



OTIMIZAÇÃO DE DIAGRAMAS DE PERFURAÇÃO E CARREGAMENTO DRIFT CONFORME GEOLOGIA E ORIENTAÇÃO DAS GALERIAS EM MINA SUBTERRÂNEA

ANDRÉ LUÍS SILVA DA ROCHA

Julho de 2025

**OTIMIZAÇÃO DE DIAGRAMAS DE PERFURAÇÃO E
CARREGAMENTO ‘*DRIFT*’ CONFORME GEOLOGIA E ORIENTAÇÃO
DAS GALERIAS EM MINA SUBTERRÂNEA**

**Optimization of Drilling Diagrams and Drift Loading According to Geology
and Gallery Orientation in an Underground Mine**

André Luís Silva da Rocha

**Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em
Engenharia Geotécnica e Geoambiente**

Orientador: Professor Helder I. Chaminé (ISEP)

Júri

Presidente

João Paulo Meixedo dos Santos Silva, Professor Coordenador, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Vogais

Helder Gil Iglésias de Oliveira Chaminé, Professor Coordenador com Agregação, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Gustavo André Paneiro, Professor Auxiliar, Instituto Superior Técnico, Universidade de Lisboa

Luís Carlos Correia Ramos, Professor Adjunto Convidado, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Porto, Julho de 2025

[página propositadamente em branco]

Dedicatória

Dedico esta dissertação à minha família, pai, mãe e irmão, por sempre me terem apoiado e incentivado para que chegasse até aqui...

[página propositadamente em branco]

Resumo

Esta dissertação centra-se na otimização de diagramas de perfuração e carregamento *drift* nas Minas de Aljustrel, mais especificamente no Jazigo de Feitais, visando a obtenção de uma maior eficiência dos ciclos de trabalho em mina subterrânea. O estudo focou-se nas variáveis orientação das galerias em relação ao jazigo bem como nas diferentes litologias presentes no depósito mineral. Numa fase inicial procedeu-se à recolha de dados recentes sobre avanço e sobreescavação com a utilização do diagrama em vigor na empresa. Seleccionadas as frentes a serem estudadas procedeu-se à recolha de dados geológico-geotécnicos através de sondagens de modo a avaliar-se o comportamento geomecânico dos maciços rochosos que envolviam as galerias em foco. Seguiu-se a execução de alterações aos diagramas onde num primeiro teste implementou-se uma nova caldeira com 5 furos largos e num segundo momento a adição de uma nova temporização. Conjuntamente com estes experimentos realizou-se o acompanhamento *in situ* da operação de perfuração de modo a garantir o rigor dos ensaios. Após uma análise estatística acompanhada de uma avaliação económica concluiu-se que a implementação do teste 2 garante uma maior eficiência quando comparada ao atual diagrama devido aos maiores avanços em frentes longitudinais e à drástica queda das médias de sobre-escavação.

Palavras-chave: Otimização; Minas de Aljustrel; Perfuração; Carregamento; Avanço; Sobreescavação

[página propositadamente em branco]

Abstract

This dissertation focuses on the optimization of drilling diagrams and drift loading at the Aljustrel mines, specifically at the Feitais deposit, to achieve greater efficiency in underground mining cycles. The study focused on the variables of gallery orientation in relation to the deposit, as well as the different lithologies present in the mineral deposit. In an initial phase, recent data on advances and overbreaks were collected using the diagram in force at the company. Once the fronts to be studied had been selected, geological and geotechnical data were collected through surveys to assess the geomechanical behaviour of the rock masses surrounding the galleries in question. This was followed by changes to the diagrams, where, in the first test, a new cut with five large holes was implemented, and subsequently, a new firing pattern was added. Together with these experiments, the drilling operation was monitored in situ to ensure the accuracy of the tests. After a statistical analysis accompanied by an economic evaluation, it was concluded that the implementation of test 2 guarantees greater efficiency compared to the current diagram, due to significant advances in longitudinal fronts and a drastic reduction in average overbreak.

Keywords: Optimisation; Aljustrel mines; Drilling; Loading; Advance; Overbreak

[página propositadamente em branco]

Agradecimentos

Primeiramente, gostaria de expressar os meus profundos agradecimentos à Almina – Minas do Alentejo, S.A. e ao Eng.º Daniel Rocha pela oportunidade de realizar um estágio curricular na empresa para o desenvolvimento desta dissertação. Também agradecer à minha supervisora na empresa, a Eng.ª Carina Vicente por toda a ajuda, conhecimentos partilhados e mentoria providenciada ao longo de todo o estágio. Um grande obrigado pela experiência a todos na Almina, profissionais do departamento de obras subterrâneas e operadores, que me receberam da melhor maneira possível e que em muito me ajudaram no desenvolvimento da dissertação. Em especial, ao Eng.º Pedro Ferreira por todo o auxílio, principalmente, com os valores de sobreescavação e à Eng.ª Fátima Samorinha pelos dados geológico-geotécnicos.

Um enorme agradecimento também ao meu orientador o Professor Helder I. Chaminé (LABCARGA e DEG|ISEP) não só por ter feito a ponte entre o ISEP e a Almina – Minas do Alentejo, S.A. para me proporcionar esta oportunidade de realização de estágio numa área que me interessava como também por toda a revisão científica do documento, paciência, momentos de aprendizagem e crença em mim durante os 5 anos de curso. De um modo geral, também a todos os professores que durante o meu percurso académico permitiram-me desenvolver conhecimentos técnico-científicos nas diversas vertentes da engenharia geotécnica e geoambiente.

Agradeço a todos os colegas e amigos que fiz durante a licenciatura e o mestrado pelas trocas de ideias, momentos de companheirismo e de entreajuda que em muito tornaram esta jornada mais fácil e motivadora. Uma menção honrosa para a Eng.ª Mariana Bastos pela companhia e amizade durante 4 meses de aventuras em terras alentejanas.

Por último, o maior dos agradecimentos à minha família, pai, mãe e irmão por todo o apoio incondicional desde a época que eu era aquele rapaz que dizia que não gostava de estudar até aos dias de hoje. O vosso amor, carinho, paciência e incentivo tornaram-me a pessoa que sou hoje e não poderia estar mais grato por isso. Obrigado por sempre terem acreditado em mim e por me terem proporcionado todas as condições para que chegasse a este momento.

[página propositadamente em branco]

Índice

1.	Introdução Geral	3
1.1.	Objetivos e Organização	4
1.2.	Metodologias	5
2.	Desmontes subterrâneos e geotecnia de maciços rochosos: breve síntese	9
2.1.	Métodos de desmonte subterrâneo.....	9
2.1.1.	“Sublevel Stopping Bench & Fill”	15
2.2.	Operações de um ciclo drift.....	17
2.2.1.	Perfuração	18
2.2.2.	Carregamento.....	20
2.3.	Diagramas de fogo em <i>drifts</i>	22
2.4.	Caracterização geológico-geotécnica de maciços Rochosos	24
2.4.1.	Grau de Alteração.....	25
2.4.2.	Grau de Fraturação e Compartimentação do Maciço	26
2.4.3.	Resistência	27
2.4.4.	Presença de água.....	28
2.5.	Caracterização Geomecânica de Maciços Rochosos	28
2.5.1.	RQD.....	29
2.5.2.	RMR	31
2.5.3.	Q-system.....	32
2.5.4.	GSI.....	34
2.6.	Otimização de diagramas de perfuração e carregamento	37
2.6.1.	Avanço	37
2.6.2.	Sobreescavação	39
2.6.3.	Custos	40
3.	Caso de Estudo: Otimização de diagramas de perfuração e carregamento <i>drift</i> no jazigo de Feitais (Minas de Aljustrel).....	45
3.1.	Enquadramento regional e local.....	45
3.1.1.	Enquadramento histórico.....	46
3.1.2.	Enquadramento geológico regional	47
3.1.3.	Enquadramento geológico local	49
3.1.4.	Jazigo de Feitais	51
3.1.5.	Jazigo do Moinho.....	52
3.1.6.	Jazigo da Estação	52
3.2.	Caracterização do problema de estudo.....	53
3.2.1.	Perfuração	53
3.2.2.	Carregamento.....	56

3.3.	Recolha de dados.....	58
3.3.1.	1ª Fase	59
3.3.2.	2ª Fase	61
3.3.3.	Sobre os testes	62
3.3.4.	Dados geológico-geotécnicos e geomecânicos	64
4.	Resultados e discussão.....	69
4.1.	Análise qualitativa e observacional	69
4.2.	Teste 1.....	72
4.2.1.	Avanço	72
4.2.2.	Sobreescavação	75
4.3.	Teste 2.....	77
4.3.1.	Avanço	78
4.3.2.	Sobreescavação	79
4.4.	Análise dos custos.....	81
4.4.1.	Consumos específicos.....	81
4.4.2.	Custos e outras variáveis	82
5.	Considerações Finais	87
5.1.	Perspetivas Futuras.....	89
6.	Referências Bibliográficas	93

Lista de figuras

Figura 1 - Produção na indústria extrativa entre os anos de 2011 e 2023 (adaptado de DGEG, 2024).	3
Figura 2 - Métodos de desmonte subterrâneo segundo as características do jazigo e o suporte necessário (adaptado de Brady & Brown, 2004).	10
Figura 3 - Método de desmonte por subníveis com enchimento posterior (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2023).	15
Figura 4 - Sequência de desmonte das bancadas no jazigo de Feitais.	17
Figura 5 - Operações que compõem um ciclo <i>drift</i> (adaptado de Heinö, 1999).	18
Figura 6 - Jumbo e acessórios de perfuração (adaptado de Silva, 2019 e EPIROC, 2025).	20
Figura 7 - Teoria do rebentamento com explosivos (Nascimento, 2020).	22
Figura 8 - Exemplo de diagrama de fogo normalmente utilizado (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A.).	23
Figura 9 - (A) Equipamentos básicos utilizados <i>in situ</i> para a Caracterização de maciços rochosos (adaptado de González de Vallejo & Ferrer, 2011). (B) Representação dos parâmetros descritos em ISRM (1981) numa superfície rochosa (adaptado de Hudson & Harrison, 2000; Chaminé, 2016).	25
Figura 10 - Ábaco de Miller utilizado para a determinação da resistência à compressão uniaxial, S, segundo a dureza de Schmidt, R (adaptado de ISRM, 1978; Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011).	27
Figura 11 - Procedimento para a obtenção do RQD (adaptado de Deere et al., 1967). In: Hoek, 2007.	29
Figura 12 - Variação do RQD _T conforme o espaçamento médio das descontinuidades (adaptado Priest & Hudson, 1976, 1981; Priest, 1993).	30
Figura 13 - Método de escavação e tipo de suporte a utilizar em túneis e galerias consoante o RMR (adaptado de Bieniawski, 1989, 1993).	32
Figura 14 - Ábaco de estimativa das categorias de sustimento com base no índice de qualidade da rocha em túnel (adaptado de Grimstad & Barton, 1993).	34
Figura 15 - Ábaco utilizado para a obtenção do valor de GSI (adaptado de Hoek et al., 2013 e Santa et al., 2019).	36
Figura 16 - Relação entre o rendimento do avanço, diferentes diâmetros de furo largo e comprimento de perfuração (Galiza et al., 2008).	37
Figura 17 - Aspetos relativos à otimização do avanço (adaptado de Heinö, 1999).	38
Figura 18 - Diferentes zonas no maciço causadas pela detonação (adaptado de Singh & Xavier, 2005).	39
Figura 19 - Localização geográfica do município de Aljustrel (adaptado de Município de Aljustrel, 2025).	46
Figura 20 - Enquadramento geológico da Faixa Piritosa Ibérica (LNEG, 2020).	48
Figura 21 – Sequência estratigráfica de Aljustrel (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2015).	50
Figura 22 - Depósitos minerais de Aljustrel e megaestruturas locais (documentação interna cordialmente cedida pela Almina – Minas do Alentejo, S.A).	51
Figura 23 - Representação topográfica e em corta do Jazigo de Feitais (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).	52
Figura 24 - Esquema Standard para perfuração em galeria de desenvolvimento com dimensões 5,5A x 5,0L (m) (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).	54
Figura 25 - Esquema Standard para perfuração em galeria de desenvolvimento com dimensões 6,0A x 5,5L (m) (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).	54
Figura 26 - Suportes topográficos utilizados para realização das rasantes (Fotos: AR, com autorização da ALMINA – Minas do Alentejo).	55

