o valor da concentração de carga corrigida (I_{corr}) será:

$$I_{\text{corr}} = I \eta_1 \eta_2 \quad (4.81)$$

Na prática, deve-se utilizar a equação (4.81) juntamente com a (4.17) e os procedimentos a ela associados.

4.6. PROGRAMA COMPUTACIONAL

A sistemática de cálculo desenvolvida nos capítulos anteriores foi implementada inicialmente em 1992, pelo autor deste trabalho, no programa computacional denominado "Volador" (RUSILO, 1992), agora revisto e otimizado. Estas implementações seguiram alguns critérios básicos, comentados a seguir (RUSILO, GAMA, SILVA e SANSONE, 1994; RUSILO, SANSONE e AYRES DA SILVA, 1994; RUSILO, SANSONE, HENNIES e AYRES DA SILVA, 1994).

O desenvolvimento foi realizado em linguagem C, utilizando o compilador Turbo C++ Borland, versão 1.01, 2. edição (SCHILDT, 1995). Esta linguagem foi escolhida em razão de sua portabilidade, compactidade de código, alta velocidade de execução, estruturação e flexibilidade na programação.

Optou-se pela execução de um programa básico, onde foram incorporadas as alternativas mais importantes para a simulação de esquemas de desmonte, de modo que a saída do programa possa ser comparada com dados de operações reais.

O programa executável, bem como seu código fonte, encontram-se à disposição com o autor deste trabalho, e sua utilização acadêmica é aberta, desde que os créditos sejam devidamente atribuídos. Adverte-se, também, que o uso dos resultados do programa são de inteira responsabilidade do usuário.

4.6.1. OPERAÇÃO DO PROGRAMA

A primeira tela do programa fornece informações gerais sobre sua finalidade e remete o usuário à leitura deste trabalho.

- Para toda mudança de tela, é necessário teclar <ENTER>. O cursor fica indicado no canto direito inferior com aviso apropriado.
- A alimentação de dados-padrão ocorre automaticamente, bastando teclar <ENTER>.
- Deve-se atentar para a correção das unidades dos dados de entrada do programa.

Entrada de dados :

Na primeira tela de entrada de dados é perguntado o nome do projeto (máximo de 40 caracteres), o número do teste que está sendo realizado e o nome do arquivo de dados (máximo de 8 caracteres); arquivo este que conterà todos os dados do projeto e os cálculos realizados pelo programa.

Esse arquivo de dados será gravado com extensão .VOL no mesmo diretório onde está locado o programa, e poderá ser listado posteriormente em tela ou em impressora, utilizando-se um programa de edição de texto.

Nesta tela é também selecionada a opção de cálculo: Cálculo apenas para um dos 4 pilões, ou para todos, quando o cálculo é efetuado para cada tipo de pilão.

A opção "Cálculo de Custo", implica em entrada de dados de custos adicionais.

A opção "Desmonte Cuidadoso", fará com que o programa modifique o método de cálculo dos furos de contorno. Em caso afirmativo, possivelmente o cartucho de contorno será diferente do cartucho do restante da seção.

Na tela seguinte, serão pedidos dados geométricos do desmonte: largura da galeria, altura da galeria (esta correspondendo a altura das paredes) e altura da abóbada da galeria, caso haja. Também são pedidas as medidas das brocas a serem utilizadas e fatores de erro. Em caso de dúvida, aceitar os dados-padrão para estes fatores.

Na próxima tela seleciona-se o uso de fatores de correção do rendimento. Caso afirmativo, serão pedidos, posteriormente, valores da velocidade de detonação do explosivo, densidade da rocha e velocidade de propagação de ondas sísmicas na rocha.

Pergunta-se também a forma dos dados do explosivo: através de sua força-peso ou por energia do explosivo e produção de gás nas CNTP. Estes valores deverão então ser fornecidos.

A próxima tela ainda trata de explosivos. É perguntado se é desejado o uso de apenas um tipo de cartucho no pilão. Em caso afirmativo, o mesmo cartucho será utilizado nos cálculos tanto do pilão como do restante da seção, a menos do contorno, em caso de desmonte cuidadoso. Pergunta-se sobre o número de cartuchos disponíveis e em seguida pedem-se seus diâmetros. Em caso de explosivo a granel, é recomendado que seja fornecido ao programa mais de um diâmetro de envólucro, para aumentar a opção de seleção.

A tela seguinte trata de parâmetros geomecânicos. Caso não tenha sido solicitado o uso de fatores de correção, será pedida apenas a constante da rocha. Senão, serão pedidos a densidade da rocha e a velocidade de propagação de ondas sísmicas na rocha.

A tela seguinte será exposta se anteriormente foi pedida a opção para cálculo de custos expeditos. Então, serão pedidos os valores de preço por quilo do explosivo, custo do homem-hora e velocidade de perfuração do equipamento.

A seguir, surgem os valores previamente digitados. Deve-se selecionar <SIM> para poder acessar o menu de alteração. Digita-se o número associado ao dado e em seguida o novo valor do dado. Para mudança de valores de medida de cartucho ou de dados de custo, digita-se o número associado a estas opções. O programa então exhibe menus específicos, semelhantes ao anterior.

Digitando-se <NÃO> ou <ENTER>, o programa já começa a exhibir os resultados.

Saída de resultados :

Um possível problema em relação a inconsistências no cálculo é a inadequação do explosivo utilizado ao desmorte da seção. Neste caso o programa advertirá o usuário sobre esta inadequação e onde, especificamente ocorreu, se para o pilão, para o alargamento da seção ou se para o contorno, no caso de desmorte cuidadoso.

A primeira tela de resultados exhibe o nome do pilão que está sendo calculado, o número de passos necessários a sua execução, o comprimento de perfuração que deverá ser realizado, o avanço esperado e o comprimento do tampão a ser utilizado.

Nas telas seguintes, são exibidos o passo presente do pilão, afastamento, espaçamento, cartucho a ser utilizado, com a carga total do furo e a razão linear de carregamento.

Ao final, são fornecidos os parâmetros: número de furos, área do pilão, comprimento total perfurado no pilão, a razão de perfuração total por volume do pilão no banco, a concentração total de carga no pilão, a razão de carga pelo volume do pilão, e a concentração linear de carga média.

Caso tenha sido selecionada a opção de análise de custos, será exibida a tela com as informações: toneladas desmontadas por salva, custos parciais de perfuração e desmorte, custo total, relação entre os dois custos parciais e o custo por tonelada desmontada.

A seguir são exibidas as telas de cálculo do alargamento da seção: levante, alívio lateral, alívio superior, e contorno (indicando se neste último será utilizado desmorte cuidadoso ou não).

Os valores apresentados são de afastamento entre os furos, espaçamento, carga, cartucho utilizado e concentração linear de carga, estes três últimos para carga de fundo e de coluna

ou não, dependendo das opções previamente selecionadas de uso de cartucho único e uso de desmonte cuidadoso.

Após estas telas, são exibidas as telas de parâmetros da seção, a tela de análise de custos, estas, semelhantes as telas correspondentes, porém, englobando toda a seção.

Finalmente, é exibida uma tela com o nome do arquivo de resultados, se este foi criado.

Caso seja necessário recuperar os valores calculados, utiliza-se o procedimento descrito no item "Entrada de dados:".

Na figura apresentada a seguir podemos observar a estrutura lógica do programa de cálculo de planos de fogo em subterrâneo, Volador 2.0.

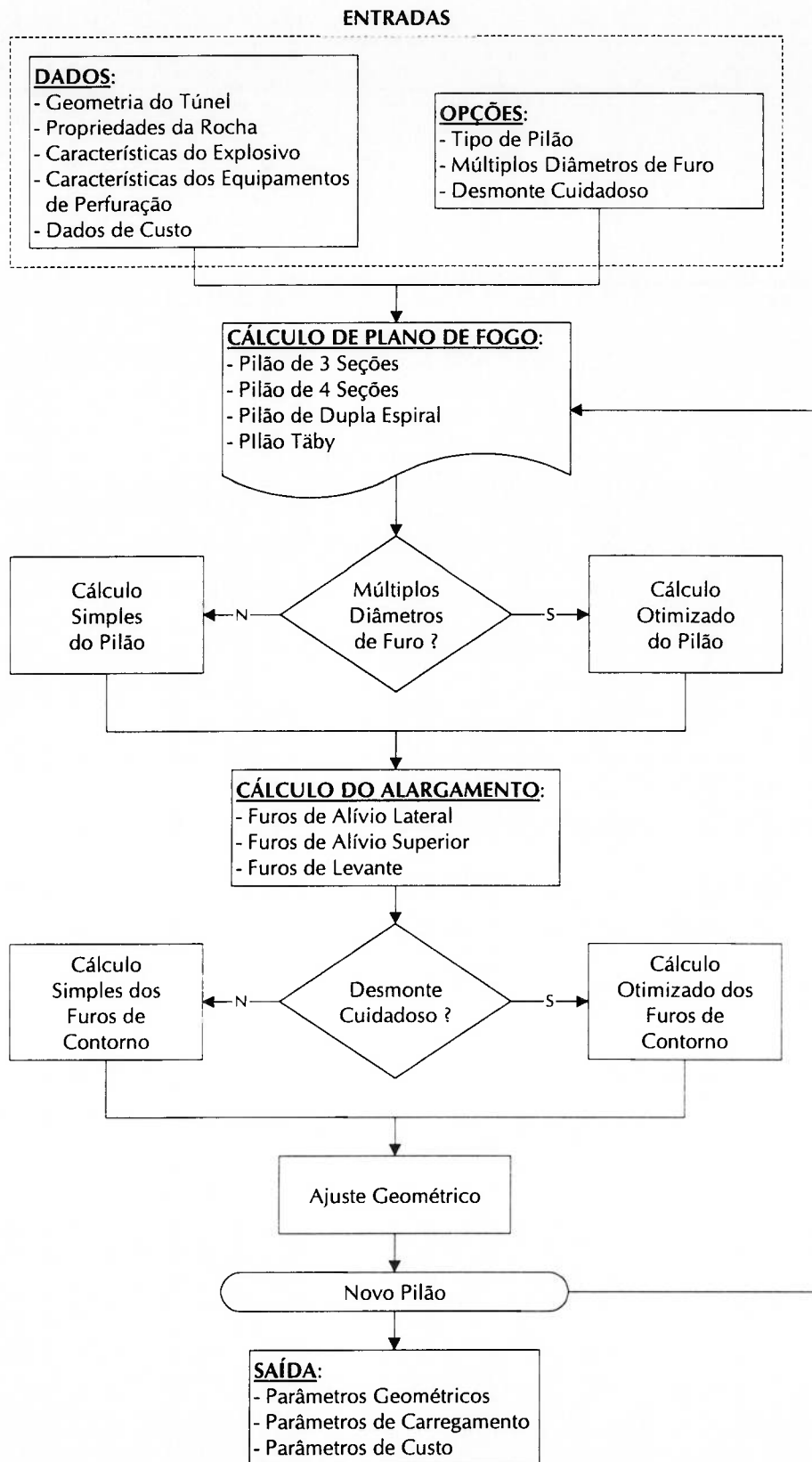


Figura 4.19 - Fluxograma do programa Volador 2.0

4.6.2. VERIFICAÇÃO DA EFICIÊNCIA DO PROCEDIMENTO DE CÁLCULO

Uma etapa importante na construção do modelo de cálculo do plano de desmonte é a verificação da eficiência do procedimento de cálculo através da comparação dos resultados obtidos com dados típicos de operações reais. Nos gráficos das figuras 4.20, 4.21 e 4.22, estão reunidos dados obtidos a partir de desmontes reais bem sucedidos, que correlacionam o diâmetro dos furos de mina e a área do túnel, ao consumo específico de explosivo, à perfuração específica e ao número de furos por salva (LLERA, URBINA, JIMENO e JIMENO, 1987).

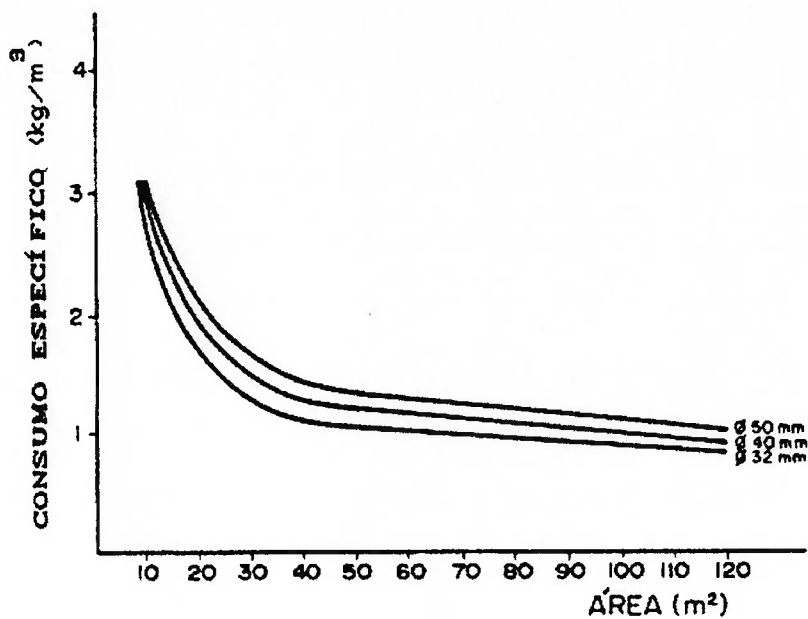


Figura 4.20 - Consumo específico de explosivo em função da área da seção

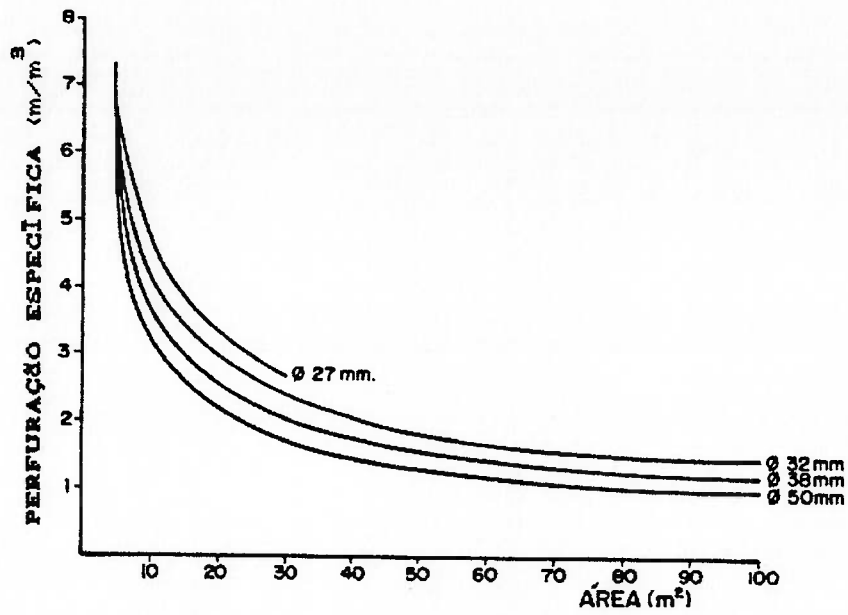


Figura 4.21 - Perfuração específica em função da área da seção

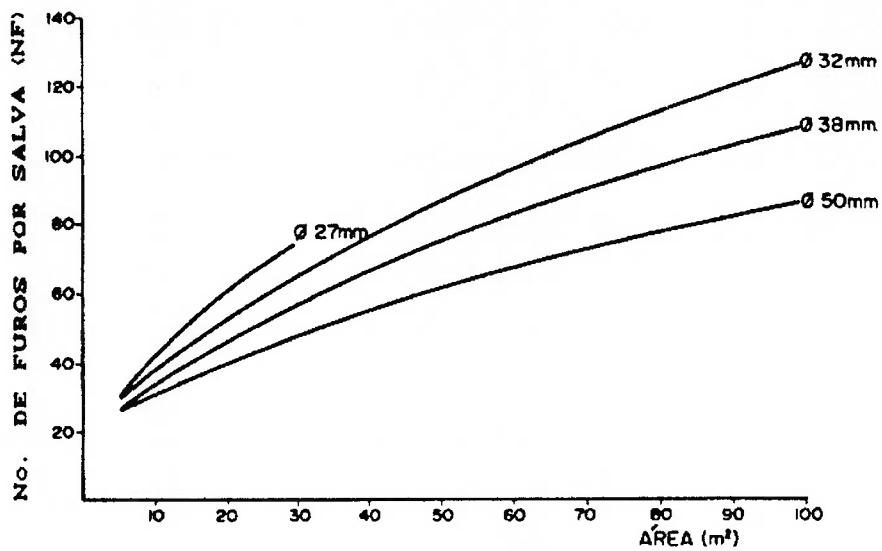


Figura 4.22 - Número de furos por salva em função da área da seção

Para a realização desta verificação foi realizada uma bateria de testes do programa com a variação de alguns parâmetros de projeto.

Assim, foram definidos como parâmetros padrão os valores apresentados na tabela a seguir:

Largura da galeria = 4 m
Altura da galeria = 4 m
Altura da abóbada = 0
Diâmetro do furo de expansão = 102 mm
Diâmetro dos furos de mina = 45 mm
Desvio angular dos furos de contorno = 3°
Desvio angular de perfuração = 10 mm/m
Desvio de emboque de perfuração = 20 mm
Constante da rocha = 0,4
Densidade da rocha = 1.700 kg/m ³
Velocidade de propagação de ondas sísmicas = 4.500 m/s
Força-peso do explosivo = 1,09
Densidade do explosivo = 1.200 kg/m ³
Velocidade de detonação = 4.000 m/s
Cartuchos disponíveis : 25, 28, 32, 38, 50, 57 e 63 mm
Custo do homem-hora = 1,3 US\$
Preço por quilo do explosivo = 1,5 US\$
Velocidade de perfuração = 100 m/h

Tabela 4.3 - Valores-padrão para a bateria de testes

A partir destes valores foram realizadas três baterias distintas, com as seguintes características:

1. Variação da área da galeria, para comparação com as curvas de parâmetros de controle das figuras 4.20, 4.21 e 4.22.
2. Variação de: diâmetro do furo central, diâmetro do furo de mina e constante da rocha para análise da sensibilidade do método.
3. Variação de: desvios de perfuração para análise da sensibilidade do método.

Para a primeira bateria, as áreas utilizadas foram calculadas como indicado na tabela que segue:

$4 \times 4 = 16 \text{ m}^2$
$5 \times 5 = 25 \text{ m}^2$
$8 \times 5 = 40 \text{ m}^2$
$10 \times 6 = 60 \text{ m}^2$
$10 \times 8 = 80 \text{ m}^2$
$10 \times 10 = 100 \text{ m}^2$

Tabela 4.4 - Cálculo das áreas da seção da galeria

Para a segunda bateria, foram utilizados os valores expostos na tabela 4.5, e para a terceira bateria, utilizou-se os valores expostos na tabela 4.6, com a variação de área segundo a tabela 4.4.

ϕ (mm)	102	115	127	140	152	165
d (mm)	28	38	45	51	76	
c	0,3	0,35	0,4	0,45	0,5	

Tabela 4.5 - Valores da segunda bateria de testes

Densidade da rocha (kg/m^3)	Velocidade de Propagação de Ondas Sísmicas (m/s)
2.700	5.000
2.250	2.750

Desvio de Perfuração (mm/m)	Desvio de Emboque (mm)
0	0
5.0	10.0

Tabela 4.6 - Valores da terceira bateria de testes

Os resultados obtidos para a primeira bateria estão na tabela 4.7:

Área (m ³)	Número de Furos	q (kg/m ³)	f (m/m ³)
16	39	2,6	2,7
25	46	1,9	2,0
40	54	1,4	1,4
60	64	1,1	1,1
80	72	0,9	0,9
100	80	0,8	0,8

Tabela 4.7 - Resultados da primeira bateria de testes

Para a segunda bateria obtivemos os valores listados na tabela 4.8:

ϕ (mm)	Q (kg de explosivos)	P (m perfurados)
102	123,2	121,5
115	124,6	123,7
127	135,8	133,9
140	149,4	146,4
152	168,0	149,5
165	179,4	158,9

d (mm)	Q (kg de explosivos)	P (m perfurados)
28	135,5	174,5
38	122,4	140,2
45	123,2	121,5
51	112,9	109,1
76	190,8	93,5

c	Q (kg de explosivos)	P (m perfurados)
0,30	118,1	118,4
0,35	117,8	118,4
0,40	122,1	121,5
0,45	127,5	121,5
0,50	127,3	121,5

Tabela 4.8 - Resultados da segunda bateria de testes

Os resultados da terceira bateria de testes estão listados na tabela 4.9:

α (mm/m)	β (mm)	Q (kg)	P (m)
0	0	103,0	102,8
5,0	10,0	105,0	106,0

Tabela 4.9 - Resultados da terceira bateria de testes

Os resultados obtidos estão apresentados nos gráficos que seguem.

