

APOLO PEDROSA BHERING

**CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO E CARACTERIZAÇÃO DAS BRECHAS
DA MINA SUBTERRÂNEA DE VAZANTE - MG**

Dissertação apresentada à
Universidade Federal de Viçosa, como
parte das exigências do Programa de
Pós-Graduação em Engenharia Civil,
para obtenção do título de *Magister
Scientiae*.

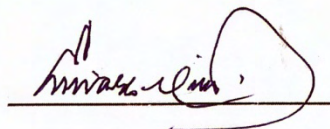
VIÇOSA
MINAS GERAIS – BRASIL
2009

APOLO PEDROSA BHERING

**CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO E CARACTERIZAÇÃO DAS BRECHAS
DA MINA SUBTERRÂNEA DE VAZANTE - MG**

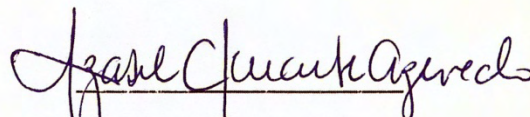
Dissertação apresentada à
Universidade Federal de Viçosa, como
parte das exigências de Programa de
Pós-Graduação em Engenharia Civil,
para obtenção do título de *Magister
Scientiae*.

Aprovada: 22 de setembro de 2009.



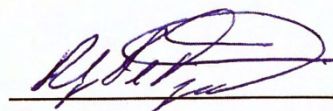
Prof. Enivaldo Minette

(Co-orientador)

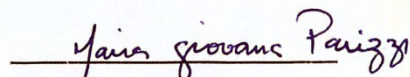


Prof. Izabel C. D. D. de Azevedo

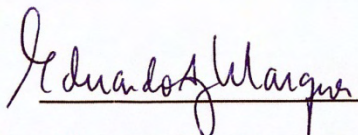
(Co-orientadora)



Prof. Rodrigo Pelucci de Figueiredo



Prof.ª Maria Giovana Parizzi



Prof. Eduardo Antônio Gomes Marques

(Orientador)

AGRADECIMENTOS

A Deus, por proporcionar saúde e força em todos momentos da minha vida.

Aos meus pais, Célio e Ofélia, pela educação esplêndida concedida a mim e meus irmãos cuja qualidade teve total influência sob o alcance desse objetivo.

A meus irmãos Eros e Ácmon e à minha avó Lili que sempre estiveram juntos completando a família em todas as horas necessárias.

À Geóloga e esposa Mariana Gazire pelo apoio pessoal concedido em todas horas necessárias, além do apoio geológico.

A todo corpo docente da UFV, especialmente aos professores Enivaldo Minette, Izabel Azevedo e Roberto de Azevedo e ao meu orientador Eduardo Marques pelos conselhos e apoio científico.

À empresa Geoestrutural, responsável pelo primeiro contato com a Geotecnia e Mecânica de Rochas, e ao geólogo Antônio Carlos Magalhães, que através do trabalho e experiência me proporcionou conhecimentos na área.

À Votorantim Metais Unidade Vazante, que viabilizou esse projeto, e aos amigos e colegas técnico Euler Tavares e técnico Uarlem Gonçalves que apoiaram os mapeamentos no subsolo, ao Luís Flavio, responsável pelo banco de dados, à Cássia Mota e ao geólogo Cláudio Rosas. Ao geólogo e gerente Vânio de Bessa e ao engenheiro Clóvis de Brida pelos subsídios e apoio. Ao engenheiro Rogério Lopes e ao geólogo André Luís pelo apoio científico e bibliográfico.

ÍNDICE

LISTA DE ANEXOS	vi
RESUMO	vii
ABSTRACT	viii
1 - INTRODUÇÃO	1
1.1 - Objetivos	1
1.2 - Histórico e localização	2
1.3 - Organização do trabalho	3
2 - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	5
2.1 - Tensões no maciço rochoso	5
2.1.1 - Métodos para Determinação de Tensões <i>in situ</i>	8
2.2 - Resistência de Deformabilidade em Maciços Rochosos	12
2.3 - Critérios de Ruptura	13
2.3.1 - Critério de Mohr-Coloumb	13
2.3.2 - Critério Generalizado de Ruptura de Hoek & Brown	15
2.4 - Parâmetros da rocha intacta	20
2.4.1 - Ensaio de compressão uniaxial	22
2.4.2 - Tipos de ruptura	23
2.4.3 - Módulo de deformabilidade	24
2.5 - Classificação de caracterização de maciços rochosos	25
2.5.1 - Classificação Geomecânica de Bieniawski (RMR)	31
2.5.2 - Sistema Q	39
2.5.3 - Correlações e considerações – RMR e Q	49
2.5.4 - Exemplos de classificação de maciço rochoso	50
2.6 - Brechas – conceitos e propriedades geomecânicas	53
2.6.1 - VBP – <i>Volumetric Block Proportion</i> (Proporção Volumétrica de Blocos)	54
3 - CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA	58
3.1 - Geologia	59
3.1.1 - Contexto geotectônico	59
3.1.2 - Geologia local	60
3.1.3 - Geologia Estrutural	63
3.1.4 - Hidrogeologia	64
3.1.5 - Estado de tensões do maciço rochoso na mina de Vazante	66
3.2 - Dados de ensaios à compressão uniaxial existentes	71

3.2.1 - Ensaio uniaxiais	71
4 - MATERIAIS E MÉTODOS	75
4.1 - Revisão bibliográfica	75
4.2 - Mapeamentos geológico-geotécnicos	75
4.3 - Ensaio uniaxiais	76
4.4 - Análise de imagens	77
4.5 - Resultados e discussões	77
5 - RESULTADOS E DISCUSSÕES	78
5.1 - Geologia estrutural – mapeamentos	78
5.2 - Tensões litostáticas na mina de Vazante	82
5.3 – RQD	84
5.4 - Ensaio de compressão uniaxial	88
5.4.1 - Correlação entre velocidade de ondas (V_p) e resistência à compressão uniaxial	96
5.5 - Classificação do maciço rochoso	97
5.5.1 - RMR	99
5.5.1.1 - Resistência da rocha intacta	99
5.5.1.2 - RQD	99
5.5.1.3 - Espaçamento das juntas	104
5.5.1.4 - Condição das juntas	106
5.5.1.5 - Água subterrânea	108
5.5.1.6 - Ajuste de valores conforme orientação das juntas	109
5.5.1.7 - Classe do maciço	110
5.5.1.8 - Tempo de auto-suporte	112
5.5.1.9 - Suportes e contenções sugeridas	113
5.5.2 - Sistema Q	115
5.5.2.1 - RQD	115
5.5.2.2 - Índice J_n	115
5.5.2.3 - Índice J_r	125
5.5.2.4 - Índice J_a	127
5.5.2.5 - Índice J_w	128
5.5.2.6 - Estado de tensões do maciço (índice SRF)	129
5.5.2.7 - Classe do maciço	130
5.5.2.8 - Razão de suporte de escavação (ESR)	132
5.5.2.9 - Dimensão equivalente (D_e)	133
5.5.2.10 - Suportes e contenções sugeridas	133
5.5.2.11 - Valor máximo de um vão não suportado	135

5.6 - Classificação geomecânica atual da mina de Vazante X classificações Q e RMR resultantes do presente estudo	137
5.7 - Síntese da classificação e correlação entre RMR e Q para a Mina de Vazante	139
5.8 - Caracterização das brechas	143
6 - CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES	152
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	176

LISTA DE ANEXOS

ANEXO A – Mapeamentos geológico-geotécnicos	155
ANEXO B – VBP e análises de imagens	171

RESUMO

BHERING, Apolo Pedrosa, M.Sc., Universidade Federal de Viçosa, setembro de 2009.
Classificação do maciço rochoso e caracterização das brechas da mina subterrânea de Vazante – MG. Orientador: Eduardo Antônio Gomes Marques. Co-orientadores: Enivaldo Minette e Izabel C. D. D. de Azevedo.

Esta dissertação descreve o maciço rochoso da mina subterrânea de Vazante e algumas importantes características geomecânicas das brechas, ou *bimrocks*, que ocorrem em subsolo na área da mina. Realizaram-se mapeamentos geológico-geotécnicos sistemáticos dos principais níveis da mina, que permitiram a individualização de quatro famílias de descontinuidades principais, além do acamamento sedimentar preservado e a foliação. Os mapeamentos foram executados seguindo a classificação geomecânica RMR e o Sistema Q, fornecendo correlações entre esses métodos para os litotipos de Vazante. Foi realizada uma nova campanha de ensaios uniaxiais para determinação da resistência da rocha intacta e análises estatísticas para setorização do RQD. Os resultados encontrados são discutidos em função de cada parâmetro e particularidades encontradas em cada maciço rochoso. As brechas, tipo de rocha pouco descrito na literatura geotécnica, foram caracterizadas em função da proporção volumétrica de blocos (VBP) e resistência à compressão uniaxial. Os valores de VBP foram obtidos a partir de análises realizadas com o auxílio do *software Leica QWin* para binarização das imagens digitalizadas. São apresentadas também as correlações entre resistência à compressão simples e os teores dos principais elementos químicos constituintes das brechas de Vazante, como zinco, ferro, cálcio, magnésio e silício.

ABSTRACT

BHERING, Apolo Pedrosa, M.Sc., Universidade Federal de Viçosa, September, 2009.
Rock mass classification and the breccias of the underground mine of Vazante – MG characterization. Adviser: Eduardo Antônio Gomes Marques. Co-advisers: Enivaldo Minette and Izabel C. D. D. de Azevedo.

This dissertation describes the Vazante underground mine rock mass and some important breccias geomechanics features, or bimrocks, which occur in the underground. Systematic geologic-geotechnics mappings of the main levels of the underground mine was carried out, allowing the individualization of four families of main discontinuities, besides the preserved sedimentary bedding and the foliation. The mappings were done following the geomechanics classification RMR and the Q system, supplying correlation between the methods for Vazante's lithotypes. A new campaign of uniaxial tests for the determination of intact rock strength was carried out and the RQD values for each classified area had been determined by statistics analyses. The results were discussed according to each parameter and peculiarities found in each distinct rock mass. The breccias, a rock type which is not very accessible in the geotechnical literature, had been characterized according to the volumetric block proportion (VBP) and strength to simple compression. The values of VBP had been found from the analyses obtained with the aid of the Leica Qwin software for the binarization of the digitalized images. There has also been presented the correlation between the simple compression and the percentages of the main chemical elements that constitutes the Vazante breccias, such as zinc, iron, calcium, magnesium and silicon.

1 – INTRODUÇÃO

A faixa Paracatu-Vazante, localizada no noroeste de Minas Gerais, representa o distrito zincífero mais importante do país. Os depósitos de Vazante e Morro Agudo (Paracatu), pertencentes à Votorantim Metais Zinco, são responsáveis por mais de 90% da produção de concentrados de zinco brasileira, ostentando recursos estimados em 19 milhões de toneladas medidas com teor médio de 21,4% (minério não sulfetado, willemítico, de Vazante); 328 mil toneladas medidas com 15,04% (minério supérgeno de Vazante) e 2,25 milhões de toneladas medidas com 4,55% de zinco (minério sulfetado de Morro Agudo), de acordo com dados da Votorantim Metais Zinco (2008).

Os depósitos de zinco não sulfetados tomaram grande importância no cenário mineiro internacional devido ao avanço tecnológico no processamento mineral e por apresentar altos teores em relação aos depósitos sulfetados.

Atualmente a produção de Vazante é exclusivamente de willemita, minério extraído da lavra subterrânea. Devido à alta produção, torna-se de grande importância a segurança e conhecimento do processo de escavação, bem como a resposta do maciço às solicitações impostas pela mesma.

1.1 – Objetivos

O presente trabalho tem por objetivo contribuir para a atualização da classificação do maciço rochoso da Mina de Vazante visando assegurar maior segurança ao processo de escavação e maior previsibilidade na resposta do maciço. A classificação do maciço segundo critérios amplamente empregados na literatura, como o sistema Q e RMR, tem também como objetivo facilitar a correlação e comparação do maciço de Vazante em relação outras minas.

Será feito um estudo de correlação entre a resistência à compressão uniaxial e alguns parâmetros das brechas. Poucos dados relacionados a esse tipo de rocha estão disponíveis na literatura, constituindo uma considerável contribuição do presente trabalho a esse assunto.

dessas informações, iniciaram-se as pesquisas para detalhamento dos corpos de minério em profundidade, estes já constituídos principalmente por willemita.

Em 1983 iniciou-se a preparação para lavra subterrânea que só obteve produção expressiva em 1993. Por tratar-se de um maciço cárstico, a Hidrogeologia é de extrema importância para a implantação e desenvolvimento da mina, tendo sido dimensionada uma estrutura que possibilitava a drenagem da água por gravidade, para posterior bombeamento. Os dados relevantes ao aquífero também serão apresentados adiante, no capítulo 3.

Em 2005 a CMM (Companhia Mineira de Metais) passa a se chamar Votorantim Metais (Unidade Vazante) devido a uma reorganização societária.

Atualmente a totalidade da produção da mina baseia-se no minério willemítico obtido na lavra subterrânea. A produção anual é de cerca de 1.200.000 toneladas de ROM, o que representa cerca de 150.000 toneladas de zinco contido.

1.3 – Organização do Trabalho

A dissertação encontra-se subdividida em capítulos dispostos em uma seqüência lógica para facilitar a compreensão do trabalho.

Dessa forma, o presente capítulo apresenta uma introdução do trabalho, os objetivos a serem alcançados e o histórico e localização do empreendimento.

O Capítulo 2 traz uma revisão bibliográfica dos temas abordados no trabalho, entre eles, a evolução dos sistemas de classificação dos maciços rochosos e caracterização de rochas tipo block-in-matrix, ou bimrocks.

O capítulo seguinte mostra a caracterização geológica regional e local da área, além de dados preliminares do estado de tensões e resistência uniaxial da rocha intacta.

O capítulo 4 trata os materiais e métodos utilizados para desenvolvimento desse trabalho.

No quinto capítulo estão dispostos todos os resultados obtidos nos mapeamentos geológico-geotécnicos realizados com destaque para a geologia estrutural, análise e setorização do RQD no maciço, os valores de resistência da rocha intacta à compressão simples e suas correções em função do diâmetro, as

classificações geomecânicas segundo os critérios sugeridos pelos sistemas Q e RMR e as correlações entre os métodos. Nesse mesmo capítulo encontra-se também a discussão acerca da caracterização das brechas e as correlações encontradas entre a resistência à compressão simples, VBP e teores de zinco, ferro, sílica, cálcio e magnésio.

Finalmente, o capítulo 6 apresenta as conclusões desse trabalho e as sugestões para futuros estudos na região ou em rochas similares.

2 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 – Tensões no maciço rochoso

Em profundidade, as rochas estão submetidas a um estado de tensões originadas principalmente pelo peso das camadas sobrepostas. Localmente outros tipos de tensões têm grande importância, como as tensões tectônicas. Quando uma escavação é realizada, um novo estado de tensões é induzido à rocha adjacente. Em uma escavação subterrânea é essencial o conhecimento das magnitudes e direções das tensões *in situ* e induzidas.

As tensões *in situ* são descritas pelo peso de coluna de rocha sobre o ponto em questão, como demonstrado na equação a seguir, e a Figura 2 mostra o gráfico que representa o acréscimo dos valores de tensão vertical em função da profundidade:

$$\sigma_v = \gamma z \quad (1)$$

Em que,

σ_v é a tensão vertical,

γ é a unidade de peso específico da rocha, e

z é a profundidade em relação à cota da superfície.

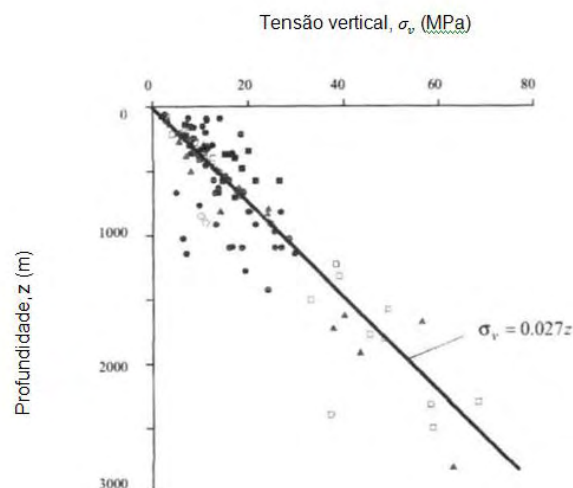


Figura 2: Tensões verticais em projetos mineiros e civis. Fonte: Modificado de Hoek and Brown, 1980

A tensão horizontal em determinado ponto da escavação é representada pela equação (2):

$$\sigma_h = k \sigma_v = k \gamma z \quad (2)$$

Em que:

$$k = \frac{\nu}{(1 - \nu)}$$

Em que ν é o coeficiente de Poisson.

Algumas observações em obras civis e em mineração mostraram que essa taxa “k” tende a ter altos valores em subsuperfície e que esses valores decrescem com a profundidade. Sheorey (1994) desenvolveu um modelo de tensões na Terra considerando a curvatura da crosta e a variação das constantes elásticas, densidades e coeficientes de expansões térmicas entre a crosta e o manto, gerando a seguinte equação:

$$k = 0,25 + 7E_h \left(0,001 + \frac{1}{z} \right), \quad (3)$$

Em que E_h (GPa) representa o módulo de deformabilidade médio da parte superior da crosta terrestre medida na direção horizontal. A Figura 3 mostra o gráfico das variações de k em função da profundidade.

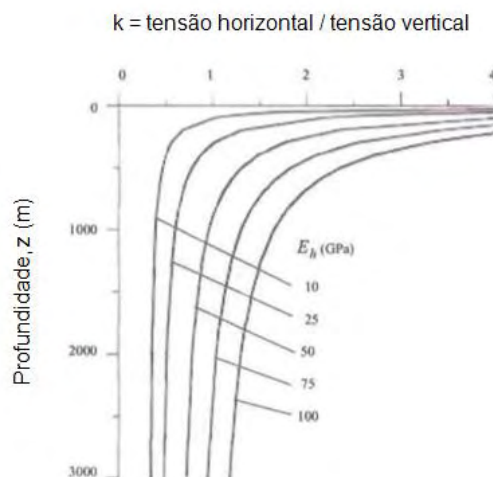


Figura 3: Razão das tensões horizontais por verticais para diferentes módulos de deformação baseado na equação de Sheorey. Fonte: Modificado de Sheorey (1994)

Assim que aberta a escavação, as tensões são redistribuídas sobre as rochas no limite da abertura. As tensões *in situ* σ_v , σ_{h1} e σ_{h2} são imediatamente modificadas para as três tensões principais (σ_1 , σ_2 e σ_3), conforme mostrado na Figura 4.

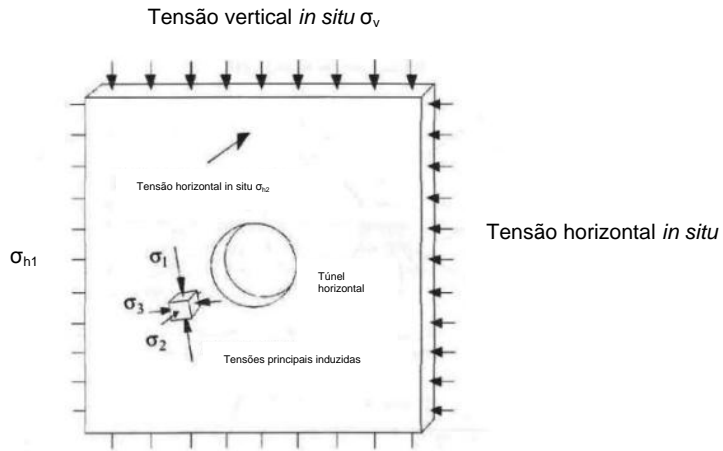


Figura 4: Tensões principais induzidas próximas a um túnel horizontal submetido a uma tensão vertical e horizontal. Fonte: Modificado de Hoek *et al.* (1995)

Essas três tensões principais são perpendiculares entre si, mas podem apresentar obliquidade em relação à tensão *in situ*.

As magnitudes das tensões principais máxima e mínima demonstram a concentração das mesmas na região da superfície da abertura (túnel ou galeria subterrânea). A Figura 5 ilustra esta situação.

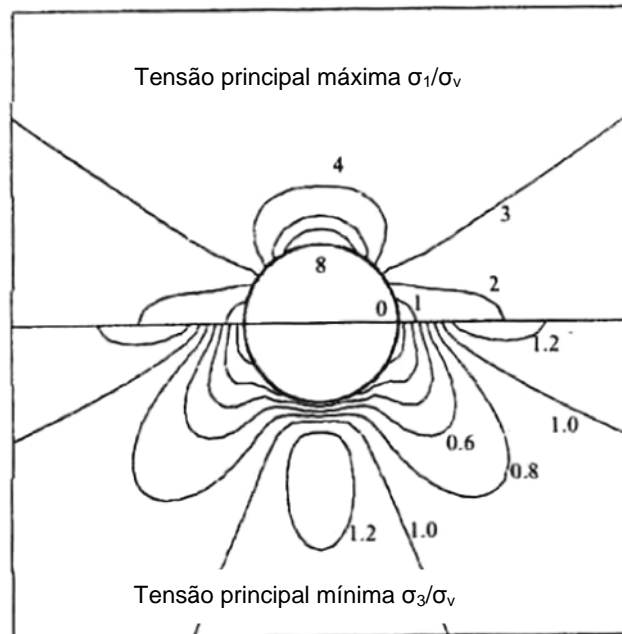


Figura 5: Contorno das magnitudes máxima e mínima das tensões principais ao redor de um túnel horizontal submetido a uma tensão horizontal três vezes maior que a tensão vertical. Fonte: Modificado de Hoek *et al.* (1995)

2.1.1 – Métodos para Determinação de Tensões *in situ*

A importância de ter o conhecimento das tensões pré-existentes em um maciço levou ao desenvolvimento de distintas técnicas para determinação dessas tensões.

O procedimento mais comum é baseado na determinação da deformação da parede dos testemunhos de sondagem. Através dessas medições podem ser obtidos os seis componentes do tensor de tensões através da teoria da elasticidade (Brady and Brown, 1985).

Outra técnica utilizada inclui gauges fotoelásticos (USBM *gauges*) que medem a deformação no testemunho de sondagem e células de deformação biaxiais e triaxiais. Como descrito por Leeman and Hayes (1966) e Worotnicki and Walton (1976) (*in* Brady and Brown, 1985), o método mais conveniente para determinação dos componentes do tensor é através de uma célula frágil com uma operação simples de alívio de tensões. Ao se introduzir a célula de deformação em um furo de sonda, os gauges se deformam, reproduzindo as deformações *in situ* geradas pelo alívio (quando o testemunho é sacado).

Em galerias já abertas, onde o volume de rocha extraída é maior do que em testemunhos de sondagem, medidas com macacos (*flatjacks*) podem ser utilizadas. Dessa forma se dispensa a medida das deformações para diretamente obter o tensor representativo do estado de tensões no maciço rochoso. Para isso a parede a ser testada não deve estar perturbada (por deformações ou detonações).

A averiguação do estado de tensões pode ser obtida também através de células de deformação triaxiais, mas não em grandes profundidades. Para esse caso o método mais satisfatório é o fraturamento hidráulico, que pode ser utilizado em furos exploratórios de grande profundidade.

No presente trabalho utilizou-se dados coletados com a técnica de medição BDG (*Borehole Deformation Gage*) desenvolvida pelo USBM (*United States Bureau of Mines*) através do método sobrefuração (*overcoring*). Segundo o IPT (1997) essa técnica tem sido amplamente testada e aperfeiçoada há aproximadamente trinta anos.

A técnica permite a determinação do estado de tensões apenas em um plano normal ao eixo de sondagem, mas pode ser utilizada para determinação do estado triplo de tensões desde que sejam realizados três furos de sonda, preferencialmente ortogonais entre si.

O ensaio utilizado na mina de Vazante para determinação das tensões no maciço rochoso foi o BDG (*Borehole Deformation Gage*). O BDG é constituído basicamente por um torpedo que é introduzido no tubo interno da sondagem (EX), medindo as deformações diametrais durante o processo de perfuração, com uma sondagem concêntrica com diâmetro de 150 mm (PW).

O BDG (Figura 6) é composto por um corpo cilíndrico onde é fixada a cada 60° uma lâmina. Cada um, de um conjunto de três pares de lâminas diametralmente opostas, constitui um elemento para medir as variações diametrais que um furo de sondagem sofre quando submetido a um alívio de tensões através de uma sobrefuração coaxial de diâmetro maior.

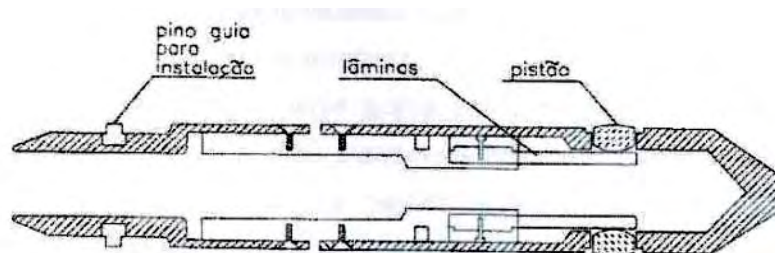


Figura 6: Seção longitudinal do BDG. Fonte: IPT (1997)

Em cada lado da lâmina é colocado um extensômetro de resistência elétrica. Os extensômetros, de duas lâminas diametralmente opostas, são interligados medindo independentemente as variações diametrais. Os fios das três pontes são ligados a um conector que possibilita as leituras dos sensores através de um cabo elétrico, ligando o BDG com a unidade de leitura. Pistões com arruelas de ajustes são instalados em cada uma das lâminas para transmitir os deslocamentos radiais. Estes pistões e demais componentes que envolvem o circuito elétrico são protegidos da água através de anéis de borracha.

As medidas de deformações diametrais são realizadas segundo um sistema de três eixos afastados de 60° entre si, localizados em um mesmo plano e designados por U_1 , U_2 e U_3 .

O processo consiste basicamente em se introduzir o sensor no interior de furo de sonda executado até o local que se deseja quantificar o estado de tensões, posicionando o instrumento no local e orientando-o de modo que U_1 fique em uma posição conhecida. Procede-se então o alívio de tensões através da sobrefuração, onde são medidas, a cada 1 cm, as deformações diametrais nas três direções. Essa operação é sistematicamente realizada até que as medições apresentem valores

estáveis, indicando que as tensões foram completamente aliviadas. A sequência do ensaio BDG está esquematizada na Figura 7.

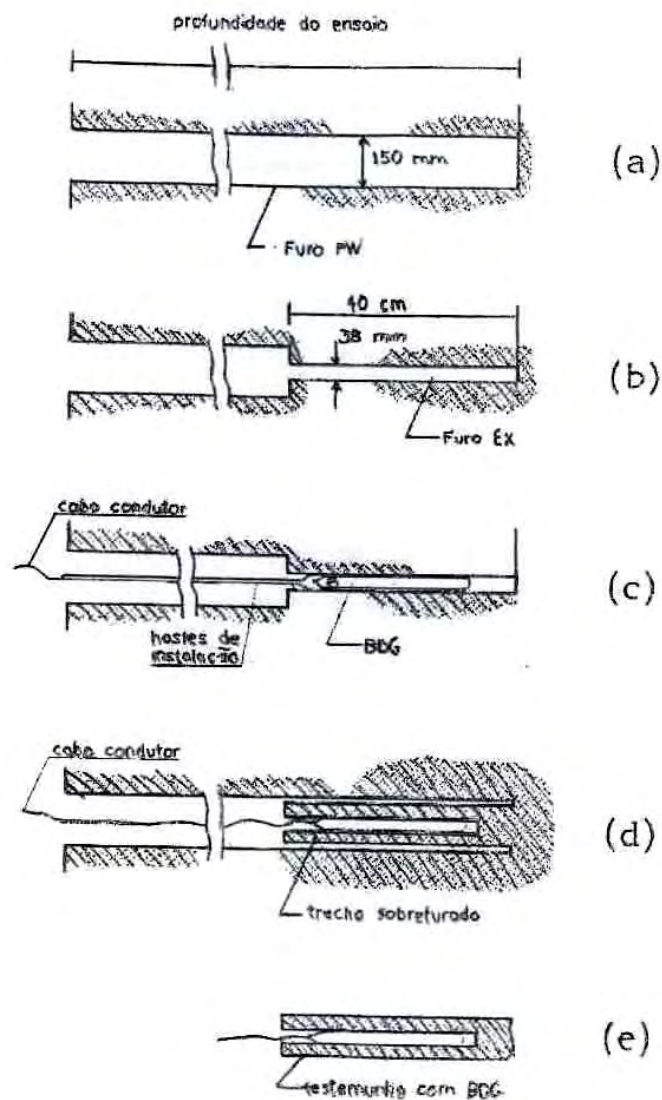


Figura 7: Sequência do ensaio BDG – a) Inicialmente o furo PW é executado; b) em seguida é perfurado o furo EX; c) terminado o furo EX, introduz-se o BDG; d) após realização das leituras iniciais do BDG, é realizada a sobrefuração; e) e finalmente o intervalo de sondagem sobrefurado é sacado do furo conjuntamente com o BDG. Fonte: IPT (1997)

Os valores de deformações diametrais decorrentes do processo de sobrefuração são plotados, devendo resultar em um gráfico semelhante ao mostrado na Figura 8, possibilitando, desta forma, a verificação de eventual anomalia ocorrida durante o ensaio.

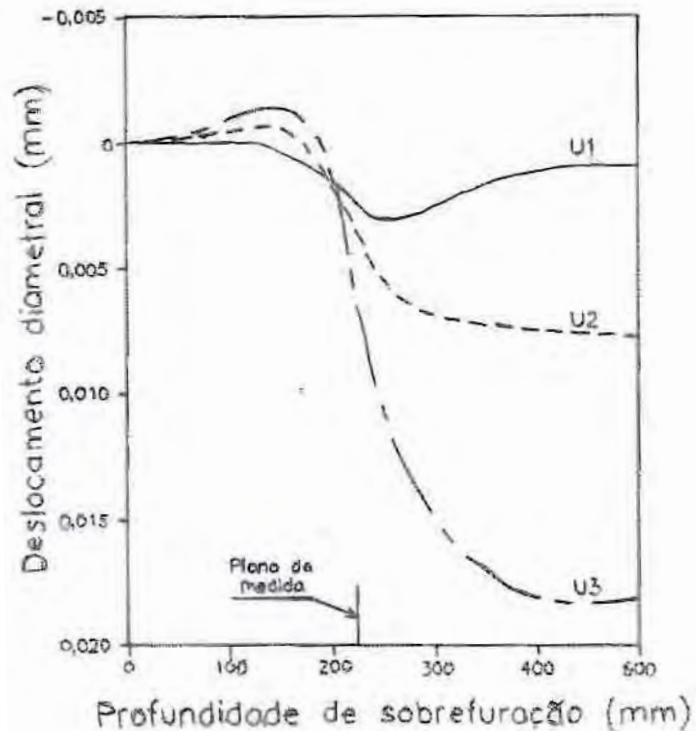


Figura 8: Gráfico típico do ensaio BDG. Fonte: IPT (1997)

Terminadas as medições, o testemunho da rocha deverá ser sacado do conjunto com o BDG em seu interior. A orientação do testemunho, assim como a posição do BDG, deverão ser marcadas.

Após essa etapa, o testemunho é submetido a uma tensão confinante de 7 MPa em uma câmara biaxial, para determinação do módulo de Young da rocha (E), e medidas as deformações com o BDG na mesma posição em que o ensaio *in situ* foi realizado. Em seguida, a tensão confinante é completamente aliviada; rotaciona-se o BDG 15° e repete-se o ensaio. Este procedimento é realizado com 30° , 45° e 60° . Desta forma, obtém-se 15 valores de módulos de elasticidade para cada testemunho, sendo três valores redundantes.

Com os parâmetros elásticos (E e coeficiente de Poisson) e as deformações diametraes U_1 , U_2 e U_3 de cada testemunho, procede-se o cálculo do estado plano de tensões, em um plano normal ao furo de sondagem.

A deformação de um furo em um campo de tensões biaxial é decorrente da magnitude e direção das tensões aplicadas em um plano perpendicular ao eixo do furo e podem ser determinadas pelas seguintes equações:

$$P + Q = \frac{E (U_1 + U_2 + U_3)}{3 d (1 - \nu^2)} \quad (4)$$

$$P - Q = \frac{\sqrt{2} E}{6 d (1 - \nu^2)} [(U_1 - U_2)^2 + (U_2 - U_3)^2 + (U_3 - U_1)^2]^{0.5} \quad (5)$$

$$\operatorname{tg} 2\theta' = \frac{\sqrt{3} (U_3 - U_2)}{2U_1 - U_2 - U_3} \quad (6)$$

Em que,

P, Q – tensões máxima e mínima no plano perpendicular ao eixo do furo;

E – módulo de Young da rocha;

ν - coeficiente de Poisson da rocha;

d – diâmetro do furo piloto;

U_1, U_2, U_3 - deformações do furo medidas a cada 60°;

θ' - ângulo formado entre as direções P e U_1 , medido no sentido anti-horário.

O cálculo do tensor das tensões foi determinado utilizando a metodologia desenvolvida pela USBM utilizando um programa em linguagem FORTRAN. Esse programa calcula o estado de tensões através das medidas obtidas durante a sobrefuração, podendo ser utilizadas células triaxiais, *strain gages*, BDG, entre outros, instalados nas paredes de um furo. Esse estado de tensões é calculado por regressão linear múltipla com referência a um sistema global de coordenadas.

O campo de tensões próximo ao local é assumido como constante, exceto devido ao efeito do próprio furo. A rocha, em cada local de medida, pode ter diferentes propriedades elásticas, no entanto, a análise assume que são isotrópicas e linearmente elásticas. Por não representar o objetivo principal deste trabalho, não serão apresentados maiores detalhes relacionados à obtenção do estado de tensões, apenas os resultados obtidos nos ensaios realizados.

2.2 – Resistência de Deformabilidade em Maciços Rochosos

O maciço rochoso é um material descontínuo e heterogêneo. Para o estudo de seu comportamento algumas propriedades devem ser determinadas, tanto para a rocha intacta quanto para as discontinuidades (Azevedo e Marques, 2002). Para a compreensão do comportamento do maciço utilizam-se critérios de ruptura que representam equações que indicam o limite do estado de tensões de determinado maciço (Goodman, 1989), através de relações correspondentes ao estado de ruptura do material.

Segundo Azevedo e Marques (2002), os principais mecanismos de ruptura de uma rocha são:

- Ruptura por flexão: relacionada ao desenvolvimento e propagação de fraturas de tração em uma rocha submetida à flexão (comum em tetos de galerias subterrâneas).
- Ruptura por cisalhamento: relacionada à formação de uma superfície de ruptura em que as tensões de corte excedem a resistência ao cisalhamento provocando o deslizamento do maciço rochoso e produzindo uma superfície lisa com partículas “esmagadas” pelo deslizamento (ocorrem comumente em taludes e pilares de minas subterrâneas).
- Ruptura por tração: ocorrem em taludes rochosos onde há superposição de camadas, em taludes com pequenas fraturas não persistentes e naqueles onde ocorrem juntas de alívio de tensão. A superfície é caracterizada por ser bastante rugosa (ocorrem também em testemunhos de sondagem).
- Ruptura por compressão: processo de ruptura mais complexo podendo envolver a formação de microfraturas de tração. A superfície de ruptura é caracterizada por ser de cisalhamento através da propagação das fissuras.

2.3 – Critérios de Ruptura

Na literatura, encontram-se uma série de critérios de ruptura que foram desenvolvidos ao longo dos anos. Os dois critérios mais utilizados são os de Mohr-Coulomb e Hoek & Brown, e por isso no presente trabalho tratará apenas destes.

2.3.1 – Critério de Mohr-Coloumb

Esse critério representa o método mais simples de calcular a resistência ao cisalhamento. O método foi proposto por Coulomb (1773) que sugeriu que a resistência ao cisalhamento é composta de duas parcelas, a coesão e o atrito do material. O critério foi postulado para aplicação em materiais granulares (solos e rocha) e escrito em termos da tensão de cisalhamento τ e tensão normal σ . Essas tensões atuam no plano representado pelo ponto de tangência de um círculo de Mohr com a envoltória (Figura 9). O critério é representado pela equação abaixo:

$$\tau_p = S_f + \sigma \operatorname{tg}\phi \quad (7)$$

Em que,
 τ_p – resistência ao cisalhamento;
 S_i – intercepto coesivo;
 σ – tensão normal ao plano de ruptura;

Φ – ângulo de atrito interno do material.

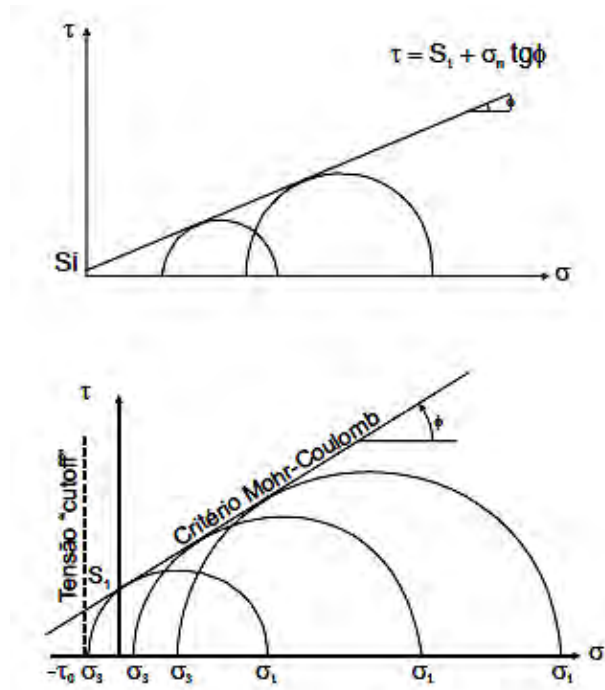


Figura 9: Envoltória de ruptura de Coulomb e critério com *cuttoff* de tração. Fonte: Azevedo e Marques (2002)

Os parâmetros S_i e Φ podem ser calculados através de ensaios triaxiais da rocha intacta, onde cada círculo de Mohr traçado representa um ensaio.

O critério de Mohr-Coulomb também pode ser expresso pelas tensões principais σ_1 e σ_3 , considerando um plano cuja normal esteja inclinada de um ângulo β com a tensão principal maior, como mostra a Figura 10.

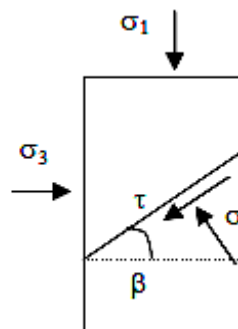


Figura 10: Tensões atuantes em um plano qualquer. Fonte: Azevedo e Marques (2002)

Dessa forma, as tensões são dadas por:

$$\sigma_1 = q_{uz} + \sigma_3 \tan^2 \left(45^\circ + \frac{\phi}{2} \right) \quad (8) \quad 14$$

Em que,

q_{uz} - representa o intercepto no eixo de σ_1 (resistência à compressão simples não confinada).

O critério de Mohr-Coulomb apresenta algumas desvantagens, já que implica ruptura por cisalhamento (e em direção única), extrapola a envoltória de ruptura na região de tração e não considera que o valor da tensão principal intermediária influencie na resistência.

2.3.2 – Critério Generalizado de Ruptura de Hoek & Brown

Hoek & Brown (1980) desenvolveram o método para atender a necessidade de se utilizar dados geológicos de campo nas escavações subterrâneas. Uma equação idêntica já havia sido escrita em 1936 para descrever a ruptura de concreto. A grande contribuição do critério original foi relacionar as observações geológicas de campo contidas no sistema de classificação de maciços de Bieniawski (RMR) com as equações.

O critério original foi desenvolvido para rocha dura, já que grande parte dos dados tratados partiu da Mina Bougainville (Papua Nova Guiné). Uma série de ensaios triaxiais em andesitos, rocha extremamente competente, foram realizados por Jaeger. Portanto, o critério é derivado de resultados de rupturas em rochas intactas (inicialmente por Hoek) e estudos de comportamento de maciços fraturados (inicialmente por Brown). O critério se inicia com as propriedades da rocha intacta que posteriormente sofrem redução relacionada às propriedades e características das discontinuidades e maciços fraturados e é representado pela equação (9).

$$\sigma_1^f = \sigma_3^f + \sigma_{ct} \left(m \frac{\sigma_3^f}{\sigma_{ct}} + s \right)^{0.5} \quad (9)$$

Em que,

σ'_1 e σ'_3 representam a maior e a menor tensão principal efetiva na ruptura,

σ_{ct} é a resistência da rocha intacta à compressão uniaxial, e

m e s são constantes do material

Um dos problemas do critério generalizado de ruptura de Hoek & Brown é sua relação com os parâmetros não lineares m e s e com o critério de Mohr-Coulomb. Uma série de adaptações foram realizadas ao longo dos anos a fim de ajustar propriedades distintas de materiais ao critério, como maciços extremamente alterados. Em 1983, por exemplo, Bray publicou a solução para a relação entre os parâmetros não lineares, o critério de Mohr-Coulomb e o de Hoek & Brown.

Em 1988, Hoek & Brown definiram um método para que os parâmetros de entrada fossem estimados através do RMR (Bieniawski, 1974). Em 1992 Hoek, Wood e Shah propuseram um critério modificado já que o leque de utilização estava bastante amplificado, sendo aplicado a maciços de qualidade muito baixa. Ficou evidenciado que o critério era muito conservador quando aplicado em maciços de qualidade melhor. Hoek, Kaiser & Bawden (1995) introduziram o conceito do *Geological Strength Index* (GSI) substituindo o RMR (Bieniawski), já que o RMR é dificilmente aplicado em maciços de qualidade extremamente pobres. Suas equações estão expressas abaixo:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ct} \left(m \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ct}} + s \right)^\alpha \quad (10)$$

Para $GSI > 25$:

$$\frac{m_g}{m_t} = \exp\left[-\left(\frac{GSI - 100}{28}\right)\right] \quad (11)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right) \quad (12)$$

$$\alpha = 0,5 \quad (13)$$

Para $GSI < 25$:

$$s = 0 \quad (14)$$

$$\alpha = 0,65 - \frac{GSI}{200} \quad (15)$$

Em 1997, Hoek & Brown publicaram o método para obtenção de uma série de valores relacionando resistência ao cisalhamento e tensão normal. A partir desses

dados foi feita uma regressão linear para determinação final dos parâmetros de resistência coesiva (S_i) e ângulo de atrito interno (Φ).

Hoek enfatizou os dados geológicos de entrada em relação ao critério original. Pela primeira vez as propriedades de rochas frágeis foram tratadas detalhadamente. Foi introduzido um novo GSI para rochas frágeis heterogêneas.

Hoek sugeriu que o valor da coesão encontrada através da tangente ao envelope de Mohr seria um valor ligeiramente superestimado e resultaria em valores otimistas de análises de estabilidade. Hoek propôs o coeficiente de ajuste ao envelope de Mohr ("a") no lugar do valor 0,5 da equação original:

$$\sigma'_{1} = \sigma'_{3} + \sigma_{ct} \left(m_b \frac{\sigma'_{3}}{\sigma_{ct}} + s \right)^{\alpha} \quad (16)$$

Em que,

σ'_{1} e σ'_{3} representam a maior e a menor tensão principal efetiva na ruptura;

σ_{ct} é a resistência da rocha intacta à compressão uniaxial;

m_b é um fator de redução da constante do material m_i dado por:

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 4D}\right) \quad (17)$$

α e s são constantes do material dados pelas seguintes relações:


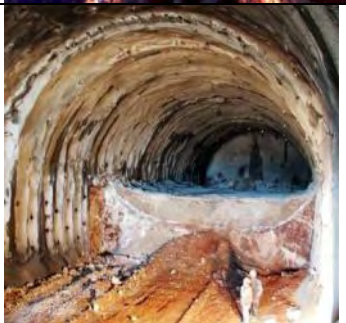



$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \quad (18)$$

$$\alpha = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right) \quad (19)$$

D representa um fator de ajuste relacionado ao grau de distúrbio do maciço provocado pelo processo de detonação e relaxamento de tensões.

Através de análises em diversas minas a céu aberto, Hoek & Brown notaram que o critério para rochas não perturbadas ($D = 0$) resultam em valores bastante otimistas. Os efeitos da detonação de explosivos e relaxamento de tensões devem ser criteriosamente avaliados. A Tabela 1 mostra os valores de D segundo características da escavação:

Tabela 1: Valores sugeridos de D em função da qualidade do maciço e escavação.

Aparência do maciço	Descrição do maciço rochoso	D sugerido
	<p>Uma detonação extremamente controlada ou escavação de alta qualidade resultam no mínimo de perturbação no maciço localizado no entorno do túnel.</p>	<p>D = 0</p>
	<p>Escavação manual ou mecânica em um maciço de baixa qualidade sem detonações resultam em distúrbio mínimo do maciço. Convergência pode provocar soerguimento do piso, nesse caso piorando o valor de D.</p>	<p>D = 0 D = 0,5</p>
	<p>Detonação em escavações de maciço rochoso extremamente resistente com muito baixa qualidade (sem controle dos explosivos e método de detonação). O dano ao maciço se estende por 2 ou 3 metros no entorno da escavação.</p>	<p>D = 0,8</p>
	<p>Detonações de pequena escala em taludes de obras civis provocam danos moderados ao maciço (lado esquerdo da foto). O relaxamento das tensões provocam distúrbios.</p>	<p>D = 0,7 (Controlada) D = 1,0 (Baixa qualidade)</p>
	<p>Minas a céu aberto com produção dependente de detonações apresentam grandes danos no maciço. Rochas mais brandas, com escavação mecânica, apresentam menor impacto.</p>	<p>D = 1,0 Detonações D = 0,7 Escavação mecânica</p>

Fonte: modificado de Hoek *et al.* (2002)

A resistência à compressão uniaxial ($\sigma'_3 = 0$) é:

$$\sigma_c = \sigma_{ct} s^a \quad (20)$$

e, a resistência à tração:

$$\sigma_t = -\frac{s \sigma_{ct}}{m_b} \quad (21)$$

Hoek, Carranza-Torres & Corkum (2002) conseguiram expressar a relação matemática correlacionando o critério generalizado de ruptura de Hoek & Brown com o critério de Mohr-Coulomb, através das equações que se seguem.

$$\phi' = \text{sen}^{-1} \left[\frac{6 \alpha m_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{2 (1 + \alpha)(2 + \alpha) + 6 \alpha m_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}} \right] \quad (22)$$

$$c' = \frac{\sigma_{ct} [(1 + 2\alpha)s + (1 - \alpha)m_b \sigma'_{3n}] (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{(1 + \alpha)(2 + \alpha) \sqrt{1 + \left[\frac{6 \alpha m_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{(1 + \alpha)(2 + \alpha)} \right]}} \quad (23)$$

Em que:

$$\sigma'_{3n} = \frac{\sigma'_{3max}}{\sigma_{ct}} \quad (24)$$

O gráfico a seguir (Figura 11) representa correlação entre o critério generalizado de ruptura de Hoek & Brown e o critério de Mohr-Coulomb.

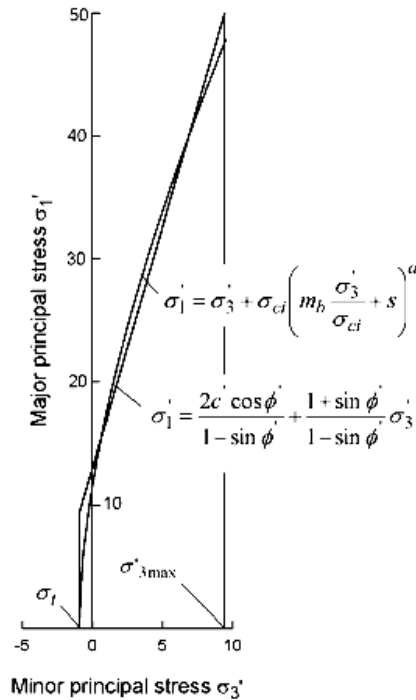


Figura 11: Relações entre as tensões principais maior e menor para os critérios de Hoek & Brown e Mohr-Coulomb. Fonte: Hoek *et al.* (2002)

2.4 – Parâmetros da rocha intacta

Para a rocha intacta, o critério de ruptura de Hoek & Brown respeita a seguinte fórmula:

$$\sigma'_{1} = \sigma'_{3} + \sigma_{ci} \left(m_i \frac{\sigma'_{3}}{\sigma_{ci}} + 1 \right)^{0,5} \quad (25)$$

Em que a relação das tensões principais na ruptura são definidas por duas constantes, a resistência à compressão uniaxial σ_{ci} e a constante m_i .

Sempre que possível, é de fundamental importância que se quantifique, via ensaios específicos, as propriedades intrínsecas da rocha intacta. Dentre elas, as principais são: resistência à compressão uniaxial, resistência à compressão triaxial, módulo de elasticidade, coeficiente de Poisson, ângulo de atrito interno do material e coesão. Esses dados, juntamente com os mapeamentos geológicos, estruturais e geotécnicos, possibilitarão uma classificação do maciço rochoso de Vazante mais fiel a realidade.

Hoek & Brown (1980), através de observações de uma série de ensaios uniaxiais, propuseram que a resistência à compressão uniaxial de uma amostra de 50 mm de diâmetro possui a seguinte expressão em função do diâmetro:

$$\sigma_{cd} = \sigma_{c50} \left(\frac{50}{d}\right)^{0,18} \quad (26)$$

Os gráficos das Figuras 12 e 13, a seguir, mostram resultados obtidos por Hoek (2001), que mostram a influência do tamanho da amostra na resistência das amostras testadas.

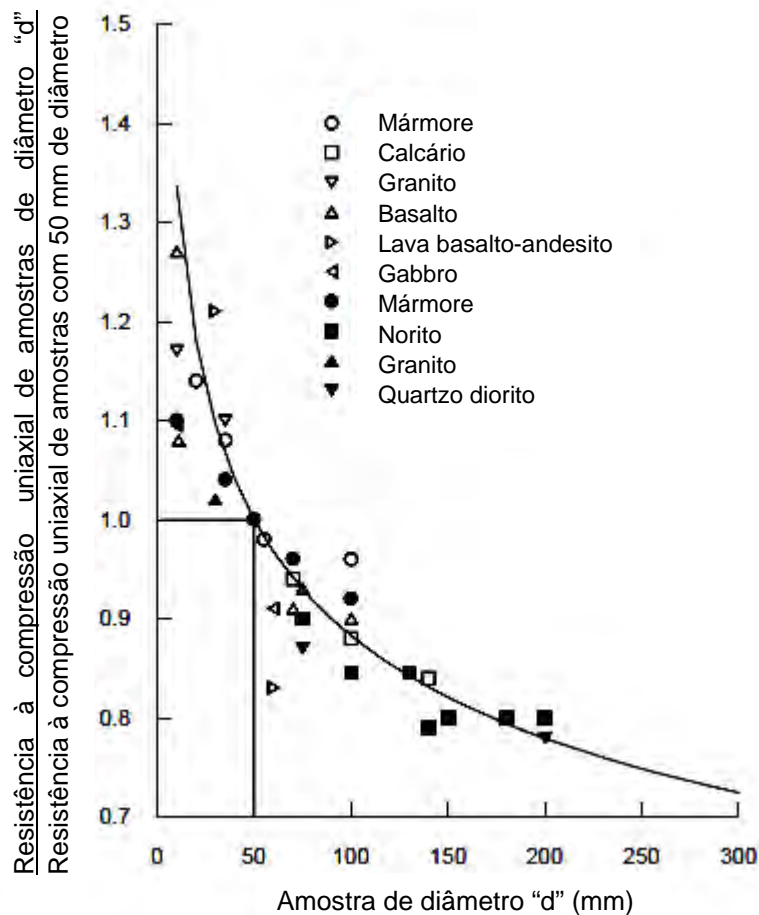


Figura 12: Influência do tamanho da amostra na resistência da rocha intacta. Fonte: Hoek (2001)

Medhurst & Brown, em 1996, reportaram uma série de ensaios triaxiais executados com amostras que apresentavam diâmetros crescentes. O resultado, já esperado, foi justamente o decréscimo da resistência a ruptura com o aumento do diâmetro.

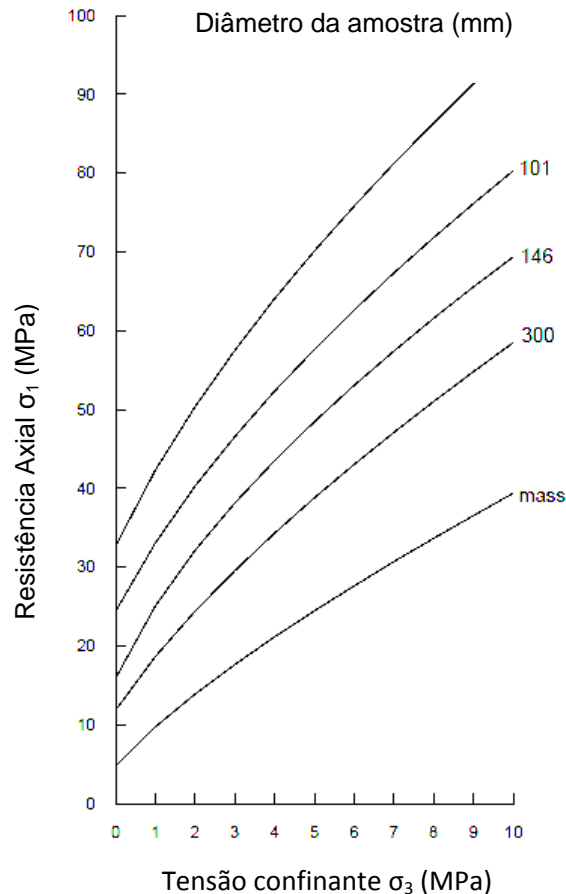


Figura 13: Exemplo de aumento de diâmetro e decréscimo da resistência em amostras de carvão da Austrália. Fonte: Hoek (2001)

2.4.1 – Ensaio de compressão uniaxial

É o ensaio mais utilizado em mecânica de rochas. Além de sua simplicidade, é um importante dado a ser levantado quando o objetivo está relacionado a classificações de maciços rochosos. Apesar da execução ser bastante simples, a preparação das amostras pode ser mais complexa dependendo do tipo de rocha a ser analisada. Segundo a ISRM (1981), alguns requisitos devem ser atendidos para que os dados sejam confiáveis. O diâmetro, já descrito anteriormente, é um item que vem sendo bastante discutido inclusive com a existência de algumas relações matemáticas de correlação. Quanto mais curto o corpo de prova, maior a resistência à ruptura, já que a região sob compressão simples será menor e a região sob compressão triaxial maior. A Figura 14 ilustra as tensões atuantes em um corpo de prova sob compressão uniaxial.

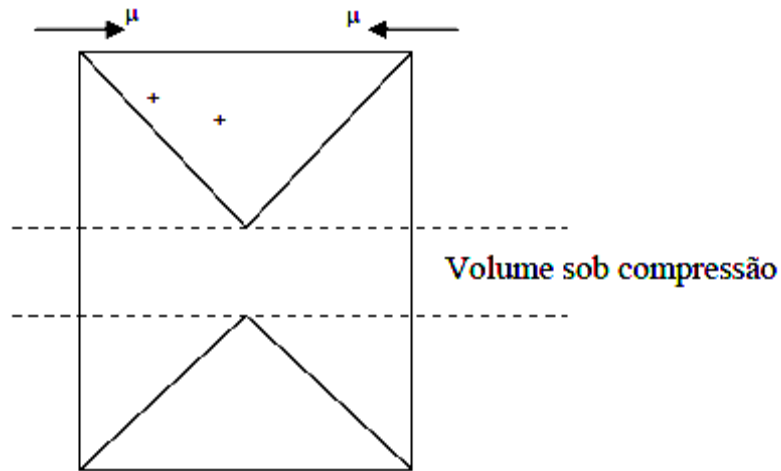


Figura 14: tensões existentes em um corpo de prova sob compressão uniaxial. Fonte: Azevedo e Marques (2002)

Os fatores que afetam o resultado da resistência podem ser intrínsecos (como mineralogia e textura da rocha), ou extrínsecos como geometria do corpo de prova (relação altura sobre diâmetro da amostra), efeito da água e velocidade de carregamento.

