



UNIVERSIDADE DE COIMBRA
FACULDADE DE CIÊNCIAS E TECNOLOGIA
Departamento de Ciências da Terra

**CLASSIFICAÇÕES GEOTÉCNICAS APLICADAS AO
DESMONTE DE MACIÇOS ROCHOSOS
CASO APLICADO A UMA PEDREIRA DE AGREGADOS**

Ana Eugénia Monteiro Fonseca Oliveira

MESTRADO EM ENGENHARIA GEOLÓGICA E DE MINAS

Setembro, 2013



UNIVERSIDADE DE COIMBRA
FACULDADE DE CIÊNCIAS E TECNOLOGIA
Departamento de Ciências da Terra



**CLASSIFICAÇÕES GEOTÉCNICAS APLICADAS AO
DESMONTE DE MACIÇOS ROCHOSOS
CASO APLICADO A UMA PEDREIRA DE AGREGADOS**

Ana Eugénia Monteiro Fonseca Oliveira

**Dissertação apresentada à Faculdade de Ciências e Tecnologia da
Universidade de Coimbra para obtenção do grau de Mestre em
Engenharia Geológica e Minas**

Orientadores científicos

Prof. Doutor Fernando Pedro Ortega de Oliveira Figueiredo, Faculdade
Ciências e Tecnologia da Universidade de Coimbra

Prof. Doutor Pedro Gomes Cabral Santarém Andrade, Faculdade Ciências e
Tecnologia da Universidade de Coimbra

Setembro, 2013

Esta Dissertação foi redigida segundo o Novo Acordo Ortográfico.

“Determinação, coragem e autoconfiança são fatores decisivos para o sucesso. Não importa quais sejam os obstáculos e as dificuldades. Se estamos possuídos de uma inabalável determinação, conseguiremos superá-los. Independentemente das circunstâncias, devemos ser sempre humildes, recatados e despidos de orgulho.”

Dalai Lama

AOS QUE ACREDITARAM EM MIM...

AGRADECIMENTOS

Na altura dos agradecimentos, é natural que foquemos mais as pessoas que connosco trabalharam, e ajudaram à realização deste trabalho. Porém nunca me esquecerei de todos os que o tornaram possível, que foram peça fundamental neste trabalho e para essas pessoas que ficam no anonimato, aqui vai o meu muito obrigado por tudo.

Aos Professor Doutor Fernando Pedro Ortega de Oliveira Figueiredo e Professor Douto Pedro Gomes Cabral Santarém Andrade, orientadores desta dissertação, expresso o meu profundo agradecimento, pela formação, pelos seus conselhos, pelo tempo que me dispensaram e pelo acompanhamento interessado que sempre demonstraram ao longo da execução deste trabalho.

À empresa Isidoro Correia da Silva, Lda, um muito obrigado a todos pela boa vontade demonstrada na realização deste trabalho, dando especial atenção ao Sr. Isidoro Correia da Silva, à Eng. Rita Araújo, ao Sr. Fernando Lourenço e à técnica de laboratório Patrícia Silva pela disponibilidade revelada e o apoio prestado.

À Tânia Baptista um especial obrigada, pela amizade, pela cooperação ao longo desta dissertação. Nada paga a ajuda prestada e a paciência demonstrada.

À Cristel Martins, à Marta Mateus, pela disponibilidade e pela colaboração na fase pratica deste trabalho. Ao Marco Cunha pela ajuda prestada.

À Daniela Pedrosa, pelo companheirismo nos bons e maus momentos.

Ao Departamento de Ciências da Terra – FCTUC e todos os seus docentes com quem tive a oportunidade e o gosto de trabalhar, em especial um agradecimento às funcionárias da biblioteca, Sr. Conceição Cruz e Dr. Cristina Bojo, pela sua ajuda constante na localização bibliográfica.

Ao Nuno Martins por sempre me ter incentivado a ir mais longe, nunca me ter deixado desistir e me ter aturado nos meus piores momentos.

A todos os meus amigos e família pelo apoio caloroso e partilha de eventualidades, alegrias e dificuldades. Um especial ao Tio Jorge Monteiro, pelos passos que deu para o meu sucesso.

Por último aos meus pais e irmão, por tudo o que fizeram por mim e que certamente continuaram a fazer, se não fossem vocês não seria o que sou hoje. Um muito obrigado desde já e para sempre.

RESUMO

Na presente dissertação, relacionam-se as classificações geomecânicas, nomeadamente os índices Rock Mass Rating (RMR), Q e Geological Strength Index (GSI) com os parâmetros e o produto final obtido do rebentamento das pegas de fogo.

O trabalho foi desenvolvido na Pedreira de Vale Longo, propriedade do Grupo Isidoro e que se encontra localizada no concelho de Penela.

Recolheram-se dados para a utilização das classificações geomecânicas, em laboratório e *in situ*.

Em laboratório, realizou-se o ensaio de resistência à carga pontual (*Point Load Test*). In situ, determinaram-se as propriedades mecânicas do material rochoso, referentes às descontinuidades assim como das condições hidrogeológicas do maciço, posteriormente foi efetuado o ensaio utilizando o martelo de Schmidt, para determinação da dureza.

Definiram-se, ainda os parâmetros referentes à pega de fogo, tais como a quantidade de explosivo utilizado, o volume de blocos que necessitavam de taqueio, o volume de material desmontado assim como o número de furos realizados para cada pega de fogo.

Com os valores de todos os parâmetros que foram considerados procedeu-se ao tratamento dos dados. Construíram-se gráficos das possíveis relações, e estabeleceram-se comparações entre parâmetros ou os índices utilizados, que por vezes, foram estimados por métodos diferentes.

Observou-se que com o incremento do Índice RMR, tanto o Índice Q como o Índice GSI também aumentam. A percentagem de taqueio apresenta uma relação diretamente proporcional com o Índice RMR, assim como com o Índice Q. O contrário acontece com o consumo de explosivo e o Índice GSI, quando o primeiro diminui o segundo aumenta, neste caso temos uma relação de proporcionalidade inversa.

Palavras-chave: Pedreira; Classificações geomecânicas; Taqueio; Rochas calcárias; Pega de fogo.

ABSTRACT

In this dissertation, geomechanical classifications, such as RMR index, the Q index and the GSI index, are related with parameters and the final product of the blasting diagram.

This work was mainly carried out in Penela, in Vale Longo's quarry that belongs to Isidoro's Group.

Data were collected to obtain the geomechanical ratings. Rock mass properties were calculated *in situ* and in the laboratory, through hardness tests using the Schmidt hammer, and the point load test, respectively. Data about discontinuities as well as the groundwater conditions of the mass rock were also collected.

Finally some of the blasting diagram's parameters were determined, such as de amount of explosive used, the number of blocks that needed stemming, the volume of dismantled material, as well as the number of holes necessary for each blasting diagram.

After collecting the values for all parameters, the data were processed. Correlation graphs were defined and comparisons between parameters or indexes were established, which sometimes were calculated using different methods.

It was observed that with the increased of the index RMR, both the index Q and the Index GSI also increased. The values for the cohesion and the friction angle of the rock mass are more accurately calculated by Mohr-Coulomb criterion. If the stemming percentage increases, the RMR Index and Q Index also increase. The opposite occurs with the consumption of explosive and the Index GSI; when the first decreases, the second increases. In this case we have an inverse relationship.

Keywords: Quarry; Geomechanical classifications; Stemming; Limestone rocks; Blasting diagram

ÍNDICE

AGRADECIMENTOS	I
RESUMO	III
ABSTRACT	V
ÍNDICE	VII
ÍNDICE DE FIGURAS	XI
ÍNDICE DE TABELAS	XIV
CAPÍTULO 1	
CONSIDERAÇÕES INICIAIS	1
1.1- OBJETIVOS	2
1.2- ESTRUTURA E ORGANIZAÇÃO DA DISSERTAÇÃO	2
1.3- ESTADO DA ARTE	4
CAPÍTULO 2	
CARATERIZAÇÃO FÍSICA DA ÁREA EM ESTUDO	6
2.1- ENQUADRAMENTO GEOGRÁFICO	7
2.2- ENQUADRAMENTO GEOLÓGICO	10
2.3- CENTRO DE PRODUÇÃO DE PENELA (PEDREIRA)	16
CAPÍTULO 3	
CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA	17
3.1- INTRODUÇÃO	18
3.2- CLASSIFICAÇÃO ROCK MASS RATING (RMR) OU DE BIENIAWSKI	18
3.2.1- Parâmetro 1- Resistência da matriz rochosa	21
3.2.2- Parâmetro 2- Rock Quality Designation (RQD)	27
3.2.3- Parâmetro 3- Espaçamento das descontinuidades	29
3.2.4- Parâmetro 4 - Condições das descontinuidades	30

3.2.5-	Parâmetro 5 – Presença de água.....	36
3.2.6-	Parâmetro 6 – Orientação das descontinuidades	37
3.3-	CLASSIFICAÇÃO BARTON OU SISTEMA Q.....	38
3.4-	ÍNDICE GEOLOGICAL STRENGTH INDEX (GSI).....	46
CAPÍTULO 4		
EXPLOSIVOS		53
4.1-	INTRODUÇÃO	54
4.2-	EXPLOSIVOS.....	54
4.3-	SISTEMAS DE INICIAÇÃO	57
4.3.1-	Principais acessórios de tiro.....	58
4.3.2-	Tipos de ligação	59
4.4-	PEGAS DE FOGO.....	60
4.4.1-	Diâmetro da furação (Φ_f).....	61
4.4.2-	Inclinação da furação (θ).....	62
4.4.3-	Afastamento- distância prática à frente livre (V)	62
4.4.4-	Espaçamento entre furos (E)	62
4.4.5-	Comprimento do furo (L)	63
4.4.6-	Sub-furação (U).....	63
4.4.7-	Carga de um furo (Q_t)	63
4.4.8-	Atacamento (A_t)	64
4.4.9-	Consumo específico (q)	64
4.4.10-	Furação específica (b)	65
4.4.11-	Número de furos máximo por pega (n).....	65
CAPÍTULO 5		
METODOLOGIAS UTILIZADAS		66
5.1-	INTRODUÇÃO	67
5.2-	TRABALHO PRÁTICO	68
5.2.1-	Realização do ensaio de resistência à carga pontual.....	68

5.2.2- Pedreira do Vale Longo.....	69
CAPÍTULO 6	
RESULTADOS.....	75
6.1- INTRODUÇÃO	76
6.2- RESULTADOS DA CARATERIZAÇÃO GEOTÉCNICA	76
6.3- RESULTADOS PEGA DE FOGO	85
CAPÍTULO 7	
CONSIDERAÇÕES FINAIS E TRABALHOS FUTUROS	91
7.1- CONSIDERAÇÕES FINAIS.....	92
7.2- PROPOSTAS DE TRABALHOS FUTUROS	94
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	95
ANEXOS.....	99
ANEXO I - DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 1.....	CD
ANEXO II - DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 2.....	CD
ANEXO III - DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 3.....	CD
ANEXO IV - DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 4.....	CD
ANEXO V - DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 5	CD
ANEXO VI - DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 6.....	CD
ANEXO VII - DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 7	100
ANEXO VIII - DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 8	CD
ANEXO IX - DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 9.....	CD
ANEXO X - DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 10.....	CD
ANEXO XI - DADOS DA PEGA DE FOGO.....	CD

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1- Enquadramento Geográfico do concelho de Penela.	7
Figura 2.2- Centro de Produção de Penela	8
Figura 2.3- Extrato da folha nº263 (Pombal) da Carta Militar de Portugal de escala 1/25000.	9
Figura 2.4- Cartografia geológica da área em estudo e da região envolvente	10
Figura 2.5- Formações do Jurássico Médio e Inferior.....	11
Figura 2.6- Caixa de Falha da Nazaré numa das bancadas da pedreira	12
Figura 2.7- Esboço Geomorfológico do Maciço Calcário de Sicó	14
Figura 2.8- Sistema Espeleológico do Dueça.....	15
Figura 2.9- Centro de Produção de Penela	16
Figura 3.1- Tipos de provetes e requisitos para as dimensões dos diferentes provetes nos ensaios de resistência à carga pontual.	23
Figura 3.2- Fraturas válidas e inválidas nos ensaios de carga pontual.....	24
Figura 3.3- Ábaco que correlaciona o valor da dureza de Schmidt (R), com a resistência à compressão simples (σ_c)	27
Figura 3.4- Representação do tipo de descontinuidade em função da abertura	32
Figura 3.5- Perfis típicos de rugosidade e respetivas designações.	33
Figura 3.6- Representação de descontinuidades fechadas, abertas e preenchidas. .	35
Figura 3.7- Representação da orientação de um plano de uma descontinuidade	37
Figura 4.1- Detonadores elétricos;	58
Figura 4.2- Explosor.....	59
Figura 4.3- Representação esquemática das diferentes ligações elétricas de detonadores	60
Figura 4.4- Esquema de uma pega de fogo	61
Figura 5.1- Esquema de metodologias utilizadas	67
Figura 5.2- Equipamento de <i>Point Load Test</i> que permite determinar a resistência à carga pontual dos materiais rochosos.	68

Figura 5.3- Amostras do ensaio de carga pontual	69
Figura 5.4- Folha de cálculo do programa RocLab da RocScience (2002).....	71
Figura 5.5- Produto do rebentamento	74
Figura 6.1- A- Representação da relação entre o Índice RMR e o Índice Q.	82
Figura 6.2- Valores do Índice GSI Calculado e Valores do GSI Tabelado	82
Figura 6.3- Resistência à Compressão Uniaxial (MPa) determinado através do Martelo de Schmidt e pelo Ensaio de Carga Pontual.....	83
Figura 6.4- Valores da coesão do maciço rochoso (A) e do ângulo de atrito (B) pelo Índice RMR e pelo critério de Mohr-Coulomb a partir do critério de Hoek-Brown.	84
Figura 6.5- Relação entre o Índice RMR e a percentagem de taqueio	86
Figura 6.6- Correlação entre o Índice Q e a percentagem de taqueio	87
Figura 6.7- Correlação entre o consumo específico e o Índice GSI Tabelado	87
Figura 6.8- Representação esquemática da bancada em estudo da Pedreira de Vale Longo.	90

ÍNDICE DE TABELAS

Tabela 3.1- Sistema de Classificação Geomecânica RMR.....	19
Tabela 3.2- Efeito da orientação das descontinuidades.	20
Tabela 3.3- Classificação do maciço rochoso.	21
Tabela 3.4- Características do ensaio de determinação de dureza através da utilização do martelo de Schmidt e do ensaio de determinação de resistência à carga pontual.	22
Tabela 3.5- Classificação do material rochoso intacto.....	26
Tabela 3.6- Qualidade do maciço rochoso em função do índice RQD.	28
Tabela 3.7- Classificação do espaçamento das descontinuidades.....	30
Tabela 3.8- Classificação da persistência das descontinuidades	31
Tabela 3.9- Classificação da abertura das descontinuidades.....	32
Tabela 3.10- Terminologia para descrever a rugosidade	34
Tabela 3.11- Classificação do grau de alteração.....	35
Tabela 3.12- Classificação da presença de água nas descontinuidades.....	36
Tabela 3.13- Classificação dos maciços rochosos segundo o Índice Q.	39
Tabela 3.14- Valores do RQD e qualidade do material rochoso de acordo com Barton (2000).....	40
Tabela 3.15- Índice das famílias de descontinuidades, J_n , de acordo com Barton (2000).....	41
Tabela 3.16- Índice de rugosidade das descontinuidades, J_r , de acordo com Barton (2000).....	42
Tabela 3.17- Classificação segundo o grau de alteração das descontinuidades, J_a , adaptado de Barton (2000).....	43
Tabela 3.18- Índice das condições hidrogeológicas, classificação segundo o J_w , adaptado de Barton (2000).....	44
Tabela 3.19- Fator de redução de tensões, SRF, adaptado de Barton (2000).	45
Tabela 3.20- Estimativa do índice GSI com base nas descrições geológicas	48
Tabela 3.21- Tabela de valores do m_i retirados do programa informático Roclab.....	50
Tabela 3.22- Tabela de valores do MR incluídos no programa informático Roclab ...	52

Tabela 4.1- Classificação dos explosivos em relação à reação provocada.	55
Tabela 4.2- Classificação dos explosivos em relação à sensibilidade	55
Tabela 4.3- Valores de impedâncias para explosivos e materiais rochosos	57
Tabela 5.1- Explosivos utilizados nas pegas de fogo da Pedreira do Vale Longo	73
Tabela 5.2- Determinação de percentagem de taqueio da estação número 5.....	73
Tabela 6.1- Resultados dos Índices RMR, Q e GSI	78
Tabela 6.2- Resultados do RQD, do J_v e do $Is_{(50)}$ do ensaio de carga pontual	79
Tabela 6.3- Resistência à compressão uniaxial obtida através do Point Load Test e do Martelo de Schmidt.....	80
Tabela 6.4- Valores da coesão e do ângulo de atrito do maciço rochoso.....	81
Tabela 6.5- Resultados obtidos com a Pega de Fogo	86
Tabela 6.6- Dados teóricos e práticos da pega de fogo da Estação 5 (Índice RMR= 67,3).....	89

CAPÍTULO 1
CONSIDERAÇÕES INICIAIS

1.1- OBJETIVOS

O principal objetivo da dissertação de mestrado é verificar se as dimensões do produto obtido com o rebentamento do maciço rochoso está diretamente relacionado com as suas características físicas e mecânicas, bem como com a pega de fogo realizada. Ou seja, depois de efetuada a caracterização geotécnica dos maciços e se analisar qual a pega de fogo utilizada, procedeu-se à determinação da percentagem de material que necessita de taqueio.

Para que este propósito seja plenamente alcançado é necessário, durante o presente estudo atingir os seguintes objetivos:

- Definição da resistência e da dureza do material rochoso, utilização de classificações geomecânicas, designadamente o índice RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1979, 1989), o índice Q (classificação de Barton *et al.* (1974)) e o índice GSI (Geological Strength Index) desenvolvido por Hoek *et al.* (1992) e Hoek (1994);
- Verificar os diagramas de fogo previstos para o local, tendo em consideração a quantidade de cada explosivo;
- Definir a relação existente entre a resistência e a fracturação presente no maciço e a dimensão dos blocos resultantes do rebentamento;
- Quantificar o número de blocos que necessitam de taqueio, assim como o volume de cada um deles.

Com estes objetivos alcançados, pretende-se efetuar uma melhor gestão dos diagramas de fogo, tentando assim reduzir os custos em fragmentação de acordo com o explosivo utilizado.

1.2- ESTRUTURA E ORGANIZAÇÃO DA DISSERTAÇÃO

O trabalho de investigação (pesquisa) que resultou na presente dissertação foi precedido de uma pesquisa bibliográfica aprofundada. Deste modo, pretendeu-se adquirir um conhecimento global sobre o tema e adquirir sensibilidade para a avaliação dos resultados decorrentes desse mesmo estudo.

De seguida, procedeu-se à caracterização geotécnica de diferentes taludes (frentes de desmonte) da pedra estudada e à planificação e realização de ensaios de caracterização mecânica de algumas amostras.

Analisaram-se os diagramas de fogo previstos assim como os explosivos utilizados e a sua quantidade.

Na última fase faz-se uma apresentação sucinta das conclusões depreendidas dos dados recolhidos e das discussões dos resultados.

De forma a tornar mais perceptível a organização de toda a informação desta dissertação, procede-se à descrição dos capítulos que a constituem.

No **capítulo I** referem-se as considerações iniciais, ou seja, apresenta-se uma pequena introdução relacionada com o propósito da dissertação. Definem-se os objetivos que se pretendem atingir, descreve-se de uma maneira geral a organização desta dissertação, assim como se apresenta o estado da arte.

O **capítulo II** consiste na caracterização física da área em estudo, ou seja, a localização geográfica, o enquadramento geológico da região onde se desenvolveu o presente trabalho, assim como uma pequena descrição da pedra e os objetivos principais a que se destina.

O **capítulo III** apresenta os elementos de caracterização geotécnica, procedeu-se a uma descrição das classificações geomecânicas e índices utilizados no presente estudo. Nomeadamente os índices RMR, Q e GSI. Para a definição de alguns dos parâmetros das classificações é necessária a realização de ensaios de caracterização mecânica, pelo que neste capítulo apresenta-se uma breve descrição dos ensaios efetuados.

O **capítulo IV** aborda os diagramas de fogo, tipos de explosivos utilizados, assim como dos retardos.

O **capítulo V** descreve as metodologias utilizadas, apresenta uma descrição do procedimento desenvolvido ao longo da presente dissertação. Como ensaios, métodos e/ou programas informáticos.

No **capítulo VI** procede-se à apresentação e análise dos resultados obtidos nos diferentes ensaios realizados, assim como a comparações e discussão do trabalho realizado;

O **capítulo VII** expõe as considerações finais estabelecidas no decorrer da investigação, realçando os principais resultados obtidos e as justificações encontradas para estes; complementa-se este capítulo com a apresentação de várias propostas de trabalho a

realizar futuramente, com vista a caracterizar situações a complementar, ou no sentido de esclarecer dúvidas pendentes.

1.3- ESTADO DA ARTE

Nas últimas décadas, tem-se assistido a um avanço significativo na área da geotecnia, quer em termos de metodologias aplicadas quer em termos de equipamento existente, ou até mesmo de suportes informáticos com aplicação na área.

Os sistemas de classificação dos maciços rochosos servem para quantificar os parâmetros mais importantes que influenciam o comportamento geomecânico dos maciços, e através dessa identificação proceder à sua compartimentação em termos de características comuns (Yagiz & Cheema, 1998-2000).

Segundo Silva (2005) o estudo de um maciço rochoso, sobretudo a caracterização das suas propriedades geomecânicas, é de primordial relevância quando se pretende efetuar o desmonte com explosivos. Isto porque, os planos de fogo utilizados têm de ser flexíveis de acordo com as propriedades obtidas em cada situação estudada, caso contrário, os custos operacionais aumentariam significativamente, para além de todos os inconvenientes que daí resultariam, como é o caso de excessos de finos, blocos de grandes dimensões, danos nas bancadas adjacentes, vibrações, entre outros.

De acordo com Oliveira (2009), a caracterização geológica e geomecânica de maciços rochosos para o desmonte com recurso a explosivos permite dimensionar planos de fogo mais adequados às condições existentes. Deste modo racionaliza-se o uso de explosivos, acessórios e equipamentos de perfuração, minimizando os efeitos e os resultados indesejáveis, reduzindo os seus custos. Através dos trabalhos de campo efetuados, que permitiram a classificação dos parâmetros geomecânicos do maciço, aliadas a um planeamento correto, podem proporcionar melhores resultados a curto prazo, reduções de impactes e de trabalhos de desmonte secundário, assim como a redução dos custos operacionais e de situações de risco como projeções e excesso de vibrações. Oliveira (2009) também conclui que, em função dos resultados obtidos nas sucessivas pegadas de fogo, é possível proceder à alteração dos parâmetros do diagrama de fogo de forma a otimizar os trabalhos, bem como os custos operacionais e a qualidade das pegadas. No entanto, apenas se deve realizar a alteração de um parâmetro do diagrama de fogo, de cada vez, para que seja possível avaliar os resultados desta mudança no resultado final do plano de fogo.

Segundo Daniel (2000), as características principais a ter em conta quando se pretende estabelecer o esquema de pega de fogo, estão relacionadas com as características das superfícies de descontinuidade, como a estratificação, diaclases, falhas, xistosidade, designadamente a sua orientação relativamente à frente de desmonte, a cristalinidade dos minerais, a dureza média e a expansibilidade. Parte destas características são referenciadas na classificação Rock Mass Rating (RMR) de Bieniawski (1979, 1989).

O GSI (Geological Strength Index) desenvolvido por Hoek *et al.* (1992), Hoek (1994) e Hoek *et al.* (1995) para maciços rochosos tem sido aplicado num considerável número de projetos a nível mundial. É de assinalar que o critério de rotura de Hoek-Brown, a que o GSI está associado, revelou algumas incertezas e imprecisões na definição do ângulo de atrito e da coesão equivalente para um maciço rochoso desde a sua publicação inicial em 1980. Na tentativa de resolver este problema Hoek *et al.* (2002), propuseram uma sequência de cálculos de modo a se estabelecer o critério de rutura com um maior grau de precisão.

De modo a definir as características mecânicas dos maciços rochosos são realizados vários tipos de ensaios, podendo utilizar-se o martelo de Schmidt (Aydin & Basu, 2005). Este corresponde a um método expedito e de baixo custo de determinação da dureza da superfície a ensaiar.

O ensaio de carga pontual (Point Load Test) é usado para determinar a resistência do material rochoso. O equipamento deste ensaio é portátil, pelo que se pode realizar o ensaio em laboratório ou no campo, outra vantagem deste ensaio é o seu custo reduzido. O ensaio de resistência à carga pontual permite estimar a resistência uniaxial à compressão.

CAPÍTULO 2
CARATERIZAÇÃO FÍSICA DA ÁREA EM
ESTUDO

2.1- ENQUADRAMENTO GEOGRÁFICO

A área de trabalho da presente dissertação encontra-se localizada no concelho de Penela e está representada na folha nº263 (Pombal) da Carta Militar de Portugal de escala 1/25000 e que foi elaborada pelos Serviços Cartográficos do Exército.

O concelho de Penela situa-se na região Centro Litoral de Portugal, no Distrito de Coimbra, apresenta uma área de 132,5 Km² e uma população de 5983 habitantes no ano de 2011, divide-se em seis freguesias: Cumieira, Espinhal, Podentes, Rabaçal, Santa Eufémia e São Miguel (Cordeiro, 2006).

O concelho como mostra a Figura 2.1 é delimitado a Norte e a Noroeste pelo município de Condeixa-a-Nova, a Este e a Nordeste pelo de Miranda do Corvo, a Sudeste pelo de Figueiró dos Vinhos, a Sul e a Sudoeste pelo de Ansião e a Oeste pelo de Soure.

O local de estudo, correspondente à área da pedreira (Centro de Produção de Penela), situa-se, como se pode observar nas Figuras 2.2 e 2.3, no interior do Concelho de Penela e a uma distância aproximada de 4 Km da povoação de Penela, do lado Sudeste do Monte de Vez no Lugar de Vale Longo, neste local as cotas de altitude variam entre os 383m a Nordeste e os 277m a Sudoeste.



Figura 2.1- Enquadramento Geográfico do concelho de Penela.