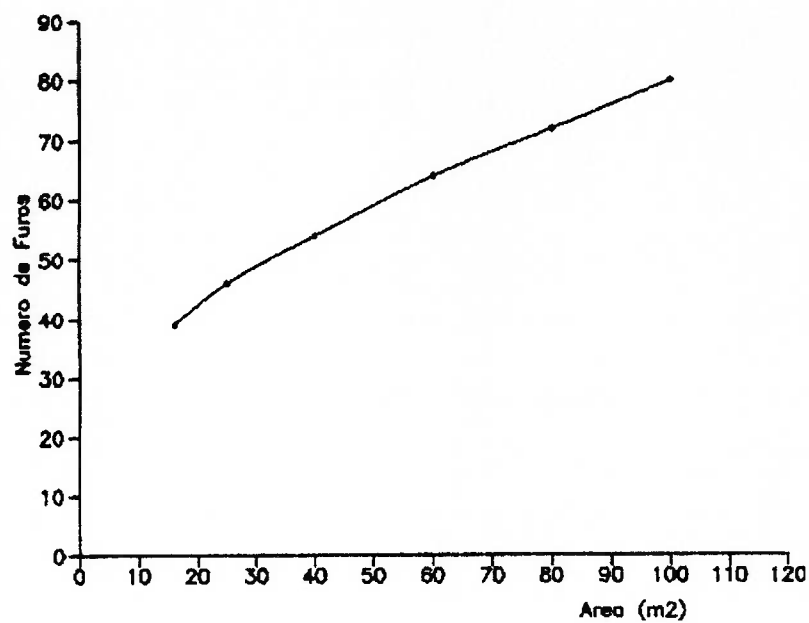


Figura 4.23 - Número de furos em função da área da seção

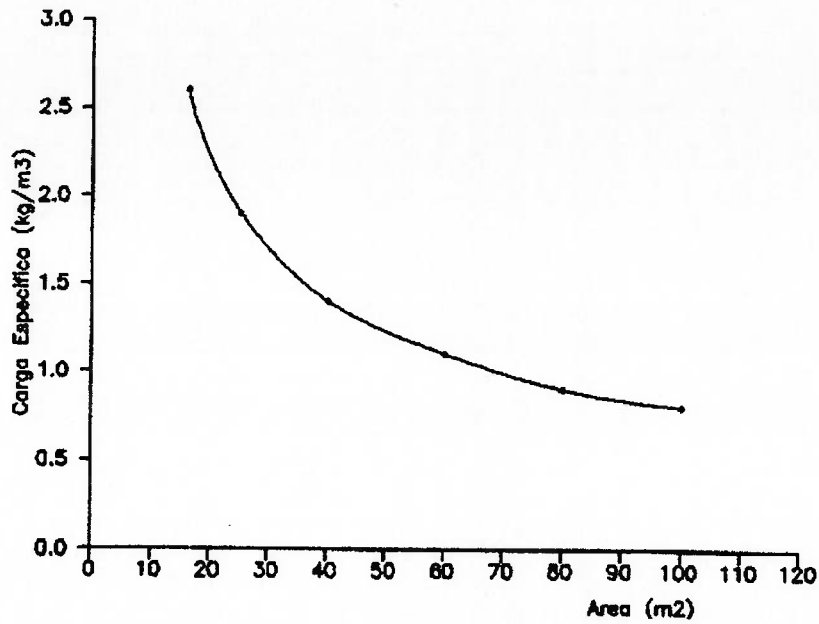


Figura 4.24 - Carga específica em função da área da seção

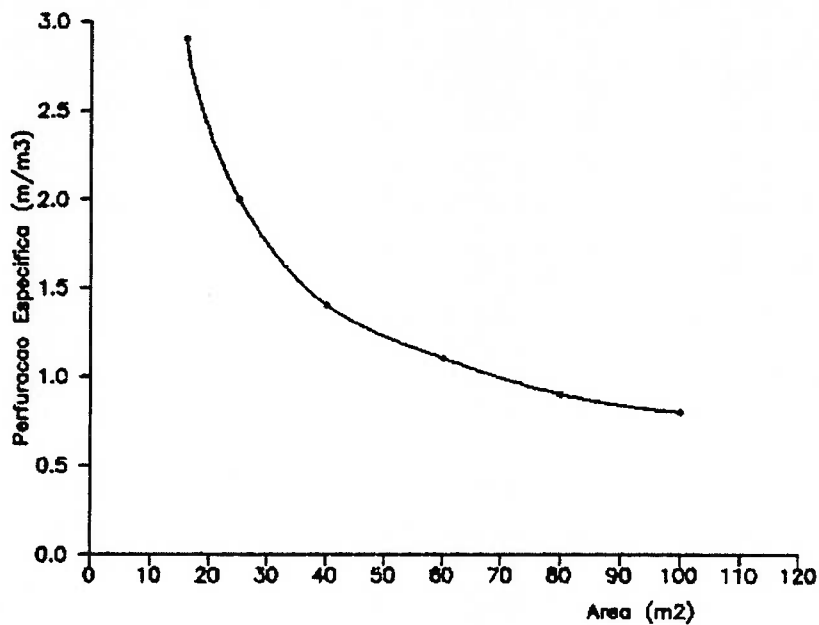


Figura 4.25 - Perfuração específica em função da área da seção

A partir dos gráficos das figuras 4.23, 4.24 e 4.25, observa-se que o método fornece resultados bastante próximos aos das curvas das figuras 4.20, 4.21 e 4.22. Assim sendo, verifica-se que o método reproduz bem o resultado de desmontes reais, atestando a correção e a aplicabilidade da sistemática de cálculo empregada.

Nas figuras 4.26, 4.27, 4.28, 4.29, 4.30 e 4.31, estão representados os resultados obtidos com a segunda bateria de testes. Analisamos aqui, a variação dos seguintes parâmetros:

carga de explosivo total da seção (Q) e perfuração total (P) (a área da seção permanece constante em 16 m²).

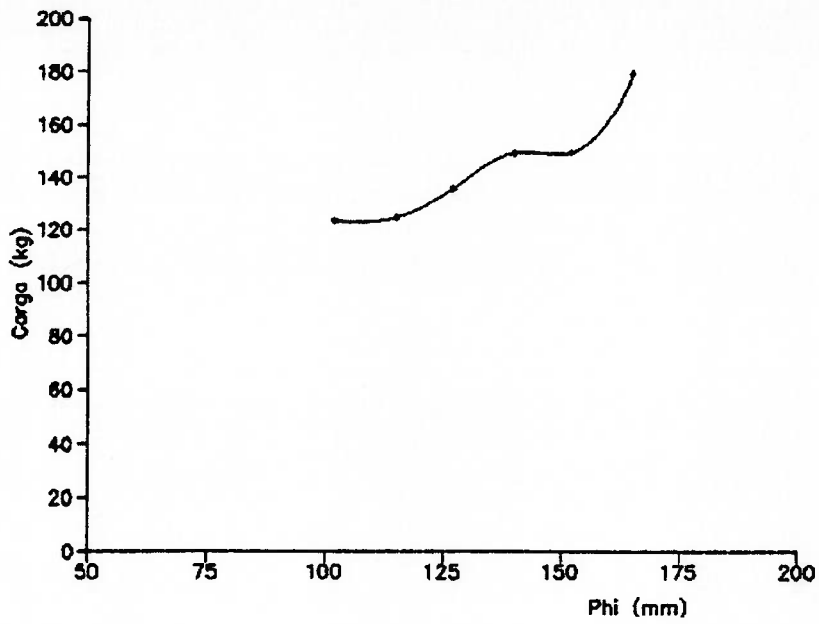


Figura 4.26 - Carga em função do diâmetro do furo central

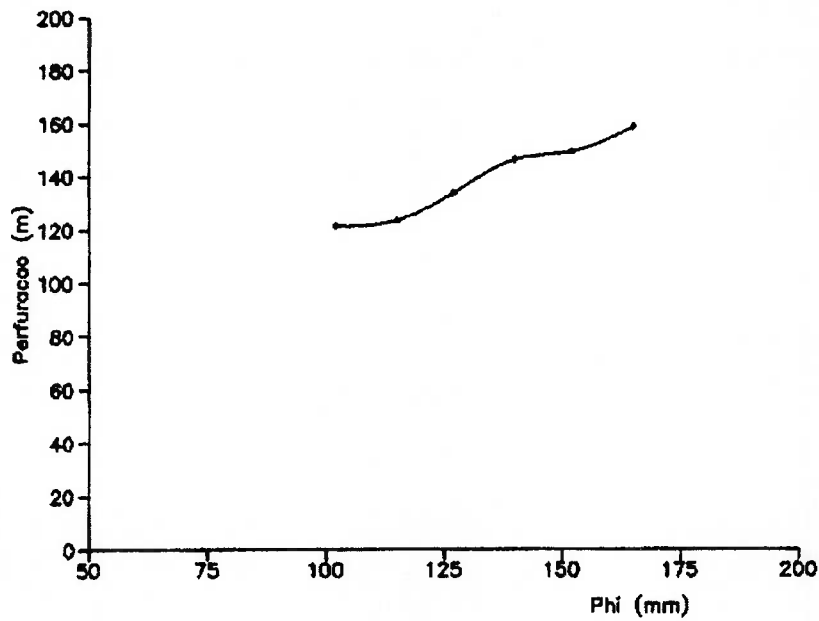


Figura 4.27 - Perfuração em função do diâmetro do furo central

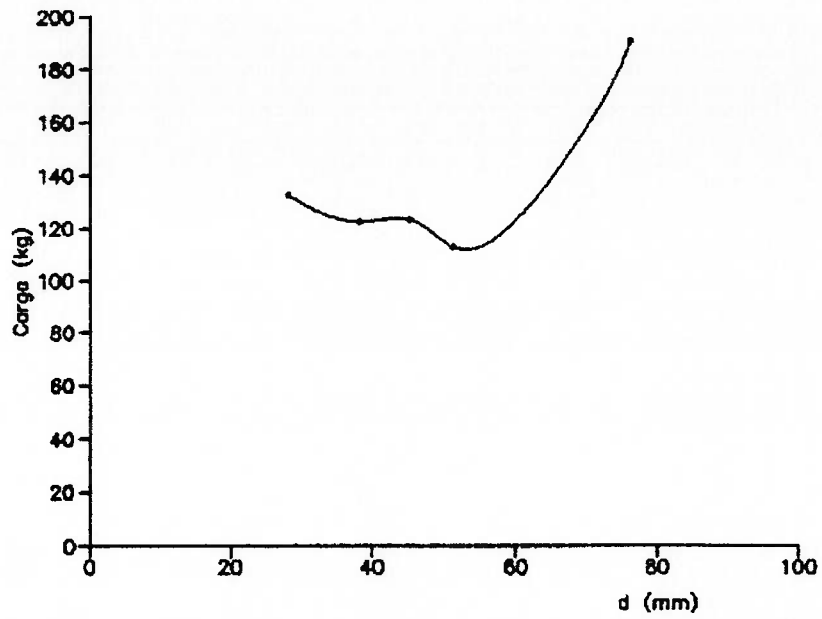


Figura 4.28 - Carga em função do diâmetro dos furos de mina

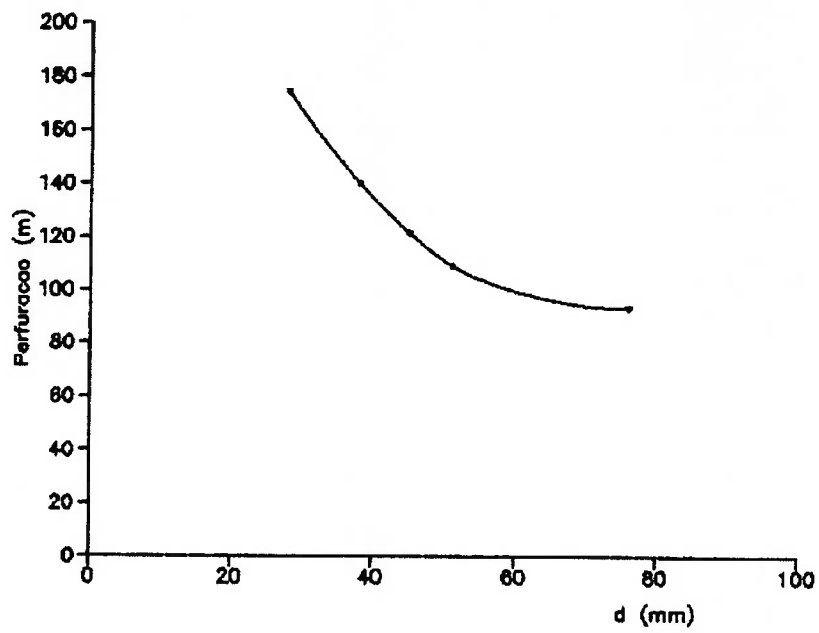


Figura 4.29 - Perfuração em função do diâmetro dos furos de mina

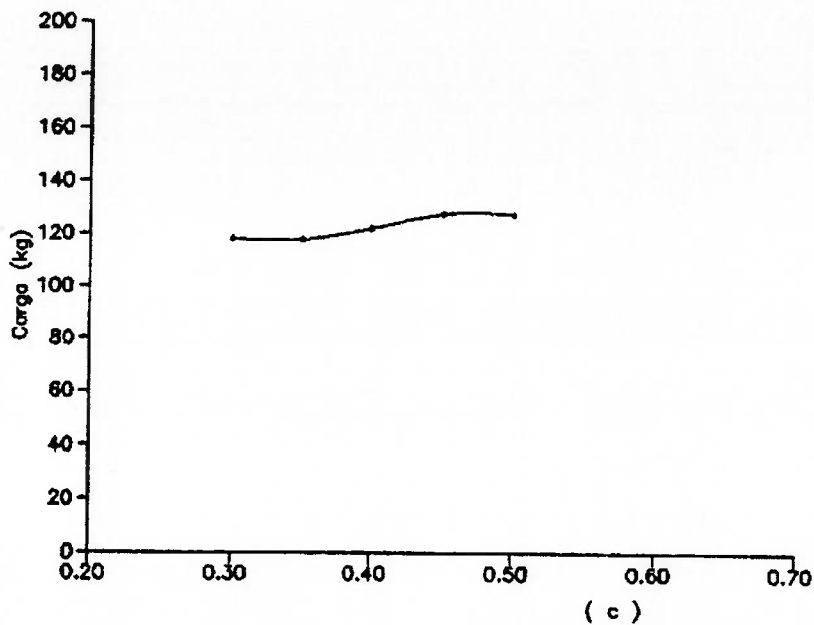


Figura 4.30 - Carga total em função da constante da rocha

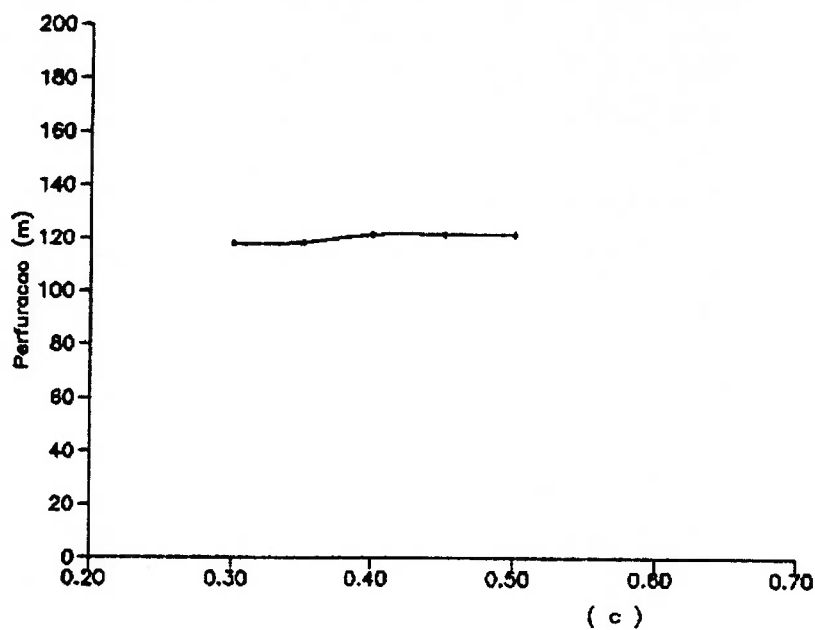


Figura 4.31 - Perfuração total em função da constante da rocha

A partir dos resultados obtidos na segunda bateria de testes, podemos observar que:

- Para uma mesma área, o aumento do diâmetro do furo central implica em aumento dos parâmetros de controle, portanto menor eficiência geral.
- Com respeito ao diâmetro do furo de mina, observa-se que seu aumento implica em diminuição dos parâmetros de controle, assim, ocorre melhora do rendimento geral. Observamos no gráfico da figura 4.28, um "salto" a partir do diâmetro de 76 mm, indicando um consumo excessivo de explosivos a partir deste diâmetro de furo de mina.

- Nos gráficos das figuras 4.30 e 4.31, que analisam a influência da constante da rocha, observa-se que o método não é sensível a grandes variações de (c) , uma vez que o intervalo de 0,3 até 0,5 é praticamente todo o domínio de (c) . Nota-se também, que o valor 0,4 (valor padrão do programa) representa a média de desempenho que (c) assume no intervalo.

A análise dos desvios de perfuração demonstra a importância da minimização destes fatores, embora, no intervalo testado pelo programa, a oscilação decorrida da variação destes não tenha sido significativa no desempenho do desmonte.

4.7. ESTUDO DE CASOS

A aplicação prática da metodologia de cálculo, será feita através da análise de dois exemplos reais, onde o plano de fogo projetado pelo programa "Volador 2.0" é comparado ao plano de fogo em uso na obra.

Serão analisados os seguintes casos:

- Planos de fogo de galerias de desenvolvimento da Mina Baltar, da Votorantim S.A..
- Plano de fogo da abóbada do túnel da usina hidrelétrica de Miranda, da CEMIG.

4.7.1. MINA SUBTERRÂNEA BALTAR

Contando com o auxílio do gerente de mineração da Mina Baltar, localizada no município de Votorantim, estado de São Paulo, pudemos coletar dados e informações sobre os planos de fogo praticados nas galerias de desenvolvimento da mina (S. A. INDÚSTRIAS VOTORANTIM).

Os planos de fogo analisados fazem parte de estudos promovidos pelos técnicos da mina visando a obtenção de melhores rendimentos, em termos de economia de explosivo e material acessório. Tanto os planos de fogo, quanto os dados gerais fornecidos não são considerados definitivos, em razão do processo de estudo.

Os pilões utilizados são do tipo cilíndrico, com furo central de 102 mm e os furos de mina de possuem diâmetro de 45 mm. Podem ser considerados múltiplos, pois utilizam de dois a quatro furos de expansão, dependendo do material que atravessam e da área da seção

em questão. Esta construção parece promover melhor abertura do pilão (este se alarga em um ou dois passos apenas) e maior economia de explosivo. Na literatura encontra-se algo semelhante, com dois furos de expansão bem próximos entre si, com o desenvolvimento do pilão como um de quatro seções normal. As vantagens deste tipo de pilão devem ser estudadas em relação à economia efetiva obtida, já que exigem mais furações de maior diâmetro.

Existe preocupação quanto aos desvios de perfuração, que são controlados através de constante treinamento e reciclagem de pessoal. O material desmontado varia entre calcário, dolomito e calcário silicatado, com densidade bastante variável.

Os planos de fogo analisados não utilizam desmonte cuidadoso, mas obtém-se boas condições do teto, em razão da qualidade do maciço rochoso. Também não são utilizados tampões nos furos de mina, pois os técnicos da mina consideram que para uma fase de estudos, estes não oferecem melhorias de resultado significativas.

O comprimento perfurado é de 3,60 m, com avanço esperado de 3,30 m (92%), sendo observado aumento no rendimento do desmonte pelo ajuste do plano de fogo. Em alguns pontos, em inspeção, observou-se que o avanço atingira praticamente os 100%.

Os retardos utilizados são de 100 ms, trazendo melhores resultados em relação aos retardos de 50 ms utilizados anteriormente. Os técnicos consideram como os grandes responsáveis pelos melhores rendimentos obtidos nas salvas, a precisão de perfuração e o uso de acessórios mais confiáveis.

Os explosivos utilizados são o granulado EXPLON IV, com densidade de 500 kg/m³, 3,6 MJ/kg, produção de gases de 0,96 m³/kg e velocidade de detonação de 2.800 m/s; e o cartucho BELMEX 650, (38x609 mm) com densidade de 1.100 kg/m³, 3,53 MJ/kg, produção de gases de 0,95 m³/kg e velocidade de detonação de 3.300 m/s.

O custo de perfuração total da mina é de 0,365 US\$/ton, e o custo de desmonte é de 0,216 US\$/ton, sendo que este valor engloba também a produção por perfuração em leque, predominante na mina.

O custo do homem-hora é de US\$ 1,30; o tempo de carregamento (62 x 3,60 m) é de 1 hora. As velocidades de perfuração são 60 m/h para jumbo pneumático e 100 m/h com jumbo hidráulico.

Nos furos de mina de 45 mm são usados 4 cartuchos de BELMEX, mais escorva de EXPLON. Como experiência, estão sendo utilizados alguns furos de 64 mm, carregados com 1 cartucho de BELMEX e 4 de granulado EXPLON, mais barato.

Por fim, qualitativamente, sabe-se que o rendimento da operação se altera bastante com a direção em que se penetra no maciço, a ponto de ser necessária a adoção de um novo tipo de plano de fogo, indicando que o fator geológico é mais significativo do que se costuma acreditar.