A resistência à compressão uniaxial pode ser expressa da seguinte forma:

$$\sigma_c = q_u = \frac{P}{A} \quad (27)$$

Em que,

$\sigma_c = q_u$ - resistência à compressão uniaxial máxima ou última;

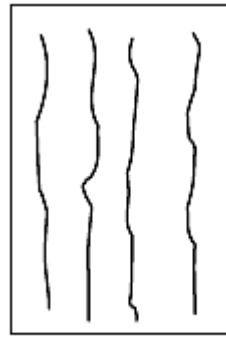
P - carga de ruptura; e

A - área inicial da amostra

2.4.2 – Tipos de ruptura

As rupturas nos ensaios de compressão uniaxial estão representadas pela Figura 15 e se dão da seguinte forma:

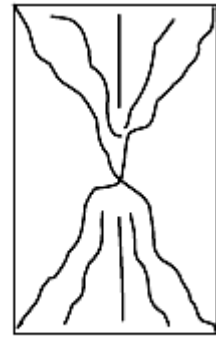
- Fendilhamento ou clivagem axial: as fraturas são desenvolvidas paralelamente à direção da carga axial.
- Cisalhamento: a direção da ruptura é inclinada em relação à carga axial.
- Cataclase: a ruptura origina cones desenvolvidos pela interseção de fraturas com inclinações diferentes.



Fendilhamento



Cisalhamento



Cataclase

Figura 15: Tipos de ruptura observados em ensaios de compressão. Fonte: Azevedo e Marques (2002)

A ruptura pode ocorrer como um desses tipos básicos ou ainda como tipos mistos.

2.5 – Classificação e caracterização de maciços rochosos

Os ensaios de resistência em rochas, bem como outros dados intrínsecos do maciço são importantes fontes de dados para uma correta classificação de um maciço rochoso. Devido ao complexo comportamento de um maciço e a sua heterogeneidade, observações e mapeamentos geológico-geotécnicos são imprescindíveis para o sucesso da escavação, seja uma obra civil ou mineração.

Muitos sistemas de classificação de maciços foram elaborados e modificados desde a década de 1940. Esses sistemas têm o objetivo de padronizar as observações para que a subjetividade afete o mínimo possível na definição dos parâmetros de entrada. No presente trabalho apresenta-se uma evolução sucinta dos sistemas de classificações de maciços rochosos dando ênfase aos dois métodos mais aceitos e utilizados atualmente:

- Bieniawski (1989) – *South African Council for Scientific and Industrial Research*.
- Barton, Lien and Lunde (1974) – *Norwegian Geotechnical Institute*.

Um dos primeiros métodos de classificação de maciços foi formulado por Terzaghi, em 1946, avaliando o carregamento em rochas. Esse método possui grande importância na evolução da mecânica de rochas, já que foi um sistema muito utilizado em escavações de túneis rochosos durante aproximadamente cinquenta anos. Essa classificação atendia muito bem quando os métodos de reforço e suporte eram diferentes dos utilizados hoje. Na época se fazia uso rotineiro de arcos de aço, que deram lugar sistemático ao concreto projetado e aos tirantes. Cecil (1970) concluiu que o método era extremamente qualitativo, não garantindo uma caracterização objetiva das propriedades do maciço rochoso em questão.

Em 1958, Lauffer publicou um sistema baseado no trabalho anterior de Stini (1950) que enfatizava o comportamento das descontinuidades na caracterização dos maciços e nas classes dos maciços. A classificação Lauffer-Pacher, conhecida como *Stand-Up Time Classification*, apresentava alguns problemas por não relacionar a orientação do túnel (em relação às descontinuidades), o método de escavação, o método de suporte e tamanho da seção da galeria. A classificação original de Lauffer

foi pouca utilizada e insistentemente modificada ao longo dos anos, como por Pacher *et al.* (1974).

O método NATM (*New Austrian Tunneling Method*) representa um sistema de classificação qualitativo que integra os princípios de comportamento do maciço rochoso com o monitoramento e performance das escavações subterrâneas durante a construção. Esse método foi desenvolvido entre os anos de 1957 e 1965 na Áustria por Ladislaus von Rabcewicz, Leopold Müller and Franz Pacher. Trata-se de um método empírico que envolve o intenso monitoramento de tensões e deformações nas escavações. A aplicação do método depende fortemente do acompanhamento de engenheiros ou geólogos bem treinados, assim como toda equipe. A metodologia apresentou vários casos de sucesso na Áustria, Suíça, França e Alemanha (Sauer, 1988). A Figura 16 mostra um exemplo da aplicação do método (Jonh, 1980).

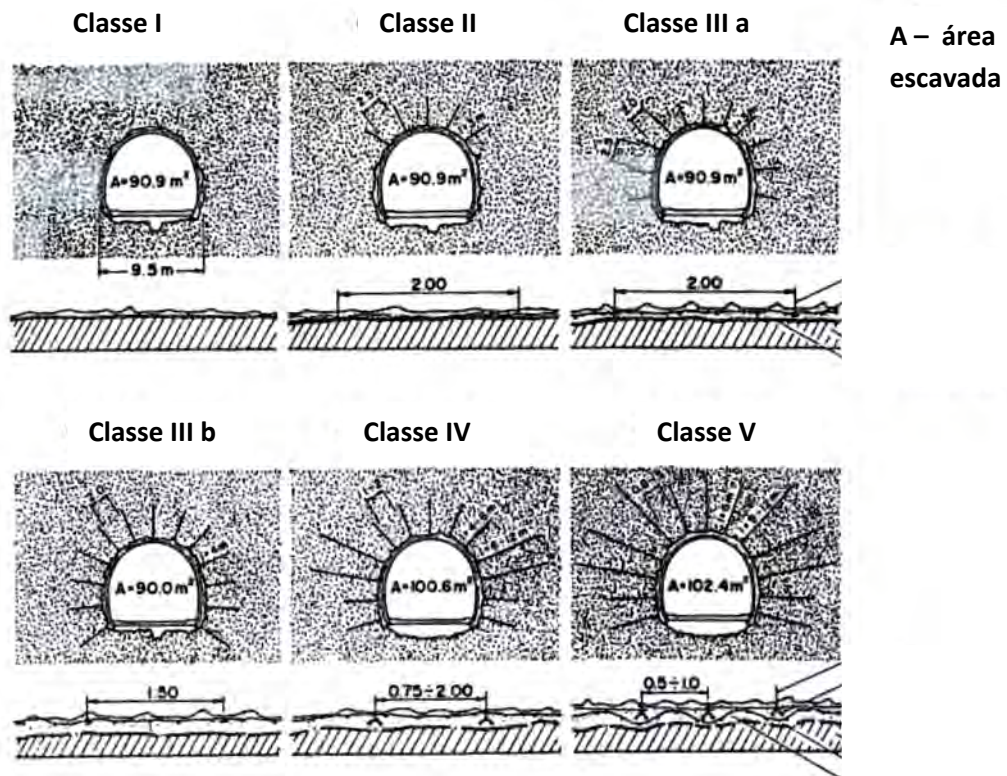


Figura 16: Suportes sugeridos segundo NATM. Fonte: Bieniawski (1989)

Pode-se observar que a classificação do maciço é baseada nas observações qualitativas de campo.

O RQD (*Rock Quality Designation*) foi desenvolvido em 1964 e publicado em 1967, quando a informação da qualidade da rocha era adquirida através da descrição geológica e porcentagem de recuperação (da sondagem) (Deere and Deere, 1988). O

método utiliza uma modificação da porcentagem de recuperação do testemunho de sondagem incorporando apenas tarugos separados por descontinuidades naturais que apresentam no mínimo 10 cm de comprimento. O RQD é um método quantitativo que identifica zonas de baixa qualidade do maciço. A ISRM (*International Society for Rock Mechanics*) recomenda um diâmetro de 54,7 mm (NX), sendo também muito utilizado o diâmetro NQ (47,5 mm). A relação entre o valor de RQD e a qualidade do maciço foi proposta por Deere (1968) é mostrada na Tabela 2, enquanto a figura 17 mostra um exemplo de cálculo do RQD.

Tabela 2: Classificação da qualidade da rocha com base no valor de RQD.

RQD (%)	Qualidade da Rocha
<25	Muito pobre
25 – 50	Pobre
50 – 75	Regular
75 – 90	Bom
90 - 100	Excelente

Por questões técnicas e econômicas, grande parte das vezes empreendimentos mineradores utilizam diâmetros de sondagem menores que o sugerido pela ISRM, o que impacta diretamente na estimativa do RQD. Para diâmetros BQ e AQ os respectivos valores de tamanho de tarugos “intactos” correspondem a 7,5 e 5,0 cm.

Algumas observações sobre o RQD são de extrema importância. A ferramenta é bastante sensível quando aplicada na direção favorável ao fraturamento, mas torna-se excessivamente impreciso quando ocorrem mudanças no espaçamento das fraturas. Quando utilizado através de testemunhos de sondagem, a direção de perfuração deve ser representativa da anisotropia do maciço porque, caso contrário, o dado irá mascarar o real grau de fraturamento do maciço. Portanto, esse dado deve ser utilizado com bastante critério sendo um importante alarme quanto à baixa qualidade do maciço rochoso.

A Figura 17 mostra um exemplo de cálculo de RQD.

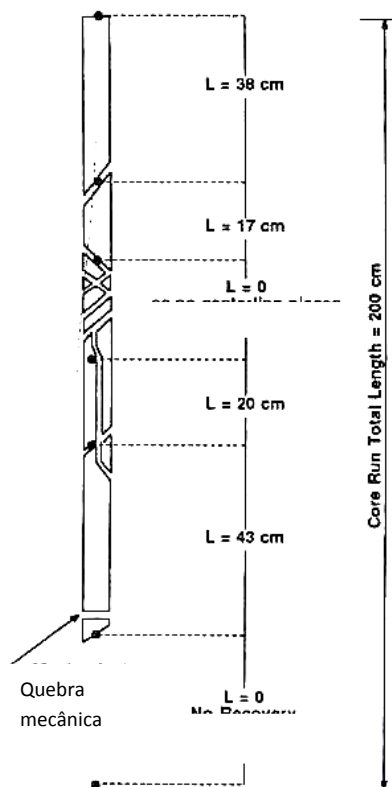


Figura 17: Exemplo de cálculo de RQD em testemunhos de sondagem. Fonte: Bieniawski (1989)

Como pode ser observado da análise da Tabela 2 e da Figura 17, o valor do RQD é expresso em porcentagem, desconsiderando-se os tarugos com menos de 10 cm na soma do comprimento total.

Em 1972, Wickham, Tiedemann and Skinner desenvolveram o RSR (*Rock Structure Rating Concept*) nos Estados Unidos. Esse foi o primeiro sistema de classificação de maciços completo proposto desde Terzaghi (1946), sendo um método quantitativo, descrevendo a qualidade do maciço rochoso e determinando o sistema de contenção apropriado. Segundo Bieniawski (1989), esse foi um grande avanço nos sistemas de classificação de maciços rochosos por ser quantitativo, incluir muitos parâmetros (e não apenas testemunhos de sondagem como o RQD) e ser uma classificação completa com arquivos de entrada e saída. O sistema foi dividido em três parâmetros:

- Parâmetro A: características gerais da rocha baseadas na gênese (ígnea, sedimentar ou metamórfica), dureza (forte, média, fraca e decomposta) e

estrutura geológica (maciça, fracamente falhada / dobrada, moderadamente falhada / dobrada e intensamente falhada / dobrada).

- Parâmetro B: efeito das descontinuidades em relação à orientação do túnel baseado no espaçamento das fraturas, orientação e direção do túnel.
- Parâmetro C: influência da água baseado na combinação dos parâmetros A e B, nas condições das juntas (boa, média, pobre) e na quantidade de água percolante (galões por minuto por 1000 pés de túnel).

O valor RSR é obtido através da soma dos pesos dos parâmetros (máximo de 100 – RSR = A + B + C). As Tabelas 3 a 5 explicam o método.

Tabela 3: RSR – Parâmetro A

	Tipo de Rocha				Estrutura Geológica							
	Dura	Média	Frágil	Decomposta								
Ígnea	1	2	3	4								
Metamórfica	1	2	3	4								
Sedimentar	2	3	4	4	Maciça	Levemente Falhada ou Dobrada	Moderadamente Falhada ou Dobrada	Intensamente Falhada ou Dobrada				
Tipo 1									30	22	15	9
Tipo 2									27	20	13	8
Tipo 3									24	18	12	7
Tipo 4									19	15	10	6

Fonte: Modificado de Wickham *et al.* (1974)

Tabela 4: RSR – Parâmetro B

	Strike perpendicular ao eixo			Strike paralelo ao eixo				
	Direção da descontinuidade			Direção da descontinuidade				
	Ambos	Com Dip		Ambos				
	Mergulho das juntas críticas			Contra o dip		Mergulho das juntas críticas		
Média do espaçamento das juntas	Horizontal	Mergulhando	Vertical	Mergulhando	Vertical	Horizontal	Mergulhando	Vertical
1-Fraturas muito pouco espaçadas, <2 polegadas	9	11	13	10	12	9	9	7
2-Pouco espaçadas, 2-6 polegadas	13	16	19	15	17	14	14	11
3-Moderadamente espaçadas, 6-12 polegadas	23	24	28	19	22	23	23	19
4-Moderadamente a muito espaçadas, 1-2 pés	30	32	36	25	28	30	28	24
5-Muito espaçadas, 2-4 pés	36	38	40	33	35	36	34	28
6-Maciço, >4 pés	40	43	45	37	40	40	38	34

Horizontal: 0-20°; Mergulhando: 20-50°; Vertical: 50-90°.

Fonte: Modificado de Wickham *et al.* (1974)

Tabela 5: RSR – Parâmetro C

Vazão (gpm/1000pés)	Parâmetros A + B					
	13 - 44			45 - 75		
	Condições das juntas					
	Boa	Moderada	Pobre	Boa	Moderada	Pobre
Nula	22	18	12	25	22	18
Baixa, <200 gpm	19	15	9	23	19	14
Moderada, 200 – 1000 gpm	15	11	7	21	16	12
Alta, >1000 gpm	10	8	6	18	14	10

Condições das juntas: boa – apertada ou cimentada; moderada – descolorida ou levemente alterada; pobre – extremamente alterada ou aberta. Fonte: Modificado de Wickham *et al.* (1974)

O método ainda apresenta um coeficiente de ajuste do método de contenção a ser aplicado com relação ao processo de escavação (escavação mecânica ou por detonação). A contenção aplicada é calculada através de estudos comparativos realizados em cento e noventa seções de cinquenta e três projetos de túneis, sendo muitos resultados obtidos através da prática, já que para o caso dos tirantes e concreto projetado, por exemplo, foram utilizados poucos dados. Como a base de dados foi bastante rica em casos onde as cambotas metálicas foram utilizadas, o RSR representa um método bastante interessante para aplicação deste método de contenção especificamente (Bieniawski, 1989), mas não muito aplicável para tirantes e concreto projetado. Outros autores, como Sinha (1988), concluem que o método não pode ser tratado independentemente do método de Terzaghi (1946) já que ocorre uma dependência para obtenção dos valores de espaçamento dos objetos de contenção.

Em 1973, Bieniawski propôs o Sistema Geomecânico de Classificação, ou RMR System que, no presente trabalho, será tratado mais adiante e de forma mais detalhada. O mesmo ocorre para o caso do Q-system, desenvolvido por Barton *et al.* em 1974.

Franklin (1986) publicou a Classificação *Size-Strength* que basicamente trabalha com a combinação do tamanho e resistência do típico bloco (rocha intacta). O método é bastante próximo ao RQD, tratando o bloco de rocha intacta típico (através de observação de campo ou através de testemunhos) e a resistência da rocha intacta, obtida através de um simples martelo ou testes de *point load*. Segundo Bieniawski (1989), erros da ordem de 20% são insignificantes para o método e devido a esse fato o mesmo não será sistematicamente descrito no presente trabalho.

Em 1981, a *International Society of Rock Mechanics* (ISRM) apresentou uma descrição geotécnica geral das várias variáveis que constituem um maciço rochoso.

Trata-se de uma classificação simplificada que deve ser enriquecida de mais detalhes e que sugere que algumas características gerais devem ser descritas, tais como:

- Nome da rocha, com descrição geológica simplificada;
- Duas características estruturais: espessura da camada (litologia) e espaçamento das descontinuidades.
- Duas características mecânicas: a resistência à compressão uniaxial e o ângulo de atrito das fraturas.

Os intervalos de valores com suas respectivas descrições seguem na Tabela 6:

Tabela 6: ISRM – Intervalos e descrições

Espaçamento das descontinuidades		Resistência à compressão uniaxial da rocha		Ângulo de atrito das descontinuidades	
Intervalos (cm)	Termos	Intervalos (MPa)	Termos	Intervalos (deg)	Termos
>200	Muito espaçado	>200	Muito alta	>45	Muito alto
60 – 200	Espaçado	60 – 200	Alta	35 – 45	Alto
20 – 60	Moderado	20 – 60	Moderada	25 – 35	Moderado
6 – 20	Próximo	6 – 20	Baixa	15 – 25	Baixo
>6	Muito próximo	>6	Muito baixa	<15	Muito baixo

Fonte: Modificado de Bieniawski (1989)

2.5.1 - Classificação Geomecânica de Bieniawski (RMR)

A classificação geomecânica, ou *Rock Mass Rating System*, foi desenvolvida em 1972 e 1973 por Bieniawski e apresenta seis principais parâmetros de entrada:

- Resistência à compressão uniaxial da rocha intacta (A);
- RQD (*Rock Quality Designation*) (B);
- Espaçamento das descontinuidades (C);
- Condição das descontinuidades (D);
- Percolação de água (E);
- Orientação das descontinuidades (F).

Para aplicar o sistema, o maciço é dividido em domínios estruturais para individualização da heterogeneidade das estruturas. Cada parâmetro corresponde a um valor de acordo com sua caracterização e que, somados, no fim resulta no RMR:

$$\text{RMR} = A + B + C + D + E + F \quad (29)$$

A resistência à compressão uniaxial da rocha intacta corresponde a um valor máximo de 15 pontos distribuídos de acordo com a Tabela 10. A Tabela 7 desenvolvida por Deere e Miller (1966) classifica os valores de resistência.

Tabela 7: Classificação da resistência à compressão

Descrição	UCS	Exemplos
	MPa	Rocha
Resistência muito baixa	1-25	Sal
Resistência baixa	25-50	Carvão, siltito, xisto
Resistência média	50-100	Arenito, ardósia, folhelho
Resistência alta	100-200	Mármore, granito, gnaisse
Resistência muito alta	>200	Quartzito, gabro, basalto

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

O RQD já foi explicado anteriormente e sua pontuação no método RMR segue a Tabela 8.

Tabela 8: Avaliação do RQD

RQD (%)	Avaliação
90 - 100	20
75 - 90	17
50 - 75	13
25 - 50	8
<25	3

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

Na deficiência de testemunhos de sondagem, ou necessidade de ser obter o RQD para correlação, em campo, o valor de RQD pode ser calculado através da expressão:

$$RQD = 115 - 3,3 J_v \quad (30)$$

Em que:

$J_v = \sum$ número de fraturas por metro nos três eixos (x, y e z).

O espaçamento de juntas e fraturas pode atingir um valor máximo de 20 pontos e pode ser avaliado em testemunhos de sondagem ou em campo. Quando a descontinuidade apresenta variações no espaçamento deve-se tomar um valor médio e ainda quando ocorrer mais de uma família o valor utilizado deve ser correspondente à família crítica.

Para as características das juntas o mesmo critério deve ser adotado quando ocorrer mais de uma família (considerar a crítica). O valor pode atingir 30 pontos e são avaliados: a abertura, persistência, rugosidade, condição das paredes, a presença e qual material está presente (argila compacta, argila mole, areia, calcita, entre outros).

As condições de percolação de água atingem um valor de 10 pontos, já que têm grande influência no comportamento do maciço rochoso. São considerados a velocidade do fluxo de água ou a razão entre a pressão de água e a tensão principal maior ou uma análise qualitativa das condições de fluxo na descontinuidade.

Esses parâmetros citados somados chegam a um valor máximo de RMR igual a 100, sendo este valor corrigido de acordo com a orientação da família de descontinuidades mais crítica, conforme a Tabela 9:

Tabela 9: Favorabilidade da direção das descontinuidades segundo orientação da escavação.

Direção perpendicular ao eixo da escavação				Direção paralela ao eixo da escavação		Mergulho 0 – 20° Independente da direção
Escavação a favor do mergulho		Escavação contra o mergulho				
Mergulho 45° – 90°	Mergulho 20° – 45°	Mergulho 45° – 90°	Mergulho 20° – 45°	Mergulho 45° – 90°	Mergulho 20° – 45°	
Muito favorável	Favorável	Regular	Desfavorável	Muito desfavorável	Regular	Desfavorável

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

A seguir apresentam-se as Tabelas 10 a 13, utilizadas na classificação RMR.

Tabela 10: Parâmetros de classificação e seus valores

Parâmetros			Faixa de valores						
1	Resistência da rocha intacta	Resistência à compressão puntiforme	>10 MPa	4 – 10 MPa	2 – 4 MPa	1 – 2 MPa	Para a faixa de valores inferior, é preferível usar o ensaio de compressão uniaxial		
		Resistência à compressão uniaxial	>250MPa	100 – 250 MPa	50 – 100 MPa	25 – 50 MPa	5 – 25 MPa	1 – 5 MPa	<1 MPa
	Valores	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90 – 100%	75 – 90%	50 – 75%	25 – 50%	< 25%		
	Valores		20	17	13	8	3		
3	Espaçamento das juntas		>2 m	0,6 – 2 m	200 - 600 mm	60 – 200 mm	<60 mm		
	Valores		20	15	10	8	5		
4	Condição das juntas		Superfícies muito rugosas Não contínuas Sem abertura Paredes duras	Superfícies levemente rugosas Separação < 1 mm Paredes duras	Superfícies levemente rugosas Separação < 1 mm Paredes macias	Slickensides ou Preenchimento <5 mm de largura ou Juntas abertas 1-5 mm, contínuas	Preenchimento macio >5 mm Ou Juntas abertas >5 mm, contínuas		
	Valores		30	25	20	10	0		
5	Água subterrânea	Fluxo por 10 m de comprimento	Nulo	<10 l/min	<25 l/min Ou	25 – 125 l/min Ou	>125 l/min Ou		
		Razão Pressão de água na junta / tensão principal maior	0	<0,1	0 – 0,2 Ou	0,2 – 0,5 Ou	>0,5 Ou		
		Condições gerais	Completamente seco	Completamente seco	Gotejamento	Água sob pressão moderada	Graves problemas com água		
	Valores		15	10	7	4	0		

Fonte: Modificado de Bieniawski (1989)

Tabela 11: Ajuste de valores conforme orientação das juntas

Direção e mergulho das juntas		Muito favorável	Favorável	Regular	Desfavorável	Muito desfavorável
Valores	Túneis	0	-2	-5	-10	-12
	Fundações	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

Tabela 12: Classe de maciços rochosos (a partir do valor total)

Valores	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20
Classe	I	II	III	IV	V
Número					
Descrição	Rocha muito boa	Rocha boa	Rocha regular	Rocha pobre	Rocha muito pobre

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

Tabela 13: Significado das classes de maciço rochoso

Número da Classe	I	II	III	IV	V
Tempo Médio	10 anos para vão de 5 m	6 meses para um vão de 4 m	1 semana para um vão de 3 m	5 horas para um vão de 1,5 m	10 min para um vão de 0,5 m
Coesão do Maciço Rochoso	> 300 KPa	200 – 300 KPa	150 – 200 KPa	100 – 150 KPa	< 100 KPa
Ângulo de Atrito do Maciço Rochoso	> 45°	40° - 45°	35° - 40°	30° - 35°	< 30°

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

O RQD e o espaçamento entre as descontinuidades são relacionados pela seguinte equação matemática:

$$RQD = 100 \cdot e^{-\lambda L} (1 + \lambda L) \quad (31)$$

Em que λ representa 1 / espaçamento.

A relação entre o RQD e o espaçamento das descontinuidades é representada pelo gráfico da Figura 18.

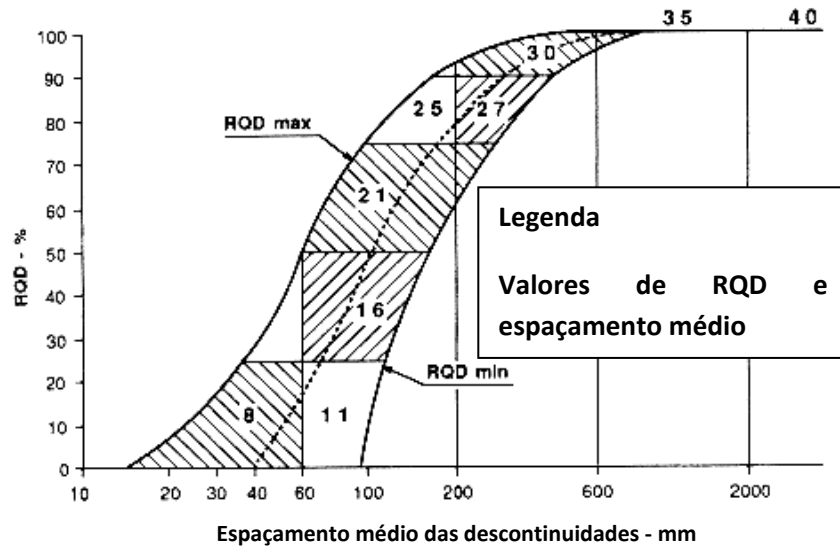


Figura 18: Relação entre espaçamento das descontinuidades e RQD. Fonte: Bieniawski (1989)

Após a classificação do maciço, também pode ser definido o tempo de auto-suporte em função do vão, de acordo com o gráfico da Figura 19.

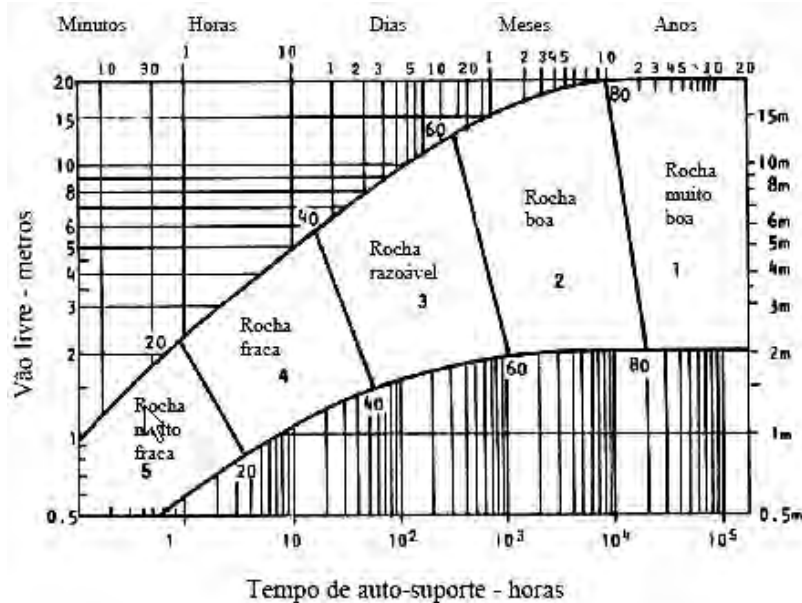


Figura 19: Ábaco para determinação do tempo de auto-suporte para as classificações de maciço segundo Bieniawski. Fonte: Azevedo e Marques (2002).

Com relação ao suporte a ser aplicado, Unal (1983) determinou que a carga de suporte pode ser estimada pela equação:

$$P = \frac{100 - RMR}{100} \gamma B \quad (32)$$

Em que,

P - carga do suporte (kN);

B - largura da escavação (m); e

γ - densidade da rocha (kg / m³)

O valor de RMR na equação acima é exatamente o número obtido através dos parâmetros, e não da classe do maciço. Isso porque, por exemplo, uma rocha regular varia de 41 a 60 e mesmo fazendo parte da mesma classe a contenção sugerida é diferente. Isso justifica a grande sensibilidade do método em relação ao método de contenção a ser aplicado. A contenção sugerida para uma seção tipo ferradura com largura de 10 metros, tensão vertical < 25 MPa e escavação realizada com explosivos é mostrada na Tabela 14 a seguir.

Tabela 14: Relação entre classe de maciço, suporte e tipo de escavação.

Classes de Maciço	Escavação	Suporte		
Muito boa (I) 81 – 100	Seção total. 3m de avanço.	Geralmente não requer suporte, a não ser ancoragens ocasionais		
Boa (II) 61 – 80	Seção total. 1 a 1,5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente.	Ancoragens de 3 m de comprimento. Espaçadas de 2,5 m, ocasionalmente, com malhas em certas zonas no teto.	50 mm no teto, se necessário.	0
Regular (III) 41 – 60	Seção parcial (frente e rebaixo). Avanço 1,5 a 3 m. Início do suporte após cada fogo. Suporte completo a cada 10 m.	Ancoragens sistemáticas com 4 m de comprimento, espaçadas de 2 m, nas paredes e teto, com malha no teto.	50 a 100 mm no teto de 30 mm nas paredes.	0
Pobre (IV) 21 – 40	Seção parcial (frente e rebaixo). Avanço 1,5 m. Instalação de suporte concomitante com a escavação.	Ancoragens sistemáticas com 4 a 5 m de comprimento, espaçadas de 1 a 1,5 m, com malha no teto e nas paredes.	100 a 150 mm no teto e 100 mm nas paredes.	Cambotas leves espaçadas de 1,5 m.
Muito Pobre (V) <20	Seções múltiplas. Avanço 0,5 a 1,5 m. Instalação do suporte concomitante com a escavação. Concreto projetado logo após o fogo.	Ancoragens sistemáticas com 5 a 6 m de comprimento, espaçadas de 1 a 1,5 m, com malha no teto e nas paredes. Ancoragem na soleira.	100 a 150 mm no teto e 100 mm nas paredes.	Cambotas médias a pesadas espaçadas de 0,75 m. Fechamento na soleira.

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

2.5.2 - Sistema Q

O sistema foi desenvolvido na Noruega em 1974 por Barton, Lien e Lunde através da análise de 212 casos de escavações em túneis na Escandinávia. O resultado do sistema é obtido através da quantificação de seis parâmetros:

- RQD;
- Índice J_n : número de famílias de descontinuidades (fraturas e juntas);
- Índice J_r : rugosidade da família mais desfavorável à escavação;
- Índice J_a : grau de alteração das paredes das juntas ou fraturas ou características do preenchimento das descontinuidades;
- Índice J_w : condições de fluxo de água no maciço;
- Estado de tensões do maciço.

Esses seis parâmetros são agrupados em três quocientes que multiplicados resultam no valor de Q:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} \quad (33)$$

Em que,

RQD – *Rock Quality Designation*;

J_n – valor relacionado ao número de famílias de juntas;

J_r - valor relacionado à rugosidade das juntas;

J_a - alteração das paredes e condições das juntas;

J_w - fator de redução devido às condições de água na escavação;

SRF - fator de redução devido às condições de tensão no maciço.

Os valores de Q variam de 0,001 a 1000 em uma escala de qualidade de maciço logarítmica.

Cada um dos três quocientes apresenta um significado relacionado ao maciço em questão. O primeiro está relacionado ao tamanho dos blocos de rocha intacta, o segundo é um indicador da resistência ao cisalhamento das descontinuidades tratadas no maciço e o terceiro quociente está relacionado ao fluxo de água no maciço e a:

- Perda de carga no caso de zonas de cisalhamento e descontinuidades preenchidas com argila; ou
- Rocha competente com problemas de tensão; ou
- Fluxo plástico de rocha incompetente causado por altas pressões de rocha.

Segundo Barton *et al.* (1974) os parâmetros J_n , J_r e J_a representam dados mais importantes que a orientação das descontinuidades e que se a orientação fosse incluída o sistema Q seria menos generalizado. Porém, a orientação está incluída na avaliação dos parâmetros J_r e J_a porque eles são aplicados para as famílias mais desfavoráveis.

Seguem as tabelas explicativas para obtenção dos valores dos seis parâmetros em campo.

Tabela 15: RQD – descrição e valores adotados

Índice RQD - Descrição	Valores
Rocha de muito má qualidade	0 - 25
Rocha de má qualidade	25 - 50
Rocha de qualidade regular	50 - 75
Rocha de boa qualidade	75 - 90
Rocha de excelente qualidade	90 - 100

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

Tabela 16: Índice J_n

Índice J_n	
Descrição	Valores
A – 0 ou poucas fraturas	0,5 – 1
B – 1 família	2
C – 1 família mais fraturas esparsas	3
D – 2 famílias	4
E – 2 famílias mais fraturas esparsas	6
F – 3 famílias	9
G – 3 famílias mais fraturas esparsas	12
H – 4 famílias ou mais sistemas de juntas aleatórias	15
I – Rocha fragmentada (brita)	20

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

Tabela 17: Índice J_r

Índice J_r	
a – Fraturas onde não houve deslocamento relativo. Há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas.	
Descrição	Valores
A – Fraturas descontínuas	4,0
B – Fraturas ásperas ou irregulares, onduladas	3,0
C – Fraturas lisas, onduladas	2,0
D – Fraturas polidas, onduladas	1,5
E – Fraturas ásperas ou irregulares, planas	1,5
F – Fraturas lisas, planas	1,0
G – Fraturas polidas, planas	0,5
b – Fraturas onde houve deslocamento relativo. Não há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas.	
H – Fraturas com minerais argilosos	1,0
I – Zonas esmagadas	1,0

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

Tabela 18: Índice J_a

Índice J _a	
a – Fraturas onde não houve deslocamento relativo. Há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas	
Descrição	Valores
A – Paredes duras, compactas, preenchimentos impermeáveis	0,75
B – Paredes sem alteração, somente leve descoloração ($\phi_r = 25^\circ - 35^\circ$)	1,00
C – Paredes levemente alteradas, com partículas arenosas e rochas desintegradas não brandas ($\phi_r = 25^\circ - 35^\circ$)	2,00
D – Paredes com películas siltosas ou arenos-argilas ($\phi_r = 20^\circ - 25^\circ$)	3,00
E – Paredes com películas de materiais moles ou baixo ϕ_r (talco, grafite, etc) e pequenas quantidades de minerais expansivos ($\phi_r = 8^\circ - 16^\circ$)	4,00
b – Fraturas onde houve deslocamento relativo (<10 cm). Há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas.	
Descrição	Valores
F – Paredes com película de areia e rochas desintegradas ($\phi_r = 25^\circ - 30^\circ$)	4,00
G – Fraturas com preenchimento argiloso sobreconsolidado (espessura de 5 mm - $\phi_r = 16^\circ - 24^\circ$)	6,00
H – Fraturas com preenchimento argiloso subconsolidado (espessura de 5 mm - $\phi_r = 12^\circ - 16^\circ$)	8,00
I – Fraturas com preenchimento argiloso expansivo (espessura de 5 mm - $\phi_r = 6^\circ - 12^\circ$)	8,00 – 12,00
c – Fraturas onde houve deslocamento relativo. Não há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas	
Descrição	Valores
J, K, L – Zonas com rochas desintegradas ou esmagadas com argila (veja G, H e I para as condições de material argiloso - $\phi_r = 6^\circ - 24^\circ$)	6,00 – 8,00 8,00 – 12,00
M – Zonas siltosas ou areno-argilas, com pequena quantidade de argila	5,00
N, O, P – Zonas contínuas de argila (veja G, H e I para as condições do material argiloso - $\phi_r = 6^\circ - 24^\circ$)	10,00 – 13,00 13,00 – 20,00

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

Tabela 19: Índice J_w

Índice J_w	
Descrição	Valores
A – Caudal nulo ou pequeno (<5 l/min), pressão de água aproximada <1.0 kg/cm ²	1,00
B – Caudal médio ou pressão que ocasionalmente arrasta o preenchimento das fraturas. P=1 a 2,5 kg/cm ²	0,66
C – Caudal grande ou alta pressão em rocha competente, com fraturas sem preenchimento. P=2,5 a 10,0 kg/cm ²	0,50
D – Caudal grande ou alta pressão, considerável arrastamento do preenchimento. P=2,5 a 10,0 kg/cm ²	0,33
E – Caudal excepcionalmente grande ou pressão explosiva, decaindo com o tempo. P>10,0 kg/cm ²	0,20-0,10
F – Caudal excepcionalmente grande ou pressão contínua, sem decaimento notável. P>10,0 kg/cm ²	0,10-0,05

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

Tabela 20: Índice SRF

a) Zonas alteradas	
Descrição	Valores
A – Ocorrência de múltiplas zonas alteradas, com argila ou rocha quimicamente desintegrada (profundidade qualquer)	10,0
B – Zona alterada com argila ou rocha quimicamente desintegrada (profundidade da escavação ≤ 50 m)	5,0
C – Zona alterada com argila ou rocha quimicamente desintegrada (profundidade da escavação > 50 m)	2,5
D – Múltiplas zonas esmagadas em rocha competente sem a presença de argila (profundidade qualquer)	7,5
E – Zona esmagada em rocha competente sem a presença de argila (profundidade ≤ 50 m)	5,0
F – Zona esmagada em rocha competente sem a presença de argila (profundidade > 50 m)	2,5
G – Fraturas abertas, fraturamento muito intenso (profundidade qualquer)	5,0
b) Rochas competentes – Problemas de tensões	
Descrição	Valores
H – Tensões baixas, próximo à superfície $\left(\frac{\sigma_3}{\sigma_1} > 200\right)$	2,5
I – Tensões médias $\left(\frac{\sigma_3}{\sigma_1} = 200 \text{ a } 10\right)$	1,0
J – Tensões altas $\left(\frac{\sigma_3}{\sigma_1} = 10 \text{ a } 5\right)$	0,5 – 2,0
K – Explosões moderadas de rocha $\left(\frac{\sigma_3}{\sigma_1} = 5 \text{ a } 2,5\right)$	5,0 – 10,0
L – Explosões intensas de rocha $\left(\frac{\sigma_3}{\sigma_1} = 2,5\right)$	10,0 – 20,0
c) Plastificação de rochas não competentes sob altas tensões	
Descrição	Valores
M – Pressão moderada	5,0 – 10,0
N – Pressão elevada	10,0 – 20,0
d) Rochas expansíveis em presença de água	
Descrição	Valores
O – Pressão de expansão moderada	5,0 – 10,0
P – Pressão de expansão elevada	10,0 – 15,0

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

Após obtenção dos parâmetros e cálculo do valor de Q, tem-se a classificação do maciço conforme a Tabela 21.

Tabela 21: Classificação do maciço de acordo com o valor de Q

Classe	Valor de Q
Maciço de excepcional má qualidade (IX)	0,001 – 0,01
Maciço de extrema má qualidade (VIII)	0,01 – 0,1
Maciço de muito má qualidade (VII)	0,1 – 1,0
Maciço de má qualidade (VI)	1,0 – 4,0
Maciço de qualidade regular (V)	4,0 – 10,0
Maciço de boa qualidade (IV)	10,0 – 40,0
Maciço de muito boa qualidade (III)	40,0 – 100,0
Maciço de extrema qualidade (II)	100,0 – 400,0
Maciço de excepcional qualidade (I)	400,0 – 1000,0

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

O valor de Q é relacionado ao suporte necessário através da definição da dimensão equivalente da escavação. Esse valor de dimensão representa a razão da altura, vão ou diâmetro da escavação pela razão de suporte da escavação. Essa razão de suporte da escavação é dada pela Tabela 22.

Tabela 22: Valores de ESR de acordo com o tipo de escavação

Tipo de escavação	ESR
A – Aberturas mineiras temporárias	3,0 – 5,0
B – Aberturas mineiras permanentes, túneis d'água de hidrelétricas (exceto para alta pressão), túneis pilotos, desvios, galerias de avanço.	1,6
C – Salões de armazenamento, plantas de tratamento de água, túneis rodoviários e ferroviários menores, túneis de acesso.	1,3
D – Estações de força, túneis rodoviários e ferroviários maiores, abrigos de defesa.	1,0
E – Estações nucleares subterrâneas, estações ferroviárias, salões públicos e de esporte, fábricas.	0,8

Fonte: Azevedo e Marques (2002)

E a dimensão equivalente é dada por:

$$D_e = \frac{\text{Vão, diâmetro ou altura da escavação (m)}}{\text{Razão de suporte da escavação (BSR)}} \quad (36)$$

A relação entre Q e a dimensão equivalente permite associar o suporte necessário ao maciço. Barton *et al.* desenvolveu 38 tipos de suportes permanentes para diferentes valores dos parâmetros, valores de Q e ESR. Para suportes temporários, basta aumentar o valor de Q para 5Q e de ESR para 1,5 ESR. Na Tabela 23 estão os tipos de suporte em função das características de cada intervenção e da classificação obtida.

Tabela 23: Sistema Q – Suportes segundo classificação

Suporte	Q	Fatores Condicionantes		Vão / ESR (m)	p ^b (kg/cm ²)	Vão / ESR (m)	Tipo de suporte	Notas Tabela (XX)
		RQD / J _n	J _r / J _n					
1 ^c	1000-400				<0,01	20-40	sb (utg)	
2 ^c	1000-400				<0,01	30-60	sb (utg)	
3 ^c	1000-400				<0,01	46-80	sb (utg)	
4 ^c	1000-400				<0,01	65-100	sb (utg)	
5 ^c	400-100				0,05	12-30	sb (utg)	
6 ^c	400-100				0,05	19-45	sb (utg)	
7 ^c	400-100				0,05	30-65	sb (utg)	
8 ^c	400-100				0,05	48-88	sb (utg)	
9	100-40	≥20 <20			0,25	8,5-19	sb (utg) B (utg) 2,5-3 m	
10	100-40	≥30 <30			0,25	14-30	B (utg) 2-3 m B(utg) 1,5-2 m + clm	
11 ^c	100-40	≥30 <30			0,25	23-48	B (tg) 2-3 m B(tg) 1,5-2 m + clm	
12 ^c	100-40	≥30 <30			0,25	40-72	B (tg) 2-3 m B(tg) 1,5-2 m + clm	
13	40-10	≥10 ≥10 <10 <10	≥1,5 <1,5 ≥1,5 <1,5		0,5	5-14	sb (utg) B (utg) 1,5-2 m B (utg) 1,5-2 m B (utg) 1,5-2 m + S 2-3 cm	I I I I
14	40-10	≥10 <10		≥15 ≥15 <15	0,5	9-23	B (tg) 1,5-2 m + clm B (tg) 1,5-2 m + S (mr) 5-10 cm B (utg) 1,5-2 m + clm	I, II I, II I, III
15	40-10	>10 ≤10			0,5	15-40	B (tg) 1,5-2 m + clm B (tg) 1,5-2 m + S (mr) 5-10 cm	I, II, IV I, II, IV
16 ^{c,d}	40-10	>15 ≤15			0,5	30-65	B (tg) 1,5-2 m + clm B (tg) 1,5-2 m + S (mr) 10-15 cm	I, V, VI I, V, VI
17	10-4	>30 ≥10, ≤30 <10 <10		≥6 <6	1,0	3,5-9	sb (utg) B (utg) 1-1,5m B (utg) 1-1,5m + S 2-3 cm S 2-3 cm	I I I I
18	10-4	>5 >5 ≤5 ≤5		≥10 <10 ≥10 <10	1,0	7-15	B (tg) 1-1,5 m + clm B (utg) 1-1,5 m + clm B (tg) 1-1,5 m + S 2-3 cm B (utg) 1-1,5 m + S 2-3 cm	I, III I I, III I
19	10-4			≥20 <20	1,0	12-29	B (tg) 1-2 m + S (mr) 10-15 cm B (tg) 1-1,5 m + S (mr) 5-10 cm	I, II, IV I, II
20 ^c	10-4			≥35 <35	1,0	24-52	B (tg) 1-2 m + S (mr) 20-25 cm B (tg) 1-2 m + S (mr) 10-20 cm	I, V, VI I, II, IV
21	4-1	≥12,5 <12,5	≤0,75 <0,75 >0,75		1,5	2,1-6,5	B (utg) 1 m + S 2-3 cm S 2,5-5 cm B (utg) 1 m	I I I
22	4-1	>10, <30 ≤10 <30 ≥30	>1,0 >1,0 ≤1,0		1,5	4,5-11,5	B (utg) 1 m + clm S 2,5-7,5 cm B (utg) 1 m + S (mr) 2,5-5 cm B (utg) 1 m	I I I I
23	4-1			≥15 <15	1,5	8-24	B (tg) 1-1,5 m + S (mr) 10-15 cm B (utg) 1-1,5 m + S (mr) 5-10 cm	I, II, IV, VII I
24 ^{c,d}	4-1			≥30	1,5	18-46	B (tg) 1-1,5 m + S (mr) 15-30 cm	I, V, VI

				<30			B (tg) 1-1,5 m + S (mr) 10-15 cm	I, II, IV
25	1,0-0,4	>10 ≤10	>0,5 >0,5 ≤0,5		2,25	1,5-4,2	B (utg) 1 m + mr ou clm B (utg) 1 m + S (mr) 5 cm B (tg) 1 m + S (Mr) 5 cm	I I I
26	1,0-0,4				2,25	3,2-7,5	B (tg) 1 m + S (mr) 5-7,5 cm B (utg) 1 m + S 2,5-5 cm	VIII, X, XI I, IX
27	1,0-0,4			≥12 <12 >12 <12	2,25	6-18	B (tg) 1 m + S (mr) 7,5-10 cm B (utg) 1 m + S (mr) 5-7,5 cm CCA 20-40 cm + B (tg) 1 m S (mr) 10-20 cm + B (tg) 1 m	I, IX I, IX VIII, X, XI VIII, X, XI
28 ^d	1,0-0,4			≥30 ≥20, <30 <20	2,25	15-38	B (tg) 1 m + S (mr) 30-40 cm B (tg) 1 m + S (mr) 20-30 cm B (tg) 1 m + S (mr) 15-20 cm CCA (sr) 30-100 cm + B (tg) 1 m	I, IV, V, IX I, II, IV, IX I, II, IX
29	0,4-0,1	>5 ≤5	>0,25 >0,25 ≤0,25		3,0	1,0-3,1	B (utg) 1 m + S 2-3 cm B (utg) 1 m + S (mr) 5 cm B (tg) 1 m + S (Mr) 5 cm	
30	0,4-0,1	≥5 <5			3,0	2,2-6	B (tg) 1 m + S 2,5-5 cm S (mr) 5-7,5 cm B (tg) 1 m + S (mr) 5-7,5 cm	IX IX VIII, X, XI
31	0,4-0,1	>4 ≤4, ≥1,5 <1,5			3,0	4-14,5	B (tg) 1 m + S (mr) 5-12,5 cm S (mr) 7,5-25 cm CCA 20-40 cm + B (tg) 1 m CCA (48r) 30-50 cm + B (tg) 1 m	IX IX IX, XI VIII, X, XI
32 ^d	0,4-0,1			≥20 <20	3,0	11-34	B (tg) 1 m + S (mr) 40-60 cm B (tg) 1 m + S (mr) 20-40cm	II, IV, IX, XI III, IV, IX, XI
33	0,1-0,01	≥2 <2			6	1,0-3,9	B (tg) 1 m + S (mr) 2,5-5 cm S (mr) 5-10 cm S (mr) 7,5-15 cm	IX IX VIII, X
34	0,1-0,01	≥2 <2	≥0,25 ≥0,25 <0,25		6	2,0-11	B (tg) 1 m + S (mr) 5-7,5 cm S (mr) 7,5-15 cm S (mr) 15-25 cm CCA (sr) 20-60 cm + B (tg) 1 m	IX IX IX VIII, X, XI
35 ^d	0,1-0,01			≥15 ≥15 <15 <15	6	6,2-28	B (tg) 1 m + S (mr) 30-100 cm CCA (48r) 60-200 cm + B (tg) 1 m B (tg) 1 m + S (mr) 20-75 cm CCA (sr) 40-150 cm + B (tg) 1 m	II, IX, XI II, VIII, X, XI III, IX, XI III, VIII, X, XI
36	0,01-0,001				12	1,0-2,0	S (mr) 10-20 cm S (mr) 10-20 cm + B (tg) 0,5-1 m	IX VIII, X, XI
37	0,01-0,001				12	1,0-6,5	S (mr) 20-60 cm S (mr) 20-60 cm + B (tg) 0,5-1 m	IX VIII, X, XI
38 ^e	0,01-0,001			≥10 ≥10 <10 <10	12	4,0-20	CCA (Sr) 100-300 cm CCA (Sr) 100-300 cm + B (tg) 1 m S (mr) 70-200 cm S (mr) 70-200 cm	IX II, VIII, X, XI IX III, VIII, X, XI

Fonte – Modificado de Bieniawski (1989)

a-Barton *et. al* (1974).

b-Aproximadamente.

c-Olhar nota XII (tabela 24); estimativas de suporte originais. Insuficiência de dados avaliados de casos anteriores. Os tipos de suportes utilizados de 1 a 8 dependem dos métodos de detonação utilizados. Várias aplicações dos suportes podem ser adaptados segundo os métodos e qualidade do fogo. Abreviações: sb = atirantamento pontual; B = atirantamento sistemático; (utg) = não tensionado, aplicado com injeção de cimento ou resina; (tg) = tensionado; S = concreto projetado; (mr) = malha reforçada; clm = malhas em cadeia contínuas; CCA = arco de concreto fundido; (sr) = reforço de aço.

d-Olhar nota XII (tabela 24).

e- olhar nota XIII (tabela 24).

Tabela 24: Notas complementares sobre os suportes do sistema Q

I-Para casos de ruptura explosiva ou violenta de rochas é constantemente utilizado espaçamento médio de 1 m entre os tirantes.
 II-Muitos comprimentos de tirantes são utilizados na mesma escavação.
 III- Muitos comprimentos de tirantes são utilizados na mesma escavação.
 IV-Cabos ancorados tensionados são utilizados como suprimento das tensões suportadas pelos tirantes.
 V- Muitos comprimentos de tirantes são utilizados na mesma escavação.
 VI- Cabos ancorados tensionados são utilizados como suprimento das tensões suportadas pelos tirantes.
 VII-Muitas antigas estações de energia apresentam atirantamento pontual ou sistemático em malhas contínuas com arcos de concreto projetado como suporte permanente.
 VIII-Deve-se utilizar estratégias de drenagem para casos com expansão e deixado local próximo a contenção para suportar tal efeito.
 IX-Casos que não envolvem argilas expansivas ou rochas sob altas tensões.
 X-Casos que envolvem altas tensões e exigem suporte extremamente sistemático e rígido.
 XI-De acordo com as experiências dos autores, é necessário um suporte temporário (atirantamento) antes da aplicação do concreto projetado para casos de expansão ou sob altas tensões. Quando o maciço é extremamente fraturado, após a contenção temporária são necessárias várias aplicações de concreto projetado. O atirantamento reduz a carga no concreto projetado porém não é efetivo quando o valor da razão RQD/J_n é muito baixa ou quando existe presença de argila ao menos que o tirante seja injetado com cimento. Um comprimento de tirante pode ser otimizado em maciços de baixa qualidade através do uso de resina na aplicação do mesmo.
 XII-Por razões de segurança, o método de exploração múltipla de galerias é necessário para escavação e suporte do teto.
 XIII- Por razões de segurança, o método de exploração múltipla de galerias é necessário para escavação e suporte do teto, paredes e piso em casos de tensões elevadas.

Fonte: Modificado de Bieniawski (1989)

Esses suportes estão relacionados à dimensão equivalente e ao valor de Q, como mostra o ábaco da Figura 20.

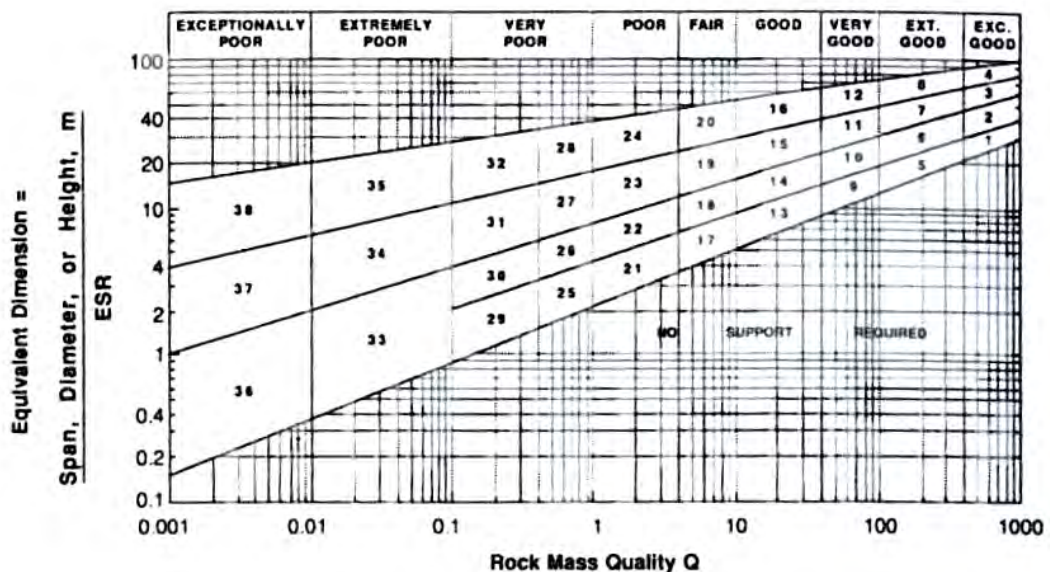


Figura 20: Ábaco correlacionando dimensão equivalente e qualidade do maciço. Fonte: Bieniawski (1989)

O comprimento do tirante pode ser determinado através da equação:

$$L = \frac{2 + 0,15 B}{ESR} \quad (37)$$

Em que,

B – diâmetro, altura ou vão da escavação

O valor máximo de um vão não suportado é:

$$\text{Máximo valor do vão (não suportado)} = 2 (ESR) Q^{0,4} \quad (38)$$

2.5.3 - Correlações e considerações - RMR e Q

Vários trabalhos e correlações entre os sistemas de classificação de maciços rochosos foram apresentados durante a evolução dos mesmos. Principalmente os sistemas de Barton e Bieniawski foram correlacionados em diversas situações: minas a céu aberto, minas subterrâneas, escavações civis, túneis, entre outros.

A correlação mais popular foi apresentada por Bieniawski (1976):

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \quad (39)$$

Outras relações matemáticas seguem na Tabela 25.

Tabela 25: Correlações entre RMR e Q

Correlação	Fonte	Comentários
RMR = 13,5 log Q + 43	Nova Zelândia	Túneis
RMR = 9 ln Q + 44	Diversas origens	Túneis
RMR = 12,5 log Q + 55,2	Espanha	Túneis
RMR = 5 ln Q + 60,8	África do Sul	Túneis
RMR = 43,89 – 9,19 ln Q	Espanha	Escavação em rocha frágil (mineração)
RMR = 10,5 ln Q + 41,8	Espanha	Escavação em rocha frágil (mineração)
RMR = 12,11 log Q + 50,81	Canadá	Escavação em rocha dura (mineração)
RMR = 8,7 ln Q + 38	Canadá	Túneis, rochas sedimentares
RMR = 10 ln Q + 39	Canadá	Escavação em rocha frágil (mineração)

Fonte: Modificado de Choquet e Hadjigeorgiou (1993)

Milne, Hadjigeorgiou and Pakalnis afirmam que diferentes maciços podem ter distintas correlações entre os valores de Q e RMR (como demonstrado na tabela 29). Várias equações apresentam importantes formas de checar as validades de alguns parâmetros, porém essas relações não podem ser aplicadas como regra. Os sistemas Q e RMR devem ser desenvolvidos em um empreendimento de maneira independentes já que não existem razões para que eles sejam diretamente correlacionados.

Milne, Hadjigeorgiou and Pakalnis apresentam também uma série de posicionamentos referentes aos sistemas Q e RMR. Historicamente, o sistema RMR é considerado de mais fácil aplicação, porém o mesmo apresenta insensibilidade quando ocorrem pequenas variações nas propriedades intrínsecas do maciço, além de ser considerado um sistema relativamente conservador.

