

CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS A PARTIR DE ESCÂNER A LASER TERRESTRE

Rock mass classification through terrestrial laser scanning

André Nagalli*

Alberto Pio Fiori**

RESUMO – Através de imagem digital tridimensional de uma mina de calcário, obtida a partir de um equipamento denominado escâner a laser terrestre (ELT), foram conduzidos os trabalhos de classificação do respectivo maciço rochoso. O objeto de estudo é a mina Saivá, situada no município de Rio Branco do Sul, Paraná, Brasil. Foram avaliados, entre outros fatores, os espaçamentos entre juntas, a resistência da rocha intacta e a orientação das descontinuidades em meio digital. Tais resultados permitem calcular Índices de Qualidade de Rocha, por exemplo, segundo os métodos de Priest e Hudson (1976; 1981) e Deere *et al.* (1967), os quais, em conjunto com os demais parâmetros, subsidiaram as classificações do maciço da mina Saivá segundo os métodos de Bieniawski (1974), Barton *et al.* (1974) e Wickham *et al.* (1974). Depreende-se dos resultados obtidos nas classificações que o maciço da mina Saivá apresenta um padrão geomecânico que varia de regular a muito bom e que é possível empregar o escâner na classificação de maciços rochosos.

SYNOPSIS – Through three-dimensional digital image of a metacalcareous mine, obtained from a device called a terrestrial laser scanner, was conducted the respective rock mass classification. The object studied is the Saivá mine, located in Rio Branco do Sul, Paraná, Brazil. We evaluated, among other factors, the spacing between joints, the strength of intact rock and the orientation of the discontinuities in digital media. These results allow us to calculate Rock Quality Indexes, for example, using the methods of Priest and Hudson (1976, 1981) and Deere *et al.* (1967), which, together with other parameters, subsidized the rock mass classification of the Saivá mine by the methods of Bieniawski (1974), Barton *et al.* (1974) and Wickham *et al.* (1974). Results of classification show that the rock mass where Saiva mine is has a good geomechanical quality and it is possible to use the scanner in rock mass classification.

PALAVRAS CHAVE – Classificação geomecânica, maciços rochosos, Escâner a Laser Terrestre.

1 – INTRODUÇÃO

O estudo geotécnico de taludes em rocha possibilita avaliar sua estabilidade, incrementando segurança para lindeiros, e, no âmbito industrial, permite a elaboração de planos de lavra otimizados, no que toca ao aproveitamento dos minérios, economia e segurança dos trabalhos. Uma das ferramentas que auxilia neste processo é a classificação dos maciços rochosos. O emprego do escâner a laser com suas características de rápida aquisição de dados pode facilitar este processo.

Basicamente, a técnica de escanerização a laser consiste na emissão de feixes de luz (pulsos de laser) com comprimento de onda no campo ótico, ou próximo do domínio infravermelho, os quais atingem diretamente o objeto (Dalmolin e Dos Santos, 2004). A distância entre o ponto de emissão do laser (equipamento) e o objeto é calculada através da medida do tempo de retorno do

* Engenheiro Civil. Doutor em Geologia. Professor do Departamento de Construção Civil, Universidade Tecnológica Federal do Paraná - UTFPR, Brasil. E-mail: nagalli@utfpr.edu.br.

** Geólogo. Livre-docente. Professor do Departamento de Geologia da Universidade Federal do Paraná – UFPR, Brasil. E-mail: fiori@ufpr.br.

sinal emitido, inferindo-se suas distâncias e ângulos. É então estabelecido um sistema de coordenadas cilíndricas tendo-se o equipamento no centro (origem) deste, permitindo assim calcular as respectivas coordenadas X, Y e Z de cada ponto da nuvem de pontos obtida (Armesto *et al.*, 2009).

A obtenção adequada dos dados deve, ainda na fase de planejamento, estar atenta a aspectos como: iluminação, posicionamento e número de estações (locais onde o equipamento será instalado), presença de anteparos e áreas de sombreamento, resolução da malha de pontos e sistema de referência adotado.

Uma vez que o equipamento promove a leitura através da emissão e reflexão de feixes de luz, somente são observados e obtidos dados referentes à superfície do objeto. Assim, a presença de anteparos (árvores, pessoas ou outros) entre o escâner e o objeto impede a obtenção de dados do objeto. Este é considerado, por diversos autores (Sturzenegger e Stead, 2009; Nagalli *et al.*, 2008; Dalmolin e Dos Santos, 2004), como um importante fenômeno a ser observado na realização dos ensaios. De maneira similar, áreas de sombreamento causadas pelo próprio objeto impedem a obtenção de uma malha contínua de pontos, propiciando lacunas nesta. Este efeito pode ser minimizado/solucionado pela utilização de mais de uma estação (posicionamento do equipamento).

A resolução da malha a ser obtida é função das características de cada escâner. Em geral, os equipamentos mais utilizados no mercado para uso externo permitem precisões da ordem de milímetros, em função da distância escâner-objeto. Todavia, quanto maior a resolução da malha, maior o tempo de aquisição destes dados. Assim, escanizações a céu aberto, por questões práticas, geralmente são promovidas com resoluções da ordem de centímetros (2 a 5cm).

Comparativamente a outras técnicas de medição terrestres como a estação total, o ELT apresenta como vantagem a rápida e automática obtenção, com acurácia (Pesci *et al.*, 2007), de grande quantidade de dados enquanto uma estação total, por exemplo, é dependente da habilidade do operador para a obtenção de uma quantidade de pontos que bem possam representar um afloramento, e este processo revela-se sobremaneira mais lento (Armesto *et al.*, 2009). Outro ponto a favor do ELT é o fato de permitir a aquisição de dados nas porções mais elevadas de um afloramento, possibilitando uma caracterização mais acurada, como por exemplo, a inclusão de melhores dados de persistência, orientação e curvatura de descontinuidades, o que possibilita uma base de dados para análise mais confiável (Sturzenegger e Stead, 2009).

Em suma, é uma tecnologia atual e de uso crescente, cujo potencial de aplicação nas diversas áreas da ciência parece bastante amplo. O presente estudo visa contribuir para a questão.

2 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

As aplicações de tecnologias a laser vêm rapidamente se expandindo, com a redução de custos e aumento da acurácia (Yoon *et al.*, 2009). A utilização de equipamentos de escanização de uso terrestre difundiu-se nas últimas duas décadas, tendo sido empregada inicialmente na navegação de robôs móveis no início da década de 90 (Singh e West, 1991, *apud* Abellán *et al.*, 2006).

No âmbito da geologia, o ELT tem seu uso ainda incipiente e sua utilização mostra-se restrita, com aplicações na área de fotogrametria (Mezzomo, 2007; Pesci *et al.*, 2007), no reconhecimento de feições estruturais e estratigráficas pela comparação com outras tecnologias de aerolevantamentos, por exemplo, no estudo da rugosidade de superfície em multiescalas (Fardin *et al.*, 2004; Fardin *et al.*, 2001) e no reconhecimento / diferenciação de litotipos (mármore e argilas) utilizando-se dados de intensidade de um escâner (Franceschi *et al.*, 2009).

No âmbito da geotecnia e da geomorfologia, a principal aplicação do escâner a laser é o monitoramento de escorregamentos de taludes em solo e retro-análise (Dunning *et al.*, 2009; Paronuzzi e Serafini, 2009), a obtenção de modelos digitais de terrenos (Pesci *et al.*, 2007) e, subordinadamente acontecem estudos para o reconhecimento de formas (Armesto *et al.*, 2009) e feições estruturais (Lato *et al.*, 2009) para fins geomecânicos.

