

Otimização do processo de perfuração em maciços rochosos: consequências técnico-económicas

JOAQUIM ABRAÃO MARQUES DE LIMA
Outubro de 2014



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

**Otimização do processo de perfuração em maciços rochosos:
consequências técnico-económicas**

Joaquim Abraão Marques de Lima

(página propositadamente em branco)



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

**Otimização do processo de perfuração em maciços rochosos:
consequências técnico-económicas**

Joaquim Abraão Marques de Lima

N.º 1030963

*Projeto apresentado ao Instituto Superior de Engenharia do Porto para cumprimento dos requisitos necessários à obtenção do grau de **Mestre em Engenharia Geotécnica e Geoambiente**, realizada sob a orientação do Professor Doutor António Carlos Galiza, Professor Adjunto do Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP.*

(página propositadamente em branco)

Júri

Presidente

Doutor Helder Gil Iglésias de Oliveira Chaminé

Professor Coordenador com Agregação, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutor José Augusto de Abreu Peixoto Fernandes

Professor Coordenador, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutor António Carlos Reis Galiza Carneiro

Professor Adjunto, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Mestre Luís Carlos Correia Ramos

Assistente Convidado, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Diretor de Produção do Grupo Elevo SA, Porto

Mestre Luís Filipe Santos Fonseca

Diretor de Produção do Grupo Elevo SA, Porto

*A tese de **mestrado em engenharia geotécnica e geoambiente** (MEGG) foi defendida em prova pública, pelo Licenciado **Joaquim Abraão Marques de Lima**, no Auditório de Geotecnia do Departamento de Engenharia Geotécnica (ISEP) em 11 de Novembro de 2014 mediante o júri nomeado, em que foi atribuída, por unanimidade, a classificação final de **16 (dezasseis) valores**, cuja fundamentação se encontra em acta.*

A Direcção do MEGG/ISEP

Dedico esta tese à minha família, pelo apoio constante, por toda a compreensão e incentivo durante esta etapa da minha vida...

(página propositadamente em branco)

Agradecimentos

O culminar deste objetivo académico a que me propus, tornou-se numa realidade, que jamais seria possível sem um número incontável de pessoas que de uma forma direta ou indireta, contribuíram ao longo dos últimos meses para que este objetivo fosse atingido. Seja através de orientação técnica e científica ou em simples mas importantíssimos sentimentos de incentivo, amizade e amor incondicional. Correndo sérios riscos de esquecimento, pretendo individualizar algumas pessoas e exprimir o meu profundo reconhecimento e agradecimento, que pelo seu contributo, tornaram-se pessoas decisivas:

Ao meu orientador, Prof. Doutor António Carlos Galiza (DEG|ISEP), pelo fornecimento de bibliografia de especialidade e integração com novos conceitos dos quais não tinha conhecimento. Pela imensa transmissão de conhecimentos ao longo de todo o percurso académico assim como a leitura atenta do presente documento.

Ao Eng.º Luís Ramos (Grupo Elevo e DEG|ISEP) um especial obrigado pelo acompanhamento quase ao segundo de todo o estudo. Por cada palavra de incentivo e encorajamento quando as coisas corriam menos bem, pela discussão criteriosa do manuscrito e pela enorme amizade e dedicação demonstrada ao longo deste trabalho.

Aos diretores do Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada (LABCARGA|ISEP) e do Laboratório de Geotecnia e Materiais de Construção (LGMC|ISEP) respetivamente, Prof. Doutor Helder I. Chaminé e Prof. Doutor José Augusto Fernandes por todas as facilidades na utilização dos recursos e equipamentos do laboratório, assim como por todas as palavras de incentivo e conhecimentos transmitidos ao longo do percurso académico.

À EDP, Gestão da Produção de Energia, S.A., nomeadamente à direção de projeto AH Foz Tua (Eng.ª Sandra Garrido e Eng.º Paulo Pinho) assim como ao departamento de geologia e geotecnia (Dr.ª Nadir Plasencia e Eng.º Celso Lima), por terem facultado o acesso a informação bastante importante, para elevar o rigor científico do presente documento.

Ao Eng.º Tiago Mendes (Diretor do gabinete técnico do ACE – Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua) por todo o apoio desde o primeiro momento, e pelo valioso enquadramento e sensibilização para o tema junto do Dono de obra.

À empresa Descavanor, S.A. do Grupo Elevo, nomeadamente ao Eng.º Hugo Rodrigues e ao Eng.º Celso Midão por todo o apoio logístico, técnico e principalmente pelas proveitosas trocas de ideias, proporcionando o alargamento de horizontes acerca do tema em estudo.

Ao Sr. Luís Ribeiro (Água é Vida, Captações Lda., Grupo Irmãos Ribeiro), por ter consentido desde o primeiro momento a realização deste estudo, utilizando para o efeito os seus meios afetos em obra. Um muito obrigado aos operadores envolvidos em todo o estudo, nomeadamente o Sr. Rui Freire, pela troca de opiniões e experiências relativas ao fenómeno da perfuração.

Ao Eng.º Jorge Sousa (Atlas Copco) pela partilha de informação bastante útil para a elaboração do presente documento.

Ao amigo Eng.º Floriano Santos (Cooperativa dos Pedreiros do Porto) que proporcionou a preparação das amostras para a realização do ensaio de Carga Pontual (“Point Load Test”) assim como à presidência do Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP) que disponibilizou o primeiro transporte das amostras à Cooperativa dos Pedreiros do Porto.

Ao amigo Eng.º Rogério Pinheiro um agradecimento muito especial pela dedicação no tratamento e vectorização de algumas ilustrações, assim como pelo companheirismo demonstrado desde o primeiro dia desta longa “batalha”, principalmente nos momentos de maior distância.

À Dr.ª Liliana Freitas (LABCARGA|ISEP), o meu profundo agradecimento por toda a extrema dedicação e profissionalismo na formatação do documento sobre prazos apertadíssimos. Muito obrigado.

Ao Prof. Doutor José Teixeira (LABCARGA|ISEP) pela cedência de algumas imagens importantes ao enquadramento do local de estudo.

Ao Eng.º Diogo Silva por todo o apoio prestado na realização do ensaio de carga pontual e do ensaio esclerométricos nas amostras em laboratório.

Aos companheiros Eng.º Daniel Rocha e Sr. Luis de Matos, pela enorme amizade e constante encorajamento.

Aos meus irmãos e amigos, por todo o apoio, encorajamento e amor incondicional demonstrado nestes últimos tempos.

À Vânia, pela infinita paciência e pelo intenso e incessante incentivo, pelas minhas alterações de humor repentinas e acima de tudo pela enorme ausência nos últimos meses. Temos o resto das nossas vidas pela frente. Obrigado por todas as vivências dos últimos cinco anos, e que por cada dia que passa me faz sentir o Homem mais feliz do mundo.

E por fim, e porque os últimos são sempre os primeiros. Um especial agradecimento a meus Pais, que embora estejam no fim da lista, encontram-se em primeiro lugar no meu coração, que ao longo da sua vida lutaram e sacrificaram muito de o seu bem-estar para que eu pudesse ter um futuro melhor. Por todos os ensinamentos e valores transmitidos, pela alegria, pelo carinho e por todo o amor e apoio incondicional que sempre me proporcionaram ao longo da minha vida.

(página propositadamente em branco)

Palavras-chave

Maçços rochosos, geotecnia mineira, perfurabilidade, ferramentas de perfuração, otimização

Resumo

Este estudo centra-se na temática da perfuração de maços rochosos. A perfuração, dependendo do seu objectivo, diâmetro e comprimento, tem um vasto leque de aplicações incluindo a perfuração para o desmonte com explosivos e colocação de elementos de contenção. Este estudo está focado na perfuração, tendo normalmente um papel preponderante no rendimento dos ciclos de trabalho em que está inserida. O processo de perfuração implica uma estreita interacção das ferramentas de perfuração com maço rochoso a perfurar, como tal um conhecimento rigoroso dos parâmetros geológicos, geotécnicos, geomecânicos do maço rochoso é preponderante para auxiliar a gestão, do ponto de vista técnico-económico, da operação de perfuração. Este estudo tem como principal objectivo a optimização técnico-económica desta operação através da introdução de processos baseados nas boas práticas de engenharia na perfuração de maços rochosos, nomeadamente a definição e introdução do processo de afiação dos bits no ciclo de perfuração. Na caracterização do maço rochoso, para além da pesquisa e recolha bibliográfica pretende-se recorrer a ensaios “*in situ*” e laboratoriais que permitam obter informação útil para a avaliação da perfurabilidade e abrasividade do maço rochoso.

(página propositadamente em branco)

Keywords

Rock masses, Mining Geotechnics, Drillability, Drilling tools , Optimization

Abstract

This study focuses on the issue of drilling rock masses. Drilling, depending on his purpose, diameter and length, has a wide range of applications, including drilling for rock blasting and rock reinforcement elements. This study is focused on drilling, that usually has a leading role of work cycles in which it operates. The drilling process, involves a close interaction of drilling tools with rock mass drilling, such as a thorough knowledge of the geological, geotechnical and geomechanical parameters of rock mass, which is preponderant to assist management of technical-economic point of view drilling operation. The main objective of this study, is the technical-economic optimization of the operation, through the introduction of methods based in the best engineering practices in drilling rock masses, namely the definition and introduction of regrinding button bits process, in the drilling cycle. The characterization of the rock mass, in addition to research and bibliographic collection, is intended to use “*in situ*” and laboratory tests, that will produce useful information for evaluating rock mass drillability and abrasiveness.

(página propositadamente em branco)

Índice

1.	<i>Introdução geral</i>	3
1.1.	<i>Enquadramento do tema</i>	3
1.2.	<i>Objetivos</i>	4
1.3.	<i>Materiais e métodos</i>	5
2.	<i>Caracterização de Maciços Rochosos: Geologia, Geotecnia e Geomecânica</i>	9
2.1.	<i>Generalidades</i>	9
2.2.	<i>Caracterização da matriz rochosa</i>	10
2.3.	<i>Classificação geomecânica do maciço rochoso</i>	12
2.3.1.	<i>Ensaio de Carga Pontual (Point Load Test, PLT)</i>	12
2.3.2.	<i>Esclerómetro Portátil (Martelo de Schmidt)</i>	21
3.	<i>Perfuração de Maciços Rochosos</i>	27
3.1.	<i>Generalidades</i>	27
3.2.	<i>Métodos de Perfuração</i>	27
3.2.1.	<i>Perfuração rotativa</i>	28
3.2.2.	<i>Perfuração rotopercutiva</i>	29
3.3.	<i>Acessórios de perfuração</i>	41
3.3.1.	<i>Encabadouros</i>	42
3.3.2.	<i>Uniões</i>	43
3.3.3.	<i>Varas</i>	43
3.3.4.	<i>Bits de perfuração</i>	46
3.3.5.	<i>Desgaste das ferramentas de perfuração</i>	51
3.4.	<i>Afiação dos bits de perfuração</i>	60
3.4.1.	<i>Metodologia de afiação de bits</i>	63
3.5.	<i>Ciclo de perfuração</i>	66
3.5.1.	<i>Tipos de velocidades de perfuração e rendimento industrial</i>	69
3.6.	<i>Perfurabilidade de maciços rochosos</i>	70
3.6.1.	<i>Equipamento de perfuração</i>	71
3.6.2.	<i>Aspetos humanos</i>	74

3.6.3.	<i>Influência das propriedades da matriz rochosa na perfuração</i>	74
3.6.4.	<i>Geologia estrutural</i>	75
3.7.	<i>Ensaio de perfurabilidade</i>	76
3.7.1.	<i>Dureza – VHNR e Valor S_j de Sievers</i>	76
3.7.2.	<i>Friabilidade – Brittleness Test</i>	79
3.7.3.	<i>“Drilling Rate Index” (DRI)</i>	80
3.8.	<i>Tempo de vida útil dos acessórios de perfuração</i>	81
3.8.1.	<i>Tempo de vida útil das varas e encabadouros</i>	81
3.8.2.	<i>Tempo de vida útil dos bits</i>	81
4.	<i>Otimização do Processo de Perfuração de Maciços Rochosos: consequências técnico-económicas</i>	87
4.1.	<i>Enquadramento Geológico Regional (Geomorfologia, Geologia Estrutural e Geotectónica)</i>	87
4.2.	<i>Enquadramento de local de estudo – Aproveitamento Hidroelétrico de Foz do Tua</i>	91
4.3.	<i>Parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos: breve análise e síntese</i>	95
4.3.1.	<i>Caracterização da Matriz Rochosa</i>	95
4.3.2.	<i>Resistência à compressão uniaxial</i>	103
4.4.	<i>Enquadramento do caso prático</i>	109
4.4.1.	<i>Local de estudo</i>	109
4.4.2.	<i>“Drilling Rate Index” – DRI</i>	111
4.4.3.	<i>Determinação do ciclo de afiação dos bits</i>	113
4.4.4.	<i>Ciclo de perfuração</i>	116
4.4.5.	<i>Fatores que influenciam o rendimento industrial</i>	119
4.4.6.	<i>Vantagens do processo de afiação de bits</i>	135
4.4.7.	<i>Velocidade de perfuração com bit semi-balístico versus bit balístico</i>	138
4.5.	<i>Análise técnico-económica para a aquisição de um equipamento semi-automático de afiação de bits</i>	141
4.5.1.	<i>Introdução</i>	141
4.5.2.	<i>Sobrecustos da afiação (investimento)</i>	142
4.5.3.	<i>Retorno da afiação</i>	146
4.5.4.	<i>Ganho do processo de afiação</i>	148
5.	<i>Conclusões</i>	153

6. Referências bibliográficas.....	159
7. Anexos	165

Índice de anexos

Anexo I: BD do levantamento ciclo de perfuração do Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua (CD-ROM)

Anexo II: BD dos ensaios do martelo de Schmidt do Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua (CD-ROM)

Anexo III: BD dos ensaios do martelo de Schmidt das amostras de laboratório (CD-ROM)

Anexo IV: BD do controlo de desgaste dos bits de perfuração no Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua (CD-ROM)

Índice de figuras

Figura 1. Esquema ideal dos Ciclos de Investigação, Inovação e Desenvolvimento (II&D) e dos sub-ciclos do conhecimento, da engenharia e do mercado, envolvendo a Academia - Empresa - Mercado (adaptado de Berkhout, 2000 in Galiza, 2013).	3
Figura 2. O ciclo das rochas numa perspetiva das geociências de engenharia: uma visão dinâmica da formação das rochas e dos solos, donde se destaca o posicionamento da mecânica das rochas e da mecânica dos solos (inspirado em Dobereiner & Freitas 1986). In: Galiza et al. (2011b).....	9
Figura 3. Características geológicas da matriz rochosa e do maciço rochoso (adaptado de González de Vallejo & Ferrer, 2011 in Galiza, 2013).....	10
Figura 4. Equipamento utilizado para executar o ensaio de carga pontual, Point Load Test (cortesia: Laboratório de Mecânica das Rochas do Laboratório de Geotecnia e Materiais de Construção, ISEP).....	13
Figura 5. Orientação do ensaio de carga pontual, designações geométricas. (adaptado de ISRM, 1985).....	14
Figura 6. Roturas típicas para ensaios válidos e inválidos (ISRM, 1985,2007).	16
Figura 7. Gráfico para o cálculo de $Is_{(50)}$, adaptado da ISRM (1985, 2007).	17
Figura 8. Gráfico para a correção do diâmetro (adaptado de ISRM, 1985, 2007).	18
Figura 9. Gráfico de correlação entre $Is_{(50)}$ e a resistência à compressão uniaxial (adaptado de ISRM, 1985, 2007).....	19
Figura 10. Ficha tipo de registo dos ensaios laboratoriais, com aplicação do ensaio “Point Load Test”.	20
Figura 11. Exemplo de um Martelo de Schmidt (http://www.proceq.com).	21
Figura 12. Ábaco de Miller para o cálculo da resistência a partir do martelo Schmidt (segundo de González de Vallejo et al., 2002).....	23
Figura 13. Ficha de levantamento geomecânico de campo.	24
Figura 14. Presença da perfuração em diversos sectores da atividade (http://www.borehole-engineering.com).	27
Figura 15. Métodos de perfuração mais utilizados (www.quarryacademy.com).	28
Figura 16. Método de perfuração rotativo com brocas tricónicas (Atlas Copco, 2012).....	29
Figura 17. Método de perfuração rotopercutivo: martelo de superfície e martelo de fundo de furo (Atlas Copco, 2012).....	30
Figura 18. Dinâmica da percussão (adaptado Sandvik-Tamrock, 1999).....	31
Figura 19. Penetração do bit por alongamento do aço (Atlas Copco, 2007/2008).	31
Figura 20. Variação da energia de percussão com a dureza da rocha (Atlas Copco, 2007/2008).....	32
Figura 21. Rotação do bit de botões (adaptado de Sandvik, 2006).....	33
Figura 22. Relação entre o diâmetro do bit e velocidade de rotação de trabalho (Atlas Copco, 2007/2008).....	33
Figura 23. Relação ótima entre velocidade de rotação e penetração (adaptado de Atlas Copco, 2007/2008).	34
Figura 24. Medição da temperatura da união da vara (Atlas Copco, 2007/2008).	34

Figura 25. Temperatura ideal nos acessórios de perfuração em função do tipo de fluido de limpeza (Manual de Desmonte de Maciços Rochosos I, ISEP 2007/2008).	35
Figura 26. Variação da pressão de avanço com a percussão (Atlas Copco, 2006).	35
Figura 27. Diâmetro do corredor livre (adaptado de Atlas Copco, 2007/2008).	37
Figura 28. Perfuração ascendente (Atlas Copco, 2007, 2008).	37
Figura 29. Sequência da rotura da rocha na perfuração (Hartman, 1959).	38
Figura 30. Martelo de superfície (adaptado de Sandvik 2006).	39
Figura 31. Esquema de transmissão de energia através dos acessórios de perfuração.	39
Figura 32. Equipamentos de perfuração utilizados (cortesia: Água é Vida Captações, Lda).	40
Figura 33. Martelo de fundo de furo (<i>Down the hole</i>) (www.driconeq.com).	41
Figura 34. Acessórios de perfuração (adaptado de Sandvik-Tamrock, 2009).	42
Figura 35. Acessórios de perfuração e proposta de distribuição de custos (em percentagem) da coluna de aço de perfuração (adaptado de Sandvik-Tamrock, 2009).	42
Figura 36. Encabadouro para martelo de perfuração HL710 (www.construction.sandvik.com).....	42
Figura 37. Uniões para acoplamento das varas (Atlas Copco, 2007/2008).....	43
Figura 38. Vara do tipo standard com rosca MF (www.robif.com).	43
Figura 39. Esquematização de furo executado com vara guia.	44
Figura 40. Flexão na perfuração com e sem vara guia (www.quarryacademy.com).	44
Figura 41. Equipamento de perfuração longa Sandvik DL421 – carrossel de varas de perfuração (cortesia: EPDM – Empresa de Perfuração e Desenvolvimento Mineiro).	45
Figura 42. Esquema representativo da rotação manual das varas de perfuração (Manual de perforacion y voladuras – Instituto Tecnológico Geominero de España, 1994).	45
Figura 43. Bits de botões e de pastilhas (adaptado de Sandvik-Tamrock, 2009).	46
Figura 44. Hierarquização dos parâmetros de escolha dos bits de perfuração.	46
Figura 45. Posicionamento dos furos de limpeza (central e lateral) do bit de perfuração (www.robif.com).	49
Figura 46. Desvios de perfuração (www.quarryacademy.com).	49
Figura 47. Tipos de botões (Atlas Copco, 2007/2008).	50
Figura 48. Composição da liga de carboneto de tungsténio de um botão DP65 (www.quarryacademy.com).	50
Figura 49. Esquemas representativos da influência da forma do botão na penetração da rocha: Esquerda - botões balísticos; Centro – botões esféricos; Direita – botões com desgaste acentuado.....	52
Figura 50. Esquemas representativos que correlacionam o desgaste do botão com a vida útil do bit e com a diminuição da taxa de penetração (adaptado de Atlas Copco, 2007/2008).	52
Figura 51. Principais fatores que influenciam o desgaste da ferramenta de corte (adaptado de Plinninger, 2002).	53
Figura 52. Representação dos intervalos avaliados do desgaste do bit de perfuração (adaptado de Fonseca, 2008).	58
Figura 53. Leitura das larguras: L1, L2 e diâmetro da face do bit de perfuração.	59

Figura 54. Leitura das alturas: H1, H2, H3 e H4 do bit de perfuração	59
Figura 55. Leitura das alturas e diâmetro dos botões do bit de perfuração.	59
Figura 56. Ficha de levantamento: controlo de desgaste do bit de perfuração (adaptado de Fonseca, 2008)	60
Figura 57. Teoria da afiação de bits (adaptado de Manual de Desmonte de Maciços Rochosos I, ISEP 2007/2008).....	61
Figura 58. Equipamento de afiação de bits: Atlas Copco Grind Matic BQ2 (cortesia da Descavanor, SA – Grupo Elevo).....	61
Figura 59. Aparecimento de fissuras microscópicas na superfície dos botões “Snake Skin” (Sandvik, 2006). 62	
Figura 60. Comparação entre o processo actual e o anterior (Fonseca, 2008).....	62
Figura 61. Avaliação do desgaste dos botões (esférico e balístico) do bit de perfuração (Atlas Copco, 2007/2008).....	63
Figura 62. Esquerda - Escantilhão para botões esféricos e balísticos; Direita - Medição do desgaste dos botões com auxílio do escantilhão (Atlas Copco, 2007/2008).	63
Figura 63. Ponto de afiação no topo dos botões (Atlas Copco, 2007/2008).....	64
Figura 64. Plano de remoção/corte dos botões partidos (Atlas Copco, 2007/2008).	64
Figura 65. Afiação dos botões laterais (Atlas Copco, 2007/2008).....	65
Figura 66. Avaliação do espaço entre a parede lateral da cabeça do bit e o botão (Atlas Copco, 2007/2008).	65
Figura 67. Ciclo de perfuração (adaptado de Fonseca, 2008).	66
Figura 68. Exemplo de um mau emboquilhamento (esquerda) e bom emboquilhamento (direita).	67
Figura 69. Validação do comprimento do furo.....	69
Figura 70. Fatores que influenciam a perfurabilidade das rochas (adaptado de K. Thuro, 1996).	71
Figura 71. Especificações dos equipamentos de perfuração.....	72
Figura 72. Inclínómetros fixos na coluna de perfuração.	73
Figura 73. Coluna de perfuração com marcação para perfuração de 4m na 2ª vara.....	73
Figura 74. Maciço calcário de baixa perfurabilidade (Vila Franca de Xira, Junho 2009).	75
Figura 75. Relação entre Vickers Hardness Number Rock (VHNR) e o valor J de Sievers (S_j) para rochas comuns (adaptado Sandvik-Tamrock Tamrock, 1999).	78
Figura 76. Teste de Sievers: esquema: (www.tunnelonline.info); fotos: (www.sintef.no).....	79
Figura 77. Ensaio de friabilidade para obtenção do valor (S_{20}) (esquema: adaptado Sandvik-Tamrock Tamrock, 1999; fotos: (www.sintef.no)).	80
Figura 78. Ábaco de avaliação do DRI – “Drilling rate Index” (adaptado Sandvik-Tamrock Tamrock, 1999)..	80
Figura 79. Ábaco de avaliação do BWI – “Bit Wear Index” (adaptado Sandvik-Tamrock Tamrock, 1999).....	82
Figura 80. Esquema do teste de abrasividade (http://www.tunnelonline.info).....	82
Figura 81. Enquadramento geológico regional da área em estudo (adaptado e simplificado de Oliveira et al., 1992) (cortesia: LABCARGA DEG-ISEP – Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada).	88

Figura 82. Enquadramento neotectónico do local do aproveitamento (extrato da Carta Neotectónica de Portugal, Cabral, J. & Ribeiro, A., 1988).	89
Figura 83. Enquadramento geológico local do aproveitamento hidroelétrico (extrato da Carta Geológica de Portugal à escala 1:50000, folha 10-D Alijó). Os tons rosa representam os granitóides Hercínicos e os tons verdes a rochas metassedimentares.....	91
Figura 84. Mapa da Bacia Hidrográfica do Tua.	92
Figura 85. Localização do aproveitamento hidroelétrico de Foz Tua (extrato da Carta militar n.º 116 – Alijó).	93
Figura 86. Planta geral do Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua com as principais estruturas (http://www.engenheiromaestri.com/2012/03/barragem-de-foz-tua.html).	94
Figura 87. Amostra A2/P2 constituída por granito de grão fino a médio e tendência porfiróide (Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).....	96
Figura 88. Amostra A4/P2 constituída por granito de grão fino a médio (Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).....	97
Figura 89. Amostra A11/P1 constituída por granito de grão fino a médio de tendência porfiróide (Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).....	98
Figura 90. Amostra A13/P1, constituída por granito de grão fino a médio e tendência porfiróide (Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).....	99
Figura 91. Ensaio com martelo de Schmidt (Bacia de dissipação do AHFT).....	104
Figura 92. Classes de resistência à compressão uniaxial para o maciço rochoso da bacia de dissipação do AHFT.....	104
Figura 93. Projeção dos valores da resistência à compressão uniaxial segundo dois perfis da bacia de dissipação do AHFT.	105
Figura 94. Provetes da amostra 1 ensaiadas no PLT.	106
Figura 95. Provetes da amostra 2 ensaiadas no PLT.	106
Figura 96. Presença de megacristais de feldspato potássico e quartzo na matriz rochosa.	109
Figura 97. Planta da bacia de dissipação com os locais onde foi monitorizada a perfuração (extrato Bacia de dissipação – Contenções. Planta 10-10E, pormenores), EDP – Gestão da Produção de Energia, Maio 2011).	110
Figura 98. Pormenor da envólvecia das pregagens nos vários blocos de betonagem.....	111
Figura 99. Gráfico de duas variáveis: valor de “Brittleness” S_{20} e valor de “Siewers” S_j . $y = 0,165x - 1,45$ (Project report 13C-98: Drillability statistics of drillability test results. Bruland, A., 1998).	112
Figura 100. Ábaco de avaliação do DRI.	113

Figura 101. Relação VHNR (“Vickers Hardness Number”) com o período de afiação dos bits de perfuração (Salminen & Viitala, 1987).....	115
Figura 102. Relação desgaste dos botões dos bits de perfuração versus taxa de perfuração (adaptado da	115
Figura 103. Validação do tempo de ciclo de afiação dos bits.....	116
Figura 104. Tempos de ciclo de perfuração para cada bit de perfuração (seg.).....	117
Figura 105. Caracterização do ciclo de perfuração médio na bacia de dissipação do AHFT (seg.).....	118
Figura 106. Tempo de ciclo de perfuração total (gráfico circular); Tempos de ciclo de perfuração médio por bit (gráfico de barras) e percentual (gráfico circular).....	118
Figura 107. Caracterização dos tempos de ciclo de perfuração em função da limpeza da bancada.....	119
Figura 108. Classificação da limpeza da bancada por metros perfurados e n.º de furos.....	120
Figura 109. Análise da influência da limpeza da bancada no rendimento industrial.....	121
Figura 110. Análise da influência da estabilidade do equipamento no rendimento industrial.....	122
Figura 111. Posições de instabilidade verificadas durante a monitorização da perfuração.....	122
Figura 112. Caracterização dos tempos de ciclo de perfuração em função do comprimento do furo.....	123
Figura 113. Análise da influência do comprimento do furo no rendimento industrial.....	124
Figura 114. Análise do rendimento industrial de cada operador.....	125
Figura 115. Velocidade perfuração instantânea do bit 1.....	127
Figura 116. Bit 1 em estado original.....	127
Figura 117. Fim de vida útil do bit 1 após 524 metros perfurados.....	128
Figura 118. Velocidade perfuração instantânea do bit 2.....	128
Figura 119. Plataforma de betão sobre a qual foi executada a perfuração.....	130
Figura 120. Bit 2 após 624 metros perfurados.....	130
Figura 121. Bit 3, após 312 metros de perfuração acumulados.....	131
Figura 122. Velocidade perfuração instantânea do bit 3.....	131
Figura 123. Local onde foi realizada a perfuração do terceiro ciclo de afiação (assinalado a vermelho); Esquerda – Planta parcial da bacia de dissipação e a escavação da barragem; Direita – Perfil entre a escavação da fundação da barragem e a vala de drenagem da bacia de dissipação (adaptado de Bacia de dissipação – Contêncões. Planta 10-10E, pormenores), EDP – Gestão da Produção de Energia, Maio 2011).	132
Figura 124. Maciço rochoso a partir da vala de drenagem, do local onde foi executada a perfuração, referente ao terceiro ciclo de afiação.....	133
Figura 125. Bit 4, após 208 metros de perfuração acumulados.....	134
Figura 126. Velocidade perfuração instantânea do bit 4.....	135
Figura 127. Ciclo de perfuração para o bit 1 e bit 2 (seg.).....	136
Figura 128. Relação entre a velocidade de perfuração instantânea e o rendimento industrial.....	137
Figura 129. Aumento de vida útil do acessório de perfuração bit 2.....	138
Figura 130. Bit 5 em estado original.....	138
Figura 131. Velocidade de perfuração instantânea: bit semí-balístico versus bit balístico.....	139

Figura 132. Velocidade médias de perfuração instantânea: bit semí-balístico versus bit balístico.....	140
Figura 133. Bit 5 (balístico): Esquerda – estado original; Direita – Após 20 metros de perfuração.	141
Figura 134. Bit 5 (balístico): Esquerda – Após 44 metros de perfuração; Direita – Após 104 metros de perfuração.....	141
Figura 135. Distribuição do sobrecusto do investimento em naturezas: peso (%) e custo (€/m).	146
Figura 136. Distribuição do retorno da afiação bits: peso (%) e retorno (€/m).	148
Figura 137. Evolução do resultado da afiação: “ <i>Break even</i> ” do investimento.	150

Índice de quadros

Quadro 1. Exemplos da heterogeneidade litológica do material rochoso (adaptado de West, 1991).	11
Quadro 2. Propriedades da matriz rochosa e métodos para a sua determinação (adaptado de González de Vallejo et al., 2002 in Galiza, 2013).	12
Quadro 3. Designações do ensaio de carga pontual.	15
Quadro 4. Classificação do maciço com base na resistência à compressão simples (ISRM, 1978, 1981).	23
Quadro 5. Consequências para diferentes velocidades de rotação.	34
Quadro 6. Consequências da má regulação da pressão de avanço.	35
Quadro 7. Exemplo da variação de parâmetros para bits de perfuração (Galiza, 2013).	47
Quadro 8. Quadro síntese das características do bit de perfuração (Galiza, 2013).	48
Quadro 9. Parâmetros que influenciam o desgaste do botão do bit (adaptado de Plinninger, 2002).....	53
Quadro 10. Quadro resumo com análise da rotura/desgaste dos bits (www.rocktools.sandvik.com).	55
Quadro 11. Estado da limpeza da bancada na execução do emboquilhamento (Galiza, 2013)	67
Quadro 12. Pressões de trabalho do martelo.	72
Quadro 13. Valores médios típicos para VHN_j (adaptado Sandvik-Tamrock Tamrock, 1999).....	77
Quadro 14. Valores médios típicos para VHNr (adaptado Sandvik-Tamrock Tamrock, 1999).	78
Quadro 15. Designação e profundidade das amostras de rocha (adaptado do Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).	96
Quadro 16. Composição mineralógica quantitativa das amostras de rocha (adaptado do Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).....	100
Quadro 17. Dimensão dos minerais essenciais em cada amostra (extracto de Anexo 1 – Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).....	101
Quadro 18. Resultado das análises químicas das amostras (extracto de Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).	102
Quadro 19. Comparação da composição química do granito de Sabrosa com maciço rochoso granítico de referência.	102
Quadro 20. Resumo da análise petrográfica das amostras de granito do AHFT.	103
Quadro 21. Resultados dos ensaios de carga pontual da amostra 1.	107
Quadro 22. Resultados dos ensaios de carga pontual da amostra 2.	107
Quadro 23. Comparação entre os resultados do PLT e do esclerómetro portátil (martelo de Schmidt, tipo L).	108
Quadro 24. Resultados do ensaio de “ <i>Brittleness</i> ”	112
Quadro 25. Determinação do DRI na bacia de dissipação do AHFT.	113

Quadro 26. Valores típicos de DRI para rochas mais comuns.....	113
Quadro 27. Determinação do VHNR para o granito de Sabrosa.....	114
Quadro 28. Tempos de ciclo de perfuração médio (seg.).....	117
Quadro 29. Influência da limpeza da bancada no rendimento industrial.....	120
Quadro 30. Influência da estabilidade do equipamento no rendimento industrial.	121
Quadro 31. Influência do comprimento do furo no ciclo de perfuração. Diferenças de tempo.	123
Quadro 32. Influência do comprimento do furo no rendimento industrial.....	124
Quadro 33. Influência do operador no rendimento industrial.	125
Quadro 34. Principais características dos bits monitorizados.	126
Quadro 35 . Velocidades de perfuração instantânea do bit 1 e bit 2.	136
Quadro 36. Vida útil do bit 1 e bit 2.....	137
Quadro 37. Caracterização do caso prático (bit 2) de afiação de bits.	142
Quadro 38. Custos relacionados com mão-de-obra no processo de afiação.	143
Quadro 39. Custos relacionados com o equipamento de afiação.	144
Quadro 40. Custos relacionados com materiais no equipamento de afiação.	144
Quadro 41. Custos diversos relacionados com o investimento do equipamento.	145
Quadro 42. Custos relacionados com manutenção do equipamento.	145
Quadro 43. Total do sobrecusto do investimento da afiação de bits.	146
Quadro 44. Retorno associado à afiação de bits: rendimento industrial.	147
Quadro 45. Retorno associado à afiação de bits: aumento de vida útil do acessório.	147
Quadro 46. Total do retorno da afiação de bits.....	148
Quadro 47. Ganho do processo de afiação de bits.	148
Quadro 48. Quadro síntese da furação realizada no AHFT (Φ76mm).	149
Quadro 49. Relação resultado da afiação versus Custo do investimento.....	150

Índice de equações

Dimensão perpendicular ao eixo (lados do provete não paralelos) - W.....	15
Índice de resistência à carga pontual - Is	16
Índice de resistência à carga pontual corrigido - Is ₍₅₀₎	17
Índice de resistência à carga pontual corrigido para amostras de tamanho único – Is ₍₅₀₎	17
Fator de correção para índice de resistência à carga pontual corrigido - F.....	17
Potência de impacto do martelo.....	30
" <i>Vickers Hardness Number Rock</i> " - VHNR	77
" <i>Cutter Life Index</i> " - CLI	82

Índice de abreviaturas

AHFT	Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua
AMD	Algum material desagregado
ANIET	Associação Nacional da Industria Extrativa e Transformadora
App	“Application”
ASTM	“American Society for Testing and Materials”
AV	“Abrasion value”
AVS	“Abrasion Value Cutter Steel”
BD	Base de dados
BWI	“Bit Wear Index”
CD-ROM	“Compact Disc – Read only memory”
CLI	“Cutter Life Index”
D	Distância entre ponteiras cónicas
De	Distância equivalente
DEG	Departamento de Engenharia Geotécnica
DGEG	Direção Geral de Energia e Geologia
DRI	“Drilling Rate Index”
EDP	Energias de Portugal
EFEE	“European Federation of Explosives Engineers”
F	Fator de correção (ensaio de carga pontual)
GEE	Gases de efeito de estufa
GIS	“Gas Insulated Switchgear”
H1	Altura 1
H2	Altura 2
H3	Altura 3
H4	Altura 4
I&D	Investigação e Desenvolvimento
Ia (50)	Índice de anisotropia (ensaio de carga pontual)
IGeoE	Instituto Geográfico do Exército
II&D	Investigação, Inovação e Desenvolvimento
INAG	Instituto Nacional da Água
Is (50)	Índice de resistência à carga pontual corrigido
Is	Índice de resistência à carga pontual

ISEP	Instituto Superior Engenharia do Porto
ISRM	"International Society for Rock Mechanics"
L1	Largura 1
L2	Largura 2
LABCARGA	Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada
LGMC	Laboratório de Geotecnia e Materiais de Construção
LNEC	Laboratório Nacional de Engenharia Civil
MF	Macho-fêmea
MMD	Muito material desagregado
NR	Na Rocha
NTNU	"Norwegian University of Science and Technology"
P	Carga de rotura
PLT	"Point Load Test"
PMD	Pouco material desagregado
PNBEPH	Plano Nacional de Barragens com Elevado Potencial Hidroelétrico
PTI	Preço tarifa interna
PVC	"Polyvinyl chloride"
R	"Rebound"
REN	Redes Energéticas Nacionais
S20	Valor de "Brittleness"
SINTEF	"The Foundation for Scientific and Industrial Research"
SJ	Valor J de "Sievers"
UCS	"Uniaxial compressive strength"
VHNJ	"Vickers Hardness Number for mineral"
VHNR	"Vickers Hardness Number Rock"
W	Largura do provete
ZCI	Zona Centro-Ibérica

Capítulo 1

Introdução geral

1. Introdução geral

1.1. Enquadramento do tema

Nos dias que correm, a competitividade em qualquer ramo de atividade, torna-se pedra basilar para o futuro das organizações. As mais-valias adquiridas pela otimização das operações decorrentes da atividade industrial só serão possíveis com investimento racional e estratégico.

O “fazer bem à primeira” associado a uma estreita dominação dos custos industriais, obriga-nos a um aprofundamento técnico-científico em busca de um incessante processo de melhoria contínua. Este aprofundamento técnico-científico transporta-nos para uma cada vez maior e imperativamente necessária, reforço de sinergias entre a Academia, a Indústria e a Sociedade, tal como defendeu recentemente Bieniawski (2010), para atingirmos um patamar de sustentabilidade ambiental. (Galiza, 2013)

A Figura 1 apresenta uma esquematização idealizada dos Ciclos de Investigação, Inovação e Desenvolvimento (II&D) envolvendo recíproca e interactivamente a Academia – Empresa – Mercado (Berkhout, 2000; Berkhout et al., 2011 in Galiza, 2013).

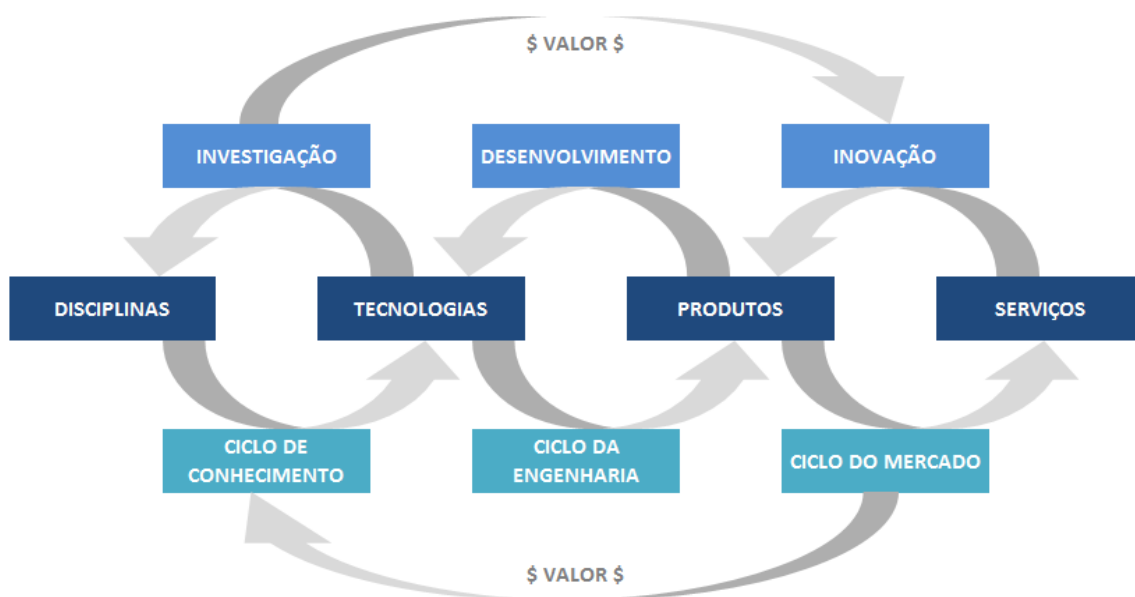


Figura 1. Esquema ideal dos Ciclos de Investigação, Inovação e Desenvolvimento (II&D) e dos sub-ciclos do conhecimento, da engenharia e do mercado, envolvendo a Academia - Empresa - Mercado (adaptado de Berkhout, 2000 in Galiza, 2013).

Evidencia-se o subciclo do Conhecimento ligado à Academia em termos de Investigação e Desenvolvimento (I&D), o subciclo da Engenharia relacionado com a aplicação técnico-científica em meio empresarial, e o subciclo do Mercado ligado à otimização económica de um dado produto. (Galiza, 2013)

O tema fundamenta-se numa abordagem de otimização de um processo de perfuração de maciços rochosos, através da introdução do processo de afiação de bits de perfuração. A otimização do processo de perfuração de maciços rochosos requer o conhecimento rigoroso das características petrofísicas, geológico-geotécnicas e geomecânicas do maciço rochoso assim como o conhecimento do equipamento e dos acessórios de perfuração. Como tal, as inúmeras metodologias de trabalho que se possam estabelecer, baseiam-se na inter-relação destas para se chegar a uma solução técnica e económica otimizada.

O maciço rochoso objeto de estudo foi o granitóide hercínico (Granito de Sabrosa), presente na bacia de dissipação do Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua, situado no vale do rio Tua.

A presente tese enquadra-se na Unidade Curricular Dissertação/Projeto/Estágio, do 2º ano, do Curso de Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente do Departamento de Engenharia Geotécnica (DEG) do Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP) do Politécnico do Porto. O formato desta tese de mestrado é de “Projeto”, resultado de um protocolo técnico-científico entre o DEG-ISEP e a empresa Descavanor, SA.

Este trabalho foi desenvolvido, essencialmente, em duas fases complementares. Uma primeira fase, referente a toda uma pesquisa e recolha bibliográfica, processamento, análise e interpretação dos dados referentes à caracterização geológica, geotécnica e geomecânica do maciço rochoso da área de estudo. Uma segunda fase em que, durante a execução da perfuração com a introdução do processo de afiação de bits, e de todas as metodologias afetas a este processo, recolheram-se sistematicamente dados, para análise e interpretação de forma a alcançar os objetivos propostos.

1.2. Objetivos

O presente trabalho tem como objetivo introduzir numa perspetiva interdisciplinar, à temática das boas práticas da engenharia de perfuração de maciços rochosos, nomeadamente a definição e a introdução do processo de afiação de bits no ciclo de perfuração. Serão ainda avaliados os diversos fatores que influenciam o rendimento industrial através da caracterização exaustiva do ciclo de perfuração característico, sendo por fim realizada uma análise técnico-económica das vantagens da afiação de bits.

Podemos destacar que os principais objetivos deste trabalho foram:

- Determinar a resistência à compressão uniaxial através de ensaios geomecânicos “*in situ*” e laboratoriais (Esclerómetro portátil ou “Martelo de *Schmidt*”, Ensaio de Carga Pontual ou

“*Point Load Test*”), assim como estimar o valor do Ensaio de Perfurabilidade, através da execução do ensaio de Friabilidade ou “*Brittleness Test*”;

- Caracterização geotécnica-geomecânica através de aplicativos geo-informáticos dinâmicos criados e desenvolvidos para a caracterização geomecânica básica do maciço: SCHMIDTDATA|UCS (Fonseca e Ramos, 2008);
- Identificação de todas as etapas do ciclo de perfuração e caracterização do mesmo para as diferentes situações avaliadas;
- Caracterização dos diversos fatores que afetam o rendimento industrial e as suas consequências no ciclo de perfuração;
- Monitorização da velocidade de perfuração instantânea para bits com afiação e sem afiação, com vista a estimar o seu custo final de €/metro linear de perfuração assim como a caracterização do tempo de vida útil do acessório;
- Identificação e quantificação das vantagens no processo de afiação de bits durante o ciclo de perfuração, bem como a determinação do ciclo de afiação ótimo;
- Caracterização da perfurabilidade através do DRI – “*Drilling Rate Index*” com as penetrações obtidas;
- Correlacionar a velocidade de perfuração instantânea com o de desgaste das ferramentas de corte e validação do ciclo de afiação com o desgaste do botão;
- Caracterização técnica – económica do processo de afiação de bits implementado.

1.3. Materiais e métodos

Na primeira fase do trabalho efetuou-se uma pesquisa e recolha bibliográfica do local de estudo, assim com a recolha de amostras para realização de ensaios geomecânicos “*in situ*” e laboratoriais. Nesta fase foram ainda objeto de estudo, o processamento, análise e interpretação um conjunto importante de documentos com dados referentes à caracterização geológica, geotécnica e geomecânica do maciço rochoso, gentilmente cedido pelo dono da empreitada, EDP – Gestão da Produção de Energia, S.A. Para a caracterização geomecânica dos maciços recorreu-se entre outros, aos ensaios de compressão uniaxial (Esclerómetro portátil ou “*Martelo de Schmidt*”, e ensaio de carga pontual ou “*Point Load Test*”. Estes estudos foram complementados com uma análise global e particular dos dados obtidos no trabalho de campo. Após interpretação de vários conjuntos de dados, foi possível determinar o ciclo de afiação ótimo dos bits de perfuração.

Durante a segunda fase, está incluída a recolha de todos os dados da perfuração, como o registo de alternância entre diversos estados dos bits de acordo com o número de afiações assim como algumas condicionantes do local de execução da perfuração tais como a estabilidade do equipamento de perfuração, o estado de limpeza da bancada assim como o operador.

O estudo iniciou-se formalmente, em Maio de 2014, com a compilação de toda a bibliografia e documentação diversa sobre o local em estudo. Os trabalhos de laboratório ocorrem durante o mês de Julho e tiveram a duração de duas semanas. Os trabalhos de campo ocorreram nos meses de Maio, Agosto e Setembro, totalizando cerca de 24 dias.

As opções técnicas e a recolha dos dados da execução da perfuração foram realizadas pelo signatário desta dissertação, sob coordenação do Eng.º Luis Ramos (DEG-ISEP) e Eng.º Hugo Rodrigues (Descavanor, SA). Foi dado apoio e orientação, em várias fases desta investigação, em todos os aspetos relacionados com a perfuração de maciços rochosos pelo Professor Doutor António Carlos Galiza (DEG-ISEP). O Professor Doutor J. A. Fernandes (DEG|LGMC-ISEP) coordenou todos os aspetos relacionado com a preparação, execução dos ensaios geomecânicos de carga pontual, tendo o Professor Doutor Helder I. Chaminé (DEG-ISEP) coordenado a sua análise. O Ensaio de Friabilidade ("*Brittleness Test*") foi reproduzido no Laboratório de Geotecnia e Materiais de Construção do Instituto Superior de Engenharia do Porto, sob coordenação do Eng.º Luis Ramos.

Os ensaios geomecânicos foram executados no Laboratório de Mecânica das Rochas do Laboratório de Geotecnia e Materiais de Construção (LGMC) do ISEP.

Capítulo 2

Caracterização de Maciços Rochosos: Geologia, Geotecnia e Geomecânica

2. Caracterização de Maciços Rochosos: Geologia, Geotecnia e Geomecânica

2.1. Generalidades

As rochas têm origem num ciclo geodinâmico (interno e externo) e podem classificar-se, quanto à gênese, em três grandes famílias: ígneas (ou magmáticas), metamórficas e sedimentares (Figura 2).

A anisotropia dos maciços rochosos manifesta-se a várias escalas (Peres Rodrigues, 1977), i.e., tanto à escala macroscópica donde se poderão observar as estruturas geológicas no maciço rochoso, como à escala mais reduzida relativa às propriedades da matriz rochosa, que se denomina de microescala.

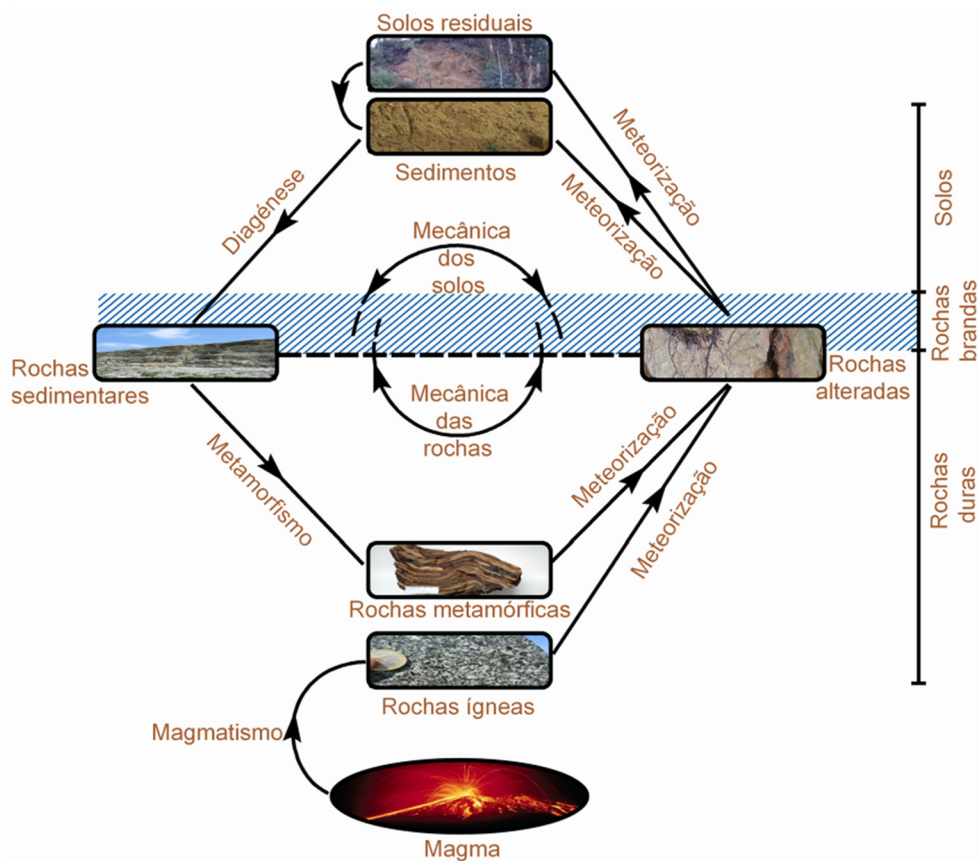


Figura 2. O ciclo das rochas numa perspetiva das geociências de engenharia: uma visão dinâmica da formação das rochas e dos solos, donde se destaca o posicionamento da mecânica das rochas e da mecânica dos solos (inspirado em Dobereiner & Freitas 1986). In: Galiza et al. (2011b).