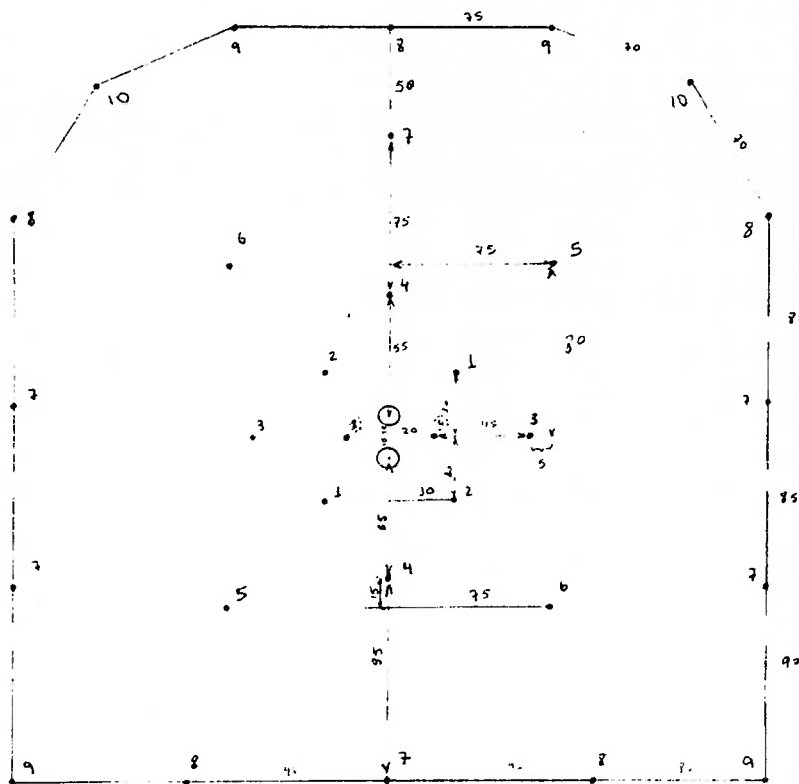


Figura 4.32 - Plano de fogo para calcário 1 (seção = 3,5 x 3,5 m², $\phi = 4''$, d = 1 3/4'')

4.7.1.1. RESULTADOS

O programa foi processado sobre a maior seção de desmonte (6,5 x 6,5 m²) para tentar minimizar a diferença entre o pilão real e o utilizado pelo programa. Os resultados obtidos com o programa mostram que:

- A abertura do pilão ocorre com uma espera no centro, seguida de um passo com os furos posicionados na mesma linha dos furos de expansão. Isto equivale a se fazer 5 primeiros passos no pilão de quatro seções convencional. Isto facilita o uso de mesmo cartucho para esta tarefa, criando uma considerável face livre, que ampliada por mais duas ou três cargas, já configura a abertura total do pilão.
- Os resultados obtidos com o programa indicam um superdimensionamento de cargas. Isto não ocorre na prática, visto a enorme estabilidade das paredes. Isto é justificável, pois o programa não trata convenientemente a junção escorva mais explosivo, que tende a minimizar a carga utilizada. Mesmo assim, o programa obteve resultados bastante próximos aos praticados na mina.
- A metodologia aponta como melhor opção de pilão para esta seção de galeria, o pilão em dupla espiral, pois apresentou o melhor avanço, e parâmetros de controle equivalentes ou melhores que os dos outros pilões. O pilão de pior desempenho foi o Täby, pois apresenta o menor avanço para parâmetros de controle equivalentes aos demais.

4.7.1.2. PLANO DE FOGO

Nas próximas folhas temos o relatório de plano de fogo para a “Votorantim S. A.” calculado através do programa Volador v. 2.0.

* RELATORIO DE PLANO DE FOGO *

programa VOLADOR versao 2.0 1997

Desenvolvido por:
LUIZ CARLOS RUSILO

Empresa : VOTORANTIM S.A.
teste numero 1

DADOS DO PROJETO :

Largura da Galeria = 6.50 m
Altura da Galeria = 4.50 m
Altura da Abobada da Galeria = 1.00 m
Diametro do Furo de Alargamento = 102 mm
Diametro dos Furos de Mina = 45 mm
Desvio Esperado dos Furos de Contorno = 3 graus
Desvio Angular de Perfuracao = 10 mm/m
Desvio de Emboque = 20 mm

Constante da Rocha = 0.40

Forca-Peso do Explosivo = 0.92
Densidade do Explosivo = 1100 Kg/m³

Cartuchos Disponiveis :

25 mm de diametro (l = 0.54 Kg/m)
32 mm de diametro (l = 0.88 Kg/m)
38 mm de diametro (l = 1.25 Kg/m)

-> Desmonte Cuidadoso.

RESULTADOS :

* PILAO UTILIZADO : de Tres Secoes

Comprimento das Perfuracoes = 3.1 m
Avanco Esperado = 2.9 m
Comprimento do Tampao do Furo de Mina = 0.45 m
Numero de Passos de Pilao = 3

* 1# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.12 m
Espacamento (E) = 0.14 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.92 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 32 mm
Carga por Furo (q) = 2.41 Kg

* 2# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.23 m
Espacamento (E) = 0.50 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 3.40 Kg

* 3# PASSO DO PILAO :

Exemplo de Aplicação: Sistema Especialista para o Cálculo de Planos de Fogo em Subterrâneo

Afastamento (encargo) (V) = 0.47 m
Espacamento (E) = 1.24 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 3.40 Kg

* PARAMETROS DO PILAO :

Numero de furos = 8 (3 afastamentos no pilao)
Area do Pilao = 1.9 m² (Volume no banco = 5.4 m³)
Comprimento total perfurado = 24.5 m
- Razão de Perfuração = 4.5 m/m³ de rocha
Concentração Total de Carga = 27.7 Kg
- Razão de Carga Volumétrica = 5.1 Kg/m³ de rocha
- Concentração Linear de Carga Média do Pilao = 1.1 Kg/m

* ALARGAMENTO DA SECAO : LEVANTE

Afastamento (V) = 1.03 m
Espacamento (E) = 1.14 m ((E) de canto = 0.98 m)
Comprimento da Carga de Fundo = 1.29 m
Concentração Linear de Carga = 1.30 Kg/m (Cartucho de 38 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.33 m
Concentração Linear de Carga = 0.92 Kg/m (Cartucho de 32 mm)
Carga por Furo (q) = 2.90 Kg
Numero de Furos = 7

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO LATERAL

Afastamento (V) = 1.05 m
Espacamento (E) = 1.32 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.31 m
Concentração Linear de Carga = 1.30 Kg/m (Cartucho de 38 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.30 m
Concentração Linear de Carga = 0.92 Kg/m (Cartucho de 32 mm)
Carga por Furo (q) = 2.91 Kg
Numero de Furos = 4

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO SUPERIOR

Afastamento (V) = 1.17 m
Espacamento (E) = 1.47 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.46 m
Concentração Linear de Carga = 1.30 Kg/m (Cartucho de 38 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.15 m
Concentração Linear de Carga = 0.92 Kg/m (Cartucho de 32 mm)
Carga por Furo (q) = 2.97 Kg
Numero de Furos = 2

* ALARGAMENTO DA SECAO : CONTORNO (com desmonte cuidadoso)

Afastamento (V) = 0.73 m
Espacamento (E) = 0.62 m
Comprimento da Carga = 2.61 m
Concentração Linear de Carga = 0.56 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.47 Kg
Numero de Furos = 25

* PARAMETROS DA SECAO DA GALERIA (com o Pilao) :

Numero de Furos Total = 46
Area Total = 33.6 m² (Volume no banco = 97.6 m³)
Comprimento Total Perfurado = 140.8 m
- Razão de Perfuração = 1.4 m/m³ de rocha

Exemplo de Aplicação: Sistema Especialista para o Cálculo de Planos de Fogo em Subterrâneo

Concentração Total de Carga = 102.4 Kg
- Razão de Carga Volumétrica = 1.0 Kg/m³ de rocha
- Concentração Linear de Carga Média = 0.7 Kg/m
Comprimento de perfuração = 3.1 m (Avanço = 2.9 m)

Pilão Utilizado : de Quatro Secões

Comprimento das Perfurações = 3.1 m
Avanço Esperado = 3.0 m
Comprimento do Tampão do Furo de Mina = 0.45 m
Número de Passos de Pilão = 4

* 1# PASSO DO PILÃO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.12 m
Espacamento (E) = 0.10 m
Concentração Linear de Carga (l) = 0.92 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 32 mm
Carga por Furo (q) = 2.47 Kg

* 2# PASSO DO PILÃO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.18 m
Espacamento (E) = 0.31 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 3.48 Kg

* 3# PASSO DO PILÃO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.36 m
Espacamento (E) = 0.70 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 3.48 Kg

* 4# PASSO DO PILÃO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.56 m
Espacamento (E) = 1.27 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 3.48 Kg

* PARÂMETROS DO PILÃO :

Número de furos = 16 (4 afastamentos no pilão)
Área do Pilão = 1.6 m² (Volume no banco = 4.8 m³)
Comprimento total perfurado = 49.9 m
- Razão de Perfuração = 10.4 m/m³ de rocha
Concentração Total de Carga = 51.6 Kg
- Razão de Carga Volumétrica = 10.8 Kg/m³ de rocha
- Concentração Linear de Carga Média do Pilão = 1.0 Kg/m

* ALARGAMENTO DA SEÇÃO : LEVANTE

Afastamento (V) = 1.02 m
Espacamento (E) = 1.14 m ((E) de canto = 0.97 m)
Comprimento da Carga de Fundo = 1.28 m
Concentração Linear de Carga = 1.30 Kg/m (Cartucho de 38 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.39 m
Concentração Linear de Carga = 0.92 Kg/m (Cartucho de 32 mm)
Carga por Furo (q) = 2.95 Kg

Numero de Furos = 7

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO LATERAL

Afastamento (V) = 1.05 m
Espacamento (E) = 1.32 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.31 m
Concentracao Linear de Carga = 1.30 Kg/m (Cartucho de 38 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.36 m
Concentracao Linear de Carga = 0.92 Kg/m (Cartucho de 32 mm)
Carga por Furo (q) = 2.96 Kg
Numero de Furos = 4

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO SUPERIOR

Afastamento (V) = 1.17 m
Espacamento (E) = 1.47 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.46 m
Concentracao Linear de Carga = 1.30 Kg/m (Cartucho de 38 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.21 m
Concentracao Linear de Carga = 0.92 Kg/m (Cartucho de 32 mm)
Carga por Furo (q) = 3.02 Kg
Numero de Furos = 2

* ALARGAMENTO DA SECAO : CONTORNO (com desmonte cuidadoso)

Afastamento (V) = 0.73 m
Espacamento (E) = 0.62 m
Comprimento da Carga = 2.67 m
Concentracao Linear de Carga = 0.56 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.51 Kg
Numero de Furos = 25

* PARAMETROS DA SECAO DA GALERIA (com o Pilao) :

Numero de Furos Total = 54
Area Total = 33.6 m² (Volume no banco = 99.4 m³)
Comprimento Total Perfurado = 168.3 m
- Razao de Perfuracao = 1.7 m/m³ de rocha
Concentracao Total de Carga = 127.8 Kg
- Razao de Carga Volumetrica = 1.3 Kg/m³ de rocha
- Concentracao Linear de Carga Media = 0.8 Kg/m
Comprimento de perfuracao = 3.1 m (Avanco = 3.0 m)

Pilao Utilizado : em Dupla Espiral

Comprimento das Perfuracoes = 3.8 m
Avanco Esperado = 3.7 m
Comprimento do Tampao do Furo de Mina = 0.45 m
Numero de Passos de Pilao = 7

* 1# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.11 m
Espacamento (E) = 0.07 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.92 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 32 mm
Carga por Furo (q) = 3.14 Kg

* 2# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.18 m

Espacamento (E) = 0.13 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 4.43 Kg

* 3# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.26 m
Espacamento (E) = 0.34 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 4.43 Kg

* 4# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.46 m
Espacamento (E) = 0.56 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 4.43 Kg

* 5# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.67 m
Espacamento (E) = 1.04 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 4.43 Kg

* 6# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.95 m
Espacamento (E) = 1.47 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 4.43 Kg

* 7# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 1.10 m
Espacamento (E) = 1.47 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 4.43 Kg

* PARAMETROS DO PILAO :

Numero de furos = 14 (7 afastamentos no pilao)
Area do Pilao = 4.9 m² (Volume no banco = 18.0 m³)
Comprimento total perfurado = 53.8 m
- Razao de Perfuração = 3.0 m/m³ de rocha
Concentração Total de Carga = 59.4 Kg
- Razao de Carga Volmetrica = 3.3 Kg/m³ de rocha
- Concentração Linear de Carga Media do Pilao = 1.1 Kg/m

* ALARGAMENTO DA SECAO : LEVANTE

Afastamento (V) = 0.98 m
Espacamento (E) = 1.15 m ((E) de canto = 0.95 m)
Comprimento da Carga de Fundo = 1.22 m
Concentração Linear de Carga = 1.30 Kg/m (Cartucho de 38 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 2.17 m
Concentração Linear de Carga = 0.92 Kg/m (Cartucho de 32 mm)
Carga por Furo (q) = 3.60 Kg
Numero de Furos = 7

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO LATERAL

Afastamento (V) = 1.04 m
Espacamento (E) = 1.32 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.30 m
Concentracao Linear de Carga = 1.30 Kg/m (Cartucho de 38 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 2.09 m
Concentracao Linear de Carga = 0.92 Kg/m (Cartucho de 32 mm)
Carga por Furo (q) = 3.63 Kg
Numero de Furos = 3

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO SUPERIOR

Afastamento (V) = 1.16 m
Espacamento (E) = 1.46 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.45 m
Concentracao Linear de Carga = 1.30 Kg/m (Cartucho de 38 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.94 m
Concentracao Linear de Carga = 0.92 Kg/m (Cartucho de 32 mm)
Carga por Furo (q) = 3.69 Kg
Numero de Furos = 1

* ALARGAMENTO DA SECAO : CONTORNO (com desmonte cuidadoso)

Afastamento (V) = 0.71 m
Espacamento (E) = 0.62 m
Comprimento da Carga = 3.39 m
Concentracao Linear de Carga = 0.56 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.92 Kg
Numero de Furos = 26

* PARAMETROS DA SECAO DA GALERIA (com o Pilao) :

Numero de Furos Total = 51
Area Total = 33.6 m² (Volume no banco = 122.6 m³)
Comprimento Total Perfurado = 196.0 m
- Razao de Perfuracao = 1.6 m/m³ de rocha
Concentracao Total de Carga = 149.0 Kg
- Razao de Carga Volumetrica = 1.2 Kg/m³ de rocha
- Concentracao Linear de Carga Media = 0.8 Kg/m
Comprimento de perfuracao = 3.8 m (Avanco = 3.7 m)

Pilao Utilizado : Taby

Comprimento das Perfuracoes = 2.7 m
Avanco Esperado = 2.5 m
Comprimento do Tampao do Furo de Mina = 0.45 m
Numero de Passos de Pilao = 6

* 1# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.13 m
Espacamento (E) = 0.14 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.92 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 32 mm
Carga por Furo (q) = 2.04 Kg
Coordenada do Furo no 1# Quadrante = (0.13, 0.00)

* 2# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.23 m
Espacamento (E) = 0.36 m

Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 2.88 Kg
Coordenada do Furo no 1º Quadrante = (-0.13, 0.21)

* 3º PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.40 m
Espacamento (E) = 0.62 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 2.88 Kg
Coordenada do Furo no 1º Quadrante = (0.13, 0.40)

* 4º PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.53 m
Espacamento (E) = 1.12 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 2.88 Kg
Coordenada do Furo no 1º Quadrante = (-0.13, 0.70)

* 5º PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.73 m
Espacamento (E) = 1.61 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 2.88 Kg
Coordenada do Furo no 1º Quadrante = (0.86, 0.00)

* 6º PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.89 m
Espacamento (E) = 1.06 m
Concentração Linear de Carga (l) = 1.30 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 38 mm
Carga por Furo (q) = 2.88 Kg
Coordenada do Furo no 1º Quadrante = (0.86, 0.70)

* PARAMETROS DO PILAO :

Numero de furos = 14 (6 afastamentos no pilao)
Area do Pilao = 2.4 m² (Volume no banco = 6.0 m³)
Comprimento total perfurado = 37.3 m
- Razão de Perfuração = 6.2 m/m³ de rocha
Concentração Total de Carga = 32.9 Kg
- Razão de Carga Volumétrica = 5.4 Kg/m³ de rocha
- Concentração Linear de Carga Média do Pilao = 0.9 Kg/m

* ALARGAMENTO DA SEÇÃO : LEVANTE

Afastamento (V) = 1.05 m
Espacamento (E) = 1.13 m ((E) de canto = 0.99 m)
Comprimento da Carga de Fundo = 1.32 m
Concentração Linear de Carga = 1.30 Kg/m (Cartucho de 38 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 0.89 m
Concentração Linear de Carga = 0.92 Kg/m (Cartucho de 32 mm)
Carga por Furo (q) = 2.54 Kg
Numero de Furos = 7

* ALARGAMENTO DA SEÇÃO : ALÍVIO LATERAL

Afastamento (V) = 1.05 m
Espacamento (E) = 1.33 m

Exemplo de Aplicação: Sistema Especialista para o Cálculo de Planos de Fogo em Subterrâneo

Comprimento da Carga de Fundo = 1.32 m
Concentração Linear de Carga = 1.30 Kg/m (Cartucho de 38 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 0.90 m
Concentração Linear de Carga = 0.92 Kg/m (Cartucho de 32 mm)
Carga por Furo (q) = 2.54 Kg
Número de Furos = 3

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO SUPERIOR

Afastamento (V) = 1.17 m
Espacamento (E) = 1.47 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.46 m
Concentração Linear de Carga = 1.30 Kg/m (Cartucho de 38 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 0.75 m
Concentração Linear de Carga = 0.92 Kg/m (Cartucho de 32 mm)
Carga por Furo (q) = 2.60 Kg
Número de Furos = 2

* ALARGAMENTO DA SECAO : CONTORNO (com desmonte cuidadoso)

Afastamento (V) = 0.74 m
Espacamento (E) = 0.63 m
Comprimento da Carga = 2.21 m
Concentração Linear de Carga = 0.56 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.25 Kg
Número de Furos = 25

* PARAMETROS DA SECAO DA GALERIA (com o Pilao) :

Número de Furos Total = 51
Área Total = 33.6 m² (Volume no banco = 84.9 m³)
Comprimento Total Perfurado = 135.7 m
- Razão de Perfuração = 1.6 m/m³ de rocha
Concentração Total de Carga = 94.8 Kg
- Razão de Carga Volumétrica = 1.1 Kg/m³ de rocha
- Concentração Linear de Carga Média = 0.7 Kg/m
Comprimento de perfuração = 2.7 m (Avanço = 2.5 m)

4.7.2. TÚNEL DA USINA HIDRELÉTRICA DE MIRANDA

O esquema de desmonte da abóbada do túnel 2 - trecho B, da Usina Hidrelétrica de Miranda, da CEMIG - Companhia Energética de Minas Gerais; consiste na metade superior de um túnel, de seção circular nesta região, com 10,0 m de diâmetro, utilizando pilão de quatro seções.

O comprimento de perfuração é de 2,40 m e o avanço esperado é de 2,20 m (92%). O diâmetro do furo vazio é 76 mm e o diâmetro dos furos de mina é 38 mm. A razão de carga utilizada é de 1,20 kg de explosivo por m³ de rocha desmontada. A área total da seção é de 49,3 m². O explosivo utilizado é o Gelatex ou Belgex, em bananas de 28 mm por 200 mm (181 g). É utilizada a técnica do pré-corte no contorno, com carga de fundo especial (Carbel 40 mais cordel NPA 40).

Os dados gerais estão na tabela apresentada a seguir:

Furo	Quantidade	Tipo de Explosivo	$M_{\text{Explosivo}}/\text{furo}$ (kg)	$M_{\text{Explosivo Total}}$ (kg)
Levante	12	BELGEX 75	2.17	26,01
Lateral	41	BELGEX 60	1.45	59,37
Superior	8	BELGEX 75	1.45	11,58
Pilão	8	BELGEX 75	2.17	17,38
Contorno	35	CARBEL 40	0,43	15,05

Tabela 4.10 - Dados gerais do esquema de desmonte do túnel de Miranda

4.7.2.1. RESULTADOS

Os resultados obtidos estão em ótima concordância com o plano de fogo em uso na obra. Isto porque:

- O desenho do plano de fogo é francamente simétrico, para facilitar a execução. Assim não há porque comparar os resultados geométricos de afastamento e espaçamento com valores que foram encontrados na prática, para facilidade operacional em detrimento de outros aspectos. Mesmo assim, nas regiões de contorno, onde sempre deve-se ter mais cuidado, obteve-se espaçamentos idênticos, dentro da precisão de cálculo, de 80 cm no levante e 53 cm no contorno.
- O número de furos, de 104 do original, reduziram-se a 89, porém, a razão de carga volumétrica foi a mesma: 1,2 kg/m de rocha desmontada.
- A carga total também foi reduzida de 130 kg para 125 kg de explosivo. O avanço esperado teórico melhorou em 10 cm.
- Em relação ao pilão, os valores diferenciaram-se pois o programa não comporta o término das seções do pilão enquanto este não tenha área maior ou igual a 1m², o que não está ocorrendo na prática.

