

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS
DA MINA DO CÓRREGO DO MEIO APLICADA
ÀS OPERAÇÕES DE PERFURAÇÃO

AUTOR: Carlos Marcelo Zacarias

ORIENTADOR: Prof. Cláudio Lúcio Lopes Pinto

Fevereiro / 2003

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Carlos Marcelo Zacarias

CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS
DA MINA DO CÓRREGO DO MEIO APLICADA
ÀS OPERAÇÕES DE PERFURAÇÃO

Dissertação de Mestrado Apresentada ao Curso de Pós-Graduação em
Engenharia Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas
Gerais

Área de concentração: Tecnologia Mineral
Orientador: Prof. Cláudio Lúcio Lopes Pinto

Belo Horizonte
Escola de Engenharia da UFMG

2003

A Deus e a família Zacarias.

AGRADECIMENTOS

O autor agradece a todos aqueles que, direta ou indiretamente, colaboraram para este trabalho, em particular:

Ao caro amigo e orientador professor Cláudio Lúcio Lopes Pinto, pela dedicação e pelo direcionamento desse trabalho.

À CAPES – Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior pelo apoio financeiro.

À Companhia Vale do Rio Doce (CVRD), nas pessoas do gerente geral Engenheiro de Minas Ronaldo Soragi, dos Engenheiros Geólogo Júlio Versiani e Jarbas Caiafa, do Engenheiro Mecânico William, dos funcionários Aloísio Rocha, Décio Gonçalves, Thiago e Alex Borges.

Aos amigos do laboratório de tecnologia das rochas, Marcus Vinícius, Cleber Eustáquio e Alberto Lúcio pelo apoio na realização dos ensaios de laboratório.

À Engenheira Cláudia Aparecida Nonato pelo apoio e extrema disposição sempre que solicitada a ajudar.

Aos colegas do Curso de Pós-graduação.

SUMÁRIO

SUMÁRIO	i
LISTA DE FIGURAS.....	iv
LISTA DE TABELAS.....	v
RESUMO.....	vii
ABSTRACT.....	viii
1. INTRODUÇÃO	1
2. OBJETIVOS	5
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	6
3.1 Aspectos Gerais	6
3.2 A Mina do Córrego do Meio.....	7
3.2.1 Geologia Regional	10
3.2.2 Geologia Local/Geologia Estrutural	12
3.3 Classificação de Maciços Rochosos	13
3.3.1 Índice de Qualidade de Rocha – RQD (<i>Rock Quality Desigantion</i>).....	19
3.3.2 Sistema Q – Barton	22
3.3.3 Sistema RMR (<i>Rock Mass Rating</i>)	24
3.4 Caracterização geomecânica dos maciços rochosos.....	25
3.5 Propriedades físicas e mecânicas da rocha	26
3.5.1 Densidade.....	27
3.5.2 Porosidade.....	27
3.5.3 Dureza das rochas	28
3.5.4 Resistência mecânica das rochas	30
3.5.5 Deformabilidade das rochas.....	33
3.5.6 Tensão “ <i>in situ</i> ”	34
3.6 Caracterização do maciço rochoso para o desmonte	35
3.7 Perfurabilidade.....	37

3.8	Influência da dureza e da abrasividade na perfurabilidade de rochas.....	38
3.9	Influência da textura e da estrutura na perfurabilidade das rochas.....	39
3.10	Mecanismos de Perfuração	40
3.10.1	Perfuração Rotopercussiva	42
3.10.2	Perfuração com martelo de superfície (<i>Top Hammer</i>).....	45
3.10.3	Perfuração com martelo de fundo de furo (<i>Down the Hole</i>).....	48
3.11	Perfuratrizes Rotativas	52
3.11.1	Sistemas de rotação.....	54
3.11.2	Sistemas de avanço	55
3.12	Acessórios de perfuração	55
4.	METODOLOGIA.....	61
4.1	Testes de laboratório.....	62
4.1.1	Teste de caracterização física	62
4.1.1.1	Ensaio Asmler de Abrasividade.....	62
4.1.1.2	Velocidade de propagação de ondas	64
4.1.2	Ensaios de Resistência Mecânica	65
4.1.2.1	Ensaios de resistência à compressão simples	66
4.1.2.2	Ensaios de resistência à tração.....	70
4.2	Estudo das características do maciço rochoso	70
4.2.1	Determinação do RQD (<i>Rock Quality Designation</i>)	71
4.2.2	Medidas do espaçamento das descontinuidades	71
4.2.3	Determinação do coeficiente de rugosidade das descontinuidades	72
4.2.4	Determinação da atitude das superfícies de descontinuidades	72
4.3	Caracterização mineralógica.....	72
5.	RESULTADOS E DISCUSSÕES.....	73
5.1	Determinação do Índice RQD.....	73
5.2	Espaçamento médio das descontinuidades	77
5.3	Atitude das superfícies das descontinuidades	77
5.4	Resultados da caracterização geomecânica	78
5.4.1	Medidas de velocidade de propagação das ondas.....	79

5.4.2	Ensaio de compressão uniaxial	80
5.4.3	Ensaio de tração “Brasileiro”	83
5.4.4	Abrasividade	86
5.5	Caracterização mineralógica.....	88
5.6	Caracterização do maciço rochoso	90
5.6.1	Classificação geomecânica do itabirito compacto	91
5.6.2	Classificação geomecânica da hematita.....	93
5.7	Considerações sobre as operações de perfuração e desmonte	96
6.	CONCLUSÕES	101
7.	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	103
8.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	104
ANEXO 1 – Parâmetros para classificação do maciço rochoso		109
ANEXO 2 - Resultados dos ensaios à compressão uniaxial.....		118
ANEXO 3 – Mapa estrutural da Mina do Córrego do Meio		???

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1	Localização da Mina do Córrego do Meio	7
Figura 3.2	Perfis de rugosidade segundo Barton <i>et al.</i> 1974.....	17
Figura 3.3	Procedimento para medida e cálculo do RQD (Hoek <i>et al.</i> , 1998)	20
Figura 3.4	Classificação da dureza Mohs com dureza Rockwell.....	30
Figura 3.5	Relação entre a resistência simples <i>versus</i> o método de escavação para os diversos tipos de rochas.....	32
Figura 3.6	Perfuratriz de fundo de furo modelo Roc – L8 – Atlas Copco	52
Fugura 3.7	Acessórios referentes à coroa (Atlas Copco, s.d.)	57
Figura 3.8	Broca tricônica dentada (Hartman, 1992).....	59
Figura 3.9	Broca tricônica de insertos de tungstênio (Hartman, 1992).....	59
Figura 4.1	Máquina de ensaio de abrasão Asmler	64
Figura 4.2	Equipamentos utilizados para ensaio de compressão uniaxial	69
Figura 5.1	Testemunhos da Mina do Córrego do Meio	75
Figura 5.2	Corpo de prova para ensaio de compressão uniaxial.....	82
Figura 5.3	Amostras utilizadas para ensaios de tração.....	84
Figura 5.4	Amostras após o ensaio de tração	85
Figura 5.5	Foto de microscopia eletrônica de varredura do itabirito compacto.....	89
Figura 5.6	Foto de microscopia eletrônica de varredura da região de quartzo	89
Figura 5.7	Foto de microscopia eletrônica de varredura da hematita	90
Figura 5.8	Talude de itabirito compacto com três famílias de descontinuidades	92
Figura 5.9	Talude de itabirito compacto	92
Figura 5.10	Talude de hematita compacta, extremamente fraturada	94

LISTA DE TABELAS

Tabela III.1	Afastamento e espaçamento utilizados no plano de fogo da Mina do Córrego do Meio	9
Tabela III.2	Coluna estratigráfica do Quadrilátero Ferrífero, segundo Maxwell (1972).....	11
Tabela III.3	Espaçamento de descontinuidades (ABGE, 1983).....	16
Tabela III.4	Tipos de superfícies e preenchimento de descontinuidades, segundo ABGE (1983)	18
Tabela III.5	Característica do maciço rochoso com relação ao J_v , Segundo Llera <i>et al.</i> , 1987.....	21
Tabela III.6	Resistência relativa das rochas à deformação, segundo Vozdvízhenski (1983).....	31
Tabela III.7	Resistência à compressão simples para diferentes rochas (Goodman, 1989).....	32
Tabela III.8	Características médias dos martelos pneumáticos, segundo Llera <i>et al.</i> (1987).....	46
Tabela III.9	Características médias dos martelos hidráulicos, segundo Llera <i>et al.</i> (1987).....	47
Tabela III.10	Velocidade de rotação necessária em função do tipo de rocha, segundo Llera <i>et al.</i> (1987).....	49
Tabela III.11	Diâmetro da haste de perfuração para o método de fundo de furo, segundo Llera <i>et al.</i> (1987).....	49
Tabela III.12	Relação da escolha da coroa com o tipo de maciço (Atlas Copco, s.d.)	58
Tabela IV.1	Identificação da faixa de variação da resistência à compressão uniaxial de acordo com a reação do martelo de geólogo (ABGE, 1983).....	67
Tabela V.1	Espaçamento medido para as famílias de descontinuidades do itabirito compacto e hematita	77

Tabela V.2	Velocidades de propagação das ondas	79
Tabela V.3	Valores obtidos para o módulo de elasticidade	80
Tabela V.4	Especificações dos corpos de prova utilizados para os ensaio de compressão uniaxial	81
Tabela V.5	Resumo dos resultados dos ensaios de compressão uniaxial	83
Tabela V.6	Especificações das amostras para o ensaio de tração	84
Tabela V.7	Resultados dos ensaios de tração da Mina do Córrego do Meio.....	85
Tabela V.8	Resultados obtidos para o ensaio de abrasão Asmler.....	86
Tabela V.9	Resultados dos sistemas de classificação dos maciços rochosos da Mina do Córrego do Meio	95

RESUMO

Os sistemas de classificação de maciços rochosos são muito utilizados para a obtenção de dados, parâmetros e informações relevantes para projetos de engenharia, principalmente em obras de túneis e galerias.

Os sistemas Q e RMR (*Rock Mass Rating*) desenvolvidos por Barton *et al.* (1974) e Bieniawski (1989) respectivamente, foram aplicados aos maciços rochosos de itabirito compacto e hematita da Mina do Córrego do Meio, situada no Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, para potencialmente, avaliar os principais problemas observados nas operações de perfuração.

O baixo rendimento dos equipamentos de desmonte mecânico e de perfuração pode ser relacionado a outros fatores: dureza, abrasividade, resistência à compressão uniaxial e estrutura do maciço rochoso. Todos esses parâmetros são importantes na seleção do equipamento e dos acessórios de perfuração e de desmonte.

Vários procedimentos foram realizados, por exemplo: a observação dos taludes e coleta de informações de campo, a determinação da abrasividade do itabirito compacto e da hematita realizada no ensaio de abrasão Asmler, os ensaios geomecânicos de compressão simples e tração realizados na prensa MTS 815 e os ensaios de caracterização mineralógica realizados no microscópio eletrônico de varredura – MEV.

Os resultados obtidos mostram que as principais causas que levam ao baixo desempenho dos equipamentos de desmonte mecânico e perfuração estão associados à elevada abrasividade, estimada pelo desgaste por abrasão Asmler com 0,2mm tanto para o itabirito compacto quanto para a hematita e a estrutura dos maciços (sistema RMR: classe III para o itabirito compacto e classe IV para a hematita; sistema Q: o itabirito compacto foi classificado como muito pobre e a hematita como extremamente pobre).

ABSTRACT

The rock mass classification systems are commonly used to obtain data, parameters and information of greatest relevance in engineering projects, overall in underground excavations.

The Q and RMR (*Rock Mass Rating*) rock mass classification systems, developed by Barton *et al.* (1974) and Bieniawski (1992) respectively, were applied to hard itabirite and hematite rock masses at Córrego do Meio Mine, located in the Iron Quadrangle – Minas Gerais to potentially evaluate, the problems observed in the drilling operations.

The low efficiency of mechanic and drilling equipment can be related to some properties such as: hardness, abrasiveness, compressive strength and rock mass structure that affect the drillability. These features are important in selecting the drilling equipment and accessories and bulldozers.

Several procedures were undertaken in this study, for example: *in situ* slope observation and data gathering, accessing the hematite and hard itabirite abrasiveness through the Asmller Test, geomechanich compression and traction tests using a servo-controlled testing machine (MTS 815) and finally, mineralogical characterization (using a Eletronic Scanning Microscope).

The obtained results showed that the main causes of low efficiency of the equipments are associated with the high abrasiveness (0,2mm to hard itabirite and hematite) and the poor rock mass classification (RMR: regular rock – class III for hard itabirite and fair rock – class IV for hematite; Q: very poor for the hard itabirite and extremely poor for the hematite).

1. INTRODUÇÃO

Dentro do Quadrilátero Ferrífero encontra-se uma das principais jazidas de ferro do mundo. Aqui estão localizadas várias mineradoras de grande importância econômica e social para o país. Entre elas está a extinta SA Mineração Trindade – SAMITRI, adquirida pela CVRD (Companhia Vale do Rio Doce) em 2000, que possui três complexos de mineração: Mina de Alegria, Mina de Morro Agudo e Mina do Córrego do Meio.

A Mina do Córrego do Meio localiza-se no município de Sabará, Estado de Minas Gerais. O complexo possui uma reserva de minério de ferro estimada em 4 milhões de toneladas de hematita compacta e 10 milhões de toneladas de itabirito, cuja aplicação se dá em diversos setores industriais.

As hematitas são classificadas em dois tipos:

- Hematita compacta com teor de ferro superior a 64% no ROM e;
- Hematita goethitizada com teor de ferro superior a 62% no ROM.

Os itabiritos são classificados em:

- Itabirito rico com teor médio de ferro de 58%. Sua formação é caracterizada por deposições de lentes de hematita mais espessas que as lentes de sílica, aliadas a processos de enriquecimento supergênicos. São friáveis, com fragmentação sob forma de chapinhas e pulverulenta, com sílica liberada;
- Itabirito pobre com teor médio de ferro de 52% no ROM, apresenta fragmentação sob a forma de chapinhas e pulverulenta, com liberação alta a média de sílica.

Existe ainda outra formação ferrífera não considerada atualmente como minério. Esta formação, o itabirito compacto, apresenta teor de ferro no ROM muito variável na fração granulométrica – 32mm + 10mm. Possui fragmentação irregular sob forma de chapas espessas, com sílica retida.

É importante frisar que estas reservas estão sendo reavaliadas em uma nova pesquisa de viabilidade da Mina do Córrego do Meio.

A lavra na Mina do Córrego do Meio é executada a céu aberto, em bancadas irregulares e não definidas adequadamente. Este fato pode ser atribuído, principalmente, à complexidade, tanto geológica quanto estrutural dos maciços rochosos que têm induzido resultados não satisfatórios das operações de perfuração. A consequência direta desse problema é o não cumprimento do planejamento da lavra, comprometendo, assim, todas as operações subseqüentes.

Neste contexto, este trabalho de pesquisa utilizou a classificação geomecânica de maciços rochosos com a finalidade de uma melhor compreensão do processo de perfuração, visando à obtenção de melhores resultados nesta operação, e conseqüentemente, no desmonte.

A maioria dos maciços rochosos, em particular aqueles localizados até algumas centenas de metros da superfície, comporta-se como meios descontínuos. Estas discontinuidades determinam, preferencialmente, o comportamento mecânico desses maciços. Por isso, é essencial que a estrutura e a natureza das discontinuidades dos maciços rochosos sejam cuidadosamente descritas, em adição à descrição litológica. Esses parâmetros, utilizados freqüentemente em análises de estabilidade, deveriam ser quantificados sempre que possível e incorporados em outras análises como, por exemplo, no resultado das operações de perfuração, desmonte e carregamento.

À medida que as descrições dos maciços rochosos e discontinuidades se tornam mais completas e abrangentes, poderá ser possível projetar estruturas em rocha com uma

quantidade reduzida de dispendiosos ensaios “*in situ*”. Em qualquer caso, uma descrição de campo detalhada completa os resultados destes ensaios, permitindo que a interpretação e a extrapolação dos dados sejam feitas com mais confiança (ABGE, 1983).

As classificações de maciços rochosos são ferramentas usadas para a obtenção de parâmetros e informações relevantes para projetos de engenharia. A função das classificações de maciços rochosos não é substituir medidas e observações de campo ou ainda os estudos analíticos. Elas devem ser usadas em conjunto com estes procedimentos, de modo a possibilitar a criação de um banco de dados que permita a elaboração de um projeto racional, que atenda aos objetivos propostos e às características geológicas e geomecânicas dos maciços rochosos (Nonato, 1994).

Bieniawski (1989), propôs que as metas a serem atingidas ao se utilizar as classificações de maciços rochosos sejam:

- Identificar os parâmetros principais que influenciam o comportamento de um maciço rochoso;
- Subdividir o maciço rochoso em grupos de comportamento similar;
- Fornecer uma base sólida para o entendimento das características do maciço rochoso;
- Relacionar as características apresentadas pela rocha em uma determinada região com as características observadas em outros locais;
- Auxiliar o planejamento de escavações em maciços rochosos por meio de parâmetros quantitativos;
- Promover uma base comum para uma comunicação efetiva entre as pessoas envolvidas em geomecânica.

Os sistemas de classificação mais utilizados em projetos de mineração, sobretudo em estudos geomecânicos, são o sistema Q e o sistema RMR, propostos por Barton *et al.* (1974) e Bieniawski (1989), respectivamente. Ambos os sistemas foram desenvolvidos

inicialmente para obras relacionadas à abertura de túneis e galerias, mas têm sido utilizados como uma importante ferramenta em outras aplicações de um projeto de engenharia, como por exemplo, a estabilidade de taludes.

Um outro tópico importante neste estudo está relacionado aos principais parâmetros que afetam a perfuração. A perfurabilidade de uma rocha depende, segundo Gripp (1993), entre outros fatores, da sua resistência à compressão simples, da estrutura da massa rochosa, da sua densidade e da sua abrasividade. Esses fatores influenciam diretamente na escolha dos equipamentos e dos acessórios de perfuração, que são de grande importância para a qualidade do resultado das operações de perfuração e desmonte.

2. OBJETIVOS RELEVANTES

O presente trabalho tem como principal objetivo a utilização de sistemas de classificação geomecânica para maciços rochosos de minério de ferro com aplicação direcionada especificamente à operação de perfuração na mina do Córrego do Meio. Pretende-se, com isto, analisar os parâmetros que influenciariam diretamente na perfuração e, conseqüentemente, no desmonte.

Outras características consideradas importantes nas operações de perfuração e desmonte, tais como: abrasividade, resistência à tração e análise microscópica das rochas (itabirito compacto e hematita) também forma objetos de pesquisa do trabalho.

Procura-se também, fornecer subsídios para modificações nas operações de perfuração e desmonte, baseando-se nas informações obtidas a partir dos estudos realizados.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Serão abordados na revisão bibliográfica, alguns assuntos relacionados aos trabalhos desta pesquisa, sobretudo sobre a caracterização de maciços rochosos e classificações geomecânicas. Serão revistos, também, alguns conceitos sobre perfuração de rochas.

3.1. Aspectos Gerais

O ferro é o quarto elemento em abundância na crosta terrestre, sendo superado somente pelo oxigênio, silício e alumínio. Sua concentração geoquímica na litosfera é 5,6%. Encontra-se na natureza nos estados de oxidação II e III. Aproximadamente 300 minerais contêm ferro; no entanto, as maiores concentrações se verificam nos óxidos e hidróxidos. O ferro nativo raramente ocorre na natureza e é encontrado somente em alguns basaltos e nos meteoritos. Depois da redução dos óxidos, o ferro é utilizado, principalmente, para a confecção do aço, um dos principais materiais de aplicação na indústria moderna.

Em termos mundiais, o Brasil ocupa uma posição privilegiada, tanto em volume de reservas quanto de produção. O país possui 8,6% das reservas mundiais de minério de ferro, o que o classifica em 5º lugar, sendo superado somente pela extinta União Soviética (C.E.I.), Austrália, Canadá e Estados Unidos da América. As reservas brasileiras, geograficamente, acham-se distribuídas da seguinte forma: Minas Gerais (62%) e Pará (36%). Dos outros estados, apenas o Mato Grosso do Sul (aproximadamente 2%) merece citação. A produção brasileira de minério de ferro no ano de 2000 foi de aproximadamente 274 milhões de toneladas “*run of mine*” e de aproximadamente 213 milhões de toneladas beneficiadas. Minas Gerais e Pará são os principais produtores desse minério com 213 milhões e 56 milhões de toneladas “*run of mine*”, respectivamente (Schobbenhaus *et al.*, 2000).

3.2. A Mina do Córrego do Meio

A mina do Córrego do Meio localiza-se na fazenda de mesmo nome, situada em terrenos de propriedade da Companhia Vale do Rio Doce – CVRD, no município de Sabará, Estado de Minas Gerais (figura 3.1). Possui como referência de seus limites as seguintes coordenadas geográficas:

- Latitude: - 19°51'41'' a 19°52'12'' Sul;
- Longitude: - 43°47'50'' a 43°46'59'' Oeste.

O distrito mineiro Córrego do Meio dista-se 31km de Belo Horizonte, sendo 25km através de rodovia asfaltada e os restantes 6km, de Sabará à mina, em estrada de terra, em boas condições de tráfego.



Figura 3.1 – Localização da Mina do Córrego do Meio

A mina do Córrego do Meio produz aproximadamente 1.300.000t/ano de minério, com os seguintes produtos:

- SFME - *Sinter Feed*;
- SJME - *Sinter silicoso*;
- NPME - *Natural Pellet* com sílica até 1,80%;
- NSME - *Natural Pellet* com sílica até 3,80%;
- HTME - Hematitinha ou Bitolado de hematita.

A produção da mina do Córrego do Meio é praticamente toda direcionada ao mercado externo, com exceção da HTME – hematitinha, comercializada exclusivamente no mercado interno. Seus principais clientes são:

- Aceralia – Espanha;
- Bethlehem – USA;
- Brasilux - Luxemburgo Rogesa.

A lavra é executada a céu aberto, em bancadas e com uma tendência ao aprofundamento em cava. No minério, as bancadas não apresentam uma geometria regular podendo-se encontrar alturas entre 4 e 30 metros. Já no estéril, são utilizadas bancadas com 8 metros de altura e inclinação de 45°.

O setor de planejamento possui uma equipe responsável em analisar os resultados granulométricos para definir as áreas a serem lavradas. Atualmente, não existe uma pesquisa geológica adequada, prejudicando o planejamento a médio e a longo prazos e, conseqüentemente, as atividades de exploração que se tornam bastante desordenadas.

Tanto o estéril quanto o minério são lavrados através de ciclos sucessivos de perfuração e desmonte com explosivos. Os furos são feitos por uma perfuratriz hidráulica de fundo de

furo (*down the hole*) a diesel, alimentada por um compressor acoplado à máquina. O diâmetro do furo é 5 ½” e a profundidade é variável devido, principalmente, às condições do maciço rochoso. Valores comumente observados vão de 2 a 12 metros. Utilizam-se duas malhas de perfuração básicas, que são o reflexo do tipo de material a ser desmontado, conforme a tabela III.1.

Tabela III.1 – Afastamento e espaçamento utilizados no plano de fogo da Mina do Córrego do Meio.

Material	Afastamento (m)	Espaçamento (m)
Minério	3,0	5,0
Itabirito Compacto	3,0	5,0
Xisto	4,5	7,0

São utilizados dois tipos de explosivos nos desmontes: os à base de nitrato de amônio com densidade de 0,58 e volume gasoso de 1070l/kg e os à base de emulsão com densidade de 1,15 e volume gasoso de 982l/kg. Os furos carregados são interligados com *mag-nel* (sistema de iniciação não elétrico com retardo) para controlar o ruído e a sobrepressão atmosférica.