Os maciços rochosos são constituídos por um ou mais tipos litológicos, localizados num determinado contexto espacial e apresentam características geomecânicas que dependem, em primeiro lugar, da geologia das próprias rochas que os formam, mas também de várias propriedades geológicas e petrofísicas e parâmetros geotécnicos que são intrínsecos de cada

maciço e da sua história geotectónica (Hoek, 1996; Hudson & Cosgrove, 1997 in Galiza, 2013) (Figura 3).

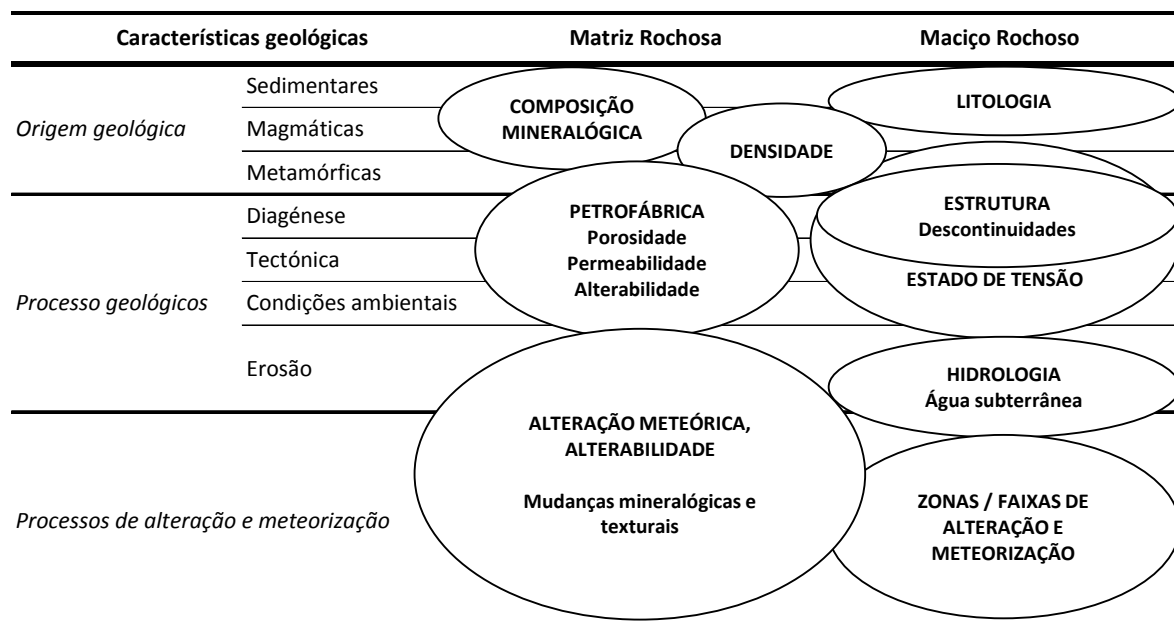


Figura 3. Características geológicas da matriz rochosa e do maciço rochoso (adaptado de González de Vallejo & Ferrer, 2011 in Galiza, 2013).

2.2. Caracterização da matriz rochosa

A rocha intacta é constituída pelo conjunto, mais ou menos compacto, de grãos cristalinos e, nalguns casos de matéria amorfa. O termo matriz rochosa, poderá ser mais correto uma vez que existirá já algum grau de alteração e fissuração nesse conjunto de grãos cristalinos (Ramos, 2008). O Quadro1 representa as matrizes rochosas de algumas rochas comuns com diferentes texturas. As rochas são assim, materiais sólidos policristalinos, descontínuos e que podem exibir uma certa anisotropia derivada de uma orientação preferencial na sua estrutura (Press & Siever, 1998)

Quadro 1. Exemplos da heterogeneidade litológica do material rochoso (adaptado de West, 1991).

Rocha	Ígnea	Sedimentar	Metamórfica
Exemplo	<i>Granito</i>	<i>Conglomerado</i>	<i>Micaxisto</i>
Imagem microscópica			
Descrição sucinta	Conjunto cristalino compacto de grãos com volume de vazios reduzido	Grãos arredondados, com maior volume de vazios	Grãos orientados segundo uma foliação preferencial

A caracterização da matriz rochosa implica a realização de estudos geológicos bastante aprofundados (mineralógicos, petrográficos e geoquímicos), recorrendo-se a parâmetros para a identificação e a descrição quantitativa de cada propriedade básica da rocha. Porém, nesta fase, conjuntamente com a composição mineralógica e a petrofábrica, determinam-se as propriedades e o comportamento mecânico das rochas (Rocha, 1981 in Ramos, 2008).

Por exemplo, o conhecimento apenas da composição mineralógica não é suficiente para determinar a perfurabilidade do maciço, pois rochas com a mesma composição mineralógica e com diferentes tamanhos de grão terão perfurabilidades diferentes, como também acontecerá em rochas com interconexão entre os grãos com diferente coesão para o mesmo tamanho de grão. O estado de interligação poder-se-á manifestar na rocha por superfícies de “fraqueza” como é o caso da fissuração, do bandado mineralógico, de foliação de fluxo, entre outros (Galiza, 2013) (Quadro 2).

Quadro 2. Propriedades da matriz rochosa e métodos para a sua determinação (adaptado de González de Vallejo et al., 2002 in Galiza, 2013).

	Propriedades	Métodos de determinação
Propriedades de Identificação e Classificação	Composição mineralógica	Descrição visual
	Estrutura e textura (petrofábrica)	Microscopia óptica e electrónica
	Tamanho do grão	Difracção de raios X
	Cor	
	Porosidade (n)	
	Peso específico (γ)	Técnicas de laboratório
	Humidade	
	Permeabilidade (k)	Ensaio de permeabilidade
	Durabilidade	Ensaio de durabilidade
	Alterabilidade (índice de alterabilidade)	Ensaio de alterabilidade
Propriedades mecânicas		Ensaio de carga pontual
	Resistência à compressão simples (σ_c)	Ensaio de compressão uniaxial Martelo de Schmidt
	Resistência à tracção (σ_t)	Ensaio de tracção directa Ensaio de tracção indirecta
	Velocidade das ondas sísmicas (V_p, V_s)	Medida da velocidade de ondas elásticas em laboratório
	Resistência	Ensaio de compressão triaxial
	Deformabilidade	Ensaio de compressão uniaxial Ensaio de velocidade sónica

2.3. Classificação geomecânica do maciço rochoso

2.3.1. Ensaio de Carga Pontual (*Point Load Test, PLT*)

Um método capaz de aferir a resistência à compressão simples das rochas consiste na determinação do Índice de Resistência ou Índice de Carga Pontual, através do Ensaio de Carga Pontual (*"Point Load Test"*) também conhecido por ensaio *Franklin*. O Ensaio de Carga Pontual é utilizado para determinar a resistência à compressão simples, a partir de blocos, fragmentos irregulares de rocha ou de testemunhos de sondagens, sendo os resultados mais fiáveis em testemunhos de sondagens. A direcção de aplicação da carga pode ser axial ou diametral (ISRM, 1985).

O ensaio de Resistência à Carga Pontual foi concebido como um índice para classificação da resistência das rochas, que permite determinar o índice de resistência da carga pontual $I_s(50)$ e o Índice de anisotropia $I_a(50)$ da carga pontual, sendo estritamente correlacionável com a resistência à compressão uniaxial e com outros índices de resistência.

Este ensaio apresenta um procedimento simples que pode ser realizado no campo durante a execução de sondagens assim como em laboratório. Consiste em levar à rotura as amostras de

rocha quer sob a forma de blocos prismáticos ou cilíndricos quer de forma irregular através de uma carga concentrada crescente entre duas ponteiros cónicas de metal duro. Para que os resultados sejam considerados válidos ter-se-ão que realizar, segundo o ISRM (1985), no mínimo 10 ensaios válidos por amostra. Contudo, caso se trate de rochas com forte anisotropia (e.g., xistos, gnaisses) dever-se-á considerar mais ensaios por amostra.

O equipamento a utilizar para a realização do ensaio consiste num sistema de aplicação de carga constante, um sistema de medição da força aplicada P e ainda um sistema de medição da distância entre duas ponteiros cónicas D , onde é aplicada a carga (Figura 4).



Figura 4. Equipamento utilizado para executar o ensaio de carga pontual, Point Load Test (cortesia: Laboratório de Mecânica das Rochas do Laboratório de Geotecnia e Materiais de Construção, ISEP).

A carga aplicada deverá ser a suficiente para romper os provetes com uma resistência próxima a 50 KN, permitindo realizar o ensaio em provetes com dimensões entre os 15mm e os 100mm. A máquina de ensaio deve ser rígida e as ponteiros cónicas que transmitem a carga aos provetes sejam indeformáveis e devem manter-se durante o ensaio devidamente alinhadas.

O sistema de medição deve permitir uma leitura direta da escala, ou seja, a medição da distância D . Para que a precisão de leituras não seja prejudicada pelos respetivos ensaios, o sistema tem de ser suficientemente resistente aos choques e vibrações hidráulicas. O sistema de medição deve permitir uma verificação do "deslocamento zero", quando as duas ponteiros estão em contacto.

No ensaio de carga pontual podem ser testados não só provetes cilíndricos comprimidos diametralmente, mas também axialmente, e ainda provetes com outras formas regulares ou irregulares, desde que cumpram os critérios indicados na Figura 5. Para estes últimos será necessário definir um diâmetro equivalente D_e correspondente a uma secção circular com área igual à da secção transversal do provete, sendo o índice de carga pontual normalizado calculado a partir desse valor.

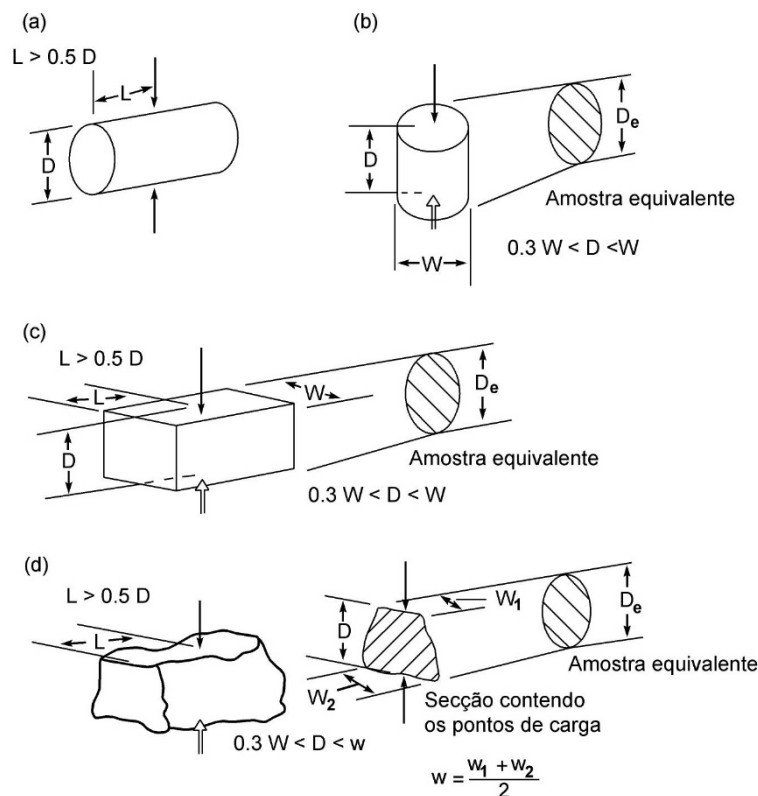


Figura 5. Orientação do ensaio de carga pontual, designações geométricas. (adaptado de ISRM, 1985).

Ensaio Diametral

Ensaio realizado sobre provetes cilíndricos em que a relação comprimento/diâmetro é superior a 1, e em que a distância entre os pontos de contacto e a extremidade livre mais próxima seja pelo menos 0,5 vezes o diâmetro do provete. Regista-se a distância entre ponteiras D e o valor da carga de rotura P . Os ensaios cuja superfície de rotura não passe pelos dois pontos de contacto devem ser rejeitados. Deve realizar-se pelo menos, dez ensaios por amostragem em rochas homogéneas e mais de dez ensaios em rochas anisotrópicas ou heterogéneas.

Ensaio Axial

Ensaio realizado sobre provetes cilíndricos cuja relação comprimento/diâmetro varia entre 0,3 e 1. O eixo de ensaio deverá coincidir com o eixo perpendicular às faces planas da amostra. Em rochas isotrópicas, o eixo de ensaio coincide com o eixo do cilindro e, no caso de amostras anisotrópicas, é perpendicular aos planos de descontinuidade. Deve realizar-se pelo menos, dez ensaios por amostragem em rochas homogéneas e mais de dez ensaios em rochas anisotrópicas

ou heterogéneas. Regista-se a distância entre ponteiros D, a largura do provete W, perpendicular á direção de carga e o valor da carga P.

Ensaio em Blocos e em Fragmentos Irregulares

Ensaio realizado sobre provetes como blocos serrados ou fragmentos irregulares desde que a relação distância entre ponteiros – largura do provete varie entre 0,3 a 1. A carga deve ser aplicada a uma distância superior a 0,5 vezes a largura do provete. O provete é colocado, na máquina de ensaio, devidamente centrado e anotam-se a distância entre ponteiros D, a menor dimensão do provete W, perpendicular ao eixo de ensaio e a carga de rotura, P (Quadro 3).

Quadro 3. Designações do ensaio de carga pontual.

Símbolo	Designação	Fórmula
D	Diâmetro	-
De	Amostra equivalente	De = D
L	Comprimento	L > 0,5D
W	Distância entre ponteiros	0,3W < D < W
F	Factor de correcção	F=(De/50) ^{0,45}
P	Força de rotura	Ensaio
Is	Índices de resistência	Is=P/De ²
Is(50)	Índice de resistência corrigido	Is(50)=F.Is

No caso dos lados do provete não serem paralelos W, terá de ser calculada através da seguinte expressão:

[Equação 1]

$$W = \frac{W_1+W_2}{2}$$

Os ensaios considerados válidos quando a superfície de rotura contenha os pontos de aplicação da carga, e inválidos se a superfície de rotura passa apenas por um ponto de carga. A Figura 6 ilustra roturas típicas para ensaios válidos e inválidos.

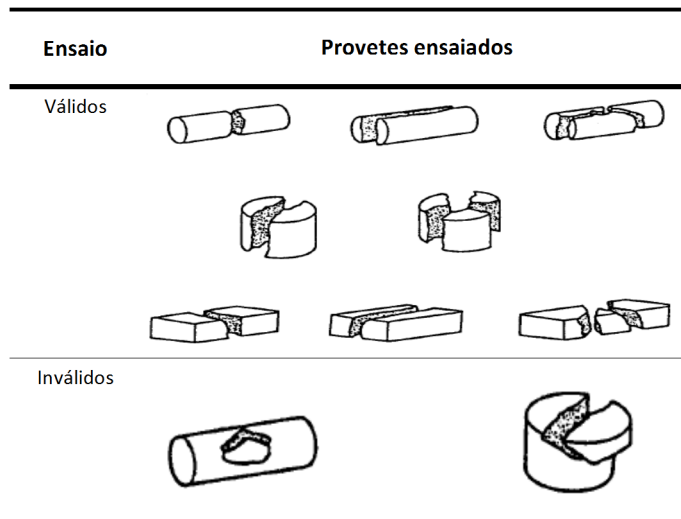


Figura 6. Roturas típicas para ensaios válidos e inválidos (ISRM, 1985,2007).

O cálculo do índice da resistência à carga pontual I_s é calculado através da expressão:

[Equação 2]

$$I_s = \frac{P}{D^2}$$

Onde:

P = é a carga de rotura;

D = é a distância entre ponteiros cônica (diâmetro do provete ou altura da amostra ensaiada).

O índice da resistência à carga pontual I_s deve ser corrigido para $I_{s(50)}$, ou seja, para o valor correspondente a $D = 50$ mm, o qual também se pode obter através do gráfico apresentado na Figura 7.

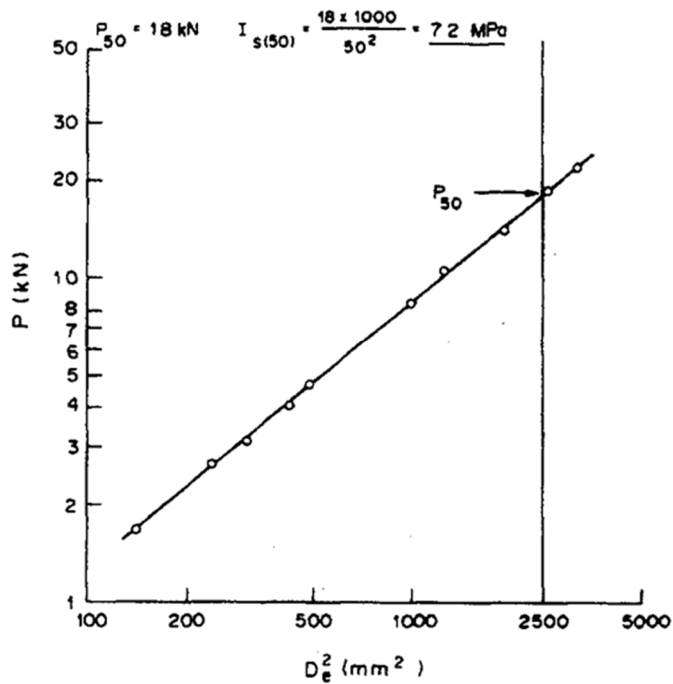


Figura 7. Gráfico para o cálculo de $I_{s(50)}$, adaptado da ISRM (1985, 2007).

Ao projetar os valores de P e D^2 obtidos nos ensaios num diagrama log-log, obtém-se uma reta onde é possível extrapolar o valor P correspondente a $De^2 = 2500 \text{ mm}^2$. A partir dos valores lidos, determina-se:

[Equação 3]

$$I_s(50) = \frac{P(50)}{2500}$$

Quando se utilizam amostras de tamanhos únicos, determina-se $I_{s(50)}$ a partir da expressão :

[Equação 4]

$$I_s(50) = F \times I_s$$

Sendo que F corresponde ao fator de correção, este pode obter-se através do gráfico da Figura 8, ou através da seguinte expressão:

[Equação 5]

$$F = \left(\frac{De}{50}\right)^{0,45} \cong \sqrt{\frac{De}{50}}$$

Em ensaios axiais, em blocos ou em fragmentos irregulares a Distância equivalente: $De = 4 \frac{A}{\pi}$

sendo a área: $A = W \times D$

Nos ensaios diametrais: $D = D_e$

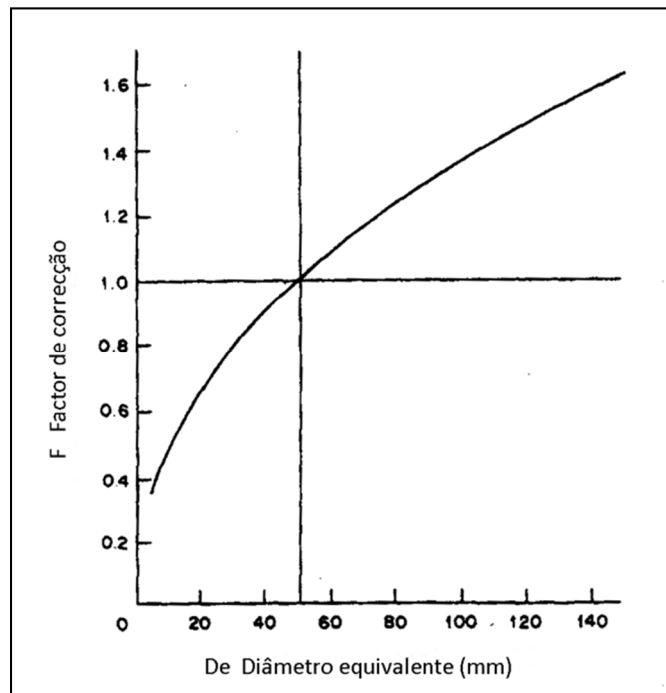


Figura 8. Gráfico para a correção do diâmetro (adaptado de ISRM, 1985, 2007).

No cálculo do valor médio de $Is_{(50)}$ deve-se contabilizar o seu índice de resistência pontual e o de anisotropia. Para calcular o valor representativo da resistência à carga pontual, retira-se os dois valores mais altos e os dois valores mais baixos desde que o número de ensaios sejam 10 ou superior, determinando-se média com os restantes valores.

Em rochas com anisotropia conferida pela xistosidade, foliação ou estratificação, a realização do ensaio de carga pontual deverá ter em atenção a orientação de tais descontinuidades estruturais. Nestes casos, é usual a determinação dos índices de carga pontual, quer na direção perpendicular quer na direção paralela a esses planos; sendo assim possível definir um índice de anisotropia, dado pela relação entre aqueles índices.

O índice de anisotropia $Ia_{(50)}$ é calculado através da razão entre as medianas dos índices calculados para tensões normais e paralelas aos planos de descontinuidade. $Ia_{(50)}$ toma valores próximos de 1 para materiais isotrópicos e valores mais elevados quando a rocha é anisotrópica.

O valor de $Is_{(50)}$ deve ser utilizado diretamente na classificação das rochas, enquanto que as correlações com a resistência à compressão uniaxial são apenas aproximações. A resistência à compressão uniaxial é cerca de 20 a 25 vezes a resistência à carga pontual (Figura 9).

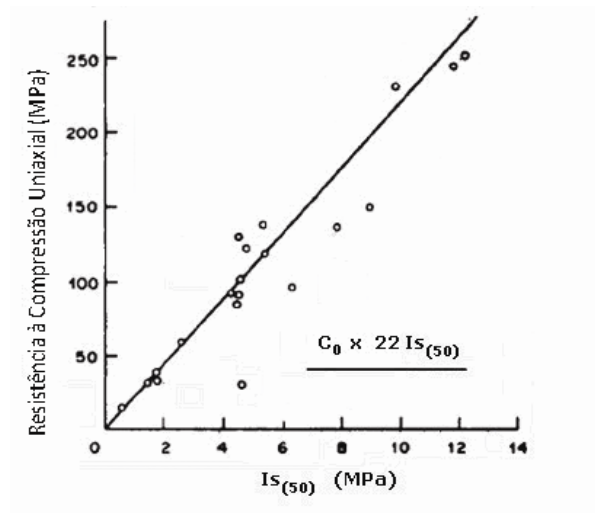


Figura 9. Gráfico de correlação entre $I_s(50)$ e a resistência à compressão uniaxial (adaptado de ISRM, 1985, 2007).

Todos os dados obtidos nos ensaios laboratoriais são registrados numa ficha tipo (Figura 10).

2.3.2. Esclerómetro Portátil (Martelo de Schmidt)

Durante os trabalhos de campo, realizados no âmbito desta dissertação, foram efetuados ensaios geomecânicos “*in situ*”, com o objetivo de determinar o grau de resistência do maciço. Para tal, foi utilizado o esclerómetro portátil para rochas, tipo L (frequentemente conhecido por Martelo de *Schmidt*), com o qual se efetuou uma avaliação da resistência mecânica do material-rocha à compressão uniaxial simples.

O esclerómetro portátil (Martelo de *Schmidt*) foi desenvolvido em 1948 como ensaio de natureza não destrutiva de dureza do betão (Schmidt, 1951), e foi usado mais tarde, para calcular a resistência das rochas (Cargill & Shakoore, 1990). No que diz respeito à resistência, embora as características de deformabilidade do maciço rochoso sejam essencialmente dependentes das descontinuidades, é de grande utilidade o seu conhecimento, especialmente quando se trata de maciços de fraca qualidade geomecânica. Este ensaio permite estimar de uma forma bastante aproximada, a resistência à compressão simples, sendo aplicado, fundamentalmente, à matriz rochosa e também às descontinuidades. A aplicabilidade deste ensaio é bastante elevada devido à sua simplicidade, rapidez e fácil portabilidade (Figura 11).



Figura 11. Exemplo de um Martelo de Schmidt (<http://www.proceq.com>).

A determinação da resistência à compressão uniaxial é realizada, em geral, a partir de ensaios de laboratório ou de campo (e.g., ISRM, 1981; Katza et al., 2000; Kahraman, 2001; Kahraman et al., 2002). A determinação do índice de resistência à carga pontual, recorrendo à determinação da dureza com o martelo de Schmidt, pode conduzir à estimativa do valor da resistência uniaxial. No entanto, outros autores descobriram uma série de aplicações específicas para este equipamento nomeadamente, a avaliação das descontinuidades das rochas (Hucka, 1965), a avaliação e o controlo dos tetos de minas (ISRM, 1987) e a resistência das paredes das descontinuidades (Hart & Wang, 1995).

O martelo de *Schmidt* é projetado para diferentes energias de impacto, no entanto os modelos adotados para a determinação das propriedades de materiais rochosos são os modelos L e o N. O tipo L tem uma energia de impacto de 0,735 N/mm², sendo o martelo mais utilizado em estudos de maciços rochosos. Relativamente ao martelo do tipo N, tem uma energia de 10 a 70 N/mm², sendo mais utilizado em estudo de betões.

O esclerómetro é colocado perpendicularmente à superfície estrutural da rocha, e para a realização do ensaio a zona a ensaiar deverá estar limpa, livre de fissura e fendas assim como sem camadas de detritos ou películas que possam desconsiderar os resultados dos ensaios. É necessária a normalização dos valores obtidos relativamente às orientações do martelo na altura do impacto, quando a superfície a testar não for horizontal. A ISRM (1978a,b) e a ASTM (2001) recomendam o recurso às curvas de correção fornecidas pelo fabricante do equipamento para a normalização dos valores, tendo como referência a superfície horizontal. Nos ensaios de campo ocorrem também variações significativas que podem ser causadas pela granularidade textural e rugosidade natural das superfícies e pelas variações na matriz que compõe o material rochoso.

No trabalho de campo irá ser utilizado o esclerómetro portátil do tipo L (energia de impacto 0,735 N/mm²), da marca PROCEQ. O valor do Ressonância (“*Rebound*”, R) poderá ser transformado no índice de resistência à compressão uniaxial do material-rocha. Este fica registado no aparelho que em função de uma maior ou menor dureza (ou resistência) da rocha, a massa de aço sofre maior ou menor ressalto. O valor fica registado no próprio martelo numa escala adimensional e pode variar entre 0 a 100.

A ISRM (1978) recomenda a realização de 10 medições por cada estação de ensaio, sendo os cinco (5) menores resultados rejeitados, tomando como valor representativo a médio dos cinco ensaios restantes como resultado final do ensaio.

Por último, recorrendo ábaco de Miller (Miller, 1965) (Figura 12), correlacionando o valor médio de R obtido, com a densidade média do material rocha, a orientação do disparo do martelo *Schmidt* (perpendicular à superfície do ensaio) é possível determinar um valor aproximado de resistência à compressão uniaxial simples σ_c . A classificação do maciço é feita de acordo com a proposta apresentada no Quadro 4.

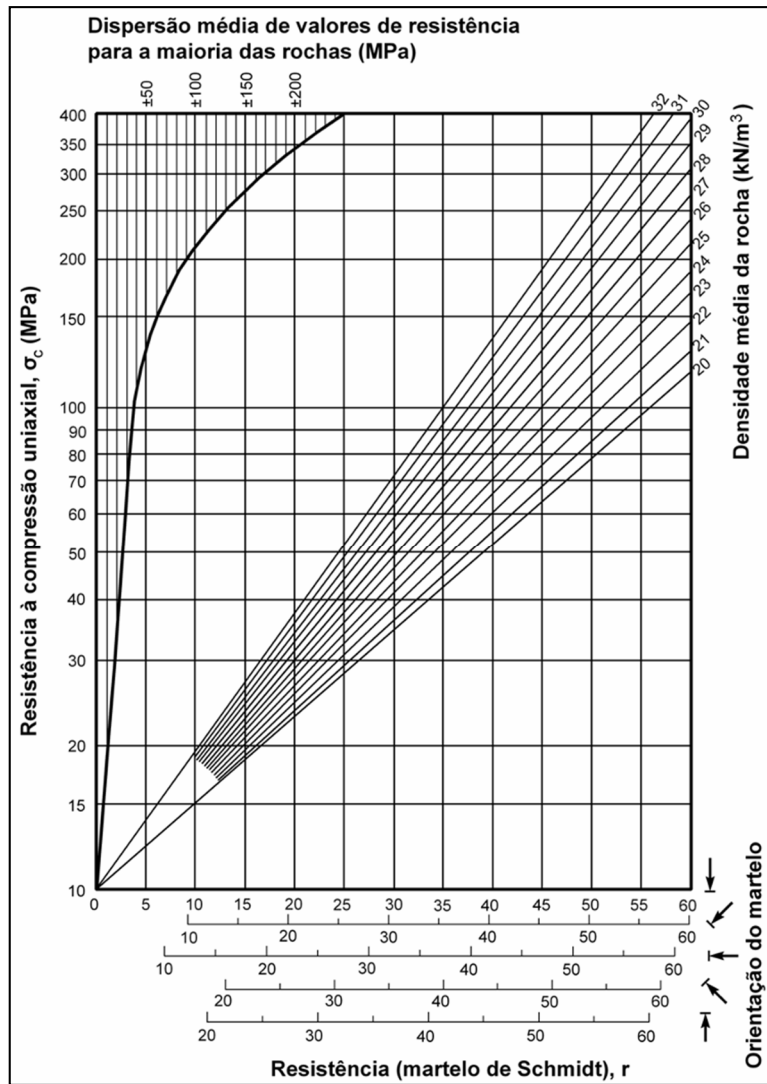


Figura 12. Ábaco de Miller para o cálculo da resistência a partir do martelo Schmidt (segundo de González de Vallejo et al., 2002).

Quadro 4. Classificação do maciço com base na resistência à compressão simples (ISRM, 1978, 1981).

Classificação	Resistência à Compressão Simples (Mpa)	Designação	
S ₁	> 200	Muito elevada	S ₁₋₂
S ₂	60 a 200	Elevada	
S ₃	20 a 60	Média	S ₃
S ₄	6 a 20	Baixa	
S ₅	< 6	Muito baixa	S ₄₋₅

Todos os dados obtidos no trabalho de campo são registados numa ficha de levantamento geomecânico de campo (Figura 13).

Capítulo 3

Perfuração de Maciços Rochosos

3. Perfuração de Maciços Rochosos

3.1. Generalidades

Atualmente, a perfuração de maciços rochosos é uma atividade tão vasta que se encontra presente como operação fundamental em diversos sectores da atividade económica, nomeadamente o setor mineiro, a prospeção petrolífera, sondagens e captações de água, a construção civil, entre outras (Figura 14).

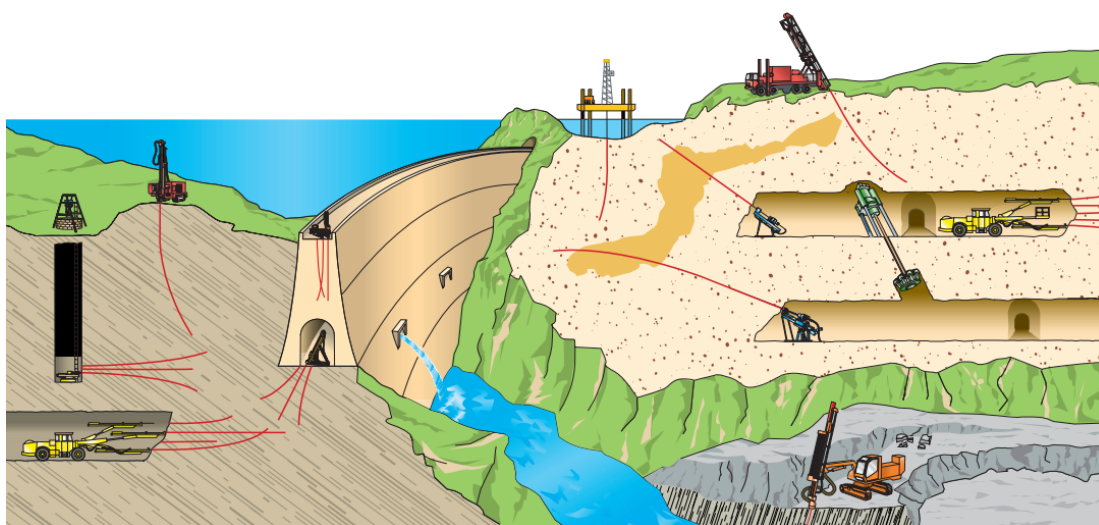


Figura 14. Presença da perfuração em diversos sectores da atividade (<http://www.borehole-engineering.com>).

Todas as opções técnicas e económicas definem as tecnologias de perfuração, nomeadamente:

- Método de perfuração;
- Equipamento de perfuração;
- Acessórios de perfuração;
- Metodologias de trabalho;
- Técnicas de determinação da perfurabilidade das rochas e desgaste dos materiais.

3.2. Métodos de Perfuração

A seleção do método de perfuração é influenciada pelas características e condicionalismos do maciço rochoso e do dimensionamento da perfuração a executar, sendo fundamental no seu resultado final. A seleção do método deverá assentar nos seguintes aspetos técnico-económicos: investimento inicial, taxa de penetração e custo por metro linear de perfuração. Os principais métodos de perfuração em bancada (Figura 15), são a perfuração rotativa e o método

rotopercutivo: martelo de superfície (“*Top-Hammer*”) ou martelo de fundo furo (“*Down the hole*”).

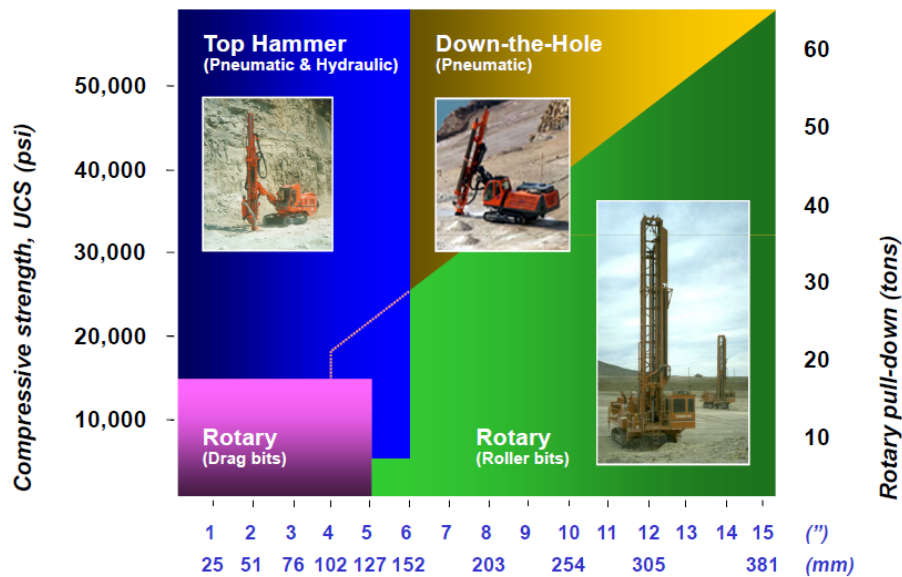


Figura 15. Métodos de perfuração mais utilizados (www.quarryacademy.com).

3.2.1. Perfuração rotativa

A perfuração rotativa é conseguida através do efeito conjunto de duas ações, corte e esmagamento resultantes da pressão do bit sobre a rocha e na rotação das varas e dos cones do bit (Figura 16). Os equipamentos utilizados são de grande porte e com um torque e potência elevadas na unidade de rotação. A rotação imposta, bem como uma elevada força de compressão (força de avanço que varia entre 1,0 a 1,5 t/cm².) do bit sobre a rocha, provoca o corte. Este tipo de perfuração tem uma aplicação bastante reduzida no desmonte de rocha em Portugal, sendo atualmente utilizado em captações de água, furos piloto para “*raise borer*”, prospeção petrolífera, entre outros. Os diâmetros de perfuração variam entre 50 e 444mm, no entanto a faixa compreendida entre 152 a 311mm são mais frequentes em explorações mineiras a céu aberto com elevadas necessidades de produção.



Figura 16. Método de perfuração rotativo com brocas tricônicas (Atlas Copco, 2012).

3.2.2. Perfuração rotopercutiva

Este tipo de perfuração assenta nos conceitos de rotação e percussão (Figura 17), sendo o sistema clássico por excelência para perfuração para desmonte de rocha. Este método foi descoberto no século XIX, utilizando a energia fornecida por uma máquina a vapor de Singer (1838) e Couch (1848), no entanto, foi durante a construção do túnel do Monte Cenis, que permitiu que a evolução do sistema, passando a ser utilizado de forma mais intensa (Jimeno, 1994).

Os equipamentos de perfuração rotopercutiva classificam-se em dois grandes grupos, distinguindo-se pelo posicionamento do martelo:

- Martelo de superfície (“*Top-hammer*”);
- Martelo de fundo de furo (“*Down the hole*”).

Durante muitos anos, estes equipamentos foram operados com martelos pneumáticos. Apesar do alto custo de capital dos equipamentos hidráulicos, este é compensado por um menor custo operacional e maior produtividade quando comparadas com máquinas pneumáticas Crosby (1998), verificando assim nos últimos 20 anos a introdução das máquinas hidráulicas no mercado.

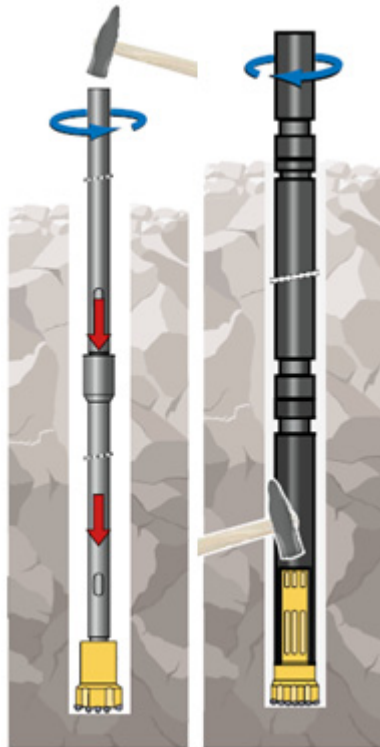


Figura 17. Método de perfuração rotoperkutiva: martelo de superfície e martelo de fundo de furo (Atlas Copco, 2012).

Parâmetros da perfuração rotoperkutiva

A perfuração rotoperkutiva assenta na combinação dos seguintes parâmetros:

- Percussão;
- Rotação;
- Avanço;
- Limpeza.

A percussão é devido à potência de impacto do martelo e relaciona-se com a frequência de impacto e com a energia de impacto, da seguinte forma:

[Equação 6]

Potência de impacto = Frequência × Energia de impacto

Estando a energia de impacto relacionado com a pressão de energia utilizada e a massa do pistão. Normalmente, existe uma relação direta entre a velocidade de penetração instantânea na rocha e a percussão. Para que a energia seja bem aproveitada, é necessário que o bit esteja bem apoiado na rocha. Caso tal não aconteça, a energia não pode deixar os acessórios de perfuração e ao chegar à extremidade do bit inverte a direção através das varas, só que em vez de uma tensão de

compressão converte-se numa tensão de tração. Como o aço resiste pior à tração do que à compressão, esta tensão criada pode tornar-se perigosa para a vida útil dos acessórios de perfuração. A onda de choque é transmitida pelas varas à velocidade de 5200m/s (Figura 18).

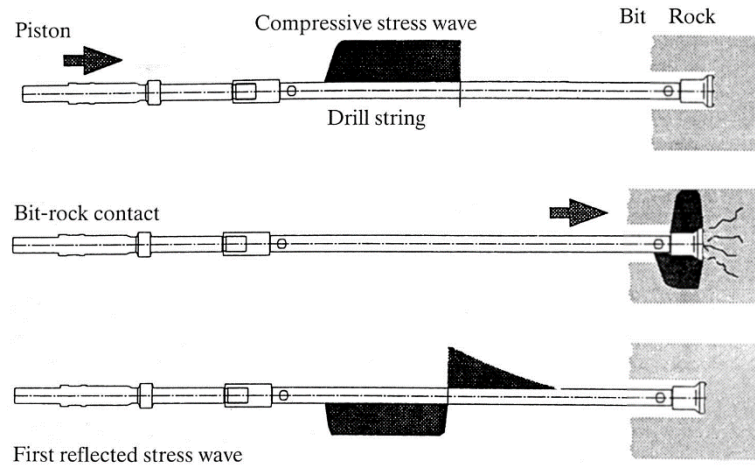


Figura 18. Dinâmica da percussão (adaptado Sandvik-Tamrock, 1999).

Antes e depois da percussão, a força contida no aço de perfuração é apenas a força de avanço da ordem de 500 a 1500 kg dependendo da natureza da rocha. Apenas quando a onda de choque chega ao bit é que obtemos a força máxima aplicada pelo pistão do martelo.

A passagem da onda de choque pelo aço, submete-o a compressão provocando uma pequena diminuição do comprimento. Quando a onda de choque deixa o bit, o aço volta ao seu comprimento original, tornando-se mais comprido do que quando a onda de choque se encontrava no interior do aço, sendo nesta fase que se dá a penetração do bit na rocha (Figura 19).

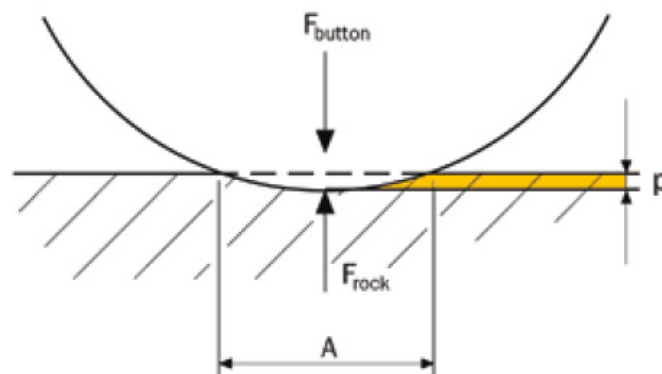


Figura 19. Penetração do bit por alongamento do aço (Atlas Copco, 2007/2008).

A penetração termina quando a força do bit iguala a resistência da rocha. Em rochas brandas, a energia de percussão deve reduzir-se para evitar que o excesso de energia, ao refletir-se cause tensões de tração que danifiquem prematuramente as varas (Figura 20).

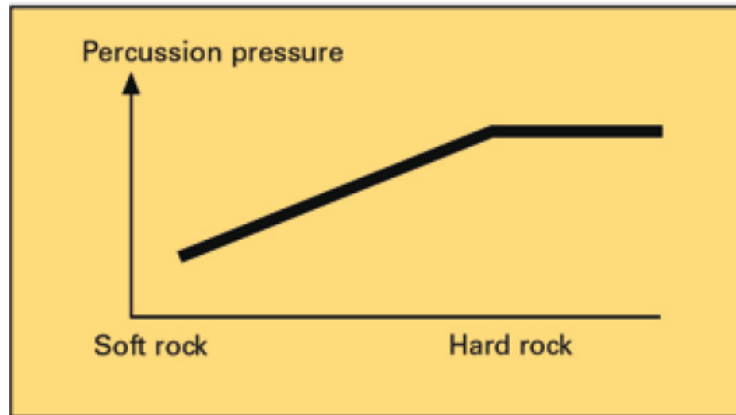


Figura 20. Variação da energia de percussão com a dureza da rocha (Atlas Copco, 2007/2008).

A energia de percussão deve ainda ser adaptada ao diâmetro das varas e do adaptador. Utilizando a mesma energia de percussão, quanto menor é o diâmetro da vara, maior será o “*stress*” no aço. A rotação relaciona-se com o movimento que faz rodar o bit para uma nova posição para que se produzam impactos sobre a rocha em diferentes posições. O efeito de rotação é o de transportar o bit para um ponto adequando para o próximo impacto. A velocidade recomendada para os bits de botões é de 10mm (velocidade angular), por cada impacto (Figura 21).

A título de exemplo, um bit de botões com 76mm de diâmetro tem um perímetro de $76 \times 3,14 = 240\text{mm}$. Se é pretendido que este gire 10mm por cada impacto, este teria de se deslocar $240/10 = 24$ vezes por cada rotação do bit. Se a frequência de impacto for de 3000 golpes/min. (martelo de perfuração COP 1238 da Atlas Copco) isto vai dar $3000 / 24 = 125$ rpm, como taxa de rotação. Se a frequência de impacto for de 1800 impactos/min (um valor típico para uma máquina pneumática), este daria $1800 / 24 = 75$ rpm.

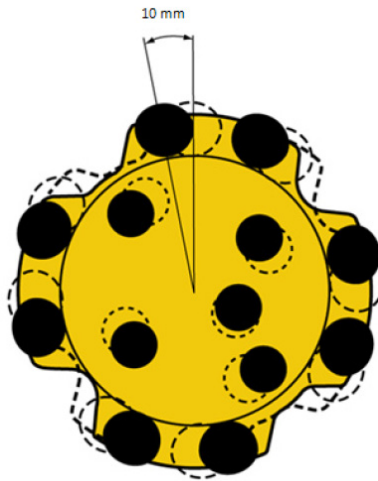


Figura 21. Rotação do bit de botões (adaptado de Sandvik, 2006).

Para regular a rotação, o operador deverá começar por acertar a velocidade de penetração de acordo com as características da rocha e em seguida regular a rotação de modo a que se mantenha suave e constante (Figura 23 e 23).

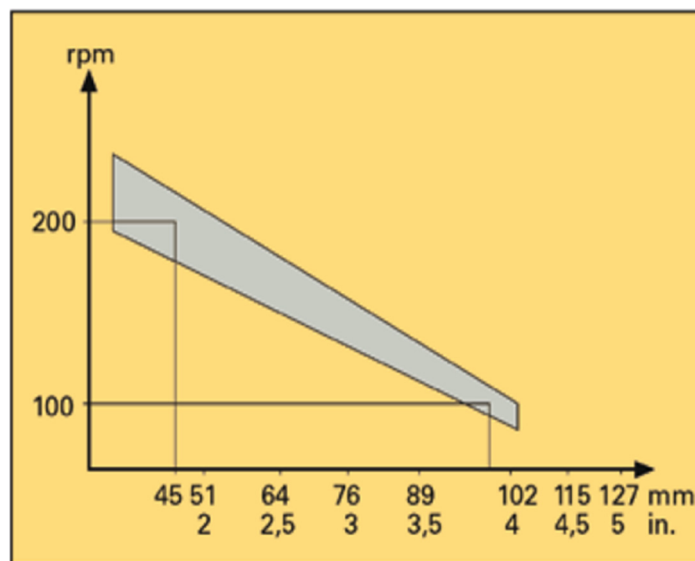


Figura 22. Relação entre o diâmetro do bit e velocidade de rotação de trabalho (Atlas Copco, 2007/2008).

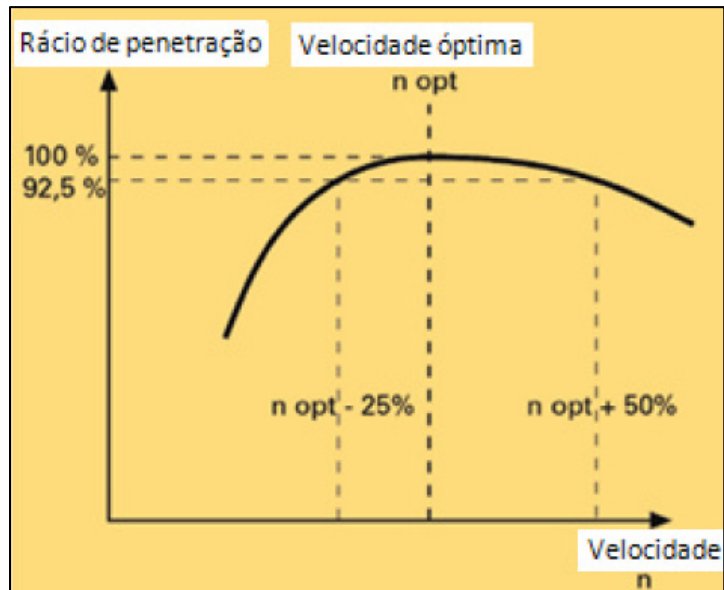


Figura 23. Relação ótima entre velocidade de rotação e penetração (adaptado de Atlas Copco, 2007/2008).

A regulação adequada da velocidade de rotação é essencial, como se pode verificar no Quadro 5.

Quadro 5. Consequências para diferentes velocidades de rotação.

