

Escola Politécnica da Universidade de São Paulo
Departamento de Engenharia de Minas



TRABALHO DE FORMATURA

TEMA:

**Análise Tridimensional de Bancadas no Desmonte
por Explosivo**

Engenheirando: Daniel Capelari Lahóz

São Paulo - 1997

Escola Politécnica da Universidade de São Paulo
Departamento de Engenharia de Minas



TRABALHO DE FORMATURA

TEMA:

Análise Tridimensional de Bancadas no Desmonte por Explosivo

Engenheirando: Daniel Capelari Lahóz

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

São Paulo - 1997

S U M Á R I O

I - Introdução.....	pag 01
II - Objetivos.....	pag 02
III - Introdução Teórica.....	pag 02
III.1 - A Ação dos Explosivos.....	pag 02
III.1.1 - Fase Dinâmica.....	pag 03
III.1.2 - Fase Quase Estática.....	pag 08
III.1.3 - Aproveitamento da Energia de Detonação.....	pag 12
III.2 - Plano de Fogo.....	pag 13
III.2.1 - Método Prático.....	pag 14
III.2.1.1 - Procedimento de Cálculo.....	pag 15
III.2.1.1.1 - Cálculo da Malha de Perfuração.....	pag 15
III.2.1.1.2 - Cálculo das Cargas.....	pag 19
III.2.1.2 - Exemplo Numérico.....	pag 20
III.2.2 - Método das Energias Específicas.....	pag 25
III.2.2.1 - Fatores de Influência.....	pag 25
III.2.2.2 - Efeitos Úteis.....	pag 27
III.2.2.3 - Efeitos Nocivos.....	pag 28
III.2.2.4 - Balanço Energético Total.....	pag 29

III.2.3 - Fragmentação da Rocha.....	pag 31
III.2.3.1 - Fragmentos Pequenos.....	pag 31
III.2.3.2 - Fragmentos Grandes.....	pag 36
III.2.3.3 - Empolamento.....	pag 36
IV - Sistema MDL.....	pag 37
V - A Importância da Perfuração no Desmonte.....	pag 40
VI - Conclusão.....	pag 46
VII - Anexos.....	pag 47
VIII - Bibliografia.....	pag 73

RESUMO

Explosivos têm sido largamente utilizados na mineração, fato este que requer um controle apurado dos desmontes, no intuito de evitar acidentes, e ao mesmo tempo não prejudicar a produção.

Com o objetivo de possibilitar um controle sistemático dos desmontes, será tratado o uso de equipamentos de alta tecnologia, que permitem a determinação dos afastamentos reais entre os furos e a frente da bancada, para posterior dimensionamento do plano de carregamento de explosivos.

Os equipamentos tratados aí tratados foram desenvolvidos pela Measurements Devices Engineering Ltd (MDL), e são basicamente: Quarryman, estação total a laser, que determina a face em três dimensões, Boretrak, que calcula os desvios ocorridos durante a perfuração, e um software aplicativo Face 3DTM, que combina os resultados e permite a visualização em três dimensões.

Os resultados alcançados sugerem o uso crescente de equipamentos de controle de desmontes, para que o plano de carregamento de explosivos possa ser mais facilmente calculado, minimizando o risco de ultra lançamento e formação de repés.

I - INTRODUÇÃO:

Já há mais de meio século, o uso de explosivos em minerações a céu aberto dentro de um controle técnico já algo apurado tornou-se extremamente corriqueiro, fato este que transmite a falsa idéia de simplicidade da operação. Porém, uma melhoria do controle dos desmontes deve ser continuamente buscada, para que não ocorram acidentes e a produção possa ser aumentada.

Objetivando contribuir nesta direção, pelo registro e discussão do que se tem incorporado como aperfeiçoamento tecnológico, foi desenvolvido este trabalho. Inicialmente, visando rever conceitos fundamentais, se tratará da ação dos explosivos num maciço rochoso, bem como métodos de dimensionamento do plano de fogo (método prático, muito utilizado, e método da energia específica, que leva em conta as características geomecânicas da rocha). Será visto também um exemplo numérico de dimensionamento do plano de fogo pelo método prático.

Depois, será descrito o controle feito a partir de um conjunto de equipamentos (Quarryman e Boretrak) e um software (Face 3DTM), desenvolvidos pela companhia Measurements Devices Engineering Ltd (MDL), que consistem na leitura da face da bancada através de uma estação total a laser (Quarryman), que fornece uma visão 3D da face com todas as suas saliências e reentrâncias; na medição dos desvios dos furos de metro em metro em relação ao furo projetado (Boretrak), e posterior cruzamento dos dados no software adequado (Face 3DTM), para a determinação dos afastamentos reais entre os furos efetuados e a frente da bancada. Com estes dados, é possível recalcular a carga de explosivos adequada para um desmonte perfeito. Este procedimento é de vital importância na opinião do autor, uma vez que é impossível garantir que o furo foi executado com perfeição, sem contar que as faces das bancadas não são superfícies retilíneas, como é comum se supor.

Finalmente, será desenvolvido um capítulo sobre a importância da perfuração no sucesso de um desmonte, e possíveis correções nos casos de má execução dos furos, que podem apresentar desvios laterais ou frontais em relação ao furo previamente projetado, em função de descuido ou inexperiência do operador, ou em função da existência de falhas e fraturas no maciço.

II -OBJETIVOS:

Dentre os objetivos do trabalho, pode-se citar:

- Descrição do Sistema MDL no controle da perfuração e na análise tridimensional de bancadas, bem como o procedimento de operação;
- Análise da importância da perfuração no sucesso de um desmonte;
- Descrição da ação dos explosivos num maciço rochoso;
- Dimensionamento do plano de fogo e da geometria da bancada através de método empírico e teórico;

III - INTRODUÇÃO TEÓRICA:

III.1 - A AÇÃO DOS EXPLOSIVOS:

Acreditou-se, inicialmente, que o desmonte de rocha por explosivos era realizado apenas pelo efeito da expansão dos gases em altas pressões resultantes da combustão dos explosivos. Esses gases abririam fendas no maciço, que se estenderiam por todas as direções e até a face livre, subdividindo o maciço em fragmentos menores.

Atualmente, entretanto, depois da aplicação da técnica da fotoelasticidade, dos modelos matemáticos e testes de campo, percebeu-se que a detonação de uma carga explosiva num maciço rochoso apresenta duas fases distintas: uma Fase Dinâmica correspondente à ação das ondas de choque no maciço rochoso (rápida), e uma Fase Quase-Estática correspondente ao trabalho mecânico realizado pelos gases provenientes da combustão do explosivo (mais lenta).

III.1.1 Fase Dinâmica:

A Fase Dinâmica inicia-se com a detonação do explosivo e a propagação da onda de choque concentricamente, atuando com pulsos de compressão até atingir a face livre, sendo então refletida e retornando ao maciço aplicando esforços de tração. A seqüência dos eventos é a seguinte: surgimento de fraturas radiais, seguido pela reflexão das ondas de choque nas faces livres (que retornam tracionando o maciço) e aparecimento de fraturas tangenciais, já que o maciço é pouco resistente à tração. Essa seqüência é verificada em quatro zonas distintas ao redor do furo, conforme mostra a figura 1 abaixo:

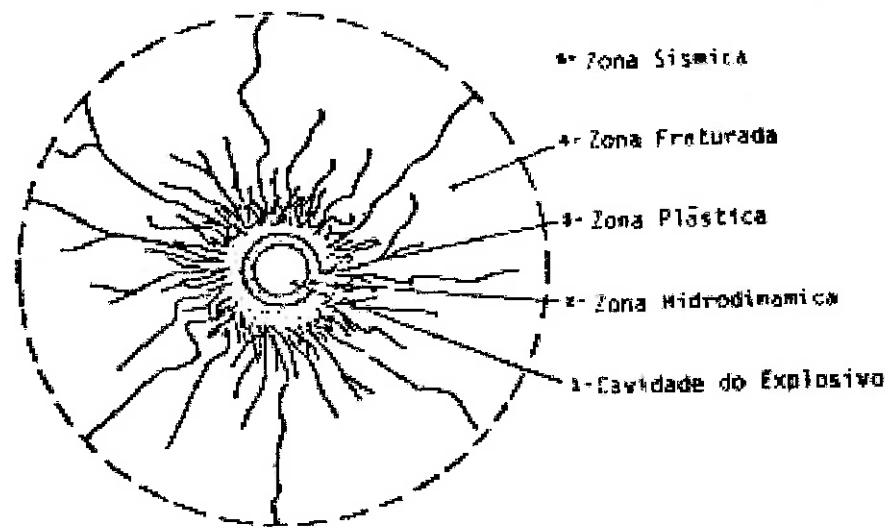


Figura 1: Configuração do Furo após Detonação

Zona Hidrodinâmica - Em consequência das altas temperaturas e pressão resultantes da detonação, a rocha nesta região comporta-se como um fluido.

Zona Plástica - Ocorre uma pulverização da rocha, que em virtude das altas tensões, apresenta comportamento.

Zona Fraturada - As trações tangenciais à cavidade do furo, provocadas pelas ondas de compressão, que nesta zona ultrapassam a resistência à tração da rocha, produzem gretas radiais.

Zona Elástica - É a região na qual as tensões não ultrapassam a resistência à tração do maciço, não ocorrendo portanto fraturas radiais (gretas). Entretanto, surgem as fraturas tangenciais decorrentes da reflexão das ondas de choque na face livre, que agora passam a tracionar o maciço.

A Fase Dinâmica termina com o aparecimento gradativo das fraturas tangenciais a partir das faces livres, conforme esquema abaixo.

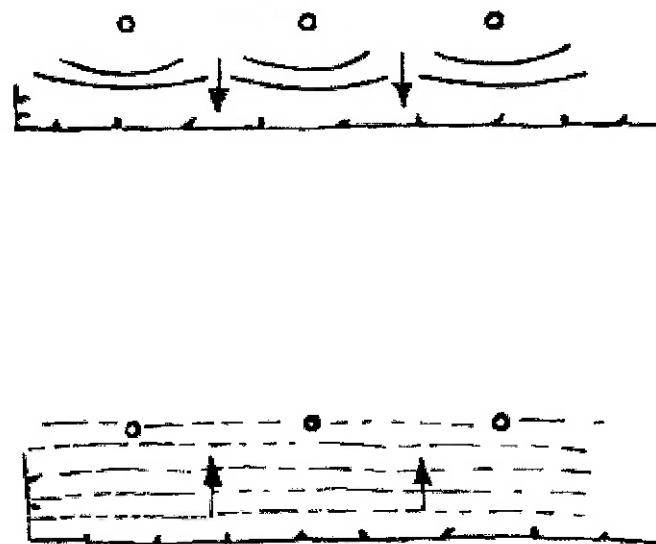


Figura 2: Esquema de Propagação das Ondas

As ondas de detonação são de dois tipos: longitudinais ou primárias (ondas P) e transversais ou secundárias (ondas S). As velocidades de propagação das ondas P e S dependem do tipo de rocha, sendo maiores para as compactas e sãs. Alguns valores estão na tabela 1 abaixo, para ilustração.

MATERIAL	DENSIDADE	VELOCIDADE (m/s)	
		Onda P	Onda S
Granito	2.67	3960 - 6100	2130 - 3350
Gabro	2.98	6650	3440
Basalto	3.00	5610	3050
Arenito	2.45	2440 - 4270	910 - 3050
Calcário	2.65	3050 - 6100	2740 - 3200
Folhelho	2.35	1830 - 3960	1070 - 2290
Sal	2.20	4390 - 6490	--
Gipsita	2.30	2130 - 3660	1100
Ardósia	2.80	3660 - 4450	2870
Mármore	2.75	5790	3510
Quartzito	2.85	6050	--
Xisto	2.80	4540	2870
Gnaisse	2.65	4720 - 5580	--
Argila	1.40	1130 - 2500	580
Areia	1.93	1400	460
Tilito	1.5 - 2.0	400	--
Água	1.0	1460	0

Tabela 1: Velocidade de Propagação de Ondas em Função do Material

Segue abaixo o modelo do Prof. Mello Mendes, que explica o fenômeno da reflexão das ondas de choque e o aparecimento de fraturas tangenciais.

Admitindo-se

$$p_e = \frac{\rho_e \times U^2}{4}$$

onde p_e é a pressão exercida pela frente da onda de detonação

ρ_e é a massa específica do explosivo

U é a velocidade de detonação do explosivo

pode-se calcular a tensão de compressão atuante na rocha que rodeia o explosivo:

$$\sigma i_0 = \frac{2}{1+m} * |p_e| ,$$

onde m é a impedância da superfície de separação explosivo-rocha e que caracteriza as condições de propagação da energia da onda de choque para a rocha, e vale a seguinte relação:

$$m = \frac{\gamma_e \cdot C_e}{\gamma_R \cdot C_R},$$

onde γ_e, γ_R = pesos específicos do explosivo e da rocha

C_e, C_R = veloc. da onda de choque no exp. e na rocha

Mas como a rocha não é um corpo elástico perfeito, a tensão de compressão σ_i sofre atenuações, e a uma distância r do centro da carga de raio r_0 , tem-se:

$$\sigma_i = \left(\frac{r}{r_0} \right)^x \cdot \sigma_{i_0}, \quad \text{onde } x \text{ varia de } -1.5 \text{ e } -2.5$$

Usando o mesmo raciocínio para a interface rocha-ar, define-se uma impedância n :

$$n = \frac{\gamma_R \cdot C_R}{\gamma_A \cdot C_A},$$

onde γ_A, γ_R = pesos específicos do ar e da rocha

C_A, C_R = velocidades de propagação da onda longitudinal no ar e na rocha

Esta impedância n rege a distribuição da tensão de compressão σ_i em duas outras: σ_R (tensão de onda refletida, de tração) e σ_P (tensão de onda transmitida para o ar na forma de ruído), segundo as seguintes relações:

$$\sigma_R = \left(\frac{1-n}{1+n} \right) \cdot \sigma_i \quad \sigma_P = \left(\frac{2}{1+n} \right) \cdot \sigma_i$$

Como n é muito elevada, praticamente toda a energia da onda de choque incidente transfere-se para a onda refletida, resultando $\sigma_R = \sigma_i$ como simplificação.

A ocorrência de fraturas tangenciais, fenômeno que encerra a fase dinâmica, obedece a seguinte seqüência, conforme esquema abaixo:

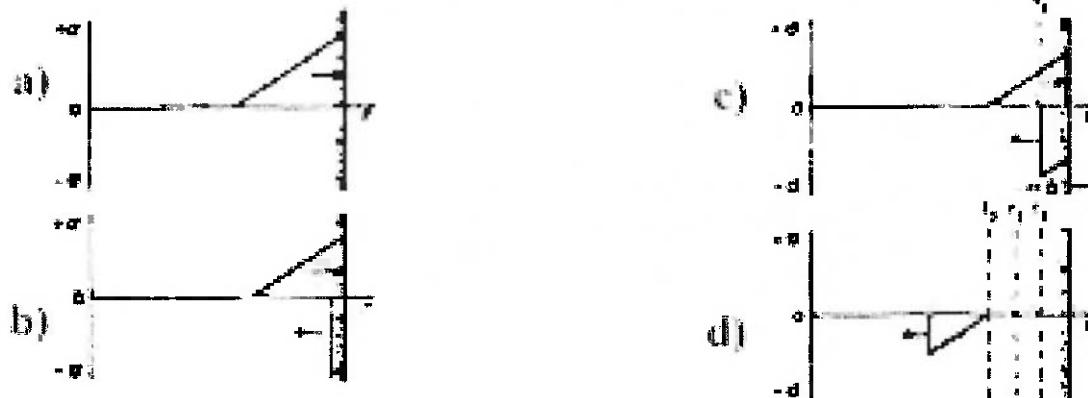


Figura 3: Esquema da seqüência de aparecimento de fraturas

Na figura 3a) está representada a onda de choque incidente ao atingir a face livre.

Na figura 3b) já começam a atuar as tensões de tração refletidas da onda incidente.

Na figura 3c) a tensão de tração atinge o valor da resistência da rocha à tração, surgindo assim a primeira fratura tangencial f_1 . Esta superfície f_1 passa a atuar como uma nova face livre, e a parte remanescente da onda incidente passa a refletir nesta superfície, repetindo o fenômeno e dando origem a novas superfícies de ruptura.

Na figura 3d) as tensões de tração já não são suficientes para romper a rocha, e não surgem novas fraturas tangenciais, terminando esta fase do processo de detonação.

III.1.2 Fase Quase-Estática:

Esta fase recebe este nome por se tratar de um processo relativamente lento (cerca de 50 ms, contra os 5 ms da fase anterior).

É nesta fase que ocorre o desmonte propriamente dito, em função da influência da pressão dos gases do explosivo, que penetram nas gretas radiais, e depois nas tangenciais, separando os blocos e lançando toda a superfície rochosa para frente.

Quando a superfície frontal se move, ocorre um alívio de pressão, aumentando a tensão nas gretas primárias, que se inclinam. Se o afastamento (distância entre a linha de furos e a superfície livre) não é muito grande, as gretas se estendem até a superfície livre, e ocorre o desprendimento total do bloco rochoso. Neste caso, é alcançado o maior efeito por furo e quantidade de carga explosiva. Por esta razão, o estudo da malha de perfuração e o cálculo da carga explosiva tornam-se vitais.

Pode-se estudar a expansão das gretas em função da carga de explosivo, como mostrado na figura 4 abaixo. Na figura 4a), em que a carga explosiva é insuficiente, as gretas não se estendem totalmente, mas percebe-se que algumas, a um ângulo de 90° e 120°, teriam capacidade para originar a fratura total se a pressão estática aumentasse. Já na figura 4b), com uma carga maior, obteve-se uma fratura completa a um ângulo aproximado de 110°.

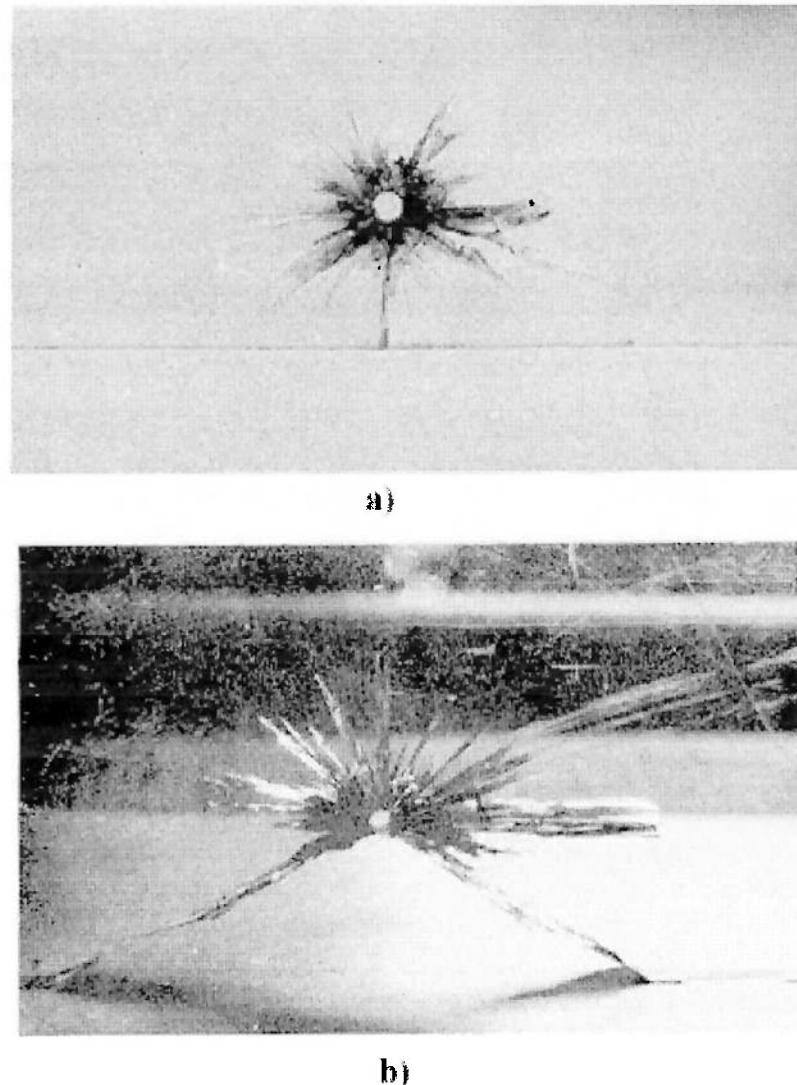


Figura 4: Expansão das Gretas em Função da Carga de Explosivos
Fonte: LANGEFORS, U.; KIHLSTROM

Os ângulos naturais de fratura esperados estão representados na figura 5 abaixo, em dois casos principais: fundo livre e fundo encerrado. Nos dois casos o ângulo de fratura β será de aproximadamente 90° . Com fundo livre, o ângulo α na parte inferior será de 135° . Com fundo encerrado, o ângulo pode oscilar de 90 a 135° , dependendo da carga e profundidade do furo. Se o cálculo da carga está correto, o ângulo será de 90° , podendo-se esperar ângulos menores somente em condições especiais, acarretando menor ângulo de fratura, como está indicado na parte sombreada da figura.