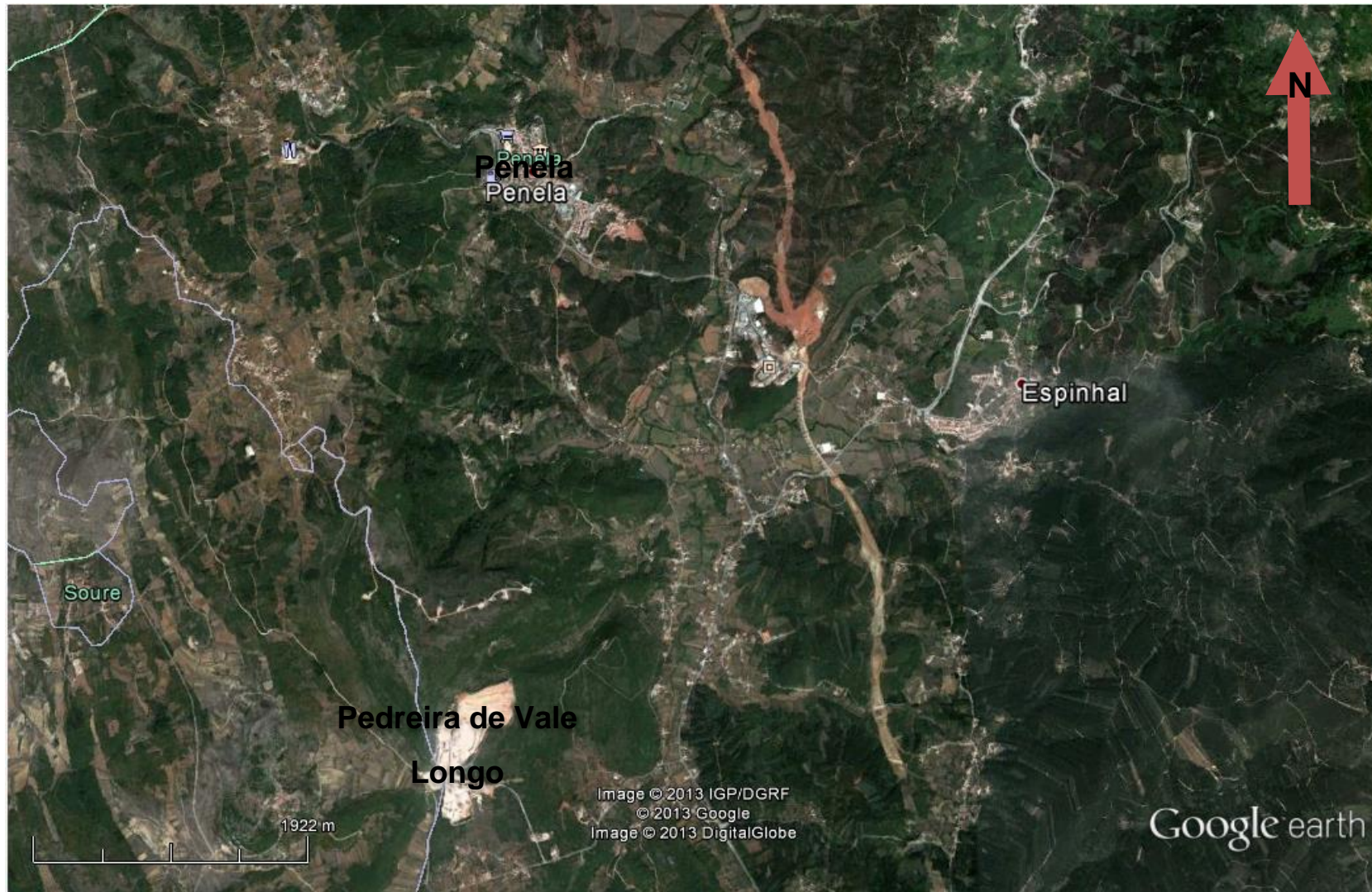


Figura 2.2- Centro de Produção de Penela (Google, 2013)

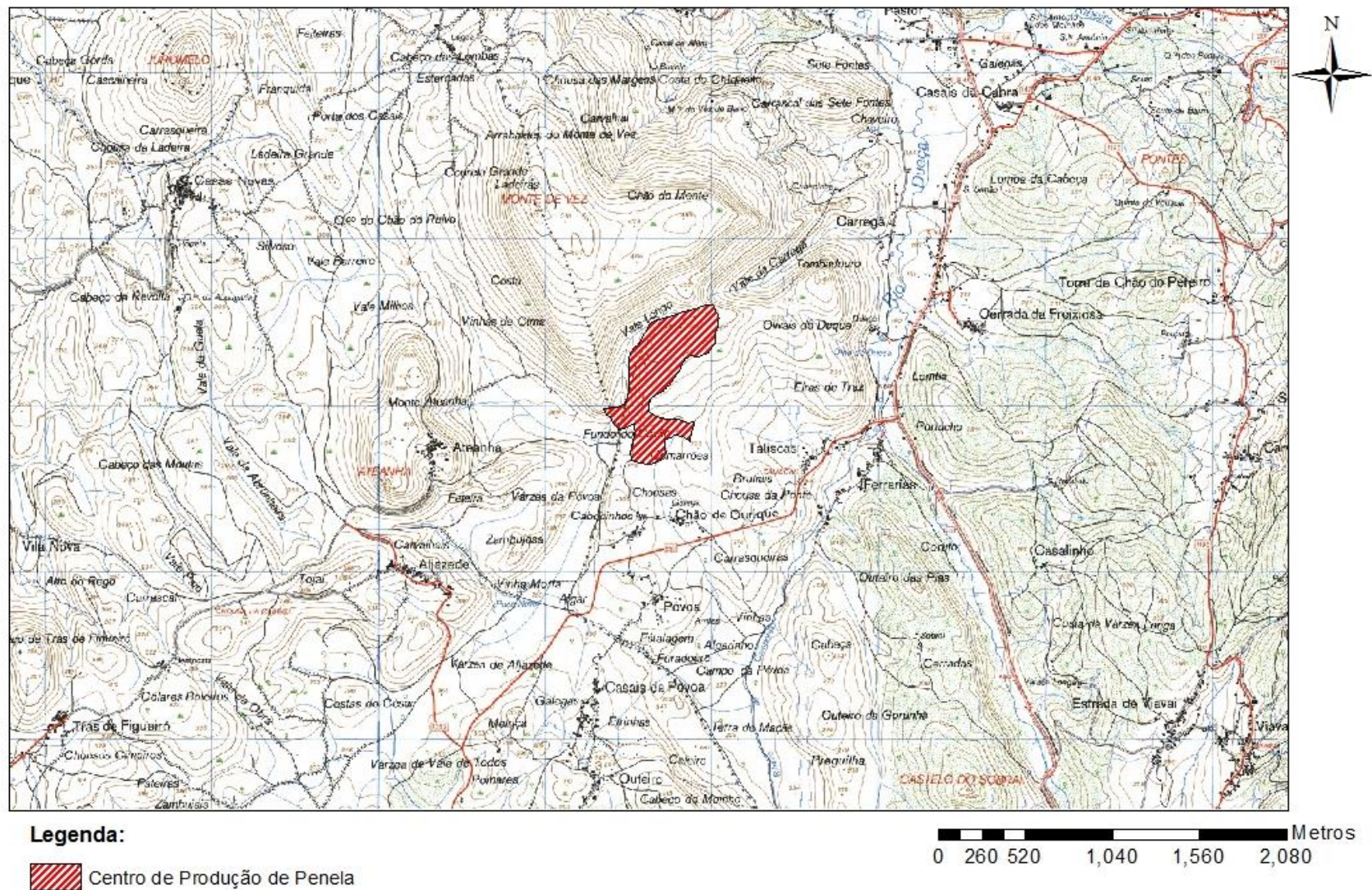
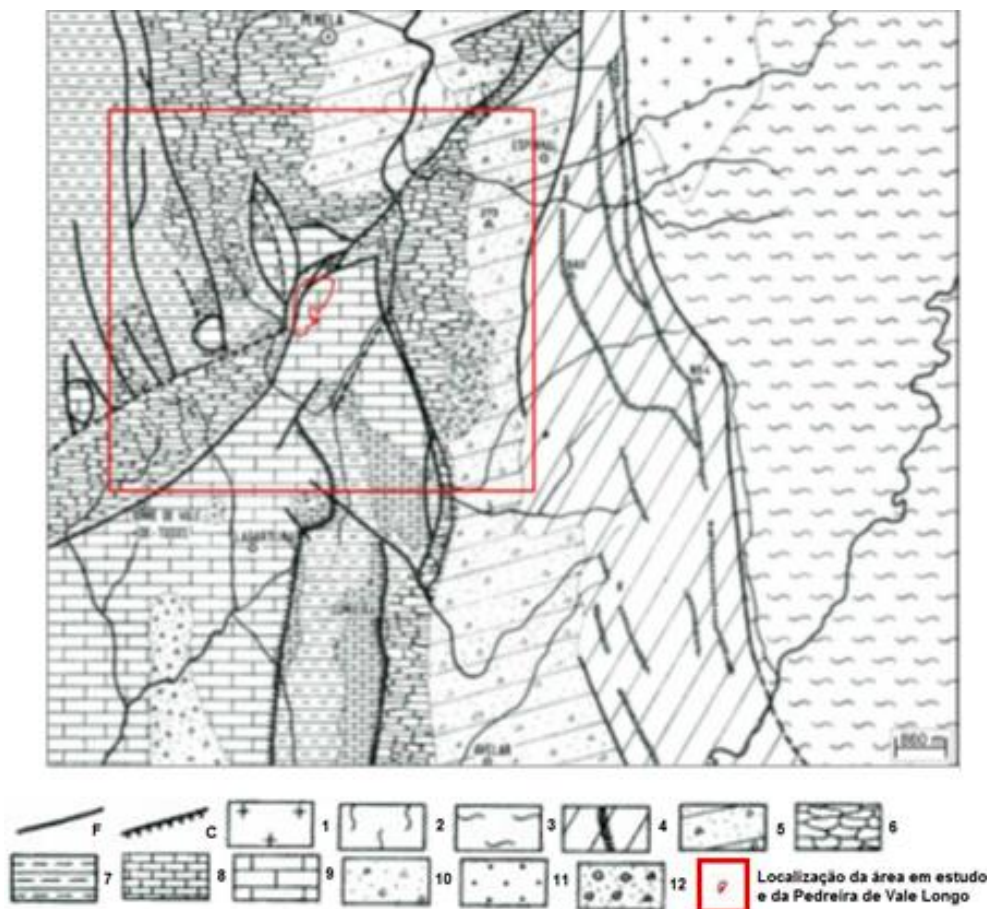


Figura 2.3- Extrato da folha nº263 (Pombal) da Carta Militar de Portugal de escala 1/25000.

2.2- ENQUADRAMENTO GEOLÓGICO

O concelho de Penela, está inserido na Orla Meso-Cenozóica Ocidental (Orla Ocidental), também designada por Bacia Lusitânica.

Como se pode observar na Figura 2.4, a área da pedreira compreende terrenos pertencentes ao Jurássico inferior (ou Liásico) e ao Jurássico médio (ou Dogger). Ou seja, verifica-se uma zona de transição entre dois domínios calcários. Contudo os que são predominantes e que se encontram em exploração na pedreira pertencem ao Jurássico Médio.



LEGENDA:

F – Falhas; C – Cavalgamentos;

Maciço Antigo:

1 – Granito de Vila Nova;

2 – Complexo Cristalofílico (Pré-Câmbrico);

Orla Ocidental:

5 – Complexo detritico da base do Mesozóico (Triásico);

6 – Calcários dolomíticos (Liásico inferior);

7 – Calcários margosos e margas (Liásico médio e superior);

8 – Calcários margosos compactos (Aaleniano – Liásico superior);

3 – Complexo Xisto-Grauváquico (Pré-Câmbrico-Câmbrico);

4 – Xistos e filões quartzíticos (Ordovício);

9 – Calcários puros compactos (Dogger);

10 – Depósito silicioso – “Arenitos de Torres Vedras” (Cretácico inferior);

11 – Arcoses de Miranda (Senoniano – Cretácico superior e Eocénico);

12 – Complexo fanglomerático (Vila-franquiano – Plio-pleistocénico).

Figura 2.4- Cartografia geológica da área em estudo e da região envolvente (Centro de Produção de penela). (Cunha, 1983)

Na Figura 2.5 estão representadas formações do Jurássico médio e inferior (Soares *et al.*, 2007), assim como as suas idades (Martins, 2007 e Kullberg *et al.*, 2006).

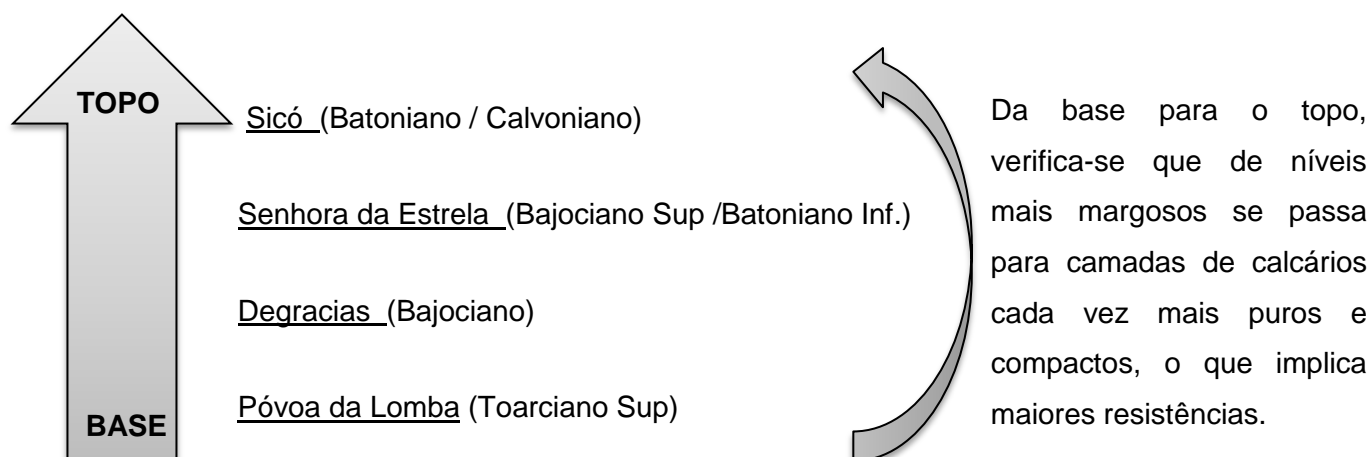


Figura 2.5- Formações do Jurássico Médio e Inferior.

A formação de **Póvoa da Lomba** mostra um domínio superior constituído por unidades predominantemente calcárias e um domínio inferior com unidades que apresentam alternâncias rítmicas margo-calcárias dominantes (Azerêdo *et al.*, 2003). A formação de Póvoa da Lomba tem uma espessura de aproximadamente 55m (Kullberg *et al.*, 2006).

A formação de **Degracias** é composta por calcários micríticos com presença de fósseis e tem igualmente níveis com nódulos siliciosos (Azerêdo *et al.*, 2003; Martins, 2008). Esta formação exibe uma espessura da ordem dos 100 a 150 metros (Machado & Manuppella, 1998).

A formação **Senhora da Estrela** apresenta-se constituída principalmente por calcários micríticos e biodetríticos esbranquiçados e amarelados, ricos em fósseis (Soares *et al.*, 2007). Esta formação tem uma possança superior a 80m (Martins, 2008).

A formação de **Sicó** é essencialmente formada por calcários micríticos e pelmicríticos, e por calcários oncolíticos (Martins, 2008). A formação de Sicó tem uma espessura que foi calculada em mais de 120m (Martins, 2008)

A área em estudo é composta por calcários de idade correspondente ao Jurássico médio. Estes apresentam grão fino, são compactos e de dureza considerável, embora a tonalidade predominante seja o bege, existem outras tonalidades como é o caso do acinzentado e do rosado. A cor acinzentada está relacionada com a natureza mais margosa, enquanto a cor rosada pode ser explicada pela presença de óxidos de ferro e pela ação de meteorização, muitas vezes influenciada pela presença de água. Regista-se a existência de cristalizações de calcite, muitas vezes, na forma de filonetes. O maciço encontrava-se com um grau de meteorização mais elevado, nas zonas envolventes as falhas. Apresenta-se de modo geral seco, existindo evidências de água apenas quando existia alguma escorrência da chuva.

Apesar de existirem estruturas cársticas nas áreas envolvidas da pedreira, nas bancadas desta não se observaram cavidades de dissolução.

Nas diferentes bancadas da pedreira é bem visível a presença da falha da Nazaré (Figura 2.6), esta, como é representado na Figura 2.4 apresenta uma direção de aproximadamente Nordeste-Sudoeste. Na Figura 2.6 é igualmente possível observar o material de preenchimento, existente na caixa de falha, e que apresenta tonalidades avermelhadas-acastanhadas, granulometria fina e, que por vezes, se encontra deformado. Nas proximidades da falha da Nazaré, o maciço rochoso calcário apresenta-se mais fraturado e com um maior grau de alteração (Figura 2.6).



Figura 2.6- Caixa de Falha da Nazaré numa das bancadas da pedreira

As bancadas da pedreira apresentam diferentes graus de fracturação, por vezes de grande intensidade, o que pode ser associado às estruturas geológicas existentes na região. A área da pedreira encontra-se muito próxima do Maciço Antigo que foi afetado por acidentes

tardi-hercínicos, estes foram posteriormente reativados e consequentemente também perturbaram as formações mesozóicas (Ribeiro *et al.*, 1979).

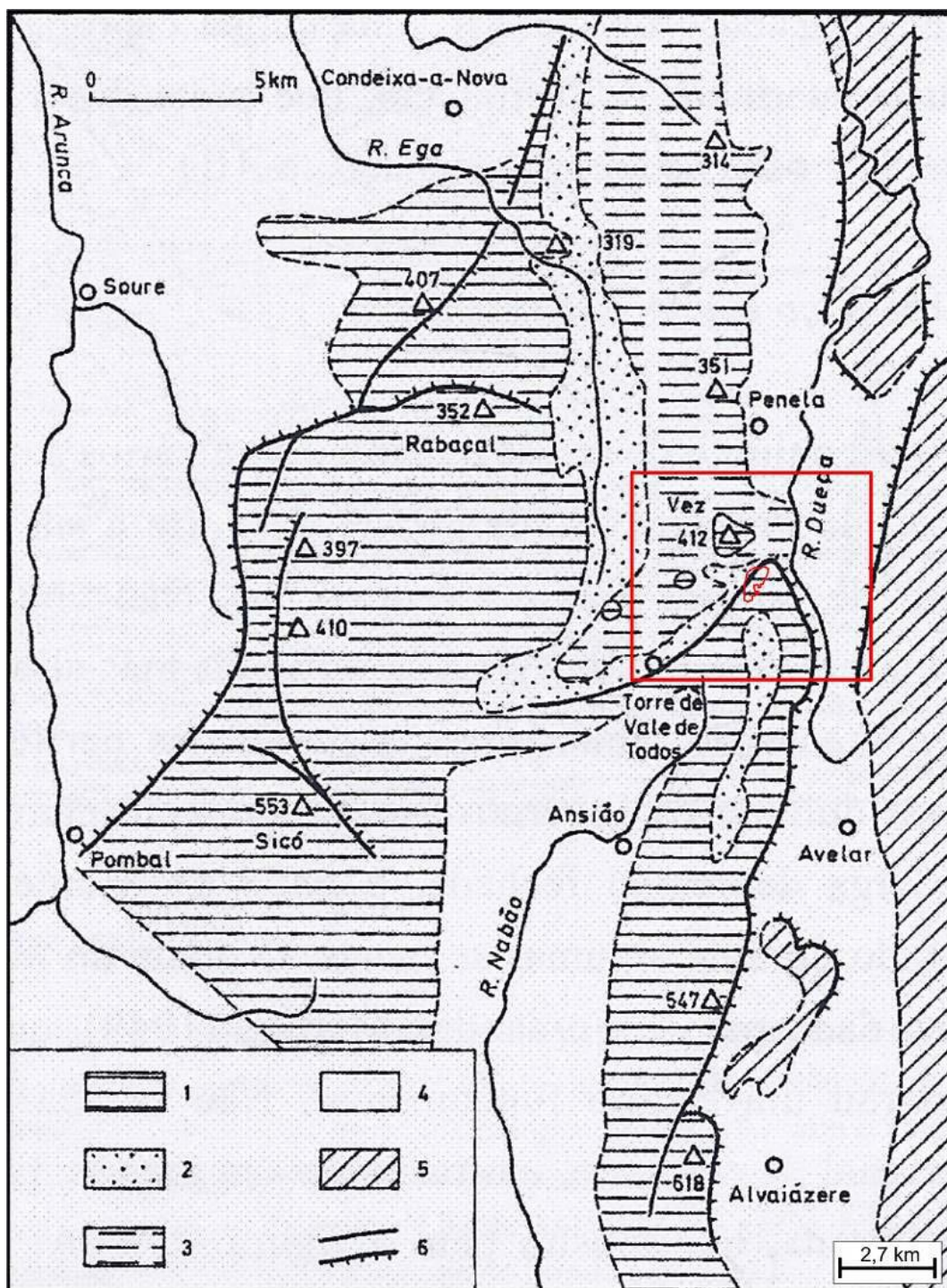
Muito próximo do local em estudo (como se verificou no enquadramento geográfico, Figura 2.3), existe o Monte de Vez, nesse local a tectónica tangencial associada a cavalgamentos e carreamentos é evidente, verificando-se que camadas do Jurássico Médio se sobrepõem aos calcários do Jurássico Inferior, uma situação que não é coincidente com a existente na maior parte da região, em que os calcários do Jurássico médio ocorrem a Oeste dos pertencentes ao Jurássico inferior (Cunha, 1983).


Em relação à geomorfologia a área em estudo, esta situa-se no Maciço Calcário de Sicó que é constituído por um conjunto de serras, colinas e depressões calcárias, localizadas a sul de Coimbra, e que vão desde Condeixa até Alvaiázere. No Maciço Calcário de Sicó podem destacar-se diferentes domínios como as Colinas Dolomíticas, as Depressões Calco-Margosas e as Serras Calcárias (Cunha, 1983). O relevo do referido maciço está relacionado com a atuação das forças compressivas da orogenia Alpina.

A área envolvente da pedreira é constituída por duas zonas distintas, uma está relacionada com os calcários Liásicos e a outra com os calcários do Dogger, a primeira zona corresponde às zonas mais deprimidas, como as Colinas Dolomíticas e as Depressões Calco-Margosas. A zona relativa aos calcários do Dogger, representa as zonas de maior relevo, como é o caso das Serras Calcárias.

Perante a geomorfologia descrita, o centro de Produção de Penela localiza-se no domínio das Serras Calcárias e também no domínio das Depressões Calco-Margosas, deste último domínio só existe numa pequena área do lado Noroeste como mostra a Figura 2.7.

Em termos hidrológicos destaca-se o rio Dueça (Figura 2.7) com cerca de 40 Km de extensão. Do lado Oeste deste rio, existem várias elevações topográficas, a cada uma corresponde um vértice geodésico, entre os quais se evidencia a elevação do Monte de Vez com uma altitude de 512 m. Do lado Este do rio Dueça o relevo torna-se aplanado até encontrar as elevações do Maciço Antigo. A altitude mais reduzida da área encontra-se no vale do Rio Dueça, no qual a altitude é igual a 169 m (Cordeiro, 2005).



 Localização da área em estudo e da pedreira de Vale Longo

Legenda:

1 – Serras e planaltos em calcário do Dogger (Serras Calcárias);

2 – Depressões em calcário margoso (Depressões Calco-Margosas);

3 – Colinas em calcário dolomítico

(Colinas Dolomíticas);

4 – Áreas deprimidas periféricas;

5 – Maciço Antigo;

6 – Falhas e escarpas de falha principais.

Figura 2.7- Esboço Geomorfológico do Maciço Calcário de Sicó (Cunha, 1988)

Na área envolvente do Centro de Produção de Penela, é de assinalar a existência de estruturas cársticas. Estas estruturas são características de áreas geológicas como a que temos presente no local, ou seja em termos geológicos, a área tem de ser constituída por rochas carbonatadas, quer sejam calcárias, dolomíticas ou até mesmo margosas, apresentando um grau de solubilidade elevado.

Estas estruturas podem desenvolver-se à superfície ou de forma subterrânea. No primeiro caso tomam a designação de exocarso, por outro lado se o seu desenvolvimento for em profundidade designam-se por endocarso. Exemplos de exocarso são as dolinas, os lapiás e os canhões fluviocársticos, enquanto os exemplos correspondentes de endocarso são os algares e as grutas.

As estruturas cársticas mais próximas do Centro de Produção de Penela, estão representadas na Figura 2.8, o conjunto destas estruturas constituem o sistema espeleológico do rio Dueça. Este sistema inclui cerca de 7000 m de galerias topografadas, das cavidades cársticas destacam-se o Soprador do Carvalho, a Gruta do Algarinho, o Sumidouro ou Algar da Várzea e o Olho do Dueça, este último corresponde à nascente principal deste sistema. A partir da Figura 2.8, constata-se que a área do Centro de Produção não intersesta as partes constituintes do sistema espeleológico do rio Dueça.

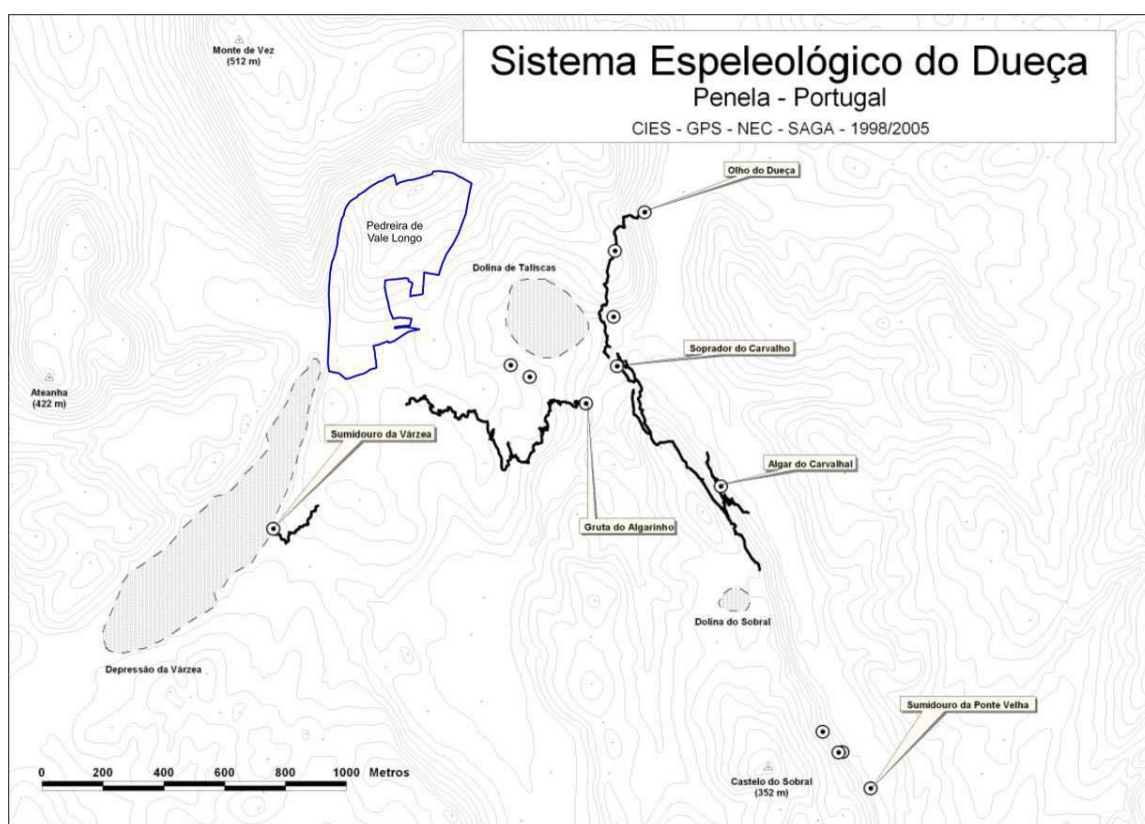


Figura 2.8- Sistema Espeleológico do Dueça (Neves *et al.*, 2005).

2.3- CENTRO DE PRODUÇÃO DE PENELA (PEDREIRA)

A presente investigação foi desenvolvida numa parte do Centro de Produção de Penela, o qual pertence ao Grupo Isidoro e é denominada de Pedreira de Vale Longo. Esta tem o número de cadastro 5347 (Figura 2.9).

O Centro de Produção de Penela, de acordo com o Plano Diretor Municipal (PDM) de Penela, encontra-se inserido no espaço afeto à Exploração de Recursos Geológicos.

Este Centro de Produção empenhou-se na indústria extrativa em 1990, com a montagem de uma central de britagem e várias outras infraestruturas para a produção de produtos da construção. Neste mesmo local para além das instalações de produção, agruparam-se instalações para o controlo da qualidade, ambiente, segurança e instalações sociais.

Os produtos obtidos na pedreira (agregados), desde 2005 passaram a ter a marcação CE, pela garantia dos métodos de fabrico e dos ensaios realizados.