As operações de carregamento e transporte são realizadas por pás-carregadeiras *Cartepillar 992* e caminhões *Cartepillar 777*, com capacidade de 80 toneladas, tanto para o estéril quanto para o minério. O estéril é levado até às pilhas onde é usualmente depositado em “pontas de aterro”. O minério é transportado até às pilhas formadas de acordo com a sua especificação (itabirito ou hematita). A partir daí, o minério segue o processo de beneficiamento que utiliza métodos gravíticos para a sua concentração.

3.2.1. Geologia Regional

A mina do Córrego do Meio situa-se no flanco SE da Serra do Curral, localmente denominada de Serra da Piedade, apresentando direção geral NE/SW. A mina está situada a sudeste da folha de Santa Luzia. Na parte norte do Quadrilátero Ferrífero, a Serra do Curral, como unidade geológica regional, representa uma aba invertida de um grande sinclinal. A outra aba deste sinclinal não mais existe devido à gnaissificação ou ao intenso falhamento de empurrão sobre o embasamento.

Encontram-se afloramentos de xistos, filitos, quartzitos, dolomitos e rochas da formação ferrífera pertencentes ao Super Grupo Rio das Velhas e Super Grupo Minas. A tabela III.2 apresenta a coluna estratigráfica do Quadrilátero Ferrífero, modificada por Maxwell (Santos, 1999).

Tabela III.2 – Coluna estratigráfica do Quadrilátero Ferrífero, segundo Maxwell (1972).

Era	Super – Grupo	Grupo	Formação	Espessura (m)		
Quartenário (Q)	Recente (Qr)_	Aluvião coluvião e talus canga PIRACICABA (mp)	Sabará (mps) Clorita xisto, Filito e quartzito	800 - 1700		
			Cercadinho (mpc) Quartzito ferruginoso, talco-xisto, Filitos, conglomerado basal Discordância	225		
			GANDARELA (ga)	Dolomitos com filito intercalado	600	
	MINAS (m)		ITABIRA (mi)	Itabirito Cauê (mic)	370 – 1900	
				Hematitas, itabiritos, leitos delgados de mica-xistos		
				CARAÇA (mc)	Batatal (mcb) Filito grafitoso, mica-xistos	50 – 380
					Moeda (mcm) Quartzito sericítico, quartzo-mica- xisto, conglomerado basal	0 – 300
	RIO DAS VELHAS (rv)	TAMANDUÁ (rt) Discordância	Quartzo-clorita-xisto, quartzito sericítico	0 – 100		
		MAQUINÉ (rm) Discordância	Quartzito, Grauvaca, Conglomerado	1800		
		Embasamento Cristalino		Granito e Gnaiss		

3.2.2. Geologia Local/Geologia Estrutural

Afloram na área da mina, rochas metassedimentares dos Grupos Maquiné e Tamanduá – Super Grupo Rio das Velhas e das formações Moeda, Batatal e Cauê, dos Grupos Caraça e Itabira – Super Grupo Minas, além de depósitos superficiais recentes de canga, solo laterítico e laterita.

Em virtude da total inversão estratigráfica, a formação ferrífera do Grupo Itabira ocorre na Mina do Córrego do Meio capeada anormalmente pelo Grupo Caraça (ocorrência muito restrita na mina) e, também, pelo Super Grupo Rio das Velhas (xistos e filitos decompostos). Em sua base, aparece o Grupo Piracicaba (quartzo-xistos, filitos intercalados e quartzitos ferruginosos da Formação Cercadinho).

A hematita compacta da Formação Cauê é a principal rocha aflorante. De origem metassomática, apresenta corpos goethitizados que compreendem totalmente os itabiritos compactos, semcompactos e friáveis. Todos em sua forma típica, com leitos alternados de hematita e quartzo.

A geologia estrutural da área é muito complexa devido a fenômenos de transposição e cisalhamento intenso, além de falhamentos diversos. Basicamente, tem-se a predominância de dobras, falhamentos secundários com direções quase perpendiculares caracterizados por empurrões, de direção NE, e falhas de acomodação, de direção geral NW. A direção predominante das camadas é NE-SW, com caimento para SE apresentando mergulhos variáveis (Santos, 1999).

3.3. Classificação de Maciços Rochosos

Pode-se dizer que a Geomecânica é uma ciência recente. Ela se desenvolveu, inicialmente, das simples observações de escavações em maciços rochosos e em solos, no intuito de determinar o suporte necessário para manutenção das condições de estabilidade. Além de outros sistemas de classificação como o de Terzaghi, de Luffer e o RSR, esse desenvolvido por Wickham, os sistemas mais utilizados atualmente para estimar a qualidade dos maciços rochosos em projetos de engenharia são os sistemas Q e RMR sugeridos por Barton *et al.* (1974) e Bieniawski (1989), respectivamente.

Para aplicação dos sistemas de classificação, o maciço rochoso deve ser dividido em regiões, de tal maneira que certas características sejam relativamente uniformes dentro de cada região. Na maioria das vezes, as fronteiras dessas regiões estruturais coincidem com feições geológicas principais como falhas, diques, zonas de cisalhamento etc. Identificadas essas regiões, os parâmetros de classificação para cada região são determinados a partir de ensaios e observações realizados no campo e em laboratório.

O objeto de estudo da geomecânica difere significativamente dos outros materiais utilizados nas engenharias, principalmente, porque as rochas e os solos apresentam descontinuidades. Torna-se necessária, portanto, a distinção entre material rochoso, que se refere à rocha intacta, descontinuidades e o maciço rochoso, que engloba todo o meio encontrado “*in situ*”.

A natureza e distribuição das características estruturais de um maciço rochoso são denominadas estrutura do maciço, e podem ser fator predominante do controle do comportamento mecânico de uma escavação, principalmente em baixas profundidades, e em regiões onde ocorreu o relaxamento de tensão.

O estudo das descontinuidades é de importância fundamental, já que estas estruturas condicionam, sobremaneira, o comportamento dos maciços rochosos, especialmente em relação à deformabilidade, resistência e permeabilidade, podendo controlar toda estabilidade do meio rochoso (ABGE, 1998).

Sob a designação de descontinuidade, engloba-se qualquer feição geológica que interrompa a continuidade física de um meio rochoso, a exemplo das superfícies de foliação, acamamento, fraturas, juntas etc. Em termos práticos, pode-se designar por descontinuidade qualquer superfície natural em que a resistência à tração é nula ou muito baixa (ABGE, 1998), ou ainda, qualquer região que apresente uma redução acentuada da resistência ao cisalhamento.

O estudo da distribuição espacial das estruturas geológicas compreende a definição dos sistemas de famílias e suas respectivas atitudes, espaçamentos e persistências. Um conjunto de descontinuidades, com mesma atitude e origem caracteriza uma família, e um conjunto de famílias define um sistema. A atitude é dada pela direção do traço da descontinuidade, ou seja, sua interseção com um plano horizontal, e pelo mergulho definido como o menor ângulo formado entre a descontinuidade e um plano horizontal.

As estruturas dos maciços rochosos podem ser compreendidas, segundo Hoek & Brown (1992), como:

- Planos de acamamento: superfícies dividem as litologias sedimentares em camadas (interrupção do processo de deposição). Caracterizam-se por serem persistentes e apresentarem, em muitos casos, resistência ao cisalhamento puramente friccional.
- Dobras: estruturas que apresentam mudanças das atitudes das camadas (eixo) causadas por esforços tectônicos epigenéticos. Juntas de tensão podem estar associadas às dobras. A resistência mecânica dos planos de acamamento pode ser reduzida a um valor residual.

- Falhas: fraturas onde ocorreram deslocamentos cisalhantes. Podem ser estruturas de abrangência ampla ou restrita. A abertura varia de alguns milímetros a metros, dependendo do tipo de falha (normal, inversa, horizontal) podendo ser preenchidas ou não por outros materiais. Apresentam regiões de baixa resistência ao cisalhamento.
- Zonas de cisalhamento: espessuras do maciço (até alguns metros) onde um processo prévio de cisalhamento já tenha ocorrido. Regiões fraturadas nas zonas de cisalhamento podem apresentar preenchimento de material de menor resistência ao cisalhamento.
- Diques: intrusões extensas, normalmente de rochas ígneas, com espessuras que variam entre poucos centímetros a vários metros. Apresentam mergulhos acentuados e superfícies aproximadamente paralelas. Processos de intemperismo podem gerar regiões de baixa resistência ao cisalhamento.
- Juntas: as discontinuidades mais comuns e as mais significativas geotecnicamente. As juntas podem ser abertas, preenchidas ou seladas. São normalmente dispostas paralelamente aos planos de acamamento, foliação ou clivagem.

Ainda segundo Hoek & Brown (1992), as discontinuidades possuem algumas propriedades como:

- Orientação ou atitude da discontinuidade: compreende sua direção e o seu mergulho. A orientação das discontinuidades relativa às escavações apresenta uma influência direta na instabilidade potencial destas escavações, através da formação de blocos ou planos de escorregamento.
- Espaçamento: distância perpendicular entre juntas adjacentes (normalmente de mesma família). O espaçamento pode ser expresso por meio da adoção de intervalos de variação numérica, como exemplificado na tabela III.3, que contém um critério muito usual, mas não único. Essa característica interfere

significativamente no comportamento do meio rochoso, em relação à deformabilidade, resistência ao cisalhamento e permeabilidade. Os espaçamentos influenciam diretamente no tamanho dos blocos gerados, na fragmentação, na escavabilidade e na permeabilidade do maciço.

Tabela III.3 – Espaçamento de descontinuidades (ABGE, 1983).

Siglas	Espaçamento (cm)	Denominações
E1	> 200	Muito afastadas
E2	60 a 200	Afastadas
E3	20 a 60	Medianamente afastadas
E4	6 a 20	Próximas
E5	< 6	Muito próximas

- **Persistência:** caracteriza a extensão ou “tamanho” de uma descontinuidade em determinado plano. Sua grande importância está ligada à sua influência na resistência ao cisalhamento. O ISRM – *International Society Rock Mechanics* utiliza o comprimento mais comum (moda) em cada família de descontinuidades para a classificação da persistência.
- **Rugosidade:** medida da aspereza e da ondulação presentes nas superfícies das descontinuidades. Possui uma influência direta na resistência ao cisalhamento, principalmente em descontinuidades fechadas não preenchidas. O meio mais prático para quantificar a rugosidade é identificar o seu perfil geométrico, enquadrando-o nas opções apresentadas na figura 3.2, como proposto pela ISRM. É importante ressaltar que valores de rugosidade diferentes, podem ser obtidos em escalas diferentes, como em observações em laboratórios e observações “*in situ*”.

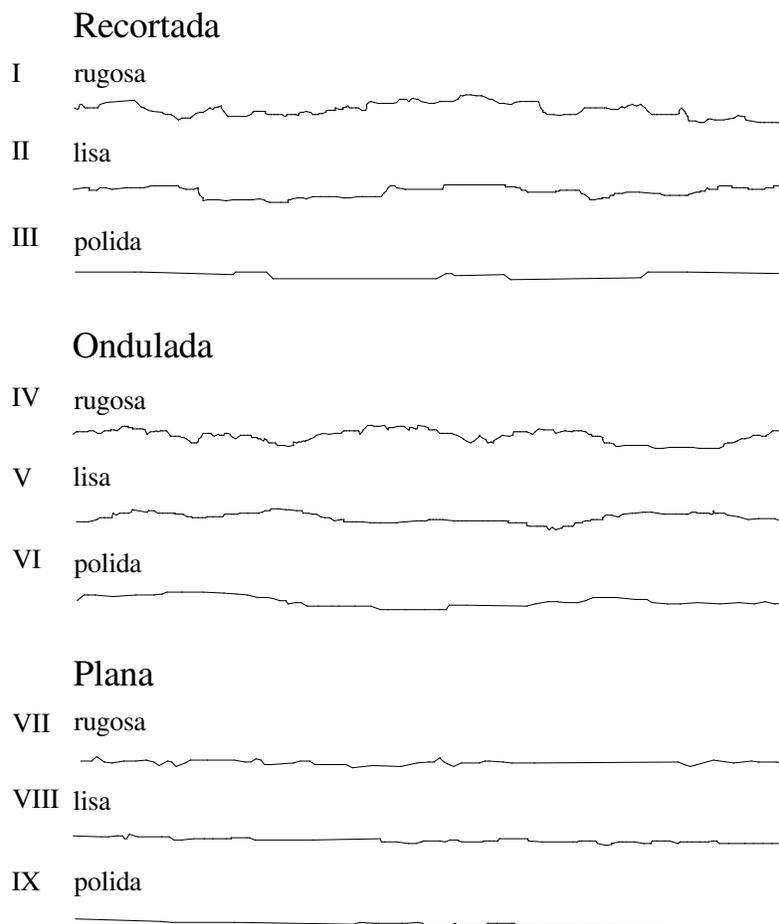


Figura 3.2 – Perfis de rugosidade segundo Barton *et al.* 1974.

- **Abertura:** refere-se à distância (perpendicular) entre duas superfícies de uma descontinuidade não preenchida. As aberturas podem ser resultado do deslocamento cisalhante de descontinuidades com grandes rugosidades ou carreamento do material de preenchimento. As aberturas exercem uma grande influência na resistência ao cisalhamento, porém, talvez, mais importante seja sua influência na permeabilidade do maciço.
- **Preenchimento:** termo utilizado para descrever o material contido nas descontinuidades (calcita, clorita, argila, quartzo etc.). Esses materiais têm grande importância na resistência ao cisalhamento, normalmente reduzindo seu

- Deformações cisalhantes;
- Rugosidade;
- Largura;
- Fraturamento/intemperismo.

3.3.1. Índice de Qualidade de Rocha – RQD (*Rock Quality Designation*)

Proposto inicialmente por Deere *et al.* (1967), pode-se definir o RQD como a recuperação percentual modificada dos testemunhos de sondagem. Considera-se nesta metodologia todos os testemunhos recuperados com comprimento superior a 10cm. O comprimento total (somatório) destes testemunhos é, então, obtido como porcentagem do comprimento total perfurado. Os testemunhos menores que resultam de diaclasamento, descontinuidades bem próximas, e do intemperismo não são considerados (ABGE, 1983). Cada pedaço individual de testemunho deverá ser medido ao longo da linha central do corpo, para padronização das medidas e, conseqüentemente, dos próprios valores do RQD. A figura 3.3 exemplifica o procedimento utilizado para medir e calcular o RQD.

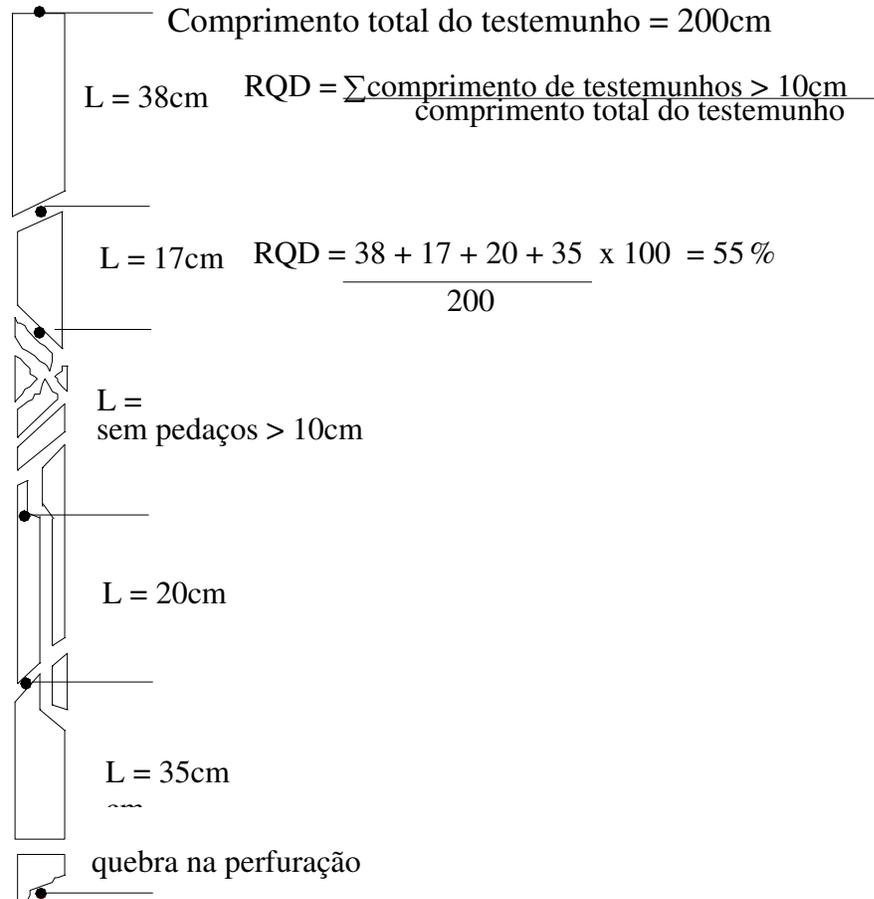


Figura 3.3 – Procedimento para medida e cálculo do RQD (Hoek *et al.*, 1998).

Este índice foi criado, a princípio, para ser usado na avaliação da qualidade de rochas ígneas. Deere *et al.* (1967) recomenda certo cuidado no caso de se estar analisando rochas sedimentares ou rochas metamórficas estratificadas, salientando que, nestas situações, o método não é exato (Stagg & Zienkiewicz, 1970).

Quando não há testemunhos de sondagem disponíveis, existem outras abordagens para a determinação do RQD: uma delas, proposta por Palmstrom (1975), sugere uma correlação

aproximada entre o RQD e o número de descontinuidades presentes no maciço rochoso, por metro cúbico, ou seja:

$$RQD = 115 - 3,3J_v \quad (3.1)$$

$$J_v = \sum \frac{1}{S_i} \quad (3.2)$$

Onde S_i é o espaçamento médio das descontinuidades da família i , medido em metros. Para os casos em que o RQD é maior que 100 deve-se considerá-lo igual a 100. A tabela III.5 mostra uma relação entre o contador volumétrico de juntas (J_v) com o tamanho do bloco.

Tabela III.5 – Característica do maciço rochoso com relação ao J_v , segundo Llera *et al.*, 1987.

J_v	Descrição
< 1	Blocos muito grandes
1 – 3	Blocos grandes
3 – 10	Blocos de tamanhos médios
10 – 30	Blocos pequenos
> 30	Blocos muito pequenos

Outra abordagem, apresentada por Priest e Hudson (1976), propõe uma estimativa do RQD a partir de medidas de espaçamento das descontinuidades em afloramentos de rocha, usando-se a expressão:

$$RQD = 100 \times e^{\frac{-0,1}{S}} \times \left[\left(\frac{0,1}{S} \right) + 1 \right] \quad (3.3)$$

Onde S é o espaçamento das descontinuidades, em metros.

Essa expressão foi elaborada a partir da construção de um histograma de espaçamento das descontinuidades, cuja distribuição probabilística de frequência pode ser aproximada pela designação exponencial negativa (Poisson). Sua validade está condicionada às situações em que o espaçamento médio S é maior do que 0,06m (Nonato, 1994).

3.3.2. Sistema Q – Barton

Esse sistema de classificação, proposto por Barton *et al.* (1974), é um sistema quantitativo desenvolvido inicialmente com o objetivo de auxiliar o projeto de suportes em túneis. Baseia-se em uma avaliação da qualidade do maciço rochoso, a partir das características de suas estruturas, do valor do RQD modificado, da presença de água e das condições de tensão “*in situ*”. O valor de Q , proposto por Barton *et al.* (1974), pode ser obtido por:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \times \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \times \left(\frac{J_w}{SRF} \right) \quad (3.4)$$

Onde:

RQD é o índice de qualidade da rocha; J_n , J_r , J_a e J_w representam, respectivamente, o índice para número de famílias de descontinuidades; de aspereza (rugosidade) das descontinuidades; de alteração (ou posicionamento) das descontinuidades; e fator de redução devido à água; além do SFR (*Stress Reduction Factor*) que é o fator de redução devido ao campo de tensões “*in situ*”.

Cada quociente da fórmula tem o significado descrito abaixo:

1. $\left(\frac{RQD}{Jn}\right)$ representa o tamanho dos blocos;
2. $\left(\frac{Jr}{Ja}\right)$ representa as características das descontinuidades;
3. $\left(\frac{Jw}{SRF}\right)$ representa o “*stress ativo*”.

Analisando, ainda, cada quociente da fórmula pode-se concluir que o fator Q aumenta com aumento do RQD, e diminui com o número de famílias de descontinuidades. Outra observação é que, geralmente, o RQD aumenta com a diminuição do número de famílias de descontinuidades. Portanto, o numerador e denominador do quociente são mutuamente dependentes.

Pode-se concluir, também, que o aumento do segundo quociente representa uma melhor qualidade do maciço rochoso, isto é, o quociente aumenta com o aumento da rugosidade das descontinuidades e diminui com o índice de alteração da mesma. É importante salientar que cada família de descontinuidade pode ter diferentes rugosidades e diferentes graus de alteração. Neste caso, então, deve-se considerar, para o sistema Q, o pior caso.

O valor do índice Q pode variar de 0,001 a 1000, em escala logarítmica (Barton, *et al.*, 1974). Os parâmetros de classificação podem ser determinados de acordo com a tabela 1 apresentada no ANEXO 1. A tabela 2, também no ANEXO 1, mostra a relação entre o índice Q e a qualidade do maciço rochoso.

3.3.3. Sistema RMR (*Rock Mass Rating*)

Desenvolvido por Bieniawski entre 1972 – 1973, este sistema foi modificado várias vezes para se adaptar aos procedimentos e padrões internacionais, mas permaneceu essencialmente o mesmo com relação aos seus princípios básicos.

Para classificar o maciço rochoso, esta metodologia usa os seguintes parâmetros:

- Resistência à compressão uniaxial da rocha ou índice de compressão puntiforme;
- Índice de qualidade da rocha (RQD);
- Espaçamento das descontinuidades;
- Padrão das descontinuidades;
- Influência da água subterrânea;
- Orientação relativa das descontinuidades com relação à escavação.

A classificação RMR (*Rock Mass Rating*) de um maciço rochoso é determinada adicionando-se os valores relativos a todos estes parâmetros. Este índice (RMR) permite, ainda, estimar valores de referência para a resistência (coesão e ângulo de atrito), e para o tempo de auto-sustentação do maciço. Permite, também, estabelecer correlações com outras grandezas, como o vão livre máximo de uma escavação (Bieniawski, 1989).

O parâmetro “*padrão das descontinuidades*” envolve as características relativas à abertura, tais como: persistência, rugosidade, alteração das paredes e condições do material de preenchimento. Já a “*orientação das descontinuidades com relação à escavação*” é tratada como parâmetro de ajuste e é analisada separadamente, em função da natureza da obra, e da posição das descontinuidades em relação ao eixo e ao sentido do avanço da escavação.

Após o ajuste com relação à orientação das descontinuidades, o maciço rochoso é então classificado de acordo com a tabela 3, apresentada no ANEXO 1, que agrupa o RMR ajustado em cinco classes de maciços rochosos. Os valores possíveis do RMR variam de 0 a 100.

3.4. Caracterização geomecânica dos maciços rochosos

Os maciços rochosos apresentam quase sempre, grande variabilidade de propriedades, devido às diferentes mudanças na sua composição litológica e às modificações resultantes dos processos tectônicos e de alteração. O termo “*estrutura dos maciços rochosos*” refere-se a componentes distintos: os blocos de rocha intacta e as descontinuidades que os separam (falhas, fraturas, limites litológicos, juntas etc.), discutidas anteriormente na seção 3.3 (da Gama, 1989).