O sistema Q apresenta uma complexidade bem maior quando aplicado por uma pessoa inexperiente, principalmente devido ao parâmetro J_n , por se tratar de um conjunto de fraturas. Pode ocorrer do sistema acusar quatro ou mais famílias de fraturas quando a linha de mapeamento (ou testemunho) é muito extensa e as fraturas amplamente espaçadas, resultando em uma baixa estimativa de Q. No presente trabalho, esse fato demonstra apresentar menor importância, já que o espaçamento das fraturas e famílias são relativamente pequenos.

2.5.4 – Exemplos de Classificação de Maciço Rochoso

Alguns trabalhos em minas subterrâneas brasileiras sobre classificação do maciço rochoso foram desenvolvidos e publicados. Lopes (2000) apresentou uma classificação para a Mina de São Bento, localizada em Santa Bárbara, Minas Gerais. No caso, foram realizados mapeamentos geológico-geotécnicos das galerias subterrâneas caracterizando a litologia, grau de alteração, condições de água, descontinuidades e estado de tensões. Os mapeamentos foram realizados segundo os critérios de Bieniawski (RMR) e Barton (Q). Para análise da resistência da rocha intacta, foram realizados testes de compressão puntiforme e ainda ensaio de ciclagem água-estufa para simular a alteração das rochas.

No caso da Mina de São Bento, correlações próximas à $RMR = 9 \ln Q + 44$ foram observadas para a classificação dos litotipos. Para a classificação RMR, foram obtidos classes de maciço de I (rocha muito boa) a IV (rocha pobre). Já o sistema Q apresentou resultados entre a classe II (maciço de extrema qualidade) até a classe VI

(maciço de má qualidade). Principalmente por se tratar de maciços xistosos, a água não impacta fortemente na estabilidade do maciço por apresentar baixos valores de vazão, assim como o estado de tensões, que são baixas a médias.

Outras minas, como a Fazenda Brasileiro, adotam métodos empíricos para avaliação do comportamento maciço. Nesse caso especificamente, o grau de alteração das rochas e a xistosidade dos litotipos influenciam de forma direta nesse comportamento. Segundo Rodrigues *et al.* (2002), o grau de alteração aumenta em direção à superfície e é condicionado por litologias críticas, como mostra a Figura 21:

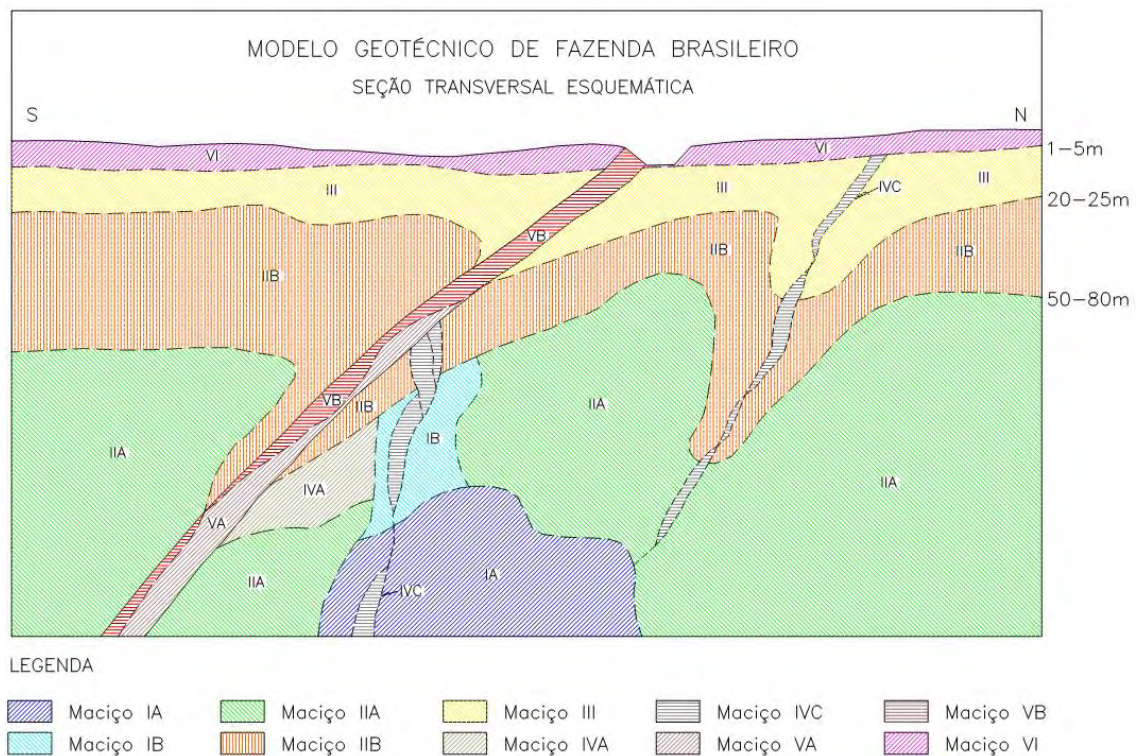


Figura 21: Seção geológico-geotécnica esquemática da Mina de Fazenda Brasileiro mostrando as classes de maciço em função da profundidade e condicionada pelos litotipos. Fonte: Rodrigues *et al.* (2002)

Devido às diferenças de graus de alteração na mesma litologia, foi utilizado uma redução nos valores de resistência da rocha intacta sugerida por Stacey e Page (1986) conforme Tabela 26.

Tabela 26: Fator de redução da resistência à compressão em função do grau de intemperismo.

Grau de intemperismo	Fator de redução
D1	1Rc
D2	0,5Rc
D3	0,2Rc
D4	0,03Rc
D5	0,008Rc
Solo residual	0,002Rc

Fonte: Modificado de Stacey e Page (1986)

Segundo Relatório Interno da Votorantim Metais, os fatores que mais interferem na estabilidade da escavação na Mina de Vazante são:

- Grau de alteração;
- Grau de fraturamento (fragmentação dos blocos);
- Presença de fendas (dissolução da rocha);
- Padrão estrutural das litologias.

O grau de alteração é de extrema importância nas galerias mais superficiais e nas áreas de bocainas, regiões que não são focos desse trabalho já que o desenvolvimento e lavra atuais ocorrem em galerias mais profundas e nos extremos norte e sul da mina, que não contemplam essas bocainas.

O grau de fraturamento é tratado sistematicamente dentro das classificações RMR e Q aplicadas no trabalho, assim como o padrão estrutural das litologias.

A presença de fendas também foi identificada nos mapeamentos realizados e representa uma situação passível de simulação como descrito no capítulo 4.

A principal característica da faixa mineralizada na Mina de Vazante é ser constituída de uma espessa zona de cisalhamento onde várias superfícies anastomosadas se entrecruzam, isolando corpos lenticulares com dimensões decimétricas a métricas. As rupturas do maciço são geralmente controladas pelas discontinuidades que possuem espaçamento irregular, variando de dessimétrico a métrico. As falhas possuem baixa resistência, sendo planas a pouco onduladas na escala de lavra e comumente preenchidas por material argiloso de espessura milimétrica.

2.6 – Brechas – Conceitos e propriedades geomecânicas

No presente trabalho algumas litologias serão avaliadas segundo suas características geomecânicas. Dentre esses litotipos encontram-se os dolomitos, margas, metabásicas e brechas, rochas presentes na mina de Vazante. As brechas apresentam comportamento diferenciado segundo sua gênese, grau de alteração, hidrotermalismo, resistência da matriz ou dos clastos, entre outros.

As brechas são rochas fragmentárias formadas por clastos angulosos em meio a uma massa de cimentação composta por material mais fino. Esse tipo de rocha pode ter origem sedimentar ou ígnea e pode apresentar-se metamorfisada. Os clastos (ou blocos) têm a composição definida pelas rochas encaixantes responsáveis pela formação do litotipo. Já a matriz pode apresentar cimentação tardia ou ainda hidrotermalismo suficiente para alterar sua composição química.

Os principais tipos de brecha são:

- tectônica,
- vulcânica,
- plutônica,
- sedimentar, e
- de impacto meteorítico.

Na mina de Vazante as brechas dolomíticas são de origem tectônica (brechas tectônicas ou brechas de falha). As brechas tectônicas ocorrem em rochas com comportamento dúctil, geralmente em zonas relativamente rasas e frias da crosta, quebrando-se sob as tensões aí aplicadas. Ainda, essas brechas sofreram hidrotermalismo através de fluidos ricos em Fe e Zn, principalmente.

As brechas dolomíticas e willemíticas de Vazante (Figura 22) se enquadram no grupo das brechas de falha (processos de cataclase), segundo essa classificação. Essas rochas provenientes de falha geralmente apresentam propriedades geomecânicas muito pobres, podendo ser relacionadas a rochas frágeis e moles. Essas rochas causam sérios problemas em construções civis, taludes e escavações, sendo imprescindível o conhecimento das propriedades mecânicas e elásticas desses litotipos para melhor controle e segurança das operações subterrâneas.



Figura 22: Brecha dolomítica da Mina de Vazante composta por clastos de dolomito e matriz também dolomítica com vênulas de sílica em testemunho de sondagem (diâmetro 3,6 cm).

Kahraman e Alber (2006) mencionam a grande dificuldade de se encontrar materiais publicados com caracterizações geomecânicas de brechas de falha. Vários autores, como Medley (1994), Lindquist e Goodman (1994) e Goodman e Medley (1994), estudaram as propriedades de algumas rochas extremamente complexas, como melanges, conglomerados, serpentinitos e rochas piroclásticas.

Existem vários casos em que essa relação (matriz e clastos) apresenta alta correlação com a resistência à compressão. Nos próximos itens seguem alguns conceitos básicos para melhor entendimento das correlações e caracterizações elaboradas.

2.6.1 – VBP – *Volumetric Block Proportion* (Proporção Volumétrica de Blocos)

“*Volumetric Block Proportion*” é o volume total de blocos (clastos) dividido pelo volume total da amostra, podendo ser estimado por uma, duas ou três dimensões (Kahraman e Alber, 2006). Utilizando a linha do eixo de um furo de sonda, pode-se estimar de forma unidimensional o VBP através dos comprimentos dos interceptos de blocos. Mapeamento geológico, análise de imagens, imagens escaneadas ou fotografias representam as ferramentas para que se obtenha a estimativa em duas dimensões. A quantificação tridimensional é bastante complexa, já que exige a separação entre os blocos e a matriz, o que não é facilmente executável.

Para as brechas de Vazante o método mais conveniente é o bidimensional, já que muitas vezes a matriz pode apresentar uma resistência alta devido ao intenso

hidrotermalismo e silicificação, quase que impossibilitando essa individualização mecânica. Por ser produto de uma zona de falha, a disposição dos clastos é relativamente heterogênea. As brechas de Vazante apresentam mais similaridades a um evento rúptil, sendo a direção dos clastos bastante variável e desprezível para efeitos de análise de imagens.

Em vários trabalhos realizados em bimrocks o método utilizado foi o de análise de imagens (bidimensional), como na avaliação das propriedades geomecânicas das brechas de falha de Misis (Kahraman *et al.*, 2007), na estimativa da resistência à compressão uniaxial de bimrocks vulcânicos (Sonmez *et al.*, 2005), entre outros. As amostras (seções) são escaneadas e o arquivo de saída é tratado em softwares especiais utilizando tons de cinza ou preto e branco. Abaixo, na Figura 23, segue um exemplo da caracterização feita por Kahraman *et al.* (2006) em rochas com matriz competente e blocos frágeis.

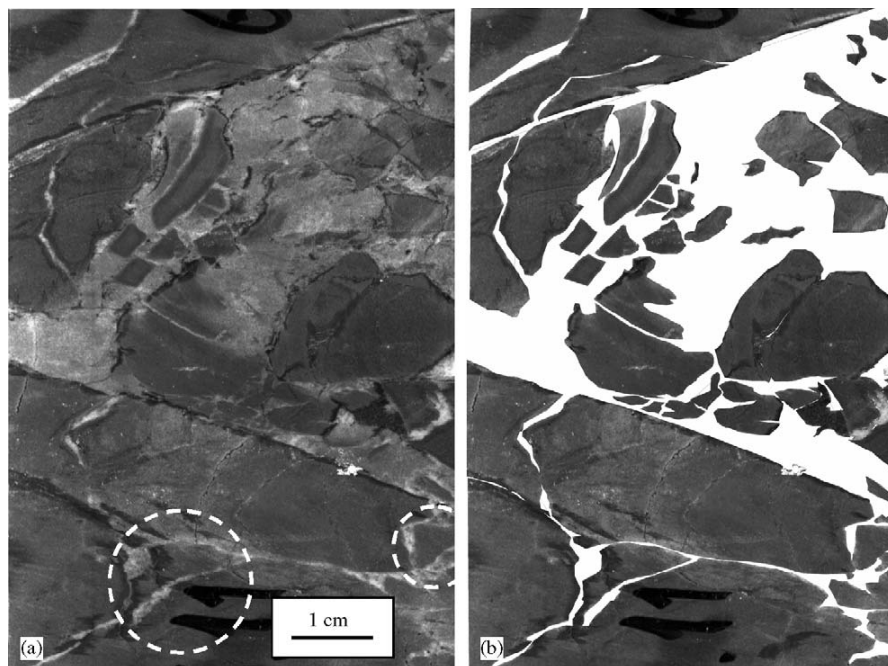


Figura 23: Imagem original (a) e processada (b) em uma amostra com VBP = 76,3%. Os blocos circulados são porções fragmentadas de grandes blocos separados por juntas preenchidas. Fonte: Kahraman *et al.* (2006)

Em grande parte dos casos as análises são obtidas através de seções circulares dos testemunhos de sondagem. O VBP varia de acordo com o diâmetro do furo de sonda analisado, e a classificação da rocha segundo suas proporções matriz-clastos são obtidas através do gráfico da Figura 24.

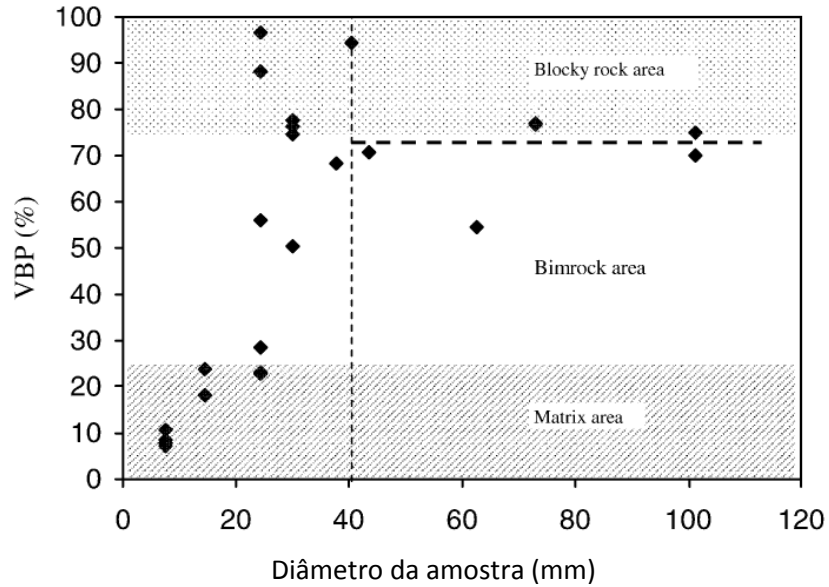


Figura 24: VBP x diâmetro da amostra. Fonte: Kahraman *et al.* (2006)

Lindquist (1994) e Lindquist e Goodman (1994) definiram o limite inferior de um bimrock. Esse limite é observado no gráfico acima e o valor aproximado é de VBP = 25% e rochas abaixo desse valor são conhecidas como matrix rock, ou campo da matriz. Rochas com valores menores irão apresentar resistência e comportamento bastante similar a de uma matriz. Segundo Medley (1994), o limite superior de 75% foi obtido através de observações, já que em valores aproximados os blocos se tocam e o comportamento passa a ser semelhante a uma rocha granular, sendo denominadas blocky rock.

Vários trabalhos, como os mencionados acima, concluem que os valores da proporção volumétrica são correlacionáveis com a resistência à compressão uniaxial (Figura 25). Por exemplo, Sonmez *et al.* (2004), afirma que essas propriedades permitem uma estimativa da resistência uniaxial, assim como Kahraman *et al.* (2006), porém esses valores são específicos para cada rocha de cada localidade.

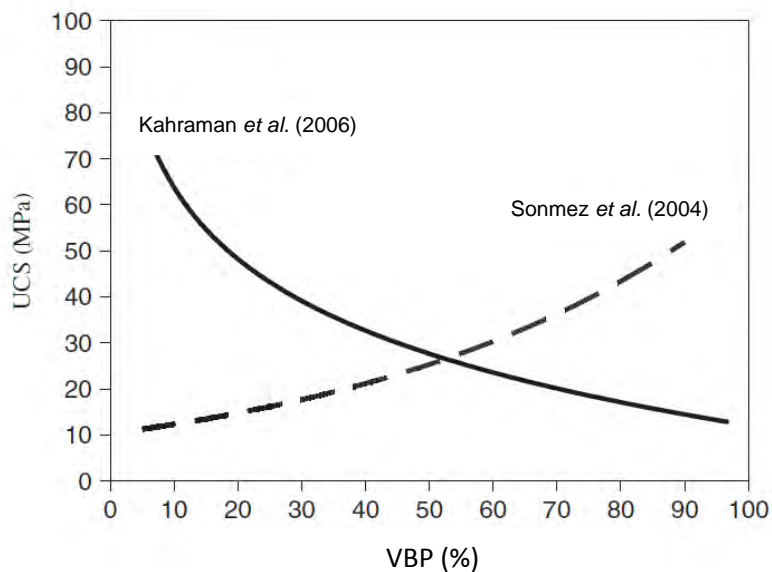


Figura 25: Correlação entre os estudos de Kahraman *et al.* (2006) e Sonmez *et al.* (2004) em função das diferentes resistências dos blocos e matriz.

Por exemplo, nos estudos do Aglomerado de Ankara realizado por Sonmez *et al.* (2004), a resistência à compressão uniaxial da rocha aumenta na medida que o VBP aumenta. Já no caso do estudo realizado por Kahraman *et al.* (2006) essa relação ocorre de forma contrária. Isso porque no último caso a matriz apresentava uma resistência mais alta em relação aos clastos, situação também oposta ao caso estudado por Sonmez *et al.* A Figura 26 mostra corpos de prova de brechas rompidos pelos clastos (blocos) e pela matriz (Kahraman *et al.*, 2006).

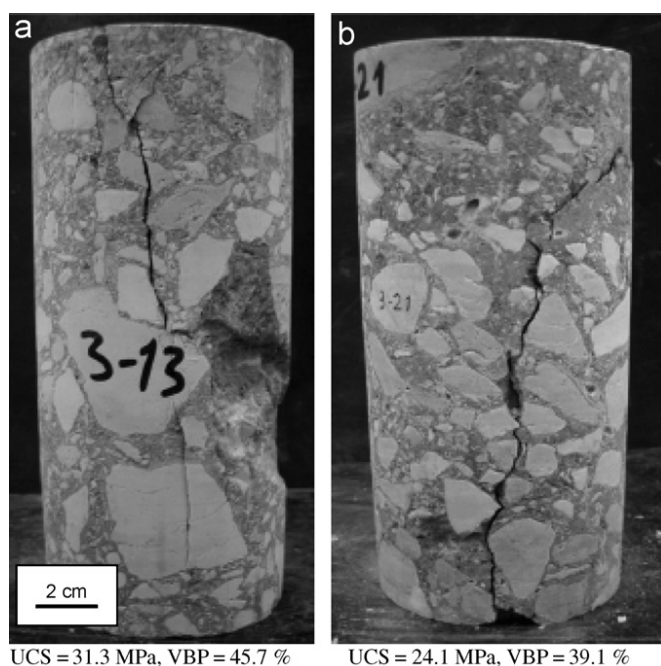


Figura 26: Ruptura em blocos (a) e ruptura em matriz mais frágil que os blocos (b) em brechas. Fonte: Kahraman *et al.* (2007)

3 – CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA

Para melhor entendimento das regiões da mina subterrânea apresenta-se, na Figura 27, um esquema mostrando as subdivisões da mina, de norte para sul: Sucuri, Bocaina Norte, Morro da Usina, Bocaina Sul e Lumiadeira.

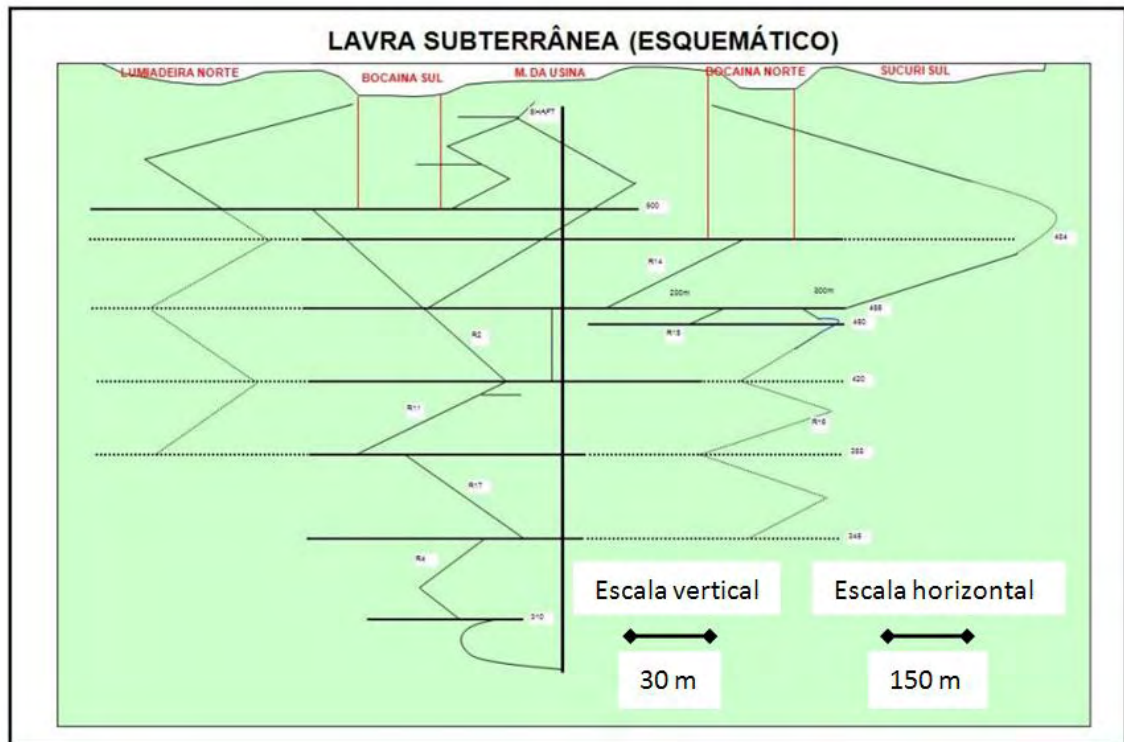


Figura 27: Perfil esquemático da Mina subterrânea de Vazante com escalas aproximadas.

A mina apresenta mais de 3 km de extensão horizontal, portanto a figura acima apenas mostra as subdivisões da mina já que Sucuri e Lumiadeira encontram-se bem mais extensas. Atualmente existem aproximadamente 73 km de galerias escavadas, sendo contabilizadas também as áreas antigas já desativadas. O relevo de superfície é acidentado sendo bastante variável a profundidade da mina em função da topografia. Até a estação de bombeamento, EB 296, a profundidade aproximada é cerca de 330 metros.

Os perfis 10750 e 10875 limitam a Bocaina Sul em relação ao Morro da Usina e Lumiadeira tendo a Rampa VII como conexão entre a superfície e o subsolo. No lado norte, os perfis 11450 e 11675 separam a Bocaina Norte do Morro da Usina e Sucuri sendo a Rampa X o principal acesso.

Bocainas são definidas por depressões em regiões de serras. No caso de Vazante, essas regiões de bocainas ocorrem devido à alteração do maciço através, principalmente, de áreas com maior grau de dissolução e conseqüente carstificação. A

presença de fendas abertas intensifica a percolação de água no maciço gerando o aumento da susceptibilidade ao intemperismo inicialmente químico e que progride para físico. Essa situação aumenta a erodibilidade da rocha, resultando nesses baixos topográficos de relevo.

A mina apresenta vários níveis incluindo alguns desativados. Esses níveis apresentam os nomes em função de suas cotas de abertura. Por exemplo, o nível 420 encontra-se aproximadamente na cota 420 acima do nível do mar. Atualmente o desenvolvimento ocorre nos níveis 509, 484, 455, 420, 388 e 345. Abaixo seguem as principais siglas utilizadas:

- GP: galeria de pesquisa (por exemplo, 509 GP significa a galeria de pesquisa no nível 509);
- GT: galeria de transporte (por exemplo, 420 GT representa a galeria de transporte do nível 420; ainda ocorre acréscimo da letra N ou S para deixar claro se o desenvolvimento é para norte ou sul (388 GTS, 345 GTN);
- GM: galeria de minério (como o 484 GMS, que representa a galeria de minério sul do nível 484). Quando ocorre mais de uma galeria de minério utilizam-se números para distingui-las, como 388 GMS e 388 GMS2.

3.1 - Geologia

3.1.1 - Contexto Geotectônico

A região de Vazante está inserida na Faixa de Dobramentos Brasília (Figura 28), que corresponde a um extenso sistema de dobramentos neoproterozóicos localizados a oeste do Cráton do São Francisco (Almeida, 1967). Essa faixa se estende por mais de 1000 km e encontra-se na parte oriental da Província de Tocantins.

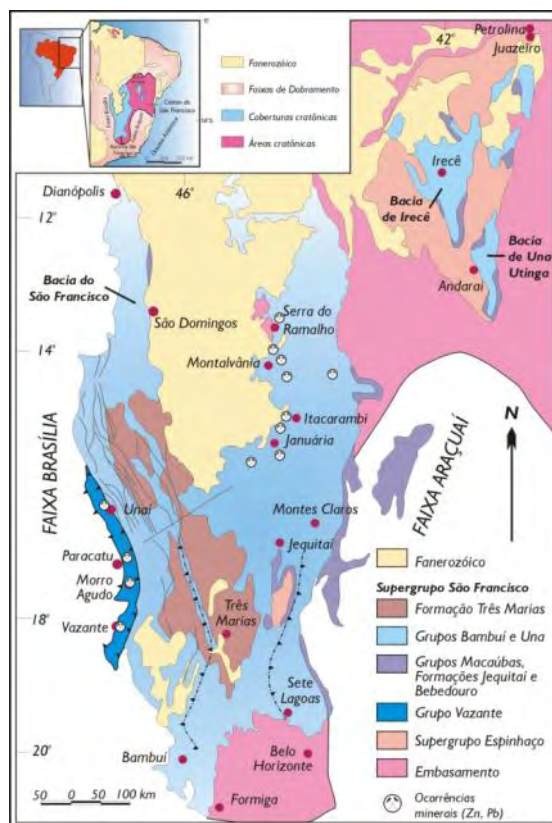


Figura 28: Mapa geológico simplificado da Bacia do São Francisco, mostrando a área de ocorrência do Grupo Vazante, hospedeiro das mineralizações. Fonte: Modificado de Alkmim & Marshak (1998) e Misi (2001)

O depósito zincífero em questão se situa na porção meridional da Faixa Brasília, inserido nas sequências metassedimentares do Grupo Vazante. Essa unidade encontra-se em contato tectônico marcado por falhas de cavalgamento entre os Grupos Bambuí e Canastra (Dardenne, 1998), conforme se observa na Figura 29.

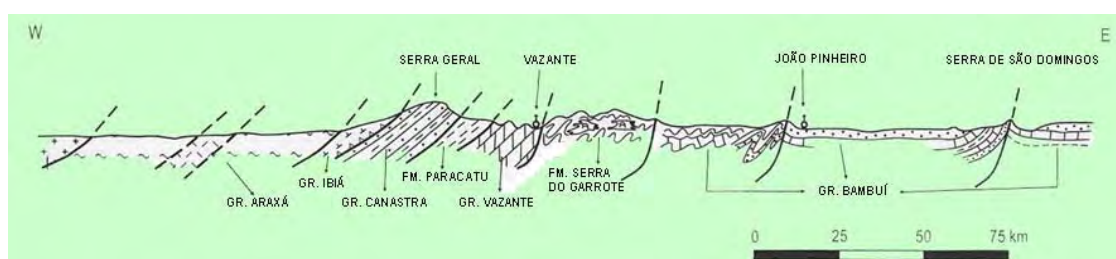


Figura 29: Seção esquemática regional mostrando os contatos tectônicos entre o Grupo Vazante. Fonte: Modificado de Dardenne, 1998

3.1.2 - Geologia Local

Segundo Dardenne *et al.* (1998), o Grupo Vazante é dividido em sete formações, da base para o topo: Retiro, Rocinha, Lagamar, Serra do Garrote, Poço

Verde, Morro do Calcário e Lapa. Na Figura 30, a seguir, apresenta-se a coluna estratigráfica do Grupo Vazante.

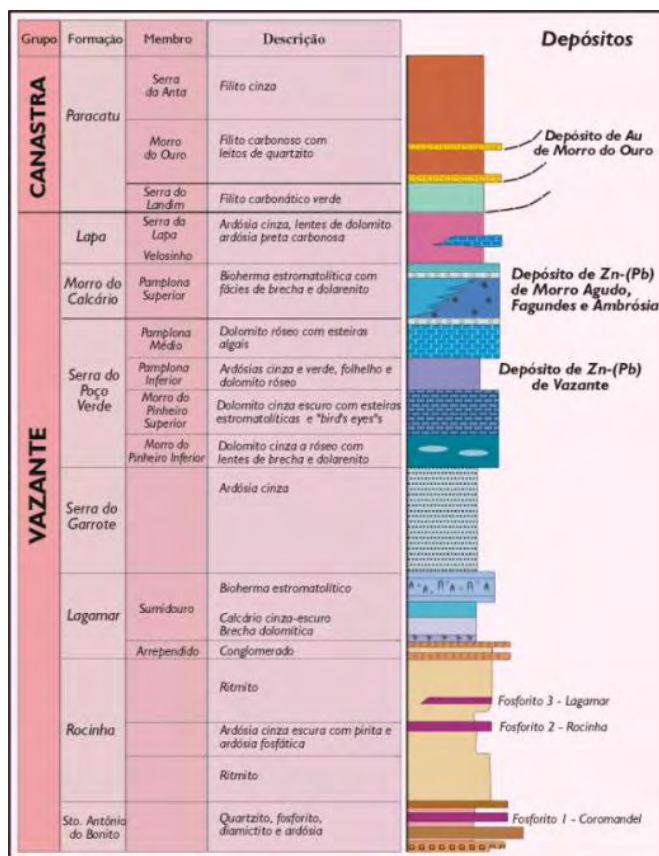


Figura 30: Coluna estratigráfica do Grupo Vazante. Fonte: Modificado de Dardenne (2001)

Na mina de Vazante, a unidade estudada representa a Formação Serra do Poço Verde, hospedeira da mineralização. A seção tipo dessa unidade (na mina), da base para o topo, é constituída por: dolomito cinza com presença de *birds eyes*, filito carbonoso, dolomito cinza (Membro Morro do Pinheiro Superior), brecha dolomítica (hospedeira da willemita) e dolomitos bandados róseos com intercalações de margas (Membro Pamplona Inferior). A Figura 31 representa a seção esquemática da mina.

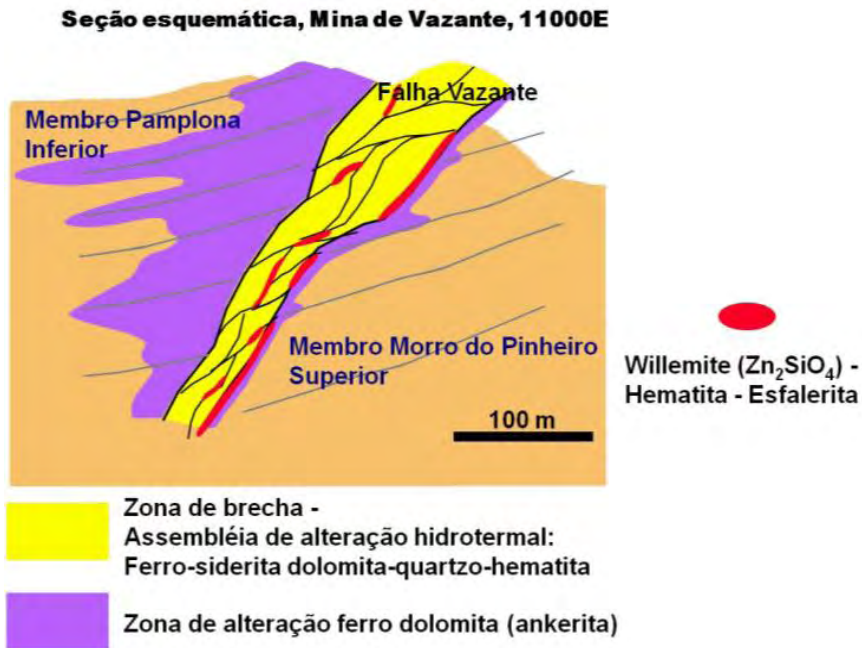


Figura 31: Seção esquemática da Mina Vazante, perfil 11000E. O Membro Morro do Pinheiro Superior é representado pelo dolomito cinza e filito carbonoso descrito na geologia local, já os dolomitos bandados róseos com intercalações de margas ocorrem no Membro Pamplona Inferior. Fonte: Modificado de Hitzman *et al.* (2003)

Essas rochas apresentam caimento principal para NW (320° de azimute em média) e inclinação de aproximadamente $20-25^\circ$. A brecha dolomítica trunca as camadas e apresenta inclinação média de 65° , assim como as brechas willemíticas que estão nela encaixadas.

A willemita ($ZnSiO_4$) representa o mineral minério de maior importância econômica e ocorre principalmente em corpos lenticulares controlados estruturalmente por uma tectônica rúptil-dúctil e encaixadas nas brechas dolomíticas (Figura 32).

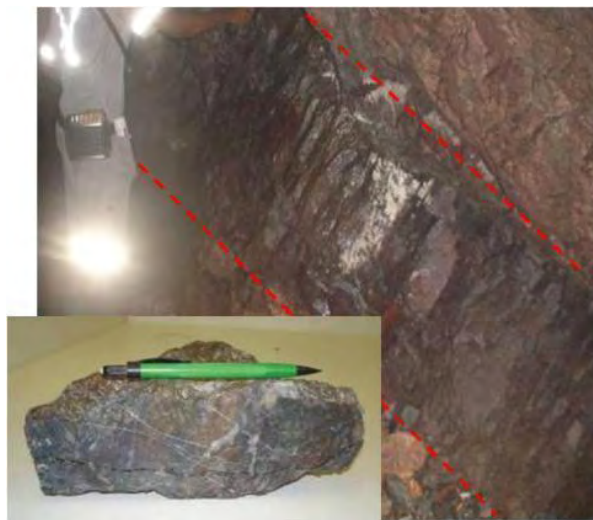


Figura 32: Lente de brecha willemítica na mina subterrânea. No detalhe, amostra de mão de willemita (com dolomita, quartzo, esfalerita, galena e hematita subordinados).

A calamina ocorre como minério supérgeno (alteração da willemita) e é encontrada exclusivamente nas minas a céu aberto (Figura 33). Apresenta mineralogia principal marcada pela hemimorfita ($Zn_4Si_2O_7(OH)_2 \cdot (H_2O)$), hidrozincita ($Zn_5(CO_3)_2(OH)_6$) (silicatos de zinco hidratados) e smithsonita ($ZnCO_3$) (carbonato de zinco).



Figura 33: Corpos de calamina mapeados na mina a céu aberto. No detalhe, amostra de mão de calamina (contendo hemimorfita, hidrozincita, smithsonita e argilominerais).

3.1.3 - Geologia Estrutural

As litologias da área da mina de Vazante encontram-se metamorfisadas na fácies xisto verde e expressivamente deformadas (Rostirolla *et al.* 2002). As características estruturais do maciço rochoso são os principais fatores condicionantes de instabilidade (rupturas), alteração das rochas (hidratação) e dissolução cárstica.

Segundo Rostirolla *et al.* (2002), a deformação pode ser dividida em cinco fases (D1 a D5), mostradas na Figura 34. As fases D1 e D2 caracterizam deformação progressiva em regime dúctil, marcando o arcabouço regional através de dobramentos e empurrões associados a uma tectônica convergente com vergência para E-SE. A fase D3 está relacionada à mineralização de zinco da mina de Vazante, sendo representada por falhas direcionais sinistras com direção predominante NE em regime dúctil-rúptil. A fase D4 é caracterizada por um sistema distensional NE rúptil que marca a remobilização parcial de zinco. A fase D5 gerou falhas distensionais EW e NW que são importantes condutoras de água, marcadas muitas vezes por intensa dissolução cárstica.

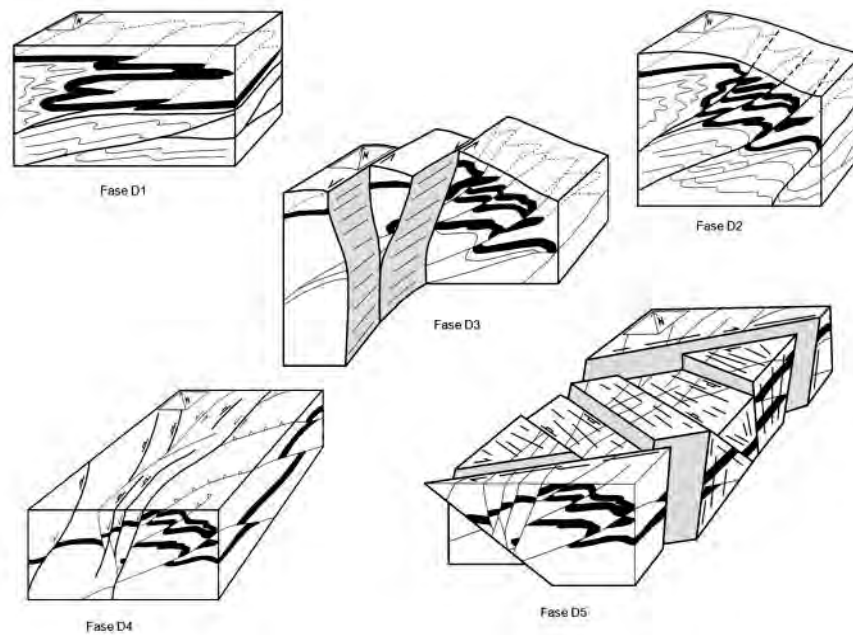


Figura 34: Blocos diagrama representando as cinco fases deformacionais. Fonte: Rostirolla *et al.* (2002)

Na mina observa-se que as falhas de baixo ângulo (subhorizontais) representantes da fase D4, juntamente com as falhas de direção NE, representantes da fase D3 e D4, apresentam grande potencial para formação de cunhas.

3.1.4 - Hidrogeologia

A Mina de Vazante está inserida na Bacia Hidrográfica do Rio Santa Catarina, sendo caracterizada por um aquífero cárstico. Para a operação de lavra, é necessário um bombeamento médio anual de 6300 m³/h, que representa o terceiro maior bombeamento de água em uma mina subterrânea no mundo.

Segundo Frasa (1991), o aquífero na região da mina pode ser subdividido em 11 sistemas hidrogeológicos, apresentados na Figura 35.

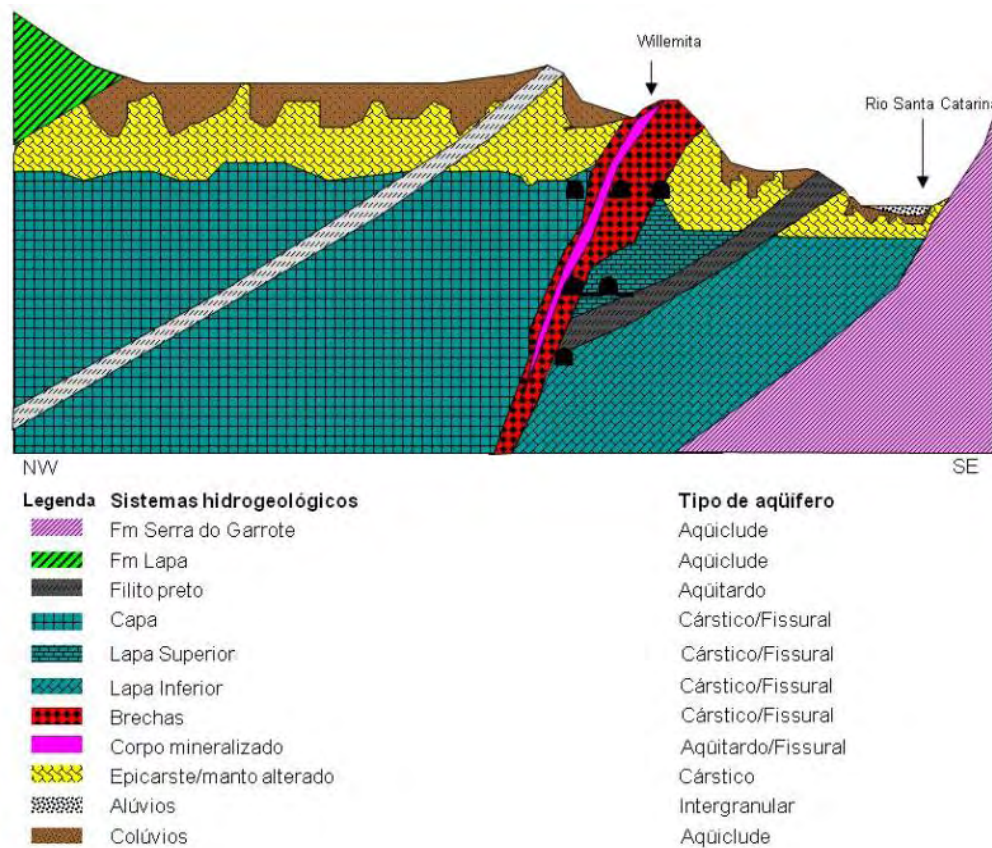


Figura 35: Seção esquemática representando os tipos de aquíferos existentes na Mina de Vazante. Fonte: Votorantim Metais (2008)

Esses sistemas hidrogeológicos apresentam comportamentos distintos quanto ao bombeamento, por apresentarem diferentes características. O aquífero Lapa Superior apresenta permeabilidade secundária elevada e heterogênea, devido a processos de dolomitização, fraturamento e carstificação (Frasa, 1991).

Os principais sistemas hidrogeológicos na mina correspondem ao Sistema Capa, Brechas Hidrotermais, Lapa Superior e Lapa Inferior. Segundo Bittencourt (2008) o sistema de aquíferos Capa é caracterizado por boa permeabilidade, devido ao fraturamento e à carstificação. O efeito do bombeamento é incipiente já que poucas galerias são desenvolvidas nesse sistema. Apesar do fraturamento, o sistema de Brechas hidrotermais podem constituir um aquitardo por apresentar fluidos hidrotermais como impermeabilizantes. A Lapa Inferior apresenta-se isolada pela camada de filitos carbonosos que possuem baixa permeabilidade.

Atualmente os valores de condutividade hidráulica e coeficiente de armazenamento médios situam-se em torno de $1,4 \times 10^{-5}$ m/s e 0,02 % respectivamente (Schlumberger, 2007).

3.1.5 – Estado de tensões do maciço rochoso na mina de Vazante

O método para a determinação do estado de tensões *in situ* na Mina de Vazante, através de ensaios do tipo BDG, está descrita no item 2.1.1.

Os locais dos ensaios foram escolhidos em galerias já desenvolvidas. Foram selecionados três locais que tiveram como premissa suas distâncias em relação à zona de cisalhamento principal, ou à Falha Vazante, estrutura controladora das mineralizações de zinco. Esse critério impôs que as medições fossem realizadas em diferentes níveis. Todos os ensaios foram realizados na mina Morro da Usina, porção central do complexo mineiro subterrâneo de Vazante. Os níveis nas porções norte (Sucuri) e sul (Lumiadeira) eram pouco desenvolvidos na data da campanha (1997).

Desta forma, optou-se por um local próximo ao contato dessa estrutura (nível 500), já que no seu interior seria difícil a exeqüibilidade do ensaio; outro local o mais distante possível (aproximadamente 250 m – Rampa III); e o terceiro em uma distância intermediária (aproximadamente 100 m – Rampa IV).

A intenção da escolha dos locais foi avaliar a influência da zona de cisalhamento principal no campo de tensão regional. Foram realizados um total de 28 ensaios em três diferentes níveis (mostrados na Figura 36).

1. Local de ensaio 1 – nível 500, utilizando os furos 14 e 18 (subhorizontais) e 16 e 17 (subverticais);
2. Local de ensaio 2 – nível 310, utilizando os furos 5 e 7 (subhorizontais) e 6 (inclinado); e
3. Local de ensaio 3 – Rampa IV (cota aproximadamente 320), utilizando os furos 3 e 4 (subhorizontais) e 5 (inclinado).

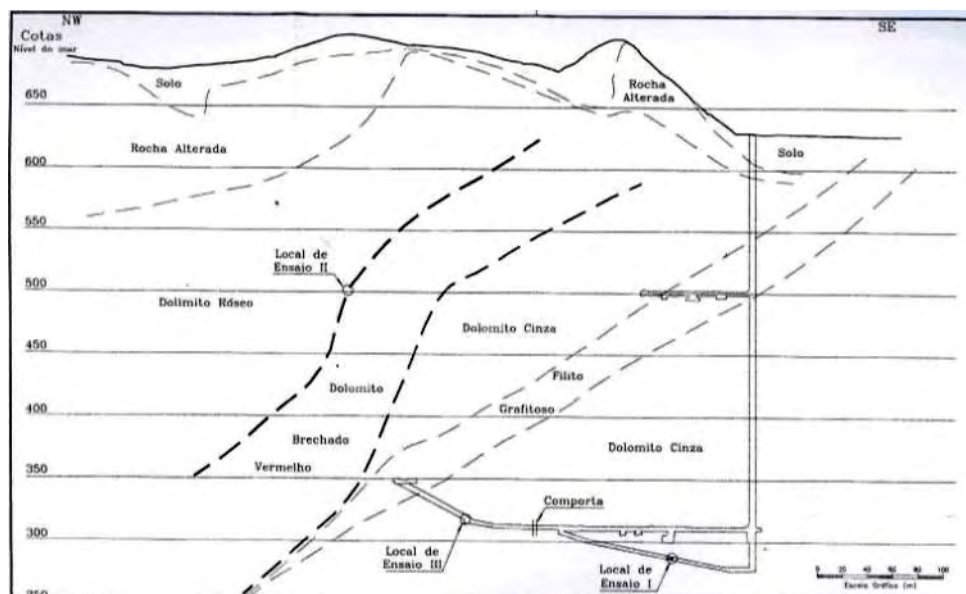


Figura 36: Seção esquemática mostrando os locais dos ensaios – notar que a litologia Dolomito Brechado está inserida na zona de cisalhamento principal. Fonte: IPT (1997)

Na análise dos resultados, alguns valores foram excluídos sob justificativa de anomalia em relação aos outros números encontrados. Dois ensaios, ainda, foram desconsiderados devido à baixa recuperação do testemunho e impossibilidade do cálculo do módulo de Young. Em todos os cálculos o coeficiente de Poisson foi adotado com o valor de 0,25 e a rocha foi considerada isotrópica.

Devido aos fatos mencionados acima, foram utilizados 23 dados de variações diametrais dos 30 obtidos no nível 500, 29 medidas das 30 obtidas na Rampa III (nível 310) e 22 das 24 realizadas na rampa IV.

A seguir, nas Tabelas 27 a 29, apresentam-se os resultados das três estações base de ensaios. A inclinação é positiva para baixo da linha horizontal e a sigla cc representa o coeficiente de correlação.

Tabela 27: Tensões principais determinadas no nível 500

Módulo	Tensão (MPa)	Azimute (grau)	Inclinação (grau)
Mínimo cc = 0,70	$\sigma_1 = 8,6$	274	23
	$\sigma_2 = 2,4$	185	- 4
	$\sigma_3 = 0,6$	284	- 67
Médio cc = 0,68	$\sigma_1 = 9,6$	274	23
	$\sigma_2 = 2,8$	184	- 1
	$\sigma_3 = 0,7$	275	67
Máximo cc = 0,68	$\sigma_1 = 10,7$	275	23
	$\sigma_2 = 3,2$	4,2	- 2
	$\sigma_3 = 0,7$	89	67

Tabela 28: Tensões principais determinadas na Rampa IV

Módulo	Tensão (MPa)	Azimute (grau)	Inclinação (grau)
Mínimo cc = 0,80	$\sigma_1 = 24,1$	96	- 22
	$\sigma_2 = 16,7$	239	- 63
	$\sigma_3 = 8,5$	180	15
Médio cc = 0,80	$\sigma_1 = 27,7$	276	22
	$\sigma_2 = 20,1$	236	- 63
	$\sigma_3 = 10,3$	359	- 16
Máximo cc = 0,81	$\sigma_1 = 31,5$	97	- 23
	$\sigma_2 = 22,3$	239	- 62
	$\sigma_3 = 11,6$	180	15

Tabela 29: Tensões principais determinadas na Rampa III (nível 310)

Módulo	Tensão (MPa)	Azimute (grau)	Inclinação (grau)
Mínimo cc = 0,96	$\sigma_1 = 32,4$	256	0
	$\sigma_2 = 14,7$	166	55
	$\sigma_3 = 5,7$	166	- 34
Médio cc = 0,86	$\sigma_1 = 37,7$	253	1
	$\sigma_2 = 19$	161	59
	$\sigma_3 = 8,8$	163	- 31
Máximo cc = 0,79	$\sigma_1 = 44,8$	250	1
	$\sigma_2 = 24,3$	159	59
	$\sigma_3 = 12,3$	161	- 31

Para interpretação dos tensores de tensão obtidos na mina é de extrema importância considerar as duas camadas de menor rigidez, a zona de cisalhamento e o filito carbonoso, que estão inseridas em um meio de maior rigidez (dolomitos).

As orientações dos eixos principais dos tensores nos três locais ensaiados mostram-se discordantes, como mostrado na Tabela 30. Também verificou-se a inversão dos eixos das tensões principais σ_2 e σ_3 : no nível 500, σ_3 apresenta-se subvertical, sendo que nas rampas III e IV o eixo subvertical é o σ_2 (Figuras 37 a 39).

Tabela 30: Tensões principais e verticais utilizando módulo médio.

Local	σ_1			σ_2			σ_3			σ_{VERT} MPa
	MPa	Az (°)	I (°)	MPa	Az (°)	I (°)	MPa	Az (°)	I (°)	
Nível 500	9,6	274	23	2,8	184	- 1	0,7	275	- 67	2,0
Rampa IV	27,7	276	22	20,1	236	- 63	10,3	359	- 16	20,4
Rampa III	37,7	253	1	19,0	161	59	8,8	163	- 31	16,3

Az (°) – azimute em graus

I (°) – inclinação em graus

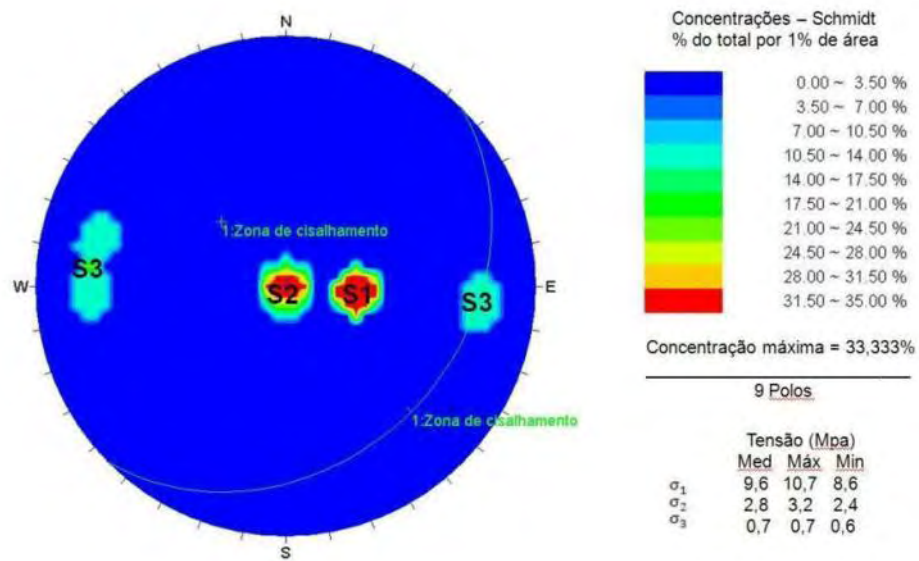


Figura 37: estereograma Schmidt (pontos polares) do tensor de tensões do nível 500 (semi-esfera inferior, $S1 = \sigma_1$, $S2 = \sigma_2$, $S3 = \sigma_3$) e relação à orientação média da zona de cisalhamento (plano e ponto polar).

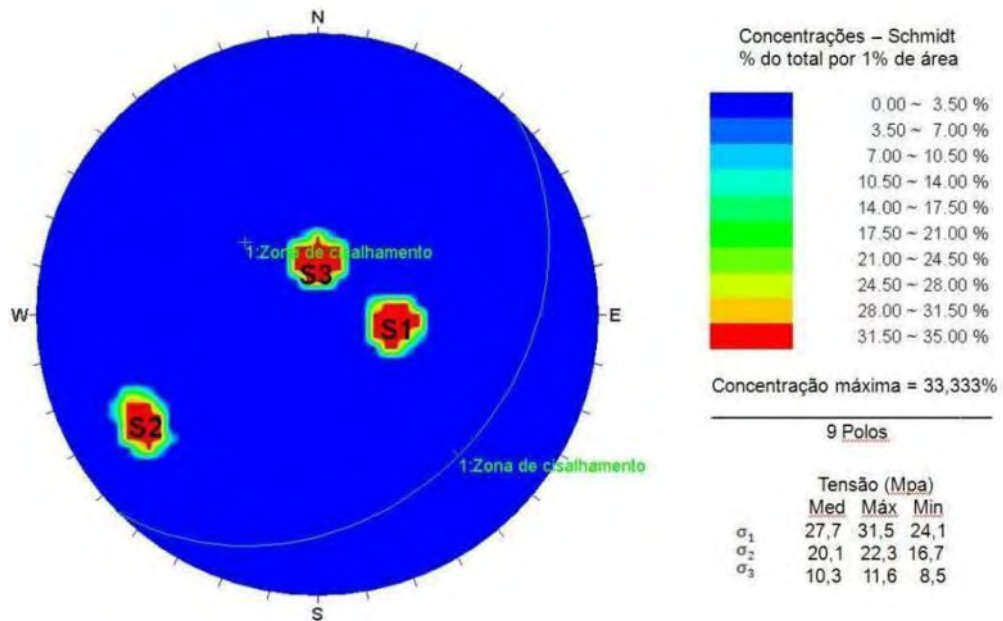


Figura 38: estereograma Schmidt (pontos polares) do tensor de tensões da Rampa IV (semi-esfera inferior, $S1 = \sigma_1$, $S2 = \sigma_2$, $S3 = \sigma_3$) e relação à orientação média da zona de cisalhamento (plano e ponto polar).