Alta rotação	Baixa rotação
Maior avanço	Menor avanço
Desgaste lateral acentuado do bit	Desgaste pontual do bit por excessiva fragmentação dos detritos de perfuração

Uma das formas de verificar se os parâmetros estão corretos é medido a temperatura das roscas após a perfuração (Figura 24).



Figura 24. Medição da temperatura da união da vara (Atlas Copco, 2007/2008).

Para uma perfuração com limpeza a ar a temperatura deve ser inferior a 100°C (60º a 70º será o ideal), enquanto a perfuração com limpeza por via húmida a temperatura máxima deve ser 60°C, sendo 40º a temperatura ideal (Figura 25).

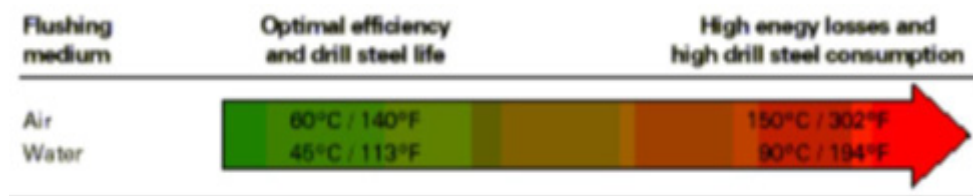


Figura 25. Temperatura ideal nos acessórios de perfuração em função do tipo de fluido de limpeza (Manual de Desmorte de Maciços Rochosos I, ISEP 2007/2008).

A pressão de avanço sobre a ferramenta de corte é exercida para se manter um contacto constante entre o bit e a rocha.

A pressão de avanço ideal a aplicar, depende da potência disponível, da fracturação e dureza do maciço rochoso e da qualidade e afiação dos bits. As consequências de uma má regulação da pressão avanço estão resumidas no Quadro 6.

Quadro 6. Consequências da má regulação da pressão de avanço.

Baixa pressão de avanço	Elevada pressão de avanço
Menor penetração instantânea	Maior penetração instantânea
Aumenta o aquecimento nos acoplamentos do material de perfuração e naturalmente o desgaste das roscas	Aumento da probabilidade de encravamento de material
Possíveis desapertos do material de perfuração	Aumento dos desvios de perfuração
Desgaste acentuado da zona central dos bits	Aumento do desgaste lateral das varas devido ao varejamento destas

A Figura 26 demonstra a correlação entre a variação da pressão de avanço e a percussão.

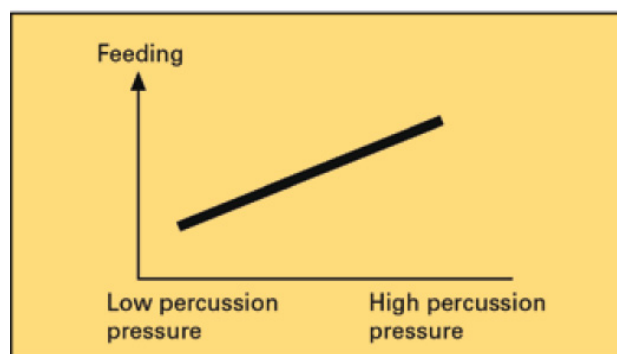


Figura 26. Variação da pressão de avanço com a percussão (Atlas Copco, 2006).

O fluido de limpeza permite extrair os detritos de perfuração do fundo do furo. Para assegurar uma boa perfuração é necessário que a superfície de contacto entre a ferramenta de corte e o maciço rochoso esteja sempre limpa. Isso só é possível se houver uma constante limpeza do furo, através de um fluido de limpeza (ar ou água) que é injetado sob pressão pelo interior do material de perfuração.

A limpeza com ar pressupõe a existência de um sistema de captação de detritos e poeiras no exterior do furo. A evacuação do material removido da rocha é conduzida entre a parede do furo já realizado e a parede exterior das varas de perfuração.

A limpeza é ainda influenciada por três fatores:

- Densidade das partículas – quanto maior a densidade das partículas maior deverá ser a velocidade do fluido de limpeza;
- Tamanho das partículas – quanto maiores forem as partículas resultantes da quebra da rocha, maior deverá ser a velocidade do fluido de limpeza;
- Forma das partículas – quanto mais equiláteras forem as partículas, maior deverá ser a velocidade do fluido.

A velocidade do fluido (ar) no furo, para uma rocha com densidade de 2,0 ton/m³ deverá ser no mínimo de 10m/s. Este poderá ser reduzido se a densidade da rocha for mais baixa, e deverá ser aumentada se a densidade for mais elevada. Por exemplo, para um minério de ferro, com uma densidade de 4,0 ton/m³, necessitará de uma velocidade do fluido (ar) de 25 a 30m/s no furo (Atlas Copco, 2007/2008).

O volume de fluido (ar) necessário pode ser calculado, desde que seja conhecido o diâmetro do bit e o diâmetro da vara, utilizados na perfuração. Se, por exemplo, estiver a ser utilizadas varas T45 e um bit de 76mm de diâmetro, o diâmetro de corredor livre do furo será (Figura 27):

$$\Phi \text{ Corredor livre} = \frac{(76^2 - 45^2) \times \pi}{4} \approx 2946 \text{ mm}^2$$

Com uma velocidade de ar de 10m/s, o volume será:

$$\text{Volume} = \frac{10 \times 2946}{10^6} \approx 0,0295 \text{ m}^3/\text{s}$$

Caso o fluido de limpeza seja a água o volume necessário será de 29,5 l/s.

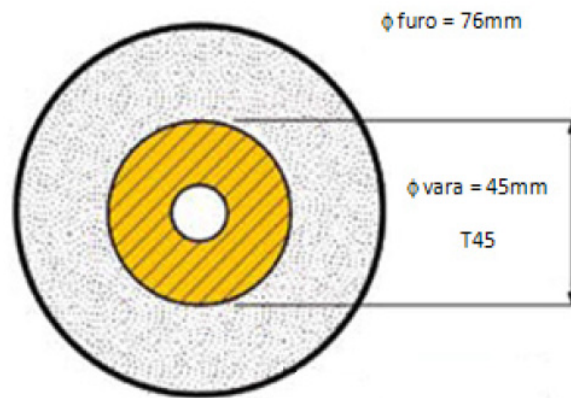


Figura 27. Diâmetro do corredor livre (adaptado de Atlas Copco, 2007/2008).

Caso o fluido de limpeza seja a água e uma vez que a água tem uma capacidade de elevação maior que o ar é suficiente uma velocidade de 0,5 m/s no anel circular. A limpeza com água faz diminuir o avanço em cerca de 20%. Em situações em que a perfuração seja ascendente, é necessário ter em atenção que por cada 10m de perfuração executada, ocorre um aumento de pressão de 1 bar que deverá ser compensada (Figura 28).

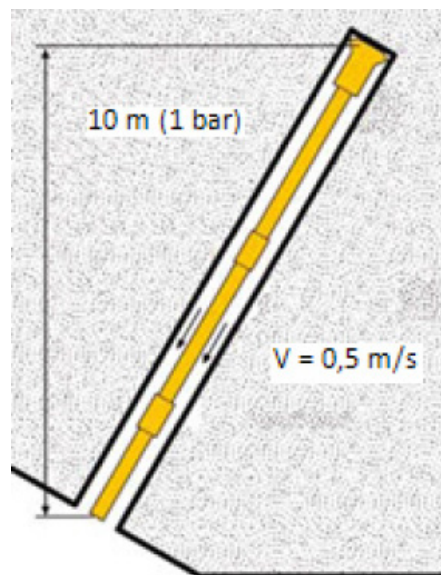


Figura 28. Perfuração ascendente (Atlas Copco, 2007, 2008).

Análise do processo de perfuração pelo método rotopercutivo

O processo de perfuração pelo método rotopercutivo é uma sequência de cinco posições diferentes que se repetem, e que coincidem com a cadência da pancada do pistão sobre o sistema de transmissão de energia até ao bit (Figura 29).

- a) Contacto do bit com as rugosidades da rocha;
- b) Formação de fraturas radiais a partir dos pontos de concentração de tensões e formação de uma cunha em forma de V;
- c) Pulverização da rocha da cunha por esmagamento;
- d) Formação de fragmentos maiores nas zonas adjacentes à cunha;
- e) Evacuação dos detritos pelo fluido de limpeza.

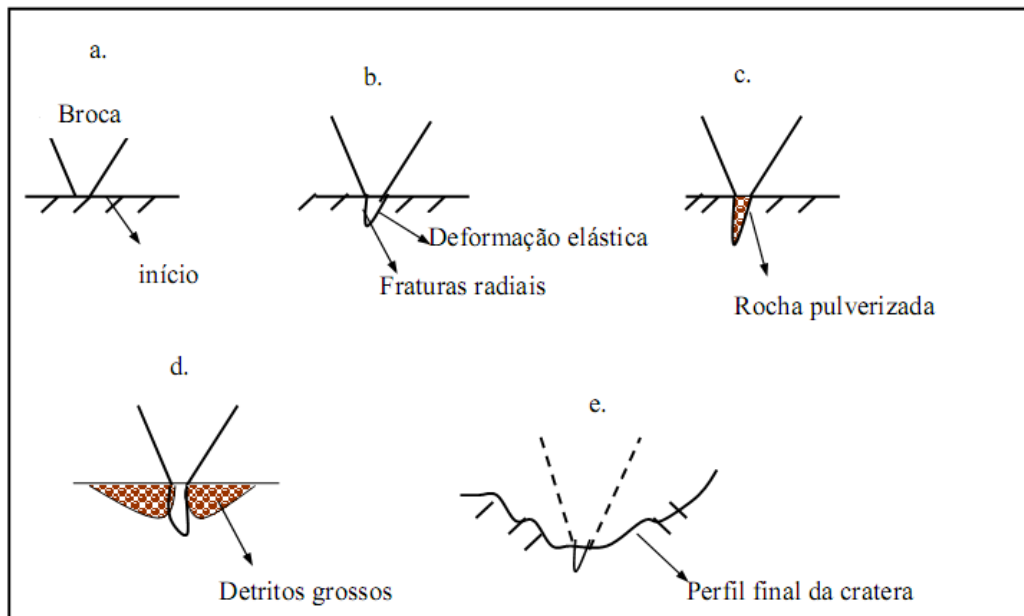


Figura 29. Sequência da rotura da rocha na perfuração (Hartman, 1959).

O rendimento deste processo aumenta proporcionalmente com o tamanho de fragmentos de rocha libertados durante a perfuração, porém deve-se respeitar o tamanho da área anelar entre as paredes do furo e da vara. Um tamanho muito reduzido das partículas, poderá indicar rotação em excesso no processo de perfuração, com consequências diretas na fadiga dos acessórios de perfuração.

Martelo de superfície (“Top-hammer”)

O método rotopercutivo com martelo de superfície (Figura 30) representa a grande parte dos equipamentos de perfuração em bancada existente no nosso país, muito particularmente na zona norte, devido às suas características geológicas (Fonseca, 2008).

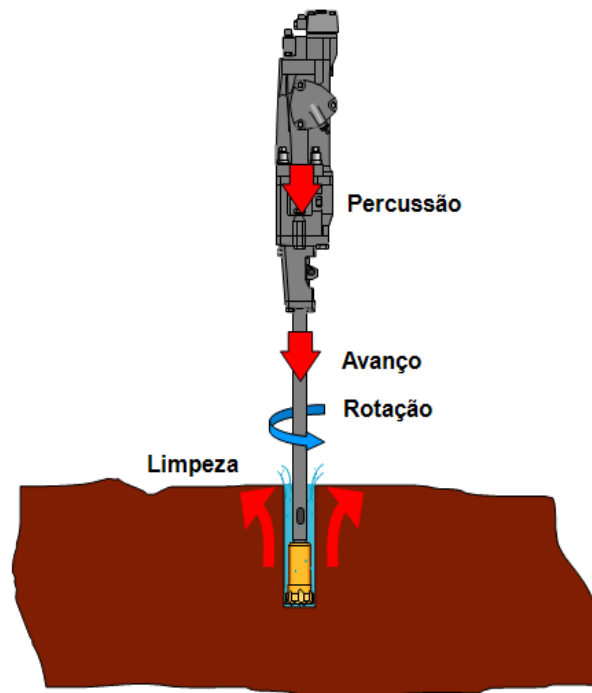


Figura 30. Martelo de superfície (adaptado de Sandvik 2006).

Estes equipamentos possuem os sistemas de rotação e percussão que são desenvolvidos no martelo que se encontra no exterior do furo. A energia é transmitida através do encabadouro para as varas de perfuração e conseqüentemente para o bit (Figura 31). Este será o método utilizado neste estudo.

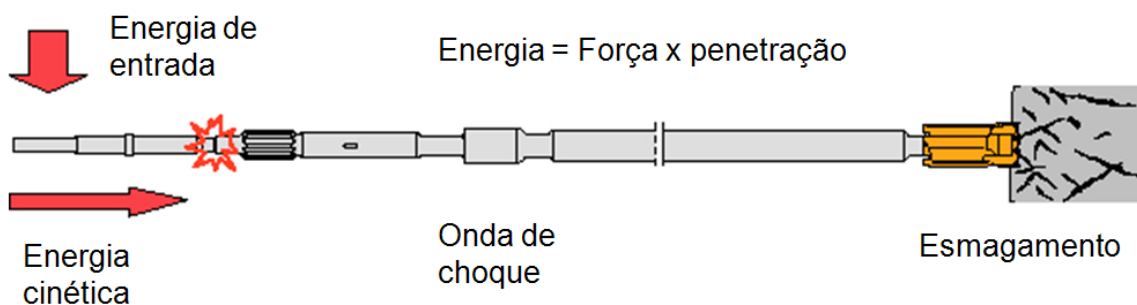


Figura 31. Esquema de transmissão de energia através dos acessórios de perfuração.

A Figura 32 representa os equipamentos de perfuração utilizados durante a realização deste estudo, ambos equipados com martelo de superfície. Ambos os equipamentos estão dimensionados para a execução de perfuração com diâmetros que podem variar entre 64 e 115mm. Todas as suas características serão apresentadas em pormenor no subcapítulo 3.6.1.



Figura 32. Equipamentos de perfuração utilizados (cortesia: Água é Vida Captações, Lda).

Martelo de fundo de furo (“Down hole”)

Os martelos de fundo de furo foram desenvolvidos em 1951 por *Stenuick*, e surgiu pela necessidade de aumentar a taxa de penetração em rochas duras e muito duras, assim como a necessidade de perfurar com maiores diâmetros e comprimentos. Neste método a percussão trabalha sempre no fundo do furo (martelo e bit), evitando assim a dissipação de energia nos acoplamentos, sendo que a rotação é transmitida através de uma unidade à superfície através da coluna de varas (Figura 33). A gama de utilização varia entre 85 e 200mm, sendo mais usual a fração entre 150 e 200mm.

O escape do martelo ao libertar o ar pelos orifícios do bit faz com que esse fluido circule pelo furo e funcione como fluido de limpeza.



Figura 33. Martelo de fundo de furo (*Down the hole*) (www.driconeq.com).

3.3. Acessórios de perfuração

Os acessórios de perfuração permitem a transmissão de energia provenientes do martelo até à rocha, provocando a sua fragmentação e por consequência a sua perfuração. Assim, a otimização técnica e o bom desempenho da perfuração, passa inevitavelmente pelo desempenho dos acessórios de perfuração, e desta forma, a interação do equipamento com o maciço rochoso requer uma seleção e utilização adequadas. A gama de acessórios de perfuração utilizados na perfuração rotoperkutiva com martelo de superfície (exclusivamente em estudo nesta dissertação) é constituída pelos seguintes elementos (Figura 34 e Figura 35):

- Encabadouros;
- Uniões;
- Varas;
- Bits.

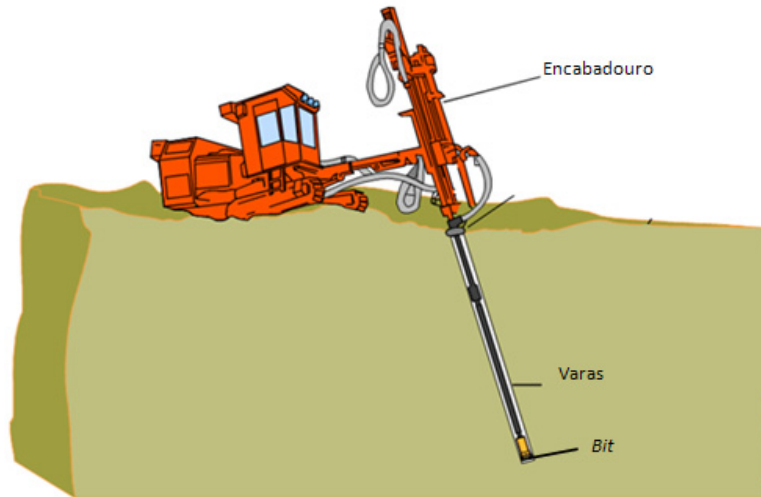


Figura 34. Acessórios de perfuração (adaptado de Sandvik-Tamrock, 2009).

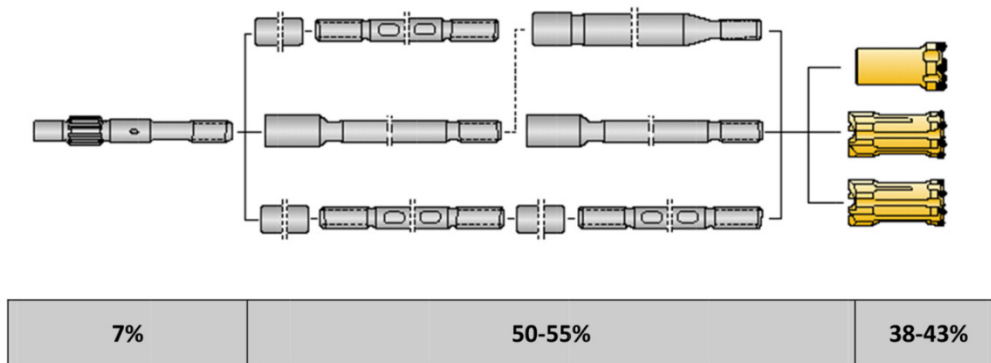


Figura 35. Acessórios de perfuração e proposta de distribuição de custos (em percentagem) da coluna de aço de perfuração (adaptado de Sandvik-Tamrock, 2009).

3.3.1. Encabadouros

Os encabadouros são responsáveis pela transmissão de energia às varas, recebendo-a diretamente do pistão. A sua configuração é importante pois deles depende a transmissão da energia aos restantes acessórios (Figura 36).

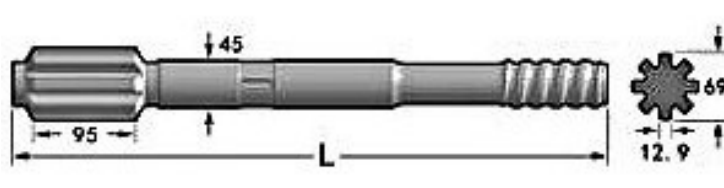


Figura 36. Encabadouro para martelo de perfuração HL710 (www.construction.sandvik.com).

3.3.2. Uniões

As uniões (Figura 37) ligam as varas entre si, com força suficiente para assegurar que os topos se tocam, garantindo uma boa transmissão de energia. São utilizadas sem rosca na zona central ou com freio central para evitar a tendência para enroscamentos excessivos de uma vara. As uniões caíram quase em desuso, pois o duplo acoplamento aumenta a perda de energia e o varejamento do conjunto dos acessórios. As uniões são igualmente um elemento que tornava o processo de perfuração mais lento, sendo na atualidade obsoletas. Por esse motivo não vão ser testadas no âmbito deste estudo.

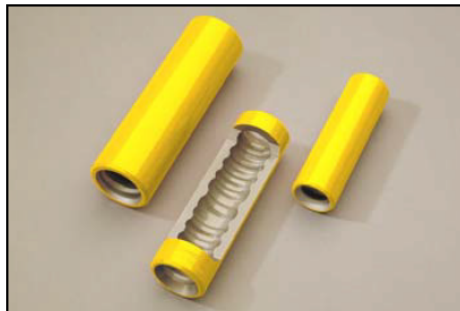


Figura 37. Uniões para acoplamento das varas (Atlas Copco, 2007/2008).

3.3.3. Varas

A transmissão de energia percussiva e/ou rotativa é efetuada do encabadouro ao bit através das varas. Estas podem dividir-se em vários tipos, dependendo do método de perfuração executado e do tipo de perfuração, tais como: a) barrenas, destinadas a perfuração curta e trabalhos bastantes específicos, como por exemplo na perfuração para a extração de rocha ornamental; b) varas propriamente ditas (extensões), dividindo-se em varas “standard” (Figura 38) e varas guias. A eficiência na utilização deste acessório de perfuração está relacionada com a sua adequação ao tipo de trabalho a executar e com a metodologia de trabalho aplicada que poderá otimizar o seu desempenho.



Figura 38. Vara do tipo standard com rosca MF (www.robbit.fi).

As varas guias possuem um diâmetro aproximado ao bit de perfuração, ajustando-se ao diâmetro das paredes do furo (Figura 39), assim a massa de aço dos acessórios ao longo da coluna é solidária e constante com as paredes do furo, o que permite uma menor vibração e varejamento do conjunto, diminuindo os desvios de perfuração (Figura 40).

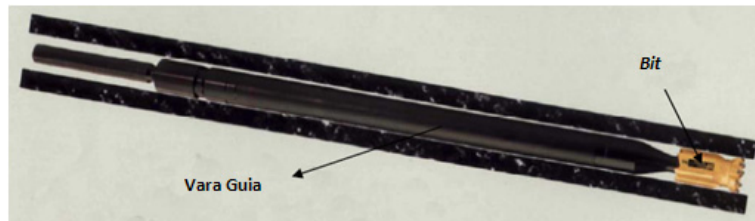


Figura 39. Esquemática de furo executado com vara guia.



Figura 40. Flexão na perfuração com e sem vara guia (www.quarryacademy.com).

Rotação das varas

As varas representam cerca de 50 a 55% (Sandvik-Tamrock, 2009) do custo total da coluna de aço de perfuração. Na execução de um furo, para atingir o comprimento desejável, será necessário haver um acoplamento entre diversos destes elementos, sendo que o número dependerá da relação comprimento do furo/comprimentos das varas. O desgaste destes acessórios é diretamente relacionável com os metros que perfuram e, por isso, há desgastes diferenciados conforme a posição da vara na coluna de acessórios durante a realização da perfuração, que induzirá uma menor eficiência energética e conseqüente redução do tempo de vida útil dos acessórios.

De forma a tornar o mais idêntica possível a fadiga das diferentes varas que constituem a coluna de aço e conseqüentemente aumentar o tempo de vida útil destas, o operador do equipamento deverá fazer a rotação das posições das varas. Este procedimento é habitual acontecer de uma

forma automatizada em equipamentos de perfuração longa de desmonte subterrâneo normalmente designados por “Simbas” (Figura 41).



Figura 41. Equipamento de perfuração longa Sandvik DL421 – carrossel de varas de perfuração (cortesia: EPDM – Empresa de Perfuração e Desenvolvimento Mineiro).

Os equipamentos de perfuração em bancada de superfície não vêm equipados de tecnologia que permita fazer automaticamente esta rotação, só podendo ser realizada manualmente pelo operador (Figura 42), o que implica algumas paragens do equipamento, portanto custos significativos. No âmbito deste trabalho não serão executados estes procedimentos, devido a dificuldades operacionais e logísticas, logo não será possível aferir as consequências económicas desta medida.

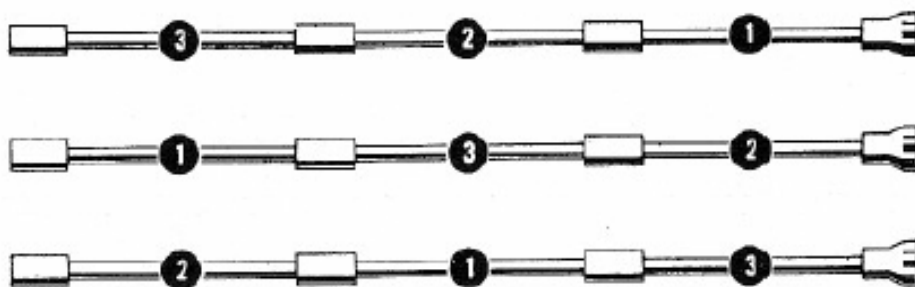


Figura 42. Esquema representativo da rotação manual das varas de perfuração (Manual de perforacion y voladuras – Instituto Tecnológico Geominero de España, 1994).

3.3.4. Bits de perfuração

Todos os acessórios de perfuração merecem uma criteriosa seleção na sua escolha, no entanto, os bits merecem um particular destaque, pois é a ferramenta responsável pelo corte do maciço rochoso (Sandvik-Tamrock, 2009). Por este motivo, a seleção deste acessório pode comprometer toda a eficiência do resultado final da perfuração em termos técnico-econômicos. Por tudo isto, este acessório merecerá uma exposição mais detalhada. Para a perfuração em bancada existem bits de pastilhas e bits de botão, que se apresentam na Figura 43. Os bits de botão representam praticamente a totalidade do consumo no nosso país na perfuração de rocha com recurso ao método rotopercutivo de superfície.



Figura 43. Bits de botões e de pastilhas (adaptado de Sandvik-Tamrock, 2009).

Tem havido um progresso tecnológico substancial no desenvolvimento desta ferramenta, assistindo-se as constantes atualizações deste produto no mercado. Estas evoluções devem ser seguidas atentamente pelos consumidores finais atendendo à melhoria das performances normalmente associadas a essas evoluções. O custo de aquisição não será com certeza o fator decisivo nos critérios de escolha, porque os fatores que intervêm no custo final da perfuração têm importâncias e pesos diferentes, devendo por isso ser hierarquizados. No âmbito da realização deste estudo, acreditamos que sobre o ponto de vista do desempenho os parâmetros que influenciam o desempenho do bit são hierarquizáveis desta forma (Figura 44), pressupondo uma relação de qualidade na variação dos três parâmetros (velocidade, tempo de vida útil e preço de aquisição).



Figura 44. Hierarquização dos parâmetros de escolha dos bits de perfuração.

No Quadro 7 exemplifica-se a variação dos três parâmetros para os bits, de forma a verificar o peso que estes têm no custo total da perfuração.

Quadro 7. Exemplo da variação de parâmetros para bits de perfuração (Galiza, 2013).

Exemplo 1 - Parâmetros gerais

Custo do bit	Vida útil	Custo horário	Velocidade de perfuração	Custo por metro linear	Variação
€	(m)	(€/hora)	(m/h)	(€/m)	%
150	500	120	40	3,3	

Exemplo 2 - Aumento do custo do bit em 10%

Custo do bit	Vida útil	Custo horário	Velocidade de perfuração	Custo por metro linear	Variação
€	(m)	(€/hora)	(m/h)	(€/m)	%
165	500	120	40	3,33	1

Exemplo 3 - Aumento da vida útil do acessório em 10%

Custo do bit	Vida útil	Custo horário	Velocidade de perfuração	Custo por metro linear	Variação
€	(m)	(€/hora)	(m/h)	(€/m)	%
150	550	120	40	3,273	-0,83

Exemplo 4 - Aumento no custo horário do equipamento em 10%

Custo do bit	Vida útil	Custo horário	Velocidade de perfuração	Custo por metro linear	Variação
€	(m)	(€/hora)	(m/h)	(€/m)	%
150	500	132	40	3,60	9,1

Exemplo 5 - Aumento da velocidade de perfuração em 10%

Custo do bit	Vida útil	Custo horário	Velocidade de perfuração	Custo por metro linear	Variação
€	(m)	(€/hora)	(m/h)	(€/m)	%
150	500	120	44	3,027	-8,3

Como se verifica com o exemplo acima, o custo do equipamento e a velocidade de perfuração são os parâmetros que apresentam a maior sensibilidade, com 9,1% e 8,3% respetivamente, sendo a sua influência no custo final de perfuração bastante superior aos outros dois itens.

Na maioria das explorações e das empresas que trabalham neste setor, a avaliação do bit de perfuração é baseado somente na sua vida útil, sendo melhor aquele que maior vida útil apresenta, ou então, em casos mais extremos, em situações em que onde não é controlada a vida útil dos acessórios o parâmetro fundamental para aquisição é apenas o custo inicial do acessório. Estes conceitos estão completamente errados, pois como se pôde verificar no Quadro 7, o tempo de vida útil do acessório assim como o preço de aquisição são os que têm menor impacto no preço final da perfuração.

Estes parâmetros relativos ao desempenho dos bits estão intimamente correlacionados com três grandes grupos:

- Desenho do bit de perfuração;
- Tipo de liga metálica da matriz do bit de perfuração;
- Tipo de liga metálica dos botões do bit de perfuração.

Para uma análise sustentada da performance dos bits e assim puder tirar conclusões sobre as melhores opções em cada perfuração, o bit de perfuração foi subdividido nos vários elementos que os constituem, apresentados no Quadro 8.

Quadro 8. Quadro síntese das características do bit de perfuração (Galiza, 2013).

Corpo do bit	Cabeça do bit	Tipo de botão
Standard	Face plana	Esférico
Retrac	Face côncava	Semi-balístico
Guia	Face côncava e centro rebaixado	Balístico

Corpo do bit

A avaliação do corpo do bit permite avaliar a capacidade que este apresenta ao desgaste e assim prever a sua vida útil em determinado maciço. A sua configuração está profundamente relacionada com a qualidade de perfuração. No mercado, o corpo do bit é apresentando das seguintes formas: “standard”, “retrac” e guia. O corpo do bit é ainda classificado quanto ao número, diâmetro e posicionamento (lateral ou central) dos furos de limpeza (Figura 45).



Figura 45. Posicionamento dos furos de limpeza (central e lateral) do bit de perfuração (www.robit.fi).

Cabeça do bit

O desenho da cabeça do bit é concebido para uma interação de perfurabilidade com as características do maciço rochoso. Os bits com face côncava e rebaixados visam diminuir os desvios por consequência do deslizamento deste com as superfícies de descontinuidade do maciço (Figura 46).

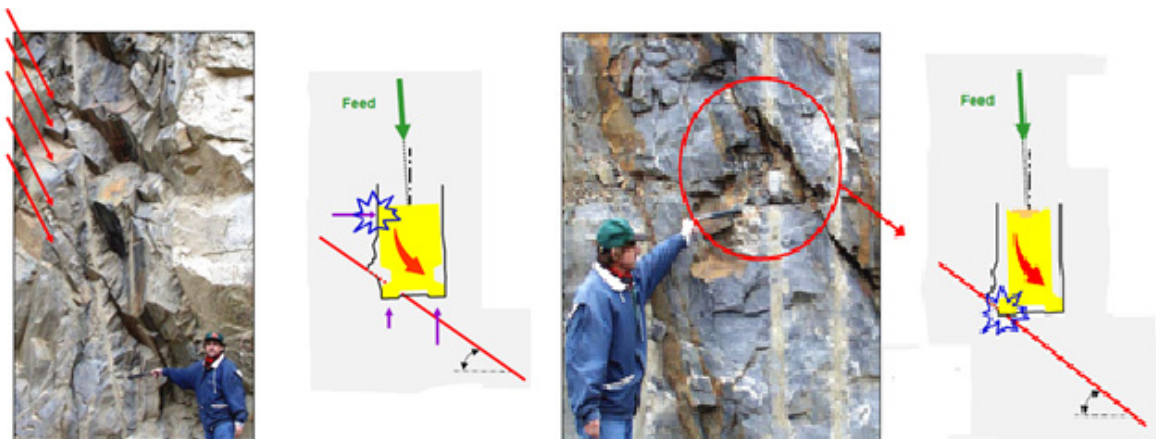


Figura 46. Desvios de perfuração (www.quarryacademy.com).

Tipo de botão

O desempenho do botão deve ser avaliado quanto à resistência ao desgaste da liga de carboneto de tungstênio e quanto à velocidade de penetração obtida. Os botões dos bits (Figura 47) devem ser estudados quanto à forma (esférico, semi-balístico e balístico), diâmetro e ângulo de contacto com o maciço.



Figura 47. Tipos de botões (Atlas Copco, 2007/2008).

Os bits de perfuração são constituídos por duas ligas que se podem distinguir, uma no corpo do bit, liga em aço, e outra em carboneto de tungsténio, os botões do bit (Figura 48).

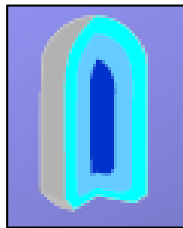


Figura 48. Composição da liga de carboneto de tungsténio de um botão DP65 (www.quarryacademy.com).

O carboneto de tungsténio cimentado na cabeça do bit compreende uma gama de materiais compostos de partículas duras de carboneto ligadas por um ligante metálico. A proporção da fase de carboneto é geralmente composta entre 70 e 97% do peso total. A sua granulometria média varia entre 0,4 - 14 μ m. De forma a estabelecer a melhor relação no custo final por metro linear de perfuração, será necessário avaliar a relação preço de aquisição/tempo de vida útil do acessório.

Diâmetro do bit

O diâmetro do bit está diretamente relacionado com a velocidade de penetração, assim como influencia diretamente a escolha de todos os outros acessórios de perfuração.

Número e diâmetro dos botões centrais e número, diâmetro e ângulo dos botões laterais

O desempenho do bit de perfuração está relacionada com o tamanho e configuração dos botões na cabeça do bit, bem como o seu ângulo de contacto na rocha. O seu maior ou menor diâmetro está relacionado com as características do maciço tendo influência na velocidade de perfuração conseguida e nos intervalos de afiação de cada botão, ou seja na sua vida útil.

3.3.5. Desgaste das ferramentas de perfuração

O desgaste das ferramentas de corte na perfuração de maciços rochosos sempre foi um fator preponderante na escavação de rochas duras. Este fator não está apenas relacionada com os custos de material e de pessoal decorrentes da manutenção do bit e da sua substituição, mas também no do impacto direto e negativo no desempenho da perfuração aquando de bit desgastado. O desgaste das ferramentas de corte na perfuração de maciços rochosos pode ser definida como um processo contínuo de perda de material a partir da superfície dos botões, devido ao contacto mecânico e o movimento relativo dos botões sobre a superfície da rocha na qual é determinado pelas propriedades do tipo de material da ferramenta de corte, do maciço rochoso e as interações sobre as superfícies de contato. Na perfuração o conhecimento do desgaste do aço de perfuração permite-nos estimar as melhores opções e os custos envolvidas nesta operação. Esta análise só é possível, quando se compila dados e se pode tornar esses dados trabalháveis em base de dados/aplicações informáticas. Para toda a coluna de aço é importante determinar o desgaste provocado pela perfuração, sendo que a ferramenta que mais “sofre” com as diferenças da rocha, será os bits. Por estes motivos, todos os bits foram monitorizados quando ao seu desgaste e conseqüente tempo de vida útil.

Interações entre o desgaste da ferramenta de corte e penetração

O desgaste da ferramenta de corte irá em qualquer caso influenciar a velocidade de perfuração alcançada por um bit. O principal motivo é a mudança da geometria do botão que foi alterada pelo desgaste, e por essa razão, a forma dos botões do bit é de uma importância crucial para a penetração na rocha. Como é ilustrado na Figura 49, os botões balísticos (esquerda) irão proporcionar uma penetração adicional (e, por conseguinte, uma taxa de perfuração superior) em relação ao botão esférico (centro). Por conseguinte, a formação de um plano de desgaste na parte da frente do botão, como resultado do desgaste irá resultar numa diminuição na penetração e um aumento do risco de danos nos botões (Figura 50). Se como resultado do desgaste, os botões inteiros são removidos a partir do bit, isto pode ter um impacto ainda mais grave no processo de fratura da rocha.

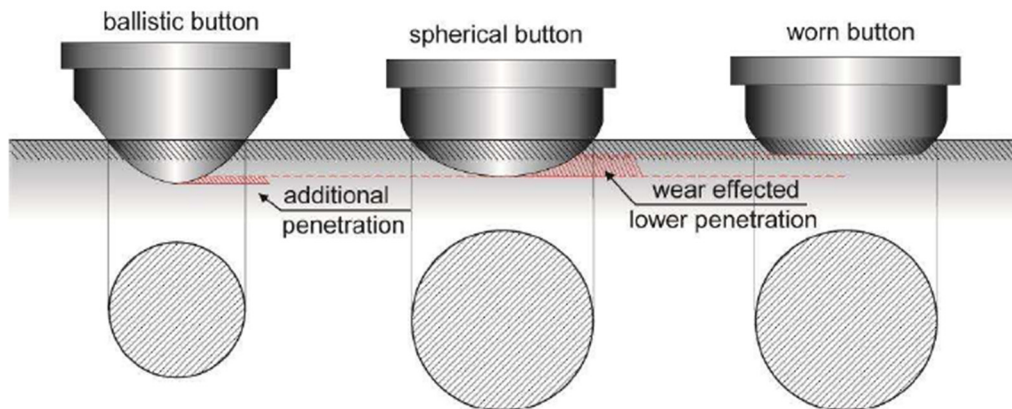


Figura 49. Esquemas representativos da influência da forma do botão na penetração da rocha: Esquerda - botões balísticos; Centro – botões esféricos; Direita – botões com desgaste acentuado.

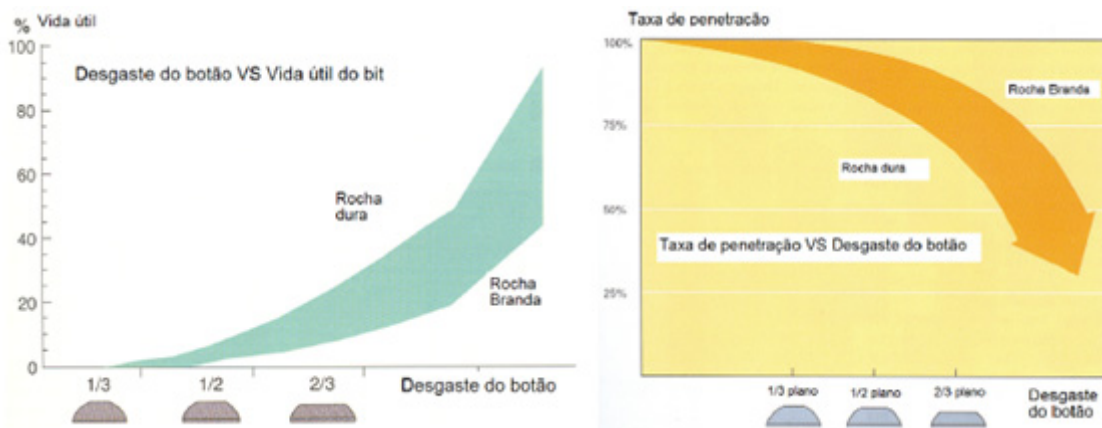


Figura 50. Esquemas representativos que correlacionam o desgaste do botão com a vida útil do bit e com a diminuição da taxa de penetração (adaptado de Atlas Copco, 2007/2008).

O desgaste adicional irá também afetar outras ferramentas, como por exemplo os furos do fluido de limpeza. É uma surpreendente constatação de que a ampliação do sistema de fluido de limpeza durante o desgaste dos bits, em alguns casos mostram ainda melhores desempenhos na perfuração do que bits novos, especialmente em formações rochosas brandas onde os detritos de perfuração pode ser um fator limitador na velocidade de perfuração.

Fatores que influenciam o desgaste do bit

A estrutura complexa do sistema de interação, estabelecido entre a ferramenta de corte e a rocha leva a uma grande quantidade de fatores que podem influenciar dramaticamente o desgaste da ferramenta. A Figura 51 representa os três principais fatores responsáveis pelo desgaste na ferramenta de corte, nomeadamente: geologia, ferramentas e logística. No Quadro 9 estes três principais fatores poderão ser desmembrados nos seguintes parâmetros a considerar.

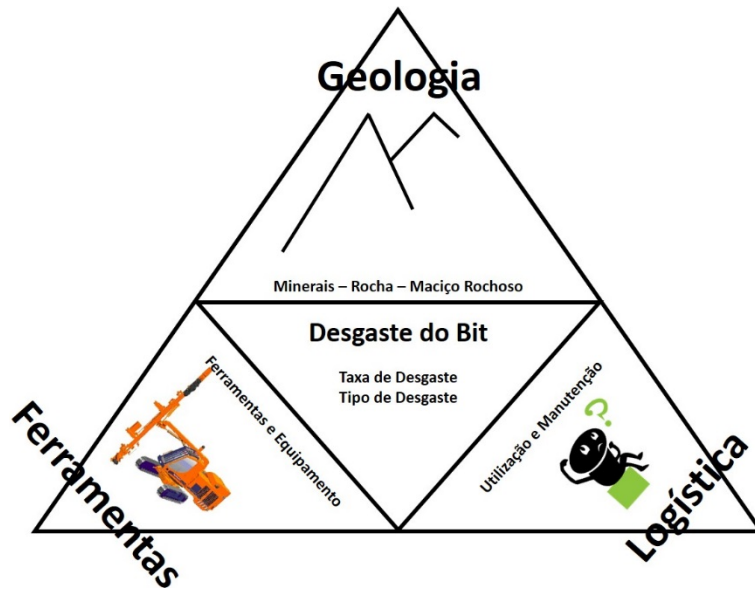


Figura 51. Principais fatores que influenciam o desgaste da ferramenta de corte (adaptado de Plinninger, 2002).

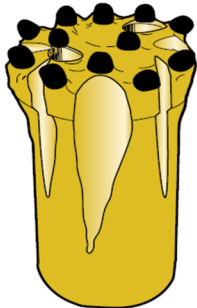


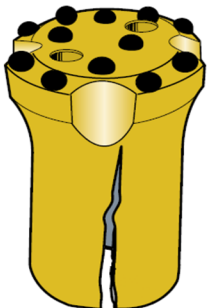

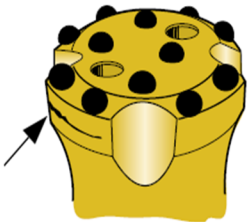
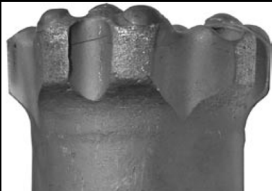
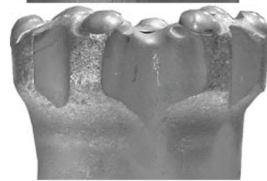
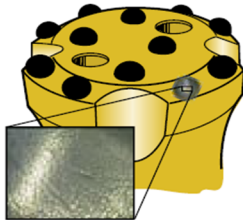
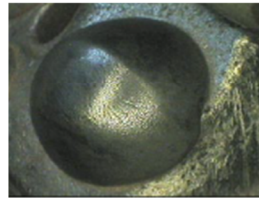
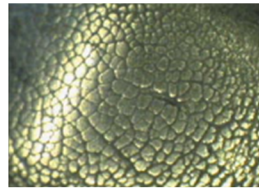
Quadro 9. Parâmetros que influenciam o desgaste do botão do bit (adaptado de Plinninger, 2002).

Geologia	Ferramentas	Logística
Propriedades da rocha	Características das ferramentas	Manutenção
Composição mineral	Composição do carboneto de tungstênio	Manuseamento das ferramentas
Dureza da rocha	Forma dos botões	Métodos de apoio
Tamanho do grão	Número dos botões	
Forma do grão	Composição do aço	
Características das descontinuidades	Fluido de limpeza	
Espaçamento	Tipo de fluido	
Orientação	Numero e geometria dos furos de limpeza	
Abertura	Velocidade do fluido	
Rugosidade	Velocidade de rotação e avanço	
Alteração da rocha	Temperatura	
Composição do maciço rochoso		
Homogêneo/heterogêneo		
Situação do Stress		
Direção do stress		
Nível do stress		

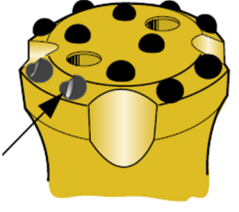


Análise da rotura/desgaste dos bits

O tipo de desgaste que o bit apresenta, pode ser utilizado como uma impressão digital de todo o processo de desgaste. A partir da classificação do tipo de desgaste é possível obter informações valiosas sobre os processos típicos que ocorrem (geológicos e/ou mecânicos) para as formas de desgaste encontradas. Em raras ocasiões, os erros de produção dos fabricantes dos bits de perfuração podem comprometer o seu tempo de vida útil e ocorrer uma falha prematura dos mesmos. A grande maioria das falhas são o resultado direto de práticas de trabalho incorretas ou serviço inadequado. Na grande maioria das vezes, são procedimentos de operacionalidade ou condições de campo que estão causando a falha. Antes de considerar defeitos de fabrico dos bits de perfuração, sugere-se que os seguintes aspetos devem ser devidamente inspecionados: percussão, avanço, rotação, fluido de limpeza, lubrificação, utilização dos acessórios de perfuração, assim como a afiação adequada dos bits.

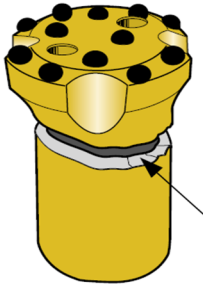





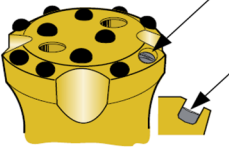

Quadro 10. Quadro resumo com análise da rot)ura/desgaste dos bits (www.rocktools.sandvik.com).

Ocorrência	Causa provável	Ação recomendável	Exemplos
<p>Lavagem do aço no corpo do bit</p> 	<p>Volume excessivo do fluido de limpeza durante a perfuração, pode em algumas rochas abrasivas devido à velocidade dos detritos causar danos no aço do bit, nomeadamente a saliência e quebra de botões.</p>	<p>Redução do volume do fluido de limpeza; Executar intervalos de afiação mais curtos.</p>	 
<p>Quebra longitudinal do corpo do bit</p> 	<p>Executar perfuração cuja rosca da vara não esteja corretamente ligada ao bit de perfuração; Procedimento errado ao desapertar o bit; Perfuração com passo de rosca muito desgastado</p>	<p>Aumento da força de avanço; Apertar uniões antes de executar percussão; Soltar o bit com o impacto da percussão quando este se encontra firme no fundo do furo; Substituir varas. Certificar-se que as varas utilizadas são especificadas.</p>	
<p>Quebra longitudinal no aço da cabeça do bit</p> 	<p>Fadiga do aço; Erro no fabrico do bit.</p>	<p>Fracasso final normal, com longa vida útil; O bit está desgastado; Retornar ao fabricante para análise.</p>	 
<p>"Snake Skin" ou microfissuras no carboneto de tungstênio</p> 	<p>Executar perfuração em rocha não abrasiva potencia o aparecimento de microfissuras no carboneto de tungstênio, parecendo pele de cobra; A rocha deixa uma superfície brilhante sobre os botões e uma fadiga na superfície do carboneto de tungstênio, o que leva à falha do botão.</p>	<p>Executar afiação dos botões, antes mesmo que haja pequenos sinais de desgaste; Utilizar uma qualidade de carboneto de tungstênio mais suave.</p>	 

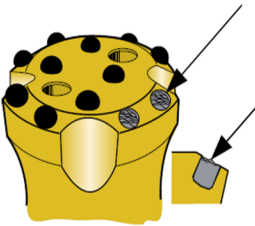

Quadro 10 (Continuação)

Ocorrência	Causa provável	Ação recomendável	Exemplos
<p>Botões quebrados dentro da cabeça do bit</p> 	<p>Más práticas de ligação das roscas vara/bit; Utilizar botões balísticos ou semi-balísticos para rochas abrasivas; Excessivo movimento do botão resultante de uma afiação incorreta. Movimento superior a 3/4 do diâmetro do botão pode não fornecer suporte suficiente para resistir às forças de tensão que o botão possa enfrentar.</p>	<p>Garantir que a lança do equipamento tem alcance suficiente para o local do furo. Iniciar emboquilhamento com percussão reduzida, aumentando-a assim que o maciço esteja estável; Afiar o bit na sua forma original; Assegurar os procedimentos corretos na afiação.</p>	 
<p>Botões rachados</p> 	<p>Excesso de furação; "Snake skin"; Procedimentos de afiação incorretos; Carboneto de tungstênio do botão é muito duro.</p>	<p>Afiar quando a superfície de desgaste dos botões ultrapassar um terço do diâmetro do botão; Inspeccionar regularmente os bits e afiar para remover as micro-fissuras na superfície do carboneto de tungstênio; Selecionar um grau mais suave ou mais difícil do carboneto de tungstênio.</p>	
<p>Botões lascados</p> 	<p>Excesso de furação; "Snake skin". Excesso de furação em rochas suaves e não abrasivas deixa uma superfície brilhante nos botões; O carboneto de tungstênio é muito duro; Os botões não estão em contato com material virgem no impacto.</p>	<p>Executar intervalos de afiação mais curtos. Afiar quando a superfície de desgaste dos botões ultrapassar 1/3 do diâmetro do botão; Inspeccionar regularmente os bits e afiar para remover as micro-fissuras na superfície do carboneto de tungstênio.</p>	
<p>Topo dos botões quebrados ao nível da cabeça do bit</p> 	<p>Excesso de furação; Furação com o aço do bit; "Snake skin"; Excessivo movimento do botão resultante de uma afiação incorreta. Movimento superior a 3/4 do diâmetro do botão pode não fornecer suporte suficiente para resistir às forças de tensão que o botão possa enfrentar.</p>	<p>Intervalos de afiação mais curtos. Afiar quando a superfície de desgaste dos botões ultrapassar no máximo um terço do diâmetro do botão; Assegurar procedimentos corretos de perfuração; Inspeccionar regularmente os bits e afiar para remover as micro-fissuras na superfície dos botões.</p>	

Quadro 10 (Continuação)

Ocorrência	Causa provável	Ação recomendável	Exemplos
<p>Quebra transversal do corpo do bit</p> 	<p>Velocidade de rotação excessiva em situações que o bit esteja preso; Más práticas de ligação das roscas vara/bit; Corrosão; Executar percussão para quebrar ligação com o bit; Percussão excessiva durante recolha do martelo; Resistência da rocha muito baixa; Fadiga.</p>	<p>Aplicar percussão mínima para libertar o bit, antes de aumentar a velocidade de rotação; Reduzir percussão e avanço enquanto executa-se a ligação vara/bit; Melhorar as práticas de armazenamento; Afrouxar pouco com mecanismo de impacto enquanto encosta na rocha. Utilizar bit retrac;</p>	
<p>Quebra do aço entre botões ou furos de limpeza</p> 	<p>Executar a perfuração com bits cujos botões sejam demasiado grandes ("heavy-duty"), em rochas pouco abrasivas como o calcário; Erro no fabrico do bit.</p>	<p>Alterar o bit com uma configuração diferente; Devolver ao fabricante para análise.</p>	
<p>Perda de botões</p> 	<p>Executar percussão livre; Pressão de avanço inadequada; Sanear com o bit; Correlação incorreta entre tamanho do botão do bit e diâmetro de perfuração.</p>	<p>Não executar percussão total, a menos que o bit esteja firmemente assente contra a rocha. Utilizar percussão reduzida na ligação vara/bit em superfícies irregulares; Aumentar a pressão de avanço; Utilizar equipamento apropriado para sanear; Devolver ao fabricante para análise.</p>	
<p>Botões quebrados abaixo do nível da cabeça do bit</p> 	<p>Excessivo movimento do botão resultante de uma afiação incorreta ou lavagem em aço. Movimento superior a 3/4 do diâmetro do botão pode não fornecer suporte suficiente para resistir às forças de tensão que o botão possa enfrentar; Correlação incorreta entre tamanho do botão do bit e diâmetro de perfuração.</p>	<p>Executar intervalos de afiação mais curtos; Devolver ao fabricante para análise.</p>	

Quadro 10 (Continuação)

Ocorrência	Causa provável	Ação recomendável	Exemplos
<p>Botões esmagados até ao nível da cabeça do bit</p> 	<p>"Snake skin". Excesso de furação em rochas suaves e não abrasivas deixa uma superfície brilhante nos botões e uma fadiga na superfície do metal duro, parecendo pele de cobra; Excesso de furação; Qualidade incorreta do carboneto de tungstênio; Procedimentos incorretos durante a afiação.</p>	<p>Inspeccionar e afiar regularmente os bits, mesmo quando os botões não pareçam usados, afiar apenas para remover as micro-fissuras da superfície do carboneto; Executar intervalos de afiação mais curtos; Alterar tipo de carboneto de tungstênio; Executar afiação com via húmida</p>	

Dimensões de desgaste do bit

De forma a poder relacionar o desgaste de cada bit de perfuração foi necessário recolher esses dados no campo (Figuras 53, 54 e 55). Para isso foi desenvolvido um modelo adequado para, de uma forma expedita, poder obter estes resultados, que estão esquematizados na Figura 52.