4.7.1.1. PLANO DE FOGO

Nas próximas folhas temos o relatório de plano de fogo para o “Túnel de Desvio de Miranda” calculado através do programa Volador v. 2.0.

* RELATORIO DE PLANO DE FOGO *

programa VOLADOR versao 2.0 1997

Desenvolvido por:
LUIZ CARLOS RUSILO

Empresa : TUNEL DE DESVIO DE MIRANDA
teste numero 2

DADOS DO PROJETO :

Largura da Galeria = 10.00 m
Altura da Galeria = 1.00 m
Altura da Abobada da Galeria = 5.00 m
Diámetro do Furo de Alargamento = 76 mm
Diámetro dos Furos de Mina = 38 mm
Desvio Esperado dos Furos de Contorno = 3 graus
Desvio Angular de Perfuracao = 10 mm/m
Desvio de Emboque = 20 mm

Constante da Rocha = 0.40

Forca-Peso do Explosivo = 0.85
Densidade do Explosivo = 1390 Kg/m³

Cartuchos Disponiveis :

25 mm de diametro (l = 0.68 Kg/m)
28 mm de diametro (l = 0.86 Kg/m)

RESULTADOS :

* PILAO UTILIZADO : de Tres Secoes

Comprimento das Perfuracoes = 2.4 m
Avanco Esperado = 2.3 m
Comprimento do Tampao do Furo de Mina = 0.38 m
Numero de Passos de Pilao = 4

* 1# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.09 m
Espacamento (E) = 0.09 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.69 Kg/m
Diámetro do Cartucho Utilizado (d) = 25 mm
Carga por Furo (q) = 1.39 Kg

* 2# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.13 m
Espacamento (E) = 0.30 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diámetro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 1.75 Kg

* 3# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.29 m
Espacamento (E) = 0.75 m

Exemplo de Aplicação: Sistema Especialista para o Cálculo de Planos de Fogo em Subterrâneo

Concentração Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 1.75 Kg

* 4# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.49 m
Espacamento (E) = 1.48 m
Concentração Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diâmetro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 1.75 Kg

* PARAMETROS DO PILAO :

Numero de furos = 11 (4 afastamentos no pilao)
Area do Pilao = 2.8 m² (Volume no banco = 6.3 m³)
Comprimento total perfurado = 26.5 m
- Razão de Perfuração = 4.2 m/m³ de rocha
Concentração Total de Carga = 19.9 Kg
- Razão de Carga Volmetrica = 3.2 Kg/m³ de rocha
- Concentração Linear de Carga Media do Pilao = 0.8 Kg/m

* ALARGAMENTO DA SECAO : LEVANTE

Afastamento (V) = 0.76 m
Espacamento (E) = 0.85 m ((E) de canto = 0.73 m)
Comprimento da Carga de Fundo = 0.95 m
Concentração Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.08 m
Concentração Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.56 Kg
Numero de Furos = 13

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO LATERAL

Afastamento (V) = 0.78 m
Espacamento (E) = 0.98 m
Comprimento da Carga de Fundo = 0.97 m
Concentração Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.06 m
Concentração Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.56 Kg
Numero de Furos = 9

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO SUPERIOR

Afastamento (V) = 0.87 m
Espacamento (E) = 1.09 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.08 m
Concentração Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 0.95 m
Concentração Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.58 Kg
Numero de Furos = 3

* ALARGAMENTO DA SECAO : CONTORNO

Afastamento (V) = 0.87 m
Espacamento (E) = 0.87 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.08 m
Concentração Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 0.95 m
Concentração Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.58 Kg
Numero de Furos = 21

* PARAMETROS DA SECAO DA GALERIA (com o Pilao) :

Numero de Furos Total = 57
Area Total = 43.3 m² (Volume no banco = 99.1 m³)
Comprimento Total Perfurado = 137.3 m
- Razao de Perfuracao = 1.4 m/m³ de rocha
Concentracao Total de Carga = 92.3 Kg
- Razao de Carga Volumetrica = 0.9 Kg/m³ de rocha
- Concentracao Linear de Carga Media = 0.7 Kg/m
Comprimento de perfuracao = 2.4 m (Avanco = 2.3 m)

Pilao Utilizado : de Quatro Secoes

Comprimento das Perfuracoes = 2.4 m
Avanco Esperado = 2.3 m
Comprimento do Tampao do Furo de Mina = 0.38 m
Numero de Passos de Pilao = 5

* 1# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.08 m
Espacamento (E) = 0.06 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.69 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 25 mm
Carga por Furo (q) = 1.41 Kg

* 2# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.10 m
Espacamento (E) = 0.17 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 1.77 Kg

* 3# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.20 m
Espacamento (E) = 0.39 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 1.77 Kg

* 4# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.34 m
Espacamento (E) = 0.73 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 1.77 Kg

* 5# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.48 m
Espacamento (E) = 1.18 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 1.77 Kg

* PARAMETROS DO PILAO :

Numero de furos = 20 (5 afastamentos no pilao)
Area do Pilao = 1.4 m² (Volume no banco = 3.2 m³)

Exemplo de Aplicação: Sistema Especialista para o Cálculo de Planos de Fogo em Subterrâneo

Comprimento total perfurado = 48.8 m
- Razao de Perfuracao = 15.2 m/m³ de rocha
Concentracao Total de Carga = 34.0 Kg
- Razao de Carga Volmetrica = 10.6 Kg/m³ de rocha
- Concentracao Linear de Carga Media do Pilao = 0.7 Kg/m

* ALARGAMENTO DA SECAO : LEVANTE

Afastamento (V) = 0.75 m
Espacamento (E) = 0.85 m ((E) de canto = 0.73 m)
Comprimento da Carga de Fundo = 0.94 m
Concentracao Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.11 m
Concentracao Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.58 Kg
Numero de Furos = 13

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO LATERAL

Afastamento (V) = 0.78 m
Espacamento (E) = 0.98 m
Comprimento da Carga de Fundo = 0.97 m
Concentracao Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.09 m
Concentracao Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.58 Kg
Numero de Furos = 9

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO SUPERIOR

Afastamento (V) = 0.87 m
Espacamento (E) = 1.09 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.08 m
Concentracao Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 0.98 m
Concentracao Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.60 Kg
Numero de Furos = 4

* ALARGAMENTO DA SECAO : CONTORNO

Afastamento (V) = 0.87 m
Espacamento (E) = 0.87 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.08 m
Concentracao Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 0.98 m
Concentracao Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.60 Kg
Numero de Furos = 21

* PARAMETROS DA SECAO DA GALERIA (com o Pilao) :

Numero de Furos Total = 67
Area Total = 43.3 m² (Volume no banco = 100.4 m³)
Comprimento Total Perfurado = 163.3 m
- Razao de Perfuracao = 1.6 m/m³ de rocha
Concentracao Total de Carga = 108.9 Kg
- Razao de Carga Volumetrica = 1.1 Kg/m³ de rocha
- Concentracao Linear de Carga Media = 0.7 Kg/m
Comprimento de perfuracao = 2.4 m (Avanco = 2.3 m)

Pilao Utilizado : em Dupla Espiral

Exemplo de Aplicação: Sistema Especialista para o Cálculo de Planos de Fogo em Subterrâneo

Comprimento das Perfuracoes = 3.1 m
Avanco Esperado = 2.9 m
Comprimento do Tampao do Furo de Mina = 0.38 m
Numero de Passos de Pilao = 7

* 1# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.08 m
Espacamento (E) = 0.04 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.69 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 25 mm
Carga por Furo (q) = 1.84 Kg

* 2# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.10 m
Espacamento (E) = 0.07 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 2.31 Kg

* 3# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.15 m
Espacamento (E) = 0.17 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 2.31 Kg

* 4# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.26 m
Espacamento (E) = 0.30 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 2.31 Kg

* 5# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.39 m
Espacamento (E) = 0.57 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 2.31 Kg

* 6# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.56 m
Espacamento (E) = 0.84 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 2.31 Kg

* 7# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.66 m
Espacamento (E) = 0.84 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 2.31 Kg

* PARAMETROS DO PILAO :

Numero de furos = 14 (7 afastamentos no pilao)
Area do Pilao = 9.1 m² (Volume no banco = 26.5 m³)

Exemplo de Aplicação: Sistema Especialista para o Cálculo de Planos de Fogo em Subterrâneo

Comprimento total perfurado = 42.9 m
- Razao de Perfuracao = 1.6 m/m³ de rocha
Concentracao Total de Carga = 31.4 Kg
- Razao de Carga Volmetrica = 1.2 Kg/m³ de rocha
- Concentracao Linear de Carga Media do Pilao = 0.7 Kg/m

* ALARGAMENTO DA SECAO : LEVANTE

Afastamento (V) = 0.72 m
Espacamento (E) = 0.86 m ((E) de canto = 0.70 m)
Comprimento da Carga de Fundo = 0.89 m
Concentracao Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.79 m
Concentracao Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 2.00 Kg
Numero de Furos = 13

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO LATERAL

Afastamento (V) = 0.77 m
Espacamento (E) = 0.97 m
Comprimento da Carga de Fundo = 0.96 m
Concentracao Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.72 m
Concentracao Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 2.01 Kg
Numero de Furos = 7

* ALARGAMENTO DA SECAO : ALIVIO SUPERIOR

Afastamento (V) = 0.86 m
Espacamento (E) = 1.09 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.07 m
Concentracao Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.61 m
Concentracao Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 2.03 Kg
Numero de Furos = 2

* ALARGAMENTO DA SECAO : CONTORNO

Afastamento (V) = 0.86 m
Espacamento (E) = 0.86 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.07 m
Concentracao Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 1.61 m
Concentracao Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 2.03 Kg
Numero de Furos = 21

* PARAMETROS DA SECAO DA GALERIA (com o Pilao) :

Numero de Furos Total = 57
Area Total = 43.3 m² (Volume no banco = 126.1 m³)
Comprimento Total Perfurado = 174.6 m
- Razao de Perfuracao = 1.4 m/m³ de rocha
Concentracao Total de Carga = 118.2 Kg
- Razao de Carga Volumetrica = 0.9 Kg/m³ de rocha
- Concentracao Linear de Carga Media = 0.7 Kg/m
Comprimento de perfuracao = 3.1 m (Avanco = 2.9 m)

Pilao Utilizado : Taby

Exemplo de Aplicação: Sistema Especialista para o Cálculo de Planos de Fogo em Subterrâneo

Comprimento das Perfuracoes = 2.1 m
Avanco Esperado = 2.0 m
Comprimento do Tampao do Furo de Mina = 0.38 m
Numero de Passos de Pilao = 6

* 1# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.09 m
Espacamento (E) = 0.09 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.69 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 25 mm
Carga por Furo (q) = 1.21 Kg
Coordenada do Furo no 1# Quadrante = (0.09, 0.00)

* 2# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.14 m
Espacamento (E) = 0.22 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 1.51 Kg
Coordenada do Furo no 1# Quadrante = (-0.09, 0.13)

* 3# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.24 m
Espacamento (E) = 0.38 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 1.51 Kg
Coordenada do Furo no 1# Quadrante = (0.09, 0.24)

* 4# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.33 m
Espacamento (E) = 0.68 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 1.51 Kg
Coordenada do Furo no 1# Quadrante = (-0.09, 0.44)

* 5# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.46 m
Espacamento (E) = 1.00 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 1.51 Kg
Coordenada do Furo no 1# Quadrante = (0.55, 0.00)

* 6# PASSO DO PILAO :

Afastamento (encargo) (V) = 0.57 m
Espacamento (E) = 0.66 m
Concentracao Linear de Carga (l) = 0.86 Kg/m
Diametro do Cartucho Utilizado (d) = 28 mm
Carga por Furo (q) = 1.51 Kg
Coordenada do Furo no 1# Quadrante = (0.55, 0.44)

* PARAMETROS DO PILAO :

Numero de furos = 14 (6 afastamentos no pilao)
Area do Pilao = 1.0 m² (Volume no banco = 2.0 m³)
Comprimento total perfurado = 29.9 m
- Razao de Perfuracao = 15.3 m/m³ de rocha

Concentração Total de Carga = 17.6 Kg
- Razão de Carga Volumétrica = 9.0 Kg/m³ de rocha
- Concentração Linear de Carga Média do Pilão = 0.6 Kg/m

* ALARGAMENTO DA SEÇÃO : LEVANTE

Afastamento (V) = 0.77 m
Espacamento (E) = 0.85 m ((E) de canto = 0.74 m)
Comprimento da Carga de Fundo = 0.97 m
Concentração Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 0.79 m
Concentração Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.38 Kg
Número de Furos = 13

* ALARGAMENTO DA SEÇÃO : ALÍVIO LATERAL

Afastamento (V) = 0.78 m
Espacamento (E) = 0.98 m
Comprimento da Carga de Fundo = 0.97 m
Concentração Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 0.78 m
Concentração Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.38 Kg
Número de Furos = 9

* ALARGAMENTO DA SEÇÃO : ALÍVIO SUPERIOR

Afastamento (V) = 0.87 m
Espacamento (E) = 1.10 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.09 m
Concentração Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 0.67 m
Concentração Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.40 Kg
Número de Furos = 4

* ALARGAMENTO DA SEÇÃO : CONTORNO

Afastamento (V) = 0.87 m
Espacamento (E) = 0.87 m
Comprimento da Carga de Fundo = 1.09 m
Concentração Linear de Carga = 0.86 Kg/m (Cartucho de 28 mm)
Comprimento da Carga de Coluna = 0.67 m
Concentração Linear de Carga = 0.69 Kg/m (Cartucho de 25 mm)
Carga por Furo (q) = 1.40 Kg
Número de Furos = 20

* PARÂMETROS DA SEÇÃO DA GALERIA (com o Pilão) :

Número de Furos Total = 60
Área Total = 43.3 m² (Volume no banco = 88.0 m³)
Comprimento Total Perfurado = 128.2 m
- Razão de Perfuração = 1.5 m/m³ de rocha
Concentração Total de Carga = 81.4 Kg
- Razão de Carga Volumétrica = 0.9 Kg/m³ de rocha
- Concentração Linear de Carga Média = 0.6 Kg/m
Comprimento de perfuração = 2.1 m (Avanço = 2.0 m)

5. EXEMPLO DE APLICAÇÃO: MODELOS NUMÉRICOS APLICADOS À AVALIAÇÃO DO RESULTADO DO DESMONTE EM SUBTERRÂNEO

5.1. INTRODUÇÃO

No método convencional de escavação de túneis e galerias através do desmonte por explosivos, a reação de detonação converte o explosivo sólido em gases a altas temperaturas em um curto intervalo de tempo. A rápida liberação de energia gera um pulso de pressão que atravessa as paredes do furo de mina e se propaga pela rocha. Nas vizinhanças do furo a tensão induzida por este pulso excede o limite elástico da rocha provocando a abertura de fraturas. Além desta vizinhança não ocorrem deformações permanentes, ao invés, a rápida perda de energia da onda de choque possibilita que a rocha exiba propriedades elásticas, fazendo com que as partículas de rocha retornem à sua posição original após a passagem da onda. Caso não sejam tomadas as adequadas precauções, o fraturamento da rocha além da linha final de delimitação da escavação pode se constituir em um fator de diminuição da qualidade do maciço rochoso e por conseguinte contribuir para a instabilização do túnel ou galeria (SANSONE, 1997).

No estudo das condições de estabilidade das escavações subterrâneas, tem sido cada vez mais freqüente o emprego de métodos de análise utilizando o modelamento numérico para a avaliação da distribuição de tensões e deformações no maciço rochoso. Entretanto, de maneira geral, confere-se maior importância à influência de fatores geométricos e geomecânicos, em detrimento da influência sobre o balanço do binômio custo-segurança, do fraturamento induzido pela operação de desmonte, na rocha do entorno da área escavada. Assim sendo, aspectos como: sobre-escavação (que pode atingir valores em torno de 20% além da seção teórica de escavação), interação do desmonte com as famílias de juntas do maciço rochoso e a perda de resistência mecânica da rocha na periferia da escavação, não têm merecido a devida atenção.

Os modelos desta forma elaborados, não representam o fenômeno real em toda a sua complexidade, levando a discrepâncias entre os resultados obtidos através do modelo numérico e o observado na escavação real. Para que o comportamento da escavação seja bem representado, o modelo deverá conjugar os fatores geomecânicos relacionados ao maciço rochoso e os fatores introduzidos pelo método de escavação. Dentre os benefícios desta análise conjugada podemos destacar:

- Aumento da estabilidade da escavação.
- Diminuição dos custos com suportes.
- Aumento da segurança da escavação.
- Redução dos custos decorrentes da remoção e transporte de uma quantidade de material escavado desnecessariamente.
- Redução da diluição do minério.
- Melhoria da fragmentação, reduzindo a necessidade de fogos secundários.
- Aumento da velocidade de escavação.

5.2. MODELAMENTO NUMÉRICO ATRAVÉS DO MÉTODO DOS ELEMENTOS DISTINTOS

O comportamento mecânico de um maciço rochoso pode ser caracterizado como a sobreposição do comportamento da matriz rochosa (meio contínuo) e o comportamento das descontinuidades presentes no maciço rochoso. Dessa forma o maciço rochoso, pode ser representado através de um modelo numérico de enfoque descontínuo, como o "Método dos Elementos Distintos", que utilizaremos aqui neste exemplo de aplicação.

O método dos elementos distintos simula a resposta de meios descontínuos, como os maciços rochosos fraturados, quando sujeitos a carregamentos estáticos e dinâmicos. O meio descontínuo é representado como um conjunto de blocos discretos, sendo as descontinuidades tratadas como condições de fronteira entre os blocos. O método possibilita a simulação de grandes deslocamentos ao longo das descontinuidades e rotação dos blocos (CUNDALL, 1.987; CUNDALL, 1.993; HART, 1.993).

Blocos individuais podem apresentar comportamento rígido ou deformável. Os blocos deformáveis são subdivididos através de uma malha de elementos de diferenças finitas e cada elemento responde a leis tensão-deformação lineares ou não-lineares previamente definidas. O movimento relativo em descontinuidades é também governado por relações força-deslocamento lineares ou não-lineares nas direções tangencial e normal.

O programa computacional que utilizaremos, UDEC - "Universal Distinct Element Code", teve o início de seu desenvolvimento pioneiro em meados dos anos 70, a partir de estudos realizados por Cundall e outros, inicialmente como um método para a análise do comportamento mecânico de um conjunto de blocos sujeitos a forças externas e internas. O método pretendia apresentar uma metodologia de cálculo mais sofisticada que as

formulações de equilíbrio-limite, sendo capaz de atender a problemas mais complexos e diversificados, com uma formulação mais simples que a do método dos elementos finitos; que entre outros fatores, não permite a simulação de grandes deslocamentos (característica preponderante do comportamento dos maciços rochosos fraturados), pois as juntas ainda não eram bem representadas na época, por este método.

O método dos elementos distintos em sua formulação inicial utilizava blocos rígidos, sem deformação interna, mas com graus de liberdade para rotação e translação; que simulavam o movimento segundo leis de força-deslocamento. Posteriormente o método foi aprimorado e os blocos receberam discretização interna, através do método de diferenças finitas, possibilitando a aplicação de leis de tensão-deformação no interior dos blocos.

Desde seu início, o método de análise através de elementos distintos foi desenvolvido e implementado em código computacional, e atualmente se vale da grande capacidade de memória e velocidade de processamento disponíveis nos computadores pessoais para fornecer inúmeros recursos de modelagem e apresentação de resultados.

5.2.1 METODOLOGIA DE CÁLCULO

O UDEC utiliza um algoritmo de cálculo explícito no tempo, isto é, as equações apresentam uma única incógnita isolada em um dos membros. Isto implica na não necessidade da resolução de um sistema de equações, com economia de memória e tempo de processamento.

A utilização de um algoritmo de cálculo explícito no tempo, implica que suas equações são resolvidas em função do tempo. A cada novo incremento deste variável, as equações são resolvidas para cada coordenada geométrica dos elementos e os valores de todas as outras variáveis são atualizados. Feito isto, um novo ciclo tem início com incremento no tempo, e o processo termina quando se atinge uma situação de equilíbrio, que pode ser estático ou dinâmico.

O incremento de tempo adotado pelo programa, é calculado de modo a ser o maior intervalo possível (de modo a minimizar o tempo de processamento), menor que o tempo mínimo necessário para a propagação de informações às regiões circunvizinhas de um ponto material.

Um ciclo de cálculo tem seu início a partir da resolução da equação:

$$\ddot{u}_t = g + \sum_{i=1}^n \frac{F_i}{m}$$

onde:

\ddot{u}_t = aceleração do centro de massa do bloco em um dado instante de tempo (t)

F_i = forças aplicadas ao centro de massa do bloco

m = massa do bloco

g = aceleração da gravidade.

Determinada a aceleração do bloco em um dado momento, procede-se o cálculo de sua velocidade, para o próximo instante de tempo (t + Δt):

$$\dot{u}_{t+\Delta t} = \dot{u}_t + \ddot{u}_t \cdot \Delta t$$

e do deslocamento do bloco:

$$u_{t+\Delta t} = u_t + \dot{u}_t \cdot \Delta t$$

onde:

\dot{u}_t = velocidade no instante de tempo (t)

u = deslocamento no instante de tempo (t)

Estes novos valores são então utilizados para o cálculo dos vértices do bloco, atualizando-se os valores a cada ciclo.