Armesto *et al.* (2009) empregaram o ELT para o reconhecimento de contornos de corpos graníticos (matacões) e suas propriedades geométricas e físicas (área de superfície, volume, centro de gravidade, etc.), visando a análise da estabilidade destes blocos a tombamentos e deslizamentos, considerando aspectos mecânicos e ambientais (intemperismo) para o cálculo do coeficiente de segurança do sistema.

Segundo Fiori e Carmignani (2009) e Pantelidis (2009), a primeira classificação geotécnica de maciços rochosos foi elaborada por Terzaghi em 1946 e, com o tempo, outras classificações surgiram em função do avanço da ciência e melhor conhecimento das variáveis dos problemas geotécnicos, até então pouco conhecidas. A classificação de maciços rochosos é um importante instrumento de comparação de litotipos e estruturas, visando a análise de sua estabilidade. Assim, um bom método de classificação estrutural / geotécnica deve incluir em sua análise as variáveis mais significativas ao processo de instabilização destes maciços. Pantelidis (2009) apresenta uma boa revisão acerca dos sistemas de classificação de maciços rochosos, aplicados a túneis, áreas de mineração, cortes e escorregamentos naturais.

Classificar e definir as propriedades geotécnicas de maciços rochosos envolve combinar parâmetros de diferentes modos, desde considerações empíricas à medição de parâmetros geotécnicos. Sobrepõem-se a estes aspectos, a geologia estrutural e o histórico de solicitações e deformações do maciço, sendo específica a cada local (Smith, 2004).

Apresentam-se como sistemas de classificação mais representativos os trabalhos de Terzaghi (1946), Wickham *et al.* (1972), Barton *et al.* (1974), Barton (1976), Bieniawski (1974; 1976; 1989; 1993), Romana (1985), Hoek *et al.* (1998), Marinos e Hoek (2000; 2001) e, mais recentemente, os trabalhos de Singh (2004) e Marinos *et al.* (2005). De uma maneira geral, os sistemas de classificação utilizam parâmetros quantitativos que, ponderados, permitem o enquadramento do maciço segundo categorias. Classificações mais modernas têm empregado parâmetros como índice de qualidade de rocha (IQR), ensaios de compressão axial e/ou testes de carga pontual (*point load test*) (Fiori e Carmignani, 2009).

Pantelidis (2009), ao analisar os diferentes tipos de sistemas de classificação, conclui que estes possuem como características comuns o emprego de parâmetros objetivos acerca das características geométricas e mecânicas dos maciços e todos os sistemas consideraram importante para o cálculo da estabilidade a migração subterrânea de fluidos no interior do maciço. Todavia, o autor constata que todos os sistemas ignoram a influência da água que escoar superficialmente, podendo vir a migrar pelas descontinuidades para o interior do sistema e proporcionar os mesmos efeitos adversos. Revela-se então importante situar espacialmente o maciço, correlacionando os aspectos pluviométricos e intempéricos com características de fluxo superficial da água.

Em geral, boa parte dos sistemas de classificação de maciços rochosos utiliza o Índice de Qualidade da Rocha (IQR) como um dos parâmetros de enquadramento. O conceito de IQR foi introduzido por Deere (1963), sob o nome *Rock Quality Designation* (RQD), e desenvolvido (Deere *et al.*, 1967) durante seus trabalhos de sondagens em rocha, avaliando-se a recuperação de testemunhos. O valor do IQR corresponde à porcentagem obtida pela divisão da soma de todos os comprimentos de pedaços de testemunho de sondagem iguais ou maiores do que 10 cm, pelo comprimento total do furo (Fiori e Carmignani, 2009). Sua definição original estabelece o valor do IQR como:

$$IQR = 100 \sum_{i=1}^{i=n} \frac{x_i}{L} \quad (1)$$

IQR – Índice de qualidade de rocha;

x_i – comprimento do i -ésimo pedaço intacto do testemunho de sondagem maior que 10cm;

L – comprimento do furo de sondagem.

Na equação 1, altos percentuais correspondem a rochas de boa qualidade enquanto baixos percentuais correspondem a rochas de má qualidade. A esta abordagem inicial do IQR surgiram algumas propostas de modificação, das quais cita-se como importante a proposição de Priest e Hudson (1976; 1981), tendo-se nominado este novo índice de IQR teórico.

Este novo índice fundamenta-se na distribuição estatística de valores de espaçamento entre fraturas, que podem ser encontrados ao longo de linhas de varredura, feitas diretamente em afloramentos. Sua grande vantagem reside na facilidade de utilização, não requerendo testemunhos de sondagem. Comparações com o IQR original promovidas pelos criadores do IQR teórico, revelaram que os índices obtidos são semelhantes, diferindo em no máximo 5% (Fiori e Carmignani, 2009). Assim, segundo Fiori e Carmignani (2009), o IQR teórico (IQR*) pode ser expresso como descrito na equação 2:

$$IQR^* = 100.e^{-\lambda t} (\lambda t + 1) \quad (2)$$

IQR_t^* – Índice de qualidade de rocha teórico;

λ – frequência ou número médio de descontinuidades por metro;

t – valor limiar arbitrário (por exemplo, 0,1m).

A classificação geomecânica de Bieniawski (1974) considera, além do IQR, a resistência uniaxial da rocha intacta, o espaçamento, a abertura, a continuidade e orientação das juntas e o fluxo da água subterrânea, atribuindo-se pesos relativos a cada um dos cinco parâmetros escolhidos como critérios de classificação. O Quadro 1 apresenta os parâmetros utilizados na ponderação. O autor recomendou o uso do teste de carga pontual no campo para estimativa da resistência da rocha intacta.

Quadro 1 – Sistema de classificação geomecânica ponderado.

Parâmetros de classificação e pesos relativos									
1	resistência da rocha intacta	Índice de compressão puntiforme	> 10MPa	4-10MPa	2-4MPa	1-2MPa	ensaio de compressão uniaxial preferido		
		resistência à compressão simples	> 250MPa	100-250MPa	50-100MPa	25-50MPa	15-25MPa	1-15MPa	1MPa
Peso relativo			15	12	7	4	2	1	0
2	IQR		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25%		
Peso relativo			20	17	13	8	3		
3	Espaçamento da juntas		> 2m	0,6-2m	200-600mm	60-200mm	< 60mm		
Peso relativo			30	25	20	10	0		
4	Condição das juntas		superfícies muito rugosas, descontinuas fechadas, paredes duras	superfícies pouco rugosas, abertura menor 1mm, paredes duras	superfícies pouco rugosas, abertura menor que 1mm, paredes moles	superfícies estriadas ou preenchimento menor que 5mm ou abertura de juntas 1-5mm. Juntas contínuas	preenchimento mole de 5mm ou abertura de juntas maior que 5mm. Juntas contínuas		
Peso relativo			30	25	20	10	0		
5	Água subterrânea	Infiltração em 10m de túnel	Nenhuma	< 1,0 L/min	< 25L/min	25-125 L/min	> 125L/min		
		Razão	0	0	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
	Condições gerais	completamente seca			umidade (água intersticial)	pressão moderada de água	problemas graves d'água		
Peso relativo			10		7	4	0		
Ajuste para orientação das descontinuidades									
Direção e mergulho		0	favorável	aceitável	desfavorável	muito desfavorável			
Peso relativo	Túneis	0	-2	-5	-10	-12			
	Fundações	0	-2	-7	-15	-25			
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60			
Classes de maciços									
Classe de maciço		I	II	III	IV	V			
Condição geral		Muito bom	Bom	Regular	Pobre	Muito Pobre			
Somatório dos pesos (Fator RMR)		100 - 81	81-61	60-41	40-21	< 20			
Significado das classes									
Classe número		I	II	III	IV	V			
Tempo médio de auto-sustentação		10 anos	6 meses	1 semana	5 horas	10 minutos			
Vão da seção (metros de vão)		15m	10m	5m	2,5m	1,0m			
Coesão		>400kPa	400-300kPa	300-200kPa	100-150kPa	<100kPa			
Ângulo de atrito		> 45°	35-45°	25-35°	15-25°	< 15°			