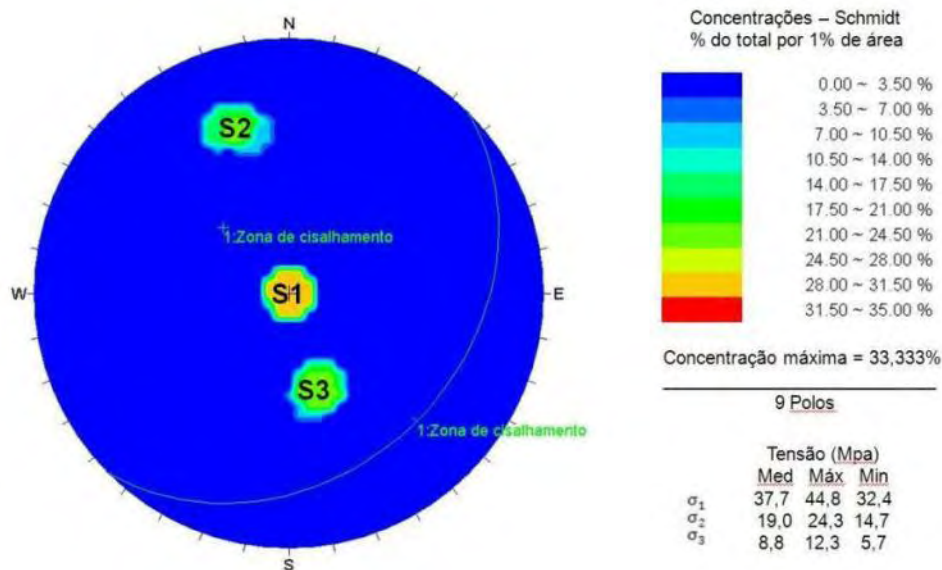


Figura 39: estereograma Schmidt (pontos polares) do tensor de tensões da Rampa III (semi-esfera inferior, $S1 = \sigma_1$, $S2 = \sigma_2$, $S3 = \sigma_3$) e relação à orientação média da zona de cisalhamento (plano e ponto polar).

No nível 500, σ_1 e σ_2 apresentam-se subhorizontais e oblíquas (aproximadamente 45°), e σ_3 tende à ortogonalidade (aproximadamente 65°) em relação à zona de cisalhamento. A proximidade do local ensaiado a essa estrutura e a decorrente redistribuição de tensões provocada por ela, faz com que a magnitude da componente vertical seja menor que a que corresponde à da coluna litostática ($\sigma_{vert} = 2$ MPa e $\gamma_h = 6$ MPa, em que γ_h representa a tensão litostática).

Nas rampas III e IV, as magnitudes das componentes verticais são maiores do que a da coluna litostática, (Rampa III: $\sigma_{vert} = 16,3$ MPa e $\gamma_h = 10,5$ MPa; e Rampa IV: $\sigma_{vert} = 20,4$ MPa e $\gamma_h = 9$ MPa), decrescendo na medida em que se afasta da zona de cisalhamento e da camada de filito grafitoso (da Rampa IV para Rampa III), apesar do local da Rampa III situar-se em cota inferior.

Na literatura encontram-se citações em que a tensão vertical determinada é superior à tensão da coluna litostática. Segundo o IPT (1997), Herget, em 1986 e 1988, apresenta exemplos do escudo canadense onde a tensão vertical possui valores anômalos justificados pela proximidade do local de ensaio em relação a feições geológicas como falhas e zonas de cisalhamento. Por sua vez, Goodman (1989) apresenta um exemplo que justifica essa discordância devido à diferença de constantes elásticas entre camadas inclinadas.

A partir dessas observações pode-se concluir que os tensores determinados sofrem influência da zona de cisalhamento e da camada de filito, não se podendo, portanto, afirmar que o tensor determinado corresponda ao da tensão regional, mesmo no ponto mais afastado dessas feições estruturais (Rampa III).

3.2 – Dados de ensaios à compressão uniaxial existentes

Como detalhado anteriormente, a mina subterrânea de Vazante é dividida em três subáreas principais: Lumiadeira, a sul; Sucuri, a norte e Morro da Usina, a centro. Atualmente a maior proporção de lavra e desenvolvimento encontra-se nos extremos norte e sul (Sucuri e Lumiadeira), porém existem ainda alguns alvos no Morro da Usina a serem lavrados. Em 1994, o IPT (Instituto de Pesquisas Tecnológicas), juntamente à antiga Companhia Mineira de Metais (atual Votorantim Metais), realizou uma série de ensaios para caracterização do maciço rochoso na região da Mina Morro da Usina (área central do Complexo de Vazante). Os resultados obtidos são apresentados a seguir, mas é importante ressaltar que através das análises de campo (mapeamentos), o maciço não apresenta grandes diferenças entre os extremos norte e sul da área central. Por se tratar de uma mineralização em zona de brecha, obviamente todas as posições geográficas dentro da mina podem apresentar particularidades, como locais mais alterados devido à percolação de água e fraturamento mais intenso.

A fim de “calibrar” os dados referentes aos testes uniaxiais, mais uma campanha nos extremos da mina foi realizada. Os dados também serão apresentados adiante. Devido a dificuldades financeiras, as amostras foram extraídas de testemunhos de sondagem com diâmetros BQ. Dentre as normas sugeridas pela ISRM (*International Society for Rock Mechanics*), apenas uma não foi atendida devido ao fato mencionado acima (já que o diâmetro selecionado é menor que 54 mm).

Os ensaios foram executados procurando-se seguir às recomendações da *International Society for Rock Mechanics* (ISRM, 1981).

3.2.1 – Ensaios uniaxiais

Os ensaios uniaxiais foram realizados com determinação do módulo de deformabilidade. Os corpos de prova foram obtidos a partir de cortes transversais em testemunhos de sondagem rotativa e moldados na forma cilíndrica com relação H/D =

2 a 3; onde H é a altura e D o diâmetro da amostra. As deformações foram obtidas através de sensores não destrutivos (*clip-gages*) desenvolvidos pelo IPT.

Os módulos de deformabilidade secantes foram calculados tomando-se como base a tangente do segmento compreendido pelos pontos (0, 0) e ($\sigma_{50\%}$, $\epsilon_{50\%}$) das curvas tensão x deformação. Os módulos de deformabilidade tangentes foram calculados analogamente aos secantes, porém considerando-se os pontos ($\sigma_{40\%}$, $\epsilon_{40\%}$) e ($\sigma_{60\%}$, $\epsilon_{60\%}$).

Os ensaios foram executados em apenas três litologias: dolomito cinza, brecha dolomítica e brecha willemítica.

I) Dolomito Cinza

Houve uma elevada variabilidade nos resultados de tensão de resistência à compressão, cujos valores mínimo e máximo foram 114,6 e 275,5 MPa, embora a observação dos corpos de prova mostrasse que as rupturas foram características para o tipo de ensaio, e sempre pela matriz. Visualmente não foi possível estabelecer a razão da dispersão, embora tenha ocorrido certa correspondência entre a tensão de ruptura e a velocidade das ondas longitudinais, indicando haver influência das microfissuras existentes.

Em sete corpos de prova, visualmente apresentando o mesmo grau de alteração, pôde-se observar dois grupos distintos de comportamento. Quatro amostras (corpos de prova 01, 03, 05 e 06) apresentaram maior resistência, com média de 239,2 MPa, e outros três (corpos de prova 02, 07 e 08) apresentaram resistência mais baixa com média de 128,6 MPa.

O comportamento tensão x deformação foi do tipo elástico para todos os casos e os módulos de deformabilidade secantes (obtidos a 50% da tensão de ruptura) e tangentes (obtidos entre 40% e 60% da tensão de ruptura) oscilaram entre 104399 MPa e 129455 MPa). Não se observou relação entre as tensões de ruptura e os módulos de deformabilidade. Houve módulos relativamente altos pertencentes a corpos de prova de resistência mais baixa e vice-versa, como mostra a Tabela 31.

Tabela 31: Resultados da compressão uniaxial corrigidos segundo critério de Hoek & Brown (1980) em dolomito cinza.

Nº	Corpo de prova		Massa específica (kg/m ³)	Velocidade de ondas (m/s)	Módulo Dinâmico (MPa)	Força de ruptura (kN)	Tensão de ruptura (MPa)	Mod. De Deformab. (MPa)		Obs.
	Diâmetro (D) (cm)	Altura (H) (cm)						Secante	Tangente	
2	7,6	17,0	2845	6996	113332	550	130,69	-	-	(1)
3	7,6	17,0	2829	7113	116517	1250	297,07	104745	107060	(2)
5	7,6	17,0	2855	7173	119578	890	211,56	123803	120418	(3)
6	7,6	16,2	2843	7168	118882	1110	263,86	106428	116022	(4)
7	7,6	17,0	2833	6773	105787	520	155,92	104399	104180	
8	7,6	16,7	2847	6816	107675	680	161,63	120455	107449	

Obs.:

(1) Problemas no sistema de aquisição de dados impossibilitaram a obtenção da curva tensão x deformação.

(2) O módulo secante foi calculado a 42% da tensão de ruptura e o módulo tangente a 42% e 30% da tensão de ruptura.

(3) O módulo secante foi calculado a 45% da tensão de ruptura e o módulo tangente a 45% e 40% da tensão de ruptura.

(4) O módulo secante foi calculado a 38% da tensão de ruptura e o módulo tangente a 38% e 30% da tensão de ruptura.

II) Brecha dolomítica

As rupturas dos corpos de prova foram explosivas. Os corpos de prova 38, 31 e 44, descritos como dolomito rosa brechado, apresentaram as maiores tensões de ruptura (165,3, 235,5, e 122,3 MPa, respectivamente), com uma correspondência nos demais parâmetros (maiores velocidades de ondas longitudinais, módulos dinâmicos e módulos de deformabilidade). Observou-se no corpo de prova 41 uma tensão de ruptura anormalmente discrepante (alta) não tendo sido possível caracterizar, visualmente, razões para o ocorrido.

Os corpos de prova 38, 40, 42, 43, 44, e 45 tiveram resistência à compressão variando de 72,2 a 165,3 MPa, sendo o corpo de prova 42 com valor mínimo e o 38 com valor máximo, como mostra a Tabela 32. O comportamento da curva tensão x deformação foi do tipo elástico para todas as amostras.

Tabela 32: Resultados da compressão uniaxial em brecha dolomítica.

Corpo de prova			Massa específica (kg/m ³)	Velocidade de ondas (m/s)	Módulo Dinâmico (MPa)	Força de ruptura (kN)	Tensão de ruptura (MPa)	Mod. De Deformab. (MPa)		Obs.
Nº	Diâmetro (D) (cm)	Altura (H) (cm)						Secante	Tangente	
38	7,6	17,0	2854	7025	114635	750	178,24	-	-	
40	7,6	17,0	2823	6296	91088	510	121,20	140807	97061	
41	7,6	16,7	2855	6872	109759	1150	273,34	122501	124239	(1)
42	7,6	17,0	2798	6489	95891	330	78,39	115879	102074	
43	7,6	17,0	2774	6464	94325	490	116,45	106798	93017	
44	7,6	17,0	2883	6996	114830	555	131,87	123195	127322	
45	7,6	16,8	2851	6316	92573	500	118,83	96212	110160	

Obs.: O módulo secante foi calculado a 36% da tensão de ruptura e o módulo tangente entre 36% e 30% da tensão de ruptura.

III) Brecha willemítica

Os corpos de prova de minério tiveram elevada variabilidade nas tensões de ruptura, entre 83,8 e 231,7 MPa, explicada pela heterogeneidade do material, como mostra a Tabela 33. Observa-se, porém, a proporcionalidade das tensões de ruptura com os módulos dinâmicos, com a exceção dois corpos de prova, que, entretanto, romperam em fraturas pré-existentes.

Tabela 33: Resultados da compressão uniaxial em brecha willemítica.

Corpo de prova			Massa específica (kg/m ³)	Velocidade de ondas (m/s)	Módulo Dinâmico (MPa)	Força de ruptura (kN)	Tensão de ruptura (MPa)	Mod. De Deformab. (MPa)		Obs.
Nº	Diâmetro (D) (cm)	Altura (H) (cm)						Secante	Tangente	
72	7,6	16,9	3330	6500	114517	380	90,36	92141	105362	
73	7,6	16,9	3926	6213	123366	675	160,45	-	-	
74	7,6	16,2	3856	5127	82494	430	102,22	96848	135264	(2)
75	7,6	16,9	4017	6213	126235	580	137,91	-	-	
77	7,6	17,2	3742	5993	109403	617	146,65	-	-	
123	5,4	12,0	4152	6250	132003	540	239,09	124222	118942	(3)
124	5,4	12,1	4153	6471	141546	540	239,09	102378	100799	(4)
125	5,4	12,0	4679	6186	145727	350	154,93	102434	93599	
126	5,4	12,0	4283	5911	121811	253	112,04	97761	102897	(5)
127	5,4	12,0	4432	5063	92481	229	101,39	71326	78172	

Obs:

- (1) O módulo secante foi calculado a 40% da tensão de ruptura e o módulo tangente entre 40% e 30% da tensão de ruptura.
- (2) O módulo secante foi calculado a 28% da tensão de ruptura e o módulo tangente entre 28% e 20% da tensão de ruptura.
- (3) O módulo secante foi calculado a 27% da tensão de ruptura e o módulo tangente entre 27% e 20% da tensão de ruptura.
- (4) O módulo tangente foi calculado entre 54 e 40% da tensão de ruptura.

4 – MATERIAIS E MÉTODOS

A metodologia aplicada ao trabalho foi dividida em cinco etapas: revisão bibliográfica, mapeamentos geológico-geotécnicos, ensaios laboratoriais, análises de imagens e interpretação e correlação dos resultados obtidos nas fases anteriores.

As rochas estudadas e suas particularidades estão descritas no item 3 (Caracterização da Área). As cinco etapas estão descritas nos subitens 4.1 a 4.5 a seguir.

4.1 – Revisão Bibliográfica

Primeiramente foi realizada uma revisão bibliográfica de forma a deixar claro todos os conceitos aplicados durante o desenvolvimento da dissertação.

Foram apresentados conceitos referentes a campo de tensões em maciços rochosos, bem como os métodos utilizados para determinação *in situ*, resistência e critérios de ruptura em maciços rochosos, com ênfase nos critérios de Mohr-Coulomb e generalizado de Hoek & Brown e definição dos parâmetros da rocha intacta, principalmente através de testes de compressão simples. Posteriormente foi apresentada uma evolução dos sistemas de classificação de maciços rochosos com foco voltado aos sistemas Q e RMR (desenvolvidos por Barton *et al.* (1974) e Bieniawski *et al.* (1974) respectivamente) bem como suas correlações encontradas na literatura. Para subsidiar as caracterizações nas brechas de Vazante, foram apresentados os conceitos de brecha, VBP (coeficiente volumétrico) e suas correlações com a resistência da rocha intacta, baseados principalmente nos estudos realizados por Medley (1994), Lindquist (1994), Lindquist e Goodman (1994), Sonmez *et al.* (2004) e Kahraman *et al.* (2006).

A caracterização da área foi descrita no item 3 e ainda apresenta os dados existentes na mina de tensões *in situ* e resistência da rocha intacta (ensaios de compressão uniaxiais).

4.2 – Mapeamentos geológico-geotécnicos

As galerias nas quais ocorrem todos os tipos de rochas circundantes (dolomitos, brechas, marga e metabásica) foram mapeadas seguindo os critérios

sugeridos por Bieniawski (1989) e Barton et al. (1974), totalizando cerca de 2350 metros de galerias mapeadas. Os dados coletados foram utilizados na elaboração de uma nova classificação do maciço da Mina de Vazante, já que a classificação utilizada atualmente foi realizada de forma qualitativa, com valores de RQD e resistência à compressão uniaxial estimados. Foi desenvolvida uma planilha de mapeamento com a relação das principais características do maciço e seus parâmetros, como mostra o Anexo A. Os parâmetros detalhados foram o número de famílias de descontinuidades, índice de rugosidade das juntas, índice de alteração e preenchimento das juntas, condições de água na escavação, fator de redução devido a tensões no maciço, espaçamento das fraturas, condição das juntas e ainda o ajuste para a orientação das descontinuidades.

Durante a classificação do maciço observou-se a necessidade de um estudo detalhado do RQD nas rochas da mina. Em um longo período esses dados foram coletados pela equipe de Mecânica de Rochas, sendo de grande importância a setorização dos dados em relação ao mapeamentos. Esse parâmetro foi avaliado estatisticamente através do software Minitab 14, gerando valores médios, desvios padrões e histogramas. Outras propriedades, como resistência à compressão uniaxial também foram avaliadas com o auxílio do mesmo programa computacional.

Para análise espacial das estruturas geológicas, juntas e fraturas foi utilizado o software Dips 5.1 que permite também a individualização das famílias de descontinuidades.

4.3 – Ensaios Uniaxiais

Os ensaios das duas campanhas foram realizados no IPT, Instituto de Pesquisas Tecnológicas. O laboratório segue a metodologia sugerida pela ISRM.

Na primeira etapa de ensaios o laboratório seguiu a ISRM (1981), que foi atualizada em 2007, sendo a metodologia utilizada pelo IPT para realização da última campanha.

A única recomendação não atendida está relacionada ao diâmetro do corpo de prova devido a dificuldades operacionais e financeiras. A ISRM (2007) recomenda a utilização de amostras com diâmetros não inferiores à sondagem NX, que representa 54 mm aproximadamente.

Na última campanha foram utilizadas amostras coletadas a partir do diâmetro BQ, que possui 36 mm, em média. Na campanha anterior, também foram utilizadas amostras fora desse padrão, que em grande parte tinham diâmetro HQ (76 mm).

Devido a essas diferenças de diâmetro, uma correlação e comparação entre os valores de resistência obtidos nas duas campanhas ficariam inválidas. Dessa forma, aplicou-se uma correção dos valores de resistência em função do diâmetro da amostra, como sugerido por Hoek & Brown (1980).

4.4 – Análise de imagens

A classificação geomecânica contemplou também as brechas hidrotermais presentes na mina de Vazante, já que as propriedades mecânicas destas rochas são bastante incomuns na literatura, por se tratar de uma litologia que não ocorre com frequência em projetos mineiros e civis. O VBP, termo descrito no subitem 2.6.1, foi obtido através de análise de imagens realizadas no software Leica QWin. Primeiramente a base ou topo da amostra ensaiada foi escaneada e essa figura foi binarizada no programa computacional, como apresentado no item 5.8 e no Anexo B. Essa binarização permitiu quantificar o índice VBP através de relações matemáticas simples.

4.5 – Resultados e discussões

Os resultados obtidos nas etapas anteriores foram relatados e correlações foram obtidas para os mapeamentos geológico-geotécnicos.

Algumas correlações entre a resistência à compressão uniaxial e alguns índices das brechas, como o coeficiente volumétrico das brechas (VBP) e teores de zinco, ferro, magnésio, sílica e cálcio, foram observadas e aplicadas para o caso.

5 – RESULTADOS E DISCUSSÕES

5.1 – Geologia Estrutural – Mapeamentos

O maciço de Vazante é extremamente fraturado, principalmente quando relacionado às brechas. Essa característica foi observada em todos os mapeamentos e para cada litologia foram separadas as estruturas, cujas atitudes foram medidas através de bússola, descritas e analisadas.

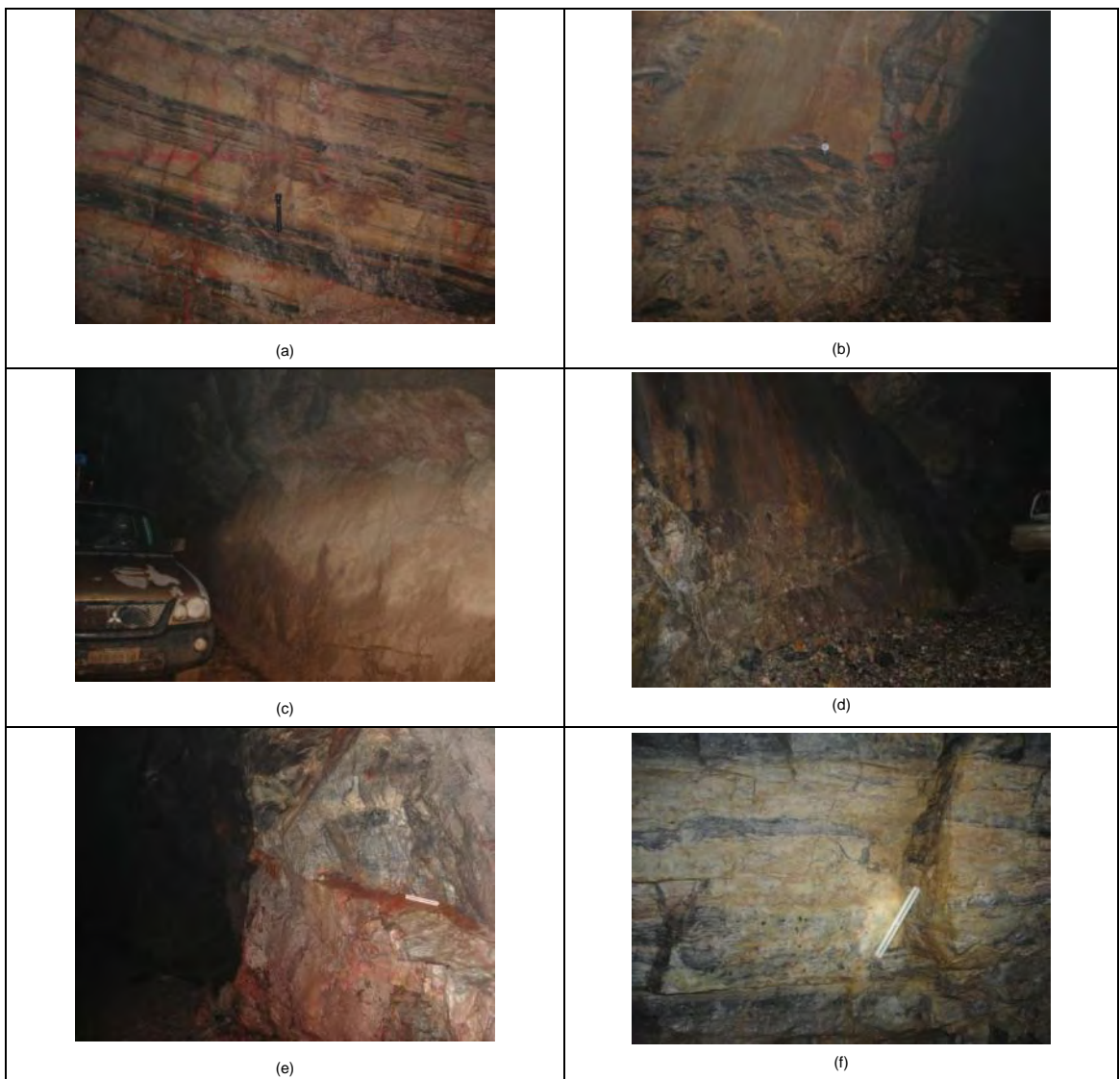
As principais descontinuidades encontradas estão relacionadas à Falha Vazante: as estruturas de direção NW, as estruturas de baixo ângulo e o próprio acamamento sedimentar e bandamento conservado devido às diferenças composicionais. As fotos da Figura 40 mostram todas as estruturas descritas a seguir.

As estruturas relacionadas à Falha Vazante têm atitude média de 315/55. Essas estruturas estão relacionadas à fase D3 (Rostirolla *et al.*, 2002) podendo ocorrer outras estruturas com direção média de 140/64, que se comportam como pares conjugados. Essas estruturas foram denominadas famílias PM (plano do minério) e PC (plano contra a direção do minério) para facilitar a denominação durante o trabalho.

As principais estruturas condutoras de água são pertencentes à família NW. Essas estruturas encontram-se freqüentemente com feições de dissolução e carstificadas, apresentando gotejamento na maioria das galerias da mina e grandes vazões em locais em que aquíferos suspensos e confinados interceptaram as galerias (como por exemplo o 509 GP entre os perfis 10000 e 10200). Segundo Rostirolla *et. al* (2002), essas estruturas são pertencentes à fase D5. As orientações preferenciais são 218/86 e 045/87, fato esse explicado pela atitude subvertical dos planos, apresentando caimento para ambos os lados (NE e SW) porém sempre de direção NW.

A foliação e o bandamento são importantes estruturas quando se considera a estabilidade das galerias. Devido ao caráter subhorizontal (327/14) ocorrem deslocamentos no teto das galerias por essas estruturas. Esse bandamento é de origem sedimentar e marcado, principalmente nos dolomitos (rosa e cinza), pela diferença composicional entre bandas margosas e pelíticas e bandas dolomíticas (família S0). Já a foliação apresenta-se mais desenvolvida nessas rochas margosas e pelíticas e é aproximadamente paralela ao bandamento. Nas rochas metabásicas, a foliação é incipiente e nos locais em que a mesma foi observada encontra-se verticalizada devido à zona de cisalhamento representada pela família PM, tendendo a se paralelizar a esta estrutura.

As estruturas de baixo ângulo (família BA) ocorrem com grande freqüência na mina e são responsáveis por empurrões em algumas litologias (falha inversa). Essas estruturas mostram caimento em geral para sul e sudeste, em alguns casos porém são bastante variáveis em relação à orientação. O ângulo baixo também explica essa irregularidade no azimute. Em alguns casos foi observado que essas estruturas aproveitaram a fraqueza da descontinuidade paralela ao bandamento e acamamento. Isso atrapalha a individualização das famílias quando são plotadas em um estereograma mas estas têm uma média de 314/12.



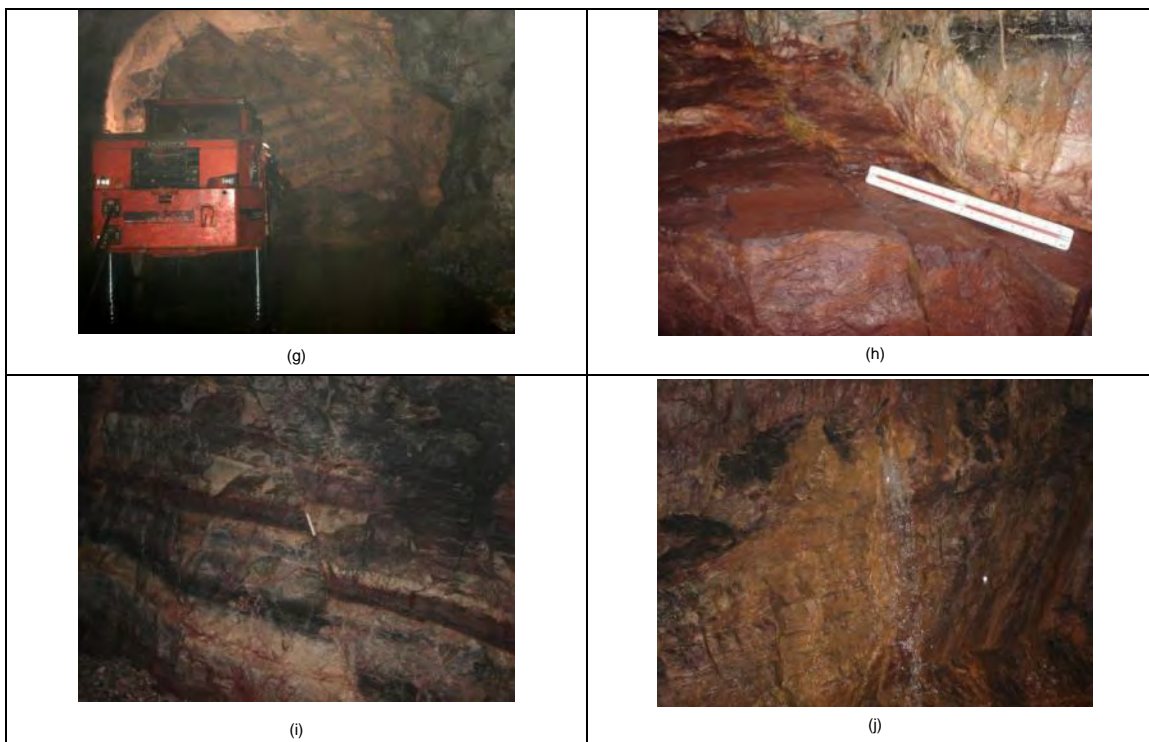


Figura 40: Fotos das principais estruturas da Mina de Vazante

- (a) Acamamento (Família S0) representado pelo bandamento composicional entre o dolomito rosa e a marga – local: Galeria de Pesquisa, nível 509.
- (b) Junção de três famílias. À esquerda da bússola, plano da família PC (caimento para sudeste); acima da bússola, plano pertencente à família NW e a o acamamento representado pelo plano em que a bússola está apoiada – local: Galeria de Pesquisa, nível 509.
- (c) Famílias PC (descontinuidades de caimento para sudeste) e PM (planos de direção paralela aos corpos de minério) – local: Galeria de Transporte Sul, nível 484.
- (d) Plano representante da Falha Vazante (família PM) localizado nas brechas dolomíticas – local Galeria de Minério Sul, nível 345.
- (e) Plano de baixo ângulo (Família BA) discordante ao dolomito cinza brechado – local: Galeria de Transporte Sul, nível 388.
- (f) Descontinuidades da família NW com feições de dissolução no dolomito cinza – local: Galeria de Transporte Norte, nível 388.
- (g) Estruturas pertencentes ao acamamento e família PM (direção NE) – local: Galeria de Transporte, nível 420.
- (h) Plano de baixo ângulo (Família BA) discordante ao dolomito cinza brechado com preenchimento argiloso – local: Galeria de Transporte Sul, nível 388.
- (i) Falha normal de direção NW com rejeito decimétrico no dolomito cinza – local: Galeria de Transporte Sul, nível 388.
- (j) Estruturas NW com presença de água – local: Galeria Transporte Norte, nível 345.

Abaixo, na Figura 41, apresentam-se os estereogramas gerais de todas as estruturas da mina. Posteriormente isso será individualizado para cada litologia.

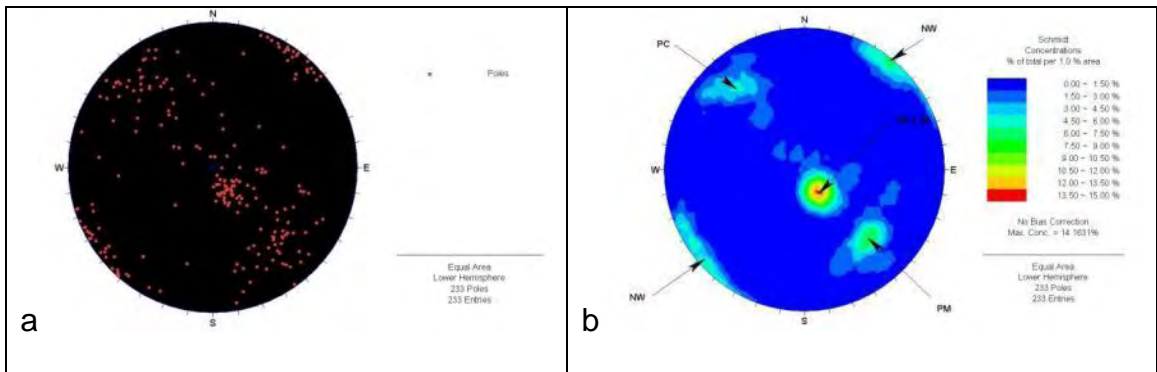


Figura 41: (a) estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) de pontos polares das medidas realizadas. (b) estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares e as indicações das famílias (NW, PC, BA, PM e S0).

Todos os planos apresentam certa sinuosidade, demonstrando um aspecto curvo em escala de galeria. Esse fato é a causa do alto desvio padrão das medidas de cada família em relação à média.

Em relação à mineralização, observa-se que os planos pertencentes à família de baixo ângulo freqüentemente fecham os corpos de minério, originando, portanto, um fechamento não lenticular em muitos casos. Isso é observável em muitas galerias de minério e essas estruturas são responsáveis por vários problemas de continuidade vertical da mineralização, o que traz conseqüências também à lavra. Outras descontinuidades marcam falhas inversas e normalmente apresentam direção de caimento variável (Figura 42), ora para noroeste e oeste e ora para sudeste e sul. Em todos os casos os planos são subhorizontais e em algumas situações aproveitam as descontinuidades provenientes do acamamento sedimentar.



Figura 42: Falha inversa de baixo ângulo com rejeito métrico no dolomito cinza – local: Galeria de Transporte Norte, nível 388.

5.2 – Tensões litostáticas na Mina de Vazante

A mineralização de zinco na mina é condicionada por estruturas geológicas responsáveis por redistribuições de tensões atuais. Os dados pré-existentes de tensões *in situ* foram utilizados, no presente estudo, para demonstrar a heterogeneidade do maciço em relação ao campo de tensões.

Nota-se que ocorrem áreas próximas à principal zona de cisalhamento em que a tensão vertical obtida no ensaio BDG é menor que a tensão litostática. Em outras regiões ocorre exatamente o contrário, provavelmente devido à redistribuição e concentração de tensões decorrentes da ação das zonas de cisalhamento presentes no maciço.

A mina subterrânea de Vazante chega a ter mais de 400 metros de profundidade em relação à superfície. Esse fato torna a tensão provocada pela coluna litostática de extrema importância no desenvolvimento e lavra da mina. O presente trabalho tem também como foco o desenvolvimento da mina e, por isso assentam-se, a seguir, os cálculos das tensões nos níveis de desenvolvimento.

A cobertura de solos na região é bastante espessa, com uma média de 65 metros, valor utilizado para o cálculo, já que o topo rochoso é bastante irregular. A expressão utilizada para o cálculo da tensão litostática foi:

$$\sigma_{litost} = \gamma \cdot H \quad (40)$$

Em que,

σ_{litost} - tensão litostática

γ - densidade da rocha / solo

H - tamanho da coluna de rocha / solo

A mina possui um extenso banco de dados com medidas de densidade através da metodologia de volume deslocado. São coletadas amostras em furos de sonda, pesadas e comparadas com o volume deslocado em um béquer graduado para obtenção do valor final. Os valores médios obtidos foram de 2,4 g/cm³ para os solos e 2,8 g/cm³ para as rochas (basicamente o dolomito rosa posicionado à capa das brechas e mineralização).

Em média, a cobertura de solo da região é de 65 metros, valor utilizado para cálculo das tensões.

a) Galerias superficiais

As galerias superficiais, como a GP 509 e o nível 484 encontram-se a uma profundidade média de 145 metros da superfície, sendo 65 metros de solo e 80 metros de dolomitos considerando a cota da superfície de 635 metros, aproximadamente.

$$\sigma_{litost} = \left(65 \text{ m} \times 2,4 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right) + \left(80 \text{ m} \times 2,8 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right)$$

$$\sigma_{litost} = 38 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} = 3,7 \text{ MPa}$$

b) Galerias intermediárias

Os níveis intermediários considerados são o 455 e o 420 que em média apresentam 65 metros de cobertura de solo e 130 metros de dolomitos.

$$\sigma_{litost} = \left(65 \text{ m} \times 2,4 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right) + \left(130 \text{ m} \times 2,8 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right)$$

$$\sigma_{litost} = 52 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} = 5,1 \text{ MPa}$$

c) Galerias profundas

As galerias mais profundas são representadas pelos níveis 388 e 345 que apresentam 210 metros de camada de dolomito, aproximadamente, além dos 65 metros referentes à cobertura de solos.

$$\sigma_{litost} = \left(65 \text{ m} \times 2,4 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right) + \left(210 \text{ m} \times 2,8 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right)$$

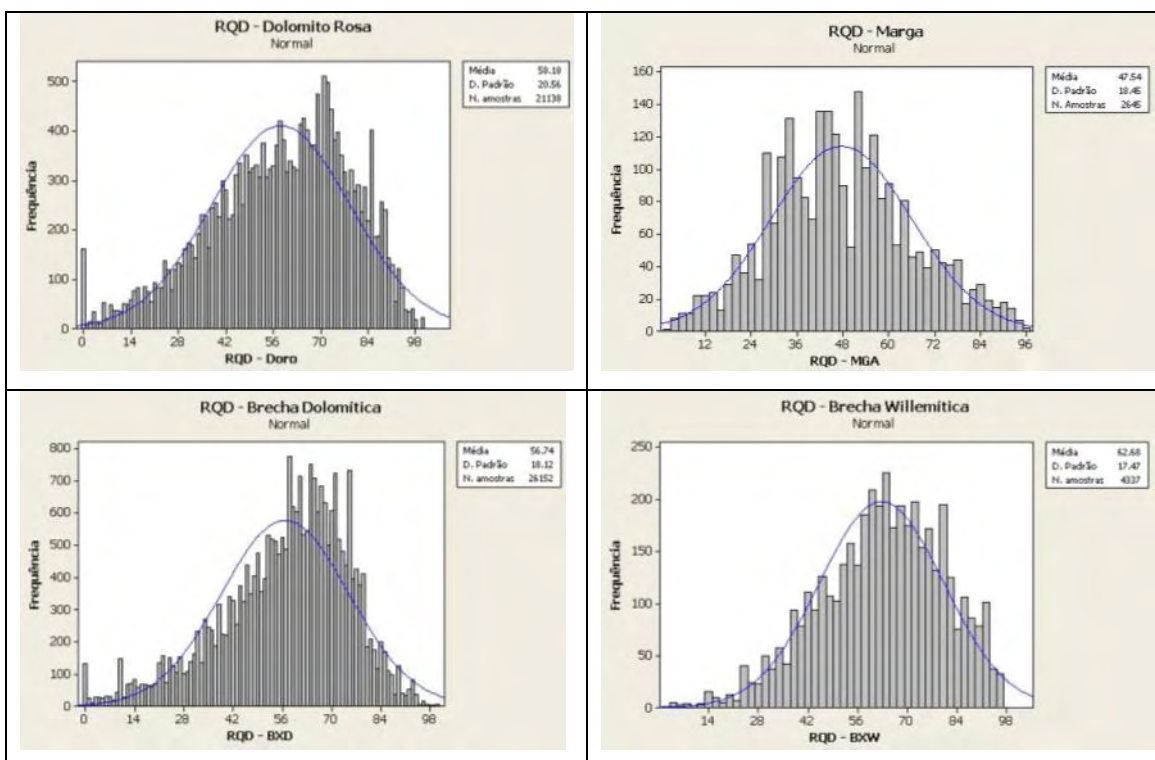
$$\sigma_{litost} = 74,4 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} = 7,3 \text{ MPa}$$

5.3 – RQD

Em geral o maciço apresenta-se extremamente fraturado. Os principais fatores do alto grau de fraturamento são relacionados, principalmente, aos diferentes estados de tensões em que o meio esteve submetido, à tectônica rúptil como característica estrutural mais marcante e ao intenso hidrotermalismo.

Todas as litologias apresentam essas características, sendo que nas brechas dolomítica e willemítica as feições estruturais principais apresentam-se mais desenvolvidas. As variações dos valores de RQD nos diferentes setores da mina (Sucuri, Bocaina Norte, Morro da Usina, Bocaina Sul e Lumiadeira) não são relevantes, porém, em alguns locais, o grau de fraturamento, RQD, grau de alteração e espaçamento médio das discontinuidades podem sofrer variações consideráveis trazendo fortes impactos na classificação geomecânica da rocha em questão.

A Figura 43 mostra a média dos valores de RQD obtidos através das sondagens realizadas no subsolo nas galerias de pesquisa da Lumiadeira (GP 509) e Sucuri (GP 484). Assim como nos ensaios e mapeamentos realizados, as seis litologias tratadas foram (da capa para lapa): dolomito rosa, marga, brecha dolomítica, brecha willemítica, metabásica e dolomito cinza.



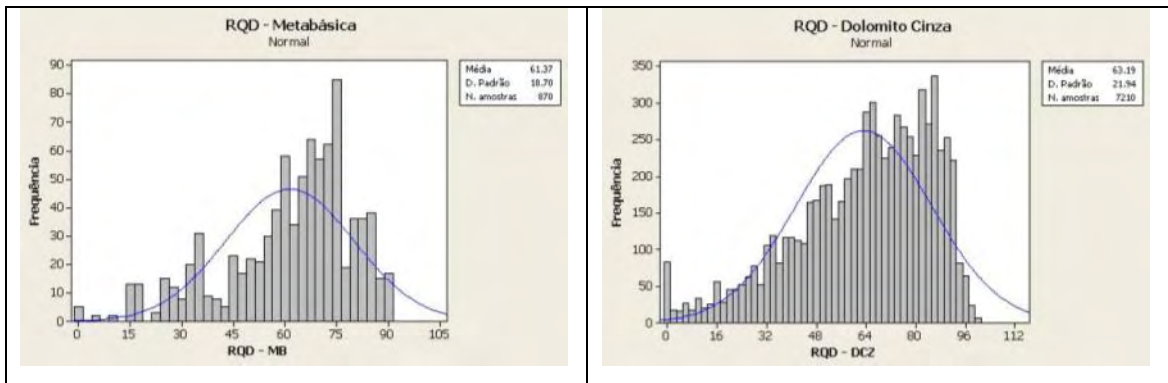


Figura 43: Histogramas dos valores de RQD das litologias da Mina de Vazante – notar a média dos valores, desvio padrão e número de amostras utilizadas (intervalos).

O dolomito rosa apresenta uma média de RQD igual a 58,18 com desvio padrão na ordem de 20,56, mostrando a heterogeneidade do litotipo. A marga, que na maioria dos casos ocorre intercalada ao dolomito rosa, apresenta uma média mais baixa – 47,54. Apesar de estarem no mesmo compartimento, a capa da mineralização, a marga apresenta uma reologia diferenciada permitindo que o acamamento seja extremamente desenvolvido, representando uma família de descontinuidade extremamente importante para a estabilidade do maciço. O desvio padrão é de 18,45, o que também mostra que o RQD apresenta valores que variam bastante dentro do mesmo domínio.

A brecha dolomítica apresenta valores de RQD de 56,74 em média, com o menor desvio padrão de 18,12. Já o minério, ou a brecha willemítica, apresenta um valor médio de RQD mais alto – 62,68 e desvio padrão de 17,47. Esse acréscimo de valor médio pode ser explicado pelo fato de que esse litotipo sofreu intensa hidrotermalização, com forte silicificação e dolomitização selando algumas descontinuidades em alguns casos. A rocha metabásica, apesar de apresentar valores de resistência mais baixos, assim como a marga, apresenta um valor médio de RQD na mesma faixa da brecha willemítica (61,37 de RQD e 18,70 de desvio padrão). Isso ocorre porque alguns eventos tectônicos que são representados por famílias de descontinuidades marcantes nas outras litologias ocorreram posteriormente à cristalização dessa rocha, não afetando a mesma.

O dolomito cinza, rocha posicionada na lapa da mineralização, apresenta o valor médio de RQD mais alto, 63,19, assim como o desvio padrão, 21,94. Essa litologia apresenta um menor grau de anisotropia, principalmente quando posicionada em regiões mais inferiores em relação às brechas.

Em todos os casos o desvio padrão é consideravelmente alto. Devido a esse fato é importante considerar o valor médio de RQD por setores da mina. Cada região

mapeada apresenta diferentes valores de RQD. Mais adiante, nos subitens 5.5.1.2 e 5.5.2.1, essa setorização será discutida já que diferentes valores de RQD foram utilizados para a mesma litologia.

Ao longo dos anos o RQD foi calculado para o intervalo geotécnico em questão na mina. Devido a esse fato, o comprimento de cada intervalo é bastante variado e isso pode gerar algum tipo de tendência indesejável. Por exemplo, o valor médio pode ser um pouco abaixo da média ponderada já que podem existir intervalos curtos em que o RQD apresenta baixos valores. A Figura 44 mostra a distribuição dos comprimentos dos intervalos utilizados para o cálculo do RQD.

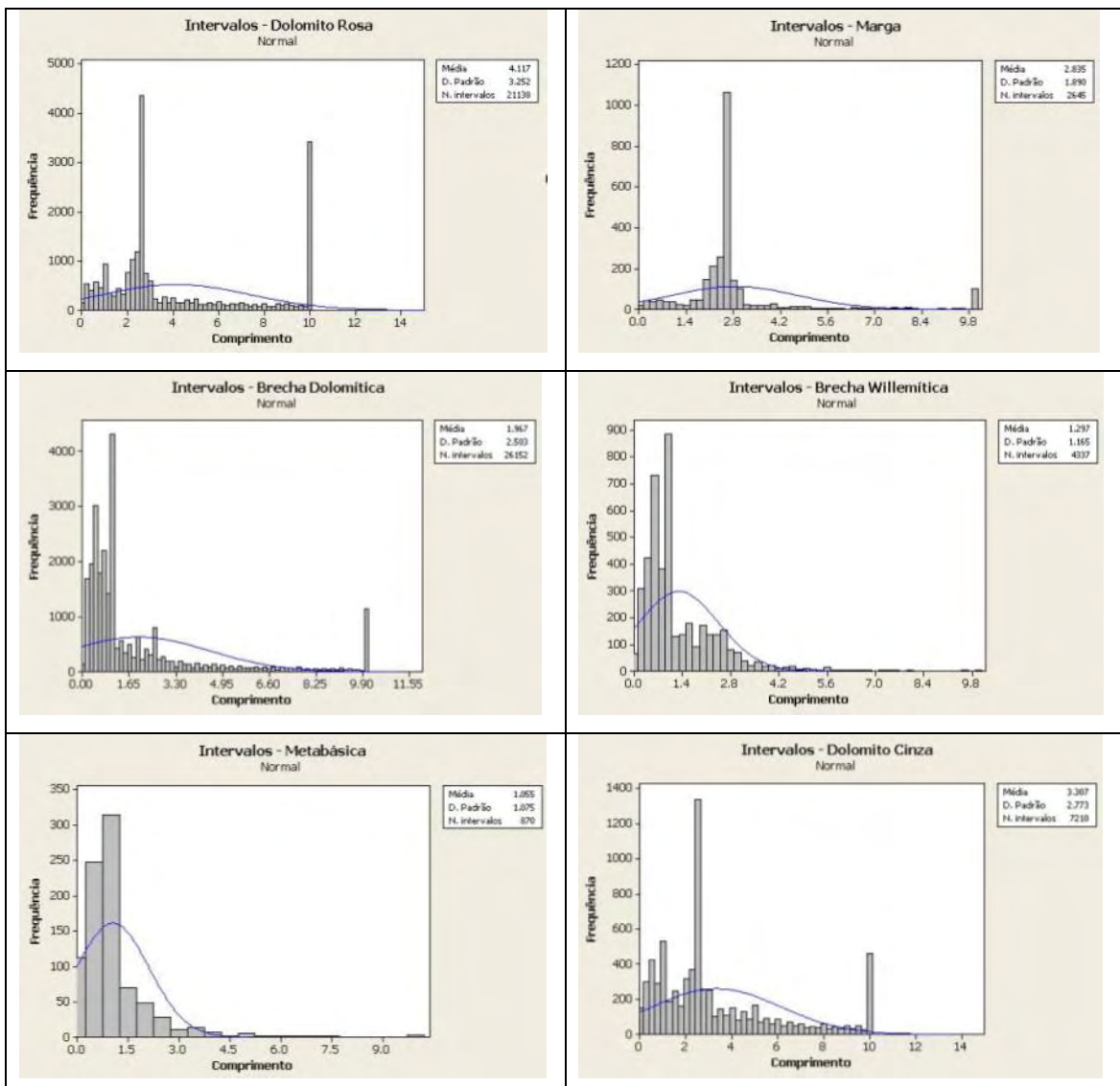


Figura 44: Histogramas dos comprimentos dos intervalos de RQD da Mina de Vazante – notar a média dos valores, desvio padrão e número de amostras utilizadas (intervalos).

Através desses gráficos nota-se que o desvio padrão é extremamente alto. Em alguns casos, como na metabásica e na brecha dolomítica, o desvio padrão chega a ser maior que a própria média do tamanho dos intervalos em que o RQD foi calculado. Nestes casos é necessário considerar os valores médios de RQD através das médias ponderadas. O cálculo foi realizado dando um peso maior para intervalos maiores em cada litologia de forma proporcional. Portanto, cada valor de RQD teve um peso que foi o tamanho do intervalo. Para cada litotipo, esse peso (comprimento do intervalo) foi multiplicado pelo valor do RQD e somado. Esse valor total foi dividido pela soma dos pesos, ou seja, soma dos comprimentos de intervalos. Segue abaixo a fórmula utilizada:

$$MP_{RQD} = \frac{RQD_1 \cdot I_1 + RQD_2 \cdot I_2 + \dots + RQD_n \cdot I_n}{I_1 + I_2 + \dots + I_n} \quad (41)$$

Em que,

MP_{RQD} - representa a média ponderada do RQD para cada litologia;

RQD - valor de RQD para determinado intervalo;

I - comprimento do intervalo (em metros).

A tabela abaixo apresenta as médias aritméticas e ponderadas do RQD de cada litologia.

Tabela 34: Média aritmética e ponderada dos valores de RQD.

Litologia	RQD – Média aritmética	RQD – Média ponderada
Dolomito Rosa	58,18	57,99
Marga	47,54	46,64
Brecha Dolomítica	56,74	59,00
Brecha Willemítica	62,68	64,64
Metabásica	61,37	64,10
Dolomito Cinza	63,19	65,45

Em alguns casos, como no dolomito rosa e na marga, o valor da média ponderada do RQD decresce ligeiramente em relação à média aritmética. Nos outros casos o valor médio ponderado é maior que o aritmético, fato ocorrido provavelmente porque intervalos de baixo RQD possuem comprimento menor em relação à média geral. No caso de se utilizar um valor médio de RQD, o correto é utilizar a média

ponderada justamente devido à grande variabilidade no comprimento das amostras. Mas, como relatado anteriormente, os valores de RQD serão utilizados segundo médias ponderadas por região.

5.4 – Ensaios de compressão uniaxial

Os procedimentos utilizados na obtenção dos valores de resistência à compressão uniaxial foram os mesmos já relatados nos itens de revisão bibliográfica e análise de dados preexistentes. O laboratório também foi o mesmo (IPT) e a única norma não atendida, como colocado anteriormente, foi o diâmetro das amostras.

Foram coletadas amostras das seis principais litologias que afloram nas galerias de desenvolvimento produtivo e lavra: dolomito rosa, marga, metabásica, brecha dolomítica, brecha willemítica e dolomito cinza.

A correção dos valores de resistência foi feita a partir da fórmula de Hoek e Brown (1980) para que se tenha um valor normalizado segundo uma amostra de diâmetro 50 mm, segundo a equação 26.

A partir dessa correção, tem-se, nas Tabelas 35 a 40 a seguir, os valores das resistências à compressão uniaxial expressos segundo o diâmetro executado da sondagem (BQ) já corrigidos:

Tabela 35: Resultados de compressão uniaxial e correção segundo Hoek e Brown (1980) para o dolomito rosa.

N. amostra	Litologia	Resistência (MPa)	Res. corrigida (MPa)	Diâmetro (mm)
AM-09	Dolomito Rosa	243.17	229.41	36.18
AM-12	Dolomito Rosa	461.51	435.45	36.20
AM-19	Dolomito Rosa	389.18	367.57	36.40
AM-26	Dolomito Rosa	324.20	305.59	36.00
AM-27	Dolomito Rosa	167.01	157.42	36.00
AM-38	Dolomito Rosa	246.53	232.71	36.29

Tabela 36: Resultados de compressão uniaxial e correção segundo Hoek e Brown (1980) para a marga.

N. amostra	Litologia	Resistência (MPa)	Res. corrigida (MPa)	Diâmetro (mm)
AM-23	Marga	145.74	137.51	36.20
AM-24	Marga	147.36	138.90	36.00
AM-32	Marga	66.81	63.14	36.52

Tabela 37: Resultados de compressão uniaxial e correção segundo Hoek e Brown (1980) para a rocha metabásica.

N. amostra	Litologia	Resistência (MPa)	Res. corrigida (MPa)	Diâmetro (mm)
AM-49	Metabásica	58.40	55.09	36.17
AM-50	Metabásica	77.81	73.41	36.18
AM-52	Metabásica	67.63	63.84	36.30
AM-53	Metabásica	120.89	114.11	36.28

Tabela 38: Resultados de compressão uniaxial e correção segundo Hoek e Brown (1980) para a brecha dolomítica.

N. amostra	Litologia	Resistência (MPa)	Res. corrigida (MPa)	Diâmetro (mm)
AM-09	Brecha dolomítica	243.17	229.41	36.18
AM-12	Brecha dolomítica	461.51	435.45	36.20
AM-19	Brecha dolomítica	389.18	367.57	36.40
AM-26	Brecha dolomítica	324.20	305.59	36.00
AM-27	Brecha dolomítica	167.01	157.42	36.00
AM-38	Brecha dolomítica	246.53	232.71	36.29
AM-06	Brecha dolomítica	124.92	117.98	36.40
AM-20A	Brecha dolomítica	133.79	126.42	36.50
AM-20B	Brecha dolomítica	95.99	90.67	36.42
AM-28	Brecha dolomítica	238.04	224.60	36.20
AM-30	Brecha dolomítica	362.68	342.33	36.28
AM-34A	Brecha dolomítica	75.34	70.87	35.60
AM-34B	Brecha dolomítica	140.64	132.30	35.60
AM-36	Brecha dolomítica	274.02	258.79	36.39
AM-41	Brecha dolomítica	160.32	151.27	36.20
AM-62	Brecha dolomítica	267.38	252.27	36.19
AM-63A	Brecha dolomítica	126.30	119.17	36.20
AM-63B	Brecha dolomítica	58.29	55.00	36.20
AM-64	Brecha dolomítica	223.46	210.84	36.20

Tabela 39: Resultados de compressão uniaxial e correção segundo Hoek e Brown (1980) para a brecha willemítica.

N. amostra	Litologia	Resistência (MPa)	Res. corrigida (MPa)	Diâmetro (mm)
AM-56	Brecha willemítica	144.93	136.81	36.30
AM-57	Brecha willemítica	230.63	217.82	36.40
AM-58	Brecha willemítica	182.58	172.44	36.40
AM-59	Brecha willemítica	129.72	122.52	36.40
AM-60	Brecha willemítica	312.31	294.96	36.40

Tabela 40: Resultados de compressão uniaxial e correção segundo Hoek e Brown (1980) para o dolomito cinza.

N. amostra	Litologia	Resistência (MPa)	Res. corrigida (MPa)	Diâmetro (mm)
AM-05	Dolomito Cinza	336.71	317.97	36.18
AM-15A	Dolomito Cinza	379.58	358.50	36.20
AM-15B	Dolomito Cinza	403.60	381.19	36.40
AM-16A	Dolomito Cinza	408.07	385.03	36.00
AM-16B	Dolomito Cinza	327.29	308.66	36.00
AM-22	Dolomito Cinza	437.24	412.95	36.38
AM-31	Dolomito Cinza	437.24	412.95	36.40
AM-44	Dolomito Cinza	239.36	225.73	36.40
AM-45	Dolomito Cinza	117.24	110.56	36.40

Em grande parte das amostras ensaiadas as rupturas foram explosivas. Em relação aos tipos de ruptura, certamente se deram de forma mista (cisalhamento, fendilhamento e cataclase), apesar de apresentar maior semelhança com o último tipo citado.

As rochas metabásicas e as margas apresentam menores valores de resistência. A mineralogia e estruturas dessas rochas são responsáveis por esses valores mais baixos. A presença abundante de filossilicatos (micas) conferem estruturas bandadas e foliadas com anisotropia marcante. Geralmente rochas como filitos e xistos, que apresentam certa similaridade com estas, apresentam valores de resistência mais baixos quando comparadas a rochas de caráter mais maciço, como os dolomitos. Portanto, essas duas litologias apresentaram grande parte das rupturas caracterizadas por cisalhamento ao longo de estruturas existentes. A seguir apresentam-se, nas Figuras 45 a 47, uma série de fotos de amostras rompidas.

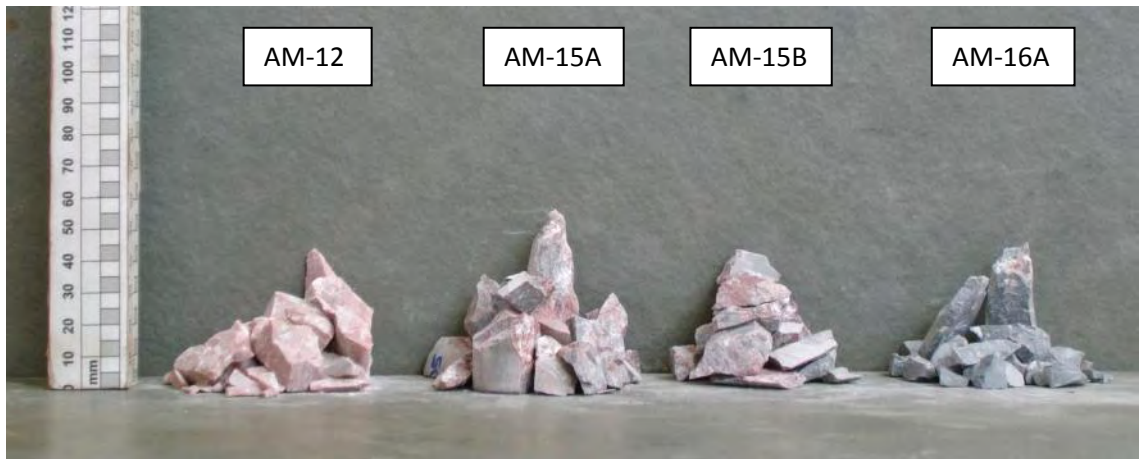


Figura 45: Ensaio Compressão Uniaxial. Amostra: Dolomito Rosa e Dolomito Cinza. Corpos de prova AM-12, AM-15A, AM-15B e AM-16A. Após Ruptura.