Figura 27 - Esquema Standard para temporização em sequência de detonação em galeria de desenvolvimento com dimensões 5,5A x 5L (m) (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).	57
Figura 28 - Esquema Standard para temporização em sequência de detonação em galeria de desenvolvimento com dimensões 6,0A x 5,5L (m) (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).	57
Figura 29 - Nova caldeira com 5 furos largos de 102 mm implementada durante os testes. No canto superior esquerdo encontra-se a caldeira para diagramas com 5,0L x 5,5A; no canto superior direito a caldeira para diagramas com 6,0A x 5,5L; em baixo a temporização aplicada. ...	60
Figura 30 - Esquema Standard para nova temporização em sequência de detonação em galeria de desenvolvimento com dimensões 5,5A x 5,0L e 6,0A x 5,5L (m). Furos a preto representam os furos de produção, a rosa os furos da soleira, a azul os furos de contorno e a vermelho os furos largos. A laranja o contorno da escavação.....	62
Figura 31 – Esquema em <i>AutoCAD</i> de uma galeria de acesso com o eixo central da mesma representado pela linha a vermelho (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).	63
Figura 32 – Exemplo do método utilizado para obtenção dos valores de sobreescavação através do <i>software Maptek Vulcan</i> . A azul o sólido teórico e a verde o sólido real obtido com o detonação.	64
Figura 33 - Exemplo de testemunho de sondagem encaixotado de <i>stockwork</i> de fácies cuprífera (documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A.).	65
Figura 34 - Marcação da pega no dia 02/05 na F530S037 com destaque para a caldeira (cortesia: ALMINA – Minas do Alentejo).	70
Figura 35 - Marcação do eixo com recurso a <i>laser</i> . À esquerda o posicionamento e ajuste e à direita a marcação com <i>spray</i> (cortesia: ALMINA – Minas do Alentejo).	71

Lista de quadros

Quadro 1 - Frentes seleccionadas para implementação dos testes.	6
Quadro 2 - Síntese das principais características dos métodos de desmonte aplicados em ambiente subterrâneo (adaptado de Smith et al., 2007; Brady & Brown, 2004).	13
Quadro 3 - Classificação do grau de alteração, W (adaptado de ISRM, 1978, 1981).	25
Quadro 4 - Classificação do grau de fraturação, F (adaptado de ISRM, 1978, 1981).	26
Quadro 5 - Classificação do grau de resistência, S (adaptado de ISRM, 1981).	28
Quadro 6 - Classificação da qualidade do maciço rochoso com base no valor de RQD (adaptado de Deere et al., 1967).	30
Quadro 7 - Classe do maciço rochoso e respetivo significado com base no RMR (adaptado de Bieniawski, 1989).	31
Quadro 8 - Valores de ESR conforme o tipo de escavação (adaptado de Barton et al., 1974, 1980).	33
Quadro 9 – Materiais utilizados pela Almina – Minas do Alentejo, S.A na execução da operação de carregamento.	56
Quadro 10 - Quantidade casos registados por <i>drift</i> durante a implementação do teste 1.	72
Quadro 11 - Quantidade casos registados por <i>drift</i> durante a implementação do teste 2.	77
Quadro 12 - Dados e resultados de perfuração específica para cada um dos tipos de secções estudadas obtidos com o diagrama em vigor na empresa.	81
Quadro 13 - Dados e resultados de carga específica para cada um dos tipos de secções estudadas obtidos com o diagrama em vigor na empresa.	82
Quadro 14 - Custos relativos aos equipamentos utilizados na operação de carregamento (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).	82
Quadro 15 - Custos totais para implementação das pegadas de fogo em <i>drifts</i> transversais e longitudinais para os diagramas em vigor na empresa.	83
Quadro 16 - Duração de perfuração da caldeira com 4 furos largos e com 5 furos largos.	83

Lista de gráficos

Quadro 1 - Frentes selecionadas para implementação dos testes.	6
Quadro 2 - Síntese das principais características dos métodos de desmonte aplicados em ambiente subterrâneo (adaptado de Smith et al., 2007; Brady & Brown, 2004).	13
Quadro 3 - Classificação do grau de alteração, W (adaptado de ISRM, 1978, 1981).	25
Quadro 4 - Classificação do grau de fraturação, F (adaptado de ISRM, 1978, 1981).	26
Quadro 5 - Classificação do grau de resistência, S (adaptado de ISRM, 1981).	28
Quadro 6 - Classificação da qualidade do maciço rochoso com base no valor de RQD (adaptado de Deere et al., 1967).	30
Quadro 7 - Classe do maciço rochoso e respetivo significado com base no RMR (adaptado de Bieniawski, 1989).	31
Quadro 8 - Valores de ESR conforme o tipo de escavação (adaptado de Barton et al., 1974, 1980).	33
Quadro 9 – Materiais utilizados pela Almina – Minas do Alentejo, S.A na execução da operação de carregamento.	56
Quadro 10 - Quantidade casos registados por <i>drift</i> durante a implementação do teste 1.	72
Quadro 11 - Quantidade casos registados por <i>drift</i> durante a implementação do teste 2.	77
Quadro 12 - Dados e resultados de perfuração específica para cada um dos tipos de secções estudadas obtidos com o diagrama em vigor na empresa.	81
Quadro 13 - Dados e resultados de carga específica para cada um dos tipos de secções estudadas obtidos com o diagrama em vigor na empresa.	82
Quadro 14 - Custos relativos aos equipamentos utilizados na operação de carregamento (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).	82
Quadro 15 - Custos totais para implementação das pegadas de fogo em <i>drifts</i> transversais e longitudinais para os diagramas em vigor na empresa.	83
Quadro 16 - Duração de perfuração da caldeira com 4 furos largos e com 5 furos largos.	83

Lista de anexos

Anexo I - Plantas das galerias utilizadas no estudo

Anexo II - *Checklists* utilizadas nos testes

Anexo III - Esboços de perfuração realizados no *Underground Manager*

Anexo IV - Dados geológico-geotécnicos e geomecânicos recolhidos nas sondagens

Anexo V - Dados recolhidos durante os testes 1 e 2

[página propositadamente em branco]

Acrónimos, Abreviaturas e Siglas

Lista de Acrónimos

ANFO	<i>Ammonium Nitrate Fuel-Oil</i>
DGEG	Direção Geral de Energia e Geologia
ISEP	Instituto Superior de Engenharia do Porto
LNEG	Laboratório Nacional de Energia e Geologia
MEGG	Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente

Lista de Siglas e Abreviaturas

A	Altura
CVS	Complexo Vulcano Silicioso
ESC	Escombros
F	Grau de Fraturação
FPI	Faixa Piritosa Ibérica
GF	Grupo <i>Flysh</i>
GFQ	Grupo Filito-Quartzítico
GSI	<i>Geological Strength Index</i>
L	Largura
Q	Valor Q
RMR	<i>Rock Mass Rating</i>
RQD	<i>Rock Quality Designation</i>
S	Grau de Resistência
STWK	<i>Stockwork</i>
TBM	<i>Tunnel Boring Machine</i>
VCR	<i>Vertical Crater Retreat</i>

[página propositadamente em branco]

Capítulo I

Introdução Geral

[página propositadamente em branco]

1. Introdução Geral

Desde a antiguidade até aos dias de hoje, o desenvolvimento de sociedades a nível construtivo, tecnológico e energético deu-se de uma forma exponencial em grande parte devido à utilização de recursos minerais. Estes recursos naturais e geológicos presentes na crosta terrestre representam mais-valias económicas nos territórios onde ocorrem. Portugal não é exceção pois, devido à sua diversidade no panorama geológico, apresenta, segundo o LNEG (2019), potencialidades para a ocorrência de um amplo conjunto de recursos minerais, os quais podem ocorrer com interesse económico de classe mundial, com destaque para os depósitos de sulfuretos maciços na Faixa Piritosa Ibérica. Do ponto de vista estatístico e de acordo com dados globais da indústria extrativa atualizados, pela última vez, em dezembro de 2024 e publicados pela Direção Geral de Energia e Geologia, verifica-se que entre os anos de 2011 e 2023 (Figura 1) os minérios metálicos correspondem às substâncias minerais mais produzidas em território português gerando mais de 550 000 000€, com destaque para o cobre (45%) e o zinco (45%). Para além deles, seguem-se os minerais para construção e os minerais industriais (DGEG, 2024).

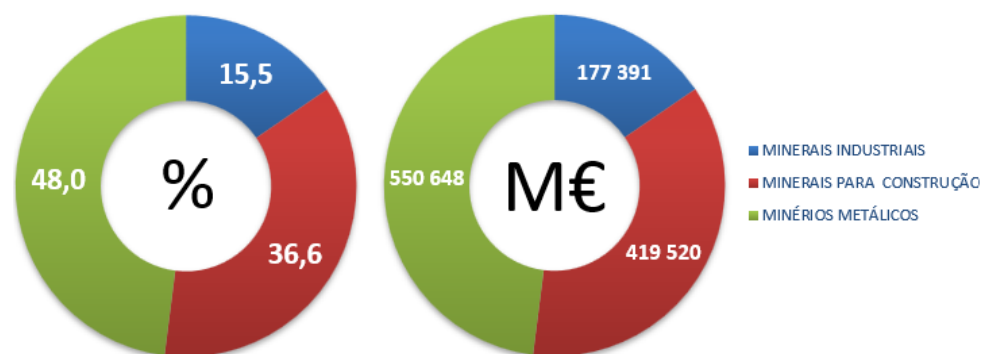


Figura 1 - Produção na indústria extrativa entre os anos de 2011 e 2023 (adaptado de DGEG, 2024).

Entende-se por isso que tanto a indústria extrativa dos recursos geológicos provenientes de minas e pedreiras quanto do setor da transformação, destinado ao tratamento dessas matérias-

primas, desempenham um papel de grande relevância na manutenção dos padrões de vida da sociedade atual.

O setor mineiro relaciona-se com o aproveitamento de depósitos minerais que, pela sua raridade, alto valor específico ou importância na aplicação em processos industriais, apresentem especial interesse económico (DGEG, 2025). Importa destacar que devido à existente ambiguidade nesta indústria e o consequente risco a nível económico torna-se crucial que nestas atividades exista uma estrutura organizacional que permita trocas de informação dinâmicas entre profissionais de diversas áreas (planeamento mineiro, geologia económica, geotecnia mineira, topografia, produção, segurança, ...) maximizando assim a eficiência das operações e, por conseguinte, assegurando sustentabilidade (Cardoso, 2024).

1.1. Objetivos e Organização

A exploração de depósitos minerais implica o desenvolvimento de galerias de acesso capazes de permitir a ligação às zonas mineralizadas como também o transporte do material extraído. Sendo assim, verifica-se que a produtividade da exploração de qualquer jazigo está intrinsecamente associada à eficiência na execução de *drifts*. Torna-se, portanto, essencial a otimizar as operações inerentes a um ciclo de detonação, em particular a perfuração e o carregamento, com o objetivo de se obterem os melhores rendimentos possíveis. Tais rendimentos dependem, em larga medida das características geológicas presentes no local e da orientação da galeria em relação ao jazigo. Essas são variáveis que devem ser consideradas no dimensionamento de diagramas de perfuração e carregamento e, por isso, é fundamental estudá-las com o objetivo de maximizar os avanços e minimizar o volume sobreescavado.