Fonte: Bieniawski (1974)

Uma das classificações de maciços rochosos bastante usada atualmente é o Sistema-Q, ou classificação NGI (*Norwegian Geotechnical Institute*), desenvolvido por Barton *et al.* (1974) especificamente para túneis. Esta apresenta aspectos tridimensionais de qualidade do maciço rochoso, incluindo o IQR e fatores numéricos ponderados, apresentados nos Quadros 2 a 8, tais como o J_n , o qual define a importância dos conjuntos de juntas, o J_r , que define a rugosidade, o J_a a alteração das juntas, o J_w o fluxo da água nas juntas e o estado de tensão do maciço (SRF).

Quadro 2 – Classificação de blocos de rocha.

Denominação	IQR/ J_n
blocos muito grandes	< 1,0
blocos grandes	1-3
blocos médios	3-10
blocos pequenos	10-30
blocos muito pequenos	>30
rocha triturada	>60

Fonte: Barton *et al.* (1974)

Quadro 3 – Índice dos números de famílias de fraturas (J_n).

Condições de compartimentação do maciço	Valores J_n
A - fraturas esparsas ou ausentes	0,5-1,0
B - uma família de fraturas	2
C - uma família, mais fraturas esparsas	3
D - duas famílias de fraturas	4
E - duas famílias, mais fraturas esparsas	6
F - três famílias de fraturas	9
G - três famílias, mais fraturas esparsas	12
H - quatro ou mais famílias de fraturas	15
I - rocha triturada	20

Fonte: Barton *et al.* (1974)

Quadro 4 – Índice J_a de alteração das paredes das fraturas.

Condições de alteração das paredes	Valores de J_a
a – fraturas sem deslocamento relativo; há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas	
A – paredes duras, compactas, preenchimentos impermeáveis (quartzo ou epidoto)	0,75
B – paredes sem alteração, somente leve descoloração ($\phi_r = 25-35^\circ$)	1,0
C – paredes levemente alteradas, com partículas arenosas e rochas desintegradas não argilosas ($\phi_r = 25-30^\circ$)	2,0
D – paredes com películas siltosas ou areno-argilosas ($\phi_r = 20-25^\circ$)	3,0
E – paredes com películas de materiais moles ou com baixo ângulo de atrito (caolinita, clorita, talco, grafita, etc.) e pequena quantidade de minerais expansivos ($\phi_r = 8-16^\circ$)	4,0
b – fraturas com deslocamento relativo (menos de 10cm); há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas	
F – paredes com partículas de areia e rochas desintegradas, sem argila ($\phi_r = 25-30^\circ$)	4,0
G – fraturas com preenchimento argiloso sobreconsolidado (espessura < 5mm) ($\phi_r = 16-24^\circ$)	6,0
H – fraturas com preenchimento argiloso subconsolidado (espessura < 5mm) ($\phi_r = 12-16^\circ$)	8,0
I – fraturas com preenchimento argiloso expansivo, como por exemplo montmorilonita (espessura < 5mm) ($\phi_r = 6-12^\circ$)	8,0-12,0
c – fraturas com deslocamento relativo; não há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas	
J, K, L – zonas com rochas trituradas ou esmagadas com argila	6,0 – 12,0
M – zonas siltosas ou areno argilosas com pequena quantidade de argila	5
N, O, P – zonas ou bandas contínuas de argila	10,0-20,0

Fonte: Barton *et al.* (1974)

Quadro 5 – Índice J_w do caudal efluente.

Condições de afluência de água	Valores J_w	Pressão de água (kg/cm ²)
A – escavação a seco ou com pequena afluência de água (<5L/min)	1,00	< 1,0
B – afluência média de água com lavagem ocasional do preenchimento das fraturas	0,66	1,0-2,5
C – afluência elevada em rochas competentes, sem preenchimento de juntas	0,50	2,5-10,0
D – afluência elevada com considerável lavagem do preenchimento de fraturas	0,33	2,5-10,0
E – afluência excepcionalmente elevada, decaindo com o tempo	0,20-0,10	>10,0
F – afluência excepcionalmente elevada, sem decaimento com o tempo	0,10-0,05	>10,0

Fonte: Barton *et al.* (1974)

Quadro 6 – Índice SRF do estado de tensão do maciço.

Condições de tensões dos maciços	SRF
a – zonas alteradas	
A – ocorrência de múltiplas zonas alteradas contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada (profundidade qualquer)	10,0
B – zona alterada contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada (prof. de escavação < 50m)	5,0
C – zona alterada contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada (prof. de escavação > 50m)	2,5
D – múltiplas zonas esmagadas em rocha competente, sem argila (prof. qualquer)	7,5
E – zona esmagada em rocha competente, sem argila (prof. de escavação < 50m)	5,0
F – zona esmagada em rocha competente, sem argila (prof. de escavação > 50m)	2,5
G – fraturas abertas, fraturamento muito intenso (prof. qualquer)	5,0
b – rocha competente, problemas de tensões em rochas	
H – tensões baixas, próximo à superfície ($\sigma_v/\sigma_1 > 200$)	2,5
J – tensões moderadas ($\sigma_v/\sigma_1 > 200-10$)	1,0
K – tensões elevadas (eventuais instabilidades) ($\sigma_v/\sigma_1 > 10-5$)	0,5 -2,0
L – explosões moderadas de rocha ($\sigma_v/\sigma_1 > 5-2,5$)	5,0 - 10,0
M – explosões intensas de rocha ($\sigma_v/\sigma_1 < 2,5$)	10,0 - 20,0
c – rochas incompetentes (comportamento plástico devido ao tipo das deformações)	
N – tensões moderadas	5,0 - 10,0
O – tensões elevadas	10,0 - 20,0
d – rochas expansivas (atividade expansiva por causa da presença de água)	
P – tensões moderadas	5,0 - 10,0
R – tensões elevadas	10,0 - 15,0

Fonte: Barton *et al.* (1974)

Quadro 7 – Índice J_r de rugosidade das fraturas.

a – fraturas sem deslocamento relativo; contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas	
b – fraturas com deslocamento relativo (menos de 10cm); contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas	
Condições de rugosidade das paredes	valores J_r
A – fraturas não persistentes	4,0
B – fraturas rugosas ou irregulares onduladas	3,0
C – fraturas lisas, onduladas	2,0
D – fraturas polidas, onduladas	1,5
E – fraturas rugosas ou irregulares, planas	1,5
F – fraturas lisas, planas	1,0
G – fraturas polidas ou estriadas, planas	0,5
c – fraturas com deslocamento relativo; não há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas	
Descrição	valores J_r
H – fraturas com minerais argilosos	1,0
I – zonas esmagadas	1,0

Fonte: Barton *et al.* (1974)

Quadro 8 – Estimativa da resistência ao cisalhamento aparente, a partir dos parâmetros J_r e J_a .

a – fraturas sem deslocamento relativo; contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas						
Descrição	valores J_r	$J_a = 0,75$	1	2	3	4
A – fraturas descontínuas	4,0	79°	76°	63°	53°	45°
B – fraturas ásperas ou irregulares, onduladas	3,0	76°	72°	56°	45°	37°
C – fraturas lisas, onduladas	2,0	69°	63°	45°	34°	27°
D – fraturas polidas, onduladas	1,5	63°	56°	37°	27°	21°
E – fraturas ásperas ou irregulares, planas	1,5	63°	56°	37°	17°	21°
F – fraturas lisas, planas	1,0	53°	45°	27°	18°	14°
G – fraturas polidas, planas	0,5	34°	27°	14°	9,5°	7,1°
b – fraturas com deslocamento relativo (menos de 10cm); contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas						
	valores J_r	$J_a = 4,0$	6	8	12	
A – fraturas descontínuas	4,0	45°	34°	27°	18°	
B - fraturas ásperas ou irregulares, onduladas	3,0	37°	27°	21°	14°	
C - fraturas lisas, onduladas	2,0	27°	18°	14°	9,5°	
D - fraturas polidas, onduladas	1,5	21°	14°	11°	7,1°	
E - fraturas ásperas ou irregulares, planas	1,5	21°	14°	11°	7,1°	
F - fraturas lisas, planas	1,0	14°	9,5°	7,1°	4,7°	
G - fraturas polidas, planas	0,5	7°	4,7°	3,6°	2,4°	
c – fraturas com deslocamento relativo; não há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas						
rochas trituradas	1,0	$J_a = 6$	8	12		
		9,5°	7,1°	4,7°		
rochas siltosas ou arenosas	1,0	$J_a = 5$				
		11°				
bandas argilosas espessas	1,0	$J_a = 10$	13	20		
		5,7°	4,4°	2,9°		

Fonte: Barton *et al.* (1974)

Estes parâmetros combinados, segundo a Equação 3, dão origem a um índice de qualidade (Q), definido pelos autores como:

$$Q = \left(\frac{IQR}{J_n} \right) \times \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \times \left(\frac{J_w}{SRF} \right) \quad (3)$$

Q – Índice de qualidade;

IQR – Índice de qualidade de rocha;

J_n – parâmetro que define a importância dos conjuntos de juntas;

J_r – parâmetro que define a rugosidade;

J_a – parâmetro que define a alteração das juntas;
 J_w – parâmetro que define o fluxo da água nas juntas;
 SRF – estado de tensão do maciço.

O valor de Q pode então ser utilizado para obtenção do padrão geomecânico do maciço, conforme apresentado no Quadro 9.

Quadro 9 – Classificação do maciço rochoso conforme o valor de Q.

Padrão geomecânico do maciço	Valor Q
Péssimo	0,0001 - 0,01
Extremamente ruim	0,01 - 0,1
Muito ruim	0,1 - 1,0
Ruim	1,0 - 4,0
Regular	4,0 - 10,0
Bom	10,0 - 40,0
Muito bom	40,0 - 100,00
Ótimo	100,0 - 400,0
Excelente	> 400,0

Fonte: Barton *et al.* (1974)

A classificação geomecânica desenvolvida por Wickham *et al.* (1974), também conhecida como classificação RSR (*Rock Structure Rating*), combina efeitos dos tipos litológicos e estruturais, espaçamentos, orientações e condições das juntas, além do fluxo de água na escavação de túneis. Basicamente, o valor de RSR é obtido a partir da soma de três parâmetros, denominados pelos autores de A, B e C, cujo estabelecimento de cada um acontece mediante a aplicação dos Quadros 10 a 12. Quanto maior o valor de RSR, melhores são as características geotécnicas do maciço.

Quadro 10 – Parâmetro A da classificação.

Parâmetro A					Valor máximo 30			
Características geológicas gerais								
Tipo de rocha				Estruturas geológicas				
	a	b	c	d	Maciça	Pouco dobrada ou fraturada	Medianamente dobrada ou fraturada	Intensamente dobrada ou fraturada
Ígnea	1	2	3	4				
Met.	1	2	3	4				
Sed.	2	3	4	4				
Tipo 1				30	22	15	9	
Tipo 2				27	20	13	8	
Tipo 3				24	18	12	7	
Tipo 4				19	15	10	6	

a = dura; b = média; c= mole; d = decomposta

Fonte: Wickham *et al.* (1974)

Quadro 11 – Parâmetro B da classificação.

Parâmetro B						Valor máximo 45			
Características geológicas gerais									
Orientação da escavação									
Espaçamento entre fraturas (cm)	Direção normal ao eixo					Direção paralela ao eixo			
	Orientação da escavação						Orientação		
	a	b		c		a			
	Inclinação das fraturas						Inclinação		
	1	2	3	2	3	1	2	3	
3	9	11	13	10	12	9	9	7	
3-15	13	16	19	15	17	14	14	11	
15-28	23	24	28	19	22	23	23	19	
28-54	30	32	36	25	28	30	28	24	
54-108	36	38	40	33	35	36	34	28	
108	40	43	45	37	40	40	38	34	

a = inclinação para e contra a escavação; b = inclinação contra a escavação, c = inclinação para a escavação;
1 = 20°; 2 = 20 - 50°; 3 = 50 a 90°

Fonte: Wickham *et al.* (1974)

Quadro 12 – Parâmetro C da classificação.

Parâmetro C				Valor máximo 45		
Condições de água						
Características das fraturas						
Caudal (L/min/300m)	Soma dos parâmetros (A+B)					
	13-44			45-75		
	características das fraturas*					
	1	2	3	1	2	3
Nulo	22	18	12	25	22	18
Pequeno (<760)	19	15	9	23	19	14
Médio (760-3800)	15	11	7	21	16	12
Elevado (> 3800)	10	8	6	18	14	10
* 1 - fechadas ou cimentadas; 2 - pouco alteradas; 3 - muito alteradas ou abertas						

Fonte: Wickham *et al.* (1974)

Liu e Chen (2007) propõem um novo sistema de classificação de maciços, aplicável a análises de estabilidade de escorregamentos. Trata-se de um método que combina o Processo Hierárquico Analítico (AHP) e o Método Delphi Fuzzy (FDM) para uma investigação qualitativa do maciço. O método considera o problema a partir de um grupo de decisão, onde então é aplicada a lógica *fuzzy* como critério para calcular os fatores de ponderação. Determinados os índices de qualidade da rocha, um modelo de Análise Discriminante Linear (LDA) foi empregado para classificar as encostas estáveis ou não, determinando-se os fatores de risco associados. Os resultados obtidos foram julgados satisfatórios.