Os produtos fabricados e comercializados neste centro de produção vão desde a extração e transformação de agregados, às emulsões betuminosas, ao betão pronto e às misturas betuminosas.

Na pedreira considerada no presente trabalho, o tipo de exploração utilizado é o designado por céu aberto. Neste tipo, de modo geral, o desmonte de rochas é executado com recurso a explosivos e os métodos mais utilizados são o desmonte por degraus direitos em flanco de encosta e o desmonte por rebaixo ou em profundidade. No presente caso a exploração é efetuada em degraus direitos em flanco de encosta.

O Centro de Produção de Penela, forneceu material para inúmeras obras de engenharia, onde se pode destacar o Metro do Mondego e a A13 - Autoestrada do Pinhal Interior, entre outras.



Figura 2.9- Centro de Produção de Penela

(<http://www.grupoisidoro.com>)

CAPÍTULO 3
CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA

3.1- INTRODUÇÃO

Os maciços rochosos são estudados por várias razões, podendo destacar-se entre outras a execução de uma obra de engenharia, o início ou a ampliação de uma exploração mineira, quer a céu aberto, quer a nível subterrâneo ou o estudo da estabilidade de taludes.

As classificações geomecânicas permitem definir a qualidade e a resistência dos maciços rochosos. Isto é efetuado através de um conjunto de propriedades identificadas por observação direta e ensaios de caracterização.

Nesta investigação, utilizaram-se várias classificações geomecânicas como a classificação RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1979, 1989), a classificação Q (classificação de Barton et al. (1974)), recorreu-se igualmente à definição do Índice GSI (Geological Strength Index) desenvolvido por Hoek *et al.* (1992) e Hoek (1994).

3.2- CLASSIFICAÇÃO ROCK MASS RATING (RMR) OU DE BIENIAWSKI

A classificação proposta por Bieniawski foi publicada pela primeira vez em 1973, contudo foram feitas sucessivas atualizações pelo mesmo autor, designadamente em 1979 e 1989 (Vallejo *et al.*, 2002).

O sistema RMR (Rock Mass Rating) é constituído por seis parâmetros. Uma vez que Bieniawski considerou que esses seis parâmetros contribuíam de modo significativo para o comportamento dos maciços rochosos. Ou seja, a cada um desses parâmetros são atribuídos valores ponderais e o somatório desses pesos corresponde ao índice RMR que apresenta uma variação entre 0 e 100.

Os parâmetros da classificação RMR são:

1. Resistência à compressão uniaxial do material rochoso intacto;
2. RQD ("Rock Quality Designation");
3. Espaçamento das descontinuidades;
4. Características das descontinuidades;
5. Influência da água;
6. Orientação das descontinuidades.

Na Tabela 3.1 são apresentados os valores ponderados de cinco parâmetros da classificação RMR. É de realçar que o parâmetro relativo às condições das discontinuidades é definido por cinco sub-parâmetros: comprimento, abertura, rugosidade, enchimento e grau de alteração.

Tabela 3.1- Sistema de Classificação Geomecânica RMR (adaptado de Bieniawski (1989))

Parâmetros de Classificação			Coeficientes						
1	Resistência da matriz rochosa (MPa)	Ensaio de carga pontual	> 10	4 - 10	2 - 4	1 - 2	Ensaio de compressão simples (MPa)		
		Resistência à compressão simples	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	< 1
	Pesos		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25		
	Pesos		20	17	13	8	3		
3	Espaçamento das discontinuidades		> 2 m	2,0 - 0,6 m	60 - 20 cm	20 - 6 cm	< 60 mm		
	Pesos		20	15	10	8	5		
4	Comprimento das discontinuidades		< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m		
	Pesos		6	4	2	1	0		
	Abertura		Nenhuma	< 0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
	Pesos		6	5	4	1	0		
	Rugosidade		Muito rugosa	Rugosa	Ligeiramente rugosa	Ondulada	Suave		
	Pesos		6	5	3	1	0		
	Enchimento		Nenhum	Duro < 5 mm	Duro > 5 mm	Brando < 5 mm	Brando > 5 mm		
	Pesos		6	4	2	2	0		
	Grau de alteração		Inalterado	Ligeiramente alterado	Moderadamente alterado	Muito alterado	Decomposto		
	Pesos		6	5	3	1	0		
5	Presença de água (Condições gerais)		Seco	Ligeiramente húmido	Húmido	Gotejando	Fluxo abundante		
	Pesos		15	10	7	4	0		

Na generalidade, os maciços rochosos são heterogêneos o que implica que antes de se proceder à aplicação das classificações geomecânicas, seja necessário efetuar o zonamento do maciço rochoso em causa. Esse zonamento faz-se com base nas principais estruturas geológicas, ou seja, planos de falhamento, mudanças de litologia, estado de alteração ou qualquer outro dado que seja visível e relevante para a classificação. Contudo, em alguns casos, dentro da mesma formação geológica, as mudanças consideráveis no espaçamento das discontinuidades, ou nas características destas, implicam uma subdivisão acrescida do maciço rochoso. Caso isto se venha a verificar, define-se um maior número de zonas de menores dimensões (Vallejo *et al.*, 2002).

O parâmetro 6 (Tabela 3.2), está associado à orientação das discontinuidades e permite corrigir os valores do RMR de maciços rochosos, onde se pretendem implementar obras de engenharia como túneis, fundações e taludes. No caso dos túneis é analisada a relação entre a orientação das discontinuidades e o sentido da escavação de um túnel, a partir dos valores desta relação é possível fazer ajustes ao valor do Índice RMR, desde “Muito Desfavorável”, onde os valores de correção são elevados, até “Muito Favorável”, em que os valores de correção são nulos (Tabela 3.2).

Tabela 3.2- Efeito da orientação das discontinuidades. (adaptado de Bieniawski (1989))

Orientação das discontinuidades em relação ao eixo da escavação de um túnel						
Direção Perpendicular				Direção Paralela		Qualquer
Pendor favorável		Pendor desfavorável		Pendor		Pendor
45° a 90°	20° a 45°	45° a 90°	20° a 45°	45° a 90°	20° a 45°	0° a 20°
Muito favorável (não ajustar RMR)	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável	Razoável	Desfavorável
Orientação das Discontinuidades		Muito Favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável
Peso para ajuste de RMR	Túneis	0	-2	-5	-10	-12
	Fundações	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60

O valor de RMR permite a classificação do maciço rochoso, como mostra a Tabela 3.3. São consideradas cinco classes, com o incremento do valor do Índice RMR, melhor é a

qualidade do maciço rochoso, e mais elevados se apresentam os seus valores da coesão e do ângulo de atrito.

Tabela 3.3- Classificação do maciço rochoso (adaptado de Bieniawski (1989)).

Classificação RMR					
Somatório dos pesos (índice RMR)	100 – 81	80 – 61	60 - 41	40 – 21	≤ 20
Classes	I	II	III	IV	V
Qualidade do maciço	Muito bom	Bom	Razoável	Mau	Muito mau
Coesão da massa rochosa (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Ângulo de atrito da massa rochosa (°)	>45	35-45	25-35	15-25	<15

3.2.1- Parâmetro 1- Resistência da matriz rochosa

Para se definir o parâmetro da resistência da matriz rochosa, pode efetuar-se o ensaio de determinação da resistência à carga pontual. Os valores deste ensaio podem ser confirmados através da realização do ensaio de determinação da dureza através do Martelo de Schmidt, apesar de ser um ensaio mais expedito e de maior grau de incerteza. As principais semelhanças e diferenças entre os dois ensaios são apresentadas na Tabela 3.4.

Tabela 3.4- Características do ensaio de determinação de dureza através da utilização do martelo de Schmidt e do ensaio de determinação de resistência à carga pontual.

Ensaio	Aplicação	Descrição	Características	Resultados
Carga pontual	Amostras de rocha	Valor da carga necessária para uma amostra ser levada à rutura através da compressão entre duas ponteiros	Ensaia testemunhos de sondagens e/ou fragmentos de rocha	Resistência à carga pontual e da resistência à compressão simples do material a partir de correlações
Martelo de Schmidt	Sobre o maciço rochoso e amostras de rocha	O valor registado numa escala do martelo ao efetuar pressão na zona a ensaiar	Permite ensaiar maciços rochosos e descontinuidades, bem como testemunhos de sondagens e/ou fragmentos de rocha	Valor da dureza de Schmidt e da resistência à compressão simples do material a partir de correlações

3.2.1.1- Ensaio de Carga Pontual

O ensaio de determinação de resistência à carga pontual (*point load test* ou PLT) é um ensaio rápido e de custo reduzido que permite definir a resistência à compressão simples do material rochoso que pode apresentar diferentes estados de alteração.

Este ensaio pode ser realizado em laboratório ou *in situ*, de acordo com as recomendações do ISRM (1985), dado tratar-se de um equipamento portátil e de utilização simples. Sendo que no primeiro caso é necessário a recolha de amostras representativas do maciço rochoso em estudo, no segundo caso que é realizado no campo pode efetuar-se o ensaio com um maior número de provetes, até que os resultados sejam expressivos.

No entanto, deve-se ter presente o conhecimento das condicionantes do ensaio, para que os seus resultados sejam credíveis, ou seja temos de ter atenção as dimensões das amostras uma vez que o equipamento é dimensionado para volumes relativamente pequenos.

O ensaio consiste na colocação dos provetes a testar entre duas ponteiros cónicas. De seguida, é aplicada uma carga, através das referidas ponteiros, o aumento da carga vai

conduzir à rotura do material. A carga responsável pela rotura (P) do material é registada num manómetro.

No ensaio de carga pontual, os provetes podem apresentar diversas formas (Figura 3.1), como a cilíndrica, prismática e irregular (ISRM, 1972).

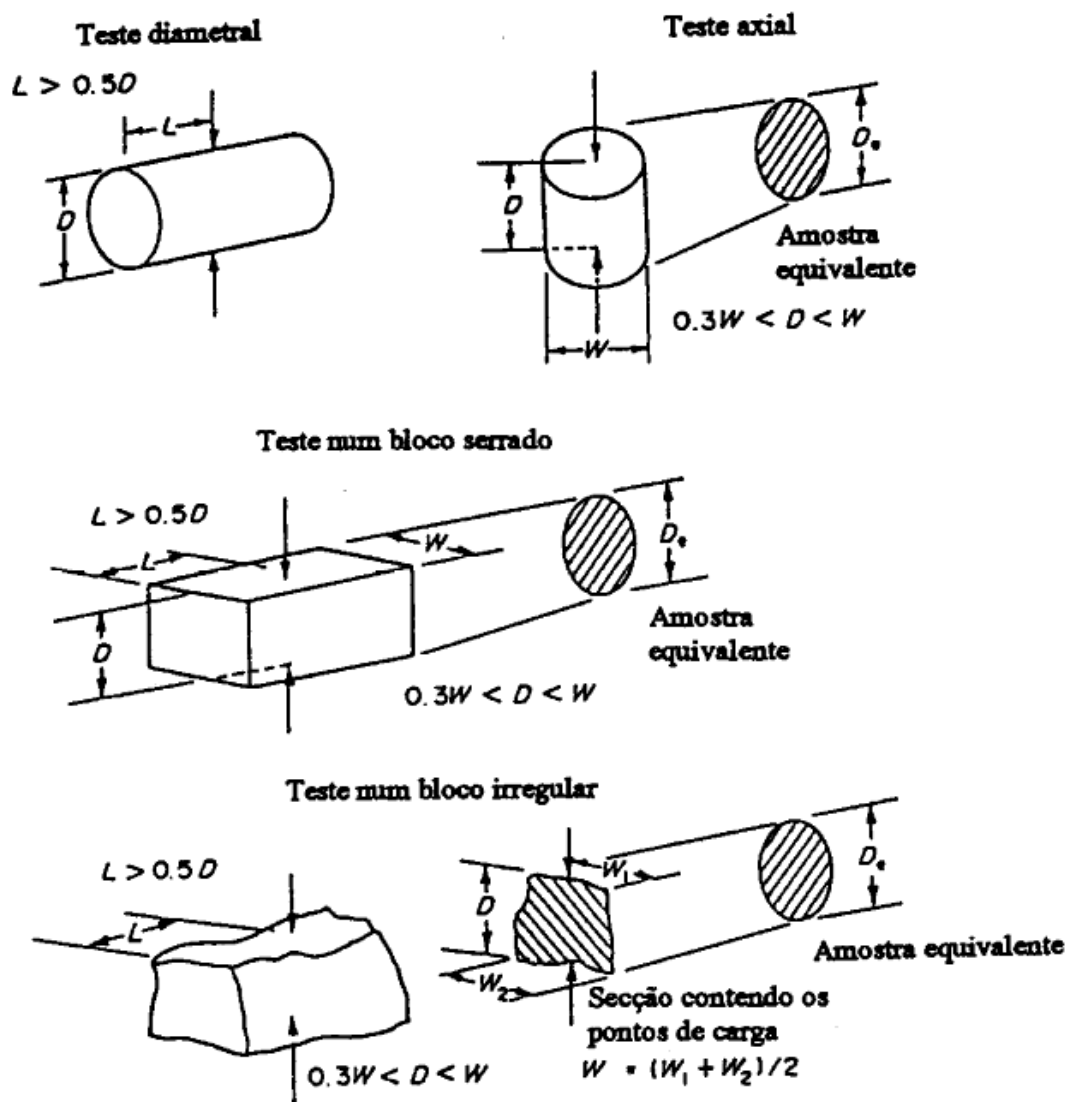


Figura 3.1- Tipos de provetes e requisitos para as dimensões dos diferentes provetes nos ensaios de resistência à carga pontual (ISRM, 1985).

Na execução do ensaio só são considerados os provetes testados que apresentam uma superfície de rutura que contenha os pontos de aplicação da carga (Figura 3.2).

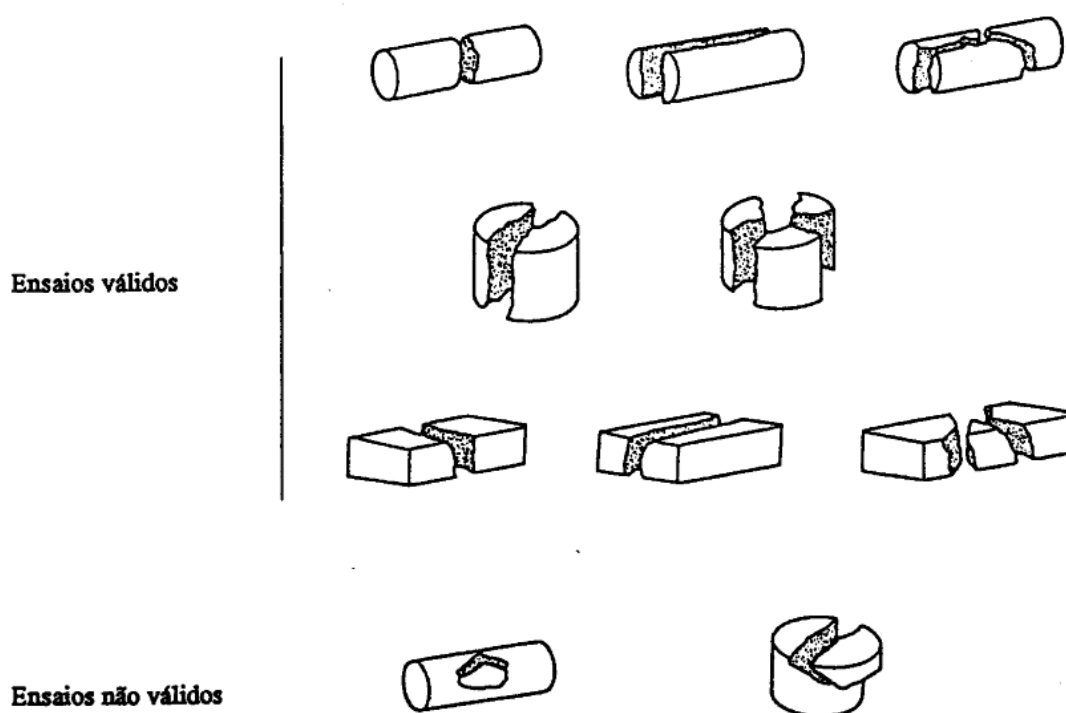


Figura 3.2- Fraturas válidas e inválidas nos ensaios de carga pontual (ISRM, 1985).

Neste estudo os provetes apresentam uma forma irregular e é necessário proceder à determinação do diâmetro equivalente D_e (Figura 3.1), este corresponde a uma secção circular, onde a área vai ser idêntica à secção transversal do provete, devendo considerar-se o D_e de acordo com as expressões 1 e 2:

$$D_e^2 = 4 \times \frac{A}{\pi} \quad (1)$$

Por sua vez o valor de A é dado pela expressão seguinte:

$$A = W \times D \quad (2)$$

Para o cálculo do índice de resistência à carga pontual não corrigido (I_s) é necessário utilizar a expressão 3:

$$I_s = \left(\frac{P}{D_e^2} \right) \quad (3)$$

Para determinar-se o índice de resistência à carga pontual corrigido para um diâmetro de 50 mm ($I_{s(50)}$) deve definir-se o valor do fator de correção (F) através da expressão 4.

$$F = \left(\frac{D_e}{50} \right)^{0,45} \quad (4)$$

Uma vez calculado o I_s e o F, pode-se prosseguir com o cálculo do $I_{s(50)}$ que é obtido pela expressão 5.

$$I_{s(50)} = F \times I_s \quad (5)$$

Em rochas isotrópicas, de modo geral, devem efetuar-se 10 ensaios válidos por cada material rochoso que se pretende avaliar. O valor final de resistência à carga pontual, corresponde a uma média dos valores de 6 desses 10 ensaios. Ou seja, desse conjunto de 10 ensaios, devem eliminar-se os dois resultados mais elevados e os dois mais baixos, determinando-se a média dos restantes valores considerados (ISRM, 1985).

Os valores obtidos neste ensaio permitem definir uma estimativa da resistência à compressão uniaxial (ou simples) do material rochoso estudado, os valores desta última podem ser classificados como extremamente brandos a extremamente duros, como se pode verificar na Tabela 3.5.

Tabela 3.5- Classificação do material rochoso intacto, adaptado de Bieniawski (1979).

CLASSIFICAÇÃO DO MATERIAL ROCHOSO INTACTO		
RESISTÊNCIA COMPRESSÃO UNIAXIAL (MPa)	DESCRIÇÃO	CARGA PONTUAL $Is_{(50)}$ (MPa)
0-1	Extremamente branda	-
1-5	Muito branda	-
5-25	Branda	<1
25-50	Moderada	1 – 2
50-100	Elevada	2 – 4
100-250	Muito elevada	4 – 10
>250	Extremamente elevada	>10

(-)-> Não são consideradas fiáveis as correlações com a resistência à compressão simples.

3.2.1.2- Ensaio com o Martelo de Schmidt

O esclerómetro ou martelo de Schmidt é um aparelho portátil que permite determinar a dureza de Schmidt (R) e estimar a resistência à compressão simples. Enquanto no *Point Load Test* os ensaios são executados em amostras seleccionadas, com o esclerómetro estes realizam-se no próprio maciço. Podendo também executar-se o ensaio nas superfícies de descontinuidade presentes no próprio maciço. Este tipo de ensaio é caracterizado por ser expedito e de fácil utilização. O tipo de martelo de Schmidt utilizado neste estudo foi do tipo L.

O esclerómetro consiste num aparelho metálico de geometria cilíndrica que contém uma mola no seu interior e uma haste de aço retráctil, a qual, ao ser pressionada contra a rocha faz com que a mola seja acionada. No presente trabalho definiram-se para cada ensaio 20 determinações, sendo que o valor da dureza corresponde à média das 10 determinações com os valores mais elevados, o que está de acordo com as sugestões do ISRM (1978).

Os valores de R podem ser correlacionados com a resistência à compressão simples do material ensaiado. A resistência à compressão simples (σ_c) pode obter-se a partir do ábaco que se apresenta na Figura. 3.3, em que se consideram os valores de R e da massa volúmica do material rochoso testado.

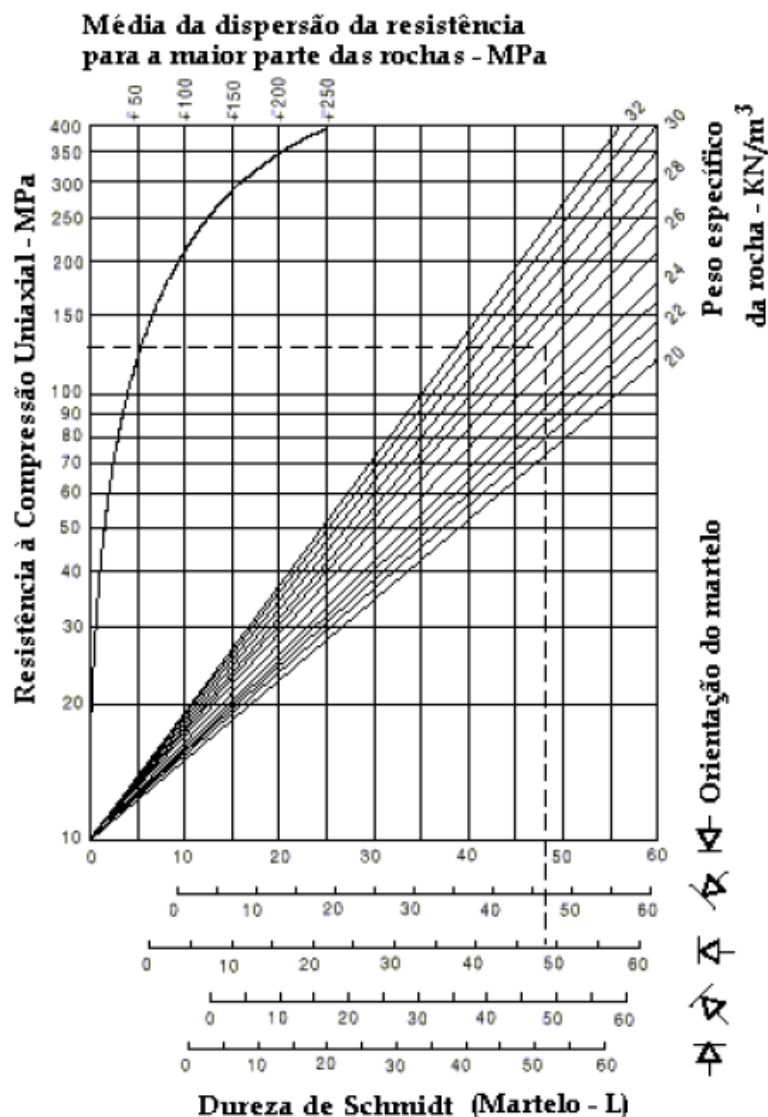


Figura 3.3- Ábaco que correlaciona o valor da dureza de Schmidt (R), com a resistência à compressão simples (σ_c) (adaptado de Hoek (1981)).

3.2.2- Parâmetro 2- Rock Quality Designation (RQD)

O índice RQD (Rock Quality Designation) é um sistema de classificação, desenvolvido por Deere (1967), e que está relacionado com a qualidade dos maciços rochosos. O RQD é

estabelecido através do estudo dos testemunhos de sondagens. Este índice é calculado com base na expressão 6.

$$RQD (\%) = \frac{\sum l_i (>10cm)}{L} \times 100 \quad (6)$$

Como se pode observar na expressão 6, o RQD corresponde à razão em termos percentuais entre o somatório do comprimento dos tarolos que apresentam com uma extensão longitudinal superior a 10 cm e o comprimento total que é furado em cada manobra (L) de uma sondagem.

Na Tabela 3.6 apresentam-se as classes propostas por Deere (1967) para definir a qualidade dos maciços rochosos em função do valor do RQD obtido.

Tabela 3.6- Qualidade do maciço rochoso em função do índice RQD, adaptação de Deere (1967).

CLASSIFICAÇÃO RQD		
RQD	Qualidade do Maciço Rochoso	Jv
0 – 25%	Muito fraco	34.8 – 27.3
25 – 50%	Fraco	27.3 – 19.7
50 – 75%	Razoável	19.7 – 12.1
75 – 90%	Bom	12.1 – 7.6
90 – 100%	Excelente	7.6 – 4.5

Contudo, neste estudo não se revelou possível obter amostras através de sondagens. Neste caso, identificaram-se as famílias de descontinuidades presentes nos taludes rochosos e definiu-se o valor de RQD, segundo a fórmula proposta por Palmström (1982) representada pela expressão 7.

$$RQD = 115 - 3,3 J_v \quad (7)$$

J_v corresponde ao índice de fracturação volumétrica (somatório do número de descontinuidade por unidade de comprimento, para o conjunto de famílias de fraturas), de acordo com a expressão 8, em que estão presentes 3 famílias de descontinuidades.

$$J_v = 1/s_1 + 1/s_2 + 1/s_3 \quad (8)$$

Na expressão 8, o S_1, S_2, S_3 , correspondem ao espaçamento das diferentes famílias de diáclases, expressos em metros.

3.2.3- Parâmetro 3- Espaçamento das descontinuidades

O parâmetro designado como espaçamento das descontinuidades refere-se à distância obtida perpendicularmente entre descontinuidades adjacentes e pertencentes à mesma família.

O espaçamento influencia diretamente o comportamento global do maciço rochoso e é este parâmetro que define a dimensão dos blocos existentes (Andrade, 2008).

Ou seja, se o espaçamento for reduzido, os blocos também vão ter uma dimensão menor e a resistência do maciço rochoso vai diminuir, por outro lado se o espaçamento for considerável, os blocos (no caso de existirem) também vão ter dimensões apreciáveis e a resistência do maciço rochoso vai aumentar consideravelmente.

Na Tabela 3.7 é apresentada a classificação dos valores do espaçamento para descrever as descontinuidades de acordo com a ISRM (1981), contudo no trabalho de campo efectuado utilizaram-se somente 5 classes (Tabela 3.1). Isto porque a classificação segundo a ISRM (1981), apresenta as classes < 0,2 m (extremamente próximas) e > 6m (extremamente afastadas) que não são consideradas na classificação geomecânica RMR de Bieniawski (1979, 1989).

Tabela 3.7- Classificação do espaçamento das descontinuidades (ISRM, 1981)

CLASSIFICAÇÃO SEGUNDO O ESPAÇAMENTO	
Designação	Espaçamento (m)
Extremamente próximas	< 0,02
Muito próximas	0,02 - 0,06
Próximas	0,06 – 0,2
Moderadamente afastadas	0,2 – 0,6
Afastadas	0,6 – 2
Muito afastadas	2 – 6
Extremamente afastadas	> 6

3.2.4- Parâmetro 4 - Condições das descontinuidades

No parâmetro relativo às condições das descontinuidades distinguem-se cinco itens, sendo eles:

1. Comprimento da descontinuidade (persistência);
2. Separação (abertura);
3. Rugosidade;
4. Enchimento;
5. Grau de alteração

3.2.4.1- Comprimento da descontinuidade (persistência)

A continuidade ou a persistência representa a extensão de um plano de descontinuidade. De todos os parâmetros é um dos mais importantes na definição do comportamento dos maciços rochosos, contudo também é um dos mais difíceis de determinar, devido às dificuldades de observação de algumas descontinuidades.

A persistência define de modo determinante se os planos de descontinuidade vão estar envolvidos nos processos de rotura do maciço rochoso (Oliveira, 1980).

A Tabela 3.8 indica-nos a classificação de acordo com a persistência das descontinuidades, que segundo a ISRM (1981), varia de muito pequena a muito elevada com valores, respetivamente, inferiores a 1m e superiores a 20m.