Dadas as leis de movimento, as tensões são calculadas pelas leis constitutivas do(s) material(is), entre as quais:

$$F_n = K_n \delta_n$$

onde:

F_n = força normal de reação entre os contatos dos blocos

δ_n = "interpenetramento" no sentido normal entre os blocos
(causado pelos deslocamentos relativos)

K_n = constante que caracteriza o comportamento do contato no sentido normal

Quanto às forças tangenciais, estas dependem da história anterior do bloco, sendo:

$$\Delta F_t = K_t \delta_t$$

onde:

ΔF_t = força tangencial incremental

δ_t = deslocamento incremental paralelo à face

K_t = constante que caracteriza o comportamento do contato no sentido tangencial

No caso dos blocos exibirem comportamento deformável, a aplicação do algoritmo de diferenças finitas ocorre à cada iteração, com o cálculo de tensões e deformações no interior de cada bloco. Para este cálculo é utilizado um algoritmo de relaxação dinâmica, também explícito no tempo; facilitando sua integração ao procedimento geral de cálculo do programa.

Incorporados ao método de cálculo estão também critérios de ruptura, que acusam a ruptura de juntas ou de blocos, caso tais elementos tenham atingido seus limites de resistência mecânica.

Para garantir estabilidade e rapidez de convergência do algoritmo de cálculo, é aplicado um sistema de amortecimento ("damping"); de modo automático pelo programa ou imposto manualmente.

5.3. SEQÜÊNCIA DE TRABALHOS

Neste capítulo procuraremos ilustrar a aplicação de alguns modelos numéricos que simulam diferentes condições para a escavação de uma galeria em um maciço rochoso fraturado utilizando desmonte por explosivos. Analisaremos as condições de estabilidade de uma escavação hipotética em função das seguintes questões:

- Utilização de desmonte cuidadoso.
- Aparecimento de blocos instáveis nas paredes da escavação a partir da imposição de fraturamento no maciço.

- Interação entre o fraturamento imposto pelo desmonte e as descontinuidades do maciço rochoso.
- Empobrecimento das características mecânicas da rocha no entorno da escavação.

O exemplo de aplicação será desenvolvido tentando realçar quantitativa e qualitativamente a importância do projeto de desmonte sobre a fase subsequente de estabilização da escavação subterrânea, e será conduzido de acordo com a seguinte estrutura:

- Geração do modelo numérico do maciço rochoso.
- Escavação de uma galeria utilizando desmonte cuidadoso (Caso 1).
- Escavação de uma galeria utilizando modelo de geração de fraturas (Caso 2).
- Escavação de uma galeria utilizando modelo de perda de resistência do maciço rochoso (Caso 3).

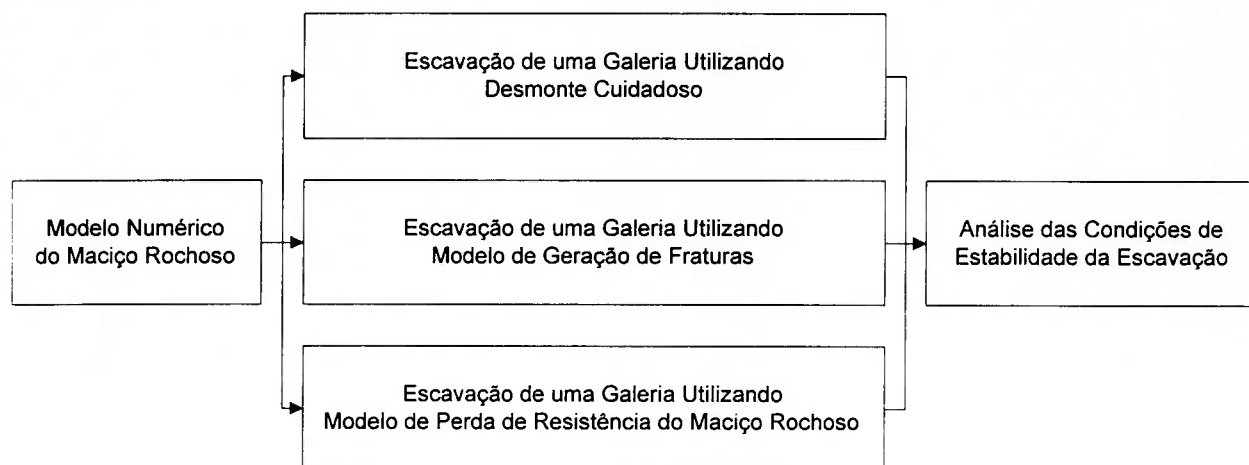


Figura 5.1 - Estrutura do exemplo de aplicação

5.4. MODELO DO MACIÇO ROCHOSO

O modelo numérico elaborado para o maciço rochoso é basicamente um bloco com 28 m de largura por 24 m de altura. Os parâmetros geomecânicos utilizados para a representação do material rochoso são:

Densidade = 2.700 kg/m³

Coesão = 12 MPa

Ângulo de atrito interno = 55°

Módulo de deformabilidade = 40.000 MPa

Coefficiente de Poisson = 0,2

Resistência à tração = 8 MPa

O modelo constitutivo adotado para o material é o elasto-plástico, sujeito à condição de deformações planas, com critério de ruptura segundo Mohr-Coulomb.

A este bloco rochoso foi aplicada uma família de descontinuidades seladas, com os seguintes parâmetros geomecânicos:

Mergulho = 60°

Espaçamento = 3,2 m

Coesão = 10 MPa

Ângulo de atrito = 45°

JKN = 50.000 MPa/m

JKS = 50.000 MPa/m

Resistência à tração = 6 MPa

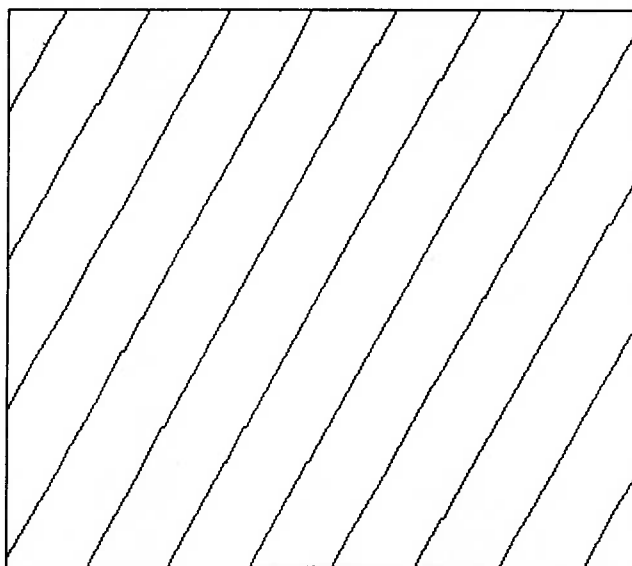


Figura 5.2 - Modelo do maciço rochoso

Os blocos delimitados a partir da imposição da família de descontinuidades foram subdivididos através de uma malha de diferenças finitas com elementos triangulares de lados com dimensões máximas de 2,5 m.

As condições de contorno estipuladas para o modelo foram:

- Grau de liberdade zero tanto na direção x como na direção y na base do modelo.
- Grau de liberdade zero na direção x nas laterais do modelo, mantendo-se, porém, o grau de liberdade para deslocamento na direção y.
- Carregamento correspondente a uma coluna de rocha de 50 metros, aplicado no topo do modelo.

Ao modelo também foi aplicada a solicitação de campo, correspondente à aceleração da gravidade de $9,81 \text{ m/s}^2$.

Foram indexados ao modelo históricos de acompanhamento para a força desbalanceada máxima e energia cinética existentes durante o processamento no tempo. O acompanhamento desses parâmetros é particularmente importante para se determinar a convergência ou não do modelo a uma situação estável, ou se este ainda se encontra em um regime transiente.

O modelo foi processado por 1.000 ciclos, tendo-se estabilizado plenamente neste intervalo. Esta estabilização corresponde a acomodação do modelo frente as solicitações impostas. Neste particular, cabe ressaltar que esta acomodação equivale, caso fosse possível, à materialização deste modelo, em suas reais dimensões, no espaço. Assim, as solicitações começam a interagir, ocasionando, por exemplo, a compressão da estrutura até que os esforços internos contrabalancem os externos e a variação da energia mecânica total do modelo no tempo caia a zero.

Os deslocamentos então obtidos neste processo de acomodação do modelo são zerados, pois corresponderiam aos deslocamentos ocorridos durante a evolução geológica da estrutura. As tensões resultantes, porém, são mantidas, e estão descritas logo a seguir.

5.4.1. TENSÕES VIRGENS NO MACIÇO ROCHOSO

Podemos observar na figura que segue a configuração do campo de tensões virgens atuante no maciço rochoso em termos das direções das tensões principais, representadas pelo sinal (+), com os segmentos mais e menos alongados representando, respectivamente, as tensões principais maior e o menor.

Em toda a região do modelo, a tensão principal maior corresponde à tensão vertical, ou seja o carregamento gravitacional; e a tensão principal menor corresponde à tensão horizontal natural, advinda da relação:

$$\sigma_h = \sigma_v \frac{\nu}{1 - \nu}$$

onde:

σ_h = tensão horizontal

σ_v = tensão vertical

ν = coeficiente de Poisson

Observação: condição imposta na elaboração do modelo.

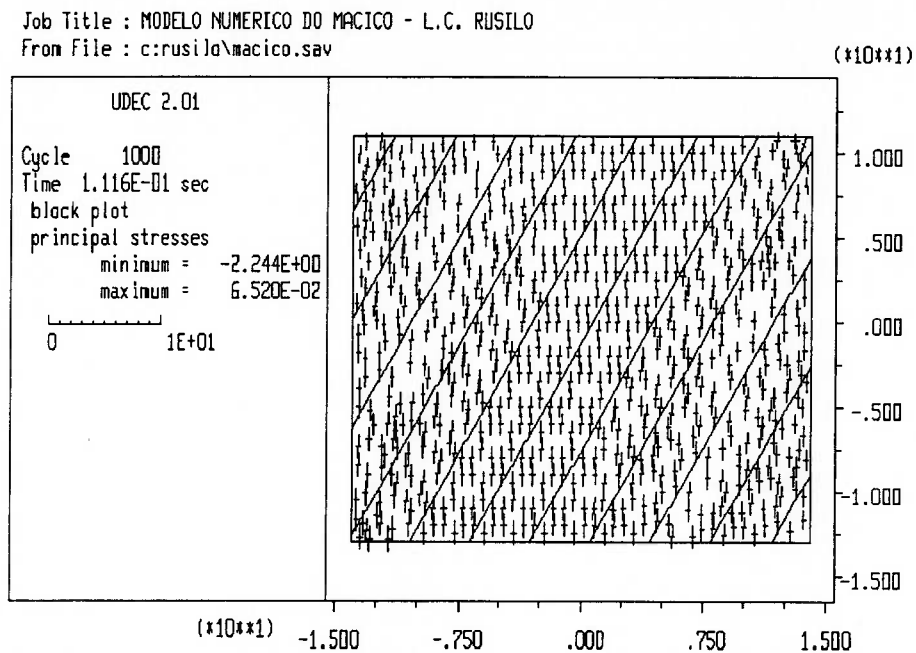


Figura 5.3 - Campo de tensões atuante no maciço rochoso

Na figura seguinte observamos a variação do campo de tensões verticais no maciço rochoso. Como a borda superior do modelo do maciço rochoso encontra-se a uma profundidade de 50 m, a tensão nesta região será dada por:

$$\sigma_v = \gamma \cdot h \cdot g$$

onde:

σ_v = tensão vertical

γ = densidade da rocha = 2.700 kg/m³

h = 50 m

g = aceleração gravitacional = 9,81 m/s²

assim: $\sigma_v = 1,32$ MPa

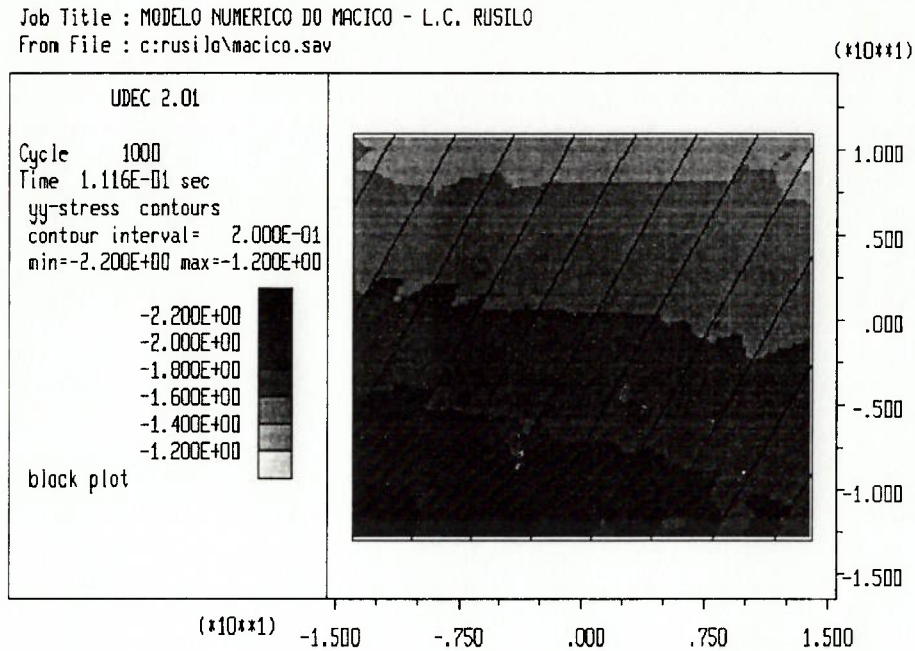


Figura 5.4 - Tensões verticais atuantes no maciço rochoso

O campo de tensões verticais sofre uma pequena deflexão em função do efeito imposto pela família de descontinuidades que condiciona o modo como as tensões são distribuídas através do maciço rochoso.

5.5. CASO 1: ESCAVAÇÃO DE GALERIA UTILIZANDO DESMONTE CUIDADOSO

No modelo numérico do maciço rochoso, como anteriormente descrito, foi realizada a escavação de uma galeria de cerca de 20 m^2 de área, com 3,00 m de largura e 3,00 m de altura das paredes. Sua abóbada é constituída por um arco de elipse com eixo maior orientado horizontalmente de 3,00 m e eixo menor orientado verticalmente de 2,34 m.

O posicionamento da galeria foi realizado de tal forma, que esta tem sua cota de topo a cerca de 60 m de profundidade.

Considera-se a utilização de desmonte cuidadoso na escavação da galeria. Assim, temos corte perfeito das faces e não é introduzido qualquer fraturamento adicional no maciço rochoso.

A escavação da galeria gera um distúrbio sobre o maciço estabilizado, implicando em uma conseqüente redistribuição de tensões e geração de deformações no entorno da galeria. Este distúrbio foi monitorado até sua estabilização, apresentando resultados que são comentados na seqüência.

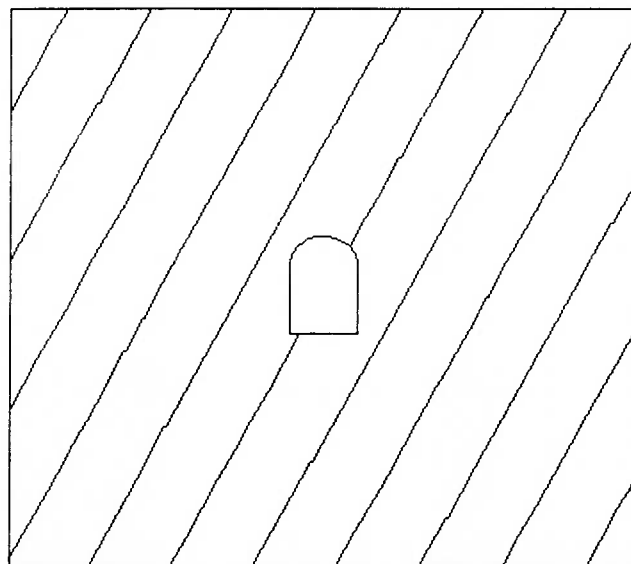


Figura 5.5 - Galeria escavada utilizando desmonte cuidadoso

5.5.1. DEFORMAÇÕES NO MACIÇO ROCHOSO

Na figura que segue temos a distribuição das deformações no maciço rochoso em razão da escavação da galeria. Os vetores de deslocamento no contorno da escavação indicam a tendência a convergência da escavação, com abatimento do teto e levantamento do piso; mas as boas características da rocha em seu entorno determinam como maior deslocamento registrado o valor de 0,1 mm.

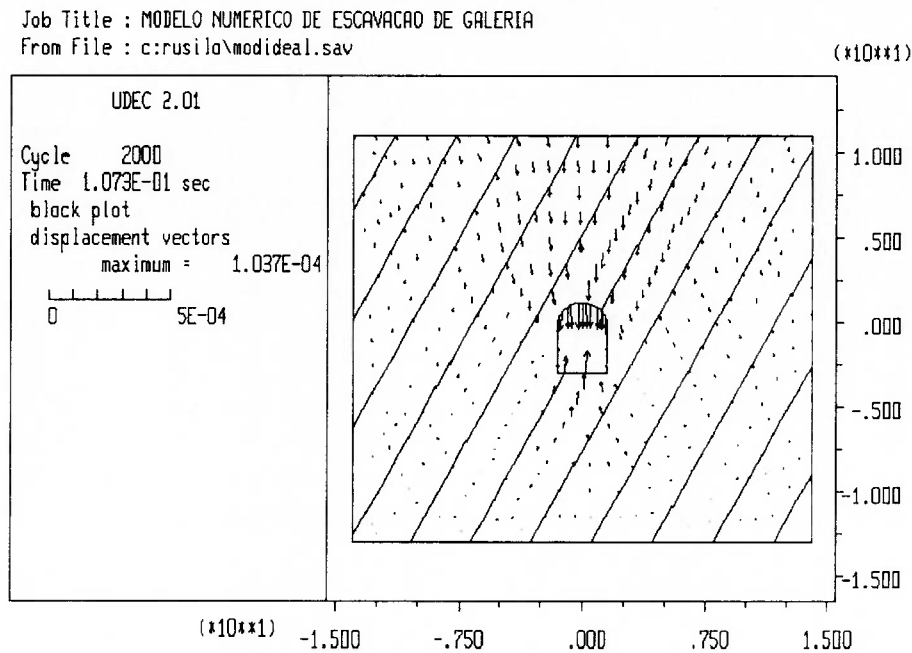


Figura 5.6 - Deformações em consequência da escavação da galeria

5.5.2. REDISTRIBUIÇÃO DAS TENSÕES NO MACIÇO ROCHOSO

Na figura seguinte podemos observar a nova configuração do campo de tensões atuante no maciço rochoso em termos das direções das tensões principais maiores e menores, após a escavação da galeria.

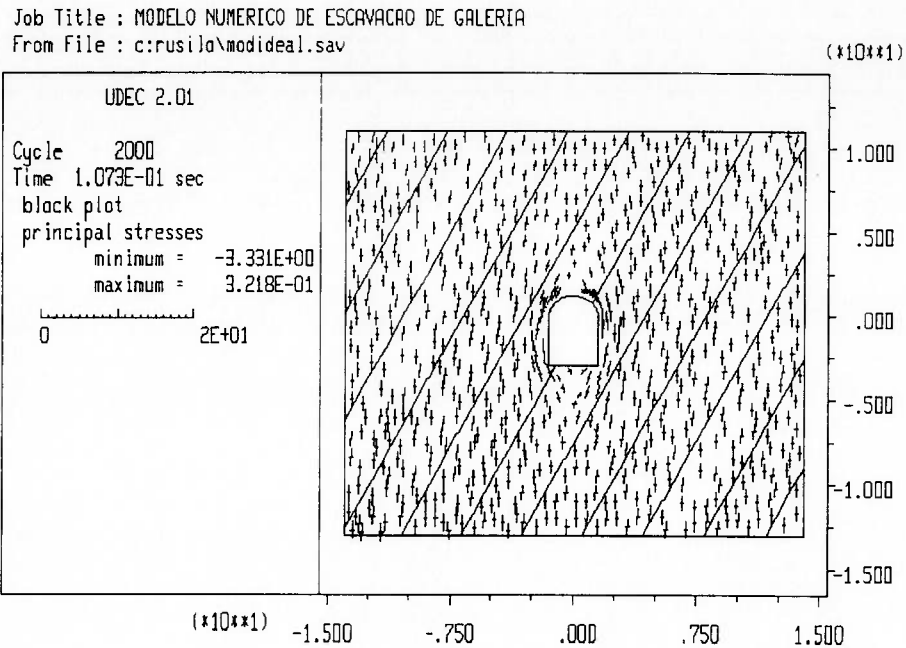


Figura 5.7 - Campo de tensões atuante no maciço rochoso após a escavação da galeria

No entorno da escavação as tensões sofrem um desvio tendendo a sobrecarregar as laterais da escavação e aliviar as regiões de teto e piso.