3 – MATERIAIS E MÉTODOS

Como apresentado na revisão bibliográfica, diversos são os sistemas de classificação geotécnica de maciços rochosos. Para o presente caso, optou-se por conjugar os usos potenciais dos diferentes métodos de classificação de maciços, empregando-se os métodos e aprimoramentos propostos por Barton *et al.* (1974), Wickham *et al.* (1974) e Bieniawski (1974), cujos detalhamentos (parâmetros tabelados e definições) podem ser consultados nas obras originais e seus principais aspectos foram destacados na revisão bibliográfica. A aplicação propriamente dita do método, bem como os parâmetros considerados no estudo de caso da mina Saivá, são oportunamente descritos.

Na classificação do maciço rochoso, como apresentado na revisão bibliográfica, faz-se necessário o cálculo do IQR. Em função da característica da pesquisa, isto é, focada em levantamento de dados estruturais superficiais, com base em imagens digitais ou levantamentos de campo, em detrimento à análise de amostras ou testemunhos de sondagens, optou-se por utilizar ao invés do IQR original, o IQR teórico (IQR*) proposto por Priest e Hudson (1976; 1981).

Paralelamente foram desenvolvidos experimentos de compressão uniaxial da rocha para determinação de sua resistência mecânica, cujos resultados são apresentados em Nagalli (2010).

4 – RESULTADOS E DISCUSSÃO

Na classificação do maciço rochoso presente na mina de Saivá procedeu-se de acordo com o método apresentado no capítulo 3. São apresentados os cálculos e/ou referências bibliográficas para definição de cada um dos parâmetros empregados na classificação.

4.1 – Cálculo do IQR teórico

De acordo com o método proposto, foi calculado o Índice de Qualidade de Rocha (IQR) segundo o critério de Priest e Hudson (1976; 1981), tendo-se obtido o IQR teórico (IQR*) segundo a Equação 2. No cálculo do IQR*, foi atribuído a t , valor limiar arbitrário, o valor de 0,1m. Justifica tal utilização a possibilidade de futuras comparações do índice calculado com o IQR convencional, segundo o método de Deere *et al.* (1967).

A λ foi atribuído o valor correspondente ao número médio de descontinuidades identificadas na imagem por metro (na linha de varredura). O valor de λ foi calculado em função dos levantamentos promovidos ao longo de linhas de varredura, contando-se o número de descontinuidades identificadas ao longo desta. A Figura 1 apresenta um exemplo deste procedimento, mostrando-se a linha de varredura denominada AB, de 38,751m e as descontinuidades identificadas ao longo desta.

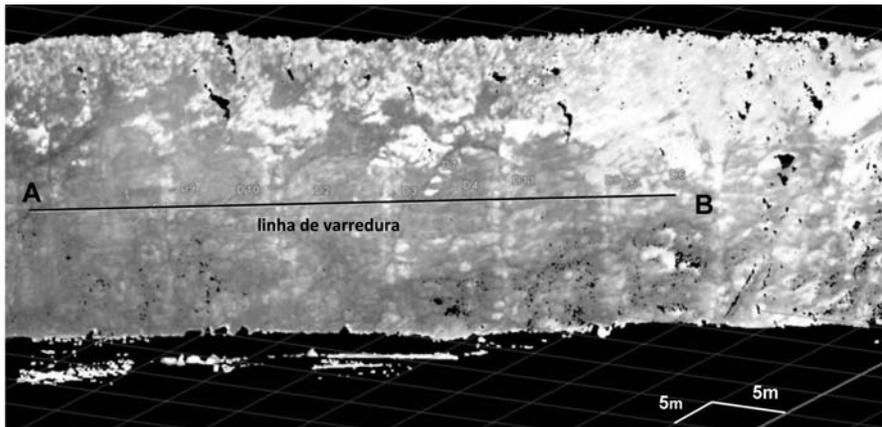


Fig. 1 – Linha de varredura AB junto à face NW-SE.

Os resultados obtidos para a determinação do parâmetro λ são apresentados no Quadro 13.

Quadro 13 – Parâmetro λ calculado para as diferentes faces.

Face da Mina	Linha de Varredura	Comprimento da linha (m)	Número de descontinuidades identificado	λ calculado
E	AB (NW-SE)	38,751	10	0,258
	CD (NE-SW)	62,103	31	0,499
W	EF (SW-NE)	28,012	8	0,286
	GH (SW-NE)	52,041	15	0,288
MÉDIA				0,333

Assim, aplicando-se à Equação 2 os valores de $\lambda = 0,333$ e $t = 0,1m$, chega-se a um IQR* de 99,95%. Isto quer dizer que, para a situação analisada, 99,95% da linha de varredura contém comprimentos intactos maiores que 0,1m. Simulando-se o valor de IQR* para $t = 1,0m$, $t = 3,0m$ e $t = 10,0m$, chega-se a valores de 95,55%, 73,61% e 15,50%, respectivamente, o que revela grandes porções de rocha intacta ao longo da linha de varredura. Atribui-se a ampla variação (34%) dos valores de λ ao fato de se tratarem de linhas de varredura tomadas em direções ortogonais entre si e, assim, os cálculos consideraram diferentes famílias de estruturas.

4.2 – Espaçamento das juntas

Da mesma forma, foram determinados os espaçamentos médios entre as descontinuidades cujos resultados são apresentados nos Quadros 14 a 17. As numerações atribuídas aos trechos interdescontinuidades (nomenclatura: D1, D2, etc.) observaram o critério de ordem de identificação junto à linha de varredura e, não necessariamente, configuram uma seqüência ao longo desta linha.

Quadro 14 – Cálculo do espaçamento médio interdescontinuidades para a linha de varredura AB.

TRECHO INTERDESCONTINUIDADES		DISTÂNCIA (m)
D1	D9	1,896
D9	D10	3,634
D10	D2	8,934
D2	D3	5,650
D3	D7	0,860
D7	D4	2,564
D4	D11	2,364
D11	D8	5,842
D8	D5	0,542
D5	D6	3,048
MÉDIA		3,533
DESVIO PADRÃO		2,589

Quadro 15 – Cálculo do espaçamento médio interdescontinuidades para a linha de varredura EF.

TRECHO INTERDESCONTINUIDADES		DISTÂNCIA (m)
1	2	1,131
2	3	0,703
3	4	0,496
4	5	9,442
5	6	4,406
6	7	4,529
7	8	0,881
8	9	6,424
MÉDIA		3,502
DESVIO PADRÃO		3,275

Quadro 16 – Cálculo do espaçamento médio interdescontinuidades para a linha de varredura CD.

TRECHO INTERDESCONTINUIDADES		DISTÂNCIA (m)
1	2	0,914
2	3	0,184
3	4	1,956
4	5	1,142
5	6	0,657
6	7	4,290
7	8	1,777
8	9	0,680
9	10	0,139
10	11	0,268
11	12	12,372
12	13	4,169
13	14	1,308
14	15	9,896
15	16	0,654
16	17	0,826
17	18	0,721
18	19	1,952
19	20	1,480
20	21	0,244
21	22	0,793
22	23	1,220
23	24	0,488
24	25	0,233
25	26	0,288
26	27	2,212
27	28	0,682
28	29	1,549
29	30	2,030
30	31	4,838
MÉDIA		1,999
DESVIO PADRÃO		2,781

Quadro 17 – Cálculo do espaçamento médio interdescontinuidades para a linha de varredura GH.

TRECHO INTERDESCONTINUIDADES		DISTÂNCIA (m)
1	2	0,881
2	3	4,658
3	4	0,443
4	5	1,401
5	6	3,073
6	7	6,007
7	8	1,250
8	9	1,819
9	10	3,308
10	11	6,559
11	12	3,088
12	13	7,011
13	14	8,265
14	15	0,919
15	16	3,359
MÉDIA		3,469
DESVIO PADRÃO		2,501

Dos resultados obtidos nos Quadros 14 a 17 pode-se depreender que o maciço apresenta espaçamento médio interdescontinuidades bastante irregular, cujo valor médio é 2,78m e cuja amplitude de medições é de 14cm a 12m, com um desvio padrão de 2,79m. Por exemplo, para a linha de varredura CD, nota-se que 50% (15 valores) das medidas são inferiores a 1,0m, 26% (8 valores) situam-se entre 1 a 2m, 6,6% entre 2 e 3m, 0% entre 3 a 4m, 10% entre 4 e 5m, 3,3% entre 9 e 10m e 3,3% entre 12 e 13m.

Em relação à condição das juntas, nos termos da classificação de Bieniawski (1974), considerou-se a partir da avaliação em campo que a mina Saivá apresenta superfícies pouco rugosas, abertura menor que 1mm e paredes duras.

4.3 – Resistência da rocha intacta

Os ensaios de compressão uniaxial objetivaram determinar a resistência à ruptura em compressão uniaxial da rocha. Seu detalhamento é descrito em Nagalli (2010). Os resultados obtidos nos ensaios mostram que os valores de resistência à ruptura apresentam dispersões pouco significativas e muito boas características (da ordem de 101,6 MPa na direção perpendicular ao acamamento e 92,3 MPa na direção paralela ao acamamento). Tais resultados mostram-se compatíveis com os reportados por Sossai (2006). A partir dos ângulos de ruptura identificados, pode-se calcular o ângulo de atrito interno da rocha, igual a 30° para a condição paralela ao acamamento.

4.4 – Água subterrânea

Em função do histórico de observações e padrão de drenagem de superfície e sub-superfície na área, que tem seu lençol freático rebaixado artificialmente, foram inferidos os parâmetros “infiltração em 10m de túnel”, “razão p_{aj}/T_{pm} ” (correspondente ao quociente entre a pressão d’água na junta e tensão principal máxima) e “condições gerais” (completamente seca, umidade, pressão

moderada de água e problemas graves de água) do sistema de classificação de Bieniawski (1974). Assim, para a mina Saivá, o parâmetro infiltração em 10m de túnel foi definido como “nenhuma”. Para esta situação a razão p_{aj}/T_{pm} é igual a zero e o parâmetro condições gerais corresponde a “completamente seca”.

4.5 – Ajuste para orientação das descontinuidades

Em função da orientação das descontinuidades relativamente à dos taludes, Bieniawski (1974) estabelece um fator de correção (ajuste) do IQR*, cuja categorização acontece por meio das direções e mergulhos das descontinuidades, classificando-as em muito favorável, aceitável, desfavorável e muito desfavorável. Assim, foram estabelecidos diferentes IQR* para cada face da mina, em função do posicionamento relativo das descontinuidades. O Quadro 18 apresenta a classificação obtida para as diferentes faces da mina, para a condição de execução de taludes, com diferentes sentidos de escavação.

Quadro 18 – Ajuste de orientação de descontinuidades para as diferentes faces da mina.

Face		Condição de Direção e Mergulho	Peso Relativo (Taludes)
Direção	Sentido		
NW-SE	NE	Muito Desfavorável	-60
NW-SE	SW	Muito Favorável	0
NE-SW	SE	Muito Desfavorável	-60
NE-SW	NW	Muito Favorável	0

Na definição da condição de direção e mergulho utilizou-se o seguinte critério: se a direção da face coincide com as principais (penetrativas) direções de famílias de estruturas de alto ângulo de mergulho e o sentido de avanço das escavações é oposto ao mergulho destas estruturas, julgou-se uma condição “muito desfavorável” à lavra com segurança e, em oposição, se a direção da face não coincide com as principais (penetrativas) famílias de estruturas ou o ângulo de mergulho coincide com o sentido de escavação, esta situação foi considerada “muito favorável” à lavra com segurança, isto é, com mínimo risco de escorregamentos.

Assim, como as estruturas penetrativas nos afloramentos são aproximadamente N60E/75SE, N15W/60SW, N30E/75SE, E-W/65S, N40E/63NW, então nota-se que não há nesta lista famílias de estruturas que favoreçam a instabilização dos taludes executados na direção NW-SE. Por outro lado, escavações realizadas na direção NE-SW têm seus taludes fragilizados pela presença das famílias de estruturas N60E/75SE e N30E/75SE. As famílias de estruturas N15W/60SW, E-W/65S não representam favorecimento à instabilidade de taludes executados na direção NW-SE e as estruturas orientadas em N40E/63NW não favorecem a instabilidade de taludes executados na direção NE-SW. Considerando-se que os ângulos de mergulho são iguais ou superiores a 45°, isto é, ângulos altos, atribuiu-se a condição limite (muito favorável ou muito desfavorável) a cada uma das situações.

4.6 – Classificação por Bieniawski (1974)

De posse dos atributos supracitados, pode-se efetuar a classificação do maciço rochoso da mina Saivá, conforme o resumo apresentado no Quadro 19. Os pesos relativos apresentados no

Quadro 19 referem-se ao enquadramento de cada um dos atributos nas categorias pré-estabelecidas pelo método, apresentado no capítulo 2. Na definição do parâmetro relativo à resistência da rocha foram utilizados os resultados obtidos nos ensaios experimentais.

Quadro 19 – Quadro resumo de parâmetros de entrada para a classificação de Bieniawski (1974).

Parâmetro de Classificação		Valor Considerado	Respectivo Peso Relativo
Resistência da rocha intacta	Índice de compressão puntiforme	2 - 4MPa	7
	Resistência à compressão simples	50-100MPa	
IQR		99,95%	20
Espaçamento de juntas		2,78m	30
Condição das juntas		superfícies pouco rugosas, abertura <1mm, paredes duras	25
Água subterrânea	Infiltração em túnel de 10m	Nenhuma	10
	Razão p_{sj}/T_{pm}	0	
	Condições gerais	Completamente seca	
SOMA			92

A soma dos pesos (fator RMR) atribuídos a cada um dos parâmetros de classificação, igual a 92, revela que o maciço rochoso em análise pertence a classe I, isto é, apresenta condição geral muito boa, nos termos estabelecidos por Bieniawski (1974), ou seja, tempo médio de auto-sustentação igual a 10 anos, vão da seção igual a 15m, coesão superior a 400 kPa, e ângulo de atrito superior a 45°.

Todavia, considerando-se a definição do parâmetro “ajuste para orientação de descontinuidades”, revelou existirem algumas famílias de estruturas desfavoráveis, do ponto de vista da estabilidade de taludes, segundo as direções de escavações executadas, devendo-se aplicar à soma dos pesos um fator de correção igual a -50, chegando-se a um fator RMR igual a 42. Assim, a correta classificação para o maciço seria classe III, ou seja, condição geral regular, com tempo médio de auto-sustentação de uma semana, 5m de vão, 200 a 300 kPa de coesão e ângulo de atrito na faixa de 25 a 35°, o que se confirmou experimentalmente, conforme apresentado no subitem 4.3.

Desta forma, pode-se afirmar que a questão do ajuste para orientação das descontinuidades é sobremaneira importante no processo de classificação proposto por Bieniawski (1974). O sistema de classificação mostrou-se bastante sensível a este parâmetro.