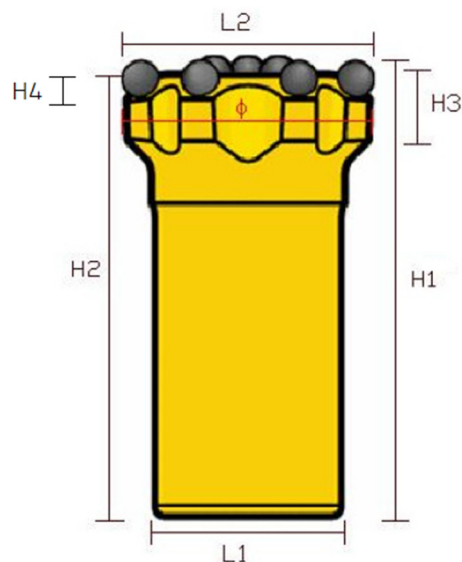


Figura 52. Representação dos intervalos avaliados do desgaste do bit de perfuração (adaptado de Fonseca, 2008).

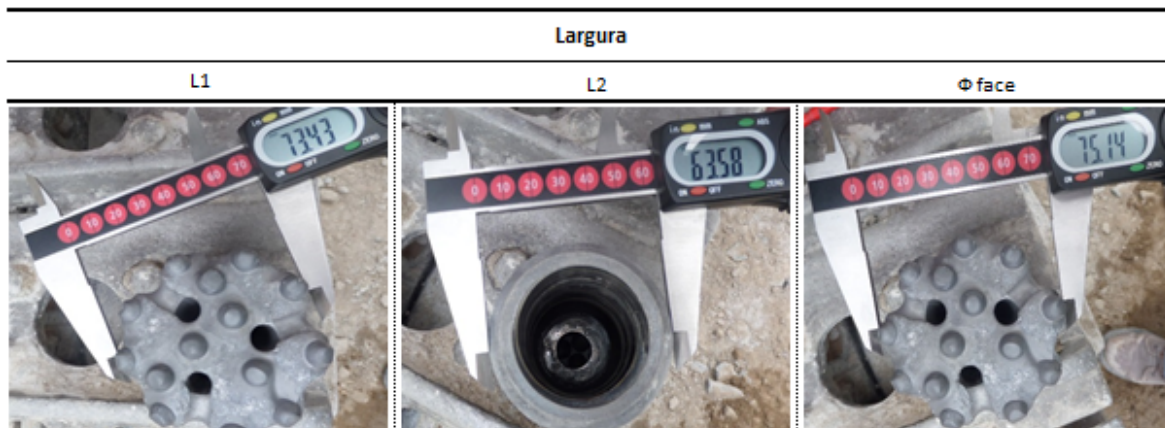


Figura 53. Leitura das larguras: L1, L2 e diâmetro da face do bit de perfuração.

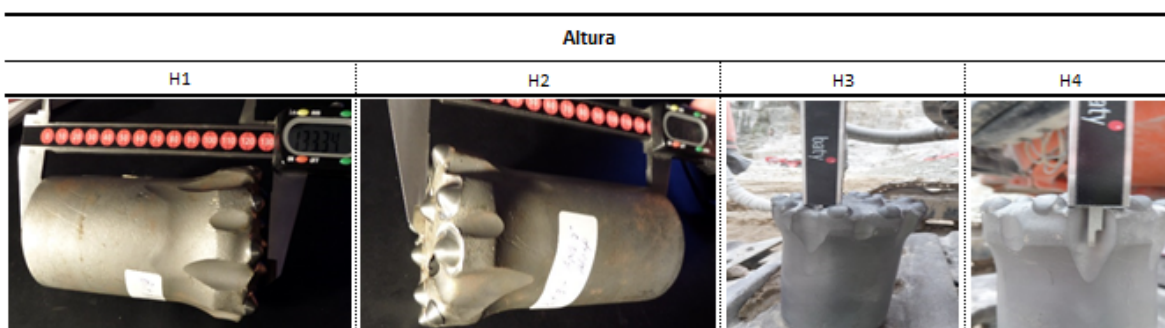


Figura 54. Leitura das alturas: H1, H2, H3 e H4 do bit de perfuração.

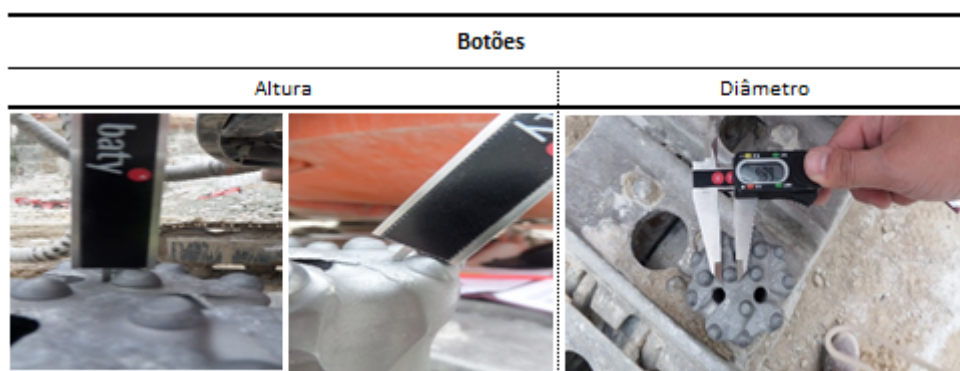


Figura 55. Leitura das alturas e diâmetro dos botões do bit de perfuração.

Todos os dados serão registados e arquivados na “BD do controlo de desgaste dos bits de perfuração no aproveitamento hidroelétrico de foz tua” – Anexo IV. A Figura 56 apresenta a ficha de campo de recolha dos parâmetros do bit de perfuração.

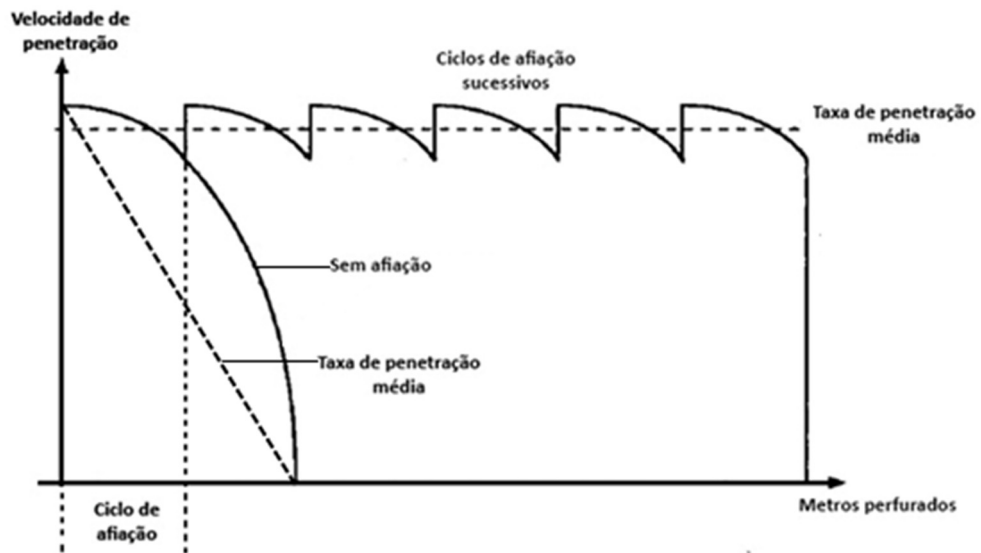


Figura 57. Teoria da afiação de bits (adaptado de Manual de Desmonte de Maciços Rochosos I, ISEP 2007/2008).

A empresa onde se desenvolveu este estudo executa a afiação dos bits, sendo que todos os bits utilizados neste estudo foram afiados no equipamento semi-automático da Figura 58.



Figura 58. Equipamento de afiação de bits: Atlas Copco Grind Matic BQ2 (cortesia da Descavanor, SA – Grupo Elevo).

A afiação dos bits deve ser efetuada nas seguintes circunstâncias:

- A superfície de desgaste dos botões ultrapassar um terço do diâmetro do botão;
- Diminuição do ângulo dos botões periféricos;
- Evidência de fadiga ("snake skin") na superfície dos botões (Figura 59);
- Diminuição da velocidade de penetração.

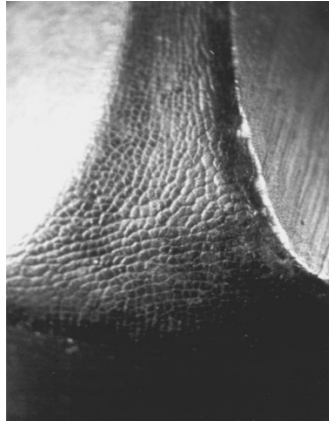


Figura 59. Aparecimento de fissuras microscópicas na superfície dos botões "Snake Skin" (Sandvik, 2006).

A afiação dos bits tem as seguintes vantagens:

- Maior velocidade de penetração;
- Aumento do tempo de vida útil do acessório;
- Menores desvios de perfuração.

Por tudo isto, a afiação durante a realização do estudo foi um processo otimizado e controlado, desenvolvido pela empresa Descavanor, S.A. e estipula o seguinte modelo (Figura 60).

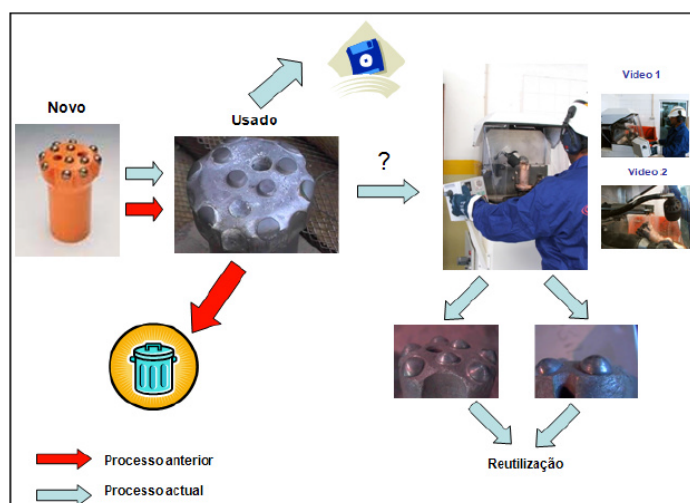


Figura 60. Comparação entre o processo actual e o anterior (Fonseca, 2008).

3.4.1. Metodologia de afiação de bits

Desgaste da superfície de contacto

Os bits utilizados na operação da perfuração devem ser substituídos quando a superfície dos botões apresenta um desgaste de aproximadamente 1/3 do diâmetro do botão (Figura 61). O operador deve executar um controlo periódico dessa dimensão, com o auxílio de um escantilhão (Figura 62).

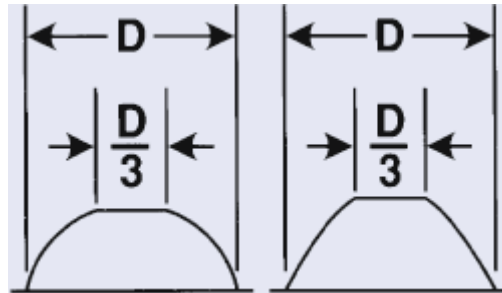


Figura 61. Avaliação do desgaste dos botões (esférico e balístico) do bit de perfuração (Atlas Copco, 2007/2008).



Figura 62. Esquerda - Escantilhão para botões esféricos e balísticos; Direita - Medição do desgaste dos botões com auxílio do escantilhão (Atlas Copco, 2007/2008).

Limite da afiação

Durante a afiação não é estritamente necessário obter como resultado final uma superfície completamente apurada. É recomendável deixar o topo dos botões com uma superfície ligeiramente plana de alguns milímetros (Figura 63). O volume de carboneto de tungstênio que seria necessário remover para obtermos os botões, com perfis idênticos ao desenho inicial, não se justifica uma vez que os ganhos daí retirados não compensam as perdas de desgaste nas fresas e o tempo perdido na afiação.

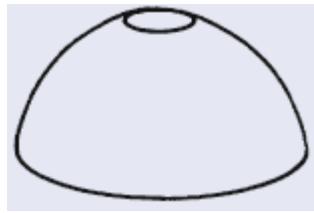


Figura 63. Ponto de afiação no topo dos botões (Atlas Copco, 2007/2008).

Afiação de botões partidos

Um bit pode permanecer em serviço, enquanto os botões laterais mantiverem o diâmetro do bit. Os botões fraturados devem ser sempre cortados segundo um plano para evitar que os estilhaços de carboneto de tungstênio possam danificar os outros botões (Figura 64).

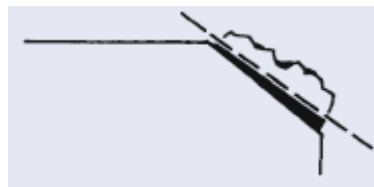


Figura 64. Plano de remoção/corte dos botões partidos (Atlas Copco, 2007/2008).

Afiação de botões laterais

Durante a afiação dos botões laterais, a perda do ângulo deve ser corrigida sem diminuir demasiado o diâmetro. É recomendável deixar cerca de 1mm (máximo) de face plana destes botões (Figura 65).

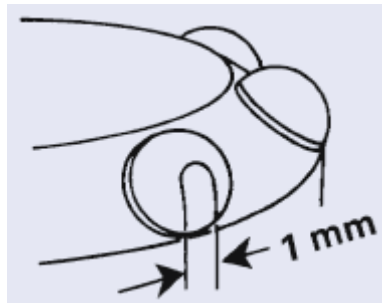


Figura 65. Afiação dos botões laterais (Atlas Copco, 2007/2008).

Tolerância entre botão lateral e parede da cabeça do bit

Quando necessário, deve ser removido algum aço por baixo dos botões para ser mantida uma tolerância mínima de 0,5 mm (Figura 66). Se os furos de limpeza deformarem, estes devem ser abertos com uma fresa ou uma lima.

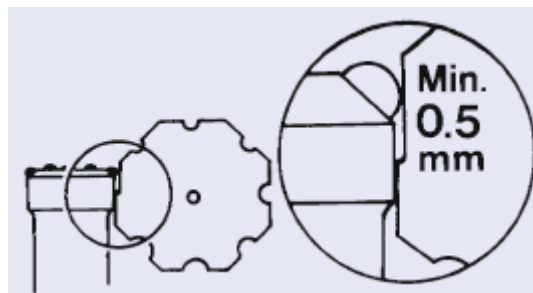


Figura 66. Avaliação do espaço entre a parede lateral da cabeça do bit e o botão (Atlas Copco, 2007/2008).

Após a sua utilização, os bits devem ser recolhidos para o “centro de afiação”, onde todas as características anteriormente referidas devem ser monitorizadas, registadas e guardadas numa base de dados. Após essa análise decide-se se o seu tempo de vida útil cessou, ou se é efetuada uma nova afiação dos seus botões, decapagem da matriz de aço dos furos de limpeza e da face lateral do bit, referidos anteriormente.

3.5. Ciclo de perfuração

O ciclo de perfuração é um conjunto de etapas que se repetem constantemente em todos os furos durante a execução de um plano de furação (Figura 67).

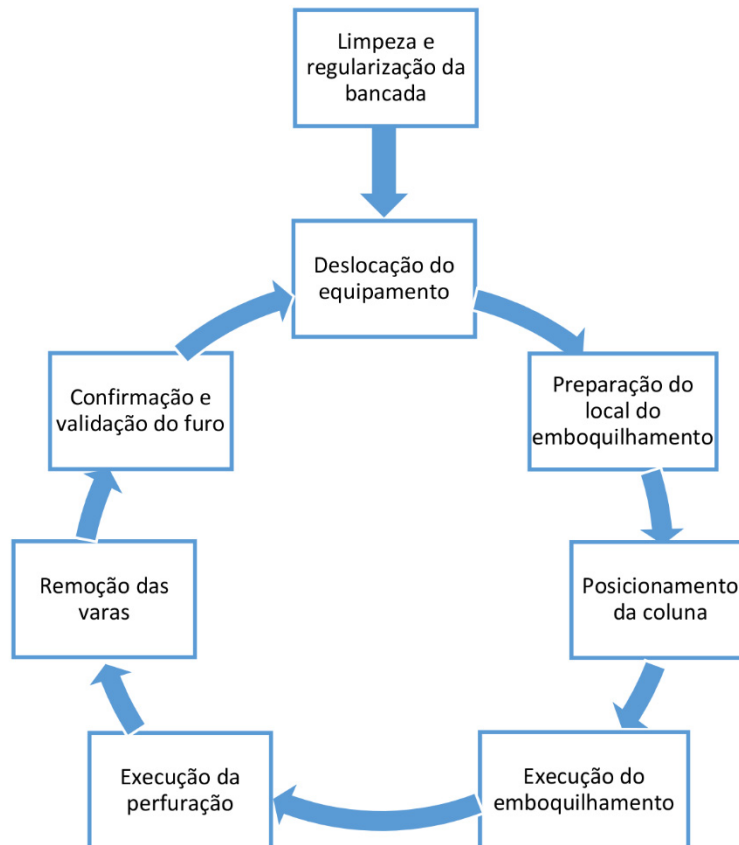


Figura 67. Ciclo de perfuração (adaptado de Fonseca, 2008).

A limpeza e regularização da bancada não fazem parte do ciclo de perfuração, mas sim da atividade de remoção, incluída numa das atividades que definem o ciclo de desmonte de rocha. Embora não esteja incluída no ciclo de perfuração, a marcação prévia e rigorosa da perfuração é uma tarefa muito importante.

A. Deslocação do equipamento

Esta atividade diz respeito à deslocação do equipamento para o local da realização da perfuração, e posteriormente após iniciação da atividade de perfuração propriamente dita engloba todas as deslocações entre furos.

B. Preparação do emboquilhamento

Após remoção geral do local de perfuração, o operador do equipamento de perfuração deverá certificar-se sempre da correta limpeza e estabilidade do local onde vai realizar o emboquilhamento (Figura 68). Este parâmetro é fundamental na obtenção da qualidade do furo.



Figura 68. Exemplo de um mau emboquilhamento (esquerda) e bom emboquilhamento (direita).

Incorretas práticas de emboquilhamento, implicam:

- Baixa produtividade;
- Dificuldade de carregamento com explosivos (no caso de desmonte de rocha);
- Encravamentos, podendo originar até a quebra de acessórios;
- Desvios de perfuração;
- Colapso do furo.

O estado de limpeza da bancada durante emboquilhamento, depois de iniciada a perfuração, foi definido de acordo com a altura de material desagregado existente no local de início do furo, conforme indicado no Quadro 11.

Quadro 11. Estado da limpeza da bancada na execução do emboquilhamento (Galiza, 2013)

Estado de limpeza da bancada	Altura (cm)
Na rocha	0
Pouco material desagregado	0-25
Algum material desagregado	25-50
Muito material desagregado	> 50

C. Posicionamento da coluna

A atividade do posicionamento consiste na colocação da coluna de perfuração com a direção e inclinação previamente estabelecidas, após a limpeza do local de emboquilhamento do furo e estabilização do equipamento. Uma vez que é uma operação não produtiva é na maioria das vezes executada com pouco rigor, não respeitando muitas vezes a correta estabilização do equipamento. Esta operação deverá englobar ainda a preparação dos locais de emboquilhamento dos furos, minimizando as irregularidades superficiais e retirando a rocha já desagregada.

D. Execução do emboquilhamento

A realização desta importante etapa da perfuração, deverá ser realizada com cuidados redobrados, uma vez que dela dependerá a qualidade final da perfuração. Uma operação de emboquilhamento mal executada poderá potencializar desvios significativos. Atualmente existem equipamentos de perfuração que vêm munidos de um equipamento monitorizado, que controla a perfuração. Esse equipamento atribui uma diminuição significativa das pressões de funcionamento dos martelos durante a execução da perfuração da primeira vara. A experiência e ação do manobrador, nesta fase, é fundamental.

E. Execução da perfuração

Esta atividade compreende o tempo que demora a execução da perfuração propriamente dita, onde se incluem os tempos de acoplamento e remoção das varas.

F. Confirmação e validação

A perfuração executada deverá ser validada, de forma a evitar deslocamentos posteriores do equipamento ao local da perfuração. A acontecer, essa deslocamento são bastante dispendiosas, uma vez que obriga a nova deslocamento do equipamento e todas as restantes atividades do ciclo de perfuração.

Os furos executados deverão estar protegidos com PVC (aberto nas pontas com diâmetro e comprimento adequados), no entanto, no caso em estudo verificou-se que foram utilizados papel ou cartão. Foram validados alguns furos para despiste, no entanto não foi possível validar todos devido à sequência das operações seguintes (Figura 69).



Figura 69. Validação do comprimento do furo.

3.5.1. Tipos de velocidades de perfuração e rendimento industrial

Para melhor avaliar o processo de perfuração e de forma a fundamentar as medidas que possibilitem a otimização desta atividade, o ciclo de perfuração foi dividido quanto às suas atividades, de forma a quantificar a influência que cada uma tem na produção final. Desta forma, são contabilizados diferentes rendimentos da atividade de perfuração:

- Velocidade de perfuração instantânea;
- Velocidade de perfuração mais tempos fixos;
- Velocidade de perfuração, mais tempos fixos e tempos variáveis;
- Rendimento industrial.

A. Velocidade de perfuração instantânea

Respetivo ao número de metros executados sobre o tempo dispendido na execução do furo propriamente dito.

B. Velocidade de perfuração mais tempos fixos

Respetivo aos tempos da velocidade de penetração instantânea mais o tempo de acoplamento e remoção das varas de perfuração.

C. Velocidade de perfuração, mais tempos fixos e tempos variáveis

Ao somatório das velocidades A e B, acresce os tempos de deslocação, posicionamento do equipamento e execução do emboquilhamento.

D. Rendimento industrial

O rendimento industrial corresponde ao tempo dispendido em todas as atividades do ciclo de perfuração, ou seja, é o somatório da velocidade de perfuração instantânea, mais os tempos fixos e tempos variáveis, mais o tempo da validação do furo e outras atividades que não são sistemáticas, como a interrupção da perfuração para trocar algum acessório, ou remover manualmente material do local de emboquilhamento, etc. Todos estes dados são registados no Anexo I – “BD do levantamento ciclo de perfuração do aproveitamento hidroelétrico de Foz Tua”

3.6. Perfurabilidade de maciços rochosos

A perfuração é um fenómeno complexo, o qual é influenciado por muitos fatores, dentro dos quais se podem destacar os seguintes (adaptado de Karanam & Misra, 1999):

- A. Coluna de aço de perfuração;
- B. Força aplicada e velocidade de rotação;
- C. Fluxo de ar e velocidade de limpeza do furo;
- D. Propriedades da matriz rochosa e do maciço rochoso.

Os parâmetros de perfuração B e C são perfeitamente controláveis. O parâmetro D não é o é, e o parâmetro A deverá ser escolhido na interligação dos outros parâmetros.

O desempenho da perfuração é usualmente representado pela perfurabilidade da rocha, definida como a velocidade de penetração real ou projetada para cada tipo de rocha. Os índices de perfurabilidade das rochas devem ser considerados como uma indicação relativa às propriedades da rocha para diferentes sistemas de perfuração (Sandvik-Tamrock Tamrock, 2009).

O conhecimento da perfurabilidade de um determinado maciço rochoso é da maior importância para a seleção da técnica apropriada, dos equipamentos e dos acessórios de perfuração, numa primeira estimativa dos custos da perfuração. A Figura 70 apresenta os grupos de fatores que influenciam a perfurabilidade da rocha, sendo por isso fundamental para a otimização do processo de perfuração o seu conhecimento, a sua quantificação e correlações existentes.



Figura 70. Fatores que influenciam a perfurabilidade das rochas (adaptado de K. Thuro, 1996).

3.6.1. Equipamento de perfuração

A escolha do equipamento de perfuração é fundamental para a sua otimização. Neste trabalho, apenas é abordado no seu caso prático o método de perfuração rotopercutiva com martelo de superfície, uma vez que este método de perfuração representa a grande parte dos equipamentos de perfuração em bancada existente no nosso país, muito particularmente na zona norte, devido às suas características geológicas.

Os equipamentos de perfuração observados no âmbito deste trabalho são o Ranger 700² e o Ranger RockPilot 700², ambos da marca TamRock (Figura 71).


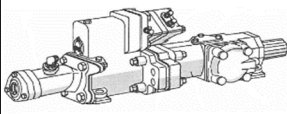
EQUIPAMENTOS DE PERFURAÇÃO		
Fabricante		Tamrock
Modelos		Ranger 700 ² / Ranger Rock Pilot
Método de perfuração		Martelo de superfície
Fonte de energia		Equipamento hidráulico
Diâmetro de perfuração		Diesel
Compressor (pressão)		64 - 115mm (2 1/2" - 4 1/2")
		4 - 10 bar
MARTELO		
Modelo		HL 710
Força de impacto		19,5 kW
Frequência de Impacto		55 Hz
Pressão hidráulica		100 - 190 bar
Torque de rotação, máx		1355 Nm
Pressão de operação		100 - 190 bar
Pressão de ar de limpeza		4 - 10 bar

Figura 71. Especificações dos equipamentos de perfuração.

Quadro 12. Pressões de trabalho do martelo.

Velocidade de trabalho	Rotação	Avanço	Percussão
	bar	bar	bar
Emboquilhamento	20	120	150
Perfuração	60	120	150

A. Direção e inclinação da perfuração

Ambos os equipamentos de perfuração estão equipados com dois inclinómetros fixos na coluna da perfuração, que permitem apoiar o operador na respetiva inclinação e direção da perfuração. Este tipo de inclinómetros induzem o operador em erros muito significativos (Figura 72).



Figura 72. Inclinómetros fixos na coluna de perfuração.

B. Comprimento da perfuração

Ambos os equipamentos não possuem qualquer controlo do comprimento da perfuração. O operador controla o comprimento de perfuração de uma forma expedita, através de marcações na coluna de perfuração (Figura 73). Conhecendo a altura do berço do martelo e o comprimento de cada vara, o operador regista na coluna de perfuração uma marca com o local onde deve terminar a perfuração.

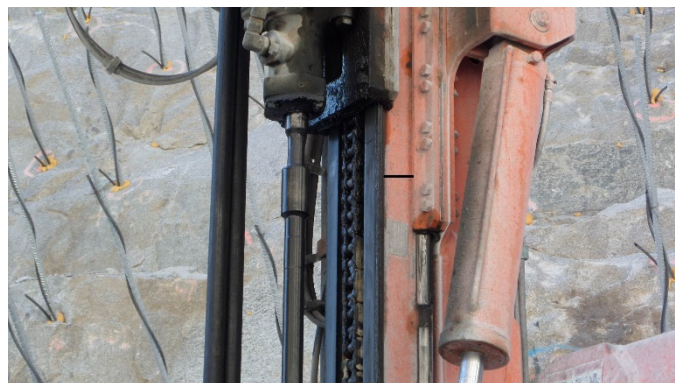


Figura 73. Coluna de perfuração com marcação para perfuração de 4m na 2ª vara.

3.6.2. Aspectos humanos

O conhecimento de todas as aspetos inerentes ao fenómeno da perfuração é fundamental para o sucesso desta atividade. Um mau trabalho na execução da perfuração acarreta em baixos rendimentos industriais e por consequência custos excessivos durante toda a operação. É fundamental um contínuo investimento em formação, garantindo assim uma otimização geral de todo o processo, sendo esta conseguida quando “O artista transforma-se em especialista” (Galiza, 2001). Durante este trabalho foram avaliados três operadores ao longo de toda a recolha de dados.

Para cada um dos operadores foi lhes atribuída uma pontuação engloba os seguintes fatores:

- Experiência;
- Sensibilidade;
- Conhecimento.

Para cada um dos operadores, foi atribuído a classificação de 1 para pouca, 2 para alguma e 3 para muita, sendo a pontuação de cada operador o somatório da classificação de cada um dos fatores.

3.6.3. Influência das propriedades da matriz rochosa na perfuração

Uma vez que a perfurabilidade está diretamente relacionada com a interação das ferramentas de perfuração com o maciço rochoso, é fundamental conhecer as principais da matriz rochosa e como podem estes influenciar na perfuração. A matriz rochosa pode ser dividida em dois grupos:

- Composição mineralógica;
- Petrofábrica:

Composição mineralógica

O tipo e quantidade de cada mineral presente na rocha influenciam a perfurabilidade. Como tal, o conhecimento das constituintes mineralógicas bem como a sua representatividade são de extrema importância. A composição mineralógica pode ser obtida com grande precisão, através de microscopia ótica e por difração de raio X, recorrendo a lâminas delgadas.

Petrofábrica

O conhecimento apenas da composição mineralógica não é suficiente para o conhecimento da perfurabilidade do maciço, pois rochas com a mesma composição mineralógica e com diferentes tamanhos de grão terão perfurabilidade diferentes. Tal também acontecerá com rochas com interligação entre os grãos com diferente coesão para o mesmo tamanho de grão. O estado de interligação poder-se-á manifestar na rocha por superfícies de “fraqueza” como é a fissuração, o bandado, etc. (Galiza, 2013).

3.6.4. Geologia estrutural

Certos parâmetros geológicos-geotécnicos das discontinuidades (fracturação, atitude geológica, percolação de água, abertura, preenchimento condicional a perfurabilidade das rochas. Estes aspetos afetam, a limpeza da perfuração assim como os desvios. Em rochas fraturadas há uma grande tendência do fluido de limpeza do furo pelas fendas das rochas, provocando uma diminuição na taxa de penetração assim como o encravamento das ferramentas de perfuração ao longo do furo. A Figura 74 ilustra um maciço rochoso de baixa perfurabilidade, pois para além de apresentar diferentes camadas de rochas, é bastante fraturado.



Figura 74. Maciço calcário de baixa perfurabilidade (Vila Franca de Xira, Junho 2009).

Os maciços calcários são normalmente maciços fáceis de perfurar, ou seja apresentam alta perfurabilidade e originam muito pouco desgaste nos bits de perfuração. No entanto, caso seja um maciço calcário semelhante ao da Figura 76, poderemos considerar um calcário de baixa perfurabilidade. Isto porque, apesar de conhecer-se a análise da matriz rochosa, a geologia estrutural do maciço (maciço bastante fraturado com uma acentuada abertura das descontinuidades) não permite uma melhor perfurabilidade. Como tal, maciços calcários como o apresentado podem ter perfurabilidade tão baixas quanto um maciço granítico cuja dureza é bastante superior. Todos os parâmetros relacionados com a descrição do maciço rochoso (matriz rochosa, geologia estrutural) foram abordados no capítulo dois. Os elementos ligados ao maciço rochoso e às tecnologias de perfuração serão abordados e correlacionados no capítulo três.

3.7. Ensaio de perfurabilidade

Na engenharia de perfuração de maciços rochosos têm sido referidos um conjunto de ensaios laboratoriais que tentam correlacionar os valores de perfurabilidade ao maciço rochoso. Para a caracterização da perfurabilidade têm sido avançados os seguintes parâmetros e/ou ensaios na avaliação da dureza e abrasividade do material-rocha:

- Dureza ou resistência à indentação: “*Vickers Hardness Number Rock*” (VHNR) e do Valor J de *Sievers* (S_i);
- Ensaio de friabilidade (“*Brittleness Test*”);
- Índice de Perfurabilidade (“*Drilling Rate Index*” – DRI).

3.7.1. Dureza – VHNR e Valor S_i de Sievers

Pode-se definir dureza como sendo a capacidade de um dado mineral oferecer resistência à sua deformação, estando diretamente relacionado com a força de coesão entre os minerais.

O “*Vickers Hardness Number Rock*” (VHNR) expressa a determinação da dureza ou micro-indentação da rocha. Este método tem sido utilizado na maioria dos estudos sistemáticos de minérios ou minerais e estabelece uma relação com o desgaste dos acessórios de perfuração, com uma correlação de 96%. O “*Vickers Hardness Number for mineral*” (VHN_j) é o valor de dureza ou micro-indentação de cada mineral constituinte da rocha, sendo cada um respetivamente caracterizado de uma forma independente. O VHNR é o produto do “peso” de cada mineral na rocha (percentagem que representa cada mineral na rocha) com o valor de dureza do mesmo mineral (VHN_j), ou seja:

$$VHNR = \sum \left(VHN_j \times \left(\frac{\text{mineral}(\%)}{100} \right) \right) ; \left[\frac{\text{kgf}}{\text{mm}^2} \right]$$

O Quadro 13 e Quadro 14 apresentam respectivamente, a dureza de “Vickers” para os principais minerais e rochas.

Quadro 13. Valores médios típicos para VHN_j (adaptado Sandvik-Tamrock Tamrock, 1999).

Mineral	Composição química	VHN_j (kgf/mm ²)	Mineral	Composição química	VHN_j (kgf/mm ²)
Corindo	Al ₂ O ₃	2300	Pirrotite	Fe _{1-x} S	310
Quartzo	SiO ₂	1060	Fluorite	CaF ₂	265
Granada	Fe-Mg-Al-Mn-Ca-Cr silicatos	1060	Pentlandite	(Fe, Ni) ₉ S ₈	220
Olivina	(Mg, Fe) ₂ SiO ₄	980	Esfalerite	(Zn, Fe)S	200
Hematite	Fe ₂ O ₃	925	Calcopirite	CuFeS ₂	195
Pirite	FeS ₂	800	Serpentinite	Mg ₆ Si ₄ O ₁₀ (OH) ₈	175
Plagioclase	(Na, Ca) (Al, Si) Al ₂ Si ₂ O ₈	800	Anidrite	CaSO ₄	160
Magnetite	Fe ₃ O ₄	730	Calcite	CaCO ₃	125
Ortoclase	KAlSi ₃ O ₈	730	Biotite	K(Mg, Fe) ₃ AlSi ₃ O ₁₀ (F, OH) ₂	110
Augite	Ca(Mg, Fe, Al)(Al, Si) ₂ O ₆	640	Galena	PbS	85
Ilmenite	FeTiO ₃	625	Calcocite	Cu ₂ S	65
Hiperstena	(Mg, Fe)SiO ₃	600	Clorite	(Mg, Fe, Al) ₆ (Al, Si) ₄ O ₁₀ (OH) ₈	50
Horneblenda	NaCa ₂ (Mg, Fe, Al) ₅ (Al, Si) ₈ O ₂₂ (OH) ₂	600	Gesso	CaSO ₄ ·2H ₂ O	50
Cromite	(Fe, Mg)Cr ₂ O ₄	600	Talco	Mg ₃ Si ₄ O ₁₀ (OH) ₂	20
Apatite	Ca ₅ (PO ₄) ₃ (F, Cl, OH)	550	Halite	NaCl	17
Dolomite	CaMg(CO ₃) ₂	365	Silvite	KCl	10

Como este método relaciona a dureza da rocha através do somatório da dureza de cada mineral e das suas respectivas percentagens, o grau de coesão entre os minerais não fica caracterizado, sendo difícil de correlacionar com velocidades de perfuração. No entanto, é possível de correlacionar o VHNR com o grau de alteração do maciço (Figura 75), que está diretamente relacionada com o estado de coesão dos minerais constituintes de uma dada amostra de rocha, embora o grau de alteração seja uma medida empírica. Podemos também correlacionar o VHNR com o valor J de “Siewers”, conforme podemos verificar na Figura 75.

Quadro 14. Valores médios típicos para VHNR (adaptado Sandvik-Tamrock Tamrock, 1999).

Tipo de rocha	VHNR (kgf/mm ²)		Tipo de rocha	VHNR (kgf/mm ²)	
	Mínimo	Máximo		Mínimo	Máximo
Amfibolito	500	750	Mármore	125	250
Andesito	550	775	Metadiabase	500	750
Anortosito	600	800	Metagabro	450	775
Basalto	450	750	Gnaiss micáceo	500	825
Xisto ardoso	300	525	Micaxisto	375	750
Cromite	400	610	Minério de Nickel	300	550
Minérios de Cobre	350	775	Norito	575	725
Dolerito	525	775	Pórfiro	550	850
Diorito	525	775	Minérios de pirite	500	1450
Epídoto	800	850	Filito	400	700
Gabro	525	775	Quartzito	900	1060
Gnaiss	650	925	Riólito	775	925
Granito gnáissico	725	925	Arenito	550	1060
Granodiorito	725	925	Serpentinito	100	300
Granolito	725	925	Siltito	200	750
Xisto verde	625	750	Skarn	450	750
"Greenstone"	525	625	Minérios de Esfarelites	200	850
Corneanas	600	825	Tonalito	725	925
Calcário	125	350	Tufito	150	850

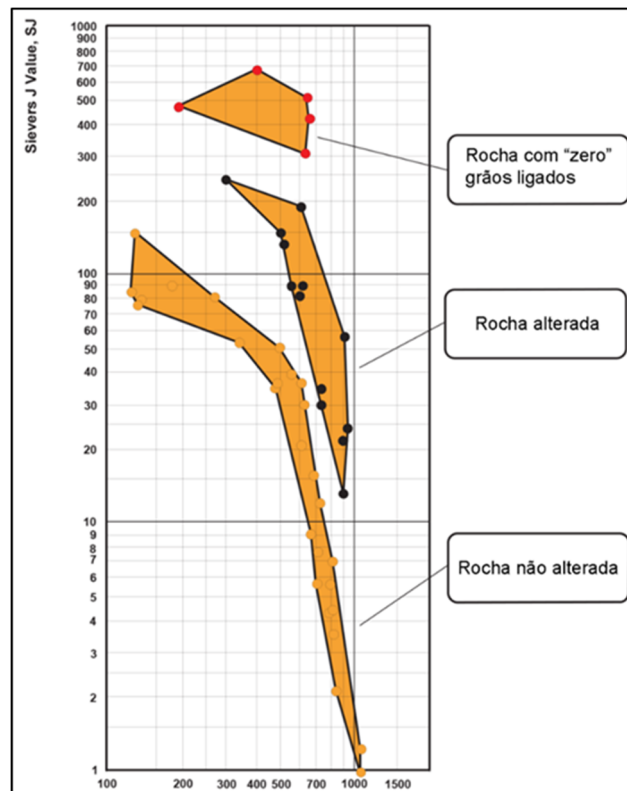


Figura 75. Relação entre Vickers Hardness Number Rock (VHNR) e o valor J de Sievers (S_j) para rochas comuns (adaptado Sandvik-Tamrock Tamrock, 1999).

O valor J de *Sievers* (S_j) é obtido através de um ensaio com o mesmo nome, i.e., o ensaio de *Sievers*. Este ensaio consiste em medir a dureza ou a resistência à indentação a partir de uma amostra representativa do material rocha, previamente preparada. O ensaio consta em submeter uma amostra de rocha a uma força vertical de 20 kg e através de uma ferramenta de carboneto de tungstênio com 8,5mm de largura biselada a 110° realizando 200 rotações. O valor S_j expresso em décimas de milímetro, é obtido através da média de 5 ensaios realizados (Figura 76).

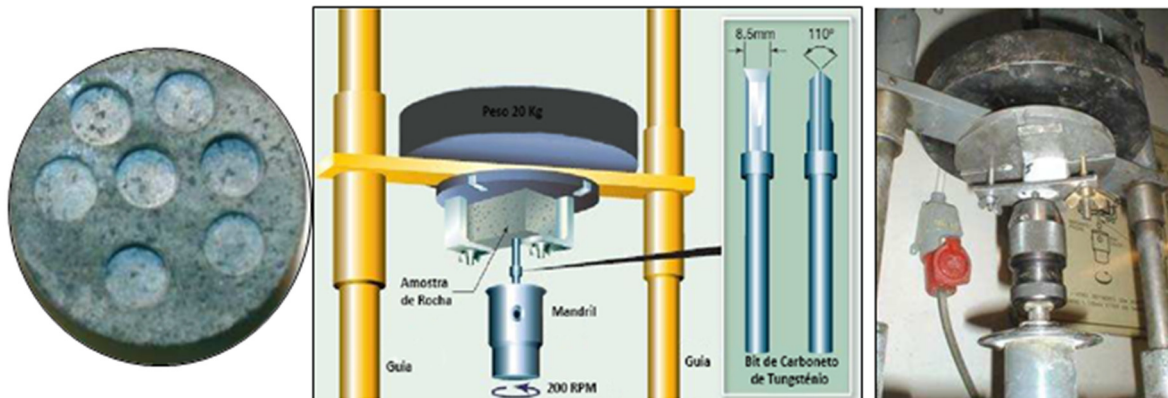


Figura 76. Teste de Sievers: esquema: (www.tunnelonline.info); fotos: (www.sintef.no).

3.7.2. Friabilidade – Brittleness Test

A friabilidade poderá ser determinada através do valor de “*Brittleness Test*” (S_{20}). O ensaio consiste na utilização de uma amostra de rocha que depois de fragmentada no britador, é crivada na fração 11,2 a 16mm, 0,5 kg de amostra com 2,65 kg/dm³. Essa amostra é sujeita a 20 impactos de uma massa de 14Kg que cai de uma altura de 25cm. O valor de S_{20} é obtido através do valor médio de 3 ensaios, sendo registado a percentagem em peso de material abaixo de 11,2mm (Figura 77).

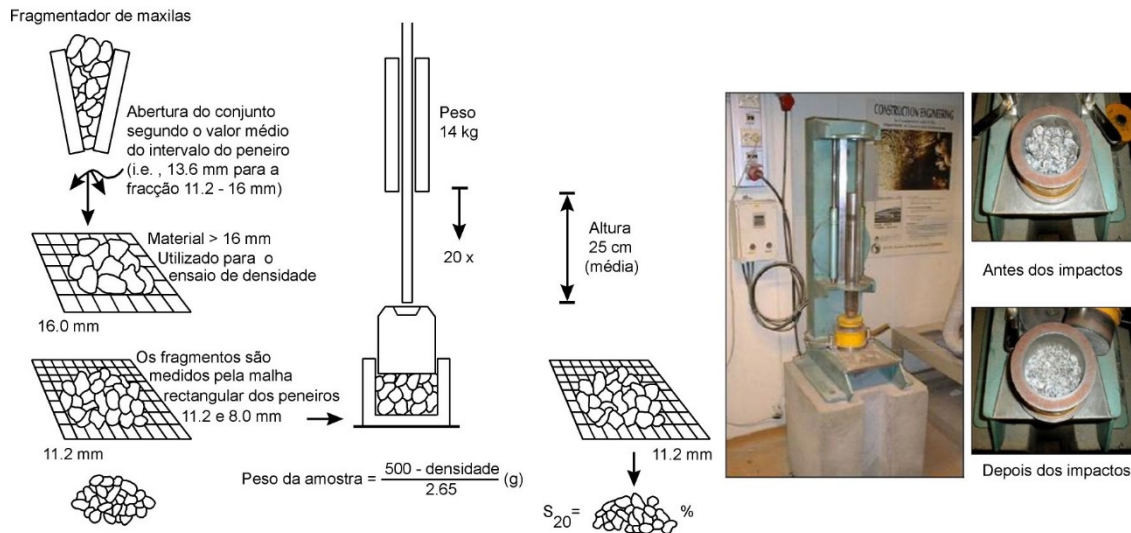


Figura 77. Ensaio de friabilidade para obtenção do valor (S_{20}) (esquema: adaptado Sandvik-Tamrock Tamrock, 1999; fotos: (www.sintef.no)).

3.7.3. "Drilling Rate Index" (DRI)

O "Drilling Rate Index" (DRI) caracteriza a perfurabilidade do maciço, e tenta replicar o fenómeno da perfuração. O DRI é a combinação do valor de *Brittleness* S_{20} , com o valor S_j de *Sievers* (Figura 78).

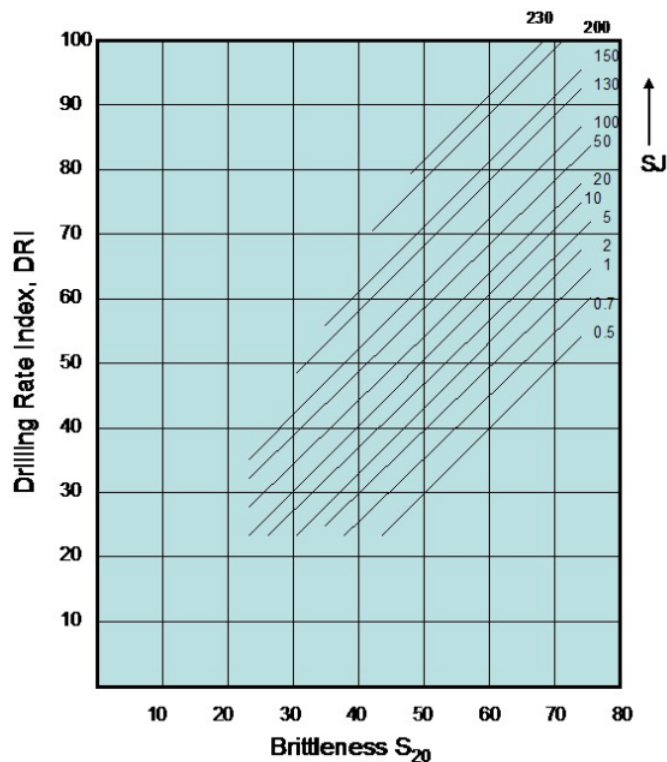


Figura 78. Ábaco de avaliação do DRI – "Drilling rate Index" (adaptado Sandvik-Tamrock Tamrock, 1999).

Este parâmetro surgiu da necessidade demonstrada na perfuração de maciços rochosos em que era fundamental conhecer o comportamento e performance na perfuração, com vista ao dimensionamento dos equipamentos envolvidos. Assim o DRI caracteriza o maciço quanto à sua perfurabilidade.

3.8. Tempo de vida útil dos acessórios de perfuração

3.8.1. Tempo de vida útil das varas e encabadouros

O tempo de vida útil para encabadouros, varas e uniões, varia com a perfurabilidade e abrasividade, fracturação do maciço e as características do martelo e as suas respetivas afinações de trabalho.

A determinação da vida útil destes acessórios não será possível de determinar devido a razões de ordem logística e operacional conforme referido anteriormente.

3.8.2. Tempo de vida útil dos bits

A vida útil dos bits de perfuração pode ser baseada para além das suas características, na perfurabilidade do maciço e na sua abrasividade. No entanto, vários conjuntos de registo demonstram que o desgaste do bit está mais dependente da abrasividade do que da perfurabilidade (Bruland, 1985), sendo que a melhor indicação para o desgaste dos bits de botões é dada pelo “*Vickers Hardness Number*” (VHN) com uma correlação de 96 % (Salminen & Viitala, 1985).