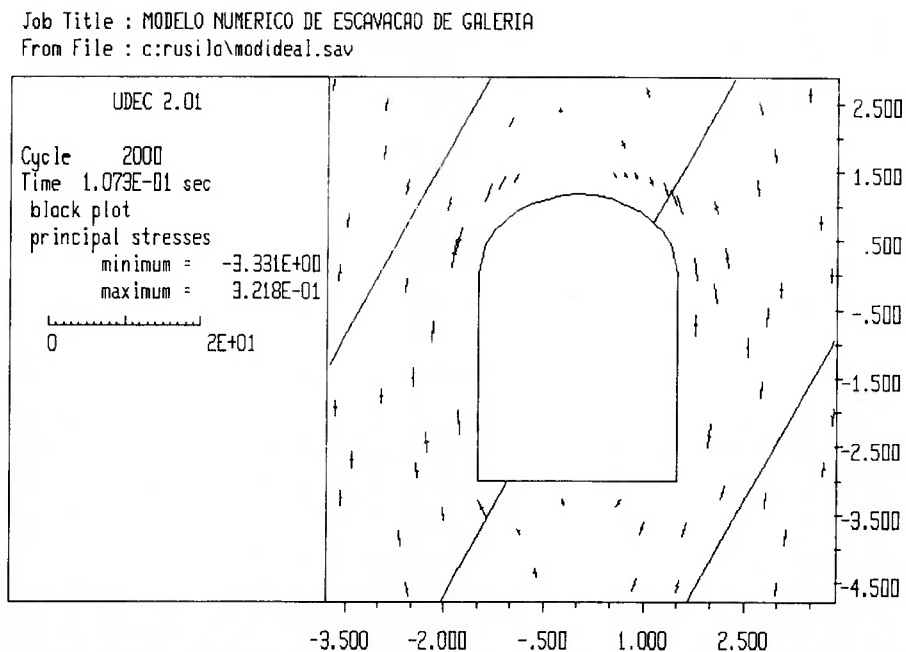


Figura 5.8 - Campo de tensões atuante nas proximidades da galeria

Observamos na figura que segue a variação do campo de tensões verticais no maciço rochoso. Aparecem bem caracterizadas as regiões com maior carregamento nas laterais da

galeria (coloração mais escura), e as regiões descarregadas no teto e no piso da galeria (coloração mais clara).

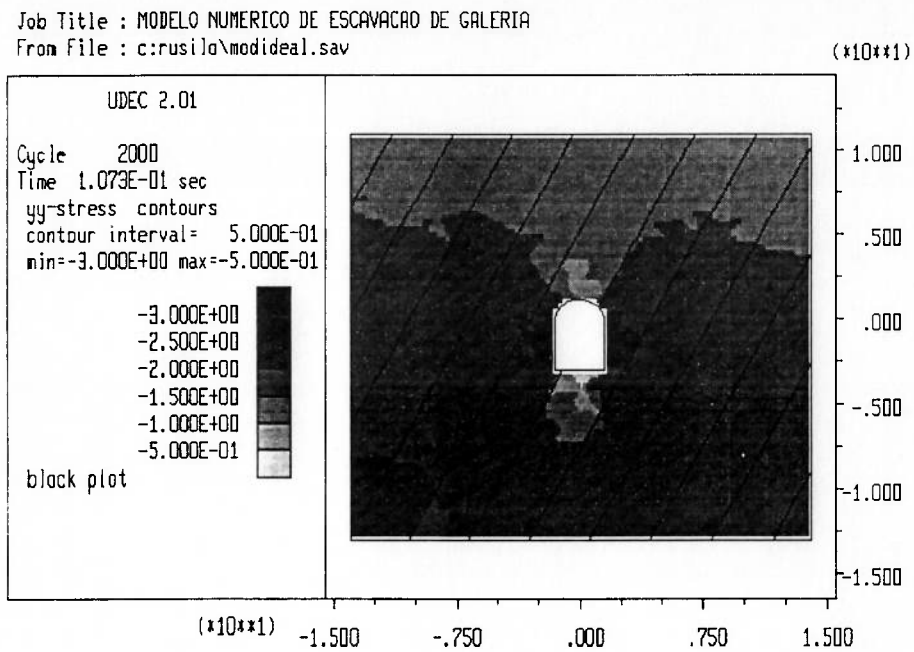


Figura 5.9 - Tensões verticais atuantes no maciço rochoso após a escavação da galeria

5.6. CASO 2: ESCAVAÇÃO DE GALERIA UTILIZANDO MODELO DE GERAÇÃO DE FRATURAS

Neste segundo caso a escavação da galeria se faz com as mesmas características geométricas da escavação utilizada no caso anterior, mas aplicamos um modelo que simula o aparecimento de fraturas que se prolongam a partir das faces da galeria para o interior do maciço. Esta zona de fraturamento é resultado da interrelação entre as gretas radiais surgidas a partir do processo de detonação dos furos de mina, cujo número e comprimento são determinados através de equacionamento específico já descrito no capítulo 3 (item 3.3. Modelo Bi-dimensional de Geração de Fraturas no Desmonte) deste trabalho.

Neste enfoque, o material rochoso mantém suas propriedades geomecânicas, mas o surgimento de fraturas que interceptam-se entre si e também com a família de descontinuidades já presente no maciço, provoca a individualização de blocos no entorno da escavação que possuem liberdade de movimentação e podem vir a instabilizar a galeria.

As descontinuidades formadas pelo processo de gretamento tem uma superfície bastante rugosa e não possuem preenchimento. Assim, entre seus parâmetros mecânicos temos coesão muito próxima de zero, ângulo de atrito elevado e módulos de deformabilidade tangencial e normal relativamente elevados, já que o material constituinte de suas paredes é somente a rocha "fresca".

O comprimento das descontinuidades é influenciado, além da interação entre a resistência da rocha e a tensão gerada pelo desmonte, pela presença das descontinuidades. O processo de fissuramento é interrompido quando este encontra uma descontinuidade natural.

O modelamento das fissuras formadas no processo de desmonte foi realizado a partir do equacionamento proposto no sistema Sabrex. A partir da relação entre a pressão induzida na superfície do furo de mina pela detonação do explosivo e a resistência à tração dinâmica da rocha, obtêm-se o número total de fissuras que se irradiarão da referida superfície, N_0 .

A resistência à tração dinâmica da rocha, RT' , foi estimada em 60 MPa, considerando que a resistência dinâmica é de 5 a 13 vezes maior que a resistência estática da rocha. A

pressão induzida pela detonação, PT_m , foi estimada em 7.100 MPa. O equacionamento utilizado é apresentado a seguir:

$$N_0 = \frac{\sigma_f}{RT'}$$

$$\sigma_f = PT_m = \frac{2}{1+n_z} PD$$

com:

$$PD = \rho_e \frac{VD^2}{4.000}$$

$$n_z = \frac{\rho_e \cdot VD}{\rho_r \cdot VC}$$

onde:

N_0 = número de gretas ao redor da carga

σ_f = pressão na parede do furo exercida pela detonação do explosivo

RT' = resistência à tração dinâmica da rocha

PD = pressão induzida pela detonação

PT_m = pressão máxima transferida à rocha

n_z = relação entre impedâncias do explosivo e da rocha

ρ_e = densidade do explosivo = 1,2 g/cm³

ρ_r = densidade da rocha = 2,7 g/cm³

VD = velocidade de detonação = 4.000 m/s

VC = velocidade de propagação de ondas no meio rochoso = 5.000 m/s

(valores de ρ_e , VD e VC admitidos)

Os comprimentos das fissuras foram determinados através da lei de decaimento exponencial do número de fissuras existentes em relação à distância ao furo de mina, calculados a partir do raio do furo de mina de 45 mm e do coeficiente de absorção igual a 0,005. A orientação angular foi obtida através da associação às fissuras obtidas de ângulos gerados aleatoriamente entre 0 e 360°.

$$N = \frac{N_0}{DS/b} e^{-\alpha \frac{DS}{b}}$$

onde:

DS = distância do ponto considerado ao furo de mina

b = raio do furo de mina

α = coeficiente de absorção

Deste modo foram calculados os conjuntos de fissuras geradas a partir de cada furo de mina, espaçados entre si cerca de 50 cm. A aplicação destas descontinuidades no modelo computacional gerou inúmeros blocos. Muitas fissuras, porém, não se interceptaram, não formando blocos, e portanto foram eliminadas. Blocos gerados com dimensões inferiores a 0,01 m² foram eliminados por se considerar que foram expulsos juntamente com o material do interior da galeria e principalmente porque o tempo de processamento do modelo é inversamente proporcional às dimensões dos menores blocos componentes do modelo.

Na figura que segue temos a configuração da galeria escavada e o fraturamento que intercepta a família de descontinuidades presente no maciço rochoso.

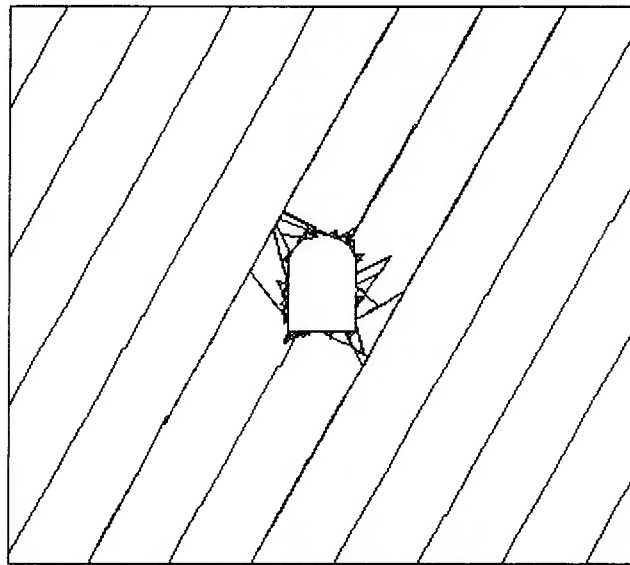


Figura 5.10 - Galeria escavada utilizando modelo de geração de fraturas

Na figura seguinte temos a galeria em detalhe e podemos observar que a geração de cunhas potencialmente instáveis é fortemente condicionada pela família de descontinuidades presente no maciço rochoso. Observamos a ocorrência de sobre-escavação e a necessidade de providências em termos de aplicação de suporte à galeria.

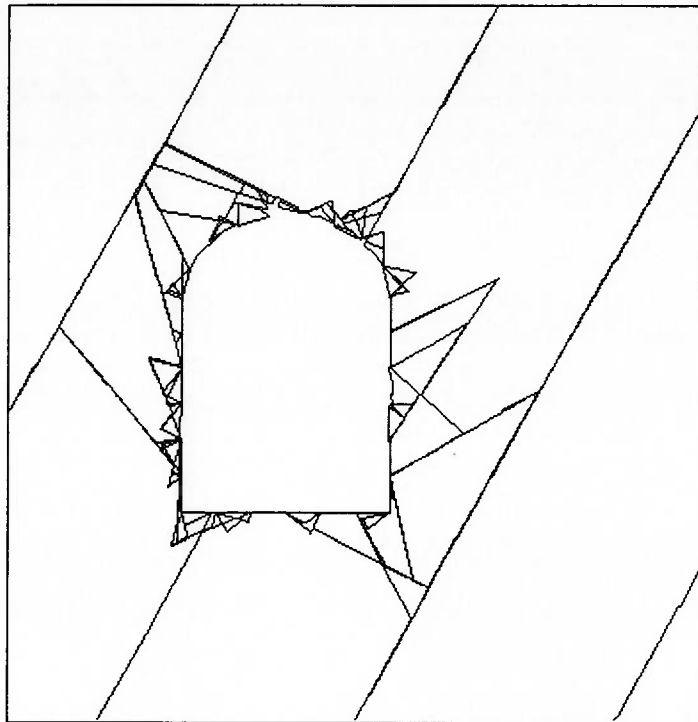


Figura 5.11 - Vista em detalhe da galeria

5.6.1. DEFORMAÇÕES NO MACIÇO ROCHOSO

Observamos na figura que segue a distribuição das deformações no maciço rochoso. Os vetores de deslocamento no contorno da escavação acusam a condição de instabilidade de alguns blocos. O maior deslocamento registrado é de 5,3 cm.

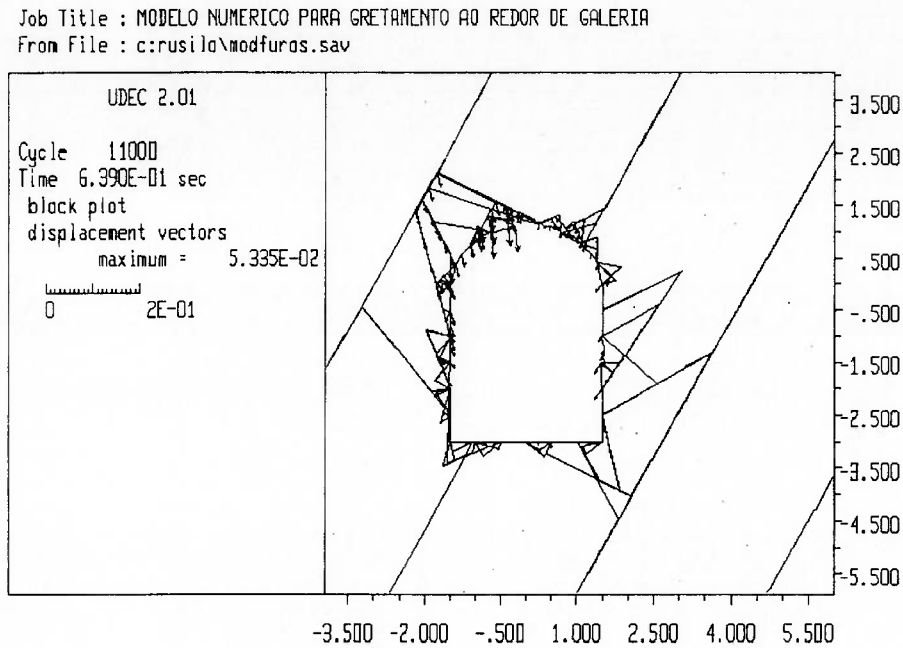


Figura 5.12 - Deformações em consequência da escavação da galeria

Na figura seguinte temos a distribuição do campo de deslocamentos registrados na direção vertical, onde podemos observar os blocos com condição instável (maior deslocamento em coloração escura), especialmente na região esquerda do teto da galeria.

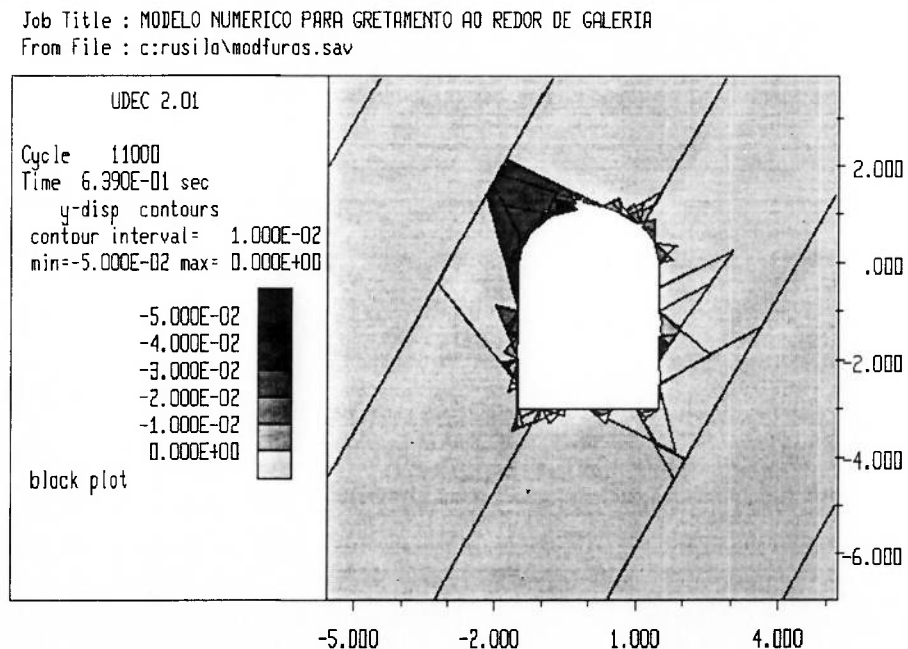


Figura 5.13 - Deformações na direção vertical em consequência da escavação da galeria

Observação: Salientamos que o método de cálculo utilizado pelo programa UDEC baseia-se em um algoritmo bi-dimensional, portanto os blocos maiores que aparecem como completamente liberados nas figuras anteriores, podem na verdade estar engastados no fundo da galeria. De qualquer forma, a análise se presta a uma avaliação das possíveis cunhas instáveis que podem ser geradas como produto do desmonte.

5.6.2. REDISTRIBUIÇÃO DAS TENSÕES NO MACIÇO ROCHOSO

A seguir observamos o campo resultante da redistribuição das tensões verticais no maciço rochoso, mostrando a condição de desconfinamento geral no entorno da escavação, em razão da movimentação dos blocos gerados pelo faturamento.

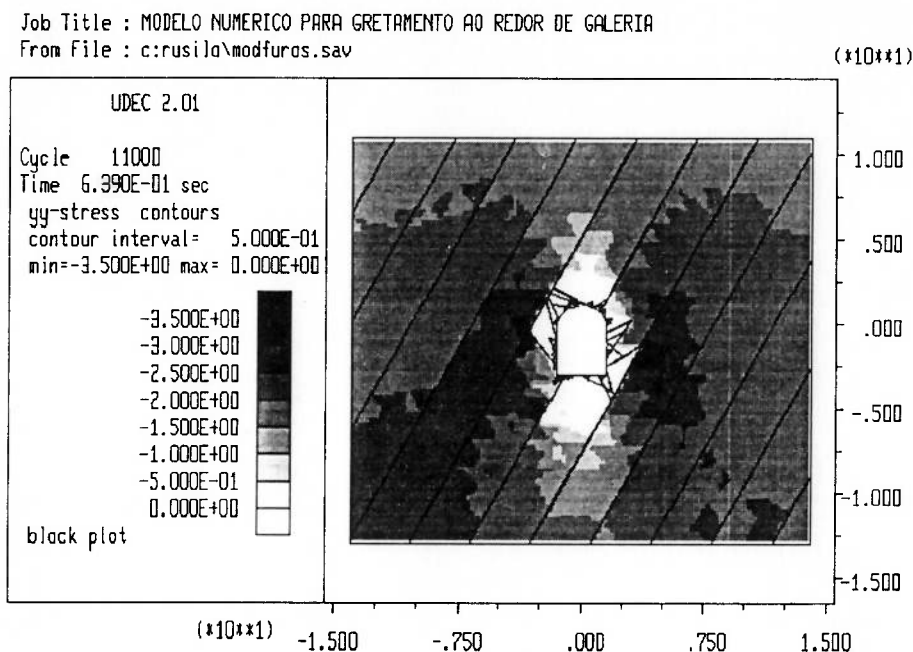


Figura 5.14 - Tensões verticais atuantes no maciço rochoso após a escavação da galeria

Na figura seguinte vemos que as tensões verticais no entorno da escavação ficam condicionadas pela movimentação e conseqüente desconfinamento dos blocos formados pela interseção entre as fraturas geradas pelo desmonte e a família de juntas presente no maciço. Fica aqui evidente a necessidade da realização prévia de uma cuidadosa análise das possíveis influências das famílias de descontinuidades do maciço rochoso em relação à orientação do túnel ou galeria a ser escavada.

Job Title : MODELO NUMERICO PARA GRETAMENTO AO REDOR DE GALERIA
 From File : c:\rusila\modfuras.sav

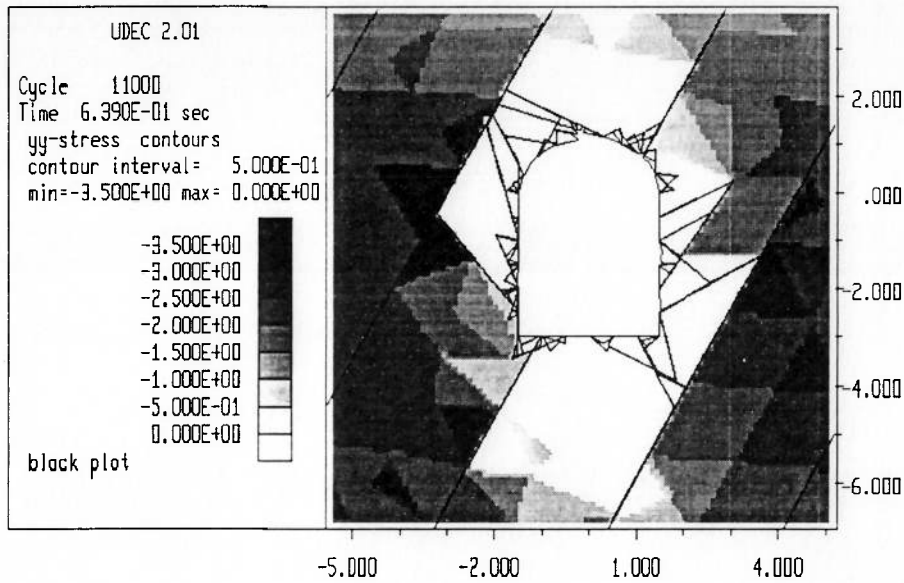


Figura 5.15 - Tensões verticais atuantes nas proximidades da galeria

Na figura seguinte observamos a orientação do campo de tensões resultante da escavação da galeria. Os losangos (◇) representam tensões de tração que se distribuem por todo o entorno da galeria, mostrando a situação potencialmente crítica em relação à estabilidade da escavação.