Tabela 3.8- Classificação da persistência das descontinuidades (ISRM, 1981)

CLASSIFICAÇÃO SEGUNDO A PERSISTÊNCIA	
Designação	Comprimento da descontinuidade (m)
Muito pequena	< 1
Pequena	1 – 3
Média	3 – 10
Elevada	10 – 20
Muito elevada	> 20

3.2.4.2- Separação (abertura)

O parâmetro relativo à abertura corresponde à distância que separa as “paredes” contíguas de uma descontinuidade, se esse espaço estiver preenchido a designação correta para essa distância corresponde à largura, Figura 3.4. Na alínea c) da Figura 3.4, é igualmente representado o material de preenchimento que é descrito no subcapítulo 3.2.4.4. Os diferentes valores relativos à abertura e a sua classificação são apresentados na Tabela 3.9.

No levantamento de campo a classificação da abertura utilizada foi a de Bieniawski (1989) proposta para a Classificação RMR, onde os valores vão desde zero até superiores a 5 mm (Tabela 3.1).

Tabela 3.9- Classificação da abertura das descontinuidades (ISRM, 1981)

CLASSIFICAÇÃO SEGUNDO A ABERTURA	
Designação	Abertura (mm)
Muito fechadas	<0,1
Fechadas	0,1 – 0,25
Parcialmente fechadas	0,25 – 0,5
Abertas	0,5 – 2,5
Largas	2,5 – 10
Muito largas	10 – 100
Extremamente largas	100 – 1000
Cavernosas	> 1000

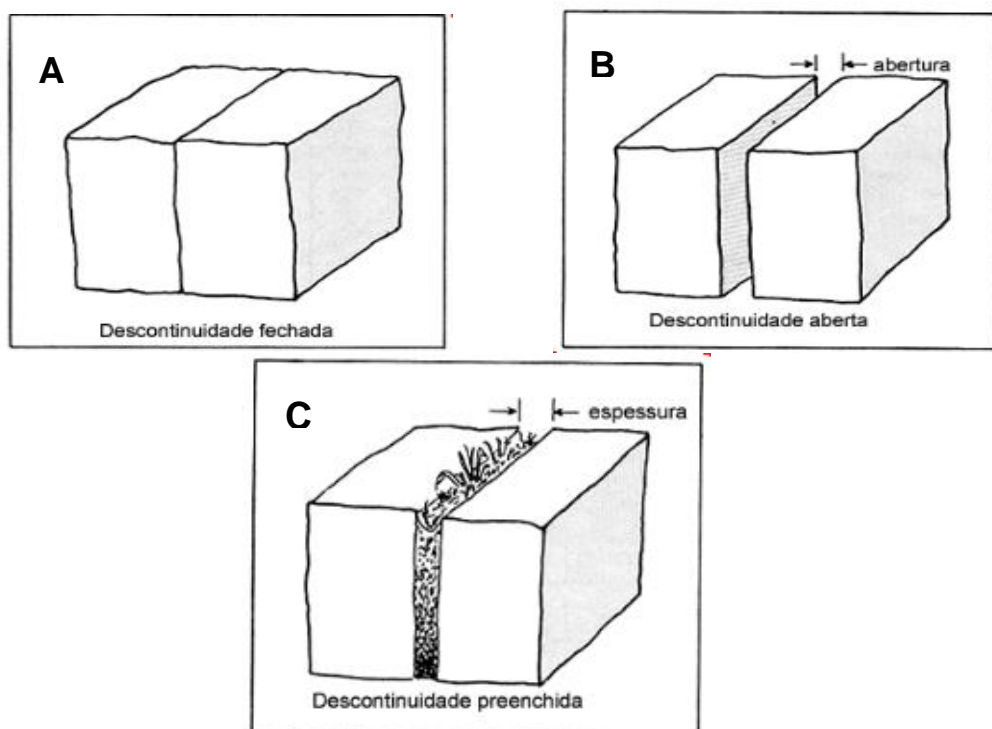


Figura 3.4- Representação do tipo de descontinuidade em função da abertura (ISRM, 1981).

3.2.4.3- Rugosidade

A rugosidade é uma característica que condiciona a resistência ao deslizamento de uma descontinuidade, designadamente quando esta se apresenta sem abertura e sem movimentos antecedentes (Lima & Menezes, 2008). A presença de irregularidades impede ou contém o movimento ao longo das descontinuidades.

A rugosidade pode ser medida *"in situ"* através de diversos métodos que dependem do grau de precisão do estudo efetuado, da escala de medida e da acessibilidade aos afloramentos. Um dos possíveis métodos é a comparação visual das descontinuidades com a utilização de perfis típicos de rugosidade (Figura 3.5), (Vallejo *et al.*, 2002).

Esses perfis baseiam-se em duas escalas de observação: a pequena (alguns centímetros) e a intermédia (vários metros). A escala intermédia da rugosidade é constituída por três graus (em patamar, ondulada e planar), enquanto a rugosidade de pequena escala pode definir-se como rugosa, lisa e espelhada (ISRM, 1981).

A Tabela 3.10 apresenta uma terminologia que é utilizada para descrever a rugosidade das descontinuidades dos maciços rochosos.

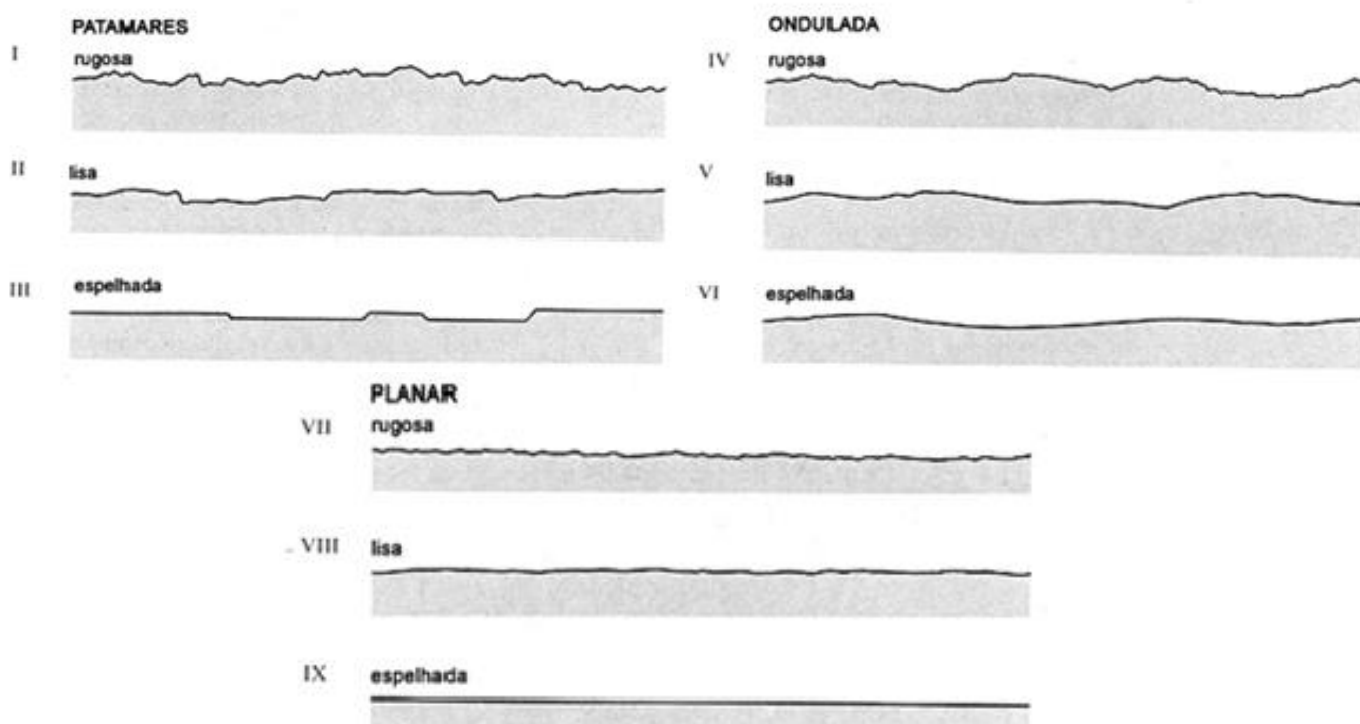


Figura 3.5- Perfis típicos de rugosidade e respetivas designações, adaptado da ISRM (1981) in Lima & Menezes (2008).

Tabela 3.10- Terminologia para descrever da rugosidade (ISRM, 1981)

CLASSIFICAÇÃO DA RUGOSIDADE	
Classe	Rugosidade
I	Rugosa ou irregular, em patamares
II	Lisa, em patamares
III	Espelhada (*), em patamares
IV	Rugosa ou irregular, ondulada
V	Lisa, ondulada
VI	Estriada (*), ondulada
VII	Rugosa ou irregular, planar
VIII	Lisa, planar
IX	Estriada (*), planar

(*) o termo espelhado só deverá ser utilizado quando se observarem sinais óbvios de movimentação ao longo da descontinuidade.

3.2.4.4- Enchimento

O parâmetro enchimento é referido no caso de uma descontinuidade que apresente material de preenchimento, ou seja contenha material entre as paredes dessa descontinuidade. O enchimento das descontinuidades, de acordo com as suas características, condiciona o comportamento geomecânico dos maciços rochosos. O material de preenchimento pode ser constituído por materiais distintos: calcite, quartzo, argila, silte, entre outros, ou então de água ou ar (com abertura mas sem preenchimento).

Se uma descontinuidade estiver preenchida a distância medida na perpendicular às paredes dessa descontinuidade corresponde à espessura do material de preenchimento como mostra a Figura 3.6.

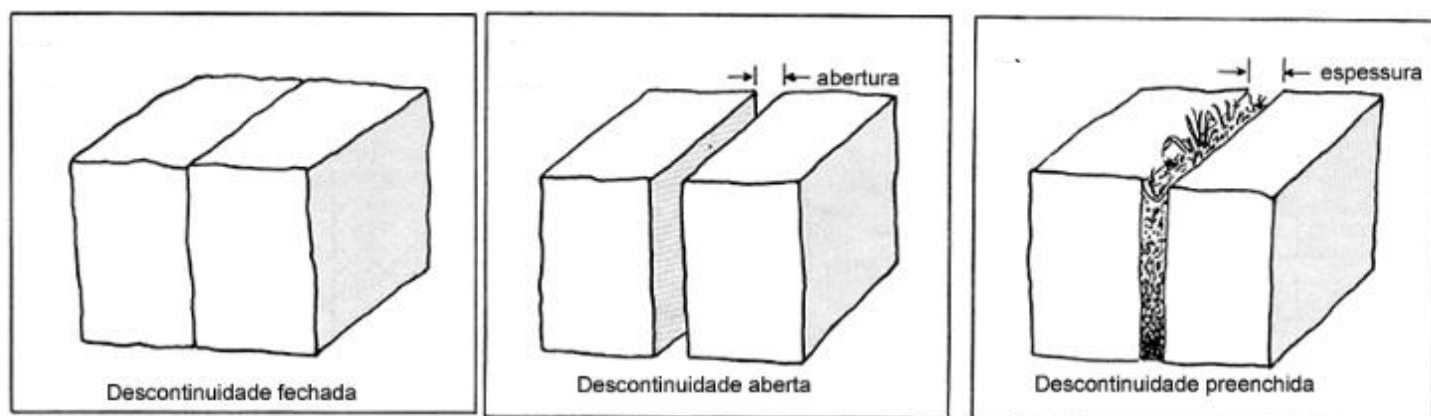


Figura 3.6- Representação de descontinuidades fechadas, abertas e preenchidas (ISRM, 1981).

3.2.4.5- Grau de alteração

O grau de alteração das superfícies das descontinuidades do maciço rochoso é definido através do levantamento efetuado no campo. A classificação do grau de alteração é apresentada na Tabela 3.11.

Na classificação da ISRM (1981) o grau de alteração apresenta-se desde *são* (W1), sem quaisquer sinais de alteração, até *decomposto (saibro)* (W5), onde o maciço se encontra completamente friável e com comportamento característico de um solo.

Tabela 3.11- Classificação do grau de alteração (ISRM, 1981).

CLASSIFICAÇÃO SEGUNDO O GRAU DE ALTERAÇÃO		
Designação	Grau de alteração	Características
São	W ₁	Sem sinais de alteração
Pouco alterado	W ₂	Poucos sinais de alteração, apenas nas proximidades das descontinuidades
Medianamente alterado	W ₃	Alteração em todo o maciço rochoso, a rocha não é friável
Muito alterado	W ₄	Alteração em todo o maciço, a rocha é parcialmente friável
Decomposto (saibro)	W ₅	O maciço friável com comportamento de solo

3.2.5- Parâmetro 5 – Presença de água

A presença de água numa descontinuidade está diretamente relacionado com a abertura que ela apresenta assim como com o tipo de material de preenchimento (Tabela 3.12).

Quando uma descontinuidade exhibe a existência de água é provável que esse mesmo maciço seja permeável e que no seu interior contenha algum armazenamento. Nos casos em que o maciço seja impermeável e as descontinuidades contenham igualmente água, esta pode estar relacionada com escorrências superficiais.

Tabela 3.12- Classificação da presença de água nas descontinuidades ISRM, 1981)

CLASSIFICAÇÃO SEGUNDO A PRESENÇA DE ÁGUA		
Classe	Descontinuidade sem enchimento	Descontinuidades com enchimento
I	Fratura muito plana e fechada. Aparece seca e sem a possibilidade de circular água.	Enchimento muito consolidado e seco. Não é possível a circulação de água.
II	Fratura seca sem evidências de fluxo de água.	Enchimento húmido sem a presença de água livre.
III	Fratura seca, com evidências de ter circulado água.	Enchimento molhado com presença de gotas ocasionais.
IV	Fratura húmida sem circulação de água livre.	Enchimento que mostra indícios de lavagem, com fluxo de água contínuo.
V	Fratura, ocasionalmente goteando, mas sem fluxo contínuo.	Enchimento localmente lavado, com fluxo considerável.
VI	Fratura com fluxo contínuo de água.	Enchimento completamente lavado, com pressões de água elevadas.

3.2.6- Parâmetro 6 – Orientação das descontinuidades

A orientação das descontinuidades é um dos parâmetros mais importantes se não o mais importante no estudo de caracterização de um maciço rochoso. A orientação de uma descontinuidade é definida pelo seu pendor e pelo azimuth da direção do pendor, sendo este ângulo (α) definido, num plano horizontal, medido a partir do Norte no sentido dos ponteiros do

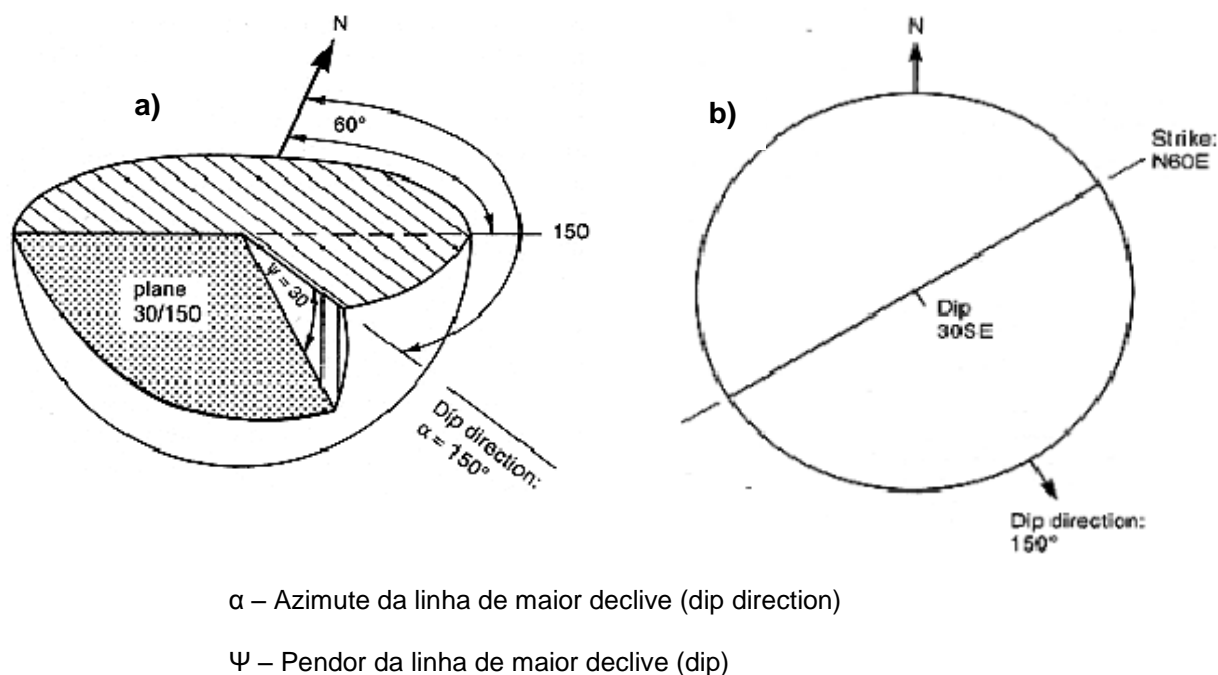


Figura 3.7- Representação da orientação de um plano de uma descontinuidade (N60°E; 30° SE), retirado de Lima & Menezes (2008)

Os dados recolhidos no campo são determinados através de uma bússola de geólogo que possui clinómetro para a determinação do pendor.

A representação gráfica da orientação das descontinuidades pode realizar-se de vários modos, onde se pode destacar a projeção estereográfica, os diagramas de roseta, as representações tridimensionais e de símbolos em mapas geológicos.

As superfícies das descontinuidades na maior parte das frentes nas pedreiras devem apresentar uma orientação favorável ao desmonte, o que corresponde na maior parte das vezes a uma orientação propícia à movimentação do maciço mas de uma forma controlada.

3.3- CLASSIFICAÇÃO BARTON OU SISTEMA Q

Foi em 1974 que Barton *et al.* apresentaram o Sistema Q, este corresponde a uma classificação em que se pretende definir um índice de qualidade dos maciços rochosos. A classificação Q é constituída por 6 fatores, de grande importância para a caracterização do comportamento dos maciços rochosos em estudo (Vallejo *et al.*, 2002). O índice Q é encontrado através da expressão 9.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (9)$$

A expressão 9 contém 6 parâmetros, os quais correspondem a:

RQD → Rock Quality Designation, relacionado com a qualidade do maciço rochoso.

J_n → Índice das famílias das descontinuidades.

J_r → Índice de rugosidade das descontinuidades.

J_a → Índice do grau de alteração das descontinuidades.

J_w → Índice das condições hidrogeológicas.

SRF → Fator de redução de tensões.

Os valores do Índice Q têm um intervalo de variação compreendido entre 10^{-3} a 10^3 .

Pode observar-se que a expressão 9 é constituída por 3 quocientes diferentes e cada um está relacionado com aspetos diferenciados dos maciços rochosos (Vallejo *et al.*, 2002):

RQD/J_n → Caracteriza os aspetos estruturais do maciço rochoso, ou seja fornece uma estimativa aproximada da dimensão dos blocos. Apresenta valores entre 200 e 0,5.

J_r/J_a → Caracteriza a resistência ao deslocamento entre os blocos dos maciços rochosos. Está diretamente relacionado com a rugosidade das descontinuidades assim como com o material de preenchimento destas e o seu grau de alteração.

$J_w/SRF \rightarrow$ Carateriza o estado de tensão em que o maciço rochoso se encontra.

Os valores do índice Q podem ser divididos em 9 classes de acordo com a Tabela 3.12, podendo considerar-se os maciços desde excecionalmente maus a excecionalmente bons, para os primeiros os valores do índice Q variam de 0,001-0,01, enquanto para os segundos os valores estão compreendidos entre os 400-1000.

Tabela 3.13- Classificação dos maciços rochosos segundo o Índice Q (Grimstad & Barton, 1993).

CLASSIFICAÇÃO SEGUNDO O INDICE Q	
Valor do índice Q	Designação
0,001 – 0,01	Maciço excecionalmente mau
0,01 – 0,1	Maciço extremamente mau
0,1 – 1	Maciço muito mau
1 – 4	Maciço mau
4 – 10	Maciço médio
10 – 40	Maciço bom
40 – 100	Maciço muito bom
100 – 400	Maciço extremamente bom
400 - 1000	Maciço excecionalmente bom

Nas Tabelas 3.14 a 3.19 apresenta-se o significado de cada um dos seis dos parâmetros da classificação Q de Barton, assim como os possíveis valores para cada um deles.

Na Tabela 3.14 apresentam-se os valores atribuídos ao RQD em percentagem assim como a designação relativa a cada um desses conjuntos de valores. Este parâmetro encontra-se mais desenvolvido no subcapítulo 3.2.2.

Tabela 3.14- Valores do RQD e qualidade do material rochoso de acordo com Barton (2000) in Vallejo *et al.* (2002)

CLASSIFICAÇÃO DE ACORDO COM O RQD (designação da qualidade da rocha)	
Designação	RQD (%)
Muito mau	0 -25
Mau	25 – 50
Medio	50 – 75
Bom	75 – 90
Muito bom	90 - 100

Na Tabela 3.15 temos a classificação segundo o índice das famílias das descontinuidades (J_n). Este índice tem valores compreendidos entre 0,5-1,0, quando as descontinuidades estão ausentes ou existem num número escasso, e 20 quando o maciço se encontra esmagado, ou seja a rocha apresenta um comportamento semelhante ao de um solo.

Apesar de o presente estudo não estar relacionado com túneis, é de realçar que a determinação do índice J_n apresenta modificações em algumas zonas dos túneis, segundo Barton (2000) quando se está na intersecção de um túnel a expressão para o cálculo do J_n é a expressão 10.

$$3 \times J_n \quad (10)$$

Por outro lado, nas zonas dos emboquilhamentos dos túneis a expressão para a determinação do J_n é a 11.

$$2 \times J_n \quad (11)$$

Tabela 3.15- Índice das famílias de descontinuidades, J_n , de acordo com Barton (2000) in Vallejo et al. (2002)

CLASSIFICAÇÃO SEGUNDO O J_n (Índice das famílias de descontinuidades)	
Designação	J_n
Ausência ou poucas descontinuidades presentes	0,5 – 1,0
Uma família de descontinuidades	2
Uma família e algumas descontinuidades esparsas	3
Duas famílias de descontinuidades	4
Duas famílias mais descontinuidades esparsas	6
Três famílias de descontinuidades	9
Três famílias mais descontinuidades esparsas	12
Quatro ou mais famílias, descontinuidades esparsas, maciços muito fraturados	15
Rocha esmagada, comportamento semelhante a solo	20

Na Tabela 3.16, apresenta-se o índice de rugosidade das descontinuidades, J_r , onde estão presentes duas escalas de amostragem diferente. As descrições das alíneas a) referem-se a escalas de amostragem de pequena dimensão, enquanto as alíneas b) se referem a amostragens de média dimensão, (Lima & Menezes, 2008).

Apesar de não ser o caso do presente estudo, deve adicionar-se 1,0 a J_r se o espaçamento médio da família de descontinuidades mais importante for superior a 3 m. Assim como o J_r , igual a 0,5, pode ser utilizado nas descontinuidades polidas e planas que apresentam lineações e estas tenham uma orientação na direção de menor resistência.

Tabela 3.16- Índice de rugosidade das descontinuidades, Jr, de acordo com Barton (2000) in Vallejo et al. (2002)

CLASSIFICAÇÃO SEGUNDO O Jr (Índice de rugosidade das descontinuidades)	
Designação	Jr
a) Contacto entre as superfícies rochosas das descontinuidades	
b) Contacto entre as superfícies rochosas antes de 10 cm de escorregamento	
Juntas descontínuas	4
Descontinuidades rugosas, irregulares, onduladas	3
Descontinuidades lisas e onduladas	2
Descontinuidades polidas e onduladas	1,5
Descontinuidades rugosas ou irregulares, planas	1,5
Descontinuidades lisas, planas	1,0
Descontinuidades polidas, planas	0,5
c) Não há contacto entre as superfícies rochosas no escorregamento	
Presença de material contendo minerais argilosos e suficientemente espesso de modo a impedir o contacto entre as paredes	1,0
Presença de material esmagado contendo areias de modo a impedir o contacto entre as paredes	1,0

A Tabela 3.17 apresenta a classificação segundo o grau de alteração das descontinuidades, Ja. Esta classificação pode ser efetuada por três perspetivas, sendo elas, o contacto entre as superfícies rochosas das descontinuidades, o contacto entre as superfícies rochosas das descontinuidades antes de 10 cm de escorregamento e inexistência de contacto entre as superfícies rochosas das descontinuidades.

Tabela 3.17- Classificação segundo o grau de alteração das descontinuidades, Ja, adaptado de Barton (2000) in Vallejo *et al.* (2002)

CLASSIFICAÇÃO SEGUNDO O Ja (Grau de alteração das descontinuidades)	
Designação	Ja
a) Contacto entre as superfícies rochosas das descontinuidades	
Paredes duras, compactas, preenchimentos impermeáveis (quartzo ou epibolito)	0,75
Paredes não alteradas, apresentando uma leve descoloração	1,0
Paredes ligeiramente alteradas, com partículas arenosas e rochas desintegradas não brandas	2,0
Paredes com partículas siltosas ou areno-argilosas	3,0
Paredes com partículas de argilas brandas ou de baixo ângulo de atrito, tais como caulinite, mica, gesso, talco, clorite, grafite, e quantidades reduzidas de argilas expansivas	4,0
b) Contacto entre as superfícies rochosas das descontinuidades antes de 10 cm de escorregamento	
Paredes com presença de partículas arenosas e rochas desintegradas	4,0
Descontinuidades com preenchimento argiloso sobreconsolidado (contínuo, mas de espessura < 5 mm) – G	6,0
Descontinuidades com preenchimento argiloso subconsolidado (contínuo, mas de espessura < 5 mm) – H	8,0
Descontinuidades com enchimento argiloso expansivo, como por exemplo montmorilonite (contínuo, mas de espessura < 5 mm); o valor de Ja depende dos valores percentuais das partículas de argila expansiva e do acesso da água - I	8 – 12
c) Não há contacto entre as superfícies rochosas das descontinuidades	
Zonas ou bandas de material desintegrado ou esmagado, com presença de argila (verificar G, H e I para as condições da argila)	6, 8 ou 8-12
Zonas ou bandas siltosas ou areno-argilosas, com pequena fração de argila	5,0
Zonas contínuas de argila (verificar G, H e I para as condições da argila)	10, 13, 13-20

A Tabela 3.18 oferece informação sobre as condições hidrogeológicas, ou seja, é a classificação segundo o parâmetro J_w . Nesta classificação os valores do caudal ou pressão elevada ou excecionalmente elevado são apenas estimados e considerados em condições naturais, devendo o valor do J_w ser aumentado quando se executam drenagens. Por outro lado, os problemas associados à presença de gelo não são considerados de acordo com Barton (2000) in Vallejo *et al.* (2002)

Tabela 3.18- Índice das condições hidrogeológicas, classificação segundo o J_w , adaptado de Barton (2000) in Vallejo *et al.* (2002).

CLASSIFICAÇÃO SEGUNDO O J_w (Índice das condições hidrogeológicas)	
Designação	J_w
Escavações secas ou caudal reduzido de valores localizados e inferiores a 5 l/min	1,0
Caudal médio ou pressão que por vezes arrasta o material de preenchimento das descontinuidades	0,66
Caudal ou pressão elevada em rochas competentes sem material de preenchimento nas descontinuidades	0,5
Caudal ou pressão elevada, com considerável arrastamento do material de preenchimento das descontinuidades	0,33
Caudal excecionalmente elevado ou pressão explosiva, verificando-se uma diminuição com o tempo	0,2 – 0,1
Caudal excecionalmente elevado ou pressão contínua, sem se verificar uma diminuição considerável ao longo do tempo	0,1 – 0,05

A Tabela 3.19, expõe o fator de redução de tensões, o designado “Stress Reduction Factor” (SRF). No caso das zonas de corte influenciarem a escavação de um túnel sem a intersectarem, deve diminuir-se o índice SRF de 25% a 50%. Na situação dos maciços rochosos apresentarem na sua constituição material argiloso, é conveniente obter o índice SRF para as cargas de descompressão.