O NTNU (“*Norwegian University of Science and Technology*”) estabeleceu parâmetros e métodos para correlacionar com o desgaste das ferramentas de corte, nomeadamente do bit de perfuração (Nilsen et al., 2006; Dahl et al., 2010, 2012) Estes métodos não foram possíveis estimar no âmbito desta tese sem ser por correlações.

O NTNU desenvolveu o BWI – “*Bit Wear Index*” (Índice de Desgaste do bit) e o CLI – “*Cutter Life Index*” (Índice de Vida do cortador) (Nilsen et al., 2006). O BWI é calculado através do uso do cálculo do DRI “*Drilling Rate Index*” e do AV – “*Abrasion Value*” (capacidade de desgaste do carboneto de tungsténio), Figura 79.

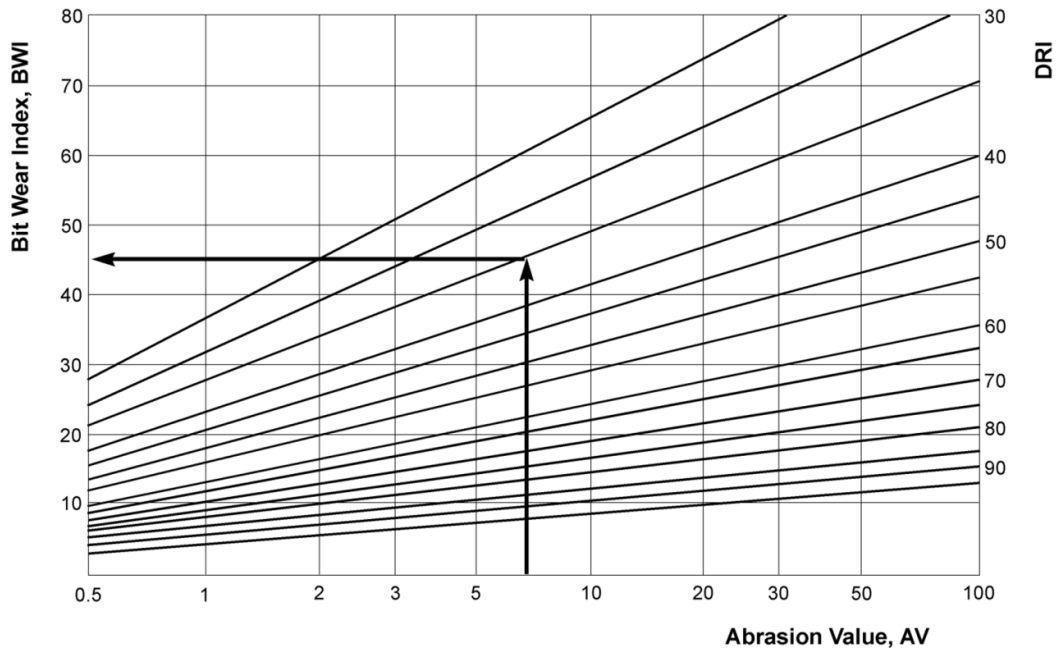


Figura 79. Ábaco de avaliação do BWI – “*Bit Wear Index*” (adaptado Sandvik-Tamrock Tamrock, 1999).

O CLI é calculado com base no Valor J de *Sievers* (S_j) e no AVS – “*Abrasion Value Cutter Steel*” (capacidade de desgaste do cortador em anel de aço), através da seguinte expressão:

[Equação 8]

$$CLI = 13,84 \times \left(\frac{S_j}{AVS} \right)^{0,3847}$$

Os parâmetros AV e AVS calculam-se a partir do equipamento representado na Figura 80.

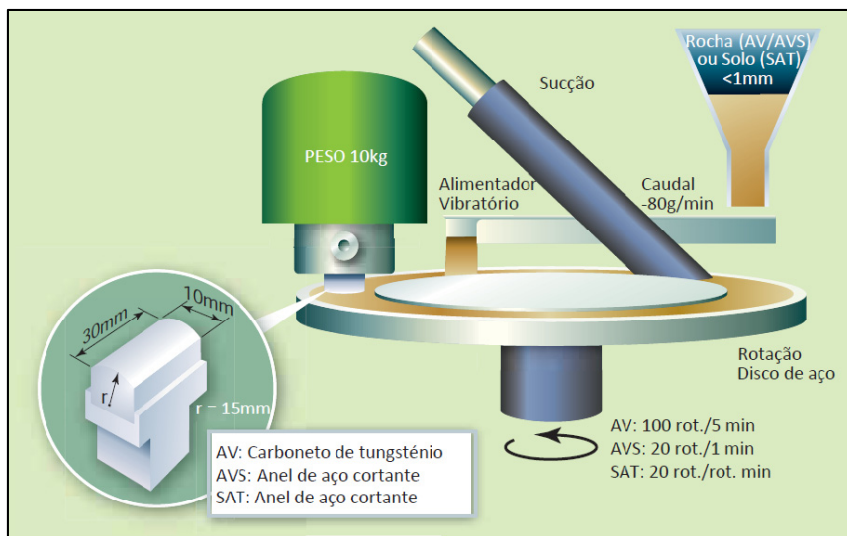


Figura 80. Esquema do teste de abrasividade (<http://www.tunnelonline.info>).

Os parâmetros AV e AVS são definidos como a perda de peso dos provetes de carboneto de tungstênio e do cortador em anel de aço em mg, após 5 min. e 1 min., respectivamente.

Estes parâmetros estabelecidos pela NTNU correlacionam o desgaste dos *bits*. No entanto, o desgaste dos *bits* está mais ligado à abrasividade da rocha do que à sua perfurabilidade, o VHNR (“*Vickers Hardness Number Rock*”) estabelece uma correlação com o desgaste superior ao BWI e ao CLI.

Capítulo 4

Otimização do Processo de Perfuração de Maciços Rochosos: consequências técnico-económicas

4. Otimização do Processo de Perfuração de Maciços Rochosos: consequências técnico-económicas

4.1. Enquadramento Geológico Regional (Geomorfologia, Geologia Estrutural e Geotectónica)

O maciço rochoso objeto do presente estudo, foi o maciço presente na bacia de dissipação do Aproveitamento Hidroelétrico do Foz Tua (AHFT).

A região em estudo integra o Maciço Hespérico, que é constituído por um substrato rochoso de idade paleozóica e pré-câmbrica relacionada com a orogenia Varisca (ou Hercínica) (Ribeiro et al., 1979; Ribeiro, 2006) (Figura 81). A evolução geodinâmica posterior é imposta pela orogenia Alpina correspondendo à reativação das falhas tardi-Variscas e, por consequência, está na origem dos atuais traços morfoestruturais (Ribeiro et al., 1990). A região enquadra-se na Zona Centro-Ibérica (ZCI) do Maciço Ibérico, mais precisamente entre o bordo Sul da chamada antiforma granítica Vila Real-Carviçais e o bordo Norte da extensão granítica Lamego-Escalhão, situado a norte do Sulco Dúrico-Beirão, distinguindo-se as seguintes unidades litológicas:

- Metassedimentos do Super Grupo Dúrico-Beirão (Complexo Xisto-Grauváquico) – Grupo do Douro;
- Rochas ígneas granitóides da antiforma Vila Real-Carviçais;
- Rochas ígneas granitóides da antiforma Lamego-Penedono-Escalhão.

As rochas graníticas são genericamente granitos orogénicos a tardi-orogénicos da fase F3 Hercínica, seguindo de uma forma geral uma orientação NW-SE.

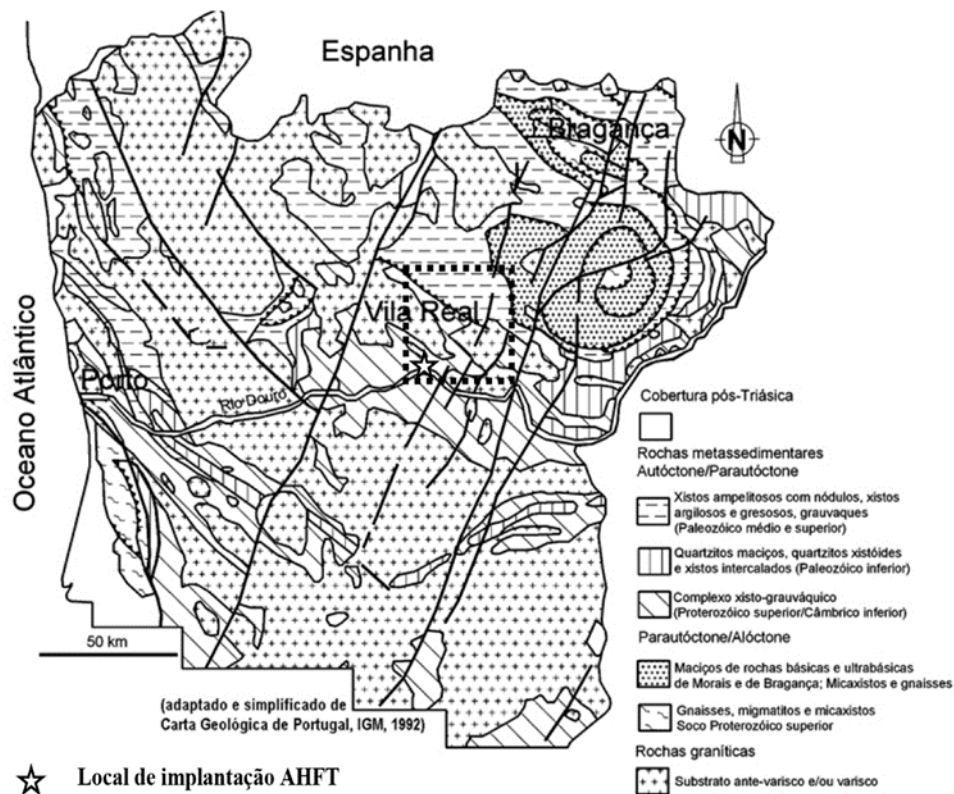
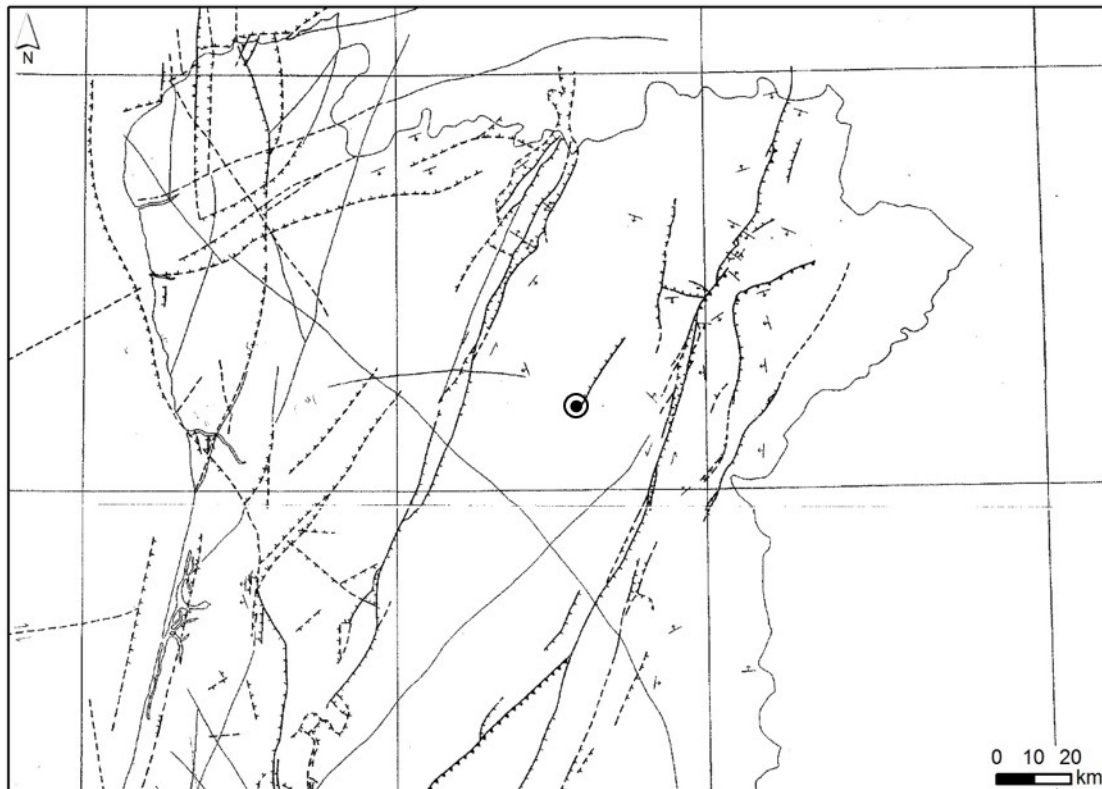


Figura 81. Enquadramento geológico regional da área em estudo (adaptado e simplificado de Oliveira et al., 1992) (cortesia: LABCARGA|DEG-ISEP – Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada).

Relativamente à fracturação regional distinguem-se essencialmente os seguintes sistemas de falhas: o sistema NNE-SSW a NE-SW (materializado por filões de quartzo, relacionado com desligamentos tardi-variscos), o sistema NW-SE (relacionado com estruturas de cavalgamento) e o sistema ENE-WSW (mais recente). De referir a proximidade (cerca de 25km) aos mega-acidentes tectónicos ativos, a falha de Verín-Régua-Penacova e a falha de Bragança-Vilariça-Manteigas - considerados como zonas de falhas complexas, com orientação média NE-SW, de componente cisalhante esquerda, evidenciando bacias tectónicas “pull-apart” (e.g., Ribeiro, 1984; Brum Ferreira, 1990; Cabral, 1995; Baptista, 1998). O acidente tectónico mais relevante na região é o filão-falha da Ribeira de Ribalonga localizado a cerca de 2,5km a Leste do local do aproveitamento (Figura 82).



LEGENDA

	Certa	Provável
Falha activa:		
Falha com tipo de movimentação desconhecido	—	- - -
Falha com componente de movimentação vertical de tipo normal (marcas no bloco inferior)	■ ■ ■ ■	■ ■ ■ ■
Falha com componente de movimentação vertical de tipo inverso (marcas no bloco superior)	▲ ▲ ▲ ▲	▲ ▲ ▲ ▲
Falha de inclinação desconhecida, com componente de movimentação vertical (marcas no bloco inferior)	┆ ┆ ┆ ┆	┆ ┆ ┆ ┆
Falha de desligamento (seta indicando o sentido de movimentação)	⇌	⇌
Lineamento geológico podendo corresponder a falha activa	—	
Basculamento		
Diapiro activo, certo e provável	⊕	⊕
Dobra activa, anticlinal e sincinal	⊕	⊕
● Local do aproveitamento		

Figura 82. Enquadramento neotectónico do local do aproveitamento (extrato da Carta Neotectónica de Portugal, Cabral, J. & Ribeiro, A., 1988).

As zonas em estudo para implantação do AHFT, está inserida segundo a Carta Geológica de Portugal, à escala 1:50000 [folhas 10-D (Alijó) – Bernardo de Sousa & Sequeira, 1989], num local onde se encontram as seguintes unidades litológicas:

- Metassedimentos do Paleozóico, do Grupo do Douro: formados por bancadas de metagrauvaques e/ou metaquartzovaques, de cor cinzenta, alternadas com intercalações filíticas (Formação de Rio Pinhão) e por uma sequência finamente estratificada, de cor verde, que corresponde aos metaquartzovaques-filitos cloríticos da Formação de Pinhão;
- Granitóides Hercínicos: compostos por granitos orogénicos a tardi-orogénicos da Fase F3 Hercínica. Na região em questão ocorrem afloramentos de granito de Sabrosa, de grão fino a médio, porfiróide, moscovítico-biotítico, e granito de Favaios de grão médio a fino, moscovítico com turmalina.

O local da implantação do aproveitamento corresponde a um vale profundamente encaixado coincidente com um afloramento granítico correspondente ao Granito de Sabrosa, apesar de toda a envolvente metamórfica (Figura 83). O granito de Sabrosa faz parte de uma fácies de grão fino a médio, porfiróide, moscovítico-biotítico, com encaves metassedimentares, formando um afloramento E-W e que se dispõe em afloramentos descontínuos desde Favaios-Alijó até à barragem da Valeira, numa direção NW-SE, associando-se quase sempre com o granito moscovítico, ou intruindo nos metassedimentos.

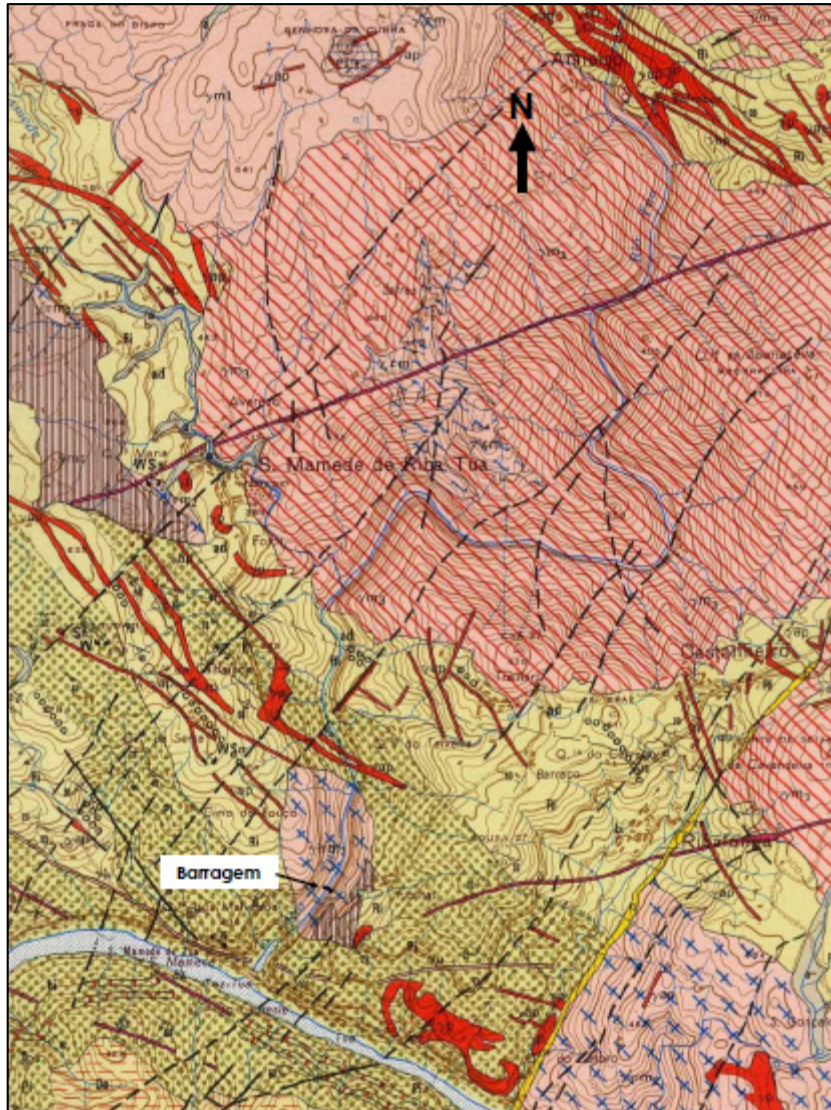


Figura 83. Enquadramento geológico local do aproveitamento hidroelétrico (extrato da Carta Geológica de Portugal à escala 1:50000, folha 10-D Alijó). Os tons rosa representam os granitóides Hercínicos e os tons verdes a rochas metassedimentares.

4.2. Enquadramento de local de estudo – Aproveitamento Hidroelétrico de Foz do Tua

O Aproveitamento Hidroelétrico do Foz Tua foi adjudicado à EDP, por um período de exploração de 75 anos e está inserido no Plano Nacional de Barragens com Elevado Potencial Hidroelétrico (PNBEPH), lançado pelo Governo Português para dar resposta às políticas nacionais e internacionais no sentido de reduzir a emissão de gases GEE (gases efeito de estufa) e diminuir a dependência de combustíveis fósseis.

O rio Tua é um dos principais afluentes da margem direita do troço nacional do rio Douro e resulta da junção de dois outros rios: o Tuela e o Rabaçal, nascidos em Espanha. A sua bacia hidrográfica, com uma área de 3.811km² (82% em território nacional) tem uma forma retangular

alongada com orientação NE-SW, acompanhando a direção dominante da tectónica e orografia a norte do Douro (Figura 84). O AHFT localiza-se no vale do rio Tua a uma distância de aproximadamente 1,1 km a montante da sua confluência com o rio Douro e está situado no concelho de Alijó – distrito de Vila Real (encontro da margem direita) e no concelho de Carrazeda de Ansiães – distrito de Bragança (encontro da margem esquerda) (Figura 85). Este aproveitamento tem uma albufeira que se estenderá por 27 km abrangendo os concelhos de Murça, Vila Flor e Mirandela.



Figura 84. Mapa da Bacia Hidrográfica do Tua.



Figura 85. Localização do aproveitamento hidroelétrico de Foz Tua (extrato da Carta militar n.º 116 – Alijó).

O princípio de funcionamento da exploração prevista para o escalão do AHFT, está essencialmente ligada à produção de energia elétrica, e é caracterizada por um número elevado de arranques e mudanças no modo de funcionamento dos grupos, dado o seu caráter reversível.

Resumidamente, o AHFT é constituído pelos seguintes elementos principais (Figura 86):

- Barragem em betão, do tipo abóbada de dupla curvatura, dispendo de um descarregador de cheias inserido no corpo da barragem, controlado por comportas e atravessado por uma descarga de fundo assim como um dispositivo de libertação de caudal ecológico, que separa a albufeira a montante da albufeira a jusante;

- Central hidroelétrica em poço, equipada com dois grupos geradores reversíveis (turbina-bomba e motor-alternador), localizada na margem direita a jusante da barragem cuja potência nominal de turbinamento prevista é de 262 MW.
- Circuito hidráulico subterrâneo, na margem direita, constituído por túneis independentes para cada grupo gerador que terminam na central hidroelétrica a jusante da barragem;
- Subestação compacta exterior (em GIS – “Gas Insulated Switchgear”), assim como os transformadores e painel de saída da linha de transporte de 400kV, situados na plataforma do edifício de descarga e comando da central contíguo a este.

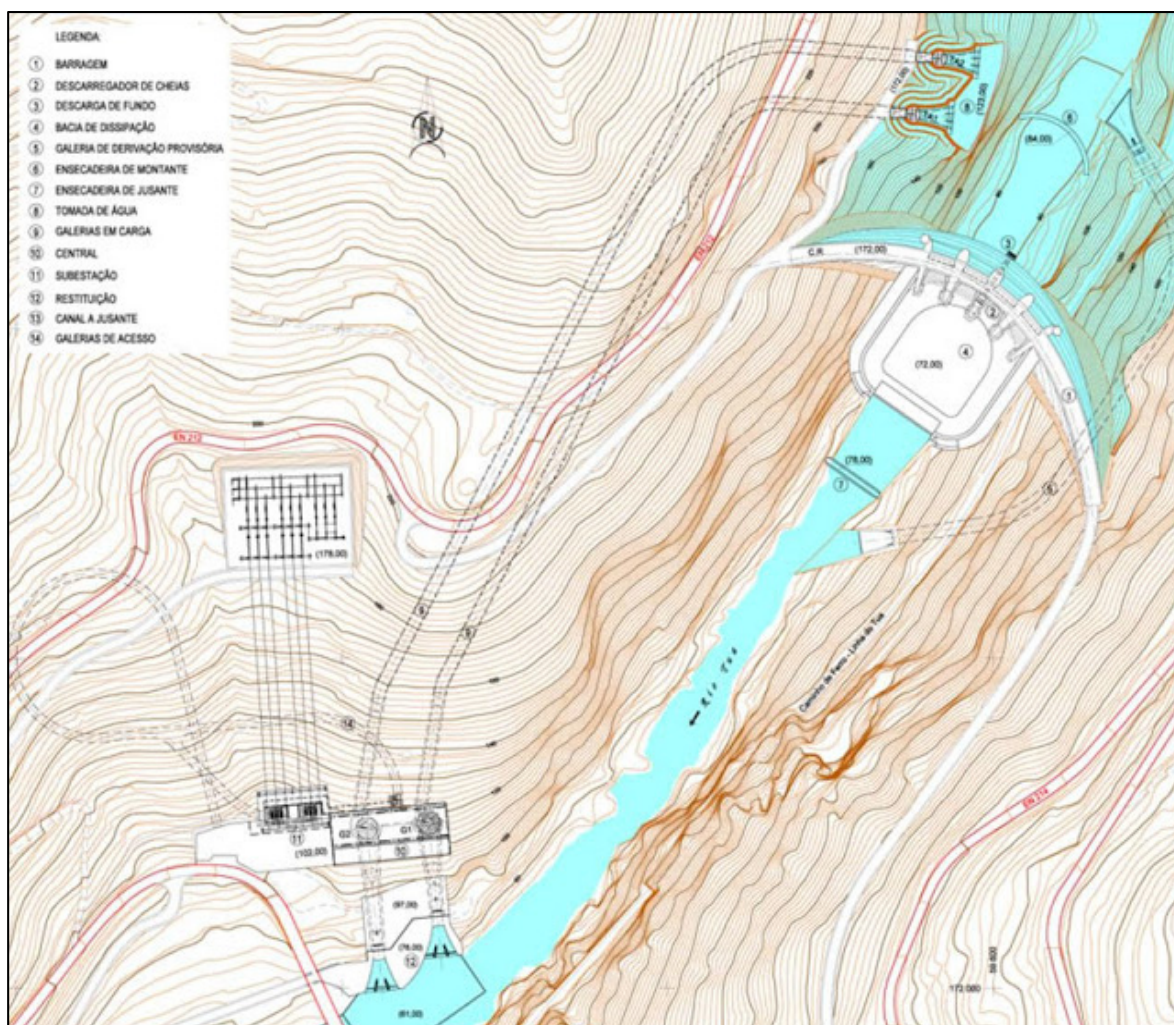


Figura 86. Planta geral do Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua com as principais estruturas (<http://www.engenheiromaestri.com/2012/03/barragem-de-foz-tua.html>).

4.3. Parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos: breve análise e síntese

4.3.1. Caracterização da Matriz Rochosa

O Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua está implantado numa mancha granítica correspondente ao granito de Sabrosa. Genericamente, é um granito de grão fino a médio, porfiróide, moscovítico-biotítico. Este maciço apresenta algumas heterogeneidades texturais e mineralógicas. A fácies porfiróide apresenta percentagem variável de megacristais, alguns encraves xistentos de dimensão centimétrica, normalmente associados a zonas onde a rocha apresenta alguma orientação das micas e dos megacristais, segundo N100º a N120º.

Conforme referido anteriormente, foi possível de aceder a um conjunto importante de documentos gentilmente cedidos pela EDP – Gestão da Produção de Energia, S.A., entre os quais a informação referente à campanha de sondagens e ensaios nos quais foram desenvolvidos diversos estudos com o objetivo de inferir as características geológicas e geotécnicas do maciço rochoso onde se pretende a inserção dos diferentes elementos do aproveitamento hidroelétrico. Entre a definição dos parâmetros geotécnicos para as escavações e para o dimensionamento estrutural da fundação da barragem, foi também caracterizado o maciço onde se previa explorar os agregados para os betões, necessários para a construção do aproveitamento.

Um dos vários estudos facultados foi a caracterização petrográfica de algumas amostras de rocha, nomeadamente:

- Análise petrográfica da rocha;
- Composição mineralógica quantitativa;
- Avaliação da granularidade média;
- Análise química dos elementos maiores.

A partir do estudo consultado para a análise petrográfica das amostras de rocha, verificou-se que foram recolhidos quatro trechos de carote de rocha com diâmetros de 60mm (A2/P2) e 50mm (A4/P2, A11/P1 e A13/P1). As amostras foram analisadas à vista desarmada e selecionados os locais para a produção de lâminas delgadas. Estas foram produzidas segundo duas direções ortogonais (paralelamente e normalmente aos eixo das carotes) de modo a observar possíveis anisotropias. O Quadro 15 apresenta-se a designação das amostras e sua profundidade nas sondagens a que pertencem. As amostras correspondem a granito que mostra variação de fácies.

Quadro 15. Designação e profundidade das amostras de rocha (adaptado do Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).

Designação	Profundidade (m)
Sondagem A2 / P2	61,50 - 62,00
Sondagem A4 / P2	213,40 - 214,60
Sondagem A11 / P1	80,70 - 81,30
Sondagem A13 / P1	150,20 - 150,50

Análise petrográfica da rocha

- Amostra A2/P2

A carote A2/P2 corresponde a uma rocha leucocrata, compacta, com ténue tom amarelado, indicando ligeira alteração (Figura 87). Trata-se de um granito de grão fino a médio, de tendência porfiróide, de duas micas, essencialmente moscovítico. Contém abundantes megacristais euédricos de feldspato potássico com dimensão máxima de 20mm. Observa-se uma ligeira orientação preferencial dos megacristais segundo uma direção oblíqua ao eixo de furação.

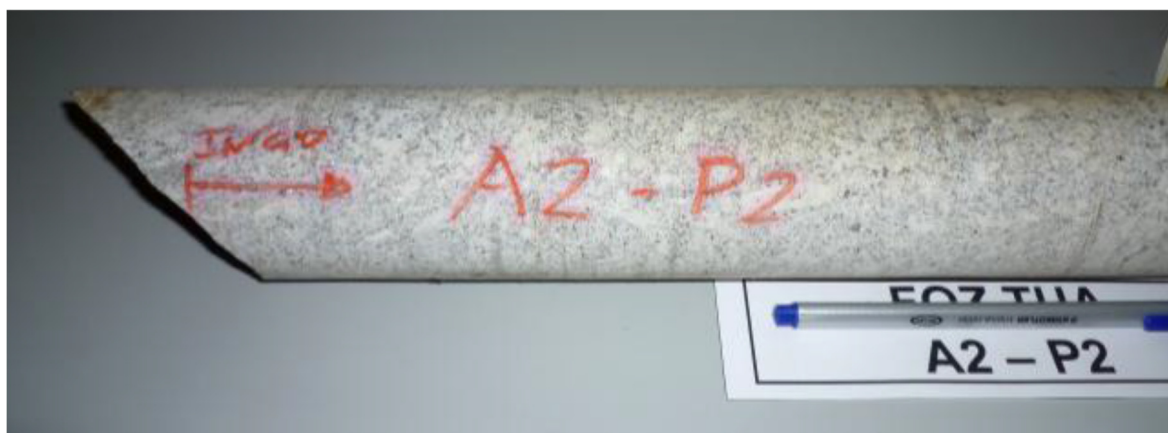


Figura 87. Amostra A2/P2 constituída por granito de grão fino a médio e tendência porfiróide (Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).

A observação das lâminas delgadas mostra um granito de grão fino a médio e textura hipautomórfica heterogranular. À vista desarmada, a lâmina delgada não revela orientação preferencial dos minerais. Numa das lâminas existe localmente uma concentração de cristais de biotite. O granito é constituído pelos seguintes minerais, por ordem decrescente de abundância:

- Quartzo;

- Feldspato potássico (ortóclase e microclina);
- Plagióclase;
- Moscovite;
- Biotite.

Os minerais acessórios são: turmalina, clorite, apatite, esfena, zircão, rútilo e minerais opacos.

- Amostra A4/P2

Na Amostra A4/P2 observa-se uma rocha leucocrata, de cor cinzenta muito clara (mais clara do que as restantes amostras), compacta e sem indícios evidentes de alteração (Figura 88). Corresponde a um granito de duas micas, predominantemente moscovítico, de grão fino a médio. Não contém megacrístais. Observa-se uma orientação preferencial dos minerais oblíquos ao eixo da sondagem. A rocha é homogénea ao longo da carote. Aos 880mm de comprimento da amostra (214,28m de furação) existe veio de quartzo deformado, com cerca de 20mm de espessura, a cerca de 45º com o eixo da carote. Não foram detetadas variações de composição. No entanto, dada a grande extensão deste trecho de carote, foram produzidas 3 lâminas delgadas, sendo 2 num extremo e a outra no outro extremo.

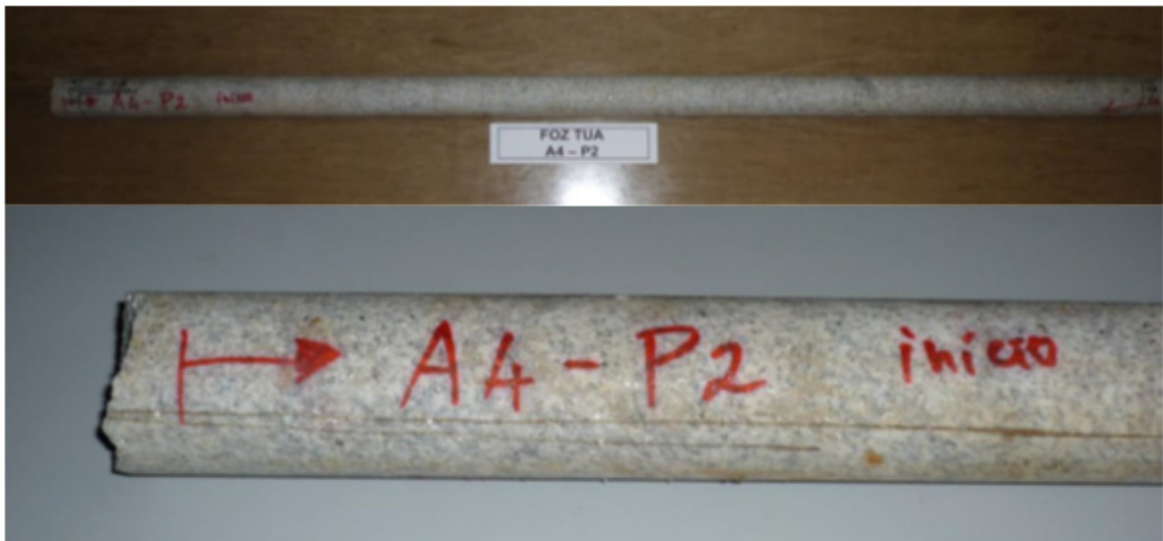


Figura 88. Amostra A4/P2 constituída por granito de grão fino a médio (Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).

A observação microscópica revela uma textura hipautomórfica, com cristais euédricos e subédricos e cristais aglomerados de quartzo. Observa-se à vista desarmada uma distribuição

homogênea dos minerais na lâmina. Não contém megacristais. O granito é constituído pelos seguintes minerais, por ordem decrescente de abundância:

- Quartzo;
- Feldspato potássico (microclina e ortóclase);
- Plagióclase;
- Moscovite;
- Biotite.

Os minerais acessórios: turmalina, clorite, apatite, zircão, esfena e minerais opacos.

- Amostra A11/P1

A Amostra A11/P1 corresponde a uma rocha leucocrata, compacta, sem alteração evidente a esta escala (Figura 89). A amostra apresenta uma ligeira orientação preferencial dos minerais e existem pontualmente pequenas concentrações de cristais de micas. Trata-se de um granito de grão fino a médio de tendência porfiróide, de duas micas, essencialmente moscovítico. Contém megacristais abundantes de feldspato com dimensões que variam entre 7 a 15mm de largura e 10 a 20mm de comprimento. Os megacristais são predominantemente euédricos e dispõem-se segundo orientações variáveis ao longo da carote, predominando os perpendiculares ao eixo.



Figura 89. Amostra A11/P1 constituída por granito de grão fino a médio de tendência porfiróide (Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).

O granito apresenta textura hipautomórfica heterogranular com cristais predominantemente euédricos e subédricos. É constituído pelos seguintes minerais, por ordem decrescente de abundância:

- Quartzo;
- Feldspato potássico (ortóclase e microclina);
- Plagióclase;
- Moscovite;

- Biotite.

Os minerais acessórios: turmalina, clorite, apatite, esfena, zircão e minerais opacos.

- Amostra A13/P1

A carote A13/P1 corresponde a uma rocha leucocrata, compacta, com características idênticas à A11/P1, mas mostrando uma tonalidade amarelada que indica ligeira alteração da rocha (Figura 90). A amostra é homogênea e um pouco mais escura do que todas as restantes. Corresponde a um granito de grão fino a médio de tendência porfiróide, de duas micas, essencialmente moscovítico. Apresenta megacristais de feldspato com dimensão de 10x15mm uniformemente distribuídos na amostra. Existe uma ligeira orientação preferencial dos minerais, com os megacristais distribuídos paralelamente ao eixo da carote.

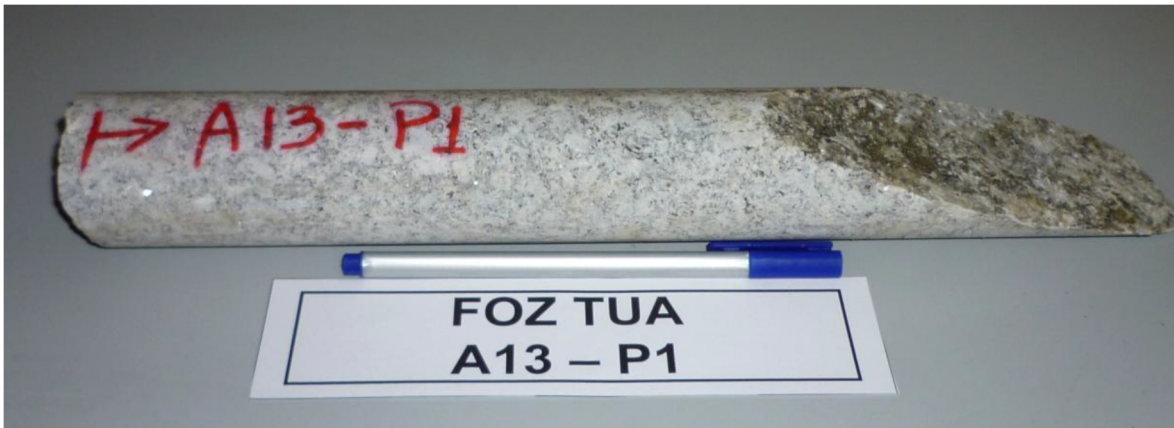


Figura 90. Amostra A13/P1, constituída por granito de grão fino a médio e tendência porfiróide (Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).

A amostra A13/P1 mostra ao microscópio um granito de textura hipautomórfica heterogranular, com cristais predominantemente subédricos. O granito é constituído por:

- Quartzo;
- Feldspato potássico (ortóclase e microclina);
- Plagióclase;
- Moscovite;
- Biotite.

Os minerais acessórios: turmalina, clorite, apatite, esfena, zircão e minerais opacos.

Composição mineralógica quantitativa

A determinação da composição mineralógica quantitativa foi realizada por contagem de pontos, com um mínimo de 2000 pontos por amostra. O Quadro 16 representa a composição mineralógica das quatro amostras estudadas.

Quadro 16. Composição mineralógica quantitativa das amostras de rocha (adaptado do Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).

Mineral	A2 / P2 (%)	A4 / P2 (%)	A11 / P1 (%)	A13 / P1 (%)
Quartzo	35,2	35,0	36,6	34,3
Feldpasto potássico	29,0	32,8	31,2	32,7
Plagioclase	17,6	19,7	17,2	16,3
Moscovite	13,1	9,7	10,2	11,5
Biotite e clorito	4,0	1,8	4,4	4,7
Turmalina	0,7	0,3	0,2	0,3
Minerais acessórios: apatite, zircão, esfena, opacos	0,4	0,7	0,2	0,2

Relativamente valores apresentados no Quadro 16 é importante clarificar alguns pontos:

- Em quartzo estão incluídos cristais de dimensão média e os desenvolvidos assim como os de dimensão diminuta (microcristalino) e as mirmequites.
- Os minerais micáceos distinguiu-se a moscovite da biotite. A biotite apresenta-se por vezes cloritizada, sendo os dois minerais contabilizados conjuntamente.
- As rochas examinadas microscopicamente apresentam-se sãs a ligeiramente alteradas, em especial os feldspatos, existindo em cada amostra cristais com graus de alteração diferentes.
- As rochas de tendência porfiróide podem apresentar composição quantitativa diferente dependendo de a lâmina delgada incluir ou não os cristais de maior dimensão.
- Não foram observadas diferenças significativas entre os valores encontrados para as duas lâminas de cada amostra, pelo que se apresentam no quadro os valores médios.

Granularidade média

A avaliação da granularidade média foi realizada com a medição de algumas dezenas de cristais dos minerais essenciais em cada amostra, em lâmina delgada, de modo a determinar a sua granularidade. No Quadro 17 encontram-se as dimensões médias, predominantes, dos minerais principais, não estando incluído os megacristais, cuja dimensão foi indicada no subcapítulo relativos à análise petrográfica. Em grande parte das amostras os minerais principais, como o quartzo e o feldspato, existem em duas ou mais dimensões. Dado que se verifica alguma variabilidade na dimensão dos cristais, apresentam-se os valores máximos e mínimo. Refira-se que os cristais de quartzo ocorrem frequentemente em aglomerados policristalinos milimétricos, atingindo dimensões superiores às indicadas no quadro, que se referem às dimensões dos cristais individuais.

Quadro 17. Dimensão dos minerais essenciais em cada amostra (extracto de Anexo 1 – Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).

Mineral		A2 / P2 (mm)	A4 / P2 (mm)	A11 / P1 (mm)	A13 / P1 (mm)
Quartzo	Max.	1,0	1,0	0,600	1,0
	Min.	0,020	0,030	0,025	0,020
Feldpasto potássico	Max.	10,0	1,5	1,2	12,0
	Min.	0,200	0,150	0,300	0,600
Plagioclase	Max.	1,0	1,2	0,600	1,5
	Min.	0,050	0,070	0,050	0,060
Moscovite	Max.	0,600	0,900	0,600	0,8
	Min.	0,050	0,050	0,050	0,030
Biotite	Max.	0,400	0,500	0,700	1,1
	Min.	0,050	0,050	0,030	0,020

Análise química das amostras

Para a análise química das quatro amostras foi necessário reduzir uma quantidade considerada representativa de cada amostra a uma fração muito fina em moinho de ágata. No Quadro 18 estão representados os resultados das análises químicas efetuadas.

A composição química obtida reflete em geral, a natureza granítica das amostras. Com o objetivo de um grau de comparação insere-se uma composição média de referência para um granito (Quadro 19).

Quadro 18. Resultado das análises químicas das amostras (extracto de Anexo 1 - Análise petrográfica de amostras de rocha. Estudos de agregados, betões e caldas de injeção, EDP – Gestão da Produção de Energia, Junho 2010).

Composição Química	A2 / P2 (%)	A4 / P2 (%)	A11 / P1 (%)	A13 / P1 (%)
SiO ₂	71,76	70,78	71,61	71,23
Al ₂ O ₃	15,35	14,45	15,24	15,12
Fe ₂ O ₃	1,88	1,71	2,21	2,28
MgO	0,39	0,29	0,42	0,45
CaO	0,69	0,6	0,68	0,71
Na ₂ O	3,12	3,14	3,13	2,98
K ₂ O	5,1	5,11	4,98	5,57
TiO ₂	0,25	0,18	0,28	0,3
P ₂ O ₃	0,34	0,34	0,33	0,33
MnO	0,02	0,03	0,03	0,03
Cr ₃ O ₃	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002
LOI	1	3,3	1	0,9
SO ₄	<0,02	0,04	<0,02	<0,02
S (ppm)	<10	<10	<10	<10
Cl (ppm)	7	9	9	8

Quadro 19. Comparação da composição química do granito de Sabrosa com maciço rochoso granítico de referência.


Composição Química	Composição granítica de referência (%) Press & Siever (1998)	Granito de Sabrosa (%)
SiO ₂	71,60	71,35
Al ₂ O ₃	14,50	15,04
Fe ₂ O ₃	1,50	2,02
FeO	1,10	-
MnO	-	0,03
MgO	0,90	0,39
CaO	2,00	0,67
Na ₂ O	3,00	3,09
K ₂ O	4,10	5,19
TiO ₂	-	0,25
P ₂ O ₃	-	0,34
H ₂ O ⁺	0,80	-
Cr ₃ O ₃	-	< 0,002
LOI	-	1,55
SO ₄	-	< 0,02
Outros	0,50	0,0018

Caracterização síntese da Matriz Rochosa

Da análise dos elementos anteriores, a caracterização síntese da matriz rochosa do AHFT encontra-se representada no Quadro 20.

Quadro 20. Resumo da análise petrográfica das amostras de granito do AHFT.

Parâmetro	Breve Descrição	
Classificação	Granito de Sabrosa	
Estrutura	Apresenta megacristais de feldspato potássico bem desenvolvidos, sendo estes de microclina (raramente ultrapassando os 3 cm de dimensão). Mostram macla xadrez típica e pertites interligadas. Exibe inclusões de pequenos cristais de plagioclase com bordos corroídos (feldspatização potássica), contendo quartzo amibóide e mais raramente moscovite e biotite.	
Textura	Porfíroide com granularidade fina a média	
Mineralogia	Quartzo	35,3%
	Feldspato potássico	31,4%
	Plagioclases	17,7%
	Moscovite	11,1%
	Biotite	2,3%
	Clorite	1,4%
	Turmalina	0,4%
	Minerais acessórios (apatite, zircão, esfena, opacos)	0,4%



4.3.2. Resistência à compressão uniaxial

Esclerómetro portátil (Martelo de Schmidt)

Para a caracterização do maciço rochoso é de todo o interesse o conhecimento da resistência à compressão do material-rocha, o qual se pode avaliar recorrendo à determinação da dureza com o esclerómetro portátil (ou martelo de *Schmidt* do tipo L), levando a uma estimativa do valor da resistência à compressão uniaxial (ISRM, 1985, 2007).

Nos trabalhos monitorizados na bacia de dissipação, entre a margem direita e a soleira foram executadas 53 estações geomecânicas para a realização dos ensaios de campo com esclerómetro portátil, tendo sido realizadas num perímetro de aproximadamente 20 cm na envólvecia da marcação do local a perfurar (Figura 91).



Figura 91. Ensaio com martelo de Schmidt (Bacia de dissipação do AHFT).

Desta forma, apurou-se que o granito presente na bacia de dissipação do AHFT classifica-se, quase na totalidade, como sendo do tipo S_2 (resistência elevada), segundo a ISRM (1981), sendo o valor médio da resistência de 112,9 MPa (Figura 92). Anexo II – BD dos ensaios do martelo de Schmidt do aproveitamento hidroelétrico de foz tua.

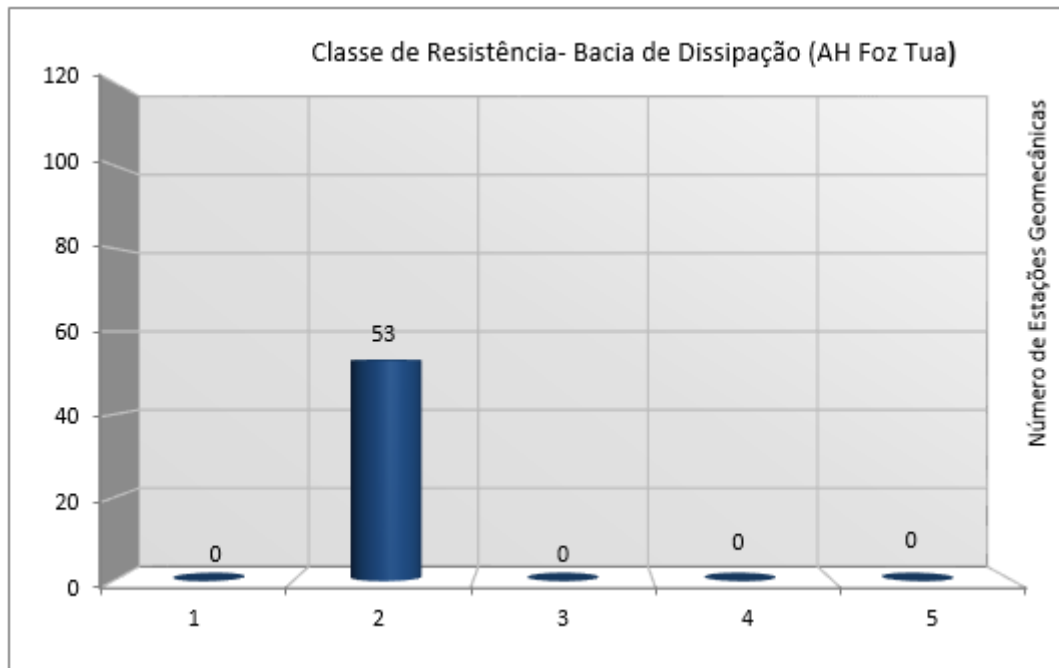


Figura 92. Classes de resistência à compressão uniaxial para o maciço rochoso da bacia de dissipação do AHFT.