Job Title : MODELO NUMERICO PARA GRETAMENTO AO REDOR DE GALERIA
 From File : c:\rusila\modfuras.sav

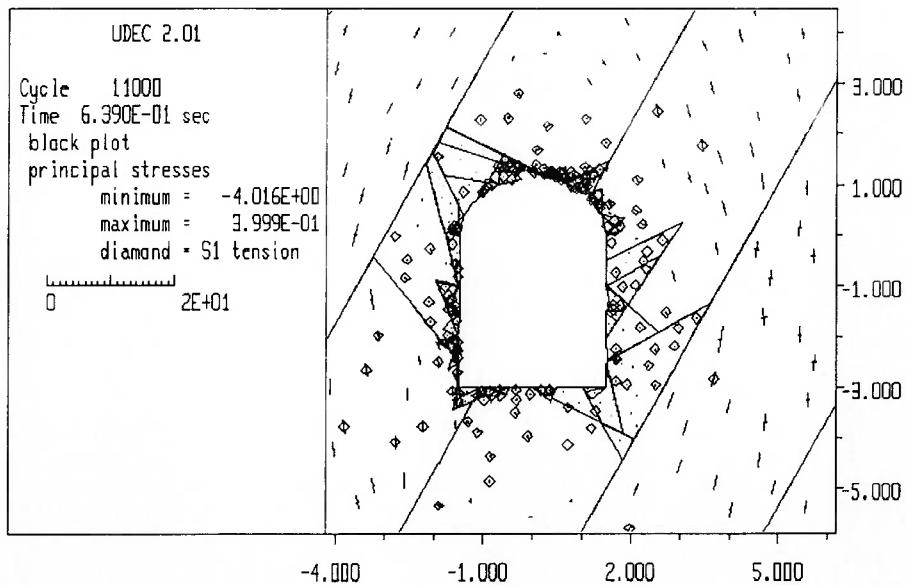


Figura 5.16 - Campo de tensões atuante nas proximidades da galeria com indicação de zonas tracionadas

5.7. CASO 3: ESCAVAÇÃO DE GALERIA UTILIZANDO MODELO DE PERDA DE RESISTÊNCIA DO MACIÇO ROCHOSO

Por fim, neste terceiro caso, a escavação da galeria é feita com as mesmas características geométricas da escavação utilizada nos dois casos anteriores, mas utilizamos um modelo onde isolamos o efeito da perda de qualidade da rocha no entorno da escavação.

Para efeito de análise do comportamento mecânico da zona fissurada no contorno da galeria utilizamos um modelo contínuo. Assim, consideramos que o processo de desmonte gera uma região composta por um material rochoso com baixos valores para os parâmetros de resistência mecânica, e regido por um regime reológico plástico. Esta região, denominada de zona plastificada, estende-se a partir dos limites da escavação até uma determinada distância. A utilização deste modelo tem como principais argumentos favoráveis a simplicidade de elaboração e a facilidade de análise, principalmente àqueles habituados a métodos numéricos de análise contínuos, tais como o dos método dos elementos finitos.

O modelo estabelece uma relação entre o dano imposto à rocha e a velocidade de partícula a que esta é exposta quando da passagem da onda de choque advinda da detonação das cargas explosivas. Velocidades de partícula acima de determinado valor, impõem um fissuramento tal à rocha, que esta perde suas características elásticas e passa a se comportar como um material plástico, com os valores dos parâmetros mecânicos de resistência diminuídos em relação ao material original.

A determinação da zona de baixa resistência mecânica ao redor da escavação se baseou na consideração de que a imposição de velocidades de partícula superiores a 700 mm/s à rocha (vide capítulo 3, item 3.5. Desmonte Cuidadoso e Diminuição da Resistência Mecânica da Rocha pela Ação do Desmonte por Explosivos), induz seu fissuramento e conseqüente plastificação. Utilizando o ábaco que fornece a velocidade de partícula em um dado ponto material em função de sua distância até a carga explosiva e da concentração linear de carga, chega-se à distância, a partir da borda da escavação em direção ao interior do maciço, na qual está compreendida a zona de rocha perturbada. Utilizando-se um comprimento de carga de 3 m e uma concentração linear de carga de 0,2 kg/m encontra-se, por interpolação, a distância de 76 cm.

Esta zona, no modelo, é então delimitada espacialmente pela inserção de um contorno às faces da escavação.

Juntamente com a escavação da galeria, processa-se a alteração das propriedades mecânicas da rocha compreendida no interior da zona perturbada. Os parâmetros utilizados correspondem a valores de uma rocha classe IV segundo classificação RMR, rocha de baixa competência:

Densidade = 2.700 kg/m^3

Coesão = $0,001 \text{ MPa}$

Ângulo de atrito interno = 30°

Módulo de deformabilidade = 2.000 MPa

Coefficiente de Poisson = $0,2$

Resistência à tração = 8 MPa

Na figura que segue observamos a configuração da galeria escavada e a delimitação da zona de rocha perturbada.

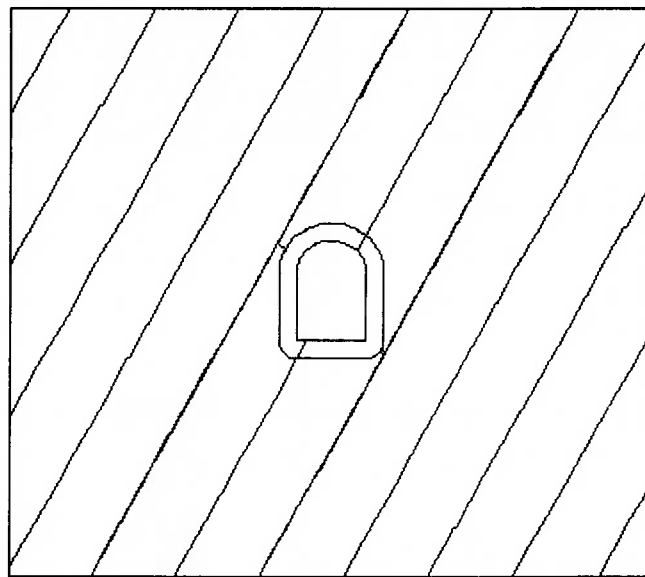


Figura 5.17 - Galeria escavada utilizando modelo de perda de resistência do maciço

5.7.1. DEFORMAÇÕES NO MACIÇO ROCHOSO

Observamos na figura seguinte a distribuição das deformações no entorno da escavação. Os vetores de deslocamento no contorno da escavação indicam a tendência a convergência, o maior deslocamento registrado tem valor de 1 mm , 10 vezes maior que o

máximo deslocamento registrado no modelo de escavação com desmonte cuidadoso do caso 1.

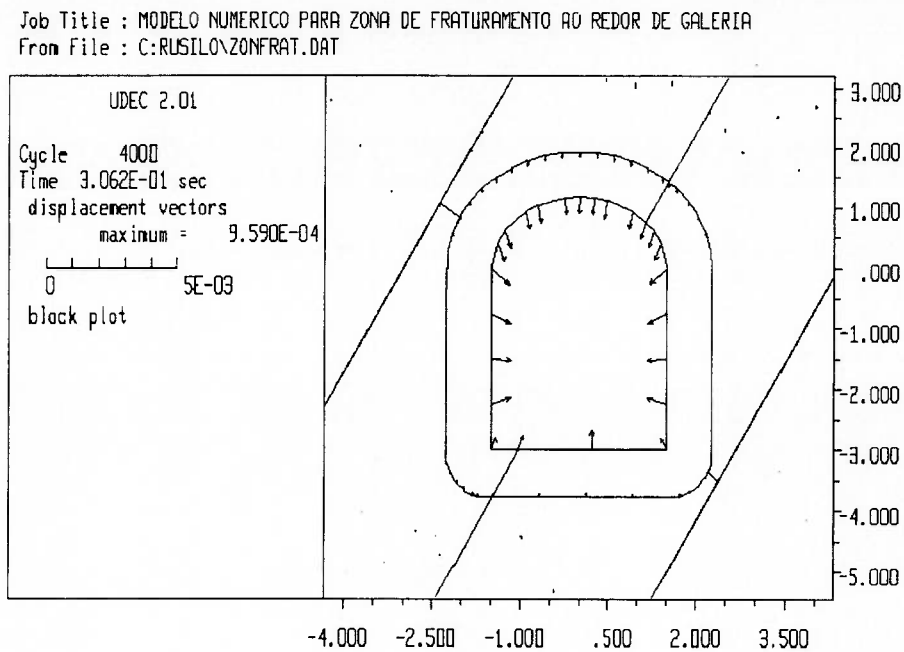


Figura 5.18 - Deformações em consequência da escavação da galeria

Nas figuras que seguem temos a distribuição das deformações, respectivamente no sentido vertical e no sentido horizontal. Onde podemos observar a tendência ao abatimento do teto e levantamento do piso, bem como convergência das paredes laterais.

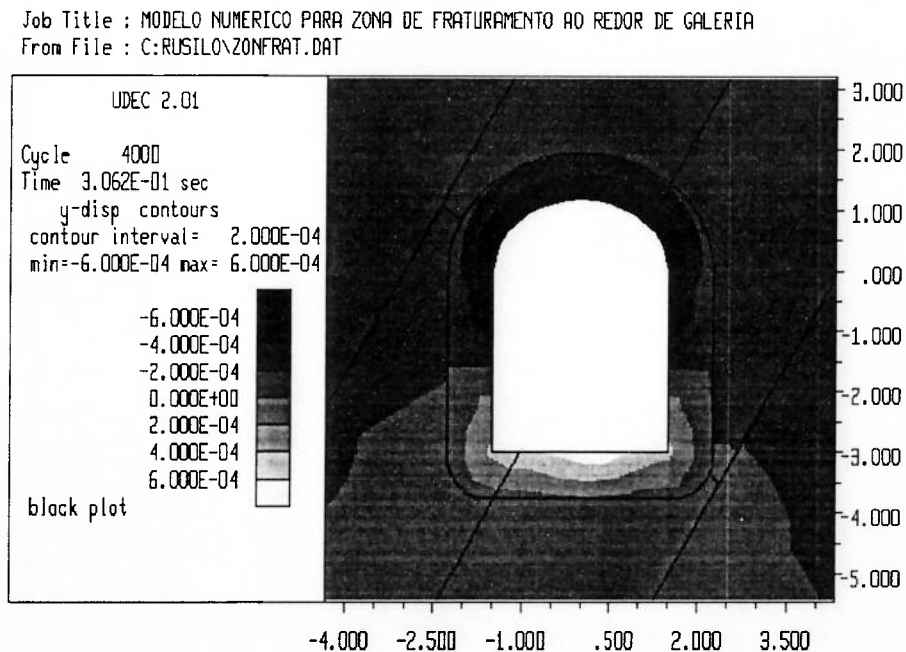


Figura 5.19 - Deformações na direção vertical em consequência da escavação da galeria

Job Title : MODELO NUMERICO PARA ZONA DE FRATURAMENTO AO REDOR DE GALERIA
From File : C:\RUSILO\ZONFRAT.DAT

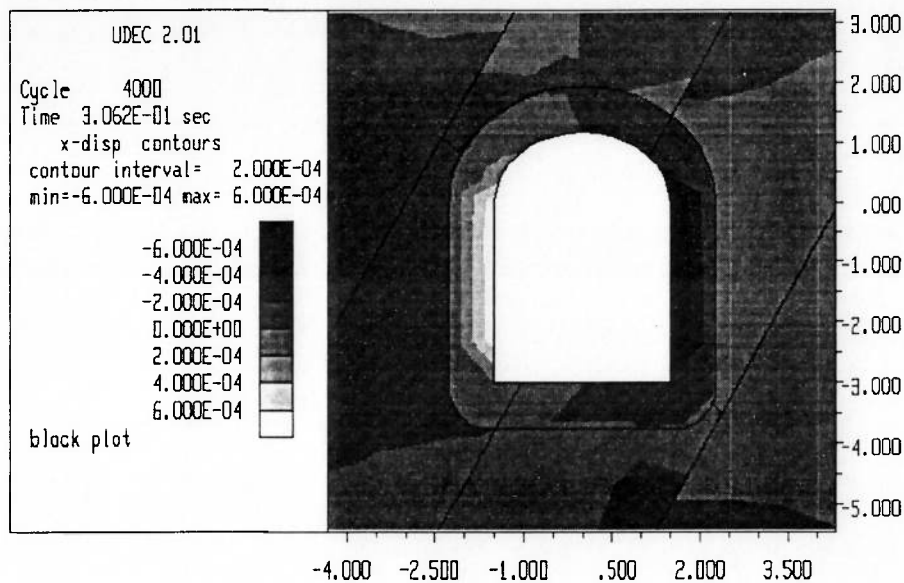


Figura 5.20 - Deformações na direção horizontal em consequência da escavação da galeria

5.7.2. REDISTRIBUIÇÃO DAS TENSÕES NO MACIÇO ROCHOSO

Observamos na figura que segue a variação do campo de tensões verticais no maciço rochoso. Notamos uma condição de descarregamento em todo o entorno da galeria, abalado pelo desmonte (coloração mais clara), e um sobrecarregamento em suas laterais (coloração mais escura).

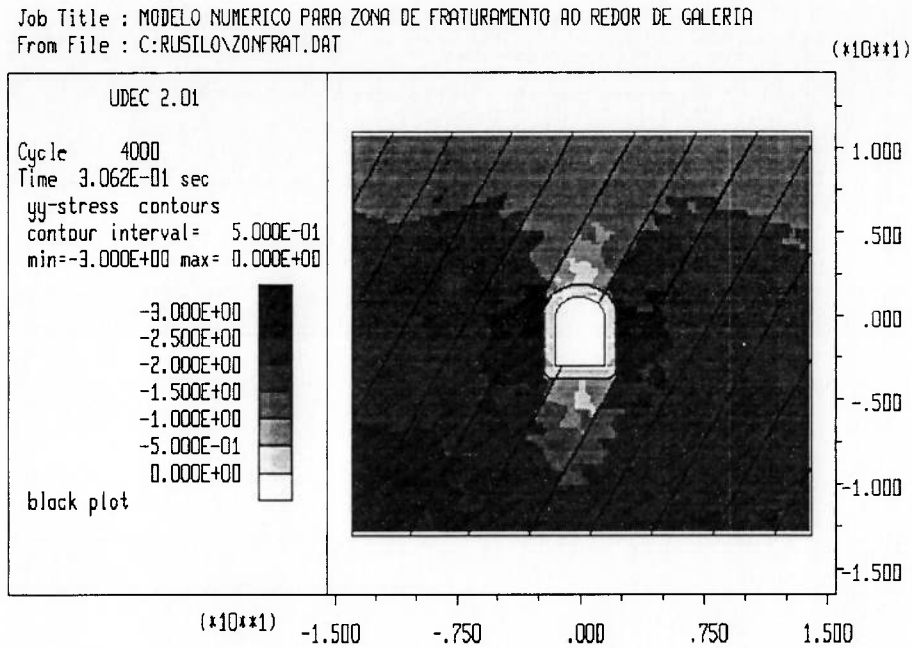


Figura 5.21 - Tensões verticais atuantes no maciço rochoso após a escavação da galeria

Na figura seguinte fica patente a condição de desconfinamento do entorno da galeria (coloração mais clara), caracterizando o processo de plastificação e possível colapso a que esta região está submetida.

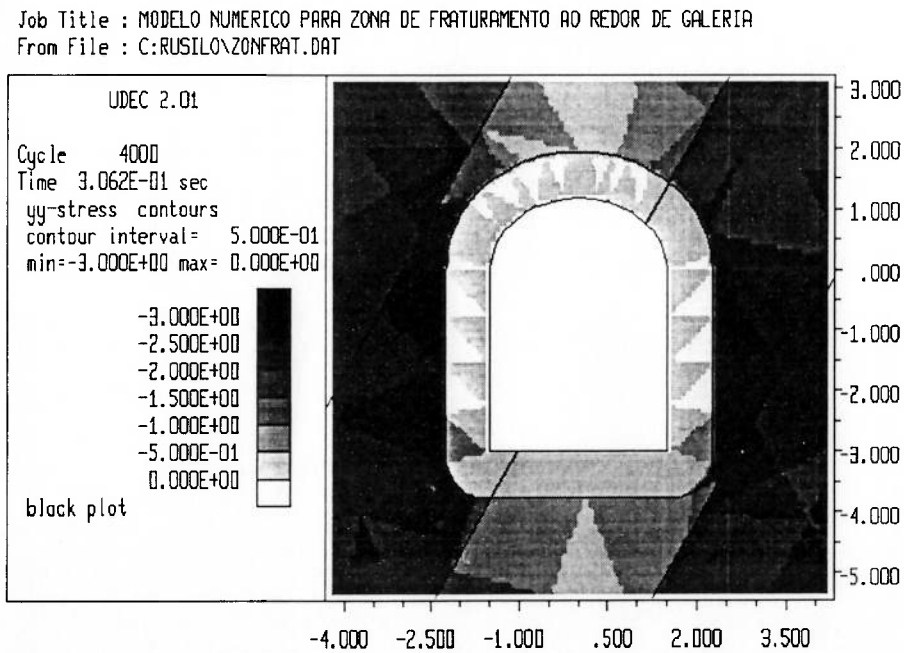


Figura 5.22 - Tensões verticais atuantes nas proximidades da galeria

Observamos na figura seguinte a orientação do campo de tensões resultante da escavação da galeria. Os losangos (◇) representam tensões de tração que se distribuem pela região circundante à galeria, os sinais (+) representam zonas plastificadas na região perturbada pelo desmonte, podendo conduzir a uma situação de comprometimento da escavação e exigindo atenção em relação à necessidade de aplicação de suporte.

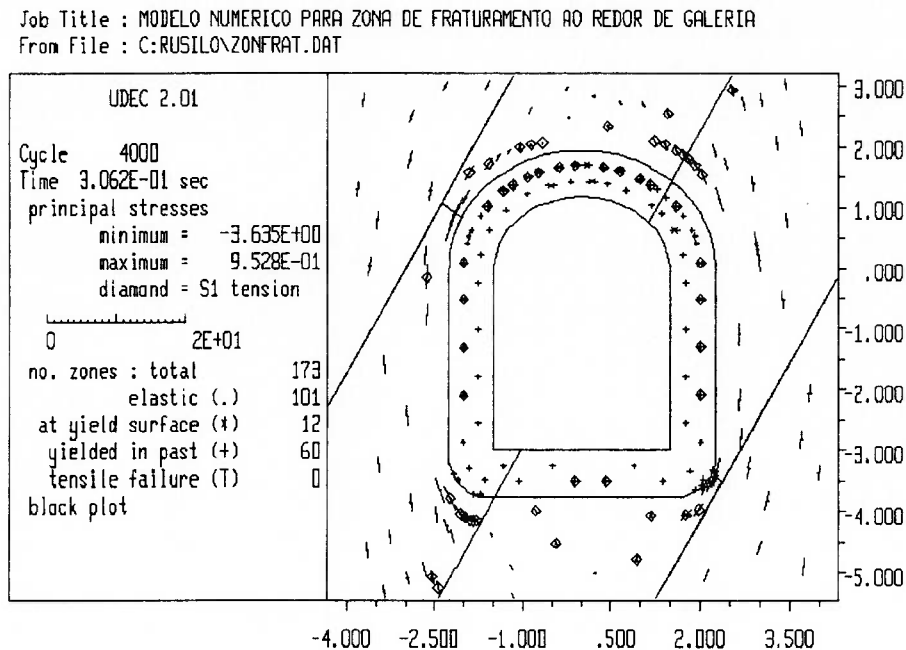


Figura 5.23 - Campo de tensões atuante nas proximidades da galeria com indicação de zonas tracionadas e zonas plastificadas

5.8. COMENTÁRIOS FINAIS

A partir da apreciação dos casos desenvolvidos podemos compreender a importância da análise dos efeitos danosos que podem ser introduzidos pelo desmonte por explosivos na estabilidade de uma escavação subterrânea, e tomamos contato com alguns modelos numéricos que podem ser utilizados na simulação de diferentes condições.

Em nosso exercício analisamos isoladamente dois problemas críticos: a geração de cunhas instáveis e a diminuição da qualidade da rocha. É claro que no fenômeno real estes dois problemas ocorrem associados, com maior ou menor incidência de um ou outro de acordo com as características da particular combinação de: maciço rochoso, esquema de desmonte, tipo de explosivo, etc.; mas esta avaliação deve ser feita considerando-se caso a caso.

O que fica é a certeza que muitas são as aplicações do modelamento numérico e que esta é uma ferramenta que o engenheiro não pode de maneira alguma desconsiderar em seus projetos, especialmente tratando-se com uma matéria-prima tão complexa quanto a rocha.