Tabela 3.19- Fator de redução de tensões, SRF, adaptado de Barton (2000) in Vallejo et al. (2002).

CLASSIFICAÇÃO SEGUNDO O SRF (Fator de redução de tensões)	
Designação	SRF
a) Zonas de fraqueza intersectando as escavações, o que pode originar a descompressão do maciço rochoso durante a abertura destas	
Zonas de fraqueza frequentes, apresentando argila ou rocha decomposta quimicamente; maciço rochoso envolvente muito descomprimido (todas as profundidades)	10,0
Zonas de fraqueza individuais, contendo argila ou rocha decomposta quimicamente (profundidades da escavação ≤ 50 m)	5,0
Zonas de fraqueza individuais, contendo argila ou rocha decomposta quimicamente (profundidades da escavação > 50 m)	2,5
Numerosas zonas de rotura em material rochoso competente, sem argila; rocha envolvente descomprimida (todas as profundidades)	7,5
Zonas individuais de rotura em material rochoso competente, sem argila (profundidades da escavação ≤ 50 m)	5,0
Zonas individuais de rotura em material rochoso rígido, sem argila (profundidades da escavação > 50 m)	2,5
Juntas abertas, rocha muito fraturada e descomprimida (todas as profundidades)	5,0
b) Rocha competente, problemas de tensões na rocha	
Tensões baixas, próximo da superfície, diaclases abertas	2,5
Tensões médias	1,0
Tensões altas, estrutura rochosa muito fechada (usualmente favorável para a estabilidade; pode ser desfavorável para a estabilidade das paredes)	0,5 – 2,0
Explosões intensas de rochas (rocha maciça)	10 – 20

CLASSIFICAÇÃO SEGUNDO O SRF (CONTINUAÇÃO)	
(Fator de redução de tensões)	
Designação	SRF
c) Rochas deformáveis: plastificação de rochas incompetentes sob a influência de pressões litostáticas elevadas	
Pressão baixa a moderada de rocha deformada	5 – 10
Pressão elevada de rocha deformada	10 – 20
d) Rochas expansivas: atividade química expansiva devida à presença da água	
Pressão expansiva baixa a moderada	5 – 10
Pressão expansiva elevada	10 - 15

O índice Q permite estimar parâmetros geomecânicos e dimensionar os elementos de suporte para túneis e cavernas subterrâneas. Como o caso em estudo não é relativo a uma obra subterrânea, alguns dos parâmetros vão apresentar o mesmo valor independentemente do talude ou da frente de exploração em causa, de acordo com o mencionado deve assinalar-se que o índice das condições hidrogeológicas (J_w) e o fator de redução de tensões (SRF) vão apresentar, respetivamente, valores iguais a 1,0 e 2,5.

3.4- ÍNDICE GEOLOGICAL STRENGTH INDEX (GSI)

O índice GSI (Geological Strength Index) foi desenvolvido por Hoek (1994) e por Hoek *et al.* (1995) com a finalidade de avaliar a qualidade do maciço de acordo com as características das discontinuidades, estrutura geológica, tamanho dos blocos e grau de alteração (Vallejo *et al.*, 2002). A definição da resistência do maciço rochoso é complexa e depende dos vários fatores que condicionam os valores do GSI, este de modo geral é calculado através de métodos empíricos e das propriedades da rocha intacta. O GSI é utilizado de forma generalizada nos projetos localizados em maciços rochosos.

O estado de alteração e as discontinuidades presentes no maciço rochoso são muito importantes na determinação do GSI. Ou seja, um maciço rochoso, com blocos irregulares com

descontinuidades rugosas e não preenchidas, vai ser um maciço mais resistente do que um maciço similar que tenha blocos rochosos arredondados e que se apresentem rodeados por materiais alterados.

Na primeira proposta de Hoek (1994), o GSI era determinado pelo valor do RMR, no entanto esta relação revelou-se pouco fiável, em especial para os maciços rochosos de má qualidade. A relação entre o GSI e o RMR é apresentada na expressão 12 e entre o GSI e o Q é definida pela expressão 13.







$$\text{GSI} = \text{RMR}_{89} - 5 \quad (12)$$

$$\text{GSI} = \ln Q' + 44 \quad (13)$$

A expressão 12 é utilizada para maciços com $\text{RMR} \geq 23$. Enquanto a expressão 13 é utilizada para maciços de má qualidade em que o valor de RMR é inferior a 23. Nesta última expressão utiliza-se o Q' , que corresponde ao valor de Q mas sem considerar os parâmetros J_w e SRF, respetivamente, o índice das condições hidrogeológicas e fator de redução de tensões respetivamente (Miranda *et al.*, 2006).

Atualmente é recomendado a determinação do GSI através do gráfico representado na Tabela 3.20, nesta relacionam-se as características das superfícies das descontinuidades com a geoestrutura do maciço em estudo. Corresponde a um sistema de determinação rápido, baseado em simples inspeções visuais das condições geológicas reais.

Tabela 3.20- Estimativa do índice GSI com base nas descrições geológicas (Hoek & Marinos, 2000)

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX - GSI						
Índice Geológico de Resistência - maciços diaclasados (Hoek e Marinos, 2000)						
A partir da litologia, da estrutura do maciço, e das características das superfícies das suas descontinuidades, estimar o valor médio de GSI. Não ser demasiado preciso (é mais realista referir um intervalo de GSI= 33~37, que afirmar que GSI=35).						
É de referir que a tabela não tem validade para roturas determinadas pela estrutura do maciço. Quando ocorram descontinuidades desfavoravelmente orientadas, determinarão o comportamento da escavação.						
No caso de descontinuidades com preenchimento que se possa deteriorar com presença de humidade, resultando na diminuição da resistência ao corte, sugere-se o uso de valores mais à direita. A ação da pressão da água é analisada em função das tensões efectivas.						
GEOESTRUTURA		QUALIDADE DECRESCENTE DAS SUPERFÍCIES ➡				
	INTACTA OU MACIÇA - rocha intacta ou maciça com descontinuidades em pequena quantidade e muito afastadas.					
	COMPARTIMENTADO ("blocky") - maciço não perturbado, constituído por blocos cúbicos, bem travados entre si, definidos por 3 famílias de descontinuidades.					
	MUITO COMPARTIMENTADO ("very blocky") - maciço parcialmente perturbado, com blocos angulares multi-facetados, travados entre si, definidos por 4 ou mais famílias de descontinuidades.					
	COMPARTIMENTADO/TECTONIZADO ("blocky/disturbed") - dobrado e/ou com presença de falhas, com blocos angulares definidos por várias famílias de descontinuidades. Persistência de xistosidade ou planos de fraqueza.					
	DESINTEGRADO - maciço pouco interligado, fortemente partido, com mistura de fragmentos angulares e arredondados.					
	FOLIADO/LAMINADO - maciço foliado, dobrado e tectonizado. A estrutura do maciço é conferida pela presença de planos de xistosidade ou de corte pouco espaçados.					

O GSI foi definido de modo a permitir a ampliação do Critério de Hoek-Brown, que foi inicialmente desenvolvido por Hoek & Brown (1980) para estudar a resistência dos maciços rochosos através de metodologias empíricas e modelos matemáticos, permitindo deste modo definir os parâmetros de resistência como a coesão e o ângulo de atrito dos maciços rochosos.

No critério de Hoek-Brown para além da resistência do material rochoso intacto, deve ter-se em atenção que, de modo geral, os maciços rochosos apresentam descontinuidades.

Inicialmente o critério de resistência relativo ao maciços rochosos foi definido por Hoek & Brown (1980) pela expressão 14, ou seja:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^{0,5} \quad (14)$$

No qual:

σ_1 → Tensão de rotura principal (maior);

σ_3 → Tensão de rotura principal (menor);

m e s → Constantes que dependem das propriedades relacionadas com o maciço rochoso (definidas através do RMR);

σ_{ci} → Resistência à compressão simples do material rochoso intacto, determinada através de ensaios de caracterização mecânica.

Ao longo do tempo este critério foi submetido a algumas revisões e consequentemente algumas modificações.

Hoek (1994) e posteriormente Hoek *et al.* (2002) propuseram expressões de critério de rotura generalizado, a mais recente é apresentada na expressão 15, esta foi definida de modo a permitir a sua utilização em diferentes maciços rochosos, designadamente aos que evidenciam materiais brandos, alterados e/ou fraturados, e tendo em atenção resultados experimentais e fundamentos da mecânica das rochas.

Na expressão 15, o σ_1' e o σ_3' , correspondem a tensões efetivas do maciço, respetivamente, a tensão maior e a tensão menor no momento da rotura,

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^\alpha \quad (15)$$

Para calcular o critério de Hoek-Brown, de acordo com a expressão 15 é necessário definir os parâmetros m_b , s e α , respectivamente, através das expressões 16, 18 e 19. Estes são obtidos a partir das características litológicas e mecânicas do maciço rochoso. No presente trabalho para a definição dos diferentes parâmetros utilizou-se o programa informático RocLab da RocScience (2012).

$$m_b = m_i e^{\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14 D}\right)} \quad (16)$$

Onde o m_b é determinado a partir de m_i , este último corresponde a uma constante relacionada com o tipo litológico e textura do material rochoso e pode ser obtido através de uma tabela, tabela 3.21, incluída no programa informático Roclab, da RocScience (2012).

Tabela 3.21- Tabela de valores do m_i retirados do programa informático Roclab

VALORES DO m_i			
Litologia	m_i	Litologia	m_i
Anidrite	12 ± 2	Gesso	10 ± 2
Brechas	20 ± 2	Margas	7 ± 2
Cré	7 ± 2	Calcários micríticos	8 ± 3
Argilitos	4 ± 2	Arenitos	17 ± 4
Conglomerados	21 ± 3	Lutitos	6 ± 2
Calcários cristalinos	12 ± 3	Siltitos	7 ± 2
Dolomias	9 ± 3	Calcários esparríticos	10 ± 5
Grauvaques	18 ± 3		

No programa informático Roclab, da RocScience, para além do valor de m_i , temos outros parâmetros nomeadamente o σ_{ci} , o GSI (tabela 3. 20), o valor de D e o valor de MR.

O σ_{ci} corresponde à resistência à compressão uniaxial do material rochoso intacto, e pode definir-se através do produto entre o resultado do ensaio de carga pontual e um valor que está compreendido entre 20 a 25.

O fator D está relacionado com o grau de perturbação do maciço através de utilização de explosivos e da libertação de tensões, os seus valores podem ser definidos para túneis e taludes.

Nos taludes de obras de engenharia, os danos provocados pelos explosivos são geralmente reduzidos uma vez que as detonações são geralmente controladas, no entanto podem verificar-se danos maiores, designadamente quando existe libertação significativa de tensões. O valor de D varia entre 0, para maciços rochosos não perturbados, e 1, para maciços rochosos muito perturbados. É de realçar que o fator D só se aplica para as zonas afectadas pela utilização dos explosivos e não à totalidade do maciço rochoso.

O valor do módulo MR está directamente relacionado com o módulo de deformabilidade (E_i) através da expressão 17, em que o resultado é expresso em MPa.

$$E_i = MR \times \sigma_{ci} \quad (17)$$

Os valores de MR, igualmente como o m_i , correspondem a uma constante relacionada com o tipo litológico e textura do material rochoso e pode ser obtido através da Tabela 3.22, igualmente incluída no programa informático Roclab, da RocScience (2012).

Tabela 3.22- Tabela de valores do MR incluídos no programa informático Roclab

VALORES DO MR			
Litologia	MR	Litologia	MR
Anidrite	350 ± 0	Gesso	350 ± 0
Brechas	290 ± 60	Margas	175 ± 25
Cré	1000 ± 0	Calcários micríticos	900 ± 100
Argilitos	250 ± 50	Arenitos	275 ± 25
Conglomerados	350 ± 50	Lutitos	200 ± 50
Calcários cristalinos	500 ± 100	Siltitos	375 ± 25
Dolomias	425 ± 75	Calcários esparríticos	700 ± 100
Grauvaques	350 ± 0		

Os dois parâmetros s e α são calculados como mostram as expressões 18 e 19.

$$S = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right)} \quad (18)$$

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

Com o programa informático RocLab, e de acordo com o critério de Hoek-Brown, determinaram-se o ângulo de atrito e a coesão do maciço rochoso, estes valores foram obtidos através do critério de rotura de Mohr- Coulomb, ajustando-se uma reta à curva definida pelo critério de Hoek-Brown. No presente trabalho procedeu-se igualmente à comparação dos resultados alcançados com os da coesão e do ângulo previstos para cada classe do índice RMR (Tabela 3.3).

CAPÍTULO 4
EXPLOSIVOS

4.1- INTRODUÇÃO

Na indústria extrativa, ao longo dos tempos tem-se tornado frequente o uso de explosivos, uma vez que é uma prática simples, eficiente e rápida para o desmonte de material rochoso.

Uma pega de fogo pode-se considerar ideal quando se utiliza a menor quantidade de explosivo possível, para uma furação igualmente reduzida e o material resultante do rebentamento se encontra na sua totalidade uma dimensão desejável. Ou seja corresponde à obtenção do material pretendido com os menores custos possíveis.

Existem numerosas classificações de vários autores para os diferentes tipos de explosivos. Este capítulo tem como objetivo classificar os explosivos, assim como abordar os vários parâmetros que influenciam as pegas de fogo.

4.2- EXPLOSIVOS

Os explosivos correspondem a compostos químicos ou uma mistura de produtos químicos, que quando ativados por uma fonte de energia térmica ou mecânica se podem decompor bruscamente libertando um grande volume de gases a alta pressão e temperatura, produzindo efeitos explosivos ou pirotécnicos. Essa energia se for convertida em trabalho provoca a rotura e fragmentação da rocha, designando-se rebentamento (Góis, *et al.*, 2012).

Existem dois grupos de explosivos, os primários e os secundários.

Os **explosivos primários**, também designados por iniciadores, são todos aqueles que em contacto com uma chama, resistência incandescente ou submetidos ao efeito do choque entrem rapidamente em regime de detonação. Exemplos destes explosivos são o fulminato de mercúrio e o nitreto de chumbo (Gomes, 2004).

Os **explosivos secundários** necessitam de ser iniciados através de deflagração ou de detonação. Estes, não detonam facilmente, necessitando de ser iniciados por estímulos bastante mais fortes. A sua decomposição química está associada a uma maior e mais rápida libertação de energia comparativamente aos explosivos primários. Os exemplos deste tipo de explosivo são todos os que contêm nitroglicerina na sua base e a totalidade das dinamites.

Em relação à reação provocada pelos diferentes explosivos, esta pode ser classificada em três tipos: combustão, deflagração e detonação, como mostra a tabela 4.1.

Tabela 4.1- Classificação dos explosivos em relação à reação provocada, (adaptado Góis et al., 2012).

CLASSIFICAÇÃO DOS EXPLOSIVOS EM RELAÇÃO AOS EFEITOS					
Designação	Duração da reação	Velocidade de decomposição	Pressão gerada	Efeitos produzidos	Reação
COMBUSTÃO	Bastante longa	Metros por segundo	Desprezável	Calor Luz gases	Reação química lenta, entre o combustível e o ar.
DEFLAGRAÇÃO	Alguns milissegundos	Centenas de metros por segundo	Entre os 3 e os 5 Kbar	Grande força de impulsão	Reação química em que a parte combustível e a parte comburente do produto explosivo reagem de forma mais rápida do que na combustão (composições pirotécnicas)
DETONAÇÃO	Alguns microssegundos	Alguns Quilómetros por segundos	Centenas de Kbar	Formação de onda de choque	Reação química de alta velocidade

Quanto à sensibilidade, os explosivos podem ser classificados como sensíveis e pouco sensíveis, tabela 4.2.

Tabela 4.2- Classificação dos explosivos em relação à sensibilidade (Góis et al, 2012)

CLASSIFICAÇÃO DOS EXPLOSIVOS EM RELAÇÃO À SENSIBILIDADE	
Designação	Sensibilidade
Sensíveis	Quando por efeito de choque ou calor moderado o explosivo é ativado.
Pouco sensíveis	Quando a iniciação só é possível com a utilização de um detonador

Existem diversos tipos de explosivos, contudo eles apresentam várias características comuns. Exemplo disso, são os compostos químicos que os constituem, a finalidade a que se destinam (carga de coluna ou carga de fundo), a forma de comercialização que exibem, entre outros.

Ou seja, existem explosivos que têm como base o nitrato de amônio e existem explosivos que têm como base a nitroglicerina. Os primeiros são comuns nas cargas de coluna enquanto os segundos são mais utilizados como carga de fundo uma vez que têm um elevado poder destrutivo.

Todos os explosivos, podem ser comercializados em cartuchos (explosivo encartuchado) e a granel.

Em relação à sua consistência eles podem ser emulsões/ hidrogéis ou granulados/pulverulentos.

A pressão gerada é calculada pela expressão 20 que entra com a pressão de detonação e a relação entre as impedâncias do explosivo e da rocha, ou seja:

$$PTm = \frac{2}{1+n} PD \quad (20)$$

Onde:

$PTm \rightarrow$ é a pressão transmitida máxima (Kbar);

$PD \rightarrow$ é a pressão de detonação (Kbar);

$n \rightarrow$ é a relação entre a impedância do explosivo e da rocha, esta é definida pela expressão 21.

Por seu lado, a expressão 21, relaciona a impedância do explosivo com a impedância da rocha, o valor da impedância quer de alguns explosivos quer de material rochoso apresenta-se na Tabela 4.3:

$$n = \frac{\rho_r \times VD}{\rho_e \times VC} \quad (21)$$

$\rho_r \rightarrow$ Massa volúmica da rocha (g/cm^3);

$\rho_e \rightarrow$ Massa volúmica do explosivo (g/cm^3);

$VD \rightarrow$ Velocidade de detonação (m/s);

$VC \rightarrow$ Velocidade de propagação das ondas sísmicas na rocha (m/s);

Tabela 4.3- Valores de impedâncias para explosivos e materiais rochosos

		Velocidade de Detonação (m/s)	Velocidade sísmica (m/s)	Peso específico (kg/m ³)	Impedância (x106 kg/m ² .s)
EXPLOSIVOS	ANFO	3200		900	2,88
	Riogel Plus	5000		1200	6,00
	Emulsão	5200		1200	6,24
	Senatel Powerpac	5490		980	5,38
	Dinamite	5500		1450	7,98
	Riodin	6000		1450	8,70
	Senatel Pulsar	6050		1200	7,26
	Emulex 711	6350		1200	7,62
MATERIAL ROCHOSO	Granito		5200	2650	13,78
	Basalto		6200	2850	17,67
	Gnaise		3600	2800	10,08
	Xisto		3200	2640	8,45
	Mármore		3400	2750	9,35
	Quartzito		6200	2600	16,12
	Arenito		2300	2550	5,87
	Calcário		2600	2450	6,37
	Pirite		5800	5000	29,00
	Hematite		6000	5200	31,20
	Carvão		2200	1500	3,30

4.3- SISTEMAS DE INICIAÇÃO

Existem muitos sistemas de iniciação, alguns elétricos outros não elétricos mas todos eles têm a finalidade de iniciar a carga explosiva.

Podemos dizer que ao iniciar um explosivo estamos a provocar a sua explosão. Esta iniciação pode ser feita através da introdução de um detonador num cartucho explosivo, que estava em contacto com o resto da carga, ou através da ligação de um detonador ao cordão detonante, que se encontra em contacto ao longo de toda a carga, transmitindo-lhe a detonação (Martins, 1997).

4.3.1- Principais acessórios de tiro

Estes são os procedimentos geralmente usados para iniciar um explosivo.

Os principais sistemas de iniciação são os detonadores elétricos, os detonadores não elétricos, detonadores eletrônicos e o cordão detonante.

Na pedreira o sistema de iniciação utilizado são os detonadores elétricos (Figura 4.1). Os detonadores no seu interior são constituídos por partes distintas, sendo elas, a parte elétrica, a parte explosiva e a parte retardadora (no caso de detonadores com retardo) (Góis *et al*, 2012).

Conforme o maciço e o volume de material a rebentar assim se vai ter um número de furos por rebentamento. Cada furo vai ter o seu detonador e é necessário ligar todos os fios de detonador para detonador assim como dos detonadores das pontas ao explosor.

Quando é necessário extrair um volume de rocha elevado, implica que as vibrações causadas também vão ser maiores. Neste caso, e para que os limites de segurança não sejam postos em causa utilizam-se detonadores elétricos com retardos. Ou seja, existem tempos diferentes para os detonadores, e assim não rebentam todos ao mesmo tempo, mas sim sucessivamente de forma a controlar as vibrações causadas.

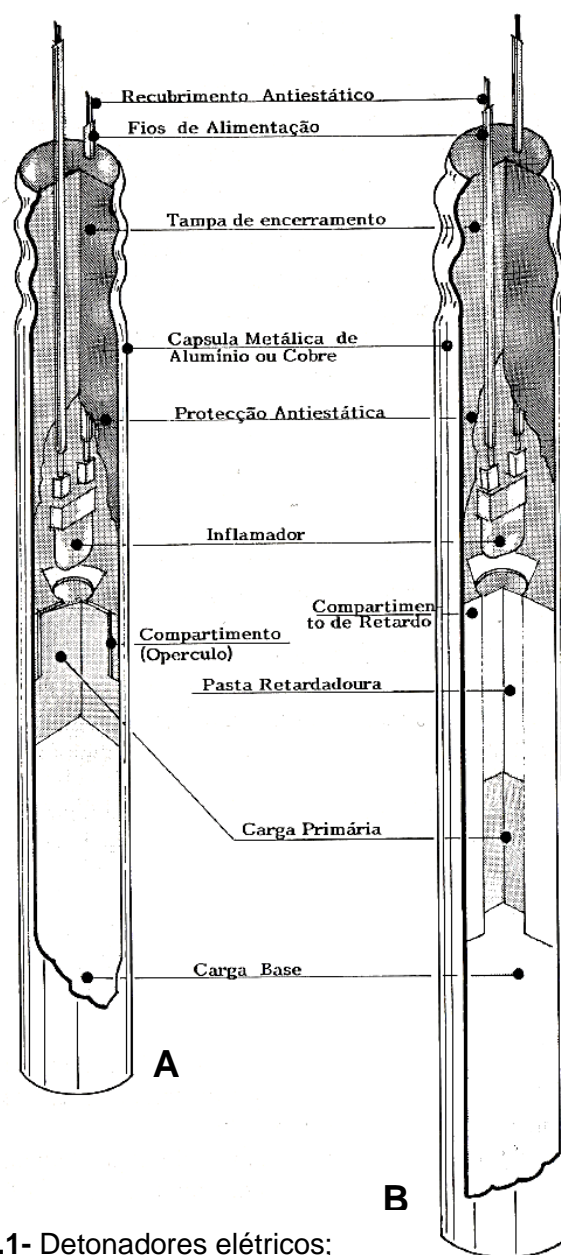


Figura 4.1- Detonadores elétricos;

A- Sem retardo. **B-** Com retardo, (SPEL,2004).

4.3.2- Tipos de ligação

A Lei de Ohm, está diretamente relacionada com as três medidas de grandeza existentes num circuito elétrico, expressão 22.

$$R = \frac{\Delta V}{I} \quad (22)$$

Na expressão 22 temos um quociente entre o ΔV (tensão elétrica de alimentação do circuito) que é medida em Volts e a intensidade da corrente elétrica (I) que é definida em Amperes (A). R corresponde à resistência elétrica do circuito, expressa em Ohms. Como no caso de estudo os detonadores usados são os detonadores elétricos, estes, para serem iniciados necessitam de um determinado valor de intensidade de corrente. Como já foi mencionado anteriormente, foi usado um explosor (Figura 4.2), que tem como objetivo alimentar o circuito elétrico. A capacidade de cada explosor está diretamente relacionada com a resistência total do circuito que é medida através da expressão 22, uma vez que com o aumento do número de detonadores a resistência também aumenta.



Figura 4.2- A- Explosor; B- Características do explosor;

Nos circuitos elétricos, existem três tipos de ligações. As ligações podem ser em série, em paralelo ou mista, Figura 4.3.

No caso em estudo, todos os rebentamentos observados, foram executados com ligações de circuitos elétricos em série, ou seja cada detonador está ligado ao interior e ao seguinte pelos seus terminais (fios elétricos). Os fios elétricos que ficam livres no primeiro e no último detonador da série ligam-se a uma linha de tiro principal (extensão) que por sua vez é ligada ao explosor.

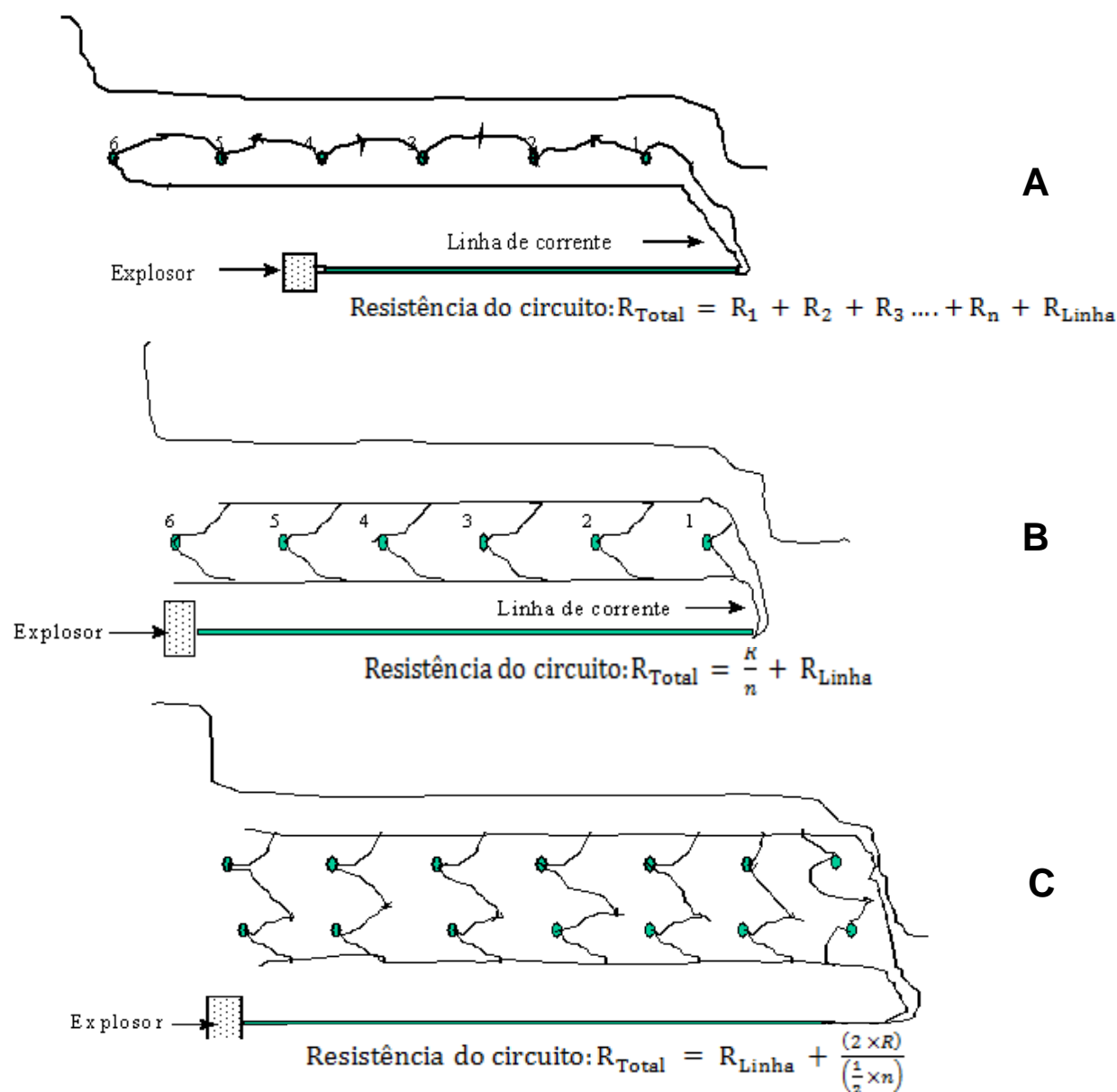


Figura 4.3- Representação esquemática das diferentes ligações elétricas de detonadores (Daniel, 2000).