Figura 46: Ensaio Compressão Uniaxial. Amostra: Marga, Brecha Dolomítica. Corpos de prova AM-32, AM-34A, AM-34B e AM-36. Após Ruptura.

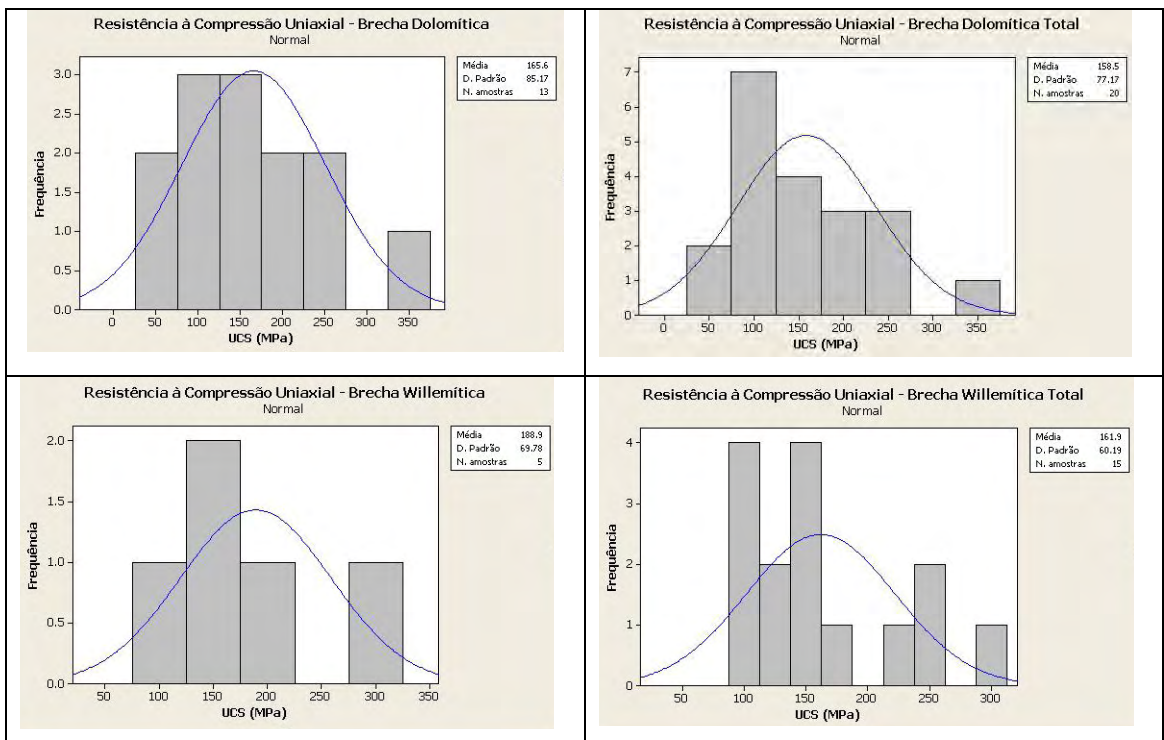


Figura 47: Ensaio Compressão Uniaxial. Amostra: Brecha Willemítica, Brecha Dolomítica. Corpo de prova 636 a 638. Após Ruptura.

Nota-se claramente que as amostras de brechas e dolomitos apresentam ruptura explosiva, ou seja, por combinações de cisalhamento, cataclase e fendilhamento. Nas rochas em que a foliação é mais desenvolvida, como nas margas, a ruptura ocorre principalmente por cisalhamento de estruturas preexistentes, como observado na Figura 46.

Principalmente na região da Lumiadeira atualmente em desenvolvimento os valores de RQD são mais altos. Coincidentemente os valores encontrados de resistência à compressão uniaxial, mesmo após a correção sugerida por Hoek & Brown (1980), apresentam valores também mais altos. Não foram encontradas razões lógicas para definir se a região atual de desenvolvimento realmente apresenta parâmetros melhores ou se a correção sugerida por Hoek & Brown através da equação 27 não traz resultados coerentes quando aplicada às rochas em questão.

A Figura 48 mostra na primeira coluna o histograma com os valores médios de resistência e desvio padrão obtidos nos ensaios realizados para a brecha dolomítica, willemítica e dolomito cinza. Na segunda coluna os mesmos dados são apresentados porém com as médias e desvios considerados para todos ensaios realizados (etapa realizada anteriormente e esta).



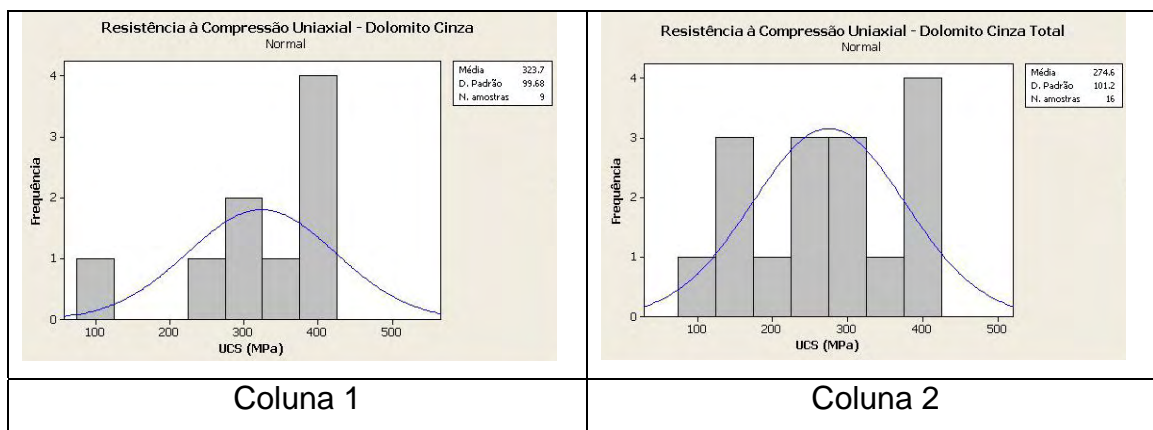


Figura 48: Histogramas com médias e desvio padrão dos valores de resistência à compressão uniaxial para as brechas dolomítica e willemítica e dolomito cinza (coluna 1 – valores obtidos nos ensaios executados pelo IPT em 2009; coluna 2 – valores obtidos em 1994 e 2009).

Na brecha dolomítica, os ensaios antigos determinaram uma resistência média de 145,5 MPa. Esse valor subiu para 165,6 MPa já com a correção de Hoek feita em função do diâmetro. Isso representa um aumento de 14% no valor da resistência. Quando comparado o valor obtido na última campanha de ensaios com o a média de todos ensaios realizados, o valor decresce cerca de 5%.

No minério (brecha willemítica) os ensaios realizados na primeira campanha (1992) determinaram uma resistência média de 148,4 MPa contra 188,9 MPa obtidos na última campanha, representando um incremento no valor médio de resistência na ordem de 27%. Quando comparado o valor obtido na última campanha de ensaios com a média de todos os ensaios realizados, o valor decresce 14%.

No dolomito cinza acontecem quebras semelhantes nos valores. A primeira campanha de ensaios determinou uma média de 211,4 MPa contra 323,7 MPa obtido na última campanha, representando um aumento relativo de 53%. Quando comparado o valor obtido na última campanha de ensaios com a média de todos os ensaios realizados, o valor decresce 15%, valor muito próximo ao decréscimo na brecha willemítica.

Em todos os casos, seja na primeira campanha ou na última, o desvio padrão dos valores de resistência é excessivamente alto o que explica parte da diferença na obtenção de valores em diferentes campanhas. Também, a escolha das amostras representa um fator determinante já que o dolomito cinza, por exemplo, pode apresentar-se com aspecto brechado, o que diminui significativamente sua resistência.

As demais litologias, marga, metabásica e dolomito rosa, não foram ensaiadas na campanha realizada em 1994. Por isso não existe comparativo a ser feito. Abaixo

seguem os histogramas com média e desvio padrão dos valores de resistência à compressão uniaxial obtidas na campanha 2009, representados pelas Figuras 49 a 51.

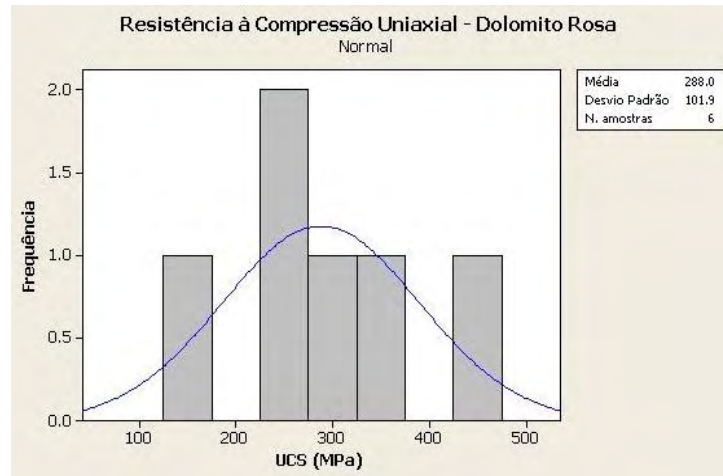


Figura 49: Histograma com média e desvio padrão da resistência à compressão uniaxial para o dolomito rosa.

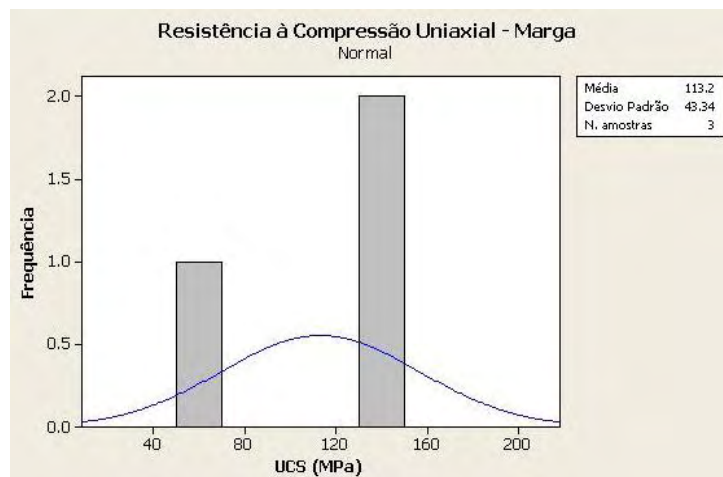


Figura 50: Histograma com média e desvio padrão da resistência à compressão uniaxial para a marga.

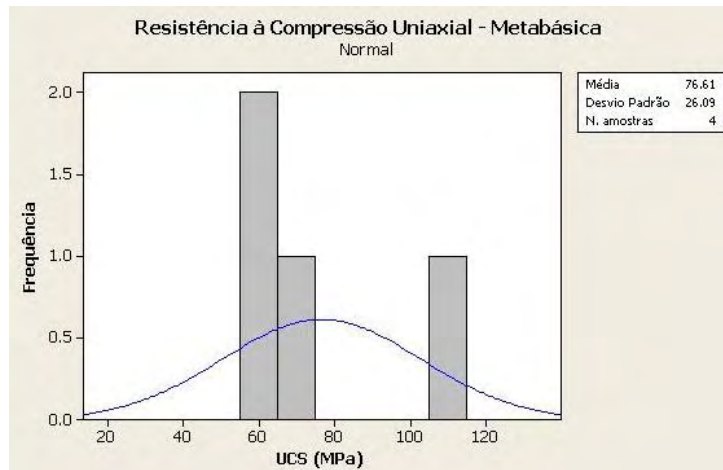


Figura 51: Histograma com média e desvio padrão da resistência à compressão uniaxial para a metabásica.

Os comparativos realizados para as brechas e dolomito cinza relacionando a campanha 2009 com a média das resistências das duas campanhas geram um decréscimo máximo de 15% na resistência das amostras. Devido à dúvida em relação à coerência da correção realizada em função do diâmetro sugerida por Hoek, foi considerado prudente abater os valores de resistência para o dolomito rosa, marga e metabásica também em 15%. Os altos valores de desvio padrão também justificam essa redução nos valores.

Partindo dessa premissa, os valores médios de resistência à compressão uniaxial para as três litologias passa a ser:

- Dolomito Rosa – 244,8 MPa
- Marga – 96,22 MPa
- Metabásica – 65,12 MPa

E os valores adotados para as outras três litologias são exatamente:

- Brecha Dolomítica – 158,5 MPa
- Brecha Willemítica – 161,9 MPa
- Dolomito Cinza – 274,6 MPa

5.4.1 – Correlação entre velocidade de ondas (Vp) e resistência à compressão uniaxial

Para todas as litologias as correlações exponenciais apresentaram coeficientes de correlação (R^2) mais altos que as correlações lineares. A Figura 52 mostra as correlações obtidas para cada litologia:

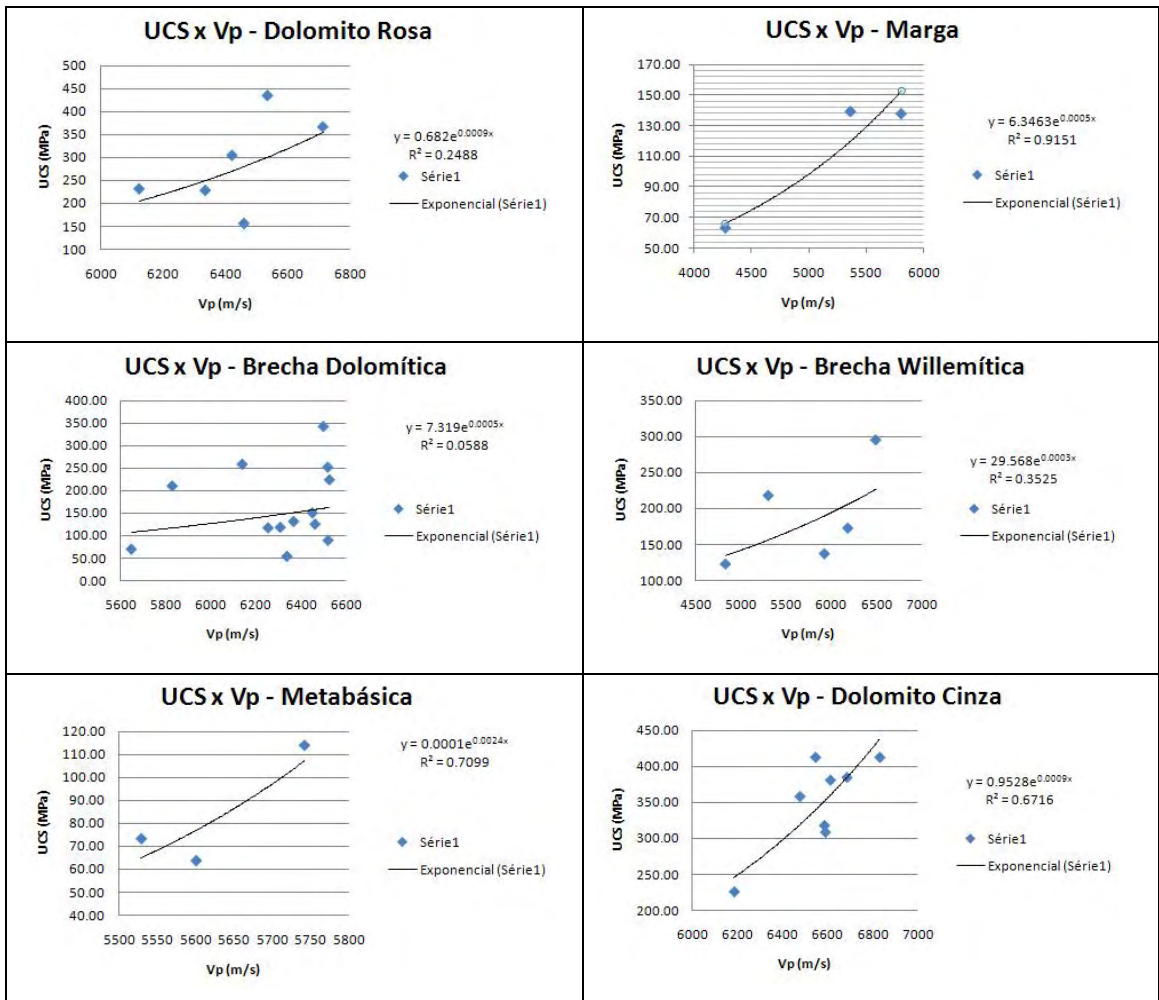


Figura 52: Correlações entre a velocidade de ondas “P” e a resistência à compressão uniaxial para cada litologia.

Os valores de menor resistência obtidos nos ensaios do dolomito cinza e da metabásica foram excluídos dessas análises já que as rupturas se deram por cisalhamento de estruturas preexistentes.

Em geral, as brechas não apresentaram valores satisfatórios de coeficientes de correlação entre a velocidade de propagação de ondas e a resistência à compressão uniaxial, fato explicado principalmente pela heterogeneidade da rocha. A diferença de resistência e densidade dos clastos e matriz influenciam diretamente na propagação das ondas. Para as outras litologias nota-se que a correlação exponencial obtida já apresentou valores mais altos de R^2 . Correlações lineares também podem ser geradas

para esses litotipos, porém não apresentam índices tão satisfatórios quanto às exponenciais.

Analisando todos dados de forma conjunta, os valores de coeficientes de correlação podem ser considerados medianos (37%) como mostra a Figura 53:

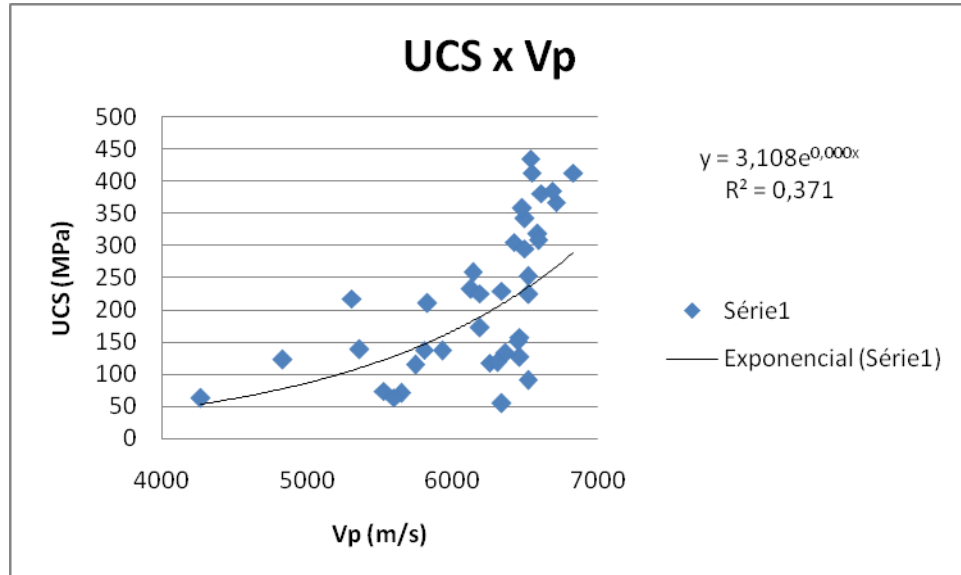


Figura 53: Correlação exponencial entre a resistência à compressão uniaxial e a velocidade de ondas "P" para as todas litologias.

5.5 – Classificação do Maciço Rochoso

Foram executados vários mapeamentos geotécnicos e estruturais na mina subterrânea para conhecimento de todas as estruturas presentes no maciço rochoso e suas características, totalizando 2350 metros de mapeamento linear, aproximadamente (Anexo A). Como explicado anteriormente, a mineralização está contida em brechas tectônicas ou de falha, que são rochas extremamente fraturadas e cisalhadas. Devido à proximidade, todas outras litologias sofreram também algum tipo de interferência, aumentando o grau de fraturamento quando se aproxima da zona de cisalhamento principal.

Devido à complexidade estrutural, como pôde ser observado nos itens 3.1.3 e 5.1 (Geologia Estrutural), um grande número de famílias foi mapeado. Algumas apresentam direção (azimute) bastante próximas uma das outras e foram diferenciadas devido ao mergulho (dip). Para o caso das estruturas de baixo ângulo ficou bastante difícil uma separação de famílias já que devido à sinuosidade e aspecto curvilíneo dos planos a direção e mergulho variam consideravelmente. Isso é aceitável

pelo fato de que essas estruturas, independentemente de sua direção, são desfavoráveis à escavação segundo os critérios de Bieniawski e também pelo fato de que a tendência de um plano subhorizontal mudar de direção de caimento é muito alta quando comparada a estruturas que têm dip na ordem de 30 a 60 graus.

Outro aspecto notório observado é que grande parte dessas famílias apresentam uma macro sinuosidade, mostrando um aspecto curvo, muitas vezes devido ao caráter rúptil-dúctil da fase principal de falhamento relacionada à Mina de Vazante. Essa característica deve ser observada com bastante critério para que um número de famílias ainda maior não seja considerado.

Devido à qualidade do maciço e ao próprio método de lavra praticado na mina, algumas galerias antigas encontram-se inacessíveis ou com problemas de segurança para que a atividade de mapeamento estrutural e geotécnico seja realizada. Como o objetivo desse trabalho é atualizar a classificação do maciço tendo como foco as áreas atuais de desenvolvimento, estas foram escolhidas para a realização da classificação.

Foram realizados mapeamentos para a coleta de dados que permitissem a realização de classificação geomecânica dos maciços segundo Barton et. al (1974) e Bieniawski (1989) em todos níveis de desenvolvimento e lavra atuais na mina onde afloram as litologias em questão. Algumas dificuldades foram encontradas devido à frequência de ocorrência ou exposição de determinada litologia.

O dolomito rosa e a marga são rochas que ocorrem à capa da mineralização, e devido a esse fato são expostas apenas em galerias de pesquisa desenvolvidas para sondagem (GP 507 e GP 484) ou em desvios (388 GTN); essas galerias foram todas mapeadas na região mais próxima à frente do desenvolvimento.

A rocha metabásica ocorre com menor frequência na mina, estando restrita a alguns níveis da mina Morro da Usina. Essa mina já foi praticamente toda lavrada, com exceção de alguns níveis como o 370 e 345 (níveis mapeados). Hoje não se tem informações se essa litologia ocorrerá mais a frente, mas devido aos problemas de estabilidade observados no desenvolvimento do nível 370, a mesma foi considerada como litologia crítica. Essa área ainda não foi totalmente lavrada justamente por causa das dificuldades geomecânicas encontradas no desenvolvimento.

As demais litologias ocorrem com grande frequência. As brechas (dolomítica e willemítica) ocorrem principalmente nas galerias de minério e o dolomito cinza nas galerias de transporte, também desenvolvidas em todos os níveis de lavra, paralelamente às galerias de minério. Essa última litologia apresenta uma gradação de

brecha até uma rocha de caráter bem mais isotrópico. Quando a galeria é desenvolvida em uma área mais brechada, a qualidade de maciço apresenta comportamento mecânico bastante semelhante ao das outras brechas.

Os subitens 5.5.1 e 5.5.2 mostram os resultados obtidos para as metodologias RMR (Bieniawski, 1989) e Q (Barton *et al.*, 1974).

5.5.1 – RMR

Em todas as galerias mapeadas buscou-se a caracterização necessária para obter os valores de Q e RMR. Abaixo estão caracterizados e exemplificados todos os componentes importantes para o valor final de RMR para cada litologia, já que cada uma apresenta características intrínsecas bastante distintas umas das outras.

5.5.1.1 – Resistência da rocha intacta

A resistência da rocha intacta foi medida através de ensaios de compressão uniaxial e esses resultados já foram apresentados. Os valores considerados foram:

- Dolomito Rosa – 244,8 MPa
- Marga – 96,22 MPa
- Metabásica – 65,12 MPa
- Brecha Dolomítica – 179,6 MPa
- Brecha Willemítica – 161,9 MPa
- Dolomito Cinza – 274,6 MPa

5.5.1.2 – RQD

a) Dolomito Rosa

Como detalhado anteriormente, foi utilizado uma média ponderada segundo o comprimento dos intervalos para cada região mapeada. Para essa litologia os mapeamentos foram realizados nos perfis 9625 a 9800, 9800 a 10000, 10000 a 10200 e 11475 a 11625. A seguir apresentam-se os valores encontrados para cada trecho. A metodologia utilizada é exatamente a mesma usada no cálculo do RQD médio para cada litologia e apresentada no item 5.2.

Devido à ausência de sondagem entre os perfis 9625 e 9800 e à similaridade do maciço em relação aos perfis 9800 a 10000, foram utilizados os dados de RQD dessa última região citada.

- Perfis 9625 a 10000: RQD = 74%

- Perfis 10000 a 10200: RQD = 65%

- Perfis 11475 a 11625: RQD = 56%

Várias causas observadas em campo explicam essas variações nos valores de RQD. O dolomito rosa não é uma rocha que em campo demonstra apresentar baixos valores de RQD mas na região entre os perfis 11475 e 11625 esse valor decresce muito por estar na região de bocainas.

A Bocaina Norte, localizada na região citada acima, apresenta grandes estruturas carstificadas e intenso fraturamento, o que também justifica a presença abundante de água detectada no desvio da galeria 388 GTN (como pôde ser observado nos mapeamentos). Essa região apresentou grandes problemas de estabilidade na época de lavra e desenvolvimento, mas atualmente suas galerias encontram-se enchidas por estéril devido à extração já executada (enchimento de realces após a lavra). Devido a esse fato também existem poucos dados de mapeamento (apenas nos níveis 370 e 345, executados em brechas dolomítica e willemítica e rochas metabásicas) o que não é preocupante justamente porque a mina se desenvolve em direção aos extremos norte e sul tendo, atualmente, poucas atividades concentradas nessa região.

Já na área da Lumiadeira, a região entre os perfis 10000 e 10200 foi mapeada devido à grande vazão de água que percola nas estruturas (aproximadamente 1.200 m³/h). Devido à dissolução de fraturas NW, o RQD tem um pequeno decréscimo no seu valor médio nestas áreas.

b) Marga

Essa rocha ocorre intercalada ao dolomito rosa à capa da mineralização. Localmente ela apresenta problemas de estabilidade de baixa escala por estar relacionada a pequenos deslocamentos paralelos ao acamamento. Os mapeamentos foram realizados junto aos mapeamentos de dolomito e rosa e os perfis de análise são também os mesmos:

- Perfis 9625 a 10000: RQD = 80%

- Perfis 10000 a 10200: RQD = 63%

- Perfis 11475 a 11625: RQD = 61%

Para o caso dessa litologia observa-se que na região da Bocaina Norte (perfis 11475 a 11625) não ocorre uma queda tão grande na média de RQD. Isso ocorre porque a dissolução e a carstificação é atuante em rochas carbonáticas, no caso da mina, no dolomito rosa e dolomito cinza. As margas apresentam material carbonático e pelítico na estrutura, o que diminui a susceptibilidade à dissolução através da reação química entre o ácido carbônico e os carbonatos de cálcio e magnésio. Por isso, na região de bocaina, tem-se um valor de RQD mais baixo para o dolomito rosa que a própria marga.

Na galeria de pesquisa da Lumiadeira, observa-se o predomínio do dolomito rosa sobre as margas, o que não ocorre no desvio do 388 GTN.

c) Metabásica

Esse litotipo aflora na região das bocainas Norte e Sul e Morro da Usina (área central da mina). Nos extremos (Sucuri e Lumiadeira) ainda não se tem nenhum registro de ocorrência. Em função disso são poucos os dados de mapeamento já que grande parte dessas áreas foram lavradas. O interesse em aprofundar o conhecimento nesse tipo de material é decorrente do fato de terem ocorrido algumas retomadas de áreas (como o nível 370) nas quais alguns problemas de estabilidade foram registrados e também para que se tenha maior previsibilidade caso as rochas metabásicas estejam presentes em alguma nova área a ser desenvolvida. Os mapeamentos foram executados entre os perfis 11525 a 11575 e entre 11450 a 11575.

- Perfis 11525 a 11575: RQD = 69%

- Perfis 11450 a 11575: RQD = 68%

Como mostrado acima, os valores praticamente não diferem entre os locais mapeados.

d) Brecha Dolomítica

Em todas as galerias de minério ocorre essa litologia. Ela apresenta caráter bastante heterogêneo em relação a todos os aspectos geomecânicos. As galerias mapeadas estão localizadas entre os seguintes perfis: 9850 e 10050, 10050 e 10200,

11200 e 11300, 11525 e 11575 e 12425 e 12575. Os resultados das médias ponderadas de RQD são:

- Perfis 9850 a 10050: RQD = 71%
- Perfis 10050 a 10200: RQD = 65%
- Perfis 11200 a 11300: RQD = 48%
- Perfis 11525 a 11575: RQD = 54%
- Perfis 12425 a 12575: RQD = 66%

Entre os perfis 11200 e 11300 não existem registros de valores de RQD e os testemunhos foram descartados. Devido à proximidade, foram utilizados os valores entre os perfis 11375 (área mais próxima com registros) e 11475 (para abrangente em relação aos mesmos 100 metros) sendo que esta área apresenta uma grande quantidade de fendas e estruturas carstificadas assim como os perfis 11200 e 11300 por estarem nos limites entre o Morro da Usina e Bocaina Norte.

Assim como nas análises de RQD para o dolomito rosa e marga, nota-se que o extremo sul da mina (local atual de desenvolvimento – perfis 9850 a 10050) apresenta valores mais altos (acima de 70%) e esse valor diminui em áreas bastante próximas. Da mesma forma que para as outras litologias, o valor médio de RQD na Lumiadeira está consideravelmente mais alto do que no Sucuri. Essa diferença não é facilmente observável em campo, mas em algumas áreas do Sucuri encontra-se o maciço mais alterado, com minerais oxidados e já com a consistência da rocha afetada talvez resultante desse aumento do grau de fraturamento.

Os valores próximos a 50%, como explicado anteriormente, encontram-se em áreas das chamadas zonas de bocaina (Bocaina Norte), onde a percolação de água devido ao fraturamento mais intenso é bastante considerável, mesmo sob efeito do rebaixamento. O aumento do fraturamento e fluxo de água acarretam em um maciço mais alterado.

e) Brecha Willemítica

O minério, ou brecha willemítica, ocorre na forma de corpos lenticulares hospedados na brecha dolomítica. Portanto todos os mapeamentos nessa litologia ocorreram juntos à brecha estéril. Seguem abaixo os valores médios ponderados de RQD para os mesmos intervalos da brecha dolomítica:

- Perfis 9850 a 10050: RQD = 78%
- Perfis 10050 a 10200: RQD = 71%
- Perfis 11200 a 11300: RQD = 48%
- Perfis 11525 a 11575: RQD = 67%
- Perfis 12425 a 12575: RQD = 57%

Entre os perfis 11200 e 11300 não ocorrem intervalos significativos de minério, já que as espessuras encontradas são bastante reduzidas e o RQD considerado é o mesmo da brecha dolomítica, na qual foi realizado o mapeamento.

As mesmas observações feitas em relação à brecha dolomítica, de que as áreas atuais em desenvolvimento no extremo sul apresentam RQD mais altos também são válidas para o minério. No Sucuri (perfis 12425 a 12575) o valor de RQD também é mais baixo e as causas também já foram citadas. Em campo, a visualização de um grau de alteração mais alto em alguns pontos é nítida.

f) Dolomito Cinza

Essa rocha ocorre principalmente nas galerias de transporte que são desenvolvidas paralelamente às galerias de minério. Devido ao intenso fluxo de pessoas e equipamentos, merece também muita atenção devido a questões de segurança. O dolomito cinza apresenta menor grau de anisotropia porém quando sua proximidade com a galeria de minério diminui, ela acaba sofrendo maior influência das brechas. Quando isso ocorre, o grau de fraturamento aumenta e o grau de anisotropia idem. Isso deve ser levado em conta caso a caso para o dimensionamento da contenção. Através dos mapeamentos nota-se que essa é a litologia em que o número de famílias apresentam diferentes comportamentos.

Os mapeamentos foram realizados em todos os níveis, assim como para as brechas willemíticas e dolomíticas. As áreas se localizam entre os perfis 9850 e

10050, 10050 e 10200, 10400 e 10550 e 12300 e 12575. Os valores médios encontrados foram:

- Perfis 9850 a 10050: RQD = 81%
- Perfis 10050 a 10200: RQD = 72%
- Perfis 10400 a 10550: RQD = 63%
- Perfis 12300 a 12575: RQD = 71%

Todas as análises apresentadas para as outras litologias são exatamente as mesmas para o dolomito cinza. O extremo sul apresenta valores mais altos diminuindo em direção ao norte. Esse litotipo apresenta valores de RQD mais altos que todos outros tipos de rocha. Em campo, quando a galeria está posicionada fora da influência da brecha, poucas famílias de estruturas são observadas. Esses detalhes serão tratados mais adiante, no item 4.5.2.2.

5.5.1.3 – Espaçamento das juntas

a) Dolomito Rosa e Marga

Esse parâmetro foi observado em todas as litologias e para cada família. No anexo A esses dados estão apresentados nos campos da classificação RMR. Nesse item serão tratadas apenas informações sobre o espaçamento médio para as famílias críticas de cada galeria mapeada.

Os mapeamentos entre os perfis 9800 a 10000 e 10000 a 10200 identificaram estruturas pertencentes à família NW abertas (chegando a 40 cm). O espaçamento dessa família é em média 20 a 60 cm, determinando um peso relativo igual a 10 na classificação RMR. Em relação às juntas abertas esse espaçamento médio aumenta para maior que 2 m.

Na galeria GP 507, entre os perfis 9675 e 9800, não foram encontrados essas estruturas NW abertas e a família crítica considerada foi a foliação nas margas ou bandamento nos dolomitos, que são consequência do acamamento sedimentar. Nesse caso o espaçamento médio fica entre 6 e 20 cm pois a frequência de bandas dolomíticas é maior em relação às margosas gerando um valor de RMR igual a 8.

No nível 388 foi feito um desvio devido à presença de fendas no dolomito cinza, de forma a atingir a capa. Nesse local a presença de margas está bem mais expressiva em relação às bandas dolomíticas. As rochas margosas apresentam uma estrutura similar a de filitos, reduzindo o espaçamento para < 6 cm e o peso relativo para 5.

b) Metabásica

Foram mapeadas apenas duas galerias com a ocorrência desse litotipo (devido à escassez de galerias ainda sob condições de mapeamento). As rochas metabásicas ocorrem sempre na zona brechada e freqüentemente intercalada ao minério, além da brecha dolomítica. Devido à baixa resistência, as galerias com essas litologias acabam apresentando problemas de estabilidade como deslocamentos no teto. Isso dificulta o desenvolvimento e até a lavra, já que a diluição pode chegar a reduzir o teor da massa total tornando-a estéril.

Os mapeamentos permitem concluir que essa rocha é uma intrusão posterior ou simultânea a alguns eventos deformacionais. Por exemplo a família de estruturas de baixo ângulo, que será detalhada no item 5.5.2.2, ocorre nas brechas encaixantes, porém não foi observada na intrusiva nesse local.

A foliação na rocha chega a ser incipiente em alguns casos, como na galeria 345 GMS1. De qualquer forma essa foliação é paralela ao sistema de falhamentos relacionados à Falha Vazante e apresenta espaçamento médio entre 20 e 60 centímetros, sendo sugerido um nome de família PM (plano do minério). Quando a rocha apresenta a foliação mais expressiva, esse espaçamento diminui drasticamente porém as condições das paredes das discontinuidades são aparentemente menos alteradas. Essas características levam a um peso relativo 10 para o somatório do valor de RMR.

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

O minério, ou brecha willemítica, ocorre disposto na forma de corpos lenticulares encaixados na brecha dolomítica. Portanto os mapeamentos foram realizados de forma conjunta, assim como no caso do dolomito rosa e das margas.

Nas brechas dolomítica e willemítica ocorrem duas famílias que se comportam como pares conjugados: a família PM (de caimento para noroeste e controladora da mineralização) e a família PC (tem caimento para sudeste). Em todas as galerias mapeadas, 388 GMS, 388 N1C, 420 GMS, 345 GMS1 e 484 GMS e ainda em

observações realizadas em outras galerias, observa-se que essas famílias estão sempre preenchidas com argila. Juntamente a esse fato, a orientação dessas famílias é paralela ao eixo da escavação e apresenta caimento maior que 45° , o que justifica a escolha como conjunto de descontinuidades críticas.

Em todos os casos o espaçamento médio varia entre 50 cm e 1,2 m, o que faz com que o peso equivalente de RMR para esse parâmetro varie de 10 para 15 já que os intervalos ficam entre 20 e 60 cm e 60 cm a 2 m.

d) Dolomito Cinza

O dolomito cinza ocorre nas galerias de transporte. Sempre que essa galeria está mais próxima à galeria de minério, ou de brechas, o grau de fraturamento em consequência da brechação aumenta. Portanto essa litologia tem que ser tratada separadamente para cada caso. Quando apresenta aspecto mais brechado, se comporta de forma semelhante à brecha dolomítica, com as mesmas estruturas presentes. Quando a galeria está mais afastada das brechas, o dolomito cinza tem menos famílias presentes e passa a se comportar de forma parecida ao dolomito rosa.

Em dois mapeamentos, galeria 420 GT entre 10400 e 10550 e a galeria 388 GTN entre 12425 e 12575, foram observados os dolomitos menos brechados. Nesse caso o número de famílias diminui porém o espaçamento permanece sempre o mesmo já que as famílias críticas consideradas foram o bandamento e a família PC. Na galeria 420 GT foram observadas algumas intercalações de bandas pelíticas e margosas levando à consideração desse bandamento como família crítica, com espaçamento médio entre 20 e 60 cm e peso relativo de 10.

No mapeamento da galeria 388 GTN assim como nos outros locais mais brechados (345 GTN, 420 GTS e 455 GTS) a família PC foi considerada crítica devido à sua frequência e orientação em função da galeria. Em todos os casos o espaçamento médio fica entre 60 cm e 2 m e o peso relativo no valor de 15.

5.5.1.4 – Condição das juntas

a) Dolomito Rosa e Marga

Nos casos em que o bandamento composicional (S0) foi considerado como família crítica, ocorrem duas situações. A primeira é quando as bandas margosas apresentam cloritas levemente alteradas e moles, resultando em um peso equivalente

de valor 20. Quando essas paredes encontram-se sãs, apresentam caráter pouco rugoso e aberturas insignificantes, conferindo peso equivalente no valor de 25.

Como detalhado anteriormente, ocorreram casos em que estruturas NW estão abertas devido à dissolução, e como a abertura é muito maior que 5 mm, o peso equivalente é nulo (zero).

b) Metabásica

As juntas críticas dessa litologia, em relação à galeria, são representadas pela família de estruturas paralelas à Falha Vazante. Essa família apresenta-se preenchida por argila em grande parte das litologias, como as brechas dolomítica e willemítica.

No caso das rochas metabásicas, esses planos encontram-se com baixa rugosidade e abertura não expressiva, sendo considerada menor que 1,0 mm. O que mais pesa negativamente nessa estrutura é a alteração das paredes, que chega a deixar essas superfícies moles com a presença de clorita intemperizada e formação de argilominerais. O peso relativo desse parâmetro é 20.

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

Como mostrado no item anterior, as brechas dolomíticas e willemíticas apresentam os planos das famílias PM e PC como críticos em relação à estabilidade.

Em todos os casos essas famílias encontram-se preenchidas por argila disposta em uma camada com espessura inferior a 5 mm. Essa argila apresenta-se compactada gerando um peso equivalente igual 10 para o cálculo do RMR.

d) Dolomito Cinza

Nos locais onde o dolomito cinza apresenta a brechação incipiente, a condição das juntas é de fechada e dura com peso equivalente igual a 30, para o caso do bandamento representar a estrutura crítica da galeria. No caso da família PC ser a crítica, a condição das juntas é de superfície pouco rugosa e sem preenchimento, resultando em peso igual a 25.

As demais galerias mapeadas apresentam a brechação mais desenvolvida e as condições das juntas são, em todos os casos, preenchidas por argila semi compactada de espessura menor que 5 mm, impedindo o contato entre as paredes. Todas essas discontinuidades são referentes à família PC e agregam em 10 pontos o valor do RMR.

5.5.1.5 – Água subterrânea

Esse item é bastante especial por se tratar de uma área em que o bombeamento médio anual é em torno de 6300 m³/h. De modo geral a mina subterrânea está inserida no cone de rebaixamento, com exceções aos extremos norte e sul onde o desenvolvimento fica bastante próximo ao limite do cone.

Outras situações diferenciadas ocorrem quando a galeria em desenvolvimento intercepta alguma estrutura condutora de água que não está conectada ao restante do aquífero, caracterizando um tipo de aquífero suspenso ou confinado em meio cárstico.

Em grande parte das galerias ocorre gotejamento ou escavação seca devido ao rebaixamento do nível freático. Devido aos fatos explicados acima, outras apresentam grandes vazões, como no caso da galeria de pesquisa 507, entre os perfis 10000 e 10200 (1200 m³/h). Cada dado foi tratado separadamente por litologia mas estruturalmente grande parte da percolação de água no maciço se dá por meio das estruturas pertencentes à família NW.

a) Dolomito Rosa e Marga

As galerias mapeadas apresentam-se, em geral, com gotejamentos localizados relacionados às estruturas NW e valores de vazão menores que 25 l/min. Essa situação é caracterizada por umidade resultando em valores relativos para o cálculo de RMR iguais a 7.

No mapeamento realizado no nível 388, entre os perfis 11475 e 11625, ocorre pressão moderada em algumas estruturas NW com vazão média entre 25 e 125 l/min gerando um peso equivalente igual a 4.

A área crítica nessa litologia foi localizada entre os perfis 10000 e 10200 onde a vazão é em média 1200 m³/h. Essa situação acarreta em problemas graves com água segundo a classificação RMR e quantifica um peso equivalente nulo (zero).

b) Metabásica, brechas dolomítica e willemítica e dolomito cinza

Em todas as galerias mapeadas foram observados gotejamentos, sendo classificados como umidade segundo Bieniawski (1989). Essas galerias estão sob influência do rebaixamento do lençol freático e não têm conexão com nenhum aquífero confinado ou isolado. Ocorrem gotejamentos localizados com baixa vazão e o peso

relativo no RMR é de valor 7. Em alguns pontos localizados o gotejamento aumenta relativamente o volume, porém sem ultrapassar os 25 l/min.

5.5.1.6 – Ajuste de valores conforme orientação das juntas

a) Dolomito Rosa e Marga

Nesses litotipos o ajuste de valores varia entre -10 (quando referente ao acamamento subhorizontal) e -5 (relacionado às fraturas NW) em relação ao valor total de RMR. Esses valores variam de acordo com a determinação de qual família é a crítica para o caso.

As fraturas NW são consideradas regulares pois apresentam mergulhos acima de 45° e orientação perpendicular em relação ao eixo da galeria, com escavações a favor e contra o mergulho, já que essa família subvertical apresenta caimento para nordeste e sudoeste.

O bandamento composicional ou acamamento é classificado como desfavorável já que seu mergulho médio é menor que 20° e isso independe da relação entre a direção da estrutura e da escavação.

b) Metabásica

Como detalhado nos itens anteriores, a escolha da família crítica é justamente devido à sua relação com a orientação da galeria. A família PM (estruturas paralelas à Falha Vazante e ao minério) é paralela às galerias de minério e transporte e juntamente das outras características já descritas apresentam grande influência sobre a estabilidade dessas galerias.

Essas estruturas apresentam caimento maior que 45° em quase todos os casos sendo sempre paralela ao eixo da escavação. Esse fato gera um peso negativo no valor de -12 segundo a classificação de túneis do RMR, que representa mais fielmente a escavação subterrânea mineira no caso. Essa família é classificada como muito desfavorável.

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

Em todas as galerias mapeadas as estruturas críticas consideradas foram da família PM e PC, todas com caimento maior que 45° e direção aproximadamente paralela ao eixo da escavação. Considerando a classificação de RMR para túneis, já

que as galerias subterrâneas se comportam como tal, o valor de ajuste para todos os casos é -12, sendo estas estruturas consideradas muito desfavoráveis.

d) Dolomito Cinza

No caso dos dolomitos cinza e dolomitos brechados, todas as galerias mapeadas apresentaram a estrutura crítica (família PC) como muito desfavorável, resultando em um ajuste de -12.

A única exceção foi da galeria 420 GT entre os perfis 10400 e 10550 em que o bandamento foi considerado a família crítica. Por ser subhorizontal, essa família é considerada desfavorável e o valor de ajuste no RMR é igual a -10.

5.5.1.7 – Classe do Maciço

a) Dolomito Rosa e Marga

Essas duas litologias ocorrem intercaladas e apresentam parâmetros bastante distintos. A resistência à compressão nos dolomitos é maior, como já apresentado, e o espaçamento entre as fraturas se modifica bastante caso a galeria seja quase toda exposta em marga (o valor também reduz significativamente). Como essa intercalação é constante em toda mina, o mapeamento teve de ser realizado de forma a definir uma litologia mais abundante para a classificação RMR.

Uma região mapeada, 388 GTN, apresenta a marga com maior frequência que o dolomito rosa. Nesse caso a resistência à compressão uniaxial utilizada para definição do RMR foi a da marga.

No caso das margas representarem a litologia predominante, o valor de RMR é 44, ou rocha regular classe III.

Em relação ao dolomito rosa ainda existem outras duas condições observadas que merecem atenção especial: uma é quando existem fraturas NW abertas porém sem fluxo intenso de água; e outra é quando essas estruturas pertencentes à família NW encontram-se abertas e com vazões de água extremamente altas. Nas galerias em que o dolomito rosa ocorre intercalado com as margas, porém é mais abundante, o RMR resultante é em torno de 50, sendo classificado como rocha regular (classe III).

Nos casos em que ocorrem fraturas NW abertas mas sem presença significativa de água o valor de RMR é 37, classificado como rocha (pobre classe IV).

Quando a água apresenta vazões consideráveis, como no caso da galeria de pesquisa 507 entre os perfis 10000 e 10200, o valor de RMR decresce para 30 resultando também em rocha pobre classe IV.

Em áreas não expostas atualmente na mina existem registros de rocha muito alterada. Nesse caso, partindo da premissa que a resistência à compressão uniaxial reduziria para a faixa entre 50 a 100 MPa, e que o RQD seria próximo a zero, o valor de RMR seria em torno de 17 (maciço muito pobre, classe V). Esse fato ocorre quando as fraturas NW estão abertas, condicionando essa alteração. Se ainda, o maciço não estiver drenado, o valor de RMR reduz-se para 10, resultando também em rocha muito pobre (classe V).

Se a mesma situação for exposta para uma área em que as rochas margosas predominem sobre as dolomíticas, o valor de RMR seria em torno de 12 para situações de gotejamento e de 5 caso ocorresse fluxo considerável de água (rocha muito pobre classe V para os dois casos).

b) Metabásica

As ocorrências mapeadas apresentam valores de RMR iguais a 45, ou seja, rocha regular classe III.

Em áreas de desenvolvimento antigo existem registros de rochas extremamente alteradas associadas às zonas de bocaina. Partindo do pressuposto que a resistência à compressão uniaxial reduziria para valores entre 5 e 25 MPa e que o RQD seria próximo de zero, o valor de RMR seria em torno de 12 para o maciço drenado ou 5 para o maciço com percolação abundante de água e fraturas NW abertas (maciço muito pobre de classe V para os dois casos).

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

Em todos os locais mapeados o valor de RMR encontrado foi de 40 (rocha pobre classe IV). Em alguns locais o espaçamento médio das estruturas aumenta de 60 cm a 2 m, resultando em valores de RMR iguais a 45 melhorando o maciço para a classe III (rocha regular).

Simulando a mesma situação feita no dolomito rosa, marga e metabásica, já que existem fatos registrados anteriormente, caso o maciço apresente alteração avançada (e estruturas NW abertas), o valor de RMR seria em torno de 17, ou seja, rocha muito pobre (classe V). Se ainda ocorrer fluxo intenso de água o valor de RMR decresceria para 10.

d) Dolomito Cinza

O dolomito cinza deve ser tratado de duas formas distintas. Quando encontra-se brechado os parâmetros e comportamento geomecânico são bastante semelhantes aos das brechas dolomítica e wilemítica. Nesse casos os valores de RMR são 45, ou seja, rocha regular de classe III.

Em áreas alteradas (considerando a resistência à compressão uniaxial entre 50 e 100 MPa) esses valores reduziriam para 17 (rocha muito pobre de classe V) e 10 (rocha muito pobre de classe V) no caso do maciço não estar drenado.

O dolomito cinza sem feições de brecha apresenta, principalmente, incremento da resistência à compressão uniaxial que passa a ser maior que 250 MPa. Junto a outros parâmetros, os valores de RMR ficam entre 63 e 65, resultando em rocha boa (classe II).

5.5.1.8 – Tempo de auto-suporte

Considerando o vão de 5 metros, descreve-se, a seguir, o tempo de auto-sustentação de cada maciço segundo Bieniawski (1989):

a) Dolomito Rosa e Marga

Utilizando o ábaco apresentado na figura 19 do item 2.5.1, o tempo de auto-suporte para o dolomito rosa seria, para cada situação:

- Predomínio da marga (classe III – RMR = 44): em torno de 2 dias;
- Predomínio do dolomito rosa (classe III – RMR = 50): em torno de 4 dias;
- Dolomito rosa com NW abertas (classe IV – RMR = 37): em torno de 10 horas;
- Dolomito rosa com NW abertas e fluxo abundante de água (classe IV – RMR = 30): não é auto-suportado em vão de 5 metros;
- Dolomito rosa alterado (classe V – RMR = 17): não é auto-suportado em vão de 5 metros;
- Dolomito rosa alterado e presença abundante de água (classe V – RMR = 10): não é auto-suportado em vão de 5 metros.

b) Metabásica

- Metabásica (classe III – RMR = 45): em torno de 2 dias

- Metabásica alterada (classe V – RMR = 12): não é auto-suportado em vão de 5 metros;
- Metabásica alterada e presença abundante de água (classe V – RMR = 5): não é auto-suportado em vão de 5 metros.

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

- Brechas (classe IV – RMR = 40): aproximadamente 15 horas
- Brechas (classe III – RMR = 45): em torno de 2 dias
- Brechas alteradas (classe V – RMR = 17): não é auto-suportado em vão de 5 metros;
- Brechas alteradas e presença abundante de água (classe V – RMR = 10): não é auto-suportado em vão de 5 metros.

d) Dolomito Cinza

- Dolomito Cinza brechado (classe III – RMR = 45): aproximadamente 2 dias;
- Dolomito Cinza (classe II – RMR = 63 a 65): aproximadamente 2 meses
- Dolomito Cinza brechado alterado (classe V – RMR = 17): não é auto-suportado em vão de 5 metros;
- Dolomito Cinza alterado e presença abundante de água (classe V – RMR = 10): não é auto-suportado em vão de 5 metros;

5.5.1.9 – Suportes e contenções sugeridas

O sistema RMR apresenta como sugestões de contenção um local padrão de 10 metros de vão. Na mina o vão utilizado no desenvolvimento é de 5 metros e por isso os suportes e contenções sugeridos por Bieniawski são, de certa forma, consideravelmente conservadores. Na Tabela 41 encontram-se os suportes sugeridos em função das litologias e classes de maciço que ocorrem na Mina de Vazante.

Tabela 41: Relação de suportes sugeridos segundo os litotipos pelo sistema RMR.

Classes de Maciço	Litologias da Mina de Vazante	Escavação	Suporte sugerido segundo RMR		
Boa (II) 61 – 80	Dolomito Cinza	Seção total. 1 a 1,5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente.	Ancoragens de 3 m de comprimento. Espaçadas de 2,5 m, ocasionalmente, com malhas em certas zonas no teto.	50 mm no teto, se necessário.	0
Regular (III) 41 – 60	Dolomito Rosa, Marga, Brechas (menos fraturadas) e Dolomito Cinza Brechado	Seção parcial (frente e rebaixo). Avanço 1,5 a 3 m. Início do suporte após cada fogo. Suporte completo a cada 10 m.	Ancoragens sistemáticas com 4 m de comprimento, espaçadas de 2 m, nas paredes e teto, com malha no teto.	50 a 100 mm no teto de 30 mm nas paredes.	0
Pobre (IV) 21 – 40	Dolomito Rosa (NW abertas e/ou presença de abundante de água) e Brechas (maior grau de fraturamento).	Seção parcial (frente e rebaixo). Avanço 1,5 m. Instalação de suporte concomitante com a escavação.	Ancoragens sistemáticas com 4 a 5 m de comprimento, espaçadas de 1 a 1,5 m, com malha no teto e nas paredes.	100 a 150 mm no teto e 100 mm nas paredes.	Cambotas leves espaçadas de 1,5 m.
Muito Pobre (V) <20	Qualquer litotipo alterado com ou sem a presença abundante de água.	Seções múltiplas. Avanço 0,5 a 1,5 m. Instalação do suporte concomitante com a escavação. Concreto projetado logo após o fogo.	Ancoragens sistemáticas com 5 a 6 m de comprimento, espaçadas de 1 a 1,5 m, com malha no teto e nas paredes. Ancoragem na soleira.	100 a 150 mm no teto e 100 mm nas paredes.	Cambotas médias a pesadas espaçadas de 0,75 m. Fechamento na soleira.

5.5.2 – Sistema Q

5.5.2.1 – RQD

Os valores utilizados são os mesmos descritos no item 5.5.1.1.

5.5.2.2 – Índice J_n

a) Dolomito Rosa e Marga

Nas rochas representantes da capa da mineralização, foram identificados três sistemas de descontinuidades principais e algumas juntas e fraturas aleatórias.

O primeiro sistema é o bandamento composicional, ou acamamento. Essas estruturas são marcadas pelas variações na composição química da rocha. Ocorrem bandas dolomíticas e margosas, sendo diferenciadas pela quantidade de material detrítico da estrutura. Essas estruturas apresentam caimento subhorizontal para noroeste. Segue abaixo um estereograma dessas estruturas:

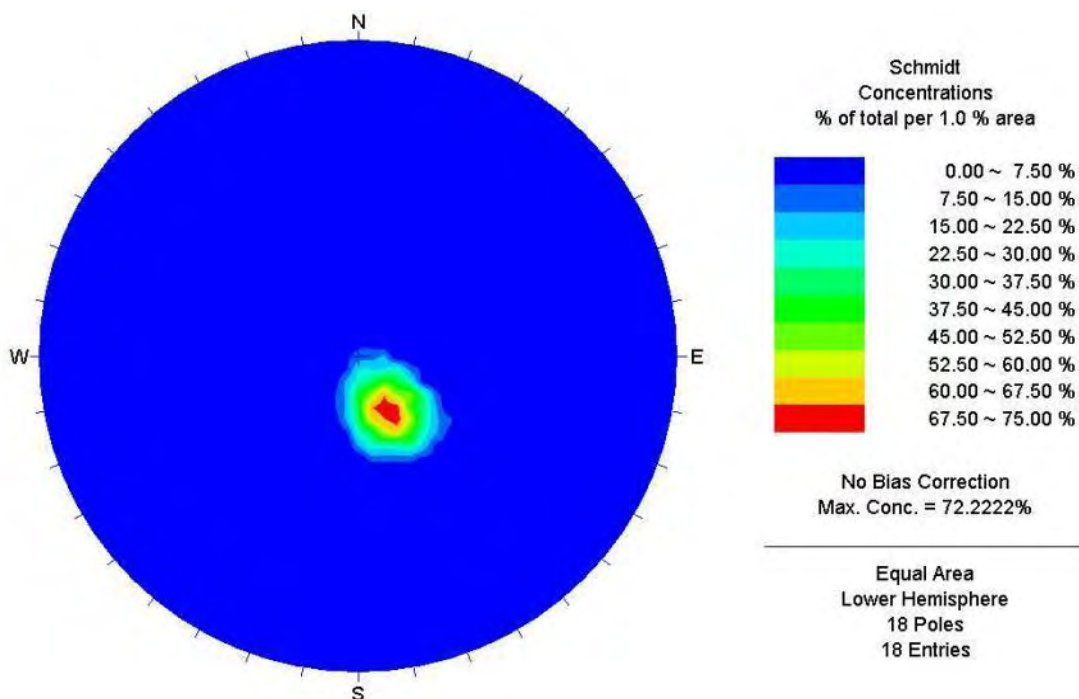


Figura 54: estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes à família do acamamento no dolomito rosa e marga (média = 332/15).