6. CONCLUSÕES

Como exaustivamente discutido ao longo deste trabalho a aplicação de modelos numéricos na simulação dos processos relacionados à escavação por explosivos de túneis e galerias subentende o conhecimento aprofundado dos inúmeros fenômenos físicos envolvidos, bem como das características de comportamento mecânico das rochas e maciços rochosos. Assim sendo, em nosso modo de ver faz-se necessário um esforço de conscientização dos profissionais envolvidos nestas operações para uma maior integração entre os conceitos da mecânica de rochas e a prática do desmonte por explosivos.

A aplicação da mecânica de rochas tem sido feita normalmente com o objetivo primário de melhorar a segurança e a estabilidade ao redor das escavações subterrâneas. Recentemente, tem havido um crescente reconhecimento da contribuição da mecânica de rochas nos aspectos econômicos das operações mineiras e algum progresso tem sido obtido na integração da mecânica de rochas no processo diário de decisão das operações da mina.

Nos últimos anos tem sido feitos importantes progressos para uma melhor compreensão das causas de ruptura do maciço rochoso em minas subterrâneas, ou seja, estão sendo desenvolvidas técnicas para prevenir ou para controlar o processo de ruptura. Outros desenvolvimentos, tais como a aplicação de novas técnicas para controle das detonações e para otimização dos desmontes de produção têm-se mostrado mais difíceis de serem implementadas. No entanto, estas técnicas estão disponíveis e existem a vários anos. Do ponto de vista da mecânica de rochas, ambos os aspectos abordam as seguintes questões: controle da estabilidade das escavações e controle sobre o processo de detonações, sendo que ambos têm um impacto direto nos custos de operação de uma mina. E aí inserindo-se as técnicas de modelamento numérico como importantes ferramentas de análise.

Ao mesmo tempo, tem havido pouca mudança em outros aspectos relacionados com a mecânica de rochas aplicada à mineração subterrânea, como por exemplo uso de fogo controlado no contorno da escavação ou outras técnicas para controle dos danos causados pelas detonações. Na maior parte das minas subterrâneas ainda não é usual a escavação das galerias ou túneis de acesso com rigor para as dimensões estipuladas em projeto. Sobre-escavação ("over break") de cerca de 20% é não somente comum mas também geralmente aceita como um fato imutável. A sobre-escavação é usualmente justificada como sendo devida às condições do maciço rochoso e embora isto seja em parte verdade, ela deve ser vista como resultado de um plano de fogo mal elaborado para as condições

do maciço rochoso a ser desmontado. No entanto, a atitude normal em muitos empreendimentos é a de que se a galeria tem a sua seção um pouco maior que a planejada isto não é um problema sério; a galeria exigirá apenas mais alguns chumbadores para suportá-la.

Uma outra área em que tem havido sucesso é na melhoria do projeto e prática das operações dos desmontes de produção. A relação entre plano de fogo, diluição e controle das paredes da escavação é óbvia, e a mecânica de rochas tem sido constantemente utilizada no preparo de planos de suporte específicos para atender às condições locais e controlar a diluição causada por detonações mal sucedidas. A conexão entre a mecânica de rochas e a fragmentação obtida no desmonte, por outro lado, é menos óbvia e em muitas minas não é considerada como sendo parte da responsabilidade do departamento de mecânica de rochas. No entanto, um dano excessivo das paredes, que é um problema de mecânica de rochas, é muitas vezes aceito para a obtenção de uma boa fragmentação. Frequentemente, as mudanças no plano de fogo introduzidas para melhorar o problema de danos excessivos no maciço rochoso causados pelas detonações também trazem melhorias para a fragmentação.

Um dos argumentos que é sempre colocado para evitar mudanças nas questões relacionadas com a qualidade das detonações, tais como o controle dos danos nas paredes dos realces ou a fragmentação, é o de que as soluções requerem um aumento significativo nos custos diretos de perfuração e explosivos, assim como mudanças substanciais nas práticas de trabalho. Não há dúvida de que essas mudanças envolvem transformações significativas, mas elas também trazem grandes benefícios econômicos no custo de produção final da mina. A sobre-escavação de 20% tem um óbvio impacto nos custos em termos da quantidade de estéril que é removida e transportada para a superfície. A redução na quantidade de diluição das paredes das câmaras ou realces também influencia significativamente nos custos. Uma fragmentação otimizada praticamente elimina a necessidade de fogos secundários e reduz os custos da manutenção de equipamentos em razão da maior facilidade de escavação do material, melhorando a capacidade de remoção e fluxo do minério escavado. Em minas a céu aberto, a performance do desmonte é de fundamental importância, enquanto que recebe pouca atenção em operações subterrâneas.

As mudanças nos sistemas de suporte foram talvez facilmente introduzidas porque os benefícios econômicos dessas tecnologias eram mais claros. Pode ser que os argumentos para as mudanças nas questões da mecânica de rochas relacionadas com a economia sejam menos claros do que aqueles que afetam a segurança. Isto sugere a necessidade da

realização de mais trabalhos técnicos e que os trabalhos ou pesquisas realizados, ou em desenvolvimento, sejam divulgados e promovidos nos próximos anos.

O futuro das minas subterrâneas em maciços rochosos competentes está na alteração da eficácia dos custos de operação total da mina. A importância das equipes de suporte técnico dependerão das suas capacidades de identificar as ferramentas de projeto mais adequadas e ajudar a fazer as mudanças certas.

Os tipos de mudanças nas minas subterrâneas que a comunidade de mecânica de rochas tem introduzido nos últimos anos têm sido bem sucedidas principalmente porque afetam fundamentalmente a segurança das minas.

Nesta era de competição global na qual a indústria embarcou, o futuro da mineração subterrânea depende de quão rápido ela possa alterar os processos para atingir seus objetivos. Isto irá requerer mudanças fundamentais em cada aspecto da mina, nas questões de gestão e técnicas. O valor da mecânica de rochas para a indústria dependerá não somente das capacidades técnicas existentes mas também do quanto os especialistas conseguirão expandir seus horizontes pessoais e profissionais.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ALER, J.; DU MOUZA, J.; ARNOULD, M. Measurement of the fragmentation efficiency of rock mass blasting and its mining applications. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, Oxford, v. 33, n. 2, p. 125-39, 1996.
- ANDERSON, D. Blast monitoring: regulations, methods and control techniques. In: HUDSON, J. A. et al. **Comprehensive rock engineering: principles, practice & projects**. Oxford, Pergamon, 1993. v. 4, cap. 4, p. 95-110.
- ARAD, V.; ARAD, S. Parameter optimization and control in blasting works for ore and coal mines. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 4, Calgary, 1995. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 819-23.
- BADAL, R. Controlled blasting in jointed rocks. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, Oxford, v. 31, n. 1, p. 79-84, 1994.
- BAHDER, T. B. **Mathematica for scientists and engineers**. New York, Addison-Wesley, 1995.
- BARTOS, L; STASTNY, B. Environmental protection measures during construction of the Prague subway by drill-and-blast tunnelling. **Tunnelling and Underground Space Technology**, Oxford, v. 3, n. 4, p. 393-7, 1988.
- BIENIAWSKI, Z. T. **Rock mechanics design in mining and tunneling**. Rotterdam, Balkema, 1984.
- BILGIN, A.; ÇELEBI, N.; PASAMEHMETOGLU, A. G. A model for drilling machine selection. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 1, Calgary, 1988. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1988. p. 383-8.
- BILGIN, H. A.; PASAMEHMETOGLU, A. G.; OZKAHRAMAN, H. T. Effect of dominant discontinuity orientation on blasting: a case study. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 3, Istanbul, 1994. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 663-8.

- BRADY, B. H. G. Dynamic behavior of rock. In: HUDSON, J. A. et al. **Comprehensive rock engineering: principles, practice & projects**. Oxford, Pergamon, 1993. v. 1, cap. 24, p. 611-24.
- CHANKARACARYA, J. **Vedic mathematics**. Delhi, Motilal Banarsidass, 1997.
- CUMMINS, A. B. **SME mining engineering handbook**. New York, Society of Mining Engineers, 1973.
- CUNDALL, P. A. Distinct elements models of rock and soils structures. In: BROWN, J. A., ed. **Analytical and computational methods in engineering rock mechanics**. London, Allen & Unwin, 1987.
- CUNDALL, P. A.; Hart, R. D. Numerical modeling of discontinua. In: HUDSON, J. A. et al. **Comprehensive rock engineering: principles, practice & projects**. Oxford, Pergamon, 1993. v. 2, cap. 9, p. 231-44.
- DICK, R. A.; D'ANDREA, D. V.; FLETCHER, L. R. Back to basics: properties of explosives. **Journal of Explosives Engineering**, Dublin, v. 10, n. 6, p. 28-45, 1993.
- DICK, R. A.; D'ANDREA, D. V.; FLETCHER, L. R. Back to basics: the chemistry and physics of explosives. **Journal of Explosives Engineering**, Dublin, v. 10, n. 5, p. 33-44, 1993.
- DIGBY, P. Computer simulation of blast induced vibration, fracture and fragmentation process in brittle rocks. In: International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, 1. Lulea, 1983. **Proceedings**. Lulea, University of Technology, 1983. v. 1, p. 393-406.
- DJARKENOV, M. I.; BEISEBAEV, A. M.; LIPICH, D. I. Use of elementary explosives in underground mines. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 5, São Paulo, 1996. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 735-7.
- DOWDING, C. H. Blast vibration monitoring for rock engineering. In: HUDSON, J. A. et al. **Comprehensive rock engineering: principles, practice & projects**. Oxford, Pergamon, 1993. v. 4, cap. 5, p. 111-35.

- EDL Jr., J. N. The role of stress waves in explosively induced bulk rock motion. In: International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, 1. Lulea, 1983. **Proceedings**. Lulea, University of Technology, 1983. v. 1, p. 53-70.
- FIRTH, N. C. Vibrex - a predictive modelling code for assessment of the effect of blast design on ground vibration. **Explosives Engineering**, London, p. 28-33, 1994.
- FORSTER, M.; MCGOFF, P. Presplit and smooth blasting. **Explosives Engineering**, London, p. 34-38, 1993.
- FOURNEY, W. L. Mechanics of rock fragmentation by blasting. In: HUDSON, J. A. et al. **Comprehensive rock engineering: principles, practice & projects**. Oxford, Pergamon, 1993. v. 4, cap. 2, p. 39-69.
- FOURNEY, W. L.; DICK, R. D.; WANG, X. J.; WEI, Y. Fragmentation mechanism in crater blasting. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, Oxford, v. 30, n. 4, p. 413-29, 1993.
- FRANKLIN, J. A.; Dusseault, M. B. **Rock engineering**. New York, MacGraw-Hill, 1989.
- GHOSE, A. K. Design of drilling and blasting subsystems - a rock mass classification approach. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 1, Calgary, 1988. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1988. p. 335-40.
- GIES, J. Tunnel. In: **The Academic American Encyclopedia: 1995 Grolier Multimedia Encyclopedia Version**. Danbury, Grolier, 1995. /Disponível em CD-Rom/
- GUSTAFSSON, R. **Blasting technique**. Vienna, Dynamit Nobel, 1981.
- GUSTAFSSON, R. **Swedish blasting technique**. Gothenburg, SPI, 1973.
- HAGAN, T. N. The influence of controllable blast parameters on fragmentation and mining costs. In: International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, 1. Lulea, 1983. **Proceedings**. Lulea, University of Technology, 1983. v. 1, p. 31-51.

- HAGAN, T. N.; CAMERON, A. R. Selecting explosives systems and monitoring their performance in surface. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 3, Istanbul, 1994. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 635-41.
- HAMRIN, H.; GUSTAFSSON, L. Selection of drill rigs for development drifting in underground mines. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 4, Calgary, 1995. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 415-8.
- HART, R. D. An introduction to distinct element modeling for rock engineering. In: HUDSON, J. A. et al. **Comprehensive rock engineering: principles, practice & projects**. Oxford, Pergamon, 1993. v. 2, cap. 10, p. 245-62.
- HENNIES, W. T. Rock excavation: a critical review. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 5, São Paulo, 1996. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 419-24.
- HENNIES, W. T.; AYRES DA SILVA, L. A. Vias subterrâneas em rocha - escavação por explosivos. São Paulo, EPUSP, 1997. 67p. (Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP. Departamento de Engenharia de Minas, BT/PMI/058).
- HODGINS, B. L. A drilling approach for the 21st century. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 3, Istanbul, 1994. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 199-207.
- HOEK, E.; BROWN, E. T. **Underground excavations in rock**. London, The Institute of Mining Metallurgy, 1980.
- HOLMBERG, R.; PERSSON, P. A. Design of tunnel perimeter blasthole pattern to prevent rock damage. **Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy**. Section A, v. 89, p. A37-A40, 1980.
- HOWLETT, P. F. Justifying rock drilling and cutting equipment selection. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 1, Calgary, 1988. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1988. p. 369-73.
- IRAMINA, W. S. **Desmonte de rocha e controle ambiental**. São Paulo, 1997. 128p. Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo.

- IRAMINA, W. S.; MIDEA, N. F.; ESTON, S. M.; AYRES DA SILVA, L. A. Environmental control and blasting technology in Brazil. In: International Conference on Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production, 4, Cagliari, 1996. **Proceedings SWEMP'96**. Cagliari, Digita Università di Cagliari, 1996. v.1, p. 311-19.
- JENKINS JR., S. S. Pre-splitting technology for the mining industry. **Journal of Explosives Engineering**, Dublin, v. 6, n. 4, p. 41-3, 1988.
- JOHNSTON, G. J.; DURUCAN, S. The numerical prediction, analysis and modelling of ground vibration induced by blasting. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 3, Istanbul, 1994. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 703-8.
- JOYCE, D. K.; MATTS, T. C. Explosives and explosives loading equipment selection. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 2, Calgary, 1990. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1990. p. 471-4.
- KUSZMAUL, J. A technique for predicting fragmentation and fragment sizes resulting from rock blasting. In: US Symposium on Rock Mechanics, 28, Tucson, 1987. **Rock mechanics: proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1987, p. 893-900.
- LANGFORS, U.; KIHLSSTROM, B. **Tecnica moderna da voladura de rocas**. 2.ed. Bilbao, Urmo, 1987.
- LILLY, D. Neural network simulation: charting the future of blast process control. **Journal of Explosives Engineering**, Dublin, v. 11, n. 5, p. 18-20, 1994.
- LIN, D. Rock block modeling with interactive graphics. In: HUDSON, J. A. et al. **Comprehensive rock engineering: principles, practice & projects**. Oxford, Pergamon, 1993. v. 2, cap. 13, p. 317-47.
- LLERA, J. M. P.; URBINA, F. P. O.; JIMENO, C. L.; JIMENO, E. L. **Manual de perforacion y voladura de rocas**. Madrid, Instituto Geológico y Minero de España, 1987.
- MARTINS, J. B. Numerical methods in geomechanics. In: NATO Advanced Study Institute, 1981. **Proceedings**. Braga, University of Minho, 1982.

- MCKENZIE, C. K. Methods of improving blasting operations. In: HUDSON, J. A. et al. **Comprehensive rock engineering: principles, practice & projects**. Oxford, Pergamon, 1993. v. 4, cap. 3, p. 71-94.
- MOSER, P.; SIEFERT, M. Monitoring of the performance in drift blasting. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 5, São Paulo, 1996. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 433-40.
- NAVALKAR, C. B. Drilling and blasting technology - past and present trends. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 3, Istanbul, 1994. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 643-9.
- NIEBLE, C. M. **Segurança nos desmontes com explosivos**. São Paulo, 1974. 38p. Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo.
- NORD, G.; STILLE, H. Bore-and-blast techniques in different types of rock: Sweden's experience. **Tunnelling and Underground Space Technology**, Oxford, v. 3, n. 1, p. 45-50, 1988.
- OTUONYE, F. Instrumentation for blast monitoring in underground mines. **Journal of Explosives Engineering**, Dublin, v. 12, n. 1, p. 28-38, 1994.
- PERSEN, L. N. **Rock dynamics and geophysical exploration: introduction to stress waves in rocks**. Amsterdam, Elsevier, 1975. (Developments in Geotechnical Engineering, v. 8).
- PERSSON, P.; HOLMBERG, R.; LEE, J. **Rock blasting and explosives engineering**. Boca-Raton, CRC Press, 1994.
- PURSELL, C. Mining and quarrying. In: **The Academic American Encyclopedia: 1995 Grolier Multimedia Encyclopedia Version**. Danbury, Grolier, 1995. /Disponível em CD-Rom/
- PUSCH, R.; STANFORS, R. The zone of disturbance around blasted tunnels at depth. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, Oxford, v. 29, n. 5, p. 447-56, 1992.

- REVEY, G. F.; FIORENTINO, K. Controlled excavation at the trans-koolau halawa tunnels. **Journal of Explosives Engineering**, Dublin, v. 11, n. 2, p. 16-44, 1993.
- RUSILO, L. C. **Desenvolvimentos no projeto e análise de desmonte em galerias e túneis por explosivo**. São Paulo, EPUSP, 1992.
- RUSILO, L. C.; GAMA, E. M.; SILVA, R. L.; SANSONE, E. C. Otimização e análise de projetos de desmonte para abertura de galerias e túneis em rocha. In: 2º Encontro de Metalurgia, Mineração e Materiais da Universidade Federal de Minas Gerais, 2, Belo Horizonte, 1994. /Anais./ Belo Horizonte, UFMG, 1994.
- RUSILO, L. C.; SANSONE, E. C.; AYRES DA SILVA, L. A. Analysis of drilling patterns in underground blasting using different hole diameters. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 3, Istanbul, 1994. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 669-74.
- RUSILO, L. C.; SANSONE, E. C.; HENNIES, W. T.; AYRES DA SILVA, L. A. Design and optimization of tunneling blasting operations. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 3, Istanbul, 1994. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 651-5.
- S. A. INDÚSTRIAS VOTORANTIM. **Fábrica de cimento Votoran - Lavra subterrânea: Mina Baltar**. Votorantim, s. d.
- SANDHU, M. S.; KHADIA, K. K. Pre-splitting technique of blasting - an aid to productivity. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 3, Istanbul, 1994. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 691-6.
- SANSONE, E. C. **Estudo de aspectos geomecânicos aplicados ao projeto de minas subterrâneas**. São Paulo, 1997. 221p. Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo.
- SCHECK, D. E. Expanded expert system for blast design. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 1, Calgary, 1988. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1988. p. 361-7.
- SCHILD, H. C. **the complete reference**. Berkley, Osborne/McGraw-hill, 1995.

- SEN, G. C. An investigation into the influence of quasistatic pressure on the mechanism of presplitting rock. **Explosives Engineering**, London, p. 18-21, 1991.
- SENDLEIN, L. V. A. **Surface mining environmental monitoring and reclamation handbook**. New York, Elsevier, 1983.
- SHARMA, B. D.; BHANDARI, R. K. Subterranean ancient structures of India. **Tunnelling and Underground Space Technology**, Oxford, v. 4, n. 4, p. 475-9, 1989.
- SHVEDOV, K. K. Questions of the state of the art of industrial explosive development and of testing methods. **Soviet Mining Science**. New York, v. 26, n. 4, p. 375-82, 1990.
- SMITH, L. M.; HAUTALA, R. L. A coupled expert system approach to optimal blast design. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 2, Calgary, 1990. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1990. p. 481-8.
- STARFIELD, A. M.; PUGLIESE, J. M. Compressional waves generated in rock by cylindrical explosive charges: a comparison between a computer model and field measurements. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, Oxford, v. 5, p. 65-77, 1968.
- VALLIAPPAN, S.; LEE, I.K.; MURTI, V.; ANG, K. K.; ROSS, A. H. Numerical modelling of rock fragmentation. In: International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, 1. Lulea, 1983. **Proceedings**. Lulea, University of Technology, 1983. v. 1, p. 375-91.
- VALLIAPPAN, S.; ANG, K. K. Finite element analysis of vibrations induced by propagation waves generated by tunnel blasting. **Rock Mechanics and Rock Engineering**, Wien, v. 21, p. 53-78, 1988.
- WHITE, T. E.; ROBINSON, P.; DONNELLY, N. Advances in the use of small diameter explosives. **Explosives Engineering**, London, p. 24-25, 1993.
- WHITE, T. J.; FARNFIELD, R. A. A measure of frequency. **Explosives Engineering**, London, p. 4-12, 1994.
- WILTON, T. J.; JOHNSON, D. B. Blast vibration - effects, measurement and control - part 1. **Explosives Engineering**, London, p. 10-18, 1993.

- WILTON, T. J.; JOHNSON, D. B. Blast vibration - effects, measurement and control - part 2. **Explosives Engineering**, London, p. 28-34, 1993.
- WINZER, S. R.; ANDERSON, D. A.; RITTER, A. P. Rock fragmentation by explosives. In: International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, 1. Lulea, 1983. **Proceedings**. Lulea, University of Technology, 1983. v. 1, p. 225-49.
- YANG, R.; BAWDEN, W. F.; KATSABANIS, P. D. A new constitutive model for blast damage. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, Oxford, v. 33, n. 3, p. 245-54, 1996.
- YAZICI, S.; NASSUF, E. A prototype expert system for blasting design. In: International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 3, Istanbul, 1994. **Proceedings**. Rotterdam, Balkema, 1994. p. 619-24.
- YOSHIKAWA, N. K. **Análise de parâmetros geomecânicos de interesse à lavra de minas**. São Paulo, 1990. 221p. Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo.