UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO – ECOLA DE MINAS
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL



OTIMIZAÇÃO DA PERFURAÇÃO E DA SEGURANÇA NOS DESMONTES DE AGREGADOS ATRAVÉS DOS SISTEMAS *LASER PROFILE* E *BORETRAK*

AUTOR: OSVAIL ANDRÉ QUAGLIO

ORIENTADOR: Prof. Dr. Valdir Costa e Silva

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação do departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, como parte integrante dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral, área de lavra.

Ouro Preto, agosto de 2003

UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO – ESCOLA DE MINAS
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL



OTIMIZAÇÃO DA PERFURAÇÃO E DA SEGURANÇA NOS DESMONTES DE AGREGADOS ATRAVÉS DOS SISTEMAS *LASER PROFILE* E *BORETRAK*

AUTOR: OSVAIL ANDRÉ QUAGLIO

ORIENTADOR: Prof. Dr. Valdir Costa e Silva

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação do departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, como parte integrante dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral, área de lavra.

Ouro Preto, agosto de 2003

OTIMIZAÇÃO DA PERFURAÇÃO E DA SEGURANÇA NOS DESMONTES DE AGREGADOS ATRAVÉS DOS SISTEMAS *LASER PROFILE* E *BORETRAK*

AUTOR: OSVAIL ANDRÉ QUAGLIO

Esta dissertação foi apresentada em sessão pública e aprovada em 26 de agosto de 2003, pela Banca Examinadora composta pelos seguintes membros:

Prof. Dr. Valdir Costa e Silva (Orientador/UFOP)

Prof. Dr. Wilson Trigueiro de Sousa (UFOP)

Prof. Dr. Evandro Moraes da Gama (UFMG)

D E D I C A T Ó R I A S

"A luz é doce e um deleite para os olhos ver o sol. Se um homem viver muitos anos, e em todos eles se alegrar, deve pensar nos dias obscuros que são numerosos: tudo que sucede é vaidade. (Eclesiastes 11, 7-8)".

Dedico este trabalho ao meu pai, minha mãe e irmãos, à Maria Eurenice e Pif-Pafianos, pessoas essenciais na minha vida.

A G R A D E C I M E N T O S

Ao professor e orientador Valdir Costa e Silva, pelo extremo apoio, compreensão e dedicação.

Ao gerente administrativo da Pedreira Basalto 3, Jair Simoso, por ter aberto as portas para este projeto de pesquisa, não somente em sua unidade, mas em todo o empreendimento e também pelo apoio pleno e completo nas necessidades e exigências dos processos de pesquisa.

Ao cabo de fogo das unidades 3, 5 e 6 das pedreiras Basalto, Edílson Felles, pela experiência, competência e auxílio em todas as etapas de trabalho no empreendimento

Ao encarregado de produção da Pedreira Basalto 5, Carlos Alberto Santos, pelo interesse e prestatividade, não só à elagoração desta, mas também pelo arrojo e busca de novas tecnologias para melhoria da empresa.

Ao inspetor de qualidade da Orica do Brasil, S. A., Jonas Eduardo Rodriques, pela experiência, disponibilidade, prestatividade e interesse na aprendizagem da utilização do equipamento e processamento dos dados.

Ao técnico em mineração da Orica do Brasil, Adalton Machado, pelo interesse em contribuir com o auxílio técnico e didático na operação do sistema e programas.

A todos os funcionários das Pedreiras Basalto pelo bom humor e prestatividade.

À todo o departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas de Ouro Preto, pelo embasamento técnico e ambiente de trabalho.

A República PIF-PAF, pelo auxílio e incentivo, principalmente nas horas mais difíceis.

A minha mãe e irmãos, pelo apoio e incentivo, não só na elaboração deste trabalho, mas também em todas as etapas de minha vida. A vocês meu amor e gratidão.

Agradecimentos especiais à Maria Eurenice Rocha Cronemberger pelo incintivo, apoio e ajuda, mas também pelo carinho e compreensão e à república 171, por muitas vezes me oferecer espaço e apoio incondicional, além de muito carinho.

E a todos que colaboraram para a construção deste.

S U M Á R I O

Dedicatórias.....i
Agradecimentos.....ii
Sumário.....iv
Resumo.....xi
Abstract.....xii
Objetivos.....xiii
Lista de figuras.....xv
Lista de tabelas.....xxii
Lista de siglas e abreviaturas.....xxiv
Lista de símbolos e unidades.....xxvi

PARTE I – ARGUMENTAÇÃO

Introdução.....01
Justificativa do trabalho.....05

PARTE II – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

CAPÍTULO 1 - O Grupo Estrutural.....07

1 – Bens minerais produzidos 09

2 – Aspectos da explotação mineral.....10

2.1 – Lavra.....10

2.1.1 – Decapeamento.....11
2.1.2 – Perfuração de rocha.....11
2.1.3 – Carregamento dos furos.....12

2.1.4 – Detonação da rocha.....13
2.1.5 – Carregamento do minério.....15

2.2 – Beneficiamento.....15
2.3 – Plano de fogo.....16

CAPÍTULO 2 – Pedras naturais.....19

1 – Resumo histórico.....19
2 – Agregados.....19

2.1 – Classificação dos agregados quanto à granulometria.....20

2.1.1 – Agregados graúdos (Brita).....20

2.2 – Classificação dos agregados quanto à origem de fragmentação.....21
2.3 – Índice de qualidade e constantes físicas dos agregados.....21
2.4 – Classificação das rochas.....22
2.5 – Propriedade das rochas.....23
2.6 – Oferta nacional 2000.....25
2.7 – Produção interna.....25
2.8 – Consumo.....26
2.9 – Principais estatísticas – Brasil.....26
2.10 – Outros fatores relevantes.....27

CAPÍTULO 3 – Geologia.....28

1 – Localização da área de trabalho (área de estudo).....28
2 – Estrururas geológicas.....29

2.1 – Quadro geológico regional.....30

2.1.1 – Geologia Regional.....31
2.2 – Complexo Itapira.....32
2.3 – Rochas intrusivas básicas.....33

3 – Geologia Local.....34

3.1 – Aspectos Geotécnicos.....34

3.2 – Geologia Estrutural.....36

3.2.1 – Quadro geológico regional.....36
3.2.2 – Quadro geológico local.....37

CAPÍTULO 4 – Perfuração de rocha.....41

1 – Diâmetro dos furos.....42
2 – Profundidade dos furos.....43
3 – Retilinidade do furo.....44

3.1 – Influência das coroas na retilinidade do furo.....45

3.1.1 – Tipos de coroa.....45
3.1.2 – Pressão de avanço.....48
3.1.3 – Precisão no alinhamento.....50

4 – Distância de choque.....50
5 – Estabilidade do furo.....51
6 – Furos inclinados.....51
7 – Problemas gerados pelo incorreto comportamento e alocação dos furos de detonação.....53

7.1 – Ultralançamento.....53

7.2 – Problemas gerados pelos desvios na perfuração.....53
7.3 Controle de erro da marcação da posição
e do alinhamento dos furos.....58
7.4 – Problemas gerados na perfuração pelas
descontinuidades do maciço rochoso.....59

8 – Como detonar sem ultralançamento.....61

8.1 – Equipamento para medição de desvios na perfuração.....61

8.1.1 – Relatório da perfuração e face da bancada
em desmonte de rocha.....63

8.2 – Divisão da bancada.....65

9 – Plano de fogo a céu aberto.....66

9.1 – Introdução.....66
9.2 – Desmonte em bancos.....67

9.2.1 – Aplicações.....67
9.2.2 – Diâmetro da perfuração.....67
9.2.3 – Altura do banco.....67

CAPÍTULO 5 – Descrição dos equipamentos utilizados.....71

1 – O QUARRYMAN.....71

1.1 – Planejamento da primeira fila de furos.....74
1.2 – Procedimentos de campo.....75
1.3 – Princípio operacional do sistema.....77
1.4 – Considerações importantes na aplicação do equipamento.....81

2 – O BORETRAK.....82

2.1 – Descrição do equipamento.....83
2.2 – Princípio operacional do BORETRAK.....84
2.3 – Procedimentos de campo.....85

3 – O WipFrag.....87

CAPÍTULO 6 – Simulação de custos relacionados entre bancadas de 30 metros e bancadas de 15 metros.....89

1. Perfuração.....89

1.1 – Custo horário da perfuratriz.....90
1.2 – Custos relacionados com o tempo.....92

1.2.1 – Tempos totais de deslocamento furo a furo.....92
1.2.2 – Tempo de deslocamento da perfuratriz entre bancadas...93
1.2.3 – Tempo de parada para o desmonte.....93
1.2.4 – tempo total decorrido para locomoção.....94
1.2.5 – Diferença de tempo de locomoção entre 30 m e 15 m e custos.....94

1.3 – Tempo para perfuração e retirada da coluna em um mesmo volume de material.....94

2 – Explosivos.....95

2.1 – Custos com acessórios em um desmonte com 50 furos.....95
2.2 – Subperfuração.....96

2.2.1 – Consumo de explosivo na subperfuração.....96

2.3 – Custo com frete do explosivo.....97
2.4 – Diferença no custo total de explosivos.....97

3 – Diferença de custos com perfuração
e desmonte na simulação de bancadas.....97

CAPÍTULO 7 – Metodologia.....99

1 – Utilização prática dos equipamentos.....99

PARTE III – CONSIDERAÇÕES FINAIS

Resultados e discussão.....105

1 – Resultados alcançados.....105

1.1 – Relatórios de perflamento e desvio de furo.....105
1.2 – Divisão de bancadas.....130
1.3 – Fragmentação.....131

1.3.1 – Comparativo entre a granulmetria do material
desmontado em bancadas altas X Bancadas baizas.....131

1.3.1.1 – Bancadas consideradas altas.....131
1.3.1.2 - Bancadas consideradas baixas.....138

1.4 – Filmagens em VHS.....142

Conclusões.....144

Sugestões para futuros trabalhos.....146

Referências Bibliográficas.....148

R E S U M O

No desmonte de rochas, a segurança é um critério fundamental na elaboração de um plano de fogo, mas devido à incerteza no comportamento do maciço rochoso, da qualidade da perfuração e irregularidades da face das bancadas, não se pode ter uma qualidade na segurança sem a utilização de equipamentos que permitam um melhor conhecimento da natureza da bancada para minimizar o risco de acidentes, principalmente em bancadas altas, ou seja, com mais de 20 metros de altura. Dessa forma é necessário um estudo qualitativo e quantitativo prático da metodologia e utilização desses equipamentos otimizando assim todo o processo, não só em termos da segurança, mas também da economia geral visando a granulometria adequada sem geração de blocos, ruídos e vibração dos terrenos próximos ao empreendimento.

Durante os trabalhos de perfuração do maciço rochoso, dificilmente os furos apresentam sua trajetória retilínea como desejado idealmente, ocorrendo desvios devido a inúmeros fatores que se acentuam gradualmente com a profundidade destes e mais, as faces das bancadas nunca se comportam de forma plana e uniforme como se espera na teoria, o que dificulta o real afastamento dos furos à face. Dessa forma a correta distribuição do explosivo na porção a ser desmontada fica um tanto quanto comprometida podendo gerar ultralançamentos, ruído, ondas sísmicas e pulverização da rocha ou blocos maiores que as dimensões aceitas pelo britador primário comprometendo a segurança e aumentando o custo da lavra.

Este projeto de pesquisa visa otimizar a utilização prática e a metodologia de aplicação dos sistemas **BORETRAK** e **LASER PROFILE** no perfilamento de bancadas e correção do plano de fogo relacionado com os desvios de furos nos desmontes de rocha e também técnicas para eliminação deste último, ambos visando principalmente a segurança de cada desmonte. Esta pesquisa foi realizada nas unidades 5 e 6 das pedreiras Basalto, no município de Campinas, Estado de São Paulo, levando em consideração seus efeitos em relação à segurança, meio ambiente, economia e qualidade da produção do empreendimento.

A B S T R A C T

In rock blasting, safety is an important criterion in the fire plan elaboration, when considering the unknown behavior of the compact rock, the quality of drilling, and bank face irregularity, the safety quality is not get enough without utilization of equipments that allow a pratical qualitative and quantitative analyses of the methodology and utilization of these equipments to improve the process, not only its safety, but also its economy, seeking the adequate fragmentation without blocks generation or excessive noise and vibration in the neighboring areas.

During drilling of rock mass, holes seldom follow a rectilineal trajectory. Hole deviations are caused by many factors whose influence increase as holes get deeper. In addition, the bank faces are never plane and uniform as the theory suggests. Consequently, variations of distance of the hole to the bank face occurs. Thus, the explosive distribution for the rock blasting become so compromised that fly rock, excessive noise and vibration, and undesirable fragmentation can occur. For example the generation of blocks whose dimensions are bigger than those accepted by the primary crusher compromises safety and increases costs.

These studies aim the optimization of the utilization and methodology application of the BORETRAK and LASER PROFILE systems for the bank profiling, and fire plan correction connected to the hole deviation in rock detonations. This work has been done in the units 5 and 6 of the Basalto quarry, in Campinas city, São Paulo, Brazil, and considers the effects of the utilization of the equipments referred to above in safety environment, economy, and production process efficiency.

O B J E T I V O S

Neste projeto de pesquisa propõe-se o estudo de uma metodologia para a utilização do Sistema BORETRAK E LASER PROFILE e algumas adaptações susceptíveis de serem adotadas, de acordo com a necessidade e disponibilidade de equipamento, dinâmica de trabalho do empreendimento etc.

A proposta visa, na prática, a otimização do desmonte em relação à granulometria, diminuição dos efeitos ambientais indesejáveis, tais como ruídos excessivos, vibrações excessivas e taludes muito altos, e principalmente, a segurança do empreendimento com a eliminação de ultralançamentos nas áreas das pedreiras e suas vizinhanças, tendo observados algumas adversidades ocorridas neste sentido, uma vez que esta se localiza a uma distância média de 200 metros de áreas urbanas e/ou rodovias movimentadas.

Com a utilização do equipamento, obtém-se um melhor conhecimento da realidade física do corpo lavrado, possibilitando assim uma análise detalhada do seu plano de fogo e do carregamento proposto para este, permitindo um controle na razão de carga de cada furo diminuindo os riscos quando estes se encontrarem muito próximos, entre si ou em relação à face livre da bancada.

Outro objetivo deste trabalho é a implementação do equipamento como ferramenta na elaboração do plano de fogo, já que este é utilizado, nas pedreiras de agregados, apenas na checagem dos parâmetros do plano de fogo já elaborado, meramente para a detecção de erros. Dessa forma, a capacidade de trabalho e benefícios do Sistema Integrado ficam subutilizados.

A presente dissertação tem enfim, como objetivo, explorar a utilização do equipamento de mapeamento a laser e medidor de desvios de perfuração, demonstrando sua eficiência e as melhorias práticas apresentadas com e sem a utilização desse equipamento nos desmontes de rocha nos empreendimentos mineiros, tais como

redução de ultralançamento, ruídos, vibração e melhor granulometria e análise de técnicas para se diminuir os riscos gerados pela incorreta alocação dos furos, como divisão de uma bancada alta em duas bancadas menores.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 – Carregamento dos furos realizado pela empresa Orica do Brasil S. A.....13

Figura 2 – Esquema de ligação das minas no desmonte de rochas da Basalto 5.....15

Figura 3 – Algumas frentes de lavra da Pedreira Basalto 5.....18

Figura 4 – Mapa de localização.....29

Figura 5 – Mapa Geológico Regional.....31

Figura 6 – Estereograma das famílias de fraturas na área de estudo,
considerando a projeção no hemisfério inferior da esfera de referência.....39

Figura 7 – Influência do diâmetro no n.º de furos, na fragmentação da rocha,
na altura da pilha e no porte do equipamento de carregamento.....43

Figura 8 – Exemplos de desvios de furo que possam comprometer os desmontes.....45

Figura 9 – coroas convencionais.....46

Figura 10 – Coroa de botão.....46

Figura 11 – Formatos de coroa.....48

Figura 12 – Variação da velocidade de penetração com o avanço.....49

Figura 13 – Haste guia.....50

Figura 14 – Comparação entre a execução de furos verticais (a) e inclinados (b).....53

Figura 15 – Causa dos ultralançamentos dos fragmentos rochosos.....54

Figura 16 - Erros na execução da perfuração.....57

Figura 17 - Meia cana mostrando o desvio de furos em diferentes situações.....58

Figura 18 - Marcação da posição da próxima fila de furos.....59

Figura 19 - Deflexão na perfuração em rocha fraturada.....60

Figura 20 - desvio do furo provocado pela direção da família de juntas.....61

Figura 21 - Modelo de perfuração de uma bancada com desvios nos furos.....64

Figura 22 - Visualização dos dados obtidos pelo medidor de
desvios de furo BORETRAK.....64

Figura 23 – Divisão de bancadas concorrendo para a mitigação dos desvios de furo....66

Figura 24 – Comparativo entre a utilização
de bancadas de diferentes alturas para se vencer o mesmo desnível.....68

Figura 25 – O equipamento de perfilamento à laser da MDL – QUARRYMAN.....72

Figura 26 – Sistema a laser do tipo disparo automático, com medidores
de ângulos e distâncias, para a perfilagem da face de maciços rochosos.....75

Figura 27 – Perfilagem da face de um banco através do
equipamento LASER PROFILE.....80

Figura 28 – O equipamento para medida dos desvios de perfuração – BORETRAK.....83

Figura 29 – O equipamento de medição de desvios de furo em ação.....86

Figura 30 – Balizamento definindo os limites laterais da face
a ser perfilada pelo LASER PROFILE na pedreira Basalto 5.....99

Figura 31 – O LASER PROFILE em funcionamento na leitura
da face de bancada na Pedreira Basalto 5 em Campinas/SP.....101

Figura 32 – Utilização do BORETRAK para medida de desvios
na perfuração na unidade 5 das Pedreiras Basalto.....102

Figura 33 – Analise dos dados coletados pelo LASER PROFILE e
Pelo BORETRAK.....103

Figura 34 – Esquema de ligação do plano de fogo da pedreira
Basalto 5, no dia 02 de abril de 2002.....105

Figura 35 – Relatório de perfil do Quarryman de fogo
no dia 19 de Outubro de 2001, furo 7.....107

Figura 36 – Relatório de dados do Quarryman de fogo
no dia 19 de Outubro de 2001, furo 7.....107

Figura 37 – Relatório de perfil do Quarryman do primerio fogo
em bancada de 23 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 7.....110

Figura 38 - Relatório de dados do Quarryman do primerio fogo
em bancada de 23 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 7.....111

Figura 39 – Relatório de perfil do Quarryman do fogo em bancada

de 12 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 8.....112

Figura 40 – Relatório de perfil do Quarryman do fogo em bancada
de 12 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 9.....112

Figura 41 – Relatório de dados do Quarryman do fogo em bancada
de 12 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 8.....113

Figura 42 – Relatório de dados do Quarryman do fogo
em bancada de 12 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 9.....113

Figura 43 – Relatório de perfil do Quarryman do segundo fogo
em bancada de 23 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 5.....114

Figura 44 – Relatório de dados do Quarryman do segundo fogo
em bancada de 23 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 5.....115

figura 45 – Vista frontal e em plano da face e furos
da bancada desmontada no dia 02 de abril de 2002.....117

Figura 46 – Relatório de perfil do Quarryman
de fogo no dia 02 de Abril de 2002, furo 17.....117

Figura 47 – Relatório de dados do Quarryman
de fogo no dia 02 de Abril de 2002, furo 17.....118

Figura 48 – Relatório de perfil do Quarryman
de fogo no dia 02 de Abril de 2002, furo 2.....119

Figura 49 – Relatório de dados do Quarryman
de fogo no dia 02 de Abril de 2002, furo 2.....119

Figura 50 – Relatório de perfil do Quarryman
de fogo no dia 08 de Maio de 2002, furo 12.....121

Figura 51 – Relatório de dados do Quarryman
de fogo no dia 08 de Maio de 2002, furo 12.....121

Figura 52 – Relatório de perfil do Quarryman de fogo
no dia 08 de maio de 2002, furo 15.....122

Figura 53 – Relatório de dados do Quarryman
de fogo no dia 08 de maio de 2002, furo 15.....123

Figura 54 – Relatório de perfil do Quarryman
de fogo no dia 17 de outubro de 2002, furo 2.....124

Figura 55 – Relatório de dados do Quarryman
de fogo no dia 17 de outubro de 2002, furo 2.....125

Figura 56 – Relatório de perfil do Quarryman
de fogo no dia 28 de outubro de 2002, furo 14.....127

Figura 57 – Relatório de dados do Quarryman
de fogo no dia 28 de outubro de 2002, furo 14.....127

Figura 58 – Relatório de perfil do Quarryman
de fogo no dia 06 de novembro de 2002, furo 2.....129

Figura 59 – Relatório de dados do Quarryman
de fogo no dia 06 de novembro de 2002, furo 2.....129

Figura 60 – Relatório de granulometria superficial

do desmonte de rochas, bancadas altas 1.....132

Figura 61 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas realizado no dia 06 de agosto de 2002.....133

Figura 62 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas altas 2.....133

Figura 63 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas realizado no dia 06 de agosto de 2002.....134

Figura 64 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas altas 3.....134

Figura 65 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas altas 4.....135

Figura 66 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas altas 5.....135

Figura 67 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas altas 6.....136

Figura 68 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas altas 7.....136

Figura 69 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas altas 8.....137

Figura 70 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas altas 9.....137

Figura 71 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, em bancadas altas 10.....138

Figura 72 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas baixas 1.....139

Figura 73 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas baixas 2.....139

Figura 74 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas baixas 3.....140

Figura 75 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas baixas 4.....140

Figura 76 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas baixas 5.....141

Figura 77 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas baixas 6.....141

Figura 78 – Relatório de granulometria superficial
do desmonte de rochas, bancadas baixas 7.....142

L I S T A D E T A B E L A S

Tabela I – Classes de concessões, produção bruta.....08

Tabela II – Classificação das minas de pedras britadas, quantidades.....08

Tabela III – Pedras Britadas, classificação das Pedreiras Basalto.....08

Tabela IV – Alguns clientes importantes do Grupo Estrutural.....09

Tabela V - Bens minerais produzidos.....10

Tabela VI – Rendimento da perfuratriz.....11

Tabela VII – Características da emulsão.....12

Tabela VIII – Características de algumas frentes de lavra.....17

Tabela IX – Tipos de britas.....21

Tabela X – ensaios petrográficos e tecnológicos.....24

Tabela XI – Principais estatísticas de agregados minerais – Brasil.....26

Tabela XII – Descrição das principais unidades pré-cambrianas
do município de Campinas.....33

Tabela XIII - Características do maciço na região da Pedreira Basalto 5.....39

Tabela XIV – classificação das fraturas no maciço rochoso.....40

Tabela XV – Tempo demandado para deslocamento,
trabalho e manutenção da perfuratriz.....92

Tabela XVI – Preço dos acessórios explosivos.....95

Tabela XVII – Características do cartucho de explosivos.....110

LISTA DE SIGLAS E ABREVIATURAS

A = Afastamento entre furos

ABNT = Associação Brasileira de Normas Técnicas

ANFO = Ammonium Nitrate + Fuel Oil (Nitrato de Amônio + Óleo Diesel)

ASTM = American Society for Testing and Materials (Sociedade Americana para Testes e Materiais)

BGTC = Brita Graduada Tratada com Cimento

BGS = Brita Graduada Simples

CBUQ = Concreto Betuminoso Usinado Quente

CDU = Control Display Unit (Unidade de Controle em Monitor)

DNPM = Departamento Nacional de Produção Mineral

E = Espaçamento entre furos

FAPEMIG = Fundação de Amparo à Pesquisa do Estado de Minas Gerais

FOB – Preço na saída da mina

GPS = Global Position System (Sistema de Posicionamento Global)

IPT = Instituto de Pesquisas Tecnológicas do Estado de São Paulo

LPS = Laser Positioning System (Sistema de posicionamento a Laser)

m = Massa de material

M a. = milhões de anos

MDL = Measurement Devices Limited (Equipamentos para Medições Ltda)

MRI = Minerais e Rochas Industriais

ms = Milissegundo

NBR = Norma Brasileira Recomendada

P = Pressão

PCMCIA = Personal Computer Memory Card International Association (Associação Internacional de Cartões de Computadores Personalizados)

RBS = Relative Bulk Strength (Energia relativa por volume):

S = Subperfuração

S. A. = sociedade anônima

SP = São Paulo

t = Tempo

T = Tampão

UTM = Universal Transversal de Mercator (unidade de medida geológica, Latitude Longitude)

VOD = Velocidade de detonação de um explosivo (m/s)

g/cm^3 = Gramas por centímetro cúbico

HP = Horse Power (Cavalo Vapor)

kcal = Quilocaloria (unidade de medida de energia)

kbar – Quilobar (unidade de medida de pressão)

kgf = Quilograma força

MPa = Mega Pascal (unidade de medida de pressão)

TNT = Tri Nitro Tolueno

I N T R O D U Ç Ã O

Em grande parte das minerações no mundo todo o desmonte de rochas com o auxílio de explosivos é extremamente necessário, elevando a economia e a produção do empreendimento não apenas por si só, mas também gradualmente com a otimização de parâmetros variáveis na elaboração do plano de fogo, tais como afastamento, espaçamento, diâmetro das coroas, tipo de explosivo, carga máxima por espera etc. Em contrapartida existem outras considerações que não são diretamente relacionadas à produção da mina, mas devem chamar a atenção sendo de primordial importância na atividade de mineração, consistindo nos problemas ambientais e de segurança gerados durante o desmonte com explosivo.

A otimização no desmonte não leva apenas à economia dos gastos com a detonação como desgaste das coroas, volume de explosivo, eliminação de matacões etc; mas também diminui os custos e o desgaste dos equipamentos na etapa de carregamento e transporte e no britador primário, melhorando também essas etapas do empreendimento.

A velocidade de vibração de partícula resultante, nível de pressão acústica (sobrepressão de ar) e geração de poeira são fatores que devem ser levados em conta, não só por questões legislativas ambientais, mas também pela questão social envolvida no caráter profissional da empresa visando a preservação do meio e qualidade de vida.

Também indesejável em um desmonte por explosivo é a geração de blocos, o que demandaria um desmonte secundário. Nesse caso, existem métodos alternativos e mais seguros que a utilização de explosivos (fogacho), tais como Plasma Blasting, Martelos Rompedores Hidráulicos, *"Drop Ball"*, Argilas Expansivas, cunhas etc; mas mesmo assim demandando tempo e custos. O ideal seria conseguir uma granulometria adequada em todo volume do corpo eliminando assim a necessidade de desmonte secundário e custos extras com o desmonte.

O ultralançamento é o lançamento indesejável de fragmentos rochosos da área de desmonte, representando um grande perigo para as pessoas que vivem fora do limite da mina (SILVA, 1998). Parâmetro esse que deve ter atenção redobrada para se evitar problemas com as instalações da empresa, construções vizinhas e todo contingente humano envolvido nessas áreas, evitando assim transtornos à mineração tais como paradas na produção, multas e até, em certos casos, o fechamento do empreendimento.

Os aspectos supramencionados podem ser melhor analisados e são passíveis de serem melhorados em termos de economia, segurança e produtividade pelas variáveis do plano de fogo.

Durante os trabalhos de perfuração dos maciços rochosos, a experiência tem demonstrado que dificilmente os furos apresentam uma trajetória retilínea, principalmente em furos mais profundos. Ao se perfurar furos profundos para a detonação, o furo deve ser tão retilíneo quanto possível para que os explosivos sejam distribuídos corretamente, a fim de se reduzir, principalmente, os ultralançamentos de fragmentos rochosos. E os resultados, em termos da fragmentação, devem ser compatíveis com os equipamentos de carregamento e de transporte e com as dimensões do britador primário, a fim de se evitar os desmontes secundários (LIMA, 2001).

Também as faces remanescentes de desmontes anteriores não se comportam de maneira realmente plana e homogênea como o ideal, ocasionando afastamentos variados em relação à primeira fila de furos, o que é indesejável e, em certas ocasiões, comprometedor ao desmonte quando se segue uma linha reta de furos.

Dessa forma, para a otimização do processo, o profissional do desmonte deve encontrar maneiras de contornar esses inconvenientes. Para tal, existem equipamentos sofisticados hoje no mercado que possibilitam um perfilamento real da face da bancada e do desvio da trajetória dos furos. Através de programas especializados, pode-se associar as informações de desvio de furo e irregularidades na face de forma a projetar

um perfil real em 3D (três dimensões) do maciço com os reais posicionamentos e inclinações dos furos, possibilitando ao especialista visualizar e analisar o comportamento do maciço rochoso e, dessa forma, ter condições de evitar possíveis incidentes ocasionados pela incerteza e falta de informação a respeito do volume a ser detonado e ainda elevar a produção diminuindo custos com a otimização do processo.

O sistema Quarryman de Varredura Automática a Laser (ALS) é a mais nova versão dos sistemas portáteis Quarryman da MDL (Measurement Devices Limited (Equipamentos para Medições LTDA.)), atualmente em utilização em mais de 500 minas em todo o mundo. Esse sistema aumenta significativamente a produtividade e reduz a fadiga do operador. O sistema é operado remotamente e seu distanciômetro a laser possui um codificador de ângulos horizontais e verticais que torna possível pesquisar faces de rocha em locais perigosos ou inacessíveis, uma vez que não necessita de espelhos, a uma distancia de até 1000 metros, com uma precisão de 5 cm. O módulo laser utilizado, é destacável e pode ser carregado na mão durante pesquisas mais detalhadas. Esse equipamento pode ser utilizado no módulo manual ou automático, que faz a varredura da face numa freqüência de distâncias pré determinada pelo operador (ALPHA SURVEY, 2001).

O Boretrak MKII é um sistema não-magnético, não-giroscópico de determinação de desvios de furos oferecido pela MDL. Esse equipamento confere os resultados da perfuração, de maneira rápida e eficaz. Por não ser magnético, é o sistema ideal para uso em furos secos ou inundados com diâmetro mínimo de 45 mm, podendo alcançar até 100 m de profundidade (ALPHA SURVEY, 2001).

Os dados do Quarryman e do Boretrak são processados por vários pacotes de programas, mas são, geralmente, utilizados os programas que acompanham o próprio equipamento onde os dados podem ser vistos em partes ou como um todo, mostrando assim ao responsável pelo desmonte a real posição do corpo de minério, possibilitando ajustes que melhoram o desempenho do desmonte e diminuem os riscos deste.

Em termos de desvios de furo, a construção de bancadas baixas em relação a bancadas altas propiciam uma menor deflexão na coluna de perfuração e, portanto, na feição final do furo que alojará as cargas explosivas e os acessórios iniciadores. Assim, uma bancada baixa tem menores chances de causar ultralançamentos de fragmentos rochosos durante o desmonte em relação a uma bancada alta.

JUSTIFICATIVA DO TRABALHO

A pedreira Basalto 5, por se situar a uma distância de aproximadamente 200 metros da rodovia SP 101, tem a preocupação iminente com a possibilidade de ultralançamentos gerados em seus trabalhos de escavação por explosivos, uma vez que fraturas no maciço proporcionam desvios acentuados na perfuração deste. Também são provavelmente associados erros no emboque do furo devido à inexperiência, falta de cuidado do operador ou qualidade e ajustes no equipamento de perfuração.

Além dessas barreiras inoportunas, a geração de blocos havia atingido níveis acima do esperado tornando-se um risco pertinente na área do empreendimento e nas comunidades vizinhas, o que exige da empresa um trabalho aplicado no sentido de minimizar, e com o máximo de eficiência possível, essas intempéries.

Devido a essa necessidade, foi introduzido no cotidiano dos desmontes de rocha da empresa a utilização de equipamentos capazes de mostrar o posicionamento real do maciço a ser desmontado em suas características físicas pela leitura a laser da face da bancada e de um medidor dos desvios de furos, o Sistema Integrado para Detonação de Maciços Rochosos: BORETRAK e LASER PROFILE, que possibilitou uma visão para nova elaboração do escalpo do desmonte de rocha.

A afeição final da cava com bancadas altas não é, ambientalmente, uma alternativa agradável representando um risco à segurança da área, além de não representar o relevo nativo da região e ainda prejudicar seu visual.

Bancadas altas representam também um risco ao contingente humano e equipamentos presentes nos arredores da cava, estando participando estes dos trabalhos de lavra ou não.

Esta pesquisa analisa as possíveis melhorias ocorridas nos desmontes de rochas e opções de escolha do método de corte mais seguro e econômico tais como o auxílio do sistema BORETRAK e LASER PROFILE e uma nova alocação nas variáveis do plano de fogo e na altura da bancada.

C A P Í T U L O 1

O Grupo Estrutural

A trajetória do grupo Estrutural começou em 1981 com a inauguração da primeira Pedreira Basalto, em Leme – SP, pela vocação dos fundadores no setor de matéria prima.

A partir da primeira unidade instalada em Leme, a basalto adquiriu mais 7 importantes jazidas e se tornou a principal fonte de fornecimento de pedras para pequenas e grandes obras. Hoje, as 8 unidades Basalto funcionam com alta capacidade de produção e flexibilidade para atender às mais diferentes necessidades do mercado.

A Construtora Estrutural, fundada em 1990, tem participado de obras de grande porte em mais de 50 municípios no Estado de São Paulo. Apesar de sua história recente, a Estrutural é hoje uma empresa sólida e bem conceituada no mercado. Com mais de 800 funcionários, além de investimento continuo em alta tecnologia de equipamentos e procedimentos, além de mão-de-obra especializada e um alto controle de qualidade.

Hoje o grupo estrutural é formado por 8 Pedreiras basalto, sendo elas: Unidade 1 Leme/SP, Unidade 2 Jaguariúna/SP, unidade 3 Americana/SP, unidade 4 Limeira/SP, unidade 5 Campinas/SP, unidade 6 Campinas/SP, unidade 7 Itapecirica da Serra/SP e unidade 8 Curitiba/PR e pela Construtora Estrutural, especializada em obras de construção pesada.

Segundos dados do DNPM, das 1.704 minas do Brasil, a produção das Pedreiras Basalto é apontada pelas tabelas I, II e III:

Tabela I – Classes de concessões, produção bruta (Rom t/ano) (DNPM, 2000)

	CLASSES	MAIS DE	ATÉ
GRANDES	A	3.000.000 t	
	B	1.000.000 t	3.000.000 t
MÉDIAS	C	500.000 t	1.000.000 t
	D	300.000 t	500.000 t
	E	150.000 t	300.000 t
	F	100.000 t	150.000 t
PEQUENAS	G	50.000 t	100.000 t
	H	20.000 t	50.000 t
	I	10.000 t	20.000 t

Substância	A – B	C – D – E – F	G – H – I	Total
PEDRAS BRITADAS		127	261	388

Tabela II – Classificação das minas de pedras britadas, quantidades (DNPM, 2000)

Tabela III – Pedras Britadas, classificação das Pedreiras Basalto (DNPM, 2000)

Empresa	**Localização da Mina**	**UF**	**Classe**	**Quantidade**
Basalto Pedreira e Pavimentação LTDA	Americana	SP	E	1
Basalto Pedreira e Pavimentação LTDA	Campinas	SP	C	1
Basalto Pedreira e Pavimentação LTDA	Campinas	SP	D	1
Basalto Pedreira e Pavimentação LTDA	Jaguariúna	SP	E	2
Basalto Pedreira e Pavimentação LTDA	Leme	SP	F	1
Basalto Pedreira e Pavimentação LTDA	Leme	SP	G	1
Basalto Pedreira e Pavimentação LTDA	Limeira	SP	F	1

As pedreiras e construtora formam uma estrutura forte e completa onde uma dá continuidade aos serviços da outra, proporcionando uma dinâmica de trabalho, gerando desenvolvimento e progresso cada vez em maiores proporções para toda a população que, direta ou indiretamente, se beneficia da urbanização e industrialização.

Abaixo são citados alguns dos mais importantes clientes do grupo e algumas obras realizadas por ele.

Tabela IV – Alguns clientes importantes do Grupo Estrutural

Cliente	Obra/Local/Serviço
Departamento de Estradas de Rodagem (DER)	Execução dos serviços de conservação de rotina e especial plataforma das estradas SP-332, SP-354, SP-066/300 e, SP-360, inclusive com os dispositivos de acessos, com extensão de 143,450 km.
Construtora Andrade Gutierrez S/A	Pavimentação Asfáltica no Aeroporto Internacional de Viracopos – Campinas/SP
	Recapeamento da Rodovia SP-330 (Anhanguera), do km 102 ao km 111.
Construtora Norberto Odebrecht S/A	Serviços de Pavimentação Flexível e Rígida, nas obras de Melhoramentos da Rod. SP-330, Posto Geral de Fiscalização, do km 37 – Pista Norte (Anhanguera)
Construtora e Comércio Camargo Côrrea S/A	Serviço de terraplanagem para a E.T.E., junto às obras de Implantação do Sistema de Esgotos Sanitários do Setor Piçarrão, empreitadas à Contratante pela SANASA – Campinas/SP.
Leroy Merlin – Cia. Brasileira de Bricolagem	Execução do projeto Leroy Merlin – Implantação da Nova Loja Campinas/SP, compreendido por terraplenagem, pavimentação, drenagem, urbanismo e paisagismo – Campinas/SP.
Nadir Figueiredo Ind. e Comércio S/A	Serviços de Pavimentação e Drenagem do Pátio da Unidade Vila Maria, em São Paulo/SP.
Parque Temático Playcenter S/A (Hopi-Hari)	Serviços de Pavimentação nas áreas do Estacionamento de automóveis e ônibus, acessos principais – Vinhedo/SP.

1 – Bens minerais produzidos

O bem mineral lavrado é a rocha Basalto, que servirá como agregado na fabricação de concreto, construção civil, asfalto, lastros de ferrovias, base para edificações, entre outras aplicações.

Os principais produtos comercializados pela empresa são as britas (brita em todas as bitolas, brita graduada tratada com cimento (BGTC), brita graduada simples (BGS), concreto betuminoso usinado quente (CBUQ), a bica corrida, o pó de pedra e o pedrisco utilizados como MRI.

A especificação dos produtos comercializados é a seguinte:

Tabela V - Bens minerais produzidos

Tipo de brita	Granulometria	Preço (R$) FOB mina/$m^3$
Pedra 4	$2_{3/4}$" – $1_{7/8}$"	15,30
Pedra 3	$1_{7/8}$" – $1_{1/8}$"	15,30
Pedra 2	$1_{1/8}$" – 3/4"	15,30
Pedra 1	3/4" – 3/8"	16,15
Pedrisco	3/8" – 4mm	16,15
Pó de pedra	Inferior a 4mm	14,45
Bica corrida	Variada	15,30

O mercado consumidor para o material produzido na empresa é muito amplo, podendo-se citar para pedra 4 e 3, construtoras em geral para base de rodovias, ferrovias, construções de muros (como gabiões), sistemas de drenagem, base de fundações, casas de materiais para construção, dentre outros. Para pedra 2 e 1, casas de materiais para construção, construtoras, concreteiras, consumidores no varejo em geral para sistemas de drenagem, construção civil etc. O pedrisco e o pó de pedra tem como principais consumidores as usinas de asfalto e também para base na construção de rodovias, como por exemplo no prolongamento e manutenção da rodovia Bandeirantes e é hoje o material mais vendido pela empresa. A bica corrida é utilizada no asfalto, na base de rodovias em sistemas de drenagem e na mineração para acerto do piso da cava.

2 – Aspectos da explotação mineral

A produção da pedreira é resumida no desmonte, beneficiamento e classificação do material.

Após o desmonte de rocha, que é realizado com explosivos, vem a etapa de beneficiamento que consiste basicamente em alimentação, britagem, rebritagem, transferência e peneiramento, armazenamento e transporte.

2.1 – Lavra

As principais etapas na lavra são:

- decapeamento;
- perfuração de rocha;
- carregamento de explosivo;
- detonação;
- carregamento e transporte do material desmontado.

2.1.1 – Decapeamento

O decapeamento, que é a remoção de material para se atingir a rocha, foi executado na etapa de abertura e desenvolvimento do empreendimento e o solo retirado foi acumulado em locais apropriados com a utilização de caminhões e carregadeiras, formando pilhas de material em locais adequados.

2.1.2 – Perfuração de rocha

A perfuração é realizada por uma perfuratriz hidráulica (Modelo: Svedala – Medson PRB05) que tem o rendimento e executa as características do furo conforme mencionado na tabela VI:

Tabela VI – Rendimento da perfuratriz

Taxa de penetração	37 metros/hora
Inclinação dos furos	5 a 10 graus com a vertical
Profundidade dos furos	Variam de 15 a 25 metros de acordo com o banco
Diâmetro do furo	3 ½ polegadas (76 mm)
Espaçamento	4,0 metros (em geral)
Afastamento	2,5 metros (em geral)
Nº de furos por bancada	Variável
Subperfuração	1,0 à 3,0 metro

A operação de perfuração é realizada pela própria empresa que também define a malha de perfuração.

As coroas na pedreira têm vida útil de, em média, 3000 metros lineares, após os quais são substituídos por novas unidades.

A ocorrência de desvio do furo, na etapa de perfuração, é um fator relevante na pedreira que sofre com estes devido a problemas gerados no desmonte relacionados a esse fato. Esses desvios podem ser ocasionados por vários fatores, alguns exemplos podem ser citados como a presença de fraturas e trincas, profundidade do furo, erro de emboque etc.

Os fatores relevantes e os problemas gerados pelos desvios de furo serão comentados mais adiante.

2.1.3 – Carregamento dos furos

O carregamento dos furos é terceirizado para a empresa Orica Brasil S.A. Assim o material explosivo não fica armazenado em paióis, representando menor risco ao pessoal e instalações.

O carregamento se dá através de bombeamento de uma emulsão tipo Powergel SE (Emulsão Explosiva Pura), de fabricação da EXPLO do Brasil S.A., não havendo distinção entre a carga de coluna e a de fundo.

No tamponamento é utilizado pedrisco do próprio material da pedreira e o tampão varia de 2 a 2,5 metros de profundidade.

Segundo o fabricante, a emulsão apresenta as seguintes propriedades:

Tabela VII – Características da emulsão

Densidade*	0,90 a 1,20 (g/cm^3)
Velocidade de detonação**	5.200 (m/s)
RWS***	75 (94% a 100 MPa)

RBS***	105 (densidade média 1,15 g/cm^3) (135% a 100 MPa)
Resistência à água	Excelente
Classe de gases	1
Volume de gases	1000 l/kg

(*) medido no copo – (**) 3” de diâmetro – (***) comparado ao ANFO padrão

A quantidade de explosivo varia de acordo com o volume de rocha a desmontar, o que ditará o número de furos utilizados no desmonte de acordo com a altura da bancada.



Figura 1 – Carregamento dos furos realizado pela empresa Orica do Brasil S. A.

2.1.4 – Detonação da rocha

A amarração é feita através de tubos iniciadores de 6 metros de comprimento, com retardos de 25 ms, identificado pela cor vermelha e tempo de retardo de 42 ms,

identificado pela cor branca (EXCEL HTD). Geralmente utiliza-se retardos de 25 ms na primeira linha e os de 42 ms no retardo da primeira para a segunda linha. A iniciação do plano de fogo se dá por mantopim no primeiro furo de cada fogo. Geralmente é programada a detonação de cada mina individualmente em tempos que variam de 9 a 42 ms. A iniciação se dá no fundo do furo com amarração através de tubo detonador (EXCEL CA) de 25 m de comprimento e tempo de espera de 250 ms.

O sistema de iniciação e amarração é iniciado da seguinte forma:

- Booster AMPLEX (estão sendo substituído por pentex) de 150 g de alta potência com diâmetro de base de 44,5 mm, com velocidade de detonação de 7.400 m/s, segundo o fabricante, com ótima resistência à água, energia disponível de 219 kcal e pressão de detonação de 195 kbar, fabricado pela EXPLO do Brasil S.A. Atualmente o amplex está sendo substituído pelo Pentex.

- Sistema de iniciação não-elétrico EXEL CA, da EXPLO. Possui alta segurança, são utilizados tubos de 25 metros e com tempo de retardo de 250 ms, com dispersão de 4%, segundo o fabricante, conectado diretamente ao Booster.

- Sistema de iniciação não elétrico EXEL HTD, com linha silenciosa. Tubos de 6 m de comprimento e retardos de 25 ou 42 ms para ligação entre os furos

- Mantopim, conjunto espoleta simples e estopim de segurança.

A iniciação se dá no fundo da coluna. Também é utilizado um “Booster” (reforçador) de segurança na parte superior desta com defasagem de 25 ms em relação ao “Booster” inferior, para compensar uma possível falha do primeiro. A ligação do Booster inferior se dá pelo tubo detonante (EXEL CA) de 250 ms e no Booster superior pelo EXEL CA 275 ms.

Os esquemas de ligação da malha de detonação serão mostrados mais adiante.



Figura 2 – Esquema de ligação das minas no desmonte de rochas da Basalto 5.

2.1.5 – Carregamento do minério

Para o carregamento do minério, é utilizada uma escavadeira LIEBHERR 974 com caçamba de 4,5 m^3 de capacidade, que também é responsável pelo desmonte secundário de blocos com o *"Drop Ball"*.

O transporte é feito por cinco caminhões fora de estrada da marca Caterpillar, percorrendo uma distância média de 350 metros até o britador primário.

2.2 – Beneficiamento

A etapa do beneficiamento se resume em britagem, peneiramento e transporte do material por correias. A britagem consiste em quatro etapas

- Britagem primária por um britador de mandíbula 120-90C modelo 1312 H, que aceita blocos de até 1,5 m de diâmetro.

- Britagem secundária por um britador modelo S4000, uma grelha de corte 30/15 e uma peneira vibratória 30/15.

- Britagem terciária por um britador H 6000, um britador H 4000 e um britador 48FC.

- Britagem quaternária por um britador KANICA e duas peneiras 10/20, que separam pedra 1 e pedrisco do pó de pedra, sendo estes o produto final.

2.3 – Plano de fogo

As características do plano de fogo podem ser descritas, basicamente, como abaixo.

Material:
Rocha: Diabásio, Basalto
Densidade: 2,80 t/m^3
Estrutura: maciça
Grau de fraturamento: muito fraturado

Condições fixas:

Desmontes por mês: 4 a 5
Densidade “in situ”: 2,80 t/m^3
Malha de fogo: 2,5 x 4,0 m

Condições variáveis:
Frentes detonadas por desmonte: 1 a 2
Comprimento da frente: 40 a 150 m
Diâmetro do furo: 3 ½ polegadas
Altura da bancada: 10 a 25 m

Profundidade média do furo: 20 a 25 m

Subperfuração: 0,6 a 3 m
Inclinação dos furos: 5 a 10º
Tampão: 2 a 2,5 m
Furos por frente: 20 a 76
Linhas por frente: 2 a 5
Carga máxima por espera: variável (65 a 100 kg)

Os planos de fogo estudados durante a pesquisa são mostrados mais adiante.

Frentes de lavra:

A cava encontra se atualmente em três níveis de desenvolvimento, com diversas frentes de lavra sendo explotadas.

As características de algumas frentes são listadas na tabela VIII:

Tabela VIII – Características de algumas frentes de lavra

Frente	Direção	Altura	Cota de base	Nível
A	N75W	14	567,00	1
B	N10E	14-15	567,00	1
C	N60E	15	567,00	1
D	N35E	10-12	582,02	2
E	N60W	14-16	624,43	3

A figura 3 mostra uma vista superficial da cava e algumas frentes de lavra.

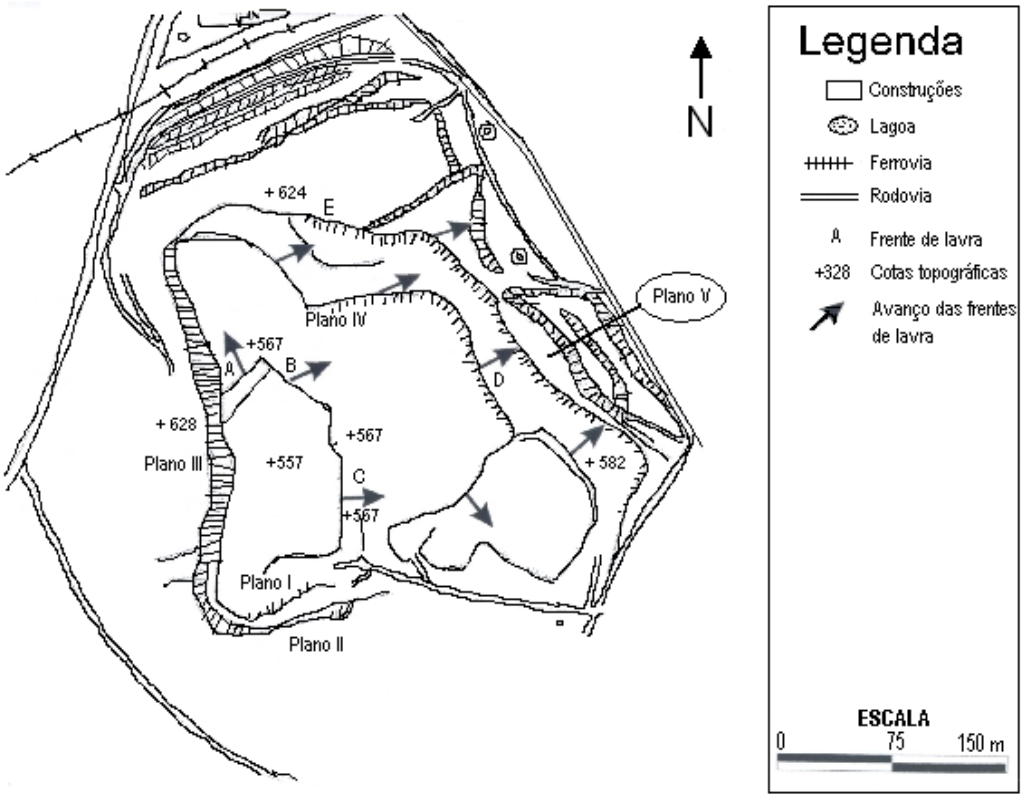


Figura 3 – Algumas frentes de lavra da Pedreira Basalto 5.

C A P Í T U L O 2

Pedras naturais

1 – Resumo histórico

De acordo com VERÇOZA (1975), se, do ponto de vista da Geologia pura, denominam-se rochas todos os elementos constituintes da crosta terrestre, quaisquer que sejam sua origem, composição e estrutura, para a Geologia aplicada a palavra tem significação mais restrita, condicionada à resistência e durabilidade do material.

A ABNT, na sua terminologia de rochas e solos (TB-3/1945 item 2º) define:

"Rochas são materiais constituintes essenciais da crosta terrestre, provenientes da solidificação do magma ou de lavas vulcânicas, ou da consolidação de depósitos sedimentares, tendo ou não sofrido transformações metamórficas. Esses materiais apresentam elevada resistência mecânica, somente modificável por contatos com ar e água em casos muito especiais".

Da rocha podem ser extraídos blocos, matacões, agregados e pedras de construção; nestas últimas encontram-se pedras de alvenaria, de cantaria, guias, paralelepípedos, lajotas e placas.

2 – Agregados

Segundo a NBR 7211 (EB-4), agregados são materiais pétreos, obtidos por fragmentação artificial ou já fragmentados naturalmente, com propriedades adequadas, possuindo dimensões nominais máxima inferior a 152 mm e mínima superior ou igual a 0,075 mm.

Os agregados geralmente têm como função atuar nas argamassas e concretos como elementos inertes.

Segundo Kloss (1991), os agregados além de serem resistentes, duráveis e sem ação química nociva sobre o aglomerante, não deve levar para o concreto ou argamassa elementos estranhos, prejudiciais às reações do aglomerante ou que dificultem a aderência da pasta com os grãos de pedra. Assim temos que considerar o agregado sob os pontos de vista de:

- matéria orgânica;
- material pulverulento;
- partículas fracas etc.

2.1 – Classificação dos agregados quanto à granulometria

a) Agregados miúdos
b) Agregados graúdos

2.1.1 – Agregados graúdos (brita)

São materiais pétreos granulosos, cujos grãos, em sua maioria, passam por uma peneira de malha quadrada com abertura nominal de 152 mm e ficam retidos na peneira ABNT – 4,8 mm. Como exemplos de agregados graúdos temos: as britas e os pedregulhos.

- Bica corrida – é a pedra britada que ainda não passou no peneirador estando todo os tamanhos misturados. A bica corrida é utilizada no asfalto, na base de rodovias em sistemas de drenagem e na mineração para acerto do piso da cava em algumas pedreiras.

- Britas – possuem diversos tamanhos que são mostrados na tabela IX a seguir, bem como seu preço médio, uma vez que este varia de acordo com vários fatores tais como demanda, frete, concorrência etc. de região para região, tendo aplicações diversas, entre elas podemos citar a construção civil, base para ferrovias, rodovias, muros (gabiões),

sistemas de drenagem, base de fundações, concreto, “filler” para asfalto (pó de pedra) etc.

- Pedrisco – é a brita entre 3/8” e 4mm

- “Filler” – é um material pétreo granuloso que passa na peneira 0,150 mm. (NBR 9935/87).

- Pó de pedra – é a mistura de “filler” com pedrisco (areia artificial).

Tabela IX – tipos de britas

Tipo de brita	Granulometria	Preço (R$) FOB mina m^3
Pedra 4	$2_{3/4}$” – $1_{7/8}$”	15,30
Pedra 3	$1_{7/8}$” – $1_{1/8}$”	15,30
Pedra 2	$1_{1/8}$” – 3/4”	15,30
Pedra 1	3/4” – 3/8”	16,15
Pedrisco	3/8” – 4mm	16,15
Pó de pedra	Inferior a 4mm	14,45
Bica corrida	Variada	15,30

2.2 – Classificação dos agregados quanto à origem de fragmentação

a) Artificiais – quando são fragmentados ou triturados com auxílio de britadores ou outro meio artificial. Exemplo: brita, pedrisco, argila expandida, “styropor” etc.
b) Naturais – quando são fragmentadas pela ação de intemperismo (vento, chuvas etc.) isto é, naturalmente. Exemplo: areia, pedregulho.

2.3 – Índice de qualidade e constantes físicas dos agregados

Quanto aos índices de qualidade para os agregados, ou seja, sua especificação de acordo com sua utilização, Kloss (1991) define como importantes as especificações citadas abaixo.

1) Resistência aos esforços mecânicos – os agregados devem ter grãos resistentes e duráveis. A resistência mecânica destes deve ser superior a da argamassa utilizada no caso de construção civil, pois, do contrário, esta não seria totalmente aproveitada.

2) Resistência ao desgaste – a abrasão Los Angeles determinada segundo a (MB 170) NBR 6465 deverá ser inferior a 50% em peso, do material, segundo a NBR 7211 (EB-4).

3) Substâncias nocivas – são substâncias que comprometem a utilização do agregado, diminuindo a qualidade deste em sua utilização. Destacam-se torrões de argila, matéria carbonosa (orgânica), material pulverulento.

4) Durabilidade – o agregado deve possuir resistência a fenômenos atmosféricos, não se desagregando. O ensaio se faz com o auxílio de Sulfatos de Sódio e Magnésio, e devem se basear na ASTM C-88, ASTM C-33 ou no M-14 do IPT/SP.

5) Formas dos grãos – na construção civil, deve-se dar preferência a agregados arredondados. A pedra britada possui maior aderência às argamassas do que os pedregulhos dando ao concreto maior resistência ao desgaste e à tração. Agregados com partículas lamelares são prejudiciais devido a maior dificuldade de adensamento do concreto, dificultando o preenchimento do concreto em seus vazios.

2.4 – Classificação das rochas

Para o desmonte de rocha por explosivo, os resultados de detonação são geralmente mais afetados pelas propriedades da rocha, do que pelas propriedades dos explosivos. Onde a rocha exibe uma alta freqüência de juntas e planos de acamamento,

a fragmentação, deslocamento e soltura do material da pilha são geralmente obtidos com um fator de energia relativamente baixo (explosivos) (Silva & Gomes, 1998).

Algumas propriedades que afetam os resultados de uma detonação incluem:

1) as resistências à compressão e tensão dinâmica;
2) a freqüência, natureza, orientação e continuidade de planos e juntas de acamamento.

Assim, o estudo de fatores litológicos se torna de primordial importância na escavabilidade da rocha.

Existem inúmeros critérios de classificação das rochas e, assim, dos materiais de construção delas extraídas.

Com o objetivo de esclarecer a formação das rochas é adotada a classificação geológica.

Pode-se recorrer à Petrografia e à Mineralogia, identificando: estrutura, textura, alterações, inclusões e constituintes mineralógicos, que fornecem farto e eficiente material informativo sobre a estrutura, que poderá ser complementado através de ensaios tecnológicos.

A classificação quanto à composição também é de grande importância, podendo-se fazer uma classificação mista de acordo com a combinação desses dois fatores (petro-mineralógico e composicional), oferecendo inúmeras vantagens.

2.5 – Propriedades das rochas

A qualidade de uma rocha fica definida pela sua característica em satisfazer as condições técnicas para uma determinada utilização, considerando-se de boa qualidade quando satisfizer estas condições de maneira favorável.

As propriedades fundamentais das rochas são referidas aos seguintes requisitos básicos:

a) **Resistência mecânica** – capacidade de suportar a ação das cargas aplicadas sem entrar em colapso.
b) **Durabilidade** – capacidade de manter as suas propriedades físicas e mecânicas com o decorrer do tempo e sob ação de agentes agressivos, quer do meio ambiente, quer intrínsecos, sejam eles físicos, químicos ou mecânicos, intemperismo.
c) **Trabalhabilidade** – capacidade do material em ser afeiçoado com o mínimo de esforço.
d) **Estética** – aparência da "pedra" para fins de revestimento ou acabamento.

A tabela X nos mostra a necessidade ou desejabilidade dos índices avaliados nos ensaios petrográficos e tecnológicos para cada aplicação do material pétreo.

Tabela X – ensaios petrográficos e tecnológicos

Ensaios		Aplicação da pedra							
		Alvenaria e cantaria	Obras hidráu-licas	Pavimen-tação	Maca-dame	Lastro Ferrovias	Agregado p/ concreto asfáltico	Agregado p/ concreto cimento	Revesti-mento
Análise petrográfica		n	n	n	n	n	n	n	n
Massa específica		n	n	n	n	n	n	n	n
Resis-tência	Compressão	d	d	d	-	-	-	-	-
	Desgaste abrasão	-	d	n	d	d	-	-	n
	Desgaste recíproco	-	d	-	n	n	n	-	-
	Choque	d	n	n	d	d	-	-	-
Trabalhabilidade – Dureza		-	d	d	d	d	-	-	d
Durabi-lidade	Compacidade Porosidade	d	d	d	d	d	d	d	d
	Absorção	d	n	d	d	d	d	d	n
	Permeabilidade	-	-	-	-	-	-	-	d
	Análise química	-	d	-	-	-	d	d	d

n – necessário

d – desejável

2.6 – Oferta nacional 2000

A participação dos tipos de rochas utilizadas na produção de pedra britada é a seguinte: granito e gnaisse - 85,0%; calcário e dolomito - 10,0%; basalto e diabásio - 5,0%. Algumas regiões, entretanto, têm recursos insuficientes em rochas adequadas para britagem. Em algumas delas a pedra britada tem que ser transportada por distâncias superiores a 100 km. Aproximadamente 250 empresas produzem pedra britada, na maioria de controle familiar, e representam cerca de 15.000 empregos diretos. Do total das pedreiras, 60,0% produzem menos que 200.000 t métricas/ano; 30,0% produzem entre 200.000 t/ano e 500.000 t/ano e 10,0% produzem mais que 500.000 t/ano.

Areia e pedra britada caracterizam-se pelo baixo valor e grandes volumes produzidos. O transporte responde por cerca de 2/3 do preço final do produto, o que exige uma proximidade entre o centro de produção e o de consumo, que são os aglomerados urbanos. Com a grande urbanização, muitos depósitos são esterilizados ou impossibilitados de serem extraídos. Alguns problemas como a ocupação de áreas de pedreiras pela zona urbana e legislações ambientais para minerações de areia em rios demandam novas áreas de extração cada vez mais distantes dos pontos de consumo, encarecendo o preço final dos produtos. Na capital paulista, a areia consumida, muitas vezes vem de locais a mais de 100 km de distância.

2.7 – Produção interna

Segundo dados do DNPM, a produção interna de agregados para construção civil em 2000 foi a seguinte: 238,0 milhões de metros cúbicos (380,0 milhões de toneladas), representando um crescimento de 11,0% em relação a 1999. Deste total, 97,3 milhões de metros cúbicos (155,8 milhões de toneladas) são representados por pedras britadas e 141,1 milhões de metros cúbicos (226,0 milhões de toneladas) por

areia. O Estado de São Paulo respondeu por 32,3% da produção nacional. Outros grandes estados produtores são: Minas Gerais (12,0%), Rio de Janeiro (9,0%), Paraná (7,0%), Rio Grande do Sul (6,4%) e Santa Catarina (3,9%).

2.8 – Consumo

A distribuição do consumo de pedra britada é a seguinte: 50,0% para a produção de concreto; 30,0% para pavimentação asfáltica; 13,0% para a produção de artefatos de cimento e pré-moldados; outros usos como lastro de ferrovia, contenção de taludes etc., respondem pelos restantes 7,0%. Com um consumo, em 2000, da ordem de 1,6 milhão de metros cúbicos/mês, a Região Metropolitana de São Paulo é o maior mercado consumidor de pedra britada do país. Outros grandes mercados são as Regiões Metropolitanas de Belo Horizonte, Rio de Janeiro, Curitiba e Porto Alegre e as Regiões de Campinas, Sorocaba e Baixada Santista no Estado de São Paulo. No País, 50,0% da areia produzida é destinada à fabricação de concreto e os 50,0% restantes em agregados diversos. A Região Metropolitana de São Paulo é o maior mercado consumidor de areia.

2.9 – Principais estatísticas - Brasil

A seguir observa-se algumas estatísticas brasileiras.

Tabela XI – Principais estatísticas de agregados minerais – Brasil

Discriminação			1998(r)	1999(r)	2000(p)
	Produção	10^6 m³	125,4	127,2	141,1
Areia	Consumo	t per capita(3)	1,2	1,2	1,3
	Preço(1)	US$/t	3,50	2,07	2,07
	Produção	10^6 m³	86,5	87,7	97,3
Pedra britada	Consumo	t/per capita(3)	0,8	0,9	0,9
	Preço(2)	US$/t	5,93	3,62	4,02

Fonte: Anepac/DNPM

(1) Preço médio FOB - Estado de São Paulo

(2) Preço médio FOB - Região Metropolitana de São Paulo

(3) Fator de conversão: 1,6 t/m³

(r) revisado

2.10 – Outros fatores relevantes

O consumo de agregados vem sendo impulsionado por fatores como a privatização da malha rodoviária nacional, onde as empresas são obrigadas a construir e/ou reformar as rodovias já existentes.

Também uma maior exigência com a qualidade dos agregados vem tornando o setor mais competitivo e interessado nesse padrão. As grandes concreteiras e fabricantes de pré-moldado buscam uma qualidade maior em seu produto e procuram reduzir o consumo de cimento no concreto, e conseqüentemente o aumento de agregados, sem perda de qualidade, o que já é visível no setor areeiro com a classificação desta pelas empresas exploradoras.

Com relação à produção de areia em leito de rios deve ser destacado também que, nos últimos anos, se estabeleceu uma tendência de substituição das dragas fixas (Beaver) por dragas autocarregáveis e propelidas (Hoper), que proporcionam melhor aproveitamento da jazida, menores custos de produção para grandes distâncias de dragagem e menores áreas de pátio de descarga.

Também a participação da areia artificial (finos de britagem) no consumo da Região Metropolitana de São Paulo vem crescendo. Como as fontes de areia natural estão localizadas distantes da região (em torno de 120 km), a areia artificial produzida pelas pedreiras da Grande São Paulo torna-se competitiva pela proximidade dessas (em torno de 35 km do centro de São Paulo) dos pontos de consumo, atingindo, em 2000, uma participação da ordem de 8,5%.

Em São Paulo, o ano de 2000, assistiu-se a um a boa recuperação dos preços e da produção de areia e pedra britada da ordem de 10,30% e 14,2%, respectivamente.

C A P Í T U L O 3

Geologia

1 – Localização da área de trabalho (área de estudo)

A Área de estudo localiza-se entre as coordenadas UTM 281 e 283 e 7466 e 7468, no local denominado Fazenda Santa Bárbara, a noroeste do município de Campinas, Inserida nas folhas topográficas Campinas III (76/98) e Jardim Santa Isabel (76/97), escala 1:10.000, elaboradas pela Coordenadoria de Ação Regional, divisão de Geografia do Plano Geográfico do Estado de São Paulo (1979).

O acesso à área pode ser realizado, da cidade de São Paulo, pelas rodovias Anhanguera (SP 330) e Bandeirantes (SP 348), até a cidade de Campinas. Partindo-se desta, segue-se pela rodovia SP 101, em direção a Monte Mor. A pedreira localiza-se à margem esquerda da rodovia SP 101, no km 2,3, distando aproximadamente 10 km do centro comercial de Campinas. A nordeste da cava, distante 250 m, encontram-se as construções mais próximas, uma fábrica de vidros e uma gráfica. Um pouco mais distante, a 700 m, encontra-se uma fábrica de produtos veterinários Fort Dodge e a cerca de 800 m começam as primeiras casas da Vila Boa Vista. A oeste, a área é delimitada pela Rodovia dos Bandeirantes e a sul-sudoeste ocupada por pastagens. A localização da área é mostrada na Figura 4.

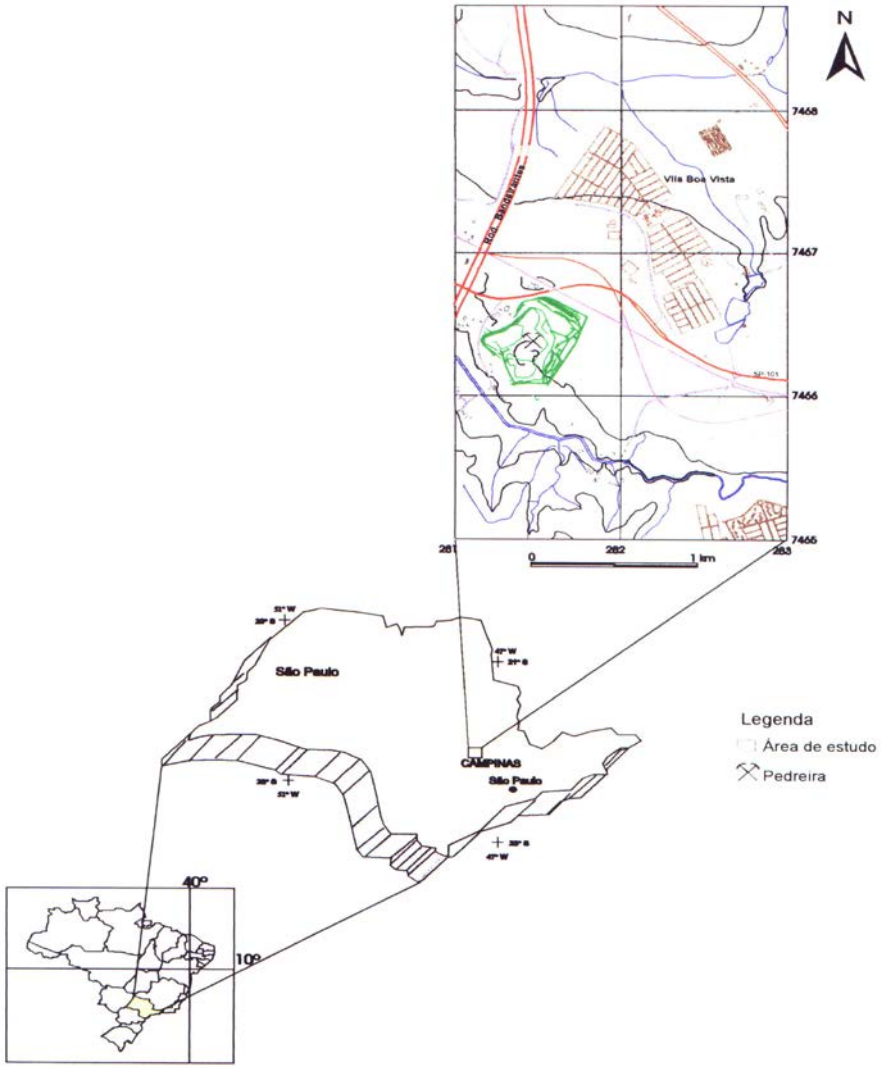


Figura 4 – Mapa de localização Fonte: Folha Topográfica Campinas III e Jardim Santa Isabel, Elaboradas pela Coordenadoria de Ação Regional, Divisão de Geografia do Plano Geográfico do Estado de São Paulo (1979) Escala: 1:10.000

2 – Estruturas geológicas

Algumas características estruturais do maciço rochoso são de grande importância, principalmente para o desmonte de rocha por explosivos (Redaelli & Cerello, 1998).

A geologia muitas vezes determina altura de bancadas a céu aberto, orientação das bancadas de acordo com o sistema de juntas, acamamento, xistosidade e outras estruturas.

Normalmente, as juntas representam regiões de fraqueza que podem permitir um corte melhor numa dada direção (Redaelli & Cerello, 1998). Por exemplo, acamamentos e juntas horizontais facilitam a obtenção de praças sem repés, e os subverticais podem resultar em faces de bancadas bem regulares, com melhor estabilidade e homogeneidade, facilitando a eficiência do desmonte e permitindo uma maior fragmentação. Juntas e camadas com mergulho em sentido contrario à face dificultam a escavação, podendo desviar os furos para o desmonte, o que é extremamente indesejável e também resultar em faces irregulares e repés. A alternância de camadas de material pouco consolidado com outras mais competentes pode dificultar muito e também ser um fator determinante para o tipo de escavação e nos desmontes com explosivos exigir a concentração de explosivos em zonas mais resistentes. Adicionalmente, juntas-falhas sub horizontais, típicas de basaltos da Bacia do Paraná, podem provocar instabilidades em cristas de bancadas.

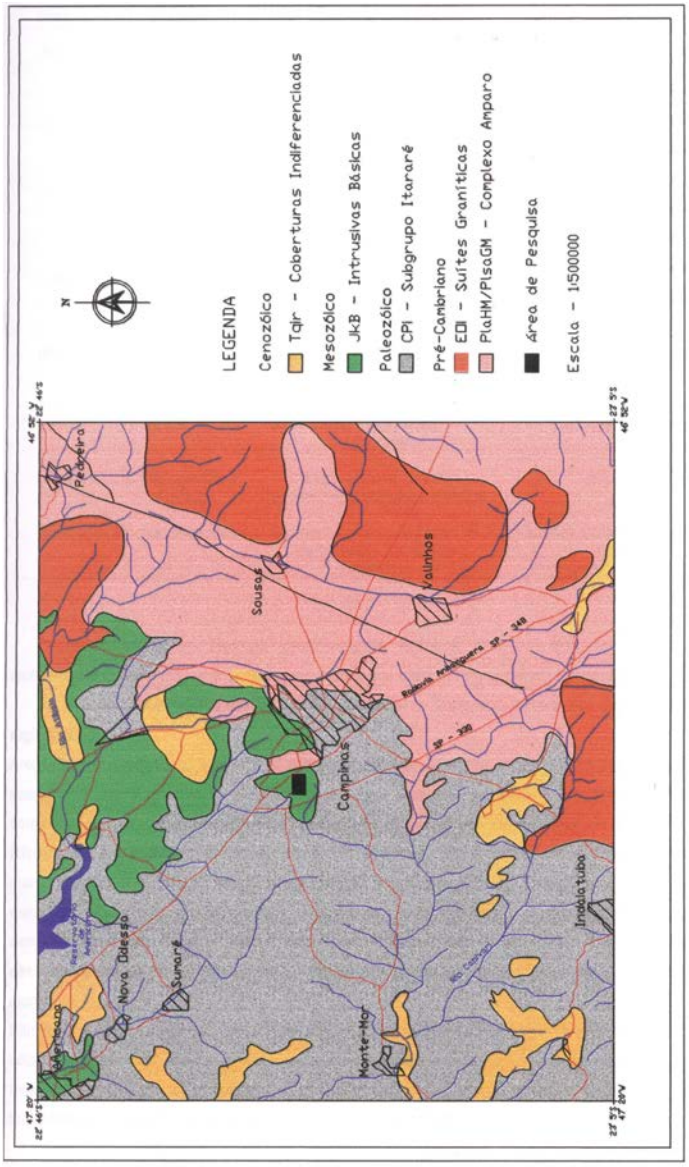
As descontinuidades podem contribuir para desvios nos furos. Também falhas e bolsões de ar dentro do maciço podem ocasionar a percolação do explosivo pelos seus interstícios, gerando excesso de explosivo em certas áreas do maciço, resultando em queda na qualidade e segurança do desmonte de rocha.

2.1 – Quadro geológico regional

Um levantamento mais detalhado no que diz respeito à geologia regional foi feito por Bacci (2000) o que destaca os grupos e subgrupos geológicos presentes na região da pedreira em questão. Abaixo são descritos esses grupos e subgrupos e o tipo de material predominante neles.

2.1.1 – Geologia Regional

Segundo estudos realizados por Bacci (2000), a área de pesquisa está inserida na região que pertence ao contexto geológico, representado pelas litologias da porção nordeste da Bacia do Paraná, muito próxima ao contato desta com o Embasamento



Cristalino.

Figura 5 – Mapa Geológico Regional (IPT, 1981)

A leste da área afloram rochas pré-cambríanas de alto a médio grau metamórfico, representadas pelo Complexo Itapira, pelas Suítes Graníticas Morungaba e Jaguariúna e por rochas miloníticas presentes nas Zonas de Cisalhamento Campinas e Valinhos. A oeste, ocorrem rochas sedimentares da Bacia do Paraná representadas pelo Supergrupo Tubarão (Subgrupo Itararé – PC). Corpos intrusivos, sob a forma de sills e diques de diabásio, associados à Formação Serra Geral (K), cortam os sedimentos da bacia e, em alguns locais, as rochas do Complexo Itapira. Os sedimentos cenozóicos, na região, são representados por materiais arenosos, em geral de origem aluvionar.

A figura 5 mostra as unidades geológicas citadas.

2.2 – Complexo Itapira

O Complexo Itapira corresponde a uma seqüência de rochas gnáissico-migmatíticas, de origem metassedimentar que, no município de Campinas, ocupa três domínios estruturais distintos, com suítes litológícas características, as quais se denominam: domínio Ocidental, Intermediário e Oriental, estando separados entre si pelas Zonas de Cisalhamento de Campinas e de Valinhos.

Tabela XII – Descrição das principais unidades pré-cambrianas do município de

Símbolo	Unidade	Descrição	Composição mineralógica
(PmiGb)	Gnaisses bandados	Grande intercalação métrica a centimétrica de variadas rochas granitóides	Tonalítica, diorítica ou anfibolítica
(PmiGx)	Gnaisses xistosos	Gnaisses peraluminosos ou muscovita-granada-sillimanita biotita gnaisses finos a médios	Muscovita, granada, sillimanita, biotita, quartzo, feldspato, máficos
(PmiGg)	Granada-biotita gnaisses	Granulação predominantemente fina a média, leucocrático a mesocrático, bandados a laminados	Biotita e outros máficos
(PMml)	Gnaisses indiferenciados	Diversas unidades do Complexo Itapira, diferenciadas em mapa devido ao relevo arrasado	Diversas composições
(Pmiδg)	Granitos-gnáissicos indiferenciados	Intensamente foliado e com minerais deformados	Granítica + granada, turmalina, muscovita e raramente sillimanita
(PmiF)	Gnaisse granitóide facoidal	Blastomilonítico, leucocrático, matriz média a fina inequigranular	Granítica + hornblenda, biotita, eventualmente pirita
( )	Suítes graníticas diversas	Compreende os granitos Jaguariúna, Morungaba e outros	Granítica
(EOm)	Rochas milioníticas	Ocorrem dentro das Zonas de Cisalhamento Campinas e Valinhos	Quartzo-feldspática, biotita e titatina

Campinas (IG, 1993)

2.3 – Rochas intrusivas básicas

As rochas basálticas da Bacia do Paraná constituem em extensão e, provavelmente, em volume a maior manifestação conhecida de vulcanismo de caráter continental relacionado às rochas de províncias gonduânicas (Ruegg, 1969).

As rochas eruptivas compreendem um conjunto de derrames de basaltos toleíticos com arenitos intercalados, aos quais estão associados corpos intrusivos da mesma composição, sobretudo diques e sills (IPT, 1981).

Os derrames ocorrem em toda extensão da Bacia do Paraná, sendo encontrados na parte superior das escarpas das cuestas basálticas e de morros testemunhos, recebendo a denominação de Formação Serra Geral. 0s diques de diabásio existem por toda a parte, penetrando nas rochas sedimentares da bacia ou nas cristalinas pré-cambrianas, descritos como intrusivas básicas (IPT, 1981).

Os diques são geralmente simples e aproximadamente verticais, preenchem fendas de tração, sendo suas paredes paralelas. Podem associar-se a sills ou cortar derrames (IPT, 1981).

"Sllls" existem em grande quantidade nas rochas paleozóicas da Depressão Periférica e nos próprios arenitos mesozóicos. São, geralmente, concordantes com as rochas encaixantes, podendo, também, ser oblíquos às suas camadas (IPT, 1981).

Petrograficamente, as rochas intrusivas são semelhantes aos basaltos da Formação Serra Geral, apresentando composição mineralógica muito simples, essencialmente constituídas de labradorita zonada associada a clinopiroxênios (augita e também pigeonita). Aparecem como minerais acessórios titano-magnetita, apatita, quartzo e raramente olivina. Os diabásios que compõem os diques e sills apresentam granulação fina a média, coloração preta a cinza escuro, alguns esverdeados, são holocristalinos, equigranulares, homogêneos e freqüentemente apresentam textura ofítica. Alguns, ainda, apresentam estrutura amigdaloidal a vesicular.

Monteiro & Gomes (1988b) apresentaram as características petrográficas e químicas de uma intrusão básica no município de Tanquinho (SP). O sill descrito apresenta uma espessura de 73 m, composição de basalto loteítico, ocorrendo no contato, ou muito próximo dele, da Formação Tatuí com o Subgrupo Itararé.

3 - Geologia local

3.1 – Aspectos Geotécnicos

As estruturas presentes em um maciço que mais interessam à investigação aplicada são as descontinuidades, cujas propriedades mais importantes são: a orientação espacial, a continuidade da estrutura, a quantidade volumétrica das juntas, a morfologia da superfície da fratura, a forma e natureza do preenchimento, a abertura entre as

superfícies opostas e a conectividade entre elas. Em sua maioria, essas propriedades são de natureza geométrica, expressando-se com significativa variabilidade espacial, mesmo em um único tipo de maciço rochoso (ABGE, 1998).

Existem dois níveis básicos nos quais se pode fazer o mapeamento do maciço rochoso, dependendo do grau de detalhamento desejado. No mapeamento subjetivo, somente são descritas as descontinuidades que parecem ser importantes. No mapeamento objetivo, são descritas todas as descontinuidades que interceptam uma linha fixa ou área de rocha exposta (ABGE, 1983).

A caracterização geológica-geotécnica do maciço rochoso inicia-se pela classificação genética sumária dos diversos tipos litológicos, que representa o primeiro critério proposto do método de classificação. Passa-se, em seguida, a análise simultânea dos seguintes critérios: estado de alteração, resistência, coerência e grau de fraturamento. Da conjugação destes parâmetros resulta o conceito de classe de rocha (ABGE, 1998).

Os conceitos mais importantes envolvendo o maciço rochoso, para um desmonte de rocha ideal são:

– Litologia
– Estado de alteração
– Resistência
– Coerência
– Tipo de fraturamento

• Classificação das descontinuidades

– Orientação Espacial
– Espaçamento
– Persistência

– Rugosidade

– Resistência das paredes
– Abertura
– Preenchimento
– Percolação
– Tamanho dos blocos

3.2 – Geologia Estrutural

3.2.1 – Quadro geológico regional

As Zonas de Cisalhamento Dúctil Campinas e Valinhos são as feições estruturais mais importantes no contexto regional. A Zona de Cisalhamento de Campinas está encoberta pelos sedimentos do Subgrupo Itararé na área urbanizada; a de Valinhos, com direção NNE, marca a foliação principal do Complexo Itapira (IG, 1993).