4.7 – Classificação por Wickham *et al.* (1974)

Conforme descrito no capítulo 3, o método de classificação de Wickham *et al.* (1974), também conhecido como classificação RSR (*Rock Structure Rating*), vale-se de três parâmetros (A, B e C) para classificação dos maciços rochosos, sendo em seguida apresentados com as considerações acerca da aplicação do método ao maciço onde se insere a mina Saivá.

O parâmetro A diz respeito ao tipo litológico e à estrutura geológica do maciço. Para o caso em questão, a classificação foi feita considerando-se tratar de uma rocha metamórfica, média, intensamente dobrada, o que corresponde a um parâmetro A igual a 8, em um máximo de 30.

O parâmetro B refere-se às descontinuidades (espaçamentos e atitudes) e orientação de escavação. Contudo, o método foi concebido para avaliar os maciços para condições de escavações de túneis e, por este motivo, considerou-se que a situação análoga à escavação de uma mina seria admitir os valores relativos a escavações normais à direção do eixo do túnel, em oposição à direção paralela ao eixo. Assim, para orientação da escavação em direção normal ao eixo, situação de inclinação para e contra a escavação, ângulos de mergulho na faixa de 50 a 90° e espaçamento de fraturas de 108cm (máximo existente na classificação), chega-se a um valor do parâmetro B de 40.

O parâmetro C corresponde às condições hidrogeológicas e de fluxo. A soma dos parâmetros A e B, neste caso igual a 48, é utilizada para definição do parâmetro C. Ademais, para uma caudal/vazão (min/300m) considerado pequeno (<760) e característica de fraturas fechadas ou cimentadas, tem-se um parâmetro C de 23.

O somatório dos valores parciais A, B e C fornece o valor de RSR, cujo máximo é 100. Quanto maior for o RSR, melhores são as características geotécnicas do maciço. No caso do maciço onde a mina Saivá se insere, este valor foi calculado como 71, ou seja, uma rocha de boa qualidade.

De uma maneira geral, o uso da nuvem de pontos referenciados contribuiu para a agilização do processo de medição de espaçamentos interdescontinuidades pelo emprego de linhas de varredura. Este se mostrou um diferencial positivo inerente à técnica.

4.8 – Classificação por Barton *et al.* (1974)

O Sistema-Q proposto por Barton *et al.* (1974) foi aplicado ao estudo de caso da mina Saivá, tendo sido utilizadas, sempre que possível, aquisições de dados geométricos junto ao modelo digital da mina. Isto se aplica, por exemplo, a aquisição do parâmetro J_n , onde este representa um número médio de juntas por unidade de área ou de volume do maciço rochoso.

O parâmetro J_n é obtido a partir das condições de compartimentação do maciço, de forma que para o maciço da mina Saivá, foi considerado na análise (dentro das possibilidades do método) existir três famílias de fraturas (em cada vertente) de forma que, para esta característica, J_n vale 9. Este valor, conforme a classificação imputa à denominação de “blocos médios” nos termos de método.

O segundo parâmetro para a classificação, J_a , refere-se às condições de alteração das paredes, neste caso as vertentes da mina, tidas segundo a avaliação do autor como “paredes sem alteração, somente leve descoloração ($\phi = 25-35^\circ$)” para a condição “fraturas sem deslocamento relativo e há contato rocha-rocha entre as paredes das fraturas” do método. Desta forma, obtém-se um J_a tabelado de 1,0.

O terceiro parâmetro para a classificação, J_w , refere-se às condições de caudal (vazão) efluente, assumido como igual a 1,0 para a situação “escavação a seco ou com pequena fluência de água (< 5L/min)”.

O quarto parâmetro para a classificação, J_r , refere-se ao índice de rugosidade das fraturas, considerado sendo “fraturas polidas ou estriadas, planas” e, assim J_r é igual a 0,5.

O quinto parâmetro para a classificação, SRF, busca representar o estado de tensões ao qual o maciço está submetido, tendo sido enquadrado o maciço da mina Saivá na categoria “tensões elevadas (eventuais instabilidades nas paredes)” e, desta forma, SRF é igual a 1,0.

Aplicando-se a Equação 3, conforme demonstrado, e assumindo o IQR como igual ao IQR*, chega-se a um índice de qualidade (Q) igual a 5,6, o que representa, segundo a classificação, um padrão geomecânico do maciço igual a “regular”.

$$Q = \left(\frac{99,95}{9} \right) \times \left(\frac{0,5}{1,0} \right) \times \left(\frac{1,0}{1,0} \right) = 5,6$$

Depreende-se dos resultados obtidos nas classificações segundo os métodos de Wickham *et al.* (1974), Barton *et al.* (1974) e Bieniawski (1974), que o maciço da mina Saivá apresenta um padrão

geomecânico que varia de regular à muito bom. A classificação de Barton *et al.* (1974) mostrou-se mais conservadora (em favor da segurança), enquanto o método de classificação de Bieniawski (1974) o menos conservador.

5 – CONSIDERAÇÕES FINAIS

No que concerne à classificação geomecânica do maciço rochoso, o método proposto por Bieniawski (1974) enquadra o maciço ao qual a mina de Saivá pertence à classe III, com um valor de RMR igual a 42. Isto quer dizer que o maciço apresenta condição geral regular, com tempo médio de auto-sustentação de uma semana, 5m de vão, 200 a 300 kPa de coesão e ângulo de atrito na faixa de 25 a 35°, o que se confirmou experimentalmente. Ressalta-se que a análise do método revelou que a questão do ajuste para orientação das descontinuidades é sobremaneira importante no processo de classificação.

O método de Wickham *et al.* (1974) forneceu um valor de RSR igual a 71, em uma escala cujo máximo é 100. Assim, o maciço onde a mina Saivá se insere, segundo esta classificação, revela maciço rochoso de boa qualidade, do ponto de vista geomecânico.

De uma maneira geral, o uso da nuvem de pontos referenciados contribuiu para a agilização do processo de medição de espaçamentos interdescontinuidades, utilizado no cálculo do IQR, pelo emprego de linhas de varredura em meio digital. Este se mostrou um diferencial positivo inerente à técnica.

Nos termos da classificação de Barton *et al.* (1974), conclui-se que o maciço da mina Saivá, com um índice de qualidade (Q) igual a 5,6, apresentou um padrão geomecânico igual a “regular”.

Depreende-se dos resultados obtidos nas classificações segundo os métodos de Wickham *et al.* (1974), Barton *et al.* (1974) e Bieniawski (1974), que o maciço da mina Saivá apresenta um padrão geomecânico que varia de regular à muito bom. A classificação de Barton *et al.* (1974) mostrou-se mais conservadora (em favor da segurança), enquanto o método de classificação de Bieniawski (1974) o menos conservador.

6 – REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Abellán, A.; Vilaplan, J.M.; Martínez, J. (2006). *Application of a long-range Terrestrial Laser Scanner to a detailed rockfall study at Vall de Núria (Eastern Pyrenees, Spain)*. Engineering Geology, 88, pp. 136-148.
- Armesto, J.; Ordóñez, C.; Alejano, L.; Arias, P. (2009). *Terrestrial laser scanning used to determine the geometry of a granite stability analysis purposes*. Geomorphology, 106, pp. 271-277.
- Barton, N.; Lien, R.; Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. Rock Mechanics, v. 6, n°. 4, pp. 189-236.
- Barton, N. (1976). *Recent experiences with the Q-System of tunnel support design. Exploration for rock engineering*. Johannesburg: A.A. Balkema. pp. 107-115.
- Bieniawski, Z. T. (1974). *Geomechanics classification of rock masses and its application to tunneling*. Cong. Intl. Soc. Rock Mech., 3, Proceedings, V II-A, Denver, pp. 27-32.
- Bieniawski, Z. T. (1976). *Rock mass classification in rock engineering*. Johannesburg: A.A. Balkema, pp. 97-106.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications*. Nova Iorque. Ed. John Wiley & Sons, 251p.