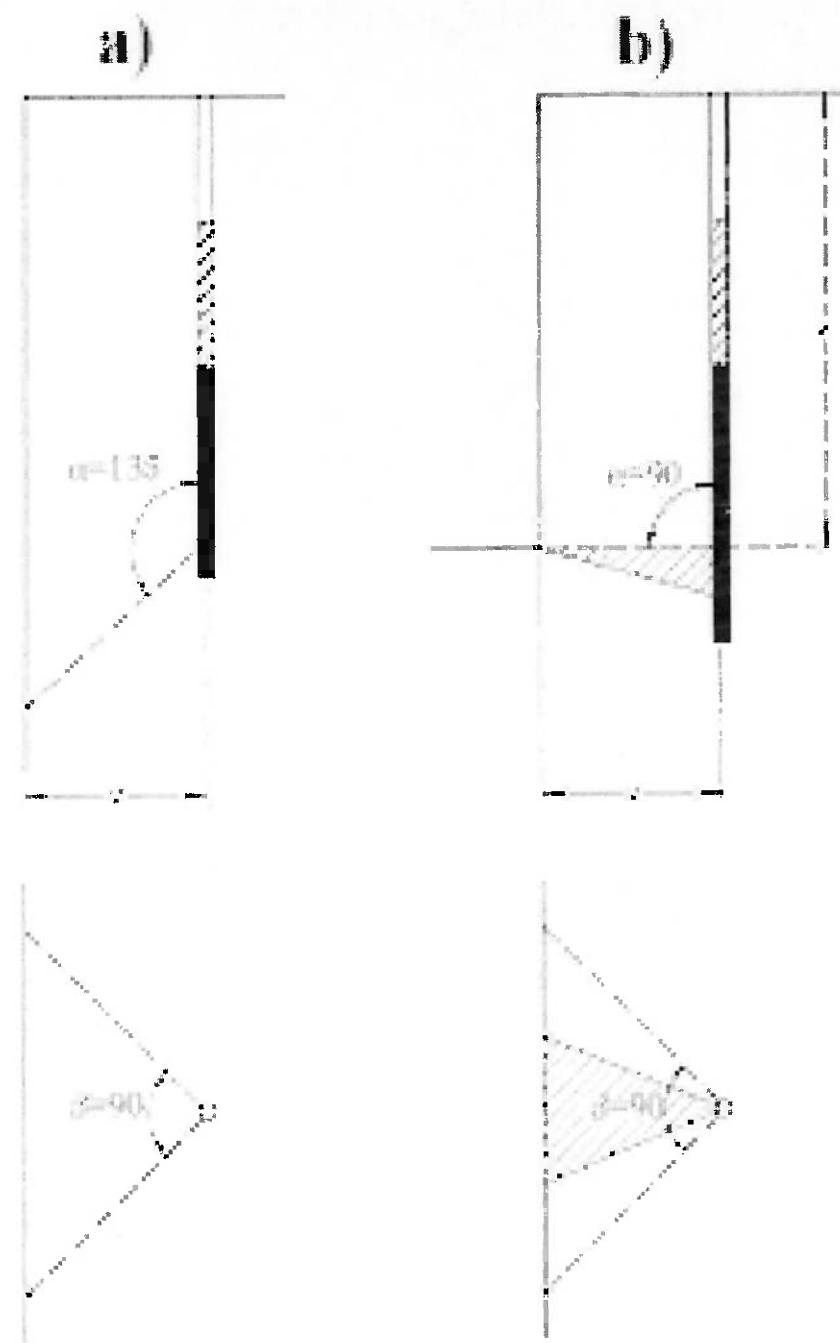


Figura 5: Ângulos de Fratura com Fundo Livre e Fundo Encerrado

A formação de gretas depende muito da relação entre afastamento e espaçamento entre furos. Se o espaçamento é relativamente pequeno, a face livre é abatida sem maiores deformações, e os esforços do corte são pequenos no interior da rocha. Nos casos de detonação simultânea de uma linha de furos, a fragmentação da rocha é bastante falha, acarretando maiores dificuldades nos processos posteriores de transporte e

cominuição do material. Por esta razão, existe um retardo entre a detonação de duas fileiras subsequentes de furos, e neste caso a fragmentação é bem mais acentuada.

A fragmentação depende também da relação entre afastamento (A) e espaçamento (E). Para exemplificar, pode-se analisar dois casos com mesma carga de explosivos: no primeiro caso (figura 6a), em que $A / E = 2$, tem-se uma fragmentação bastante ruim, e num segundo caso (figura 6b), em que $A / E = 0.5$, a fragmentação já é bem satisfatória. Esse exemplo mostra quão importante é o estudo da malha de perfuração para a obtenção de desmontes mais efetivos.

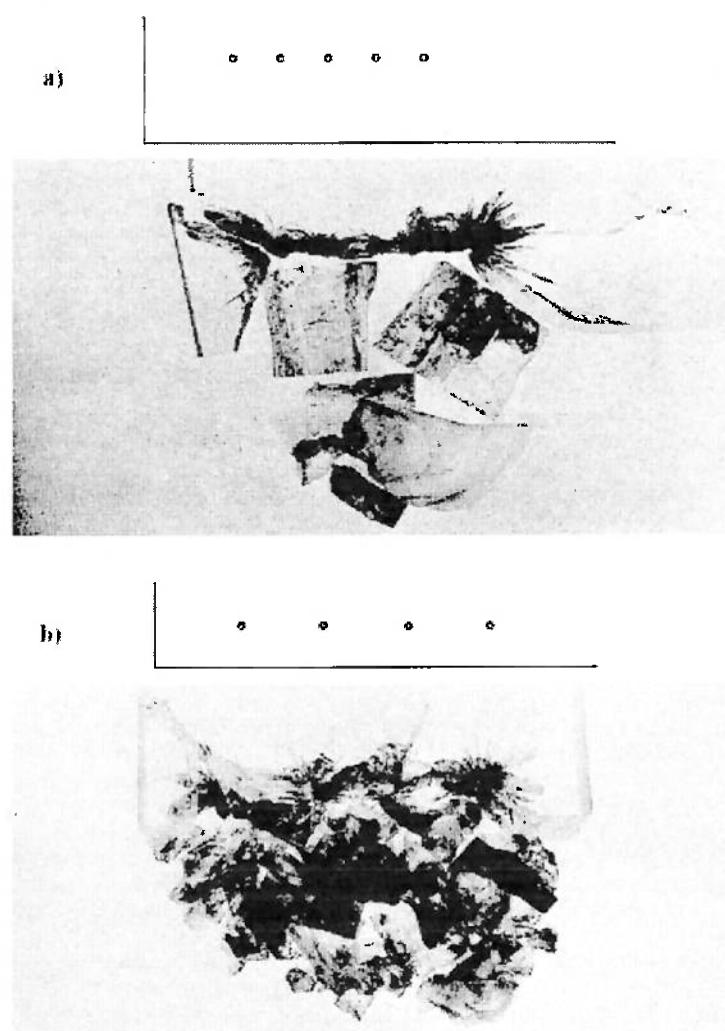


Figura 6: Fragmentação em Função da Relação A/E
Fonte: LANGEFORS, U.; KIHLSTROM

III.1.3 Aproveitamento da Energia da Detonação:

A detonação de um explosivo é um processo químico no qual a energia termoquímica transforma-se em energia das ondas de choque dos gases, que realizam trabalho mecânico, e energia térmica, que é perdida sob a forma de liberação de calor para a atmosfera.

A energia cinética das ondas de choque produz o trabalho mecânico de compartimentação do maciço (fraturas radiais e tangenciais), e a energia potencial dos gases produz o trabalho mecânico de separação e movimentação dos blocos, conforme esquema abaixo.

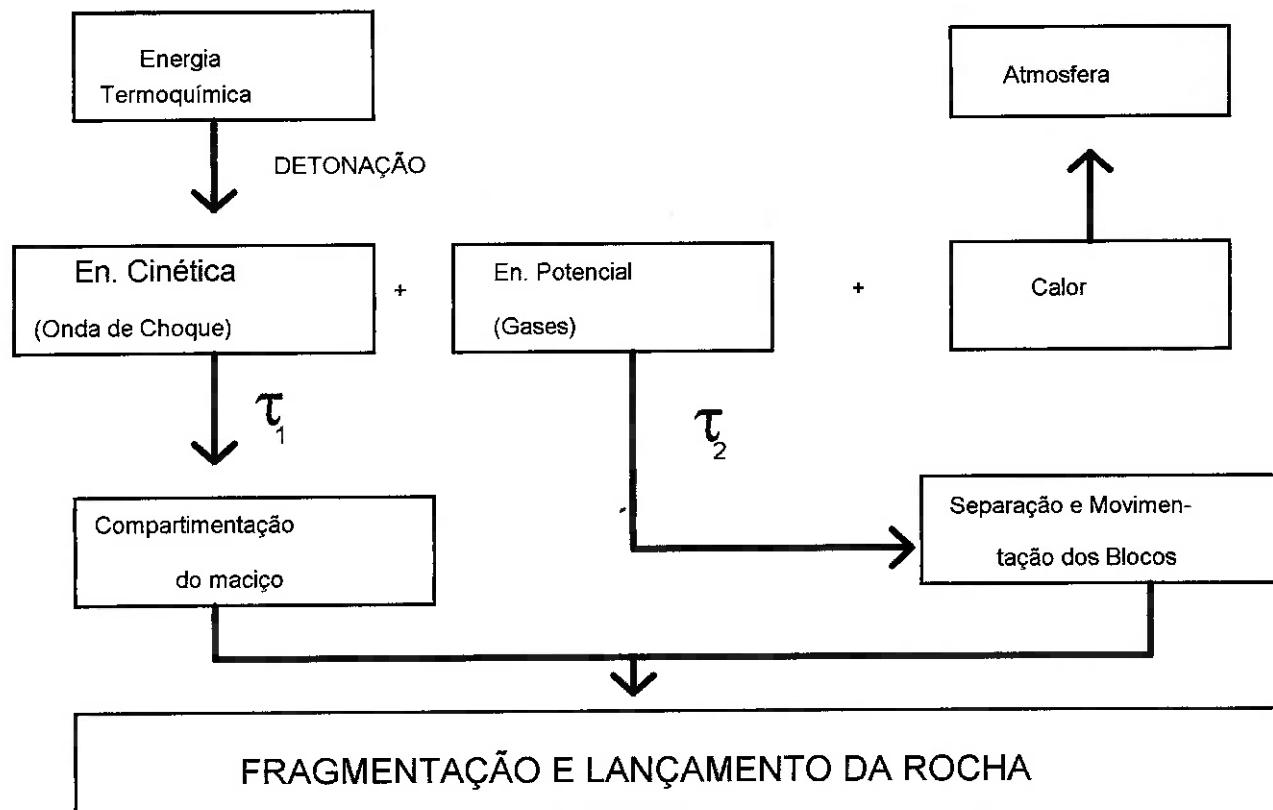


Figura 7: Esquema do Processo de Detonação

Nos dois casos o rendimento não é de 100%, e as perdas de energia serão sob a forma de vibrações do terreno vizinho e ruído para o caso de τ_1 , e escape prematuro dos gases constituindo ruído e calor para o caso de τ_2 .

Os valores dos fatores de rendimento serão tanto maiores quanto melhores forem as condições da detonação. Para tanto, torna-se vital a escolha adequada do explosivo e da malha de perfuração.

III.2 - PLANO DE FOGO:

O cálculo do plano de fogo não é uma ciência exata, devido à grande variedade de tipos de rocha e suas possíveis características, como falhas, juntas ou fraturas, e à variedade de explosivos utilizados. Neste capítulo, serão descritos dois métodos distintos de dimensionamento do plano de fogo para desmonte em bancadas, o método prático e o método da energia específica.

O desmonte em bancadas é o tipo de desmonte mais comum, e pode ser definido como o desmonte a partir da detonação de furos verticais ou subverticais, em uma ou mais linhas de furos, contra uma superfície livre. É usado tipicamente em minerações a céu aberto, mas mesmo em desmonte subterrâneo, o que ocorre após a abertura do pilão é um desmonte em bancadas.

Para se fazer o correto dimensionamento do plano de fogo, devem ser levados em conta dois princípios fundamentais: (1) explosivos funcionam melhor se houver uma face livre aproximadamente paralela à coluna de explosivo no momento da detonação e (2) deve haver espaço para a rocha quebrada se mover e expandir.

Serão apresentados a seguir dois métodos de dimensionamento de plano de fogo para desmonte em bancadas, o método prático e o método das energias específicas.

III.2.1 Método Prático

Inicialmente, é necessário estabelecer a nomenclatura e as unidades que serão usadas:

d = diâmetro no fundo do furo (mm)

K = altura da bancada (m)

A_{\max} = afastamento máximo (m)

h_s = comprimento de subfuração (m)

H = profundidade do furo (m)

F = desvio na furação (m)

α = erro de alinhamento (m/m)

β = erro de emboque (mm)

A_n = afastamento real da fila n (m)

E = espaçamento real (m)

R = razão de furação (m/m^3)

l_f = razão de carregamento linear - carga de fundo (kg/m)

h_f = altura da carga de fundo (m)

Q_f = peso da carga de fundo (kg)

h_t = altura do tampão (m)

l_c = razão de carregamento linear - carga de coluna (kg/m)

h_c = altura da carga de coluna (m)

Q_c = peso da carga de coluna (kg)

Q_{tot} = peso total de explosivo no furo (kg)

q = razão de carregamento volumétrica total (kg/m^3)

ρ = densidade do explosivo (kg/litro)

S = força peso (weight strenght) do explosivo

c = constante da rocha (kg/m^3)

$c = c + 0,05$ para A_{\max} maior que 1,4 m

$c = c + 0,07/A$ para A_{\max} menor que 1,4 m

f = grau de fixação (tabela 1)

E/A = relação entre espaçamento e afastamento

Este método é baseado na fórmula de Langefors:

$$A_{\max} = \frac{d}{33} \sqrt{\frac{\rho \cdot S}{c \cdot f \cdot E / A}}$$

Esta fórmula pode ser simplificada se o explosivo utilizado for o ANFO, e assumindo que o furo tenha inclinação 3:1 e a constante da rocha seja 0,4, para:

$$A_{\max} = 1,36 \sqrt{l_f}$$

onde

l_f = carga de fundo do explosivo (kg/m linear)

Inclinação do furo	Grau de fixação
vertical	1
3:1	0,95
2:1	0,85
1:1	0,75

Tabela 2: Grau de fixação

III.2.1.1 Procedimento de Cálculo

III.2.1.1.1 Cálculo da Malha de Perfuração

Afastamento máximo (A_{\max})

O afastamento máximo depende:

- da força peso do explosivo (S);
- da razão de carregamento no fundo do furo (l_f)
- da constante da rocha (c).

Como foi dito anteriormente, o afastamento máximo é calculado pela fórmula de Langefors, que para o ANFO foi simplificada para:

$$A_{\max} = 1,36 \sqrt{l_f} \cdot C_1 \cdot C_2$$

onde

C_1 = correção para inclinação do furo diferente de 3:1 (tabela 3)

C_2 = correção para constante da rocha diferente de 0,4 (tabela 4)

Inclinação do furo	C_1
vertical	0,95
10:1	0,96
5:1	0,98
3:1	1,00
2:1	1,03
1:1	1,10

Tabela 3: Correção para Inclinação do Furo

Constante da Rocha	C_2
0,3	1,15
0,4	1,00
0,5	0,90

Tabela 4: Correção para Constante da Rocha

A carga de fundo l_f pode ser calculada segundo a fórmula

$$l_f = 7,85 d^2 \cdot \rho$$

onde o diâmetro d é dado em decímetros.

Para o ANFO, utilizando-se densidade 0,8 kg/l, obtém-se a tabela 5

diâmetro do furo (mm)	diâmetro do furo (pol)	l_f (kg/m)
51	2	1,6
64	2,5	2,6
76	3	3,6
89	3,5	5,0
102	4	6,5
127	5	10,1
162	6	14,5

Tabela 5: Razão de Carregamento Linear - Carga de Fundo (l_f) Usando ANFO

Altura da subfuração (h_s)

A subfuração é necessária para toda a bancada se fragmentar, evitando repés.

$$h_s = 0,3 \cdot A_{\max} \text{ (m)}$$

$$h_s > 10.d$$

Profundidade do furo (H)

$$H = C_3 (K + h_s) \text{ (m)}$$

Fator C_3 depende da inclinação do furo (tabela 6)

Inclinação do furo	C_3
vertical	1,00
10:1	1,00
5:1	1,02
3:1	1,05
2:1	1,12
1:1	1,41

Tabela 6: Fator C_3

Desvio na furação (F)

Deve-se levar em conta que é impossível fazer um furo perfeitamente de acordo com os cálculos teóricos. Tanto a máquina quanto o operador afetam o resultado da perfuração.

Consiste em

$$\alpha = \text{erro de alinhamento (m/m)}$$

$$\beta = \text{erro de emboque (mm)}$$

$$F = \frac{\beta}{1000} + \alpha \cdot H \text{ (m)}$$

Afastamento real (A)

O afastamento real leva em conta o desvio na furação.

O afastamento é a distância entre o furo e a face livre mais próxima no instante da detonação. Em desmontes com múltiplas linhas de furos novas faces são criadas em cada detonação.

$$A = A_{\max} - F \quad (m)$$

Espaçamento real (E)

Depende da relação E/A. Em geral, E/A = 1,25; nesse caso

$$E = 1,25 \cdot A \quad (m)$$

Se a relação E/A for diferente, a fragmentação será diferente. Quanto menor for a relação, menores serão os fragmentos.