A Suíte Granítica Jaguariúna apresenta foliação blastomilonítica ou protomilonítica, em situação de maior deformação. Muitas vezes, a textura ígnea encontra-se preservada, devido à menor condição deformacional. O maciço Morungaba e isótropo (não foliado) apresentando-se brechado próximo à Zona de Cisalhamento Valinhos. As rochas do Subgrupo Itararé apresentam se intensamente deformadas em alguns pontos, por vezes formando brechas e sendo cortadas por falhas que se distribuem, aparentemente, em padrões tectônicos (IG, 1993).

As zonas de cisalhamento principais apresentam direção geral aproximada N30E e mergulhos elevados para NW e, subordinadamente, para SE. Outras zonas de cisalhamento menos expressivas ocorrem, em escala de afloramentos (Bacci, 2000).

Tanto para a Zona de Cisalhamento Campinas como para a de Valinhos, os altos mergulhos da foliação milonítica e as lineações de estiramento, mergulhando entre 20º e

50º para NE, mais raramente sub-horizontais, indicam tratar-se de zonas transcorrentes obliquas, com componentes que sugerem um movimento dextral (Bacci, 2000).

3.2.2 – Quadro geológico local

O quadro geológico local, de acordo com a descontinuidade, também foi todo analisado por Bacci (2000) e apresenta quatro famílias distintas e que podem ser muito relevantes no desmonte de acordo com sua posição, qualidade e quantidade. Essas descontinuidades foram observadas classificadas e quantizadas de acordo com as descrições abaixo.

O maciço rochoso estudado, representado pelo diabásio como litologia principal, originário de intrusões nos sedimentos permocarboníferos presentes na Bacia do Paraná, apresenta-se bastante diaclasado, com direções de fraturamento principal subvertical a subhorizontal (Bacci, 2000).

Segundo a ABGE (1998), as juntas ou diaclases, também descritas como fraturas, são descontinuidades no maciço rochoso que ocorrem de forma sistemática, segundo orientações preferenciais, compondo famílias ou sistemas. Em geral, compreendem dois ou mais sistemas que se cruzam, formando blocos poliédricos, cujas formas e dimensões dependem das orientações e espaçamentos relativos de cada sistema (Bacci, 2000).

Os dados estruturais obtidos mostram a existência de quatro famílias de fraturas descritos de acordo com Bacci (2000).

A primeira família, mais representativa e marcante no maciço apresenta direção principal leste-oeste, com predomínio de mergulhos altos. É muito persistente, observada em todas as frentes, com maior freqüência na porção oeste da cava, na frente C, e nos Planos I, II, e III. Essa área está mais deformada devido à maior intensidade

dos esforços tectônicos que ocorreram na região, provavelmente associados às Zonas de Cisalhamento Campinas e Valinhos, descritas em IG (1993). O espaçamento médio entre as fraturas é de 18 cm, podendo variar de poucos cm a 1 ou 2 m (raramente), sendo classificadas como próximas, segundo o critério da ABGE (1983). A direção da primeira família é perpendicular às zonas de cisalhamento.

Existem, às vezes, espelhos de falhas com estrias e veios de espessura milimétrica a decimétrica, preenchidos principalmente por calcitas e zeólitas, com rara presença de apofilita, pirita e calcopirita.

A segunda família, com direção principal noroeste-sudeste tem medidas variando de N30W a N58W. Os mergulhos são altos entre 80º e 90º. Possui espaçamento médio entre as fraturas de 30 cm. São fraturas abertas, sem material de preenchimento e com boa persistência no maciço. Aparecem com mais freqüência, também, na porção oeste da cava, nas frentes B e C (Bacci, 2000).

A terceira família de fraturas apresenta direção principal norte-sul, com tendência para NE, com máximos entre N8E a N30E, este último com pouca freqüência, e mergulhos altos. Espaçamento entre as fraturas, maior que para as outras duas famílias anteriores, varia de poucos centímetros a alguns metros, e de mais difícil observação. É presente nos Planos III e V nas frentes C, D e E.

A quarta família é subhorizontal, ocorrência freqüente, pequena persistência e pouca representatividade. Ocorre no Plano V e nas frentes C e E.

Dessa forma temos diferentes domínios estruturais na cava.

O domínio I, na parte oeste e sudeste da cava, tem predomínio da primeira família, a qual apresenta alta densidade de fraturamento.

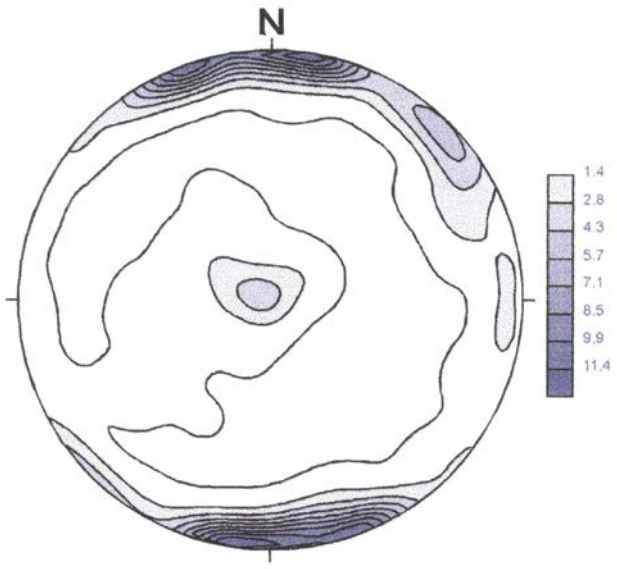
O domínio II, na parte sudoeste da cava, tem predomínio da segunda família, com alta densidade de fraturamento e com o aparecimento da terceira família com densidade média e ocorrência secundária.

O domínio III fica na porção sudeste da cava e tem predomínio da terceira família, com direção nordeste e baixa densidade.

Na figura 6 observa-se a projeção estereográfica que representa as quatro famílias de fraturas presentes no maciço. O maciço apresenta as seguintes características:

Tabela XIII – Características do maciço na região da Pedreira Basalto 5

Grau de alteração	São ou praticamente são
Grau de resistência	Resistente
Grau de coerência	Muito coerente
Grau de fraturamento	Muito fraturado



N = 493 Hemisfério inferior - Fraturas

Figura 6 – Estereograma das famílias de fraturas na área de estudo, considerando a projeção no hemisfério inferior da esfera de referência (Bacci, 2000).

As famílias de fraturas no maciço rochoso podem ser classificadas desta forma:

Tabela XIV – classificação das fraturas no maciço rochoso (Bacci, 2000)

Características	**F1**	**F2**	**F3**	**F4**
Orientação principal	E – W	NW – SE	N – S	Sub-horizontais
espaçamento	18 cm	30 cm	-	-
Persistência	Persistente	Persistente	Sub-persistente	Não persistente
Rugosidade	Irregular a liso	Liso	Liso	Liso
Resistência das paredes	Fresca	Fresca	Fresca	Fresca
Abertura	Abertas	Abertas	Abertas	Abertas
Preenchimento	Veios de 2 a 3 cm de espessura de carbonatos, com presença de zeólitas, apofilitas e sulfetos	Não preenchida	Não preenchida	Não preenchida
Percolação	V	III	III	III
Tamanho dos blocos	Fragmentado	Irregular	Irregular	Irregular

C A P Í T U L O 4

Perfuração de rocha

A perfuração de rocha é a primeira etapa da lavra e dela dependem os desempenhos de todas as outras operações subsequentes da mineração tais como desmonte de rocha, carregamento e transporte, britagem etc. Assim, a otimização da perfuração contribui também na otimização dessas outras fases posteriores, sendo esta de primordial importância.

Ao se iniciar o planejamento da escavação de um maciço rochoso, devem ser levados em consideração alguns fatores que influenciarão toda a determinação dos parâmetros a serem adotados para o desmonte do material. Tais fatores são (Silva & Gomes, 1998):

- o tipo do material a ser escavado;
- o volume de rocha necessário e sua distribuição ao longo do tempo (produção mensal/semanal/diária);
- o equipamento de furação;
- as dimensões do britador primário;
- a altura da bancada;
- o porte dos equipamentos de carga;
- as restrições oriundas da interferência com o entorno das escavações (ruídos, vibrações do terreno, ultra-lançamentos etc.).

Os desmontes devem, tanto quanto possível, atingir as expectativas dos mineradores quanto:

- à fragmentação (distribuição granulométrica e índice de fogos secundários);
- ao perfil da pilha de material detonado;
- à conformação final do pé da bancada;
- à estabilidade do talude resultante;
- atender a legislação ambiental dos órgãos competentes.

Os furos são geralmente caracterizados por quatro parâmetros: diâmetro, profundidade, retilinidade e estabilidade (Silva, 1998).

1 – Diâmetro dos furos

As empresas de agregados para construção civil e de pequeno porte, no Brasil, utilizam normalmente diâmetros de 2 ½ ” a 3 ½ ”.

Segundo Silva & Gomes (1998), o diâmetro do furo é determinado, muitas vezes, pelas propriedades das rochas, grau de fraturamento requerido, e pelo custo relativo de perfuração por tonelada para cada tamanho de broca (coroa). Furos de menor diâmetro, em material de difícil fragmentação, tem a vantagem de distribuir melhor o explosivo no maciço. Furos de diâmetro maior proporcionam uma fragmentação mais grosseira, assim o diâmetro de perfuração também é função dos equipamentos de carregamento e transporte.

A figura 7 mostra a influência do diâmetro das coroas na malha de perfuração, fragmentação da rocha, tamanho da pilha e dos equipamentos de carregamento e transporte.

O limite máximo de carga por espera também pode ser um fator relevante na escolha do diâmetro dos furos, onde uma mina de diâmetro maior pode ultrapassar a carga máxima por espera.

Quando se perfura com diâmetros maiores, os espaçamentos entre eles também devem ser maiores, mas deve-se tomar cuidado para que isto não resulte em “dentes” formados no banco remanescente.

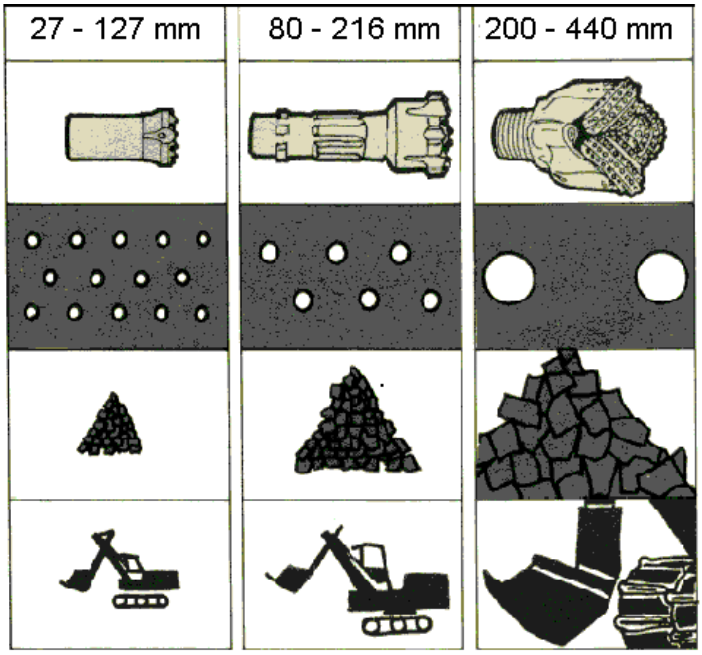


Figura 7 – Influência do diâmetro no nº de furos, na fragmentação da rocha, na altura da pilha e no porte do equipamento de carregamento (Silva, 1998).

2 – Profundidade dos furos

A profundidade requerida para os furos é um fator determinante de escolha do equipamento de perfuração.

Quanto mais profundo for o furo realizado, maior será a probabilidade de desvios de furo devido ao comprimento da coluna de perfuração, assim também, no caso de martelo de superfície, a energia transmitida é dissipada ao longo da coluna de perfuração, nesses casos o ideal seria a utilização de um martelo de fundo de furo (DTH) que age diretamente sobre a coroa, eliminando essas perdas de transmissão de energia.

3 – Retilinidade do furo

A retilinidade de uma perfuração varia, dependendo do tipo e natureza da rocha, do diâmetro e da profundidade do furo, do método e das condições do equipamento utilizado e da experiência do operador. Na perfuração horizontal ou inclinada, o peso da coluna de perfuração pode concorrer para o desvio do furo. Ao perfurar furos profundos para detonação, o furo deve ser tão reto quanto possível para que os explosivos sejam distribuídos corretamente, a fim de se obter o resultado desejado (Silva, 1998).

Para compensar o desvio dos furos às vezes é necessário furar com menor espaçamento o que resulta em maior custo. Quando há desvios nos furos, estes podem se encontrar ou ficar muito próximos em determinado ponto, o que resultaria em uma detonação por “simpatia” de uma carga que deveria sair posteriormente gerando problemas no desmonte tais como vibração, ruídos e ultralançamento, além da possibilidade de geração de matacões pela pouca concentração de explosivos em outras áreas do maciço.

Também o erro no emboque do furo por parte do operador ou por desalinhamento na lança
pode comprometer o alinhamento deste.

A figura 8 mostra dois exemplos de desvios de furo passíveis de comprometimento no desmonte.

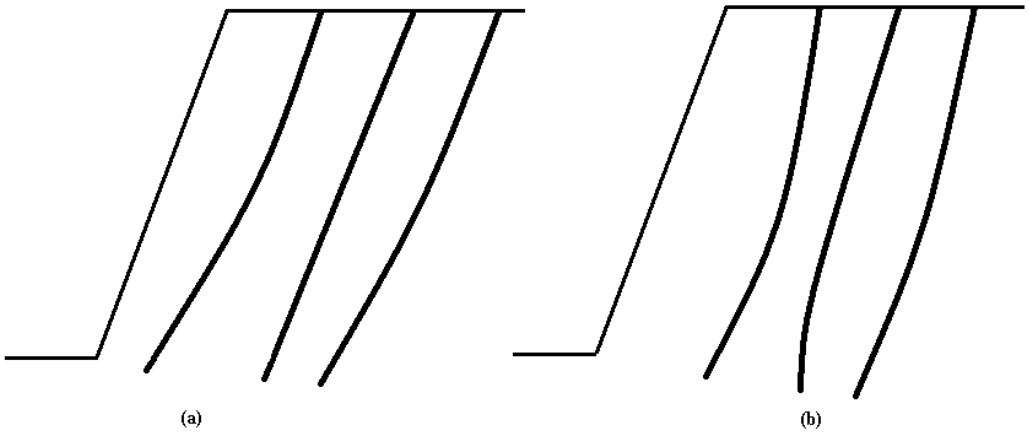


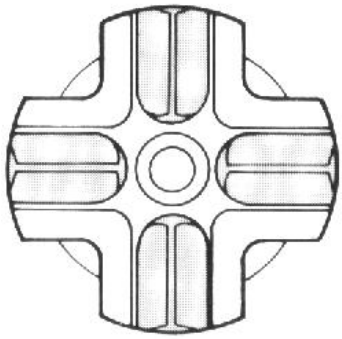
Figura 8 – Exemplos de desvios de furo que possam comprometer os desmontes

Observando a figura 8 acima, pode-se observar que em (a), o desvio do furo da primeira linha pode ocasionar o lançamento excessivo do material do pé do banco, e provocar uma defasagem entre a primeira e a segunda linha de furo o que ocasionaria a geração de blocos e/ou repés. Em (B) observa-se um afastamento excessivo do furo da primeira linha à face, provocando ruídos, vibrações e geração de blocos, também, o afastamento da primeira linha em relação á segunda é muito pequeno resultando em concentração de explosivo nessa área, podendo gerar uma iniciação por “simpatia”.

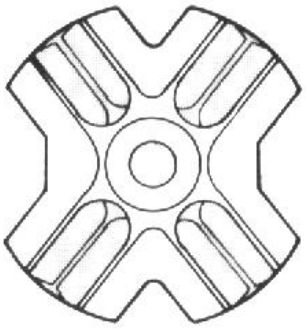
3.1 – Influência das coroas na retilinidade do furo

3.1.1 – Tipos de coroa

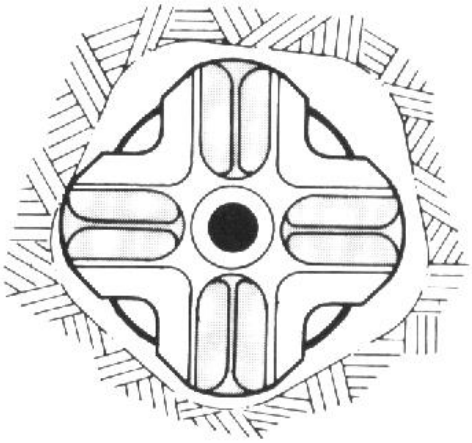
Os tipos de coroas diferentes são utilizados, de acordo com sua nomenclatura, para tipos distintos de rochas e realização de diferentes tipos de trabalhos. Alguns tipos de coroas são apresentados a seguir pelas figuras 9 e 10.



Coroa em cruz

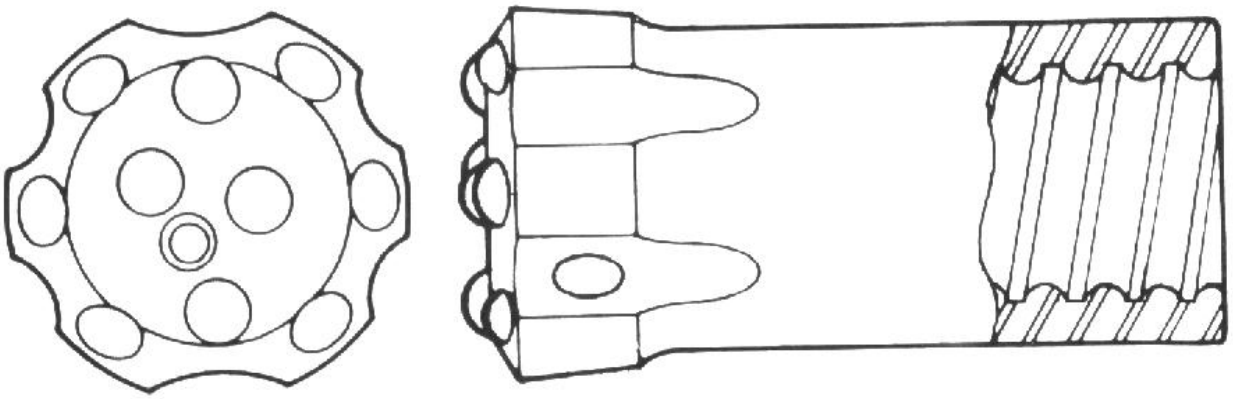


Coroa em X



Enquadramento da coroa em cruz

Figura 9 – coroas convencionais (Castro e Parras, 1986)



Coroa em botões

Figura 10 – Coroa de botão (Castro e Parras, 1986)

As coroas em botão apresentam as seguintes vantagens em relação às convencionais:

- maior velocidade de penetração;
- perfuração mais suave com menores desgastes na coluna de perfuração e perfuratriz;
- melhor dispersão do material desagregado, possibilitando melhor limpeza;
- menor tendência de prender a coroa;
- melhor acabamento do furo;
- maior dureza das pastilhas;
- maior vida útil;
- maior intervalo entre afiações.

As desvantagens das coroas em botão em relação às convencionais são:

- tendência a maiores desvios principalmente em formações rochosas fraturadas;
- maior desgaste em certos tipos de rocha;
- processo manual de afiação, exigindo maior habilidade do operador, mesmo que ainda existam maquinas de afiação automática no mercado, mas com custo elevado.

Para uma mesma perfuratriz, pode-se escolher o diâmetro e o formato da coroa, em conformidade com o tipo de rocha trabalhada. A figura 11 mostra os três tipos de formato de coroas.

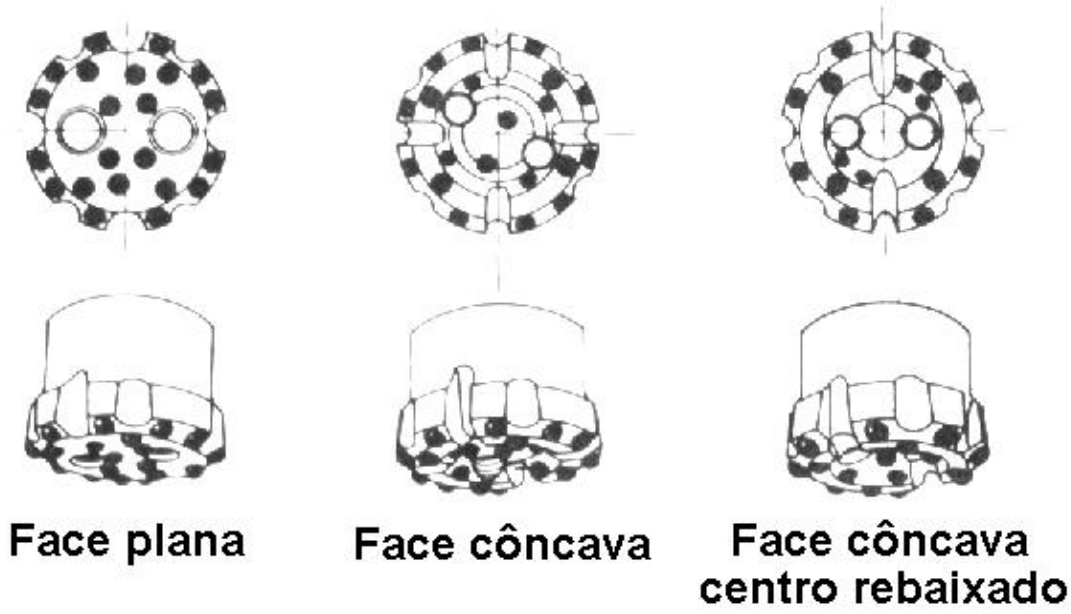


Figura 11 – Formatos de coroa (Castro e Parras, 1986)

As coroas de face plana destinam-se à perfuração de rochas preferencialmente duras. As de face côncava utilizam-se em rochas fissuradas ou abrasivas. Já as de centro rebaixado, para aumentar a velocidade de penetração em rochas médias e duras, ou melhor, alinhamento em qualquer tipo de rocha.

3.1.2 – Pressão de avanço

A pressão de avanço é um item muito importante na perfuração de rocha. Sabe-se que a medida que a pressão de avanço aumenta, há um acréscimo da velocidade de penetração, até determinado limite além do qual a velocidade diminui, conforme o gráfico da fitgura 12.

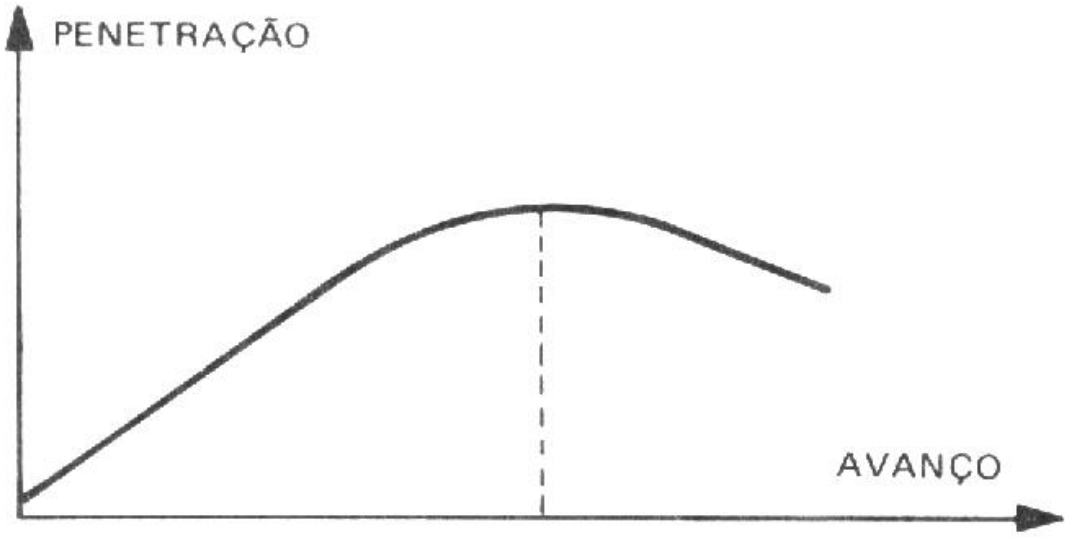


Figura 12 – Variação da velocidade de penetração com o avanço (Castro e Parras, 1986)

Uma pressão de avanço excessiva provoca flexões na coluna de perfuração e redução na transferência de energia de percussão à rocha, que se traduz por desvios na perfuração e por outro lado, não aumentando a velocidade de perfuração. Ocorrem também dificuldades de limpeza, desgaste na pastilha e se a operação se realiza em baixa rotação, principalmente em rochas mais macias, poderá haver engastamento da coroa no fundo do furo e mesmo rupturas na coluna de perfuração bem como danos à perfuratriz.

Quando uma pressão de avanço excessiva estiver associada a uma alta rotação, facilita a ocorrência dos problemas anteriormente citados. Além do mais, neste caso, há tendência a um excessivo aperto das roscas, que dificultará o desacoplamento, existindo também, é claro, uma maior possibilidade de rompimento na coluna do que no caso anterior. Existirá também a tendência a um maior desgaste das pastilhas. A operação nestas condições é facilmente detectável, pois percebe-se um excesso de vibrações no conjunto devido à irregularidade da rotação.

3.1.3 – Precisão no alinhamento

Quando se necessita executar furos com maior precisão de alinhamento, dispõe-se de dispositivos que são interpostos à coluna seccionada, as chamadas *hastas-guia.* A figura 13 ilustra esta haste e o seu encaixe com a coroa.

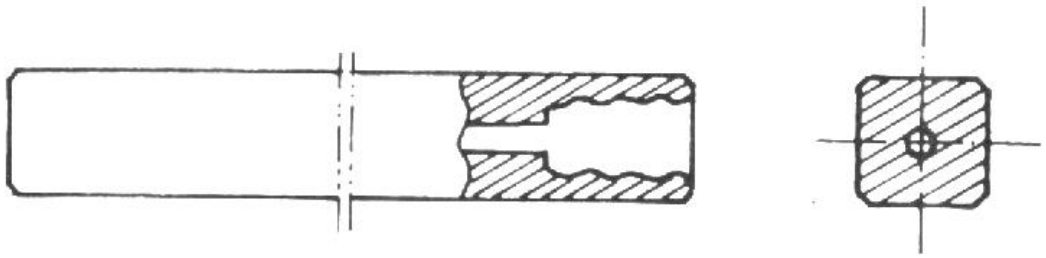


Figura 13 – Haste guia (Castro e Parras, 1986)

O princípio básico de funcionamento é aumentar a estabilidade do conjunto pelo aumento do diâmetro, assim como servir de guia pelo emprego de uma forma adequada.

A haste-guia é interposta entre a coroa e a primeira haste, tendo secção quadrada e comprimento de 1,80 m (6’). Apresenta duas roscas fêmeas nas extremidade, para acoplar-se tanto à coroa como à haste da coluna, através de adaptadores com rosca macho.

O diâmetro da haste-guia deve ser pouco menor do que o diâmetro da coroa utilizada.

4 – Distância de choque

É a distância máxima, na qual duas ou mais cargas, não em contato, são detonados iniciando-se apenas uma delas. Essa característica é importante no caso de um carregamento incorreto, onde as cargas não estão em contato por erro no

carregamento. Quando ocorrer desvios de perfuração e ocorrer a distância de choque, dois ou mais furos podem detonar simultaneamente. Esse fenômeno é conhecido como detonação por simpatia.

5 – Estabilidade do furo

Após a abertura do furo há a necessidade de que esses permaneçam abertos. A queda de material dentro do furo pode comprometer o preenchimento destes pelos explosivos bem como a descida da cabeça de leitura do equipamento de medição de desvios de perfuração o BORETRAK. É aconselhável a estabilidade destes colocando-se uma “tampa” na superfície desses que pode ser chumaços de mato como feito pelas Pedreiras Basalto.

Outros fatores inusitados percebidos na perfuração dos maciços, tais como presença de cavernas, descontinuidades etc. devem ser comunicados pelo operador da perfuratriz ao responsável pelo plano de fogo.

6 – Furos inclinados

A perfuração de furos inclinados é uma operação que pode trazer muitas vantagens em relação à perfuração vertical, mas sua operação requer precisão na sua execução para se evitar comprometimentos no desmonte. Entretanto, sempre que possível, deve-se optar pela perfuração inclinada.

Algumas vantagens de se trabalhar com furos inclinados:

- aumento da fragmentação na região do tampão;
- maior eficiência no arranque do pé da bancada pelo melhor aproveitamento das ondas de choque na parte crítica do furo, reduzindo a necessidade de subfuração;
- redução de ultra-quebra superficial;
- maior distância de lançamento da pilha de fragmentos;

- diminuição dos problemas de aumento do afastamento do pé da bancada;

- melhor fragmentação;
- permite maior malha;
- permite redução da razão de carregamento que pode ser obtida pelo uso de explosivos de menor densidade;
- maior estabilidade da face da bancada;
- menor ultra arranque.

Algumas desvantagens de se trabalhar com furos inclinados segundo Silva (1998):

- menor produtividade da perfuratriz;
- maior desgaste de brocas, hastes e estabilizadores;
- maior custo de perfuração;
- maior comprimento de furo para uma determinada altura da bancada;
- maior risco de ulta-lançamentos dos fragmentos rochosos.

Na perfuração inclinada, ângulos acima de 25º não são recomendados devido ao desgaste excessivo nas coroas.

Na figura 14 é feita uma comparação da perfuração horizontal em relação à perfuração inclinada:

Na figura 14 a porção vermelha dos furos corresponde ao tampão e comparando-se os dois casos, observa-se que a área hachurada em (b), devido à inclinação, é menor que a área em (a). Nota-se que o afastamento **A' no pé do banco** é maior que o afastamento **A planejado**. É importante observar também que no caso (a) a direção de atuação dos explosivos localizados no fundo do furo aponta para uma região de maior engastamento, enquanto que em (b) esta direção aponta para uma zona mais livre, favorecendo o arranque do pé (Silva & Gomes, 1998, modificado por Quaglio, 2002).

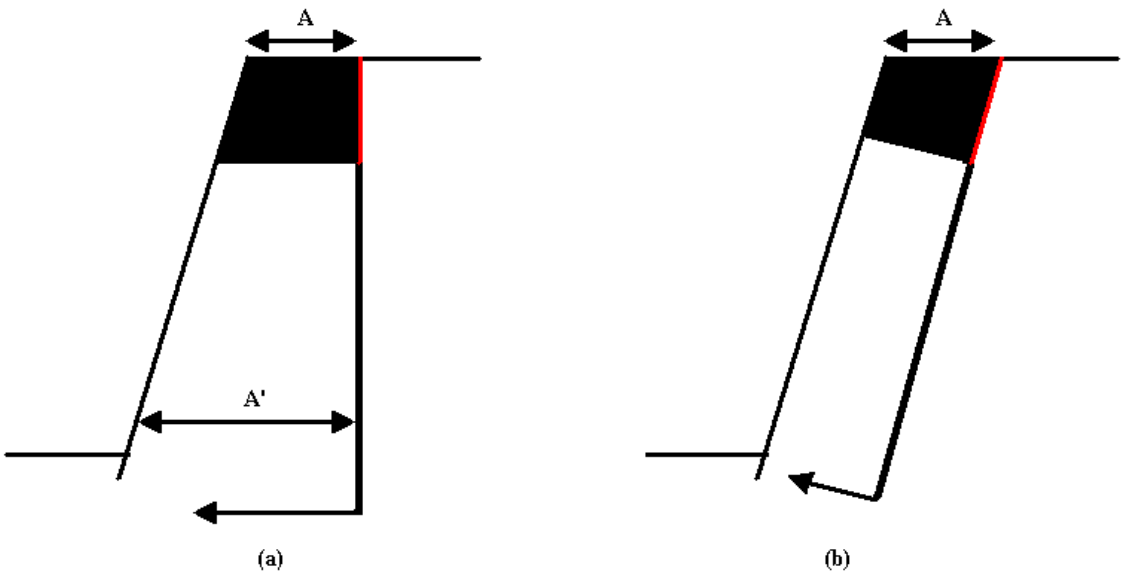


Figura 14 – comparação entre a execução de furos verticais (a) e inclinados (b).

7 – Problemas gerados pelo incorreto comportamento e alocação dos furos de detonação

7.1 – Ultralançamento

O ultralançamento é o lançamento indesejável de fragmentos rochosos da área de desmonte, representando um grande perigo para as pessoas que vivem fora do limite da mina, bem como para os profissionais e equipamentos que estão dentro da cava da mina.

7.2 - Problemas gerados pelos desvios na perfuração

Quando o afastamento da frente de uma bancada é inadequado ou quando a coluna de tamponamento é muito curta, uma cratera é formada e a rocha é ejetada da cratera e pode ser arremessada a uma distância considerável, como é mostrado na figura 15. O ultralançamento pode ser causado pela inclinação incorreta da perfuração, e por condições que permitam a fuga de gases explosivos ao longo da descontinuidade do maciço rochoso ou uma alta concentração de explosivo em virtude da presença de vazios (cavernas) na rocha (SILVA, 1998).

A figura 15 ilustra várias situações possíveis de acontecer na perfuração e desmonte de rocha que possam ocasionar problemas na qualidade do desmonte.

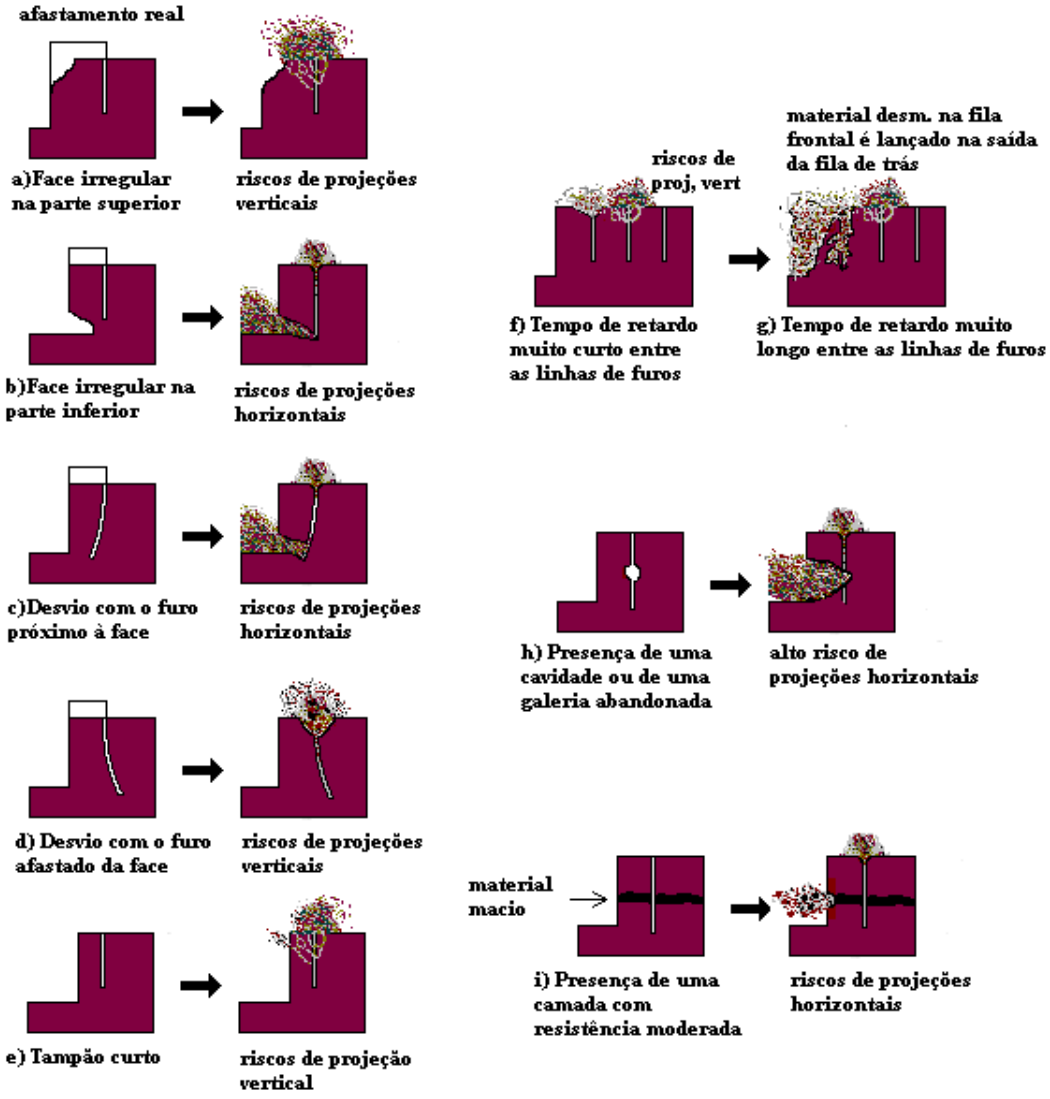


Figura 15 – Causa dos ultralançamentos dos fragmentos rochosos (Silva, 1998: modificado por Quaglio 2002)

A perfuração de rocha é um fator de primordial importância para o sucesso de um desmonte com explosivos. A perfuração incorreta do maciço rochoso pode ocasionar problemas sérios tais como, ultralançamento, excesso ou pouco volume de carga em certas áreas do maciço, matacos, vibrações, ruídos, distância de choque entre duas minas distintas etc. podendo, muitas vezes, chegar a comprometer o desmonte.

Segundo Castro e Parras, 1986, durante a perfuração ocorrem normalmente desvios, que vão depender das características da rocha, do equipamento utilizado, bem como dos cuidados no decorrer da operação.

A posição final do fundo de um furo, será função de três parcelas:

- erro de emboque E_1
- erro de falta de alinhamento do furo E_2
- erro de deflexão E_3

O erro de emboque ocorre devido a irregularidades superficiais da rocha, ou dificuldade de posicionamento do equipamento de perfuração, o que impede que o furo seja embocado em sua posição prevista. Esta parcela é a única que independe da profundidade de perfuração.

O erro de falta de alinhamento, manifesta-se pela dificuldade em manter o equipamento rigorosamente segundo a direção prevista do furo. Este erro é influenciado pela estrutura da rocha, como por exemplo planos de xistosidade, juntas, diáclases etc.

O erro de deflexão ocorre devido à tendência da coluna de perfuração fletir no interior do furo. A flexão pode se originar de falta de rigidez da coluna quando o diâmetro da coroa é bem maior do que o diâmetro das hastes empregadas.

Os desvios podem ocorrer também por problemas na perfuratriz, tais como:

- folga entre o berço de fixação da perfuratriz e o mastro;
- folga por desgaste das guias do mastro;
- folga nos pinos de fixação dos cilindros dos movimentos frontal e lateral do mastro;
- folga nos pinos de fixação dos cilindros de posicionamento da lança;
- vazamento nos cilindro, problemas na válvula de acionamento do sistema hidráulico;
- freios e esteiras com defeito ou mal regulados;
- posicionamento incorreto da carreta de perfuração trazendo instabilidade ao conjunto.

Desvios normalmente admissíveis

Emboque $E_1 = \frac{1}{2}\,\phi$

Alinhamento $E_2 = H\ (cm)$

Deflexão $E_3 = 0{,}6\,H^{3/2}$ (furos horizontais)

$E_3 = 0{,}2\,H^{3/2}$ (furos verticais ou inclinação até 1 : 20)

ϕ = diâmetro do furo em cm

H = profundidade do furo em metros

E_1, E_2, E_3 em cm.

Na figura 16 mostra uma vista em perfil de alguns erros ocorridos durante a perfuração de rocha:

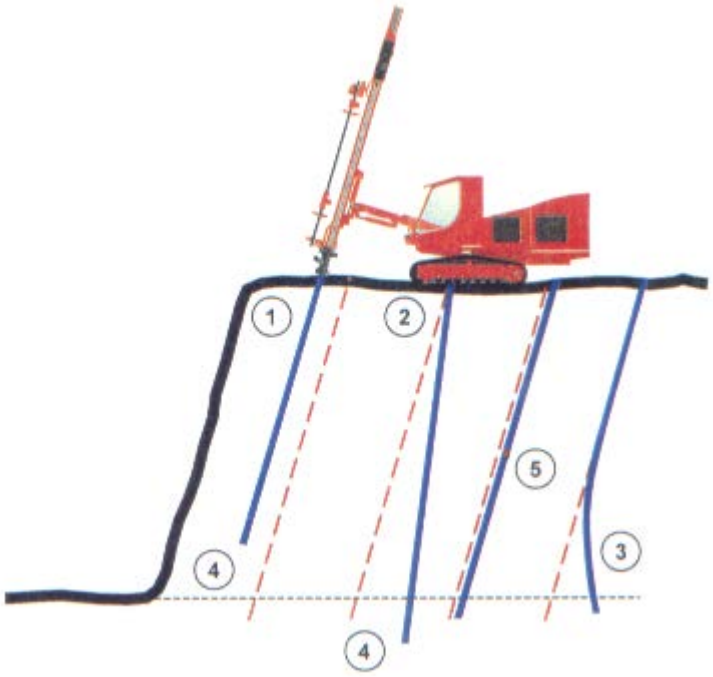


Figura 16 - erros na execução da perfuração (Sandvik, 2001)

Pela figura 16 podemos observar

1 – erros de marcação e de alinhamento dos furos;
2 – erros direcional e de inclinação;
3 – erros de deflexão;
4 – erros de profundidade do furo e desvio;
5 – obstrução ou furos perdidos.