Assim, o presente relatório foi elaborado no âmbito da unidade curricular Dissertação/Projeto/Estágio inserida no plano curricular do 2º ano do Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente (MEGG) do Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP). A execução do mesmo enquadra-se no formato estágio curricular realizado na empresa Almina – Minas do Alentejo, S.A. protocolado com Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP), através do Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada (LABCARGA). O objetivo geral do trabalho consistiu na otimização de diagramas de perfuração e carregamento *drift* conforme a geologia e orientação das galerias nas Minas de Aljustrel. Pretendeu-se, assim, obter um aumento dos avanços médios por pega, bem como a diminuição da sobreescavação através da introdução de alterações no diagrama em vigor na empresa.

A nível de estrutura, esta dissertação encontra-se organizada em 6 capítulos. O presente capítulo aborda de uma forma geral o panorama do setor mineiro, os objetivos do estudo e as

metodologias aplicadas. O segundo capítulo corresponde a uma breve síntese do estado da arte nos domínios a que a dissertação se dedica e, por sua vez, o terceiro engloba um enquadramento geográfico local e regional e a Caracterização do problema de estudo. No capítulo 4 é apresentada uma análise e discussão dos resultados obtidos assim como uma análise a nível económico. O capítulo 5 refere-se ao balanço final do trabalho com conclusões, considerações e perspectivas futuras. Por fim, o capítulo 6 discrimina todas as referências bibliográficas que sustentam o enquadramento teórico e as metodologias utilizadas na abordagem realizada no estudo.

1.2. Metodologias

A otimização dos diagramas de perfuração e carregamento foi enquadrada no Jazigo de Feitais tendo esta sido implementada em 6 galerias (*drifts*) previamente seleccionadas. Dada a grande diversidade de galerias de acesso, a seleção das mesmas baseou-se em critérios que garantissem a representatividade das condições em estudo. Assim, foram escolhidas frentes com os dois tipos de orientação em relação ao jazigo (longitudinal e transversal), e que incluíssem as litologias presentes na mina. Foi ainda estabelecida como condição, a escolha de frentes contidas no desenvolvimento planeado para os meses de abril e maio, de forma a garantir a viabilidade dos testes e minimizar o impacto nas operações. Os testes foram executados nas frentes listadas no Quadro 1 onde todas são frentes de 5,5 m de altura por 5 m de largura com exceção da F710GAME (6 m de altura por 5,5 m de largura) e da F490S020 (6 m de altura por 5 m de largura).

De destacar que, de modo a simplificar a recolha de dados, as litologias foram agrupadas em três categorias:

- *Stockwork* (STWK) que engloba o fissural estéril e cuprífero;
- Sulfuretos maciços (MSX) constituída pelos maciços estéril e cuprífero;
- Escombros (ESC).

Vale realçar que devido à escassez de frentes planeadas em sulfuretos maciços na altura da execução dos testes, não foi possível que os estudos incidissem sobre esse tipo de litologia.

Os ‘layouts’ das frentes nos quais os testes irão incidir encontram-se no Anexo I.

Quadro 1 - Frentes selecionadas para implementação dos testes.

Tipo de rocha encaixante		Tipo de galeria	
Teste 1	Teste 2	Transversal	Longitudinal
<i>Stockwork</i> (STWK)		F530S037	F530S016
<i>Stockwork</i> (STWK)		F490S020	F530S018
Escombros (ESC)		F710CPV3	F710GAME

Dadas as frentes a serem estudadas, a metodologia aplicada pode ser dividida em diferentes pontos:

- Levantamento bibliográfico com recurso a dissertações, teses, artigos, livros, atas de congressos, entre outros, sobre diferentes conteúdos inseridos na temática;
- Recolha de dados geológico-geotécnicos através de *logs* geotécnicos de sondagens que permitissem a aplicação de classificações geomecânicas (RMR, Q-system e GSI);
- Recolha de dados sobre o estado atual do avanço e da sobreescavação tendo em conta o diagrama de perfuração e carregamento em vigor na empresa, de forma a ser possível estabelecer uma linha de base comparativa;
- Implementação de novo diagrama de perfuração e carregamento cuja caldeira é composta por 5 furos largos de 102 mm de diâmetro;
- Implementação de novo diagrama de carregamento com nova temporização que permitisse aproveitar a fraturação presente na rocha envolvente;
- Acompanhamento da perfuração nas frentes para recolha de dados e supervisão do processo;
- Análise e tratamento dos resultados obtidos e comparação com o diagrama em vigor;
- Avaliação económica da implementação de um novo diagrama de perfuração e carregamento consoante o consumo específico e a perfuração específica.

A execução dos testes foi dividida em *sprints*, de 4 dias, de forma a garantir um melhor enquadramento operacional. Estes tiveram início a 16/04 terminando a 02/06. Dada a rotatividade operacional (troca de equipas a cada 4 dias), cada sprint iniciou no primeiro dia de trabalho da equipa (após rotação) e finalizou no último dia de trabalho da equipa (anterior à troca).

Capítulo II

Desmontes subterrâneos e geotecnia de maciços rochosos: breve síntese

[página propositadamente em branco]

2. Desmontes subterrâneos e geotecnia de maciços rochosos: breve síntese

A recuperação de recursos minerais provenientes do subsolo requer o desenvolvimento de acessos que permitam a exploração de zonas mineralizadas, ou seja, a libertação de minério das rochas encaixantes e o seu transporte para a superfície (Brady & Brown, 2004). Por essa razão, torna-se necessária a implementação de escavações subterrâneas com diversos tamanhos, comprimentos e direções (Brady & Brown, 2004). Tais estruturas destacam-se devido aos diferentes métodos possíveis de se aplicarem para a sua execução dependendo essencialmente das condições do jazigo, como é o caso da configuração geométrica (dimensão, profundidade, inclinação e sua disposição/orientação) (Brady & Brown, 2004). Para além disso, deve-se ter em conta os possíveis impactos ambientais como também os custos associados às operações envolvidas (Cardoso, 2024).

2.1. Métodos de desmonte subterrâneo

Os métodos de desmonte subterrâneo, tal como demonstra a Figura 2, podem-se dividir em três grupos consoante as características do depósito e o suporte necessário: com suporte natural, com suporte artificial e sem suporte.

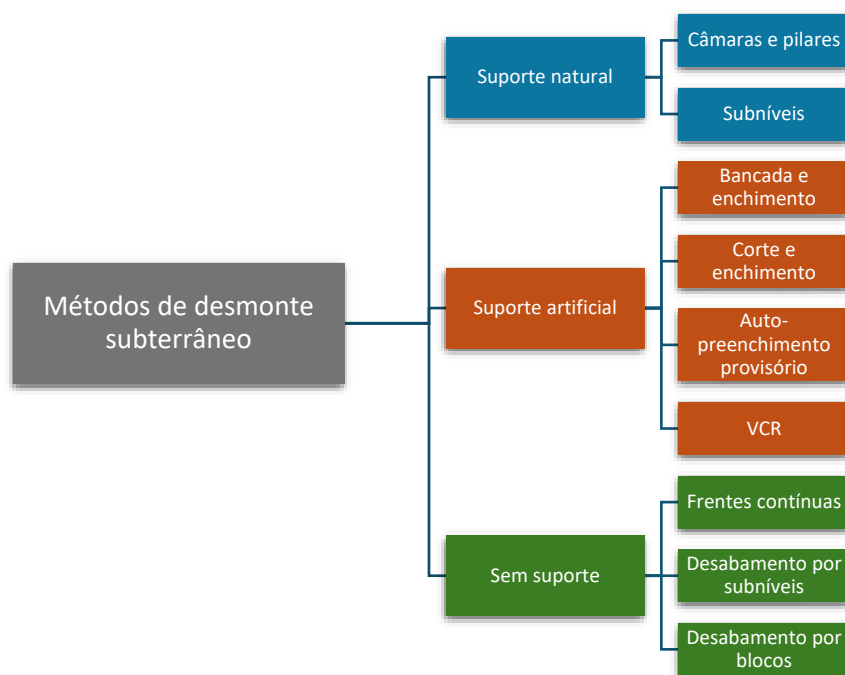


Figura 2 - Métodos de desmonte subterrâneo segundo as características do jazigo e o suporte necessário (adaptado de Brady & Brown, 2004).

No que toca aos métodos com suporte natural, estes têm como base a formação de pilares de minério que asseguram a distribuição das tensões após a realização do desmonte (Brady & Brown, 2004). De realçar que, existirá perda de minério contido nos pilares, uma vez que os mesmos não serão explorados (Mata, 2019). Por sua vez, o recurso ao suporte artificial visa providenciar um maior controlo da estabilidade ao teto e aos hasteais da galeria através da aplicação de meios de suporte (pregagens, cabos, rede metálica, ...) ou pelo preenchimento de espaços vazios (Brady & Brown, 2004). Por último, a metodologia que não requer qualquer tipo de suporte promove o desabamento controlado do teto da galeria sendo que nestes casos a rocha encaixante deverá possuir resistência superior à da massa mineralizada de modo diminuir a diluição causada pelo processo referido (Mata, 2019). De seguida apresenta-se no Quadro 2 um resumo das principais características dos principais métodos adotados em ambiente subterrâneo.

Quadro 2 - Síntese das principais características dos métodos de desmonte aplicados em ambiente subterrâneo (adaptado de Smith et al., 2007; Brady & Brown, 2004).

Método	Inclinação dos jazigos em que é aplicado (°)	Geometria dos jazigos em que é aplicado	Caracterização	Produtividade	Seletividade	Diluição
Câmaras e pilares	≤ 30	Planos e/ou quase planos e pouco espessos	- À medida que se explora o maciço com recurso a galerias forma-se uma malha de câmaras e pilares que irão sustentar o teto de forma natural; - Existe a preocupação de se encontrar um tamanho ideal tanto para as câmaras como para os pilares de modo a recuperar o máximo de material dos pilares sem que se comprometa a segurança.	Grande	Permite, porém, baixa	Baixa (5% – 10%)
Corte e enchimento	35 - 90	Tabulares e pouco espessos	- A extração ocorre por camadas sendo estas preenchidas com material logo após terminada a exploração de modo a permitir-se a exploração da camada seguinte; - Trata-se de um método relativamente caro e bastante intenso a nível de trabalho e, por isso, requer que o jazigo comporte um alto valor; - Menor quantidade de rejeitados devido à sua utilização como material de enchimento das camadas.	Baixa	Possibilita a mineração seletiva em diferentes condições do maciço rochoso	Baixa
Auto-enchimento provisório	70 - 90	Tabulares e pouco espessos	- A exploração do jazigo é realizada por camadas e implica um avanço vertical ou subvertical sendo que o minério fragmentado pode ser utilizado como suporte tanto para os hasteais como para plataformas de trabalho; - À medida que o minério é fragmentado e conforme a extração progride o espaço tende a encolher e existe a necessidade de retirar-se algum do minério fragmentado.	Baixa	Menor quando comparada ao método de corte e enchimento	Baixa (<10%)
VCR	70 - 90	Tabulares, espessos e massivos	- Variação do método com auto-enchimento provisório no qual não é necessário a entrada de operacionais em galerias; - No topo do jazigo são realizados furos verticais de grande diâmetro onde são inseridas cargas. Após a detonação o minério é extraído do talude de modo a proporcionar espaço para a detonação seguinte permitindo assim a exploração ascendente.	Grande	Permite, porém, baixa	Baixa
Frentes contínuas	≤ 20	Finos, com espessura uniforme e grande extensão horizontal	- Consiste na construção de uma frente retilínea onde se executa o abatimento do teto; - O desenvolvimento envolve a elaboração de galerias dispostas numa malha regular com o objetivo de existir um fácil transporte e acesso às áreas de produção.	Grande	Permite, porém, baixa	Baixa
Desabamento por subníveis	Inclinações acentuadas	Massivos, espessos e com grande extensão em profundidade	Utiliza-se desmonte ascendente de modo a promover a fragmentação de material proveniente de <i>drifts</i> em níveis superiores para <i>drifts</i> em níveis inferiores	Grande	Não permite	Significativa (10 a 40%)
Desabamento por blocos	Inclinações acentuadas ou vertical	Massivos, espessos e cuja dimensão vertical exceda os 100 m	- Aplicável a jazigos de baixo teor, baseia-se na tensão interna da rocha e na força da gravidade para fraturá-la e promover o abatimento do teto; - Recorre-se a galerias em níveis superiores para se promover o abatimento do teto e galerias inferiores reforçadas com sustimento para a extração do material.	Grande	Não permite	Grande

[página propositadamente em branco]

2.1.1. “Sublevel Stopping Bench & Fill”

Tendo em conta que o estudo desta dissertação foi elaborado no Jazigo de Feitais (Minas de Aljustrel) torna-se necessário focar no método de exploração, Figura 3, aplicado no local, o “sublevel stopping bench & fill” (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2023).