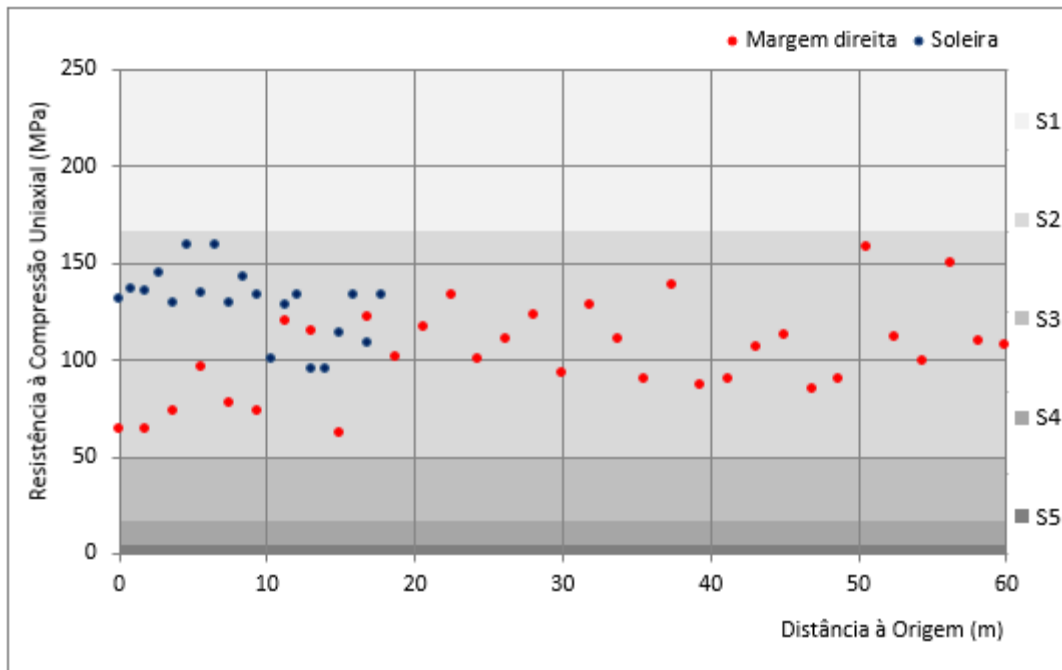


Figura 93. Projeção dos valores da resistência à compressão uniaxial segundo dois perfis da bacia de dissipação do AHFT.

Índice de Carga Pontual (Ensaio de Carga Pontual, PLT)

O ensaio de carga pontual (*Point Load Test, PLT*) foi efetuado no Laboratório de Mecânica das Rochas do Laboratório de Geotecnia e Materiais de Construção do ISEP, tendo sido recolhidas duas amostras do material rocha, sobre as quais foi possível ensaiar um total de 27 provetes.

Relativamente à amostra 1 foram serrados 15 provetes, (Figura 94) para a realização do ensaio, na qual todos os ensaios foram considerados válidos. Quanto à amostra 2 foram serrados 12 provetes, (Figura 95) no entanto um dos ensaios foi considerado inválido (proвете nº 3), que por ter uma fissura longitudinal, cedeu ao primeiro incremento de carga. Em ambas as amostras, e de acordo com a proposta da ISRM (1985, 2007) foram eliminados, os dois resultados mais altos e os dois mais baixos do índice de resistência à carga pontual [$Is_{(50)}$], para posteriormente se calcular a média de $Is_{(50)}$.

Dos 15 provetes ensaiados da amostra 1, o valor médio do índice de resistência à carga pontual é de 7,17 MPa, o qual permitiu estimar uma resistência à compressão uniaxial de cerca de 143,5 MPa.

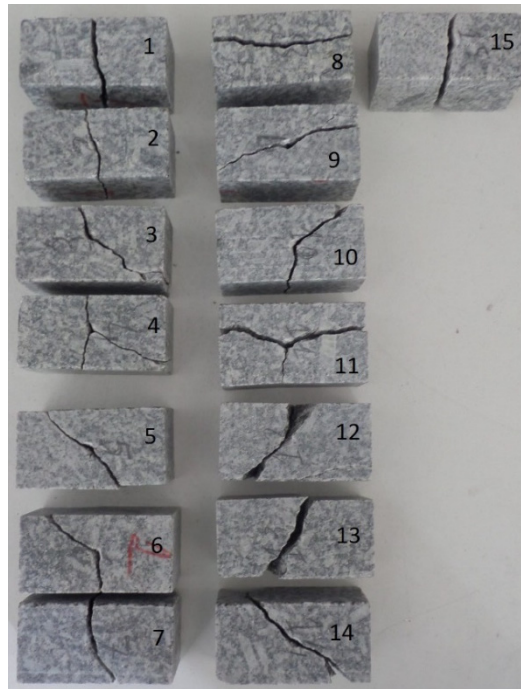


Figura 94. Provetes da amostra 1 ensaiadas no PLT.

Relativamente à amostra 2, dos 11 provetes ensaiados e cujos ensaios foram considerados válidos, o valor médio do índice de resistência à carga pontual é de 8,84 MPa, o qual permitiu estimar uma resistência à compressão uniaxial de cerca de 176,8 MPa.

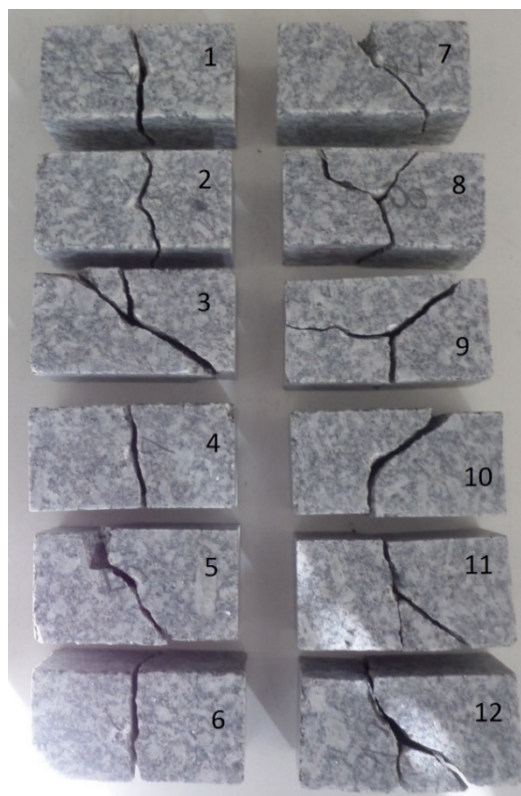


Figura 95. Provetes da amostra 2 ensaiadas no PLT.

Seguidamente apresentam-se os resultados dos ensaios em quadros resumo com o valor médio obtido assim com o desvio padrão e a amplitude (Quadro 21 e Quadro 22).

Quadro 21. Resultados dos ensaios de carga pontual da amostra 1.

Amostra	Provete	L	W	D	De	P	Valor	Is	F	Is(50)
		(mm)	(mm)	(mm)	(mm)	(KN)		(Mpa)	(mm)	(Mpa)
1	1	98,41	50,26	49,25	56,14	20,00	Válido	6,35	1,05	6,69
	2	98,45	50,15	50,01	56,51	23,00	Válido	7,20	1,06	7,61
	3	99,09	51,83	49,87	57,37	21,00	Válido	6,38	1,06	6,79
	4	97,88	50,31	50,27	56,75	22,00	Válido	6,83	1,06	7,23
	5	98,24	51,94	50,50	57,79	23,00	Válido	6,89	1,07	7,35
	6	98,90	50,62	50,25	56,91	21,00	Válido	6,48	1,06	6,87
	7	98,91	51,92	49,71	57,32	22,00	Válido	6,69	1,06	7,12
	8	98,79	49,67	48,69	55,49	16,00	Mais baixo	5,20	1,05	-
	9	98,72	51,92	50,44	57,74	19,00	Mais baixo	5,70	1,07	-
	10	98,76	51,90	50,50	57,77	21,00	Válido	6,29	1,07	6,72
	11	98,87	51,83	49,94	57,41	26,00	Mais alto	7,89	1,06	-
	12	98,94	52,17	50,18	57,73	23,00	Válido	6,90	1,07	7,36
	13	98,98	50,91	50,64	57,29	22,00	Válido	6,70	1,06	7,13
	14	98,75	52,21	49,79	57,53	25,00	Válido	7,55	1,07	8,05
	15	98,92	49,73	48,72	55,54	31,00	Mais alto	10,05	1,05	-
Resultado	Valor médio da resistência								7,17	
	Desvio padrão								0,41	
	Amplitude								1,36	

Quadro 22. Resultados dos ensaios de carga pontual da amostra 2.

Amostra	Provete	L	W	D	De	P	Valor	Is	F	Is(50)
		(mm)	(mm)	(mm)	(mm)	(KN)		(Mpa)	(mm)	(Mpa)
2	1	99,09	52,26	49,66	57,48	35,00	Mais alto	10,59	1,06	-
	2	99,48	52,14	49,95	57,58	26,00	Válido	7,84	1,07	8,36
	3	99,21	52,18	49,73	57,48	12,00	Inválido	3,63	1,06	-
	4	99,62	51,83	49,61	57,22	27,00	Válido	8,25	1,06	8,76
	5	99,64	52,59	49,25	57,43	16,00	Mais baixo	4,85	1,06	-
	6	99,48	50,69	49,24	56,37	26,00	Válido	8,18	1,06	8,64
	7	99,63	50,47	49,83	56,59	25,00	Válido	7,81	1,06	8,25
	8	99,34	50,54	49,45	56,41	34,00	Mais alto	10,68	1,06	-
	9	99,54	50,80	49,78	56,74	28,00	Válido	8,70	1,06	9,21
	10	99,85	50,98	49,69	56,79	23,00	Mais baixo	7,13	1,06	-
	11	99,28	51,92	49,53	57,22	29,00	Válido	8,86	1,06	9,41
	12	99,40	50,62	49,59	56,53	28,00	Válido	8,76	1,06	9,26
Resultado	Valor médio da resistência								8,84	
	Desvio padrão								0,46	
	Amplitude								1,16	

Após o ensaio de carga pontual (PLT), foi realizada três séries de 25 ressaltos equitativamente distribuídos nas porções de amostras resultantes, com o ensaio esclerómetro portátil (martelo de *Schmidt*, Proceq, tipo L) por forma a averiguar a resistência à compressão uniaxial dos provetes e corroborar com o resultado do ensaio de carga pontual (PLT). Dado que os resultados do ensaio PLT deverão ser encarados de forma conservadora, pois, como se referiu anteriormente, apenas foram selecionados dois pontos de amostragem, sendo a avaliação da resistência à compressão uniaxial com o esclerómetro portátil, um método mais representativo, simples, expedito e económico.

O valor médio de ressalto foi obtido através da eliminação do valor mais alto e do mais baixo por cada série de 25 ressaltos por porção de amostra, sendo realizado da mesma forma para as restantes duas séries de 25 ressaltos. Seguidamente calculou-se a média do ressalto das três séries, e com esse valor foi convertidos no ábaco de “*Miller*” para determinar a resistência à compressão uniaxial (UCS), sendo realizada a média final para cada uma dos pontos amostrais. Anexo III – BD dos ensaios do martelo de *Schmidt* nas amostras de laboratório.

Foram comparados os dois pontos amostrais de avaliação de resistência à compressão uniaxial recorrendo ao ensaio de carga pontual (PLT) e aos valores do esclerómetro portátil.

Foram comparados os dois pontos amostrais de avaliação de resistência à compressão uniaxial recorrendo ao ensaio de carga pontual (PLT) e aos valores do esclerómetro portátil. É expectável que os valores determinados pelos dois métodos fossem relativamente próximos (diferenças aceitáveis entre métodos em cerca de 10 a 20 MPa). Como se pode verificar no quadro (Quadro 23), existe uma discrepância nos valores, que pode ser explicada devido ao desgaste das ponteiros do equipamento de carga pontual, associado à presença de megacristais de feldspato potássico e quartzo (Figura 96) O elevado desgaste das ponteiros aumenta a superfície de contacto entre as ponteiros e o provete, elevando a pressão de carga da ponteira mais do que o que seria necessário para uma situação de ensaio em condições normais.

Apesar de tudo isso, é possível de permite constatar que o material rocha das amostras corresponde à classe de resistência S_2 , (resistência elevada). (ISRM, 1981)

Quadro 23. Comparação entre os resultados do PLT e do esclerómetro portátil (martelo de Schmidt, tipo L).

Tipo de Ensaio	Amostra	$Is_{(50)}$ (Mpa)	σ_c (Mpa)	Classe de resistência (ISRM, 1981)
PLT	1	7,17	143,5	S_2
Schmidt		-	103,7	
PLT	2	8,84	176,8	S_2
Schmidt		-	99,5	



Figura 96. Presença de megacristais de feldspato potássico e quartzo na matriz rochosa.

4.4. Enquadramento do caso prático

A otimização de um processo de perfuração de maciços rochosos, implica a realização da perfuração a um custo mais baixo e sem nunca desresponsabilizar a qualidade. Todo o processo de perfuração implica uma estreita interação do maciço rochoso com as tecnologias de perfuração, nomeadamente a avaliação da perfurabilidade, desgaste do aço assim como parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos do maciço rochoso.

A introdução das boas práticas de engenharia na perfuração de maciços rochosos, nomeadamente a definição e introdução do processo de afiação dos bits no ciclo de perfuração, tem implicações técnicas e económicas no rendimento dos ciclos de trabalho em que está inserida.

4.4.1. Local de estudo

O local onde se realizou o estudo foi na bacia de dissipação do AHFT, entre a margem direita (cota 72) e a soleira (cota 69). A Figura 97 apresenta os locais onde foram monitorizados os dados relativos à perfuração.

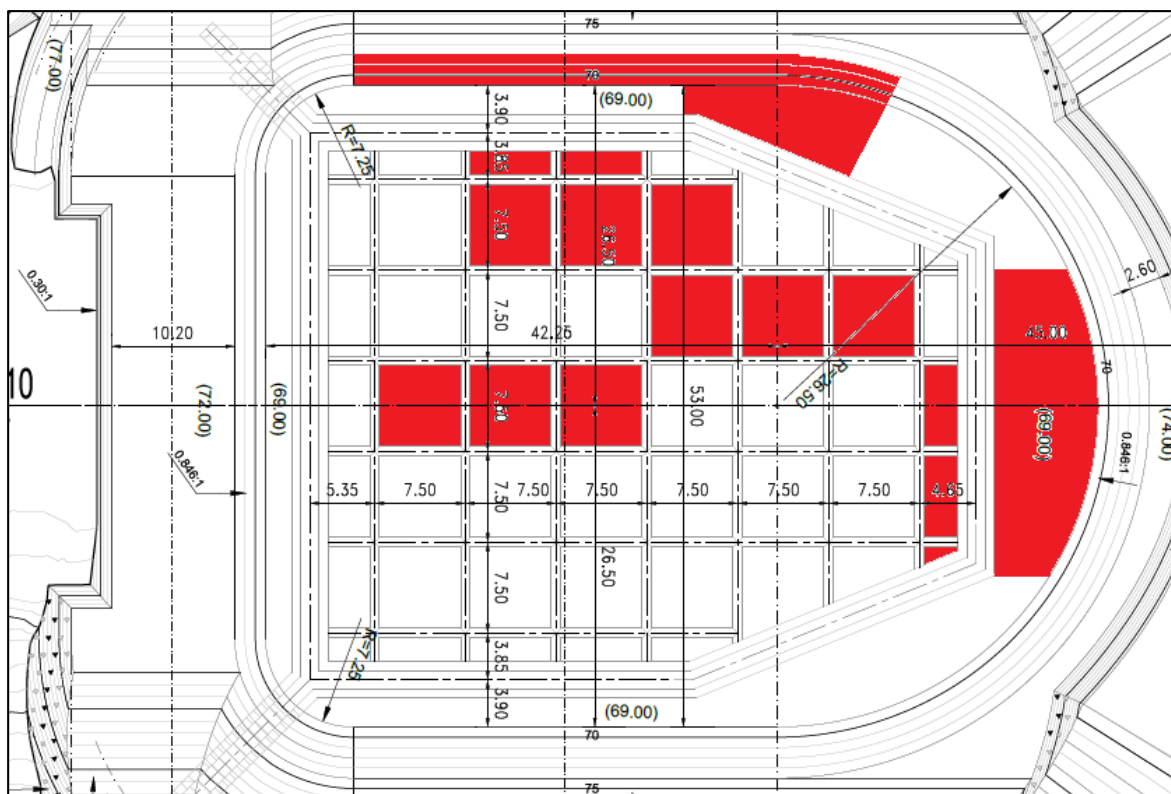


Figura 97. Planta da bacia de dissipação com os locais onde foi monitorizada a perfuração (extrato Bacia de dissipação – Contenções. Planta 10-10E, pormenores), EDP – Gestão da Produção de Energia, Maio 2011).

A perfuração monitorizada na bacia de dissipação ao longo do estudo, foi executada para a posterior colocação de pregagens galvanizadas de Φ 32mm e 7m de comprimento. Estas pregagens servirão como elemento de ligação entre o maciço de fundação da bacia de dissipação e os blocos de betão armado, permitindo assim dissipar escoamentos de elevada intensidade de turbulência gerada, assim como prevenir danos em obras anexas ou erosões inaceitáveis nos leitos a jusante (Figura 98).

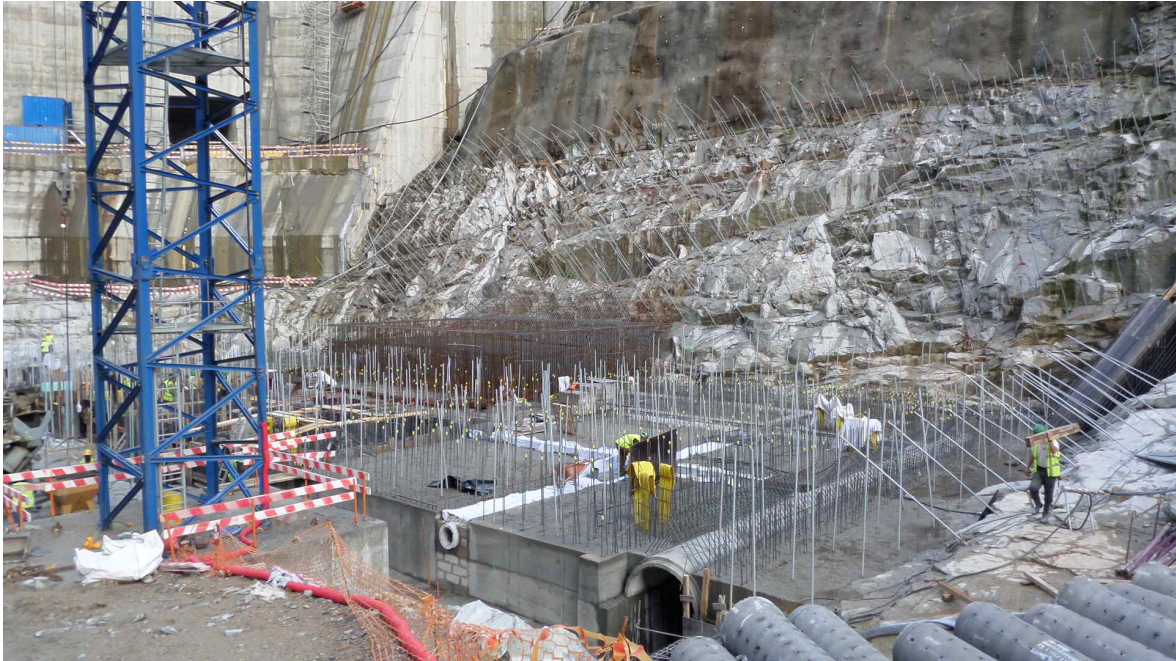


Figura 98. Pormenor da envolvência das pregagens nos vários blocos de betonagem

4.4.2. “Drilling Rate Index” – DRI

O cálculo do índice de perfurabilidade (DRI), permite caracterizar a perfurabilidade do maciço e tenta replicar o fenómeno da perfuração. Ou seja, relaciona as propriedades afetas à resistência e à dureza do material rocha, nomeadamente a textura, a mineralogia, o tamanho do grão assim como a natural resistência da matriz rochosa e a sua interação com a ferramenta de corte. Assim, das mesmas amostras onde se realizaram o ensaio de carga pontual (PLT), foi realizados o ensaio de “*Brittleness*” S_{20} . Durante o presente estudo, não foi possível de realizar o ensaio de “*Sievers*” S_J , o seu valor foi obtido a partir de uma correlação entre o valor do ensaio de “*Brittleness*” S_{20} e o valor do ensaio de “*Sievers*” S_J .

Ensaio de friabilidade – “*Brittleness test*”

O ensaio de friabilidade foi efetuado recorrendo ao teste de “*Brittleness*”, com recurso, de acordo com a norma, à execução de 3 ensaios por amostra de forma a obter o valor de S_{20} para o material rocha em estudo (Quadro 24).

Quadro 24. Resultados do ensaio de “Brittleness”.

Amostra 1			Amostra 2		
Ensaio de "Brittleness"	1º Ensaio	40,4	Ensaio de "Brittleness"	1º Ensaio	37,6
	2º Ensaio	44,8		2º Ensaio	36,7
	3º Ensaio	48,6		3º Ensaio	38,5
	S ₂₀	44,6		S ₂₀	37,6
Média	S ₂₀	41,1			

Ensaio de Sievers

A partir da correlação (Bruland, 1998) com o valor do ensaio de “Brittleness” S₂₀ para granitos, foi possível de obter o valor do ensaio de “Sievers” S_J. (Figura 99).

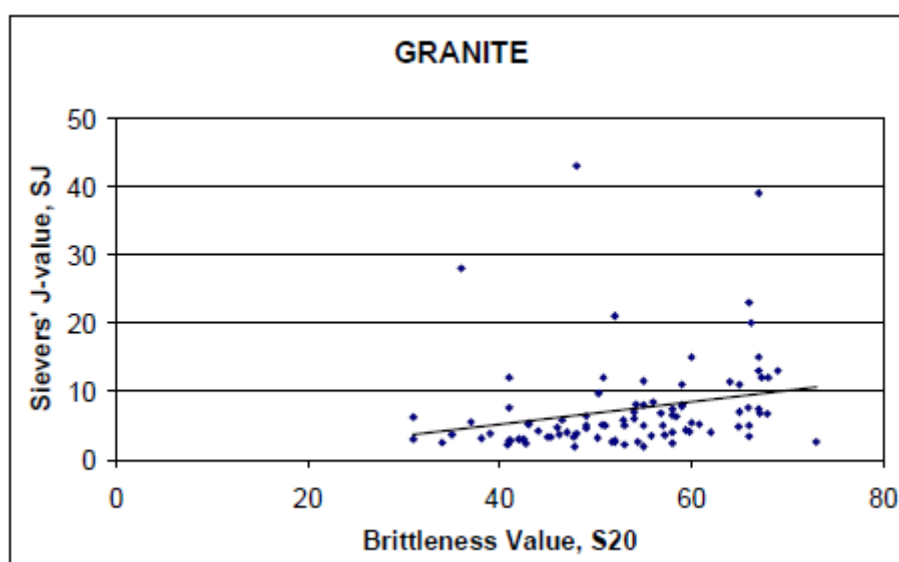


Figura 99. Gráfico de duas variáveis: valor de “Brittleness” S₂₀ e valor de “Sievers” S_J. $y = 0,165x - 1,45$ (Project report 13C-98: Drillability statistics of drillability test results. Bruland, A., 1998).

Para um granito cujo valor médio de “Brittleness” S₂₀ seja de 41,1, o valor de S_J de “Sievers” será 5,33.

Obtidos os valores de S_J e S₂₀ e com recurso ao ábaco de avaliação do DRI (Figura 100), obteve-se os valores de perfurabilidade (DRI) para o maciço rochoso.

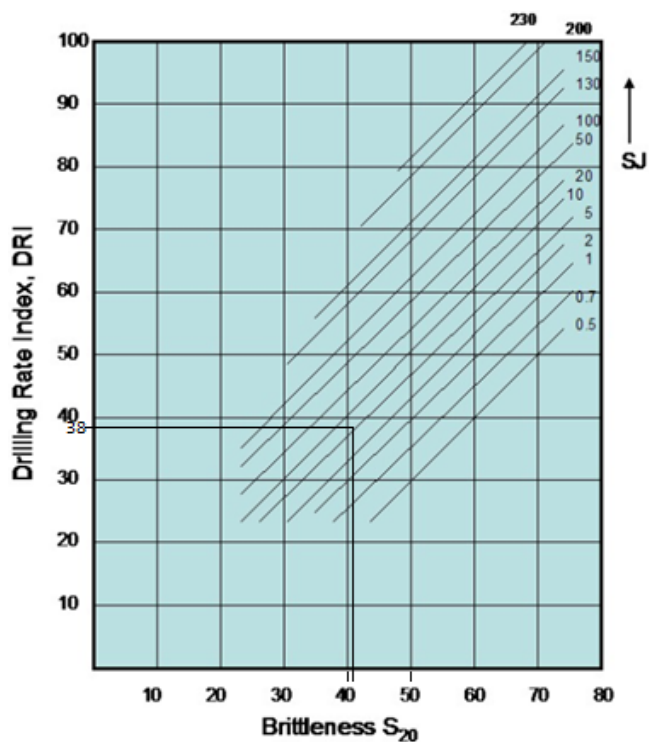


Figura 100. Ábaco de avaliação do DRI.

Quadro 25. Determinação do DRI na bacia de dissipação do AHFT.

Granito de Sabrosa		
S_{20}	SJ	DRI
41,1	5,33	38

Quadro 26. Valores típicos de DRI para rochas mais comuns.

Tipo de Rocha	DRI		Tipo de Rocha	DRI	
	min	máx		min	máx
Gnaíse	25	75	Quartzito	25	80
Granito	30	80	Arenito	15	90
Calcário	30	100	Mármore	40	110

4.4.3. Determinação do ciclo de afiação dos bits

A determinação do ciclo de afiação para os bits de perfuração é da maior importância, uma vez que tem consequências diretas, no tempo de vida útil de todos os acessórios, no consumo energético e no desgaste do próprio equipamento, nos erros de perfuração e na velocidade de perfuração instantânea (m/h).

A dureza de “Vickers” para o granitóide presente na bacia de dissipação do AHFT (granito de Sabrosa), foi obtida através da percentagem e dureza de cada mineral constituinte da própria rocha conforme a sua composição mineralógica, chegando-se a um valor para a dureza de “Vickers” de 760,99 kgf/mm² (Quadro 27).

Quadro 27. Determinação do VHNR para o granito de Sabrosa.

	Mineral	Quantidade	VHN _j	VHNR
		(%)	(kgf/mm ²)	(kgf/mm ²)
Granito de Sabrosa	Quartzo	35,3%	1060	760,99
	Feldspato potássico	31,4%	730	
	Plagioclase	17,7%	800	
	Moscovite	11,1%	90	
	Biotite	2,3%	110	
	Clorite	1,4%	50	
	Turmalina	0,4%	748	

Para a determinação do VHNR, o valor considerado de VHN_j para a turmalina foi o valor intermédio entre os seus limites, ou seja 748 kgf/mm².

A dureza de “Vickers” para o granitóide (granito de Sabrosa) presente na bacia de dissipação do AHFT foi de 760,99 kgf/mm².

Para este valor, segundo o ábaco presente na Figura 101, que correlaciona a dureza de “Vickers” e o tempo de afiação dos bits de perfuração, pressupõe uma rotina de afiação do bit de perfuração a cada 105m perfurados.

Contudo, para se validar o valor teórico de S_t = 105m, obtido através da correlação da dureza de “Vickers” com o ábaco acima apresentado, será realizado um ensaio que permita comparar este valor com os dados obtidos no terreno.

O fabricante de acessórios de perfuração Atlas Copco, estabelece uma correlação entre o desgaste do botão e a diminuição da velocidade de perfuração (Figura 102).

Sabendo que os valores de resistência à compressão uniaxial segundo o esclerómetro de “Schmidt” na bacia de dissipação estão compreendidos entre os 110 – 120 MPa, considera-se que este maciço tem uma elevada resistência à compressão uniaxial (ISRM, 1981).

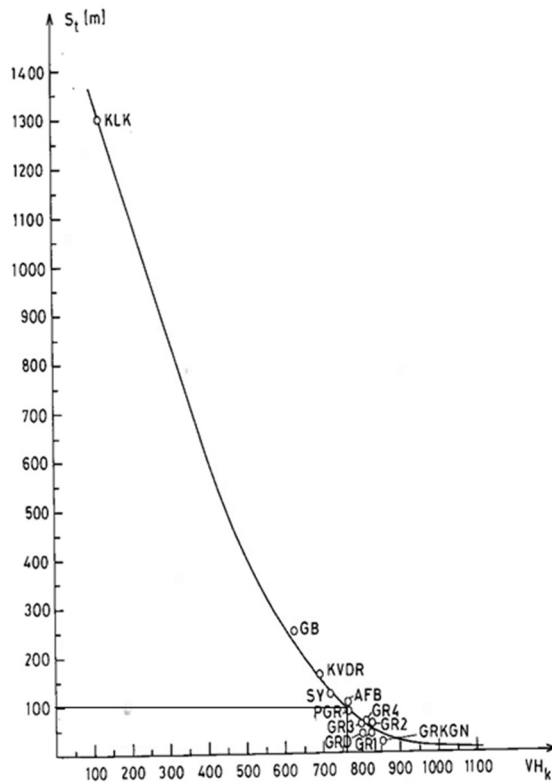


Figura 101. Relação VHNR (“Vickers Hardness Number”) com o período de afiação dos bits de perfuração (Salminen & Viitala, 1987).

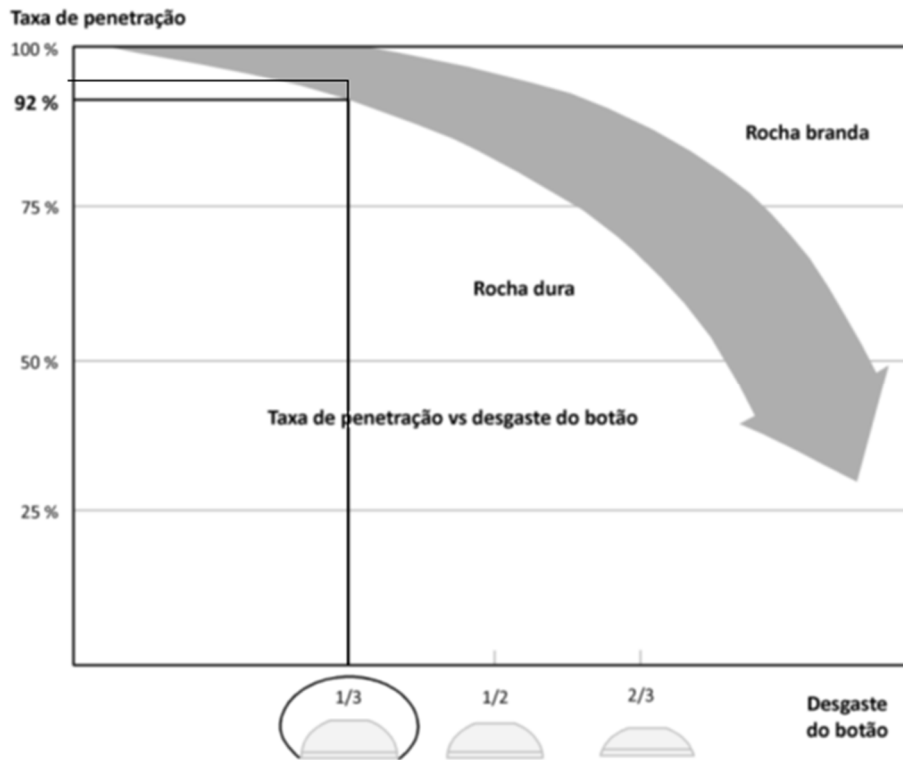


Figura 102. Relação desgaste dos botões dos bits de perfuração versus taxa de perfuração (adaptado da “Surface Drilling, second edition” da Atlas Copco).

Segundo o ábaco da Atlas Copco, um desgaste de 1/3 do diâmetro dos botões do bit representará para rochas duras, uma quebra na velocidade de perfuração instantânea de cerca de 8%.

No caso prático da bacia de dissipação, e para as condições acima referenciadas, foi verificado que após 105m de perfuração, o bit testado apresentou uma quebra de velocidade de 54,2m/h para 51,5m/h. Este decréscimo da velocidade de perfuração instantânea representa uma taxa de 4,9 %, ou seja, superficialmente enquadrado entre as rochas duras. Este ensaio, realizado com dados recolhidos no terreno, confirma que o ciclo de afiação dos bits no maciço rochoso da bacia de dissipação do AHFT é de aproximadamente 105m, majorado por defeito para um número inteiro de furos (Figura 103).

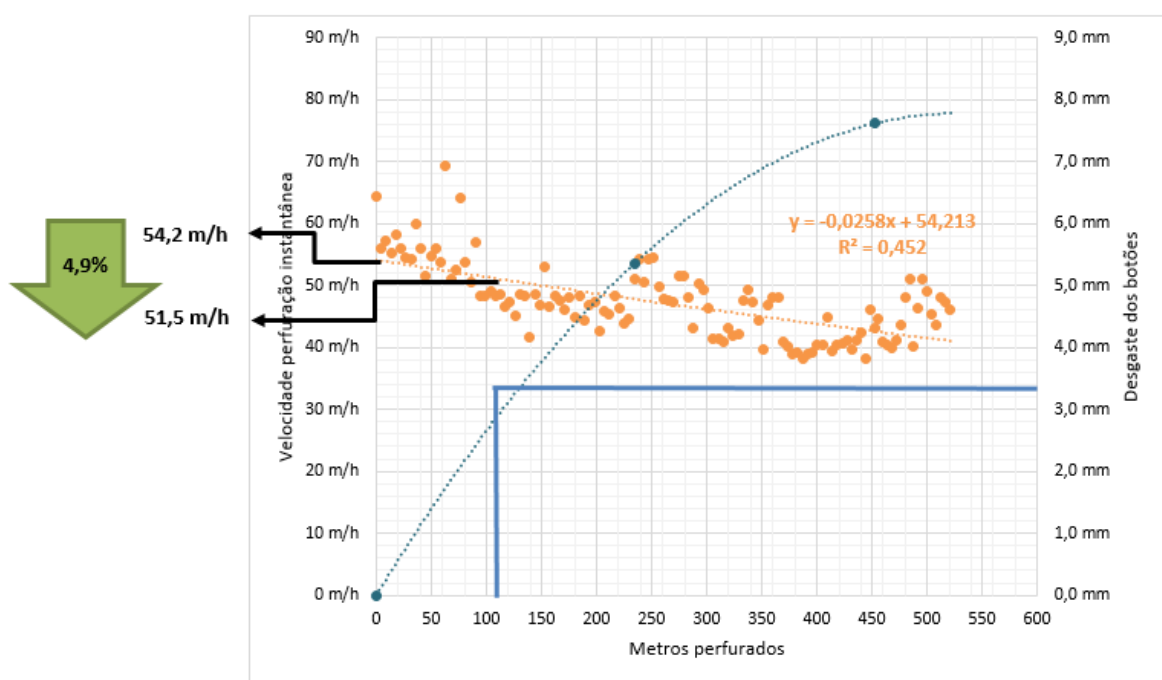


Figura 103. Validação do tempo de ciclo de afiação dos bits.

4.4.4. Ciclo de perfuração

Durante a campanha de recolha de dados, foram monitorizados todas as etapas que constituem o ciclo de perfuração. O bit 1 foi monitorizado até ao fim de vida útil, não tendo sido introduzido no processo de afiação de bits. Os bits 2, 3 e 4 ambos com as mesmas características do bit 1 foram submetidos ao processo de afiação de bits. Por último, o bit 5, não foi sujeito a afiações tendo apenas sido monitorizado um ciclo de afiação para avaliação da sua adequabilidade ao tipo de maciço rochoso.

O Quadro 28 representa para cada etapa do ciclo de perfuração, o tempo médio registado em cada bit assim como o ciclo de perfuração médio.

Quadro 28. Tempos de ciclo de perfuração médio (seg.).

Bit	Deslocação	Posicionamento	Emboquilhamento	Perfuração	Colocação e remoção de varas	Outros	Tempo total de ciclo
Bit 1	20 s	34 s	15 s	339 s	90 s	0 s	497 s
Bit 2	12 s	35 s	10 s	268 s	79 s	1 s	405 s
Bit 3	13 s	33 s	6 s	272 s	71 s	1 s	396 s
Bit 4	23 s	46 s	13 s	298 s	95 s	1 s	476 s
Bit 5	6 s	32 s	3 s	272 s	70 s	0 s	383 s
Média	15 s	36 s	9 s	290 s	81 s	1 s	431 s

A Figura 104 representa o tempo médio em cada etapa do ciclo de perfuração para cada um dos bits de perfuração monitorizados. De destacar o tempo médio de execução da perfuração do bit 1, ser substancialmente superior ao mesmo tempo para os restantes bits em estudo.

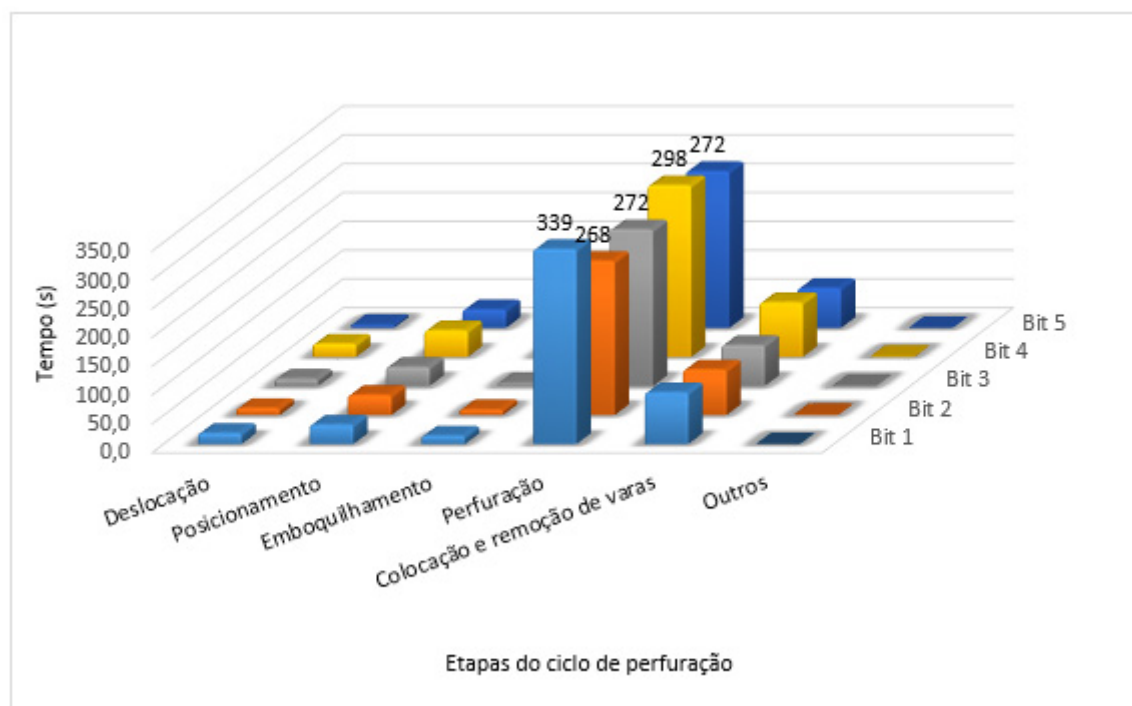


Figura 104. Tempos de ciclo de perfuração para cada bit de perfuração (seg.).

A Figura 105 representa o ciclo de perfuração médio registado durante toda a campanha de monitorização da perfuração na bacia de dissipação. É de destacar o tempo de execução da perfuração (290 seg.) relativamente ao tempo total de ciclo (431 seg.), o que revela que o tempo de perfuração é bastante significativo no tempo total de ciclo.



Figura 105. Caracterização do ciclo de perfuração médio na bacia de dissipação do AHFT (seg.).

A Figura 106 representa a relação percentual para as diversas etapas do ciclo de perfuração por bit assim como o ciclo de perfuração total. O ciclo de perfuração na bacia de dissipação do AHFT, caracteriza-se por ter um bom nível de relação entre os tempos de perfuração (67%) e os tempos das restantes quatro atividades não produtivas do ciclo (deslocação, posicionamento, emboquilhamento e colocação e mudança de varas), considerando que valores superiores a 50%, como operações de perfuração bastante otimizadas.

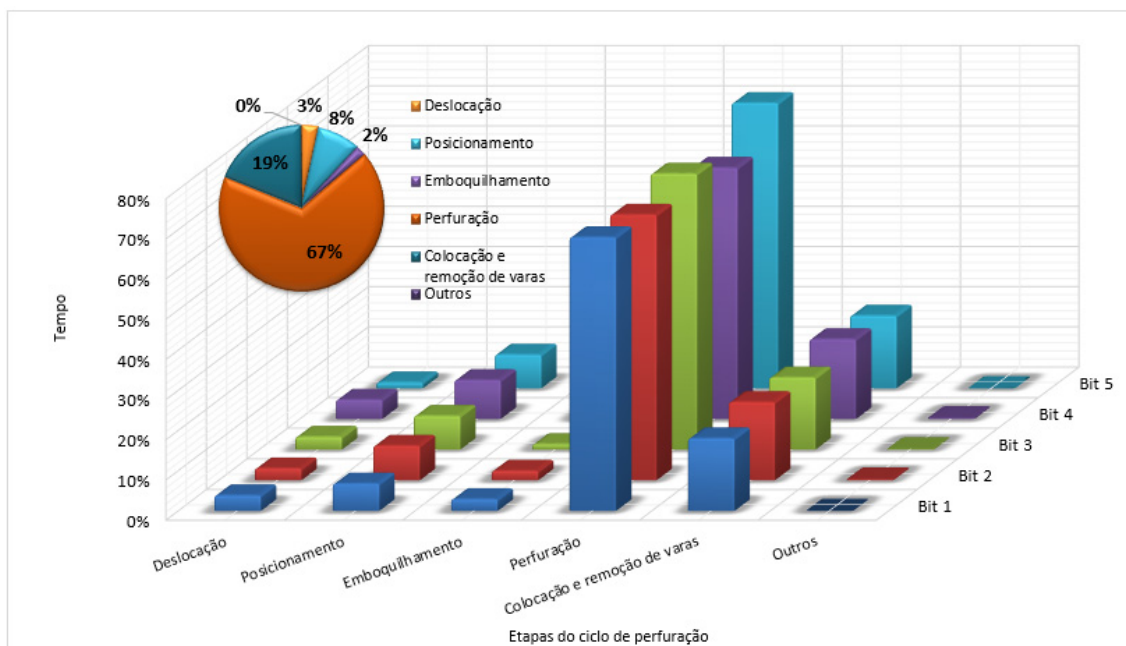


Figura 106. Tempo de ciclo de perfuração total (gráfico circular); Tempos de ciclo de perfuração médio por bit (gráfico de barras) e percentual (gráfico circular).

4.4.5. Fatores que influenciam o rendimento industrial

Limpeza da bancada

Os dados apresentados na Figura 107 caracterizam o impacto que o estado de limpeza da bancada tem durante as diversas etapas do ciclo de perfuração. Da análise da figura, é possível de verificar que os principais ganhos de tempo ocorrem durante o posicionamento, assim como na deslocação e durante o emboquilhamento, que são precisamente as etapas relacionadas com o estado de limpeza da bancada.

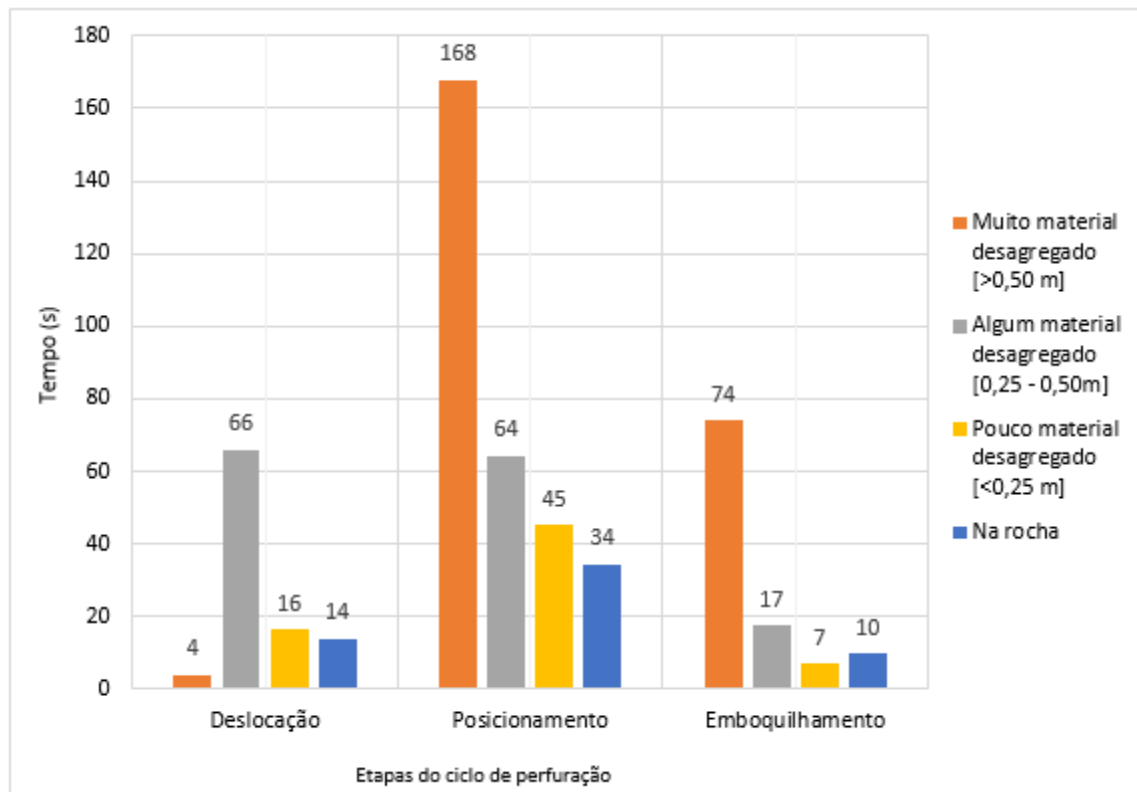


Figura 107. Caracterização dos tempos de ciclo de perfuração em função da limpeza da bancada.

O Quadro 29 apresenta a caracterização do estado da limpeza da bancada para todos os furos monitorizados e o respetivo rendimento industrial. Apesar da pequena representatividade (5%) dos dados recolhidos em situações cujo emboquilhamento foi realizado com muito material desagregados (MMD), algum material desagregado (AMD) e pouco material desagregado (PMD), é possível de verificar uma influência direta das condições de emboquilhamento no rendimento industrial. Dos emboquilhamentos realizados sobre MMD para situações com AMD verifica-se uma melhoria de 1%, o que não é representativo. No entanto, verifica-se uma melhoria bastante significativa de 35% quando comparamos o rendimento industrial em condições de emboquilhamento de MMD para PMD. Por ultimo comparando situações de emboquilhamento

com MMD e na rocha (NR), é possível de verificar uma melhoria de 33%. Esta melhoria é ligeiramente menor que a analisada anteriormente, visto que a representatividade de dados é muito maior (95%) (Figura 108).

Quadro 29. Influência da limpeza da bancada no rendimento industrial.

Limpeza da bancada	Metros perfurados	N.º de furos	Rendimento industrial	Diferença
Muito material desagregado	4,0 m	1	25,76 m/h	0,00 m/h 0%
Algum material desagregado	36,0 m	9	25,90 m/h	0,14 m/h 1%
Pouco material desagregado	48,0 m	12	34,79 m/h	9,03 m/h 35%
Na rocha	1 788,0 m	435	34,30 m/h	8,54 m/h 33%

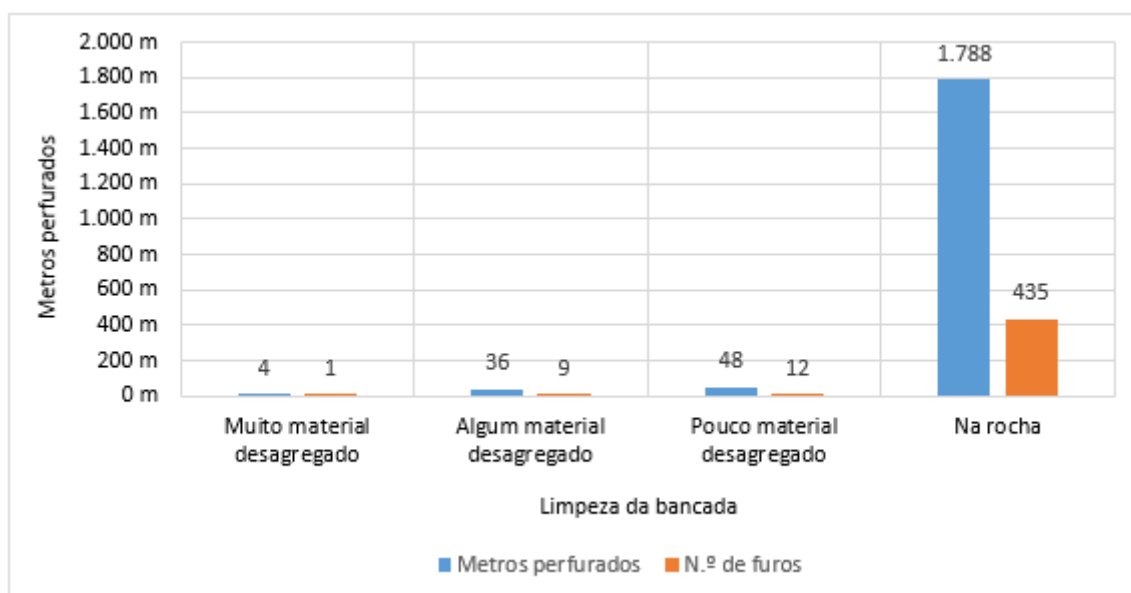


Figura 108. Classificação da limpeza da bancada por metros perfurados e n.º de furos.