Outra família que ocorre com bastante frequência é a NW, estruturas que ocorrem em toda mina e são responsáveis pelas grandes vazões de água. Essas estruturas são subverticais e apresentam caimento para nordeste e sudoeste, como observado na Figura 55:

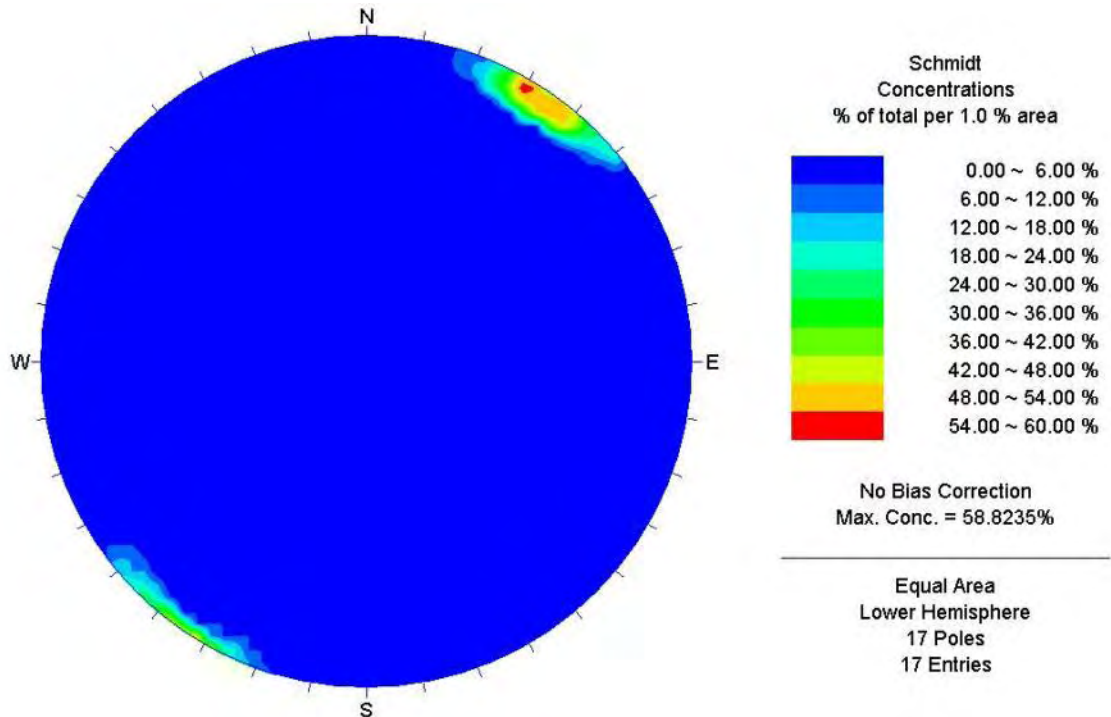


Figura 55: estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes à família NW no dolomito rosa e marga (média = 210/85 e 031/88).

As estruturas que formam pares conjugados com a falha Vazante pertencem à família PC e foram observadas em todas as galerias mapeadas em dolomito rosa e marga. Essas estruturas apresentam caimento para sudeste, de acordo com a Figura 56.

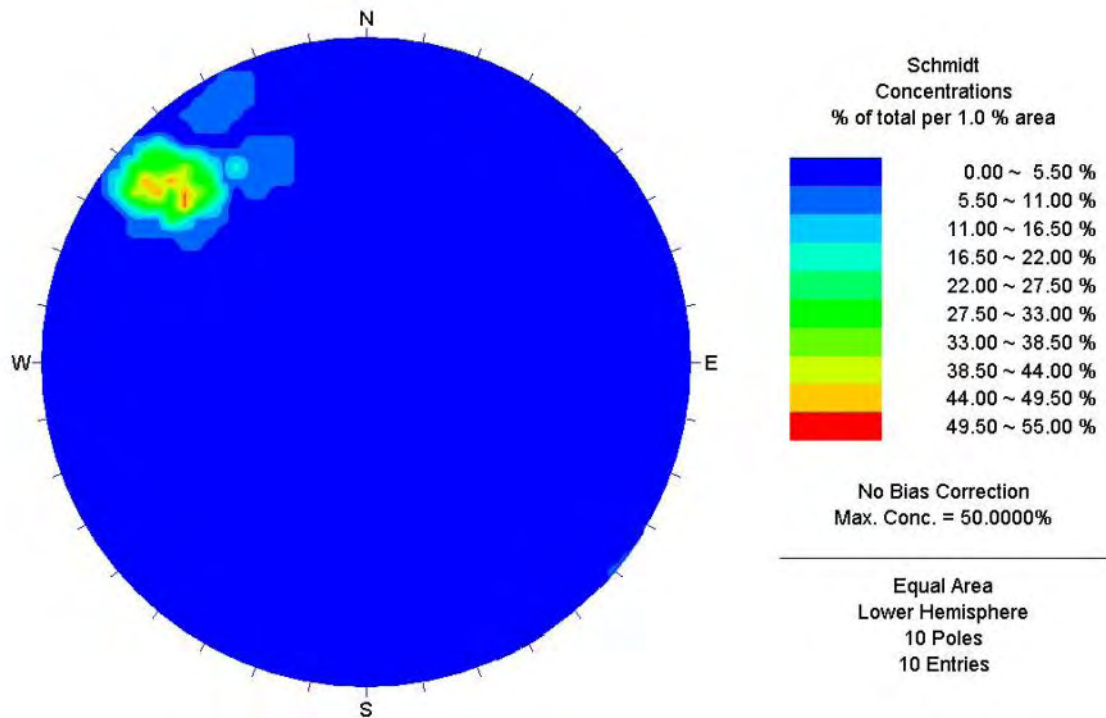


Figura 56: estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes à família PC no dolomito rosa e marga (média = 132/70).

b) Metabásica

As rochas metabásicas ocorrem como intrusões nas brechas. Em alguns casos, como na galeria 345 GMS1, não foram observados planos de baixo ângulo (família BA). Já na galeria 370 GMS1 as descontinuidades pertencentes à família BA ocorrem expressivamente.

Por ocorrer em contato com as brechas e ser anterior e simultânea à parte dos eventos deformacionais, as famílias PM, PC, NW e BA foram todas identificadas. A foliação incipiente observável em alguns pontos é aproximadamente paralela à família PM, sendo considerada pertencente ao mesmo sistema de descontinuidades. No caso da galeria do 345 GMS1 a foliação é bastante incipiente e apresenta caráter subhorizontal.

Como foram realizados apenas dois mapeamentos nessa litologia, devido às dificuldades já citadas, existem poucos dados de medidas e abaixo segue um estereograma com todas famílias plotadas.

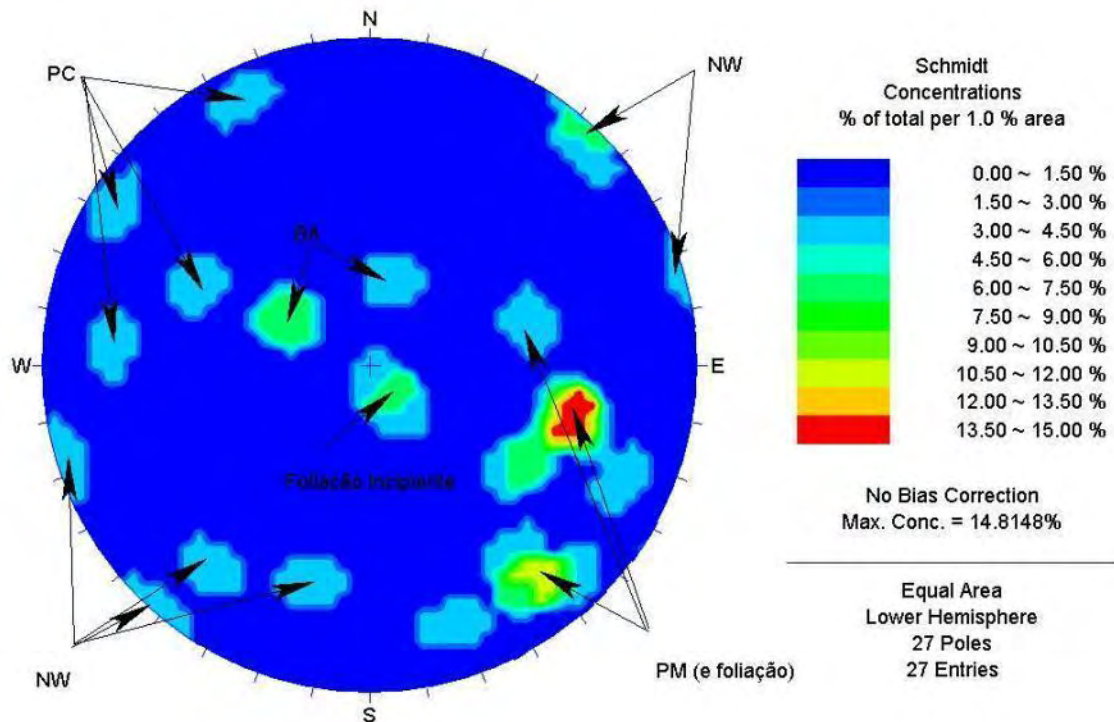


Figura 57: estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes todas as famílias presentes nas rochas metabásicas.

Como pode ser observado através da figura acima, todas as famílias apresentam uma variação maior dentro desse litotipo. Essas rochas são intrusões tardias em relação à idade das encaixantes (dolomitos) e apresentam arranjo estrutural bastante diferenciado. A resposta desse tipo de litologia aos esforços tectônicos em que foi submetida é diferente e isso facilita o entendimento dessas variações.

O plano do minério (família PM) e a foliação paralela apresentam variações nas médias entre 283/53 a 320/70 e ainda com algumas medidas diferenciadas em torno de 255/40.

A família PC também ocorre com direções bastante variáveis quando comparadas às outras litologias. Ocorrem medidas na faixa de 114/47, 094/66, 121/79 e 155/79, mostrando diferentes direções entre o campo sudeste e leste.

Esse comportamento diferenciado também é observado para a família NW que apresenta caimento para NE e SW assim como no restante da mina mas com direções bastante inconstantes.

Os planos de baixo ângulo, como explicado anteriormente, apresentam essas variações de direção assim como em todos litotipos.

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

As galerias de minério são desenvolvidas nessas brechas e faz-se necessário um conhecimento detalhado de cada família e o comportamento de suas descontinuidades.

A família PM controla os corpos lenticulares willemíticos e apresenta uma média de medidas em torno de 313/54, como mostra a Figura 58 abaixo:

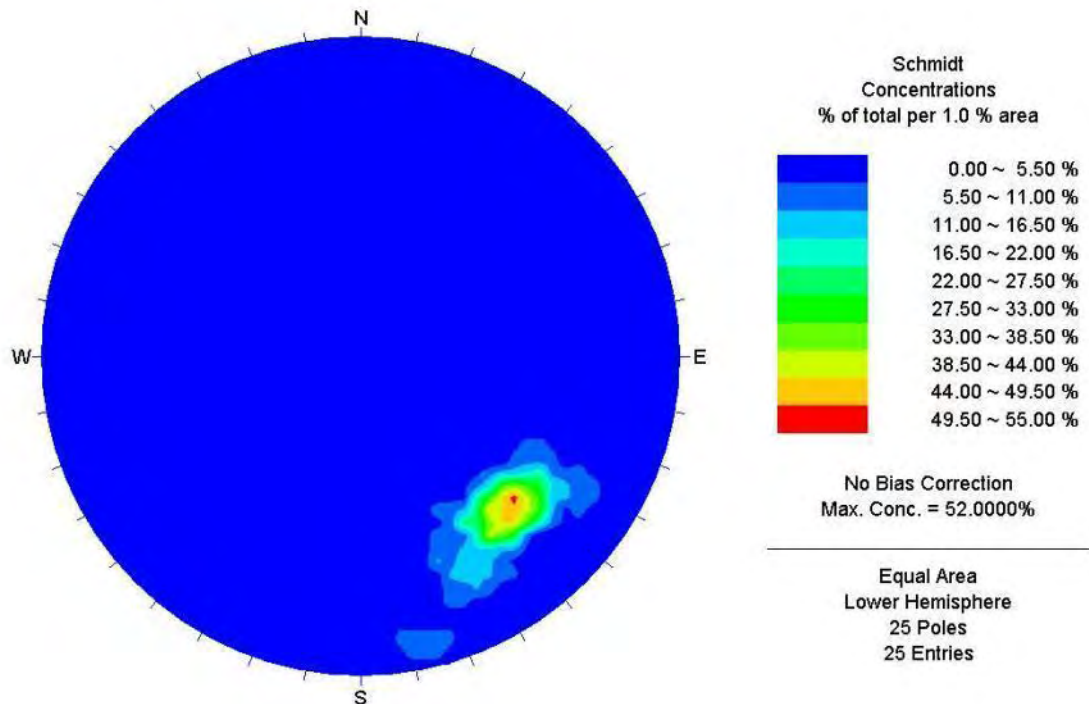


Figura 58: Estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes à família PM nas brechas dolomítica e willemítica.

Esse diagrama de áreas de concentrações dos pontos polares mostra um comportamento mais homogêneo quando comparado às rochas metabásicas.

As fraturas NW (família NW), que apresentam caimento para dois lados devido à verticalidade das estruturas, apresenta média de orientação e dip em torno de 064/82 e 238/88 com concentrações fortes na região de média 224/82. Essa variação é completamente aceitável já que essas medidas foram realizadas ao longo de toda a mina e pode ser observada no estereograma da Figura 59.

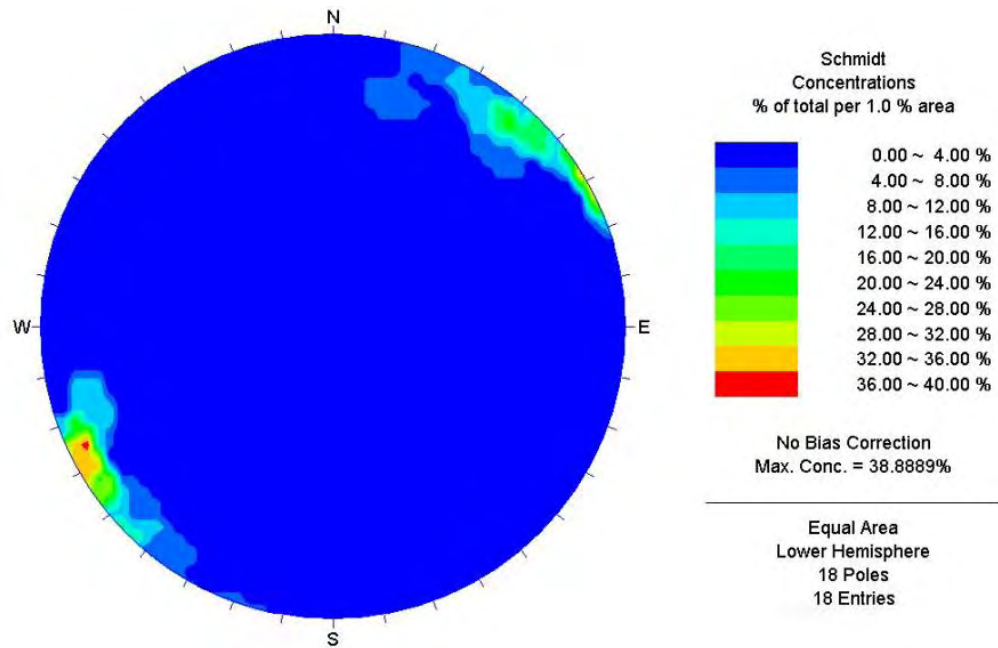


Figura 59: Estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes à família NW nas brechas dolomítica e willemítica.

Assim como nas estruturas apresentadas acima, a família PC não apresenta grandes variações em relação à sua orientação, como mostra a Figura 60. Esse sistema de descontinuidades apresenta uma média de 141/64.

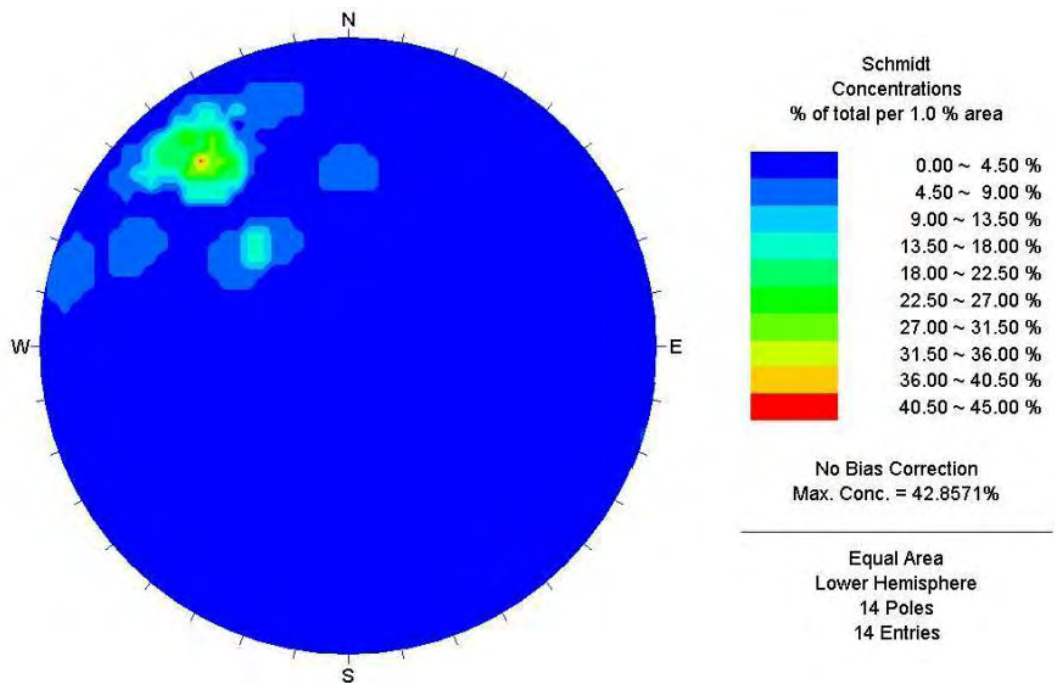


Figura 60: Estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes à família PC nas brechas dolomítica e willemítica.

A família BA apresenta maiores variações devido a fatos observados já explicados anteriormente e sua tendência geral é ser sub paralela ao acamamento das rochas dolomíticas. A Figura 61 mostra áreas de concentração com caimento para sul e até para sudeste. A maior concentração de medidas fica em torno de 296/14.

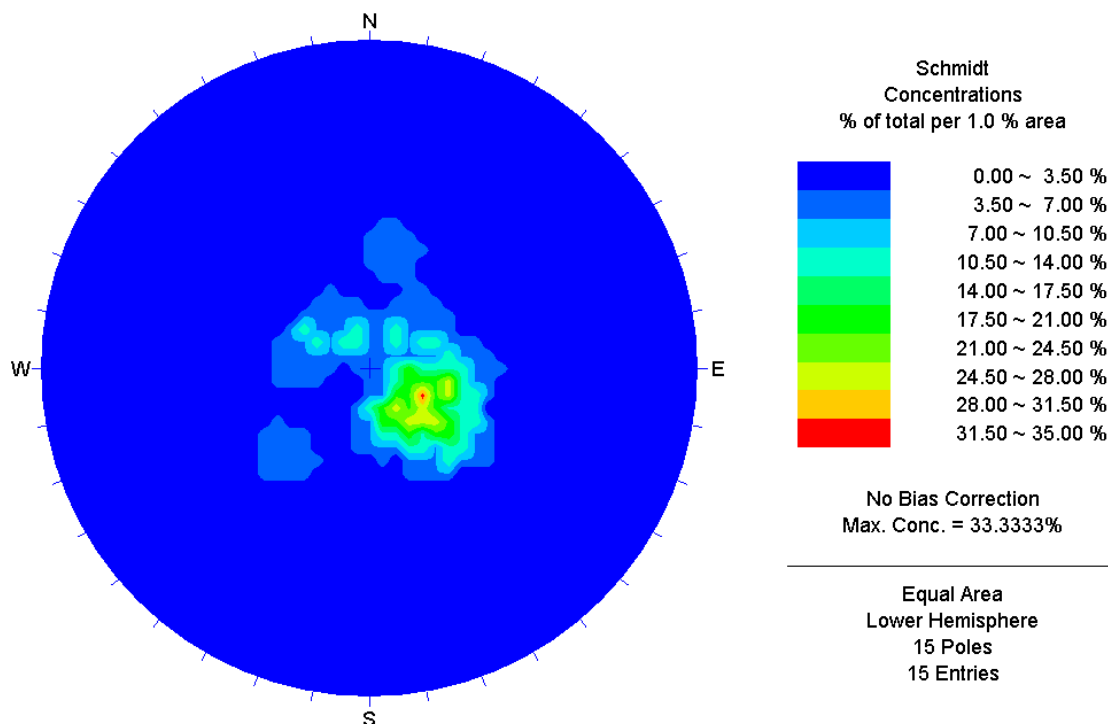


Figura 61: Estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes à família BA nas brechas dolomítica e willemítica.

d) Dolomito Cinza

O dolomito cinza sem a presença de brechação apresenta quatro famílias como principais sistemas de descontinuidade: o acamamento ou bandamento composicional (S0), a família NW, a família BA e a família PC. Quando essa rocha apresenta-se com caráter mais brechado, o plano do minério (família PM) também torna-se bastante evidente.

O bandamento foi considerado como estrutura crítica em algumas galerias por apresentar caimento subhorizontal (em média 326/14), como mostra o estereograma da Figura 62.

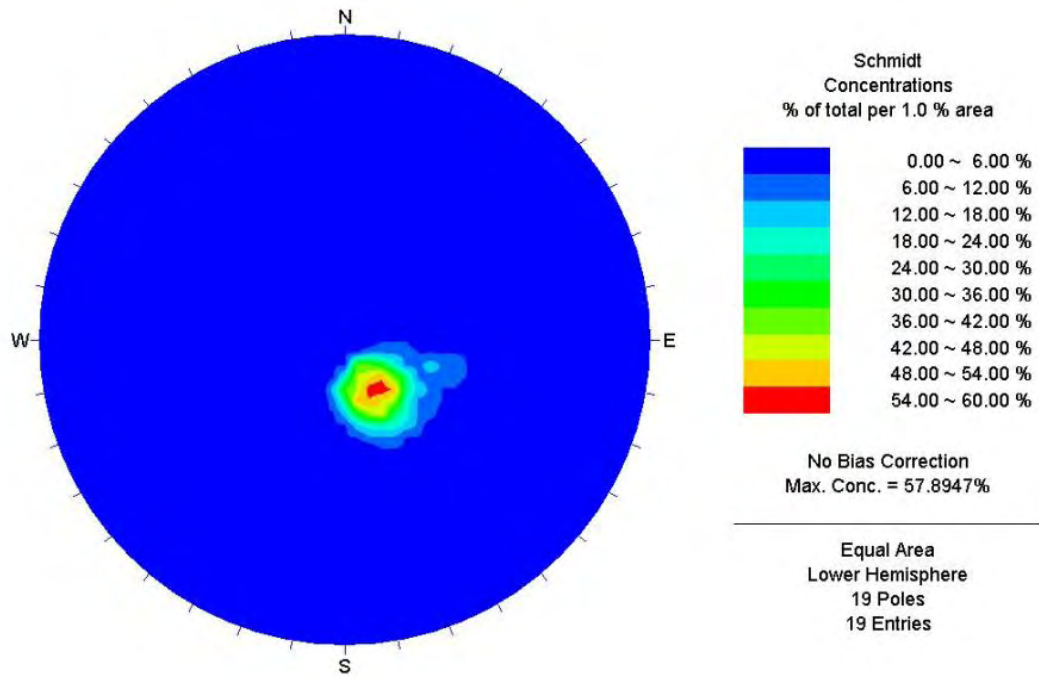


Figura 62: Estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes à família S0 (acamamento ou bandamento composicional) no dolomito cinza.

Os planos da família PC são considerados críticos na maioria das galerias mapeadas e apresentam, em média, direção e caimento na ordem de 141/59, como mostra a figura abaixo:

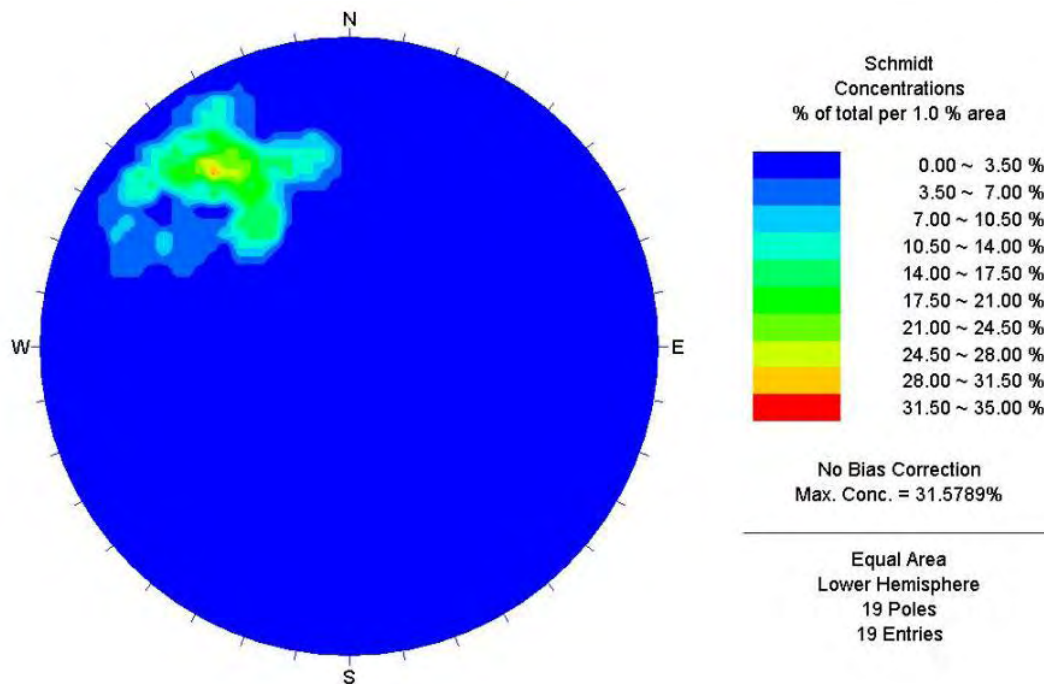


Figura 63: Estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes à família PC no dolomito cinza.

A família NW ocorre no dolomito cinza com orientações em torno de 046/82 e 226/87 (Figura 64).

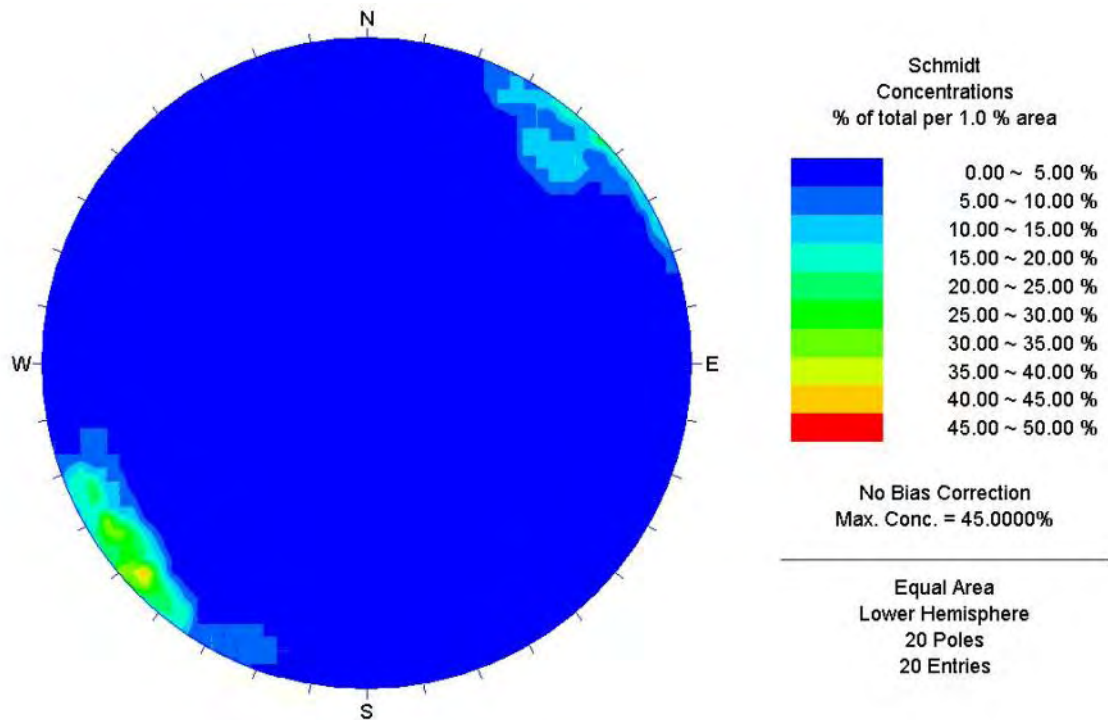


Figura 64: Estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes à família NW no dolomito cinza.

Os planos de baixo ângulo, por vezes caracterizados claramente por falhas de empurrão, apresentam média de 273/27 e 323/05 mostrando certo paralelismo em relação ao acamamento. Independentemente se foi observado deslocamento inverso em relação ao plano, a média geral dessa família é 296/14. A Figura 65 mostra essas relações (a – BA onde foi observado movimento inverso; b – descontinuidade pertencente à família BA):

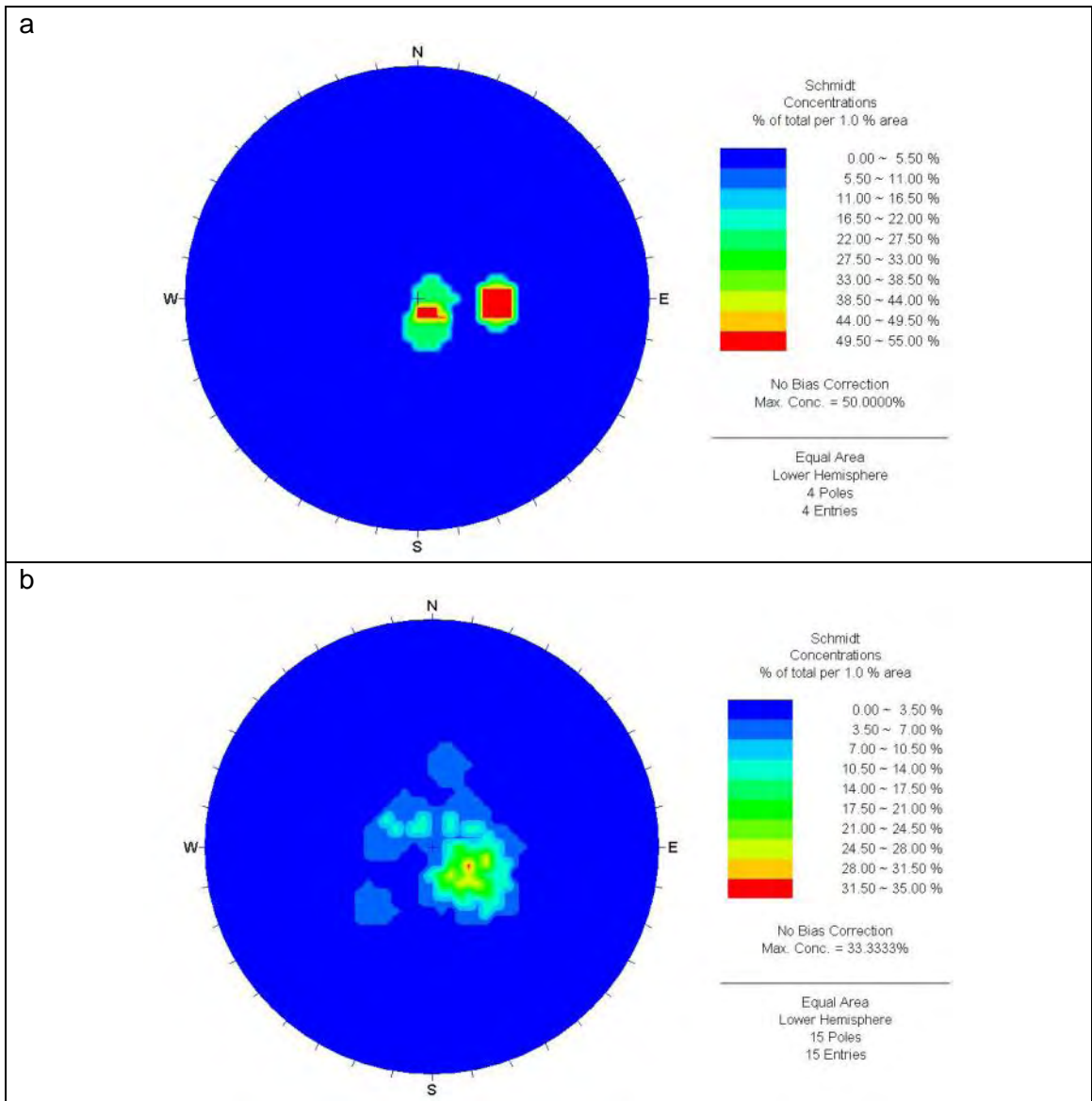


Figura 65: Estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes à família BA no dolomito cinza (a – planos com deslocamento inverso; b – descontinuidades pertencentes à família BA, independentemente se foi descrito movimento relativo).

A seguir, a Figura 66 apresenta todos os planos das respectivas áreas de concentração de pontos polares plotados.

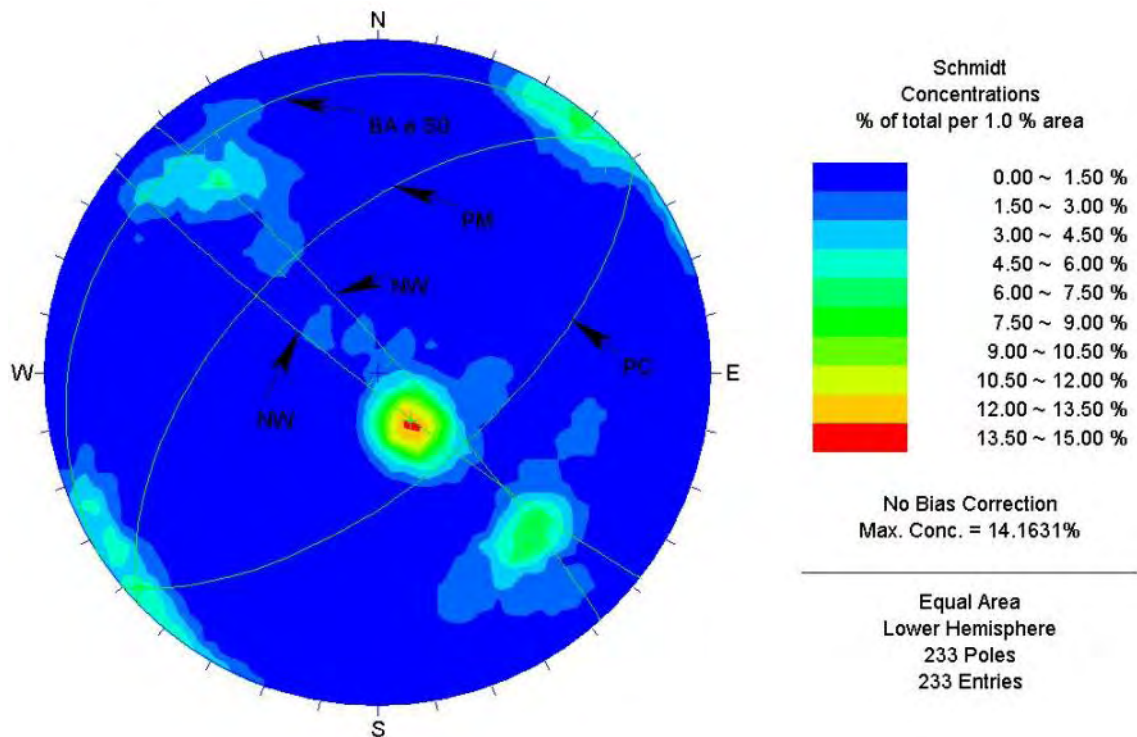


Figura 66: Estereograma de Schmidt (hemisfério inferior) com as áreas de concentração dos pontos polares referentes às 5 principais famílias observadas e planos correspondentes.

Nota-se claramente a susceptibilidade à formação de cunhas na interseção das famílias PC e PM, que apresentam mergulho entre 50 e 70°, em média. Os planos de baixo ângulo pertencentes à família BA e S0 (acamamento), mostram forte tendência de deslocamento no teto das galerias devido ao caráter subhorizontal das estruturas. Essas estruturas apresentam direção aproximadamente paralela entre si e com o eixo da escavação. As estruturas NW são discordantes a todas outras em relação à orientação. Elas tendem a ser perpendiculares ao eixo da escavação, com exceção das travessas, que não apresentam dimensões consideráveis. Com relação à estabilidade, a família NW intercepta os blocos de rocha intacta tendendo a formar faces nesses blocos. Quando encontram-se abertas passam a governar a estabilidade local do maciço.

5.5.2.3 – Índice J_r

a) Dolomito Rosa e Marga

O índice de rugosidade das juntas nessas litologias varia quando a família crítica definida foi a NW ou o bandamento.

Nos mapeamentos em que o bandamento composicional (S0) foi definido como família que impacta mais fortemente na estabilidade da galeria, o índice de rugosidade das juntas apresenta um peso equivalente igual a um. Essa descontinuidade é caracterizada por se lisa e plana, condição fortemente observada nos contatos entre as bandas dolomíticas e margosas.

Nos outros locais em que as estruturas NW apresentam-se abertas, estas foram consideradas críticas e condicionantes da estabilidade no local. Nesse caso o peso equivalente permanece no valor de 1 já que as estruturas não apresentam contatos devido ao fato de que as fendas apresentam-se abertas. Essas aberturas chegam a ter 40 cm nos locais mapeados, e esse fato é evidenciado devido à percolação de água no maciço em fase anterior ao bombeamento, quando a água provocou dissolução no maciço através dessas estruturas.

b) Metabásica

Nos mapeamentos executados onde esta litologia é aflorante os planos pertencentes à Falha Vazante (família PM) foram considerados como principais estruturas condicionantes da estabilidade.

Como pôde ser observado nos estereogramas, esse tipo de rocha apresenta as famílias com direção mais perturbadas, ou seja, maior variação no azimute e caimento das descontinuidades. Devido a esse fato, em um caso o índice de rugosidade das juntas foi classificado como liso e ondulado, com peso equivalente de valor 2. Foi observado também condições planas porém irregulares, como no caso da galeria 345 GMS1, o que resulta em valor igual a 1,5 para o peso equivalente.

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

Em todas as galerias em que esses litotipos são encontrados, as famílias críticas definidas foram a PC (plano de direção contra o minério) e PM (plano de direção do minério – Falha Vazante).

Em todos os casos essas duas famílias apresentam preenchimento milimétrico (<5 mm) de argila sobreconsolidada. Essa característica é bastante marcante em todas as galerias de minério e resulta em peso equivalente igual a 1, já que essa situação caracteriza presença de minerais argilosos na descontinuidade.

d) Dolomito Cinza

Quando menos brechado, o índice de rugosidade do dolomito cinza é liso e plano, referente ao bandamento composicional, o que confere um peso relativo igual a 1. Em outras galerias a família PC é considerada crítica em relação à estabilidade sendo o peso equivalente também igual a 1 pois nesse caso partículas arenosas encontram-se na superfície da descontinuidade.

Nas outras galerias mapeadas, em que a brechação do dolomito cinza é mais evidente, a família PC é considerada crítica e encontra-se sempre preenchida por argila disposta em espessura milimétrica (<5 mm) resultando em peso equivalente igual a 1 devido a presença de minerais argilosos.

5.5.2.4 – Índice J_a

a) Dolomito Rosa e Marga

As intercalações de marga apresentam superfícies com a presença de minerais micáceos, sendo a clorita a mais abundante. As paredes são levemente alteradas, com peso equivalente igual a 2. Em outras regiões as paredes apresentam apenas descoloração caracterizando paredes sãs e peso equivalente igual a 1.

b) Metabásica

As rochas metabásicas apresentam grande quantidade de clorita na estrutura proveniente, principalmente, da hidratação e conseqüente alteração da rocha. Nas juntas presentes é extremamente comum observar um estágio de alteração das cloritas um pouco mais avançado, resultando em um peso equivalente igual a 4.

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

Como descrito anteriormente, em todos os casos os planos críticos (família PM e PC) encontram-se preenchidos por argila compactada de espessura média menor que 5 mm. Esse preenchimento diminui significativamente a resistência ao cisalhamento das descontinuidades e o peso relativo para cálculo de Q é 6.

d) Dolomito Cinza

Quando essa rocha apresenta um grau de brechação considerável, os índices de J_a são semelhantes ao das brechas dolomítica e willemítica, com peso equivalente igual a 6 devido à presença de preenchimento argiloso.

No caso do dolomito cinza sem feições de brecha o índice de alteração e preenchimento das juntas melhora em relação à estabilidade, ocorrendo casos em que apenas a descoloração da superfície pôde ser observada no bandamento (peso equivalente igual a 1). Já a família PC apresenta, em alguns casos, partículas arenosas soltas na superfície, caracterizando peso equivalente igual a 4.

5.5.2.5 – Índice J_w

As condições de fluxo de água subterrânea já foram tratadas com maior detalhe na classificação RMR. Os comentários para o índice Q são basicamente os mesmos, diferindo apenas com relação ao intervalo considerado seco por Barton et. al (1974) e Bieniawski (1989).

Na classificação Geomecânica RMR, as condições de água são tratadas como secas, com peso equivalente de 10, ou como úmidas quando a vazão é menor que 25 l/min (peso 7). No sistema Q, uma vazão de até 5 l/min ainda deixa a escavação classificada como seca e peso relativo de 1. Acima desse valor o peso relativo vai caindo, sendo o próximo degrau de vazões já com peso relativo de 0,66. Portanto, com uma vazão relativamente baixa, o valor de Q sofre mais influência.

O controle hidrogeológico na mina é feito principalmente através do monitoramento de vazões, além de controles piezométricos e de sondagem. Como não estão disponíveis os dados de pressão de água, foi feita uma análise qualitativa para dimensionamento do peso relativo de Q, presumindo valores a partir da vazão média encontrada.

a) Dolomito Rosa e Marga

Nas galerias mapeadas foram observados gotejamentos, em que o peso relativo foi de 1. Em locais onde a vazão observada foi consideravelmente mais alta, foram adotados valores relativos de 0,50, porém através de análise qualitativa a partir da vazão observada em campo.

O caso mais crítico encontrado foi na galeria de pesquisa 507 entre os perfis 10000 e 10200, onde o valor relativo adotado para o cálculo de Q foi 0,05. Esse valor foi assumido já que o caudal do local pode ser considerado excessivamente grande.

b) Metabásica

Os mapeamentos nessa litologia indicaram áreas em que o rebaixamento do lençol foi bastante eficaz sendo observados apenas gotejamentos de vazão média menor que 5 l/min (pesos relativos de 1).

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

Em todas as áreas atuais de desenvolvimento o cone de rebaixamento encontra-se bastante abrangente em relação às brechas. Foram observados apenas gotejamentos de vazão média inferior ao limite considerado para escolha de peso equivalente igual a 1.

d) Dolomito Cinza

Assim como nas brechas, o maciço pode ser considerado como drenado e ocorrência apenas de gotejamentos de peso relativo igual a 1. A única exceção observada nos mapeamentos realizados nas áreas atuais de desenvolvimento foi na galeria 345 GTN em que uma vazão média (pouco maior que 5 l/min) e o peso relativo adotado passou a 0,66.

5.5.2.6 – Estado de tensões do maciço (índice SRF)

Na Mina de Vazante não são observados problemas relacionados ao estado de tensões do maciço. Também não existem registros de problemas de plastificação das rochas e expansão de minerais e rochas devido à presença de água. Esses fatos corroboram para que o índice SRF seja aplicado no campo de rochas alteradas, já que ocorre preenchimento de argila em famílias condicionantes da estabilidade e rochas desintegradas (no caso de dissolução em fraturas NW).

Nos casos em que os dolomitos não brechados (rosa e cinza) não apresentam as situações acima colocadas, os valores de SRF assumidos são iguais a 1 já que as tensões podem ser consideradas médias devido à profundidade da escavação

$$\left(\frac{\sigma_1}{\sigma_3} = 200 \text{ a } 10 \right)$$

a) Dolomito Rosa e Marga

Nos casos em que fraturas NW abertas não são encontradas, o índice SRF é caracterizado com tensões assumidas apresentando valores médios com índice SRF igual a 1 $\left(\frac{\sigma_1}{\sigma_3} = 200 \text{ a } 10\right)$.

Quando as fraturas pertencentes à família NW encontram-se abertas, ocorrendo a presença de fendas, o índice SRF passa a ter um peso equivalente de 5 se considerarmos o item de presença de fraturas abertas.

b) Metabásica

As rochas metabásicas encontram-se junto às brechas e bastante fraturadas. Claramente o índice SRF adotado deve ter peso relativo igual a 2,5 devido à presença de família preenchida com argila em profundidade maior que 50 metros.

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

Assim como nas rochas metabásicas, em todas as galerias mapeadas foi identificada presença de zona preenchida com argila, resultando em peso equivalente igual a 2,5. Esse fato é exemplificado nas famílias PC e PM que encontram-se preenchidas com argila na totalidade das galerias mapeadas.

d) Dolomito Cinza

Nas galerias em que o dolomito cinza encontra-se brechado o comportamento é semelhante às metabásicas e brechas. Ocorrem zonas com presença de argila (famílias PC e PM) resultando em peso equivalente igual a 2,5.

Nas regiões não brechadas, o comportamento do índice SRF é semelhante ao dolomito rosa. As tensões assumidas apresentam valores médios com índice SRF igual a 1 $\left(\frac{\sigma_1}{\sigma_3} = 200 \text{ a } 10\right)$.

5.5.2.7 – Classe do maciço

No Anexo 1 apresentam-se os arquivos com todos os dados de mapeamentos executados para a elaboração da classificação geomecânica dos maciços existentes na Mina de Vazante.

a) Dolomito Rosa e Marga

Os valores que impactam de forma mais significativa são aqueles referentes aos parâmetros J_w e SRF. Ocorrem locais com gotejamentos localizados até regiões de vazão extremamente alta, piorando expressivamente a qualidade do maciço.

Em relação ao índice SRF, em geral, as galerias nestas rochas apresentam índice igual a 1 pois as rochas não apresentam-se alteradas. No caso de ocorrência de fraturas NW abertas, esse número assume o valor 5, reduzindo muito o valor final de Q, como era esperado.

Em locais que os problemas de água e fraturas NW abertas não foram encontrados, o valor de Q ficou abaixo de 4, gerando uma classificação para o maciço de rocha de má qualidade (VI).

Nos locais que as fraturas NW estão abertas mas a presença de água é insignificante, o maciço apresenta valores de Q na ordem de 0,6, sendo classificado como rocha de muito má qualidade (VII).

Já nas áreas que ocorrem intenso fluxo de água associado à abertura das fraturas NW, o maciço é de extrema má qualidade (VIII).

Em algumas áreas, como em Bocainas, o estágio de alteração do dolomito rosa pode ser avançado, quantificando o RQD em valor nulo. Nesse caso o valor de Q cai para em torno de 0,008 tornando o maciço de excepcional má qualidade (IX).

b) Metabásica

Por apresentar estágios de alteração ligeiramente mais avançados quando comparada aos dolomitos, assim como as brechas, o índice SRF utilizado é do campo de rochas alteradas, o que impacta fortemente na classificação do maciço.

Nos dois casos mapeados os valores de Q estão ligeiramente abaixo de 1,0, classificando o maciço como de muito má qualidade (VII).

Em locais em que o litotipo está bastante alterado, o RQD é nulo e o peso relativo utilizado é 10. Nesse caso o valor de Q cai para, em média, 0,008 resultando em um maciço de extrema má qualidade (VIII).

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

Como detalhado anteriormente, as brechas apresentam, em todos os casos, as famílias PC e PM com preenchimento de argila e paredes levemente alteradas. Esse

fato faz com que o índice SRF aplicado seja para rochas alteradas, reduzindo muito o valor de Q.

Com esse impacto, as galerias escavadas apresentam classificação das rochas como maciço de muito má qualidade (VII).

Em algumas áreas, como em Bocainas ou em presença de rochas metabásicas alteradas, o estágio de alteração das brechas é avançado, quantificando o RQD em valor nulo. Nesse caso o valor de Q cai para em torno de 0,008 tornando o maciço de excepcional má qualidade (IX).

d) Dolomito Cinza

O dolomito cinza brechado apresenta comportamento estrutural e geomecânico semelhante às demais brechas, tendo valores de Q menores que 1,0 e classificação de rocha de muito má qualidade (VII).

Quando o litotipo não encontra-se brechado passa a ter valores de Q maiores que 1 pelo fato de apresentar menor número de famílias e melhores valores referentes ao índice de alteração e preenchimento das juntas, e ainda não apresentar áreas alteradas, tendo o parâmetro SRF como de rochas competentes. Nestes casos, a classificação do maciço passa a ser de má qualidade (VI).

Em áreas em que o dolomito cinza apresenta influência das brechas quase insignificante, seu grau de fraturamento reduz significativamente e o maciço passa a ter valores de Q acima de 4,0, caracterizando um maciço de qualidade regular (V).

Em algumas áreas, como em Bocainas, o estágio de alteração do dolomito cinza pode ser avançado, quantificando o RQD em valor nulo. Nesse caso o valor de Q cai para em torno de 0,008, tornando o maciço de excepcional má qualidade (IX).

5.5.2.8 – Razão de suporte de escavação (ESR)

Por motivos de segurança, considerou-se que as escavações realizadas são aberturas mineiras permanentes, já que muitas galerias servem de acesso a áreas e ocorre trânsito de veículos, equipamentos e pessoas. Nesse caso, o valor de ESR adotado é 1,6. Sabe-se que essa medida é conservadora em alguns casos em que a galeria de minério é aberta e lavrada em um tempo relativamente curto. Se o planejamento for esse, a razão de suporte pode ser modificada de modo a reduzir os custos com o suporte aplicado.

5.5.2.9 – Dimensão equivalente (De)

Todas as galerias apresentam altura média de 5 metros, fato esse devido à dimensão de alguns equipamentos da mina. Considerando esse vão, De é (equação 36):

$$De = \frac{5m}{1,6} = 3,125$$

5.5.2.10 – Suportes e contenções sugeridas

A partir do tamanho do vão e ESR adotado, foi possível calcular o comprimento dos tirantes a serem aplicados a partir da equação (37):

$$L = \frac{2 + 0,15 (5m)}{1,6} = 1,71875 m.$$

Arredondado o valor encontrado acima temos o comprimento dos tirantes de 1,7 metros.

a) Dolomito Rosa e Marga

- Valores de Q próximos a 3 (sem NW abertas e maciço drenado) – atirantamento sistemático em malha 1 x 1 m caso o vão de 5 metros não seja ligeiramente diminuído (caso isso ocorra, o maciço torna-se auto-sustentável passando a não necessitar de suporte).
- Valores de Q próximos a 0,6 (juntas NW abertas mas sem presença abundante de água) - atirantamento sistemático (com injeção de cimento ou resina) em malha 1 x 1 m mais 5 cm de concreto projetado.
- Valores de Q próximos a 0,03 (juntas NW abertas e intenso fluxo de água) - atirantamento sistemático tensionado em malha 1 x 1 m mais 5 cm de concreto projetado.
- Valores de Q da ordem de 0,008 (maciço alterado) – 20 a 60 cm de concreto projetado reforçado com fibra.

b) Metabásica

- Valores de Q próximos a 0,8 (caso a alteração da rocha não esteja significativa) - atirantamento sistemático tensionado em malha 1 x 1 m mais 5 cm de concreto projetado.
- Valores de Q da ordem de 0,008 (maciço alterado) – 20 a 60 cm de concreto projetado reforçado com fibra.

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

- Valores de Q entre 0,2 e 0,4 (intervalo de valores encontrados nos mapeamentos) – atirantamento sistemático tensionado em malha 1 x 1 m mais 5 cm de concreto projetado ou 5,0 a 7,5 de concreto projetado reforçado com fibra.
- Valores de Q da ordem de 0,008 (maciço alterado) – 20 a 60 cm de concreto projetado reforçado com fibra.

d) Dolomito Cinza

- Valores de Q entre 0,2 e 0,4 (dolomito cinza brechado) – atirantamento sistemático tensionado em malha 1 x 1 m mais 5 cm de concreto projetado ou 5,0 a 7,5 de concreto projetado reforçado com fibra.
- Valores de Q próximos a 1 (presença de 4 ou mais famílias) – 2,5 a 5 cm de concreto projetado.
- Valores de Q próximos a 5 (presença de 3 famílias) – não necessitam de suporte.
- Valores de Q da ordem de 0,008 (maciço alterado) – 20 a 60 cm de concreto projetado reforçado com fibra.

A síntese da classificação e sugestões de contecção, segundo sistema Q, seguem na Tabela 42:

Tabela 42: Relação de suportes sugeridos segundo os litotipos pelo sistema Q.

Classes de Maciço	Litologias da Mina de Vazante	Suporte sugerido segundo Sistema Q	
Regular (V) Q = 5	Dolomito Cinza	Não necessita atirantamento	Não necessita de concreto projetado
Má qualidade (VI) Q = 3	Dolomito Rosa intercalado com Marga	Atirantamento sistemático em malha 1 x 1m	Não necessita de concreto projetado
Má qualidade (VI) Q = 1	Dolomito Cinza fraturado	Caso seja utilizado concreto projetado, não necessita atirantamento.	2,5 a 5 cm de concreto projetado
Muito má qualidade (VII) Q = 0,6 a 0,8	Dolomito Rosa com intercalação de Marga e presença de fendas ou Metabásica sã	Atirantamento sistemático em malha 1 x 1m	Atirantamento sistemático em malha 1 x 1m
Muito má qualidade (VII) Q = 0,2 a 0,4	Brecha Dolomítica ou Brecha Willemítica ou Dolomito Cinza brechado	Atirantamento sistemático em malha 1 x 1m	5 a 7,5 cm de concreto projetado reforçado com fibra
Maciço de extrema má qualidade (VIII) Q = 0,03	Dolomito Rosa intercalado com Marga ou Dolomito Cinza com presença de fendas e fluxo intenso de água	Atirantamento sistemático em malha 1 x 1m	Atirantamento sistemático em malha 1 x 1m
Maciço de excepcional má qualidade (IX) Q = 0,008	Maciço alterado (qualquer litotipo sem presença abundante de água ou fendas)	Utilizar concreto projetado	20 a 60 cm de concreto projetado reforçado com fibra

5.5.2.11 – Valor máximo de um vão não suportado

A partir da equação 38, tem-se o valor do máximo vão não suportado para cada litologia.

a) Dolomito Rosa e Marga

Em média, os valores encontrados de Q são de 3 para os casos em que as fraturas NW não estão abertas e não ocorre fluxo significativo de água no maciço.

$$\text{Máximo valor do vão (não suportado)} = 2 (1,6) \cdot 3^{0,4} = 4,97 \text{ m}$$

A partir do resultado encontrado acima, nota-se que o dolomito rosa intercalado com a marga é um maciço no limite do auto suporte. Por razões de segurança é extremamente complexo trabalhar dessa forma, mas, caso algum redimensionamento da galeria ocorra, o desenvolvimento da mina nesse maciço pode ser realizado sem contenção.