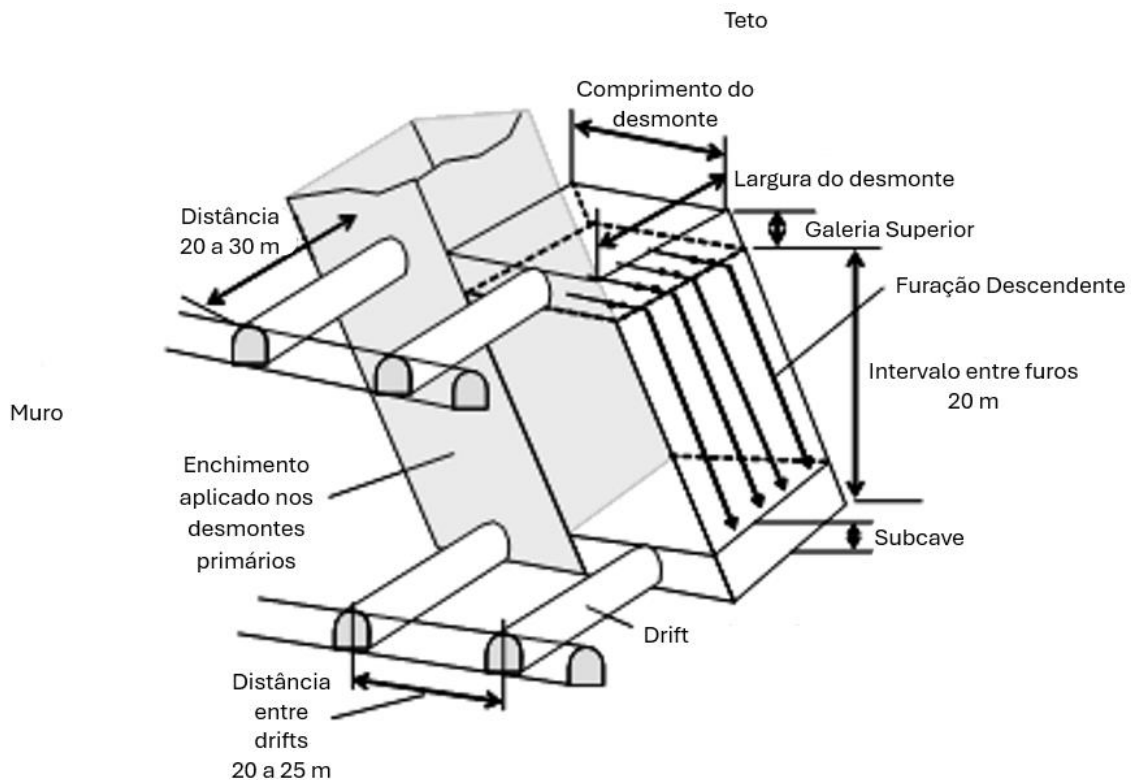


Figura 3 - Método de desmonte por subníveis com enchimento posterior (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2023).

Assim, o método *sublevel open stopping*, geralmente inicia-se com a realização de duas galerias horizontais de acesso ao jazigo, uma a um nível superior e outra a um nível inferior, perpendiculares à orientação do mesmo. Em seguida, procede-se ao abatimento dos hasteais que promove o alargamento do *drift*. Este abatimento pode ser realizado no nível superior, no nível inferior ou em ambos dependendo do tipo de bancada, respetiva geometria e condições geotécnicas. Após a execução dos abatimentos o desmonte inicia-se com a execução de uma chaminé (*slot*) que liga ambos os acessos e que constitui uma frente livre. A *slot* poderá ser feita de forma mecânica (geralmente bancadas com altura superior a 20 m) ou com recurso a explosivos (geralmente, bancadas até 20 m). A criação da *slot* facilitará o desmonte com a realização de uma sequência de rebentamentos que pode ser com perfuração ascendente ou descendente. No caso do Jazigo de Feitais dado que as condições o permitem a perfuração é realizada preferencialmente em bancadas de 40 m de forma ascendente e descendente com recurso a jumbos hidráulicos. Isto é, numa primeira fase faz-se perfuração ascendente

desmontando-se 25 m de bancada e, em seguida, com recurso a perfuração descendente desmontam-se os restantes 15 m de bancada. Os furos poderão ser verticais (e paralelos) quando houver abatimento dos hasteais, em toda a largura do desmonte proporcionando assim maior recuperação de recursos minerais e menor sobreescavação, ou, em leque quando existe a necessidade de maior segurança e produtividade. A desvantagem da aplicação de furos em leque relaciona-se com a menor recuperação de minério, devido à existência de repés (porções de rocha que não sofrem fragmentação com a detonação).

O método de desmonte aplicado contempla para além do *sublevel stoping* o método *bench & fill*. O método *bench & fill* desenvolvido no início dos anos 90 como uma alternativa mais produtiva ao *cut & fill* é aplicado quando as condições geotécnicas do terreno assim o permitem (Brady & Brown, 2004). Tal método destaca-se devido à aplicação de enchimento logo após a exploração proporcionando suporte imediato.

A nível de sequência de desmonte e tal como é habitual no método *sublevel stoping* executa-se o desmonte de diferentes bancadas, as primárias e as secundárias. As primárias, tal como nome indica, são exploradas inicialmente e preenchidas, neste caso, com pasta (mistura homogénea de rejeitado, cimento, água e aditivos), *paste fill*, para que as secundárias possam logo em seguida ser desmontadas e, por sua vez, preenchidas com estéril. No desmonte dos primários o material presente nos secundários funcionará como um pilar de suporte e, por sua vez, o *paste fill* utilizado para preencher os primários evita que ocorra o desabamento dos hasteais aquando do desmonte secundário. No Jazigo de Feitais procede-se à exploração e enchimento de dois níveis de desmontes primários consecutivos (4 desmontes) seguidos de 2 desmontes de secundários tal como ilustrado na Figura 4 (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2023).

De salientar que quando não se justifique a execução de desmontes em galerias transversais ao jazigo devido à existência de zonas menos mineralizadas são realizados desmontes em galerias longitudinais, ou seja, com direção paralela à da rocha encaixante. Este tipo de desmonte permite uma ótima recuperação de minério em virtude de uma menor quantidade de desenvolvimento, contudo devido à sua orientação existe uma maior instabilidade.

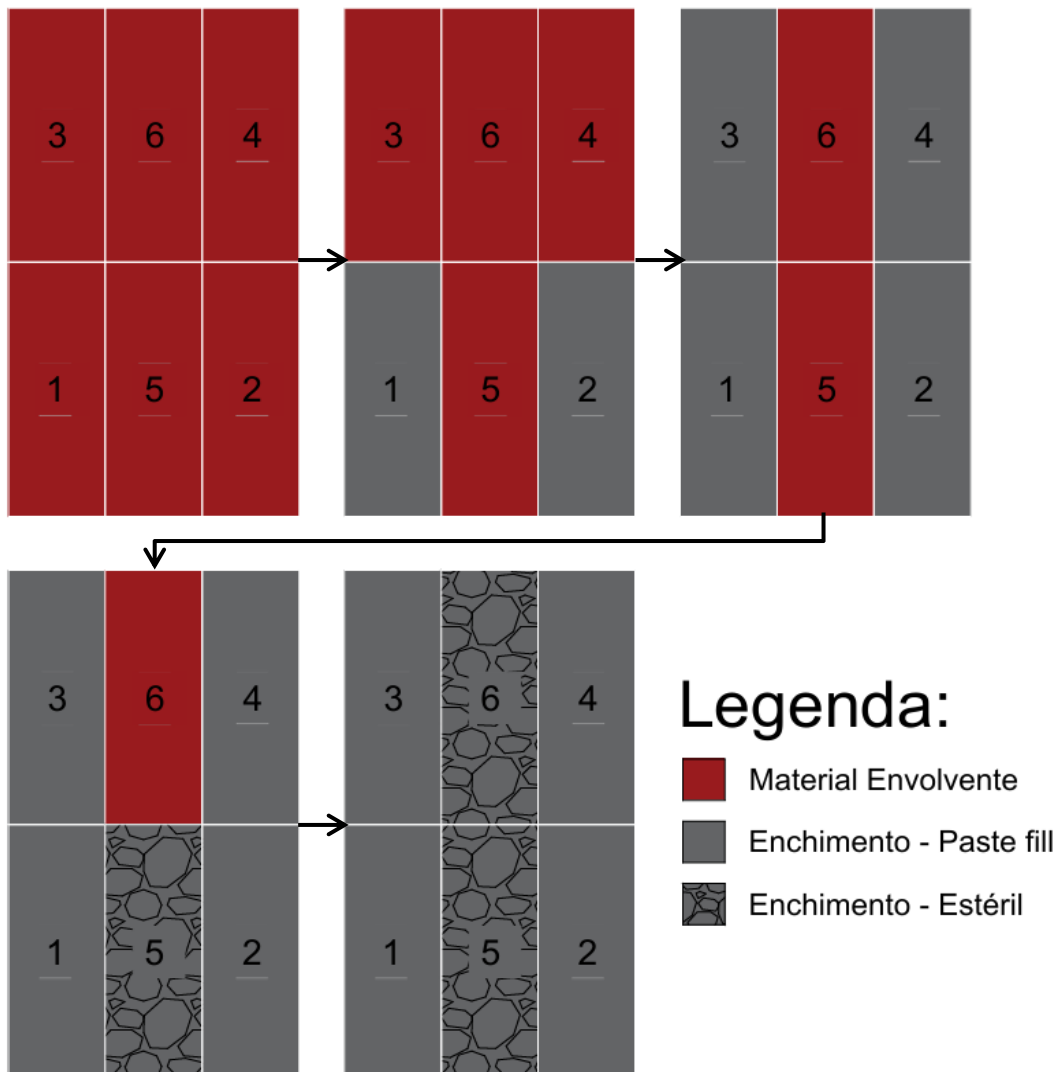


Figura 4 - Sequência de desmonte das bancadas no jazigo de Feitais.

2.2. Operações de um ciclo drift

De acordo com Heinö (1999) na execução de escavações subterrâneas seja em túneis ou mina deve-se adotar o método de escavação mais adequado segundo diferentes fatores, tais como: as dimensões do túnel/escavação, a geometria, o comprimento, as condições geológico-geotécnicas, entre outras. Estes métodos podem dividir-se em dois grupos: os que recorrem a perfuração e detonação com explosivos e aqueles que aplicam escavação mecânica como é o caso das Tunnel Boring Machine (TBM).

Para a grande maioria dos métodos de desmontes referidos, estes implicam não só a realização de *drifts* (galerias horizontais) como também a utilização de explosivo. A sua utilização é intrínseca ao método de perfuração e detonação. Tal técnica constitui-se como uma de entre as possíveis de se aplicarem em ambiente subterrâneo, principalmente, em maciços rochosos de competência média a competentes. Esta destaca-se pela versatilidade do equipamento

utilizado, rápida instalação dos mesmos e baixos custo de aquisição de máquinas quando comparados a métodos de escavação mecanizada (Heinö, 1999). Para a sua aplicação, torna-se necessário a implementação de furos no maciço rochoso para posterior carregamento com explosivos. Ambas as operações são tarefas essenciais no que concerne ao ciclo de trabalho que contribuirá para a obtenção dos melhores resultados possíveis, sendo eles: a otimização de todas as tarefas, detonações com bons avanços, diminuição da sobreescavação e do dano induzido na rocha remanescente. Para além da perfuração e do carregamento com explosivos, vale destacar que um ciclo *drift*, representado na Figura 5, é composto pelas operações de: detonação, ventilação, remoção do material e transporte do mesmo, saneamento e aplicação de sustimento.

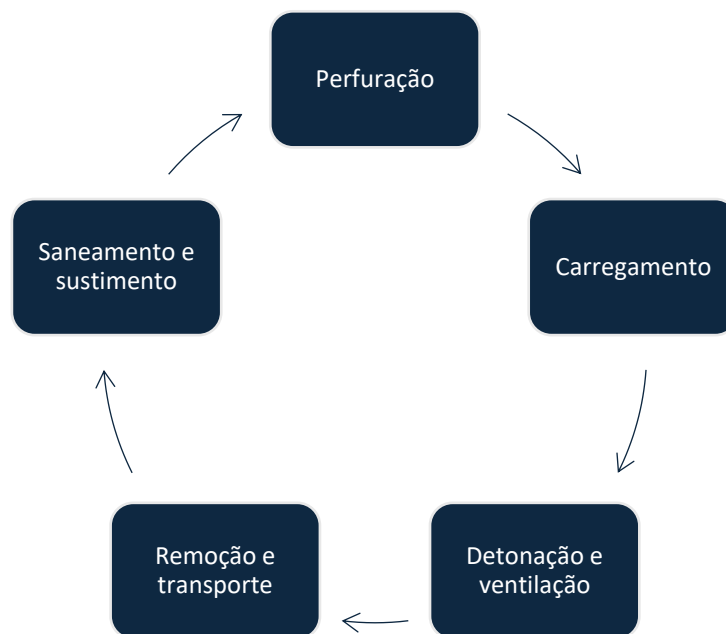


Figura 5 - Operações que compõem um ciclo *drift* (adaptado de Heinö, 1999).

Ao tirar-se o melhor partido deste ciclo, torna-se possível obter uma maior eficiência no desenvolvimento de galerias de acesso aos depósitos minerais que, por si só, são imprescindíveis na aplicação do método “*sublevel stoping bench & fill*” (Galiza & Toscano, 1993).

Para a elaboração da fundamentação deste tema recorreu-se, maioritariamente, ao Manual de Desmonte de Maciços Rochosos de Galiza et al. (2008) e complementado pelas obras de López Jimeno (2003) e de Brady & Brown (2004).

2.2.1. Perfuração

Com o objetivo de garantir o desmonte de determinada massa rochosa em ambiente subterrâneo, com recurso a explosivos, é necessário iniciar-se com a perfuração. Esta consiste

na implementação de furos na superfície do maciço rochoso consoante um diagrama de perfuração com uma geometria e localização previamente calculada que permitirá a colocação de explosivos.

Ao executar-se a perfuração a superfície da rocha começa a deformar, a tensão aumenta com o aumento da carga e o material sofre deformação elástica. Por conseguinte, quando os limites de resistência do material são ultrapassados formam-se de imediato na superfície de contato fissuras e ocorre fragmentação da rocha. Desta forma percebe-se que se deve adaptar a perfuração às propriedades físicas das rochas como é caso da: dureza, resistência à compressão, elasticidade, plasticidade, abrasividade, textura, estrutura, entre outras. Tal tarefa requer a utilização de jumbos (Figura 6), unidades de perfuração equipados com um ou mais braços compostos por martelos que permitem perfurar a matriz rochosa em vários pontos devido aos diferentes movimentos incorporados nos mesmos. A seleção do número de braços e respetivo comprimento deverá levar em consideração o avanço requerido, a secção a desmontar e o controle da escavação para evitar a sobreescavação. Importa referir que a perfuração por si só engloba um ciclo que, por sua vez, é constituído por: marcação dos furos, posicionamento e alinhamento do jumbo, emboquilhamento do furo, execução da perfuração, a substituição de algum elemento de perfuração se necessário e a deslocação do braço para o furo seguinte.

No que respeita aos tipos de perfuração existentes destaca-se o método rotopercutivo por ser o mais utilizado na indústria mineira. Este caracteriza-se por transmitir a energia produzida por um martelo à rocha, provocando a sua fragmentação por impacto enquanto a rotação assegura a progressão do furo. Os principais componentes utilizados são: *bits*, uniões, varas e encabadouros. Enquanto as uniões, as varas e os encabadouros funcionam como elementos de ligação e de transmissão de energia mecânica, os *bits* são, efetivamente, a parte do material de perfuração que entra em contacto com a rocha e promove a sua fragmentação. Os *bits*, normalmente de botões mas podendo ser de pastilhas, apresentam diferentes tipos de configurações com o objetivo de se adaptarem às propriedades das rochas e permitem que não haja encravamentos de material no decorrer da operação. Ademais, estes possibilitam a saída do fluído de limpeza e o escoamento de detritos.

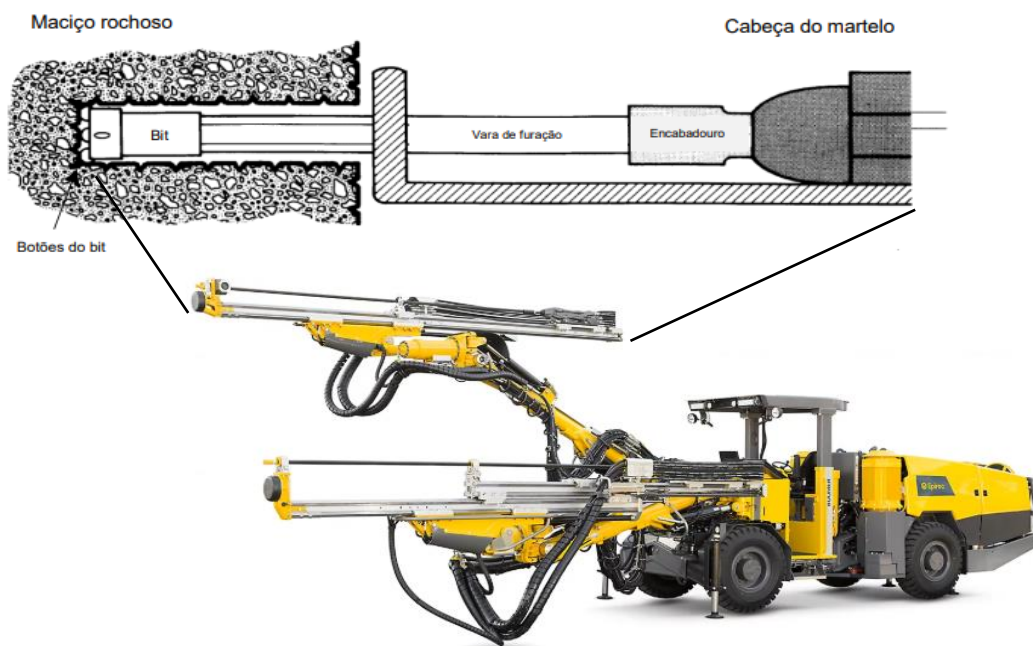


Figura 6 - Jumbo e acessórios de perfuração (adaptado de Silva, 2019 e EPIROC, 2025).

Sabe-se que o resultado de um desmonte em maciços rochosos está dependente da distribuição da energia do explosivo pela rocha pelo que a qualidade da perfuração desempenha um papel de grande importância. A qualidade da perfuração pode ser influenciada por possíveis desvios causados pela escolha incorreta do equipamento, práticas operacionais deficientes e também por descontinuidades no maciço rochoso. As consequências mais frequentes compreendem a má fragmentação, um menor avanço quando comparado ao expectável e uma maior sobreescavação.

2.2.2. Carregamento

Após executada a fase de perfuração deve-se proceder ao carregamento, isto é, à colocação de explosivo nos furos criados. Entende-se também que esta operação é de grande importância na medida em que a colocação de mais ou menos carga no furo pode levar a diversas consequências na fase do desmonte, entre elas: a sub- e a sobreescavação, não alcançar o avanço requerido e a necessidade de aplicação de uma maior quantidade de sustimento. Tendo isto em conta, verifica-se que é essencial uma escolha correta do explosivo a utilizar.

Do ponto de vista teórico, o explosivo é um composto químico que quando ativado por uma fonte de energia térmica ou mecânica decompõe-se bruscamente provocando assim a libertação de um elevado volume de gases a alta pressão e temperatura. Isto deve-se à presença de substâncias combustíveis e comburentes na sua constituição. Atualmente existe uma vasta gama de explosivos (ANFO, hidrogel, gelatinosos, ...) sendo a emulsão o que apresenta o uso mais generalizado devido aos baixos custos de aquisição, excelente resistência à água e grande

estabilidade/segurança no manuseamento. A escolha correta do explosivo perante a vasta variedade existente deve considerar parâmetros, como: presença de água nos furos, diâmetro dos furos, tipo de maciço a desmontar, etc..

Nesta fase do ciclo, para além da colocação do explosivo é necessário proceder-se à implementação de sistemas de iniciação e, quando aplicável, de tamponamento. Os sistemas de iniciação permitem que ocorra o desmonte pois ao serem acionados promovem a transmissão de uma onda de choque à carga explosiva que provoca a sua detonação. Tal como nos explosivos, existem diferentes tipos de sistemas de iniciação destacando-se o cordão detonante e os detonadores não elétricos e eletrónicos. Relativamente ao cordão detonante, este corresponde a um acessório que para além de ser capaz de ativar o explosivo poder ser utilizado como um meio para garantir a propagação entre explosivos, usualmente, quando estes estão espaçados ou também como um explosivo. Por sua vez, os detonadores não elétricos inventados com o objetivo de poderem ser utilizados em ambientes bastante húmidos são compostos por um elemento de retardo que permite à substância explosiva também presente no detonador ser iniciada com um determinado atraso. A iniciação faz-se com recurso a cordão detonante, detonadores elétricos ou com explosores especiais que detonam uma pequena carga explosiva na zona de contato com o tubo de propagação da onda de choque. Finalmente, os detonadores mais recentes, os detonadores eletrónicos, que embora apresentem um custo mais elevado comparativamente aos restantes acessórios de tiro possibilitam a programação individual de cada detonador de uma mesma pega com os tempos mais adequados com grande segurança e precisão. De realçar que a utilização de tamponamento, material inerte introduzido no furo de modo a aumentar a eficácia do explosivo, nos furos deve ser considerada, por exemplo, em situações com maciços competentes com objetivo de se reduzir o risco de projeções. Podem ainda ser aplicados *boosters*, explosivos caracterizados por libertarem uma grande quantidade de gases durante a detonação, para ativar explosivos cuja sensibilidade não é suficiente para que a força do detonador provoque a detonação (Sebastião, 2024).

Na ocorrência da detonação (Figura 7), a detonação de substâncias explosivas provoca uma onda de choque, do tipo compressivo, num curto espaço de tempo que se propaga pelo maciço radialmente a partir do furo e promove a sua fraturação. Ainda nesta fase dinâmica a onda ao encontrar a frente livre da rocha reflete sob a forma de tração podendo originar novas fissuras. De seguida numa fase quase estática, os gases libertados a alta pressão e temperatura transmitem energia termodinâmica através das fraturas geradas anteriormente durante um intervalo de tempo maior causando a sua expansão e a deslocação do material para fora das cavidades.