A Figura 109 estabelece uma correlação do estado de limpeza da bancada durante o emboquilhamento com o rendimento industrial e com o tempo de emboquilhamento médio por furo. Em estados de limpeza de bancada de MMD e AMD o rendimento industrial é significativamente inferior quando comparando o estado de limpeza de bancada de PMD e NR. O tempo de emboquilhamento médio para furação realizada cujo estado de limpeza de bancada seja MMD é bastante superior, verificando um diminuição bastante significativa do tempo de emboquilhamento quando o estado de limpeza da bancada passa de MMD para PMD. Correlacionando as condições de limpeza da bancada com o rendimento industrial, verifica-se uma melhoria do mesmo nomeadamente durante a realização do emboquilhamento. A recolha

destes dados veio corroborar que a limpeza da bancada é fundamental para uma maior produtividade do ciclo de perfuração.

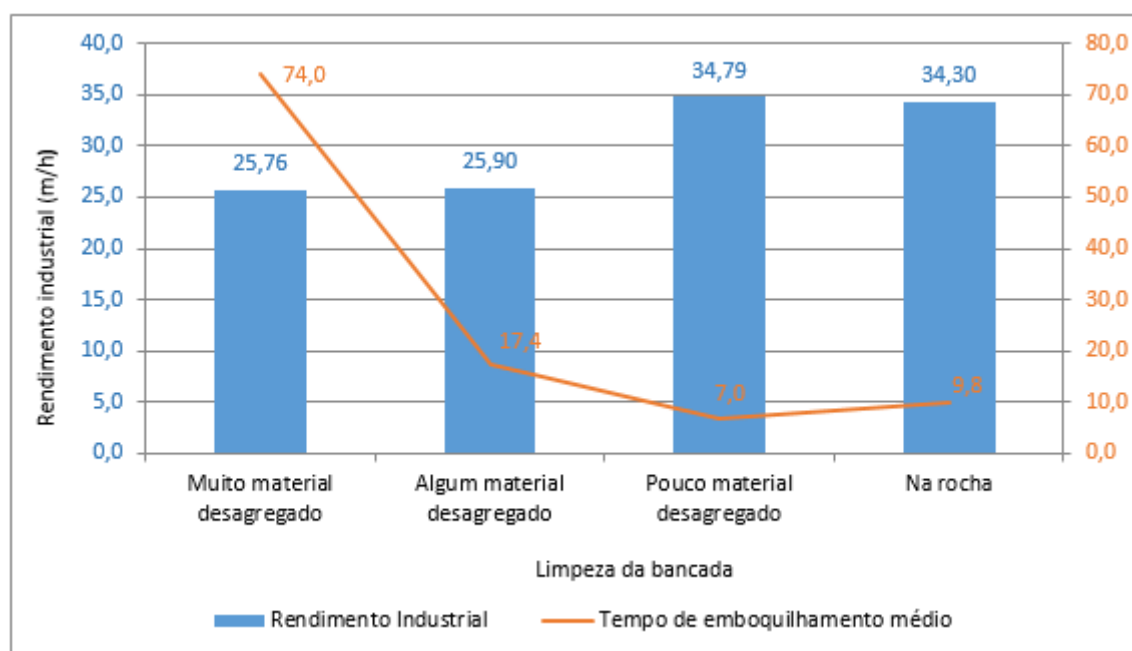


Figura 109. Análise da influência da limpeza da bancada no rendimento industrial.

Estabilidade do equipamento

O Quadro 30 representa a caracterização da estabilidade do equipamento durante a perfuração e a sua influência no rendimento industrial. Dos dados recolhidos, é possível de constatar que para situações em que o ciclo de perfuração se desenvolveu em condições estáveis e poucos estáveis, verifica-se um decréscimo do rendimento industrial de cerca de 9% e 14%, respetivamente, comparando com a situação ideal que é de muito estável. Para condições de estabilidade instáveis, verifica-se um decréscimo de 20% face à situação ideal.

Quadro 30. Influência da estabilidade do equipamento no rendimento industrial.

Estabilidade do equipamento	Metros perfurados	N.º de furos	Tempo de perfuração	Rendimento industrial	Diferença
Muito estável	879,5 m	216	24,1 h	36,5 m/h	0,0 m/h 0%
Estável	651,5 m	157	19,7 h	33,1 m/h	-3,4 m/h -9%
Pouco estável	250,0 m	61	8,0 h	31,4 m/h	-5,1 m/h -14%
Instável	95,0 m	23	3,3 h	29,0 m/h	-7,4 m/h -20%

Esta análise está representada na Figura 110 que estabelece uma correlação da estabilidade do equipamento com rendimento industrial. Na análise da tabela é possível de verificar um

decréscimo gradual e significativo do rendimento industrial em função de piores condições de estabilidade do equipamento. A recolha destes dados veio comprovar que a estabilidade do equipamento é fundamental para uma maior produtividade de todo o ciclo de perfuração.

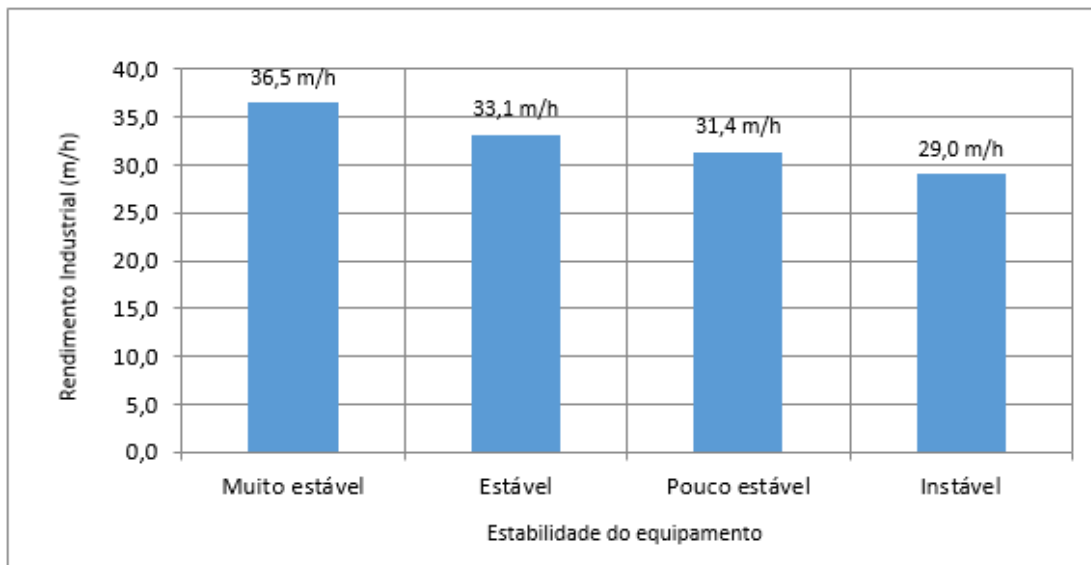


Figura 110. Análise da influência da estabilidade do equipamento no rendimento industrial.



Figura 111. Posições de instabilidade verificadas durante a monitorização da perfuração.

Comprimento do furo

Durante a recolha de dados, foi possível de monitorizar comprimentos de perfuração diferentes, nomeadamente 4,5m e 4,0m. Dos três operadores monitorizados apenas dois operadores executaram perfurações com comprimentos diferentes.

A Figura 112 caracteriza o impacto que o aumento do comprimento de perfuração tem durante as diversas etapas do ciclo de perfuração. Da análise da figura, é possível de verificar que para comprimentos de furação diferentes nomeadamente 4,0m e 4,5m, os principais ganhos ocorrem essencialmente no tempo de perfuração.

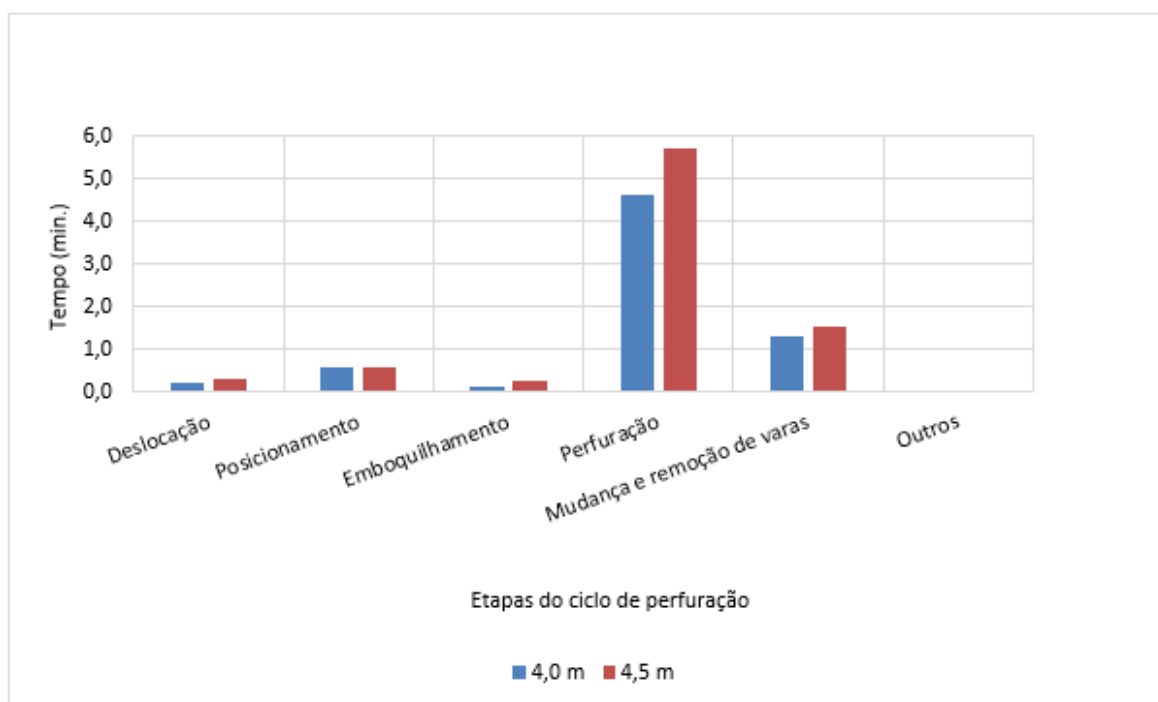


Figura 112. Caracterização dos tempos de ciclo de perfuração em função do comprimento do furo.

De acordo com o Quadro 31, o ganho médio na perfuração para os dois comprimentos de furo analisados foi de aproximadamente 65 seg. por furo. Uma vez que a diferença entre ambos os comprimentos analisados é de 0,5m, esse acréscimo representa um aumento de furação útil de 12,5% e um aumento de 23,5% no tempo de execução.

Quadro 31. Influência do comprimento do furo no ciclo de perfuração. Diferenças de tempo.

Comprimento de furo	N.º de furos	Deslocação	Posicionamento	Emboquilhamento	Perfuração	Mudança e remoção de varas	Outros
4,0 m	361	3,36%	8,56%	2,11%	66,66%	18,82%	0,22%
4,5 m	96	3,86%	6,96%	2,96%	67,82%	18,40%	0,00%
Diferenças de tempo		5,5 s	-0,4 s	6,2 s	64,9 s	14,6 s	-0,9 s

De modo a podermos analisar a influência que o comprimento de furo tem no rendimento industrial, apenas serão analisadas e comparadas as perfurações executadas pelos dois operadores que tenham executado ambos os comprimentos de perfuração (Quadro 32).

Quadro 32. Influência do comprimento do furo no rendimento industrial.

Operador	Comprimento de furo	N.º de furos	Metros perfurados	Tempo de ciclo	Rendimento industrial	Diferença	
A	4,0 m	18	72,0 m	2,55 h	28,2 m/h	3,1 m/h	11,0%
	4,5 m	52	234,0 m	7,46 h	31,3 m/h		
B	4,0 m	23	92,0 m	3,00 h	30,7 m/h	2,5 m/h	8,2%
	4,5 m	44	198,0 m	5,97 h	33,2 m/h		
Total / Média	4,0 m	41	164,0 m	5,55 h	29,5 m/h	2,6 m/h	8,9%
	4,5 m	96	432,0 m	13,43 h	32,2 m/h		

O Quadro 32 representa a caracterização do comprimento de furo e a sua influência no rendimento industrial. Na análise da tabela é possível de verificar um acréscimo médio de aproximadamente 9% no rendimento industrial para um aumento do comprimento de furo de cerca de 0,5m. Esta análise está representada na Figura 113 que estabelece uma comparação entre o aumento do comprimento de furo com o rendimento industrial.

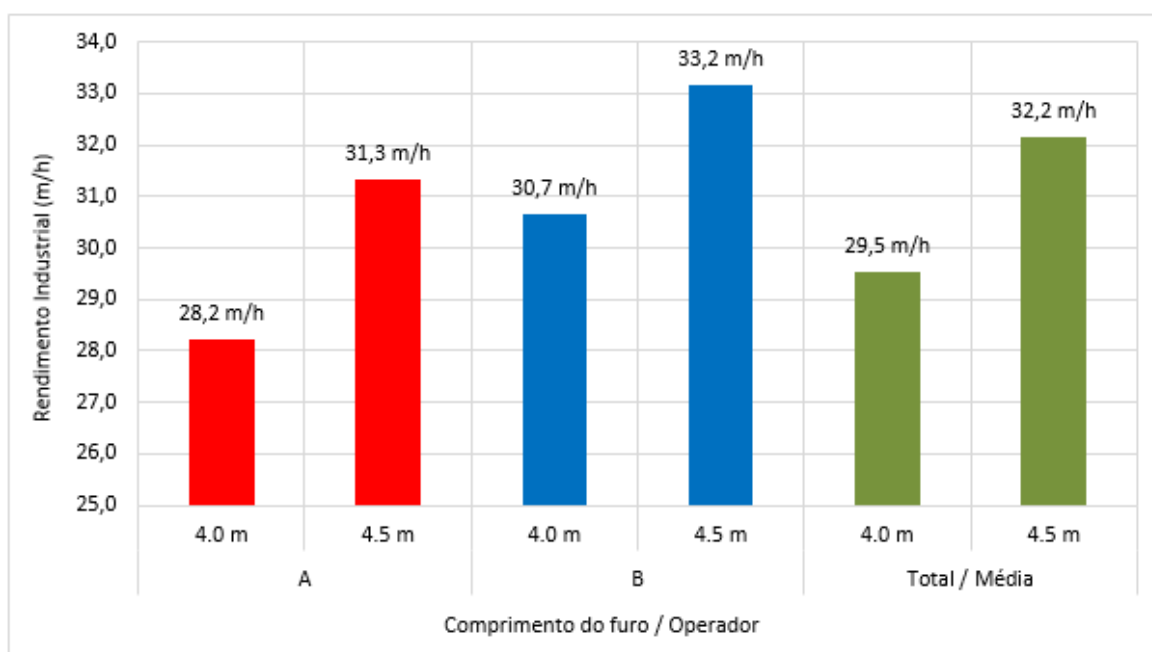


Figura 113. Análise da influência do comprimento do furo no rendimento industrial.

Operador

Um dos fatores que influenciam o rendimento industrial são as pessoas que operam os equipamentos de perfuração. Fatores como a experiência, a sensibilidade e o conhecimento do fenómeno de perfuração de maciços rochosos de cada um dos operadores, influenciam bastante o rendimento industrial (Quadro 33).

Quadro 33. Influência do operador no rendimento industrial.

Operador	Pontuação	Comprimento de furo	Tempo de ciclo	Rendimento industrial	Diferença
A	3	72,0 m	2,55 h	28,2 m/h	0,0 m/h 0%
B	7	92,0 m	3,00 h	30,7 m/h	2,4 m/h 5%
C	8	1 280,0 m	36,07 h	35,5 m/h	7,3 m/h 6%

Atribuindo uma pontuação a cada operador, que o classifica quando à sua experiência, sensibilidade e conhecimento e relacionando-a com o rendimento industrial é possível de verificar uma correlação da pontuação do operador com o rendimento industrial (Figura 114).

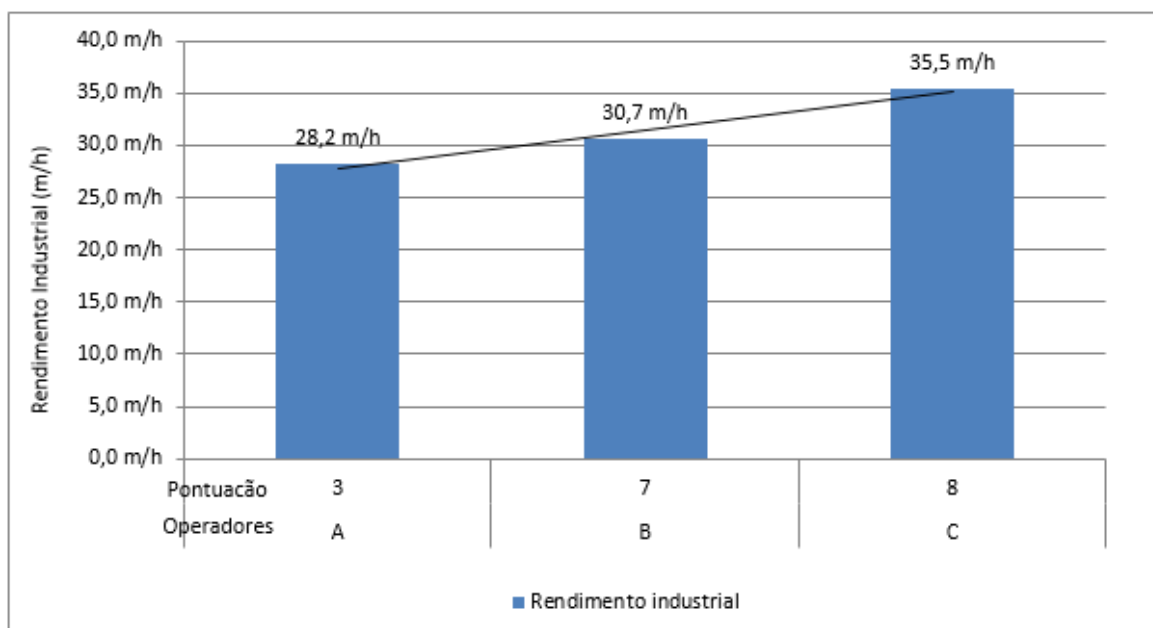


Figura 114. Análise do rendimento industrial de cada operador.

Afiação de bits

Um dos fatores que mais influenciam o rendimento industrial é a velocidade de perfuração instantânea do bit durante a perfuração. Conforme referido anteriormente, uma das várias vantagens da afiação de bits é o aumento da velocidade de perfuração instantânea e por consequência o rendimento industrial. Durante este estudo foram monitorizados 5 bits, sendo os primeiros 4 bits do mesmo modelo e marca e o bit 5 tem características diferentes.

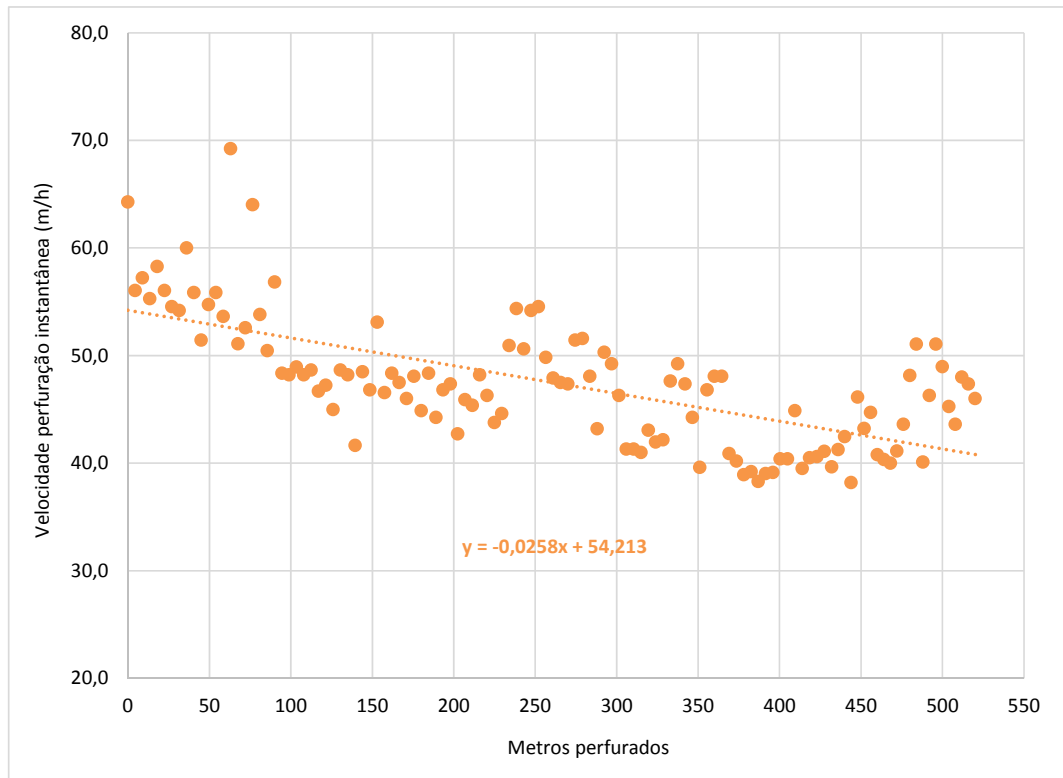
O plano inicialmente traçado foi levar um dos bits ao seu limite, não estando sujeito a qualquer tipo de afiação (bit 1). Os bits 2, 3 e 4 ambos com as mesmas características do bit 1 estariam submetidos a ciclos de afiações sucessivas. Por último, o bit 5, não foi sujeito a afiações tendo apenas sido monitorizado um ciclo de perfuração para avaliação da sua adequação ao tipo de maciço rochoso nomeadamente para efetuar um teste de confronto com o modelo utilizado nos restantes bits monitorizados.

Quadro 34. Principais características dos bits monitorizados.

Bit	Marca	Tipo de botões	N.º de Afiações	N.º de Furos	Metros perfurados	N.º de botões		Ø Botões	
						Laterais	Centrais	Laterais	Centrais
1	A	Semi-balístico	0	119	524	9	5	10	10
2	A	Semi-balístico	5	156	624	9	5	10	10
3	A	Semi-balístico	3	104	416	9	5	10	10
4	A	Semi-balístico	2	52	208	9	5	10	10
5	B	Balístico	0	26	104	6	4	12	11

- Bit 1

O bit 1 executou 524m e como referido anteriormente, nunca foi submetido qualquer tipo de afiação, tendo sido levado ao seu limite. Na Figura 115 é possível de analisar o comportamento gradualmente decrescente da sua velocidade de perfuração, apresentando uma quebra de 54,2 m/h para 40,7m/h, (-25%). Na Figura 116 está representado o bit 1 no seu estado original e na Figura 117 o mesmo bit apresenta-se no fim de vida útil.



Figura

115. Velocidade perfuração instantânea do bit 1.

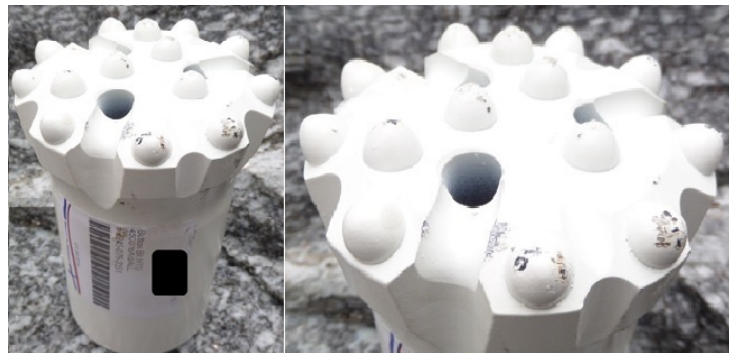


Figura 116. Bit 1 em estado original.



Figura 117. Fim de vida útil do bit 1 após 524 metros perfurados.

- Bit 2

O bit 2 foi submetido a 5 ciclos de afiações sucessivas, e realizou 624m de perfuração. A Figura 118 representa o seu desempenho durante toda a monitorização.

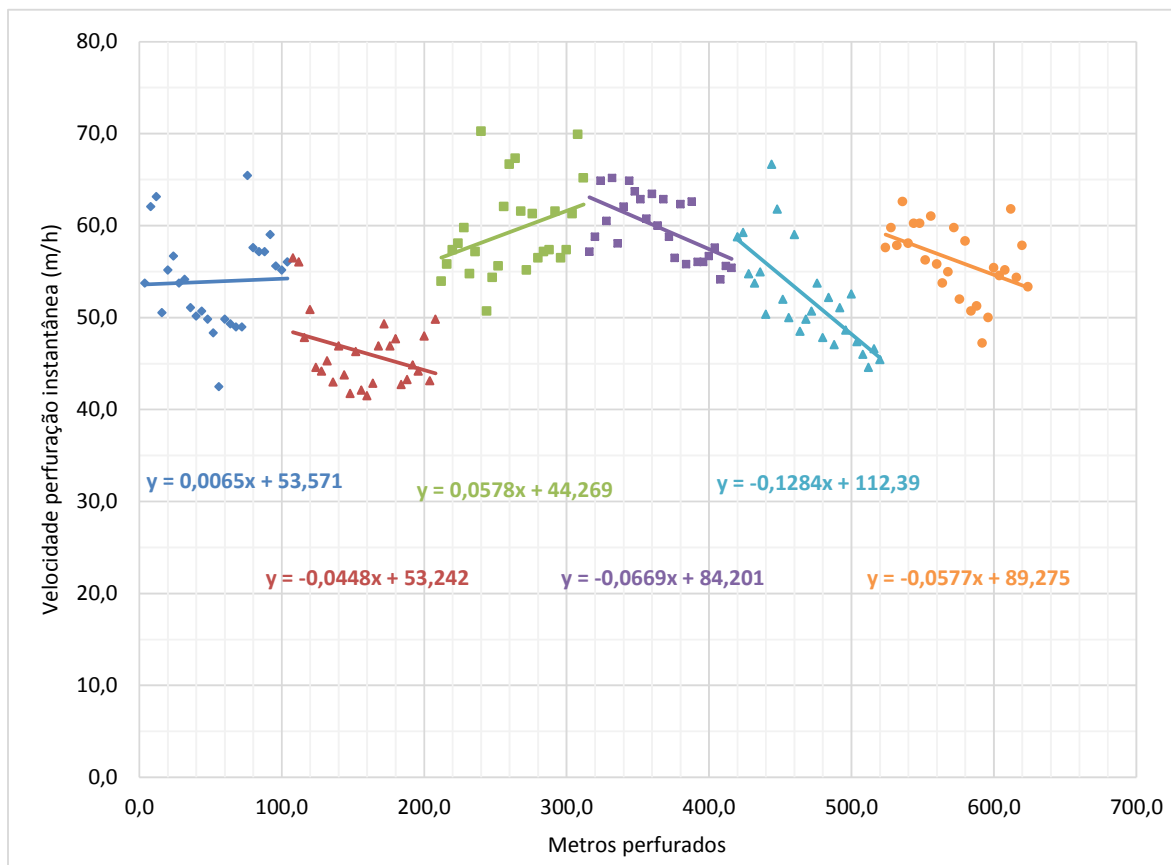


Figura 118. Velocidade perfuração instantânea do bit 2.

A partir da análise da Figura 118 verifica-se as seguintes constatações:

Durante a perfuração executada no estado original, ou seja os primeiros 104m, é perfeitamente perceptível uma delgada linha de tendência crescente o que não é de todo o expectável. Existe de facto uma linha de tendência decrescente até ao 72m, no entanto a partir desse momento sucede uma subida abrupta da velocidade de perfuração e decrescendo novamente até 104m do ciclo. Esta alternância bastante significativa é perfeitamente compreensível, uma vez que a partir desse preciso momento, ocorreu uma troca de operador do equipamento de perfuração.

A perfuração executada após a primeira afiação, ou seja entre os 104m e os 208m, a velocidade de perfuração inicia com 54,24m/h e termina com 48,58m/h. Verifica-se portanto uma tendência decrescente da velocidade, nomeadamente uma diminuição de 4,66m/h (-12%).

Durante a perfuração executados após a segunda afiação, ou seja, entre os 208m e os 312m, ocorre uma situação completamente inesperada. A velocidade perfuração inicia com 44,27m/h e termina com 50,28m/h, ou seja, verifica-se um contínuo aumento da velocidade de perfuração de 6,01m/h (+14%). A perfuração executada durante este ciclo foi realizada sobre condições extremamente complicadas e completamente diferentes de toda a restante perfuração monitorizada. Esta foi totalmente executada sobre um plataforma de betão de 2m de altura, que servirá de base de fundação de uma grua fixa posteriormente instalada, para apoio à betonagem dos vários blocos da bacia de dissipação (Figura 119). O equipamento de perfuração executou a furação ao longo de uns “negativos” inseridos no próprio betão da plataforma. A enorme dificuldade na monitorização destes dados deveu-se ao simples facto do maciço rochoso não estar exposto.

A perfuração executada após a terceira, quarta e quinta afiação, ou seja, entre os 312m e os 416m, 416m e os 520m e 520m e os 624m, respetivamente, a tendência da velocidade de perfuração é decrescente em todos os casos verificados. No terceiro ciclo verifica-se uma diminuição de 8%, no quarto ciclo confirma-se a tendência decrescente, com uma diminuição de 12% e no quinto ciclo continua a verificar-se a tendência decrescente da velocidade de perfuração, com uma diminuição de 7%.

A tendência geral da velocidade de perfuração instantânea do bit é surpreendente, uma vez que esta é tenuemente crescente, quando deveria ser constante. Esta ligeira tendência crescente é bastante influenciada pela perfuração executada após segunda afiação e pelo facto de o comprimento de perfuração ser controlado com pouco rigor, ou seja, neste caso com uma simples marcação na coluna de perfuração.

A partir da figura 120 é possível de verificar o bit 2 após 624m perfurados, evidenciando-se o desgaste apresentado no corpo do próprio bit.

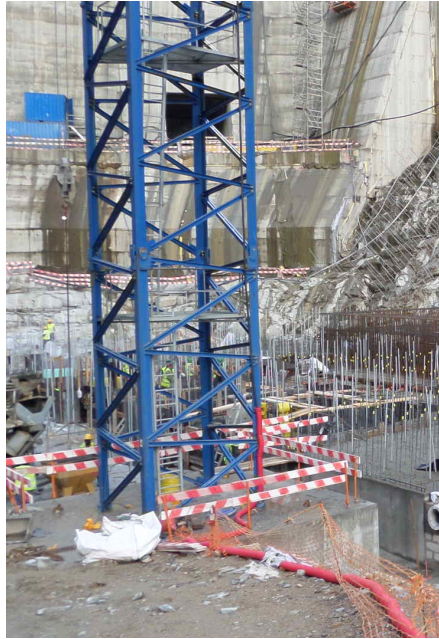


Figura 119. Plataforma de betão sobre a qual foi executada a perfuração.



Figura 120. Bit 2 após 624 metros perfurados.

- Bit 3

O bit 3 foi submetido à semelhança do anterior a ciclos de afiações sucessivos, tendo perfurado um total de 416m. Entre os 308m e os 312m de perfuração acumulados, este perdeu um botão lateral (Figura 121), portanto a perfuração entre os 312m e os 416m (terceiro ciclo de afiação) não foi realizada nas mesmas condições que os restantes ciclos. Após a recolha dos dados da perfuração executada após a terceira de afiação, o bit foi excluído do estudo. A Figura 122 representa o seu desempenho durante toda a monitorização, ou seja, ao longo dos 416m.



Figura 121. Bit 3, após 312 metros de perfuração acumulados.

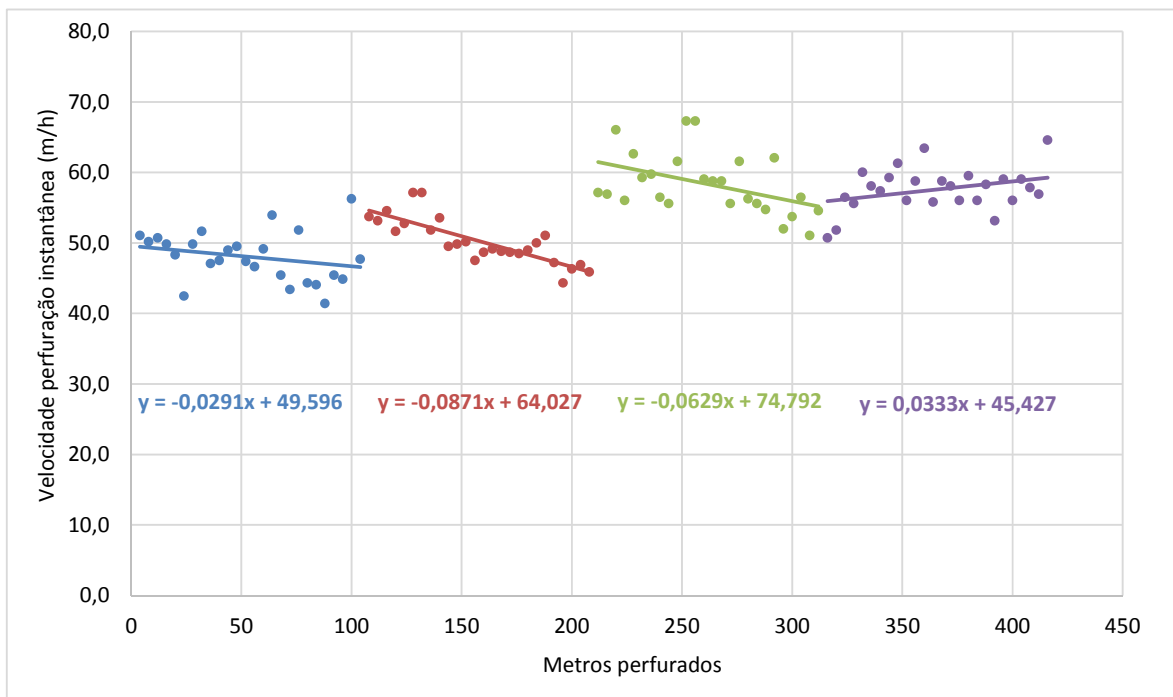


Figura 122. Velocidade perfuração instantânea do bit 3.

A partir da análise da Figura 122 verifica-se as seguintes constatações:

A perfuração executado durante o estado original, após primeira e segunda afiação, ou seja, nos primeiros 104m, entre os 104m e os 208m e dos 208m aos 312m, respetivamente, verifica-se que a tendência da velocidade de perfuração é decrescente em todos os casos verificados. Ao longo da perfuração executada durante o estado original, verifica-se uma diminuição de 3,03m/h, (-6%), na perfuração após primeira afiação confirma-se a tendência decrescente, com uma diminuição

de 9,06m/h, (-14%) e após segunda afiação continua a verificar-se a tendência decrescente da velocidade de perfuração, com uma diminuição de 6,54m/h, (-9%).

Na perfuração executada após terceira afiação, entre os 312m os 416m, a velocidade de perfuração é inesperadamente crescente, verificando-se um acréscimo 8%. Esta tendência de aumento da velocidade de perfuração, são perfeitamente compreensíveis devido ao local onde foi executada esta perfuração. Conforme é possível de verificar na Figura 123, a perfuração executada durante este ciclo, foi realizada no local entre a escavação da fundação da barragem e a vala de drenagem principal que envolve toda a bacia de dissipação. Ambas as escavações foram realizadas com desmonte de rocha com recurso a explosivos, pelo que o maciço rochoso remanescente encontra-se um pouco perturbado (Figura 124).

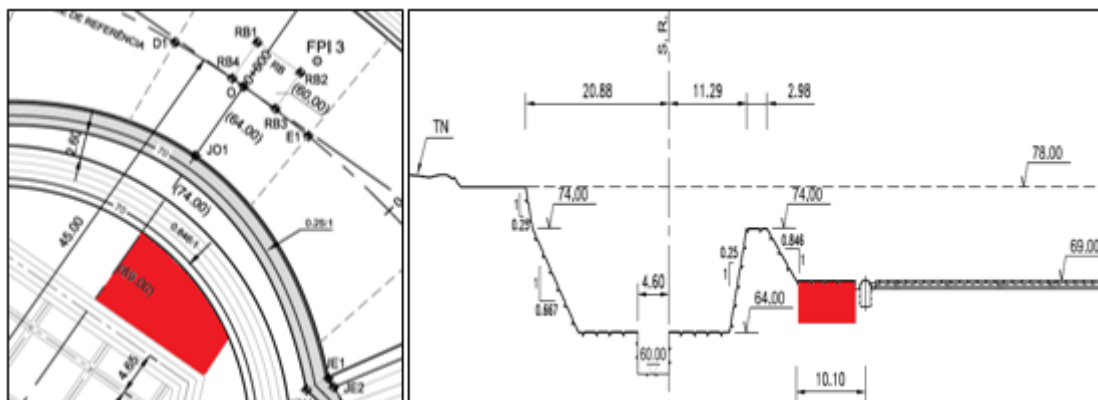


Figura 123. Local onde foi realizada a perfuração do terceiro ciclo de afiação (assinalado a vermelho); Esquerda – Planta parcial da bacia de dissipação e a escavação da barragem; Direita – Perfil entre a escavação da fundação da barragem e a vala de drenagem da bacia de dissipação (adaptado de Bacia de dissipação – Contenções. Planta 10-10E, pormenores), EDP – Gestão da Produção de Energia, Maio 2011).



Figura 124. Maciço rochoso a partir da vala de drenagem, do local onde foi executada a perfuração, referente ao terceiro ciclo de afiação.

Relativamente à tendência geral da velocidade de perfuração do bit 3, esta é ligeiramente crescente, no entanto, o expectável é que esta se mantivesse constante. Esta ligeira tendência crescente é bastante influenciada não só pela perfuração executada ao longo do terceiro ciclo de afiação, mas também pelo facto de o comprimento de perfuração ser controlado com pouco rigor, ou seja, no caso em concreto com uma simples marcação na coluna de perfuração.

- Bit 4

O bit 4 também foi submetido a ciclos de afiações sucessivos, tendo perfurado um total de 208m. Ao longo da perfuração após a primeira afiação, ou seja entre os 104m e os 208m ocorreu uma lavagem da matriz do aço da cabeça do bit.

O aço que envolve todo o bit e onde os botões estão impregnados sofreu uma lavagem devido ao volume excessivo do fluido de limpeza. Durante a perfuração deste ciclo, todos os furos encontravam-se com bastante água e de forma a concluir a perfuração com os respetivos furos

limpos e evitando encravamentos de aço de perfuração, o operador necessitou de aumentar o fluido de limpeza. Conforme referido no capítulo 3, um volume excessivo do fluido de limpeza durante a perfuração, pode em algumas rochas abrasivas como é o caso, devido à velocidade dos detritos podem causar danos no aço do bit, nomeadamente a saliência e quebra de botões. Ainda durante este ciclo de perfuração, entre os 204m e os 208m ocorreu a perda de um botão lateral, devido à saliência dos botões provocada pela lavagem do aço (Figura 125). Após o sucedido o bit foi excluído do estudo devido ao desgaste da matriz e da perda do botão lateral.



Figura 125. Bit 4, após 208 metros de perfuração acumulados.

A Figura 126 representa o seu desempenho durante toda a monitorização, ou seja, ao longo dos 208m.

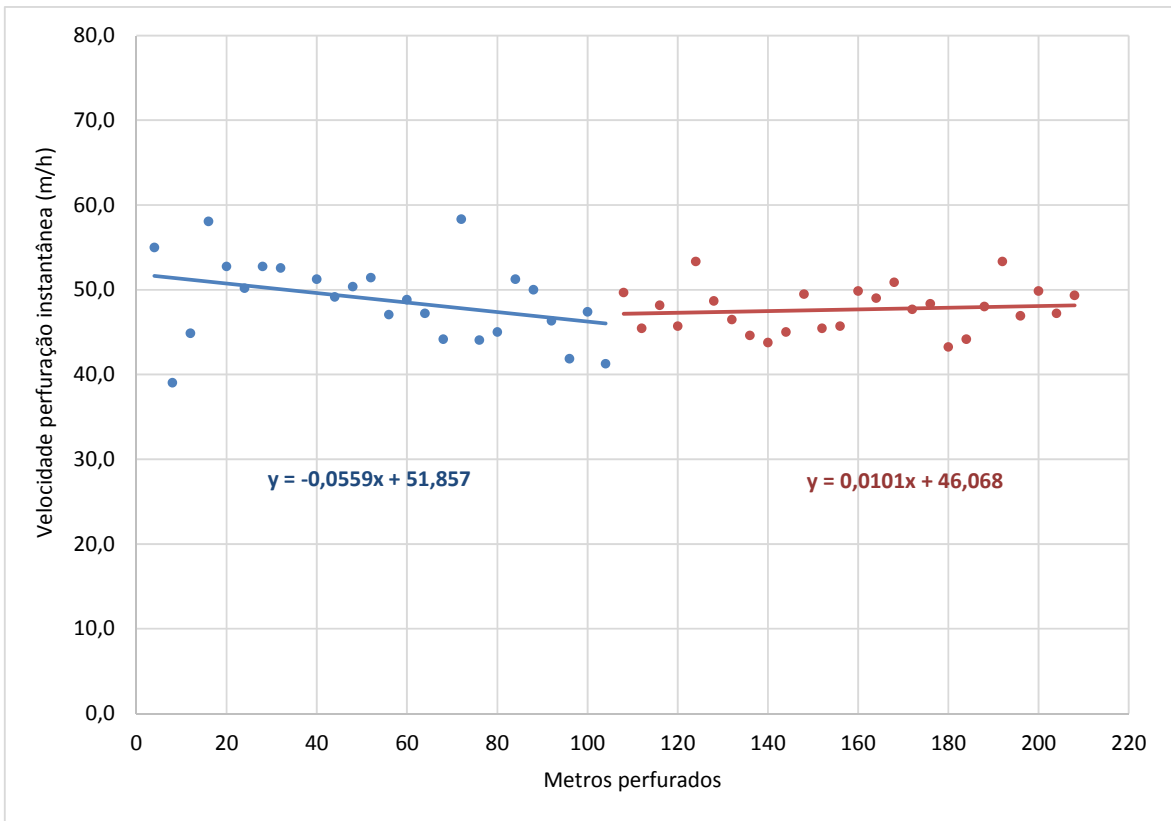


Figura 126. Velocidade perfuração instantânea do bit 4.

Durante a perfuração executada no seu estado original, ou seja, nos primeiros 104m a tendência da velocidade de perfuração é decrescente, verificando-se uma diminuição de 5,81m/h, (-11%).

A perfuração executada após primeira afiação, ou seja, entre os 104m os 208m, a velocidade de perfuração tem uma ligeira tendência crescente, iniciando com 46,07m/h e terminando com 47,12m/h, acréscimo de 1,05m/h, (2%).

Relativamente à tendência geral da velocidade de perfuração do bit 4, esta é ligeiramente decrescente.

4.4.6. Vantagens do processo de afiação de bits

Conforme referenciado no capítulo 3, as vantagens da afiação de bits são as maiores velocidades de penetração alcançadas, o aumento do tempo de vida útil do acessório e menores desvios de perfuração.

Quanto aos desvios de perfuração não foi possível de avaliar no âmbito deste estudo, uma vez que o comprimento das perfurações executadas é bastante curto. Durante a análise às restantes vantagens da afiação de bits, serão comparados o bit 1 e o bit 2 (Quadro 35).

Quadro 35 . Velocidades de perfuração instantânea do bit 1 e bit 2.

Bit	N.º de afiações	N.º de furos	Metros perfurados	Tempo de perfuração	Velocidade média de perfuração instantânea	Diferença
1	0	119	524,0 m	11,2 h	46,8 m/h	0,0 m/h 0%
2	5	156	624,0 m	11,6 h	53,8 m/h	7,0 m/h 15%

Relativamente a maiores velocidades de perfuração instantânea, após uma análise ao ciclo de perfuração médio do bit 1 e do bit 2, é possível de verificar que a grande diferença ocorre no tempo de perfuração (Figura 127).

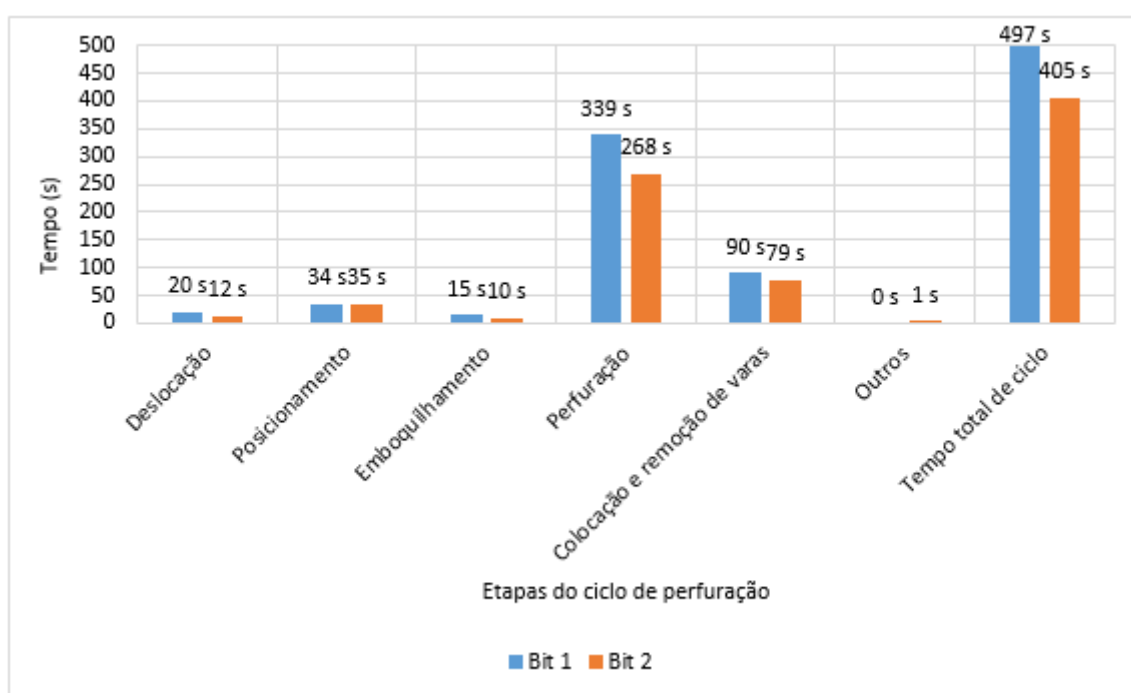


Figura 127. Ciclo de perfuração para o bit 1 e bit 2 (seg.).

O aumento da velocidade de perfuração por consequência da afiação sucessiva dos bits de perfuração tem também influência direta no rendimento industrial (Figura 128). Para o acessório bit 1, verifica-se uma velocidade de perfuração instantânea de 46,8m/h enquanto para o bit 2 é de 53,8m/h. A diferença entre ambos é de 7,0m/h, ou seja, aumento de 15%. Relativamente ao rendimento industrial para os mesmos casos abordados, para o bit 1 é de 31,9m/h e para o bit 2 é de 35,6m/h. A diferença entre os rendimentos industriais verificados é de 3,7m/h, ou seja um aumento de 12%.

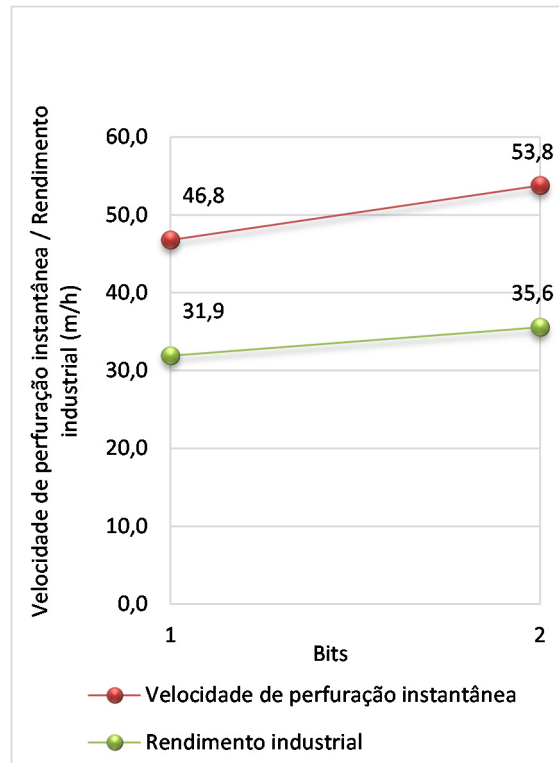


Figura 128. Relação entre a velocidade de perfuração instantânea e o rendimento industrial.

Relativamente ao aumento de vida útil do acessório de perfuração, nomeadamente aos metros perfurados por cada bit, os dados estão representados no Quadro 36.

Quadro 36. Vida útil do bit 1 e bit 2.

Bit	N.º de afiações	Metros perfurados	Diferença
1	0	524 m	0 m 0%
2	5	624 m	100 m 19%

A partir da análise da Figura 129, é possível de verificar que o bit 2 executou mais 100m de perfuração que o bit 1, o que traduz num aumento de vida útil do acessório em 19%, tendo este aumento ocorrido devido à introdução do processo de afiação de bit.