Segundo o mesmo autor, quando a caracterização geomecânica de um maciço é compreendida de modo sistemático, deve incluir a definição dos seguintes itens:

- Estabelecimento da história mecânica do maciço, através da descrição provável de eventos que originaram a compartimentação atual. Neste contexto, é útil dispor tanto de estudos de geologia estrutural, quanto das direções preferenciais em que o maciço rochoso foi submetido a esforços e deslocamentos, explicando dessa maneira, a disposição observada das descontinuidades e da própria litologia;
- Levantamento geológico das litologias, assinalando, em especial, as formações que apresentam baixa resistência mecânica (rochas alteradas e/ou fraturadas) e medindo-se tal resistência por métodos expedidos (dureza, compressão pontual, RQD etc.) ou por ensaios laboratoriais executados sobre amostras representativas do maciço.

Além de sondagens, são usadas técnicas geofísicas (sísmica de refração e de resistividade) para delinear as zonas incompetentes do maciço, especialmente quando existirem espessas capas de intemperismo;

- Informação detalhada sobre a compartimentação do maciço, definindo-se as famílias de discontinuidades mais importantes, sua orientação espacial (direção e mergulho), frequência, continuidade, espaçamento médio, estado de alteração das suas paredes, assim como o tipo de preenchimento e sua influência na permeabilidade da água subterrânea.

3.5. Propriedades físicas e mecânicas das rochas

A grande diversidade de propriedades das rochas depende da origem e dos processos geológicos transcorridos depois da sua formação, durante o tempo de sua existência.

As propriedades físicas das rochas, segundo Vozdvzhenski (1982), caracterizam o estado físico intrínseco das mesmas. Dentre as diversas propriedades físicas tem-se: porosidade, densidade, estrutura, textura etc. As propriedades mecânicas são uma variedade das propriedades físicas. Manifestam-se sob a ação de forças mecânicas externas e são expressas pela capacidade das rochas de opor resistência à deformação e desagregação. Dentre elas, figuram a resistência mecânica, solidez, resistência dinâmica, dureza, elasticidade, fragilidade, plasticidade, abrasividade etc. (Leal, 1997).

A investigação e o estudo das propriedades físicas e mecânicas das rochas são necessários para escavação, perfuração e desmonte por explosivo dos maciços rochosos (Leal, 1997).

3.5.1. Densidade

O peso específico ou densidade das rochas depende principalmente do peso específico de seus elementos constituintes e de suas porosidades. Rochas com metais densos possuem densidade de até $4,5\text{g/cm}^3$ (Leal, 1997).

Os fatores que exercem influência na densidade das rochas são os seguintes: estado de alteração, porosidade e grau de compactação. Para uma determinada rocha, por exemplo o arenito, é possível constatar regiões onde a compactação foi mais intensa do que em outras. Nesses casos, apesar da igualdade de composição mineralógica e homogeneidade, tem-se uma variação espacial da densidade.

3.5.2. Porosidade

A quantidade de água ou outro fluido, armazenado em um determinado material (rocha, solo) depende da sua porosidade. A porosidade é normalmente expressa como a razão percentual entre o volume de interstícios ou vazios, e o volume total da rocha ou do sólido. A maioria dos interstícios são espaços intergranulares pequenos, porém alguns podem possuir grandes dimensões como estruturas cavernosas. O conhecimento da natureza destes interstícios é essencial para o entendimento da armazenagem e do movimento da água subterrânea. Os interstícios podem ser gerados durante a formação da rocha (“*original interstices*”). Os interstícios de origem supergênica resultam de ações geológicas, climáticas ou de fatores biológicos sobre a rocha original (Ward, 1990). Chossi (1983) classifica estes vazios como primários ou secundários. Como exemplo de vazios de origem primária podem ser citados os interstícios encontrados nos basaltos vesiculares e nos

conglomerados. Fraturas em quartzitos, vazios em minérios de ferro (canga) e as cavernas e canais em calcários são exemplos de vazios secundários.

Segundo Ward (1990), é comum a confusão entre porosidade da rocha matriz, que deve ser baixa, e a porosidade do maciço rochoso, que é relativamente alta. É importante considerar que todos os interstícios estão relacionados com o conceito de porosidade. Sendo assim, as juntas, planos de acamamento e fraturas, inclusive aquelas alteradas pelos processos de intemperismo, devem estar incluídas como parte do volume total de interstícios.

Em rochas sedimentares, a porosidade varia de 0 a 90%; os arenitos possuem, em média, uma porosidade de 15%. Nestas rochas, a porosidade geralmente se reduz com o tempo e com a profundidade. O efeito da profundidade é mais acentuado nas rochas derivadas da compactação de argilas (Ward, 1990).

Nas rochas ígneas, a porosidade é usualmente menor do que 1 a 2%. No entanto, valores de 20% podem ser relacionados a processos de alteração da rocha. Desta forma a porosidade pode ser um indicador das “qualidades” dos maciços rochosos. Chiossi (1983) e Goodman (1989) discutem a correlação entre a porosidade e as propriedades mecânicas das rochas como a resistência à compressão simples e o módulo de elasticidade.

Segundo os autores, a resistência à compressão diminui com o aumento da porosidade (Leal, 1997). A porosidade das rochas metamórficas varia de acordo com o seu grau de metamorfismo. As rochas altamente metamorfizadas apresentam baixa densidade e vice-versa.

3.5.3. Dureza das rochas

A dureza de uma rocha é uma grandeza de difícil definição. De qualquer forma, com referência às aplicações da engenharia, a dureza tem sido definida como função dos minerais de dureza mais elevada presentes na rocha e também da competência, resistência e capacidade de ligação da matriz rochosa.

A dureza de uma rocha pode ser também definida como a resistência de sua cobertura superficial à penetração de um outro corpo mais duro. Ela depende da dureza e composição dos grãos minerais presentes na rocha, da dureza e quantidade do material cimentante, da porosidade da rocha, da direção de penetração que é aplicada em relação às estruturas da rocha, do grau de umidade, da temperatura e do estado de tensão no maciço (Leal, 1997).

A figura 3.4 mostra uma correlação entre a classificação da dureza Mohs e a dureza Rockwell (Caterpillar, 2000).

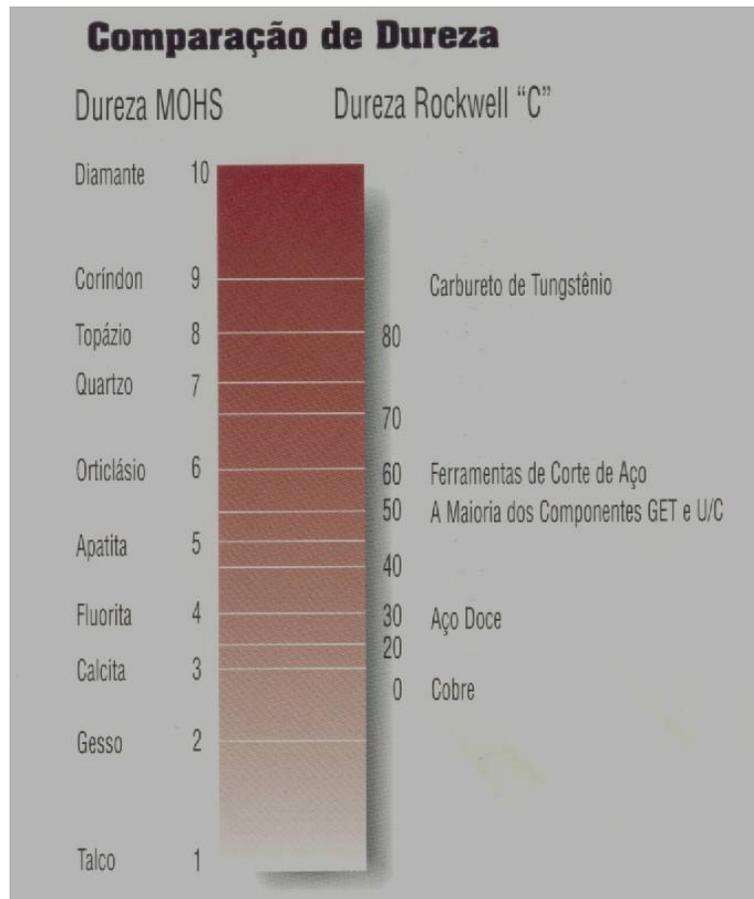


Figura 3.4 – Classificação da dureza Mohs com a dureza Rockwell.

3.5.4. Resistência mecânica das rochas

Denomina-se resistência mecânica a propriedade de um sólido opor-se à ruptura quando submetido a ação de uma carga estática ou dinâmica. A tensão de ruptura de uma rocha é o valor da tensão na qual a rocha ou o maciço rochoso inicia o processo de falência segundo mecanismos de cisalhamento, tração e compressão. A tabela III.6 apresenta alguns exemplos de resistência de granitos, arenitos e calcários. Os valores obtidos em todos os ensaios foram normalizados com referência à compressão uniaxial.

Tabela III.6 – Resistência relativa das rochas à deformação segundo Vozdvízhenski, 1983.

Rochas	Compressão uniaxial	Tração	Flexão	Cisalhamento
Granitos	1	0,02 – 0,04	0,08	0,09
Arenitos	1	0,02 – 0,05	0,06 – 0,2	0,1 – 0,12
Calcários	1	0,04 – 0,10	0,08 – 0,1	0,15

Como pode ser observado na tabela III.6, as rochas oferecem maior resistência à compressão. Os limites de resistência ao cisalhamento e a tração da maioria das rochas constituem cerca de 10% e 5%, respectivamente, do limite de resistência à compressão uniaxial.

A tabela III.7 e a figura 3.5 mostram valores de resistência à compressão uniaxial para diversas litologias. Pode-se observar a grande variação da resistência em um mesmo tipo de rocha. Esta variabilidade tem sido associada às diferentes composições, texturas, granulometrias, idades e cimentação de cada tipo litológico. A figura 3.5 mostra uma relação entre a resistência à compressão simples versus o método de escavação.

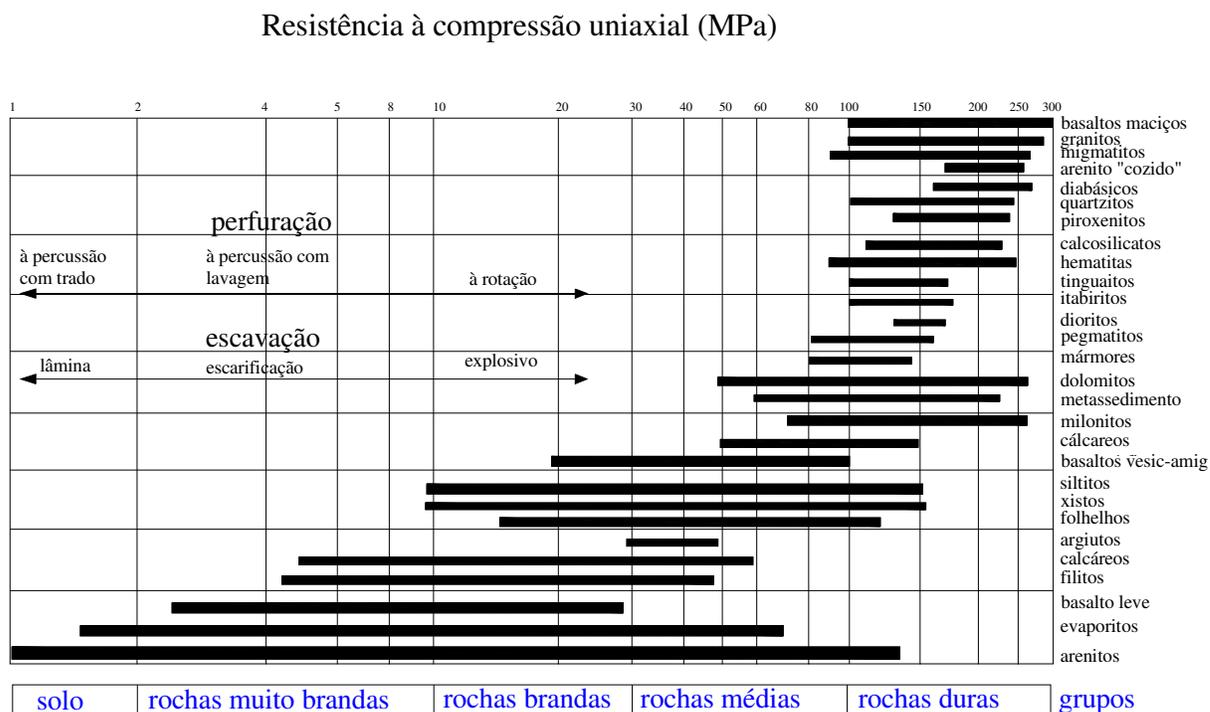


Figura 3.5 - Relação entre a resistência à compressão simples *versus* o método de escavação para diversos tipos de rochas (ABGE, 1998).

Tabela III.7 – Resistência à compressão simples para diferentes rochas (Goodman, 1989).

Rocha	Resistência à compressão simples (MPa)
Tufo Nevada	11,3
Arenito Navajo	214,0
Arenito Tensleer	72,4
Arenito Berea	73,8
Calcário Solenhofen	245,0
Calcário Bedford	51,0
Calcário Tavernalle	97,9
Dolomito Oneota	86,9
Dolomito Lockport	90,3
Argilito Flaming Gorge	35,2
Argilito micáceo	75,2

Granito Nevada	141,1
Granito Pikes Peak	226,0
Basalto Nevada	148,0
Basalto John Day	355,0

3.5.5. Deformabilidade das rochas

A propriedade das rochas de mudar de forma quando submetidas à ação de uma carga é chamada deformabilidade. Dentre as propriedades deformatórias destacam-se a elasticidade e a plasticidade.

Elasticidade é a propriedade de mudar de forma e volume sob a ação de forças (cargas) e restabelecer, por completo, o volume e a forma original ao cessar a ação destas forças. As deformações elásticas não dependem do tempo de atuação da carga. É comum caracterizar as propriedades elásticas dos sólidos pelo módulo de elasticidade (E) e pelo coeficiente de Poisson (ν).

O módulo de elasticidade (E) ou módulo de Young caracteriza a resistência do material sólido à deformação elástica durante a tração ou compressão. Quanto maior é o valor do módulo de Young, menor a deformação do sólido submetido a uma força constante. Segundo Hemphill (1981), quanto maior o valor do módulo de elasticidade, mais difícil é a fragmentação da rocha. Alguns exemplos de módulo de elasticidade são:

- Aços de 200GPa a 220GPa;
- Madeiras aproximadamente 10GPa;
- Rochas de 1GPa a 100GPa.

Segundo Hoek *et al.* (1998), o coeficiente de Poisson (ν) é calculado como a relação entre a deformação transversal e a deformação longitudinal quando aplicada uma força longitudinal. Em estudos geomecânicos, a deformação sob tensão é considerada negativa enquanto a deformação sob compressão é considerada positiva.

$$\nu = -\frac{\epsilon_{transversal}}{\epsilon_{longitudinal}} \quad (3.5)$$

Fragilidade é a propriedade das rochas desagregarem-se sob a ação de forças externas sem notável deformação plástica.

Plasticidade é a propriedade das rochas de deformarem de modo irreversível sob a ação de forças externas. As deformações desse tipo são chamadas plásticas, e não desaparecem depois que a carga é suprimida.

3.5.6. Tensão “in situ”

Denomina-se tensão “*in situ*” ou geostática, a pressão referente ao próprio peso dos maciços rochosos. Considerando-se um elemento de rocha na crosta terrestre, sobre ele atua uma pressão vertical de compressão e um confinamento lateral. A pressão vertical aplicada nesse elemento de rocha pode ser estimada, inicialmente, pela densidade do estrato, como mostra a equação 3.6 (Hoek *et al.* 1998).

$$\sigma_v = \gamma z \quad (3.6)$$

Onde:

σ_v é a pressão vertical, γ é a densidade do estrato e z é a profundidade.

Em grandes profundidades, este elemento sofre um confinamento multilateral pelos elementos vizinhos. Este confinamento é responsável pelo aparecimento de uma compressão multilateral. Este estado de tensão inicial induz modificações nas propriedades mecânicas das rochas como por exemplo, fechamento dos vazios e à redução da perfurabilidade das rochas (Hoek *et al.*, 1998).

As rochas de elevada dureza não mudam significativamente, suas propriedades mecânicas sobre a ação das altas tensões e temperaturas. Por outro lado, as rochas sedimentares de baixas dureza e densidade se compactam a grandes profundidades sob a ação das altas pressões e temperaturas, podendo sua dureza aumentar de 2 a 3 vezes.

Na realidade, a estimacão das tensões *in situ* é muito mais complexa que a simples aplicacão da equacão 3.6. Além de sua posicão espacial na crosta terrestre, a história geológica ou reologia tem um papel fundamental na distribuicão de tensões.

3.6. Caracterizacão do maciço rochoso para o desmonte

As propriedades dos maciços rochosos que influenciam diretamente no projeto de desmonte de rochas, segundo Llera *et al.* (1987), são:

- Resistências dinâmicas das rochas;
- Espaçamento e orientacão das discontinuidades;
- Litologias e potências dos estratos em formações sedimentares;
- Velocidades de propagacão das ondas;
- Índices de anisotropia e heterogeneidade dos maciços etc.

A determinação destes parâmetros, por métodos diretos ou em laboratórios, é difícil e de custo elevado. As amostras de sondagem, geralmente utilizadas nos ensaios, não representam com exatidão a realidade global de um maciço, por não apresentarem todas as descontinuidades e todas as variações litológicas de um maciço rochoso. Para uma amostra ser realmente representativa seria necessário que ela fosse muitas vezes maior que a distância média entre as descontinuidades encontradas no maciço. Apesar disso, as amostras constituem um importante complemento na caracterização dos maciços rochosos que se deseja fragmentar Llera *et al.*, (1987).

Atualmente, as técnicas de caracterização geomecânica mais aplicadas são:

- Sondagens com recuperação do testemunho para ensaios geomecânicos;
- Estudos estruturais dos sistemas de descontinuidades;
- Perfis sísmicos de refração;
- Diagramas geofísicos de sondagens de investigação;
- Diagramas geofísicos em furos de produção;
- Coleta e análise de dados obtidos durante a perfuração para detonação.

Uma das técnicas para o monitoramento geomecânico utiliza as informações do próprio equipamento de perfuração. Com base no registro dos parâmetros de perfuração das perfuratrizes, tais como: taxa de penetração, pressão e rotação, avanço, rpm e profundidade do furo é possível identificar algumas características das rochas (Schunnesson, 1997).

Através do monitoramento destes parâmetros pode-se obter, de forma rápida e precisa, informações detalhadas da resistência, do grau de fraturamento e do intemperismo do maciço rochoso, bem como, a localização de camadas de minério e limites entre litologias (Morais, 2000).

3.7. Perfurabilidade

Denomina-se perfurabilidade, a resistência à penetração de ferramentas cortantes. A perfurabilidade das rochas é uma variável complexa que depende de suas propriedades mecânicas, das técnicas e tecnologias de perfuração e do tipo e diâmetro da ferramenta utilizada. Vozdvzhenski (1982) e Person *et al.* (1994) definem perfurabilidade como um termo utilizado para definir a facilidade com que o maciço rochoso é perfurado por um determinado equipamento, e estabelecer os parâmetros econômicos envolvidos no processo (Leal, 1997).

Segundo Gripp (1993), a perfurabilidade é função das seguintes características: resistência à compressão simples, estrutura da massa rochosa, densidade e abrasividade. A resistência é determinada em laboratório, através do teste de ruptura em compressão simples de amostras de rocha intacta. A estrutura rochosa é considerada através de dois parâmetros: RQD e o espaçamento das descontinuidades principais. A abrasividade pode ser avaliada pelo teste de abrasividade *CERCHAR*.

O conhecimento das características de perfurabilidade permite, tanto a seleção rigorosa dos equipamentos de perfuração para uma operação particular, como melhorar o desempenho na perfuração. Paone *et al.* (1969) propõem uma abordagem para predição da perfurabilidade: a velocidade de penetração em centímetros por minuto (*R*) que é determinada a partir da seguinte relação:

$$R = \frac{4 \times P \times r}{\pi \times D^2 \times E} \quad (3.7)$$

Onde: *P* é a potência da perfuratriz, kgm/min; *r* é o rendimento na transmissão de energia, em geral de 0,6 a 0,8; *D* é o diâmetro da coroa (cm); e *E* é a energia específica (kgm/cm³).

As abordagens de Paone *et al.* (1969) e de Hustrilid (1971), de acordo com Singh (1991) estão de acordo com os resultados encontrados atualmente. Para uma melhor avaliação da perfurabilidade do maciço rochoso os pesquisadores recomendam a realização de testes no laboratório e no campo (Gripp, 1993).

3.8. Influência da dureza e da abrasividade na perfurabilidade de rochas

É geralmente aceito que as rochas de maior dureza são mais difíceis de perfurar. Entretanto, situações práticas demonstram que muitas rochas duras têm sido perfuradas mais facilmente, quando comparadas com rochas macias. Por esta razão, a dureza de uma rocha não pode ser tomada como guia confiável para a sua perfurabilidade. A perfurabilidade pode, de fato, estar mais correlacionada à maneira na qual cristais duros estão ligados do que com a dureza dos materiais.

A abrasividade não é uma propriedade fundamental de um material e, conseqüentemente, não há um índice simples que pode, unicamente, fornecer sua medida. De qualquer forma, a taxa de desgaste de uma ferramenta durante o corte de uma rocha tem sido tomada como uma medida de sua abrasividade. O teste de índice de abrasividade *Cerchar* e o teste de perfuração com “*microbit*” têm sido largamente adotados para avaliar a abrasividade relativa das rochas em termos de taxa de desgaste da ferramenta (Karanam & Misra, 1998).

Segundo Vozdvizhenski (1982), os fatores que interferem na abrasividade das rochas são os seguintes:

- Dureza dos grãos da rocha: As rochas que contêm grãos de quartzo são muito abrasivas.
- Forma dos grãos: Os grãos agudos são mais abrasivos.

- Rocha com muitos grãos: Estes grãos desagregam-se e tornam a rocha abrasiva.
- A porosidade da rocha aumenta a rugosidade da superfície e a concentração de tensões nos planos de contato entre a ferramenta e a rocha.
- Grau de heterogeneidade das rochas: As rochas monominerais são menos abrasivas. Em rochas polimineriais os minerais de menor dureza (micas, feldspatos), desagregando-se, dão origem a uma superfície de maior aspereza.
- Umidade: A umidade das rochas reduz suas durezas e abrasividades.

As rochas menos abrasivas são os calcários, mármore, salgema e xisto. As mais abrasivas são as que contêm coríndon e quartzo. Como exemplo de rochas extremamente abrasivas têm-se os quartzitos e itabiritos.

Algumas tentativas para correlacionar a abrasividade da rocha com sua perfurabilidade têm sido feitas. No caso de perfuração percussiva, tem sido mostrado que a taxa de penetração diminui com o aumento na abrasividade da rocha. De maneira oposta, para perfuração diamantada, a taxa de penetração é maior em rochas abrasivas, como os arenitos (Karanam & Misra, 1998).

3.9. Influência da textura e da estrutura na perfurabilidade das rochas

A textura de uma rocha compreende o seu grau de cristalinidade, o tamanho e forma dos grãos (granulação) e a orientação dos mesmos. Os aspectos de textura que afetam a resistência e a perfurabilidade de uma rocha, de acordo com Karanam & Misra (1999) são: tamanho, orientação, forma dos grãos e grau de interligação entre eles, além da porosidade da rocha.

Uma rocha com granulação grosseira apresenta maior facilidade de perfuração e menor desgaste das ferramentas que uma rocha de granulação fina, mantendo-se constante as outras variáveis. Isto significa que tipos de rocha com a mesma composição mineral podem ter perfurabilidade diferente. Por exemplo, o quartzito pode ser de granulação graúda (partículas de 0,5 a 1mm) ou fina (0,05mm) enquanto que a do granito pode ser de graúda (até 5mm), média (1 a 5mm) ou mais fina (Morais, 2000).