Razão de furação (R)

É a perfuração necessária para se desmontar 1 m³ de rocha.

$$R = \frac{H}{A \cdot E \cdot K} \quad (m/m^3)$$

Pode também ser calculado por fila de furos. No caso

$$R = \frac{n \cdot H}{A \cdot K \cdot w} \quad (m/m^3)$$

onde

n = número de espaçamentos

w = largura da bancada

III.2.1.1.2 Cálculo das Cargas

Altura da carga de fundo (h_f)

$$h_f = 1,3 \cdot A_{\max} \text{ (m)}$$

Peso da carga de fundo (Q_f)

$$Q_f = l_f \cdot h_f \text{ (kg)}$$

Altura do tampão (h_t)

O tampão deve consistir de areia ou cascalho, com tamanho de partículas entre 4 e 9 mm. Foi constatado que essa faixa granulométrica consegue o melhor confinamento dos gases.

$$h_t = A \text{ (m)}$$

Razão de carregamento linear - carga de coluna (l_c)

$$l_c = 40 \text{ a } 60 \% \text{ de } l_f \text{ (kg/m)}$$

Altura da carga de coluna (h_c)

$$h_c = H - h_f - h_t \text{ (m)}$$

Peso da carga de coluna (Q_c)

$$Q_c = l_c \cdot h_c \text{ (kg)}$$

Peso total de explosivo no furo (Q_{tot})

$$Q_{tot} = Q_f + Q_c \text{ (kg)}$$

Razão de carregamento volumétrica total (q)

$$q = \frac{Q_{\text{tot}}}{A \cdot E \cdot K} \quad (\text{kg/m}^3)$$

Pode também ser calculado por fila de furos. No caso

$$q = \frac{n \cdot Q_{\text{tot}}}{A \cdot K \cdot w} \quad (\text{kg/m}^3)$$

onde

n = número de espaçamentos

w = largura da bancada

III.2.1.2 Exemplo Numérico

Condições:

altura da bancada K = 15m

largura da bancada w = 26m

diâmetro do furo d = 76 mm

constante da rocha c = 0,4

inclinação do furo 3:1

explosivo: ANFO

Cálculo da malha de perfuração

1. Afastamento máximo

$$A_{\text{max}} = 1,36 \sqrt{I_f \cdot C_1 \cdot C_2}$$

Nesse caso, da tabela 5 retira-se que $l_f = 3,6 \text{ kg/m}$. Das tabelas 3 e 4 retira-se $C_1 = 1$ e $C_2 = 2$.

portanto $A_{\max} = 1,36\sqrt{3,6}$

$A_{\max} = 2,58 \text{ m}$

2. Comprimento da subfuração

$$h_s = 0,3 \cdot A_{\max}$$

assim $h_s = 0,3 \cdot 2,58$

$h_s = 0,77 \text{ m}$

3. Profundidade do furo

$$H = C_3 \cdot (K + h_s)$$

da tabela 6 obtém-se, para inclinação de 3:1, $C_3 = 1,05$

desse modo $H = 1,05 \cdot (15 + 0,77)$

$H = 16,56 \text{ m}$

4. Desvio na furação

$$F = \frac{\beta}{1000} + \alpha \cdot H \text{ (m)}$$

estimando $\beta = d = 76 \text{ mm}$

estimando $\alpha = 0,03 \text{ m/m}$

$$F = \frac{76}{1000} + 0,03 \cdot 16,56$$

$F = 0,57 \text{ m}$

5. Afastamento real

$$A = A_{\max} - F$$

$$A = 2,58 - 0,57$$

$$A = 2,01m$$

6. Espaçamento real

Assumindo $E/A = 1,25$

$$E = 1,25 \cdot A$$

$$E = 1,25 \cdot 2,01$$

$$E = 2,51m$$

7. Ajuste para a largura da bancada

$$\frac{w}{E}$$

$$\frac{26}{2,51} = 10,35 = 11 \text{ intervalos}$$

$$E_{aj} = \frac{\text{largura}}{\text{intervalos / fila}}$$

$$E_{aj} = \frac{26}{11}$$

$$E_{aj} = 2,36m$$

Note-se que o número de furos é o número de intervalos + 1

8. Razão de furação

$$R = \frac{n \cdot H}{A \cdot K \cdot w}$$

$$R = \frac{12 \cdot 16,56}{2,01 \cdot 15 \cdot 26}$$

$$R = 0,25 \text{ m/m}^3$$

9. Razão de carregamento linear - carga de fundo

já determinado no item 1

$$l_f = 3,6 \text{ kg/m}$$

10. Altura da carga de fundo

$$h_f = 1,3 \cdot A_{\max}$$

$$h_f = 1,3 \cdot 2,58$$

$$h_f = 3,35 \text{ m}$$

11. Peso da carga de fundo

$$Q_f = l_f \cdot h_f$$

$$Q_f = 3,6 \cdot 3,35$$

$$Q_f = 12,06 \text{ kg}$$

12. Altura do tampão

$$h_t = A$$

$$h_t = 2,01 \text{ m}$$

13. Razão de carregamento de linear - carga de coluna

$$l_c = 40 \text{ a } 60\% \text{ da carga } l_f$$

$$\text{assumindo } 50\% \quad l_c = 0,5 \cdot 3,6$$

$$l_c = 1,8 \text{ kg/m}$$

14. Altura da carga de coluna

$$h_c = H - h_f - h_t$$

$$h_c = 16,56 - 3,35 - 2,01$$

$$h_c = 11,20 \text{ m}$$

15. Peso da carga de coluna

$$Q_c = h_c \cdot l_c$$

$$Q_c = 11,20 \cdot 1,8$$

$$Q_c = 20,16 \text{ kg}$$

16. Peso total de explosivo

$$Q_{\text{tot}} = Q_c + Q_f$$

$$Q_{\text{tot}} = 20,16 + 12,06$$

$$Q_{\text{tot}} = 32,22 \text{ kg}$$

17. Razão de carregamento volumétrica

$$q = \frac{n \cdot Q_{\text{tot}}}{A \cdot K \cdot w}$$

$$q = \frac{12.32,22}{2,01.15.26}$$

$$q = 0,49 \text{ kg/m}^3$$

Se o desmonte não é feito numa área determinada, a razão de furação e a razão de carregamento volumétrica serão menores.

Nesse exemplo, a razão de furação seria

$$R = \frac{H}{A \cdot E \cdot K}$$

$$R = \frac{16,56}{2,01.2,51.15}$$

$$R = 0,22 \text{ m/m}^3$$

E a razão de carregamento volumétrica seria

$$q = \frac{Q_{\text{tot}}}{A \cdot E \cdot K}$$

$$q = \frac{32,22}{2,01.2,51.15}$$

$$q = 0,42 \text{ kg/m}^3$$

Resumo dos resultados importantes

altura da bancada	15 m
profundidade do furo	16,56 m
afastamento	2,01 m
espaçamento	2,58 m
carga de fundo	12,06 kg
carga de coluna	20,16 kg
razão de furação	0,25 m/m³
razão de carregamento volumétrica	0,49 kg/m³

III.2.2 Método Das Energias Específicas

Esse método surgiu inspirado nas críticas ao método prático, que era considerado por alguns como empírico demais, já que não leva em consideração as características geomecânicas da rocha e nem as características balísticas do explosivo.

O método que será apresentado agora baseia seus cálculos na energia liberada pelo explosivo, e em como essa energia é liberada (gases, temperatura).

III.2.2.1 Fatores De Influência

1. Impedâncias da rocha e do explosivo

Quando se faz um desmonte, o ideal é utilizar o explosivo mais adequado para a rocha a ser desmontada. Para verificar isso é usado o conceito de impedância da rocha e do explosivo.

A impedância da rocha é definida como o produto da sua densidade e da velocidade de propagação das ondas sísmicas:

$$I_r = d_r \cdot V_r$$

onde

d_r = densidade da rocha

V_r = velocidade de propagação das ondas sísmicas na rocha

Do mesmo modo, define-se impedância do explosivo como o produto de sua densidade e da sua velocidade de detonação.

$$I_e = d_e \cdot V_e$$

onde

d_e = densidade do explosivo

V_e = velocidade de detonação do explosivo

Assim, o rendimento da transferência de energia relativo às impedâncias pode ser dado pela relação:

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

Portanto, quanto mais semelhantes forem as impedâncias da rocha e do explosivo, maior será o rendimento.

2. Defasagem entre os diâmetros da carga e do furo

A pressão contra a parede do furo é máxima se o diâmetro da carga (ϕ_c) for igual ao diâmetro do furo (ϕ_f). Porém, isso nem sempre ocorre, especialmente se é utilizado explosivo em cartuchos. Na verdade, diminuindo-se o diâmetro da carga essa pressão diminui exponencialmente, segundo a relação abaixo:

$$\eta_2 = \frac{1}{e^{\phi_c} - (e - 1)}$$

Levando em conta esses rendimentos, a energia efetivamente transmitida à rocha será:

$$\epsilon_{ef} = \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \epsilon$$

A energia efetivamente transferida à rocha é aproveitada em efeitos úteis e em efeitos inúteis porém inevitáveis. Tais efeitos serão descritos a seguir.

III.2.2.2 Efeitos Úteis

1. Arrancamento de um determinado volume de rocha.

Refere-se à energia necessária para abrir trincas que delimitam o volume a ser desmontado. Este custo energético é relativamente pequeno, da ordem de 1%.

2. Fragmentação da rocha

A fragmentação da rocha é provocada, em ordem sucessiva, pelos seguintes fatores:

- a) esforços compressivos, causados pela expansão dos gases nas paredes dos furos e das fraturas;
- b) esforços de tração, produzidos pela inversão, sobre a superfície livre, das ondas de compressão;
- c) colisões entre os fragmentos projetados. A energia absorvida na fragmentação (ϵ_{fr}) é proporcional à energia necessária para originar novas superfícies (ϵ_{ss}), cujo valor pode ser obtido em britadores primários. Essa proporcionalidade pode ser expressa pela relação

$$\epsilon_{fr} = \frac{64}{D_{max}} \cdot \epsilon_{ss}$$

onde

D_{max} = diâmetro máximo dos fragmentos (m)

A energia utilizada pela fragmentação é da ordem de 15%. A tabela 7 apresenta os valores de e_{ss} para as rochas mais comuns.

Rocha	e_{ss} (MJ/m ²)	Densidade (kg/m ³)	Velocidade sísmica (m/s)
granitos	0,00168	2700	5000
sienitos	0,00153	2600	4200
gabros	0,00151	2600	4200
basaltos	0,00165	2900	5400
arenitos	0,00118	2250	2750
quartzitos	0,00163	2650	4500
calcários	0,00147	2600	4000
dolomitos	0,00154	2650	4000
salgemas	0,00110	2200	3500
gnaisses	0,00131	2700	5000
xistos	0,00144	2600	3100

Tabela 7: Propriedades das Rochas Mais Comuns

3. Deslocamento da rocha fragmentada

Esse efeito é causado pela expansão dos gases que são produzidos na detonação, agindo contra forças de atrito. A energia utilizada nesse deslocamento é da ordem de 5 a 6%.

III.2.2.3 Efeitos Nocivos

1. Pulverização da rocha

A rocha ao redor do furo é totalmente pulverizada na detonação. Esse efeito consome de 1,5 a 2% da energia.

2. Efeitos sísmicos

Uma grande parte da energia, cerca de 40%, é dispendida causando vibrações no maciço rochoso.

3. Perdas no ar

Nesse item estão incluídas a energia dissipada em forma de vibrações audíveis ou não, quando os gases se expandem sem mais fragmentação ou deslocamento da rocha, bem como na forma de calor. Cerca de 37 a 38% da energia é perdida dessa forma.

III.2.2.4 Balanço Energético Total

A partir dos valores apresentados temos:

Efeitos úteis

- arrancamento	1%
- fragmentação	15%
- deslocamento	5 a 6%

Efeitos nocivos

- pulverização da rocha	1,5 a 2%
- efeitos sísmicos	40%
- perdas no ar	37 a 38%

Entre os efeitos desejáveis, a fragmentação da rocha é o mais importante, e utiliza 15% da energia. Assim, adotando $\eta_3 = 0,15$ pode-se dimensionar o plano de fogo, calculando a razão de carregamento volumétrica e o afastamento.

Cálculo Da Razão De Carregamento Volumétrica

A fórmula geral para o dimensionamento da carga de um furo é:

$$\eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \eta_3 \cdot \varepsilon \cdot Q = V \cdot \varepsilon_{fr}$$

onde

η_1 = rendimento em função das impedâncias rocha/explosivo

η_2 = rendimento em função da defasagem $\phi_{fur}/\phi_{cartucho}$

η_3 = rendimento na fragmentação = 0,15

ε = energia específica do explosivo (MJ/kg)

Q = carga de explosivos (kg)

V = volume de rocha a ser desmontado (m^3)

ε_{fr} = energia absorvida na fragmentação

A razão de carregamento volumétrica será

$$R_c = \frac{Q}{V} = \frac{\varepsilon_{fr}}{\eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \eta_3 \cdot \varepsilon} \quad (kg/m^3)$$

Obs: a energia específica de um explosivo é teoricamente dedutível de sua composição química. Por exemplo:

gelatina explosiva $\varepsilon = 4,5 \text{ MJ/kg}$

ANFO $\varepsilon = 3,7 \text{ MJ/kg}$

Cálculo Do Afastamento

Supondo-se uma malha de perfuração quadrada, pode-se calcular o afastamento conhecendo-se a razão de carregamento.

$$R_c = \frac{Q}{V} = \frac{\left(\frac{\phi_c}{2}\right)^2 \cdot \Pi \cdot d_c}{A^2}$$

$$A = \phi_c \cdot \frac{\sqrt{\Pi \cdot d_c}}{4 R_c}$$

onde

A = afastamento (m)

ϕ_c = diâmetro da carga (m)

d_e = densidade do explosivo (kg/m³)

R_c = razão de carregamento volumétrica (kg/m³)

Abertura Da Bancada

Em geral, entende-se desmonte em bancadas como o desmonte a partir de furos verticais ou subverticais contra uma face livre. Porém, nem sempre é possível encontrar uma face livre natural. Nesse caso, é necessário criar as condições para um desmonte em bancadas, e a maneira mais fácil de se fazer isso é usando um corte em leque, mostrado na figura a seguir.

A malha de perfuração e a razão de carregamento podem ser calculadas pelos métodos explicados anteriormente neste capítulo. Note-se que o afastamento deve ser calculado a partir da razão de carregamento da carga de fundo.

O corte em leque apresenta um certo risco de ultra lançamento; assim, deve-se tomar precauções perto de áreas habitadas, especialmente se o diâmetro do furo for maior que 40 mm.

III.2.3 - FRAGMENTAÇÃO DA ROCHA

III.2.3.1 Fragmentos Pequenos

A boa fragmentação da rocha é subjetiva, e depende do seu uso final e do tipo e tamanho dos equipamentos usados para manipulação. Grandes carregadoras, caminhões e britadores permitem trabalhar com blocos maiores, mas é errado pensar que se usa grandes equipamentos para manipular fragmentos grandes. Na verdade, os equipamentos de grande porte são utilizados para trabalhar com grandes quantidades de material rochoso.

A rocha com fragmentação ideal é aquela que não necessita de nenhum outro tratamento após o desmonte. Desse modo, os parâmetros para as operações subsequentes determinam qual é o tamanho ótimo dos fragmentos. Por exemplo, se a

rocha vai ser cominuída, a maior dimensão do fragmento não deve ser maior que 80% do tamanho da boca do britador.

No desmonte em bancadas, os fatores que influem na fragmentação são:

- a geologia da rocha (falhas, juntas, etc.);
- a razão de furação;
- a razão de carregamento volumétrica;
- a malha de perfuração;
- o padrão de detonação;
- a inclinação do furo;
- o desvio na furação;
- o tamanho da bancada.

Estudando os fatores acima é possível influenciar a fragmentação. Entretanto, não é possível calcular com exatidão antes de se fazer o desmonte. Assim, é recomendável fazer um desmonte de algumas filas de furos para se ter uma avaliação mais correta.

Geologia da rocha

A geologia da rocha é extremamente importante, e afeta a fragmentação mais que o explosivo usado. As propriedades que influenciam são a resistência à compressão, a resistência à tração, a densidade, velocidade de propagação de ondas, a dureza e a estrutura da rocha.

A maioria das rochas têm resistência à tração cerca de 8 a 10 vezes menor que a resistência à compressão. Essa propriedade é importante, pois a resistência à tração precisa ser superada ou a rocha não quebra. A tabela 8 dá os valores dessas resistências para alguns tipos de rocha.

Rocha	Resistência à compressão (kg/cm²)	Resistência à tração (kg/cm²)
granito	2000 - 3600	100 - 300
diabásio	2900 - 4000	190 - 300
mármore	1500 - 1900	150 - 200
calcário	1300 - 2000	170 - 300
arenito	~3000	~300

Tabela 8: Resistências à Compressão e à Tração

Rochas com maior densidade normalmente são mais difíceis de se desmontar, pois maiores massas de rocha precisam de mais explosivos para serem deslocadas.

A velocidade de propagação de ondas varia de rocha para rocha. A fragmentação será melhor se a velocidade de propagação de ondas da rocha for semelhante à velocidade de detonação do explosivo utilizado.

A dureza da rocha também é um fator importante. Rochas mais moles são mais fáceis de se trabalhar, e permitem uma margem maior de erro. Se uma rocha dura for carregada com muito pouco explosivo, ela gera blocos grandes, de difícil manipulação; se for carregada com explosivo em excesso, pode causar ultra lançamento e onda de choque. Granito, gnaisse e mármore são rochas duras, enquanto arenitos e folhelhos são rochas moles.

A estrutura da rocha deve ser mapeada antes de se iniciar o desmonte. As direções, inclinações e espaçamentos entre as descontinuidades devem ser identificadas, de modo a permitir que a malha de perfuração e o padrão de detonação sejam ajustados.

Quando a rocha é cheia de falhas e zonas de baixa competência, grande parte da energia do explosivo é perdida nessas falhas. Zonas de alta competência alternadas com zonas de baixa competência normalmente geram fragmentação inadequada. Nesses casos, uma maior razão de carregamento não proporciona melhores resultados, mas aumenta as chances de ultra lançamento. A melhor solução para esse problema é utilizar furos de diâmetro menor, com uma malha de perfuração mais próxima, para se obter uma melhor distribuição do explosivo na rocha. As cargas do explosivo devem ser concentradas nas zonas competentes, e as zonas de baixa competência devem, se possível, ser tamponadas.

A região superior do furo, que contém o tampão, tem efeito desfavorável na fragmentação da rocha. É normal usar o tampão com o tamanho do afastamento. Em rochas resistentes ou com planos horizontais a parte sem explosivo pode ocasionar uma grande quantidade de blocos grandes. Para evitar isso devem ser tomadas as seguintes providências:

- diminuir o tampão, portanto aumentando a carga de explosivo no furo;
- fazer furos de alívio com o tamanho do tampão.

Maiores quantidades de explosivos no furo só devem ser usadas se for possível evacuar uma grande área ao redor do desmonte e se nessa área não houver estruturas frágeis, pois há risco de ultra lançamento. Às vezes, uma pequena carga no tampão pode melhorar o resultado do desmonte.

A perfuração de furos de alívio entre os furos carregados ajuda a quebrar a parte superior da bancada. Esses furos devem ter diâmetro menor que os furos principais. Entretanto, nem sempre é econômico utilizar esse método. Na verdade, ele pode encarecer o desmonte mais do que o transporte de grandes fragmentos. Por isso, deve-se estudar bem a situação antes de se utilizá-lo.

Razão de furação

O diâmetro do furo é a primeira coisa que deve ser levada em conta em qualquer dimensionamento de plano de fogo. É ele que, juntamente com o explosivo utilizado, determina o afastamento, o espaçamento e a profundidade do furo. Em geral, no desmonte em bancadas o diâmetro varia de 30 a 400 mm.

A melhor fragmentação da rocha é obtida utilizando-se uma razão de furação alta e furos de menor diâmetro, o que proporciona uma melhor distribuição do explosivo.

Razão de carregamento volumétrica

A rocha será mais quebrada se a razão de carregamento for aumentada, mantendo-se a malha de perfuração. O fundo do furo normalmente tem a razão de carregamento ótima, e apresenta boa fragmentação. Assim, só é possível aumentar a razão de carregamento na carga de coluna e no tampão. A fragmentação será melhor, mas a rocha será lançada mais longe, aumentando o risco de ultra lançamento.

Malha de perfuração

A malha de perfuração típica tem relação espaçamento/afastamento de 1,25 (E/A = 1,25), que já se observou ocasionar uma boa fragmentação em desmonte de múltiplas filas. Na década de 70, foram testadas na Suécia relações maiores, até 8, que proporcionaram melhor fragmentação.

Note-se que na primeira linha o afastamento e o espaçamento devem ser os convencionais, para se evitar ultra lançamento.

Padrão de detonação

O desmonte em bancadas é normalmente um desmonte com pequeno retardo. Esse retardo entre os furos deve ser suficiente para criar espaço para a rocha a ser desmontada pelos furos subseqüentes.

Bernt Larsson, da Nitro Nobel, estudou o efeito do tempo de retardo em desmontes de múltiplas filas. Ele afirma que a rocha deve ser movida 1/3 do afastamento antes que a próxima fila seja detonada. O tempo de retardo entre as filas pode variar entre 10 ms/m (rocha dura) e 30 ms/m (rocha mole), mas em geral 15 ms/m de afastamento é um bom valor. Esse retardo gera boa fragmentação e controla o ultra lançamento. Também dá tempo para que ocorra uma boa acomodação da rocha desmontada.

Se o retardo entre as filas for muito curto, a rocha das últimas filas tende a ter um movimento vertical, e não horizontal. Por outro lado, um retardo muito longo pode causar ultra lançamento, onda de choque e blocos grandes, já que as filas já detonadas não seguram as filas seguintes.

Inclinação do furo

Furos com inclinação de aproximadamente 3:1 proporcionam melhor fragmentação.

Desvio na furação

A precisão na perfuração é importante para o resultado do desmonte. Pouca precisão forma blocos grandes devido a afastamentos e espaçamentos irregulares.

Tamanho da bancada

É um fato conhecido que a maior parte dos blocos grandes vem da primeira fila. Portanto, desmontes em múltiplas linhas geram proporcionalmente menos blocos grandes que desmontes de linha única. Entretanto, o comprimento da bancada não deve exceder 50% da sua largura.

III.2.3.2 Fragmentos Grandes

Grandes fragmentos são necessários com certa freqüência. Por exemplo, na construção de portos são usados grandes blocos de rocha.

O desmonte para produzir fragmentos grandes pode ser tão difícil quanto produzir fragmentos pequenos. O maior obstáculo normalmente é a geologia da rocha, visto que se ela for muito fraturada os fragmentos serão pequenos.

O método de desmonte para blocos de grandes dimensões apresenta certas diferenças em relação ao desmonte em bancadas:

- a razão de carregamento deve ser baixa;
- a relação espaçamento/afastamento (E/A) deve ser menor que 1;
- deve-se fazer o desmonte em fila única, de preferência instantaneamente.

III.3.2.3 Empolamento

Quando a rocha é desmontada, seu volume aumenta bastante, até 50%. Esse fenômeno é conhecido como empolamento. O volume maior precisa de mais espaço, e se não houver espaço suficiente na frente, a rocha vai para cima. Isso deve ser levado em conta, especialmente se forem feitos desmontes seguidos sem retirar o material já fragmentado.

IV - SISTEMA MDL

O principal objetivo das detonações nas bancadas é o de fragmentar a rocha e obter um padrão de lançamento da pilha resultante que facilite o trabalho das carregadeiras para escavação do material e carregamento dos caminhões. Tal material é basculado em um britador primário.

Em função do resultado do desmonte também se obtém diferentes desempenhos na produtividade geral da britagem, sendo portanto fundamental o seu perfeito controle para um perfil de custo global ótimo.

Nos fogos primários a perfuração é realizada utilizando-se uma ou mais carretas de perfuração. Os furos são inclinados, normalmente com 15 graus e alinhados em duas ou mais carreiras. O comprimento dos furos depende da altura da bancada a ser detonada.

Porém, após a determinação de todos estes parâmetros, um controle apurado deve ser continuamente realizado, uma vez que desmontes mal feitos são um risco potencial para comunidades vizinhas às minerações.

Este controle pode ser feito através de vários métodos. No presente trabalho, será demonstrado o controle feito através de dois equipamentos e um software, todos da MDL:

- a) **Quarryman**, estação total a laser a fim de se definir geometricamente as saliências e reentrâncias apresentadas pelo maciço geológico na frente em questão (foto 1);
- b) **Boretrak**, sensores de desvios de perfuração a fim de se definir os desvios frontais e laterais dos furos da carreira da frente do plano de fogo, comparando-se o projetado e o executado (foto 2);
- c) **Face 3DTM**, software aplicativo que relaciona os dados obtidos e obtém parâmetros indispensáveis à avaliação da qualidade da operação, tais como afastamento, espaçamento, profundidade e inclinações reais de todos furos levantados, comparando-os com os dados de projeto.



Foto 1: Quarryman

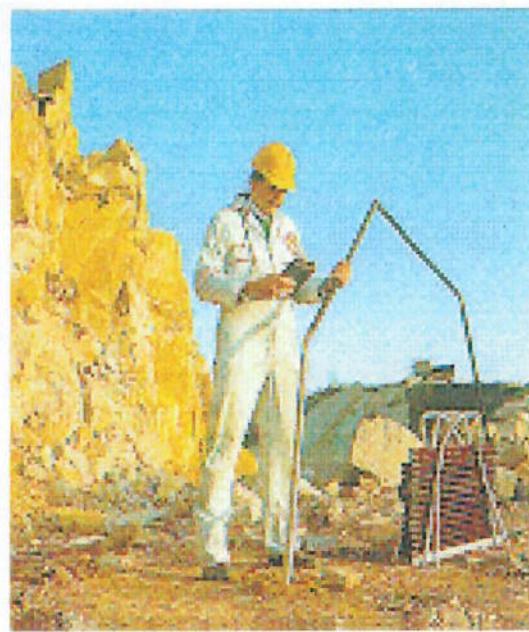


Foto 2: Boretrak

Estes equipamentos são de fundamental importância, uma vez que a frente das bancadas não é regular, e apresenta saliências e reentrâncias. Isto faz com que o afastamento real seja diferente do projetado. Além disso, os furos não são exatamente como foram projetados, apresentando desvios, seja por imperícia do operador da perfuratriz, seja por existência de falhas e fraturas.

É realizado finalmente um plano de carga de explosivos em função da geometria de afastamentos e espaçamentos reais encontrados entre furos e em relação à face livre, sendo propostos alívios de face para prevenção de ultra lançamentos bem como aumento da carga para evitar a formação de repés e grandes matacões.

Com Quarryman temos dois tipos de procedimentos:

- Análise tridimensional da face para marcação dos furos.

Definidos os limites da bancada onde se realizará a perfuração, com o Quarryman faz-se a leitura da face e com o software define-se a melhor posição, ângulo e profundidade dos furos ao longo da bancada. Para realizar a leitura da face, deve-se posicionar o equipamento a aproximadamente duas vezes a altura da bancada. Depois de nivelá-lo, faz-se a varredura da bancada, cobrindo todo o seu limite. Durante a

varredura, é emitido constantemente um laser, que reflete na bancada e retorna ao aparelho, que calcula a distância até o ponto em questão. Assim, depois de terminada a varredura, o aparelho terá armazenado as distâncias de milhares de pontos. Essas distâncias são então descarregadas no software, sendo possível a visualização tridimensional da bancada. Além disso, o software determina qual a profundidade e inclinação ótimas para aquele espaçamento pré-determinado. Com estes dados, é possível fazer a marcação dos furos no campo, informando o operador da perfuratriz sobre a inclinação e profundidade desejadas.

- Levantamento da face para verificação do desvios de perfuração. O Quarryman é utilizado para fazer a leitura da frente a ser detonada e a locação dos furos da primeira carreira em relação à mesma, como mostram os relatórios MDL anexos. Neste caso, depois da varredura da frente, é feito o balizamento dos furos da primeira carreira, para determinar a sua posição em relação à frente.

Com o Boretrak é possível determinar os desvios laterais e frontais de todos os furos ocorridos durante a perfuração. A utilização deste equipamento também pode ser vista no relatório anexo. O procedimento é bastante simples. Como pode ser observado na foto 2, o equipamento consiste de um jogo de hastes de 1 metro cada, sendo que a primeira haste é dotada de um sensor (probe) que mede continuamente os desvios laterais e frontais do furo, e de uma unidade de controle (C.D.U) que guarda a hora e a quantidade de hastes dentro do furo. Logo, a cada haste descida no furo, deve-se fazer uma medição da hora e da metragem. Os resultados obtidos em campo (dois arquivos, um com dados de hora e desvios, proveniente do probe, e outro com dados de hora e metragem, proveniente do CDU) são descarregados em computador com o software, que cruza os arquivos e guarda os somente os dados nos quais as horas coincidem. Portanto, é possível saber os desvios de metro em metro. Com posse destes dados, o software calcula os perfis de cada furo, dando as distâncias reais até a frente já levantada pelo Quarryman, e entre furos, como pode ser observado no relatório anexo, com dados reais da pedreira Cachoeira, no bairro de Cachoeira - São Paulo. Com os perfis dos furos realizados podemos planejar o carregamento de explosivos a cada metro, controlando inclusive a subfuração em cada furo.

V - A IMPORTÂNCIA DA PERFURAÇÃO NO DESMONTE:

Tendo em vista tudo o que já foi exposto, podemos perceber a grande importância que a perfuração tem num desmonte. Um fogo bem projetado cuja perfuração não foi bem executada pode causar grandes acidentes, como por exemplo ultra lançamentos, ou gerar dificuldades e custos futuros, como a formação de repés.

O desmonte de uma bancada normalmente é feito com duas carreiras de furos. Porém, é recomendável que seja feita uma pré-marcação dos furos que seriam da quarta carreira de furos, utilizando-se por exemplo uma corda, como mostra a Figura 8. Isto porque após o desmonte das duas carreiras, a face não será regular, podendo ocorrer o “overbreak”, ou quebra para trás. Com a pré-marcação, a relação entre espaçamento e afastamento é mais facilmente controlada. Além disso, é necessário medir constantemente o diâmetro dos BITS de perfuração, que com o passar do tempo vai se desgastando, e como consequência o diâmetro dos furos vai diminuindo, alterando a razão de carregamento.

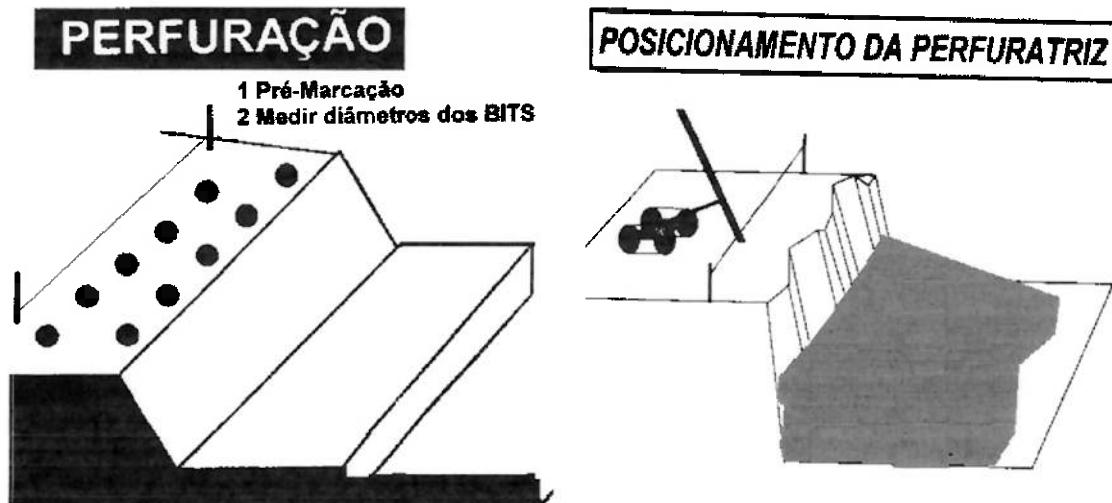


Figura 8: Pré-marcação dos Furos

Figura 9: Posicionamento da Perfuratriz

Outro fato de grande importância é o correto posicionamento da perfuratriz na execução de um furo. Este posicionamento deve ser perpendicular ao alinhamento dos furos, como mostra a figura 9, para que não ocorram erros de emboque e desvios laterais.

Depois de estar corretamente posicionada, a perfuratriz deve executar o furo com o ângulo projetado. Para isto, o operador conta com gabaritos de perfuração (Figuras 10, 11 e 12), que devem ser observados durante a execução do furo, no intuito de evitar desvios frontais.

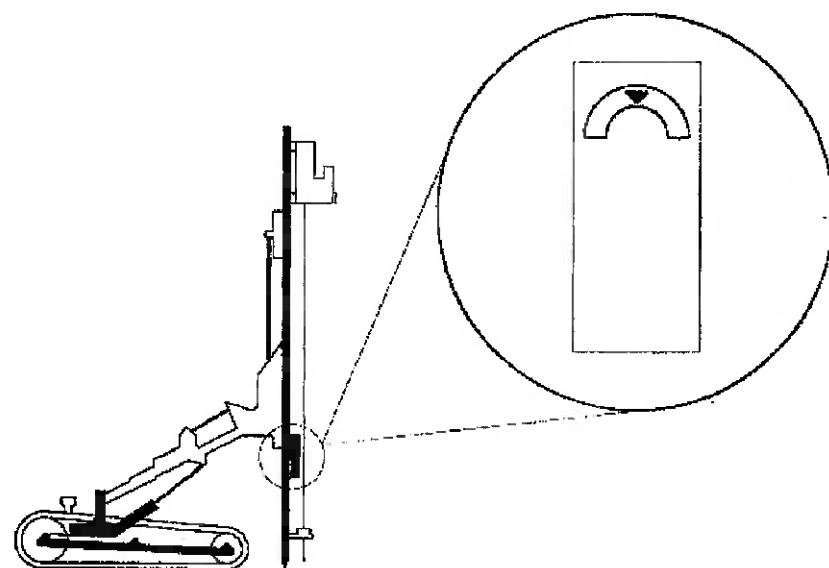


Figura 10: Gabarito de Perfuração Vertical

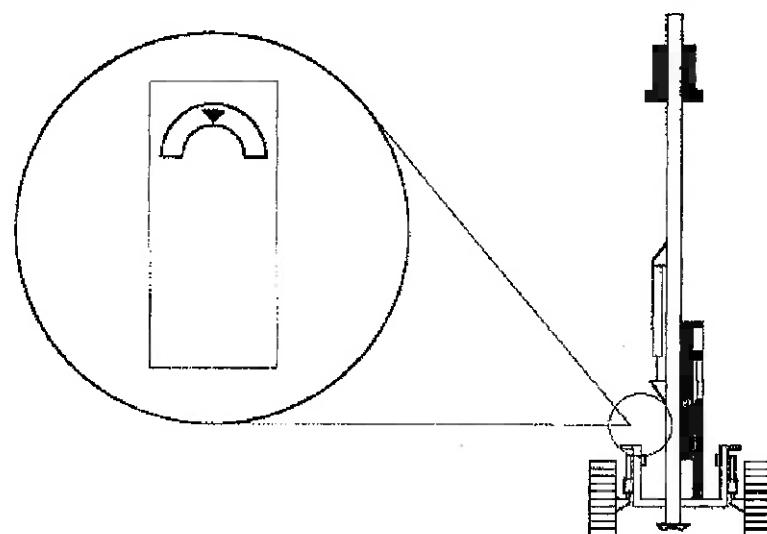


Figura 11: Gabarito de Perfuração Vertical

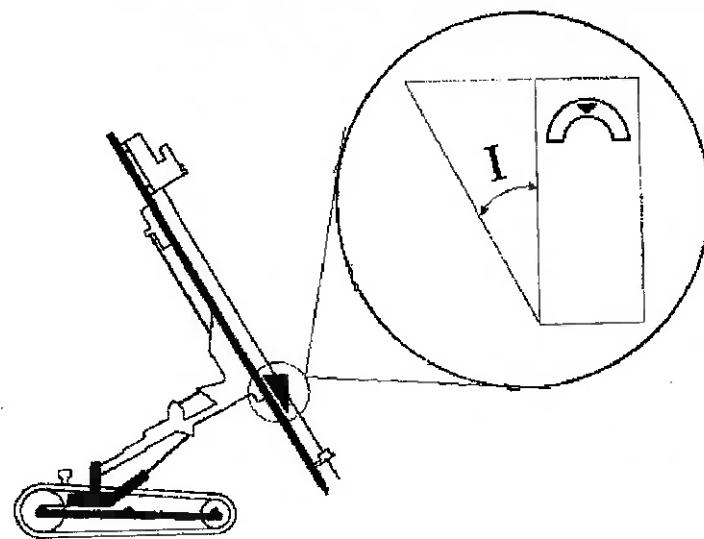


Figura 12: Gabarito de Perfuração Inclinada

Apesar de todos estes cuidados, os desvios de perfuração são inevitáveis, pois o maciço não é homogêneo e apresenta fraturas e planos de fraqueza, pelos quais as hastas tendem a avançar, sem contar a imperícia e falta de treinamento do operador. São por estas razões que a utilização de equipamentos que quantifiquem estes desvios (Boretrak, por exemplo) vem aumentando, e já existem países em que o seu uso é obrigado por lei, como na Inglaterra. As figuras 13 e 14 mostram a configuração de furos desviados.

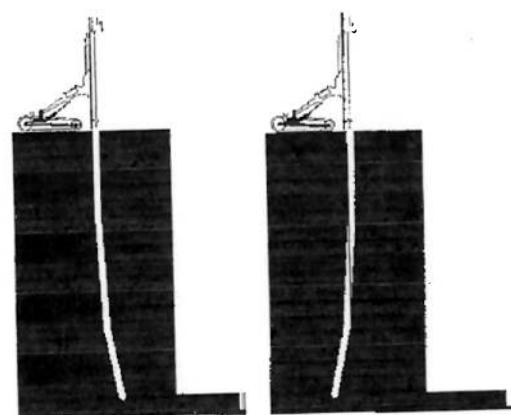


Figura 13: Desvios de Perfuração

BANCADA VISTA DE FRENTE

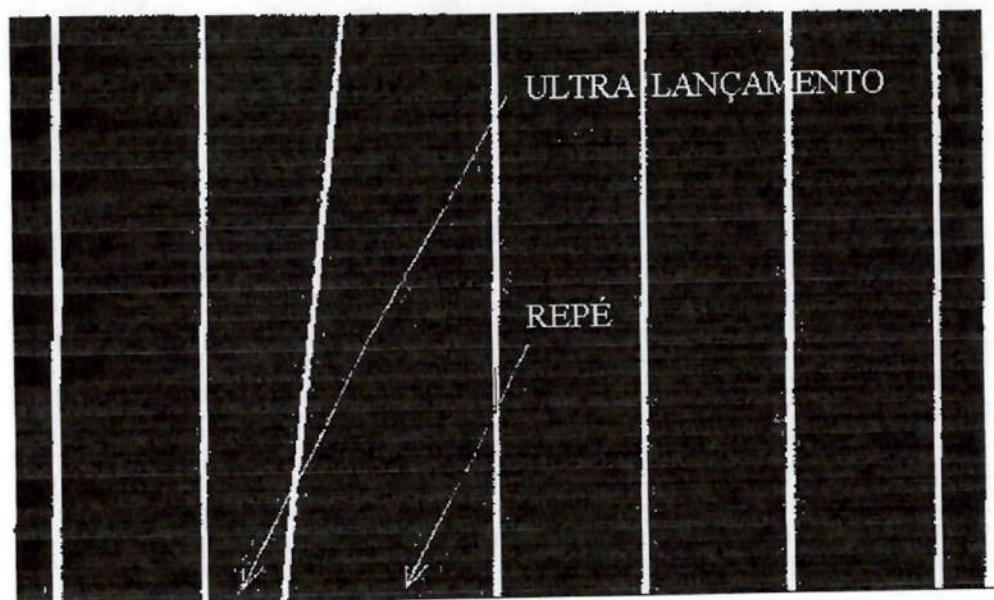


Figura 14: Problemas Devido ao Desvio Lateral de um Furo

Além dos desvios de furação, outra potencial causadora de ultra lançamentos ou repés é a diferença entre o ângulo da bancada e o ângulo do furo, como pode ser observado na figura 15. Na figura da esquerda, poderá haver ultra lançamentos no fundo do furo caso não haja alívio de explosivos, uma vez que o afastamento nesta região é mínimo. Na figura da direita, por sua vez, haverá formação de repés caso não haja um aumento da razão de carga no fundo do furo, onde o afastamento é elevado.