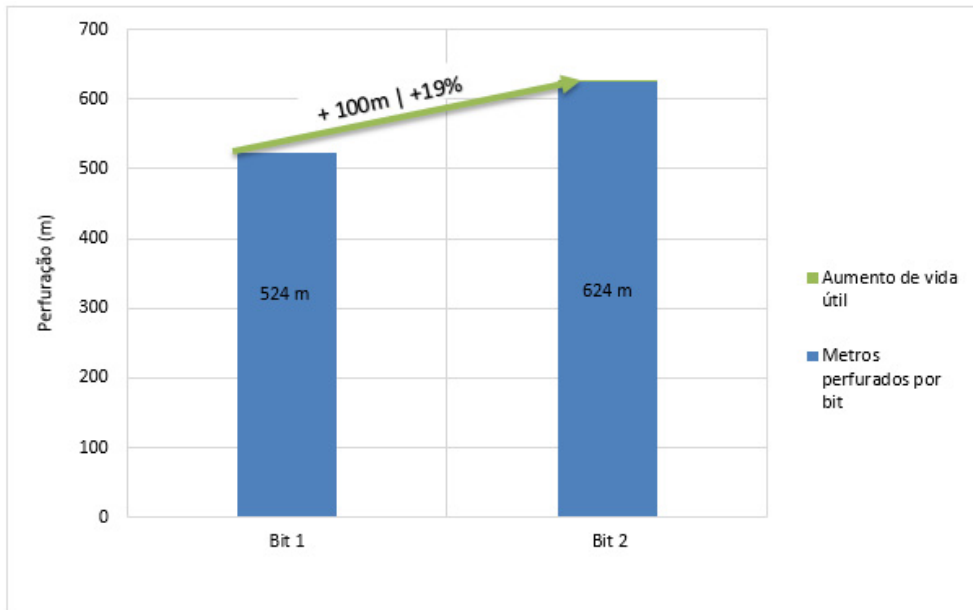


Figura 129. Aumento de vida útil do acessório de perfuração bit 2.

4.4.7. Velocidade de perfuração com bit semi-balístico versus bit balístico

Durante a recolha de dados para o estudo, surgiu a oportunidade de monitorizar um bit com características bem diferentes dos quatro bits iniciais, conforme referido anteriormente. Este bit foi monitorizado ao longo de um ciclo de afiação, ou seja, durante 104m por forma a poder realizar-se um teste de confronto com o bit semi-balístico, nomeadamente a velocidade de perfuração instantânea. A Figura 130 representa o bit 5 no seu estado original.



Figura 130. Bit 5 em estado original.

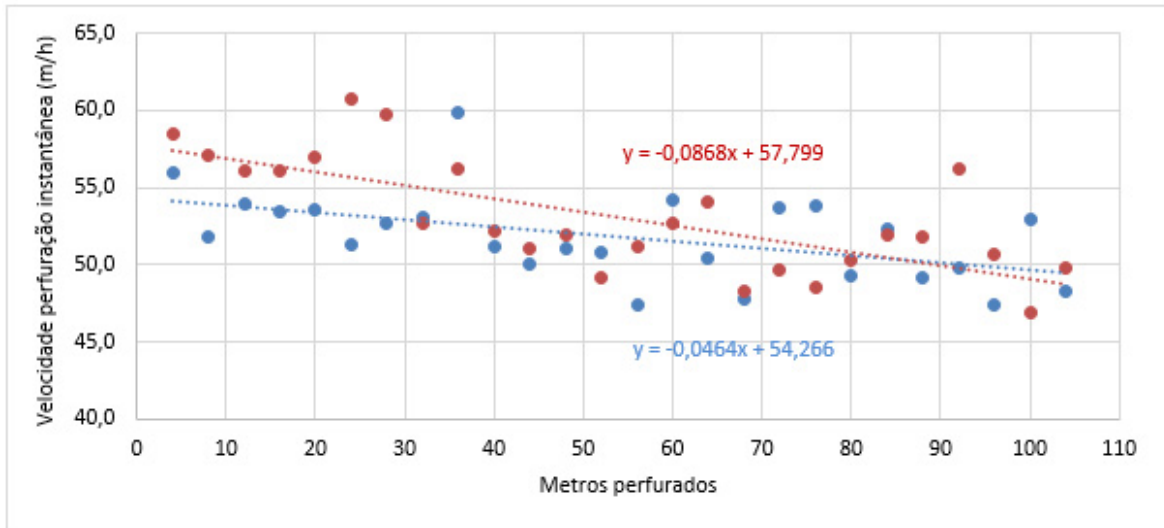


Figura 131. Velocidade de perfuração instantânea: bit semi-balístico versus bit balístico.

Após análise da Figura 131, é possível de verificar que o bit 5 (balístico) inicia a perfuração com uma maior velocidade de penetração que a média dos restantes bits (semi-balístico) para o mesmo ciclo de perfuração (estado original), ou seja, dos 0m aos 104m. Numa análise às linhas de tendência de ambos os tipos de bits, é possível de verificar que ambas as velocidades de perfuração instantânea são decrescentes como seria expectável, sendo esta mais significativa no bit balístico. A velocidade inicial do bit balístico é de 57,8m/h e termina com 48,8m/h, verificando-se uma diminuição de 9,0m/h (-16%). Comparativamente, a velocidade inicial do bit semi-balístico é de 54,3m/h e termina com 49,4m/h, verificando-se uma diferença de 4,8m/h (-9%). As velocidades de perfuração instantânea igualam-se aos 87,45m, no entanto, a partir desse instante até aos 104m, a velocidade de perfuração do bit semi-balístico é ligeiramente superior à do bit balístico. Quanto às velocidades médias de perfuração instantânea, esta é superior num bit balístico relativamente a um bit semi-balístico, para ciclos de perfuração de 104m (Figura 132).

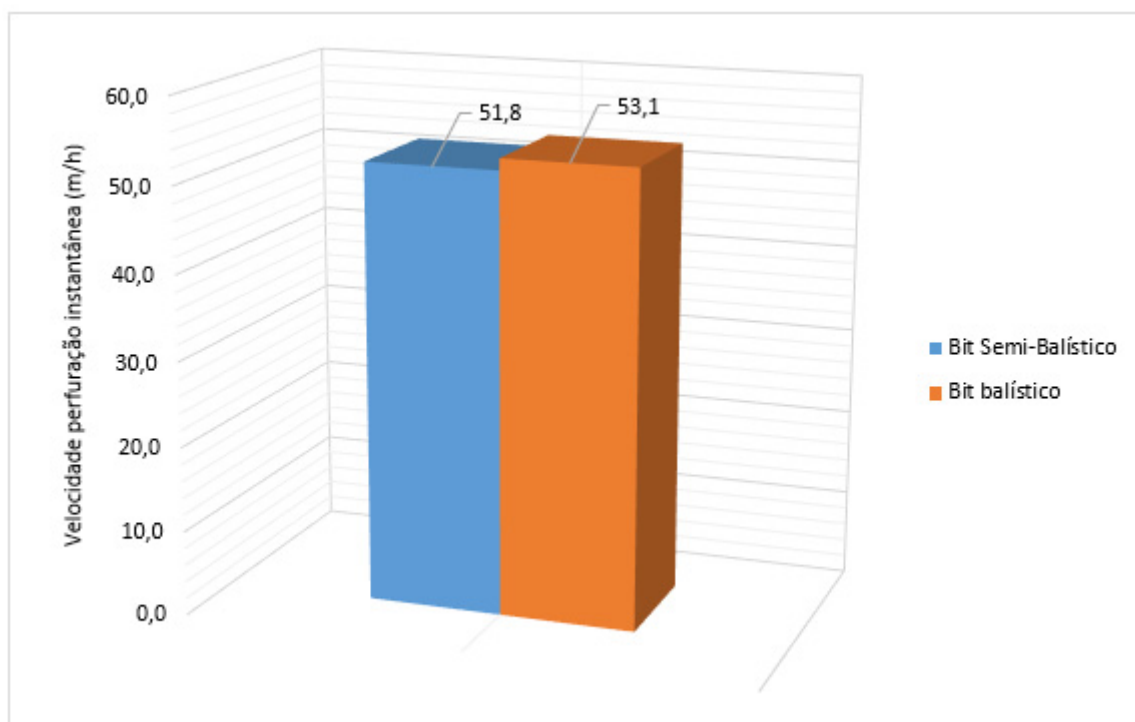


Figura 132. Velocidade médias de perfuração instantânea: bit semi-balístico versus bit balístico.

Apesar de inicialmente superior, a velocidade de perfuração instantânea do bit balístico rapidamente se aproxima da velocidade registada pelo bit semi-balístico. A configuração geométrica inicial do bit balístico, alterada devido ao desgaste na ferramenta de corte, promove por consequente a formação de um plano de desgaste no topo do botão. À medida que o plano de desgaste aumenta, aumenta também a área de contacto entre a ferramenta de corte e a matriz rochosa, diminuindo a velocidade de penetração (Figura 133). No entanto verifica-se uma completa ausência de desgaste no botão central localizado no centro rebaixado (Figura 134), o que demonstra que o bit balístico não será o mais ajustado para o tipo de maciço rochoso em estudo. Contudo, seria necessário comparar o bit balístico com ciclos de afiações sucessivos até ao seu limite de vida útil.

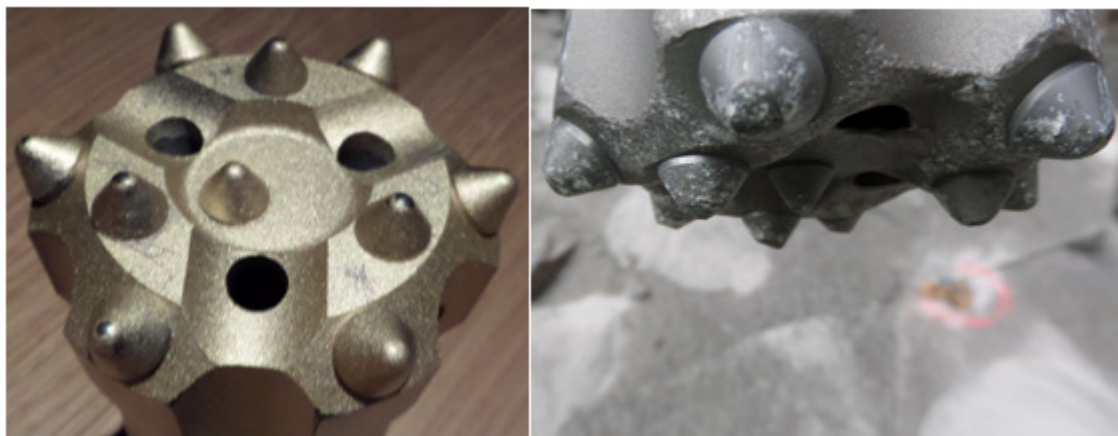


Figura 133. Bit 5 (balístico): Esquerda – estado original; Direita – Após 20 metros de perfuração.

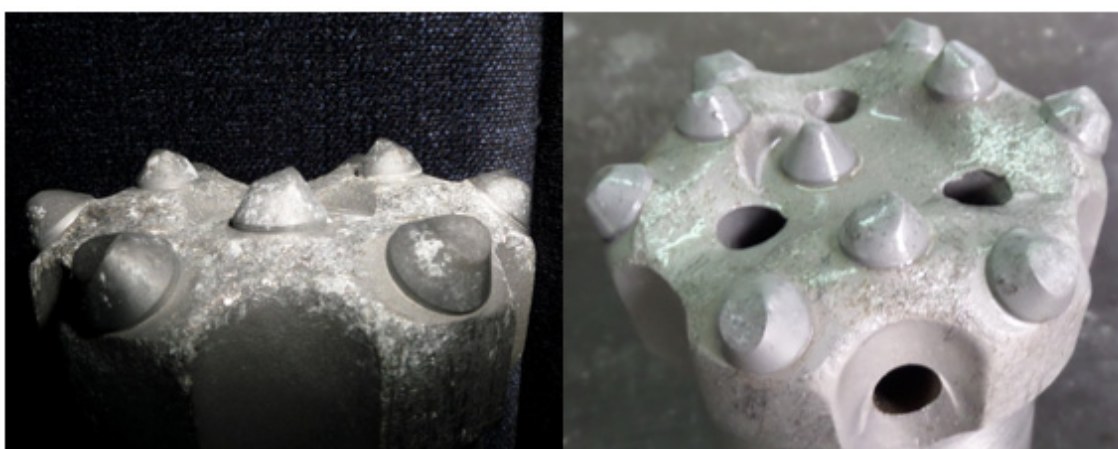


Figura 134. Bit 5 (balístico): Esquerda – Após 44 metros de perfuração; Direita – Após 104 metros de perfuração.

4.5. Análise técnico-económica para a aquisição de um equipamento semi-automático de afiação de bits

4.5.1. Introdução

A presente análise técnico-económica pretende avaliar a aquisição de um equipamento semi-automático de afiação de bits. Esta análise é fundamentada através dos diversos dados obtidos ao longo do presente estudo, em particular a abordagem aos casos práticos do bit 1 e bit 2. Numa primeira fase serão discriminados e contabilizados todos os sobrecustos do processo de afiação (investimento) e numa segunda fase, serão avaliados os retornos e os ganhos da própria afiação. Por último, será efetuada uma avaliação dos ganhos da introdução do processo de afiação assim como a determinação do “*break even*” do investimento.

Inicialmente é necessário caracterizar a afiação, nomeadamente conhecer os seus rendimentos (Quadro 37).

Para as consecutivas afiações foram considerados os tempos de cada afiação, sendo de constatar um aumento progressivo do tempo de afiação devido ao desgaste da fresa diamantada. Para 624m perfurados pelo bit 2, temos um rendimento industrial de afiação de 136m/h, ao qual após afeto de um fator ponderado de 30% para manutenção e avarias, expressa um rendimento de afiação de 95m/h.

Quadro 37. Caracterização do caso prático (bit 2) de afiação de bits.

II. RENDIMENTO OPERACIONAL DA AFIAÇÃO (BIT 2)		95 m/h
1. RENDIMENTO INDUSTRIAL DA AFIAÇÃO		136 m/h
1.1.	METROS PERFURADOS	624 m
	NOVO	104 m
	1ª Afiação	104 m
	2ª Afiação	104 m
	3ª Afiação	104 m
	4ª Afiação	104 m
	5ª Afiação	104 m
1.2.	TEMPO TOTAL DE 5 CICLOS DE AFIAÇÃO	4,60 h
	1ª Afiação	0,30 h
	2ª Afiação	0,60 h
	3ª Afiação	0,90 h
	4ª Afiação	1,20 h
	5ª Afiação	1,60 h
2. PERDA DE RENDIMENTO INDUSTRIAL		41 m/h
2.1.	MANUTENÇÕES E AVARIAS	41 m/h
	Taxa de inoperacionalidade	30 %
	Rendimento industrial da afiação	136 m/h

4.5.2. Sobrecustos da afiação (investimento)

O sobrecusto do processo de afiação (investimento) estão divididos em cinco naturezas, sobrecustos relacionados com mão-de-obra, equipamento, materiais, diversos e manutenção.

Mão-de-obra

Para os custos relacionados com a mão-de-obra considerou-se o custo relativo ao operador que irá executar a afiação, tendo um valor estimado de 5€/h. No caso em estudo foram realizadas 5 afiações, como tal prevê-se um tempo de utilização de 7,6h do tempo útil do operador para a execução da afiação. Desta forma o custo do operador por bit afiado será aproximadamente de 38€/bit afiado. Há ainda que ter em conta o custo das deslocações, neste caso, do estaleiro da empresa em Lousada até ao local da obra (ida e volta), perfazendo um custo total de deslocação de 33€. Posto isto, para o caso prático em estudo, os custos relacionados com mão-de-obra serão de 0,11€/m (Quadro 38).

Quadro 38. Custos relacionados com mão-de-obra no processo de afiação.

1. MÃO DE OBRA		0,11 €/m
1.1.	OPERADOR	0,06 €/m
	Tempo	7,6 h
	Custo do operador	5 €/h
	Custo do operador por bit	38 €/Bit
	Metros perfurados	624 m
1.2.	DESLOCAÇÕES	0,05 €/m
	Custo da viatura por Km	0,15 €/Km
	Distância	220 Km
	Tempo de deslocação	3 h
	Custo da deslocação	33 €
	Metros perfurados	624 m

Equipamento

O valor da compra do equipamento de afiação será de 16.500€, tendo um custo de amortização de 1,72€/h (vida útil de 5 anos, 20 dias uteis/mês e 8h/dia). Para uma utilização do equipamento de 8h/dia, o seu custo será de 7,91€/bit afiados (5 ciclos de afiação). Assim sendo, para o caso prático em estudo, os custos relacionados com o equipamento serão no seu conjunto cerca de 0,013€/m (Quadro 39).

Quadro 39. Custos relacionados com o equipamento de afiação.

2. EQUIPAMENTO		0,013 €/m
2.1.	AMORTIZAÇÃO DO EQUIPAMENTO DE AFIAÇÃO	0,013 €/m
	Equipamento de afiação de bits	16 500 €
	Vida útil	5 anos
	Amortização mensal	275 €/mês
	Dias uteis	20 dias/mês
	Horas dia	8 h/dia
	Custo hora da amortização	1,72 €/h
	Horas de utilização	4,60 h
	Metros perfurados	624 m

Materials

Quanto aos custos relacionados com os materiais necessários para a execução da afiação temos a considerar o material de desgaste, nomeadamente a fresa diamantada, e um consumível, o binol. Em relação à fresa, estimou-se que o custo da fresa será cerca de 0,14€/m, para uma vida útil estimada de 1000m de furação. Quanto ao consumível, estima-se que para a afiação de 150bits de perfuração seja necessário uma embalagem de binol, cujo custo será de 0,0003€/bit afiado. Os custos relacionados com materiais serão no seu conjunto cerca de 0,14€/m (Quadro 40).

Quadro 40. Custos relacionados com materiais no equipamento de afiação.

3. MATERIAIS		0,14 €/m
3.1.	MATERIAL DE DESGASTE	0,14 €/m
	Fresa de afiação	140 €/Uni.
	Metros perfurados com afiação	1.000 m
3.2.	CONSUMIVEIS (BINOL)	0,0003 €/m
	Custo do binol (0,5l)	30 €
	Número de bits por 0,5l de Binol	150 Bits
	Custo do Binol por bit	0,20 €/Bit
	Metros perfurados	624 m

Diversos

Relativamente aos custos diversos e nomeadamente a energia consumida na afiação, o equipamento tem um consumo energético de 150W/h, logo para um tempo de afiação de 4,6h/bit (5 ciclos), o custo da energia consumida será aproximadamente de 0,0003€/bit (Quadro 41).

Quadro 41. Custos diversos relacionados com o investimento do equipamento.

4. DIVERSOS		0,0003 €/m
4.1	ENERGIA	0,0003 €/m
	Consumo energético do equipamento	150 W/h
	Tempo de afiação de um bit (5 ciclos)	4,6 h
	Consumo energético por bit	690 W/Bit
	Custo da energia para afiação de 1 bit (5 ciclos)	0,1725 €
	Metros perfurados	624,00 m

Manutenção

Relativamente aos custos com a manutenção do equipamento, estima-se um valor de 3000€/ano ao longo dos 5 anos. Para uma produção anual de aproximadamente 160.000 m/ano (20 dias/mês e 7h/dia) e para um rendimento operacional de afiação de 95m/h, o seu custo será 0,019€/m para o caso prático em estudo (Quadro 42).

Quadro 42. Custos relacionados com manutenção do equipamento.

5 MANUTENÇÃO		0,019 € / m
5.1	REVISÕES PERIODICAS DO EQUIPAMENTO DE AFIAÇÃO	0,019 € / m
	Custo ano	3 000 €/ano
	Rendimento operacional	95 m/h
	Produção ano	159 527 m/ano

Em suma o total dos custos do processo de afiação (investimento) são cerca de 0,29€/m, estando resumidos no Quadro 43 e representados na Figura 135.

Quadro 43. Total do sobrecusto do investimento da afiação de bits.

TOTAL DO SOBRECUSTO DO INVESTIMENTO	0,29 €/m	%
Mão de obra	0,11 €/m	40%
Equipamento	0,01 €/m	4%
Materiais	0,14 €/m	49%
Diversos	0,00 €/m	0%
Manutenção	0,02 €/m	7%

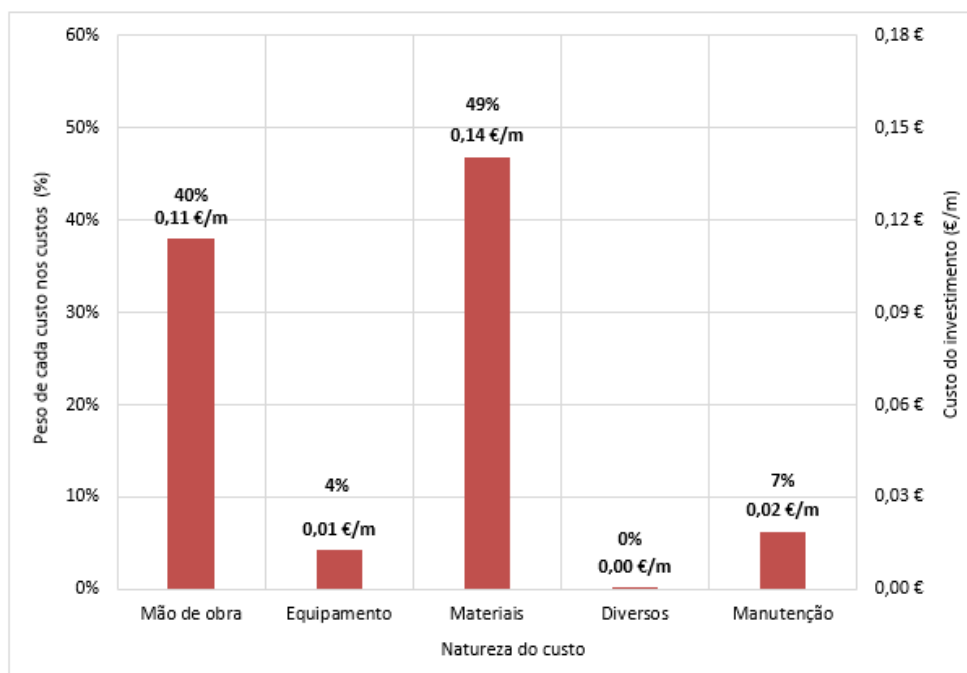


Figura 135. Distribuição do sobrecusto do investimento em naturezas: peso (%) e custo (€/m).

4.5.3. Retorno da afiação

Para podermos determinar os proveitos da afiação de bits serão comparados os dois casos em estudo. Para tal serão quantificadas as grandes vantagens da afiação, nomeadamente o aumento do rendimento industrial e o aumento de vida útil do acessório.

Retorno da otimização da afiação

Na análise aos custos relacionados com a perfuração, foi estimado um valor de referência PTI (Preço tarifa interna) de 250€/h. O PTI abrange todos os custos relacionados com o equipamento de perfuração, estando incluído o custo do operador do equipamento, o combustível e lubrificantes, assim como a amortização e toda a manutenção do equipamento, apenas excluindo o aço de perfuração.

Conforme é possível de verificar no Quadro 44, o custo da perfuração para o bit 1 será de 7,84€/m, enquanto para o bit 2 será de 7,02€/m. A diferença 0,81€/m entre ambas as situações analisadas, reflete numa economia no custo global de 10,4%.

Quadro 44. Retorno associado à afiação de bits: rendimento industrial.

1. RETORNO DA OPTIMIZAÇÃO RENDIMENTO		0,81 €/m
1.1.	CUSTO DE PERFURAÇÃO COM O BIT 1	7,84 €/m
	Rendimento industrial	32 m/h
	Metros perfurados	524 m
	Tempo de perfuração	16 h
	PTI	250 €/h
1.2.	CUSTO DE PERFURAÇÃO COM O BIT 2	7,02 €/m
	Rendimento industrial	36 m/h
	Metros perfurados	624 m
	Tempo de perfuração	18 h
	PTI	250 €/h

Aumento da vida útil do acessório

O aumento de vida útil do acessório atende uma diferença de 0,04€/m, ou seja uma economia no custo global de 16% (Quadro 45).

Quadro 45. Retorno associado à afiação de bits: aumento de vida útil do acessório.

2. RETORNO DA OPTIMIZAÇÃO DA VIDA UTIL		0,04 €/m
2.1.	CUSTO DO BIT 1	0,23 €/m
	Metros perfurados	524 m
	Custo do bit	120 €
2.2.	CUSTO DO BIT 2	0,19 €/m
	Metros perfurados	624 m
	Custo do bit	120 €

Em suma, o retorno da afiação traduz-se numa economia total de 0,85€/m, (Quadro 46) e estão representadas na Figura 136.

Quadro 46. Total do retorno da afiação de bits.

TOTAL DO RETORNO DO INVESTIMENTO	0,85 €/m	%
Otimização do rendimento industrial	0,81 €/m	96%
Otimização da vida útil do acessório	0,04 €/m	4%

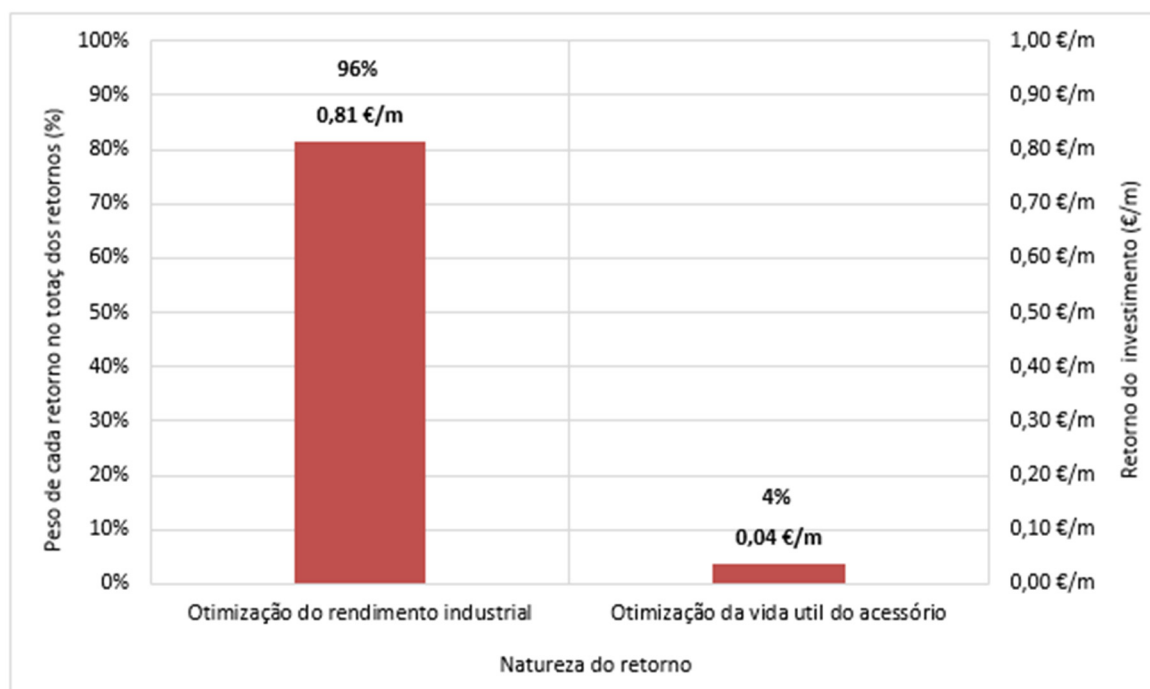


Figura 136. Distribuição do retorno da afiação bits: peso (%) e retorno (€/m).

4.5.4. Ganho do processo de afiação

O ganho da afiação traduz-se num incremento de 0,57€/m, resultante da diferença entre sobrecusto do processo de afiação (investimento) e o retorno (Quadro 47).

Quadro 47. Ganho do processo de afiação de bits.

IV. GANHO	0,57 €/m
1. SOBRECUSTO DO PROCESSO DE AFIAÇÃO (INVESTIMENTO)	0,29 €/m
2. RETORNO	0,85 €/m

A construção do AHFT envolveu inúmeras atividades relacionadas com perfuração de maciços rochosos, nomeadamente a perfuração para colocação de pregagens para contenções ou mesmo perfuração para desmonte de rocha com explosivos (pré-corte e desmonte em bancada) durante

as escavações. O Quadro 48 representa uma síntese dos metros de perfuração com Φ 76mm, não estando incluídos a perfuração realizada nos acessos nem na tomada de água.

Quadro 48. Quadro síntese da furação realizada no AHFT (Φ 76mm).

Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua - Furação Φ76mm		
Bacia de dissipação	RocManitou	Ranger 700
Fase 2		1 477 m
Fase 3	7 805 m	
Fase 4		2 737 m
Fase 5		10 164 m
Fase 6	5 180 m	
Sub-Total	12 985 m	14 378 m
Total	27 363 m	
Escavação da barragem	RocManitou	Ranger 700
Bancada e pré-corte	-	107 726 m
Pregagens	-	76 166 m
Sub-Total	-	183 892 m
Perfuração TOTAL		211 255 m
Perfuração TOTAL para Ranger 700		198 270 m

A perfuração total ao alcance de qualquer um dos equipamentos monitorizados, como por exemplo o Ranger 700² é de 198.270m. Conforme verificamos anteriormente, o ganho económico gerado pela afiação de bits é de 0,57€/m, o que para a perfuração total no AHFT ao alcance dos equipamentos monitorizados resultaria num ganho de 112.149€. Para um custo de investimento de 16.500€, a relação entre o resultado da afiação e o custo do investimento será de 680%. Ou seja, as mais-valias decorrentes da afiação de bits para a perfuração acima descrita, possibilita a amortização de aproximadamente sete equipamentos de afiação iguais ao utilizado durante o estudo. (Quadro 49)

Quadro 49. Relação resultado da afiação versus Custo do investimento.

Relação Ganhos vs Investimento	680%
Metros de perfuração (TOTAL)	198 270 m
Resultado da afiação (TOTAL)	112 149 €
Custo do investimento	16 500 €

A partir da análise da Figura 138, podemos verificar o aumento progressivo do resultado da afiação em função do número de metros perfurados.

Para o investimento inicial de 16.500€ no equipamento de afiação semi-automático e em particular para o caso de estudo analisado, o investimento atinge o seu “*break even*” aproximadamente aos 29.200m de perfuração.

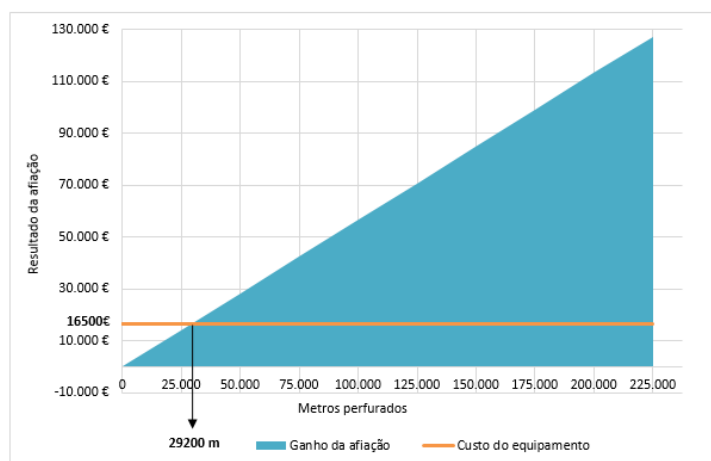


Figura 137. Evolução do resultado da afiação: “*Break even*” do investimento.

Existem um conjunto de consequências diretas relacionados com a introdução do ciclo de afiação e que não foram quantificados, nomeadamente:

- Menor fadiga da coluna de perfuração, diminuindo a probabilidade de quebra de alguns acessórios de perfuração;
- Diminuição do consumo energético do equipamento de perfuração, devido a menores perdas de energia;
- Aumento de vida útil dos restantes acessórios de perfuração;
- Diminuição do desgaste do próprio equipamento, apresentando uma melhoria de toda a operacionalidade com uma menor percentagem de avarias.

Capítulo 5

Conclusões

5. Conclusões

O presente trabalho enquadra-se no âmbito da frequência do mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente do Instituto Superior do Engenharia do Porto, e foi realizada no âmbito de um protocolo técnico-científico entre o DEG|ISEP e a empresa Descavanor S.A. do grupo Elevo, nomeadamente na monitorização da perfuração de rocha no Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua.

O tema surgiu de um interesse recentemente desenvolvido ao longo do percurso profissional e pretende promover as mais-valias da otimização técnica e económica do processo de perfuração de maciços rochosos. Este trabalho pretende acima de tudo recordar as boas práticas da perfuração de maciços rochosos, nomeadamente a afiação de bits de perfuração, processo este cada vez mais esquecido nas empresas especializadas na perfuração de maciços rochosos, numa sociedade cada vez mais intolerante com a ineficácia e o desperísimo.

Do estudo, presentemente desenvolvido, resultam os seguintes aspetos conclusivos:

- A dureza de Vickers (VHNR) definido pela composição mineralógica quantitativa, revelou-se fulcral para a determinação do ciclo ótimo de afiação dos bits. O ciclo de afiação dos bits para o granitóide presente no AHFT (granito de Sabrosa) é de aproximadamente 105m;
- O estado de limpeza da bancada veio confirmar a enorme importância quanto à otimização do ciclo de perfuração nomeadamente nas etapas de posicionamento do equipamento e principalmente durante o emboquilhamento. O estado da limpeza da superfície a perfurar tem consequências diretas no rendimento industrial, pelo que verifica uma proporcionalidade direta entre ambas, ou seja, quanto mais limpa estiver a superfície, maiores serão os rendimentos industriais da perfuração;
- A estabilidade do equipamento de perfuração tem correlação direta com o rendimento industrial, pelo que quanto mais estável estiver o equipamento durante a execução da perfuração, maiores serão os rendimentos industriais obtidos;
- O aumento do comprimento de furação tem obviamente um impacto positivo no rendimento industrial. Para os casos analisados, o aumento de 0,5m no comprimento de furação, provocou um incremento médio de 9% no rendimento industrial, portanto conclui-se que a otimização pode ser ainda mais potenciada com furos de maior comprimento.
- O operador do equipamento de perfuração tem um peso bastante importante no rendimento industrial. Fatores como a experiência no exercício da sua função,

sensibilidade para o fenómeno da perfuração e conhecimento geral da área são bastante importantes para um bom rendimento das operações de perfuração;

- A introdução do processo de afiação dos bits no ciclo de perfuração, tem implicações técnicas e económicas no rendimento dos ciclos de trabalho em que está inserida, nomeadamente no tempo de execução da perfuração em que se verifica um aumento das velocidades de perfuração instantânea, que se reflete numa melhoria do rendimento industrial;
- A introdução do processo de afiação de bits de perfuração revelou-se ter uma importância relevante no aumento de vida útil, tendo-se conseguido um aumento de vida útil do acessório testado em 19%;
- Os resultados obtidos apontam para um desajustamento do tipo e qualidade do bit para este maciço uma vez que apenas foi possível realizar 5 afiações, o que desponta a necessidade de testar outros tipos de bits e de diferentes fabricantes.
- Os dois modelos de bits testados, demonstrado num confronto entre bit semi-balístico e bit balístico permitiu concluir que o bit balístico não se adequa para o maciço rochoso em perfuração, evidenciado pela ausência de desgaste do botão central localizado no centro rebaixado.
- A única menor vantagem na introdução do processo de afiação de bits na perfuração de maciços rochosos, passa pelo investimento inicial em equipamento de afiação, contudo fica provado que o retorno do investimento é garantido num curto espaço de tempo. A introdução do processo afiação tem um papel fundamental na otimização de perfuração de maciços rochosos;
- A análise técnico-económica realizada para a aquisição de um equipamento de afiação semi-automático em particular para o maciço rochoso em estudo e dos acessórios de perfuração analisados, o investimento atinge o seu “*break even*” aos 29.200m de perfuração.

Futuras investigações sobre a temática em consideração deverão ser encetadas para apurar os objetivos alcançados e deverão ser alvos de projetos de estudos futuros, com vista a aprofundar e complementar o trabalho executado. Tendo em consideração os objetivos deste trabalho, recomenda-se que estudos futuros incidam sobre:

- Alargamento deste trabalho e desta metodologia, a outros maciços rochosos (com diferentes litologias/análises petrográficas) incluindo perfuração para desmonte subterrâneo;
- Expansão a outros equipamentos e acessórios de perfuração de diferentes tipos e fabricantes, de forma a continuar a avaliar a interação entre o maciço rochoso e as tecnologias de perfuração nas diferentes situações;
- Desenvolvimento de uma “App” para *smarthphone*, que permita de uma forma expedita e automatizada, a recolha, armazenamento e tratamento de dados relativo ao ciclo de perfuração;
- Desenvolvimento de um procedimento de auxílio na implementação de processo de afiação de bits. A importância deste procedimento, prende-se pela necessidade de uma profunda introspeção sobre os constrangimentos que estão da origem da não operacionalização do processo de afiação de bits pelas empresas do sector, apesar das mais-valias.

Capítulo 6

Referências bibliográficas

6. Referências bibliográficas

- ASTM – American Society for Testing and Materials, 2001. Standard test method for determination of rock hardness by rebound hammer. Designation D5873-00. ASTM Standards on disc: 04-08.
- Atlas Copco, s.d.. Surface drilling. Second edition, 156 pp.
- Bernardo de Sousa M., Sequeira A., 1989. Carta Geológica de Portugal Folha 10-D (Alijó), na escala 1/50000. Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa.
- Bernardo de Sousa M., Sequeira A., 1989. Carta Geológica de Portugal, na escala 1/50000. Notícia Explicativa da Folha 10- D (Alijó). Serviços Geológicos de Portugal. Lisboa, 59 pp.
- Bernardo P., 2010. Reflexão acerca das bases atuais da escavação de maciços rochosos. Portugal Mineral, Revista da Indústria Extrativa, ANIET, 1: 38-43.
- Berkhout A.J., 2000. The dynamic role of knowledge in innovation: an integrated framework of cyclic networks for the assessment of technological change and sustainable growth. Delft University Press. 132 pp.
- Berkhout A.J., Hartmann D. & Trott P., 2011. The role of entrepreneurship in innovation. International Journal of Entrepreneurship and Innovation Management, 14 (1): 60-79.
- Bieniawski Z.T., 2010. Building bridges between academia, industry and society: reflections on experience from three continents. Inaugural Lecture of Doctor Honoris Causa, AGH University of Science and Technology in Kraków, 17 pp. http://home.agh.edu.pl/~cala/bieniawski/w_dhc_en.pdf
- Broch E. & Franklin J.A., 1972. The point load strength test. J. Rock Mech. Min. Sci, 9: 669-697.
- Bruland, A., 1998. Project Report 13-C98 Drillability: Statistics of drillability test results. NTNU, University of Trondheim, 52 pp.
- Cabral, J. & Ribeiro, A., (1988, 1989). Carta neotectónica de Portugal
- Cargill J.S. & Shakoor A., 1990. Evaluation of empirical methods for measuring the uniaxial compressive strength of rock. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr., 53: 97-103.
- Dahl F., Bruland, A. Grønv E. & Nilsen B., 2010. Trademarking the NTNU/SINTEF drillability test indices. Tunnels & Tunnelling International, 44-46.
- Dahl F., Bruland A., Jakobsen P.D., Nilsen B. & Grønv E., 2012. Classifications of properties influencing the drillability of rocks, based on the NTNU/SINTEF test method. Tunnelling and Underground Space Technology, 28: 150-158.
- Dobereiner L. & Freitas M.H., 1986. Geotechnical properties of weak sandstones. Géotechnique, 36(1): 79-94
- EDP, Gestão da produção de energia, 2008. Aproveitamento hidroelétrico de foz tua. Estudo de impacto ambiental. Relatório técnico volume I, 371 pp.
- EDP, Gestão da produção de energia, 2010. Tomo III – A3 – Elementos de projeto – Estudos de caracterização geológica e geotécnica, 18 pp.

-
- EDP, Gestão da produção de energia, 2010. Tomo III – A4 – Elementos de projeto – Estudos de agregados, betões e caldas de injeção. Anexo 1 – Aproveitamento hidroelétrico de foz tua. Análise petrográfica de amostras de rocha, 35 pp.
- EDP, Gestão da produção de energia, 2011. Projeto de execução: Contensões da bacia de dissipação Planta, perfil 10-10 e pormenores.
- Fonseca L., 2008. Interação e avaliação entre o maciço rochoso e as tecnologias de perfuração: consequências técnico-económicas. Instituto Superior de Engenharia do Porto, ISEP. (tese de mestrado).
- Galiza A.C., 2001. A qualidade nas operações de desmonte. Relatório de provas públicas para provimento de um lugar de Professor Adjunto. Instituto Superior de Engenharia do Porto, Politécnico do Porto. 76 pp. (Relatório inédito).
- Galiza A.C., 2013. Qualidade e optimização do desmonte de maciços rochosos em geotecnia mineira. Universidade de Aveiro. (tese de doutoramento).
- Galiza A.C.; Vieira A.; Gomes L., 2007-2008. Desmonte de Maciços Rochosos. Instituto Superior de Engenharia do Porto|ISEP, 159 pp.
- Galiza A.C., Ramos L. & Chaminé H.I., 2008. Controlo da qualidade geotécnica do desmonte do maciço rochoso através de uma perfuração alinhada. In: Actas do 11º Congresso Nacional de Geotecnia. Sociedade Portuguesa de Geotecnia / Univ. Coimbra. Volume 1, pp. 243-250.
- Galiza A.C., Ramos L., Fonseca L. & Chaminé H.I., 2011a. Geotecnia mineira de maciços rochosos fracturados para o controlo da qualidade do desmonte. Revista Ingenium, Ordem Engenheiros, 124 (Jul/Agos): 76-80.
- Galiza A.C., Ramos L., Fonseca L., Teixeira J. & Chaminé H.I., 2011b. O papel da geotecnia mineira na optimização do desmonte de maciços rochosos fraturados. Boletim de Minas, DGEG, Lisboa, 46(2): 103-120.
- Galiza A.C., Ramos L., Fonseca L. & Chaminé H.I., 2011c. Geomechanical control of jointed rock mass blasting by aligned drilling. In: Holmberg R. (ed.), Lisbon Conference Proceedings 2011, EFEE – European Federation of Explosives Engineers, pp. 271-280.
- Góis J.C., Vieira A., Galiza A.C., Bernardo P., Gomes C. & Chaminé H.I., 2012. Manual do operador de produtos explosivos. Associação Portuguesa de Estudos e Engenharia de Explosivos / Associação Nacional da Indústria Extractiva e Transformadora. 169 pp.
- González de Vallejo L.I. & Ferrer M., 2011. Geological engineering. CRC Press, Taylor-Francis group, 725 pp.
- González de Vallejo, L. I.; Ferrer, M.; Ortuño, L. & Oteo, C. [coords.], 2002 Ingeniería geológica Prentice Hall, Madrid, 715 pp.
- Hart, D. J. & Wang, H. F. (1995). Laboratory measurements of a complete set of moduli for Berea Sandstone and Indiana Limestone. J. Geophys Research, 100 (9): 1741-1751
- Hartman H.L. [Sen. Ed.], 1992. SME mining engineering handbook. 2nd edition. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc., Colorado, USA, 2 volumes, 2260 pp.
- Hoek E., 1996. Rock mechanics an introduction for the practical engineer Parts I, II and III (April, June and July 1966). Mining Magazine. 67 pp.
-

-
- Hucka V., 1965 A rapid method of determining the strength of rocks in situ *Int J Rock Mech Min Sci & Geomech Abstr*;2: pp. 127-134.
- Hudson J.A. & Cosgrove J.W., 1997. Integrated structural geology and engineering rock mechanics approach to site characterization. *Int. J. Rock Mech. & Min. Sci.*, 34(3/4): p136.1-p136.15.
- IGeoE – Instituto Geográfico do Exército, 1999. Carta Militar de Portugal, Folha 116 – Alijó, escala 1/25000. Série M888, Edição 2-IGE-1999. Instituto Geográfico do Exército, Lisboa.
- ISRM – International Society for Rock Mechanics, 2007. The complete ISRM suggested methods for characterization, testing and monitoring: 1974-2006. In: Ulusay, R. & Hudson, J.A. (eds.), suggested methods prepared by the Commission on Testing Methods, ISRM. Ankara, Turkey. 628 pp.
- INAG, DGEG, REN, 2007. Plano nacional de barragens com elevado potencial hidroelétrico (PNBEPH), 183 pp.
- INAG, DGEG, REN, 2007. Plano nacional de barragens com elevado potencial hidroelétrico (PNBEPH), Anexo 1 Aproveitamento hidroelétrico de foz tua, 38 pp.
- ISRM – International Society for Rock Mechanics, 1981. Basic geotechnical description of rock masses. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 18: 85-110.
- ISRM – International Society for Rock Mechanics, 1978. Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 15(6): 319-368.
- ISRM – International Society for Rock Mechanics, 1985. Suggested method for determining point load strength. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 22: 51-60.
- Jimeno, C.L. 1995, *Drilling and blasting of rocks*. Taylor & Francis, 400 pp.
- Kahraman S., Fener M. & Gunaydin O., 2002. Predicting the Schmidt hammer values of in-situ intact rock from core sample values. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 39: 395-399.
- Kahraman, S., 2001. Evaluation of simple methods for assessing the uniaxial compressive strength of rock *Int. J. Rock Mech Min. Sci.*, 38: 981-94.
- Katz O., Rechesa Z. & Roegiersc J.C., 2000. Evaluation of mechanical rock properties using a Schmidt Hammer *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 37: 723-728.
- Linan C., Jimeno C., Jimeno E., 1994. *Manual de perforacion y voladuras*. Instituto Tecnológico Geominero de España, 539 pp.
- Mandl G., 2005. *Rock joints: the mechanical genesis*. Springer-Verlag. 221 pp.
- Miller R.P., 1965. *Engineering classification and index properties for intact rock*. University of Illinois. (PhD Thesis).
- Nilsen B., Dahl F., Holzhäuser J. & Raleigh P., 2006. Abrasivity testing for rock and soils. *Tunnels & Tunnelling International*, pp. 47-49.
- Oliveira R., 1986. *Geologia de engenharia e mecânica das rochas: conceitos fundamentais, metodologia de estudo dos maciços rochosos*. Proceedings do Simpósio Sul-Americano de Mecânica das Rochas, Porto Alegre, Brasil. pp. 203-214.
- Olsen V., 2009. *Rock quarrying: prediction models and blasting safety*. NTNU, University of Trondheim. (PhD Thesis).
-

-
- Peres Rodrigues F.M., 1977. Anisotropia das rochas e dos maciços rochosos (I volume). Memória LNEC, Lisboa, 483: 1-244.
- Plinninger R., 2013. Abrasivity assessment for hardrock drilling (Pre-publication layout version), 16 pp.
- Plinninger R., Spaun G., Thuro K. 2002. Prediction and classification of tool wear in drill and blast tunneling, 11 pp.
- Press, F. & Siever, R., 1998. Understanding Earth. Second edition. W. H. Freeman and Company, New York. 682 pp.
- Price D.G., 2009. Engineering Geology: principles and practice. Springer. 450 pp.
- Ramos L., 2008. Avaliação geotécnica e geomecânica de maciços rochosos fracturados para o controlo da qualidade do desmonte. Instituto Superior de Engenharia do Porto, ISEP. (tese de mestrado).
- Ribeiro et al., 1979. Introduction à la géologie générale du Portugal. Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa.
- Rocha M., 1981. Mecânica das rochas. LNEC - Laboratório Nacional de Engenharia Civil, Lisboa, 445 pp.
- Salminen P. & Viitala R., 1985. Rock drillability study I. Helsinki University of Technology, 36 pp.
- Salminen P. & Viitala R., 1987. Rock drillability study II. Helsinki University of Technology, 28 pp.
- Sandvik, s.d., Top hammer tools. Failure analysis guide, 85 pp.
- Sandvik-Tamrock, 2009. Rock excavation handbook. Sandvik Tamrock Corp.
- Sandvik-Tamrock, 1999. Rock excavation handbook. Sandvik Tamrock Corp.
- Schmidt E., 1951. A non-destructive concrete tester. Concrete, 59 (8): 34-35.
- Tamrock, 2005. Ranger 7002, Technical specification, 4 pp.
- Tamrock, 2005. Ranger 700 rock pilot, Technical specification, 4 pp.
- Thuro K., & Spaun G., 1996. Drillability in hard rock drill and blast tunneling. Felsbau, 14(2): 1-11.
- Thuro K., 1997. Drillability prediction: geological influences in hard rock drill and blast tunneling. Geol. Rundsch., 86: 426-438.
- West G., 1991. The field description of engineering soils and rocks. Geological Society of London, Professional Handbook Series, Open University Press, 129 pp.

Internet (consultado entre Maio a Setembro de 2014)

- <http://www.engenheiromaestri.com/2012/03/barragem-de-foz-tua.html>
- <http://www.borehole-engineering.com>
- www.driconeq.com
- www.construction.sandvik.com
- www.quarryacademy.com
- www.robit.fi
- www.rocktools.sandvik.com
- www.sintef.no
- www.tunnelsonline.info
- <http://www.drillability.com/>

Capítulo 7

Anexos

7. Anexos

Anexo I: BD do levantamento ciclo de perfuração do Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua (CD-ROM)

Anexo II: BD dos ensaios do martelo de *Schmidt* do Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua (CD-ROM)

Anexo III: BD dos ensaios do martelo de *Schmidt* das amostras de laboratório (CD-ROM)

Anexo IV: BD do controlo de Desgaste dos Bits de Perfuração no Aproveitamento Hidroelétrico de Foz Tua (CD-ROM)