A- Em série; **B-** Em paralelo; **C-** Mista

4.4- PEGAS DE FOGO

O dimensionamento de uma pega de fogo é um processo que conduz à obtenção de resultados variáveis. Para isso é necessário ter em consideração diversos parâmetros, como é o caso das propriedades mecânicas da rocha, da geologia, das características dos explosivos a utilizar e a presença, ou não, de água. Outros fatores a ter em conta são, o diâmetro dos furos a executar e o seu comprimento, o afastamento à frente, a altura da bancada e a inclinação

dos furos. Os fatores mais importantes para a realização de uma pega de fogo estão representados na figura 4.4.

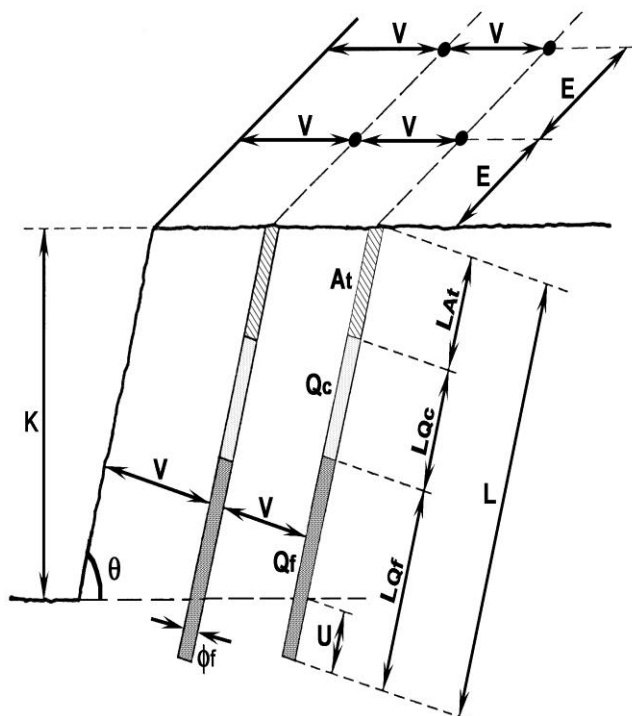


Figura 4.4- Esquema de uma pega de fogo,
(adaptado de Ribeiro, 1987)

$V \rightarrow$ Afastamento entre furos

$E \rightarrow$ Espaçamento entre furos

$At \rightarrow$ Atacamento

$Qc \rightarrow$ Carga Coluna

$Qf \rightarrow$ Carga fundo

$LAt \rightarrow$ Comprimento atacamento

$LQc \rightarrow$ Comprimento carga coluna

$LQf \rightarrow$ Comprimento carga de fundo

$L \rightarrow$ Comprimento do furo

$U \rightarrow$ Sub-furação

$K \rightarrow$ Altura da bancada

$\Phi f \rightarrow$ Diâmetro da furação

$\theta \rightarrow$ Inclinação da furação

4.4.1- Diâmetro da furação (Φf)

O diâmetro do furo está relacionado com o tipo de perfuradora. Caso não se tenha equipamento, escolhe-se o diâmetro pretendido e adquire-se o equipamento necessário.

O diâmetro do furo está relacionado com a altura da bancada. Ou seja quanto mais alta for a bancada maior poderá ser o diâmetro do furo, devido à flexão nas varas de perfuração.

Quanto mais elevada a dimensão do diâmetro do furo, maior vai ser a quantidade de explosivo mas a furação vai diminuir.

4.4.2- Inclinação da furação (θ)

Os furos em bancadas apresentam uma determinada inclinação. A execução de furos com uma inclinação pretendida apresenta muitas vantagens. Dessas vantagens podem-se destacar, o grau de segurança mais elevado, uma melhoria na fragmentação da rocha, uma maior produção da rocha, verifica-se ainda uma diminuição do consumo de explosivo, maiores afastamentos e espaçamentos entre furos e também menores vibrações (Rodrigues, 2011).

4.4.3- Afastamento- distância prática à frente livre (V)

Entende-se por afastamento (V) a distância que vai do furo à frente da bancada, ou entre as linhas de furos. O afastamento é calculado pela expressão 25, em que o V_{max} é a distância máxima à superfície livre em metros (expressão 24) e o F corresponde aos erros e desvios de furação, igualmente expresso em metros (expressão 23).

$$F = 0,15 \times V_{max} \quad (23)$$

$$V_{max} = 45 \times \phi f \quad (24)$$

$$V = V_{max} - F \quad (25)$$

4.4.4- Espaçamento entre furos (E)

Entende-se por espaçamento (E) a distância entre dois furos consecutivos na mesma fila de furos. O espaçamento é definido e otimizado de maneira a possibilitar bons resultados de fragmentação da rocha e de modo a minimizar a operação de taqueio. O valor de E é calculado através da expressão 26.

$$E = 1,25 \times V \quad (26)$$

4.4.5- Comprimento do furo (L)

Após se fixar o diâmetro do furo passa-se a dimensionar a altura mais adequada para o diâmetro escolhido e para as condições existentes. O comprimento do furo é previsto pela expressão 27. Em que o K é altura da bancada, em metros e o θ é a inclinação de furação.

$$L = \frac{k}{\sin \theta} + 0,3 \times V_{max} \quad (27)$$

4.4.6- Sub-furação (U)

O objetivo de se executar a sub-furação (U) é de facilitar a execução da pega de fogo. No caso de não ser feita a sub-furação, a base da bancada não será arrancada segundo um ângulo de 90 graus, o que não permite que esta fique horizontal. Quando isso acontece, é necessário uma nova pega de dimensões mais pequenas de modo a arrancar a base da pega anterior. A sub-furação é determinada a partir da expressão 28.

$$U = 0,3 \times V_{máx} \quad (28)$$

4.4.7- Carga de um furo (Qt)

A carga total de um furo é composta pela carga de fundo (Q_f) e carga de coluna (Q_c). A distribuição ao longo do furo não é igual para ambas as cargas. Normalmente a carga de fundo é mais “forte” mas coloca-se mais quantidade de carga de coluna.

A carga de fundo é obtida pela expressão 31 e que corresponde ao produto do comprimento da carga de fundo (l_{Qf}) pela concentração da carga de fundo (C_{Qf}), que são expressos, respetivamente, pelas expressões 29 e 30. Nesta ultima expressão o v_ϕ é o volume do furo expresso em decímetros cúbicos por metro e o γ_e é a densidade do explosivo, expresso em quilos por dm^3 .

$$l_{Qf} = 1,3 \times V_{máx} \quad (29)$$

$$C_{Qf} = v_{\emptyset} \times \gamma_e \quad (30)$$

$$Q_f = l_{Qf} \times C_{Qf} \quad (31)$$

A carga de coluna, de igual modo, corresponde ao produto do comprimento da carga de coluna (l_{Qc}) pela concentração da carga de coluna (C_{Qc}), como se pode verificar na expressão 34. O comprimento da carga de coluna corresponde ao comprimento do furo sem o comprimento da carga de fundo e sem o comprimento do atacamento, este é expresso em metros, expressão 32. Por seu lado a concentração da carga de coluna é igual a 45% da concentração da carga de fundo, igualmente expressa em quilos por metro, expressão 33.

$$l_{Qc} = L - (l_{Qf} + l_{At}) \quad (32)$$

$$C_{Qc} = 0,45 \times C_{Qf} \quad (33)$$

$$Q_c = l_{Qc} \times C_{Qc} \quad (34)$$

4.4.8- Atacamento (At)

O atacamento (At) pode ser considerado como a tampa do furo. Este normalmente é feito com material de granulometria fina, resultante da aspiração durante a furação desse mesmo furo, ou seja, pó da furação. Quando não existe material suficiente, o At tem de ser feito com material destinado a executar essa função (argila, areia, etc.).

O comprimento do At não deve ultrapassar o valor do afastamento, uma vez que se isto acontecer, pode originar blocos de grandes dimensões que têm origem na parte superior da bancada. Contudo o At também não pode ter um valor muito inferior ao afastamento porque há possibilidade dos gases da explosão se escaparem e originarem projeções (IGM, 1999).

4.4.9- Consumo específico (q)

O consumo específico pode definir-se como o quociente entre a quantidade de explosivo utilizado no rebentamento e o volume de rocha total desmontado. Este é expresso em gramas por metro cubico expressão 35.

$$q = \frac{Q_t}{\text{Volume desmontado}} \quad (35)$$

Na expressão 35 o Q_t é a quantidade total de explosivo utilizado na pega de fogo, ou seja, é o somatório da carga de fundo com a carga de coluna de um furo, multiplicado pelo número de furos da pega.

4.4.10- Furação específica (b)

A furação específica diz respeito, aos metros furados, necessários para desmontar um metro cúbico de rocha. Ou seja, é o quociente entre o produto do número de furos e comprimento do furo pelo volume total desmontado como é representado na expressão 36. Este parâmetro é expresso em metros por metro cúbico.

$$b = \frac{n \times L}{\text{Volume desmontado}} \quad (36)$$

Na expressão 36 o “n”, corresponde ao número de furos e o “L”, como já foi explicado (subcapítulo 4.4.5) é o comprimento do furo.

Para desmontes a céu aberto, a perfuração específica toma valores médios compreendidos entre 0,05 e 0,1m de furo, por cada m^3 de rocha desmontada (Dinis da Gama, 2007).

4.4.11- Número de furos máximo por pega (n)

O número de furos máximo por pega está relacionado com a distância às construções mais próximas (D, expresso em metros) e com a quantidade de explosivo utilizado e é dado pela expressão 37.

$$n = \frac{D^2}{22.5^2 \times q_t} \quad (37)$$

CAPÍTULO 5

METODOLOGIAS UTILIZADAS

5.1- INTRODUÇÃO

A presente dissertação é constituída por diferentes fases (Figura 5.1). As fases desenvolvidas na presente investigação iniciaram-se com uma pesquisa bibliográfica detalhada onde se observaram as considerações de alguns autores sobre os diferentes assuntos desenvolvidos nesta dissertação, utilizaram-se igualmente cartas topográficas e geológicas, bem como imagens obtidas por satélite. Seguidamente existiram duas etapas mais práticas, uma delas, desenvolvida na Pedreira do Vale Longo e outra delas no laboratório de geotecnia do Departamento de Ciências da Terra da Universidade de Coimbra. Por último, procedeu-se a uma análise e discussão dos resultados.

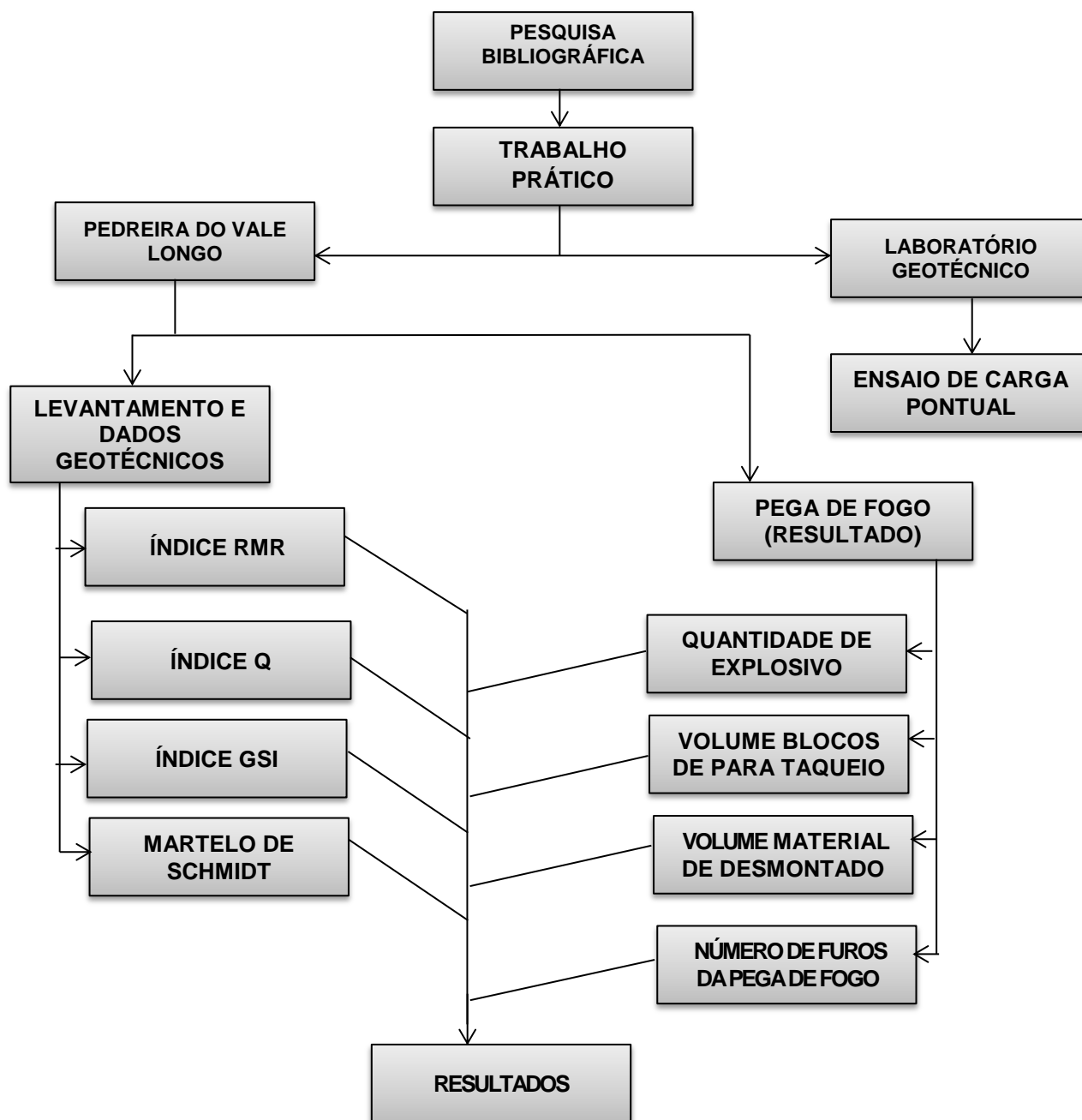


Figura 5.1- Esquema de metodologias utilizadas

5.2- TRABALHO PRÁTICO

A componente prática da presente dissertação foi executada em duas fases, uma fase inicial onde por observação direta de diferentes zonas (estações) de uma bancada da pedreira foram obtidos dados para a determinação dos índices RMR, Q e GSI, cujos parâmetros já foram descritos de forma detalhada no capítulo 3.

Em todas as estações procedeu-se à realização de ensaios com o martelo de Schmidt. Igualmente em todas as estações foram colhidas amostras para posteriormente se efetuar o ensaio de carga pontual.

A segunda fase do trabalho de campo está relacionada com os resultados das pegas de fogo, ou seja, dos dados recolhidos, podem-se destacar entre outros, o número de furos da pega de fogo, a quantidade de explosivo utilizado (carga de coluna e carga de fundo), assim como o volume de rochas para taqueio e o volume de material rochoso desmontado.

5.2.1- Realização do ensaio de resistência à carga pontual

Na parte laboratorial, realizou-se o ensaio de resistência à carga pontual seguindo as recomendações da ISRM (1985), (ver subcapítulo 3.2.1.1). Depois da medição das dimensões das amostras, efetuou-se o ensaio no equipamento próprio, Figura 5.2.

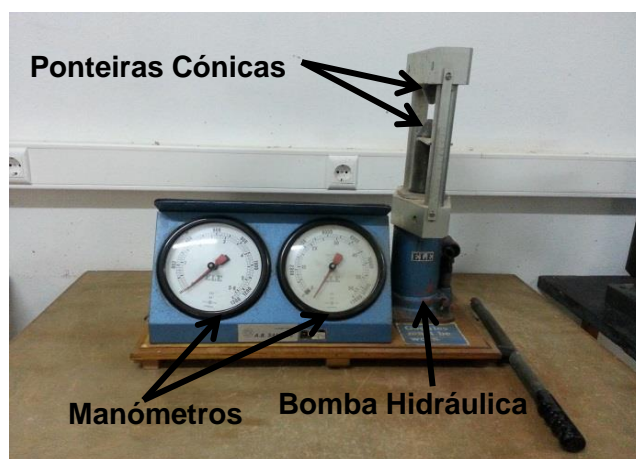


Figura 5.2- Equipamento de *Point Load Test* que permite determinar a resistência à carga pontual dos materiais rochosos.

A Figura 5.3 apresenta as amostras medidas e devidamente identificadas antes da realização do ensaio de carga pontual (A), e posteriormente à realização do ensaio (B).



Figura 5.3- Amostras do ensaio de carga pontual

A- Antes do ensaio. **B-** Após o ensaio

5.2.2- Pedreira do Vale Longo

Na pedreira, foram recolhidos elementos para a caracterização geotécnica, assim como, dados relativos às pegadas de fogo e posteriormente dados dos resultados dos diversos rebentamentos.

5.2.2.1- *Caracterização geotécnica*

Dos dados da caracterização geotécnica podemos destacar todos os parâmetros dos índices assim como os dados do martelo de Schmidt.

a) índice RMR

Neste índice foram recolhidos todos os dados representativos dos parâmetros descritos do Capítulo 3.2.

Para a definição do parâmetro 1 relativo à resistência da compressão uniaxial do material rochoso intato, foram recolhidas amostras que posteriormente foram ensaiadas, como

já foi dito neste mesmo capítulo, no Laboratório de Geotecnia do Departamento de Ciências da Terra da Universidade de Coimbra.

Depois de todos os dados colhidos procedeu-se à determinação do valor do Índice de RMR, através da utilização de uma folha de cálculo, para a família de fraturas correspondente à estratificação presente no maciço rochoso carbonatado, e também para as famílias de fracturação paralela e perpendicular à frente de desmonte.

Apesar da família das fraturas relacionada com a estratificação ser a mais significativa de todo o maciço, o valor do índice de RMR do maciço rochoso existente na pedreira obteve-se através da média dos valores do RMR das três famílias acima descritas, permitindo que o valor deste índice se torne mais preciso e representativo de todo o maciço.

b) Índice Q

Como já foi descrito no capítulo 3.3 este índice é composto por 6 parâmetros. Quatro dos parâmetros já foram obtidos na determinação do Índice RMR, como o RQD, o número de famílias, a rugosidade e o estado de alteração das descontinuidades, estes últimos definidos através da observação direta do maciço rochoso.

Os outros dois parâmetros ou seja o índice das condições hidrogeológicas (J_w) e o fator de redução de tensões (SRF), foram igualmente obtidos pela observação direta do maciço. Contudo estes dois parâmetros foram considerados iguais em todas as estações.

O valor atribuído ao J_w é igual a 1,0 ou muito próximo disso, uma vez que estamos a falar de taludes de uma pedreira, em que o único “caudal” presente está relacionado com as escorrências em tempo de chuva.

Por outro lado, o valor do SRF vai ser sempre igual a 2,5, uma vez que este valor (na Tabela 3.19) corresponde a tensões baixas, próximo da superfície, diáclases abertas, e no caso estudado, corresponde a taludes de uma pedreira.

Índice GSI

Este índice foi calculado por dois métodos. Obteve-se um valor do índice de GSI, com a leitura direta através da Tabela 3.20. e obteve-se igualmente um valor do Índice GSI, a partir do Índice RMR (expressão 12).

Utilizou-se igualmente um programa informático, designado como RocLab da RocScience (2002), no qual depois de serem inseridos alguns dados referentes às características do maciço e do seu material constituinte, obtêm-se o valor da coesão (KPa) e do ângulo de atrito (graus) do maciço rochoso e que estão relacionados com o critério de rotura Hoek-Brown, Figura 5.4.

Os dados considerados no programa informático RocLab foram:

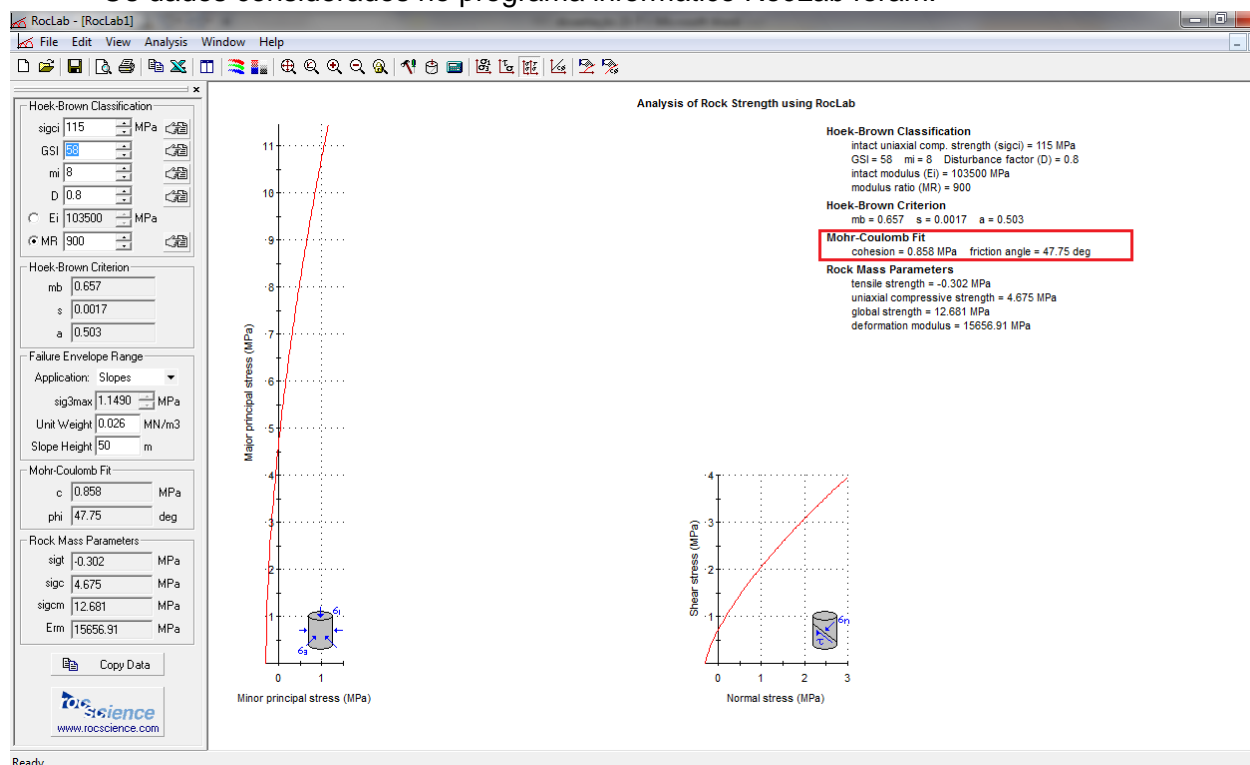


Figura 5.4- Folha de cálculo do programa RocLab da RocScience (2002)

- ➔ **SIGCI**- resistência à compressão uniaxial do material rochoso intato, que se obtém através do produto entre o resultado do ensaio de resistência à carga pontual e um valor que poderia ir de 20 a 25 (como o material rochoso estudado se apresenta de resistência elevada o valor igual a 24).
- ➔ **GSI**- valor obtido através da Tabela 3.20, que se encontra incorporada no programa informático RocLab.
- ➔ **m_i** - valor que corresponde ao tipo de material rochoso, designadamente com as características litológicas e texturais, e que pode ser inferido na Tabela 3.21. No caso em estudo este valor era igual a 8 ± 3 .
- ➔ **D**- corresponde ao grau de perturbação do maciço rochoso após o emprego de explosivos, verificando-se a existência de valores compreendidos entre 0 e 1 para os túneis e para taludes. O valor atribuído a este parâmetro foi o 0,8.

→ **MR**- valor associado ao módulo de deformabilidade do tipo de rocha e que é representado na Tabela 3.22. No caso em estudo este valor era igual a 900 ± 100 .

Efetuuou-se a comparação dos valores da coesão, em KPa, e do ângulo de atrito (graus), definidos através da utilização do Roclab, com os valores desses mesmos parâmetros obtidos pela classificação RMR, estes últimos apresentados na Tabela 3.3.

Martelo de Schmidt

O ensaio de determinação de dureza através do martelo de Schmidt foi realizado conforme descrito no capítulo 3.2.1.

Em cada estação, realizou-se mais que um ensaio, cada um com 20 determinações, para que o resultado obtido fosse mais preciso e com um menor erro. O ensaio foi realizado com as recomendações segundo ISRM (1978).

Este ensaio foi realizado com o objetivo de determinar a dureza e, de modo indireto, a resistência à compressão uniaxial do material rochoso, e também proceder à comparação desta última com a resistência à compressão uniaxial obtida através do ensaio de carga pontual.

Para se obter a resistência à compressão uniaxial por este método utilizou-se a figura 3.3 onde o peso específico do material rochoso a ensaiar foi de 26 KN/m^3 .

5.2.2.2- Pega de fogo (Resultado)

Esta segunda parte do trabalho prático, está relacionada com os explosivos. Numa primeira fase definiram-se as características de todos os parâmetros descritos no Capítulo 4.4, posteriormente, estudou-se o resultado do rebentamento em si.

Pega de Fogo

Na pedreira em estudo, os explosivos utilizados são emulsões encartuchadas, tanto para carga de fundo como para carga de coluna.

Em todas as pegas de fogo utilizadas, o explosivo era da ORICA, em que para a carga de fundo se utilizou o explosivo encartuchado *SENATEL PULSAR* e para carga de coluna se empregou o explosivo igualmente encartuchado *SENATEL POWERPAC*, Tabela 5.1.

Tabela 5.1- Explosivos utilizados nas pegas de fogo da Pedreira do Vale Longo

EXPLOSIVOS DAS PEGAS DE FOGO NA PEDREIRA DO VALE LONGO		
Características	Carga de Fundo <u>SENATEL PULSAR</u>	Carga de Coluna <u>SENATEL POWERPAC</u>
Comprimento (mm)	500	550
Diâmetro (mm)	60	60
Densidade (Kg/dm ³)	1.20	0.98
Peso do cartucho (Kg)	1.8	1.7
Velocidade de detonação (m/s)	6050	5490
CO ₂ (Kg/ton)	158	184

Depois da pega de fogo realizada, através de observação direta do produto resultante do rebentamento, separaram-se visualmente os blocos de maiores dimensões. Os blocos que posteriormente necessitaram de taqueio, foram enquadrados em várias classes de diferentes dimensões. Quantificaram-se os blocos que existiam de cada classe, para posteriormente se calcular o volume de rocha que necessitava de taqueio, Figura 5.5.

Por exemplo na estação número cinco o volume de rocha desmontado é igual a 1065 m³.

Os maiores blocos resultantes do rebentamento foram divididos em 3 classes, tabela 5.2:

Tabela 5.2- Determinação de percentagem de taqueio da estação número 5

Classe	Volume do bloco (m³)	Nº de blocos	Volume total da classe (m³)
1	1.40 - 1,82	18	25.2 - 32.76
2	0.42 - 0.62	38	15.96 - 23.56
3	0.33 - 0.41	53	17.49 - 21.47
Volume Total de Taqueio (m³)			58.65 - 77.79
Percentagem Taqueio (%)			5.5 - 7.3

Na tabela 5.2 obteve-se um intervalo de valores para a percentagem de taqueio, contudo o que se teve em consideração para os resultados finais foi o valor mais elevado. Isto devido ao facto de só se quantificar os blocos da superfície da pilha resultante do rebentamento, porém no interior da pilha existiam igualmente blocos que necessitavam de taqueio e não foram calculados. Daí se utilizar o valor mais elevado para compensar o volume de rocha no interior da pilha que não foram contabilizados.