Na figura 17, pode-se observar em a) um erro direcional ocorrido em granito, b) deflexão causada por flexão gravitacional devido ao diâmetro de perfuração em furos inclinados em sienita c) deflexão com ou sem furo piloto em micaxisto.

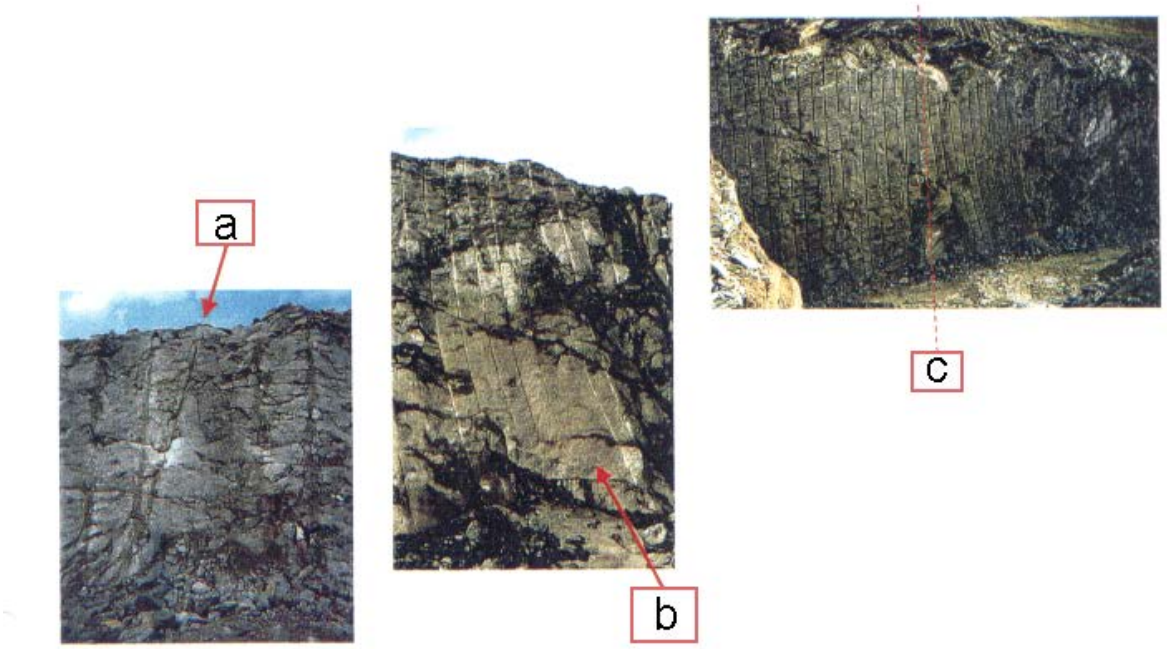


Figura 17 - meia cana mostrando o desvio de furos em diferentes situações (Sandvik, 2001)

7.3 - Controle de erro da marcação da posição e do alinhamento dos furos

1a) antes de cada detonação, deve-se estabelecer uma linha de referência a uma distância de duas vezes o afastamento atrás da última linha de furos. Depois da perfuração, a posição da nova linha de frente de furos para o novo desmonte pode então ser traçada à frente da linha de referência, e a posição do alinhamento estabelecida pela utilização de trena, esquadros óticos ou alinhamento à laser. A figura 18 ilustra esse controle.

1b) GPS ou teodolitos podem ser empregados para marcar a posição do alinhamento corretamente, uma vantagem especialmente quando perfurando terrenos ondulados.

2) o alinhamento deve ser marcado usando linhas pintadas, não marcações como pedras, plugues, ou outro material dessa natureza que possam ser facilmente removidos do posicionamento desejado (Sandvik, 2001).

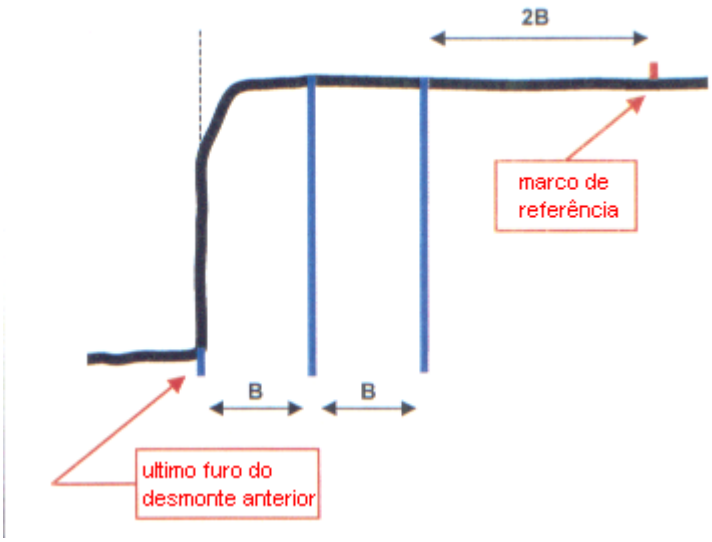


Figura 18 - marcação da posição da próxima fila de furos (Sandvik, 2001)

7.4 - Problemas gerados na perfuração pelas descontinuidades do maciço rochoso

Descontinuidades no maciço rochoso, tais como fraturas, planos de acamamento, juntas (observados no capítulo anterior) etc. podem levar a coroa a seguir direções não condizentes com a determinada pelo plano de fogo, fazendo com que este “deslize” e modifique seu ângulo de avanço, ocasionando desvios nos furos.

A figura 19 mostra um exemplo de descontinuidade por onde a coroa e a coluna de perfuração atravessaram e, mostra também um esquema do que acontece quando a coroa encontra essa descontinuidade.

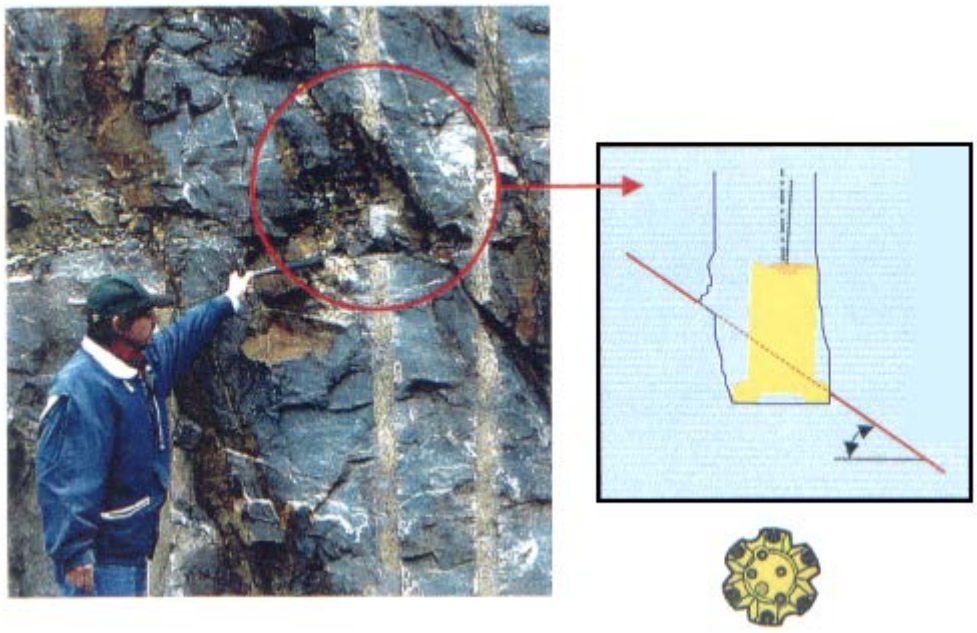


Figura 19 - Deflexão na perfuração em rocha fraturada (Sandvik, 2001)

Quando a face da coroa começa a atravessar a superfície de uma fratura no fundo do furo – os botões tendem a deslizar para fora (ou por essa) superfície e assim desviam a coroa.

Um formato mais agressivamente perfilado dos botões (balístico/desbastante) e um perfil da face da coroa *(drop center)*, reduzem esse escorregamento por anatomia dos botões, cortando e atravessando a superfície da fratura – isto resulta em menor deflexão global da coluna de perfuração e da coroa.

A figura 20 mostra uma família de juntas e a marca do desvio da coroa pela meia cana remanescente na face da bancada e, mostra também um esquema utilizando uma coroa com uma guia para mitigação do problema de desvio.

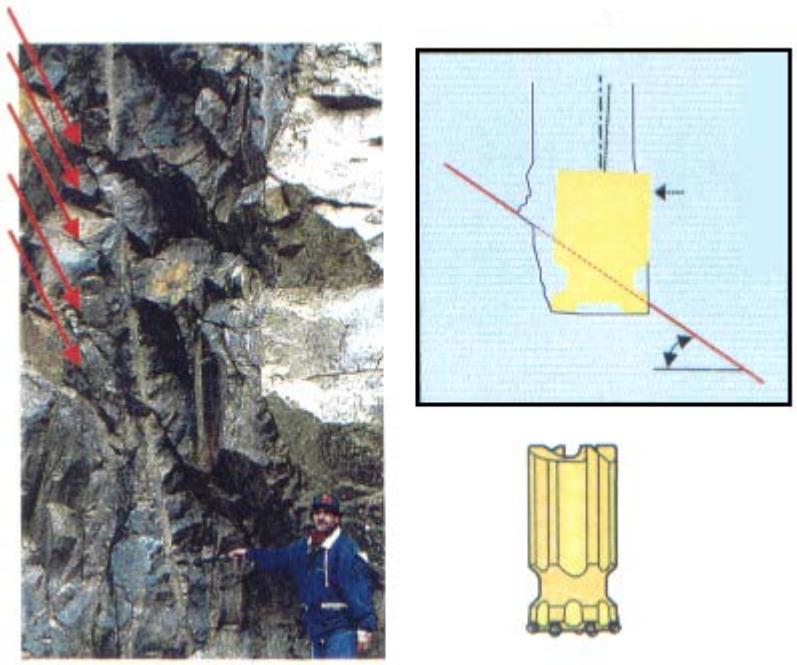


Figura 20 - desvio do furo provocado pela família de juntas (Sandvik, 2001)

Quando a face da coroa inicia a perfuração através de uma superfície de fratura no fundo do furo – botões desiguais tendem a escorregar, resultando em deflexão da coroa e da coluna de perfuração.

Uma coroa com suporte ou guia de fundo de furo (retrac type *bits*) reduz a deflexão da coroa causada pela desigualdade nos botões pela centralização da coroa com esse suporte de fundo (figura 20).

8 – Como detonar sem ultralançamento

8.1 – Equipamento para medição de desvios na perfuração

Um fator fundamental para se detonar sem ultralançamentos e ainda economizar explosivo é o conhecimento pleno da face da rocha que se deseja desmontar.

A empresa inglesa MDL desenvolveu um sistema computadorizado, baseado em tecnologia laser, que permite (ALPHA SURVEY, 2001):

- visualizar o volume a ser desmontado no computador;
- determinar, com precisão, o perfil da face da rocha;
- determinar o plano de detonação, a localização dos furos e as cargas ideais;
- determinar a direção e a profundidade dos furos;
- recalcular as cargas com base na posição real dos furos.

Esse equipamento, o QUARRYMAN, já é utilizado em mais de 500 empresas em todo mundo e é auxiliado pelo BORETRAK, que é um equipamento que permite a leitura do desvio ocorrido nos furos, bem como da profundidade obtida da perfuração executada no maciço rochoso.

O QUARRYMAN é composto por um instrumento de medição de distâncias a laser, computadorizado, que permite modelar a face da rocha, informando a profundidade da face que se deseja remover, o programa mostra o volume e calcula automaticamente a posição e profundidade dos furos, bem como a carga a ser colocada em cada furo (ALPHA SURVEY, 2001). Dessa forma, com o correto posicionamento dos furos e seus desvios calculados pode-se evitar que os lançamentos ocorram, uma vez que o excesso de explosivos, devido a irregularidades na face, é o causador desse problema.

Além de aumentar muito a segurança da pedreira, a utilização do QUARRYMAN permite (ALPHA SURVEY, 2001):

- redução de custo de explosivos;
- melhor aproveitamento das faces;
- melhor fragmentação;

- evita a detonação secundária de grandes blocos;

- evita acidentes com rochas lançadas à distância;
- reduz os prêmios de seguro.

8.1.1 - Relatório da perfuração e face da bancada em desmonte de rocha

O sistema integrado BORETRAK E LASER PROFILE permite a elaboração e arquivo dos dados da perfilagem da bancada a desmontar e possibilita a análise da distribuição do explosivo no maciço prevendo:

- distribuição atual dos explosivos no maciço rochoso – indicando a variação local do fator energia de detonação;

- risco de ultralançamento da face e topo da bancada;

- risco de iniciação incorreta entre as minas individuais;

- risco de pressão no maciço separando o explosivo e impedindo a detonação de sua carga ou uma fração dela.

A figura 21 mostra um modelo de perfuração de um maciço rochoso observado pela utilização do sistema. Pela figura pode-se observar áreas de concentração dos furos na altura do pé da bancada o que ocasionaria concentração de carga e consequentemente problemas de ultralançamento, vibração, ruídos e a pulverização da rocha nessas áreas, além da iniciação simultânea de furos que deveriam ser iniciadas individualmente devido ao contato das cargas de furos diferentes ou iniciação por simpatia. Em contrapartida, outras áreas concentram pouca carga ocasionando a geração de blocos e problemas de repé.

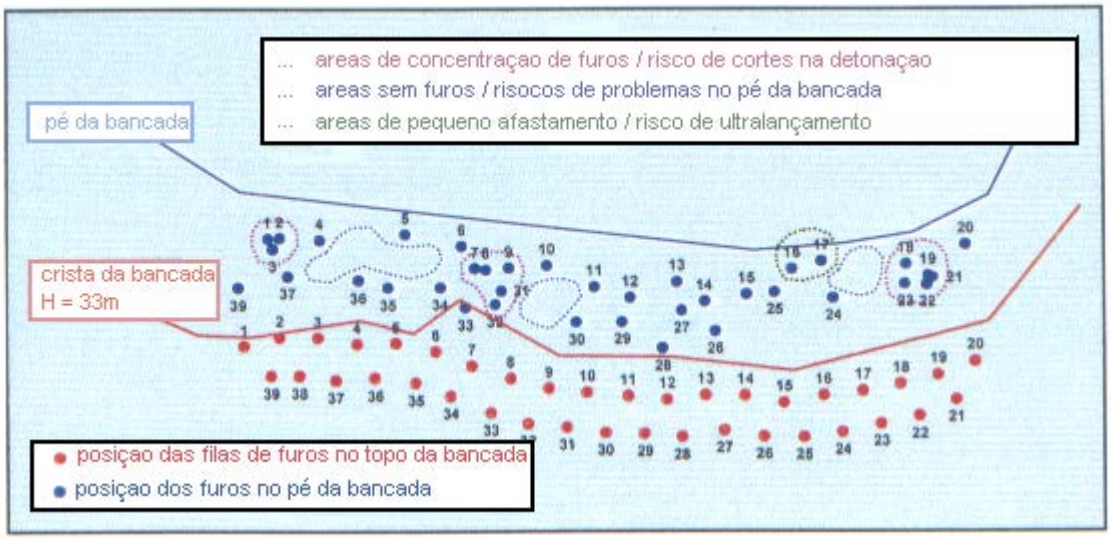


Figura 21 - Modelo de perfuração de uma bancada com desvios nos furos (Sandvik, 2001)

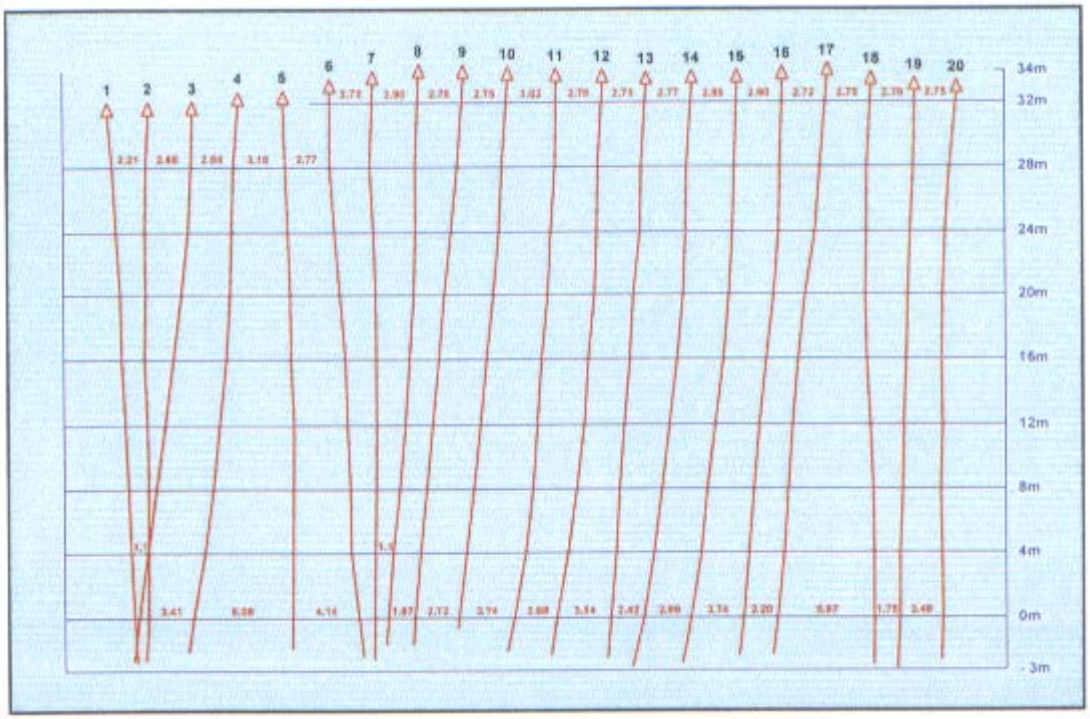


Figura 22 - Visualização dos dados obtidos pelo medidor de desvios de furo BORETRAK (Sandvik, 2001)

Algumas conseqüências dos desvios de furos podem ser listadas como:

Pior caso: furos coincidindo com os furos vizinhos ou próximos a estes

- iniciação simultânea de furos vizinhos que deveriam ser iniciados individualmente com a perda da seqüência de detonação e redução da performance do explosivo;
- deflagração ou corte na seqüência da coluna de explosivo, causando a redução do desempenho do explosivo

Caso intermediário: feixes e áreas de furos aglomerados

- deflagração dos explosivos em agrupamento de furos reduzindo a performance dos explosivos;
- pobre fraturamento e deslocamento do maciço rochoso nas áreas de furos aglomerados resultando em repés, e consequentemente uma pobre condição de carregamento.

Boa prática: afastamento dos furos no máximo de 2 – 3 %

8.2 – Divisão da bancada

Uma maneira para se mitigar os desvios na perfuração de rocha pode ser a divisão de uma bancada muito alta em duas bancadas de menor altura. Dessa forma os desvios de deflexão da coluna de perfuração na porção mais profunda do furo são diminuídos, uma vez que a tensão gerada na coroa pelo peso da coluna é menor em profundidades menores.

Também com uma altura de perfuração menor, esta se mantém mais firmemente rígida pela sua maior proximidade à perfuratriz que está fixa na superfície, diminuindo a deflexão quando a coroa encontra uma descontinuidade no maciço. Esses casos podem ser observados pela figura 23.

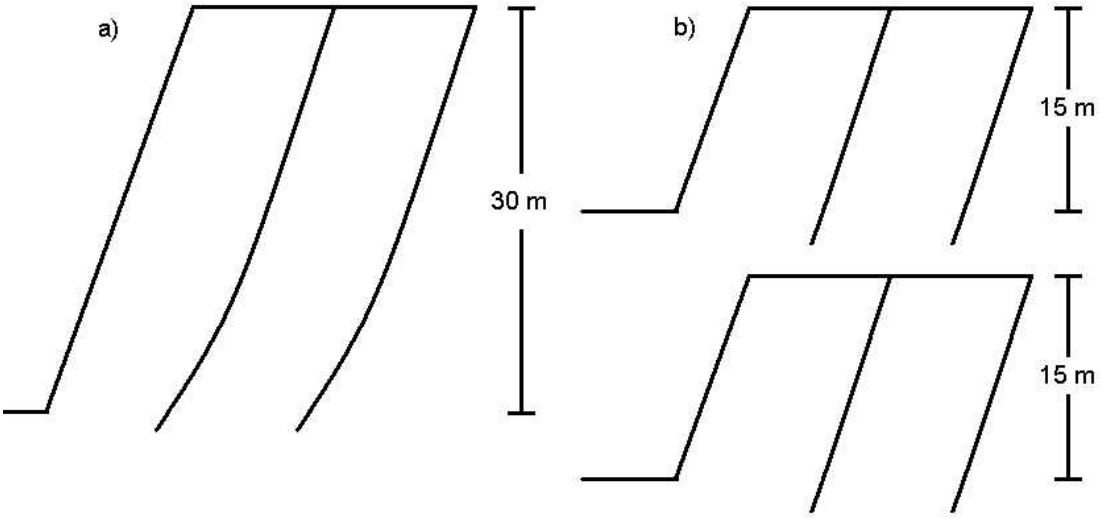


Figura 23 – Divisão de bancadas concorrendo para a mitigação dos desvios de furo

Pela figura 23, observa-se que em uma bancada de 30 metros a), ocorrem desvios de perfuração na parte mais profunda do furo, enquanto que se essa bancada fosse dividida em duas bancadas de 15 metros b), esses desvios seriam evitados.

9 – Plano de fogo a céu aberto (João Carlos, 1998)

9.1 – Introdução

A partir da década de 50 foram desenvolvidas um grande número de fórmulas e métodos de determinação das ***variáveis geométricas***: afastamento, espaçamento, subperfuração etc. Estas fórmulas utilizam um ou vários ***grupos de parâmetros***: diâmetro do furo, características dos explosivos e dos maciços rochosos etc.

Não obstante, devido a grande heterogeneidade das rochas, o método de cálculo do plano de fogo deve basear-se em um processo contínuo de ensaios e análises que constituem o ajuste por tentativa.

As regras simples permitem uma primeira aproximação do desenho geométrico dos desmontes e o cálculo das cargas. É óbvio que em cada caso, depois das provas e análises dos resultados iniciais, será necessário ajustar os esquemas e cargas de explosivos, os tempos de retardos até obter um grau de fragmentação, um controle estrutural e ambiental satisfatórios.

9.2 – Desmonte em banco

9.2.1 – Aplicações

As aplicações mais importantes são: escavação de obras públicas e mineração a céu aberto.

9.2.2 – Diâmetro da perfuração

A eleição do diâmetro de perfuração depende da produção horária, do ritmo de escavação, da altura da bancada e da resistência da rocha.

Uma produção elevada requer furos maiores. A produção não aumenta linearmente em relação ao diâmetro do furo, mas praticamente de uma forma quadrática, o que depende da capacidade dos diferentes equipamentos de perfuração.

Com regra prática pode-se dizer que a altura, em metros, econômico de uma bancada deverá ser entre 2 a 5 vezes o diâmetro do furo em polegadas. Utilizando essa regra, também um diâmetro razoável de um furo em relação à altura da bancada pode ser estimado.

9.2.3 – Altura do banco

A escolha da altura de bancada é uma decisão que deve ser tomada levando-se em consideração questões de ordem técnica e econômica, a saber:

- (1) As condições de estabilidade da rocha que compõe o maciço e a segurança nas operações de escavação;
- (2) O volume de produção desejado, o qual determinará o tipo e o porte dos equipamentos de perfuração, carregamento e transporte;
- (3) A maximização da eficiência no custo total de perfuração e desmonte.

Principalmente quando se considera a redução dos custos de perfuração e desmonte há uma tendência mundial por se trabalhar com bancadas altas. Para se entender melhor o porque disto, consideremos o exemplo de uma mineração em bancadas cuja cava tenha 60 metros de profundidade conforme a figura 24 (JOÃO CARLOS, 1998).

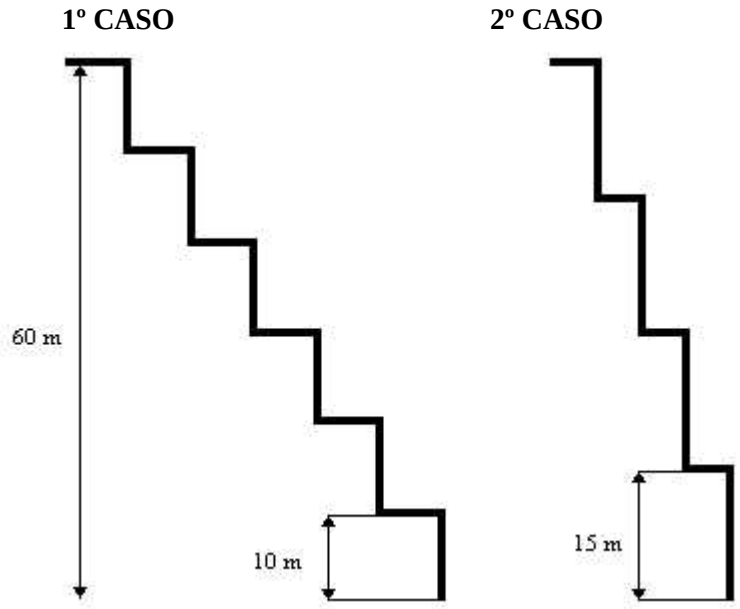


Figura 24 - Comparativo entre a utilização de bancadas de diferentes alturas para se vencero mesmo desnível.

Conforme se observa, no primeiro caso onde a altura de bancada escolhida foi de 10 m, seriam necessárias 6 bancadas para se atingir os 60 m de profundidade. Já no segundo caso, com bancadas de 15 m de altura, seriam necessárias apenas 4 bancadas

para se atingir os mesmos 60 m. Ou seja, uma economia de 33 % em número de bancadas.

Consideremos agora, que os seguintes ítens de custo são iguais ou aproximadamente iguais tanto para a bancada de 10 m quanto para a bancada de 15 m:

- (1) A metragem de tampão, por exemplo 1,5 m , a qual é responsável pela maior parte dos fogos secundários de uma detonação por ser a porção do furo não carregada com explosivos;
- (2) A metragem de subfuração, a qual não contribui com nenhum acréscimo para o volume de material detonado;
- (3) O consumo de acessórios utilizados na ligação dos furos na superfície superior da bancada;
- (4) A mão-de-obra utilizada no carregamento dos fogos de uma das bancadas;
- (5) O período de tempo necessário para evacuação, espera e retorno às áreas detonadas, durante o qual as operações de lavra devem ser suspensas.

Fica claro que todos os ítens listados acima, sofreriam uma redução de 33 % se optássemos pelo segundo caso no exemplo da figura 24.

Todavia, ao adotarmos bancadas mais altas nos deparamos com alguns inconvenientes, os quais podem ou não anular e até suplantar o peso das vantagens obtidas:

- (1) A precisão da perfuração torna-se cada vez menor a medida que cresce a coluna de hastes de perfuração, gerando desvios indesejáveis que comprometem seriamente os resultados de fragmentação e arranque do pé da bancada;
- (2) Devido aos mesmos desvios, há sempre um risco de acidentes com ultra-lançamento;

- (3) A velocidade de perfuração efetiva cai com o aumento da profundidade perfurada, tanto pela diminuição na velocidade de avanço como pelo aumento no ciclo de introdução e remoção das hastes;
- (4) A altura da pilha de material detonado aumenta, demandando equipamentos de carga de maior porte, ou causando aumento no ciclo de carregamento e submetendo os equipamentos a um maior desgaste;
- (5) Há um ligeiro aumento na razão de carga.

A altura do banco, também, é função do equipamento de carregamento. As dimensões recomendadas levam em conta os alcances e características de cada grupo de máquinas. A altura do banco pode ser determinada a partir da capacidade da caçamba do equipamento de carregamento:

- PÁ CARREGADEIRA: **H = 5 a 15** (m)
- ESCAVADEIRA HIDRÁULICA: **H = 4 + 0,45cc** (m)
- ESCAVADEIRA A CABO: **H = 10 + 0,57(cc -6)** (m)

sendo: cc = capacidade da caçamba em m^3.

Em alguns casos a altura do banco está limitada pela geologia do jazimento, por imperativos do controle da diluição do minério, por questões de vibração do terreno durante os desmontes e por razões de segurança.

C A P Í T U L O 5

DESCRIÇÃO DOS EQUIPAMENTOS UTILIZADOS

1 – O QUARRYMAN

Atualmente existem muitos equipamentos a laser disponíveis no mercado para a determinação de ângulos e distâncias às superfícies das rochas. Os equipamentos mais simples são os telêmetros a laser que medem somente distâncias, podendo também ser usados para medições aproximadas de alturas de faces de bancadas. Os mais comuns são os que são mantidos na mão do operador durante todo o processo de perfilagem da face do banco, registrando somente uma distância e um ângulo vertical. É aplicável para a produção de um perfil mais simples em duas dimensões. As unidades mais versáteis registram distâncias, ângulos horizontal e vertical para milhares de pontos, permitindo a determinação de modelos precisos tridimensionais. Os equipamentos mais recentes são dotados de um "scanning" motorizado de alta capacidade, sendo que após o delineamento da área a ser "escaneada", a unidade do laser efetua as medições automaticamente, permitindo uma operação de perfilagem totalmente automática, se desejado (THOMAS, 2001).

O sistema Quarryman de Varredura Automática a Laser (ALS) é a mais nova versão dos sistemas portáteis Quarryman da MDL.

O QUARRYMAN é operado remotamente, o equipamento consiste basicamente em um teodolito à laser e possui um distanciômetro a laser com um codificador de ângulos horizontais e verticais permitindo a pesquisa de faces de rocha em locais perigosos ou inacessíveis a uma distancia de até 1000 metros, com precisão de 5 cm. Informando-se ao computador a profundidade da rocha que se quer remover, o aplicativo mostra o volume de rocha e calcula automaticamente a melhor alocação e profundidade de cada furo e suas respectivas cargas.



Figura 25 – O equipamento de perfilamento à laser da MDL – QUARRYMAN (ALPHA SURVEY, 2001)

O módulo laser utilizado no Quarryman, é destacável e pode ser carregado na mão durante pesquisas mais detalhadas. O equipamento possui um motor de varredura que executa esta com a freqüência determinada pelo operador, o que permite o levantamento completo de uma face de rocha em questão de minutos, sem o contato direto do operador e, portanto, diminuindo e/ou eliminando erros pela intervenção deste além de sua fadiga.

O equipamento capta pontos da face em distâncias, entre si, menores que 1 m, e pode-se também detalhar o pé, a crista e demais ocorrências como repés, cavidades, chapéus etc.

O QUARRYMAN permite (COLBURN et al, 2000):

- visualizar na tela do computador o volume de rocha a ser desmontado;
- determinar, com precisão, o perfil da face da rocha em diferentes planos verticais;

- determinar o plano de fogo, a localização exata da perfuração do maciço rochoso e as cargas ideais;
- determinar a direção e a profundidade dos furos;
- recalcular as cargas com base na posição real dos furos.

Ainda, segundo THOMAS (2001), o equipamento permite:

- redução de custo com explosivo;
- melhor aproveitamento das faces dos bancos;
- melhor fragmentação;
- redução da detonação secundária de grandes blocos;
- redução de acidentes com fragmentos de rocha lançados à distância;
- redução de prêmios de seguro.

O sistema da MDL não requer refletores e pode determinar 3.600 pontos por hora. As opções de medição a alta ou baixa concentração de dados permitem obter boa definição em pesquisas em túneis, cavernas, rachaduras e outras anomalias. O Quarryman vem equipado com uma CDU. Opcionalmente, um cartão PCMCIA de 128 Kb de memória pode ser utilizado na porta á prova d'água, permitindo que o operador inicie o processamento dos dados ainda no campo e sem interromper a pesquisa (ALPHA SURVEY, 2001).

Uma placa PCMCIA (Personal Computer Memory Card International Association) acrescenta um novo recurso, tal como som ou uma memória adicional, a um computador portátil, sendo chamada também de PC Card. Estas placas são um dispositivo leve, do tamanho de um cartão de crédito, que aumentam a capacidade de um computador portátil para executar tarefas mais complexas, fornecendo capacidade de ligação em rede e ligação via modem. Existem três tipos de placas PCMCIA: tipoI, II e III. O tipo I é o cartão mais fino e o tipo III é o mais espesso, sendo que cada tipo de cartão pode variar nos recursos que oferece (LIMA, 2001).

Os dados captados pelo sistema podem ser processados usando-se vários pacotes de programas de perfilagem de rocha, inclusive o 3D da MDL. O programa Face3D para Windows também permite o cálculo da forma e volume da face a ser detonada, as cargas mínimas e ainda o volume de pilhas de estocagem. O tempo para se obter os resultados finais gira em torno de 30 minutos do levantamento.

Associado ao Quarryman, o Boretrak auxilia sua utilização conferindo os furos executados e mostrando os erros ocorridos na perfuração pela medição realizada em ângulos e profundidades de cada furo, transmitindo os dados ao computador. Pelo aplicativo se recalcula as cargas ideais para cada furo de acordo com a necessidade do desmonte. O Boretrak será descrito mais adiante.

Abaixo são apresentadas as principais aplicações do Quarryman:

- perfis de faces de rocha;
- cálculo de cargas;
- determinação do volume de material empilhado;
- cálculo de cargas moldadas;
- modelagem de volumes a serem deslocados por cargas moldadas;
- ajustes de posicionamento por GPS;
- controle de perfuração;
- perfilagem de túneis;
- medição de deformações;
- pesquisas volumétricas subterrâneas.

1.1 – Planejamento da primeira fila de furos

A primeira fila de furos tem um efeito mais relevante nos desmontes. Se o seu afastamento for insuficiente, podem ocorrer ultralançamentos, além de uma fragmentação e geração de ruído excessivos. Se o afastamento da primeira fila de furo for excessivo, a energia exercida pelo explosivo causará movimento onde existir menor

resistência do maciço, gerando alta vibração do terreno, fragmentação ruim e possivelmente fissuras no maciço, além da perda do fogo e contabilização de seus custos. Alguns problemas gerados pelo incorreto planejamento da primeira fila de furos podem ser:

- ultralançamento de fragmentos rochosos;
- pobre fragmentação;
- ultra-arranques e/ou quebra para trás excessivos;
- pobre distribuição de energia do explosivo.

1.2 – Procedimentos de campo

Na leitura da face da bancada o equipamento é posicionado em frente à face do banco a ser perfilado e são escolhidos marcos para determinação de uma linha paralela à esta face, que pode ser um balizamento na superfície do banco. O equipamento capta pontos da face que distam entre si menos de 1 m, e pode-se também detalhar o pé, a crista e demais ocorrências na face do banco tais como repés, cavidades etc. que podem também ser detalhadas manualmente para uma melhor malha de pontos.



Figura 26 – Sistema a laser do tipo disparo automático, com medidores de ângulos e distâncias, para a perfilagem da face de maciços rochosos (LIMA, 2001)

Segundo LIMA (2001), os princípios básicos que o operador do LASER PROFILE deve adotar durante a perfilagem da face de um maciço rochoso são:

1º) O operador aponta e dispara o laser diretamente para a face do banco e mede:

- uma distância do equipamento ao ponto na face;
- um ângulo vertical;
- um ângulo horizontal.

2º) O passo anterior é feito para a máxima quantidade possível de pontos, dentro de uma certa ordenação, através de toda a face da porção do banco a ser detonado.

3º) Um computador processa os dados coletados no campo permitindo várias simulações através de um programa específico.

4º) Pelo programa, os dados editados geram gráficos em 3 dimensões permitindo a otimização do desmonte e o posicionamento ideal dos furos a serem executados no maciço rochoso.

5º) Após a otimização do desmonte pelos dados coletados e trabalhados no computador, os resultados são plotados para elaboração de relatórios.

6º) Se os furos já estiverem sido executados quando o perfilamento da face foi executado, então esses dados são combinados com os dados de cada furo, coletados pelo BORETRAK, então o programa corrige os cálculos para cada furo real na rocha em função de suas trajetórias, sugerindo a melhor carga de explosivo em cada furo.

Em uma face mais ou menos regular, de área 15 m x 50 m, a leitura é feita, em média, em 40 minutos.

Segundo THOMAS (2001), através da perfilagem com o LASER PROFILE do banco a ser detonado, as empresas de mineração podem obter os seguintes resultados:

- disponibilidade de dados precisos para o projeto detalhado do posicionamento dos furos em relação à face livre;
- flexibilidade e praticidade para projetar furos com diversos valores de ângulos, profundidade, subperfuração e inclinação da praça;
- possibilidade de carregamento de diversos tipos de explosivo em um mesmo furo (um ou mais espaçadores) de acordo com os afastamentos encontrados ao longo de toda a sua profundidade;
- prevenção de ultralançamentos e ruídos indesejáveis através do alívio de carga em determinadas porções do furo;
- obtenção de resultados dos desmontes mais previsíveis e mais homogêneos, com paredes remanescentes menos danificadas.

1.3 – Princípio operacional do sistema

O sistema vem sendo utilizado em várias minas em todo o mundo devido ao aumento da produtividade e segurança por este proporcionado. Devido ao tipo de material, tamanho da face a ser desmontada e aplicação do sistema, existe a necessidade de mudanças sutis no procedimento operacional do sistema, mas basicamente as diretrizes se mantêm.

O sistema consiste em um teodolito à laser operado manualmente capaz de medir rumos, distâncias e ângulos verticais e horizontais da face da rocha a ser desmontada em uma distância de até 500 metros e possui manuseio bastante simples sem exigências de um procedimento especial por parte do operador.

A perfilagem é feita pela coleta de pontos na face do banco de forma que essas expressem, precisamente, as feições dessa face (fraturas, sobreescavações, repés remanescentes etc.), o pé, a crista do banco e os marcos laterais que delimitam a porção do maciço a ser fragmentada. Essas medições são armazenadas em um computador portátil no próprio teodolito evitando erros de anotação manual.

O procedimento para operação do sistema é observado a seguir:

1 – Avaliação visual da face do maciço a ser detonado. O operador deve se certificar que a perfilagem abrangerá toda a área da face a ser detonada. A presença de material não representativo da bancada, como restos de material do desmonte anterior não devem existir, caso contrário o operador deverá estar ciente da presença deste e realizar ajustes na etapa de processamento dos dados. Também a presença de estruturas importantes, tais como repés, sobreescavações, depressões etc. devem ser percebidos e mapeados manualmente de forma a ser bem representada no relatório final.

2 – Para se evitar uma leitura em um ângulo excessivo, o que pode comprometer a qualidade dessa, a distância do equipamento à face da bancada não deve ser inferior à 1,5 vezes a altura da face. A instalação do aparelho deve ser usualmente no piso inferior do banco a ser detonado.

3 – Também as distâncias dos marcos à esquerda e direita não devem estar muito distantes da linha de centro em relação à distância do equipamento à face, assegurando a precisão da leitura.

4 – Nivelamento do equipamento acima de um ponto conhecido e zerar o ângulo horizontal em um azimuite conhecido (ponto de referência).

5 – Para a delimitação do banco a ser detonado, com a ajuda de um auxiliar é feito o balizamento com dois alvos de referência, um à direita e outro à esquerda da extensão do bloco de maciço rochoso a ser detonado. Em seguida esse balizamento é realizado

nos dois furos extremos da última fila de furos, de modo a ser bem visível pela estação de montagem do LASER PROFILE, permitindo o registro da altura e distância da mira posicionando os furos extremos da última fila, definindo assim, pelo programa, a área e o volume do maciço que será desmontado. Os perfis do banco serão então determinados em 3 dimensões, baseados nos registros desses marcos.