Aspectos da geologia, tais como, fraturas, falhas, dobras, planos de acamamento e outras discontinuidades, possuem grande influência na perfurabilidade das rochas. Esses aspectos afetam, geralmente, a limpeza e o desvio dos furos. Em rochas fraturadas há uma grande tendência de escape do fluido de limpeza do furo pelas fendas das rochas, reduzindo a taxa de penetração, e causando o aprisionamento das ferramentas de perfuração no furo. Em rochas brandas e quebradiças estes problemas também são encontrados.

3.10. Mecanismos de Perfuração

Segundo Leal *et al.* (1997), a seqüência de perfuração pode ser descrita como:

1. Deformação inelástica, com fragmentação de superfícies irregulares;
2. Formação de microfraturas de subsuperfícies devido à concentração de tensão;
3. Propagação de fraturas secundárias, ao longo de trajetórias de cisalhamento, até à superfície, formando os fragmentos;
4. Ejeção dos fragmentos formados para fora do furo pela ação de algum fluido de limpeza, resultando na formação do furo.

Diversos fatores influenciam tanto na formação dos fragmentos quanto na sua remoção no processo de perfuração. Estes fatores, que determinam o rendimento de uma perfuratriz, podem ser agrupados em seis categorias:

1. Perfuratriz;
2. Haste;
3. Coroa;
4. Fluido de limpeza;
5. Furo de perfuração;
6. Rocha.

Os fatores de projeto, itens de 1 a 4, fazem parte do sistema de perfuração e são referidos como variáveis de operação. Estas variáveis estão diretamente relacionadas com a categoria 6 (tipo de rocha). Já o item 5, compreende o tamanho, a profundidade e a inclinação do furo e são variáveis independentes do processo de perfuração. Os fatores relacionados com a rocha são derivados do ambiente. Eles são também variáveis independentes do processo de perfuração e são os seguintes:

1. Propriedades do material (resistência à penetração, porosidade, composição, densidade, abrasividade, resistência à compressão, módulo de elasticidade etc.);
2. Condições geológicas (petrológica e estrutural, acamamentos, fraturas, juntas etc.);
3. Estado de tensão "*in situ*".

Outros fatores externos ao processo de perfuração propriamente dito são chamados de fatores de serviço. Incluem-se aqui, as variáveis operacionais como: condições de trabalho, supervisão, escala de operação, disponibilidade de energia, as condições climáticas e ambientais (poeira e barulho). Apesar dos fatores de serviço não se encontrarem diretamente envolvidos no mecanismo de penetração da rocha, eles exercem considerável influência no rendimento da perfuração (Leal, 1997).

A quebra durante a perfuração é causada pela aplicação da força da ferramenta sobre a rocha que inicia o processo de falência segundo mecanismos de cisalhamento, tração e compressão. O campo de tensão criado pela ferramenta deve ser direcionado para produzir a penetração da rocha com a forma e o tamanho desejado dos furos.

3.10.1. Perfuração Rotopercussiva

A aparição do sistema clássico de perfuração rotopercussiva coincide com a revolução industrial no século XIX. As primeiras máquinas de que se têm notícias são os protótipos Singer (1838) e Couch (1848) que utilizavam o vapor como forma de acionamento. Posteriormente, durante a execução do túnel de Mont Cenes em 1861, foi utilizado o ar comprimido pela primeira vez como fonte de energia. Esse sistema, após uma longa trajetória de evolução tecnológica, tem sido utilizado de maneira intensa até hoje.

As perfuratrizes rotopercussivas têm sua aplicação limitada a pequenas e médias minerações, perfuração secundária, trabalhos de desenvolvimento e desmonte secundário. Isto se deve aos diâmetros dos furos das perfuratrizes percussivas que variam entre 2½” a 6” (63mm a 150mm), não alcançando diâmetros maiores, tais como 9” a 10½” (229mm a 267mm), que têm grande aceitação nas operações de grande porte. A taxa de penetração das perfuratrizes percussivas decresce com o aumento do diâmetro dos furos e com o aumento da resistência das rochas (Crosby, 1998).

Os equipamentos rotopercussivos se classificam em dois grandes grupos, segundo a posição do martelo:

- Martelo de superfície (*Top Hammer*);
- Martelo de fundo de furo (*Down the Hole*);

As perfuratrizes rotopercussivas apresentam rotação contínua, além de percussões sobre a coroa. Segundo (Llera *et al.*, 1987), a perfuração rotopercussiva se baseia na combinação das seguintes ações:

- Percussão: os impactos produzidos pelas batidas do pistão do martelo produzem ondas de choque que são transmitidas à rocha;
- Rotação: com esse movimento se faz girar a broca para que se produzam impactos sobre a rocha em diferentes posições;
- Pressão de avanço: para se manter a ferramenta de perfuração em contato com a rocha é exercida uma pressão de avanço sobre a broca de perfuração;
- Fluido de limpeza: o fluido de limpeza permite extrair os detritos do fundo do furo.

Percussão

A energia do pistão é transmitida do martelo até à coroa de perfuração através da haste, em forma de ondas. O deslocamento destas ondas é realizado em altas velocidades e sua forma depende fundamentalmente do desenho do pistão. Quando a onda de choque alcança a coroa de perfuração, uma parte da energia é transferida à rocha e outra parte se perde em forma de calor. A eficiência desta transmissão é difícil de ser avaliada. Ela depende de muitos fatores, como: característica da rocha, forma e dimensão do pistão, características da haste, o tipo de coroa etc. Além disso, nos pontos de união das hastes, pelas luvas, há também, perda de energia que se transforma em calor causando os desgastes das roscas. Na primeira união, as perdas oscilam entre 8 a 10% da energia da onda de choque. Nos sistemas de perfuração percussiva a potência de percussão é o parâmetro que mais influencia na velocidade de penetração.

Rotação

A rotação que gira a coroa entre impactos sucessivos tem como objetivo fazer com que ela atue sobre os pontos distintos da rocha no fundo do furo. Para cada tipo de rocha e tipo de coroa existe uma velocidade ótima de rotação. Quando se perfura com coroas de pastilhas, as velocidades de rotação mais usuais oscilam entre 80 a 150rpm. No caso de coroas de botões de 51 a 89mm, as velocidades devem ser mais baixas, entre 40 e 60rpm. As coroas de maior diâmetro requerem velocidades menores.

O movimento de rotação contínuo pode ser produzido por um motor de pistões colocado no cabeçote da perfuratriz, ou por um motor independente da perfuratriz. Em ambos os casos, a rotação é reversível, para facilitar a introdução ou a retirada dos segmentos (hastes) da coluna de perfuração.

Pressão de avanço

Para que a energia gerada pelo mecanismo de impacto do martelo seja transmitida à rocha é necessário que a coroa permaneça sempre em contato com o fundo do furo. Isto se consegue com uma força de avanço gerada por um motor ou cilindro de avanço. A aplicação desta força depende, fundamentalmente, do tipo de rocha e da coroa de perfuração. Uma pressão de avanço insuficiente reduz a velocidade de penetração, produz um maior desgaste de hastes e punhos, diminui o ajuste da haste, causando o aquecimento da mesma. Uma pressão de avanço excessiva diminui também a velocidade de penetração, dificulta o desenroscamento da haste, aumenta o desgaste das coroas e pode causar desvios do furo.

Limpeza

Para que a perfuração seja eficiente é necessário que o fundo do furo se mantenha constantemente limpo, retirando-se os detritos logo após a sua formação. Caso isto não se

realize, uma grande quantidade de energia será consumida na trituração destas partículas ocasionando desgastes, principalmente da coroa, e perdas de rendimento.

A limpeza dos furos é normalmente realizada com ar comprimido, água e espuma. Na sua forma mais usual, o fluido de limpeza é injetado com uma determinada pressão até o fundo do furo através de um orifício central da haste, e de aberturas localizadas na coroa de perfuração. As partículas são retiradas do furo através da área anelar localizada entre a parede do furo e a haste.

Nas minas a céu aberto o pó produzido nas operações de perfuração é usualmente retirado dos furos com ar comprimido e captado por coletores. Já a limpeza com água é mais utilizada em minas subterrâneas. A espuma é particularmente utilizada em locais onde o maciço apresenta um elevado grau de fraturamento. Ela, além de ajudar na elevação de partículas grossas até a superfície, exerce também a função de revestimento na parede do furo.

3.10.2. Perfuração com martelo de superfície (*Top Hammer*)

Nessas perfuratrizes, os dois sistemas básicos de acionamento, rotação e percussão, são transmitidos através das hastes para a coroa de perfuração. Os martelos podem ter acionamento pneumático ou hidráulico, e são localizados na superfície sobre a lança da perfuratriz (Morais, 2000).

Perfuratrizes Pneumáticas

Nas perfuratrizes pneumáticas o martelo é acionado por ar comprimido e possui basicamente:

- Um cilindro com uma tampa dianteira que dispõe de uma abertura axial, onde são colocados o punho e as hastes de perfuração;
- Um pistão que golpeia, com movimento alternado, o punho da perfuratriz, transmitindo a onda de choque às hastes;
- Uma válvula que regula a passagem de ar comprimido de forma alternada para a parte anterior e posterior do pistão;
- Um mecanismo de rotação para girar a haste de perfuração;
- Um sistema de limpeza do furo que permite a passagem do ar pelo interior da haste.

Esses elementos são comuns a praticamente todos os tipos de martelo que podem apresentar variações em suas características. A tabela III.8 apresenta algumas características médias dos martelos pneumáticos (Llera, *et al.*, 1987).

Tabela III.8 – Características médias dos martelos pneumáticos, segundo Llera *et al.*(1987).

Características	Valor
Relação diâmetro do pistão/diâmetro do furo	1,5 – 1,7
Percusso do pistão (mm)	50 – 95
Frequência de impacto (golpes/min)	1500 – 2800
Velocidade de rotação (rpm)	40 – 400
Consumo relativo de ar (m ³ /min.cm.diâmetro)	2,1 – 2,8

A aplicação das perfuratrizes pneumáticas de martelo de superfície tem diminuído constantemente em operações que apresentam furos com profundidades entre 3 a 15m e diâmetros entre 50 a 100mm. Isto ocorre, fundamentalmente, por dois fatores: o primeiro se refere ao alto consumo de ar comprimido, aproximadamente 2,4m³/min para cada cm de diâmetro. O segundo é o elevado desgaste das ferramentas de perfuração: hastes, punhos,

coroas, mangueiras etc., em função da frequência de impacto e a forma de onda de choque do pistão de grande diâmetro (Llera, *et al.*, 1987).

Perfuratrizes Hidráulicas

Os martelos hidráulicos surgiram no final dos anos 60 e início dos anos 70, como um grande avanço tecnológico, proporcionando um novo impulso à perfuração percussiva, ampliando seu campo de aplicação (Llera, *et al.*, 1987).

O princípio de funcionamento é basicamente o mesmo das perfuratrizes pneumáticas. Porém, ao invés de utilizar o ar comprimido para o acionamento do motor de rotação, e para produzir o movimento alternativo do pistão do martelo, utiliza-se um grupo de bombas que acionam esses componentes através de fluidos hidráulicos. A tabela III.9 apresenta algumas características das perfuratrizes hidráulicas (Llera, *et al.*, 1987).

Tabela III.9 – Características médias dos martelos hidráulicos, segundo Llera *et al.* (1987).

Características	Valor
Pressão de trabalho (MPa)	12 – 25
Potência de impacto (kw)	6 – 20
Frequência de impacto (golpes/min)	2000 – 5000
Velocidade de rotação (rpm)	0 – 500
Consumo relativo de ar ($m^3/min.cm.diâmetro$)	0,6 – 0,9

As perfuratrizes hidráulicas possuem melhor desempenho que as perfuratrizes pneumáticas por diversas razões (Llera, *et al.*, 1987):

- Menor consumo de energia: as perfuratrizes hidráulicas consomem 1/3 da energia por metro perfurado, quando comparadas com as perfuratrizes pneumáticas;
- Menor desgaste dos acessórios de perfuração;

- Maior capacidade de perfuração: devido à melhor transmissão de energia, as velocidades de penetração em perfuratrizes hidráulicas são 50 a 100% maiores que nas perfuratrizes pneumáticas;
- Melhores condições ambientais: a ausência de escape de ar resulta em menores níveis de ruído quando comparadas com as perfuratrizes pneumáticas;
- Maior flexibilidade de operação: é possível variar a pressão de acionamento do sistema, a energia por impacto e a frequência de percussão;
- Maior facilidade de automatização: os equipamentos são mais aptos para automação das operações, tais como, troca de haste, mecanismos antitravamento etc.

A maior desvantagem desse equipamento, quando comparado com as perfuratrizes pneumáticas, é o seu maior investimento inicial.

3.10.3. Perfuração com martelo de fundo de furo (*Down the Hole*)

Os martelos de fundo de furo foram desenvolvidos na década de 50 e, inicialmente, eram utilizados para aumentar a taxa de penetração em rochas duras e muito duras, já que essa configuração reduzia consideravelmente a dissipação de energia. O mecanismo de percussão, ao invés de ficar na superfície, localiza-se junto à coroa, isto é, junto à ferramenta que efetivamente trabalha contra a rocha. Desta maneira, quase toda energia do ar comprimido, convertida em percussões, é aplicada na perfuração, ficando praticamente eliminadas as dissipações ao longo da coluna de hastes (Ricardo e Catalani, 1977).

A principal aplicação desse método é a perfuração em rochas duras quando se usa brocas de 6” a 9” (152mm a 229mm). Para esses diâmetros, os rolamentos das brocas tricônicas são demasiadamente pequenos para suportar grandes cargas verticais (pressão de avanço), o que ocasiona baixa taxa de penetração e altos custos. As velocidades de rotação

aconselhadas em função do tipo de rocha são observadas na tabela III.10 (Llera, *et al.*, 1987).

Tabela III.10 – Velocidade de rotação necessária em função do tipo de rocha, segundo Llera *et al.*, (1987).

Tipo de rocha	Velocidade de rotação (rpm)
Muito branda	40 – 60
Branda	30 – 50
Média	20 – 40
Dura	10 – 30

Na prática pode-se ajustar a velocidade de rotação com a de avanço conforme a seguinte expressão:

$$\text{velocidade de rotação (rpm)} = 1,66 \times \text{velocidade de penetração (m/h)} \quad (3.8)$$

A lubrificação dos martelos de fundo é de vital importância. Os consumos de óleo lubrificante variam com os diferentes modelos de perfuratrizes. Quando se perfura à alta pressão, aconselha-se um consumo mínimo contínuo de um litro por hora. Se for utilizada água ou espuma para limpeza, deve-se aumentar a quantidade de óleo lubrificante.

Quanto ao diâmetro, as hastes de perfuração devem ter uma dimensão tal que permita uma eficiente limpeza dos detritos na área anelar entre o tubo e a parede do furo. Os diâmetros recomendados em função da capacidade de perfuração encontram-se na tabela III.11.

Tabela III.11 – Diâmetro da haste de perfuração para o método de fundo de furo, segundo Llera *et al.* (1987).

Diâmetro de perfuração (mm)	Diâmetro do tubo (mm)
102 – 115	76
127 – 140	102
152 – 165	114
200	152

As seguintes características estão associadas à utilização do martelo de fundo de furo:

- A posição do martelo junto à broca reduz a perda de energia ao longo das hastes de perfuração;
- A moderada força de avanço (250 a 500lbf/in de diâmetro do *bit*), em comparação com o método rotativo (3000 a 7000lbf/in), elimina a necessidade de hastes pesadas e altas pressões de avanço;
- Os impactos produzidos pelo pistão do martelo no fundo do furo podem provocar o desmoronamento e travamento da coluna de perfuração em rochas não consolidadas ou muito fraturadas;
- O torque de rotação e a velocidade de rotação (rpm) são muito menores em comparação com o método rotativo. A faixa normal de operação é de 10 a 60rpm.

As vantagens da perfuração com martelo de fundo de furo com relação a outros métodos são:

- A velocidade de percussão se mantém praticamente constante com o aumento da profundidade;
- Os desgastes das coroas são menores que nas perfuratrizes de martelo de superfície;

- A vida útil das hastes é maior que das hastes e punhos utilizados nas perfuratrizes com martelo de superfície;
- Os desvios dos furos são pequenos;
- A menor energia por impacto, e alta frequência do golpe favorecem seu emprego em formações intemperizadas ou com pouca estratificação;
- O custo por metro linear em diâmetros grandes e rochas duras é menor que na perfuratriz rotativa;
- O consumo de ar é mais baixo que na perfuratriz de martelo de superfície;
- O nível de ruído é menor, pois o martelo fica localizado dentro do furo.

Entretanto, as desvantagens são:

- Velocidade de penetração baixa;
- Risco de se perder o martelo dentro do furo;
- Necessidade de compressores de alta vazão com elevados consumos energéticos.

A figura 3.6 mostra um exemplo de perfuratriz de fundo de furo (*down the hole*), que é utilizada na Mina do Córrego do Meio onde foi realizado este trabalho.

A *Roc L8* é uma perfuratriz da fabricante *Atlas Copco* que utiliza um martelo de fundo de furo. Esta perfuratriz apresenta um conjunto de hastes, com 6m cada uma colocadas em um compartimento chamado carrossel. A troca da haste é feita automaticamente com a ajuda de sensores. A coroa utilizada na Mina do Córrego do Meio é de 5½", mas a rosca do tipo API trabalha com coroas de até 6½". Os fluidos utilizados na Mina do Córrego do Meio são: ar e emulsão. Normalmente, os operadores iniciam o furo com emulsão para o embocamento e revestimento do furo, pois frequentemente, é onde se encontra uma maior quantidade de material fraturado devido à detonação anterior. A partir daí o fluido utilizado é o ar, isto quando não se encontra uma região onde o maciço seja fraturado.



Figura 3.6- Perfuratriz de fundo de furo modelo *Roc L8* – Atlas Copco.

3.11. Perfuratrizes Rotativas

O início das grandes explorações de carvão a céu aberto nos Estados Unidos, na década de 50, e a descoberta de um explosivo barato e de grande eficiência energética como o ANFO, foram acontecimentos que impulsionaram os fabricantes de perfuratrizes a desenvolverem equipamentos de grande porte, capazes de alcançar altas taxas de penetração.

Simultaneamente, começaram a ser utilizadas de forma generalizada em mineração, as coroas denominadas tricônicas. Desenvolvidas no campo petrolífero desde 1907, as coroas tricônicas se baseiam na combinação dos princípios de cisalhamento e da trituração. Foi, então, o início da utilização em grande escala da perfuração rotativa na mineração (Llera, *et al.*, 1987).

Esse método de perfuração é muito versátil e aplicável a uma grande variedade de rochas, desde as mais brandas, onde começou a sua aplicação, às rochas mais duras.

Os diâmetros dos furos das perfuratrizes rotativas variam entre 2” a 17½” (50mm a 444mm), sendo a faixa de aplicação mais freqüente em mineração a céu aberto, diâmetros de 6” a 12¼” (152mm a 311mm). Diâmetros maiores resultam em malhas mais espaçadas, o que poderia resultar a geração de grandes blocos associados às famílias de descontinuidades.

Os principais parâmetros para a seleção das perfuratrizes rotativas incluem a taxa de penetração, a potência de rotação requerida e a velocidade do ar de limpeza do furo (Morais, 2000). Nas perfuratrizes com diâmetros de perfuração acima de 9” (230mm), o emprego de energia elétrica a média tensão e corrente alternada, é generalizado.

As perfuratrizes médias e pequenas montadas sobre caminhões podem ser acionadas por motores a diesel. De acordo com Llera, *et al.* (1987), a divisão média da potência estabelecida nestes equipamentos para diferentes operações e mecanismos é a seguinte:

- Movimento de elevação e translação: 18%
- Rotação: 18%
- Avanço: 3%
- Nivelamento: 2%
- Captação de pó: 3%
- Limpeza dos detritos do furo com ar comprimido: 53%

- Equipamentos auxiliares: 3%

O acionamento a diesel pode ser efetuado com o mesmo motor do caminhão ou com um motor independente. Atualmente, são mais usadas e mais eficientes as perfuratrizes com motores independentes, devido às características diferentes dos motores que elas necessitam.

Os equipamentos elétricos têm custos de manutenção entre 10 e 15% mais baixos quando comparados com os equipamentos a diesel. Esses últimos são selecionados quando a região de exploração não dispõe de infra-estrutura adequada de suprimento de energia elétrica ou quando a máquina é montada sobre o caminhão (Llera, *et al.*, 1987).

Os principais componentes de um sistema de perfuração rotativa são: ar comprimido, sistema de elevação e avanço, motor de rotação, cabeça rotativa, haste, estabilizador e broca.

3.11.1. Sistemas de rotação

Com a finalidade de girar as hastes e a broca para efetuar a perfuração, as perfuratrizes possuem um sistema de rotação montado geralmente sobre uma unidade que desliza na coluna da perfuratriz. O sistema de rotação é constituído de um motor elétrico ou sistema hidráulico. O primeiro, mais utilizado nas grandes máquinas, aproveita a grande facilidade de regulagem dos motores de corrente contínua, num intervalo de 0 a 100rpm (Llera, *et al.*, 1987). O sistema hidráulico consiste de um circuito fechado, com uma bomba de pressão contínua com conversor para variar a velocidade de rotação do motor hidráulico. Esse sistema é utilizado em máquinas de médio e pequeno porte.

3.11.2. Sistema de avanço

Segundo Llera, *et al.* (1987), a velocidade de penetração na rocha está relacionada com o “*pulldown*” ou força de avanço, que depende tanto da resistência da rocha quanto do diâmetro do furo que se pretende perfurar. Como o peso da coluna de perfuração (hastes, estabilizador e broca), geralmente, não é suficiente para se obter a carga necessária, é preciso aplicar forças adicionais que são transmitidas quase que exclusivamente através de energia hidráulica.

Existem basicamente quatro sistemas de avanço e elevação, que segundo Llera, *et al.* (1987) são:

- Cremalheira e pinhão direto;
- Corrente direta;
- Cremalheira e pinhão com cadena;
- Cilindros hidráulicos.

Os cilindros hidráulicos apresentam, quando comparados com outros sistemas, as seguintes vantagens: menor peso, melhor absorção dos impactos, e menor facilidade de ajuste.

3.12. Acessórios de perfuração

Considerando-se como broca de extensão o conjunto de componentes que sai do mandril da perfuratriz e desce até a superfície final do furo, podem ser observadas as seguintes partes distintas:

- Punho;
- Haste;
- Luva de acoplamento;
- Coroa.

Dentre esses componentes, o mais importante, principalmente quando se refere ao maciço rochoso, é a coroa. A coroa é o aplicador de energia no sistema, atacando a rocha mecanicamente para promover a penetração. Em sua face externa estão inseridas as pastilhas de metal duro, como por exemplo, carboneto de tungstênio, que trabalham a rocha, perfurando-a.

A coroa recebe através das hastes e do punho, a energia fornecida pela perfuratriz e a transforma no trabalho de perfuração. Recebe também o fluxo de ar ou água de limpeza que passa através da perfuratriz e do punho, desce pelo furo central da haste e é lançado no furo através de orifícios criteriosamente colocados, de modo a proporcionar a máxima remoção de detritos possível, além de controlar a poeira, refrigerar as coroas e estabilizar as paredes dos furos (Ricardo e Catalani, 1977).

A coroa de perfuração pode ser de botões ou de pastilhas, conforme as características da rocha. A correta escolha da coroa, relacionada diretamente com o tipo de maciço rochoso, proporciona o aumento da velocidade de penetração, uma maior uniformidade do furo, menor desgaste dos elementos de corte, maior facilidade de limpeza do furo etc. Existem

algumas relações na escolha ideal da coroa, como pode ser observado na tabela III.12 e na figura 3.7 (Atlas Copco, s.d.).