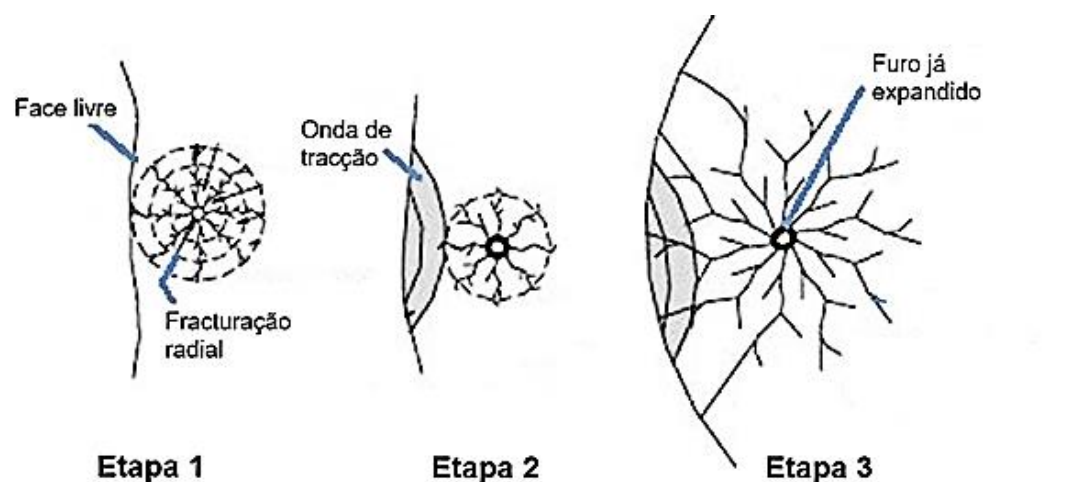


Figura 7 - Teoria do rebentamento com explosivos (Nascimento, 2020).

2.3. Diagramas de fogo em *drifts*

Dado que a perfuração e o carregamento são operações realizadas segundo um diagrama de fogo previamente dimensionado, no âmbito da otimização de diagramas de perfuração e de carregamento em *drifts* torna-se indispensável uma abordagem aos diagramas de fogo.

Um diagrama de fogo corresponde a uma malha previamente dimensionada que permite a distribuição adequada da carga explosiva no maciço rochoso visando a obtenção de determinados resultados com a detonação, tais como: o avanço idealizado, uma ótima fragmentação e a menor quantidade de sobreescavação possível (Galiza et al., 2008).

Contrariamente ao que acontece quando ocorre um desmonte em bancada onde existe no mínimo duas frentes livres para qual o material pode-se movimentar aquando do desmonte, no caso do desmonte para o desenvolvimento de *drifts* o maciço encontra-se confinado havendo apenas uma frente livre, a face do *drift*. Assim, torna-se necessária a criação de uma nova frente livre que permita a expansão inicial dos gases e consequente alívio da rocha. A técnica mais comum para a execução dessa nova face é a execução de uma caldeira com tiros paralelos. Estas são compostas por furos paralelos com maior diâmetro não carregados, denominados de furos largos, rodeados por furos paralelos de menor diâmetro, mas carregados.

Para além disso e comparativamente aos diagramas de tiros convergentes, houve um maior avanço tecnológico nos equipamentos de perfuração, que permitiram assegurar uma maior eficiência nos diagramas de furos paralelos.

A caldeira pode ser posicionada em qualquer local que apresente pouca fraturação da rocha, contudo para se obter uma distribuição mais conveniente do material desmontado esta deve ser implementada no centro e próximo à soleira. Para além dos tiros executados para a caldeira

são também implantados os furos de alargamento e os furos de contorno (soleira, hasteais e teto). O esquema da Figura 8 apresenta um exemplo de um diagrama de fogo com os furos anteriormente citados.

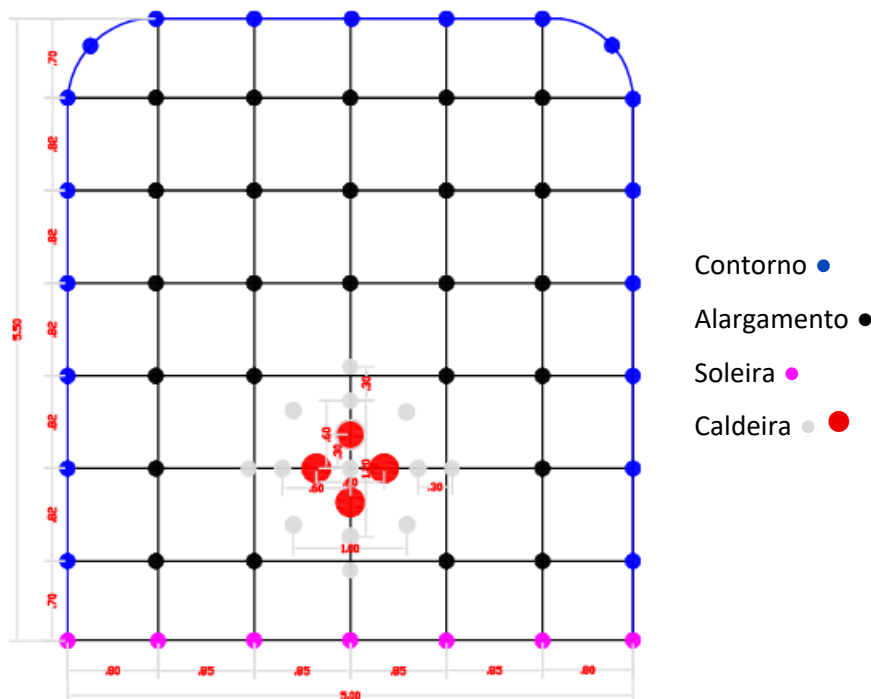


Figura 8 - Exemplo de diagrama de fogo normalmente utilizado (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A.).

Importa ainda referir que devido ao maior confinamento por parte do material e de modo a facilitar a remoção do escombros neste tipo de desmonte torna-se necessário a aplicação de carga específicas mais elevadas. Além disso, os furos de contorno terão de ser realizados com um ligeiro desvio para o exterior, o *look out*, de modo a permitir o emboquilhamento eficiente da pega seguinte sem que haja redução do perfil e os furos da soleira deverão ser carregados com uma carga maior que os demais colmatando assim a força da gravidade e o peso do escombros que lhes cai em cima no instante da detonação.

A sequência de detonação neste tipo de diagramas tem como início os furos da caldeira de modo a permitir a abertura de uma nova frente livre, seguindo-se os furos de alargamento (responsáveis por expandir o espaço de libertação) e finalizando com os furos de contorno, que definem a geometria final da escavação. Os tiros trabalham paralelamente às frentes livres criadas pelo rebentamento dos tiros anteriores e, para além disso, é importante que o rebentamento dos diferentes tiros suceda com intervalos de tempo suficiente para permitir a libertação da energia e a expulsão progressiva da rocha.

2.4. Caracterização geológico-geotécnica de maciços Rochosos

Sabe-se que a seleção do método de desmonte mais adequado a aplicar-se assim como o dimensionamento do diagrama de fogo dependem, entre vários fatores, das condições que o terreno proporciona. Por essa razão, em escavações subterrâneas, o conhecimento sobre o maciço rochoso que se pretende desmontar é essencial. Segundo Chaminé (2016) apesar da dificuldade em, por vezes, descrever os maciços rochosos devido ao grau de subjetividade existente, é importante proceder-se a uma análise do comportamento do maciço através da observação, Caracterização e avaliação das descontinuidades e geo-estruturas existentes (falhas, fissuras, diaclases, ...) através de procedimentos estabelecidos pela ISRM (1978, 1981). Entende-se por descontinuidades um plano de fraqueza que atravessa o maciço rochoso tornando-o estruturalmente descontínuo (Bell, 1992). Deste modo torna-se exequível a elaboração de mapas de zonamentos que, posteriormente, facilitam em questões de planeamento. Uma das técnicas que tem vindo a ser aplicada na Caracterização de maciços rochosos com alguma frequência em Portugal em contextos geomineiros é a técnica da amostragem linear (e.g., ISRM, 1981; González de Vallejo & Ferrer, 2011; Chaminé et al., 2013, 2015; Chaminé, 2016; Chaminé & Fernandes, 2023). Esta técnica, baseada nas linhas de amostragem, é uma das formas mais expeditas de coligir dados relativos às descontinuidades e consiste na colocação de uma fita métrica graduada, a uma altura constante relativamente à base, na superfície de estudo a ser cartografada registando-se as descontinuidades intersetadas pela fita e os respetivos parâmetros geológicos, petrofísicos, geotécnicos e geomecânicos (e.g., ISRM, 1981; González de Vallejo & Ferrer, 2011; Chaminé et al., 2013, 2015; Chaminé, 2016; Chaminé & Fernandes, 2023). Entre tais parâmetros realça-se para o tema em estudo os graus de alteração (W), de fraturação (F) e de resistência (S) como também a presença de água (Gw); contudo, os restantes parâmetros descritos em ISRM (1978, 1981) e representados na Figura 9(B) também deverão ser analisados de modo a obter-se uma visão completa sobre a superfície exposta em estudo. Com esse intuito, dever-se-á fazer acompanhar de equipamentos básicos, Figura 9(A), capazes de auxiliar no processo de Caracterização e avaliação geológico-geotécnico.

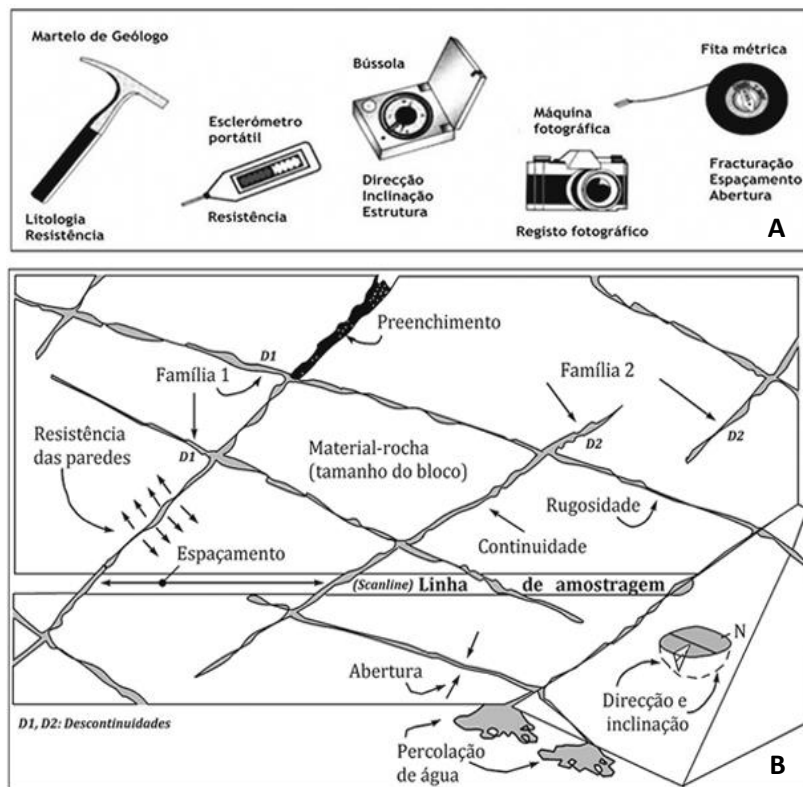


Figura 9 - (A) Equipamentos básicos utilizados *in situ* para a Caracterização de maciços rochosos (adaptado de González de Vallejo & Ferrer, 2011). (B) Representação dos parâmetros descritos em ISRM (1981) numa superfície rochosa (adaptado de Hudson & Harrison, 2000; Chaminé, 2016).

Importa destacar que quando não se dispõe das condições ou tempo para a aplicação do método descrito pode-se recorrer, por exemplo, a sondagens apesar de, desta forma, não se poder obter descrições o mais corretas e rigorosas possíveis.

2.4.1. Grau de Alteração

O grau de alteração, W , (ISRM, 1978, 1981) de determinado maciço rochoso consiste num processo evolutivo de desagregação e decomposição da material rocha mediante processos físicos e químicos naturais. Do ponto de vista da Caracterização este pode ser identificado visualmente ou pela facilidade com que se parte recorrendo-se, por exemplo, a um martelo de geólogo. Na Quadro 3 apresenta-se a classificação proposta por ISRM (1978, 1981) para o grau de alteração (W).