Se os furos já estiverem sido executados, o balizamento deverá ser realizado na boca de cada furo e realizando-se a leitura do real posicionamento destes pelo LASER PROFILE, para posterior análise pelo programa, juntamente com os dados do banco.

6 – Agora o operador do LASER PROFILE inicia a leitura em modo contínuo para delineação da área da face do banco a ser perfilada. O modo contínuo só deve ser utilizado quando a face do banco for mais ou menos regular, evitando que estruturas importantes não sejam perfiladas, caso contrário a leitura deve ser feita de maneira manual, ponto a ponto, de forma a se representar as irregularidades da face da melhor maneira possível para que o encarregado do plano de fogo possa obter informações o bastante para elaboração de um bom plano de fogo para o maciço rochoso em questão. Todas as estruturas relevantes da face da bancada devem ser mapeadas individualmente para uma melhor representatividade da face do banco em 3 dimensões via programa.

Quando a face a ser perfilada for muito extensa, deve-se dividir a leitura em duas partes, dividindo-se o banco em dois. Os dados obtidos em cada parte do banco dividido são normalmente combinados pelo programa.

7 – Nesta etapa o operador deve delinear a crista e o pé do banco a ser detonado, através de movimentos uniformes e sistematicamente espaçados da superestrutura do equipamento.

Materiais soltos no topo ou pé do banco e remanescentes de desmonte anterior não devem ser mapeados. Se estes forem removidos antes do desmonte, então seus dados podem ser eliminados no computador.

8 – Finalmente o operador deve se assegurar que todas as informações relevantes da face do banco a ser detonado foram coletadas e registradas no computador do sistema. Assim se encerra a etapa de perfilagem da face a ser detonada.

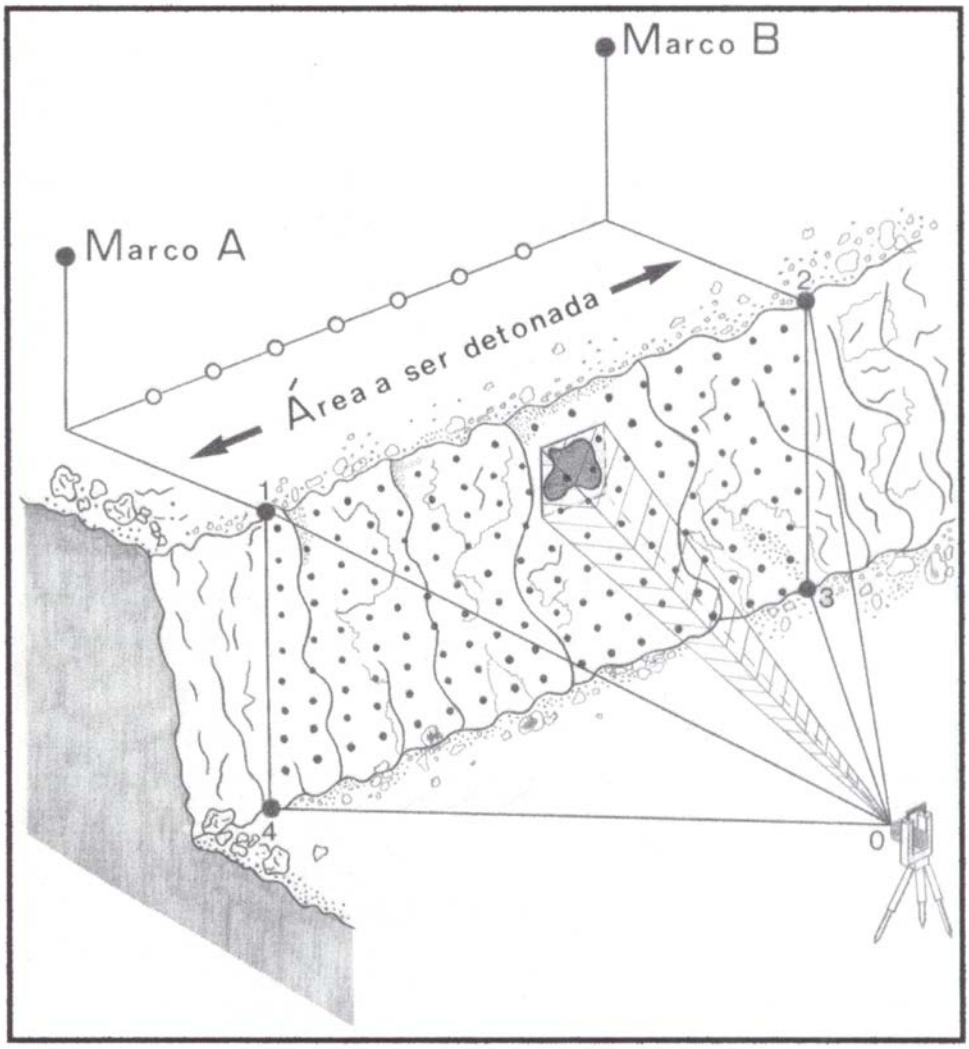


Figura 27 – Perfilagem da face de um banco através do equipamento LASER PROFILE (ALPHA SURVEY, 2001 Modificado por LIMA, 2000)

Os dados coletados em campo alimentam um computador onde está instalado o WINPROF 32 BITS ou o FACE 3D FOR WINDOWS, onde são processados e feitas simulações para se definir, em função das condições reais do maciço rochoso, o

afastamento, profundidade, subfuração e ângulo de perfuração para cada furo.

Finalmente um relatório é impresso e levado ao operador da perfuratriz, que dá seguimento aos trabalhos de perfuração do maciço rochoso.

1.4 – Considerações importantes na utilização do equipamento

A instalação do QUARRYMAN deve ser bastante criteriosa de forma que o operador se certifique que, toda área da face a ser desmontada esteja dentro do alcance do equipamento. O operador deve, antes do inicio da leitura, avaliar as seguintes condições do banco a ser detonado:

- Distância da face ao LASER PROFILE e altura da face a ser perfilada: o posicionamento do equipamento muito próximo à face pode resultar em ângulos excessivos distorcendo os dados coletados, também a leitura muito distante pode sofrer distorções ou captar pontos de poeira, fumaça ou neblina em seu caminho. Recomenda-se esta distância face-equipamento de 1,5 a 2,5 vezes o comprimento vertical da face. É recomendado que os ângulos vertical e horizontal entre o LASER PROFILE e a face do banco sejam de, no máximo, 45º.

- Extensão da face a ser perfilada: quando a extensão da face for muito grande, gerando ângulos excessivos, recomenda-se a divisão da face em áreas individuais menores, onde os ângulos horizontais e verticais fiquem abaixo de 45º. Quando disparado a distâncias muito grandes, a precisão do laser também fica comprometida;

- Deslocamentos e equipamentos moveis próximo à estação do LASER PROFILE: a nuvem de poeira gerada pelos deslocamentos de equipamentos pode interferir na leitura da face da bancada, as partículas de poeira em suspensão podem ser lidas pelo laser como sendo um ponto na face. Também a segurança do operador fica em risco estando na trajetória de veículos.

- Ângulo e intensidade de luz solar: a incidência de luz solar pode atrapalhar a leitura no retorno do laser, que não é registrado pelo equipamento, comprometendo o perfilamento. É recomendado que a incidência da luz solar esteja atrás do equipamento ou então, que a leitura seja realizada em horários onde a incidência de raios solares seja menor.

- Estabilidade do local de instalação do equipamento: a estabilidade da área onde o equipamento for montado deve também ser analisada. Pode ocorrer a necessidade de uma reavaliação do maciço, exigindo a instalação do equipamento na mesma área anterior. O equipamento não deve ser instalado em áreas onde ocorram movimentos horizontais ou em taludes íngremes.

- Segurança do operador: o operador deve estar ciente de variações climáticas tais como chuva, vento, raios etc. A perfilagem deve ser suspensa na presença de raios. Os operadores de equipamentos móveis devem estar cientes da presença do operador do QUARRYMAN na área e vice-versa. Além desses cuidados o operador deve estar ciente dos perigos que qualquer outro trabalhador no local pode estar correndo, tais como queda de material solto no topo da bancada e cuidado para não causar essa queda, cuidado quando estiver se locomovendo próximo à crista da bancada, entre outros.

2 – O BORETRAK

O BORETRAK é um sistema não-magnético e não–giroscópico para a determinação de desvios de furo de perfuração de rochas oferecido pela MDL. Este equipamento foi projetado para conferir os resultados da perfuração de maneira mais rápida e eficaz. Por não ser magnético, o sistema – que possui um diâmetro de 38 mm – é perfeitamente adequado para uso em furos secos e/ou inundados com diâmetros de 45 mm (ou mais), com um diâmetro mínimo de 45 mm, e pode alcançar uma profundidade máxima de 100 metros.

O sistema utiliza barras leves para medir o alinhamento dos dois eixos com um sensor eletrolítico rotativo na extremidade e as barras servem também para introduzir o sensor no furo, permitindo o registro de profundidade e tempo, a intervalos regulares. A obtenção dos dados pelo sensor é contínua e automaticamente relacionada com o tempo. Os dados de profundidade são compilados em um arquivo eletrônico na superfície e, em seguida, transferidos para um computador para serem processados (LIMA, 2001).

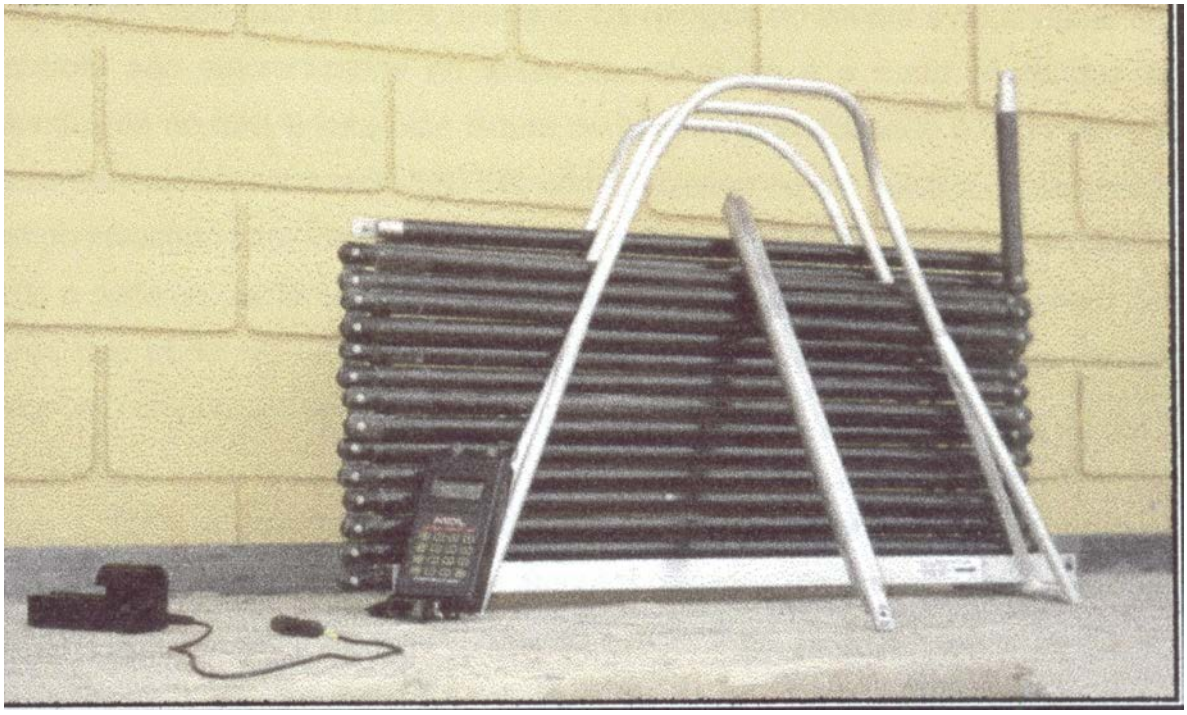


Figura 28 – O equipamento para medida dos desvios de perfuração – BORETRAK (Lima, 2001)

Os dados obtidos são compatíveis com vários pacotes de programas de processamento- inclusive com os programas WINPROF 32 BITS e FACE 3D FOR WINDOWS do QUARRYMAN – permitindo ao operador modificar e recalcular os dados da superfície com base nas posições pretendidas e reais dos furos, permitindo ainda que o operador plote os resultados dentro de 30 minutos após a aquisição dos dados (COLBURN et al, 2000).

2.1 – Descrição do equipamento

O BORETRAK, sistema de avaliação de desvios de furos, consiste de uma cabeça de medida, com 1,0 m de comprimento dotada de um sensor, na qual se encontram dois clinômetros mutuamente perpendiculares, é construída de aço inoxidável e de alumínio. O sistema conste ainda dos seguintes componentes principais:

- SENSOR – Composto por um inclinômetro lateral e um frontal, um relógio e um módulo de memória que a cada três segundos memoriza um tempo e os respectivos ângulos.

- UNIDADE DE CONTROLE – Contém uma bateria e um display portátil (notebook) onde se checa os tempos memorizados através de um relógio próprio e os dados referentes ao furo medido.

- CONJUNTO DE HASTES DE ALINHAMENTO – São barras rígidas de peso leve e pivotadas, medindo 1,0 ou 2,0 m de comprimento e 2,5 cm de diâmetro cada haste, cuja função é permitir a descida do sensor (cabeça de leitura) em toda a extensão dos furos, unidas entre si através de articuladores em seus extremos. Elas são feitas de fibra de vidro ou de fibra de carbono, sendo que a massa total para um sistema constituído de 30 metros de hastes é de 13,5 kg. A profundidade do detector se determina mediante o número de barras dentro do furo, que pode chegar até 100 m.

Além destes componentes, o BORETRAK possui ainda uma caderneta eletrônica de 7.800 bytes de capacidade com bateria recarregável, um cabo de conexão entre a cabeça de leitura e a caderneta eletrônica, um suporte de sustentação do conjunto de hastes e um programa para analisar os dados obtidos por ele, o mesmo do QUARRYMAN.

A cabeça é de aço inoxidável com um comprimento de 36 cm e 3,8 cm de diâmetro que se fixa na primeira barra. A precisão dos inclinômetros é de 0,1º, o que eqüivale a 5,3 cm para uma distância de 30 m.

2.2 – Princípio operacional do BORETRAK

A cabeça de medida é conectada às hastes por meio de rosqueamento na extremidade da primeira haste. As hastes, que são continuamente conectadas por uma articulação axial, e a cabeça de medida são introduzidas furo abaixo. A profundidade é determinada em intervalos regulares, pressionando-se o botão ENTER do computador portátil, registrando os dados, até que o fundo do furo seja alcançado.

O menu do computador manual induz o operador a entrar com os dados do arquivo de referência, tais como o número de furos, intervalo da haste e o desalinhamento da haste.

O tempo gasto para se avaliar cada furo através do BORETRAK depende basicamente da profundidade de cada um deles, mas, em média, gasta-se 5 minutos para a sua completa avaliação.

O afastamento dos furos e os ângulos de rotação são automaticamente registrados em intervalos de três segundos (ou para sistemas mais longos, 10 segundos).

As profundidades da cabeça de medida são determinadas em intervalos de 1, 2 ou 4 metros.

Após a completa avaliação de todos os furos, os dados armazenados na memória do BORETRAK são transferidos para o computador onde está instalado o programa de correção de planos de fogo – o mesmo do LASER PROFILE e, portanto, onde já estão armazenados os dados da perfilagem da face do maciço rochoso – os quais são então combinados e, assim, os ângulos e as profundidades de cada furo integrado aos dados da

face, permitem a otimização da carga de explosivo em cada furo definindo-se, finalmente, o melhor plano de fogo que se ajusta às condições estruturais do bloco de rocha a ser detonado e aos desvios ocorridos durante a perfuração do maciço rochoso (LIMA, 2001).

2.3 – Procedimentos de campo

O BORETRAK possui um único chip integrante que utiliza sensores de gravidade eletrolítica para determinar a inclinação, estabilizar a temperatura e as variações de voltagem, abastecimentos, os dados de calibragem e para formatar e controlar a saída dos dados.

As hastes utilizadas para abaixar a cabeça do sensor furo abaixo, flexionam-se, mas não se retorcem para não mascarar o resultado, assim as leituras das trajetórias e desvios dos furos são registradas pelo operador na superfície.

As profundidades do sensor são indicadas pela contagem do número de hastes no furo, e depende do tamanho destas.



Figura 29 – O equipamento de medição de desvios de furo em operação em uma das medições na basalto 5

O conjunto é disposto seguindo a orientação da linha de perfuração perpendicularmente à esta e à frente de cada furo que será avaliado. Sincroniza-se os relógios do sensor e da unidade de controle no início da operação e a cada haste introduzida no furo é feita uma leitura de ângulo, pressionando a cada vez na caderneta eletrônica a tecla ENTER, registrando assim os dados da cabeça de leitura. O tempo investido para introduzir as hastes nos furos, efetuar as leituras e operar todo o sistema oscila entre 4 e 6 minutos para um furo de 20 m de profundidade. O número de furos registrados sem a necessidade de se transferir os dados para um computador varia com o comprimento destes.

Depois da captação dos dados, estes são descarregados no programa específico e compilados.

A única limitação que o BORETRAK apresenta é que os furos devem ter um ângulo com relação à horizontal superior a 60º em função da precisão dos inclinômetros e princípio de funcionamento. As condições do tempo, com neblina, poeira ou luz solar incidente também limitam a utilização do equipamento, mas em caráter temporário.

3 – O WipFrag

Atualmente existem várias maneiras de se medir a granulometria de partículas pequenas em laboratório, tais como centrifugação, sedimentação e análises microscópicas. Mas em caso de fragmentos muito grandes, como nos desmontes de rocha, apenas um método digital ótico (fotoanálise) é viável e prático.

O WipFrag é um programa computacional desenvolvido com a finalidade de visualizar faixas granulométricas do material de uma pilha, após um desmonte de rochas por exemplo, através de dados numéricos e gráficos.

Basicamente o WipFrag utiliza uma imagem de vídeo ou fotográfica onde se tem uma escala, que pode ser um quadro de madeira de um metro de lado, do material que se deseja obter a informação granulométrica. Essa imagem é convertida numa “rede” de fragmentos pelo programa no computador, então a rede é medida, apresentada e plotada numa seleção de estatística da fragmentação e seus gráficos.

Pelo WipFrag pode-se então obter uma análise da fragmentação do maciço desmontado em relação a quantidade de material encontrada em cada faixa granulométrica existente. Essa análise é feita apenas de forma superficial, ou seja, apenas na parte visível da pilha de material onde a fotografia ou filmagem pode captar. Para uma análise mais completa o ideal seria um monitoramento contínuo da pilha na medida que o carregamento do material é efetuado, uma vez que o material no topo, meio e na base desta pode ter características granulométricas distintas.

A análise granulométrica se torna importante nesse caso, pois informa a presença de blocos maiores do que as dimensões do britador primário (matacões), o que exigiria quebra secundária de material e também a presença de material muito fino (com dimensões muito abaixo das do britador primário), indicando um superdimensionamento do fogo.

C A P Í T U L O 6

SIMULAÇÃO DE CUSTOS RELACIONADOS ENTRE BANCADAS DE 30 METROS E BANCADAS DE 15 METROS

1 – Perfuração

Realizou-se uma simulação de custos para obter informações sobre custo médio do desmonte em uma bancada única com um número x de furos em relação a duas outras bancadas com um mesmo número de furos x, mas com a metade do volume de material da primeira, cada uma.

Para efeitos de análise do volume anual perfurado em relação à profundidade total perfurada por ano, metros diários perfurados, número de coroas por ano etc, tomou-se os dados da perfuração em bancadas de 30 metros, uma vez que os valores que diferem destas para bancadas com 15 metros são o volume desmontado por furo e o número de furos anuais, fatores esses que são calculados analogamente e também representados nos cálculos a seguir.

Massa anual: ma = 1.000.000 t

$V = m/\rho = 1.000.000\ t / 2,8\ t/m^3 \Rightarrow V = 357.142,86\ m^3$

Volume desmontado por furo: Vdf = Ax E x Hf = 2,5 m x 4,0 m x 30,0 m = 300 m^3

Número de furos necessários por ano: Nfa = V/Vdf = 357.142,86 m^3 / 300 m^3 = 1191 furos

Em bancadas de 15 metros:

Volume desmontado por furo: Vdf = A X E X h = 2,5 m x 4,0 m x 15 m = 150 m^3

Número de furos/ano: Nfa = Va / Vdf = 357.142,86 / 150 = 2.381 furos

Profundidade total perfurada: PT = Nfa x (Hf + S) = 1191 x (30 m + 1 m) = 36.921 m

Metros diários perfurados: MP = Nh x TP x DM x RMO x U = 8 x 37 x 0,9 x 0,9 x 0,9 = 215,78 m

Coeficiente metros haste: k = (Hf + C) / 2C = (30 + 3,7) / 2 x 3,7 = 4,6

Número de hastes necessárias: Nh = (PT x k) / vida útil = (36.921 x 4,6) / 2000 = 85 hastes

Número de punhos: Np = PT / vida útil = 35.730 / 4000 = 9 punhos

Número de coroas: Nc = PT / vida útil = 35.730 / 3000 = 12 coroas

Custo das hastes: Ch = Nh x preço = 85 x 795,00 R$ = 67.575,00 R$

Custo dos punhos: Cp = Np x preço = 9 x 795,00 R$ = 7.155,00 R$

Custo das coroas: Cc = Nc x preço = 12 x 356,00 R$ = 4.272,00 R$

Custo total componentes: Ctc = Ca + Cp + Cc = 67.575,00 + 7.155,00 + 4.272,00 = 79.002,00 R$

1.1 – Custo horário da perfuratriz

Horas trabalhadas por ano: Ha = Hd x Ds x Sm x Ma = 8 x 5 x 4 x 12 = 1920 horas

Considerando se US$ 1,00 = R$ 2,90

Depreciação: D = [Preço US$ x (US$/R$)] / vida útil = (350.000,00 US$ x 2,90 R$/US$) / 16.000 h = 63,44 R$/h

Reparos e serviços: Rs = 40,00 R$/h

Haste: H = Ch / Ha = 67.575,00 R$ / 1920 h = 35,20 R$/h

Punho: P = Cp / Ha = 7.155,00 R$ / 1920 h = 3,73 R$/h

Coroas: C = Cc / Ha = 4.272,00 R$ / 1920 = 2,23 R$/h

Coletor de pó: Cpó = 2,88 R$/h

Mão de obra: Mo = (Salários/mês) / (horas/mês) = (2.400,00 R$ + 1.200,00 R$) / 160 h = 22,50 R$/h

Combustível: Com = (Volume/hora) x (preço/volume) = 30 l/h x 1,20 R$/l = 36,00 R$/h

Lubrificantes: Lub = 8,00 R$/h

Custo total perfuração/hora: Ctph = D + Rs + H + P + C + Cpó + Mo + Com + Lub = Ctph = 63,44 + 40,00 + 35,20 + 3,73 + 2,23 + 2,88 + 22,50 + 36,00 + 8,00 = 213,98 R$/h

Assim o custo por metro linear da perfuratriz é calculado como:

Custo por metro linear: Cml = Ctph / TP = 213,98 R$/h / 37 m/h = 5,78 R$/m

Massa por metro linear: Mml = a x e x h x ρ = 2,5m x 4,0m x 1,0m x 2,8 t/m^3 = 28 t

Custo por tonelada perfurada: Ctp = Cml / t = 5,78 R$/m / 28 t/m = 0,21 R$/t

Então, para a perfuração de um metro linear há uma produção de 28 toneladas de material perfurado, à um custo de R$ 5,78. Assim, o custo por tonelada perfurada é de R$ 0,21.

1.2 – Custos relacionados com o tempo:

Alguns tempos médios das etapas da perfuração podem ser demonstrados pela tabela XV.

Tabela XV – tempo demandado para deslocamento, trabalho e manutenção da perfuratriz

Etapa	Tempo necessário para execução
Horas diárias trabalhadas	8 horas
Perfuração de 37 metros lineares	60 minutos
Retirada da coluna de perfuração	5 min para 15 metros (1 min / haste)
Deslocamento da perfuratriz furo a furo	2,5 a 3,0 minutos
Deslocamento da perfuratriz de uma bancada a outra	60 minutos
Troca de óleo e ajustes na perfuratriz	40 min a cada 200 horas trabalhadas
Manutenção preventiva	10 a 15 h/mês

Considerando-se desmontes com 50 furos (Fd = 50), tem-se que

Número de desmontes necessários 15 m: $Ndn_{15} = Nf_{15} / Fd = 2.381 / 50 = 48$ desmontes/ano

Número de desmontes necessários 30 m: $Ndn_{30} = Nf_{30} / Fd = 1.191 / 50 = 24$ desmontes/ano

1.2.1 – Tempos totais de deslocamento furo a furo

Após a retirada da coluna de perfuração, a perfuratriz leva em torno de 2,5 a 3,0 minutos para se reposicionar e começar a perfurar um furo novo. Assim, em um ano os tempos gastos na etapa de deslocamento furo a furo são calculados como:

Dff_{15} = Tdff x Nf_{15} = 2,7 min x 2.381 = 6.428,70 min/ano = 107,15 horas/ano

Dff_{30} = Tdff x Nf_{30} = 2,7 min x 1.191 = 3.215,70 min/ano = 53,60 horas/ano

1.2.2 – Tempo de deslocamento da perfuratriz entre bancadas:

Quando uma bancada é totalmente perfurada, a perfuratriz se locomove para uma nova bancada a ser perfurada, esse tempo de locomoção gira em torno de 60 minutos. Ao final do ano, o tempo total desprendido nesse deslocamento pode ser calculado como:

$Tdpb_{15}$ = Tdb x Ndn_{15} = 60 min x 48 = 2.880 min/ano = 48 horas/ano

$Tdpb_{30}$ = Tdb x Ndn_{30} = 60 min x 24 = 1.440 min/ano = 24 horas/ano

1.2.3 – Tempo de parada para o desmonte:

Quando se executa o desmonte de rochas propriamente dito, a etapa de perfuração, bem como a de carregamento e transporte é pausada por, em média, 20 minutos. O tempo de pausa anual da perfuratriz na espera dos desmontes é:

Tpd_{15} = Tpd x Ndn_{15} = 20 min x 48 = 960 min/ano = 16 horas/ano

Tpd_{30} = Tpd x Ndn_{30} = 20 min x 24 = 480 min/ano = 8 horas/ano

1.2.4 – Tempo total decorrido para locomoção:

Esses tempos de locomoção da perfuratriz podem ser somados e a diferença entre bancadas com 15 metros e bancadas com 30 metros mostra uma economia de tempo e custos com a perfuratriz quando se perfura bancadas mais altas, como demonstrado:

$Tt_{15} = Dff_{15} + Tdpb_{15} + Tpd_{15} = 6.428,70 + 2.880,00 + 960,00 = 10.268,70$ min/ano = 171,15 horas/ano

$Tt_{30} = Dff_{30} + Tdpb_{30} + Tpd_{30} = 3.215,70 + 1440,00 + 480,00 = 5.135,70$ min/ano = 85,60 horas/ano

1.2.5 – Diferença de tempo de locomoção entre 30 m e 15 m e custo

$\Delta t = Tt_{15} – Tt_{30} = 171,15$ h/ano – 85,60 h/ano = 85,55 h/ano

Diferença nos custos pela ociosidade da perfuratriz:

$\Delta Co = C_{horário} \times \Delta t = 213,98$ R$/h x 85,55 h/ano = 18.305,99 R$/ano ou 1.525,50 R$/mês ou 762,75 R$/desmonte

1.3 – Tempo para perfuração e retirada da coluna em um mesmo volume de material

O tempo gasto com a perfuração e retirada da coluna de perfuração são praticamente os mesmos nas bancadas em questão para um mesmo volume de material desmontado, uma vez que perfurando-se menos a etapa se torna mais rápida, mas em contrapartida essa etapa precisa ser repetida, o que acontece em uma única etapa quando

se perfura a bancada mais alta. Os cálculos relativos a esses tempos podem ser observados a seguir, levando em conta os dados da tabela XV.

Tpr_{15} = (Hf / TP x Nf) + (Nh x Trh x Nf) = (15m / 37m/h x 100) + (5 x (1 / 60) h x 100) = 49 horas

Tpr_{30} = (Hf / TP x Nf) + (Nh x Trh x Nf) = (30m / 37m/h x 50) + (9 x (1 / 60) h x 50) = 48,2 horas

2 – Explosivos

2.1 – Custos com acessórios em um desmonte com 50 furos

Tabela XVI – Preço dos acessórios explosivos

Acessório	Unidades no desmonte	Preço (R$)	Custo total no desmonte
Exel HTD de 25 ms	25	6,39	159,75
Exel HTD de 42 ms	24	6,39	153,36
Exel CA de 250 ms	50	8,43	421,50
Exel CA de 275 ms	50	4,57	228,50
Booster Pentex	100	4,29	429,00
Mantopim	2	1,5	3,00
Total			1395,11

Considerando um desmonte com 50 furos, que é a média de furos nos desmontes da empresa, em cada ano o custo com acessório em cada caso analisado será de:

Cac_{15} = Ndesm x Ca = 48 x 1395,11 R$ = 66.965,28 R$/ano ou 5.580,44 R$/mês

Cac_{30} = Ndesm x Ca = 24 x 1395,11 R$ = 33.482,64 R$/ano ou 2.790,22 R$/mês

A diferença de custos com acessórios em bancadas de 30 metros em relação à bancadas de 15 metros é calculada a seguir:

$\Delta Cac = Cac_{15} – Cac_{30}$ = 66.965,28 R$/ano – 33.482,64 R$/ano = 33.482,64 R$/ano

2.2 – Subperfuração:

A subperfuração leva a um custo maior com explosivos quando se utiliza um número maior de furos, devido ao carregamento de um volume extra para cada furo. A subperfuração na simulação é tomada como sendo de 1 metro.

Metros lineares anuais subperfurados $Msu_{15} = Nf_{15}$ x S = 2.381 x 1 = 2.381 m

Metros lineares anuais subperfurados $Msu_{30} = Nf_{30}$ x S = 1.191 x 1 = 1.191 m

2.2.1 – Consumo de explosivos na subperfuração:

Razão linear do explosivo $Rle = (\pi \times d_e^2 / 4.000) \times \rho_e = 3,14 \times (76)^2 /4.000) \times 1,15 = 5,2$ kg/m

Volume de explosivo na subperfuração:

$Ves_{15} = Rl_e$ x S x Nf_{15} = 5,2 kg/m x 1,0 m x 2.381 = 12.381,2 kg/ano

$Ves_{30} = Rl_e$ x S x Nf_{30} = 5,2 kg/m x 1,0 m x 1.191 = 6.193,2 kg/ano

Δ Ves = $Ves_{15} – Ves_{30}$ = 12.381,2 kg – 6.193,2 kg = 6.188,00 kg/ano

Δ Ves representa uma diferença de custos com explosivos na subperfuração de:

Cs = Δves x preço explosivo = 6.188 kg/ano x 2,05 R$/kg = 12.685,54 R$/ano

Ou por desmonte: Csd = Cs / Nd_{30} = 12.685,54 R$/ano / 24 desmontes/ano = 528,56 R$/desmonte

2.3 – Custo com frete do explosivo:

A cada visita do caminhão de explosivo à área da mina, é cobrado um frete no valor de R$ 268,00, portanto, quanto maior for o número de desmontes a serem realizados, maiores serão essas visitas e conseqüentemente maior o custo com explosivos devido ao frete. Esse custo é calculado como:

Cfe_{15} = Preço frete x Nd_{15} = 268,00 R$ x 48 = 12.864,00 R$/ano

Cfe_{30} = Preço frete x Nd_{30} = 268,00 R$ x 24 = 6.432,00 R$/ano

$\Delta Cf = Cfe_{15} - Cfe_{30}$ = 12.864,00 R$/ano – 6.432,00 R$/ano = 6.432,00 R$/ano ou 268,00 R$/desmonte

2.4 – Diferença no custo total de explosivos

A diferença no custo de explosivos é a somatória da diferença dos preços dos acessórios, da Subfuração e do frete, calculados como:

$\Delta Cexp = \Delta Cac + Cs + \Delta Cf$ = 33.482,64 R$/ano + 12.685,54 R$/ano + 6.432,00 R$/ano = 52.600,18 R$/ano

3 – Diferença de custos com perfuração e desmonte na simulação de bancadas

A diferença nos custos calculada pela simulação da perfuração e do desmonte é mostrada como:

Custo anual da perfuração e com explosivos em 15 metros $Capd_{15}$

$\Delta Ctot = \Delta Co + \Delta Cexp = 18.305,99$ R$/ano + 52.600,18 R$/ano = 70.906,17 R$/ano

Portanto, quando se perfura bancadas de 15 metros, tem-se anualmente um custo de R$ 70.906,17 a mais com perfuração e explosivos do que quando se perfura bancadas de 30 metros de altura. Isso representa uma economia mensal de R$ 5.908,84 ou por desmonte R$ 2.954,42.

Na Basalto 5, em bancadas onde a altura ultrapassa os 18 metros é imperativa a utilização do equipamento de perfilagem e medição de desvios de perfuração devido à tendência de grandes desvios da perfuração naquela rocha, causando um risco pertinente ao empreendimento. Isso representa ao desmonte, um custo adicional de R$ 500,00 pelo serviço de perfilagem, além de outros reveses como uma bancada final muito alta contrariando as normas de segurança e legislação ambiental vigente, tempo e mobilização de um maior contingente humano na área, mas tem a vantagem de despender mão de obra, custos com acessórios e tempo de carregamento dos furos com explosivos e de utilização da perfuratriz em uma única etapa, o que acarreta ganho na velocidade da produção e custos como já visto.

Os lucros ou diminuição de custos com construção de bancadas mais altas justifica a utilização do equipamento de perfilagem de bancadas ou banca o custeio da terceirização deste, uma vez que sua importância e necessidade são demonstradas em ambos os casos analisados.

Os custos aqui analisados não levam em conta outros fatores, tais como a dificuldade em se perfurar uma superfície de bancada onde houve um desmonte superior, devido a irregularidades e material desagregado na superfície e construção de rampas de acesso. Além destas, existem outras variáveis que não foram quantizadas, elevando ainda mais a economia no desmonte e etapas subseqüentes da mineração.

Também, a economia não é o mais importante nesses casos, não sendo este um fator de decisão na escolha da altura da bancada. Como visto a altura de uma bancada é definida de acordo com vários outros fatores, tais como dimensão dos equipamentos de carregamento e transporte e estabilidade do talude final, fatores que podem justificar a utilização de bancadas baixas na basalto 5.

C A P Í T U L O 7
M E T O D O L O G I A

1 – Utilização prática dos equipamentos

Nas primeiras etapas do trabalho de pesquisa são utilizados os equipamentos de leitura a Laser Quarryman (Laser Profile) e o Boretrak, ambos da MDL. Para a avaliação da eficiência do equipamento, o primeiro passo foi um estudo para o conhecimento e aprendizado da utilização deste através de uma bibliografia contendo material informativo, publicitário, trabalhos realizados, proposição de método de utilização, qualidades e limitações, programas utilizados, áreas de atuação. Também foram realizados acompanhamentos de utilização prática na pedreira Basalto 5 para observação de seu funcionamento e manuseio, que são descritas a seguir.



Figura 30 – Balizamento definindo os limites laterais da face a ser perfilada pelo LASER PROFILE na pedreira Basalto 5

O sistema integrado, Quarryman & Boretrak, não são de propriedade da mineradora, sendo oferecido como serviço auxiliar da empresa Orica do Brasil S.A. que executa a etapa de carregamento dos furos e também, a um custo de R$ 500,00 por bancada, os trabalhos de perfilagem.

Quando a face do banco remanescente é muito irregular, ou possui saliências ou depressões importantes, faz se uma pré ou pós-leitura manual dessas irregularidades, garantindo assim um conjunto de dados mais coerente.

Em alguns casos é feito o balizamento não apenas nos pontos A e B conforme figura 30, mas também em cada furo da primeira fila a fim de se obter a posição correta de cada um deles, uma vez que estes já estão alocados.

Na presença de poeira, neblina ou luz solar intensa deve-se procurar um melhor posicionamento da leitora ou esperar que essas barreiras se dissipem, uma vez que esses mascaram a realidade.

Usualmente se faz a leitura em relação apenas à primeira fila de furos, tendo em vista que o primordial para a empresa é a prevenção de ultralançamentos. Entretanto, há um esforço no sentido de que se faça a leitura em todos os furos não apenas privilegiando a segurança, mas também associando ao recurso, a otimização da escavação.



Figura 31 – O LASER PROFILE em funcionamento na leitura da face de bancada na Pedreira Basalto 5 em Campinas/SP

No caso do leitor de desvios de perfuração, o Boretrak, a leitura é realizada conforme o procedimento já citado no capítulo 5. Essas leituras são realizadas em distâncias que variam de 1 a 2 metros, dependendo do comprimento de cada haste do conjunto. O tempo para se fazer essa leitura, em uma bancada de 20 metros e retirar o equipamento do furo varia de 3 a 5 minutos. Ao fim destas etapas os dados referentes ao

furo em questão estarão armazenados na unidade de controle. A cada furo perfilado é introduzido um código para se localizar qual o furo em questão. Assim os dados coletados estão prontos para serem trabalhados no computador e, mesclados aos dados obtidos pelo Quarryman.

Quando a cabeça de leitura, seja por material preso no furo ou por outros fatores, não consegue descer até o fundo do furo, faz-se uma análise projetada de sua trajetória, o que não é recomendado mas devido a precariedade que ainda existe nos cuidados com a limpeza dos furos, necessidade de demanda de material rápida (horário pré estabelecido para o fogo) e medo por parte do contratado de se travar e perder a cabeça de leitura no furo, que tem um custo de aproximadamente R$ 4.000,00, esse recurso é, muitas vezes, utilizado.



Figura 32 – Utilização do BORETRAK para medida de desvios na perfuração na unidade 5 das Pedreiras Basalto

O tratamento dos dados é feito em um computador onde os dados são compilados, tratados, mesclados e, novamente tratados de acordo com as características

observadas pelo operador no maciço rochoso, como por exemplo, a existência de material remanescente no pé do banco que pode ser representado como sendo um repé.

Após o tratamento dos dados é impresso um relatório contendo os perfis de cada furo em relação à face da bancada, a própria face da bancada e um modelo em 3D do banco e sua primeira fila de furos, também são impressos, numericamente, os dados coletados em campo referentes ao posicionamento dos furos entre si e em relação à face livre. Este relatório é entregue ao responsável pelo fogo que tomará as medidas cabíveis para o bom desempenho deste.

Com o relatório de perfis em mãos, o maciço e o comportamento dos furos neste são analisados e são feitas as correções necessárias no carregamento e ligações a fim de se obter um desmonte o mais produtivo e seguro possível.



Figura 33 – Analise dos dados coletados pelo LASER PROFILE e pelo BORETRAK. O processamento desses dados é feito em um computador no escritório de operações da empresa.

Alguns casos acompanhados serão comentados posteriormente.

Os desvios ocorridos na perfuração podem ser analisados estabelecendo uma correlação entre o procedimento de perfuração, a geologia do maciço e os resultados obtidos.

Para efeitos de análise foram feitos registros fotográficos do material desmontado para posterior de sua granulometria através do programa WIPFRAG no Departamento de Engenharia de Minas da UFOP. A foto é tirada logo após o fogo e é colocado um quadrado de 1 metro de lado como escala para avaliação no programa. Para que se obtenha uma boa qualidade de análise pelo programa, a fotografia deve conter uma parte representativa de todo o material desmontado, assim sendo se faz necessário um conjunto de fotos não só do momento após o fogo, mas também gradualmente enquanto a etapa de limpeza da praça é realizada, uma vez que o material na parte inferior da pilha pode ter características distintas do meio e do topo desta. Mas para uma análise mais simplificada e comparativa, em primeira instância foram realizadas análises apenas da superfície da pilha desmontada.

As fotografias foram analisadas no laboratório de Desmonte de Rochas do DEMIN da UFOP e comparadas para efeito de análise. Essa análise pode ser observada mais adiante no capítulo Resultados e Discussão.

Todos os fogos acompanhados foram também filmados em VHS para verificação do ultralançamento e posterior observação para detecção de possíveis falhas e pontos otimizáveis no processo. Alguns casos mais interessantes foram copiados em um *"Compact Disk"* (CD) e ficam disponíveis para análise junto desta.