Existem coroas especiais conhecidas por:

- Coroas retráteis;
- Coroas escariaras.

As coroas retráteis são utilizadas em formações rochosas onde as paredes dos furos tendem a desmoronar, o que ocorre, por exemplo, nas rochas fraturadas. Dispõem de estrias e dentes ao longo do seu corpo que permitem realizar a perfuração em reverso, fazendo com que o furo fique mais uniforme.

Já a coroa escariar é utilizada em minas de subsolo para executar furos centrais de maior diâmetro, conhecidos como pilão. Essas coroas são utilizadas com hastes guias ou com hastes de extensão e adaptadores guias (Llera, *et al.*, 1987).

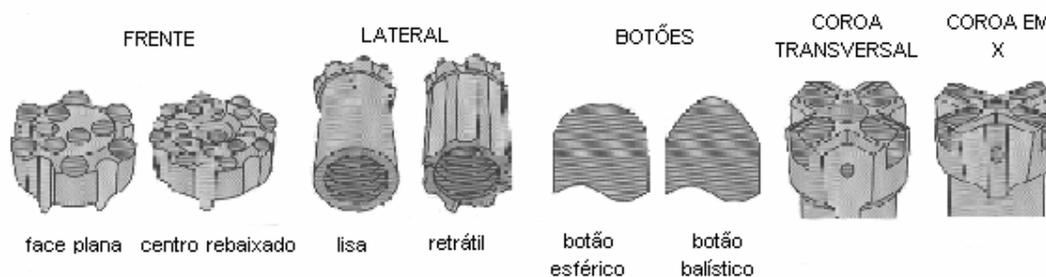


Figura 3.7 – Acessórios referentes à coroa (Atlas Copco, s.d.).

Tabela III.12 – Relação da escolha da coroa com o tipo de maciço (Atlas Copco, s.d.).

	Sólido/formação homogênea	rochosa	Fraturada/formação heterogênea	rochosa
Menor abrasividade	1. balístico de centro rebaixado 2. centro rebaixado 3. face plana 4. face plana retrátil		1. balístico de centro rebaixado retrátil 2. centro rebaixado retrátil 3. face plana retrátil	
Abrasividade média	1. balístico de centro rebaixado 2. centro rebaixado 3. face plana 4. face plana HD (Heavy Duty)		1. balístico de centro rebaixado retrátil 2. centro rebaixado retrátil 3. face plana retrátil	
Maior abrasividade	1. centro rebaixado 2. face plana 3. face plana HD (Heavy Duty) 4. balístico de centro rebaixado		1. face plana retrátil 2. centro rebaixado retrátil	

Existe, também, a broca tricônica utilizada na perfuração rotativa. As brocas tricônicas consistem de três componentes principais: os cones, os rolamentos e o corpo. A rocha é quebrada por esmagamento e cisalhamento promovidos pela indentação dos elementos da broca localizados na superfície dos cones, pressionados por uma força de avanço aplicada na broca em direção à rocha. Um torque, também, é aplicado na broca fazendo com que os cones girem, trazendo os elementos cortados em contato com a rocha (Hartman, 1992).

As brocas tricônicas são classificadas de acordo com o material dos dentes e geometria do cone. Podem ser de dentes de face dura chamadas de brocas dentadas (figura 3.8) ou brocas tricônicas de insertos de carboneto de tungstênio (figura 3.9).

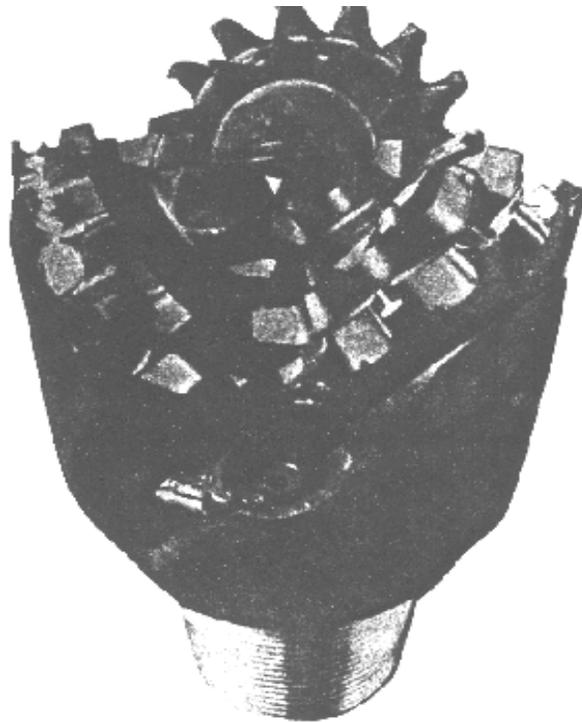


Figura 3.8 – Broca tricônica dentada (Hartman, 1992).

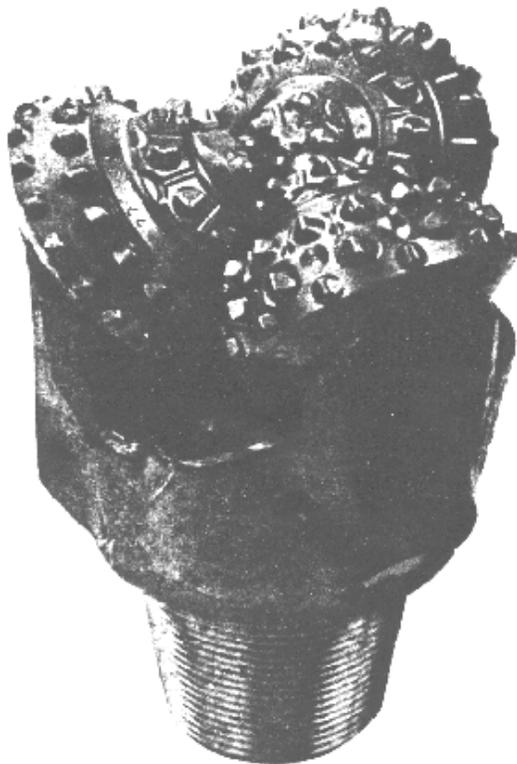


Figura 3.9 – Broca tricônica de insertos de tungstênio (Hartman, 1992).

O fluido de circulação que é conduzido pelas hastes até um furo central na coroa tricônica, pode ser o ar comprimido, água, espuma, ou mesmo uma lama de perfuração. Segundo Hartman (1992), o fluido tem pelo menos três finalidades:

- Resfriar os botões;
- Remover os fragmentos originados pelos elementos cortantes;
- Transportar os detritos à superfície.

Segundo Hartman (1992), em furos relativamente rasos e rochas razoavelmente componentes, o fluido utilizado é o ar comprimido. Para furos profundos, como poços de óleo ou gás, torna-se necessário fazer o revestimento na parede do furo para prevenir que as altas tensões “*in situ*” causem desmoronamento. Nesse caso, utiliza-se a lama de perfuração que misturada com os detritos, fornece o suporte necessário. A maioria das minerações utiliza o ar comprimido.

4. METODOLOGIA

Ao longo deste capítulo far-se-á uma abordagem da seqüência dos trabalhos executados nesta pesquisa. É importante acrescentar que os trabalhos propostos têm como suporte a revisão bibliográfica.

Foram realizadas visitas à mina do Córrego do Meio para coletar dados, descrever o maciço rochoso e para levantar os principais parâmetros que influenciam diretamente nas operações de perfuração e desmonte. Nestas visitas de campo selecionaram-se as áreas onde foram coletadas amostras para os ensaios mecânicos. Posteriormente, essas amostras foram processadas no laboratório de tecnologia das rochas do Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais e no laboratório de estruturas do Departamento de Engenharia Civil da mesma universidade.

Terminada a coleta de dados no campo, a etapa seguinte foi a organização desses dados, para que fosse possível aplicar os sistemas de classificação aos maciços em questão. Os dados obtidos nos levantamentos de campo foram organizados em um banco de dados utilizando-se o programa EXCEL através da elaboração de uma planilha eletrônica.

4.1. Testes de laboratório

Os ensaios de laboratório realizados tiveram como objetivo a determinação de parâmetros para a caracterização física e geomecânica do minério de ferro do Córrego do Meio. Estes ensaios foram realizados no laboratório de Tecnologia das Rochas do Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais. As amostras utilizadas

foram obtidas a partir de testemunhos de sondagem provenientes dos trabalhos de pesquisa para a reavaliação das reservas de minérios.

As amostras foram devidamente preparadas segundo as normas técnicas sugeridas pelo ISRM (*International Society of Rock Mechanics*) e normas técnicas brasileiras. Deve-se ressaltar que os resultados destes ensaios representam parcialmente a realidade do maciço e juntamente com os mapas estruturais da mina e as observações de campo, permitiram avaliar os demais parâmetros para a classificação dos maciços rochosos.

Como a Mina do Córrego do Meio não possuía mapas estruturais, e sendo esta informação de fundamental importância em estudos geomecânicos, foi realizado um mapa estrutural preliminar do local, apresentado no.

4.1.1. Teste de caracterização física

Os ensaios de caracterização física foram realizados com objetivo de avaliar o elevado desgaste das ferramentas cortantes da Mina do Córrego do Meio, obter os parâmetros utilizados nas classificações dos maciços rochosos e determinar as resistências à compressão uniaxial e à tração dos materiais rochosos.

4.1.1.1. Ensaio Asmler de Abrasividade

O ensaio Asmler, também conhecido como resistência ao desgaste, avalia a resistência da rocha aos esforços de desgaste e à coesão dos seus minerais constituintes. A escolha desse

parâmetro para estudo se deve, principalmente, pela abrasividade causar um elevado desgaste das ferramentas cortantes dos equipamentos de perfuração e de desmonte mecânico.

Este ensaio mede redução da espessura da amostra pela desagregação superficial e pela remoção de partículas quando submetida a forças de atrito. A execução deste ensaio obedeceu a NB – 3.370, que tem como objetivos:

- Determinar o desgaste de materiais inorgânicos por abrasão;
- Determinar o desgaste do corpo de prova através do atrito entre sua superfície de uso e a superfície de um anel de ferro fundido, continuamente abastecido com um material abrasivo;
- Determinar o desgaste por abrasão pela perda de espessura do corpo de prova.

As amostras foram colocadas em um porta-amostra com dimensões de 75mm x 75mm x 25mm, como mostra a figura 4.1, para mantê-las sobre material abrasivo (areia seca número 50 ou 3mm). No equipamento existem acoplados escovas com dois funis, cerdas macias e um contador automático. As escovas têm a finalidade de direcionar o fluxo de material abrasivo. Os funis servem como armazenadores e controladores do fluxo de material abrasivo que desce para a pista de desgaste, e o controlador automático faz a contagem do número de voltas que a amostra percorre sobre a pista.

A rotação utilizada para os corpos de prova foi de, aproximadamente, 0,6 ($\pm 0,02$)rpm, de forma que a extensão percorrida pela amostra, a cada rotação, atingisse 200 (± 2)cm. A amostra foi condicionada sobre um anel de ferro fundido, com superfície plana e lisa, (pista de desgaste) de dureza Brinell entre 160 e 190, disposto horizontalmente, com diâmetro externo de (800 \pm 5)mm e largura de (160 \pm 2)mm. Foi então observada a redução da altura da amostra e/ou a perda de massa. O resultado é expresso em milímetros para a placa e/ou

em porcentagem para a perda de massa através da média aritmética dos valores de desgaste dos corpos de prova.

Esse ensaio foi realizado no laboratório de estruturas do Departamento de Engenharia Civil da Universidade Federal de Minas Gerais segundo as normas técnicas.



Figura 4.1 – Máquina de ensaio de abrasão Asmler.

4.1.1.2. Velocidade de propagação de ondas

Este método consiste na emissão e no recebimento de vibrações de ondas através da utilização de cristais piezoelétricos, que são colocados nas extremidades da amostra. Foram utilizadas amostras que continham duas faces lisas e paralelas, cuja distância foi medida.

A velocidade de propagação de ondas depende do grau de alteração, da espessura e porosidade da amostra ensaiada. Para valores elevados de porosidade e grau de alteração, menores serão os valores da velocidade de propagação de ondas.

A medida da diferença de fase através de um osciloscópio revela o tempo de percurso das ondas. Logo, a velocidade de propagação de ondas é obtida através da seguinte equação:

$$V = \frac{H}{\Delta t} \quad (4.1)$$

Onde: V é a velocidade de propagação da onda (m/s), H é o comprimento da amostra (m) e Δt é o tempo de percurso da onda(s).

A partir dos valores de velocidade de propagação de ondas sonoras pode-se estimar o módulo volumétrico da amostra, utilizando-se a razão entre a variação da pressão em um corpo, Δp , e a variação relativa que ela acarreta no volume, $-\Delta V/V$, denominada módulo volumétrico (B) do corpo. Em função de B, a velocidade do pulso longitudinal em um meio pode ser estimada pela equação 4.2.

$$v = \sqrt{\frac{B}{\rho}} \quad (4.2)$$

Onde: v é a velocidade de propagação da onda, B é o módulo volumétrico, e ρ é a densidade.

Observe que a velocidade da onda é determinada pelas propriedades do meio no qual ela se propaga; note ainda a presença de uma propriedade elástica B, e uma propriedade de inércia, ρ (Resnick e Halliday, 1984).

4.1.2. Ensaio de Resistência Mecânica

Foram realizados ensaios mecânicos para determinar a resistência das amostras à compressão uniaxial e à tração. Nos ensaios de compressão simples foram determinados, além da capacidade de carregamento, os parâmetros elásticos (módulo de elasticidade e razão de Poisson).

4.1.2.1. Ensaio de resistência à compressão simples

A resistência à compressão simples de um maciço rochoso pode ser inicialmente estimada, segundo as recomendações da ISRM, utilizando-se um martelo de geólogo, Barton (1981). A tabela IV.1 fornece a identificação da faixa de variação da resistência à compressão uniaxial de acordo com esta metodologia.

Tabela IV.1 – Identificação da faixa de variação da resistência à compressão uniaxial de acordo com a reação ao martelo de geólogo (ABGE, 1983).

Classificação	Descrição da rocha	Identificação no campo	Valor aproximado da resistência à compressão simples
R0	Extremamente fraca	Marcada pela unha	0,25 – 1
R1	Muito fraca	Esmigalha-se sob firmes impactos com a ponta do martelo de geólogo e pode ser raspada com canivete.	1 – 5

R2	Fraca	Pode ser raspada com dificuldade com canivete, as marcas podem ser feitas superficialmente com a ponta do martelo de geólogo.	5 – 25
R3	Medianamente resistente	Não pode ser riscada ou raspada com canivete, porém pode ser fraturada com simples golpe firme de martelo de geólogo.	25 – 50
R4	Resistente	A amostra requer mais do que um golpe com martelo de geólogo para fraturar-se.	50 – 100
R5	Muito resistente	As amostras requerem diversos golpes com martelo de geólogo para fraturar-se.	100 – 200
R6	Extremamente resistente	As amostras podem ser lascadas somente com martelo de geólogo.	>250

Entretanto, os melhores procedimentos para se determinar a resistência à compressão uniaxial e os parâmetros elásticos de uma amostra, são ensaios de laboratório, utilizando-se uma prensa hidráulica rígida e servo-controlada. Os ensaios de compressão simples foram realizados na prensa hidráulica do Laboratório de Tecnologia das Rochas do Departamento de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais, obedecendo às sugestões ISRM. Com exceção de uma amostra de itabirito compacto, todos os corpos de prova utilizados apresentavam diâmetro superior a 54mm e uma relação entre a base e altura maior que 2,0. Estes corpos de prova possuíam bases planas, paralelas e lisas obtidas com auxílio de um torno mecânico e um rebolo diamantado. Um anel metálico foi afixado em cada extremidade do corpo de prova, obedecendo uma distância de $\frac{1}{4}$ do comprimento da amostra a partir de sua extremidade. Em cada um dos anéis foi instalado um LVDT (*Linear Variable Differential Transformer*) com finalidade de registrar a deformação do corpo de

prova durante a aplicação da carga. O corpo de prova foi levado à prensa, iniciando-se a aplicação da carga. Como recomendado pela ISRM, optou-se pelo controle de deformação com uma taxa de 0,1mm/min. O resultado é apresentado em forma de gráfico, mostrando uma curva de tensão *versus* deformação específica. O módulo de deformabilidade e a resistência à compressão uniaxial foram obtidos a partir da curva.

Calcula-se o módulo elástico de deformabilidade através da seguinte expressão:

$$E = \frac{\Delta\sigma}{\Delta\varepsilon} \quad (4.2)$$

Onde: E é o módulo de deformabilidade (MPa); $\Delta\sigma$ e $\Delta\varepsilon$ são os intervalos de tensão axial e da deformação axial, respectivamente.

O equipamento utilizado para estes ensaios foi uma prensa hidráulica modelo MTS 815 (figura 4.2) conectada a um computador. Todas as deformações sofridas pelo corpo de prova e as respectivas cargas foram registradas em tempo real com auxílio de um extensômetro (*Strain Gauges*) ou a um LVDT (*Linear Variable Differential Transformer*). O programa utilizado durante os ensaios permite a apresentação instantânea dos resultados como curvas de deformação *versus* carga aplicada, deformação *versus* tempo etc.

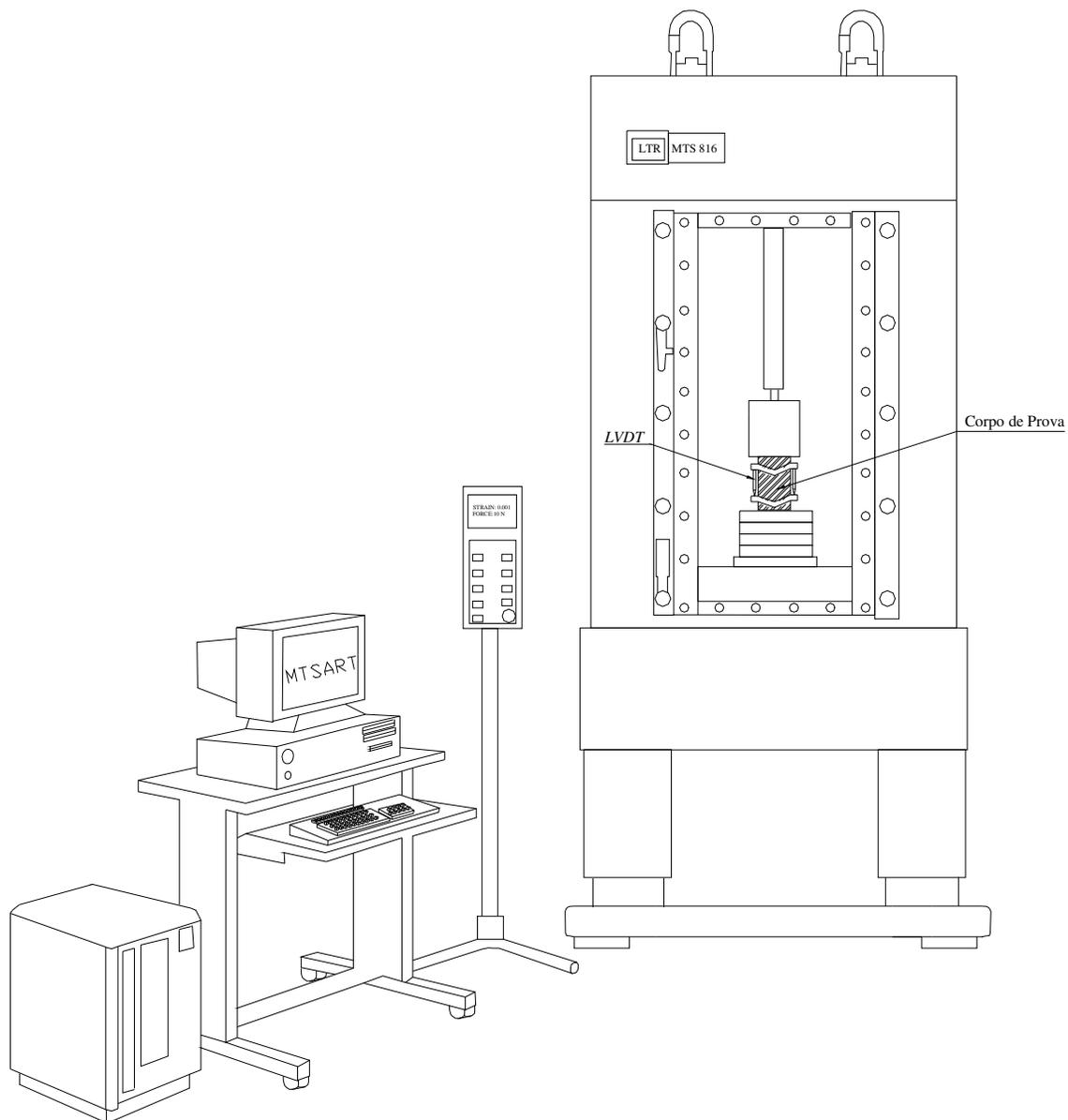


Figura 4.2 - Equipamentos utilizados para ensaios de compressão uniaxial.

4.1.2.2. Ensaio de resistência à tração

A resistência à tração é um dos parâmetros integrantes da fórmula proposta por Berta (Llera *et al.*, 1987) para cálculo do espaçamento entre furos em desmontes com explosivos. Este parâmetro tem grande importância para o dimensionamento de desmonte em frentes de lavra com diferentes materiais.

O método utilizado para a obtenção da resistência à tração das amostras de itabirito compacto e hematita foi o método denominado ensaio Brasileiro, que baseia-se na compressão uniaxial diametral de uma amostra cilíndrica. A resistência à tração (σ_t) é fornecida pela equação:

$$\sigma = \frac{2P}{DL\pi} \quad (4.3)$$

Onde: P é a carga de ruptura; D e L são o diâmetro e a espessura da amostra, respectivamente.

Os ensaios de tração foram também realizados na prensa hidráulica MTS 815 do Laboratório de Tecnologia das Rochas do Departamento de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais.

4.2. Estudo das características do maciço rochoso

Essa etapa consistiu da descrição das características físicas dos maciços rochosos (frentes de lavra observadas). Os dados foram coletados nos taludes de itabirito compacto e

hematita da Mina do Córrego do Meio. A escolha do itabirito compacto e hematita deve-se ao fato deles apresentarem os piores resultados na perfuração e no desmonte mecânico.

Algumas características do maciço rochoso observadas foram: grau de fraturamento, descontinuidades (espaçamento, abertura etc.), dureza e abrasividade. Tais características são de grande importância e influenciam diretamente nas operações de perfuração e desmonte mecânico.

4.2.1. Determinação do RQD (*Rock Quality Designation*)

A abordagem utilizada para a determinação do RQD foi aquela proposta de (Deere *et al.* 1967) e discutida na seção 3.3.1. Como uma grande quantidade de testemunhos de sondagem era disponível, decidiu-se não utilizar outros métodos existentes tais como Palmstrom (1975), Priest e Hudson (1976), que propõem estimar-se o RQD a partir dos espaçamentos das descontinuidades.

4.2.2. Medidas do espaçamento das descontinuidades

A determinação do espaçamento médio das descontinuidades levou em consideração todos os planos de descontinuidade encontrados ao longo da extensão dos taludes. As medidas foram realizadas com fita métrica segundo a direção normal aos traços expostos das famílias de descontinuidades que se desejava conhecer o espaçamento.

4.2.3. Determinação do coeficiente de rugosidade das descontinuidades

O coeficiente de rugosidade das descontinuidades foi determinado segundo o comprimento pré-estabelecido de 1 metro em cada afloramento. A figura 3.2 foi utilizada no campo para a identificação do padrão de rugosidade característico de cada família de descontinuidades.