Nos casos em que a família NW apresenta fraturas abertas ou ocorre fluxo intenso de água, essa dimensão de vão não suportado decresce para um número impraticável em escavações mineiras.

b) Metabásica

Os valores de Q encontrados para os casos em que essa rocha não encontra-se em estado avançado de alteração é, em média, igual a 0,8. Esse valor resulta em um vão máximo não suportado de 2,93 metros, o que é impraticável para escavações mineiras devido às dimensões dos equipamentos.

c) Brecha Dolomítica e Willemítica

Essas litologias chegam a apresentar valores de Q da ordem de 0,2 a 0,4. Valores dessa ordem deixam o vão máximo não suportado também impraticável já que o Q é ainda menor que no caso anterior (de 1,68 a 2,22m).

d) Dolomito Cinza

Os dolomitos brechado apresentam características semelhantes às brechas dolomítica e willemítica, sendo também impraticável qualquer cogitação em relação à dimensão máxima do vão não suportado nesse litotipo (1,68 a 2,22 m).

Quando esses dolomitos não apresentam feições de brecha, os valores de Q variam de 1 a 5. Nos casos em que esse valor é 1, o vão pode ser considerado impraticável (considerando os equipamentos hoje utilizados) por estar em torno de 3,2 metros. Já no caso de valores de Q próximos a 5, a dimensão do vão máximo não suportado é:

$$\text{Máximo valor do vão (não suportado)} = 2 (1,6) \cdot 5^{0,4} = 6,09 \text{ m}$$

Nota-se que em galerias escavadas longe da influência das brechas, o dolomito cinza apresenta parâmetros melhores em relação à estabilidade podendo ser desenvolvido sem aplicação de tirantes. Na prática, existem galerias escavadas com a

finalidade de drenar água no nível 345 mais afastadas da zona de brecha em que os tirantes não são sistematicamente aplicados e não existem ocorrências consideráveis de instabilidade.

5.6 – Classificação Geomecânica Atual da Mina de Vazante X Classificações Q e RMR Resultantes do Presente Estudo

A Mina de Vazante segue uma classificação (Tabela 43) feita anteriormente que foi realizada de forma qualitativa e na qual o sistema de contenção foi sugerido em função dos equipamentos que a mina dispõe.

Tabela 43: Classificação Geomecânica da Mina de Vazante utilizada atualmente.

CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DA MINA DE VAZANTE										
LEGENDA	CLASSE	GRAU DE ALTERAÇÃO	GRAU DE FRATURAMENTO	QUALIDADE DA ROCHA	PADRÃO ESTRUTURAL	LITOLOGIA	PRESENÇA DE FENDAS	FRAGMENTAÇÃO DOS BLOCOS	RECUPERAÇÃO (%)	ROD (%)
	II-A	A2	F2-F3	muito boa	laje	Dolomitos	não ocorre	m3	>95%	> 60
	II-B	A2	F2-F3	muito boa	cunha	Brecha	não ocorre	m3	>95%	> 60
	III-A	A2-A3	F3	muito boa	laje	Dolomitos	não ocorre	dm3 a m3	90% a 95%	50 a 75
	III-B	A2-A3	F3	muito boa	cunha	Brecha	não ocorre	dm3 a m3	90% a 95%	50 a 75
	IV-A	A3	F3-F4	boa / média	-	-	esp. cm a dm	cm3 a dm3	>90%	25 a 50
	IV-B	A3-A4	F3-F4	média / ruim	-	-	esp. cm a dm	cm3 a dm3	75% a 95%	25 a 50
	V	A3-A4	F4	muito ruim	-	-	esp. dm a m	cm3 a dm3	50% a 75%	<25
	VI	A2	F4-F5	muito ruim	laje	Filito	não ocorre	cm3 a dm3	>95%	<25
	VII	A4	F4-F5	muito ruim	-	-	espes. métrica	-	<50%	<25
	PILARES	Independentemente dos parâmetros acima, considerar o efeito das tensões induzidas.								
Grau de Alteração					Grau de Fraturamento					
A2- Alteração pouco penetrante, descoloração de alguns minerais. A rocha perde muito pouca resistência ao impacto do martelo e não é friável.					F1- Pouco fraturado: espaçamento médio das fraturas maior 2m, formando blocos da ordem de m3.					
A3- Rocha muito descolorida, alteração dos minerais é muito penetrante, assumindo colorações predominante alaranjada e avermelhada. Material não é friável. Resistência moderada ao impacto do martelo.					F2- Pouco fraturado: espaçamento médio das fraturas de 0,6 a 2m, formando blocos da ordem de m3.					
A4- Rocha totalmente alterada com porções de argila bem desenvolvidas. Fragmentos friáveis e preservam estrutura original da rocha.					F3- Medianamente fraturado: espaçamento médio das fraturas de 0,2 a 0,6m, formando blocos da ordem de dm3 a m3.					
A5- Solo: textura original da rocha foi totalmente destruída, apresentando geralmente cores avermelhadas.					F4- Muito fraturado: espaçamento médio das fraturas de 0,06 a 0,2m, formando blocos da ordem de cm3 a dm3.					
					F5- Muito fraturado: espaçamento médio das fraturas menor que 0,06m, formando blocos menores ou da ordem de cm3.					

Primeiramente essa classificação utilizada considera que todas as galerias estão totalmente drenadas, ou seja, não apresenta qualquer observação sobre locais em que a vazão de água é alta. Essas situações ocorrem com frequência e não podem ser desprezadas. A atual classificação sugerida, tanto no sistema Q quanto no RMR, apresentam algumas situações com presença de água e de maciço alterado.

Fatos como presença de água, fraturas abertas ou maciço alterado podem ocorrer em qualquer litologia e a classificação pelos sistemas de Barton et. al (1974) e Bieniawski (1989) permite uma atualização de forma simples, modificando os pesos equivalentes dos parâmetros alterados.

Pelas próprias fichas de campo apresentadas no Anexo 1 é possível simular qualquer situação de aumento do espaçamento, queda de resistência, mudanças nas características intrínsecas das discontinuidades, presença abundante, baixa ou ausência de água e etc.

Isso permite que, no desenvolvimento das galerias, as contenções possam ser aplicadas especificamente para a situação de cada maciço. Na Tabela 44 apresentam-se as contenções utilizadas pela classificação atual da mina.

Tabela 44: Contenção aplicada em função da classe de maciço.

CLASSE	CONTENÇÃO APLICADA
II-A e III-A	Atirantamento sistemático no teto, malha "pé de galinha" 1,5 x 1,5, com tirantes de resina 1" x 3,2m (ou equivalente), a cada fogo, deixando um fogo de defasagem no máximo.
II-B e III-B	Galerias paralelas a mineralização: Atirantamento sistemático no teto e nos 2m superiores das laterais, malha "pé de galinha" 1,5 x 1,5, com tirantes de resina 1" x 3,2m (ou equivalente) a cada fogo, deixando um fogo de defasagem no máximo. Galerias perpendiculares as mineralizações: Atirantamento sistemático no teto, malha "pé de galinha" 1,5 x 1,5, com tirantes de resina 1" x 3,2m (ou equivalente) a cada fogo, deixando um fogo de defasagem no máximo.
IV-A	Atirantamento sistemático no teto e nos 2m superiores das laterais, malha "pé de galinha" 1,5 x 1,5m, com tirantes de resina 1" x 3,2m (ou equivalente), mais tela metálica e/ou 5cm de concreto projetado com fibra onde necessário.
IV-B	Atirantamento sistemático no teto e nos 2m superiores das laterais, malha "pé de galinha" 1,5 x 1,5m, com tirantes de resina 1" x 3,2m (ou equivalente), mais tela metálica e/ou 5cm de concreto projetado com fibra onde necessário.
V	Enfilagem com vergalhões de 6 a 9m espaçados de 20 a 30cm mais camboteamento com espaçamento de 0,75 a 1,5m e tela metálica quadrada entre as cambotas com concreto projetado preenchendo os espaços vazios. Colocar tubos para drenagem nas fendas antes de aplicar o concreto.
VI	Atirantamento sistemático no teto, malha "pé de galinha" 1,5 x 1,5, com tirantes de resina 1" x 3,2m (ou equivalente), mais 5cm de concreto projetado.
VII	Não se executa escavação.
PILARES	1) Tirantes 1" x 3,2m (ou equivalente). 2) Tela metálica mais 5cm de concreto projetado. 3) Caso necessário, repetir passo 2.
OBS.:	A contenção dos pilares pode variar desde nenhuma contenção a até o passo 3. Isso vai depender das condições dos mesmos em função, principalmente, das concentrações de tensões induzidas.

Contradizendo ambos os sistemas de classificação utilizados no presente estudo, o comprimento dos tirantes foi dimensionado de forma a atender de forma prática a aplicação executada pelo equipamento em função das variações encontradas em cada maciço.

Esse comprimento do tirante pode ser reduzido desde que se utilize com maior frequência o concreto projetado. Em alguns casos, como nos maciços de melhor qualidade, a malha pode ser mais aberta em detrimento dos maciços mais alterados que deveriam ter a malha mais apertada. Ainda, na classificação do sistema Q pôde ser observado que em alguns casos não é necessário instalação de tirantes ou concreto projetado, como no dolomito cinza. Para o RMR não se chegou a essa conclusão porque as contenções sugeridas são para um vão de 10 metros, o que não ocorre no desenvolvimento da mina.

Além da maior flexibilidade da atualização de dados para se classificar o maciço, quando se utiliza sistemas conhecidos como Q e RMR o empreendimento passa a ter muito mais facilidade para comparar a classificação do maciço em relação a outras minas, o que pode trazer ganhos em segurança e estabilidade da escavação e ainda redução significativa de custos através da busca de melhorias práticas adotadas em outros locais.

5.7 – Síntese da classificação e correlação entre RMR e Q para a Mina de Vazante

A seguir, na Tabela 45, apresentam-se as classificações de Q e RMR para cada litologia no presente estudo.

Tabela 45: Valores de Q e RMR para cada litologia

Litologia	Características	Q	RMR
Dolomito Rosa e Marga	Predomínio de Marga	3	44
	Predomínio de Dolomito Rosa	3	50
	Presença de fraturas NW abertas	0,6	37
	Presença de fraturas NW abertas e alta vazão	0,03	30
	Maciço alterado	0,008	17
Metabásica	Metabásica	0,7 - 0,9	45
	Maciço alterado	0,008	12
Brechas	Brechas dolomítica e willemítica	0,2	40
	Brechas dolomítica e willemítica	0,4	45
	Maciço alterado	0,008	17
Dolomito Cinza	Dolomito Cinza	5	65
	Dolomito Cinza fraturado	1	63
	Dolomito Cinza brechado	0,2 - 0,4	45
	Maciço alterado	0,008	17

Os cálculos de Q e RMR foram feitos a partir das fórmulas (29) e (33) e a descrição e os valores utilizados encontram-se no Anexo 1, nas fichas de mapeamento. O maciço alterado foi calculado da seguinte forma para o sistema Q:

- $Q = (10/15) \times (1/8) \times (1/10) = 0,008$

Em que,

RQD = 10 (em maciço alterado o RQD é próximo a zero mais utiliza-se 10);

$J_n = 15$ (contemplando 4 famílias mais aleatórias);

$J_r = 1$ (presença de argila e zonas extremamente cisalhadas);

$J_a = 8$ (nesse caso passa a ocorrer argila subsolidada);

$J_w = 1$ (considerando que ocorre apenas gotejamento); e

SRF = 10 (ocorrem múltiplas zonas alteradas com argila e rocha quimicamente desintegrada a uma profundidade qualquer).

Nos casos em que o maciço apresenta apenas três famílias (como os dolomitos rosa e cinza), o valor de Q aumenta para a casa de 0,01. Porém devido à dificuldade de se individualizar a quarta família, caso ela existisse, foi considerado prudente assumir o mesmo valor.

Se o maciço apresentar-se alterado e com intenso fluxo de água, o valor de Q passa a 0,0004, considerando-se $J_w = 0,05$. Esse valor não é encontrado na tabela de classificação de Barton et. al (1974), mostrando a impossibilidade de uma escavação ser realizada com segurança em local semelhante.

Para o cálculo do valor de RMR em maciços alterados foi estimado um valor de resistência à compressão uniaxial em cada litotipo. Notoriamente, as margas e rochas metabásicas apresentam resistências mais baixas e quando alteradas, foram considerados intervalos de valores entre 5-25 MPa. Para o restante das litologias foi considerado o intervalo entre 50-100 MPa. Portanto foram simulados dois cálculos:

- Para as margas e rochas metabásicas:

$$\text{RMR} = 2 + 3 + 10 + 0 + 7 - 10 = 12$$

Considerando os seguintes pesos relativos:

Peso 2 – resistência (5-25 MPa);

Peso 3 – RQD (< 25%);

Peso 10 – Espaçamento médio entre 20-60 cm;

Peso 0 – juntas alteradas e abertas (fendas NW);

Peso 7 – gotejamento; e

Peso -10 – considerando orientação desfavorável (tipo bandamento subhorizontal).

Caso ocorra água abundante, o valor cairia para 5, sendo praticamente inviável uma escavação subterrânea.

- Para os dolomitos e brechas:

$$RMR = 7 + 3 + 10 + 0 + 7 - 10 = 17$$

Com os pesos seguindo a mesma ordem do raciocínio anterior. Caso ocorra maciço alterado com altas vazões de água o valor de RMR seria reduzido para 10, praticamente inviabilizando qualquer processo de escavação.

O gráfico da Figura 67 mostra a correlação entre os valores obtidos nos mapeamentos de Q e RMR. A linha plotada significa os valores de RMR obtidos em função de Q através da relação:

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \quad (39)$$

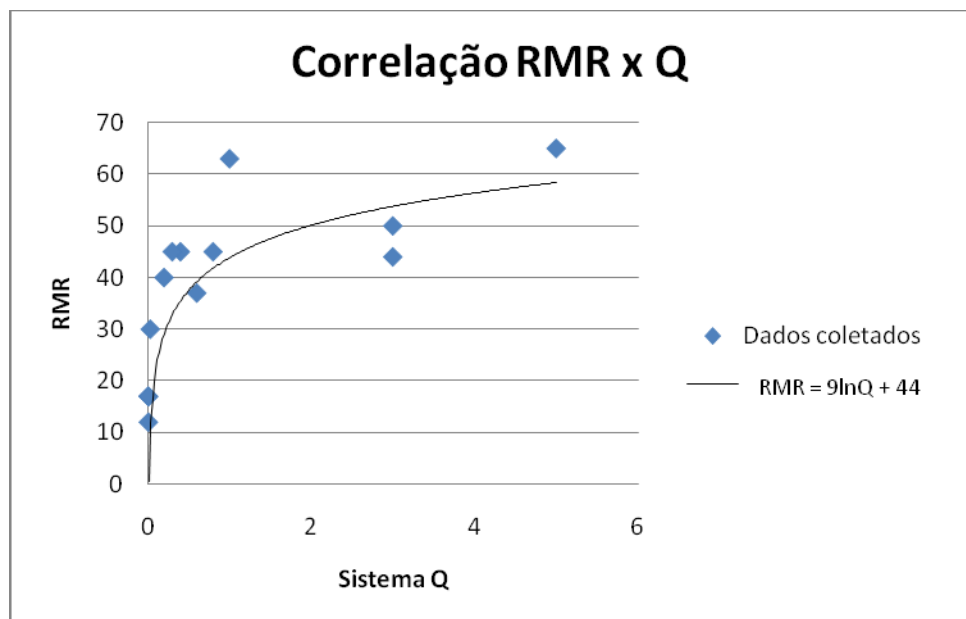


Figura 67: Resultados RMR x Q em função da correlação $RMR = 9 \ln Q + 44$.

Algumas discrepâncias são observadas, por uma série de fatores:

- No caso do maciço alterado, o índice SRF passaria a ter um peso relativo igual a 10, o que reduz significativamente o valor de Q, que passa a não se correlacionar com RMR. Em campo isso é explicado pelo fato de que nas áreas muito alteradas, além das fendas NW abertas, outras estruturas encontram-se

intemperizadas, provavelmente devido ao intenso fluxo de água anterior ao rebaixamento;

- O dolomito cinza fraturado apresenta valor de RMR maior que o dolomito rosa, porém valor de Q inferior. Nesse caso nota-se claramente que dois parâmetros influenciam nesse alto valor de RMR: a resistência à compressão uniaxial do dolomito cinza é mais alta e o espaçamento das fraturas do dolomito rosa é menor, devido à intercalação com as margas. Esse é o ponto do gráfico mais discrepante em relação à correlação logarítmica entre os dois sistemas de classificação de maciço.
- Outro ponto observado não esperado é a classificação ligeiramente melhor, tanto em Q quanto em RMR, das metabásicas em relação às brechas. Esse caso é explicado pelo fato de que os dois sistemas penalizam fortemente a presença de descontinuidades preenchidas com argila. Nas rochas metabásicas esse preenchimento não ocorre melhorando ligeiramente o resultado, mas a contenção selecionada é basicamente a mesma.

Apesar de ser bastante próxima à correlação clássica representada pela equação (39), uma outra função logarítmica não observada na literatura descreve de forma mais precisa a correlação entre os sistemas Q e RMR para o caso. Como explicado através de vários fatos, algumas particularidades do maciço de Vazante resultam na seguinte correlação:

$$RMR = 6,5 \ln Q + 48,5 \quad (42)$$

Essa correlação é de cerca de 85 % como mostra o gráfico da Figura 68.

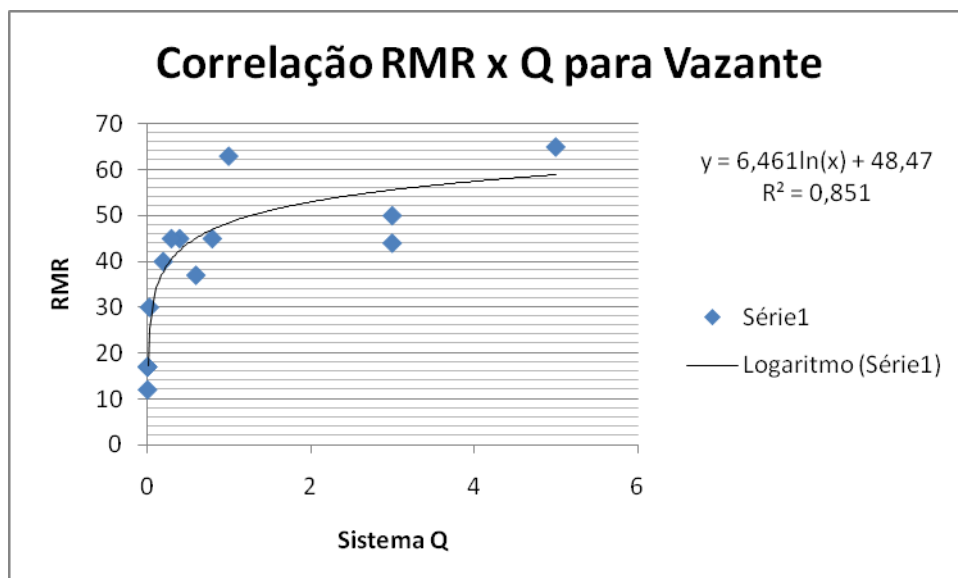


Figura 68: Correlação entre RMR e o sistema Q sugerida para a mina de Vazante.

A correlação acima é ligeiramente superior em relação à da fórmula 39, o que, entretanto, não permite concluir que a função $RMR = 9 \ln Q + 44$ não atenda à Mina de Vazante.

5.8 – Caracterização das brechas

As brechas da Mina de Vazante apresentam valores de VBP com desvio padrão excessivamente alto. O hidrotermalismo atuante resulta em locais em que as brechas apresentam a matriz com intensa substituição, ou seja, baixos valores de VBP.

As análises de imagens foram executadas após os ensaios laboratoriais, o que impediu que todas as amostras fossem escaneadas e binarizadas porque algumas apresentaram ruptura explosiva, não preservando a seção que seria submetida à análise.

Como recomendação, é necessário dividir as brechas por tipo de hidrotermalismo (mineralogia e geoquímica das matrizes) e análise anterior aos ensaios para que uma correlação mais consistente seja elaborada. As fotos da Figura 69 ilustram esta recomendação.

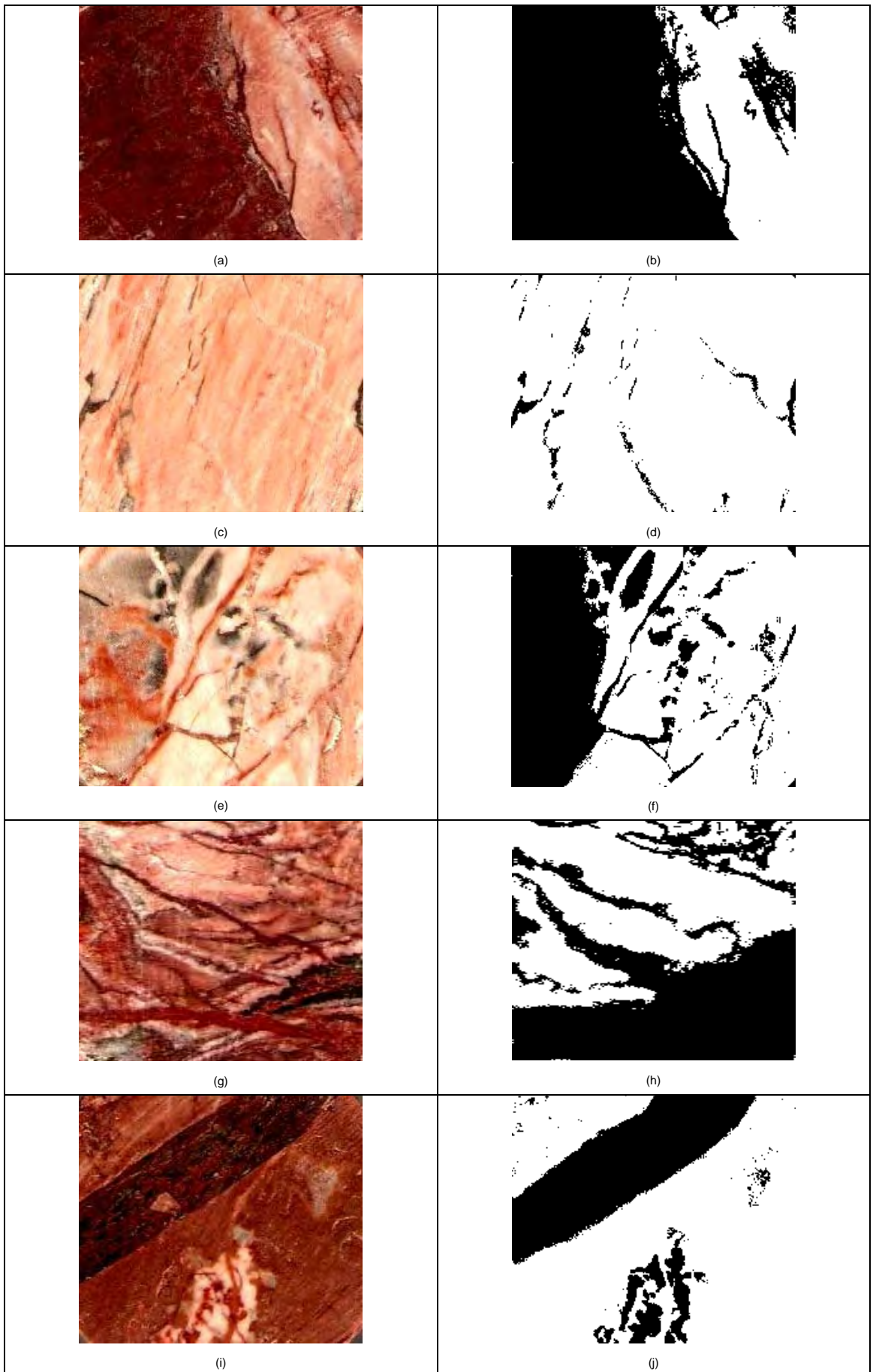


Figura 69: (a) AM-63B escaneada mostrando intensa substituição da matriz devido ao hidrotermalismo com VBP = 30,55%; (b) AM-63B binarizada em tons de preto e branco; (c) AM-30 escaneada mostrando substituição incipiente da matriz demonstrando predomínio dos clastos com VBP = 95,82%; (d) AM-30 binarizada em tons de preto e branco; (e) AM-06 escaneada com VBP = 59,25%; (f) AM-06 binarizada; (g) AM-20B escaneada com VBP = 49,41%; (h) AM-20B binarizada; (i) AM-64 com VBP = 68,5%, e (j) AM-64 binarizada.

Através da Figura 69 e Tabela 46 observa-se que a resistência à compressão uniaxial mais baixa (55 MPa) é justamente a amostra com menor valor de VBP. Esse valor expressa de forma significativa a resistência da matriz da brecha no caso, já que ocorrem distintas composições de matriz e conseqüentemente diferentes valores de resistência. Essa amostra é classificada como “bimrocks” e está situada na região do campo das matrizes (Figura 35), por ter baixo coeficiente VBP. Como sugerido por Lindquist (1994) e Lindquist e Goodman (1994) o limite inferior de valor de VBP é da ordem de 25%.

Outras brechas, como a amostra AM-30, apresentaram altos valores de resistência à compressão uniaxial e também alto valor de VBP (95,82%). Isso classifica a amostra como rocha no campo dos blocos ou clastos, por estar em um valor superior aos 75% sugerido por Medley (1994). Mesmo diante desta classificação, a rocha ainda é tratada como brecha e o valor de resistência à compressão uniaxial de 342,33 MPa reflete a resistência dos clastos dolomíticos (Figuras 80c e 80d), sendo próximo a valores de resistência obtidos para o dolomito cinza..

Na Tabela 46 apresentam-se as amostras ensaiadas, valores de resistência à compressão uniaxial corrigidos e os coeficientes correspondentes de VBP para a brecha dolomítica:

Tabela 46: Valores de resistência à compressão uniaxial e VBP para a brecha dolomítica.

Amostra	UCS (MPa)	VBP (%)
AM-6	117.98	59.25
AM-20B	90.67	49.41
AM-30	342.33	95.82
AM-63B	55	30.55
AM-64	210.84	68.05

A Figura 70 mostra a correlação entre os valores de UCS e VBP.

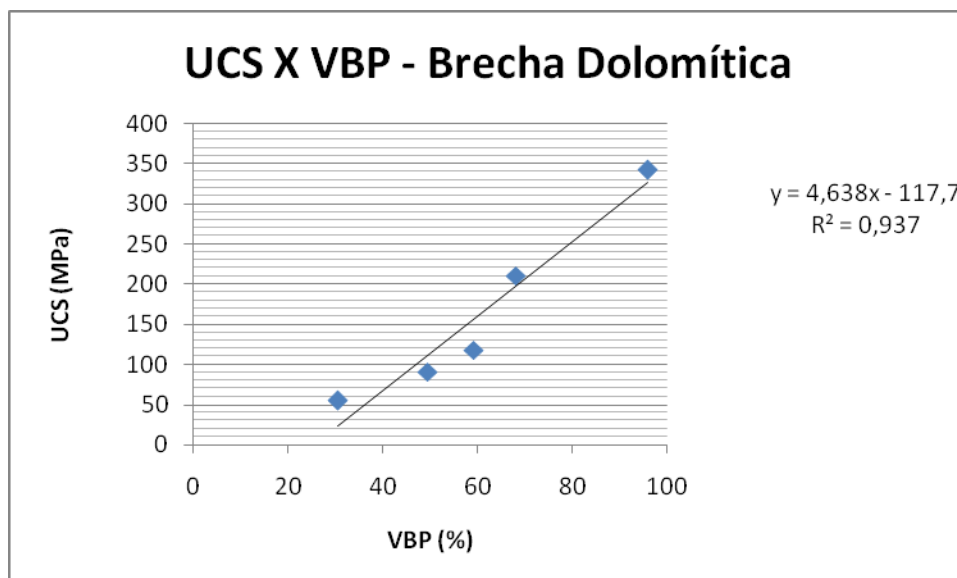


Figura 70: Gráfico VBP X UCS para as amostras ensaiadas de brecha dolomítica.

A correlação entre os valores do coeficiente volumétrico (VBP) e resistência à compressão uniaxial (UCS) foi muita alta (93,75%) e linear.

Esse resultado é bastante semelhante ao estudo realizado por Sonmez et. al (2004) nos aglomerados de Ankara, onde o aumento do VBP resulta em aumento da resistência à compressão uniaxial. Essa relação mostra que os clastos apresentam resistência superior à matriz e que quanto mais suportada pelos blocos, a brecha terá maior valor de UCS, ao contrário dos estudos realizados por Kahraman et. al (2006), onde a cimentação ou matriz apresenta resistência superior aos blocos (clastos).

No caso do aglomerado de Ankara, a “bimrock” em questão é constituída por clastos de andesitos extremamente resistentes e matriz frágil composta por tufo vulcânico (Sonmez *et al.*, 2006). Uma analogia ao presente estudo é dos clastos ou blocos de andesitos com os de dolomitos, que também são resistentes, porém nota-se que o material carbonático apresenta resistência superior. O mesmo comparativo é feito para a matriz, mas o tufo vulcânico é bem menos resistente que a matriz das brechas da Mina de Vazante.

Cada tipo de brecha apresentará diferentes correlações principalmente quando contrastadas as resistências entre os clastos e matriz. Em alguns casos observa-se que o próprio corpo-de-prova apresenta uma anisotropia extremamente alta em relação ao coeficiente VBP dentro da mesma amostra com valores muito distintos entre si. O Anexo B mostra as análises de imagens realizadas para cada amostra e suas respectivas descrições.

Essas mesmas amostras de brecha dolomítica foram enviadas ao laboratório interno da Mina de Vazante para obtenção dos teores de ferro, zinco, sílica, magnésio e cálcio. Por se tratar de uma rocha estéril, os teores de zinco e ferro são muito baixos e as tentativas de correlações da resistência à compressão uniaxial com esses valores não foram boas. Para o caso do cálcio, magnésio e sílica essas correlações apresentam altos valores de R, como mostram as Figuras 71 a 73.

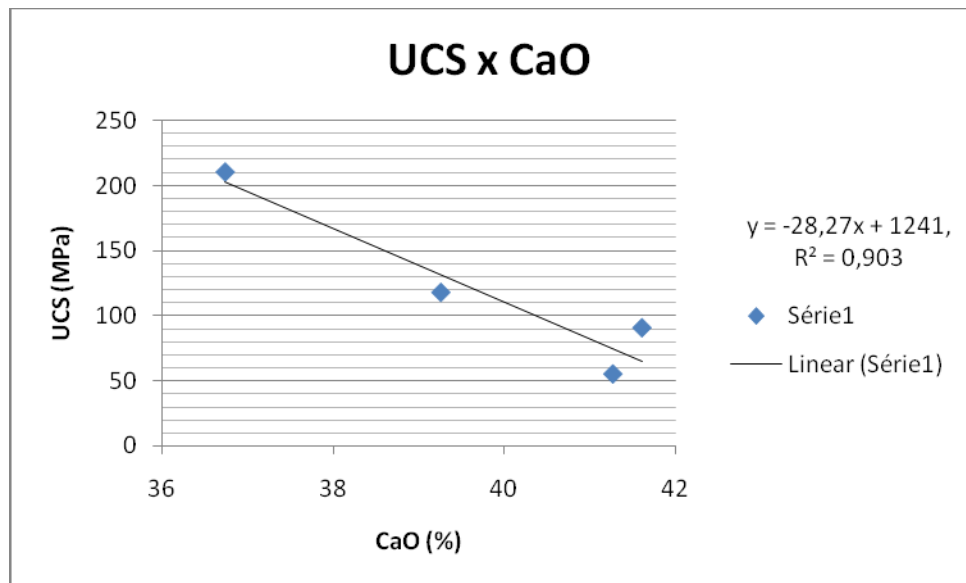


Figura 71: Gráfico de correlação da resistência à compressão uniaxial com os teores de cálcio (CaO).

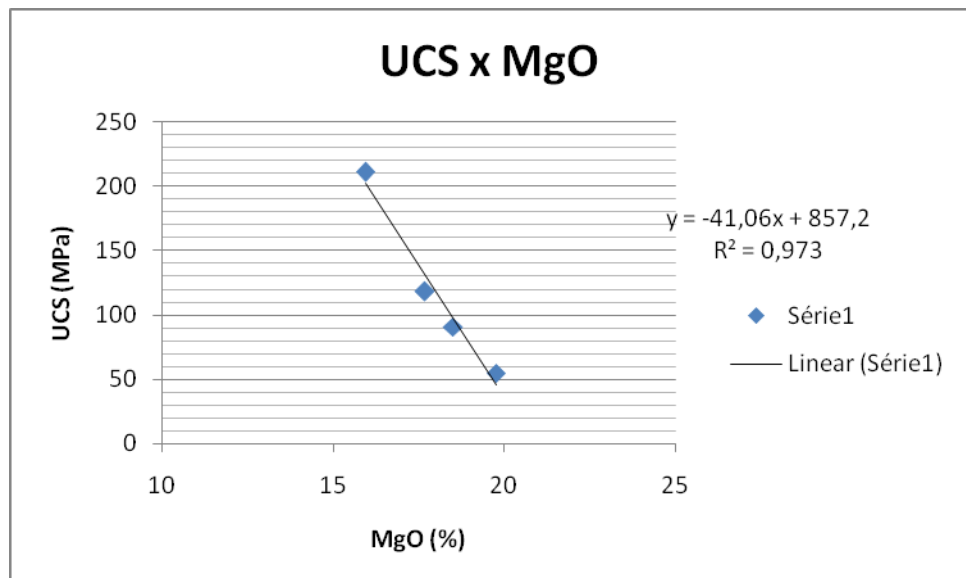


Figura 72: Gráfico de correlação da resistência à compressão uniaxial com os teores de magnésio (MgO).

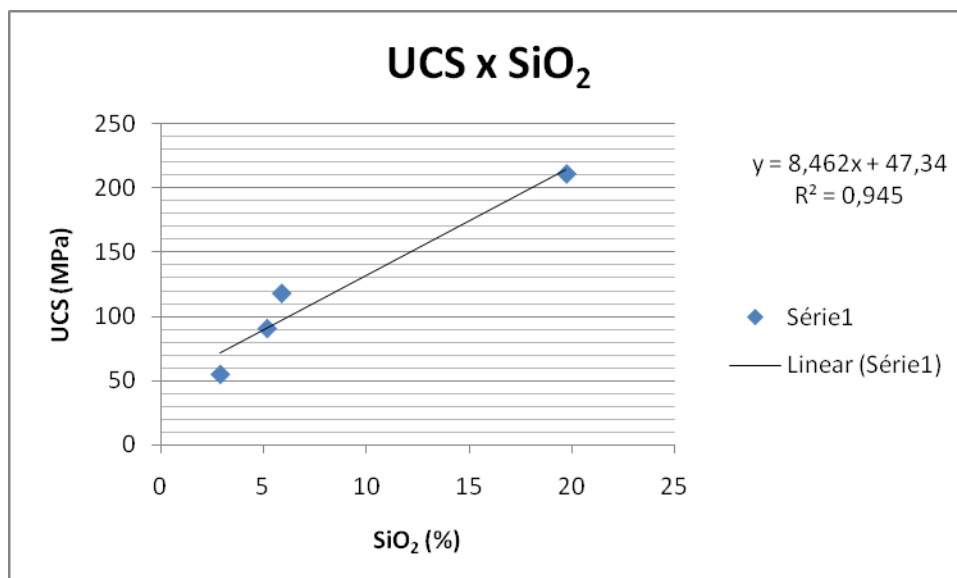


Figura 73: Gráfico de correlação da resistência à compressão uniaxial com os teores de sílica (SiO₂).

As correlações de resistência à compressão uniaxial com a sílica, cálcio e magnésio foram todas acima de 90% mostrando um resultado bastante satisfatório. A amostra AM-30 apresentou resistência anômala em relação às brechas (342 MPa) e por apresentar coeficiente volumétrico (VBP) da ordem de 95%, foi excluída dessas correlações. Segundo Medley (1994) esse valor exclui essa rocha do campo das bimrocks, o que também justifica a retirada desse valor nas correlações com os teores.

Nos três casos as correlações foram lineares, porém positiva apenas para a sílica. O teor de sílica aumenta concomitantemente com a resistência à compressão simples devido à maior resistência do material silicoso quando contrastado ao material carbonático (matriz dolomítica).

Os valores de resistência caem na medida que os teores de magnésio e cálcio aumentam, caracterizando uma correlação linear negativa. Isso ocorre porque com o incremento dos teores desses elementos, o teor de sílica decresce, o que representa queda na resistência, já que o aumento de teor de cálcio e magnésio se traduz em acréscimo de material dolomítico. A inclinação maior da reta de correlação para o magnésio ocorre porque as rochas carbonáticas em questão são dolomíticas, ou seja, o magnésio e o cálcio ocorrem juntos. No caso de uma rocha calcítica, certamente a inclinação da reta relacionada ao cálcio teria maior inclinação. A Tabela 47 mostra os teores de ferro, zinco, sílica, cálcio e magnésio, lembrando que esses três últimos elementos são representados na forma de óxidos.

Tabela 47: Análise química das brechas dolomíticas.

Amostra	Zn (%)	Fe (%)	CaO (%)	MgO (%)	SiO₂ (%)
AM-6	0,3	0,11	39,26	17,7	5,88
AM-20	0,56	0,65	41,61	18,52	5,17
AM-63	1,02	1,4	41,27	19,77	2,89
AM-64	0,31	1,77	36,74	15,95	19,75

Outra correlação observada foi nas brechas willemíticas (minério) entre os teores de zinco, ferro e sílica e a resistência à compressão uniaxial. Esses três elementos foram selecionados já que o aumento dos seus teores é consequência do hidrotermalismo.

Na Tabela 48 apresentam-se os valores de resistência e teores de Fe, Si, Zn.

Tabela 48: Valores de resistência à compressão uniaxial e teores de sílica, ferro e zinco na brecha willemítica.

Amostra	Zn (%)	Fe (%)	SiO₂ (%)	UCS (MPa)
AM-56	25,83	3,05	8,81	136,81
AM-57	28,03	14,23	8,81	217,82
AM-58	5,07	4,27	5,79	172,44
AM-59	23,98	23,42	8,49	122,52
AM-60	3,64	41,97	3,92	294,96

As correlações foram de 30% para o zinco, 47% para o ferro e 52,5% para a sílica (Figuras 74 a 76). Esses valores foram gerados a partir de um banco de dados bastante escasso, mas que, por estar em fase inicial de desenvolvimento, representam informações importantes e que devem se checadadas com maior frequência.

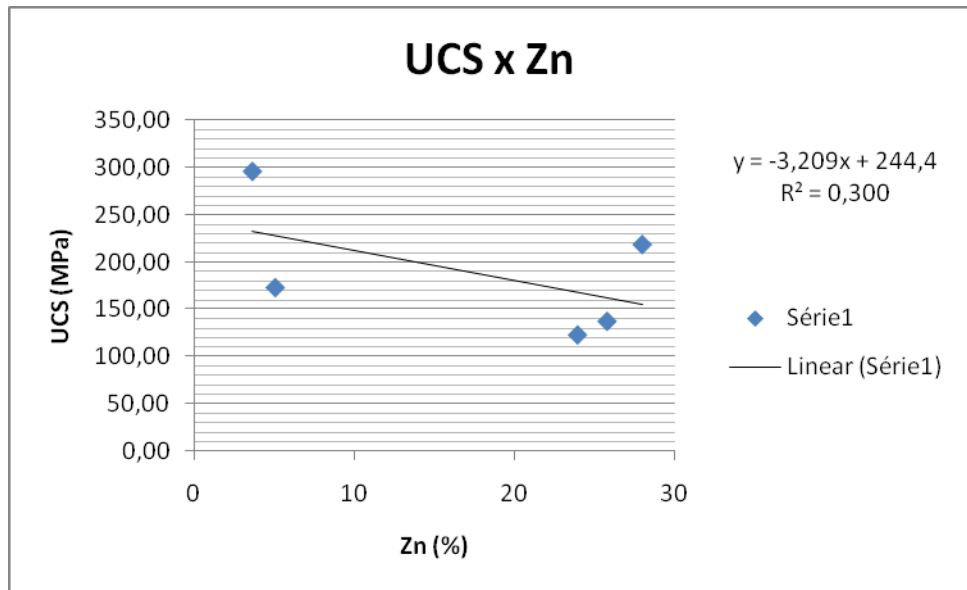


Figura 74: Gráfico UCS x Zn.

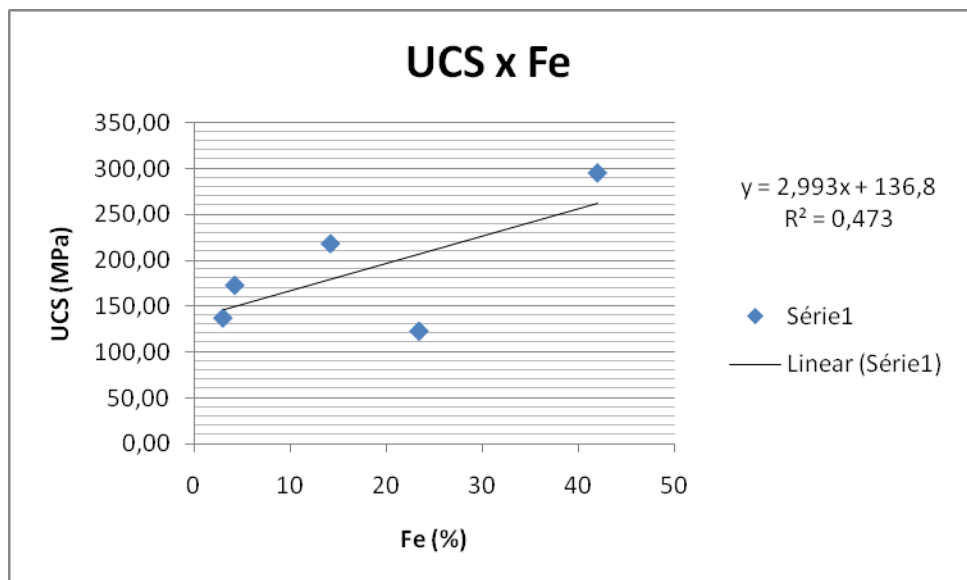


Figura 75: Gráfico UCS x Fe.

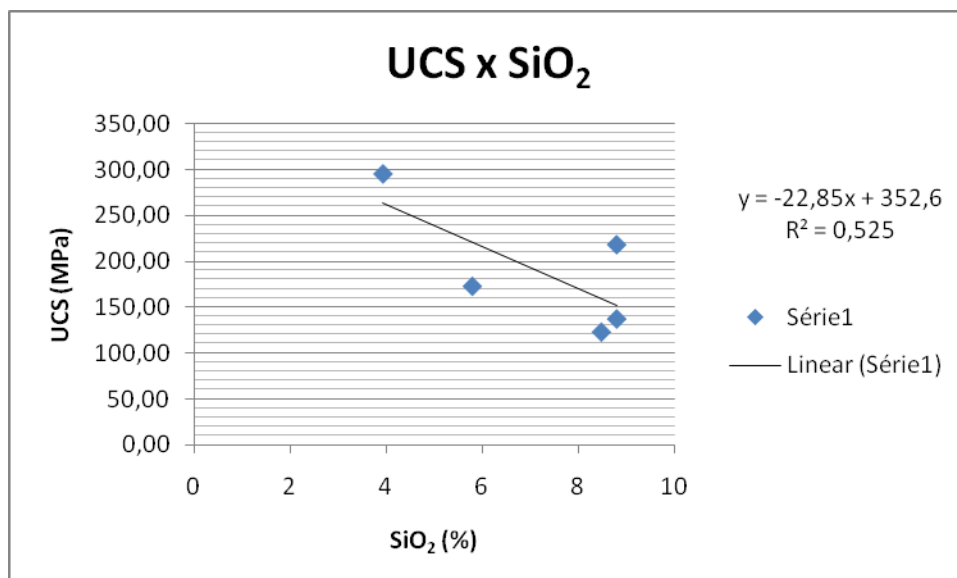


Figura 76: Gráfico UCS x SiO₂.

O zinco e a sílica apresentaram correlação negativa e mostram exatamente o mesmo fato que a correlação entre o coeficiente volumétrico (VBP) e a resistência à compressão uniaxial nas brechas dolomíticas deixa claro. Esses dois elementos ocorrem na matriz e conseqüentemente quanto maior o teor, menor seria o valor de VBP (por estar aumentando a quantidade de matriz em relação aos clastos) resultando em valores de resistência mais baixos.

Já o ferro apresentou correlação positiva. Uma das hipóteses desse aumento no valor de resistência é a dureza da hematita, que apresenta valor médio de 6,5. A hematita é o principal mineral de ferro constituinte das brechas quando o teor desse elemento é elevado. A dureza mineralógica também reforça a correlação negativa do zinco já que a willemita apresenta dureza média de 5,5, valor inferior à dureza da hematita.

Através dos ensaios verifica-se que a amostra AM-60, com teor alto de Fe (41,97%) apresentou o maior valor de resistência (UCS = 294,96 MPa). Esse fato sustenta a hipótese de que o mineral hematita (mais abundante) é responsável por esse acréscimo de resistência.

6 – CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

Várias observações e situações foram expostas ao longo do trabalho e as principais conclusões resultantes para a Mina de Vazante são:

- Segundo o Sistema Q, o dolomito cinza é uma rocha auto-sustentável para o vão atualmente utilizado na mina (5 metros). Para esse caso a rocha não pode apresentar alteração, presença de água, descontinuidades abertas (fendas) ou estruturação semelhantes às brechas, na qual se enquadraria em dolomito fraturado ou brechado como mostra a classificação sugerida;
- Segundo o Sistema Q, caso a seção da mina fosse reduzida para valores entre 4,0 e 4,5 metros, o dolomito rosa também poderia ser considerado auto-sustentável desde que não ocorresse predomínio das margas, presença de água, alteração ou fendas (estruturas abertas);
- A metabásica representa uma rocha de qualidade pobre mas, por não apresentar planos preenchidos por argila de forma significativa, passa a ter classificação geomecânica próxima à das brechas em alguns casos, principalmente no sistema Q. Na classificação Geomecânica de Bieniawski (RMR) essa diferença é diminuída e igualada em alguns casos já que esse método penaliza rochas com valores de resistência à compressão uniaxial menores (caso das margas e metabásicas);
- Os comprimentos dos tirantes podem ser reduzidos segundo o sistema Q e as malhas de atirantamento modificadas desde que o concreto projetado passe a ser utilizado segundo as sugestões;
- Apesar da alta vazão bombeada na mina, gotejamentos localizados são encontrados praticamente em todas as galerias e o próprio sistema RMR penaliza o maciço com a presença de baixas vazões. Essa penalização é minimizada no sistema Q, mas em alguns casos da mina não ocorre apenas gotejamento, o que implica em considerável perda na qualidade do maciço;
- Quando ocorre a presença de água, a classificação do maciço deve ser revista já que qualquer mudança de parâmetro, como descontinuidades alteradas, preenchidas ou aumento do número de famílias, conferem diferentes classificações. As simulações para essas situações são inúmeras. Nesse trabalho algumas possíveis ocorrências foram simuladas de acordo com as características observadas. Portanto a água é um importante fator nas classificações de Q e RMR representando um condicionante na estabilidade da

escavação que pode inviabilizar o desenvolvimento ou lavra em algum local por motivos de segurança ou de custos;

- Os sistemas Q e RMR permitem uma classificação mais fiel em relação à classificação atualmente utilizada na mina já que a mesma trata vários parâmetros de forma qualitativa e ainda permite que o maciço de Vazante possa ser facilmente comparado a outros locais;
- A setorização dos valores de RQD e mapeamentos permitem melhor adequação das classificações e contenções sugeridas;
- A campanha de ensaios uniaxial permitiu quantificar parâmetros anteriormente tratados de forma qualitativa;
- A velocidade de propagação das ondas “P” é facilmente correlacionável aos valores de resistência à compressão simples dos litotipos presentes na Mina de Vazante, com exceção às brechas, que por apresentar complicações texturais e grandes diferenças de resistência e densidade dentro da mesma estrutura (matriz e clastos), mostram valores de velocidade mais dispersos;
- A análise estrutural realizada através do Software Dips possibilitou a individualização de quatro famílias de juntas e ainda o acamamento sedimentar que em alguns litotipos é representado pela foliação paralela à estrutura primária, como no caso das margas;
- Os valores de Q e RMR apresentam boa correlação com a equação mais conhecida na literatura: $RMR = 9 \ln Q + 44$;
- Outra correlação mais forte (85%), específica para a mina de Vazante, foi encontrada entre os dois sistemas de classificação de maciços rochosos, $RMR = 6,5 \ln Q + 48,5$;
- O coeficiente volumétrico, ou VBP, apresenta uma correlação extremamente alta (cerca de 94%) com os valores de resistência à compressão uniaxial das brechas dolomíticas sendo representada pela equação $UCS = 4.638 VBP - 117.77$;
- A correlação entre o VBP e UCS permite sugerir valores de resistência das brechas em algumas situações através da análise das relações entre a matriz e os clastos;
- As brechas dolomíticas apresentaram excelentes correlações entre os teores de sílica, magnésio e cálcio, permitindo também a inferência dos valores de resistência da brecha intacta através de simples análises químicas


- Nas brechas mineralizadas, o teor de zinco e o de ferro apresentaram uma boa correlação com os valores de UCS. A continuidade da caracterização poderá permitir uma inferência de valores de resistência em função dos teores.
- As brechas dolomíticas podem ser classificadas como *block-in-matrix rocks*, ou *bimrocks*, assim como na série de estudos semelhantes relatados no presente trabalho.


Algumas conclusões são suportadas pela coleta de dados que em alguns casos ainda está em fase inicial, como as correlações de UCS e VBP, por exemplo. Além da falta de alguns dados, outros estudos podem ser sistematizados de forma a garantir maior segurança e menor custo às escavações realizadas. Abaixo seguem algumas recomendações de extrema importância para a continuidade dos estudos no maciço da Mina de Vazante.


- Realizar campanha de descrição e caracterização de detalhe do dolomito rosa e principalmente do dolomito cinza para verificar a viabilidade de realizar escavações auto-suportadas reduzindo os custos de forma significativa;
- Estudar o dimensionamento do vão em função dos equipamentos e dos valores de auto-suporte obtidos para os dolomitos;
- Buscar histórico de problemas com água no início da mina subterrânea para que possa ser realizada uma simulação de presença de água em todos os litotipos existentes na mina;
- Atualizar com frequência trimestral as classificações em função de Q e RMR de forma a garantir maior aproveitamento econômico em relação às contenções e suportes aplicados bem como aumento de segurança na escavação;
- Continuar os estudos relacionados às brechas já que estas apresentam características e parâmetros pouco conhecidos na literatura e comportamento geomecânico distinto;
- Realizar campanha de testes uniaxiais separando as diferentes matrizes em função do hidrotermalismo e estudar a mineralogia macro e microscópica das brechas para que se obtenham correlações ainda mais proveitosas para inferência de valores de resistência correlacionando também a geoquímica dessas *bimrocks* com os valores de resistência à compressão simples.