Quadro 3 - Classificação do grau de alteração, W (adaptado de ISRM, 1978, 1981).

Simbologia		Significado
W ₁	W ₁₋₂	Rocha sã ou não alterada
W ₂		Ligeiramente alterada
W ₃		Moderadamente alterada
W ₄	W ₄₋₅	Muito alterada
W ₅		Completamente alterada

O estudo deste parâmetro, no que respeita as escavações subterrâneas, desempenha um papel fulcral na realização de desmontes com recurso a explosivos. Para além da maior ou menor quantidade explosivos a utilizar num diagrama de fogo, este pode influenciar na seleção dos diâmetros dos furos, no avanço e no tipo de equipamento de perfuração a utilizar.

2.4.2. Grau de Fraturação e Compartimentação do Maciço

O grau de fraturação, F, (ISRM, 1981) corresponde ao espaçamento ou distância medida na perpendicular entre dois planos de descontinuidades da mesma família de descontinuidade, conjunto de descontinuidades que apresentam a mesma orientação (González de Vallejo & Ferrer, 2011). ISRM (1981) apresenta o procedimento a ser utilizado na medição do *'fracture intercept'* (ou *'fracture spacing'*) como também a simbologia e o significado para determinado valor de espaçamento obtido (Quadro 4).

Quadro 4 - Classificação do grau de fraturação, F (adaptado de ISRM, 1978, 1981).

Intervalos (cm)	Simbologia		Significado
>200	F ₁	F ₁₋₂	Muito afastadas
60-200	F ₂		Afastadas
20-60	F ₃		Medianamente afastadas
6-20	F ₄	F ₄₋₅	Próximas
<6	F ₅		Muito próximas

Para além do grau de fraturação quando se analisa a compartimentação de um maciço deve-se ter em conta a atitude geológica. Segundo González de Vallejo & Ferrer (2011), a orientação de uma descontinuidade é definida pela sua direção e inclinação e pode ser obtida com recurso a bússola com clinómetro. Com a fraturação, atitude das diferentes famílias, número de descontinuidades e a continuidade das mesmas torna-se possível a definição do tamanho e forma dos blocos que formam determinado maciço através de um bloco diagrama e da blocometria (González de Vallejo & Ferrer, 2011). Esta é uma informação relevante no que toca às escavações subterrâneas nas quais se utiliza desmonte com explosivo com a finalidade de determinar-se a sobreescavação que tende a ocorrer aquando da detonação (ISRM, 1978). Para além disso, pode-se proceder à elaboração de projeções estereográficas e diagramas de rosetas no sentido de se obter uma visão tridimensional dos planos de descontinuidades e prever possíveis roturas que possam acontecer. A influência destes parâmetros a nível do desmonte subterrâneo em *drifts* dizem respeito à orientação da galeria que quando intersetada de maneira desfavorável por parte de descontinuidades, falhas, entre outros, poderá haver a criação de condições desfavoráveis de pressão que conseqüentemente acarreta em menores avanços e uma maior percolação de água dentro do *drift* (González de Vallejo & Ferrer, 2011).

2.4.3. Resistência

No que concerne à resistência à compressão uniaxial, S , (ISRM, 1981) esta corresponde à força de resistência de ressalto (ou “rebound”) no material rochoso medida em diferentes pontos no maciço onde não se verifiquem fissuras ou áreas alteradas. Esta pode ser determinada em laboratório ou *in situ* com recurso a um esclerómetro portátil devido à correlação existente entre a resistência à compressão simples e a dureza de Schmidt (R) (ISRM, 1978). De uma forma simplificada, este consiste na medição do ressalto provocado no martelo quando este exerce impacto sobre o maciço rochoso. De acordo com as recomendações de ISRM (1981), devem ser realizadas dez medições das quais os 5 valores mais baixos são descartados. Ao realizar a média dos resultados mais altos obtidos e tendo em conta a orientação do equipamento em relação à rocha e a densidade do maciço em estudo, poder-se-á determinar o valor da resistência à compressão simples segundo o ábaco de Miller representado na Figura 10.

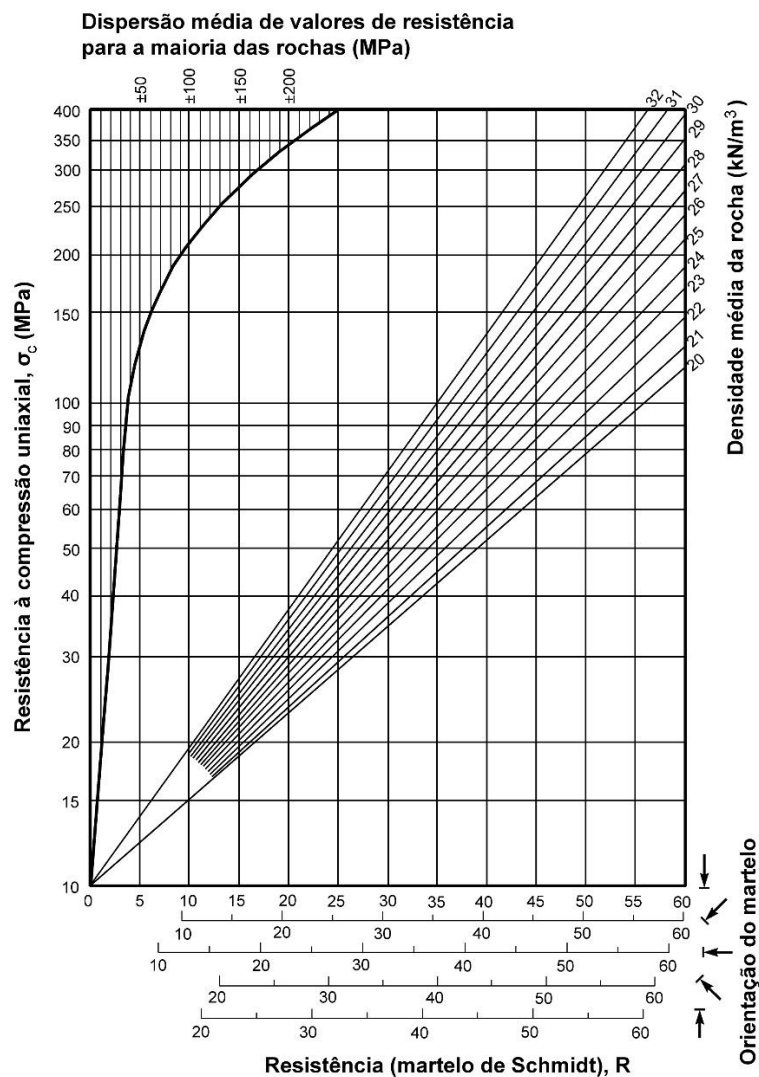


Figura 10 - Ábaco de Miller utilizado para a determinação da resistência à compressão uniaxial, S , segundo a dureza de Schmidt, R (adaptado de ISRM, 1978; Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011).

Com base no valor obtido através do ábaco de Miller pode-se classificar a resistência de determinado maciço de acordo com a proposta de ISRM (1981) (Quadro 5).

Quadro 5 - Classificação do grau de resistência, S (adaptado de ISRM, 1981).

Intervalos (MPa)	Simbologia		Significado
>200	S ₁	S ₁₋₂	Muito elevada
60-200	S ₂		Elevada
20-60	S ₃		Média
6-20	S ₄	S ₄₋₅	Baixa
<6	S ₅		Muito baixa

2.4.4. Presença de água

Para além da alteração, fraturação e resistência a presença de água subterrânea (Gw) também se apresenta como um fator importante que pode contribuir para a instabilidade de escavações subterrâneas. Esta corresponde à percolação de água ao longo dos planos de descontinuidades e é determinada através de métodos observacionais e ensaios geohidráulicos (CFCFF, 1996; Scesi & Gattinoni, 2009; Gustafson, 2012). Segundo a proposta de Bieniawski (1989), a presença de água (Gw) nas descontinuidades pode ser classificada como: completamente seca, húmido, gotejante ou fluxo. Quanto maior a presença de água maior instabilidade esta irá causar ao maciço devido: à pressão exercida, à diminuição da resistência ao deslizamento que pode levar a possíveis roturas, à aceleração da erosão da rocha o que provoca maior quantidade vazios e à limpeza do preenchimento existente (Cardoso, 2024). Sendo assim, quando se verifica a percolação de água deve-se proceder à avaliação do seu caudal e ao estudo da sua posição no interior do maciço de forma a permitir-se a implementação de obras de drenagem adequadas (Fontinhas, 2012).

2.5. Caracterização Geomecânica de Maciços Rochosos

Os maciços rochosos apresentam-se como meios descontínuos e heterogêneos e, tal como havia sido referido, são definidos por planos de fraqueza estruturais, as descontinuidades (e.g., ISRM, 1978, 1981; Hoek, 2007; Barton & Quadros, 2015). Tendo isto em conta, verifica-se assim uma dificuldade na avaliação da sua qualidade no âmbito geotécnico. Por esse motivo, as classificações geomecânicas surgem para serem aplicadas em alturas em que se encontra disponível pouca informação detalhada sobre os maciços rochosos, o seu estado de tensão e respetivas condições hidrogeológicas, funcionando como elementos de suporte à elaboração modelação de projetos (Hoek, 2007). Estas foram criadas com o objetivo de: avaliar-se a competência dos maciços rochosos, em particular para escavações subterrâneas; definir-se os sistemas de escavação mais adequados para a execução de uma dada obra; estimar-se o

sustimento necessário a implementar (Hoek, 2007). As classificações têm vindo a ser desenvolvidas desde há mais de um século, muitas das quais com base em casos da engenharia civil, sendo a referência mais antiga a sistematização classificativa mas com uma base descritiva a de Terzaghi (1946). No que concerne às escavações subterrâneas, as classificações frequentemente utilizadas nesse meio atualmente, correspondem ao RMR (Bieniawski, 1989; Celada & Bieniawski, 2020) e ao Q-system (Barton et al., 1974, 1980; NGI, 2025) sendo o índice geológico-geomecânico GSI (Hoek, 2007; Hoek et al., 2013; Santa et al., 2019, 2024) também bastante utilizado. Os seus valores são definidos pelas características dos maciços observadas *in situ* concatenando-as com, por exemplo, o índice de qualidade da rocha, RQD (Deere et al., 1967) obtido em logs de sondagem. De destacar que Hudson & Harrison (2000) referem que visto que os autores desenvolveram tais sistemas com os fatores mais importantes para a modelação de túneis, não se deve tentar extrapolar as classificações em termos de adulterar os seus pesos ou introduzir/suprimir parâmetros.

2.5.1. RQD

O RQD, índice de qualidade da rocha, foi criado por Deere et al. (1967) para ser utilizado em túneis com o objetivo de providenciar uma estimativa da quantidade de maciço rochoso de qualidade que constitui os testemunhos de sondagem (Hoek, 2007). Este é definido como a percentagem dada pelo quociente da quantidade de troços de rocha com mais de 100 mm de comprimento e o comprimento total da sondagem, tal como se pode observar na Figura 11.