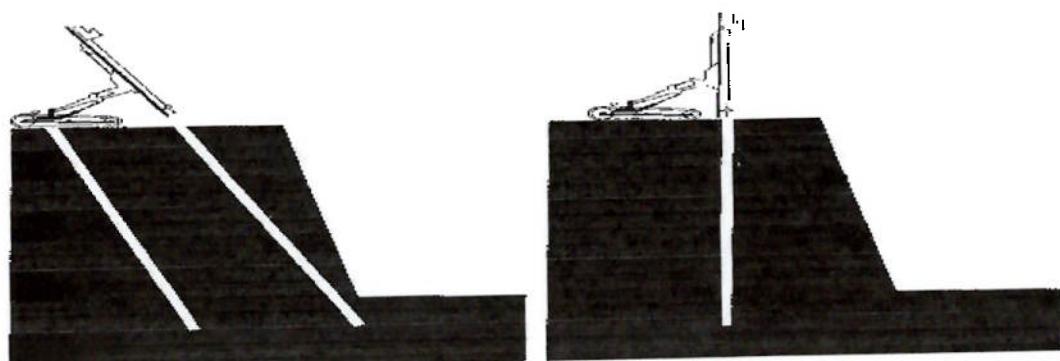


Figura 15: Diferenças entre o Ângulo de Inclinação dos Furos e da Bancada

Tratando especificamente do problema de ultra lançamentos, podemos dizer que ele pode ocorrer se a distância entre o furo e a frente for demasiadamente pequena, ou se a carga de explosivos for excessivamente alta. O primeiro caso pode ocorrer de três maneiras distintas: se a inclinação do furo for maior que o ângulo da face (Figura 16), se no desmonte anterior ocorreu um overbreak (Figura 17), ou ainda no caso do furo ter sofrido um desvio para a frente (Figura 18). Nestes três casos, o uso do Sistema MDL (Quarryman, Boretrak e software) ou outro similar evitaria qualquer possibilidade de acidentes em consequência de ultra lançamentos. Já o segundo caso, no qual o ultra lançamento decorre da excessiva carga de explosivos, é possível de ocorrer principalmente em minas de calcário, em que a presença de pequenos vazios no interior do minério não é rara, como pode ser observado na figura 19. Neste caso, o operador da perfuratriz deve reportar ao responsável pelo carregamento, que deve tomar as providências necessárias (encapsulamento do furo, por exemplo).

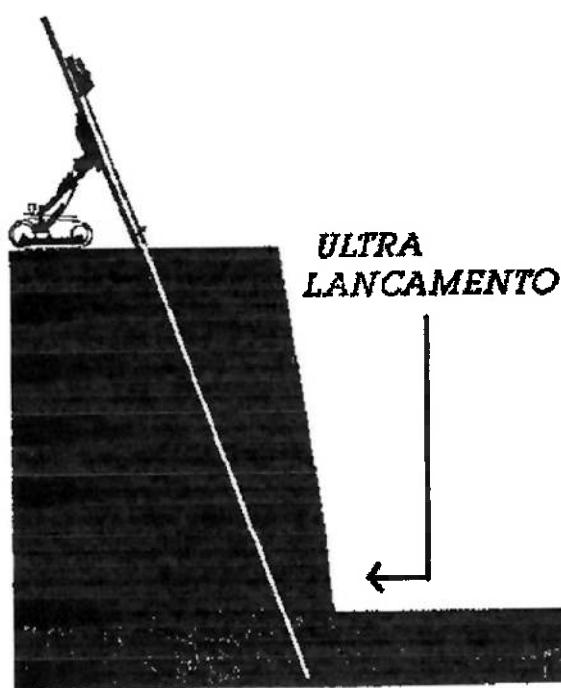


Figura 16: Ultra Lançamento Devido à Diferença entre os Ângulos do Furo e da Bancada

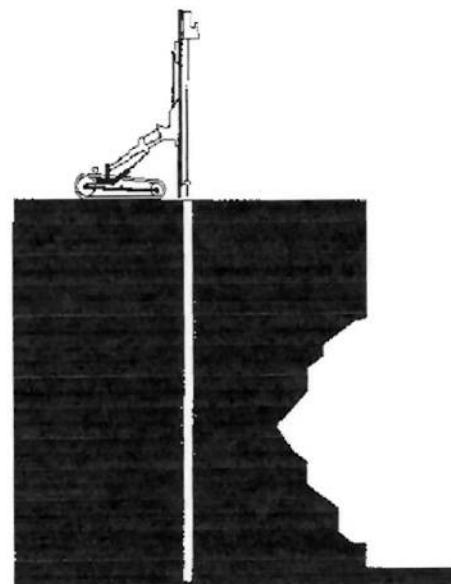


Figura 17: Ultra Lançamento Devido ao Overbreak

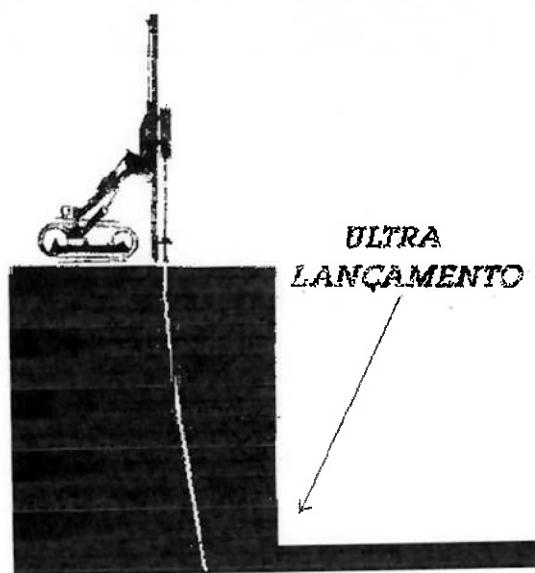


Figura 18: Ultra Lançamento Devido ao Desvio Frontal para Frente

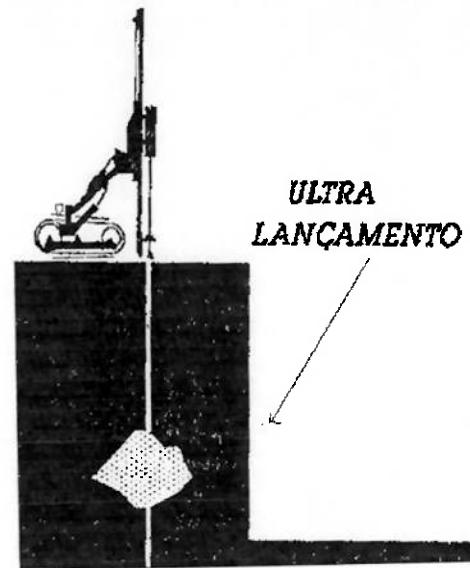


Figura 19: Ultra Lançamento Devido à Existência de Vazios no Interior do Maciço

Já quanto aos repés, estes podem ocorrer em razão de três casos distintos: caso não haja subsfuração; caso a inclinação do furo seja menor que o ângulo da face (figura 20); ou ainda se ocorrerem desvios para trás (figura 21). No primeiro caso, o repé aparecerá principalmente nas bancadas inclinadas, uma vez que a carga de fundo do furo não é capaz de arrancar o pé da bancada. Nos dois outros casos, o repé aparece em virtude das acentuadas distâncias entre o furo e o pé da bancada. Novamente o uso do Sistema MDL pode evitar estes problemas, através da correção da carga de explosivos.

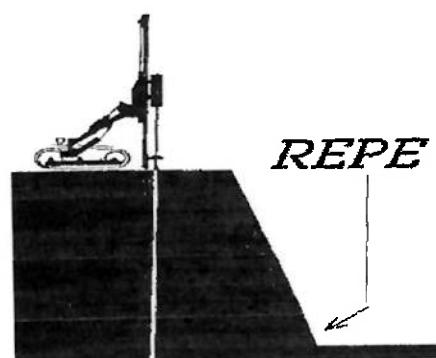


Figura 20: Formação de Repé Devido à menor inclinação do Furo em Relação à Bancada

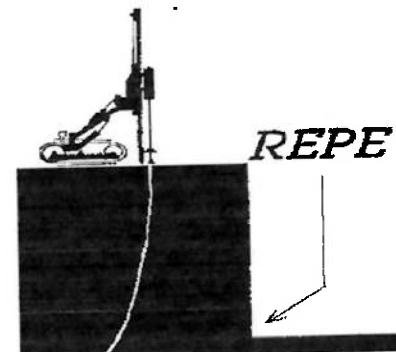


Figura 21: Formação de Repé Devido à Ocorrência de Desvios Frontais para Trás

VI - CONCLUSÃO

Após a realização deste trabalho, pode-se concluir que todos os objetivos foram alcançados, uma vez que foram descritos a ação dos explosivos e dois métodos de dimensionamento do plano de fogo em bancadas. Além disso, a importância da perfuração no sucesso de um desmonte foi levada em consideração, sendo que os meios de avaliar o resultado da perfuração foram explicitados na utilização do Sistema MDL, que também possibilita a visualização tridimensional de bancadas.

Porém, este Sistema, imprescindível no controle e monitoramento de desmontes, apenas dá resultados visuais e numéricos, sendo que a decisão de aumentar a carga explosiva, aliviar ou mesmo não carregar um furo cabe ao engenheiro de minas responsável pela operação de desmonte. Logo, o Sistema MDL é uma ferramenta utilíssima, mas não substitui o engenheiro.

VII - ANEXOS

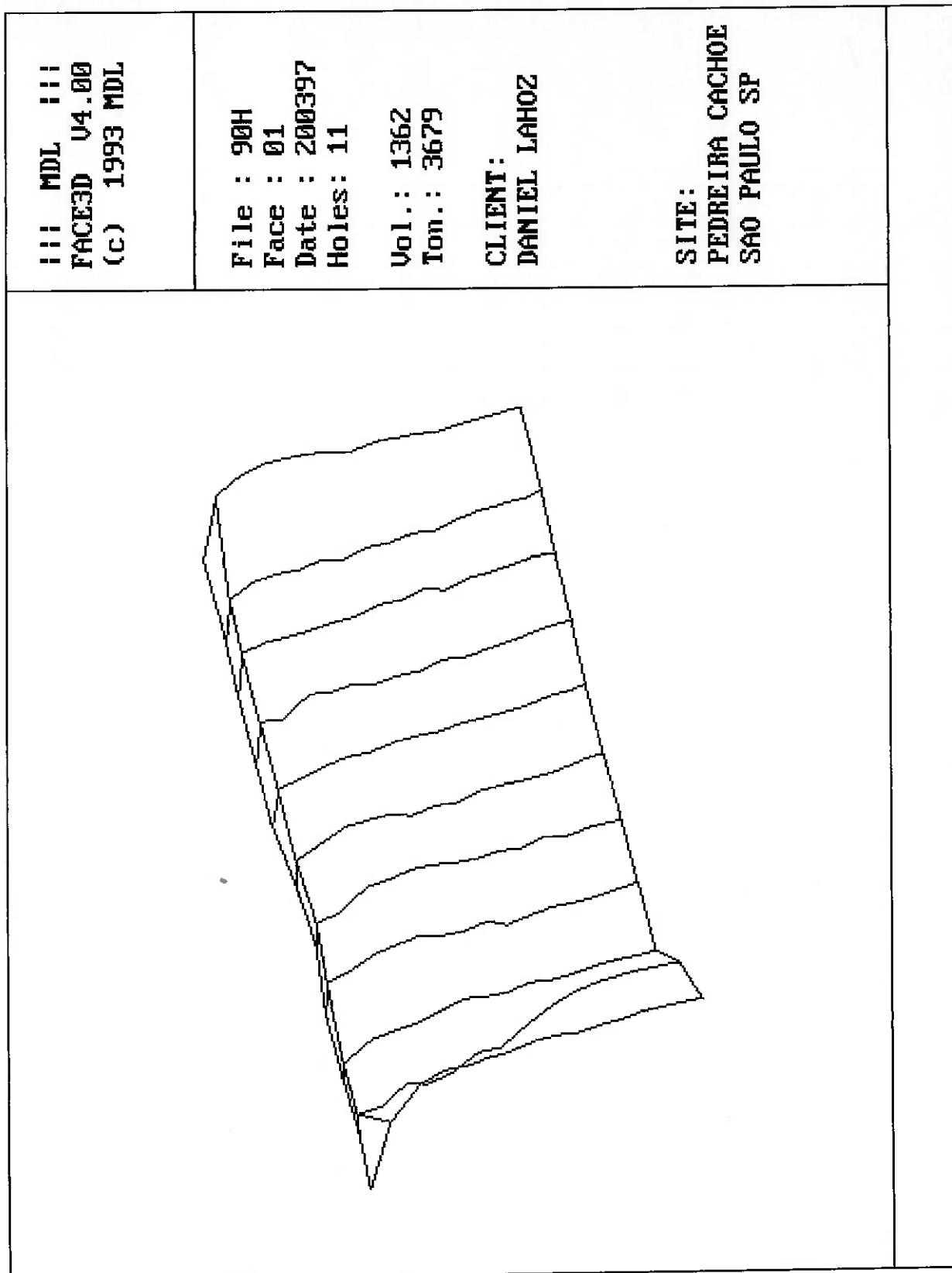
O software gera relatórios bastante simples e com todas as informações necessárias para um perfeito plano de carga. No relatório anexo, a primeira página representa a visão tridimensional da face, com todas as suas saliências e reentrâncias. Além disso, o software calcula o volume e a tonelagem “in situ” da bancada a ser desmontada, permitindo um planejamento da produção.

A página seguinte mostra uma vista em corte frontal, e outra em planta, que permitem uma visualização dos desvios laterais cometidos durante a furação. Além disso, nota-se que o primeiro e último furos apresentam desvios laterais propositais, em razão das faces adjacentes à esta, que formam um ângulo aproximadamente igual ao desvio destes furos. Analisando os outros furos desta bancada, percebe-se uma tendência de desvios para a esquerda, ou por erro de posicionamento da perfuratriz (fig. 9), ou por presença de falhamentos nesta direção. O segundo e o penúltimo furo desta bancada são menores para que não interceptem o primeiro e o último furo, respectivamente.

A seguir são apresentadas tabelas dos furos projetados e executados. Estas tabelas mostram o espaçamento entre os furos, o ângulo de perfuração, o comprimento do furo, a subfuração, o afastamento mínimo e a profundidade em que ele ocorre, e o comprimento do tampão.

Finalmente, são apresentados perfis de cada furo, seguidos por tabelas que mostram os afastamentos projetados e reais de metro em metro, o que possibilita um controle bastante razoável do plano de carregamento de explosivos a ser projetado.

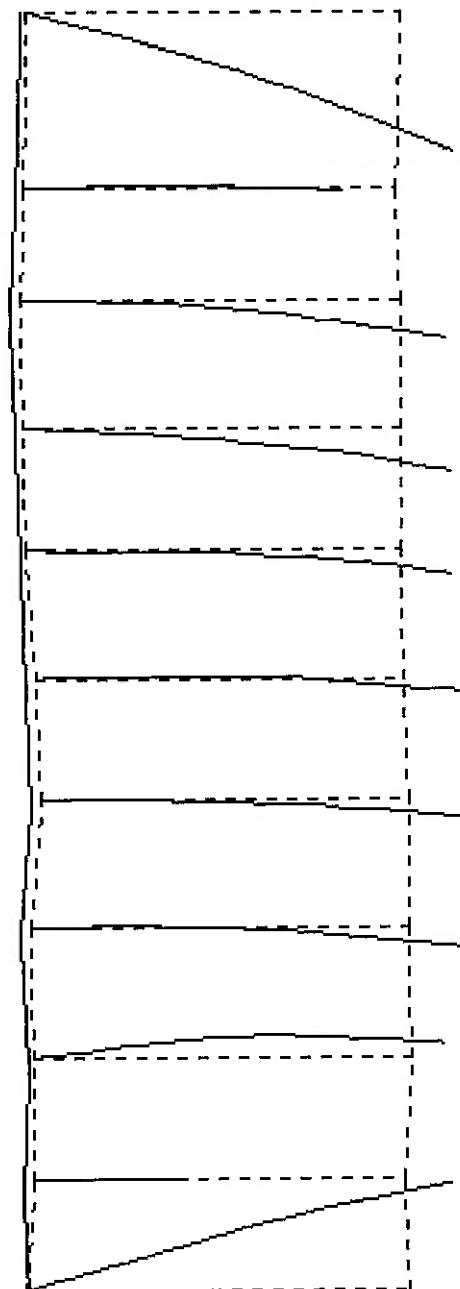
Ainda sobre os perfis, a linha da direita representa a bancada real, com todas as irregularidades levantadas pelo Quarryman, enquanto que a linha pontilhada representa o furo projetado, e a linha cheia representa o furo executado.



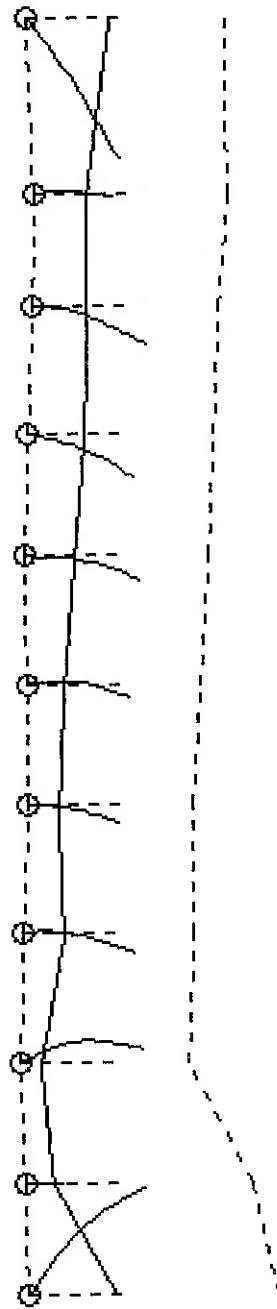
CLIENT: JOULE CONSULTORIAS SITE: PEDREIRAS CANTARE Quarryman (R) System
RUA LUMINÁRIA 289 Measurement Devices Limited
8162/21298 DATE: 29/9/97 Aberdeen AB23 8EW UK
TEL 219 2994 FAX: 90H Copyright 1993 - MDL

Min. Sep. is 1.6m between holes 1 and 2 at 6m and 5.5m respectively.