ANEXO A – Mapeamentos geológico-geotécnicos


Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: GP 507 Entre 10000-10200	
<p>Tipo e descrição da rocha: dolomito rosa com intercalações de margas de espessura centimétrica a decimétrica. O acamamento é marcado pelo bandamento composicional de pacotes dolomíticos e pacotes com aumento de composição pelítica. As margas apresentam muita clorita que encontra-se alterada no contato com o dolomito em alguns casos.</p>		
<p>Descrição dos blocos de rocha intacta: no geral os blocos apresentam-se tipo lajes devido à presença do acamamento. Em alguns locais mais fraturados ocorrem poliedros irregulares e cúbicos quando ocorre a interseção dos planos NW e PC.</p>	<p>Características da descontinuidade mais desfavorável: como as fendas pertencentes à família NW encontram-se abertas (chegando a 30 cm), essas estruturas foram consideradas críticas.</p>	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: família PC (direção SE, contra a direção do minério) - contato rocha-rocha e preenchimentos de carbonato Medidas: 134/65, 152/58.		
Família 2: Família NW (direção NW) - ocorre alta vazão por essas estruturas. Medidas: 222/88, 209/84, 217/88.		
Família 3: Acamamento Medidas: 341/19, 336/16.		
Família 4: Medidas:		
Aleatórias: Medidas:		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)		Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)
RQD = 74%	Resistência uniaxial da rocha intacta = 100 - 250 Mpa	
Peso equivalente = 74	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = G	Peso equivalente = 12	
Comentário: 3 + aleatórias	RQD = 74	
Peso equivalente = 12	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = H	Espaçamento das fraturas = 20-60 cm	
Comentário: sem contatos (fendas abertas)	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 10	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = C	Condição das juntas = fendas NW abertas	
Comentário: paredes levemente alteradas	Comentário: abertura > 5mm	
Peso equivalente = 2	Peso equivalente = 0	
Jw (Fator de redução / presença de água) = F	Água subterrânea = Problemas graves com água	
Comentário: vazão média do trecho de 1200 m3/h	Comentário: vazão média do trecho de 1200 m3/h	
Peso equivalente = 0,05	Peso equivalente = 0	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = G	Orientação das descontinuidades = regular	
Comentário: fraturas NW abertas	Comentário: fraturas caem para SW e NE	
Peso equivalente = 5	Peso equivalente = -5	
Q = 0,0308	RMR = 30	


Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: GP 507 Entre 9800 e 10000	
Tipo e descrição da rocha: dolomito rosa com intercalações de margas de espessura centimétrica a decimétrica. O acamamento é marcado pelo bandamento composicional de pacotes dolomíticos e pacotes com aumento de composição pelítica. As margas apresentam muita clorita que encontra-se alterada no contato com o dolomito em alguns casos.		
Descrição dos blocos de rocha intacta: no geral os blocos apresentam-se tipo lajes devido à presença do acamamento. Em alguns locais mais fraturados ocorrem poliedros irregulares e cúbicos quando ocorre a interseção dos planos NW e PC.	Características da descontinuidade mais desfavorável: como as fendas pertencentes à família NW encontram-se abertas (chegando a 40 cm), essas estruturas foram consideradas críticas.	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: família PC (direção SE, contra a direção do minério) - contato rocha-rocha e preenchimentos de carbonato Medidas: 129/77, 127/70, 132/77, 133/70, 139/65.		
Família 2: Família NW (direção NW) - ocorre gotejamento por essas estruturas. Medidas: 212/85, 215/87, 225/86, 217/86.		
Família 3: Acamamento Medidas: 345/16, 325/19, 318/29, 338/23, 310/16.		
Família 4: Medidas:		
Aleatórias: Medidas: Lx=320/14		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)		Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)
RQD = 74%	Resistência uniaxial da rocha intacta = 100 - 250 Mpa	
Peso equivalente = 74	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = G	Peso equivalente = 12	
Comentário: 3 + aleatórias	RQD = 74	
Peso equivalente = 12	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = H	Espaçamento das fraturas = 20-60 cm	
Comentário: sem contatos (fendas abertas)	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 10	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = C	Condição das juntas = fendas NW abertas	
Comentário: paredes levemente alteradas	Comentário: abertura > 5mm	
Peso equivalente = 2	Peso equivalente = 0	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = Umidade	
Comentário: gotejamento	Comentário: <25l/min	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = G	Orientação das descontinuidades = regular	
Comentário: fraturas NW abertas	Comentário: fraturas caem para SW e NE	
Peso equivalente = 5	Peso equivalente = -5	
Q = 0,6167	RMR = 37	


Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: GP 507 Entre 9625-9800	
Tipo e descrição da rocha: dolomito rosa com intercalações de margas de espessura centimétrica a decimétrica. O acamamento é marcado pelo bandamento composicional de pacotes dolomíticos e pacotes com aumento de composição pelítica. As margas apresentam muita clorita que encontra-se alterada no contato com o dolomito em alguns casos.		
Descrição dos blocos de rocha intacta: no geral os blocos apresentam-se tipo lajes devido à presença do acamamento. Em alguns locais mais fraturados ocorrem poliedros irregulares e cúbicos quando ocorre a interseção dos planos NW e PC.	Características da descontinuidade mais desfavorável: devido à frequência e a orientação segundo o eixo da escavação, o acamamento ou bandamento é mais desfavorável.	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: família PC (direção SE, contra a direção do minério) - contato rocha-rocha e preenchimentos de carbonato Medidas: 151/81, 132/58, 129/84.		
Família 2: Família NW (direção NW) - ocorre gotejamento por essas estruturas. Medidas: 028/83, 203/87, 045/88, 205/86, 216/83, 213/86, 212/87.		
Família 3: Acamamento Medidas: 358/11, 341/21, 321/17, 326/12, 347/16, 322/22, 319/10.		
Família 4: Medidas:		
Aleatórias: Medidas: 025/87.		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)	Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)	
RQD = 74%	Resistência uniaxial da rocha intacta = 100 - 250 Mpa	
Peso equivalente = 74	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = G	Peso equivalente = 12	
Comentário: 3 + aleatórias	RQD = 74	
Peso equivalente = 12	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = F	Espaçamento das fraturas = 6-20 cm	
Comentário: lisa e plana	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 8	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = C	Condição das juntas = parede mole	
Comentário: paredes levemente alteradas	Comentário: localmente, devido a clorita	
Peso equivalente = 2	Peso equivalente = 20	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = Umidade	
Comentário: gotejamento	Comentário: <25l/min	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = I	Orientação das descontinuidades = desfavorável	
Comentário: tensões médias	Comentário: acamamento subhorizontal	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = -10	
Q = 3,0833	RMR = 50	


Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 388 GTN Entre perfis 11475 - 11625	
Tipo e descrição da rocha: ocorrem duas litologias distintas - a marga e o dolomito rosa. A primeira ocupa quase toda área da galeria sendo constituída basicamente por carbonatos e filossilicatos apresentando algumas bandas centimétricas ligeiramente alteradas e coloração acinzentada a roxeada. O dolomito rosa ocorre como intercalações decimétricas sendo constituído basicamente por dolomita.		
Descrição dos blocos de rocha intacta: devido à anisotropia da rocha (foliação), os blocos de rocha intacta ocorrem na forma de placas estreitas (centimétricas).	Características da descontinuidade mais desfavorável: família de planos que ocorrem com maior frequência apresentando contato rocha-rocha, sendo o bandamento subhorizontal centimétrico.	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: de maior frequência, representa o bandamento paralelo à foliação e centimétrico.		
Medidas: 330/08, 325/15, 317/22, 332/05		
Família 2: estruturas paralelas à Falha Vazante.		
Medidas: 325/57, 348/62, 325/49		
Família 3: estruturas de direção NW por vezes descoloradas devido à percolação de água.		
Medidas: 050/86, 085/55, 073/87		
Família 4:		
Medidas:		
Aleatórias:		
Medidas:		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)		Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)
RQD = 56	Resistência uniaxial da rocha intacta = 50 - 100 Mpa	
Peso equivalente = 56	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = F	Peso equivalente = 7	
Comentário: 3 famílias	RQD = 56	
Peso equivalente = 9	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = F	Espaçamento das fraturas = < 60 mm	
Comentário: paredes das juntas em contato	Comentário: bandamento centimétrico	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 5	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = B	Condição das juntas = pouco rugosa	
Comentário: paredes sãs, as vezes descoloridas	Comentário: parede dura	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 25	
Jw (Fator de redução / presença de água) = C	Água subterrânea = 25 - 125 l/min	
Comentário: fraturas sem preenchimento e vazão média	Comentário: pressão moderada	
Peso equivalente = 0,50	Peso equivalente = 4	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = I	Orientação das descontinuidades = desfavorável	
Comentário: tensões médias	Comentário: subhorizontal	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = -10	
Q = 3,1111	RMR = 44	


Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 370 GMS1 Entre 11450-11575	
Tipo e descrição da rocha: galeria com contatos entre a brecha dolomítica e rochas metabásicas. A brecha apresenta mais descontinuidades, deixando claro que alguns eventos deformacionais ocorreram anteriormente à intrusão da meta básica. A rocha intrusiva apresenta coloração esverdeada sendo composta por clorita, anfibólio, piroxênio, biotita, magnetita e feldspatos. Nessa galeria a foliação Sn encontra-se mais desenvolvida sendo consideravelmente persistente.		
Descrição dos blocos de rocha intacta: ocorrem blocos irregulares com formação de cunhas no teto da galeria.	Características da descontinuidade mais desfavorável: a foliação representa o plano mais desfavorável devido à direção, mergulho e maior frequência de ocorrência.	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: Foliação Sn com caráter anastomosado que é paralela ao plano do minério (família PM).		
Medidas: 300/48, 285/53, 282/51, 254/42, 305/45, 322/62, 285/55.		
Família 2: planos de descontinuidade contra a direção do minério (família PC).		
Medidas: 122/81, 095/68, 015/58, 115/49.		
Família 3: Família de direção NW - contato rocha-rocha e paredes levemente alteradas.		
Medidas: 225/82, 041/89.		
Família 4: Planos de baixo ângulo (família BA)		
Medidas: 195/22, 118/25, 120/22.		
Aleatórias: não ocorrem com grande frequência, estruturas costumam seguir as famílias preferenciais.		
Medidas: 022/58		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)		Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)
RQD = 68	Resistência uniaxial da rocha intacta = 50 - 100 MPa	
Peso equivalente = 68	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = H	Peso equivalente = 7	
Comentário: 4 + aleatórias	RQD = 68	
Peso equivalente = 15	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = C	Espaçamento das fraturas = 20-60 cm	
Comentário: lisa e ondulada	Comentário:	
Peso equivalente = 2	Peso equivalente = 10	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = E	Condição das juntas = paredes moles	
Comentário: presença de clorita e material alterado	Comentário:	
Peso equivalente = 4	Peso equivalente = 20	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = umidade	
Comentário: gotejamento	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = C	Orientação das descontinuidades = muito desfavorável	
Comentário: zona fraca alterada	Comentário: família subvertical paralela à galeria	
Peso equivalente = 2,5	Peso equivalente = -12	
Q = 0,9068	RMR = 45	


Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 345 GMS1 Entre 11525 e 11575	
<p>Tipo e descrição da rocha: ocorrem brecha dolomítica, willemítica e metabásica. A última representa a litologia crítica condicionando a estabilidade da galeria. É constituída essencialmente por clorita, anfibólio, piroxênio, plagioclásio e magnetita. Apresenta estrutura geral verticalizada devido à zona de cisalhamento que permitiu a intrusão da rocha. Todos planos apresentam grande sinuosidade em azimute e dip e a foliação da rocha é bastante incipiente sendo demarcada mais expressivamente na região de contato de capa e lapa (oblíquo). Coloração verde.</p>		
<p>Descrição dos blocos de rocha intacta: devido ao alto grau de fraturamento da rocha, os blocos de rocha intacta são irregulares e por vezes podem ser caracterizados como grandes placas quando o plano da descontinuidade principal apresenta um pequeno espaçamento.</p>	<p>Características da descontinuidade mais desfavorável: o plano principal (falha Vazante) apresenta-se preenchido por argila nas brechas e sem preenchimento na metabásica (com paredes alteradas e moles clorita).</p>	
Descontinuidades - características e atitudes		
<p>Família 1: plano do minério (Falha Vazante), com paredes moles e alteradas na metabásica (clorita).</p>		
<p>Medidas: 323/73, 317/78, 324/71, 342/72.</p>		
<p>Família 2: Descontinuidades NW, não preenchidas e contato rocha-rocha alterados em alguns pontos.</p>		
<p>Medidas: 038/67, 073/88</p>		
<p>Família 3: contatos de capa de lapa entre a metabásica e as brechas, oblíquo ao principal e bem demarcado.</p>		
<p>Medidas: 285/58, 295/73</p>		
<p>Família 4: Plano contra a direção do minério, característico em toda mina também.</p>		
<p>Medidas: 154/79</p>		
<p>Aleatórias: Mais uma família expressiva, a foliação incipiente. Ocorrem ainda planos aleatórios que têm certo padrão</p>		
<p>Medidas: 325/13, 332/05 (Sn) - 005/81, 075/48</p>		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)		Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)
RQD = 69	Resistência uniaxial da rocha intacta = 50 - 100 MPa	
Peso equivalente = 69	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = H	Peso equivalente = 7	
Comentário: muito fragmentado (5 e aleatórias)	RQD = 69	
Peso equivalente = 15	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = E	Espaçamento das fraturas = 20 - 60 cm	
Comentário: critério muito heterogêneo no local	Comentário:	
Peso equivalente = 1,5	Peso equivalente = 10	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = E	Condição das juntas = alterada	
Comentário: alteração e presença de clorita	Comentário: pouco rugosa, parede mole	
Peso equivalente = 4	Peso equivalente = 20	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = gotejamento	
Comentário: gotejamento localizado	Comentário: umidade e gotejamento localizado	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = C	Orientação das descontinuidades = direção paralela	
Comentário: ocorrência de zona fraca alterada	Comentário: alto ângulo, muito desfavorável	
Peso equivalente = 2,5	Peso equivalente = -12	
Q = 0,69	RMR = 45	


Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 388N1C Entre 12425-12575	
Tipo e descrição da rocha: ocorrem brecha dolomítica e brecha willemítica. O minério (brecha willemítica) ocorre no teto na maior parte da extensão da galeria. A mineralogia macroscópica de ambas é a mesma descrita em outras galerias. O contato entre essas duas litologias apresenta dissolução e níveis de alteração mais avançados, com coloração o cre. Ocorrem lentes de marga esverdeada com espessuras centimétricas. Devido à carstificação esse local encontra-se mais alterado.		
Descrição dos blocos de rocha intacta: os blocos são irregulares devido ao intenso grau de fraturamento.	Características da descontinuidade mais desfavorável: a família de paralela à Falha Vazante é mais desfavorável devido ao azimute, mergulho e preenchimento com argila (família PM).	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: Planos paralelos ao minério (PM).		
Medidas: 319/53, 305/67, 298/70, 322/45, 325/88.		
Família 2: Família de direção NW - contato rocha-rocha.		
Medidas: 215/79, 061/85, 038/84, 227/85.		
Família 3: Planos de baixo ângulo (família BA)		
Medidas: 320/16, 270/15.		
Família 4: planos de descontinuidade contra a direção do minério (família PC) - com hematita estriada.		
Medidas: 131/78, 105/83, 141/59.		
Aleatórias: Família NW irregular - plano bastante comum em toda mina porém com grande espaçamento.		
Medidas: 030/48.		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)		Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)
RQD = 57	Resistência uniaxial da rocha intacta = 100 - 250 Mpa	
Peso equivalente = 57	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = H	Peso equivalente = 12	
Comentário: 4 + aleatórias	RQD = 57	
Peso equivalente = 15	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = H	Espaçamento das fraturas = 20-60 cm	
Comentário: argila impedindo contato entre paredes.	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 10	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = H	Condição das juntas = preenchimento <5mm	
Comentário: argila consolidada (<5mm)	Comentário:	
Peso equivalente = 6	Peso equivalente = 10	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = umidade	
Comentário: gotejamento	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = C	Orientação das descontinuidades = muito desfavorável	
Comentário: ocorrência de zona fraca preenchida	Comentário: família subvertical paralela à galeria	
Peso equivalente = 2,5	Peso equivalente = -12	
Q = 0,2532	RMR = 40	


Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 484 GMS Entre 9950 - 10050	
Tipo e descrição da rocha: brecha willemítica (minério) com espessura média de 5 metros ocupando todo teto e parte das laterais. A rocha é extremamente fraturada e apresenta bolsões decimétricos de sulfetos. É composta essencialmente por willemita, dolomita, hematita, ankerita, quartzo, galena e esfalerita com presença subordinada de argilominerais.		
Descrição dos blocos de rocha intacta: devido ao intenso fraturamento, os blocos apresentam-se bastante irregulares. Em alguns pontos com caráter sigmoidal tipo boudins quando encaixado em faixas concentradas de cisalhamento (zonas de cisalhamento).	Características da descontinuidade mais desfavorável: o próprio plano do minério, paralelo à falha Vazante está preenchido com argila. Sua orientação e frequência justificam a desfavorabilidade.	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: representada pelo plano do minério (mais desfavorável), ocorre com maior frequência.		
Medidas: 336/51, 306/54, 296/52		
Família 2: descontinuidade de baixo ângulo com rejeito de falha centimétrico a métrico.		
Medidas: 97/17, 350/15		
Família 3: plano contra o minério, muito desfavorável e preenchido com argila.		
Medidas: 143/35, 129/38, 143/73		
Família 4: Descontinuidades NW, sem preenchimento, ocorreu percolação de água e precipitação de carbonatos.		
Medidas: 230/87, 224/83, 200/86, 195/70		
Aleatórias:		
Medidas: 216/25		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)		Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)
RQD = 71	Resistência uniaxial da rocha intacta = 100 - 250 Mpa	
Peso equivalente = 71	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = H	Peso equivalente = 12	
Comentário: 4 + aleatórias	RQD = 71	
Peso equivalente = 15	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = H	Espaçamento das fraturas = 20 - 60 cm	
Comentário: argila impedindo contato entre paredes.	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 10	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = H	Condição das juntas = preenchimento	
Comentário: argila consolidada (<5mm)	Comentário: argila, < 5 mm	
Peso equivalente = 6	Peso equivalente = 10	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = umidade	
Comentário: gotejamento	Comentário: gotejamento	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = C	Orientação das descontinuidades = muito desfavorável	
Comentário: ocorrência de zona fraca preenchida	Comentário: alto ângulo, paralela ao eixo da galeria	
Peso equivalente = 2,5	Peso equivalente = -12	
Q = 0,3156	RMR = 40	


Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 388GMS Entre 9850-10050	
Tipo e descrição da rocha: ocorrem brecha dolomítica e brecha willemítica. O minério (brecha willemítica) ocorre no teto na maior parte da extensão da galeria. A mineralogia macroscópica de ambas é a mesma descrita em outras galerias. O contato de capa do minério é verticalizado e pertence à família PM, extremamente desfavorável à galeria.		
Descrição dos blocos de rocha intacta: os blocos são irregulares devido ao intenso grau de fraturamento.	Características da descontinuidade mais desfavorável: a família de paralela à Falha Vazante é mais desfavorável devido ao azimute, mergulho e preenchimento com argila (família PM).	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: Planos paralelos ao minério (PM) - ocorre hematita estriada.		
Medidas: 332/68, 327/65, 336/64, 346/77, 350/84.		
Família 2: Família de direção NW - contato rocha-rocha.		
Medidas: 073/76.		
Família 3: Planos de baixo ângulo (família BA)		
Medidas: 323/25.		
Família 4: planos de descontinuidade contra a direção do minério (família PC).		
Medidas: 148/77, 142/68, 163/72.		
Aleatórias:		
Medidas:		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)		Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)
RQD = 71	Resistência uniaxial da rocha intacta = 100 - 250 Mpa	
Peso equivalente = 71	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = H	Peso equivalente = 12	
Comentário: 4 + aleatórias	RQD = 71	
Peso equivalente = 15	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = H	Espaçamento das fraturas = 20-60 cm	
Comentário: argila impedindo contato entre paredes.	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 10	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = H	Condição das juntas = preenchimento <5mm	
Comentário: argila consolidada (<5mm)	Comentário:	
Peso equivalente = 6	Peso equivalente = 10	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = umidade	
Comentário: gotejamento	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = C	Orientação das descontinuidades = muito desfavorável	
Comentário: ocorrência de zona fraca preenchida	Comentário: família subvertical paralela à galeria	
Peso equivalente = 2,5	Peso equivalente = -12	
Q = 0,3156	RMR = 40	


Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 345 GMS1LE Entre 11200-11300	
Tipo e descrição da rocha: ocorrem duas litologias distintas - a brecha dolomítica e a brecha willemítica. A primeira é constituída essencialmente por dolomita, com hematita, willemita e quartzo subordinados. Apresenta alguns bolsões ligeiramente alterados. A segunda está ligeiramente mais sã e é constituída principalmente por willemita e hematita, com esfalerita, galena e dolomita subordinados. A brecha willemítica encontra-se no teto (com espessura de 2,5 metros) e apresenta coloração escura enquanto que a dolomítica é avermelhada e estende-se pelo restante da galeria.		
Descrição dos blocos de rocha intacta: ocorrem três tipos: um de aspecto sigmoidal tipo boudin, outro com geometria de cunha (delimitado pelo alto e baixo ângulo das famílias NE) e o último tipo de aspecto cúbico com suas faces definidas pelo baixo ângulo e a família NW.	Características da descontinuidade mais desfavorável: apresenta o plano exposto com preenchimento de argila semicompactada, geometria lisa e curva e mergulho verticalizado. Ocorre com maior frequência (PM).	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: representa o plano do minério (NE) sendo a família mais desfavorável à escavação (descrita acima).		
Medidas: 312/55, 321/58, 315/57, 309/61, 318/60, 315/57, 320/55, 315/58.		
Família 2: referente à família NW (subvertical) com contato rocha-rocha e gotejamento localizado no teto.		
Medidas: 060/87, 065/88, 058/85, 060/88, 065/87.		
Família 3: estruturas de baixo ângulo, apresentam o contato rocha-rocha e não ocorrem com grande frequência.		
Medidas: 305/30, 297/22, 273/25, 298/15, 317/10.		
Família 4: planos com caimento contrário à direção do minério e com menor frequência.		
Medidas: 180/48		
Aleatórias:		
Medidas:		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)		Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)
RQD = 48	Resistência uniaxial da rocha intacta = 100 - 250 Mpa	
Peso equivalente = 48	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = H	Peso equivalente = 12	
Comentário: 4 mais aleatórias	RQD = 48	
Peso equivalente = 15	Peso equivalente = 8	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = H	Espaçamento das fraturas = 60 cm - 2 m	
Comentário: argilo-minerais impedem contato	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 15	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = H	Condição das juntas = preenchimento < 5 mm	
Comentário: argila consolidada (<5mm)	Comentário: argila	
Peso equivalente = 6	Peso equivalente = 10	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = < 25 l/min	
Comentário: gotejamento, < 5 l/min localmente	Comentário: gotejamento	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = C	Orientação das descontinuidades = muito desfavorável	
Comentário: ocorrência de zona fraca preenchida	Comentário: paralela ao eixo da escavação	
Peso equivalente = 2,5	Peso equivalente = -12	
Q = 0,2132	RMR = 40	


Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 420 GTS / GMS Entre 9875-10050	
Tipo e descrição da rocha: devido à proximidade da galeria de transporte e da galeria de minério, a primeira foi desenvolvida na brecha do dolomito cinza. Portanto esta rocha não pode ser considerada como dolomito cinza, apesar de ter algumas passagens dele. Devido a esse fato as brechas da galeria de minério (420 GMS) também foram mapeadas já que as estruturas são as mesmas. A mineralogia é essencialmente a mesma das demais brechas descritas. Foram mapeadas as lentes de minério também, formadas essencialmente por willemita, galena, esfalerita, hematita, dolomita.		
Descrição dos blocos de rocha intacta: no geral os blocos são irregulares com formações localizadas de cunhas devido a interseções de famílias.	Características da descontinuidade mais desfavorável: a família com caimento para SE (PC) apresenta-se preenchida com argila sendo a mais desfavorável devido à relação de direções com o eixo da galeria.	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: Planos contra a direção do minério (PC) preenchidos com argila.		
Medidas: 148/62, 115/65, 142/60, 136/72.		
Família 2: Estruturas de baixo ângulo (BA) - planos preenchidos por argila e extremamente curvos.		
Medidas: 045/30, 225/17, 142/15, 190/30, 169/06.		
Família 3: Planos com direção dos corpos de minério (PM) de direção NE - preenchido por argila.		
Medidas: 332/57, 311/58, 316/52, 319/54.		
Família 4: Estruturas de direção NW.		
Medidas: 223/72, 070/77, 212/83, 048/81.		
Aleatórias:		
Medidas:		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)	Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)	
RQD = 71	Resistência uniaxial da rocha intacta = 100 - 250 Mpa	
Peso equivalente = 71	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = H	Peso equivalente = 12	
Comentário: 4 + aleatórias - brechas	RQD = 71	
Peso equivalente = 15	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = H	Espaçamento das fraturas = 60 cm - 2 m	
Comentário: PC e PM preenchidos com argila	Comentário: espaçamento referente à família PC	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 15	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = H	Condição das juntas = preenchidas	
Comentário: argila consolidada (<5mm)	Comentário: argila < 5mm	
Peso equivalente = 6	Peso equivalente = 10	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = gotejamento	
Comentário: gotejamento	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = C	Orientação das descontinuidades = muito desfavorável	
Comentário: ocorrência de zona fraca preenchida	Comentário: família PC	
Peso equivalente = 2,5	Peso equivalente = -12	
Q = 0,3156	RMR = 45	

Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 455 GTS Entre 9875-9975	
Tipo e descrição da rocha: dolomito cinza com intercalações centimétricas de filito e margá. Próximo à face os planos principais demonstram direção contrária à Falha Vazante. O dolomito apresenta feições de brecha, em alguns locais mais intensa. A mineralogia principal é dolomita, clorita (nas intercalações pelíticas) e quartzo (nas regiões silicificadas). Em alguns pontos a rocha assume o caráter de dolomito brechado e o acamamento sedimentar (S0) encontra-se em direção contrária ao caimento regional (caindo para SE).		
Descrição dos blocos de rocha intacta: a rocha apresenta vênulas de sílica e dolomita extremamente competentes. O padrão é irregular com formação de cunhas no teto devido à presença do acamamento e planos contra a falha Vazante juntamente aos planos paralelo à Falha Vazante.	Características da descontinuidade mais desfavorável: a família de direção contra o minério é mais desfavorável devido à direção e mergulho além de estar preenchida com argila (família PC).	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: planos de descontinuidade contra a direção do minério (família PC) - se horizontaliza em alguns locais.		
Medidas: 165/55, 148/43, 142/41, 152/51.		
Família 2: acamamento (S0) marcado pelo bandamento composicional.		
Medidas: 146/13, 142/41, 172/42.		
Família 3: Família de direção NW - contato rocha-rocha.		
Medidas: 023/82, 068/89, 042/88, 208/86.		
Família 4: Planos de baixo ângulo (família BA) - preenchido com argila.		
Medidas: 323/25, 325/18, 305/14.		
Aleatórias: Plano do minério preenchido com argila (família PM) ∴ Aleatórias (par de Riedel)		
Medidas: 346/58, 332/51, 307/38 ∴ 057/56, 222/44.		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)	Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)	
RQD = 71	Resistência uniaxial da rocha intacta = 100 - 250 Mpa	
Peso equivalente = 71	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = H	Peso equivalente = 12	
Comentário: 5 + aleatórias	RQD = 71	
Peso equivalente = 15	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = H	Espaçamento das fraturas = 60 cm - 2 m	
Comentário: argila impedindo contato entre paredes.	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 15	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = H	Condição das juntas = preenchimento <5mm	
Comentário: argila consolidada (<5mm)	Comentário:	
Peso equivalente = 6	Peso equivalente = 10	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = umidade	
Comentário: gotejamento	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = C	Orientação das descontinuidades = muito desfavorável	
Comentário: ocorrência de zona fraca preenchida	Comentário: família subvertical paralela à galeria	
Peso equivalente = 2,5	Peso equivalente = -12	
Q = 0,3156	RMR = 45	

Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 420 GTS Entre 10050-10200	
Tipo e descrição da rocha: dolomito cinza com zonas brechadas e intercalações centimétricas de margas e rochas pelíticas. O acamamento sedimentar é marcado pelo bandamento composicional decimétrico que encontra-se subhorizontal e bastante marcante. Ocorrem zonas cisalhadas com brechas de falha de matriz silicificada.		
Descrição dos blocos de rocha intacta: no geral os blocos são irregulares. No teto ocorre formação de cunha devida à interseção da família de direção NE (PM) e família com caimento para SE (PC).	Características da descontinuidade mais desfavorável: a família com caimento para SE (PC) apresenta-se preenchida com argila sendo a mais desfavorável devido à relação de direções com o eixo da galeria.	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: Planos contra a direção do minério (PC) preenchidos com argila.		
Medidas: 137/62, 147/77.		
Família 2: Bandamento ou acamamento.		
Medidas: 275/30, 297/26.		
Família 3: Planos com direção dos corpos de minério (PM) de direção NE - preenchido por argila.		
Medidas: 309/48, 343/62.		
Família 4: Estruturas de direção NW.		
Medidas: 053/82, 039/84.		
Aleatórias:		
Medidas:		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)	Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)	
RQD = 72	Resistência uniaxial da rocha intacta = 100 - 250 Mpa	
Peso equivalente = 72	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = H	Peso equivalente = 12	
Comentário: 4 + aleatórias - dolomito brechado	RQD = 72	
Peso equivalente = 15	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = H	Espaçamento das fraturas = 60 cm - 2 m	
Comentário: PC e PM preenchidos com argila	Comentário: espaçamento referente à família PC	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 15	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = H	Condição das juntas = preenchidas	
Comentário: argila consolidada (<5mm)	Comentário: argila < 5mm	
Peso equivalente = 6	Peso equivalente = 10	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = gotejamento	
Comentário: gotejamento	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = C	Orientação das descontinuidades = muito desfavorável	
Comentário: ocorrência de zona fraca preenchida	Comentário: família PC	
Peso equivalente = 2,5	Peso equivalente = -12	
Q = 0,32	RMR = 45	

Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 345 GTN Entre 12300-12475	
<p>Tipo e descrição da rocha: dolomito cinza com zonas brechadas e intercalações centimétricas de margas e rochas pelíticas. O acamamento sedimentar é marcado pelo bandamento composicional decimétrico que encontra-se subhorizontal e bastante marcante. O bandamento composicional é observado pela diferença de cores de bandas acinzentadas para bandas claras e também pelos metapelitos e margas com espessuras variáveis entre 10 e 40 centímetros.</p>		
<p>Descrição dos blocos de rocha intacta: apresentam geometria irregular com tendência de padrões em forma deles por vezes fragmentado devido à presença de outras famílias além do bandamento.</p>	<p>Características da descontinuidade mais desfavorável: a família com caimento para SE (PC) apresenta-se preenchida com argila e em alguns locais com carbonatos sendo a mais desfavorável devido a orientação.</p>	
Descontinuidades - características e atitudes		
<p>Família 1: Planos contra a direção do minério (PC) preenchidos com argila e carbonatos.</p>		
<p>Medidas: 147/56, 168/51, 150/57, 140/39.</p>		
<p>Família 2: Bandamento ou acamamento.</p>		
<p>Medidas: 331/29, 329/15, 348/10, 335/22, 325/14.</p>		
<p>Família 3: Planos com direção dos corpos de minério (PM) de direção NE.</p>		
<p>Medidas: 322/76, 314/72, 313/58, 322/64, 312/78.</p>		
<p>Família 4: Estruturas de direção NW - na face da galeria ocorre percolação de água com vazão baixa a média.</p>		
<p>Medidas: 222/75, 042/89, 043/86, 062/78.</p>		
<p>Aleatórias: Estruturas de baixo ângulo (BA) com direções variáveis e rejeitos provenientes de empurrão.</p>		
<p>Medidas: 232/10, 313/15.</p>		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)		Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)
RQD = 71	Resistência uniaxial da rocha intacta = 100 - 250 Mpa	
Peso equivalente = 71	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = H	Peso equivalente = 12	
Comentário: 5 + aleatórias - dolomito brechado	RQD = 71	
Peso equivalente = 15	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = H	Espaçamento das fraturas = 60 cm - 2 m	
Comentário: PC e PM preenchidos com argila	Comentário: espaçamento referente à família PC	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 15	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = H	Condição das juntas = preenchidas	
Comentário: argila consolidada (<5mm)	Comentário: argila < 5mm	
Peso equivalente = 6	Peso equivalente = 10	
Jw (Fator de redução / presença de água) = B	Água subterrânea = gotejamento	
Comentário: vazão nas estruturas NW	Comentário:	
Peso equivalente = 0,66	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = C	Orientação das descontinuidades = muito desfavorável	
Comentário: ocorrência de zona fraca preenchida	Comentário: família PC	
Peso equivalente = 2,5	Peso equivalente = -12	
Q = 0,2084	RMR = 45	

Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 420 GT Entre 10400 - 10550	
Tipo e descrição da rocha: dolomito cinza característico das rochas posicionadas na lapa da mineralização. Nesse local a influência da Falha Vazante está menos expressiva na rocha estando menos fraturada. Mesmo com o grau de fraturamento menor, feições do hidrotermalismo ainda são observáveis, como bandas com silicificação marcante. Ocorrem também algumas intercalações centimétricas a decimétricas de margas e metapelitos. Assim como nos outros locais mapeados com a mesma litologia, a mineralogia é composta basicamente por dolomita, com quartzo e clorita subordinados.		
Descrição dos blocos de rocha intacta: o padrão estrutural observado com frequência é do tipo laje, delimitado segundo as estruturas do bandamento (ou acamamento).	Características da descontinuidade mais desfavorável: devido à direção em relação a galeria, o bandamento é a estrutura mais desfavorável.	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: Bandamento composicional (acamamento).		
Medidas: 298/17, 334/15, 326/14, 317/24, 304/13.		
Família 2: Estruturas de direção NW.		
Medidas: 053/87, 062/86, 230/83.		
Família 3: Planos de direção contrária à direção do minério (caimento para SE).		
Medidas: 152/74, 123/52.		
Família 4:		
Medidas:		
Aleatórias:		
Medidas:		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)	Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)	
RQD = 63	Resistência uniaxial da rocha intacta = >250 Mpa	
Peso equivalente = 63	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = G	Peso equivalente = 15	
Comentário: 3 sistemas + aleatórias	RQD = 63	
Peso equivalente = 12	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = F	Espaçamento das fraturas = 20 - 60 cm	
Comentário: lisa e plana	Comentário: bandamento ocorre com alta frequência	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 10	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = B	Condição das juntas = fechada e dura	
Comentário: superfície descolorida.	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 30	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = gotejamento	
Comentário: gotejamento em alguns pontos	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = I	Orientação das descontinuidades = desfavorável	
Comentário: tensões médias	Comentário: subhorizontal	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = -10	
Q = 5,25	RMR = 65	

Ficha de Campo Classificação do Maciço Rochoso Mina de Vazante - MG	Galeria: 388GTN Entre 12425-12575	
Tipo e descrição da rocha: dolomito cinza com birds eyes bandado. Apresenta intercalações de metapelitos de coloração amarronzada. Ocorrem brechações localizadas porém não significativas e vênulas de sílica e dolomita paralelas ao acamamento. A mineralogia macroscópica é basicamente a mesma descrita em outros mapeamentos e na própria geologia local.		
Descrição dos blocos de rocha intacta: ocorrem grandes paralelepípedos devido à junção da família de direção NW com a família de direção contra o plano do minério (família PC).	Características da descontinuidade mais desfavorável: apesar do acamamento ser uma descontinuidade mais abundante, a família PC ocorre com frequência relativamente alta e apresenta direção e mergulho desfavoráveis.	
Descontinuidades - características e atitudes		
Família 1: Acamamento (S0) - espaçamento decimétrico.		
Medidas: 342/15, 324/19, 339/18, 355/19.		
Família 2: Família de direção NW - contato rocha-rocha com parede levemente alterada, as vezes com areia.		
Medidas: 053/79, 063/87, 052/84.		
Família 3: planos de descontinuidade contra a direção do minério (família PC) - oxidada e com areia em alguns locais.		
Medidas: 123/76, 132/75, 141/68.		
Família 4: Família Empurrão (que se horizontaliza e aparenta ser a mesma família de baixo ângulo (BA)).		
Medidas: 272/28, 340/10, 276/28, 275/05.		
Aleatórias: Família NW irregular - plano bastante comum em toda mina porém com grande espaçamento.		
Medidas: 224/55.		
Parâmetros obtidos em campo (Barton, 1974)	Parâmetros obtidos em campo (Bieniawski, 1989)	
RQD = 71	Resistência uniaxial da rocha intacta = >250 Mpa	
Peso equivalente = 71	Índice Puntiforme =	
Jn (número de famílias de juntas) = H	Peso equivalente = 15	
Comentário: 4 famílias porém apenas 3 muito frequentes	RQD = 71	
Peso equivalente = 15	Peso equivalente = 13	
Jr (índice de rugosidade das juntas) = J	Espaçamento das fraturas = 60 cm - 2m	
Comentário: em alguns pontos areia impede contato	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 15	
Ja (alteração e preenchimento das juntas) = F	Condição das juntas = superfície pouco rugosa	
Comentário: partículas arenosas	Comentário: abertura < 1mm	
Peso equivalente = 4	Peso equivalente = 25	
Jw (Fator de redução / presença de água) = A	Água subterrânea = umidade	
Comentário: gotejamento	Comentário:	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = 7	
SRF (Fator de redução / tensões no maciço) = I	Orientação das descontinuidades = muito desfavorável	
Comentário: tensões médias	Comentário: família subvertical paralela à galeria	
Peso equivalente = 1	Peso equivalente = -12	
Q = 1,1833	RMR = 63	

ANEXO B – VBP e análises de imagens

AMOSTRA: AM-06	LITOLOGIA: BRECHA DOLOMÍTICA
-----------------------	-------------------------------------



Figura 77: foto do testemunho de sondagem

DESCRIÇÃO MACROSCÓPICA:

Amostra constituída por clastos de dolomito, fraturados, de coloração rosada a esbranquiçada e com tamanho variando de centimétricos a milimétricos. Os clastos ocorrem associados à discreta matriz avermelhada e podendo também serem substituídos pelo mesmo material.

VÁRIAVEIS VBP

	Área Bloco (mm²)	357,9		
	Área da Imagem (mm²)	604,1	VBP (%)	59,25



Figura 78: Foto da seção base do testemunho de sondagem à esquerda e imagem binarizada, à direita

AMOSTRA: AM-20B

LITOLOGIA: BRECHA DOLOMÍTICA



Figura 79: Foto do testemunho de sondagem

DESCRIÇÃO MACROSCÓPICA:

Amostra constituída por clastos de dolomito fraturados, de coloração rosada a esbranquiçada e com tamanho variando de centimétricos a milimétricos. Os clastos ocorrem imersos em matriz avermelhada e são muitas vezes bordejados por material esbranquiçado, contendo sílica e dolomita. Além das fraturas, os clastos também são cortados por vênulas preenchidas por ferro dolomita e/ou hematita.

VÁRIAVEIS VBP

	Área Bloco (mm ²)	774,4		
	Área da Imagem (mm ²)	1567	VBP (%)	49,41

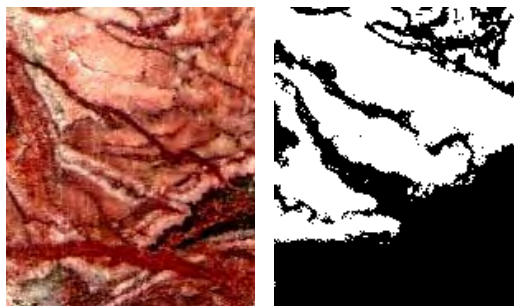


Figura 80: Foto da seção topo do testemunho de sondagem à esquerda e imagem binarizada, à direita

AMOSTRA: AM-30

LITOLOGIA: BRECHA DOLOMÍTICA



Figura 81: Foto do testemunho de sondagem

DESCRIÇÃO MACROSCÓPICA:

Amostra de testemunhos de sondagem, constituída por clastos de dolomito rosados e com tamanho variando de centimétricos a milimétricos. Os clastos ocorrem associados à discreta matriz acinzentada contendo sílica e dolomita. Vênulas de ferro dolomita podem aparecer cortando os clasto.

VÁRIAVEIS VBP

	Área Bloco (mm ²)	997,5		
	Área da Imagem (mm ²)	1041	VBP (%)	95,82

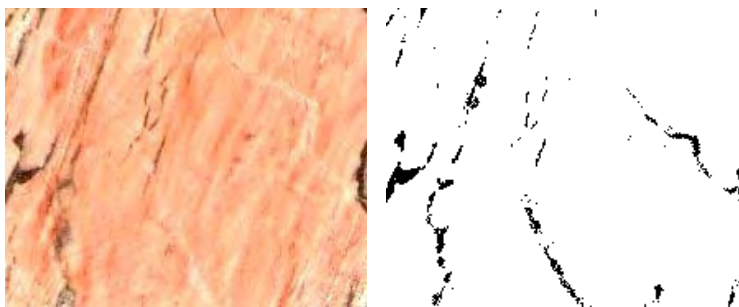


Figura 82: Foto da seção topo do testemunho de sondagem à esquerda e imagem binarizada, à direita

AMOSTRA: AM-63B

LITOLOGIA: BRECHA DOLOMÍTICA



Figura 83: Foto do testemunho de sondagem

DESCRIÇÃO MACROSCÓPICA:

Amostra de testemunhos de sondagem, constituída por clastos de dolomito rosados a esbranquiçados e com tamanho variando de centimétricos a milimétricos. Os clastos ocorrem imersos em matriz ferro dolomítica cortadas por vênulas esbranquiçadas contendo sílica e dolomita. Os clastos aparecem com fraturas preenchidas pelo mesmo constituinte da matriz avermelhada (ferro dolomita).

VÁRIAVEIS VBP

	Área Bloco (mm ²)	232,0		
	Área da Imagem (mm ²)	759,5	VBP (%)	30,55



Figura 84: Foto da seção base do testemunho de sondagem à esquerda e imagem binarizada, à direita

AMOSTRA: AM-64

LITOLOGIA: BRECHA DOLOMÍTICA



Figura 85: Foto do testemunho de sondagem

DESCRIÇÃO MACROSCÓPICA:

Amostra constituída por clastos de dolomito fraturados, de coloração acinzentada e com tamanho variando de centimétricos a milimétricos. Os clastos ocorrem imersos em matriz vermelha esbranquiçada, a qual contém sílica, dolomita e ferro dolomita. Ocorrem veios de ferro dolomita e hematita cortando os clastos.

VÁRIAVEIS VBP

	Área Bloco (mm ²)	306,8		
	Área da Imagem (mm ²)	447,6	VBP (%)	68,5

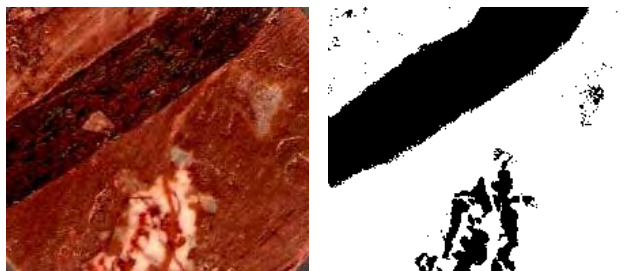


Figura 86: Foto da seção topo do testemunho de sondagem à esquerda e imagem binarizada, à direita

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALBER, M.; KAHRAMAN, S. (2006). Technical Note: Predicting the uniaxial compressive strength and elastic modulus of a fault breccia from texture coefficient. *Rock Mech. Rock Engng.* (2009) 42: 117-127.

ALKMIN, F.F. & MARSHAK, S. (1998). Transamazonian orogeny in the southern São Francisco craton region, Minas Gerais, Brazil: evidence for Paleoproterozoic Collision and collapse in the Quadrilátero Ferrífero. *Precambrian Research*, 90:29– 58.

ALMEIDA, F.F.M. (1967). Origem e evolução da plataforma brasileira. Rio de Janeiro, Bol. DNPM, v. 243, 36p.

ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE GEOLOGIA DE ENGENHARIA. *Geologia de Engenharia*. Primeira Edição. CNPq, Fapesp, 1998. 587p.

AZEVEDO, I.C.D.; MARQUES, E.A.G. *Introdução à Mecânica de Rochas*. Ed. UFV, 2002. 361p.

BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. *Rock Mech.* 6, 1974, p. 183-236.

BIENIAWSKI, Z.T. (1973). Engineering Classification of Jointed Rock Masses. *Trans. S. Afr. Inst. Civ. Eng.* 15, 1973, p. 335-344.

BIENIAWSKI, Z.T. (1974). Estimating the Strength of Rock Materials. *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.* 74 (8), pp. 312-320.

BIENIAWSKI, Z.T. (1989). *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil and petroleum engineering*. Ed. Wiley, 1989. 251p.

BITTENCOURT, C. (2008); *Carstificações Hipogênica e Epigênica – Influências sobre a exploração de minério de zinco da Mina de Vazante - MG*. Curitiba. Dissertação de Mestrado, Departamento de Geologia, Universidade Federal do Paraná.

BRADY, B.H.G.; BROWN, E.T (1985). Rock Mechanics for underground mining. Second Edition. Ed. Chapman & Hall, 1993. 571p.

BRZOVIC, A.; VILLAESCUSA, E. (2007). Rock Mass Characterization and Assessment of block-forming Geological Discontinuities During Caving of Primary Copper Ore at the El Teniente Mine, Chile. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 44 (2007) 565-583.

BUTTON, E.; RIEDMÜLLER, G.; SCHUBERT, W.; KLIMA, K.; MEDLEY, E. (2003). Tunneling in tectonic melanges – accommodating the impacts of geomechanical complexities and anisotropic rock mass fabrics. Bulletin of Engineering Geology and the Environment – October, 2003.

CAI, M.; KAISER, P. (2004). Visualization of rock mass classification systems. Geotechnical and Geological Engineering (2006) 24: 1089-1102.

CANTISANI, E.; PECCHIONI, E.; FRATINI, F.; GARZONIO, C.A.; MALESANI, P.; MOLLI, G. (2008). Thermal stress in the Apuan Marbles: Relationship between microstructure and petrophysical characteristics. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 46 (2009) 128-137.

CECIL, O.S. (1970). Correlation of Rockbolts – Shotcrete Support and Rock Quality Parameters in Scandinavian Tunnels. Ph. D. thesis, University of Illinois, Urbana, 1970, 414 pp.

CHOQUET, P.; HADJIGEORGIOU, J. (1993). Design of Support for Underground Excavations. Chapter 12, Vol. 4, J. Hudson Ed. Comprehensive Rock Engineering, pp. 313-348.

DARDENNE, M.A.; FREITAS-SILVA, F.H.; SOUZA, J.C.F.; CAMPOS, J.E.G. (1998). Evolução tectono-sedimentar do Grupo Vazante no contexto da Faixa de Dobramentos Brasília. In: Congr. Bras. Geol., 40, Belo Horizonte, 1998, Resumos, SBG, p. 26.

DEERE, D.U. (1968). Geological Considerations. Rock Mechanics in Engineering Practice, ed. R. G. Stagg and D. C. Zienkiewicz, Wiley, New York, 1968, pp. 1-20.

DEERE, D.U.; DEERE, D.W. (1988). The RQD Index in Practice. Proc. Symp. Rock Class. Eng. Purp., ASTM Special Technical Publication 984, Philadelphia, 1988, pp. 91-101.

FERREIRA, A.M. (2008). Modelagem Computacional dos Realces de Lavra da Mina de Cuiabá (Sabará/MG), com Vistas ao Dimensionamento da Malha de Cabos de Sustentação/Reforço. Dissertação de Mestrado, Núcleo de Geotecnia da Universidade Federal de Ouro Preto.

FRANKLIN, J.A. (1976). An Observational Approach to the Selection and Control of Rock Tunnel Linings. Proc. Conf. Shotcrete Ground Control, ASCE, Easton, MA, 1976, pp. 556-596.

FRASA INGENIEROS CONSULTORES (1991). Estudio Hidrogeologico-Minero em la Mina Subterránea de Morro da Usina, Vazante, Minas Gerais. Vazante, Votorantim Metais, Relatório Interno. 159 p.

GLAWE, U.; UPRETI, B.N. (2004). Better understanding the strengths of serpentinite bimrock and homogeneous serpentinite. FELSBAU 22 (2004) No. 5.

GOODMAN, R.E. (1989). Introduction to Rock Mechanics. Wiley, New York, USA, 562 p.

HITZMAN, M.W.; REYNOLDS, N.A.; SANGSTER, D.F.; ALLEN, C.R.; CARMAN, C.E. (2003). Classification, genesis, and exploration guides for nonsulfides zinc deposits. Economic Geology 98, 685-714.

HOEK, E. & BROWN, E.T. (1980). Underground Excavations in Rock. IMM, London, UK, 527 p.

HOEK, E. (1983). Strength of jointed rock masses. Géotechnique, Vol. 23, No. 3, 1983, pp. 187-223.

HOEK, E.; KAISER, P.K. & BAWDEN, W.F. (1995). Support of Underground Excavations in Hard Rock. Balkema, Rotterdam, The Netherlands. 215p.

HOEK, E. & BROWN, E.T. (1997). Practical Estimates of Rock Mass Strenght. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr., Vol. 34, n.8, pp. 1165-1186.

HOEK, E. (2001). Rock mass properties for underground mines. Ed. W. A. Hustrulid and R. L. Bullock. Society for Mining, Metallurgy and Exploration 2001.

HOEK, E.; CARRANZA-TORRES, C.; CORKUM, B. (2002). Hoek-Brown Failure Criterion – 2002 Edition.

HOEK, E.; MARINOS, P. (2007). A brief history of the development of the Hoek-Brown failure criterion. Soils and Rocks, No 2. November 2007.

IPT – Instituto de Pesquisas Tecnológicas (1994). Ensaios laboratoriais de mecânica de rochas em amostras provenientes das minerações subterrâneas de Vazante e Morro Agudo, MG. Vazante, Companhia Mineira de Metais, Relatório Interno. 272 p.

IPT – Instituto de Pesquisas Tecnológicas (1997). Determinação de tensões nos maciços rochosos das lavras subterrâneas da Mineração Morro Agudo, Paracatu-MG e Mina Morro da Usina, Vazante-MG. Vazante, Companhia Mineira de Metais, Relatório Interno. 94 p.

IPT – Instituto de Pesquisas Tecnológicas (2009). Dados Preliminares de Acompanhamento de Ensaios para Determinação da Resistência à Compressão Simples de Amostras de Rochas. Vazante, Votorantim Metais, Relatório Interno. 14p.

IPT – Instituto de Pesquisas Tecnológicas (2009). Dados Preliminares de Acompanhamento de Ensaios para Determinação da Resistência à Compressão Triaxial de Amostras de Rochas. Vazante, Votorantim Metais, Relatório Interno. 6p.

ISRM (1981). Rock characterization, testing and monitoring – ISRM suggested methods. Ed.: E.T. Brown, Pergamon Press.

ISRM (2007). Suggested Methods for Determining the Uniaxial Compressive Strength and Deformability of Rock Materials.

JOHN, M (1980). Investigation and Design for the Arlberg Expressway Tunnel. Tunnels Tunneling 12(4), Apr. 1980, pp. 46-51.

KAHRAMAN, S.; ALBER, M. (2006). Estimating unconfined compressive strength and elastic modulus of a fault breccia mixture of weak blocks and strong matrix. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 43 (2006) 1277-1287.

KAHRAMAN, S.; ALBER, M.; FENER, M.; GUNAYDIN, O. (2007). Evaluating the geomechanical properties of Misis fault breccia (Turkey). *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 45 (2008) 1469-1479.

KAHRAMAN, S.; GUNAYDIN, O.; ALBER, M.; FENER, M. (2008). Evaluating the strength and deformability properties of Misis fault breccias using artificial neural networks. *Expert System with Applications* 36 (2009) 6874-6878.

LEITE, E.N. (2004); Estudo do comportamento geomecânico do pilar superior da Mina Ipueira V (Ferbasa Mineração – Andorinha, BA). Ouro Preto. Dissertação de Mestrado, Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto.

LINDQUIST, E.S. (1994). The strength and deformation properties of mélange. Tese de PhD, Departamento de Engenharia Civil, University of California at Berkeley.

LINDQUIST, E.S.; GOODMAN, R.E. (1994). The strength and deformation properties of the physical model melange. *Proceedings of the First North American Rock Mechanics Symposium*, Austin, Texas (1994).

LOPES, R.L. (2000); Caracterização e Classificação de Maciços Rochosos na Mina São Bento, Santa Bárbara, Minas Gerais. Viçosa. Dissertação de Mestrado, Departamento de Engenharia Civil, Universidade Federal de Viçosa.

LOUIS, C. (1974). Reconnaissance des Massifs Rocheux par Sondages et Classifications Geotechniques des Roches. *Ann. Inst. Techn. Paris*, no. 108, 1974, pp. 97-122.

MARINOS, P.; HOEK, E.; MARINOS, V. (2005). Variability of the engineering properties of rock masses quantified by the geological strength index: the case of ophiolites with special emphasis on tunneling. *Bull. Eng. Geo. Env.* (2006) 65: 129-142.

MARQUES, E.A.G. Caracterização geomecânica de um perfil de intemperismo em kinzigito. Rio de Janeiro: IGEO/UFRJ, 1998. 271 f. Tese (Doutorado em Geologia) – Universidade Federal do Rio de Janeiro, Rio de Janeiro.

MARTÍNEZ-MARTÍNEZ, J.; BENAVENTE, D.; ORDÓÑEZ, S.; GARCÍA-DEL-CURA, M.A. (2007). Multivariate statistical techniques for evaluating the effects of brecciated rock fabric on ultrasonic wave propagation. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 45 (2008) 609-620.

MEDLEY, E. (1994). The engineering characterization of mélanges and similar block-in-matrix rocks (bimrocks). Tese de PhD, Departamento de Engenharia Civil, University of California at Berkeley.

MEDLEY, E. (1994). Using stereologic methods to estimate the block volumetric proportion in mélanges, similar block-in-matrix rocks (bimrocks). *Proceedings of the Seventh Congress of the International Association of Engineering Geology*, Lisboa, Portugal.

MEDLEY, E. (1997). Uncertainty in estimates of block volumetric proportions in melange bimrocks. *Proceeding International Symposium on Engineering Geology and Environment*, Athens, Greece (1997).

MEDLEY, E. (2001). Ordely characterization of chaotic Franciscan mélanges. *FELSBAU* 19 (2001) NO. 4.

MEDLEY, E. (2002). Estimating block size distributions of melanges and similar block-in-matrix rocks (bimrocks). *Proceedings of 5th North American Rock Mechanics Symposium (NARMS)*, Toronto, Canada (2002).

MEDLEY, E.; GODDMAN, R.E. (1994). Estimating the block volumetric proportion of mélanges and similar block-in-matrix rocks (bimrocks). *Proceedings of the First North American Rock Mechanics Conference*, Austin, Texas.

MILNE, D.; HADJIGEORGIOU, J.; PAKALNIS, R (s.d.). *Rock Mass Characterization for Underground Hard Rock Mines*. Não publicado.

MISI, A. (2001). Estratigrafia isotópica das seqüências do Supergrupo São Francisco, coberturas neoproterozóicas do Cráton do São Francisco. Idades e correlações. In: Pinto, C.P. & Martins-Neto, M.A. (eds.) *Bacia do São Francisco: Geologia e Recursos Minerais*. SBG/MG, p. 67 – 92.

MORITZ, B.; GROSSAUER, K.; SCHUBERT, W. (2004). Short term prediction of system behaviour of shallow tunnels in heterogeneous ground. FELSBAU 22 (2004) NO. 5.

MONTEIRO, L.V.S. (1997). Contribuição à gênese das mineralizações de Zn da Mina de Vazante, MG. São Paulo. Dissertação de Mestrado, Instituto de Geociências, Universidade de São Paulo.

ORHAN, M.; ISIK, N.S.; TOPAL, T.; OZER, M. (2007). Reply to discussion by H. Sonmez on "Effect of weathering on the geomechanical properties of andesite, Ankara, Turkey" by M. Orhan, N. S. Isik, T. Topal, M. Ozer, Environmental Geology, 50 (1): 85-100 (2006). Environ. Geol. (2008) 55: 917-919.

PACHER, F.; RABCEWICZ, L.; GOLSER, J. (1974). Zum der seitigen Stand der Gebirgsklassifizierung in Stollen-und Tunnelbau. Proc. XXII Geomech. Coloq. Salzburg, 1974, pp. 51-58.

PENIDO, H.A. (2006). Modelagem Computacional de Túneis – O Caso dos Túneis da Mina de Fábrica Nova. Dissertação de Mestrado, Núcleo de Geotecnia da Universidade Federal de Ouro Preto.

RIEDMÜLLER, G.; BROSCHE, F.J.; KLIMA, K. MEDLEY, E. (2001). Engineering geological characterization of brittle faults and classification of fault rocks. FELSBAU 19 (2001) NO. 4.

RODRIGUES, R.L.; LOPES, R.L.; ORLANDI, P.H.; BRITO, S.N. (s.d.). Procedimentos para Definição de Parâmetros Geomecânicos da Mina de Fazenda Brasileiro (CVRD). Não publicado.

ROSTIROLLA, S.P.; MANCINI, F.; NETO, J.M.R.; FIGUEIRA, E.G.; ARAÚJO, E.C. (2002). Análise estrutural da Mina de Vazante e adjacências: geometria, cinemática e implicações para a hidrogeologia. Revista Brasileira de Geociências, 32 (1): 59-68 (2002).

SAUER, G. (1988). When an Invention Is Something New: From Practice to Theory of Tunneling. Tunnels Tunneling 20 (7), July 1988, pp. 35-59.

SCHLUMBERGER (2007). Estabelecimento de Estratégia de Lavra para a Mina de Subterrânea de Zinco de Vazante. Vazante, Votorantim Metais, Relatório Interno. 130p.

SHEOREY, P.R. (1985). Support Pressure Estimation in Failure Rock Conditions. Eng. Geol. 22, 1985, pp. 471-478.

SHEOREY, P.R. (1994). A Theory for in situ Stresses in Isotropic and Transversely Isotropic Rock. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr., Vol. 31, n.1, pp. 23-34.

SINHA, R.S. (1988). Discussion of the RSR Model. Proc. Symp. Rock Class. Eng. Purp., ASTM Special Technical Publication 984, Philadelphia, 1988, p. 50.

SONMEZ, H.; TUNCAY, E.; GOKCEOGLU, C. (2004). Models to predict the uniaxial compressive strength and the modulus of elasticity for Ankara Agglomerate. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 41 (2004) 717-729.

SONMEZ, H.; GOKCEOGLU, C.; MEDLEY, E.W.; TUNCAY, E.; NEFESLIOGLU, H.A. (2006). Estimating the uniaxial compressive strength of a volcanic bimrock. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 43 (2006) 554-561.

SONMEZ, H.; GOKCEOGLU, C.; TUNCAY, E.; MEDLEY, E.W.; NEFESLIOGLU, H.A. (2004). Relationships between volumetric block proportions and overall UCS of a volcanic bimrock. FELSBAU 22 (2004) NR. 5.

STACEY, T.R.; PAGE, C.H. Practical Handbook for Underground Rock Mechanics. Vol. 12. Trans Tech Publications, 1986. 144p.

STINI, I. (1950). Tunnelbaugeologie, Springer-Verlag, Viena, 1950, 336 p.

TIMOSHENKO, S.P.; GOODIER, J.N. Teoria da Elasticidade. Terceira Edição. Ed. Guanabara Dois, 1980. 545p.

UNAL, E. (1983). Design Guidelines and Roof Control Standards for Coal Mine Roofs. Ph.D. thesis, Pennsylvania State University, University Park, 1983, 355 p.

WAKABAYASHI, J., MEDLEY, E. (2004). Geological characterization of melanges for practitioners. FELSBAU 22 (2004) NR. 5.

WICKHAM, G.E.; TIEDEMANN, H.R.; SKINNER, E.H. (1974). Ground Support Prediction Model – RSR Concept. Proc. Rapid Excav. Tunneling Conf., AIME. New York, 1974, pp. 691-707.

VOTORANTIM METAIS (2003). Classificação Geomecânica – Mina Subterrânea de Vazante. Relatório Interno. 21p.

YASAR, E.; ERDOGAN, Y. (2004). Correlating sound velocity with the density, compressive strength and Young's modulus of carbonate rocks. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 41 (2004) 871-875.