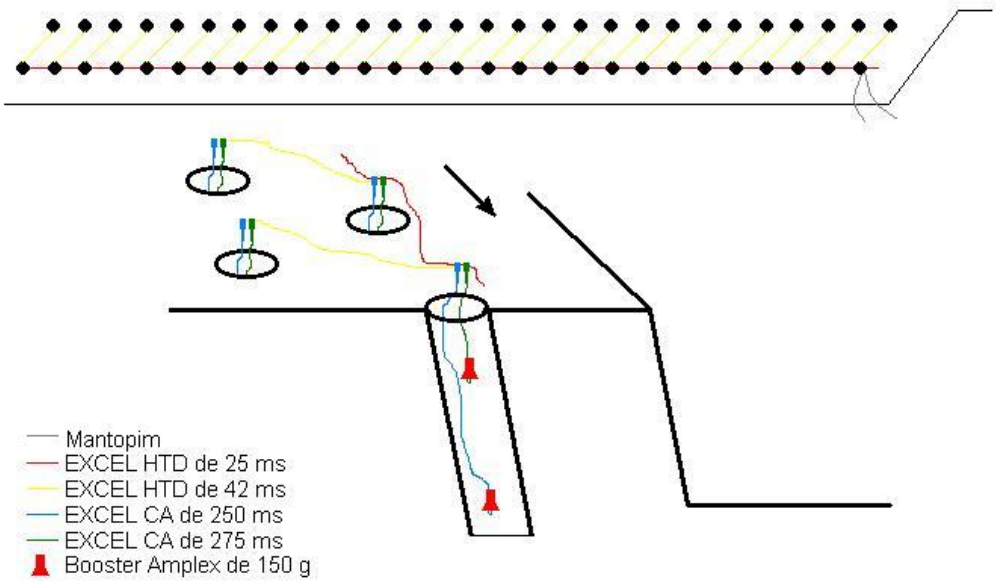
1 – Resultados alcançados

1.1 – Relatórios de perfilamento e desvio de furo

A seguir serão demonstrados alguns resultados em desmontes de rocha onde foram feitas considerações importantes com a análise do relatório da perfilagem, aumentando a segurança no fogo.

As características de todos os fogos obedecem a nomenclatura e esquema de ligação da figura 34 abaixo, que representa o desmonte realizado no dia 02 de Abril de 2002, com dados fixos em duas linhas, afastamento de 2,5m e espaçamento de 4,0m, diâmetro de perfuração de 3”, subfuração de 3m, 2m de tampão, e 5º de inclinação, variando apenas na altura da bancada, número de furos, volume desmontado e profundidade média dos furos.

Figura 34 – Esquema de ligação do plano de fogo da pedreira Basalto 5 no dia 02 de



abril de 2002

Data: 19 de Outubro de 2001

Em 19 de outubro de 2001, o desmonte realizado teve as características descritas à seguir:

1º linha = 12 furos
2º linha = 12 furos
volume desmontado 2,5 x 4,0 x 19,5 x 24 = 4680 m^3
Malha do plano de fogo: 2,5 x 4,0 m
Diâmetro do furo: 3 polegadas
Altura da bancada: 19,5 m
Profundidade média do furo: 22,5 m
Subperfuração: 3 m
Inclinação dos furos: 5 º
Tampão: 2 m
Furos: 24
Linhas: 2

Pelo relatório de perfil elaborado pelo equipamento de perfilagem, figura 35, pode-se observar um desvio excessivo para trás, o que tornou o trabalho do explosivo no fundo do furo muito pesado para o volume calculado, mas também observa-se uma irregularidade da face formando uma “cunha” nessa porção do maciço, fato esse que contribuiu para um melhor aproveitamento do explosivo nessa porção. Mesmo assim o afastamento ficou excessivamente acima do valor calculado, superior a 5,5 metros a partir de doze metros de profundidade, conforme o relatório de dados, figura 36.

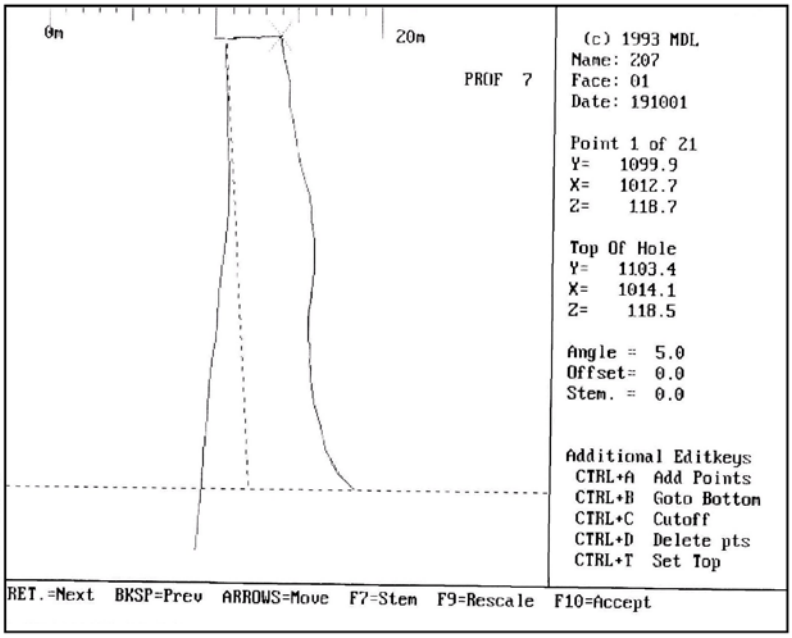


Figura 35 – Relatório de perfil do Quarryman de fogo no dia 19 de Outubro de 2001, furo 7

Tabulation of Burden against Depth

Face Name Z07 Face Number 01 Survey Date 191001 Profile 7

Hole/Profile Data: Distance along 24.7 Offset 0.0

Bench Height 19.7 Drill Angle (Int) 5.0 Stem 0.0 Volume 404.5 Cu mt

Hole Y Posn 1103.4 X Posn 1014.1 Elevation 118.5

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

Intended Depth	Intended Burden	Remarks	Boretrak Depth	Boretrak Burden	Remarks	
0.0	3.3		0.0	3.3		
1.0	3.4	Minimum	1.0	3.5	Minimum	
2.0	3.6		2.0	3.7		
3.0	3.6		3.0	3.7		
4.0	3.7		4.0	3.9		
5.0	3.9		5.0	4.1		
,0	4.2		6.0	4.4		
.0	4.5		7.0	4.9		
8.0	4.6		8.0	5.1		12% heavier
9.0	4.6		9.0	5.4		16% heavier
10.0	4.6		10.0	5.4		17% heavier
11.0	4.4		11.0	5.4		22% heavier
12.0	4.2		12.0	5.5		29% heavier
13.0	4.1		13.0	5.7		38% heavier
14.0	4.1		14.0	6.1		50% heavier
15.0	4.1		15.0	6.2		52% heavier
16.0	4.1		16.0	6.7		60% heavier
17.0	4.4		17.0	7.2		62% heavier
18.0	4.7		18.0	8		70% heavier
19.0	5.2		19.0	Invalid		
19.6	5.7		19.6	Invalid		
21.0			21.0	Invalid		
22.0			22.0	Invalid		
22.4			22.4	Invalid		

Figura 36 – Relatório de dados do Quarryman de fogo no dia 19 de Outubro de 2001, furo 7

Nesse caso o ideal seria a utilização de um explosivo de maior densidade e conseqüentemente maior energia, compensando o afastamento excessivo, mas com a demanda de material imediata e indisponibilidade de um explosivo ideal o desmonte foi e, geralmente é realizado nesses casos considerando-se o afastamento ideal.

Essa prática pode ocasionar lançamentos verticais no tampão, além de poder gerar repés, blocos e dificultar a limpeza da praça.

Data: 25 de janeiro de 2002

Em 25 de janeiro de 2002, foram realizados três desmontes, os dois primeiros em bancada de 23 metros e outro em uma bancada de 12 metros. As características dos planos de fogo podem ser observadas a seguir.

Características da bancada de 12 metros

1º linha = 20 furos
2º linha = 20 furos
volume desmontado 2,5 x 4,0 x 12 x 40 = 4800 m^3
Malha do plano de fogo: 2,5 x 4,0 m
Diâmetro do furo: 3 polegadas
Altura da bancada: 12 m
Profundidade média do furo: 15 m
Subperfuração: 3 m
Inclinação dos furos: 5 º
Tampão: 2 m
Furos: 40
Linhas: 2

Características da primeira bancada de 23 metros

1º linha = 8 furos

2º linha = 8 furos

volume desmontado 2,5 x 4,0 x 23 x 16 = 3680 m^3

Malha do plano de fogo: 2,5 x 4,0 m

Diâmetro do furo: 3 polegadas

Altura da bancada: 23 m

Profundidade média do furo: 26 m

Subperfuração: 3 m

Inclinação dos furos: 5 º

Tampão: 2 m

Furos: 16

Linhas: 2

Características da segunda bancada de 23 metros

1º linha = 7 furos

2º linha = 7 furos

volume desmontado 2,5 x 4,0 x 23 x 14 = 3220 m^3

Malha do plano de fogo: 2,5 x 4,0 m

Diâmetro do furo: 3 polegadas

Altura da bancada: 23 m

Profundidade média do furo: 26 m

Subperfuração: 3 m

Inclinação dos furos: 5 º

Tampão: 2 m

Furos: 14

Linhas: 2

No plano de fogo da segunda bancada de 23 metros, pela análise computacional de perfil tem-se um afastamento do furo 7 em relação à face inferior a 2 metros entre as alturas de 5 e 8 metros. Esse afastamento inferior não foi ocasionado por desvio no furo, o que é observado pela figura 37, onde o furo projetado (linha pontilhada) corresponde ao furo real (linha contínua), mas sim devido a irregularidades na face da bancada. Nesse caso foi feito um alívio com cartuchos de Powergel 800 nessa parte do furo.

A tabela XVII mostra as especificações do cartucho de Powergel 800.

Tabela XVII – Características do cartucho de explosivos. Fonte: Catálogo do fabricante

Propriedades	Unidades	Powergel 800	Powergel 815
Dens. da emulsão	g/cm^3	1,15	1,15
VOD*	m/s	4500	5200
TNT	%	65	72
RBS**	A 100 MPa	141%	155%

Valores nominais (*) Em 2” de diâmetro não confinado (**) Comparado ao Anfo Padrão

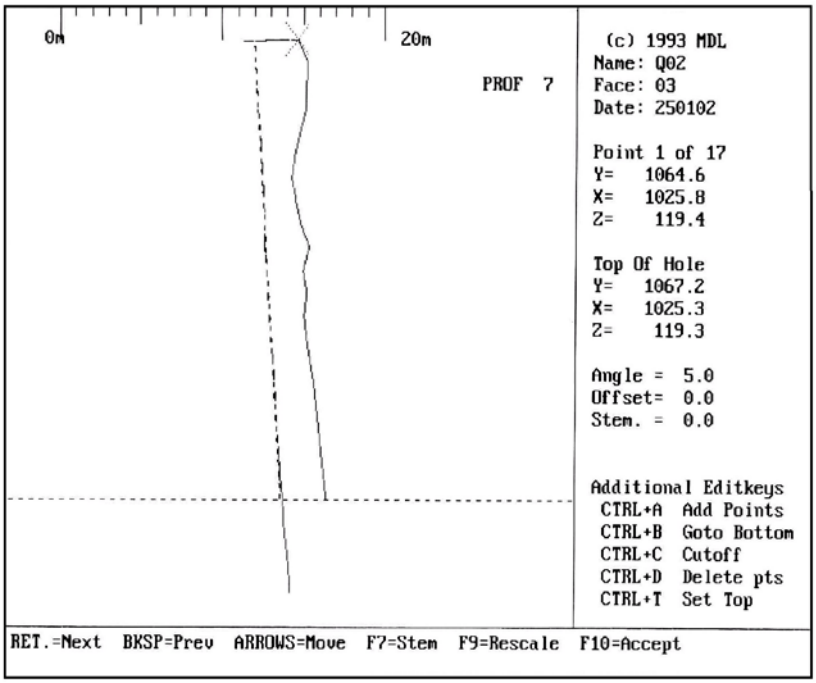
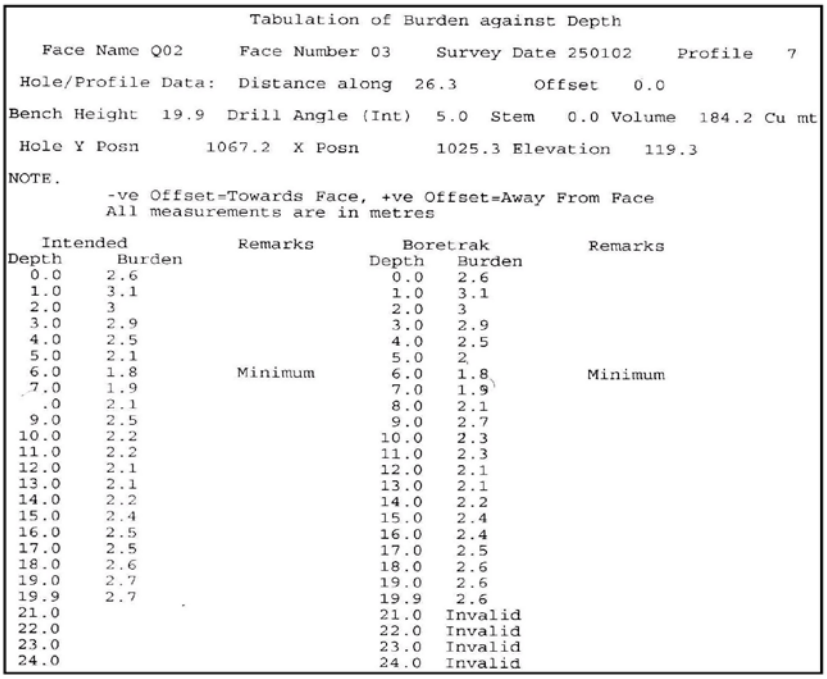


Figura 37 – Relatório de perfil do Quarryman do primerio fogo em bancada de 23 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 7.



Tabulation of Burden against Depth

Face Name Q02 Face Number 03 Survey Date 250102 Profile 7

Hole/Profile Data: Distance along 26.3 Offset 0.0

Bench Height 19.9 Drill Angle (Int) 5.0 Stem 0.0 Volume 184.2 Cu mt

Hole Y Posn 1067.2 X Posn 1025.3 Elevation 119.3

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

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak Depth	Burden	Remarks
0.0	2.6		0.0	2.6	
1.0	3.1		1.0	3.1	
2.0	3		2.0	3	
3.0	2.9		3.0	2.9	
4.0	2.5		4.0	2.5	
5.0	2.1		5.0	2	
6.0	1.8	Minimum	6.0	1.8	Minimum
7.0	1.9		7.0	1.9	
.0	2.1		8.0	2.1	
9.0	2.5		9.0	2.7	
10.0	2.2		10.0	2.3	
11.0	2.2		11.0	2.3	
12.0	2.1		12.0	2.1	
13.0	2.1		13.0	2.1	
14.0	2.2		14.0	2.2	
15.0	2.4		15.0	2.4	
16.0	2.5		16.0	2.4	
17.0	2.5		17.0	2.5	
18.0	2.6		18.0	2.6	
19.0	2.7		19.0	2.6	
19.9	2.7		19.9	2.6	
21.0			21.0	Invalid	
22.0			22.0	Invalid	
23.0			23.0	Invalid	
24.0			24.0	Invalid	

Figura 38 - Relatório de dados do Quarryman do primerio fogo em bancada de 23 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 7.

Na bancada de 12 metros observa-se afastamentos inferiores no perfilamento dos furos 8 e 9 conforme figuras 39 e 40 respectivamente, nesses casos os afastamentos pequenos foram ocasionados por desvios na perfuração, observando-se um erro de emboque do furo pela iniciação da linha contínua do relatório (real) (figuras 39 e 40) em uma angulação superior à pontilhada (ideal). Nesse caso o alívio do furo 8 foi feito no pé da bancada, entre 10 e 12 metros, onde o afastamento à face era inferior ao esperado, 2,5 metros. Para o furo nove o carregamento foi realizado apenas com cartuchos, aliviando toda a coluna de explosivos. Em ambos os casos os afastamentos inferiores representavam risco de ultralançamento nas porçoes do furo onde os explosivos atuaram. Os dados do afastamento pela perfilagem podem ser observados pelas figuras 41 e 42.

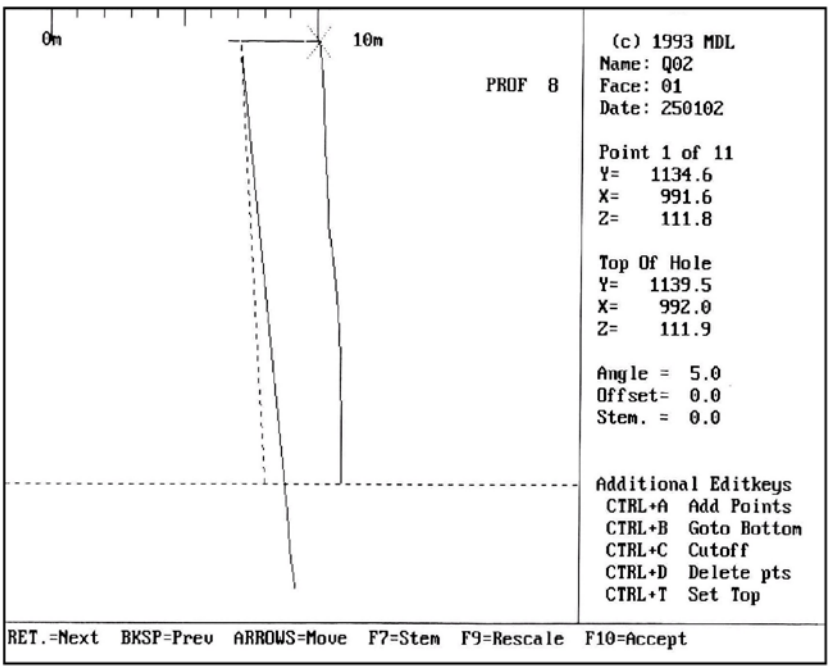


Figura 39 – Relatório de perfil do Quarryman do fogo em bancada de 12 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 8.

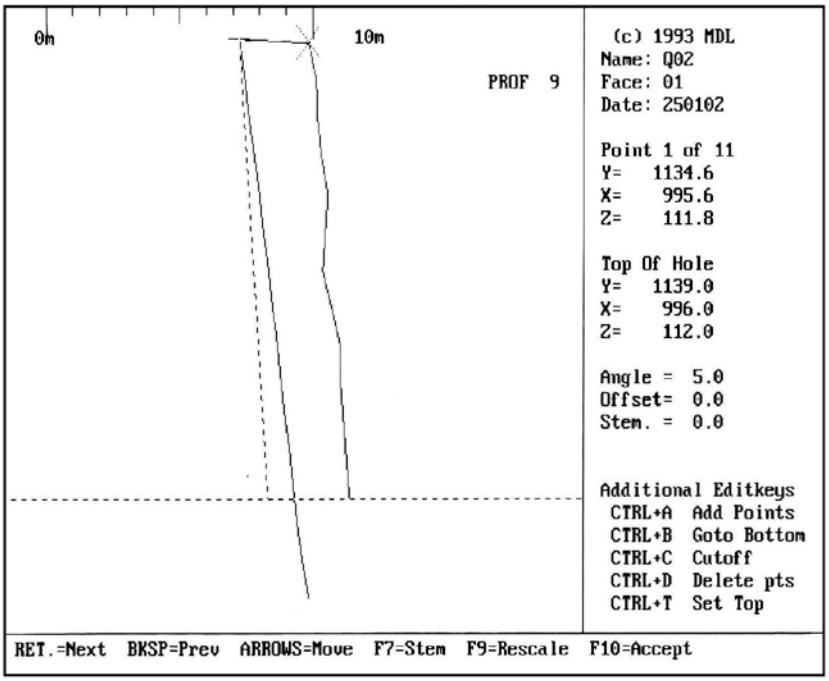
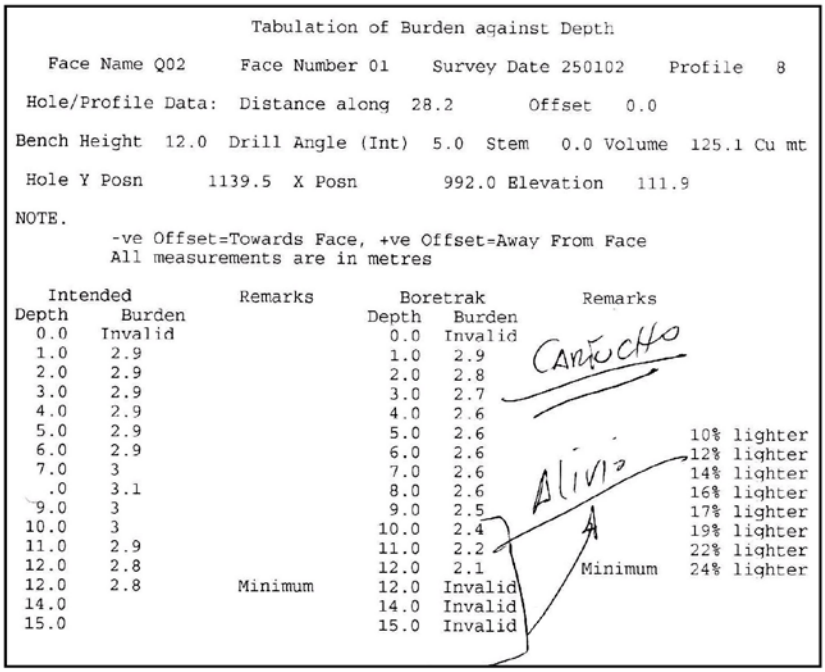


Figura 40 – Relatório de perfil do Quarryman do fogo em bancada de 12 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 9.



Tabulation of Burden against Depth

Face Name Q02 Face Number 01 Survey Date 250102 Profile 8

Hole/Profile Data: Distance along 28.2 Offset 0.0

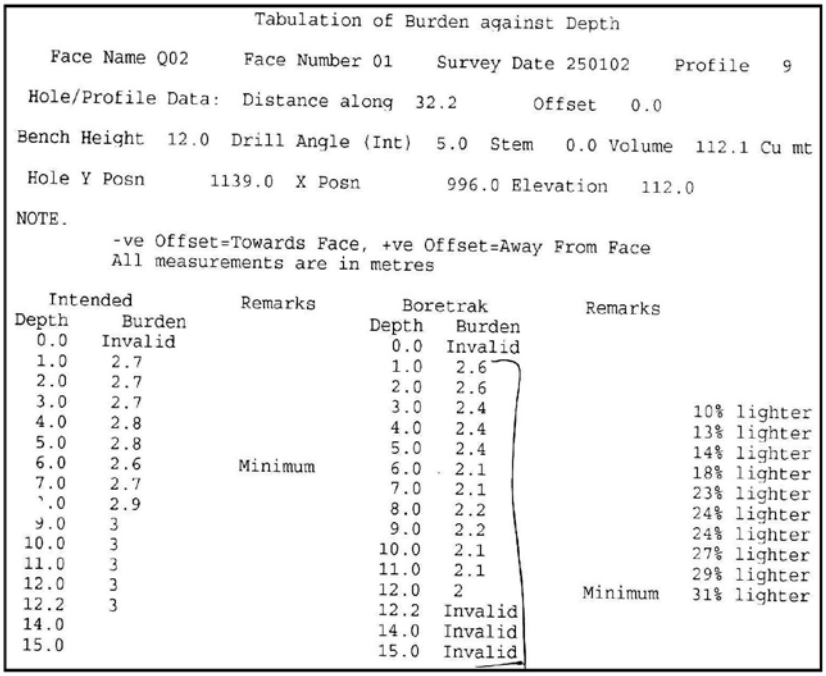
Bench Height 12.0 Drill Angle (Int) 5.0 Stem 0.0 Volume 125.1 Cu mt

Hole Y Posn 1139.5 X Posn 992.0 Elevation 111.9

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

Intended Depth	Intended Burden	Remarks	Boretrak Depth	Boretrak Burden	Remarks	
0.0	Invalid		0.0	Invalid		
1.0	2.9		1.0	2.9		
2.0	2.9		2.0	2.8		
3.0	2.9		3.0	2.7		
4.0	2.9		4.0	2.6		
5.0	2.9		5.0	2.6		10% lighter
6.0	2.9		6.0	2.6		12% lighter
7.0	3		7.0	2.6		14% lighter
.0	3.1		8.0	2.6		16% lighter
9.0	3		9.0	2.5		17% lighter
10.0	3		10.0	2.4		19% lighter
11.0	2.9		11.0	2.2		22% lighter
12.0	2.8		12.0	2.1	Minimum	24% lighter
12.0	2.8	Minimum	12.0	Invalid		
14.0			14.0	Invalid		
15.0			15.0	Invalid		

Figura 41 – Relatório de dados do Quarryman do fogo em bancada de 12 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 8.



Tabulation of Burden against Depth

Face Name Q02 Face Number 01 Survey Date 250102 Profile 9

Hole/Profile Data: Distance along 32.2 Offset 0.0

Bench Height 12.0 Drill Angle (Int) 5.0 Stem 0.0 Volume 112.1 Cu mt

Hole Y Posn 1139.0 X Posn 996.0 Elevation 112.0

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

Intended Depth	Intended Burden	Remarks	Boretrak Depth	Boretrak Burden	Remarks	
0.0	Invalid		0.0	Invalid		
1.0	2.7		1.0	2.6		
2.0	2.7		2.0	2.6		
3.0	2.7		3.0	2.4		10% lighter
4.0	2.8		4.0	2.4		13% lighter
5.0	2.8		5.0	2.4		14% lighter
6.0	2.6	Minimum	6.0	2.1		18% lighter
7.0	2.7		7.0	2.1		23% lighter
.0	2.9		8.0	2.2		24% lighter
9.0	3		9.0	2.2		24% lighter
10.0	3		10.0	2.1		27% lighter
11.0	3		11.0	2.1		29% lighter
12.0	3		12.0	2	Minimum	31% lighter
12.2	3		12.2	Invalid		
14.0			14.0	Invalid		
15.0			15.0	Invalid		

Figura 42 – Relatório de dados do Quarryman do fogo em bancada de 12 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 9.

No desmonte da primeira bancada de 23 metros, apesar do equipamento de perfilagem registrar uma pequena inferioridade do afastamento nas profundidades entre 10 e 15 metros, 2,4 metros de afastamento, conforme figuras 43 e 44, não foi realizado nenhum alívio de explosivo nos furos, considerando-se esses 10 cm de discrepância insignificantes e obtendo-se bom resultado no resultado do desmonte.

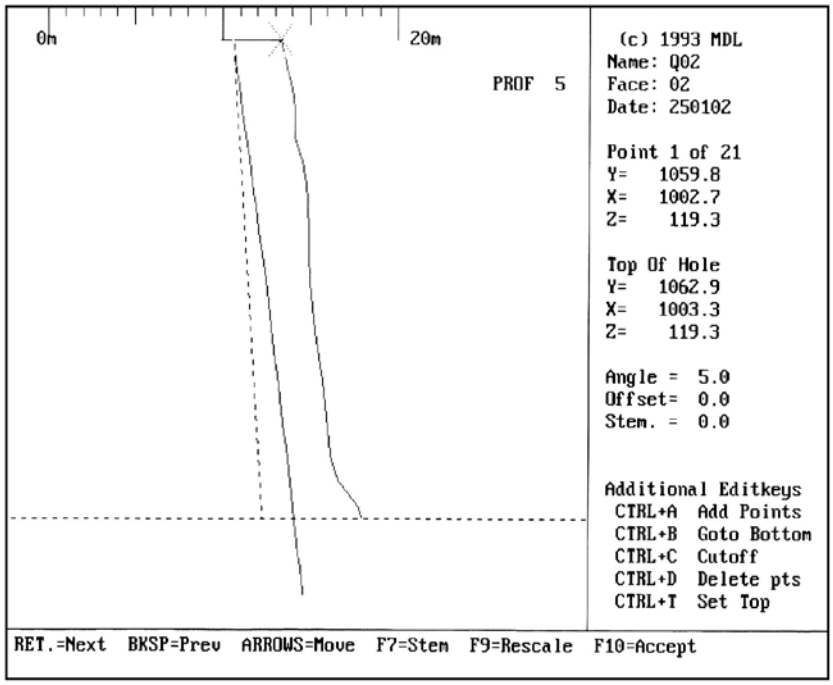


Figura 43 – Relatório de perfil do Quarryman do segundo fogo em bancada de 23 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 5.

Tabulation of Burden against Depth

Face Name Q02 Face Number 02 Survey Date 250102 Profile 5

Hole/Profile Data: Distance along 18.0 Offset 0.0

Bench Height 19.6 Drill Angle (Int) 5.0 Stem 0.0 Volume 220.3 Cu mt

Hole Y Posn 1062.9 X Posn 1003.3 Elevation 119.3

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

Intended Depth	Intended Burden	Remarks	Boretrak Depth	Boretrak Burden	Remarks	
0.0	2.7		0.0	2.7		
1.0	2.9	Minimum	1.0	2.7		
2.0	3.1		2.0	2.9		
3.0	3.2		3.0	3		
4.0	3.2		4.0	2.8		10% lighter
5.0	3.4		5.0	2.8		18% lighter
6.0	3.6		6.0	3		17% lighter
7.0	3.6		7.0	2.9		18% lighter
8.0	3.6		8.0	2.8		21% lighter
9.0	3.5		9.0	2.7		24% lighter
10.0	3.5		10.0	2.5		28% lighter
11.0	3.6		11.0	2.4		31% lighter
12.0	3.6		12.0	2.4		32% lighter
13.0	3.7		13.0	2.4	Minimum	34% lighter
14.0	3.9		14.0	2.4		36% lighter
15.0	3.9		15.0	2.5		37% lighter
16.0	4		16.0	2.5		38% lighter
17.0	4		17.0	2.4		39% lighter
18.0	4.3		18.0	2.5		42% lighter
19.0	5		19.0	3		40% lighter
19.6	5.5		19.6	3.7		33% lighter
21.0			21.0	Invalid		
22.0			22.0	Invalid		
23.0			23.0	Invalid		

Figura 44 – Relatório de dados do Quarryman do segundo fogo em bancada de 23 metros do dia 25 de Janeiro de 2002, furo 5.

Data: 02 de abril de 2002

No dia 02 de abril de 2002 foi realizado um desmonte onde se observam as características do plano de fogo abaixo:

Um esquema desse plano de fogo utilizado pode ser observado pela figura 34:

1º linha = 28 furos

2º linha = 28 furos

volume desmontado 2,5 x 4,0 x 12 x 56 = 6720 m^3

Malha do plano de fogo: 2,5 x 4,0 m

Diâmetro do furo: 3 polegadas

Altura da bancada: 12 m

Profundidade média do furo: 15 m

Subperfuração: 3 m
Inclinação dos furos: 5 º
Tampão: 2 m
Furos: 56
Linhas: 2

Pelo relatório de perfil, observado na figura 45, pode-se observar a face da bancada em vista frontal e em plano plotados do programa face 3D, também o perfil de cada furo é plotado seguido de suas características. Uma vista em perfil da face da bancada em relação ao furo 17 (figura 46), mostra um desvio deste aproximando-se da face, a figura 47 mostra os dados fornecidos pelo BORETRAK nessa relação. Assim, tem-se as distâncias do furo à face inferiores a 2 metros nas profundidades entre 3 e 10 metros o que, provavelmente, seria resultante de uma concentração excessiva de explosivo em relação à face da bancada no caso do bombeamento completo do furo, tornando-o muito leve e, certamente, gerando lançamento indesejável.

Neste caso foi feito um alívio de carga nessa área do furo, minimizando assim o efeito do explosivo visando a eliminação do problema do lançamento. Esse alívio foi feito com cartuchos de explosivo Powergel 800 que possuem um diâmetro menor do que o do furo (2”), dessa forma os cartuchos ficariam menos confinados e teriam um menor volume do que a emulsão, possuindo assim uma menor energia e gerando um menor volume de gases nesses pontos do furo, diminuindo os riscos de ultralançamento, o que seria impossível de se prever sem a utilização do equipamento de perfilagem.

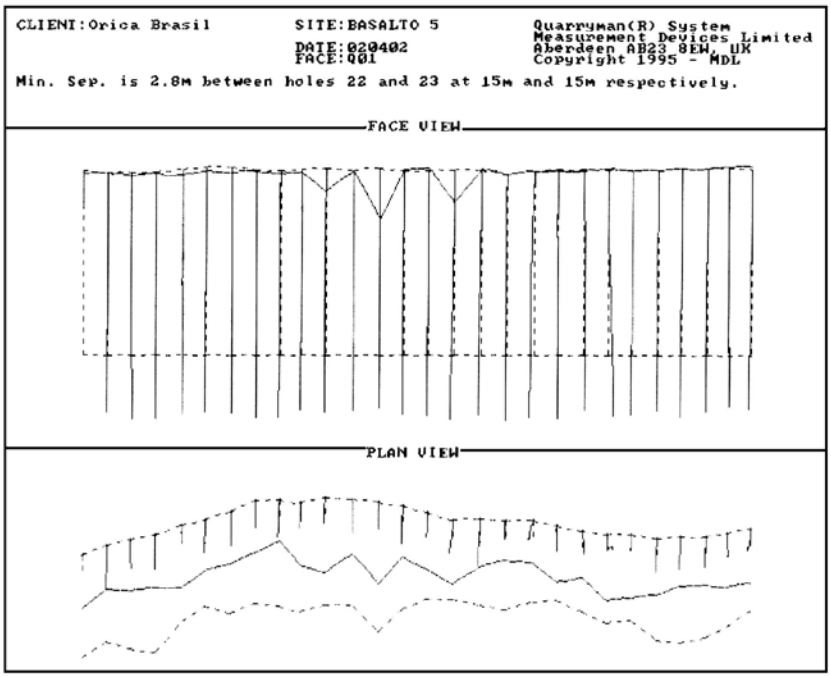


figura 45 – Vista frontal e em plano da face e furos da bancada desmontada no dia 02 de abril de 2002.

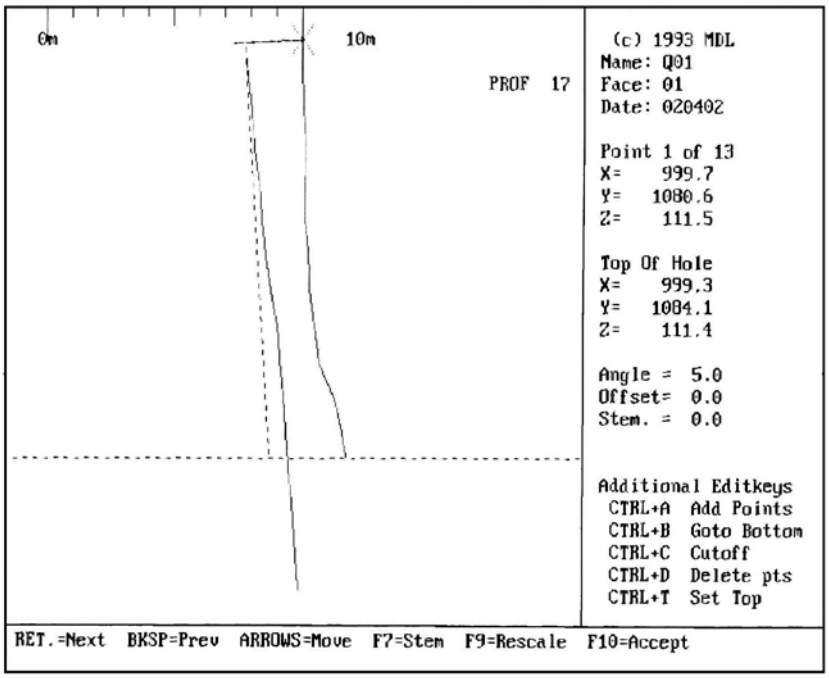


Figura 46 – Relatório de perfil do Quarryman de fogo no dia 02 de Abril de 2002, furo 17.

Tabulation of Burden against Depth

Face Name Q01 Face Number 01 Survey Date 020402 Profile 17

Hole/Profile Data: Distance along 62.2 Offset 0.0

Bench Height 11.6 Drill Angle (Int) 5.0 Stem 0.0 Volume 86.0 Cu mt

Hole Eastings 999.3 Northings 1084.1 Elevation 111.4

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

Intended Depth	Intended Burden	Remarks	Boretrak Depth	Boretrak Burden	Remarks	
0.0	Invalid		0.0	Invalid		
1.0	2.2		1.0	2.1		
2.0	2.1		2.0	2		
3.0	2.1		3.0	1.9		
4.0	2		4.0	1.8		11% lighter
5.0	1.9	Minimum	5.0	1.6		15% lighter
6.0	2		6.0	1.6		18% lighter
7.0	1.9		7.0	1.5		22% lighter
.0	2		8.0	1.4	Minimum	30% lighter
9.0	2.1		9.0	1.5		30% lighter
10.0	2.6		10.0	1.8		28% lighter
11.0	2.8		11.0	2.1		26% lighter
11.6	2.9		11.6	Invalid		
13.0			13.0	Invalid		
14.0			14.0	Invalid		
15.0			15.0	Invalid		
15.4			15.4	Invalid		

Figura 47 – Relatório de dados do Quarryman de fogo no dia 02 de Abril de 2002, furo 17.

Na posição do furo 17, pode-se também observar que a face da bancada, nesse ponto, é quase horizontal, quando se esperava uma maior inclinação. Isso se dá, provavelmente, devido à quebra excessiva no desmonte anterior ou pela nomenclatura de descontinuidades no maciço. Nesse caso o correto posicionamento do furo, bem como sua declividade, poderiam ter sido recalculados se o perfilamento da face pelo QUARRYMAN tivesse sido realizado e analisado antes da perfuração.

Também é possível de se identificar erros na perfuração pelo emboque do furo em uma angulação superior à requerida, 5º, erro esse atribuído à imperícia do operador da perfuratriz ou condições de uso desta, como por exemplo no caso do perfil do furo n.º 2, onde claramente pode-se ver uma retilinidade do furo executado (linha contínua) mas com este já começando, sutilmente, numa trajetória mais inclinada do que a projeção ideal do furo (linha pontilhada) pela figura 48.

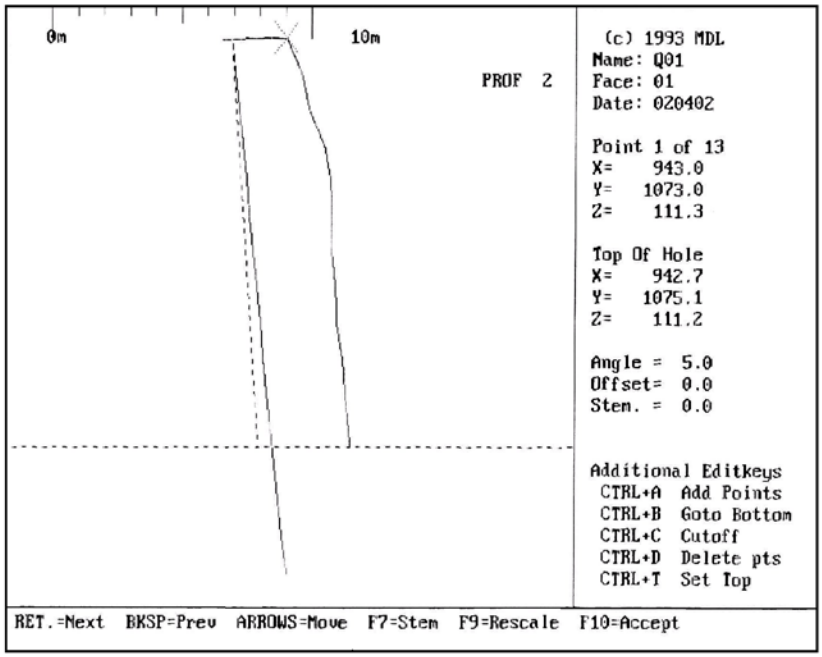


Figura 48 – Relatório de perfil do Quarryman de fogo no dia 02 de Abril de 2002, furo 2.