FACE VIEW



PLAN VIEW



Details of Intended Boreholes Page 1

Face Name 90H Face Number 01 Survey Date 200397

All angles in degrees. All measurements in metres
 Profiles have been edited

NOTE. A=Left Marker, B=Right Marker.
 -ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face
 Average burden does not include stemmed area

Offsets: Left Marker 0.0 Right Marker 0.0

Hole No	Distance Along AB	Offset From AB	Hole Ang	Hole Depth	(Sub Drill)	Bench Height	Min Bur	Depth of Min Bur	Avg Burden	Stem. Depth
1	0.8	0.0	15.0	14.2	0.0	13.6	4.1	2.0	5.0	2.0
2	3.4	0.0	15.0	13.8	0.0	13.7	1.7	3.0	3.3	2.0
3	6.3	0.0	15.0	14.0	0.0	13.7	1.7	2.0	2.2	2.0
4	9.4	0.0	15.0	14.0	0.0	13.8	2.1	9.0	2.3	2.0
5	12.5	0.0	15.0	13.6	0.0	13.5	2.1	2.0	2.4	2.0
6	15.4	0.0	15.0	13.7	0.0	13.6	2.2	7.0	2.3	2.0
7	18.5	0.0	15.0	13.9	0.0	13.6	2.1	2.0	2.5	2.0
8	21.3	0.0	15.0	13.9	0.0	13.7	2.4	2.0	2.7	2.0
9	24.4	0.0	15.0	14.0	0.0	13.9	2.2	2.0	2.7	2.0
10	27.1	0.0	15.0	13.8	0.0	13.7	2.5	3.0	2.8	2.0
11	31.2	0.0	15.0	13.9	0.0	13.7	3.2	11.0	3.5	2.0

Details of Actual Boreholes Page 1

Face Name 90H Face Number 01 Survey Date 200397

All angles in degrees. All measurements in metres

Profiles have been edited

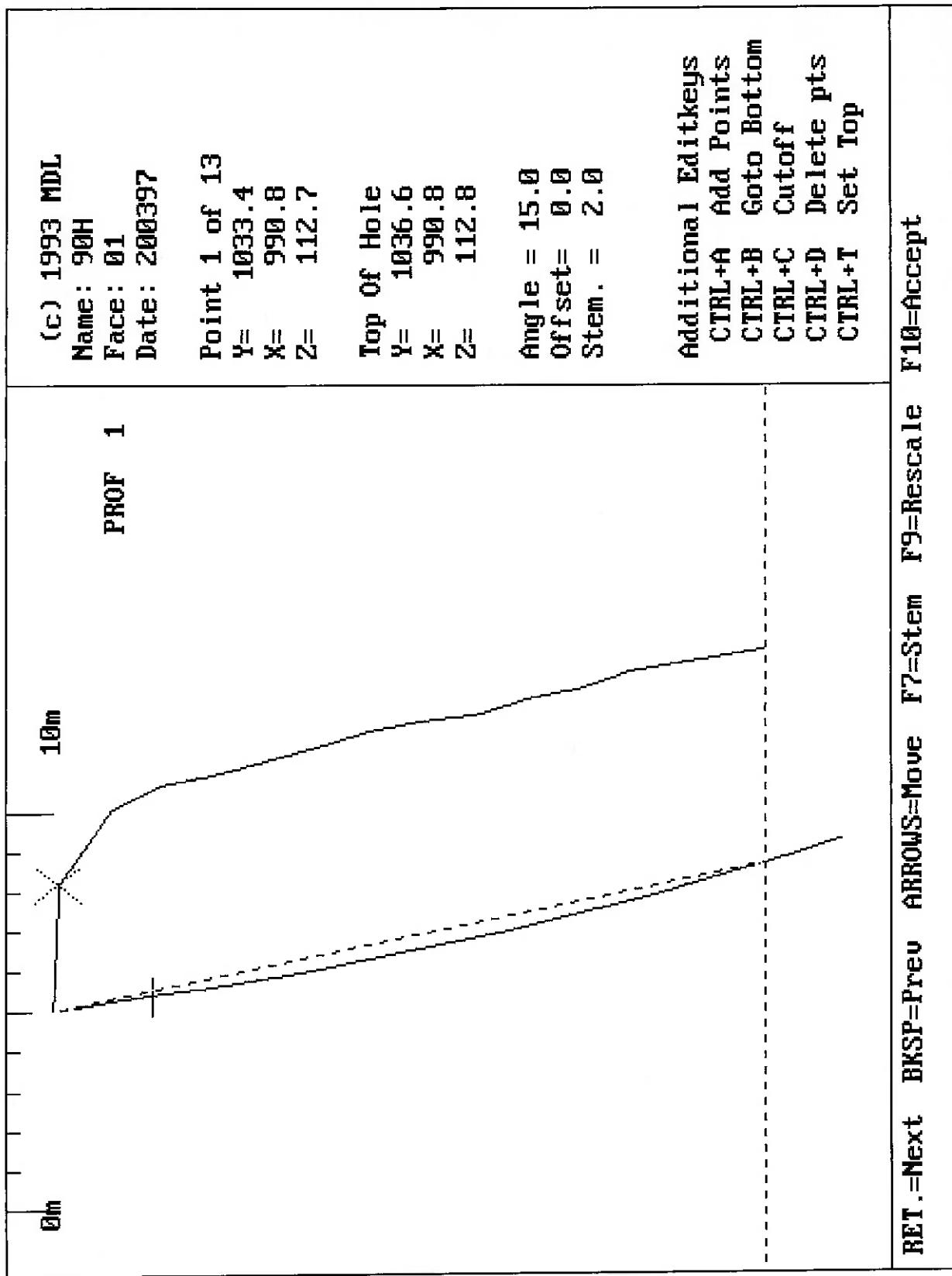
NOTE. A=Left Marker, B=Right Marker.

-ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face

Average burden does not include stemmed area

Offsets: Left Marker 0.0 Right Marker 0.0

Hole No	Int. Angle	Max Dev	Y Dev	Max X Depth	Hole Int	Diff Drill	Sub Int	Diff Int	Min Bur	Diff Int	MB Depth	Diff Int	Stem. Dep.
1	15.0	4.3	2.6	16.0	-1.8	1.8	-1.8	4.6	-0.4	2.0	0.0	0.0	2.0
2	15.0	1.3	0.0	5.5	8.3	-8.3	8.3	1.8	-0.1	3.0	0.0	0.0	2.0
3	15.0	4.4	0.5	15.3	-1.3	1.3	-1.3	1.8	-0.0	2.0	0.0	0.0	2.0
4	15.0	4.0	0.1	16.0	-2.0	2.0	-2.0	2.3	-0.2	2.0	7.0	2.0	
5	15.0	3.3	-0.0	15.5	-1.9	1.9	-1.9	2.3	-0.3	2.0	0.0	0.0	2.0
6	15.0	3.7	0.0	15.5	-1.8	1.8	-1.8	2.4	-0.2	5.0	2.0	2.0	
7	15.0	4.1	-0.0	15.8	-1.9	1.9	-1.9	2.2	-0.1	2.0	0.0	0.0	2.0
8	15.0	3.8	-0.0	15.7	-1.8	1.8	-1.8	2.6	-0.2	2.0	0.0	0.0	2.0
9	15.0	4.0	-0.0	15.7	-1.7	1.7	-1.7	2.3	-0.1	2.0	0.0	0.0	2.0
10	15.0	2.8	0.1	11.7	2.1	-2.1	2.1	2.7	-0.2	2.0	1.0	2.0	
11	15.0	3.3	-0.2	16.0	-2.1	2.1	-2.1	3.8	-0.6	2.0	9.0	2.0	



Face Name 90H Face Number 01 Survey Date 200397 Profile 1

Hole/Profile Data: Distance along 0.8 Offset 0.0

Bench Height 13.6 Drill Angle (Int) 15.0 Stem 2.0 Volume 195.8 Cu mt

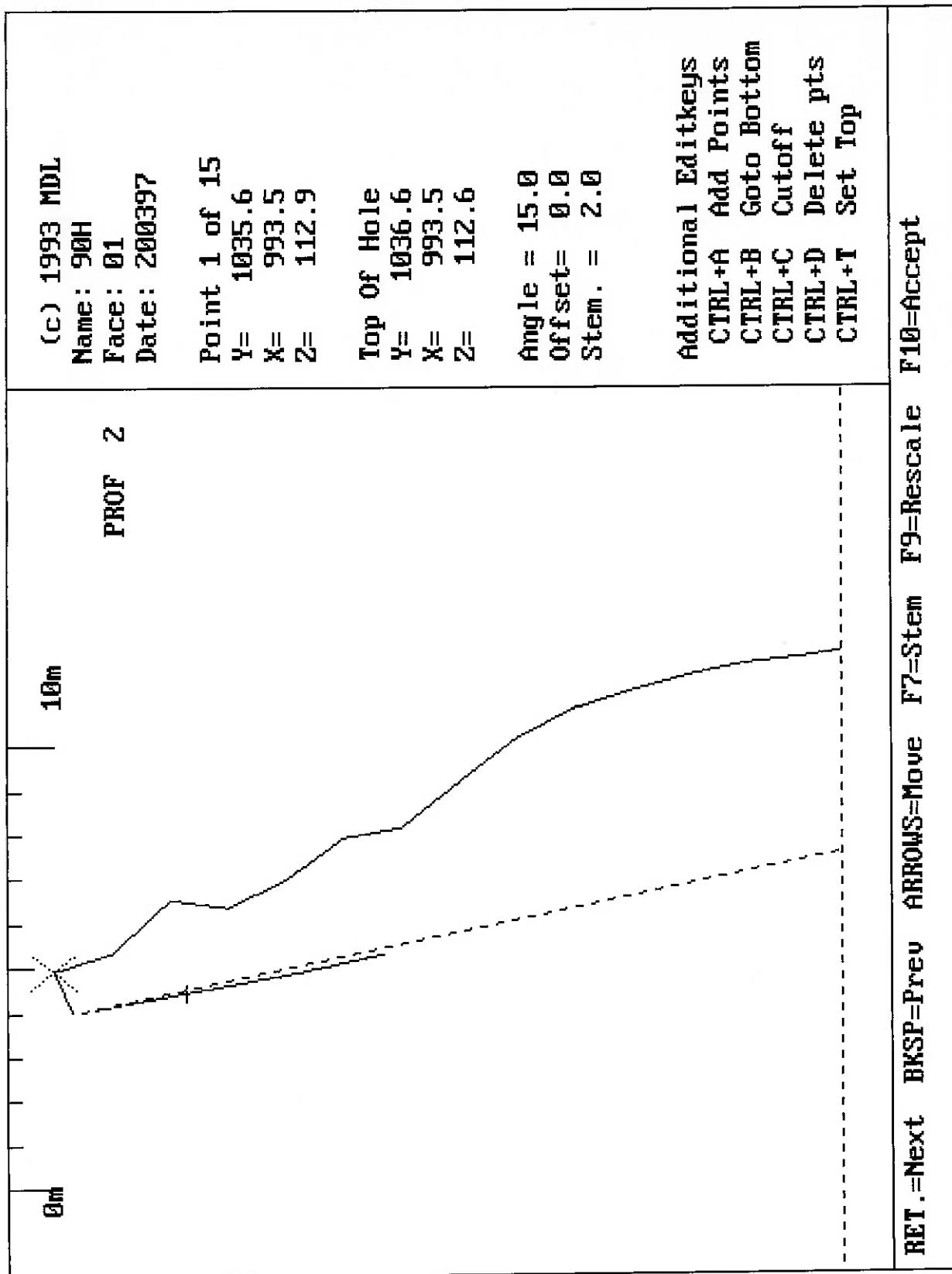
Hole Y Posn 1036.6 X Posn 990.8 Elevation 112.8

NOTE.

-ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face

All measurements are in metres

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak		Remarks
			Depth	Burden	
0.0	Invalid		0.0	Invalid	
1.0	3		1.0	3.4	10% heavier
2.0	4.1	Minimum	2.0	4.5	10% heavier
3.0	4.7		3.0	5.1	
4.0	4.9		4.0	5.1	
5.0	4.9		5.0	5.2	
6.0	4.9		6.0	5.3	
7.0	5		7.0	5.4	
8.0	5.1		8.0	5.5	
9.0	5.1		9.0	5.5	
10.0	5		10.0	5.3	
11.0	5.1		11.0	5.4	
12.0	5.1		12.0	5.3	
13.0	5.3		13.0	5.3	
14.0	5.2		14.0	5.3	
14.2	5.2		14.2	5.2	
16.0			16.0	5	



Face Name 90H

Face Number 01

Survey Date 200397

Profile 2

Hole/Profile Data: Distance along 3.4 Offset 0.0

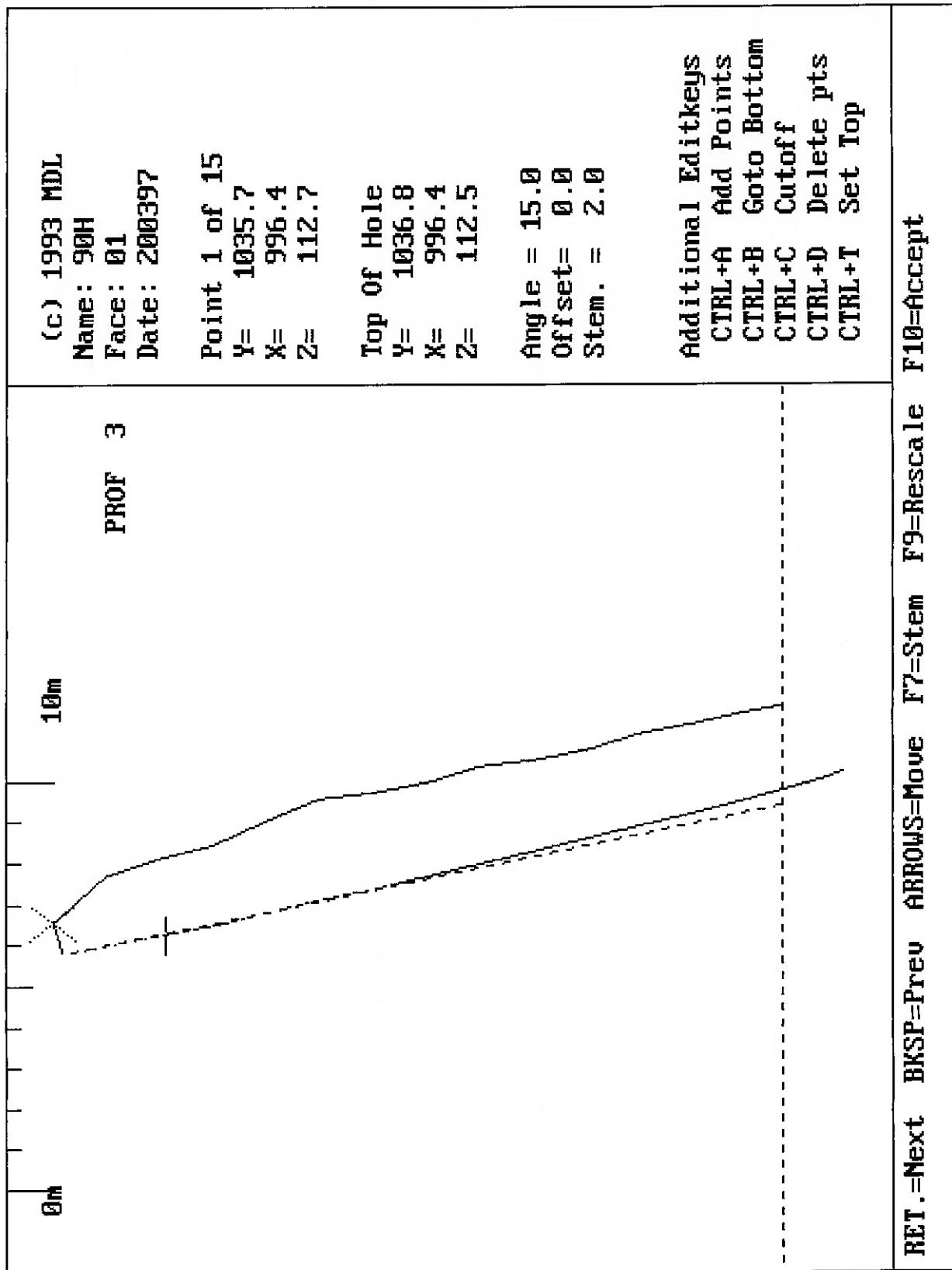
Bench Height 13.7 Drill Angle (Int) 15.0 Stem 2.0 Volume 72.5 Cu mt

Hole Y Posn 1036.6 X Posn 993.5 Elevation 112.6

NOTE.

-ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face
 All measurements are in metres

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak		Remarks
			Depth	Burden	
0.0	.9		0.0	.9	
1.0	1.1		1.0	1.2	
2.0	1.8		2.0	1.9	
3.0	1.6	Minimum	3.0	1.7	Minimum
4.0	1.8		4.0	2	
5.0	2.3		5.0	2.4	
6.0	2.5		6.0	2.7	



Face Name 90H Face Number 01 Survey Date 200397 Profile 3

Hole/Profile Data: Distance along 6.3 Offset 0.0

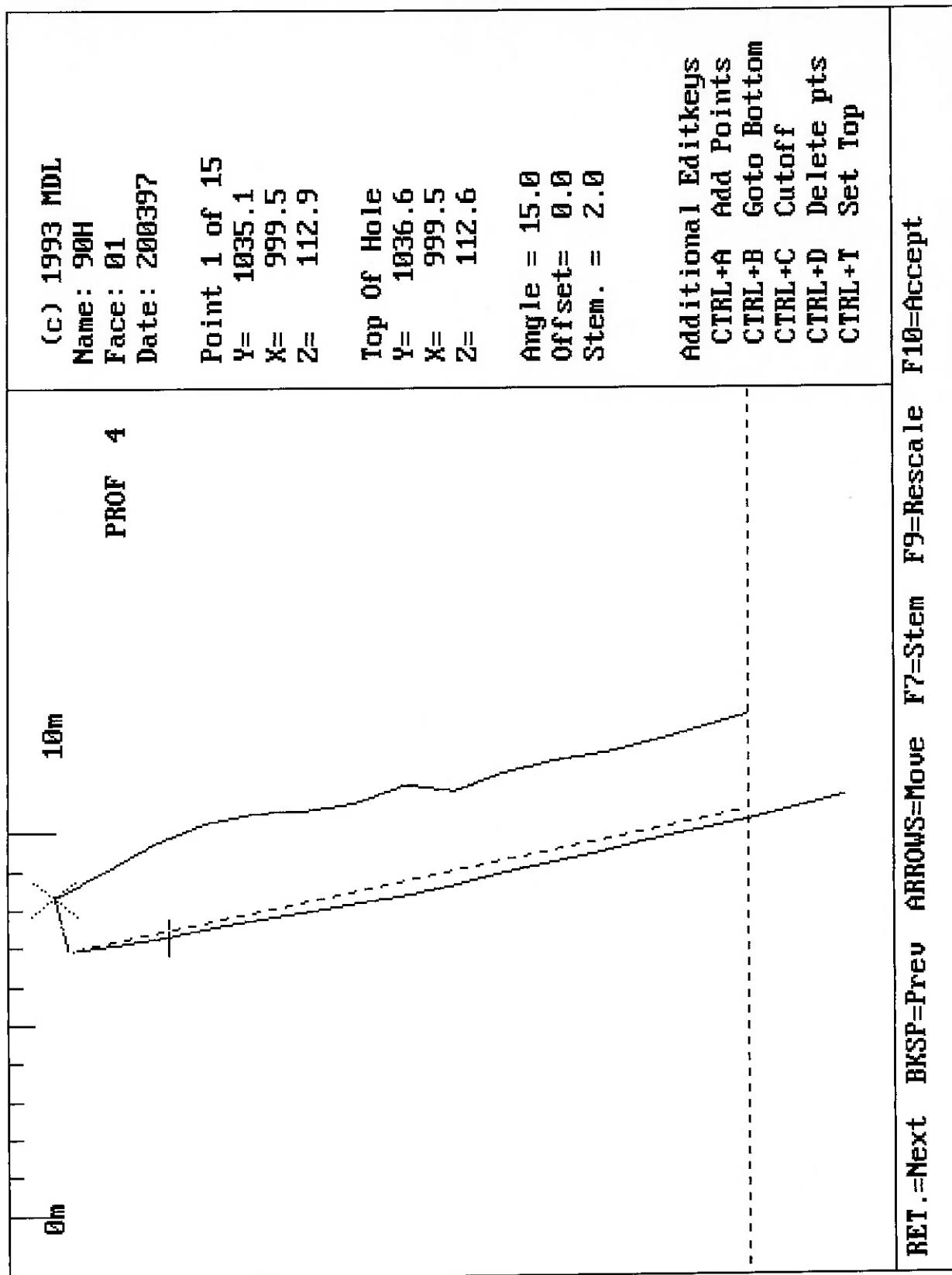
Bench Height 13.7 Drill Angle (Int) 15.0 Stem 2.0 Volume 84.3 Cu mt

Hole Y Posn 1036.8 X Posn 996.4 Elevation 112.5

NOTE.

-ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face
 All measurements are in metres

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak		Remarks
			Depth	Burden	
0.0	.7		0.0	.7	
1.0	1.4		1.0	1.4	
2.0	1.7	Minimum	2.0	1.7	Minimum
3.0	1.8		3.0	1.8	
4.0	2		4.0	2	
5.0	2.2		5.0	2.2	
6.0	2.3		6.0	2.3	
7.0	2.2		7.0	2.2	
8.0	2.3		8.0	2.2	
9.0	2.3		9.0	2.2	
10.0	2.2		10.0	2.1	
11.0	2.2		11.0	2	
12.0	2.3		12.0	2.1	
13.0	2.3		13.0	2	11% lighter
14.0	2.3		14.0	2	14% lighter
15.0			15.0	Invalid	
15.3			15.3	Invalid	



Face Name 90H Face Number 01 Survey Date 200397 Profile 4

Hole/Profile Data: Distance along 9.4 Offset 0.0

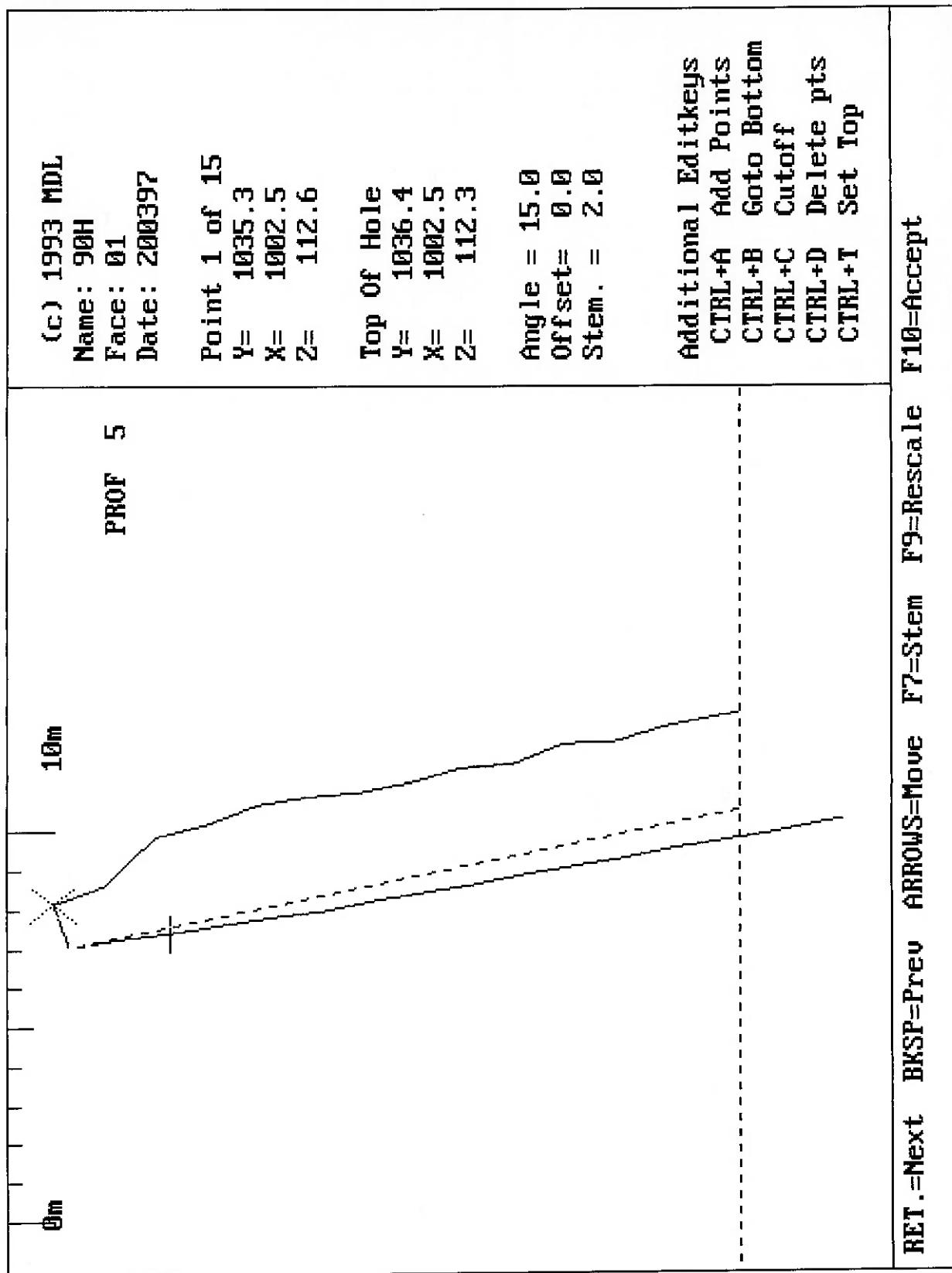
Bench Height 13.8 Drill Angle (Int) 15.0 Stem 2.0 Volume 106.6 Cu mt

Hole Y Posn 1036.6 X Posn 999.5 Elevation 112.6

NOTE.

-ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face
 All measurements are in metres

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak		Remarks
			Depth	Burden	
0.0	1.4		0.0	1.4	
1.0	1.7		1.0	1.8	
2.0	2.1		2.0	2.3	Minimum
3.0	2.4		3.0	2.5	
4.0	2.5		4.0	2.7	
5.0	2.3		5.0	2.6	
6.0	2.2		6.0	2.5	12% heavier
7.0	2.3		7.0	2.6	15% heavier
8.0	2.2		8.0	2.5	15% heavier
9.0	2.1	Minimum	9.0	2.4	15% heavier
10.0	2.2		10.0	2.5	14% heavier
11.0	2.2		11.0	2.5	13% heavier
12.0	2.1		12.0	2.4	12% heavier
13.0	2.2		13.0	2.4	10% heavier
14.0	2.3		14.0	2.5	10% heavier
14.0	2.3		14.0	Invalid	
16.0			16.0	Invalid	



Face Name 90H Face Number 01 Survey Date 200397 Profile 5

Hole/Profile Data: Distance along 12.5 Offset 0.0

Bench Height 13.5 Drill Angle (Int) 15.0 Stem 2.0 Volume 106.2 Cu mt

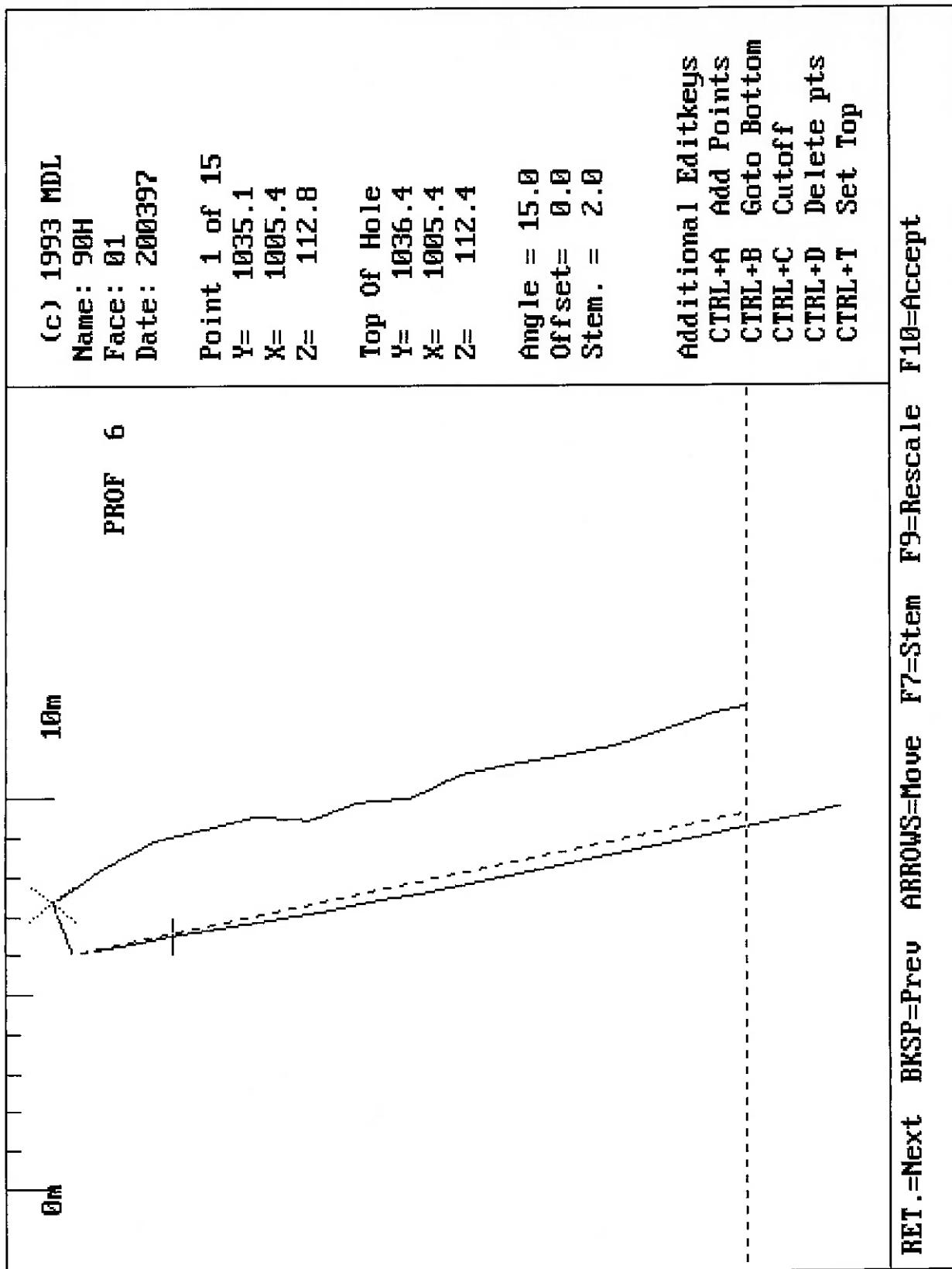
Hole Y Posn 1036.4 X Posn 1002.5 Elevation 112.3

NOTE.

-ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face

All measurements are in metres

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak		Remarks
			Depth	Burden	
0.0	1.1		0.0	1.1	
1.0	1.3		1.0	1.4	
2.0	2	Minimum	2.0	2.3	Minimum
3.0	2.3		3.0	2.5	13% heavier
4.0	2.4		4.0	2.8	10% heavier
5.0	2.5		5.0	2.9	13% heavier
6.0	2.4		6.0	2.8	13% heavier
7.0	2.3		7.0	2.8	16% heavier
8.0	2.3		8.0	2.8	19% heavier
9.0	2.3		9.0	2.8	21% heavier
10.0	2.3		10.0	2.9	22% heavier
11.0	2.4		11.0	3	24% heavier
12.0	2.3		12.0	2.9	24% heavier
13.0	2.3		13.0	3	28% heavier
13.6	2.3		13.6	3.1	28% heavier
15.0		Invalid	15.0		30% heavier
15.5		Invalid	15.5		



Face Name 90H Face Number 01 Survey Date 200397 Profile 6

Hole/Profile Data: Distance along 15.4 Offset 0.0

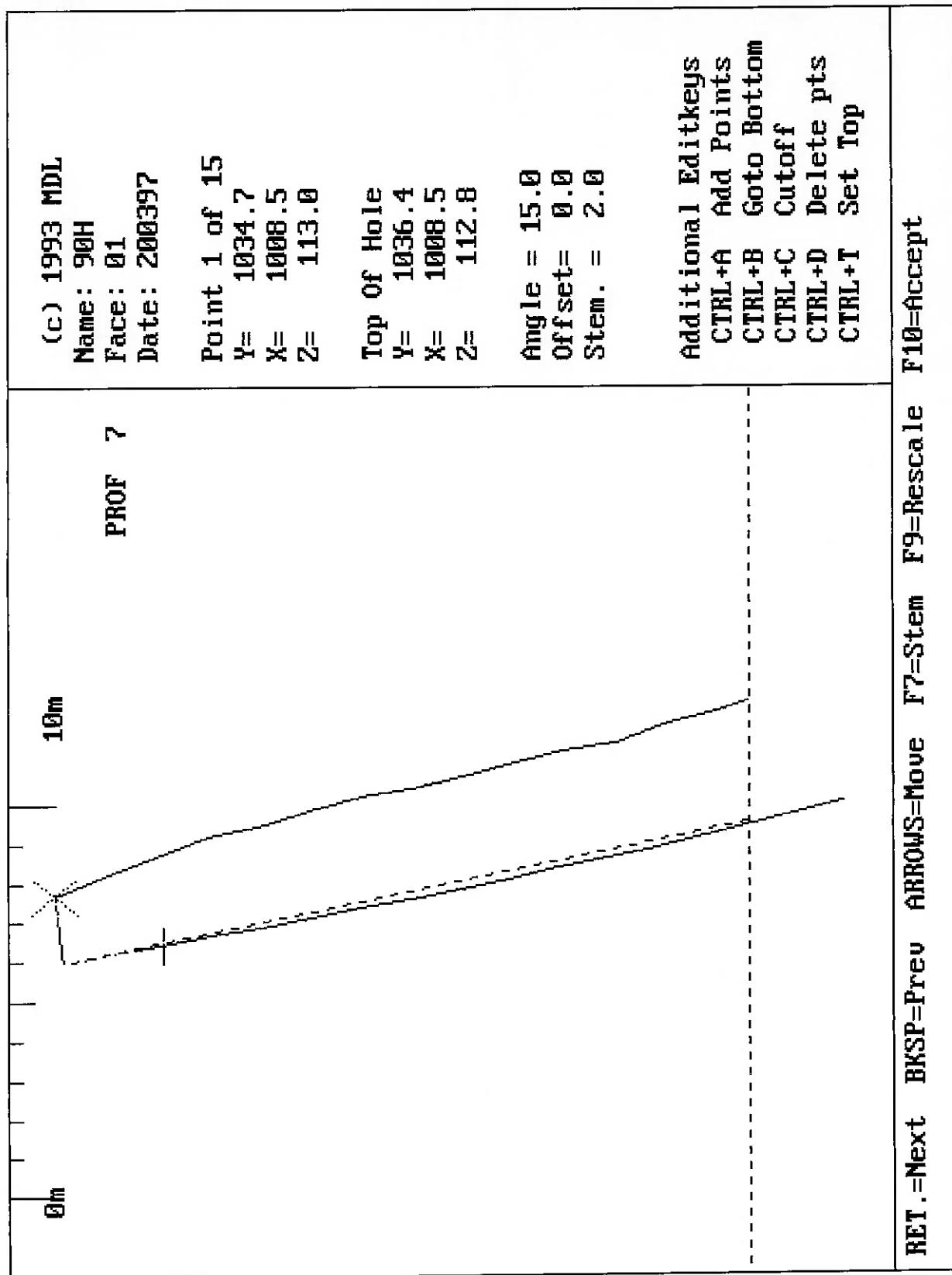
Bench Height 13.6 Drill Angle (Int) 15.0 Stem 2.0 Volume 101.4 Cu mt

Hole Y Posn 1036.4 X Posn 1005.4 Elevation 112.4

NOTE.

-ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face
 All measurements are in metres

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak		Remarks
			Depth	Burden	
0.0	1.2		0.0	1.2	
1.0	1.8		1.0	1.9	
2.0	2.2		2.0	2.3	
3.0	2.3		3.0	2.5	
4.0	2.4		4.0	2.6	
5.0	2.1		5.0	2.3	Minimum
6.0	2.1		6.0	2.4	13% heavier
7.0	2.1	Minimum	7.0	2.4	13% heavier
8.0	2.2		8.0	2.5	14% heavier
9.0	2.4		9.0	2.7	14% heavier
10.0	2.3		10.0	2.7	15% heavier
11.0	2.3		11.0	2.6	14% heavier
12.0	2.3		12.0	2.7	14% heavier
13.0	2.5		13.0	2.8	15% heavier
13.7	2.6		13.7	2.9	14% heavier
15.0			15.0	Invalid	
15.5			15.5	Invalid	



Face Name 90H Face Number 01 Survey Date 200397 Profile 7

Hole/Profile Data: Distance along 18.5 Offset 0.0

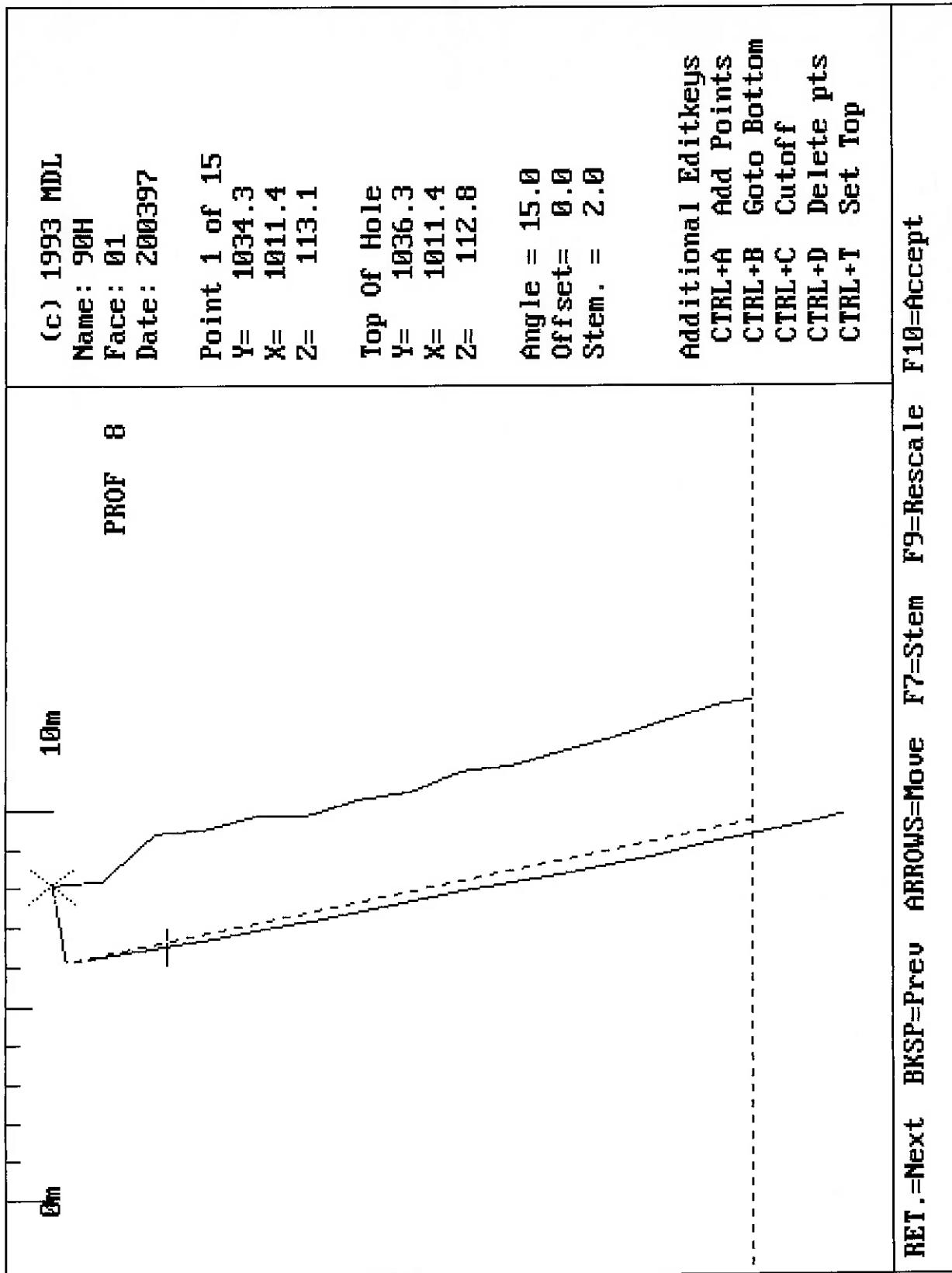
Bench Height 13.6 Drill Angle (Int) 15.0 Stem 2.0 Volume 108.5 Cu mt

Hole Y Posn 1036.4 X Posn 1008.5 Elevation 112.8

NOTE.

-ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face
 All measurements are in metres

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak		Remarks
			Depth	Burden	
0.0	1.7		0.0	1.7	
1.0	1.8		1.0	1.9	
2.0	2	Minimum	2.0	2.1	Minimum
3.0	2.2		3.0	2.3	
4.0	2.3		4.0	2.4	
5.0	2.4		5.0	2.5	
6.0	2.5		6.0	2.7	
7.0	2.5		7.0	2.7	
8.0	2.5		8.0	2.7	
9.0	2.5		9.0	2.7	
10.0	2.6		10.0	2.8	
11.0	2.6		11.0	2.8	
12.0	2.6		12.0	2.8	
13.0	2.8		13.0	2.9	
13.9	2.8		13.9	2.9	
15.0			15.0	Invalid	
15.8			15.8	Invalid	



Face Name 90H Face Number 01 Survey Date 200397 Profile 8

Hole/Profile Data: Distance along 21.3 Offset 0.0

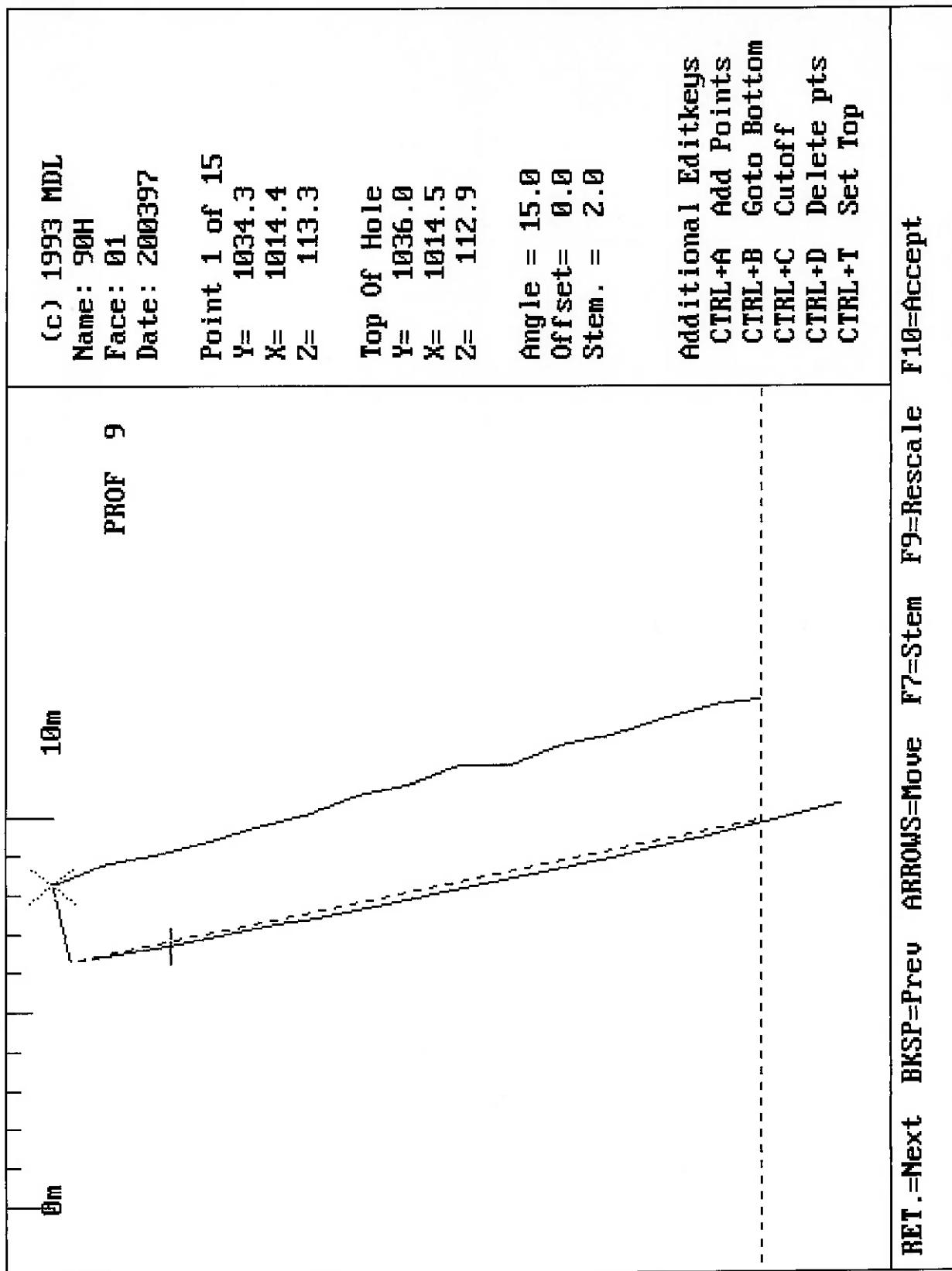
Bench Height 13.7 Drill Angle (Int) 15.0 Stem 2.0 Volume 118.7 Cu mt

Hole Y Posn 1036.3 X Posn 1011.4 Elevation 112.8

NOTE.

-ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face
 All measurements are in metres

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak		Remarks
			Depth	Burden	
0.0	1.9		0.0	1.9	
1.0	1.8		1.0	1.9	
2.0	2.3	Minimum	2.0	2.5	Minimum
3.0	2.6		3.0	2.7	
4.0	2.6		4.0	2.8	
5.0	2.5		5.0	2.7	
6.0	2.4		6.0	2.7	
7.0	2.5		7.0	2.7	
8.0	2.5		8.0	2.8	
9.0	2.6		9.0	2.9	10% heavier
10.0	2.6		10.0	2.9	12% heavier
11.0	2.7		11.0	3	12% heavier
12.0	2.8		12.0	3.1	11% heavier
13.0	2.9		13.0	3.2	11% heavier
13.9	3		13.9	3.3	11% heavier
15.0		Invalid	15.0		
15.7		Invalid	15.7		



Face Name 90H Face Number 01 Survey Date 200397 Profile 9

Hole/Profile Data: Distance along 24.4 Offset 0.0

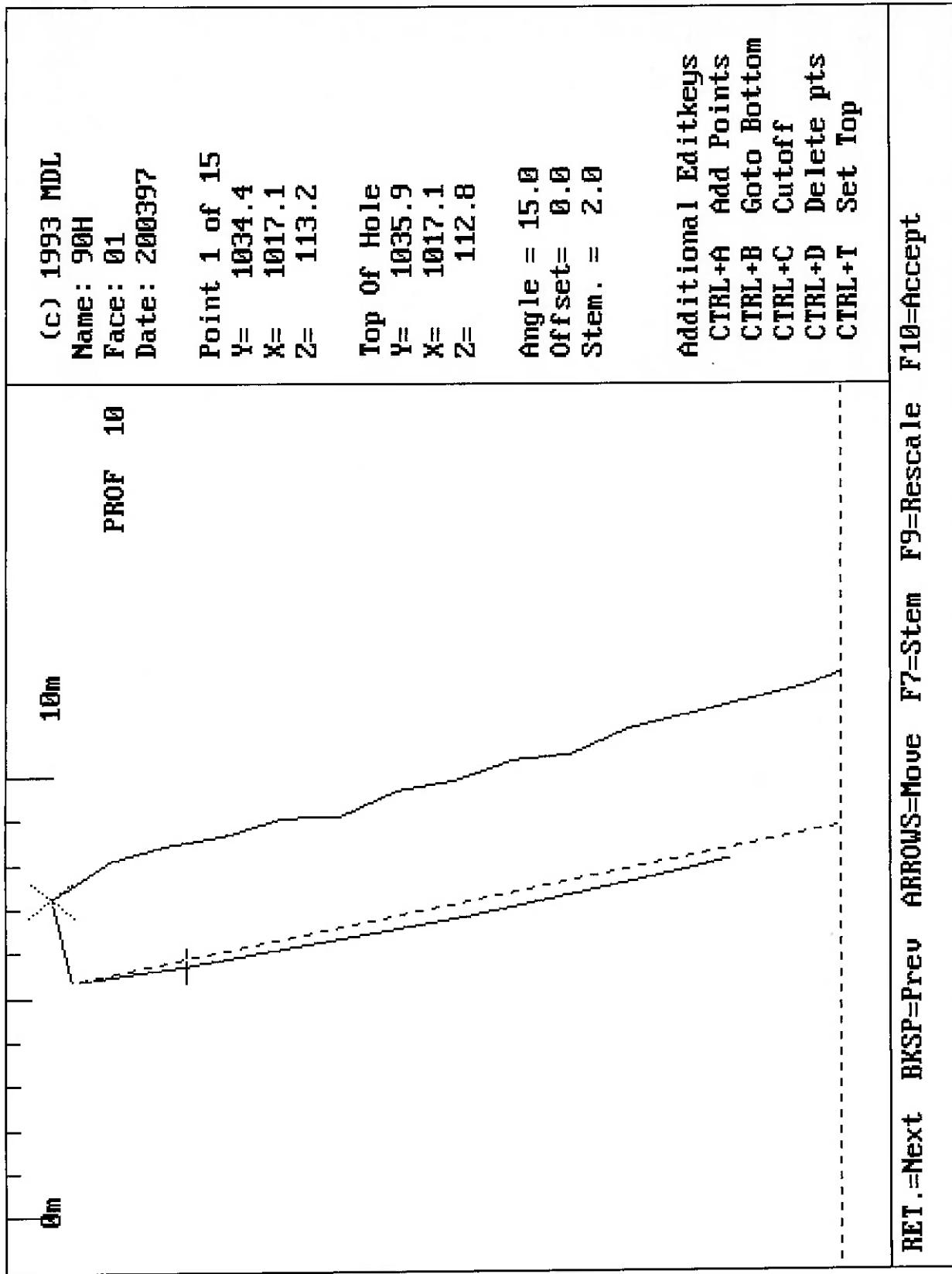
Bench Height 13.9 Drill Angle (Int) 15.0 Stem 2.0 Volume 112.9 Cu mt

Hole Y Posn 1036.0 X Posn 1014.5 Elevation 112.9

NOTE.

-ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face
 All measurements are in metres

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak		Remarks
			Depth	Burden	
0.0	1.9		0.0	1.9	
1.0	2.1		1.0	2.2	
2.0	2.2	Minimum	2.0	2.3	Minimum
3.0	2.2		3.0	2.3	
4.0	2.3		4.0	2.5	
5.0	2.4		5.0	2.5	
6.0	2.5		6.0	2.7	
7.0	2.6		7.0	2.8	
8.0	2.7		8.0	2.9	
9.0	2.7		9.0	2.9	
10.0	2.6		10.0	2.8	
11.0	2.8		11.0	3	
12.0	2.8		12.0	3	
13.0	2.9		13.0	3.1	
14.0	3		14.0	3.1	
14.0	3		14.0	Invalid	
15.7			15.7	Invalid	



Face Name 90H Face Number 01 Survey Date 200397 Profile 10

Hole/Profile Data: Distance along 27.1 Offset 0.0

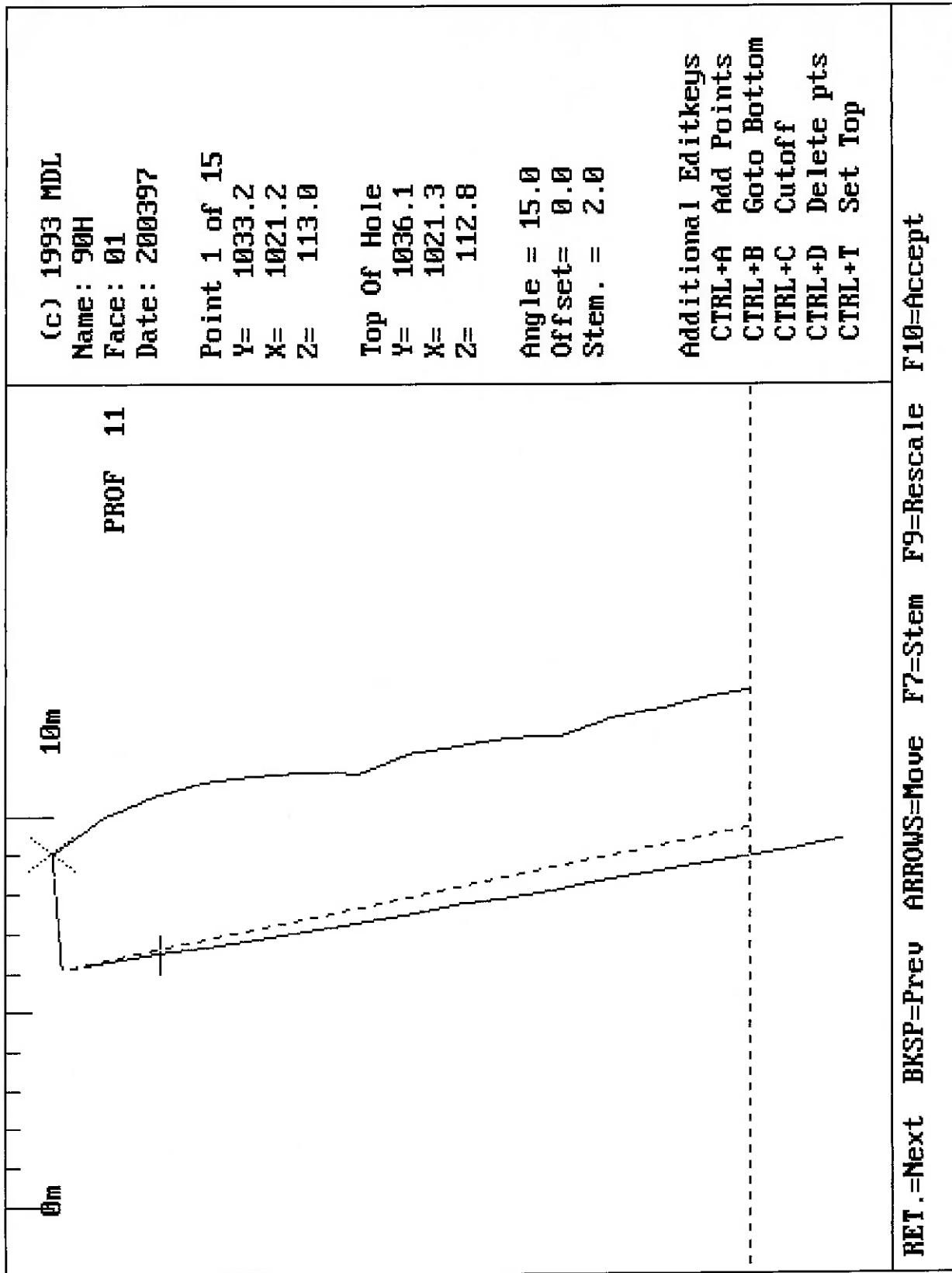
Bench Height 13.7 Drill Angle (Int) 15.0 Stem 2.0 Volume 129.6 Cu mt

Hole Y Posn 1035.9 X Posn 1017.1 Elevation 112.8

NOTE.

-ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face
 All measurements are in metres

Intended		Remarks	Boretrak		Remarks
Depth	Burden		Depth	Burden	
0.0	1.8	Minimum	0.0	1.8	
1.0	2.3		1.0	2.4	
2.0	2.5		2.0	2.7	Minimum
3.0	2.5		3.0	2.7	
4.0	2.6		4.0	2.8	
5.0	2.5		5.0	2.8	
6.0	2.6		6.0	2.9	12% heavier
7.0	2.7		7.0	3	11% heavier
8.0	2.7		8.0	3.1	12% heavier
9.0	2.8		9.0	3.1	11% heavier
10.0	2.8		10.0	3.1	10% heavier
11.0	3		11.0	3.3	
12.0	3.1		12.0	3.3	



Face Name 90H Face Number 01 Survey Date 200397 Profile 11

Hole/Profile Data: Distance along 31.2 Offset 0.0

Bench Height 13.7 Drill Angle (Int) 15.0 Stem 2.0 Volume 226.2 Cu mt

Hole Y Posn 1036.1 X Posn 1021.3 Elevation 112.8

NOTE.

-ve Offset=Towards Face, +ve Offset=Away From Face
 All measurements are in metres

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak		Remarks
			Depth	Burden	
0.0	2.9		0.0	2.9	
1.0	3.1		1.0	3.3	
2.0	3.5		2.0	3.7	Minimum
3.0	3.8		3.0	4	
4.0	3.8		4.0	4.1	
5.0	3.7		5.0	4	
6.0	3.5		6.0	3.9	
7.0	3.3		7.0	3.7	13% heavier
8.0	3.5		8.0	4	12% heavier
9.0	3.4		9.0	4	14% heavier
10.0	3.4		10.0	3.9	16% heavier
11.0	3.2	Minimum	11.0	3.8	19% heavier
12.0	3.3		12.0	4	19% heavier
13.0	3.3		13.0	4	20% heavier
13.9	3.4		13.9	4.1	21% heavier
15.0			15.0	4.1	
16.0			16.0	Invalid	

VIII - BIBLIOGRAFIA

- EXPLO - INDÚSTRIAS QUÍMICAS E EXPLOSIVOS S.A. Técnicas básicas de desmonte de desmonte de rocha. Lorena, s.d.
- LANGEFORS, U.; KIHLSTROM, B. Tecnica moderna de voladura de rocas. Bilbao, Urmo, 1968.
- LOPEZ JIMENO, C.; LOPEZ JIMENO, E.; AYALA CARCEDO, F. J. Drilling and blasting of rocks. Trad. de Yvonne Visser de Ramiro. Rotterdam, A.A. Balkema, 1995.
- OLOFSSON, S. O. Applied explosives technology for construction and mining. 2. ed. Arla, Applex, 1990.
- PERSSON, P. A.; HOLMBERG, R.; LEE, J. Rock blasting and explosives engineering. CRC Press, 1994.
- SEN, G. C. Blasting technology for mining and civil engineers. UNSW Press, 1995.
- WEYNES, G. R. S. Segurança no uso de explosivos. In: HENNIES, W. T. Segurança na mineração e no uso de explosivos. 2. ed. São Paulo, FUNDACENTRO, 1986.