4.2.4. Determinação da atitude das superfícies de descontinuidades

Uma vez identificadas as superfícies de descontinuidades, a direção de mergulho das camadas foi determinada utilizando uma bússola *Clair*, sendo executadas três medidas em todos os afloramentos estudados.

4.3. Caracterização mineralógica

Foram feitas análises mineralógicas e petrográficas utilizando-se o MEV – Microscópio Eletrônico de Varredura do Laboratório de Microscopia Eletrônica de Varredura do Departamento de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais. Pretendia-se identificar os minerais constituintes das amostras e verificar o tamanho e a forma dos grãos. Essas características podem estar associadas ao elevado desgaste de ferramentas cortantes.

5. RESULTADOS E DISCUSSÕES

Neste capítulo, são mostrados e discutidos os resultados obtidos nos ensaios e levantamentos de campo apresentados no capítulo 4 - Metodologia. Algumas sugestões de procedimentos para amenizar os problemas encontrados nas operações de perfuração e desmonte são também discutidas.

5.1. Determinação do Índice RQD

Os dados para a estimação do RQD foram obtidos a partir dos testemunhos dos furos de sondagem realizados na Mina do Córrego do Meio no período de julho de 2001 a janeiro de 2002. Os trabalhos de sondagem visavam a reavaliação da reserva da mina, e a partir destes resultados, um novo planejamento das operações de lavra na mina.

Os testemunhos utilizados se referem aos furos 108, 106, 104, 101 e 100, localizados em diferentes regiões da mina.

O furo 108 foi o primeiro a ser realizado. Essa campanha teve início em julho de 2001 e término em setembro de 2001, totalizando 145,75 metros perfurados. Os dados são relevantes para mostrar as dificuldades enfrentadas pela equipe de sondagem em perfurar um maciço altamente fraturado e apresentando uma elevada resistência.

Outra importante observação sobre a campanha de sondagem é que dificilmente se atingiu 100% de recuperação e raramente conseguia-se testemunhos maiores que 10cm. É importante salientar que, frequentemente, uma manobra de operação não recuperava

nenhuma informação. Isso ocorria principalmente quando o furo atingia um horizonte de material extremamente fragmentado. Nestas situações o operador fazia a cimentação do furo. Também com frequência, o operador percebia que a lama (bentonita) não retornava à superfície, isto é, se perdia dentro do furo através das descontinuidades do maciço.

Outra informação importante é referente ao desgaste da coroa. Em média, uma coroa perfurava 7m no itabirito compacto e hematita. Em alguns intervalos essa média se reduzia para 2,8 metros. Em operações de sondagens realizadas em itabiritos e hematitas em outras regiões do Quadrilátero Ferrífero, uma coroa perfura 50 metros, em média.

Neste furo foi possível observar as seguintes litologias: itabirito friável, hematita friável, itabirito compacto ou duro, itabirito semi – compacto, hematita, xisto e quartzito. Para a determinação, tanto do RQD, como dos demais parâmetros restringiram-se as análises ao itabirito compacto e à hematita, por apresentarem os principais problemas tanto na perfuração quanto na escavação.

O itabirito compacto corresponde a 40,35 metros dos 145,75 metros perfurados, sendo recuperados 10,33 metros de testemunhos maiores que 10cm. Já a hematita corresponde a 16,47 metros perfurados com a recuperação de 2,1 metros de testemunhos maiores que 10cm. A figura 5.1 mostra os testemunhos obtidos na campanha de sondagem da Mina do Córrego do Meio. Pode-se observar como os testemunhos são extremamente fraturados. Os resultados do RQD para o itabirito compacto e para a hematita foram de 26 e 12,8%, respectivamente.

As outras campanhas apresentaram basicamente os mesmos problemas quanto à perfuração, envolvendo grande desgaste de coroas e elevado tempo para realização das operações.



Figura 5.1 – Testemunhos da Mina do Córrego do Meio

O furo 104 não apresentou uma grande espessura de itabirito compacto e de hematita. A maior parte deste furo ocorreu no itabirito friável, proporcionando um menor desgaste de coroas e um tempo também menor para sua realização. A metragem total perfurada foi de 65,40 metros, dos quais 5 metros de itabirito compacto e apenas 2,15 metros de hematita.

A recuperação total de testemunhos maiores que 10cm foi de 1,6 metros e de 23,5 centímetros para o itabirito compacto e hematita, respectivamente. Conseqüentemente os valores de RQD calculados foram de 32% (itabirito compacto) e 11% (hematita).

O furo 101 teve início no dia 28/11/2001 e término no dia 11/01/2002 alcançando um comprimento total de 87,70 metros. Este furo apresentou basicamente a hematita, o itabirito friável, o itabirito compacto em menor quantidade, e o xisto.

Neste furo, 75 centímetros foram perfurados em itabirito compacto, com o total de 29,5 centímetros de testemunhos maior que 10cm, o que resulta em um RQD de 39%.

Diferentemente, a hematita foi a litologia que apresentou maior espessura perfurada com 22,85 metros, dos quais 4,5 metros apresentaram testemunhos maiores que 10cm, o que resulta um RQD de 19,4%.

O furo 100 teve início no dia 9/11/2001 e término no dia 06/02/2002 apresentando um comprimento total de 174,10 metros. Este furo interceptou o maciço de hematita totalizando uma espessura de 71,88 metros. A soma do comprimento dos testemunhos maiores que 10cm foi igual a 14,72 metros, o que resulta um RQD de 20,6%. No caso do itabirito compacto, foram perfurados 20,18 metros sendo que 2,44 metros apresentaram testemunhos maiores que 10cm, resultando um RQD de 12%.

O furo 106 teve início no dia 10/08/2001 e término no dia 23/10/2001 apresentando uma espessura de 137,15 metros. Este furo é constituído basicamente de itabirito compacto com uma pequena espessura de hematita. Nesta campanha não foi possível observar todo o furo, o que resultou na não obtenção do RQD para a hematita. Já para o itabirito compacto foi possível verificar 14,25 metros perfurados, com 4,27 metros apresentando testemunhos maiores que 10cm, o que resulta um RQD de 29,9%.

Estes dados de RQD indicam, preliminarmente, a qualidade ruim dos maciços rochosos na mina do Córrego do Meio. Verifica-se que, de uma forma geral, a hematita é classificada como muito pobre, já que em média apresenta RQD igual a 13. Já o itabirito compacto é classificado como maciço pobre e em média apresentou RQD igual a 30.

É importante salientar a importância da determinação do RQD, não só como um parâmetro para classificação de maciços rochosos, mas como um importante índice para futuros planos relacionados às operações de mineração.

5.2. Espaçamento médio das descontinuidades

Em todas as regiões, os resultados obtidos apresentaram uma certa regularidade. O itabirito compacto apresentou duas famílias de descontinuidade além da xistosidade, como principal superfície. A tabela V.1 apresenta os valores de espaçamento medidos no campo. A hematita apresentou três famílias de descontinuidade além de outras descontinuidades aleatórias. De modo geral, a hematita se mostrou extremamente fraturada.

Tabela V.1 - Espaçamento medidos para as famílias de descontinuidades do itabirito compacto e hematita.

Litologia	Espaçamento médio (cm)
Itabirito compacto	35
Hematita	8,3

5.3. Atitude das superfícies das descontinuidades

A atitude preferencial das descontinuidades apresentou os seguintes resultados para o itabirito compacto:

- Xistosidade N28W/45NE;
- Família de descontinuidade (1): N34W/42NE;
- Família de descontinuidade (2): N4E/51NW.

5.4. Resultados da caracterização geomecânica

Para a obtenção das amostras de hematita e itabirito nas condições especificadas pela sugestão da ISRM foi necessária a utilização dos testemunhos de sondagem da Mina do Córrego do Meio, cedidos pela CVRD para os ensaios de compressão uniaxial.

Os testemunhos de sondagem tinham diâmetros de 76mm o que, segundo a norma do ISRM, resulta em corpos de prova com altura mínima de 152mm. Isto foi extremamente difícil já que, raramente, foram obtidos testemunhos com uma altura razoável para a realização dos ensaios exigidos pela norma, devido principalmente ao fraturamento excessivo.

Foram ensaiados cinco testemunhos para o itabirito compacto como sugere a ISRM, e apenas um testemunho para a hematita. Com exceção de uma amostra, todos os corpos de prova encontravam-se com especificações adequadas para os ensaios de compressão simples.

Os equipamentos utilizados na extração, preparação e ensaios das amostras foram:

- Torno mecânico com retífica fabricado por: Usina Metalúrgica Joinville; modelo: TM – 175; ano 1985;
- Máquina de corte com discos diamantados de 2,5mm a 5,0mm; fabricado por encomenda; motor: 1/2HP; RPM: 3430rpm;
- Prensa hidráulica MTS; modelo 815;
- Extensômetros (*Strain Gauges*); tipo: 632.94F - 20;
- LVDT (*Linear Variable Differential Transformer*).

5.4.1. Medidas de velocidade de propagação das ondas

Para a determinação da velocidade de propagação das ondas foram utilizados os mesmos corpos de prova dos ensaios de compressão uniaxial. O aparelho utilizado foi o PUNDIT, que consiste na emissão e no recebimento de vibrações de ondas através da utilização de cristais piezoelétricos, que são colocados nas extremidades da amostra. O aparelho, na realidade, mede o tempo percorrido no corpo de prova. Cada amostra foi submetida a três leituras e, então, calculada uma média. Com posse do tempo e da altura do corpo de prova (distância percorrida) utilizou-se a equação 4.1 para o cálculo da velocidade. A tabela V.2 mostra os valores encontrados para velocidade antes e depois do ensaio de compressão. É importante frisar que só foi possível fazer o cálculo para a velocidade em corpos de prova não destruídos pelo ensaio mecânico.

Tabela V.2 – Velocidades de propagação das ondas.

Material	Altura (m)	Tempo antes ruptura (μ s)	Tempo pós ruptura (μ s)	Velocidade antes ruptura (m/s)	Velocidade pós ruptura (m/s)
IC	0,146	20,24	-	7213,4	-
IC	0,187	33,34	35,6	5608,9	5252,8
IC	0,1785	40,38	42,9	4420,5	4160,8
IC	0,1675	30,8	35,35	5438,3	4738,3
IC	0,170	60,5	71,4	2809,9	2381,0

HM	0,181	26,28	-	6887,4	-
----	-------	-------	---	--------	---

obs.: IC é a nomenclatura dada para Itabirito Compacto;

HM é a nomenclatura dada para hematita.

De posse dos dados da velocidade foi estimado o módulo volumétrico utilizando a equação teórica da velocidade de propagação de ondas sonoras discutida na seção 4.1.1.2. Os valores obtidos são apresentados na tabela V.3, considerando-se a velocidade em m/s e a densidade da rocha em kg/m^3 . As densidades consideradas para o itabirito compacto e para hematita são 2900 e 4500 kg/m^3 , respectivamente.

Tabela V.3 - Valores obtidos para o módulo de elasticidade.

Material	Módulo Volumétrico (GPa)
Itabirito compacto	151
Itabirito compacto	91
Itabirito compacto	57
Itabirito compacto	86
Itabirito compacto	23
Hematita	228

5.4.2. Ensaio de compressão uniaxial

Os corpos de prova foram preparados no laboratório de tecnologia das rochas do Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais, segundo as recomendações do ISRM, Barton (1974).

Além desse método, existe um outro para se obter a resistência à compressão simples por estimativa, utilizando o martelo de geólogo. Este método não foi utilizado por apresentar resultados poucos satisfatórios, além de não fornecer os parâmetros elásticos (módulo de elasticidade e razão de Poisson).

Para a determinação das dimensões dos corpos de prova, foram feitas cinco medidas do diâmetro e do comprimento, obtendo-se o valor médio. Os corpos de prova utilizados para os ensaios de resistência à compressão simples foram retirados da campanha de sondagem e apresentaram especificações, mostrados na tabela V.4.

Tabela V.4 – Especificações dos corpos de prova utilizados para o ensaio de compressão uniaxial.

Material	Altura (A) mm	Diâmetro (D) mm	Relação A/D
Itabirito compacto	146	76	1,92
Itabirito compacto	187	76	2,46
Itabirito compacto	178,5	76	2,35
Itabirito compacto	167,5	76	2,20
Itabirito compacto	170	76	2,24
Hematita compacta	181	76	2,38

A figura 5.2 mostra um corpo de prova de itabirito compacto preparado para o ensaio de resistência à compressão uniaxial.



Figura 5.2 – Corpo de prova para ensaio de compressão uniaxial.

As amostras de itabirito compacto normalmente apresentaram camadas bandadas de quartzo. Os planos de acamamento não estavam perpendiculares à carga aplicada no ensaio. Descontinuidades presentes nos corpos de prova resultaram em baixos valores de resistência à compressão. A tabela V.5 mostra um resumo dos resultados obtidos nos ensaios de compressão simples.

Tabela V.5 – Resumo dos resultados dos ensaios de compressão uniaxial.

Material	Módulo de Elasticidade (GPa)	Carga de Ruptura (MPa)	Poisson
Itabirito compacto	84	339,8	0,32
Itabirito compacto	110	284,2	-
Itabirito compacto	67	128	-
Itabirito compacto	72	71,8	-
Itabirito compacto	18	47,2	-
Hematita compacta	156	175,3	-

Problemas nos extensômetros não permitiram a obtenção da razão de Poisson para todas as amostras. Os valores do módulo de elasticidade e da resistência apresentados, tanto pelo itabirito compacto quanto pela hematita, são considerados elevados, o que, novamente, poderia refletir negativamente nas operações de perfuração e desmonte.

No ANEXO 2 são apresentados os resultados detalhados dos ensaios de compressão uniaxial. Estes ensaios forneceram a resistência à compressão uniaxial, os gráficos de deformação axial em função da pressão aplicada, os módulos de elasticidade e o resultado da razão de Poisson para um dos corpos de prova.

5.4.3. Ensaios de tração “Brasileiro”

O método utilizado para a obtenção da resistência à tração foi o método denominado Ensaio Brasileiro, que se baseia na compressão uniaxial diametral de uma amostra cilíndrica com dimensões mostradas na tabela V.6. A figura 5.4 mostra as amostras utilizadas no ensaio de tração.

Tabela V.6 – Especificações das amostras para o ensaio de tração.

Material	Espessura média (cm)	Diâmetro médio (cm)
Hematita 1	2,96	7,6
Hematita 2	3,02	7,3
Itabirito compacto 1	2,96	6,9
Itabirito compacto 2	2,44	6,9



Figura 5.3 – Amostras utilizadas para o ensaio de tração.

Após determinar a carga de ruptura de cada amostra utilizando a prensa hidráulica servo-controlada - MTS, foi calculada a resistência à tração com auxílio da equação 4.3, discutida na seção 4.1.2.2, conforme mostra a tabela V.7.

Tabela V.7 – Resultados dos ensaios de tração da Mina do Córrego do Meio.

Material	Carga de ruptura (kgf)	Resistência à tração (MPa)
Hematita 1	2741	7,76
Hematita 2	4085	11,8
Itabirito compacto 1	5373	16,8

Itabirito compacto 2	3241	12,2
----------------------	------	------

As diferenças obtidas na resistência à tração para o mesmo material se devem ao fato da carga de ruptura ter sido interrompida antes da ruptura total do corpo de prova. Portanto, os valores realmente significativos foram os que apresentaram a maior resistência à tração. É importante salientar que os resultados estão dentro da faixa de aproximadamente 10% da resistência à compressão. A figura 5.4 mostra as amostras após o ensaio de tração.



Figura 5.4 – Amostras após o ensaio de tração.

5.4.4. Abrasividade

Foram utilizadas duas amostras de litologia para a determinação do desgaste de abrasão Asmler. Como este ensaio é normalmente utilizado para avaliar o desgaste por abrasão de

rochas ornamentais e na literatura não foi possível encontrar resultados para formações ferríferas, os seguintes valores foram utilizados como parâmetros comparativos:

- Mármore 1,3 a 1,8mm;
- Serpentinó 0,8 a 1,0mm

Os resultados obtidos para o itabirito compacto e para a hematita são apresentados na tabela V.8.

Tabela V.8 – Resultados obtidos para o ensaio de abrasão Asmler.

Amostra	Espessura inicial (cm)	Espessura final (cm)	Desgaste Asmler (mm)	Massa inicial (g)	Massa final (g)	%
HM 1	2,97	2,96	0,1	600,77	590,92	1,64
HM 2	3,04	3,02	0,2	566,29	556,82	1,67
IC 1	2,98	2,96	0,2	345,49	336,11	2,71
IC 2	2,47	2,44	0,2	402,70	393,13	2,38

obs.: IC é a nomenclatura dada para o Itabirito Compacto;

HM é a nomenclatura dada para a hematita.

Como pode-se observar, praticamente não houve desgaste das amostras nos ensaios de abrasão Asmler, o que demonstra as suas altas resistências à abrasão e também, de maneira indireta, o esforço imposto às ferramentas cortantes da mina do Córrego do Meio tais como as bordas das lâminas dos tratores e das coroas.

Os materiais utilizados nas bordas das lâminas na Mina do Córrego do Meio são os aços do tipo DH-2 e DH-3, desenvolvidos pela *Caterpillar*, empregados para rochas abrasivas e duras. Estes materiais, normalmente, são trocados em média a cada 150 horas trabalhadas e em algumas regiões da mina esse tempo é reduzido para 24 horas trabalhadas. É muito

comum encontrar "lascas" de aço provenientes das lâminas dos tratores em todos os setores da mina.

Existe também um aço especial chamado de Material Resistente à Abrasão *Cat* (A.R.M.) que tem como objetivo aumentar a vida útil da ferramenta cortante. O material resistente à abrasão *Cat* é desenvolvido com partículas de carbureto de tungstênio extremamente duras. Ligado a produtos relacionados GET (*Ground Engaging Tools*), ou a ferramentas de penetração ao solo, DH-2 ou DH-3 *Cat*, o A.R.M. forma uma blindagem protetora sobre as principais superfícies de desgaste. Esse aço tem como principal objetivo em relação aos demais:

Maior vida útil: As GET com A.R.M. duram de 3 a 5 vezes mais que as GET padrões integralmente endurecidas, e oferecem custos por hora muito mais baixos nas aplicações adequadas.

Produção mais alta: Padrões de desgaste aperfeiçoados por A.R.M. melhoram a penetração e ajudam suas máquinas a realizarem mais trabalho a cada hora, o que aumenta sua produtividade e, portanto, sua lucratividade.

Maior disponibilidade da máquina: Uma vida útil longa significa que você gastará menos tempo, substituindo GET com A.R.M., o que ajuda a reduzir os custos operacionais totais.

Geralmente, as bordas cortantes A.R.M. trabalham melhor em aplicações de alta abrasão e impacto de baixo a moderado. Com a introdução das pontas de ríper, pontas de caçamba e adaptadores de caçamba com A.R.M., a colocação e aplicação específicas do A.R.M. permitiram o uso desse produto e sua aplicação de impacto mais alto. Entretanto, o uso das GET com A.R.M. em aplicação de impacto mais elevado do que o recomendado pode resultar no lascamento do A.R.M. da peça, afetando drasticamente o custo por hora.

A vida útil das lâminas de aço DH2 na Mina do Córrego do Meio é de 150 horas e das bordas de 60 horas, enquanto que em outras minas da CVRD a vida útil dessas lâminas

supera a 500 horas. Quando utilizada a ARM, o resultado não atingiu o seu propósito, isto é, apesar dessa tecnologia, esse aço ainda não se adequou ao tipo de rocha da Mina do Córrego do Meio. A utilização desse aço aumentou apenas 10% a vida útil da ferramenta quando comparado com o aço convencional do tipo DH-2 ou DH-3, o que não justifica sua utilização devido o alto custo da A.R.M.

5.5.Caracterização mineralógica

Foi realizada uma análise microscópica de varredura eletrônica com o objetivo de verificar a textura e a forma dos grãos das amostras de itabirito compacto e de hematita. Pode-se verificar que a amostra de itabirito compacto é constituída de hematita e quartzo, essa representado pela cor mais escura, como mostra a figura 5.5. Observando-se a região onde se encontra apenas o quartzo (figura 5.6), verifica-se o formato anguloso dos seus grãos. Esta geometria contribui significativamente com o desgaste das ferramentas de lavra utilizadas na Mina do Córrego do Meio.

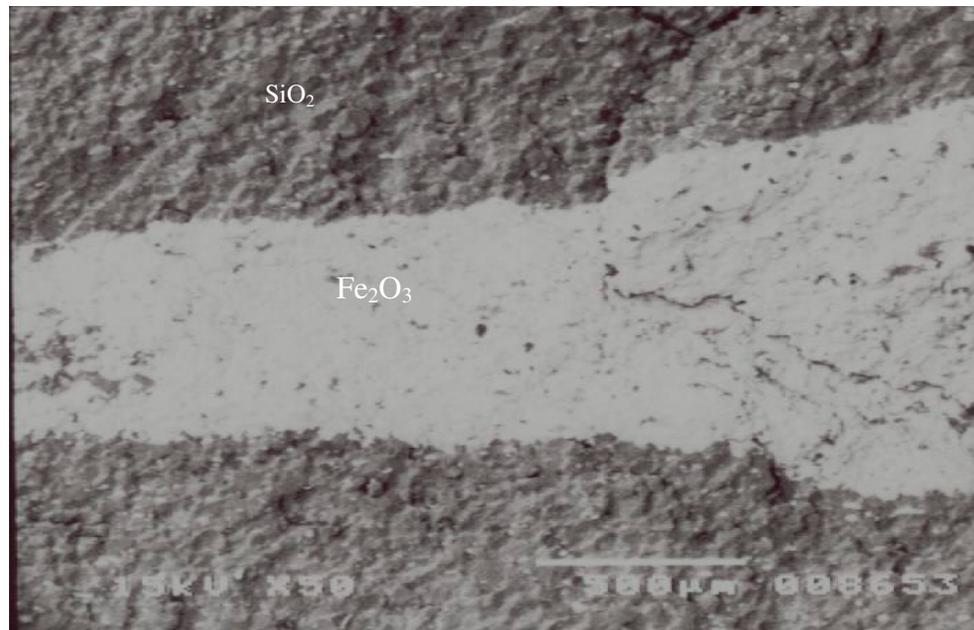


Figura 5.5 – Foto de microscopia eletrônica do itabirito compacto.

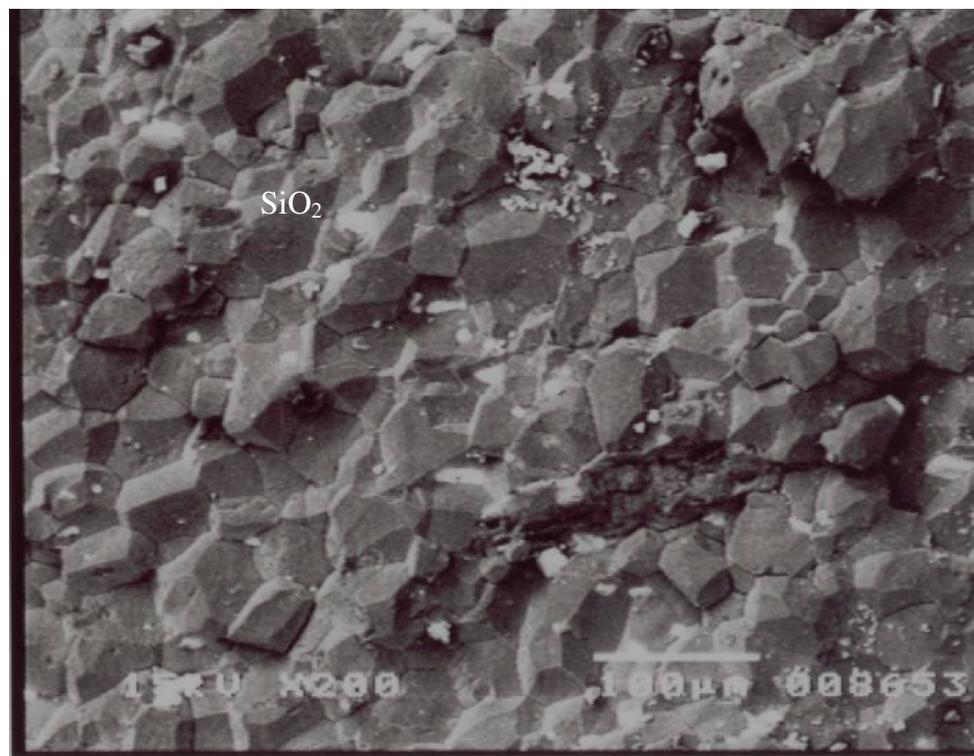


Figura 5.6 – Foto de microscopia eletrônica de varredura da região de quartzo.