Tabulation of Burden against Depth

Face Name Q01 Face Number 01 Survey Date 020402 Profile 2

Hole/Profile Data: Distance along 5.0 Offset 0.0

Bench Height 11.4 Drill Angle (Int) 5.0 Stem 0.0 Volume 122.3 Cu mt

Hole Eastings 942.7 Northings 1075.1 Elevation 111.2

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

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak Depth	Burden	Remarks
0.0	2		0.0	2	
1.0	2.4	Minimum	1.0	2.3	Minimum
2.0	2.7		2.0	2.6	
3.0	3.1		3.0	2.9	
4.0	3.3		4.0	3.1	
5.0	3.4		5.0	3.1	
6.0	3.3		6.0	3	
7.0	3.3		7.0	3	10% lighter
.0	3.3		8.0	2.9	11% lighter
9.0	3.4		9.0	2.9	13% lighter
10.0	3.4		10.0	2.9	13% lighter
11.0	3.5		11.0	2.9	15% lighter
11.4	3.5		11.4	Invalid	
13.0			13.0	Invalid	
14.0			14.0	Invalid	
15.0			15.0	Invalid	

Figura 49 – Relatório de dados do Quarryman de fogo no dia 02 de Abril de 2002, furo 2.

Data: 08 de maio de 2002

Em 08 de maio de 2002, o desmonte realizado tem as seguintes características:

1º linha = 16 furos
2º linha = 16 furos
volume desmontado 2,5 x 4,0 x 21 x 32 = 6720 m^3
Malha do plano de fogo: 2,5 x 4,0 m
Diâmetro do furo: 3 polegadas
Altura da bancada: 21 m
Profundidade média do furo: 24 m
Subperfuração: 3 m
Inclinação dos furos: 5 º
Tampão: 2 m
Furos: 32
Linhas: 2

Nesse dia, a perfilagem da bancada em questão (figura 50) demonstra um leve aumento na declividade do furo, o que resultou em um afastamento pequeno – em torno de 2,3 metros – no pé da bancada nas profundidades inferiores a 15 metros (figura 51), o que poderia gerar lançamentos indesejáveis. Pode-se notar que a face da bancada, apesar de pequenas irregularidades, se comporta de maneira retilínea e, visualmente, paralela à posição ideal do furo (linha pontilhada) conforme mostra a figura 50, mas devido a erros de emboque um alívio de explosivo se fez necessário no pé da bancada, diminuindo o risco de ultralançamento.

Na análise de perfil do furo 15 também observa-se um desvio sutil do furo em relação a sua projeção ideal, só que desta vez ocorrendo para trás a partir do entorno da profundidade de 5 metros (figura 52) mas sem causar preocupação com o desmonte por si só.

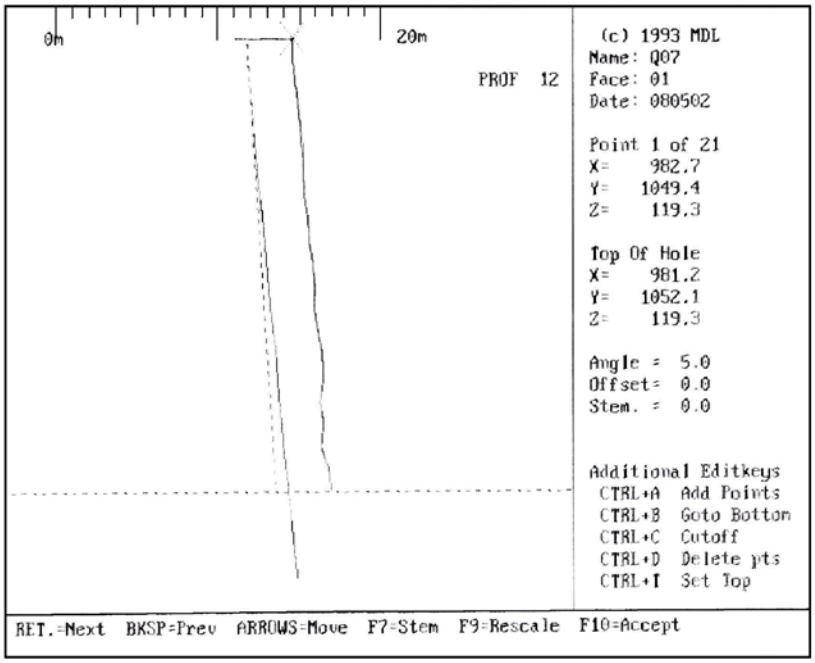
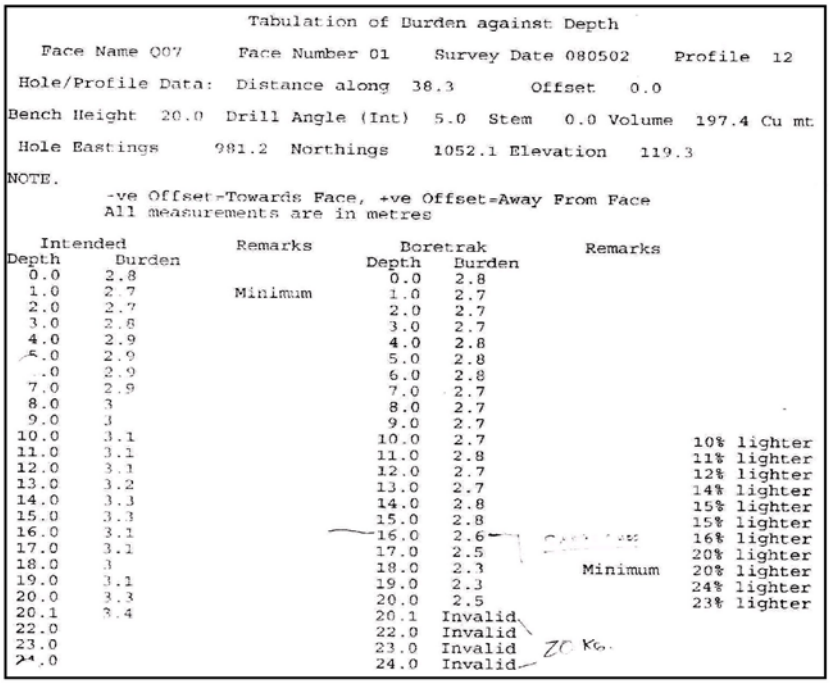


Figura 50 – Relatório de perfil do Quarryman de fogo no dia 08 de Maio de 2002, furo 12.



Tabulation of Burden against Depth

Face Name Q07 Face Number 01 Survey Date 080502 Profile 12

Hole/Profile Data: Distance along 38.3 Offset 0.0

Bench Height 20.0 Drill Angle (Int) 5.0 Stem 0.0 Volume 197.4 Cu mt

Hole Eastings 981.2 Northings 1052.1 Elevation 119.3

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

Intended Depth	Intended Burden	Remarks	Boretrak Depth	Boretrak Burden	Remarks
0.0	2.8		0.0	2.8	
1.0	2.7	Minimum	1.0	2.7	
2.0	2.7		2.0	2.7	
3.0	2.8		3.0	2.7	
4.0	2.9		4.0	2.8	
5.0	2.9		5.0	2.8	
6.0	2.9		6.0	2.8	
7.0	2.9		7.0	2.7	
8.0	3		8.0	2.7	
9.0	3		9.0	2.7	
10.0	3.1		10.0	2.7	10% lighter
11.0	3.1		11.0	2.8	11% lighter
12.0	3.1		12.0	2.7	12% lighter
13.0	3.2		13.0	2.7	14% lighter
14.0	3.3		14.0	2.8	15% lighter
15.0	3.3		15.0	2.8	15% lighter
16.0	3.1		16.0	2.6	16% lighter
17.0	3.1		17.0	2.5	20% lighter
18.0	3		18.0	2.3	Minimum 20% lighter
19.0	3.1		19.0	2.3	24% lighter
20.0	3.3		20.0	2.5	23% lighter
20.1	3.4		20.1	Invalid	
22.0			22.0	Invalid	
23.0			23.0	Invalid	
24.0			24.0	Invalid	

Figura 51 – Relatório de dados do Quarryman de fogo no dia 08 de Maio de 2002, furo 12.

Em contrapartida, neste ponto a face da bancada possui irregularidades importantes em sua porção superior, como observado pela figura 52. O relatório de dados do furo 15, representado pela figura 53 nos mostra um afastamento real em torno de 2,5 metros na porção de 0 a 7 metros, o que representa um afastamento tolerável, mas por se situar na porção superior do maciço, com uma probabilidade maior de gerar lançamentos e por um critério de segurança conservador, optou-se por carregar essa porção do furo com cartuchos de explosivo, aliviando a energia do explosivo nessa parte.

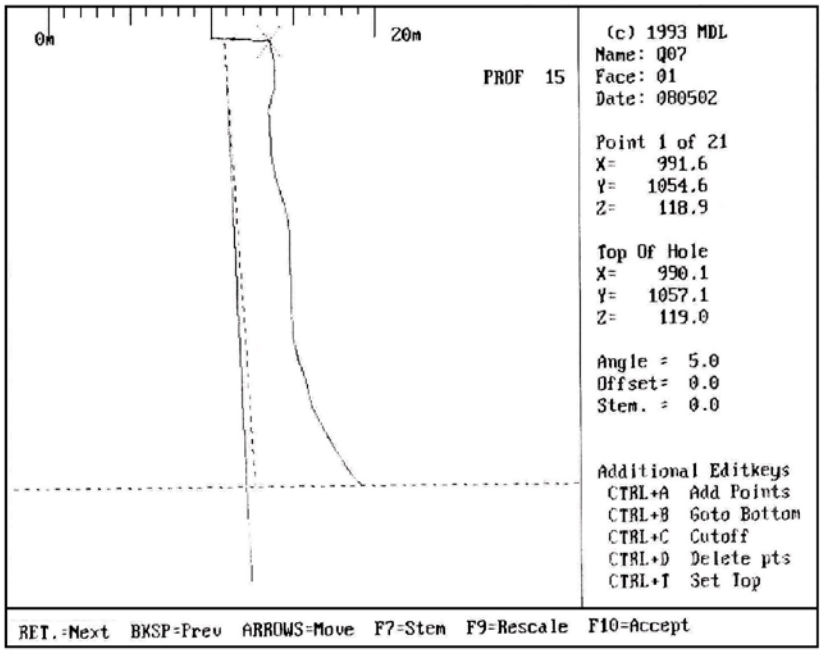
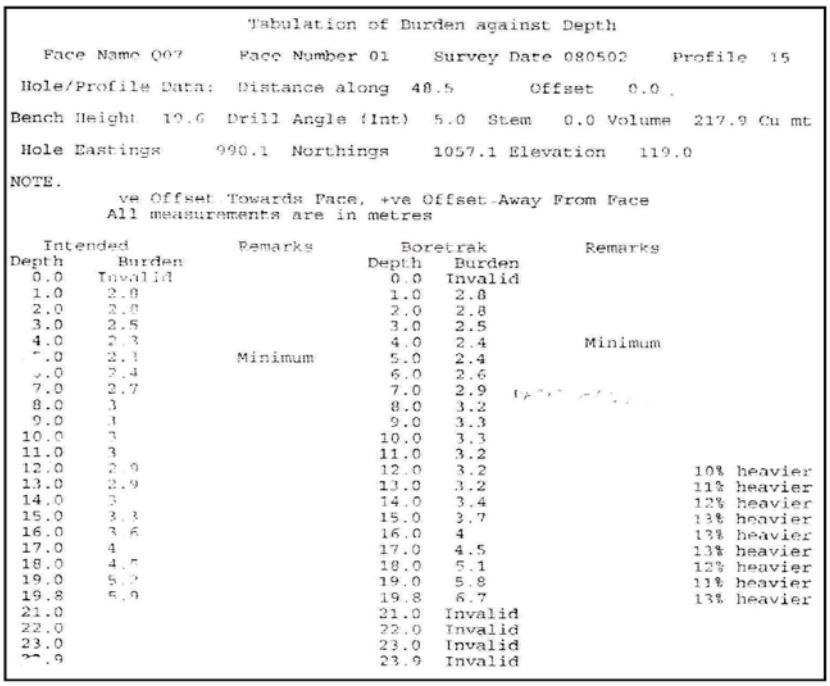


Figura 52 – Relatório de perfil do Quarryman de fogo no dia 08 de maio de 2002, furo 15.



Tabulation of Burden against Depth

Face Name 007 Face Number 01 Survey Date 080502 Profile 15

Hole/Profile Data: Distance along 48.5 Offset 0.0

Bench Height 19.6 Drill Angle (Int) 5.0 Stem 0.0 Volume 217.9 Cu mt

Hole Eastings 990.1 Northings 1057.1 Elevation 119.0

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

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak Depth	Burden	Remarks
0.0	Invalid		0.0	Invalid	
1.0	2.8		1.0	2.8	
2.0	2.8		2.0	2.8	
3.0	2.5		3.0	2.5	
4.0	2.3		4.0	2.4	Minimum
5.0	2.1	Minimum	5.0	2.4	
6.0	2.4		6.0	2.6	
7.0	2.7		7.0	2.9	
8.0	3		8.0	3.2	
9.0	3		9.0	3.3	
10.0	3		10.0	3.3	
11.0	3		11.0	3.2	
12.0	2.9		12.0	3.2	10% heavier
13.0	2.9		13.0	3.2	11% heavier
14.0	3		14.0	3.4	12% heavier
15.0	3.3		15.0	3.7	13% heavier
16.0	3.6		16.0	4	13% heavier
17.0	4		17.0	4.5	13% heavier
18.0	4.5		18.0	5.1	12% heavier
19.0	5.2		19.0	5.8	11% heavier
19.8	5.9		19.8	6.7	13% heavier
21.0			21.0	Invalid	
22.0			22.0	Invalid	
23.0			23.0	Invalid	
23.9			23.9	Invalid	

Figura 53 – Relatório de dados do Quarryman de fogo no dia 08 de maio de 2002, furo 15.

Data: 17 de outubro de 2002

As características do plano de fogo realizado no dia 17 de Outubro de 2002 são descritas abaixo:

1º linha = 12 furos

2º linha = 12 furos

volume desmontado 2,5 x 4,0 x 21 x 24 = 5040 m^3

Malha do plano de fogo: 2,5 x 4,0 m

Diâmetro do furo: 3 polegadas

Altura da bancada: 21 m

Profundidade média do furo: 24 m

Subperfuração: 3 m

Inclinação dos furos: 5 º

Tampão: 2 m

Furos: 24

Linhas: 2

Pela figura 54, que representa a visão do furo 8 em perfil, nota-se um desvio excessivo da coluna de perfuração em direção à face da bancada, além de um perfil da face que obedece uma inclinação inicialmente em torno de 5º na parte superior mas tornando se vertical até assumir uma declividade negativa, voltando a tomar uma inclinação positiva apenas no pé da bancada, formando assim uma “cunha” na porção inferior da face do maciço. Dessa forma o afastamento do furo à face é muito pequeno nessa faixa, como mostra o relatório de dados, figura 55, acusando a necessidade de alívio de explosivo de 11 metros de profundidade até o fundo do furo o que, se não executado, fatalmente ocasionaria ultralançamento prejudicando a segurança do desmonte.

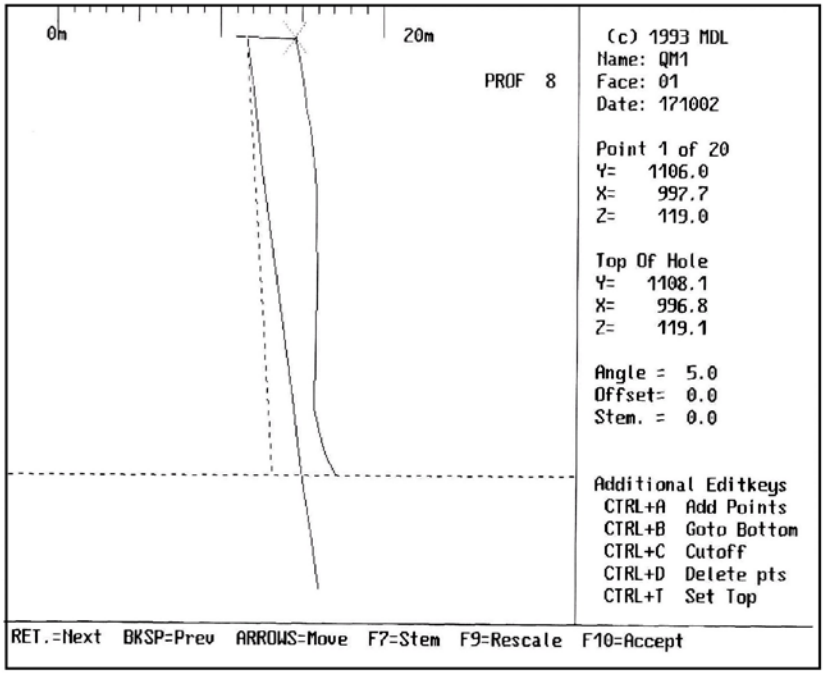


Figura 54 – Relatório de perfil do Quarryman de fogo no dia 17 de outubro de 2002, furo 8.

Tabulation of Burden against Depth

Face Name QM1 Face Number 01 Survey Date 171002 Profile 8

Hole/Profile Data: Distance along 30.6 Offset 0.0

Bench Height 18.9 Drill Angle (Int) 5.0 Stem 0.0 Volume 190.5 Cu mt

Hole Y Posn 1108.1 X Posn 996.8 Elevation 119.1

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

Intended Depth	Burden	Remarks	Boretrak Depth	Burden	Remarks	
0.0	Invalid		0.0	Invalid		
1.0	3		1.0	2.9		
2.0	3.2		2.0	3		
3.0	3.3		3.0	3		
4.0	3.4		4.0	3		11% lighter
5.0	3.6		5.0	3.1		11% lighter
6.0	3.6		6.0	3.2		12% lighter
7.0	3.6		7.0	3.1		15% lighter
8.0	3.6		8.0	2.9		17% lighter
9.0	3.5		9.0	2.8		21% lighter
10.0	3.5		10.0	2.6		25% lighter
11.0	3.4		11.0	2.4		28% lighter
12.0	3.3		12.0	2.2		31% lighter
13.0	3.1		13.0	2		37% lighter
14.0	3		14.0	1.8		41% lighter
15.0	2.9		15.0	1.6		46% lighter
16.0	2.8	Minimum	16.0	1.3		51% lighter
17.0	3		17.0	1.3	Minimum	55% lighter
18.0	3.2		18.0	1.4		54% lighter
19.0	3.6		19.0	1.7		52% lighter
19.0	3.7		19.0	Invalid		
21.0			21.0	Invalid		
22.0			22.0	Invalid		
23.0			23.0	Invalid		
24.0			24.0	Invalid		
24.4			24.4	Invalid		

Figura 55 – Relatório de dados do Quarryman de fogo no dia 17 de outubro de 2002, furo 8.

Data: 28 de outubro de 2002

Características do desmonte de rochas realizado em 28 de Outubro de 2002:

1º linha = 16 furos

2º linha = 16 furos

volume desmontado 2,5 x 4,0 x 21 x 32 = 6720 m^3

Malha do plano de fogo: 2,5 x 4,0 m

Diâmetro do furo: 3 polegadas

Altura da bancada: 21 m

Profundidade média do furo: 24 m

Subperfuração: 3 m

Inclinação dos furos: 5 º

Tampão: 2 m

Furos: 32

Linhas: 2

O furo 14, realizado no dia 28 de Outubro de 2002 praticamente não sofreu desvio, em observando-se a figura 56. Pelo relatório de perfil da figura 56 não se pode afirmar irregularidades na perfuração e no afastamento do furo à face da bancada, uma vez que, visualmente, nota-se a coluna de perfuração praticamente paralela à face em toda sua extensão, exceto por uma pequena irregularidade próximo ao pé da bancada e também acompanhando a projeção ideal do furo, representada no relatório pela linha pontilhada. O relatório de dados, representado pela figura 57, mostra agora o real afastamento de toda extensão do furo em relação à face e acusa esse afastamento em toda a extensão da coluna inferior à 2,5 metros e em sua maior porção, inferior à 2,0 metros. Esse afastamento inferior ao calculado oferece um risco muito grande à segurança dessa etapa da lavra onde a coluna de explosivo tem uma resistência real do material a ser desmontado inferior ao esperado pelos cálculos, tornando assim a energia do explosivo muito alta para o volume de material a ser trabalhado ocasionando, fatalmente, um lançamento indesejável de material caso um alívio de carga não fosse executado.

O alívio realizado foi administrado em toda coluna de explosivo e efetuado com cartuchos de Powergel 800, analogamente à outros alívios de carga com essa técnica aqui demonstrados.

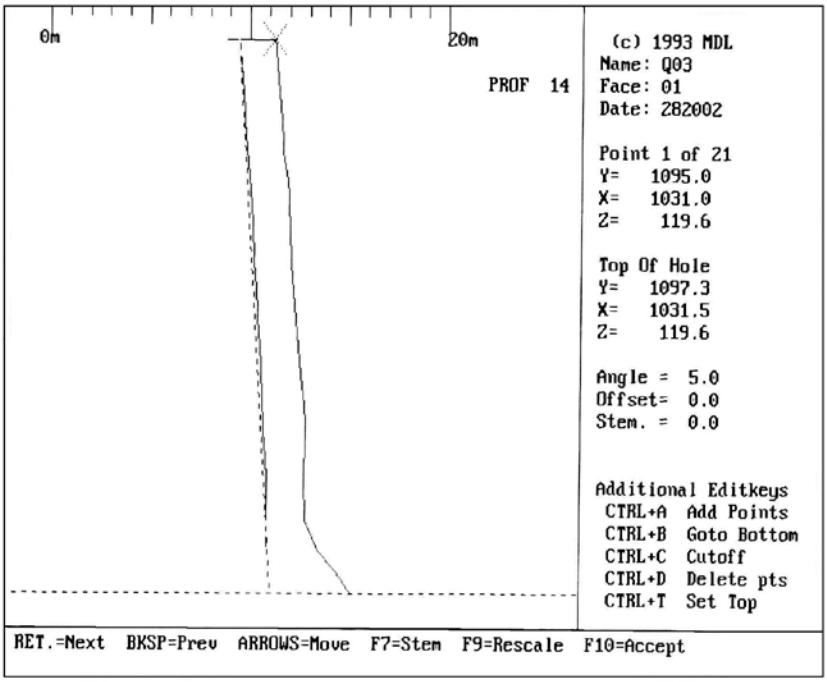


Figura 56 – Relatório de perfil do Quarryman de fogo no dia 28 de outubro de 2002, furo 14.

Tabulation of Burden against Depth

Face Name Q03 Face Number 01 Survey Date 282002 Profile 14

Hole/Profile Data: Distance along 47.9 Offset 0.0

Bench Height 19.6 Drill Angle (Int) 5.0 Stem 0.0 Volume 166.9 Cu mt

Hole Y Posn 1097.3 X Posn 1031.5 Elevation 119.6

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

Intended Depth	Intended Burden	Remarks	Boretrak Depth	Boretrak Burden	Remarks
0.0	Invalid		0.0	Invalid	
1.0	1.8	Minimum	1.0	1.7	
2.0	1.8		2.0	1.7	
3.0	1.8		3.0	1.8	
4.0	1.8		4.0	1.7	Minimum
5.0	1.9		5.0	1.8	
6.0	2		6.0	1.8	
7.0	1.9		7.0	1.8	
8.0	1.9		8.0	1.8	
9.0	1.9		9.0	1.8	
10.0	2		10.0	1.8	
11.0	2		11.0	1.9	
12.0	2.1		12.0	1.9	
13.0	2.2		13.0	2	
14.0	2.2		14.0	2	
15.0	2.1		15.0	1.9	
16.0	2		16.0	1.8	
17.0	1.9		17.0	1.9	
18.0	2.3		18.0	2.4	

Figura 57 – Relatório de dados do Quarryman de fogo no dia 28 de outubro de 2002, furo 14.

Analisando-se apenas o relatório de perfil não é possível perceber que o afastamento real é inferior ao ideal devido ao correto posicionamento da coluna (linha contínua) em relação à representação ideal (linha pontilhada). Como o furo é alocado antes das leituras de perfil e desvio de furo, o balizamento é realizado na boca do furo já pronto, não levando em consideração o afastamento calculado como ponto base para início da projeção ideal, mas sim o ponto balizado. No caso em questão, pelos relatórios vistos percebe-se um erro na alocação do emboque da ferramenta de perfuração que pode ter sido ocasionado por vários fatores já discutidos em capítulos anteriores.

Data: 06 de novembro de 2002

1º linha = 15 furos
2º linha = 15 furos
volume desmontado 2,5 x 4,0 x 22 x 30 = 6600 m^3
Malha do plano de fogo: 2,5 x 4,0 m
Diâmetro do furo: 3 polegadas
Altura da bancada: 22 m
Profundidade média do furo: 25 m
Subperfuração: 3 m
Inclinação dos furos: 5 º
Tampão: 2 m
Furos: 30
Linhas: 2

No desmonte realizado em 06 de Novembro de 2002 obteve-se relatórios de vários furos acusando desvios, às vezes muito excessivos, afastando-se da face (desvio para trás). Um exemplo aqui demonstrado pode ser visto pelas figuras 58 e 59.

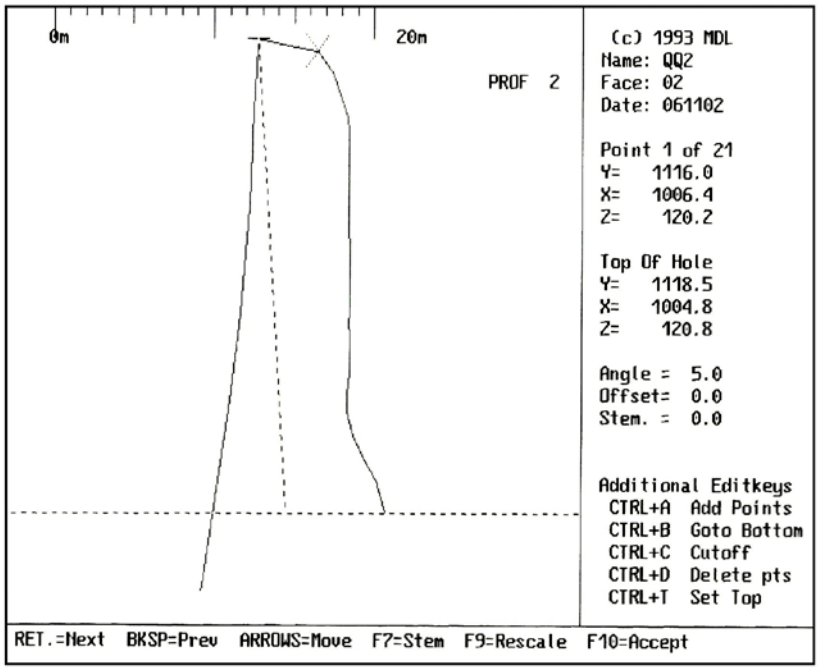


Figura 58 – Relatório de perfil do Quarryman de fogo no dia 06 de novembro de 2002, furo 2.

Tabulation of Burden against Depth

Face Name QQ2 Face Number 02 Survey Date 061102 Profile 2

Hole/Profile Data: Distance along 5.6 Offset 0.0

Bench Height 20.4 Drill Angle (Int) 5.0 Stem 0.0 Volume 635.7 Cu mt

Hole Y Posn 1118.5 X Posn 1004.8 Elevation 120.8

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

Intended Depth	Intended Burden	Remarks	Boretrak Depth	Boretrak Burden	Remarks	
0.0	Invalid		0.0	Invalid		
1.0	3.7	Minimum	1.0	4.7	Minimum	26% heavier
2.0	4.5		2.0	5.3		17% heavier
3.0	4.9		3.0	5.8		18% heavier
4.0	5.3		4.0	6		13% heavier
5.0	5.2		5.0	6.1		15% heavier
6.0	5.2		6.0	6.1		18% heavier
7.0	5.1		7.0	6.2		22% heavier
8.0	5		8.0	6.3		25% heavier
9.0	4.9		9.0	6.5		31% heavier
10.0	4.9		10.0	6.6		35% heavier
11.0	4.8		11.0	6.7		38% heavier
12.0	4.7		12.0	6.8		44% heavier
13.0	4.6		13.0	7.1		53% heavier
14.0	4.5		14.0	7.2		58% heavier
15.0	4.5		15.0	7.3		61% heavier
16.0	4.2		16.0	7.7		81% heavier
17.0	4.1		17.0	8.6		106% heavier
18.0	4.5		18.0	9.7		117% heavier
19.0	5		19.0	Invalid		
20.0	5.6		20.0	Invalid		
21.0	6		21.0	Invalid		
21.0	6		21.0	Invalid		
23.0			23.0	Invalid		
24.0			24.0	Invalid		
24.7			24.7	Invalid		

Figura 59 – Relatório de dados do Quarryman de fogo no dia 06 de novembro de 2002, furo 2.

Esses desvios são provavelmente atribuídos à litologia da rocha que apresenta irregularidades tais como fraturas e famílias de descontinuidades.

Quando se tem desvios de furo dessa natureza, resultando em afastamentos muito superiores ao esperado, como nesse exemplo chegando a atingir 9,7 metros no pé da bancada, o ideal é a utilização de explosivos de maior potência nessas áreas compensando o grande volume de material a ser movimentado, mas em geral isso se torna inviável devido à demanda de material e indisponibilidade imediata de explosivo. O carregamento do furo e o desmonte são realizados desprezando-se essas intempéries, mas tomando se precauções contra o lançamento no tampão como um aumento deste e tendo-se em mente que esta prática diminuirá a qualidade do desmonte gerando repés e matacos nessa parte do maciço.

1.2 – Divisão de bancadas

Para se contornar o problema de desvios de furo, foi realizado um estudo onde bancadas altas foram divididas em duas bancadas de altura inferior, o que concorre para eliminação dos desvios de perfuração por deflexão da coluna de perfuração buscando maior segurança e buscando a eliminação do custo com a utilização do equipamento de perfilagem e também melhor atendendo a legislação ambiental vigente. Em contrapartida o custo com acessórios, disponibilidade de tempo útil da perfuratriz, custo de mão de obra, tempo de demanda de material etc, aumentam. Com bancadas baixas o volume de material lavrado ao final da vida útil da mina será inferior em relação aquele onde a cava final tem configuração de bancadas mais altas.

Bancadas altas (entre 23 e 30 metros) foram divididas em duas bancadas com alturas menores (12 a 18 metros), com a proposta de se eliminar os efeitos da tensão do

peso da coluna de perfuração no fundo de furos muito extensos, visando a diminuição dos desvios nas porções inferiores destes.

Análises comparativas entre bancadas altas com a utilização do equipamento de perfilagem e bancadas menores, sem utilização do equipamento, foram realizadas e simuladas em termos de granulometria e economia do processo. Seus resultados podem ser observados nos capítulos 6 e a seguir.

1.3 – Fragmentação

Comparando as análises do WipFrag quanto à fragmentação do material em desmontes de bancadas altas com utilização do Sistema Integrado x bancadas baixas sem a utilização do Sistema Integrado, percebe-se uma sutil diferença de granulometria onde, em bancadas altas a fragmentação tem uma nomenclatura inferior, mas em ambos os casos a fragmentação atinge níveis aceitáveis, uma vez que produzem blocos maiores que as dimensões aceitas pelo britador primário em proporções muito parecidas. Essa geração de matacões é atribuída, provavelmente à descontinuidades no maciço rochoso.

1.3.1 – Comparativo entre a granulometria do material desmontado em bancadas altas x bancadas baixas

Os relatórios das análises granulométricas de desmontes de rocha, tanto em bancadas com atitude acima quanto abaixo de 18 metros, realizadas pelo programa WipFrag no laboratório de desmonte de rochas da UFOP são demonstrados pelas figuras a seguir e identificados pelas altitudes das bancadas dos desmontes, dividida em maiores e menores que 18 metros.

1.3.1.1 – Bancadas consideradas altas

A seguir são apresentados os relatórios de granulometria realizados pelo WipFrag em desmontes de bancadas com altura superior a 18 metros. Esses relatórios

representam curvas de granulometrias nas faixas existentes e suas proporções por um gráfico de linha representando a quantidade de material com granulometria inferior a cada ponto do gráfico.

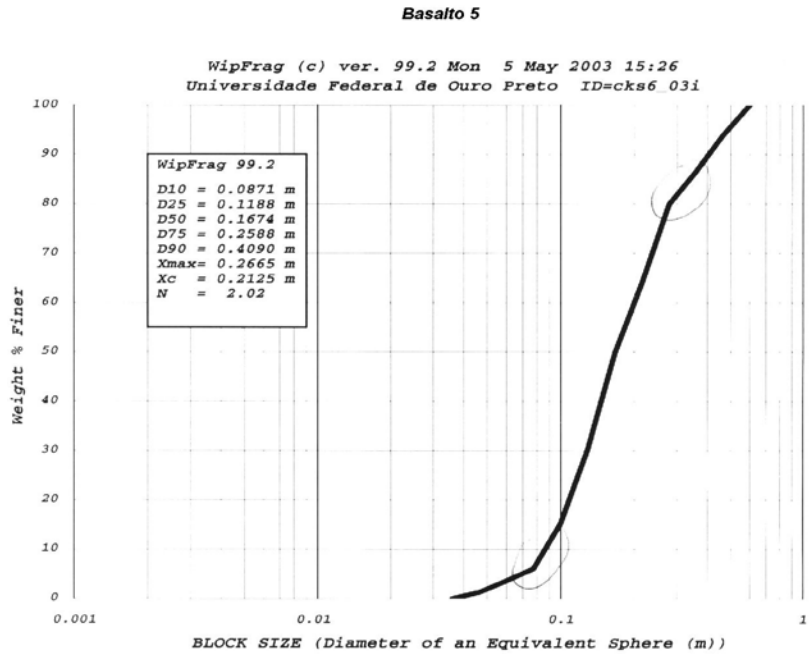


Figura 60 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas altas 1

Como observado pela figura 60, a granulometria do material desmontado encontra-se quase que totalmente abaixo de 0,5 metros de diâmetro, sendo que 75% fica abaixo de 0,26 metros, 50% abaixo de 0,17 metros, 25% abaixo de 0,12 metros e 10% abaixo de 0,09 metros.

A análise granulométrica é feita tomando o material desagregado de maneira genérica. Essas faixas granulométricas encontradas condizem com a realidade mas desprezam alguns blocos com dimensões maiores, blocos esses que não se enquadram no contexto geral e não são “representativos” dentro da granulometria da pilha, ou seja, esses blocos são importantes mas não existem em quantidades relevantes para se

tornarem importantes na análise computacional sendo fragmentado posteriormente pelo *"Drop Boll"*.