- Bieniawski, Z. T. (1993). *Design methodology for rock engineering: principles and practice*. vol. 2 e 3. Editor-in-chief John A. Hudson, pp. 779-793.
- Dalmolin, Q.; Dos Santos, D. R. (2004). *Sistema lasercanning: conceitos e princípios de funcionamento*. Departamento de Geomática. Ed. UFPR. 3ed. Curitiba, 97p.
- Deere, D.U.; Hendron, A. J.; Patton, F. D.; Cording, E. J. (1967). *Design of surface and near-surface construction in rock*. Symp. Rock Mechanics Am. Inst. Min. Metall & Pet. Eng. 8, Mineapolis, pp. 237-302.
- Deere, D. U. (1963). *Technical description of rock cores for engineering purposes*. Rock Mech. Eng. Geol., 1, pp. 17-22.
- Dunning, S. A.; Massey, C. I.; Rosser, N. J. (2009). *Structural and geomorphological features of landslides in the Bhutan Himalaya derived from Terrestrial Laser Scanning*. Geomorphology, 103, pp. 17-29.
- Fardin, N.; Stephansson, O; Jing, L. (2001). *The scale dependence of rock joint surface roughness*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 38, pp. 659-669.
- Fardin, N.; Feng, Q.; Stephansson, O. (2004). *Application of a new in situ 3D laser scanner to study the scale effect on the rock joint surface roughness*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 41, pp. 329-335.
- Fiori, A. P.; Carmignani, L. (2009). *Fundamentos de mecânica dos solos e das rochas: aplicações na estabilidade de taludes*. 2ª ed. Editora UFPR. Curitiba. 604p.
- Franceschi, M.; Teza, G.; Preto, N.; Pesci, A.; Galgaro, A.; Girardi, S. (2009). *Discrimination between marls and limestones using intensity data from terrestrial laser scanner*. ISPRS Journal of Photogrammetry and Remote Sensing 64, v.6, pp. 1-7.
- Hoek, E.; Marinos, P.; Benissi, M. (1998). *Applicability of the geological strength index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses: the case of the Athens schist formation*. Bull. Eng. Geol. Environ., 57, pp. 151-60.
- Lato, M.; Diederichs, M. S.; Hutchinson, D. J.; Harrap, R. (2009). *Optimization of LIDAR scanning and processing for automated structural evaluation of discontinuities in rockmasses*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 46, pp. 194-199.
- Liu, Y.; Chen, C. (2007). *A new approach for application of rock mass classification on rock slope stability assessment*. Engineering Geology, 89, pp. 129-143.
- Marinos, P.; Hoek, E. (2000). *GSI - a geologically friendly tool for rock mass strength estimation*. Proceedings of geological engineering 2000 conference, Melbourne, pp.1422-1446.
- Marinos, P.; Hoek, E. (2001). *Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as flysch*. Bull. Eng. Geol. Environ., 60, pp. 85-92.
- Marinos, V.; Marinos, P.; Hoek, E. (2005). *The geological strength index: applications and limitations*. Bull. Eng. Geol. Environ., 64, pp. 55-65.
- Mezzomo, E. (2007). *Integração de modelos numéricos para caracterização do arcabouço geológico 3D na porção Centro-Leste da Bacia do Paraná*. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal do Paraná, Curitiba, 98p.

- Nagalli, A.; Fiori, A. P.; Rostirolla, S. P.; Pierin, A. R. H. (2008). *Utilização de 3D laser scanner para aquisição de dados geológico-estruturais no desenvolvimento de modelo geomecânico - Estudo de caso da Mina Saivá, Paraná*. Anais do 44º Congresso Brasileiro de Geologia, Curitiba.
- Nagalli, A. (2010). *Estabilidade de taludes em rocha com aplicação de escâner a laser – caso da mina Saivá, Rio Branco do Sul, PR*. Tese de doutorado. Programa de pós-graduação em Geologia, UFPR, Curitiba, 142p.
- Pantelidis, L. (2009). *Rock slope stability assessment through rock mass classification systems*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 46, pp. 315-325.
- Paronuzzi, P.; Serafini, W. (2009). *Stress state analysis of a collapsed overhanging rock slab: A case study*. Engineering Geology, 108, pp. 65-75.
- Pesci, A.; Massimo, F.; Conforti, D.; Loddo, F. (2007). *Integration of ground-based laser scanner and aerial digital photogrammetry for topographic modeling of Vesuvio volcano*. Journal of Volcanology and Geothermal Research, 162, pp. 123-138.
- Priest, S. D.; Hudson, J. A. (1976). *Discontinuity spacing in rock*. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr., 13, pp. 135-148.
- Priest, S. D.; Hudson, J. A. (1981). *Estimation of discontinuity spacing and trace length using scanline surveys*. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr., 18, pp. 183-197.
- Romana, M. A. (1985). *Geomechanical classification for slopes (SMR). Commission of the European Communities: Course on Slope instability and the other natural hazards*. Valência, pp. 101-123.
- Smith, J. V. (2004). *Determining the size and shape of blocks from linear sampling for geotechnical rock mass classification and assessment*. Journal of Structural Geology, 26, pp. 1317-1339.
- Sturzenegger, M.; Stead, D. (2009). *Close-range terrestrial digital photogrammetry and terrestrial laser scanning for discontinuity characterization on rock cuts*. Engineering Geology, 106, pp. 163-182.
- Singh, S., West, J. (1991). *Cyclone: a laser scanner for mobile robot navigation*. Carnegie Mellon University, Robotics Institute Technical Report, CMU-RI-TR-91, 18p.
- Singh, A. (2004). *FRHI - a system to evaluate and mitigate rockfall hazard in stable rock excavations*. Journal Div. Civ. Eng. Inst. Eng., 85, India, pp. 62-75.
- Sossai, F. J. M. (2006). *Caracterização de rochas para uso na construção civil*. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Viçosa, Viçosa, 102p.
- Terzaghi, K. (1946). *Introduction to tunnel geology*. Rock tunneling with steel supports by R. Proctor and T. White, vol. I, Youngstown, Ohio: Youngstown Printing Co., pp. 19-99.
- Yoon, J.; Sagong, M.; Lee, J. S.; Lee, K. (2009). *Feature extraction of a concrete tunnel liner from 3D laser scanning data*. NDT&E International, 42, pp. 97-105.
- Wickham, G. E.; Tiedemann, H. R.; Skinner, E. H. (1972). *Support determinations based on geologic predictions*. Proc. 1st Am. Rapid Excav. and Tunneling Conf., Chicago, pp. 43-64.
- Wickham, G. E.; Tiedemann, H. R.; Skinner, E. H. (1974). *Ground support prediction model, RSR Concept*. Proc. Rapid Excav. Tunneling Conf. AIME., Nova Iorque, pp. 691-707.