Na figura 5.5 observam-se duas bolas. Estas foram utilizadas como um possível método para se fazer uma análise granulométrica por um programa informático “*Split-Desktop*”. Este método poderá ser um trabalho futuro a realizar.



Figura 5.5- Produto do rebentamento

Depois de recolhidos todos estes dados procedeu-se à aplicação da metodologia e à apresentação dos resultados, assunto esse que é desenvolvido no capítulo 6.

CAPÍTULO 6
RESULTADOS

6.1- INTRODUÇÃO

Neste capítulo apresentam-se todos os resultados das metodologias utilizadas ao longo da presente dissertação. Estes resultados são relativos ao levantamento geológico/geotécnico da pedreira, aos ensaios efetuados em laboratório, à análise dos resultados das pegadas de fogo e à comparação entre os vários métodos e ensaios realizados.

6.2- RESULTADOS DA CARACTERIZAÇÃO GEOTÉCNICA

Os resultados da caracterização geotécnica foram obtidos por diversos métodos, podendo destacar-se a observação direta das bancadas da área em estudo e a determinação das características das descontinuidades, bem como a realização de ensaios efetuados no laboratório (Ensaio de Carga Pontual) e *in situ* (Martelo de Schmidt).

Os pendores da estratificação possuem maioritariamente valores entre 17° a 38°. Existem mais duas famílias de descontinuidades na área em estudo, que correspondem a fracturação perpendicular e a fracturação paralela à frente de desmonte. Estas apresentam, respetivamente, pendores de 58° a 83° e de 56° a 86°. Contudo existem estações em que descontinuidades dispersas apresentaram outros valores de pendores.

Em relação às características das descontinuidades, verificou-se que o espaçamento das diaclases de todas as fraturas das famílias é de 6 cm a 60 cm, pelo que os valores ponderais são definidos entre 8 e 10. Contudo na estação nº 10, verificou-se que os espaçamentos somente apresentam valores de 6 cm a 20 cm e o valor ponderal correspondente é igual a 8 (ANEXOS de I a X).

Para o comprimento das descontinuidades, obteve-se uma grande variedade de valores, constatando-se, de modo geral, que para as fraturas correspondentes à estratificação do maciço rochoso, os valores estavam compreendidos entre 1 m e 20 m com pesos, respetivamente, de 4 e 1. É de salientar que para as fraturas da estratificação da estação nº 5 encontraram-se comprimentos inferiores a 1 m e entre 3 a 10 m com pesos de 6 e 2, respetivamente (ANEXOS de I a X).

Para a totalidade das fraturas das várias famílias, a abertura apresentou-se compreendida entre 0,1 mm e 5 mm, e os valores ponderais da classificação RMR estão entre 1 e 4 (ANEXOS de I a X).

A rugosidade das superfícies das descontinuidades em toda a área estudada, classificou-se como ligeiramente rugosa a rugosa, o que corresponde a pesos de 3 a 5 respectivamente na classificação RMR de Bieniawski (1989). Pontualmente, a rugosidade apresenta-se ondulada a ligeiramente rugosa, o que corresponde um peso igual a 2, como é o caso da situação referente às superfícies da estratificação da estação 3 (ANEXOS de I a X).

O material de preenchimento observado nas frentes de desmonte do maciço evidencia uma grande variação de situações, contudo a maior parte do material de preenchimento foi definido como duro e inferior a 5 mm e também como inexistente ou de presença reduzida, sendo os respectivos valores ponderais iguais a 4 e a 5 (ANEXOS de I a X).

O grau de alteração das superfícies de descontinuidades do maciço rochoso, foi classificado, maioritariamente, como moderado a ligeiro (valores ponderais de 3 a 5). Deve destacar-se que nas estações 4 e 2, as descontinuidades apresentam um grau de alteração que vai desde moderadamente alterado até quase muito alterado, que correspondem respectivamente a valores ponderais de 3 e 2 (ANEXOS de I a X).

A presença de água no maciço rochoso permitiu considerá-lo como ligeiramente húmido a seco com pesos compreendidos entre 10 a 15. Contudo na estação 2 as descontinuidades apresentaram-se húmidas e ligeiramente húmidas, possivelmente devido ao fato de estarem próximas de uma caixa de falha de espessura considerável, neste caso os valores ponderais estão compreendidos entre 7 e 11 (ANEXOS de I a X).

Em relação ao Índice Q de Barton, como já foi referido no subcapítulo 5.2, os parâmetros J_w e SRF apresentaram valores constantes em todas as estações, o valor do primeiro é igual a 1,0, enquanto o do segundo foi considerado como de 2,5. Os restantes parâmetros possuem alguma variação, em particular o índice de rugosidade das descontinuidades (J_r), o grau de alteração das descontinuidades (J_a) apresenta, de modo geral, o valor de 2 que indica que as superfícies das descontinuidades se apresentam ligeiramente alteradas, com partículas arenosas e rochas desintegradas não brandas. Contudo, o J_a assume, por vezes, o valor ponderal de 3 que indica que as paredes das descontinuidades continham partículas siltosas ou areno-argilosas (ver anexos (Comentário: quais anexos?). O J_n , índice das famílias das descontinuidades, apresenta-se em todo o maciço definido em duas classes, uma corresponde a três famílias de descontinuidades e a outra a três famílias mais descontinuidades esparsas, que assumem, respetivamente, os valores ponderais de 9 e 12.

Os resultados obtidos para os índices RMR, Q e GSI apresentam-se na Tabela 6.1. Para o índice RMR obtiveram-se três estações classificadas como de classe III (maciço rochoso de qualidade razoável) em que os valores variam de 54,3 a 60,5 e sete estações definidas como de classe II (maciço rochoso de qualidade boa) em que os valores variam entre 60,8 e 70,3.

O maciço através do Índice Q é classificado, de modo geral, como maciço de má qualidade, verificando-se a definição de maciço como de qualidade mediana nas estações número cinco e sete (Tabela 6.1).

Em relação ao Índice GSI os valores são variados e estão compreendidos entre 52,3 e 65,3 para o GSI Calculado e entre 45,0 e 65,0 para o GSI Tabeado, verificando-se um desfaseamento entre os valores do GSI definidos de modo diferenciado.

Tabela 6.1- Resultados dos Índices RMR, Q e GSI

ESTAÇÃO	RMR		Q		GSI CALCULADO	GSI TABELADO
1	66	II	2,47	MACIÇO MAU	61,0	58,0
2	57,3	III	2,23	MACIÇO MAU	52,3	55,0
3	66,8	II	2,56	MACIÇO MAU	59,3	62,5
4	54,3	III	1,15	MACIÇO MAU	54,3	45,0
5	67,3	II	4,69	MACIÇO MÉDIO	62,3	65,0
6	61,3	II	2,16	MACIÇO MAU	56,3	52,0
7	70,3	II	4,57	MACIÇO MÉDIO	65,3	60,0
8	65,7	II	2,5	MACIÇO MAU	60,7	65,0
9	60,8	II	2,29	MACIÇO MAU	55,8	60,0
10	60,5	III	2,52	MACIÇO MAU	55,5	60,0

Como já foi mencionado nos subcapítulos 3.2.2 e 3.3, respectivamente, para calcular os Índices RMR e Q foi necessário determinar os valores do RQD (Tabela 6.2).

Foi igualmente necessária a execução do ensaio de carga pontual (Tabela 6.2) para a obtenção do valor ponderal do parâmetro relacionado com a resistência à compressão uniaxial da classificação RMR.

Tabela 6.2- Resultados do RQD, do J_v e do $Is_{(50)}$ do ensaio de carga pontual

ESTAÇÃO	RQD (%)	J_v	CARGA PONTUAL $Is_{(50)}$ (MPa)		
			ENSAIO 1	ENSAIO 2	MÉDIA
1	84,91	9.12	5,1	4,4	4,8
2	74,37	12.13	4,0	3,1	3,6
3	69,05	13.93	4,2	4,2	4,2
4	47,88	20.34	4,4	4,1	4,3
5	84,45	9.26	5,0	3,7	4,4
6	49,14	19.96	4,8	4,6	4,7
7	77,11	11.48	5,2	4,5	4,9
8	51,21	19.33	4,6	4,9	4,8
9	54,94	18.20	3,1	3,0	3,1
10	51,41	19.27	3,5	3,1	3,3

Pela tabela 6.2 podemos concluir pelos valores do RQD, que o maciço na sua maioria se classifica como um maciço mediano, uma vez que 50% dos valores se incluem na classe que vai de 50% a 75%. Podemos referir, ainda, que 30 % dos valores indicam que o maciço é de boa qualidade uma vez que os seus valores de RQD se incluem na classe que vai dos 75% a 90%. Os restantes 20 % dizem respeito a valores de RQD da classe que vai dos 25% a 50% que descreve o maciço como de má qualidade.

Da Tabela 6.2 conclui-se que quanto maior é o índice de fracturação volumétrico (J_v), menor é o RQD, o que está de acordo com a proposta de Palmström, apresentada na expressão 7.

Com os valores obtidos pelo ensaio de carga pontual, podemos afirmar que o material rochoso tem uma resistência elevada a muito elevada. Uma vez que os valores de $Is_{(50)}$ obtidos se inserem nas classes de 2 a 4 MPa e de 4 a 10 MPa (Tabela 3.5).

Foi ainda executado o ensaio com o martelo de Schmidt de acordo com o que foi mencionado no subcapítulo 3.2.1.2, este ensaio foi realizado para se proceder à comparação

entre a resistência à compressão uniaxial obtida através do ensaio de carga pontual e a obtida através da utilização do martelo de Schmidt, Tabela 6.3.

Para se obter a resistência à compressão uniaxial pelo ensaio de carga pontual, segundo ISRM (1985), é necessário multiplicar o resultado do $Is_{(50)}$ por um valor que está compreendido entre 20 a 25. No caso em estudo foi utilizado o valor de 24 uma vez que o material rochoso apresentava uma resistência elevada.

Tabela 6.3- Resistência à compressão uniaxial obtida através do Point Load Test e do Martelo de Schmidt

ESTAÇÃO	RESISTÊNCIA COMPRESSÃO UNIAXIAL	
	POINT LOAD (MPa)	MARTELO DE SCHIMDT (MPa)
1	114,0	112,5
2	85,2	90,0
3	100,8	135,0
4	102,0	77,5
5	104,4	125,0
6	112,8	115,0
7	116,4	125,0
8	114,0	94,0
9	73,2	77,5
10	79,2	117,5

De modo a caracterizar o maciço rochoso, procedeu-se à definição dos parâmetros de resistência como o ângulo de atrito e a coesão, através de dois métodos, no primeiro recorreu-se aos valores da classificação RMR e à Tabela 3.3. No segundo método utilizou-se o programa informático Roclab, designadamente o critério de rotura Mohr-Coulomb a partir do critério de Hoek-Brown, conforme é descrito no capítulo 3.4. A comparação dos valores obtidos por estes dois métodos, é apresentada na Tabela 6.4.

Tabela 6.4- Valores da coesão e do ângulo de atrito do maciço rochoso

ESTAÇÃO	RMR		MOHR-COULOMB / HOEK-BROWN	
	COESÃO (KPa)	ÂNGULO DE ATRITO (°)	COESÃO (KPa)	ÂNGULO DE ATRITO (°)
1	300-400	35-45	858	47,75
2	200-300	25-35	583	44,77
3	300-400	35-45	1072	48,59
4	200-300	25-35	410	41,67
5	300-400	35-45	1248	49,01
6	300-400	35-45	603	45,43
7	300-400	35-45	985	48,48
8	300-400	35-45	1340	49,63
9	300-400	35-45	695	45,77
10	200-300	25-35	729	46,17

Seguidamente, apresentam-se alguns gráficos onde são comparados os diferentes parâmetros calculados ao longo do presente trabalho. As possíveis relações lineares foram analisadas através da utilização do método dos mínimos quadrados.

A Figura 6.1 - A apresenta a relação existente entre o Índice RMR e o Índice Q, enquanto na Figura 6.1 – B é representada a relação entre o Índice RMR e o Índice GSI Tabelado. Apesar de ambos os valores da correlação entre os índices, não serem muito elevados, com coeficientes de relação (R^2) iguais a 0,6297 e 0,5801, verifica-se a existência de relações lineares e diretamente proporcionais, entre o Índice RMR e o Índice Q e também entre o Índice RMR e o Índice GSI Tabelado. O valor de R^2 relativo à relação entre o Índice RMR e o Índice Q é igual a 0,6297, enquanto o R^2 correspondente à relação existente entre o Índice RMR e o Índice GSI Tabelado apresenta um valor de 0,5801.

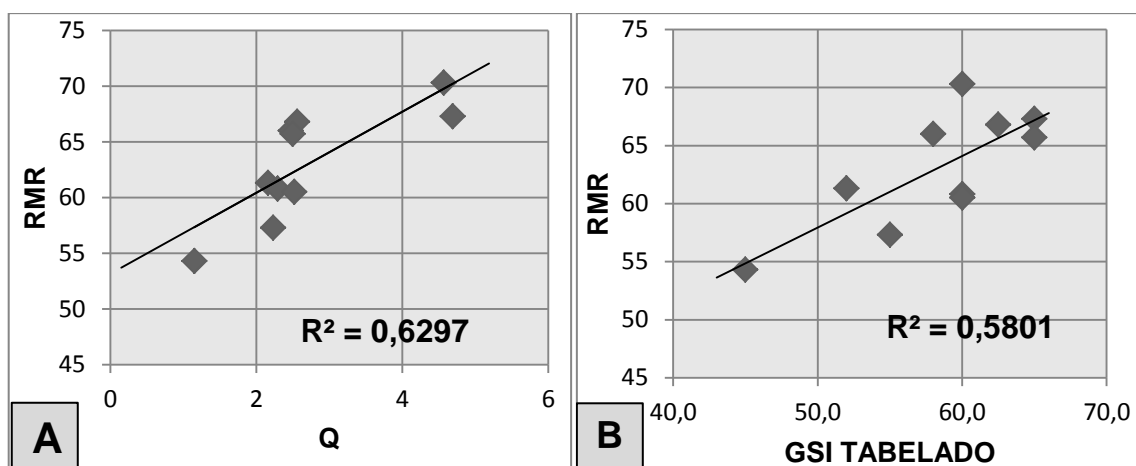


Figura 6.1- A- Representação da relação entre o Índice RMR e o Índice Q.
B- Representação da relação entre o Índice RMR e o Índice GSI Tabelaado.

A figura 6.2 apresenta os valores obtidos para o Índice GSI. Esse índice como já foi referido anteriormente (subcapítulo 5.2.1) foi calculado por dois métodos, no gráfico da Figura 6.2 observa-se a diferença entre os valores obtidos, por intermédio da Tabela 3.19 e pelo cálculo da expressão 12, na qual está presente o valor do índice RMR.

Pode-se concluir que os valores obtidos para o Índice GSI pelos dois métodos referidos apresentam-se distintos. Isto porque, como se pode observar na Figura 6.2, 50% dos valores obtidos através da Tabela 3.19 são superiores aos valores obtidos pela expressão 12, 40% dos valores obtidos igualmente pela Tabela 3.12 são inferiores aos definidos pela referida expressão e apenas 10% dos valores obtidos pelos diferentes métodos se aproximam.

O método mais utilizado, presentemente, para o cálculo do valor do Índice GSI, é através da tabela proposta por Hoek & Marinos (2000) (Tabela 3.12).

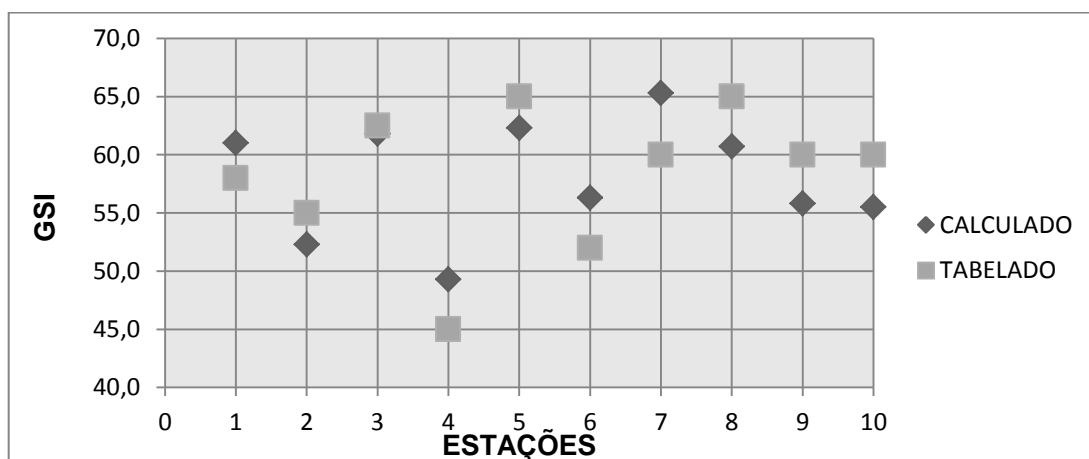


Figura 6.2- Valores do Índice GSI Calculado e Valores do GSI Tabelaado

Como já foi referido no presente capítulo a resistência à compressão uniaxial pode ser estimada pelos ensaios de determinação de dureza com martelo de Schmidt e dos ensaios de resistência à Carga Pontual (Figura 6.3). A determinação efetuada através dos valores dos ensaios do martelo de Schmidt é de menor precisão e os resultados obtidos apresentam uma maior dispersão do que os encontrados pelos ensaios de Carga Pontual. De acordo com os resultados obtidos verifica-se que 50% das determinações da resistência à compressão uniaxial, para as estações consideradas, diferem em valores inferiores a 9 MPa, 30% diferem em valores compreendidos entre 20 MPa e 25 MPa e 20% diferem entre 34 e 39 MPa. Podemos ainda concluir que 40% dos valores mais elevados da resistência à compressão uniaxial para as várias estações, correspondem aos definidos através dos ensaios com o Martelo de Schmidt.

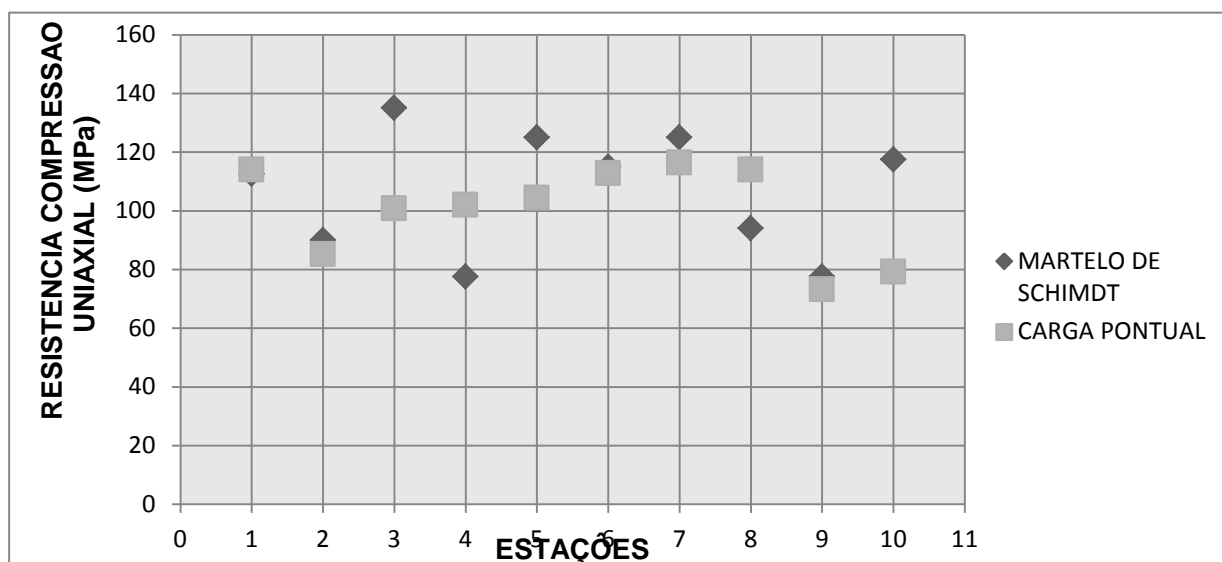


Figura 6.3- Resistência à Compressão Uniaxial (MPa) determinado através do Martelo de Schmidt e pelo Ensaio de Carga Pontual

Como já foi referido no capítulo 5, foram obtidos os valores da coesão (KPa) e do ângulo de atrito (graus) do maciço rochoso, através da utilização do programa informático Roclab e também a partir dos valores do Índice de RMR, os resultados expressam-se na Figura 6.4.

Podemos observar que para ambos os parâmetros de resistência do maciço rochoso, os valores definidos pelo Índice RMR, apresentados em forma de intervalo, são diferentes dos obtidos pelo critério de Mohr-Coulomb a partir do critério de rotura de Hoek-Brown. Apesar de

se apresentarem distintos, podemos verificar que para as várias estações, os valores mais baixos de coesão e de ângulo de atrito obtidos através do Índice RMR correspondem também aos valores mais reduzidos dos mesmos parâmetros e que são definidos pelo critério de Mohr-Coulomb, é de assinalar que nenhum dos valores destes últimos parâmetros de resistência se encontra dentro dos intervalos apresentados pela coesão e ângulo de atrito definidos através do Índice RMR (Figura 6.4). Verifica-se que os valores do ângulo de atrito e da coesão encontrados pelo critério de Mohr-Coulomb são sempre superiores aos obtidos através do Índice RMR.

Pode-se dizer apenas que os valores de obtidos pelo critério de Mohr Coulomb são exatos, enquanto que, pelo Índice RMR o valor é dado por um intervalo.

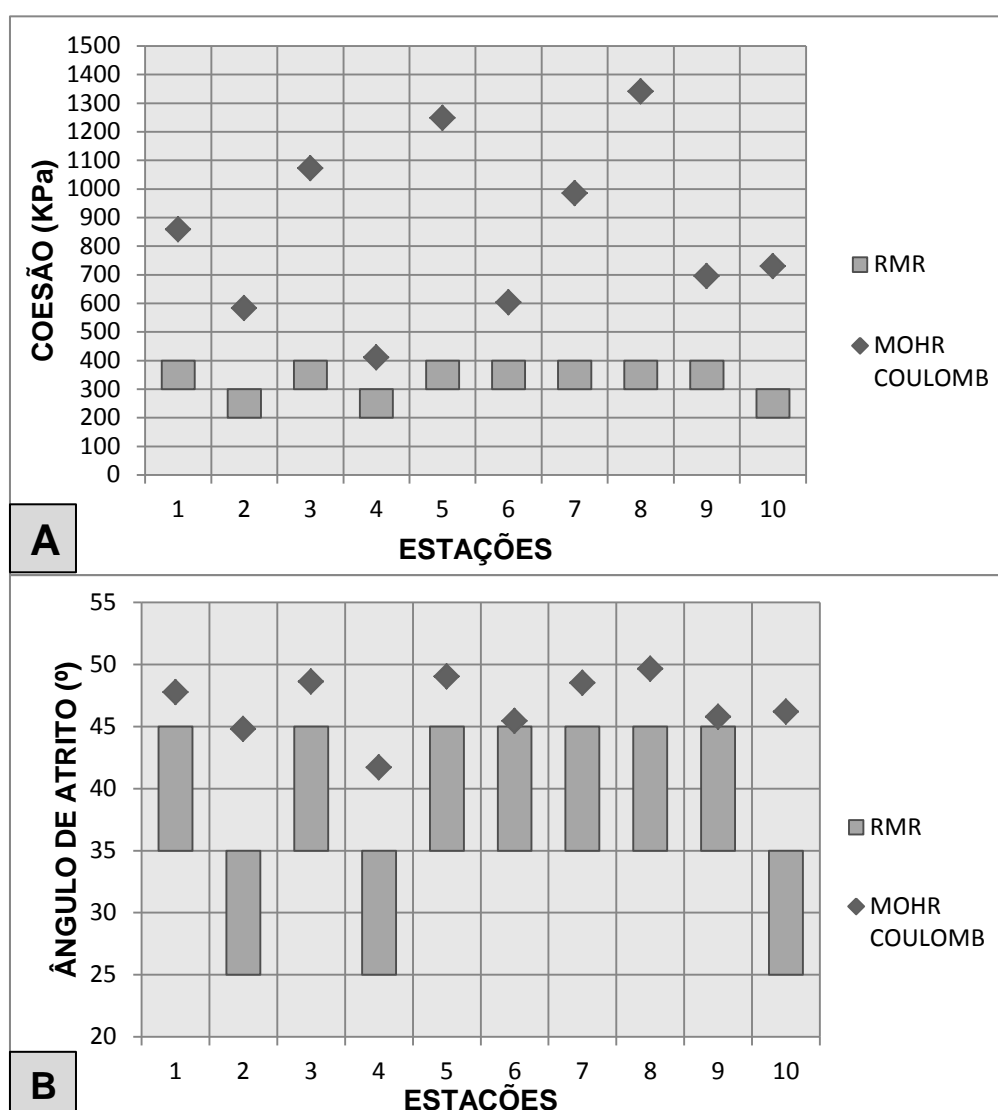


Figura 6.4- Valores da coesão do maciço rochoso **(A)** e do ângulo de atrito **(B)** pelo Índice RMR e pelo critério de Mohr-Coulomb a partir do critério de Hoek-Brown.

Apesar de se apresentarem poucas correlações, tentou-se correlacionar outros parâmetros como o RQD, o RQD/Jn, o Jv, com alguns dos parâmetros acima descritos (RMR, Q, GSI Tabelado), contudo não se obteve coeficientes de relação significativos.

Ou seja:

- Para a relação entre o Jv (Índice fracturação volumétrico) e o Índice RMR, obteve-se um coeficiente de relação igual a 0,3214 ($R^2 = 0.3214$);
- Para a relação entre o RQD/Jn e o Índice RMR, encontrou-se um coeficiente de relação igual a 0,4208 ($R^2 = 0.4208$);
- Para a relação entre o Índice Q e o Índice GSI tabelado, definiu-se um coeficiente de relação igual a 0,4191 ($R^2 = 0.4191$);
- Para a relação entre o RDQ e o Índice GSI tabelado, determinou-se um coeficiente de relação igual a 0,1511 ($R^2 = 0.1511$);

6.3- RESULTADOS PEGA DE FOGO

Os resultados relativos à pega de fogo estão relacionados com os dados relativos ao consumo específico, à furação específica e à percentagem de taqueio obtida.

A Tabela 6.5 apresenta os resultados dos parâmetros obtidos com a pega de fogo considerada para a pedreira.