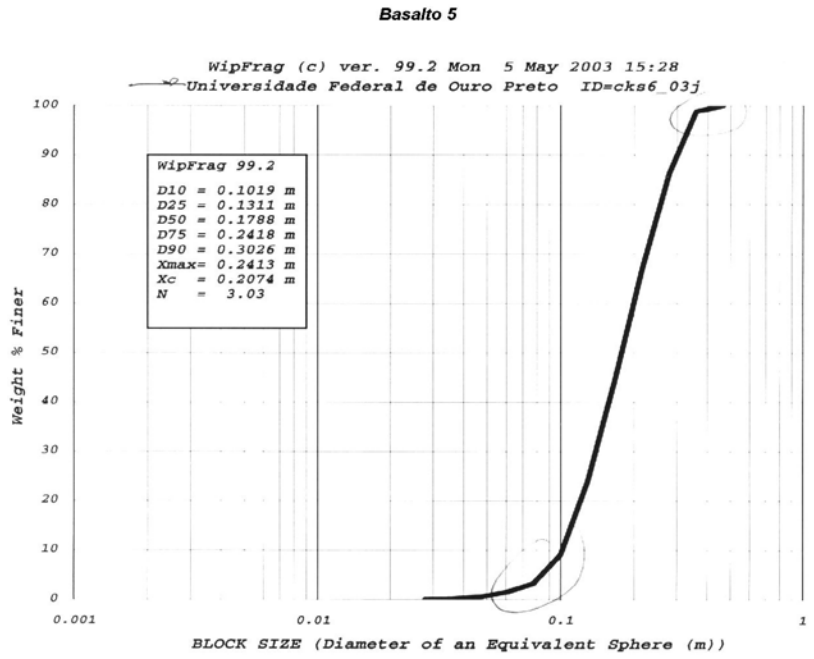


Figura 61 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas realizado no dia 06 de agosto de 2002

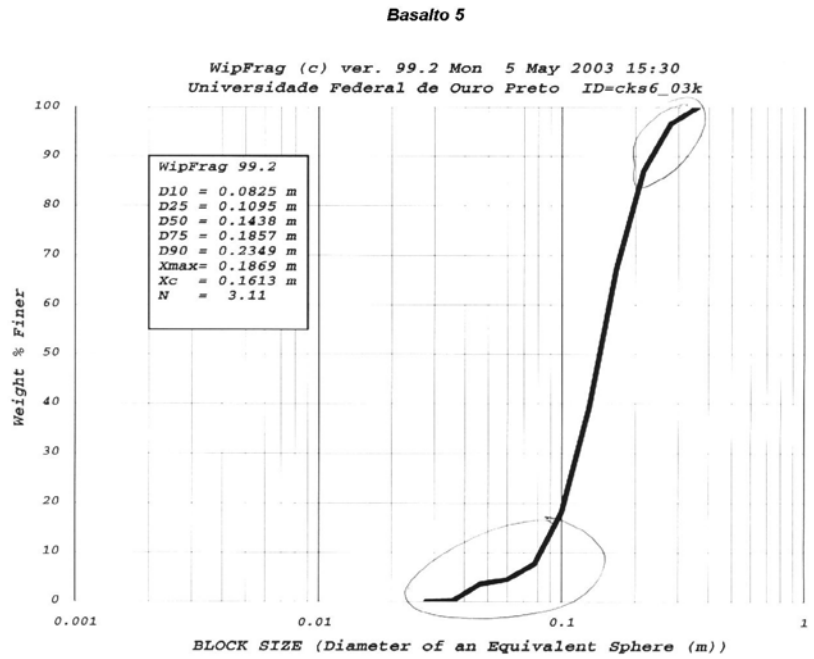


Figura 62 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas altas 2

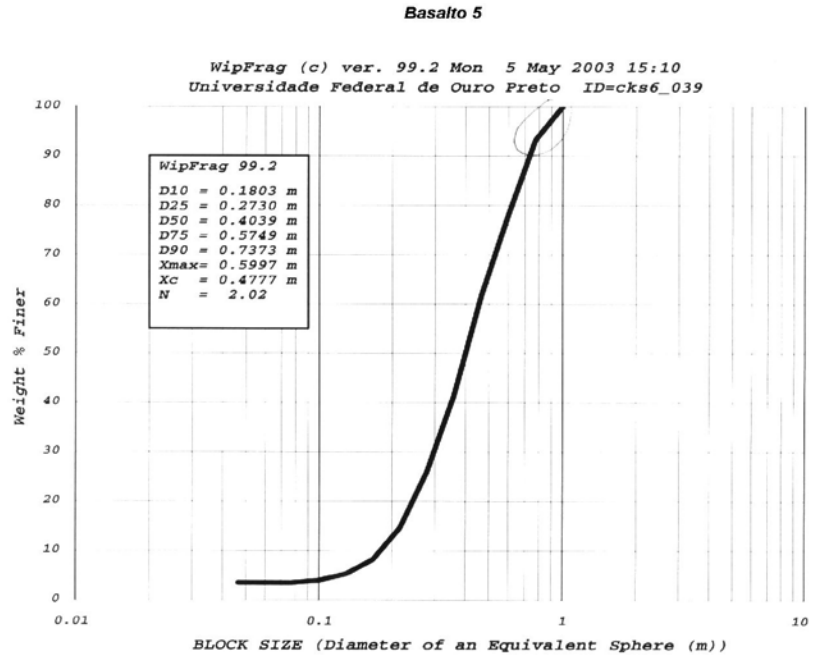


Figura 63 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas realizado no dia 06 de agosto de 2002

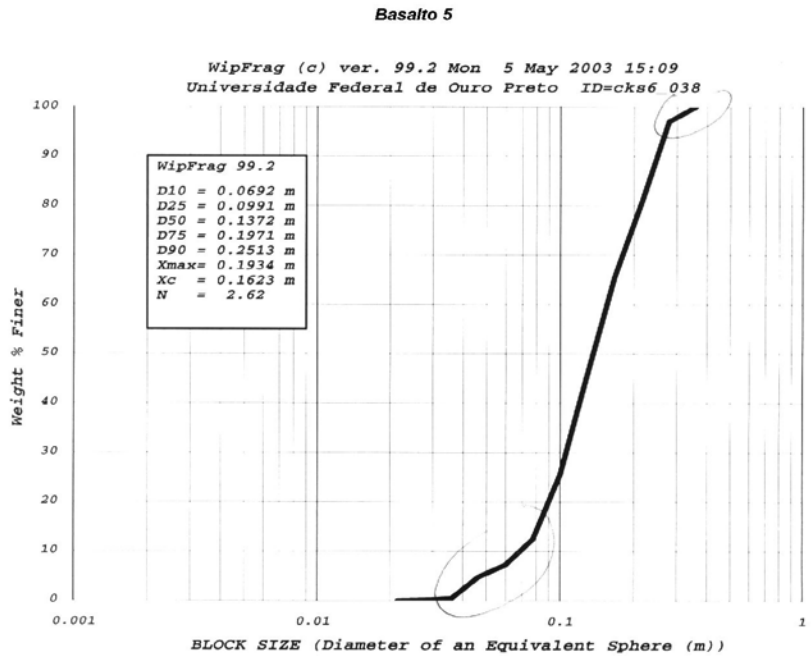


Figura 64 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas altas 3

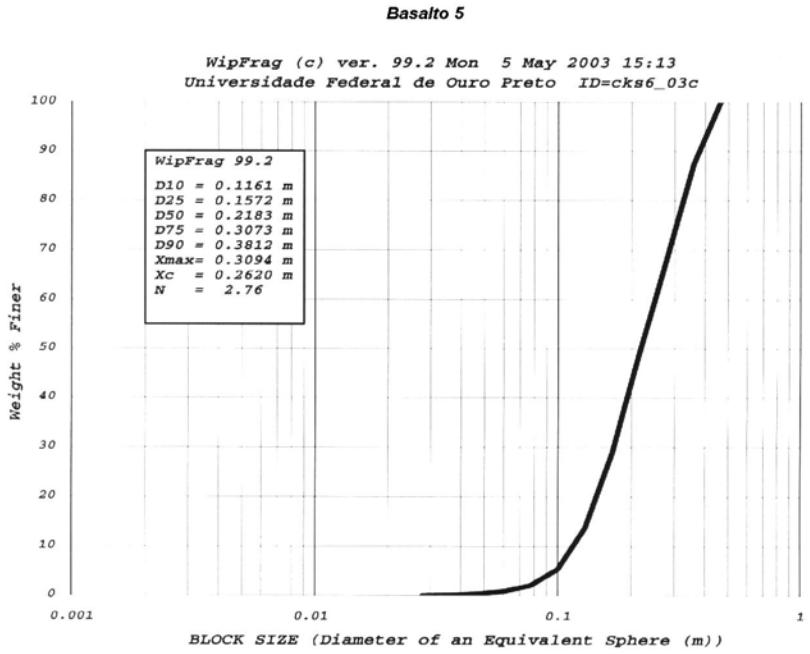


Figura 65 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas altas 4

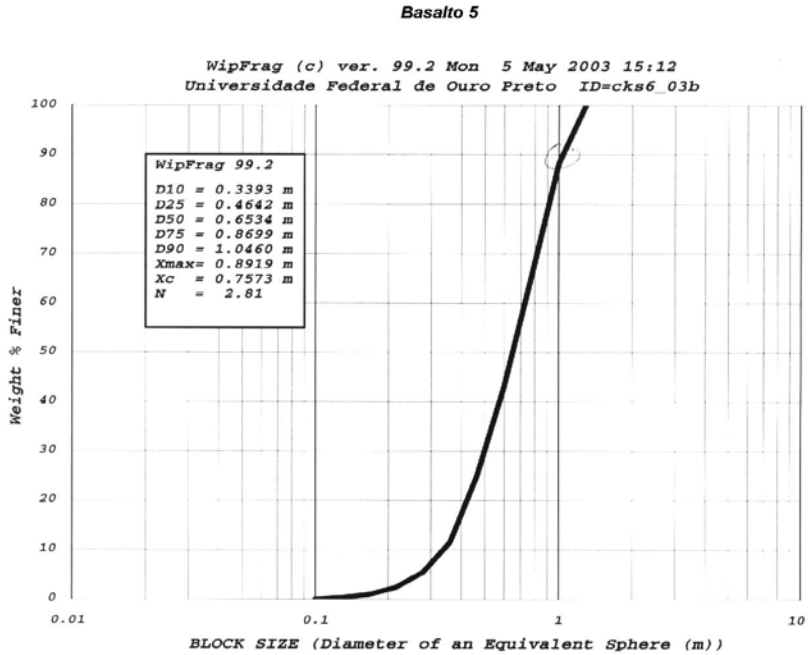


Figura 66 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas altas 5

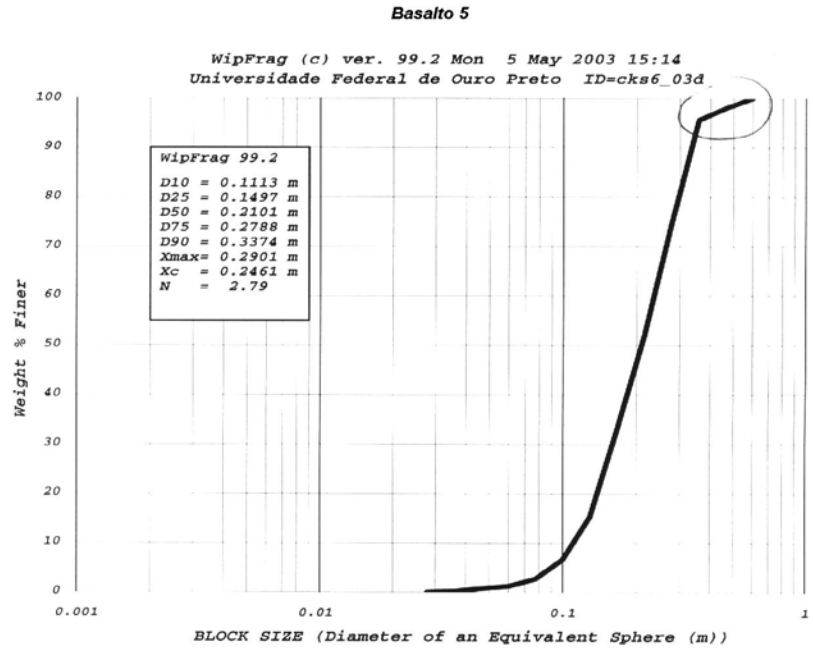


Figura 67 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas altas 6

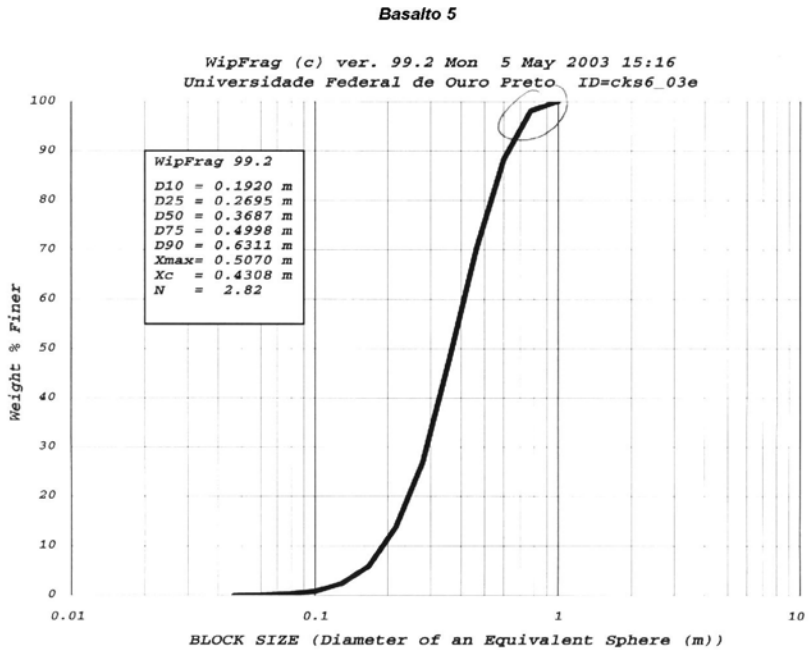


Figura 68 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas altas 7

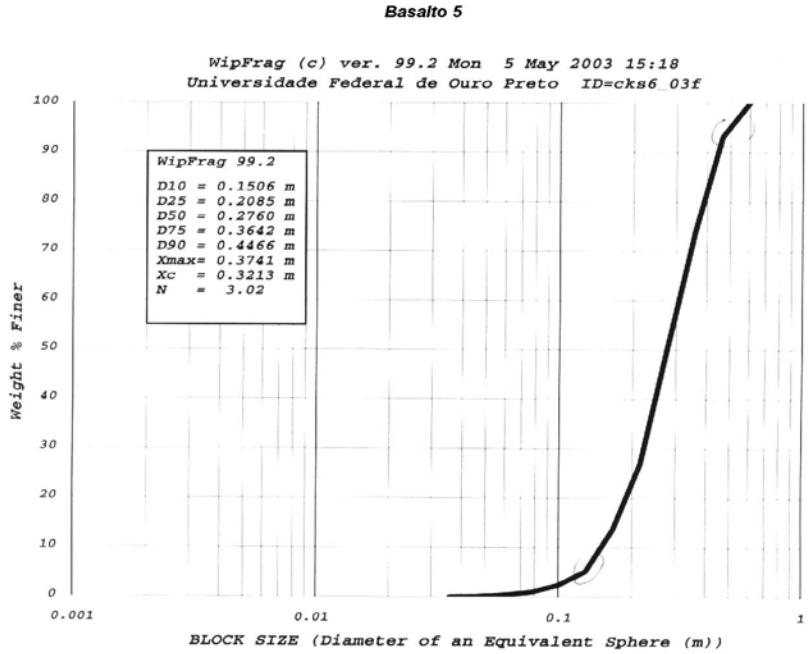


Figura 69 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas altas 8

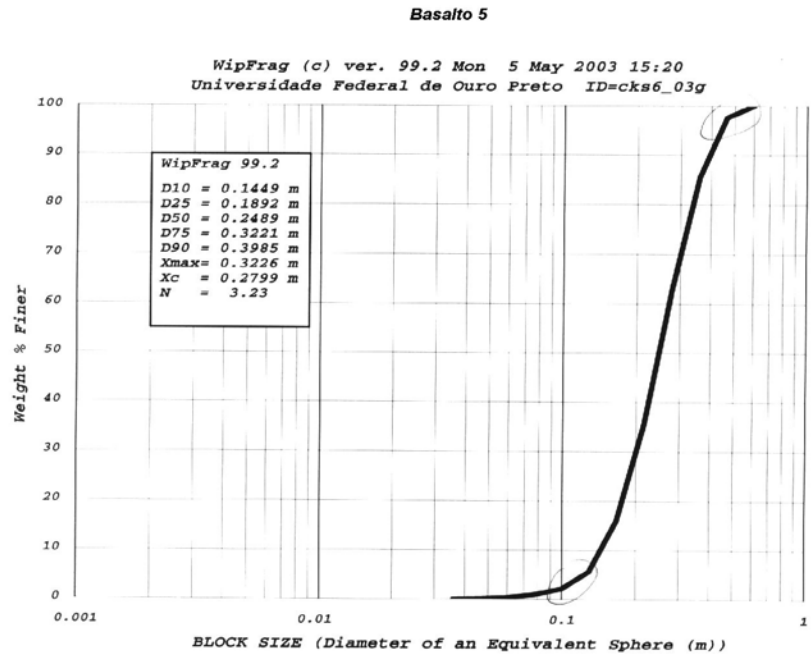


Figura 70 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas altas 9

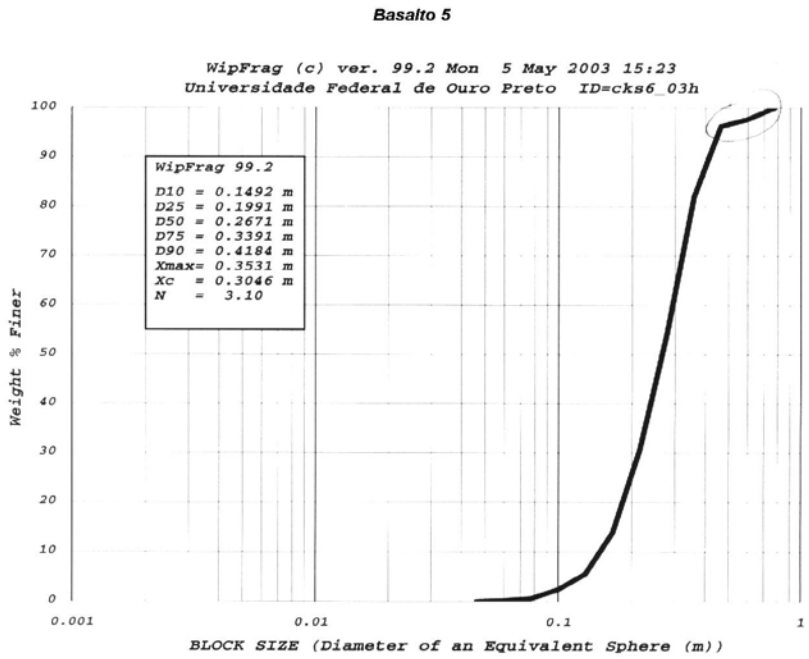


Figura 71 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas altas 10

Todos os desmontes onde foram realizados estudos da granulometria pelo WipFrag, em bancadas altas, sofreram análise de desvio de perfuração e perfilamento da face da bancada pelo Boretrak e Quarryman e praticamente todos eles apresentaram uma fragmentação em torno de 1 metro ou abaixo desse valor e em todos eles alguns blocos maiores, de até 2 metros de diâmetro foram gerados mas em quantidades muito pequenas.

A fragmentação, que se encontra próxima do ideal, é um tanto atribuída a utilização dos equipamentos de perfilagem que possibilitaram um melhor ajuste para a elaboração de um plano de fogo mais seguro e satisfatório.

Análises granulométricas nas porções interiores das pilhas otimizariam a discussão da qualidade dos trabalhos de perfilagem no maciço rochoso.

1.3.1.2 – Bancadas consideradas baixas

Em seqüência serão apresentados relatórios de granulometria em bancadas baixas, considerando-se baixas as bancadas com alturas inferiores a 18 metros.

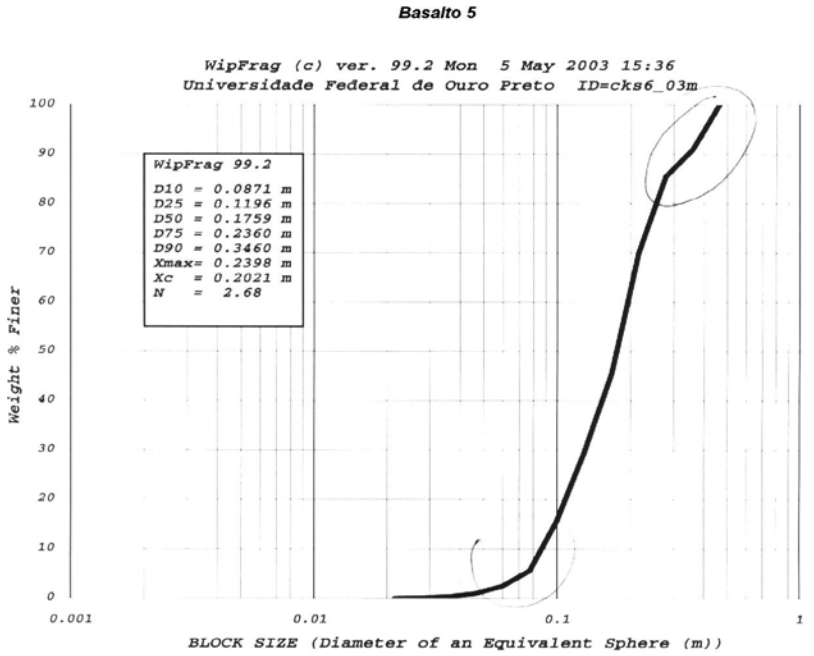


Figura 72 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas baixas 1

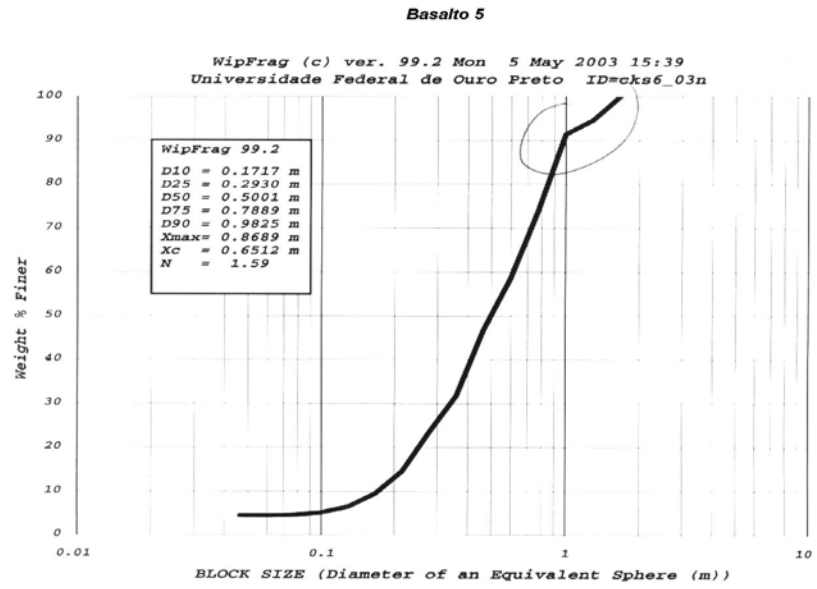


Figura 73 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas baixas 2

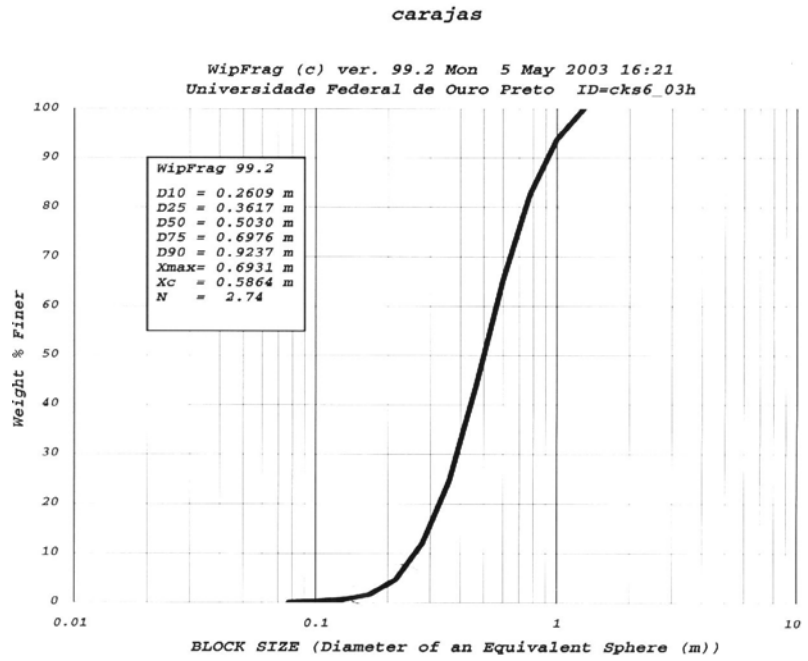


Figura 74 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas baixas 3

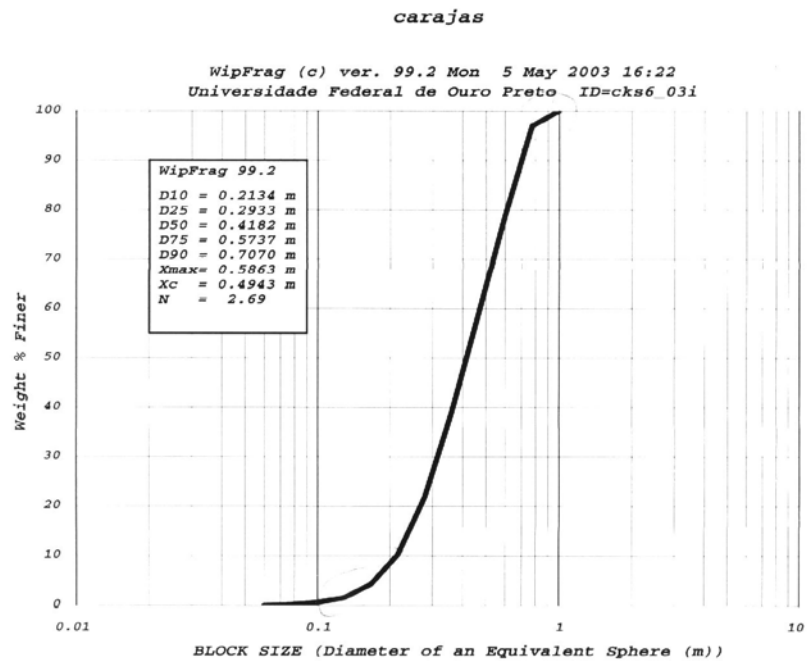


Figura 75 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas baixas 4

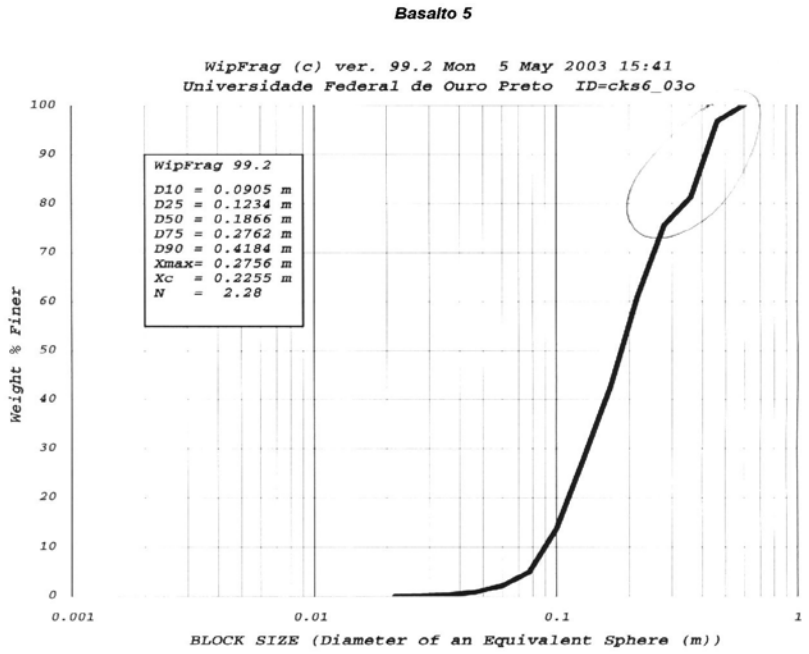


Figura 76 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas baixas 5

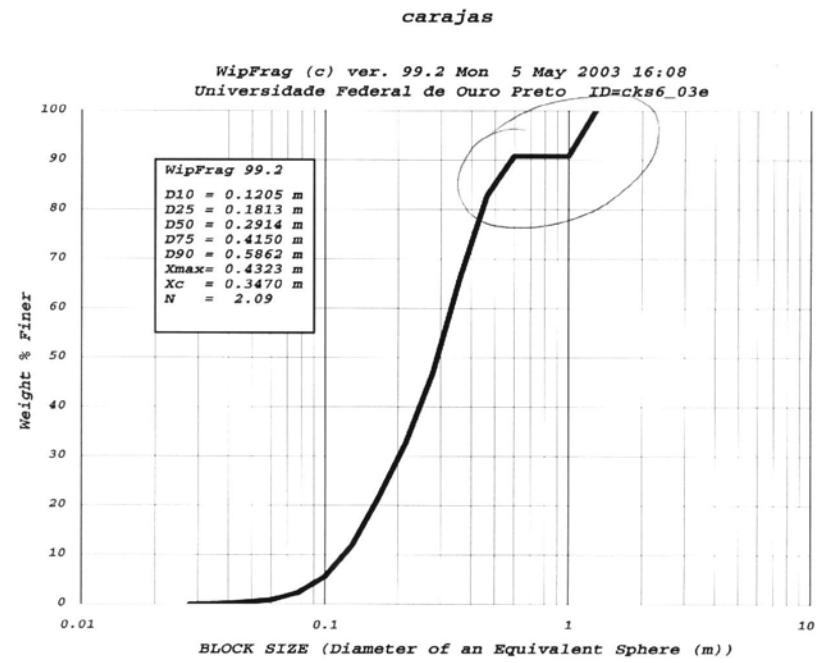


Figura 77 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas baixas 6

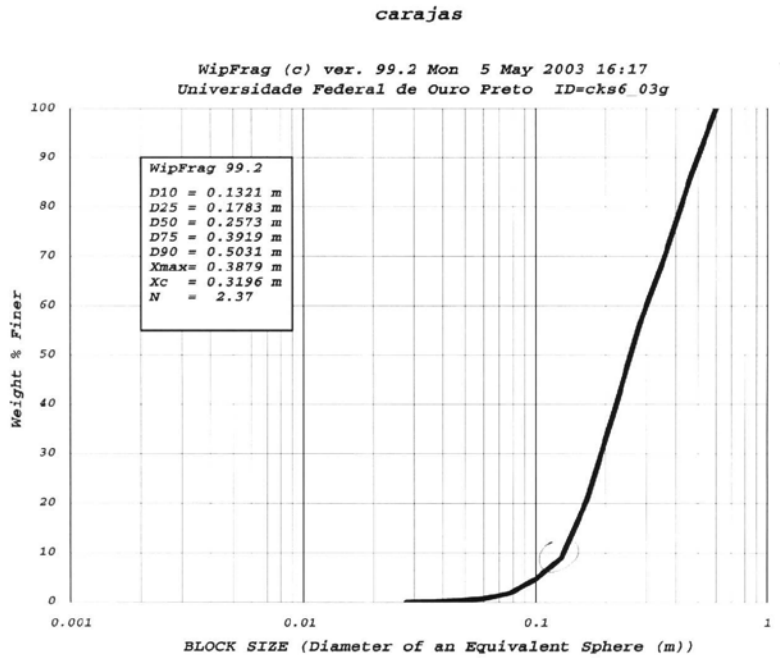


Figura 78 – Relatório de granulometria superficial do desmonte de rochas, bancadas baixas 7

Relacionando-se as análises granulométricas entre bancadas altas e bancadas baixas, há uma granulação maior quando se desmonta bancadas baixas mas praticamente não representando um diferencial real e estando dentro de uma faixa aceitável, não sendo fator relevante na escolha de uma ou outra configuração de bancada.

1.4 – Filmagens em VHS

Filmagens realizadas em VHS nos desmontes em bancadas baixas, com até 16 metros, mostram que essas, em alguns casos, geram um pequeno ultralançamento de material. Esses lançamentos não chegaram a comprometer a segurança da área mas alertam para o risco eminente de acidentes com o trabalho de desmonte sem um controle

mais específico, chamando a atenção para o fato de que os desvios também ocorrem em bancadas com configurações baixas.

As imagens dos fogos foram capturadas no computador e transformadas em formato “avi”, cada uma com aproximadamente 10 segundos de vídeo mostrando o momento do fogo. Algumas imagens mostram pequenos lançamentos de material que não chegaram a atingir o meio da praça da mina, mas alertam para riscos de lançamento que podem ocorrer em escala maior.

C O N C L U S Õ E S

Pelos estudos realizados nesse trabalho de pesquisa para redução de riscos de ultralançamentos de fragmentos rochosos em desmonte de rochas com explosivo, constatou-se que a utilização dos equipamentos de perfilagem *LASER PROFILE* e medição de desvios de perfuração *BORETRAK* são ferramentas de primordial importância, não só em rochas onde ocorrem desvios na perfuração e possuem litologia desfavorável, mas em todo empreendimento mineiro. Uma vez que a utilização do equipamento detecta e acusa a gênese do problema de ultralançamento, ele possibilita aos profissionais tomar providências cabíveis para contornar essa intempérie, otimizando assim a segurança de todo o desmonte de rocha no empreendimento e em sua vizinhança. Esse trabalho também tem importância na contribuição para futuros trabalhos acadêmicos já que a nova tecnologia propicia:

- visualização real do comportamento da face da bancada;
- visualização do posicionamento real de cada furo de produção em toda sua extensão e possíveis desvios ocorridos nestes;
- visualização do afastamento furo-face e espaçamento furo-furo a cada metro.

Em termos comparativos de bancadas altas versus bancadas baixas, a configuração de bancadas com uma maior altura é favorável nos parâmetros analisados, gerando em relação a bancadas baixas:

- maior economia na etapa de perfuração proporcionando um menor custo horário desta;
- maior economia nos custos com explosivos e acessórios;
- maior produção e produtividade na perfuração de rocha, despendendo um tempo menor na etapa de perfuração para um mesmo volume de material perfurado.

Em ambos os casos a utilização do equipamento de perfilagem e desvio de perfuração se faz necessária na redução dos riscos de ultralançamentos, uma vez que lançamentos, mesmo que em pequena escala aconteceram em bancadas de menor altitude. A diminuição da altura da bancada reduz os desvios na perfuração e consequentemente os riscos de ultralançamentos de fragmentos rochosos mas não os elimina e assim, também requer um controle nesse parâmetro.

A granulometria do material desmontado em uma bancada alta em relação a uma bancada baixa é muito próxima de 1, mostrando que em termos de fragmentação, desmontes de rocha com bancadas altas e bancadas baixas obtêm o mesmo resultado na rocha em questão.

SUGESTÕES PARA FUTUROS TRABALHOS

Como sugestão para futuros trabalhos, em termos de segurança e utilização do *LASER PROFILE* e do *BORETRAK*, recomenda-se:

A realização de um trabalho de campo utilizando o sistema integrado, avaliando sua capacidade em termos de fragmentação do material e otimização do plano de fogo de acordo com a metodologia descrita por Lima em 2001 em sua tese de mestrado "Metodologia para a otimização e para a redução de ultralançamentos de fragmentos rochosos através do sistema "*BORETRAK* E *LASER PROFILE*", tendo como recomendação à essa metodologia:

- realizar a perfilagem do banco a ser detonado antes da execução dos furos, recalculando a posição ideal destes e simulando um plano de fogo ideal para a rocha em questão pelo programa WINPROF 32 BITS ou pelo FACE 3D FOR WINDOWS;
- fotografar e avaliar a pilha de material desmontado em termos de granulometria por um programa de fotoanálise, em toda sua extensão e na medida em que esta for sendo retirada, avaliando não só a superfície do material, mas todo o seu volume de maneira representativa, uma vez que o material do topo, meio e pé da bancada possuem características distintas;
- filmagens de todos os fogos em VHS para avaliação da sua performance e observar os pontos onde ocorram lançamentos, caso estes existam;
- avaliar na prática as melhorias em termos de geração de blocos, ruídos, vibrações, geração de lançamentos, desgaste no britador primário e equipamentos de carregamento e transporte;
- avaliar a eficiência da utilização do sistema *LASER PROFILE* e *BORETRAK* na área em questão, pela avaliação do desmonte com e sem a utilização dos equipamentos.

Também interessante é um estudo sobre o comportamento das descontinuidades e suas implicações em um plano de fogo, observando-se as melhores direções e parâmetros do plano de fogo, na execução deste de acordo com a litologia.

A cada bancada, uma litologia diferente pode ser atribuida e é importante salientar que metodologias que funcionam em uma rocha, nem sempre são aplicadas a outra, mesmo que o material seja o mesmo, como em duas bancadas de quartzito distintas, por exemplo. Portanto o estudo deve ser realizado observando-se o que pode ser aplicado em termos específicos e de caráter geral.

R E F E R Ê N C I A S B I B L I O G R Á F I C A S

ABGE – Associação Brasileira de Geologia de Engenharia (1998). **Geologia de Engenharia.** Livro, ABGE, 586 p, São Paulo/SP.

ABGE – Associação Brasileira de Geologia de Engenharia. (1983). **Métodos para descriçlão quantitativa de descontinuidades em maciços rochosos.** Tradução n• 12. ISRM – International Society for Rock Mechanics, 132 p, São Paulo/SP.

ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS (ABNT), NBR 9653. (1986). **Guia para avaliação dos efeitos provocados pelo uso de explosivos nas minerações em áreas urbanas. Norma de Procedimento,** São Paulo/SP.

BACCI, D. L. C. (2000). **Vibrações gerada pelo uso de explosivos no desmonte de rochas: avaliação dos parâmetros físicos do terreno e dos efeitos ambientais.** Instituto de Geociências e Ciências Exatas Campus de Rio Claro, volume I, 02-54 pp, Rio Claro/SP.

BALL, S. L. (2000). **Laser terrain profilling – Repetitive ando dangerous rock face surveys using na autoscanning laser system.** ALPHA SURVEY – Equipamnetos de Geofísica e Mineração. Web: www.alphasurvey.com.br, E-mail: info@alphasurvey.com.br.

BERTA, G. (1985). **L'esplosivo strumento di lavoro.** ITALESPLOSIVI – Milano, 1º ed, 488 p, Milão.

CARLOS, João (1998). Em SILVA, V. C. (1998) **Desmonte de rochas com explosivos**. INSTITUTO DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA. 126 pp.

CARVALHO, S. G.; NARDY, A. J. R.; OLIVEIRA, M. A. F.; SOARES, P. C.; ZANARDO, A., ANTONIO, M. C. (1988). **Aspectos geológicos e litoquímicos dos sills Borda da Mata e Limeira-Cosmópolis (SP): resultados preliminares.** Anais do XXXV Congresso Brasileiro de Geologia, V3, P. 1281-1292, Belém/PA.

CASTRO, R. S.; Parras, M. M. **Manual de Ferramentas de Perfuração.** (1986). Fagersta Secoroc, Rio de Janeiro.

COLBURN, S.; et al (2000) **Next generation laser suveying systems, blast design and analysis software.** 2000 HIGH-TECH SEMINAR: BLASTING TECHNOLOGY, INSTRUMENTATION AND EXPLOSIVES APPLICATIONS, July 24 – 27, 2000, 631-654 pp, Orlando, Florida/U.S.ª.

COTTAS, L. R.; FIORI, A. P.; LANDIM, P. M. B. (1981). **Divisão faciológica do Subgrupo Itararé e da Formação Aquidauana do nordeste do Estado de São Paulo.** In: SIMPÓSIO REGIONAL DE GEOLOGIA, 3, Atas... São Paulo: SBG, v2, p. 103-115, Curitiba.

DU PONT DO BRASIL S.A. (1977). **Noções preliminares sobre explosivos para o desmonte de pedreiras.** Boletim Técnico, 17. 52 p.

FERNÁNDEZ, J. C. (2000). **Tecnología de los Explosivos**. Universidad de Chile – Departamento Ingenieria de Minas, Santiago.

GIRARDI, V. A. V.; MELFI, A. J.; AMARAL, S. E. (1978). **Efeitos termais associados aos diabásios mezozóicos da Bacia do Paraná.** Boletim do Instituto de Geociências, V.9, p. 47-55.

GUIDICINI, G. et al. **Um método de classificação geotécnica preliminar de maciços rochosos.** 1979. Apostila. 20 p.

HAGAN, T. N. (1983). **The influence of controllable blast parameters on fragmentation and mining costs.** 1 st Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Lülea, **In**: SILVA, J. C. R. M.; GOMES, M. H. (Outubro, 1998) Utilização e manuseio de explosivos, DEXPLO – EXPLOSIVOS MAGNUM LTDA., 104 pp.

INSTITUTO DE PESQUISAS TECNOLÓGICAS DO ESTADO DE SÃO PAULO (IPT). (1981). **Mapa geológico do Estado de São Paulo; escala 1:500.000.** v1, (texto) e v2 (mapa).

INSTITUTO DE PESQUISAS TECNOLÓGICAS DO ESTADO DE SÃO PAULO (IPT). (1984). **Recomendações técnicas – manual de operações práticas no desmonte de rochas com explosivos.** Divulgação SINDIPEDRAS, São Paulo/SP.

INSTITUTO DE PESQUISAS TECNOLÓGICAS DO ESTADO DE SÃO PAULO (IPT). (1988). **Explosivos, pedreira e meio ambiente.** Apostila do curso de trinamento para implantação de fiscalização no uso de explosivos em minerações urbanas, 239 p.

INSTITUTO GEOGRÁFICO E CARTOGRÁFICO. (1979). **Mapa topográfico do município de Campinas. Folhas SF-23-Y-A-V (Campinas III) e SF-23-Y_A_V (Jardim Santa Isabel.** Escala 1:10.000, Coordenadoria de Ação Regional, divisão de Geografia do Plano Geográfico do Estado de São Paulo/SP.

INSTITUTO GEOLÓGICO DO ESTADO DE SÃO PAULO. (1993). **Subsídio do meio físico-geológico ao planejamento do município de Campinas/SP.** Relatório Técnico, Programa: cartas geológicas e geotécnicas para o planejamento ambiental na região entre Sorocaba e Campinas, 3v, São Paulo/SP.

KLOSS, C. L. (1991). **Materiais para construção Civil.** Editora CEFET – PR, 1º edição, Curitiba/PR.

LIMA, J. G. (2001). **Metodologia para a otimização da fragmentação e para a redução de ultralançamentos de fragmentos rochosos através do sistema Boretrak e Laser profile**. Universidade Federal de Ouro Preto, DISSERTAÇÃO DE MESTRADO, 252 pp, Ouro Preto/MG.

MONTEIRO, R. L. & GOMES, C. B. (1988). **Características petrográficas e químicas de uma intrusão básica localizada no município de Tanquinho.** Anais do XXXV Congresso Brasileiro de Geologia, V3, p. 1311-1325, Belém/PA.

MONTEIRO, R. L. & GOMES, C. B. (1988b). **Química mineral do sill de Tanquinho/SP.** Anais do XXXV Congresso Brasileiro de Geologia, V3, p. 1293-1310, Belém/PA.

NARDY, A. J. R.; PICCIRILLO. E. M.; COMIN-CHIAROMONTI, P.; MELFI, A. J.; BELLIENI G.; OLIVEIRA, M. A. F. (1993). **Caracterização litoquímica e aspectos petrológicos de rochas vulcânicas da Formação Serra Geral: região centro-sul do estado do Paraná.** Geociências UNESP, V12 (2), São Paulo/SP.

NICOLA, J. P. (1992). **Resumo do plano de reconstituição ambiental da Pedreira Mogiana**. Mogi Mirim/SP.

OLIVEIRA, J. B.; MENK, J. R. F.; ROTTA, C. L. (1979). **Levantamento pedológico semi-detalhado dos solos do Estado de São Paulo: quadrícula de Campinas.** IBGE, 169 p, Rio de Janeiro/RJ.

REDAELLI, L. L.; CERELLO, L. (1998) **Geologia de Engenharia.** CNPQ, FAPESP, 311-330 pp, São Paulo/SP.

RUEGG, N. R. (1969). **Aspectos geoquímicos, mineralógicos e petrográficos de rochas basálticas da Bacia do Paraná.** Tese. Fac. Fil. Ciênc. Letras – USP, 172 p, São Paulo/SP.

SANDVIK. (2001). **Curso ministrado pela Sandvik/Tamrock:** "Quarry Academy", São Paulo/SP.

SILVA, J. C. R. M.; GOMES, M. H. (Outubro, 1998). **Utilização e manuseio de explosivos.** DEXPLO – EXPLOSIVOS MAGNUM LTDA, 104 pp.

SILVA, V. C. (1998). **Desmonte de rochas com explosivos**. INSTITUTO DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA, 126 pp.

SILVA, V. C. (1998). **Variáveis que interferem nos problemas ambientais gerados durante os desmontes de rochas.** Tese de Doutorado, Escola Politécnica da USP, 134 p, São Paulo/SP.

SOARES, P. C. (1985). **Informações sobre sills de diabásio na Bacia do Paraná.** Rel. DOCEGEO, (inédito), 18 p.

SOUZA FILHO, E. E. (1986). **Mapeamento geoestatístico do Subgrupo Itararé na quadrícula de Campinas/SP.** Dissertação de Mestrado, Instituto de Geociências USP, São Paulo/SP.

THOMAS, C. (2001) **Reflectorless lasers indrilling and blasting: new applications for reflectorless lasers in drilling and blasting.** MEASUREMENT DEVICES LTD., Ontario, Canada. Web: http://www.mdl-laser.com/newsdet.cfm?id=24.

VERÇOZA. E. J. (1975). **Materiais de Construção**. 1º volume, sagra S/A editora e distribuidora, Porto Alegre – RS.