Na observação microscópica da hematita, como mostram os detalhes da figura 5.7, verificou-se um intenso intercrescimento de grãos da própria hematita e por meio de ensaios de análise química realizado pela microssonda do próprio aparelho observou-se a presença de outros minerais constituintes como a apatita e o quartzo em sua estrutura, o que novamente favorece o desgaste das ferramentas por abrasão.

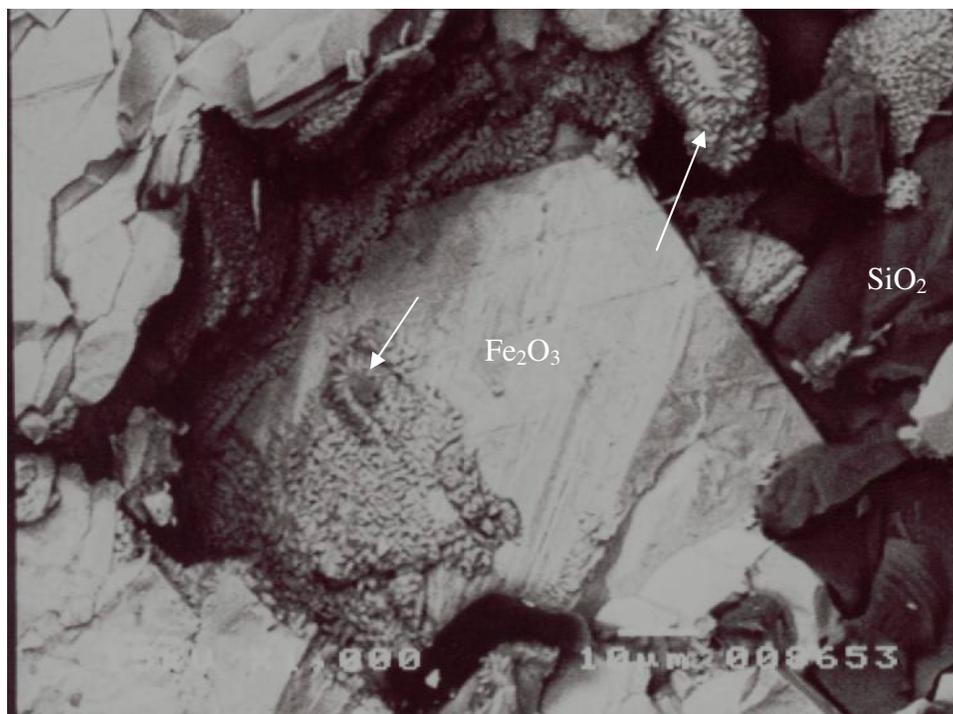


Figura 5.7 – Foto de microscopia eletrônica de varredura da hematita.

5.6. Classificação do maciço rochoso

Os sistemas de classificação propostos por Barton *et al.* (1974) e Bieniawski (1992) foram empregados para a caracterização do maciço rochoso da Mina do Córrego do Meio. Na abordagem utilizada os maciços rochosos foram subdivididos em regiões que refletiam os problemas encontrados nas operações de perfuração e desmonte. Foram estudadas cinco

regiões para cada litologia, itabirito compacto e hematita. De um modo geral não houve uma grande variação dos parâmetros das regiões estudadas em cada litologia. As regiões apresentaram, praticamente, as mesmas características como pode-se observar na tabela V.9 de classificação do maciço rochoso.

5.6.1. Classificação geomecânica do Itabirito compacto

O procedimento utilizado para a classificação do itabirito compacto foi dividir a mina em cinco regiões que apresentavam maiores dificuldades na operação de perfuração. Verificou-se, contudo, que os parâmetros, principalmente no sistema Q, permaneciam os mesmos para todas as regiões estudadas. O itabirito compacto apresentou duas famílias de descontinuidades além da xistosidade, e este parâmetro foi observado em todas as cinco regiões. Foram utilizados os perfis de rugosidade, figura 3.2, para determinarmos o J_r e verificou-se que as paredes das descontinuidades eram lisas e planas. As paredes das descontinuidades encontravam-se inalteradas, apresentando em alguns lugares, um pouco de sílica liberada, o que facilitava no deslizamento de algumas placas de itabirito. É importante salientar que não se observou a presença de água no maciço rochoso.

A tabela V.9 apresenta a classificação do maciço rochoso. Os valores de Q variam de 0,34 a 0,65 o que classifica o itabirito compacto como um maciço muito pobre. Quando analisado o RMR, verificamos que o valor encontrado, 45, é igual para todas as regiões que classifica o itabirito compacto como um maciço regular. Este método de classificação trabalha com pesos que, praticamente, se mostram sempre numa mesma faixa de valor com exceção de um, que foi classificado como 48, devido a resistência à compressão. Quando analisado o sistema desenvolvido por Bieniawski (1992) não foram considerados os parâmetros referentes à direção das descontinuidades em relação às escavações, por considerar-se que esses não influenciam na perfuração.

As figuras 5.8. e 5.9 mostram alguns taludes de itabirito compacto observados no levantamento dos parâmetros para a classificação do maciço rochoso.



Figura 5.8 – Talude de itabirito compacto com três famílias de descontinuidades.



Figura 5.9 – Talude de itabirito compacto.

5.6.2. Classificação geomecânica da hematita compacta

O procedimento utilizado para a classificação da hematita compacta foi o mesmo adotado para o itabirito compacto. Dividiu-se a mina em cinco regiões onde se percebia uma maior dificuldade na operação de perfuração. Verificou-se, contudo, que os parâmetros, principalmente no sistema Q, permaneciam os mesmos para todas as regiões estudadas. A hematita compacta apresentou três famílias de descontinuidades além de descontinuidades aleatórias na região 3. De uma maneira geral, ela mostrou-se extremamente fraturada. Foram utilizados os perfis de rugosidade, figura 3.2, para determinação do J_r . Nos levantamentos de campo, verificou-se que as paredes das descontinuidades eram lisas e planas, normalmente inalteradas e sem preenchimentos. É importante salientar que não se observou a presença de água no maciço rochoso. A figura 5.10. mostra um talude de hematita compacta observado para o levantamento dos parâmetros para a classificação do maciço rochoso. A tabela V.9 apresenta os resultados das classificações geomecânicas.

A tabela V.9 de classificação do maciço rochoso nos sistemas Q e RMR obtida foi a mesma encontrada para o itabirito compacto, ou seja, muito pobre para o sistema Q e pobre para o sistema RMR. Entretanto, como podemos observar na tabela V.9 a hematita apresenta os valores variando de 0,13 a 0,26 que estão muito próximos da faixa de classificação extremamente pobre. Já para o sistema RMR, por ser um método que trabalha com pesos, a hematita compacta foi classificada como um maciço ruim, com um valor de 38.



Figura 5.10 – Talude de hematita compacta, extremamente fraturada.

Tabela V.9 – Resultados da classificação dos maciços rochosos da Mina do Córrego do Meio.

Local		Classificação do Maciço Rochoso																
		Parâmetros de classificação do sistema Q							Parâmetros de classificação do sistema RMR									
		RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SFR	Q	Rc	RQD	E (cm)			Espaçamento		Pd	As	RMR
S1 (médio)	S2 (médio)										S3 (médio)	Médio (cm)	Peso					
IC	Região1	26	12	1	1	1	5	0,43	15	8	22,9	24,6	37,0	28,2	10	0	15	48,0
	Região2	32	12	1	1	1	5	0,53	12	8	55,3	11,1	15,9	27,4	10	0	15	45,0
	Região3	39	12	1	1	1	5	0,65	12	8	27,5	15,8	24,0	22,4	8	0	15	45,0
	Região4	20,6	12	1	1	1	5	0,34	12	8	55,4	73,4	48,2	58,9	10	0	15	45,0
	Região5	29,9	12	1	1	1	5	0,50	12	8	26,6	43,0	42,2	37,3	10	0	15	45,0
Hematita	Região1	13,7	15	1	1	1	5	0,18	12	3	13,0	9,3	7,0	9,8	8	0	15	38,0
	Região2	11	15	1	1	1	5	0,15	12	3	12,0	13,0	12,0	12,3	8	0	15	38,0
	Região3	19,4	15	1	1	1	5	0,26	12	3	10,0	7,0	3,0	6,7	8	0	15	38,0
	Região4	12	15	1	1	1	5	0,16	12	3	5,0	9,0	5,0	6,3	8	0	15	38,0
	Região5	10	15	1	1	1	5	0,13	12	3	5,8	8,0	4,5	6,1	8	0	15	38,0

Legenda:**Sistema Q**

RQD é o índice de qualidade da rocha;

Jn é o índice para número de famílias de descontinuidades;

Jr é o índice de aspereza (rugosidades) da descontinuidades;

Já é o índice de alteração (ou posicionamento) das descontinuidades;

Jw é o fator de redução devido a água;

SRF é o fator de redução devido ao campo de tensões in situ.

Sistema**RMR**

Rc é a resistência à compressão uniaxial da rocha;

RQD é o índice de qualidade da rocha;

E é o espaçamento das descontinuidades;

Pd é o padrão das descontinuidades;

As é a influência da água subterrânea;

Com relação ao fator orientação relativa das descontinuidades em relação à escavação não foi medido, por esse não influenciar no resultado para este tipo de avaliação.

5.7.Considerações sobre as operações de perfuração e desmonte

A primeira observação a ser salientada, se refere ao elevado tempo gasto na sondagem. Ressalta-se, também, nestas operações, além do intenso tempo gasto para realização de um furo, os desgastes das ferramentas cortantes e o grande consumo de materiais para a realização do furo tais como: bentonita e cimento.

Outro problema notado é o elevado consumo de lâminas e *rippers* para os tratores. Na Mina do Córrego do Meio a vida útil de uma lâmina é de apenas 150 horas enquanto, em outras minas da CVRD a vida útil ultrapassa a 500 horas. Com relação ao desgaste das ferramentas na operação de perfuração, esta situação não é diferente. Em algumas regiões, onde o maciço é classificado como muito ruim a metragem perfurada por uma coroa não ultrapassa a 200 metros. A vida útil média da coroa na Mina do Córrego do Meio é de aproximadamente 500 metros. Em minas de calcário onde utilizam a mesma perfuratriz *Roc L8* a metragem perfurada ultrapassa a 2000 metros. A figura 5.11 mostra a situação de uma coroa após 40 metros perfurados.



Figura 5.11 – Situação da coroa após perfurar 40 metros.

Outra situação muito freqüente é o travamento de hastes nas frentes de lavra. Isso acarreta, muitas vezes, o não cumprimento do planejamento e o acréscimo de horas improdutivas ocasionando um ônus considerável para a empresa. Freqüentemente, a retirada da haste só é possível com a ajuda de um trator ou de uma retro-escavadeira, como mostra a figura 5.12.

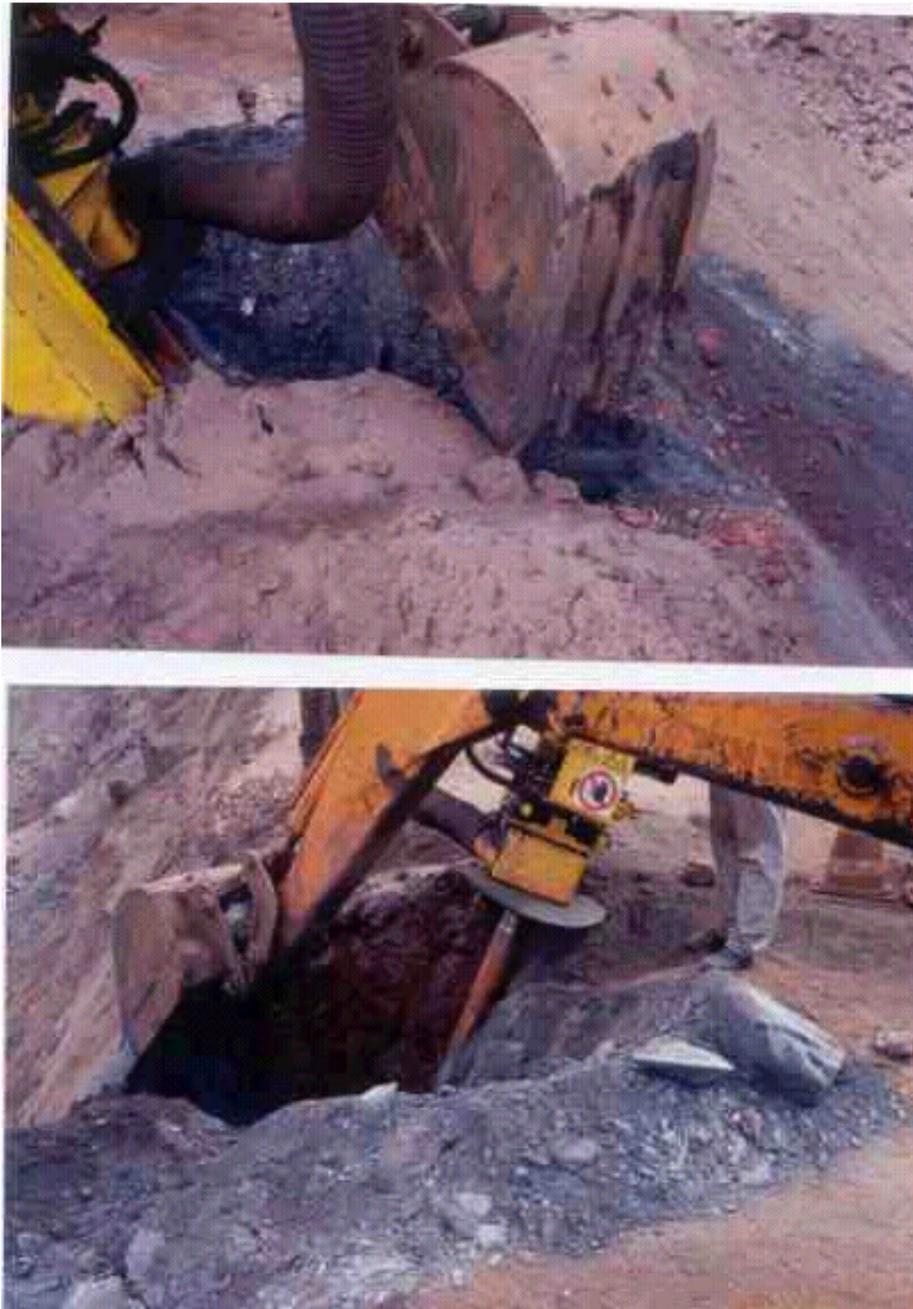


Figura 5.12 – Haste travada sendo retirada por uma retro-escavadeira.

A perfuratriz de martelo de fundo de furo *Roc L8 - Atlas Copco* foi adquirida pela Companhia Vale do Rio Doce em 2 de agosto de 2001 para substituir as perfuratrizes

pneumáticas percussivas *Roc 442*. A escolha foi feita com base nos resultados dos testes realizados na Mina do Córrego do Meio durante o período de 45 dias.

Uma importante observação das análises realizadas neste trabalho de pesquisa é a comparação entre as figuras 5.7 e 5.8 que mostram claramente o reflexo da estrutura microscópica na estrutura geomecânica do maciço rochoso. Este fato é de grande relevância na escolha do equipamento de perfuração a ser utilizado na Mina do Córrego do Meio e sugere a mudança do mecanismo de fragmentação utilizado. Considera-se aqui a utilização de perfuração rotativa (coroas tricônicas). Desta maneira, a energia seria utilizada, preferencialmente, para a desagregação dos grãos já existentes (estrutura microscópica) com resultados melhores quando comparados às perfuratrizes percussivas.

A estrutura, tanto micro quanto macroscópica, impõe, também, uma revisão no processo de limpeza dos furos. A utilização de ar comprimido como fluido de limpeza não é recomendada nesta situação. As descontinuidades presentes no maciço rochoso permitem o escape de uma elevada parcela do ar, reduzindo a velocidade de arraste das partículas e, conseqüentemente, a capacidade de limpeza do furo. Em uma primeira análise, poder-se-ia utilizar uma emulsão como fluido, permitindo um melhor carregamento dos fragmentos, garantindo uma melhora na limpeza do furo. Considerando-se ainda o fato do freqüente desmoronamento das paredes dos furos, sugere-se como uma segunda alternativa a utilização de bentonita no processo de furação. Entretanto, a lama que garantiria uma melhor estabilidade das paredes do furo, acarretaria um custo maior no processo de perfuração e uma inconveniência no carregamento dos explosivos nos furos para o desmonte.

Como comentário final, seria possível inferir que a melhoria na operação de perfuração na Mina do Córrego do Meio depende da mudança de paradigma. A utilização de perfuratrizes rotativas (coroas tricônicas), consideradas de grande porte, só seriam viabilizadas se a nova reavaliação das reservas demonstrassem um aumento considerável nos volumes de hematita e de itabirito compacto. Outra possibilidade é a demonstração financeira da utilização das

perfuratrizes rotativas menores 5" de diâmetro. Em ambos os casos, uma mudança significativa no planejamento de todas as operações de lavra deverá ser estudada detalhadamente.

6. CONCLUSÕES

As observações no campo e nos ensaios laboratoriais permitiram comprovar os motivos que levam à baixa eficiência nas operações de perfuração e desmonte. Os dois principais fatores observados no estudo são: a má qualidade do maciço rochoso e a sua elevada abrasividade.

Apesar do ensaio de abrasão Asmler ser normalmente empregado para rochas industriais, foi possível verificar que tanto o itabirito compacto quanto a hematita praticamente não sofreram desgaste neste ensaio. O desgaste das amostras de itabirito compacto e hematita, foi de apenas 0,2mm, em média, para as duas litologias. As análises realizadas no Microscópio Eletrônica de Varredura mostram que a "dureza" e a abrasividade da hematita e do itabirito compacto estão associados à forma, ao intercrescimento e do embricamento dos grãos e, também à presença de quartzo disseminado.

A vida útil da lâmina do trator da Mina do Córrego do Meio é de 150 horas, enquanto que nas demais minas da região a vida útil ultrapassa 500 horas. A mesma consideração pode ser feita com relação à coroa da perfuratriz de furo de fundo que apresenta em minas de calcário um desempenho acima de 2000 metros, enquanto que na mina do Córrego do Meio este valor, no itabirito compacto ou na hematita, não ultrapassa a 500 metros.

O RQD forneceu uma estimativa inicial da qualidade do maciço rochoso. Para o itabirito compacto, o valor obtido foi de 29,5 que o classifica como pobre, enquanto que para a hematita o valor calculado foi de 14 que a classifica como muito pobre.

Aplicando os sistemas de classificação de maciços rochosos pode-se concluir que o itabirito compacto apresentou em média valores de 0,49 e 45,6, para o sistema Q e RMR, respectivamente. Estes valores classificam o maciço como muito pobre para o sistema desenvolvido por Barton *et al.* (1974) e regular – classe III para sistema desenvolvido por

Bieniawski (1989). A hematita se enquadrando na mesma classe do itabirito compacto, porém o valor de Q, média de 0,18, é muito próximo ao limite da classe extremamente pobre. Para o sistema RMR obteve-se um índice de 38 que a classifica como ruim – classe IV.

O grau de fraturamento observado em escala microscópica e macroscópica exerce uma grande influência na perfuração, acarretando uma menor taxa de penetração e principalmente, travamento das hastas de perfuração e no caso do martelo de fundo de furo aprisionamento do martelo, causando um ônus significativo.

7. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

No trabalho desenvolvido não foi realizado o ensaio para determinação a dureza e a abrasividade da rocha utilizando o método *Cerchar* devido a falta do equipamento. Por ser esse método o que apresenta os melhores resultados para as rochas como o itabirito compacto e a hematita, sugere-se a realização destes testes em trabalhos futuros.

A complexidade geológica e estrutural da Mina do Córrego do Meio requer um mapeamento geológico e estrutural bastante detalhado. Esses dados são de grande importância tanto para uma classificação de maciços rochosos pormenorizada quanto para o adequado planejamento das operações de lavra.

Os trabalhos futuros devem rever os testes de compressão simples e de tração. Nos trabalhos desenvolvidos não foi possível realizar um número maior de testes, principalmente para a hematita, pela dificuldade de obtenção de corpos de prova. O teste de resistência à carga pontual deve ser avaliado como uma alternativa ao ensaio de compressão simples, possibilitando a utilização de amostras de menores dimensões.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ABGE, 1983. Métodos para descrição quantitativa de descontinuidades em maciços rochosos. São Paulo, 132 p., nov. 1983.

ABGE, 1998. Geologia de Engenharia. São Paulo: Associação Brasileira de Geologia de Engenharia, 1998.

ASH, R., L., 1990. Design of Blasting Rounds. In:KENNEDY, Bruce A. Surface Mining. New York: AIME, 1990. Cap.6.2.2. p.565 – 583.

ATLAS COPCO, 1996. Rock drilling tools for bench drilling. A new generation of button bits with considerabl more life. Stockholm, 1996.

BARTON, N., LIEN, R., and LUNDE, J. Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Rock Mechanics 6, n.4, 1974 p. 189 – 236.

BIENIAWSKI, Z., T. Enginnering Rock Mass Classifications: a Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil and Petroleum Engineering. New York: John Wiley and Sons, 1989,251 p.

BRADY, B. H. G., BROWN, E. T. Rock Mechanics for Underground Mining 2. Ed., Chapman and Hall, 1993.

CATERPILLAR, 1996. Ferramentas de penetração do solo Caterpillar.

CROSBY, W., A., 1998. International Drilling, Blasting and Explosives Technology Course. Ouro Preto, p. 1 – 29, ago. 1998.

DEERE, D.U., HENFRO,A.J., PATTON, F.D., and CORDING, E.J.. Design of Surface and near Surface Construction in Rock. In: 8th U.S. Symposium of Rock Mechanics, AIME, New York, 1967, p.237-302.

DINIS DA GAMA, C. , 1989. Workshop de Mecânica de Rochas Aplicada à Mineração. Belo Horizonte, p. 115 – 199, ago. 1989.

GOODMAN, R. E., Introduction to Rock Mechanics. 2ed. Singapore: Jonh Wiley & Sons, 1989. 562p.

GRIPP, M. F. A. Fatores geomecânicos na seleção de equipamentos. In: II Congresso Ítalo – Brasileiro de Engenharia de Minas, 2, 1993, São Paulo. Anais do I Congresso ítalo – brasileiro de engenharia de minas. São Paulo: Editora da Universidade de São Paulo, 1993. p. 315 – 327.

HARTMAN, H. L. SME Mining Engineering Handbook. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Littleton, Colorado, 1992. Second Edition Volume 1, 1269 p.

HEMPHILL, G.B.. Blasting Operations. New York: Mc Graw-Hill Book Company 1981. 258p.

HOEK, E., KAISER, P.K., and BAWDEN, W.F. Support of Underground Excavations in Hard Rock. A. A. Balkema/Rotterdam/Brookfield, 1998, 215 p.