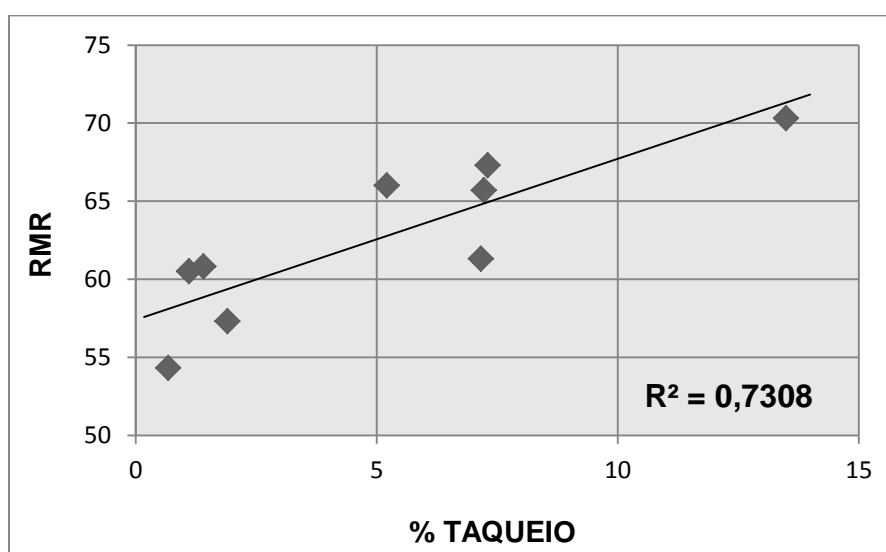
Tabela 6.5- Resultados obtidos com a Pega de Fogo

ESTAÇÃO	% TAQUEIO	(b) PERFURAÇÃO ESPECIFICA (m/m ³)	(q) CONSUMO ESPECIFICO (kg/m ³)
1	5,2	0,0767	0,2383
2	1,9	0,0789	0,2451
3	-	-	-
4	0,7	0,1217	0,3737
5	7,3	0,0789	0,2451
6	7,2	0,0877	0,2724
7	13,5	0,0877	0,2724
8	7,2	0,0789	0,2451
9	1,4	0,0789	0,2451
10	1,1	0,0789	0,2451

(-) → Não foi possível estar presente no dia do rebentamento

Com os dados adquiridos referentes aos explosivos, definiram-se as possíveis relações entre os dados da pega de fogo e os índices geomecânicos já referidos anteriormente.

Na Figura 6.5 é apresentada a relação entre o Índice RMR e a percentagem de taqueio. Como se pode observar, com o incremento do valor do Índice RMR a percentagem de taqueio também aumenta, verificando-se a existência de uma relação diretamente proporcional com um valor de R^2 elevado.

**Figura 6.5-** Relação entre o Índice RMR e a percentagem de taqueio

De igual modo, testou-se a relação entre o Índice Q e a percentagem de taqueio (Figura 6.6), apesar do valor de R^2 não se apresentar tão elevado como na relação entre o Índice RMR e a percentagem de taqueio, pode ainda se considerar como moderado, verificando-se igualmente a existência de uma relação diretamente proporcional.

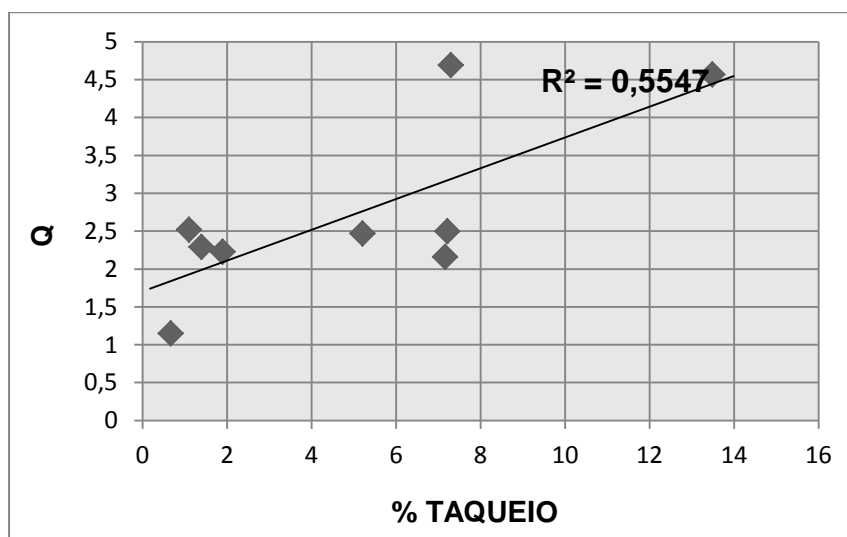


Figura 6.6- Correlação entre o Índice Q e a percentagem de taqueio

Verificou-se a relação entre o consumo específico e o Índice GSI Tabelado, Figura 6.7. Ao contrário das outras relações que se observaram, nesta última existe uma relação inversamente proporcional. Ou seja, quando a qualidade do maciço é superior, a que corresponde um valor do GSI elevado, o consumo específico é reduzido. Se o valor do Índice GSI for reduzido o consumo específico é elevado. Isto porque, quando a qualidade do maciço é baixa, a energia libertada pelos explosivos tende a dissipar-se no próprio maciço sem que exista o rebentamento desejado. Por outro lado se a qualidade do maciço for boa toda a energia libertada pelos explosivos é direcionada para que este “parta”, logo o explosivo necessário vai ser inferior.

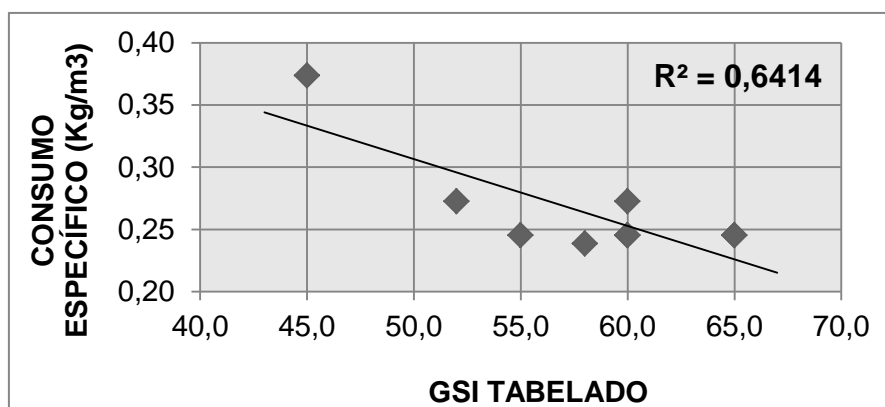


Figura 6.7- Correlação entre o consumo específico e o Índice GSI Tabelado

Na Tabela 6.6, podemos observar os dados teóricos e os dados que se verificaram numa pega de fogo executada na Pedreira de Vale Longo. Essa pega de fogo foi realizada numa zona do maciço rochoso que apresentava um Índice RMR igual a 67,3.

Existem alguns desvios entre os valores teóricos da pega de fogo e os valores praticados. Alguns desses desvios não são significativos, contudo existem outros muito relevantes. Caso disso são:

- O afastamento praticado é um metro superior ao valor teórico;
- A carga de fundo aplicada é de 3 Kg, superior à carga prevista para o local;
- O atacamento praticado é de apenas setenta e cinco centímetros. O que difere do previsto em aproximadamente dois metros;
- O comprimento e a carga de coluna praticados são igualmente superiores, em aproximadamente 2 m e 16 Kg, respetivamente;

Ou seja, o principal parâmetro que se pratica em quantidades superiores às previstas é a carga de explosivo, que no seu total é superior a quase vinte Kg. O parâmetro que se desvia mais pela negativa é o comprimento do acatamento.

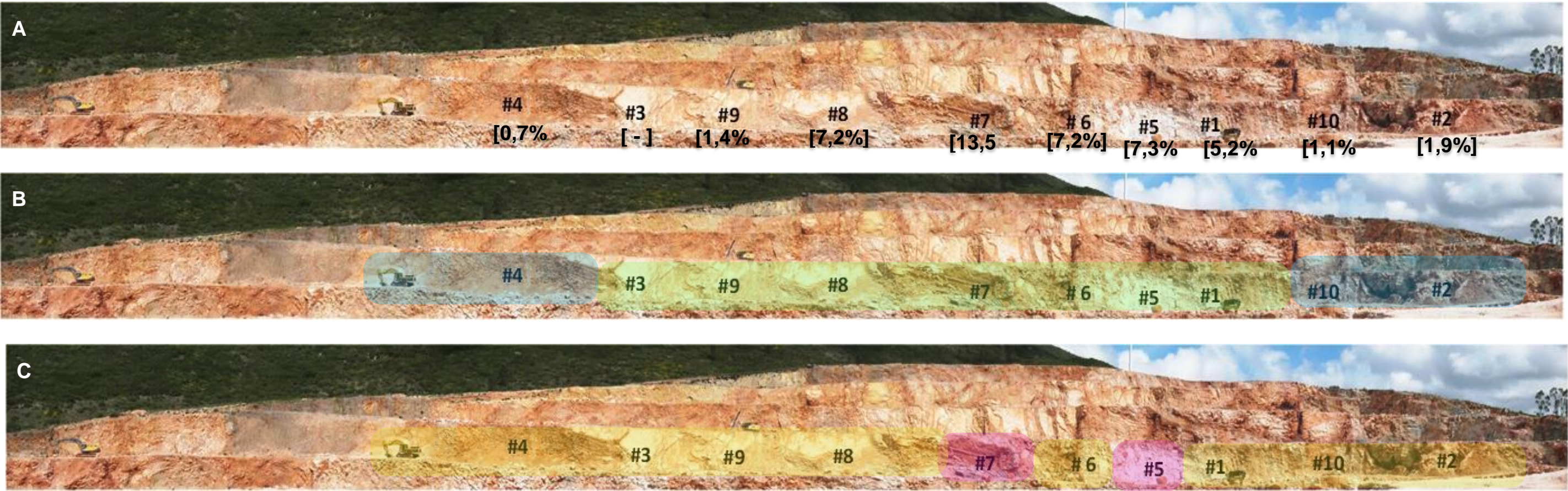
A quantidade de explosivos ao ser superior a carga específica também vai ser superior, o que faz com que a furação específica baixe.

O comprimento do atacamento deveria ser igual ao afastamento (distância prática à superfície livre), uma vez que este é inferior vai existir um maior risco de haver projeções, por outro lado se este fosse superior, iria provocar um aumento do número de blocos de maiores dimensões o que levaria a uma percentagem de taqueio maior.

Para uma melhor visualização do local das estações examinadas durante a presente dissertação, esquematizou-se o Índice RMR, o Índice Q e a percentagem de taqueio (Figura 6.8).

Tabela 6.6- Dados teóricos e práticos da pega de fogo da Estação 5 (Índice RMR= 67,3).

FOLHA DE CÁLCULO DE PEGA DE FOGO			
Pedreira: Pedreira de Vale Longo	Desmonte: Exemplo	Teórico	Prático
Altura da bancada	K (m)	12,0	12,0
Largura do desmonte	B (m)	3,9	3,9
Diâmetro de furação	ϕ_f (mm)	76	76
Inclinação da furação	θ (graus)	75,0	75,0
Comprimento do desmonte	S (m)	19,5	19,5
Distância às construções mais próximas	X(m)	1000	1000
Distância máxima à superfície livre	V _{máx.} (m)	3,42	3,90
Sobre-furação	U (m)	1,03	1,17
Comprimento dos furos	L (m)	13,45	14,00
Erros e desvios de furação	F (m)	0,51	0,59
Afastamento-Distância prática à superfície livre	V (m)	2,91	3,90
Espaçamento entre furos	E (m)	3,63	3,90
Comprimento da carga de fundo	IQ _f (m)	4,45	5,00
Tipo de explosivo - Carga de fundo		Senatel Pulsar	
Densidade do explosivo	γ_e (kg/dm ³)	1,20	
Diâmetro dos cartuchos utilizados	ϕ (mm)	60	
Volume do furo em dm ³ /m	v _f (dm ³ /m)	4,54	4,54
Volume do explosivo em dm ³ /m		2,83	2,83
Relação entre os diâmetro do cartucho e do furo	r	0,79	0,79
Concentração da carga de fundo	CQ _f (kg/m)	3,39	3,39
Carga de fundo	Q _f (kg)	15,08	18,00
Comprimento do atacamento	IA _t (m)	2,91	0,75
Comprimento da carga de coluna	IQ _c (m)	6,10	8,25
Tipo de explosivo - Carga de coluna		Senatel Powerpac	
Densidade do explosivo	(kg/dm ³)	0,98	
Diâmetro dos cartuchos utilizados	ϕ (mm)	60	
Concentração da carga de coluna 40% a 50% de CC _f	CQ _c (kg/m)	1,53	-
Carga de coluna	Q _c (kg)	9,31	25,50
Carga total por furo	Q _t (kg)	24,39	43,50
Carga específica por furo	q _e (kg/m ³)	0,118	0,147
Furação específica	f _e (m de furação/m ³)	0,106	0,077
Número máximo de furos a rebentar de cada vez	n	81	45
Número de tiros total	N	6	6



LEGENDA:	30m	
	[0,1%] Percentagem de taqueio	
	ÍNDICE RMR	
	CLASSE II	CLASSE III
	ÍNDICE Q	
	MACIÇO MÉDIO	MACIÇO MAU

Figura 6.8- Representação esquemática da bancada em estudo da Pedreira de Vale Longo. **A-** Representação percentagem de taqueio. **B-** Representação das classes do Índice RMR. **C-** Representação das classes do Índice Q

CAPÍTULO 7
CONSIDERAÇÕES FINAIS
E
TRABALHOS FUTUROS

7.1- CONSIDERAÇÕES FINAIS

Este trabalho relaciona a utilização de classificações geomecânicas e a sua relação com o desmonte de maciços rochosos através da utilização de explosivos.

As classificações geomecânicas utilizadas foram, a classificação RMR de Bieniawski (1979, 1989), a classificação Q de Barton *et al.* (1974). Recorreu-se também à definição do Índice GSI e do critério de rotura de Hoek-Brown que foram desenvolvidos por Hoek & Brown (1980), Hoek *et al.* (1992) e Hoek (1994).

Este trabalho de investigação correlacionou essas classificações geomecânicas com o resultado do desmonte do material rochoso proveniente do rebentamento das pegas de fogo, efetuadas na frente da pedreira.

A área de estudo correspondeu à Pedreira do Vale Longo no concelho de Penela.

Sob o ponto de vista geológico a área em estudo é constituída por calcários do Jurássico médio, têm grão fino e apresentam-se compactos. Apesar de maioritariamente terem uma tonalidade bege, por vezes possuem uma cor rosada devido à presença de óxidos de ferro e pela ação de meteorização. Encontraram-se alguns filonetes de calcite. O maciço rochoso na área em estudo evidenciou um grau de meteorização mais elevado nas zonas das falhas.

Com o levantamento geológico geotécnico constatou-se que o maciço rochoso é muito heterogéneo a nível estrutural, uma vez que no estudo das descontinuidades, obtiveram-se valores muito dispersos para os diferentes parâmetros de caracterização.

As superfícies das descontinuidades da pedreira revelaram-se ligeiramente rugosas a rugosas, a abertura das descontinuidades apresenta-se compreendida entre 0,1 mm e 5 mm, o material de preenchimento na sua maioria foi considerado duro e inferior a 5 mm e o grau de alteração das paredes das descontinuidade definiu-se, de modo geral, como medianamente alterado.

Observou-se que existem relações lineares e diretamente proporcionais, entre o Índice RMR e o Índice Q e também entre o Índice RMR e o Índice GSI Tabelado, apesar de ambos os valores dos coeficientes de relação (R^2) entre os índices, não serem muito elevados, apresentando respetivamente valores iguais a 0,6297 e 0,5801.

O índice GSI foi definido por dois métodos, pode-se concluir que os valores obtidos para o Índice GSI pelos dois métodos referidos revelaram-se distintos. Contudo, o método mais utilizado, atualmente, para o cálculo do valor do Índice GSI, é o obtido através da tabela proposta por Hoek & Marinos (2000).

A resistência à compressão uniaxial pode ser estimada através dos ensaios de determinação de dureza com martelo de Schmidt e dos ensaios de resistência à Carga Pontual. Verificou-se que a determinação efetuada através dos valores dos ensaios do martelo de Schmidt é de menor precisão, dado que os resultados obtidos apresentam uma maior dispersão do que os encontrados pelos ensaios de Carga Pontual.

Foram igualmente obtidos os valores da coesão e do ângulo de atrito do maciço rochoso, através da utilização do programa informático Roclab e também a partir dos valores do Índice de RMR. Constatou-se que para ambos os parâmetros de resistência do maciço rochoso, os valores definidos pelo Índice RMR e que são apresentados sob a forma de intervalo, são diferentes dos encontrados pelo critério de ajustamento de Mohr-Coulomb a partir do critério de rotura de Hoek-Brown. Apesar das diferenças encontradas, concluímos que para as várias estações, aos valores mais reduzidos de coesão e de ângulo de atrito obtidos através do Índice RMR correspondem os valores menos elevados dos mesmos parâmetros que são estabelecidos pelo critério de Mohr-Coulomb.

Obtiveram-se relações pouco significativas para outros parâmetros geomecânicos como foram os seguintes casos: para a relação entre o J_v (Índice de fracturação volumétrico) e o Índice RMR, obteve-se um R^2 igual a 0,3214; para a relação entre o RQD/J_n e o Índice RMR, encontrou-se um R^2 correspondente a 0,4208; para a relação entre o Índice Q e o Índice GSI tabelado, definiu-se um R^2 equivalente a 0,4191; e para a relação entre o RDQ e o Índice GSI tabelado, determinou-se um R^2 igual a 0,1511.

De igual modo, definiram-se as possíveis relações entre os dados da pega de fogo e os índices geomecânicos.

Comprovou-se que existe uma relação diretamente proporcional entre o Índice RMR e a percentagem de taqueio. Isto porque, com o crescimento do valor do Índice RMR a percentagem de taqueio também aumenta, verificando-se a presença de um R^2 de valor elevado.

Para a relação entre o Índice Q e a percentagem de taqueio, o valor de R^2 foi considerado como moderado, constatando-se igualmente a existência de uma relação diretamente proporcional. Ou seja, quanto melhor for a qualidade do maciço rochoso maior será a percentagem de taqueio.

Investigou-se ainda a relação entre o consumo específico e o Índice GSI Tabelado. Ao contrário das outras relações encontradas no presente trabalho, esta última corresponde a uma relação inversamente proporcional. Ou seja, quando a qualidade do maciço é superior, o consumo específico é mais baixo. Para a situação contrária, isto é quando a qualidade do

maciço é reduzida, a energia libertada pelos explosivos tende a dissipar-se no próprio maciço sem que se produza o rebentamento pretendido.

Dos parâmetros observados nas pegas de fogo, verificou-se que para quantidades de explosivos mais elevadas a carga específica também vai ser superior, o que provoca que a furação específica baixe. Como o comprimento do atacamto deveria ser idêntico ao afastamento (distância prática à superfície livre), e uma vez que este é inferior vai existir uma maior probabilidade de ocorrerem projeções, por outro lado se este fosse superior, poderia originar um aumento do número de blocos de dimensões mais elevadas o que conduziria a uma percentagem de taqueio maior.

Apesar de todas estas considerações, não se pode concluir que estes resultados sejam precisos, uma vez que a quantidade de dados tratados não é significativa para se alcançarem conclusões eficazes.

7.2- PROPOSTAS DE TRABALHOS FUTUROS

Devido a algumas limitações da conjuntura atual e temporais, ficaram algumas dúvidas.

Esta investigação só ficará concluída se for efetuado um estudo continuado de maneira a identificar, as características geomecânicas de outros tipos de maciços rochosos.

Como tal, apresentam-se em seguida algumas propostas para um futuro desenvolvimento deste tema:

- Proceder a um estudo aprofundado de outros tipos de maciços rochosos, por exemplo maciços graníticos.
- A utilização de outras classificações geomecânicas, em conjunto com as já estudadas.
- Fazer levantamentos tendo em atenção um número mais elevado de estações, para uma maior exatidão dos resultados
- Alterar alguns parâmetros da pega de fogo como por exemplo o espaçamento entre furos, a quantidade de explosivo, para verificar as diferenças no produto resultante.
- Por último utilizar o programa informático *Split-Desktop* da Split Engineering, para uma maior precisão no volume de material a necessitar de taqueio.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Andrade, P.S. (2008) - *Estudo das principais características das descontinuidades*. Departamento de Ciências da Terra, Faculdade de Ciências e Tecnologia da Universidade de Coimbra, 43 pp.

Aydin, A.; Basu, A.(2005)- *The Schmidt hammer in rock material characterization*, Elsevier, Engineering Geology, August 2005, Hong Kong, China.

Azerêdo, A. C.; Duarte, L. V.; Henriques, M. H. & Manuppella, G. (2003). *Da Dinâmica Continental no Triásico aos Mares do Jurássico Inferior e Médio*. Lisboa: Cadernos de Geografia de Portugal.

Barton, N. (2000). *El sistema Q para la selección del sostenimiento con el Método noruego de excavación de túneles*, en : *Ingeotúneles*, vol. 3. Ed. López Jimeno. Entorno Gráfico. Cap. 3.

Barton, N. Lien, R. and Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. Rock Mechanics, Springer Verlag, vol. 6, pp 189-236.

Bienawski, Z. T. (1979). *The geomechanics classification in rock engineering applications*. Proc. 4 th Int. Conference on Rock Mechanics. Montreaux. Balkema, vol. 2, pp. 41-48.

Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications*. John Wiley and Sons.

Cordeiro, A. M. R. (2006)- *Carta Educativa de Penela*. Faculdade de letras da Universidade de Coimbra. Coimbra.

Cunha, L. (1983). *O Dueça a Montante de Miranda do Corvo*. Apresentação de alguns problemas geomorfológicos. Coimbra.

Daniel, F. (2000) - *Manual de Utilização de Explosivos em Explorações a Céu Aberto*. Divisão de Minas e Pedreiras do Instituto Geológico e Mineiro.

Deere, D. U.(1967) – *Geological considerations. Rock Mechanics in Engineering Practice*, 1st chapter, Stagg & Zienkiewicz, London.

Dinis da Gama, C. (2007) - *Dimensionamento e Aspectos Particulares de Desmontes a Céu Aberto*. Departamento de Engenharia de Minas e Georrecursos, Secção de Exploração de Minas, I. S. T.. Lisboa.

Góis, J. C., Vieira, A., Galiza, A. C., Bernardo, P., Gomes, C., Chaminé, H. I. (2012) - *Manual do operador de produtos explosivos*. AP3E, ANIET.

Gomes, C. (2004) - *Novas tecnologias na iniciação de cargas explosivas*, Proelium - Revista da Academia Militar, Lisboa, VI Série, n.º 1 (2004), p. 127-136.

Grimstad, E. & Barton, N.(1993) - *Updating of the Q-System for NMT*. Proceedings of the International Symposium on Sprayed Concrete - Modern Use of Wet Mix Sprayed Concrete for

Underground Support, Fagernes, 1993, (Eds Kompen, Opsahl and Berg. Norwegian Concrete Association, Oslo.)

Hoek, E. (1994) - *Strength of rock and rock masses*. ISRM New Journal 2 (2), pp. 4-16.

Hoek, E. (2007) – Practical Rock Engineering, http://www.rocscience.com/hoek/corner/3_Rock_mass_classification.pdf, acedido em 1 de setembro de 2013;

Hoek E.; Brown E.T. (1980) - *Underground Excavations in Rock*. London: Institution of Mining and Metallurgy, 527 p.

Hoek, E. & Bray, J. W. (1981) - *Rock Slope Engineering*. The Institution of Mining and Metallurgy. London.

Hoek, E., Kaiser, P. K. and Bowden, W. F. (1995) - *Support of underground excavations in hard rock*. Balkema.

Hoek, E. and Brown, E. T. (1997) - *Practical estimates of and rock mass strength*. Int. Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. Elsevier, vol. 34, nº8, pp. 1165-1186.

Hoek, E.; Carranza-Torres, C. & Corkum, B. (2002) - *Hoek-Brown failure criterion*. *Proceedings North American Rock Mechanics Society Meeting*, July 2002, Toronto, Canada.

IGM (1999). *Regras de Boa Prática no Desmonte a Céu Aberto*. Instituto Geológico e Mineiro. Versão Online no site do INETI

ISRM (1978) – *Suggested Method For Determination Of The Schmidt Rebound Hardness*, *Internacional Journal of Rock Mecanics and Mining Sciences & Geomechanic*, Vol. 15, No 3, pp 89-97.

ISRM (1985) - *Commission on Testing Methods. Working Group on Revision of the Point Load Test Method*. Suggested method for determining point load strength.

Kullberg, J. C., Rocha, R. B., Soares, A. F., Rey, J., Terrinha, P., Callapez, P., Martins, L., (2006) – *A Bacia Lusitaniana: Estratigrafia, Paleogeografia e Tectónica*. In *Geologia de Portugal no contexto da Ibéria* (R. Dias, A. Araújo, P. Terrinha & J. C. Kullberg, Eds.). Univ. Évora, pp. 317-368.

Lima, C. & Menezes, J.E. (2008) - *Textos de apoio de Geologia de Engenharia*. Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.

Machado, S. & Manuppella, G. (1998) – *Contribuição para o conhecimento da geologia da região de Ansião-Sicó-Pombal*. Comun. Inst. Geol. e Mineiro, Actas do V Congresso Nacional de Geologia, t.84, pp. A67-A70.

Marinos, P and Hoek. E. (2000). *Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as Flysch*. Submitted for publication in Bull. Engg. Geol. Env

Martins, J. M. (2008) - *Litostratigrafia das séries de meio marinho interno do Jurássico Médio da região de Condeixa-Sicó-Alvaiázere (Portugal)*. Comunicações Geológicas, Tomo 95. INETI.

Miranda, T.; Correia, A. G.; Sousa, L. R. (2006) – *Determinação de Parâmetros Geomecânicos em Formações Rochosas e Maciços Heterogêneos*. Universidade do Minho.

Neves, J., Pessoa, M. & Redinha, N. (2005) - *O Sistema Espeleológico do Dueça*. Revista Espeleo Divulgação, do Núcleo de Espeleologia da Associação Académica da Universidade de Aveiro. 2005.

Oliveira, J. G. B. (2009) - *Desmonte de Rocha a Céu Aberto com Recurso a Explosivos*. Departamento de Geociências da Universidade de Aveiro, 82.

Oliveira, R. (1980) – *Apontamentos de Engenharia Geológica*. Universidade Nova de Lisboa.

ORICA (2013) – Senatel Powerpac e Senatel Pulsar, <http://www.oricaminingservices.com>, acedido em 19 de julho de 2013.

Ribeiro, D. A. (1987) – *Noções sobre aplicações de Explosivos em Pedreiras*. Seminário de Explosivos Industriais e suas aplicações. Universidade de Coimbra- 26 e 27 de Julho de 1987

Rodrigues, J. A. S. (2011)- *Ferramenta informática de apoio ao dimensionamento de pegadas de fogo em bancadas a céu aberto*. Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.

Silva, L. A. A. (2005) - *A influência dos desmontes por explosivos na estabilidade dos taludes*, Projeto CYTED XII, Junio 2005, Córdoba, Argentina.

Soares, A. F.; Marques, J. F. & Sequeira, A. J. D. (2007) - *Notícia Explicativa da Folha 19-D (Coimbra-Lousã)*. Lisboa: Instituto Nacional de Engenharia, Tecnologia e Inovação.

SPEL - Sociedade Portuguesa De Explosivos (1994)- *Manual de explosivos e suas aplicações / Sociedade Portuguesa de Explosivos*. Lisboa. SPEL, 1994., Pp. 134.

Vallejo, L. G.; Ferrer, M.; Ortuño, L. & Oteo, C. (2002) – *Ingeniería Geológica*. Prentice Hall.

Vieira, S. (2012).- *Crítério de Hoek-Brown Generalizado*. <http://geo.web.ua.pt>

Yagiz, S. & Cheema, S. (1998-2000) - *Review And Comparison Of Rock Mass Classification Systems*, Proceedings of the 68th Annual Session Pakistan Engineering Congress, Vol. 68, Pakistan.

ANEXOS

ANEXO I -	DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 1-----	CD
ANEXO II -	DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 2-----	CD
ANEXO III -	DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 3-----	CD
ANEXO IV -	DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 4-----	CD
ANEXO V -	DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 5-----	CD
ANEXO VI -	DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 6-----	CD
ANEXO VII -	DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 7-----	CD
ANEXO VIII -	DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 8-----	CD
ANEXO IX -	DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 9-----	CD
ANEXO X -	DADOS GEOTECNICOS DA ESTAÇÃO 10-----	CD
ANEXO XI -	DADOS DA PEGA DE FOGO-----	CD