HUSTRULID, W. A. Measurement of percussive rockdrill perfomance. Journal of South African Institute of Mines and Metallurgy, 71 (12). 1971. P. 257 – 268.

KARANAM, U.M. & MISRA, B. Principles of rock drilling. Balkema, 265 p., 1998, Rotterdam.

LEAL, Filipe Lívio Nunes. Desenvolvimento de um método de classificação para desmonte a explosivo numa mina de minério de ferro. Belo Horizonte: UFMG, 1997. 252 p. Dissertação de Mestrado em tecnologia mineral – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, 1994.

LLERA, J. M., et al. Manual de Perforacion y Voladura de Rocas. Madrid: Instituto Geologico Y Minero de España. 1987. 442 p.

PALMSTROM, A.. Characterizing the degree of jointing and rock mass quality. Internal Report, Berdal, Oslo, 1975.

PAONE, J., et al. Drillability studies, laboratory percussive drilling. USBM, R.I. 7300. 1969. 22 p.

PERSSON, P., HOLGERG, R., LEE, J.. Rock blasting and Explosives Engineering. Boca Raton: CRC Press, 1994. 540p.

PRIEST, S.D. & HUDSON, J.A.. Descontinuity spacing in rock. International Journal of Rock Mechanics, Mining Science & Geomechanics 1976, cap.13, p.134-153.

MORAIS, J.L.. Procedimentos e avanços tecnológicos da perfuração que contribuem para a melhoria da qualidade dos desmontes de rochas. UFOP, 2001, p.155. Dissertação de Mestrado - Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, 2001.

NONATO, Cláudia Aparecida. Utilização de classificações de maciços rochosos no estudo da estabilidade de taludes pertencentes ao Quadrilátero Ferrífero / MG. Belo Horizonte:

UFMG, 1994. 162 p. Dissertação de Mestrado em tecnologia mineral (lavra de minas) – Escola de engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, 1994.

RESNICK, R., HALLIDAY, D. Física 2. Rio de Janeiro – LTC – Livros Técnicos e Científicos Editora S.A., 1984.

RICARDO, H., S., CATALANI, G. Manual Prático de Escavação: terraplanagem e escavação de rocha. São Paulo: McGraw – Hill do Brasil, 1977, 489p.

SANTOS, R. P.. Relatório sobre reservas geológicas e qualidades químicas e físicas do Complexo Córrego do Meio – SAMITRI, Sabará M.G. Sabará, 1999.

SCHONBBENHAUS, C., COELHO, C., E., S. Principais Depósitos do Brasil; ferro e metais da indústria do aço. Brasil Departamento Nacional da Produção Mineral, 2000. 503p.

SCHUNNESSON, H. Rock Characterization Using Percussive Drilling. International journal of rock mechanics, mining science & geomechanics, september, vol. 35, no.6, p. 711 – 725, Great Britain.

SINGH, S., P. Rock drillability comparison by different methods. In. Mine Planning and Equipament selection. Ed. Singhal & Vavra, Rotterdam, Balkema. 1990. p. 489 – 494.

STAGG & ZIENKIEWICZ. Mecanica de Rocas en la Ingenieria Practica. 1. Ed. espanhola. Madrid: Editorial Flame, 1970.

VOZDVÍZHENSKI, B. I., GOLUBÍNTSEV, O. N., NOVOZHÍLOV, A. A. Perforacion de Exploracion. Moscow: Editorial MIR, 1982. 528p.

WADE, N. H., et al. Continuous surface mining. Edmonton: Golosinski & Boehm, 1987. 380p.

WARD, R.C., ROBSON, M.. Principles of Hydrology 3 ed. Londres: Mc Graw Hill Book Company, 1990. 365p.

ANEXO 1 – Parâmetros para classificação do maciço rochoso

Tabela.1 – Parâmetro de classificação do sistema Q.

1.RQD

Muito Pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Razoável	50 - 75
Bom	75 - 90
Excelente	90 - 100

a) Para $RQD \leq 10$ adotar $RQD = 10$ (mesmo para $RQD = 0$);

b) Intervalos de RQD de 5 são suficientes;

2. J_n – ÍNDICE PARA O NÚMERO DE FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES

	J_n
A. Maciço – nenhuma ou poucas descontinuidades	0,5 – 1,0
B. Uma família	2
C. Uma família + descontinuidades aleatórias	3
D. Duas famílias	4
E. Duas famílias + descontinuidades aleatórias	6
F. Três famílias	9
G. Três famílias + descontinuidades aleatórias	12
H. Quatro ou mais famílias, rochas intensamente fraturada, fragmentada	15
I. Rocha esmagada, tipo de solo	20

3. J_r – ÍNDICE DE ASPEREZAS

a) Descontinuidades rocha x rocha

b) Contato rocha x rocha antes de cisalhamento de 10 cm

	J_r
A. Descontinuidades não persistentes	4
B. Ásperas ou irregulares, onduladas	3
C. Lisa, ondulada	2
D. Espelhada, ondulada	1,5
E. Áspera, plana	1,5
F. Lisa, plana	1,0
G. Espelhada, plana	0,5

c) Sem contato rocha x rocha

H. Preenchimento de argila que impede contato rocha-rocha 1,0

I. Arenoso, cascalhos ou rocha esmagada-idem	Jr	
	1,0	
i) somar 1 se o espaçamento médio do sistema de juntas mais relevante for maior que 3m;		
ii) Jr = 0,5 pode ser usado para descontinuidade plana espelhada com lineação, desde que orientada.		
4. Ja – ÍNDICE DE ALTERAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES		
a) Contato rocha x rocha		
	Ja	ϕ_r
A. Cimentada, preenchimento duro (não amolecível), impermeável (quartzo ou epidoto).	0,75	
B. Paredes da descontinuidade inalteradas, somente oxidação.	1,0	25°-35°
C. Paredes da descontinuidade levemente alteradas. Revestimento de mineral não amolecível, partículas de areia, rocha desintegrada de argila.	2,0	25°-30°
D. Revestimento arenoso ou silto-argiloso, pequena fração de argila (não amolecível).	3,0	20°-25°
E. Revestimento de minerais de argila amolecível ou de baixa resistência ao atrito, caulinita ou mica, clorita, talco, gipsita, grafita e pequenas quantidades de argila expansiva	4,0	8°-16°
b) Contato rocha x rocha antes de 10 cm de cisalhamento		
	Ja	ϕ_r
F. Partículas de areia, rocha desintegrada sem argila.	4,0	25°-30°
G. Preenchimento do mineral de argila fortemente pré-consolidado (não amolecível, contínuo, mas < 5mm de espessura).	6,0	16°-24°
H. Preenchimento de argilo mineral (amolecível), média a baixa pressão de pré-adensamento (contínua mas com espessura < 5mm).	8,0	12°-16°
I. Preenchimento de argila expansiva (montmorilonita) contínua, mas com espessura < 5mm – valor de “Ja” depende da % de partículas argilosas expansivas e acesso à água.	8-12	6°-12°
c) Sem contato rocha x rocha		
	Ja	ϕ_r
J. Zonas ou bandas de rocha desintegrada ou esmagada, e argila		
K. (veja G, H, e I, para descrição das condições da argila)	6,8 ou 8-12	6°-24°
	Ja	ϕ_r
M. Zonas ou bandas de argila siltosa ou arenosa, pequena fração de argila (não 5,0 amolecível)		
N. Zonas ou bandas contínuas e espessas de argila	10, 13	
O. (veja G, H, I para descrição das condições da argila).	13 e 20	6°-24°

Nota: ϕ_r = ângulo de atrito residual.

5. J_w – FATOR DE REDUÇÃO A ÁGUA

	J_w	Pressão d'água aprox. (kgf/cm^2)
A. Escavação seca ou com mínimo fluxo (< 5l/min localmente)	1,0	< 1
B. Fluxo ou pressão média, com lavagem ocasional do preenchimento das discontinuidades.	0,66	1 - 2,5
C. Fluxos elevados ou pressões altas em rocha competente com juntas não preenchidas	0,5	2,5 - 10
D. Fluxos elevados ou pressões altas e considerável lavagem de preenchimento de fraturas.	0,33	2,5 - 10
E. Fluxos ou pressões de água excepcionalmente altos durante a detonação, decaindo com o tempo.	0,2	>10
F. Fluxos de as pressões de água excepcionalmente altos sem qualquer diminuição perceptível.	0,1-0,05	>10

- i) Os fatores “C” a “F” são estimativas grosseiras.
- ii) Aumentar J_w se meios de drenagem são instalados.

6. SRF – FATOR DE REDUÇÃO DEVIDO AO CAMPO DE TENSÕES (OU PRESENÇA DE ZONAS DE CISALHAMENTO)

a) Zonas de cisalhamento (fraqueza) interceptando a escavação, que podem causar a relaxação do maciço rochoso

	SRF
A. Ocorrência de várias zonas de cisalhamento contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada; rocha muito solta (qualquer profundidade)	10
B. Uma única zona de cisalhamento contendo argila ou rocha decomposta (profundidade da escavação $\leq 50\text{m}$).	5,0

	SRF
C. Uma única zona de cisalhamento contendo argila ou rocha decomposta (profundidade >50m).	2,5
D. Várias zonas de cisalhamento em rocha competente (sem argila), rocha solta em torno do túnel (qualquer profundidade).	7,5
E. Uma única zona de cisalhamento em rocha competente (sem argila) (profundidade ≤ 50m).	5,0
F. Uma única zona de cisalhamento em rocha competente (sem argila) (profundidade > 50m).	2,5
G. Descontinuidades abertas soltas, rocha intensamente fraturada, (qualquer profundidade).	5,0

Nota: i) reduza esses valores de SRF de 25 a 50 % se as zonas de cisalhamento relevantes somente influenciam, mas não interceptam a escavação.

b) Rocha competente, problemas relativos ao campo de tensões in situ

	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1	SRF
H. Tensões baixas, próximas à superfície	>200	>13	2,5
I. Tensões médias	200 -10	13 - 0,66	1,0
J. Tensões altas, estrutura muito “rígida” (usualmente favorável) à estabilidade pode ser desfavorável à estabilidade da parede)	10 – 5	0,66 - 0,33	0,5 - 2
K. Médio estouro de rocha (“rock burst”) rocha maciça	5-2,5	0,33 - 0,16	5-10
L. Pesado estouro de rocha (“rock burst”) rocha maciça	<2,5	0,16	10-20

Nota: ii) Para um campo de tensões naturais fortemente anisotrópico (se medido):
quando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$ reduzir σ_c e σ_p para $0,8 \sigma_c$ e $0,8 \sigma_p$;
quando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reduzir σ_c e σ_p a $0,6 \sigma_c$ e σ_p .
(σ_c = resistência compressão simples; σ_p = resistência compressão puntiforme)

- c) Rocha plástica: fluxo plástico de rocha incompetente sob a influência de fortes pressões de rocha.

SRF

M. Pressões de deslizamento médias

5-10

N. Pressões de deslizamento altas

10-20

- d) Rocha expansiva (“swelling”): atividade de expansão química dependendo da presença da água.

SRF

O. Pressões de expansão médias

5-10

P. Pressões de expansão altas

10-15

Observações:

- a) Se a xistosidade, foliação ou clivagem da rocha está muito desenvolvida, considerar como uma família de descontinuidade. Caso contrário, como aleatórias.
- b) Os parâmetros J_r e J_a devem ser considerados para a família de descontinuidade significativa menos resistente, considerando como significativa aquela que mais provavelmente possa iniciar uma ruptura.
- c) σ_c e σ_t devem ser avaliados na condição saturada, se for apropriado para as condições presentes ou futuras. Uma estimativa muito conservadora de resistência deve ser feita para aquelas rochas que se deterioram quando expostas a condições de umidade e saturação.
- d) Quando o maciço rochoso contém argila, o fator SRF apropriado para cargas de relaxação deve ser avaliado. Em tais casos a resistência da rocha intacta tem pouco interesse. Porém quando a fraturação é mínima e a argila está completamente ausente, a resistência da rocha intacta pode se tornar o elo mais fraco, e a estabilidade então dependerá da relação entre a tensão da rocha/resistência da rocha. Um campo de tensões fortemente anisotrópico é desfavorável para estabilidade, e é grosseiramente levado em consideração.
- e) É importante destacar que o sistema Q considera o valor do parâmetro RQD não influenciado pela presença de rochas fracas, o mesmo sendo incorporado como uma medida do espaçamento das descontinuidades. Quanto ocorrem rochas fracas no maciço analisado, há, portanto, uma redução significativa do termo RQD/J_n da expressão de Q.

Tabela.2 – Relação entre o índice Q e a qualidade do maciço rochoso.

Q	Qualidade do Maciço
0,001 a 0,01	Excepcionalmente pobre
0,01 a 0,1	Extremamente pobre
0,1 a 1,0	Muito pobre
1,0 a 4,0	Pobre
4,0 a 10,0	Regular
10,0 a 40,0	Boa
40,0 a 100,0	Muito boa
100,0 a 400,0	Extremamente boa
400,0 a 1000,0	Excepcionalmente boa

Tabela.3 – Sistema de classificação geomecânica ponderada de Bieniawski

Parâmetros de classificação e seus respectivos pesos.

A	Parâmetros			Faixas de valores					
1	Resistência da rocha intacta	Índice de compressão puntiforme (MPa)	>10	4 -10	2 - 4	1 - 2	Não recomendável para abaixo de 1 MPa		
		Resistência à compressão simples (MPa)	>250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	<1
	Pesos			15	12	7	4	2	1
2	RQD (%)			90-100	75-90	50-75	25-50	<25	
	Pesos			20	17	13	8	3	
3	Espaçamento das descontinuidades			> 2m	0,6- 2,0m	20- 60cm	6- 20cm	< 6cm	
	Pesos			20	15	10	8	5	
4	Padrão das descontinuidades	Superfícies muito rugosas e sem alteração. Fechadas e sem persistência	Superfícies pouco rugosas e levemente alteradas; abertura < 1mm	Superfícies pouco rugosas e muito alteradas; abertura < 1mm	Superfícies persistentes estriadas ou espessuras do preench. <5 mm ou abertura de 1 a 5mm	Superfícies persistentes com preench. De material argiloso ou abertura >5mm			
		pesos		30	25	20	10	0	
5	Ação da água subterrânea	Vazão de infiltração por 10m de túnel	nula	< 10l/min	10 a 25l/min	25 a 125l/min	> 125l/min		
		ou relação $(\mu - \sigma_1)^*$	0	< 0,1	0,1 a 0,2	0,2 a 0,5	> 0,5		
		ou condições gerais do maciço	Completa/seco	Umedecido	Úmido	Gotejamento	Fluxo abundante		
	Pesos		15	10	7	4	0		

* Relação entre a pressão de água nas descontinuidades e a tensão principal maior.

Tabela.3 – Sistema de classificação geomecânica ponderada de Bieniawski

Fatores de ajuste para orientações das descontinuidades

B		Direção das descontinuidades em relação ao eixo das escavações					
		Perpendicular			Paralela		Qualquer
		Mergulho favorável		Mergulho desfavorável		Mergulho	Mergulho
45 a 90°		20 a 45°	45 a 90°	20 a 45°	45 a 90°	20 a 45°	0 a 20°
Muito favorável (não ajustar o RMR)		Favorável	Moderado	Desfavorável	Muito desfavorável	Moderado	Desfavorável
Pesos para ajuste de RMR	Túneis	-2	-5	-10	-12	-5	-10
	Fundações	-2	-7	-15	-25	-7	-15
	Taludes	-5	-25	-50	-60	-25	-50

Classes dos maciços rochosos determinadas a partir da soma dos pesos

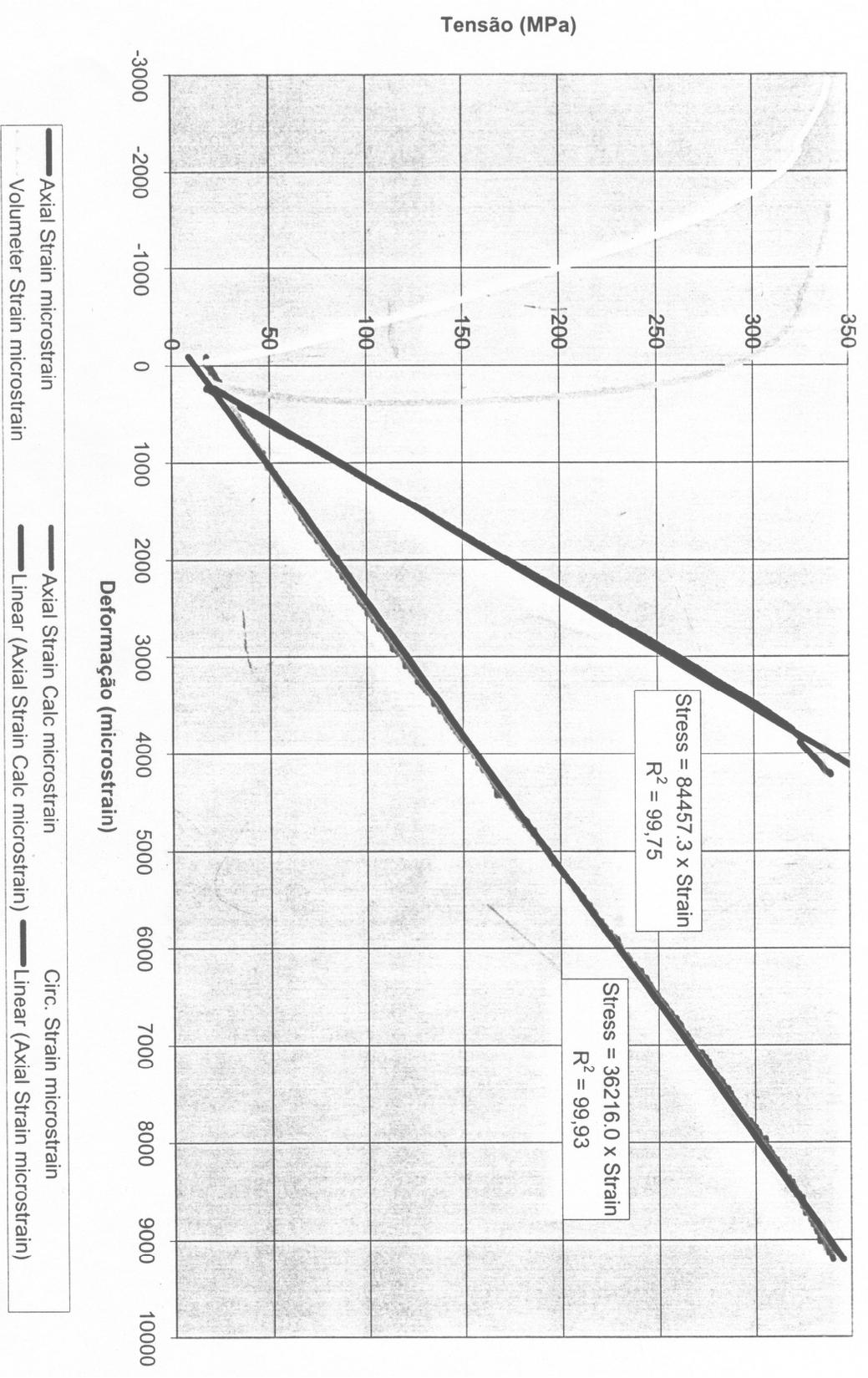
C	Somatório dos pesos (fator RMR)	81 a 100	61 a 80	41 a 60	21 a 40	≤ 20
	Classe do Maciço	I	II	III	IV	V
	Descrição	Muito bom	Bom	Regular	Ruim	Muito Ruim

Parâmetros relativos às classes dos maciços

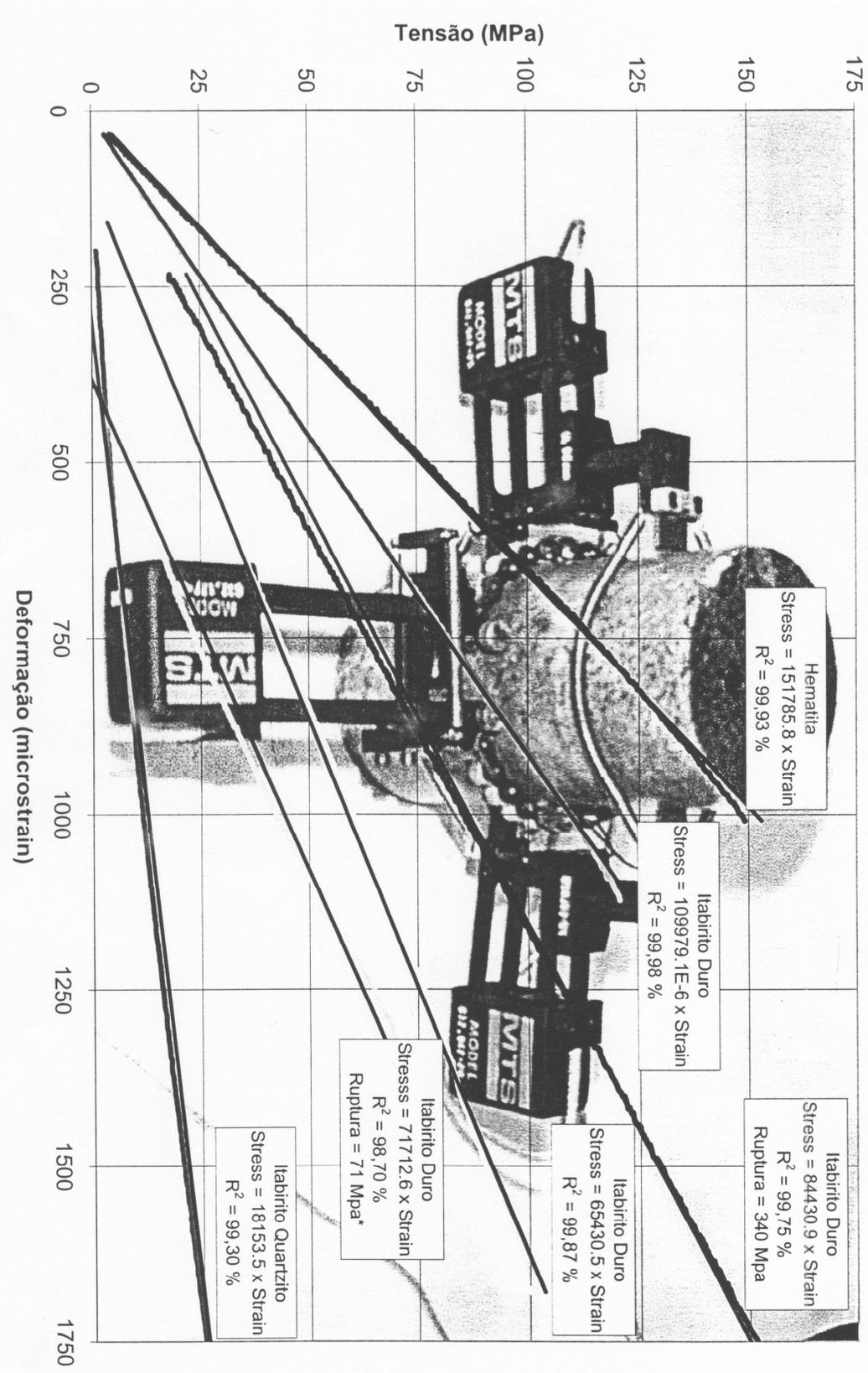
D	Classe do Maciço	I	II	III	IV	V
	Coesão (kPa)	> 400	300 a 400	200 a 300	100 a 200	< 100
	Ângulo de atrito	> 45°	35 a 45°	25 a 35°	15 a 25°	< 15°

ANEXO 2 - Resultados dos ensaios à compressão uniaxial

Tensão x Deformação



Tensão x Deformação - Córrego do Meio - CVRD



Gráficos Tensão x Deformação - CVRD Córrego do Meio