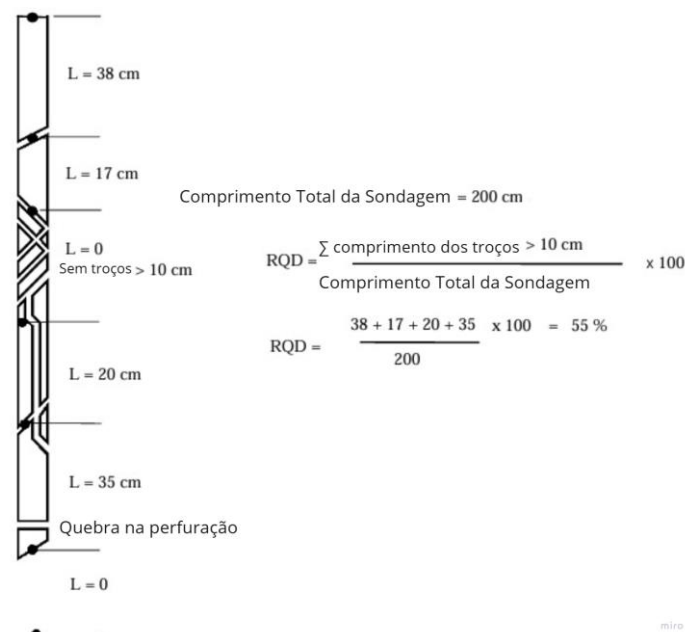


Figura 11 - Procedimento para a obtenção do RQD (adaptado de Deere et al., 1967). In: Hoek, 2007.

Este parâmetro está dependente da direção, ou seja, os seus valores podem mudar drasticamente consoante a direção na qual a sondagem é realizada (Hoek, 2007). Após a obtenção da percentagem a qualidade mecânica da material rocha é definido com base na litologia, fraturação e alteração de acordo com a classificação representada no Quadro 6.

Quadro 6 - Classificação da qualidade do maciço rochoso com base no valor de RQD (adaptado de Deere et al., 1967).

RQD (%)	Qualidade do Maciço Rochoso
0-25	Muito Fraco
25-50	Fraco
50-75	Razoável
75-90	Bom
90-100	Excelente

Contudo e segundo Palmström (2005), quando não se dispõe de uma sondagem, mas há conhecimento sobre o traço das descontinuidades das superfícies expostas, o RQD pode ser estimado a partir do número de descontinuidades por unidade de volume (Hoek et al., 2013): $RQD(\%) = 110 - 2,5 \cdot J_v$, onde J_v corresponde ao índice volumétrico (ISRM, 1978) que representa o número de total de descontinuidades que intersejam uma unidade de volume, 1 m^3 , de maciço rochoso. Para além disso, Priest & Hudson (1976, 1981) e Priest (1993, 2004) propõem a obtenção do RQD teórico (RQD_t) tendo em conta o espaçamento médio das descontinuidades. Tal proposta é apresentada no ábaco da Figura 12.

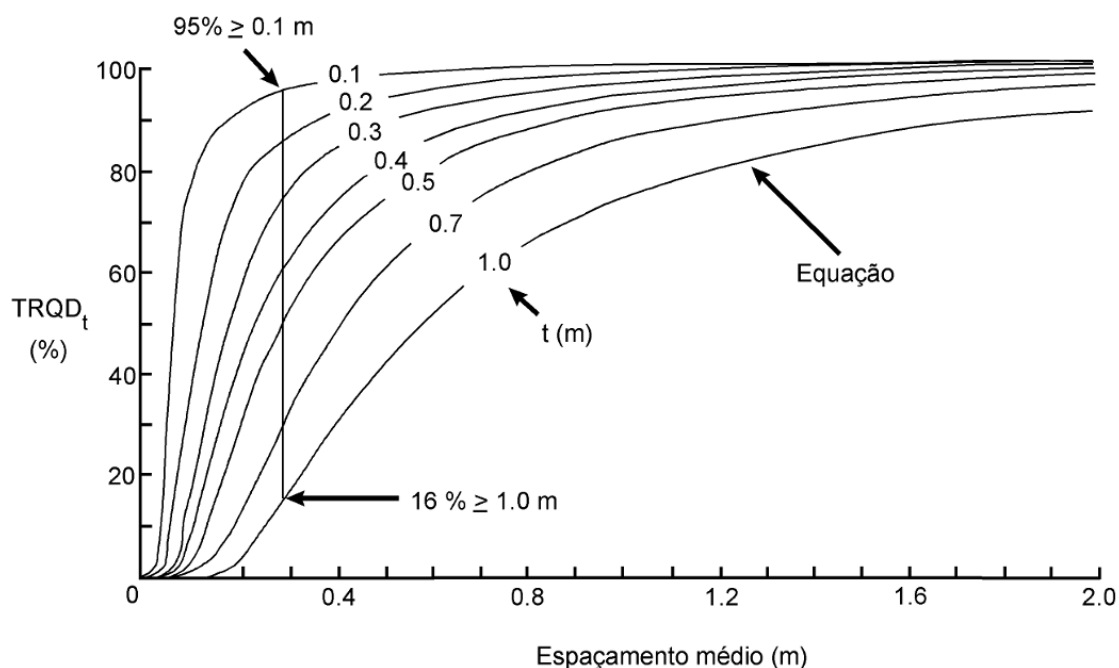


Figura 12 - Variação do RQD_t conforme o espaçamento médio das descontinuidades (adaptado Priest & Hudson, 1976, 1981; Priest, 1993).

2.5.2. RMR

A classificação *Rock Mass Rating* – RMR desenvolvida por Bieniawski (1973, 1974, 1989, 1993) para aplicação em maciços rochosos subterrâneos baseia-se na atribuição de pesos a parâmetros previamente selecionados. Tais parâmetros referem-se, genericamente, a características físicas, geométricas e mecânicas do maciço e do material-rocha, sendo eles (Bieniawski, 1989, 1993):

- A resistência do material-rocha à compressão uniaxial (P1);
- O grau de fraturação em termos de RQD (P2);
- O espaçamento das descontinuidades (P3);
- As condições das descontinuidades (rugosidade, continuidade, abertura, preenchimento) (P4);
- As condições hidrogeológicas (infiltrações de água) (P5);
- A orientação das descontinuidades em relação à escavação (P6).

De realçar que ao longo dos anos esta classificação vem sofrendo atualizações de modo a promover maior rigor na sua aplicação (Celada & Bieniawski, 2020). O somatório do peso atribuído aos parâmetros permite a obtenção de um valor de RMR que, posteriormente, pode ser classificado segundo a proposta de Bieniawski (1989) apresentada no Quadro 7.

Quadro 7 - Classe do maciço rochoso e respetivo significado com base no RMR (adaptado de Bieniawski, 1989).

RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	<20
Classe	I	II	III	IV	V
Descrição do maciço	Muito bom	Bom	Razoável	Fraco	Muito fraco
Tempo médio de auto-sustimento	20 anos para um vão de 15 metros	1 ano para um vão de 10 metros	1 ano para um vão de 5 metros	10 horas para um vão de 2,5 metros	30 minutos para um vão de 1 metro
Coesão (KPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Ângulo de atrito (°)	>45	35-45	25-35	15-25	<15

Sabe-se que sempre que se realiza uma escavação, o maciço envolvente irá deformar-se e, por isso, torna-se necessário a aplicação de um conjunto de ações, com recurso a elementos de estruturais, que venham garantir a estabilidade da escavação, durante o tempo em que esta vai ser utilizada (Galiza et al., 2008). Para esse efeito, Bieniawski (1989) propõe a aplicação de sustimento, Figura 13, com base na classe de maciço rochoso obtida através do RMR.

Classes	Escavação	Suporte		
		Pregagens (20 mm diâmetro envolvidas em betão)	Betão projetado	Cimbres
RMR 81-100				
Classe I	Seção total, 3 m de avanço.	Geralmente não requer suporte, com exceção de pregagens ocasionais.		
Muito bom				
RMR 61-80				
Classe II	Seção total, 1.0 a 1.5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente.	Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas 2.5 m, ocasionalmente com malha de aço em certas zonas do teto.	50 mm no teto quando necessário.	Nenhum.
Bom				
RMR 41-60				
Classe III	Seção parcial (frente e baixo), avanço 1.5-3 m. Início do suporte após cada desmonte. Suporte completo a 10m.	Pregagens sistemáticas com 4 m de comprimento, espaçadas de 2 m nos hasteais e teto, com malha de aço no teto.	50-100 mm no teto; 30 mm nos hasteais.	Nenhum.
Razoável				
RMR 21-40				
Classe IV	Seção parcial (frente e baixo), avanço 1.0-1.5 m. Instalação do suporte concomitantemente com a escavação.	Pregagens sistemáticas com 4-5 m de comprimento, espaçadas de 1.0-1.5 m com malha de aço no teto e hasteais.	100-150 mm no teto; 100 mm nos hasteais.	Cimbres leves a médios espaçados de 1.5 m.
Fraco				
RMR < 20				
Classe V	Seções múltiplas, avanço de 0.5-1.5 m. Instalação do suporte com a escavação. Betão projetado logo após o desmonte.	Pregagens sistemáticas com 5-6 m de comprimento, espaçadas de 1.0-1.5 m com malha de aço no teto e hasteais. Pregagem na soleira.	150-200 mm no teto; 150 mm nos hasteais; 50 mm na soleira.	Cimbres médios e pesados espaçados de 0.75 m. Fecho da soleira.
Muito fraco				

Figura 13 - Método de escavação e tipo de suporte a utilizar em túneis e galerias consoante o RMR (adaptado de Bieniawski, 1989, 1993).

2.5.3. Q-system

Com base na avaliação de um vasto número de casos históricos em escavações subterrâneas, Barton et al. (1974, 1980) juntamente com o Instituto de Geotecnia da Noruega (NGI) desenvolveram o índice de qualidade de rocha em túneis, o Q-system, com o objetivo de se determinarem as características dos maciços rochosos e o suporte necessário a ser implementado em túneis (Hoek, 2007). O seu valor numérico pode variar segundo uma escala logarítmica que vai desde 0,001 até 1.000 e, para além disso, este índice é definido pela expressão (Barton et al., 1974, 1980; NGI, 2025):

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (1)$$

, onde:

RQD é o índice de qualidade da rocha (Deere et al., 1967);

J_n é o número de famílias de descontinuidades;

J_r é a rugosidade das descontinuidades;

J_a é o grau de alteração das descontinuidades;

J_w é o fator de redução relacionado com a água;

SRF é o fator de redução relacionado com o estado de tensão do maciço rochoso.

Tal como descrito e pormenorizado em NGI (2025), este índice constitui-se como uma classificação na qual com base na observação *in situ* atribui-se pesos aos parâmetros mencionados. Desta forma obtém-se um valor de Q que ao ser inserido no ábaco da Figura 14 permite avaliar a qualidade do maciço rochoso. Além disso e de modo a relacionar o Q-value com o comportamento da escavação e o suporte requerido, Barton et al. (1974) definiu um parâmetro adicional denominado dimensão equivalente da escavação (D_e). A dimensão deste parâmetro é dada pela expressão:

$$D_e = \frac{L \text{ (m)}}{ESR} \quad (2)$$

, onde:

L corresponde ao vão livre, diâmetro ou altura dos hasteais da escavação;

ESR corresponde a um índice de segurança relacionado com a finalidade de cada escavação e com o grau de segurança exigido ao sistema de suporte instalado para manter a estabilidade da escavação. Consoante a categoria da escavação Barton et al. (1974) sugere os valores de ESR do Quadro 8.

Quadro 8 - Valores de ESR conforme o tipo de escavação (adaptado de Barton et al., 1974, 1980).

Tipo de escavação	ESR
Cavidades mineiras temporárias	2 a 5
Cavidades mineiras definitivas, túneis de aproveitamentos hidráulicos (exceto túneis sob pressão), túneis pilotos, túneis de desvio, escavações superiores de grandes cavidades	1,6 a 2
Cavernas de armazenagem, estações de tratamento de águas, pequenos túneis rodoferroviários, túneis de acesso	1,2 a 1,3
Centrais elétricas, túneis rodoferroviários de grande dimensão, abrigos de defesa, bocas de entrada, interseções	0,9 a 1,1
Centrais nucleares subterrâneas, estações de caminhos-de-ferro, equipamentos de desporto ou públicos, fábricas, túneis para oleodutos de grandes dimensões	0,5 a 0,8

Assim e novamente recorrendo-se ao ábaco da Figura 14, pode-se, com base na dimensão equivalente, estimar-se o tipo de sustimento necessário a aplicar no maciço.

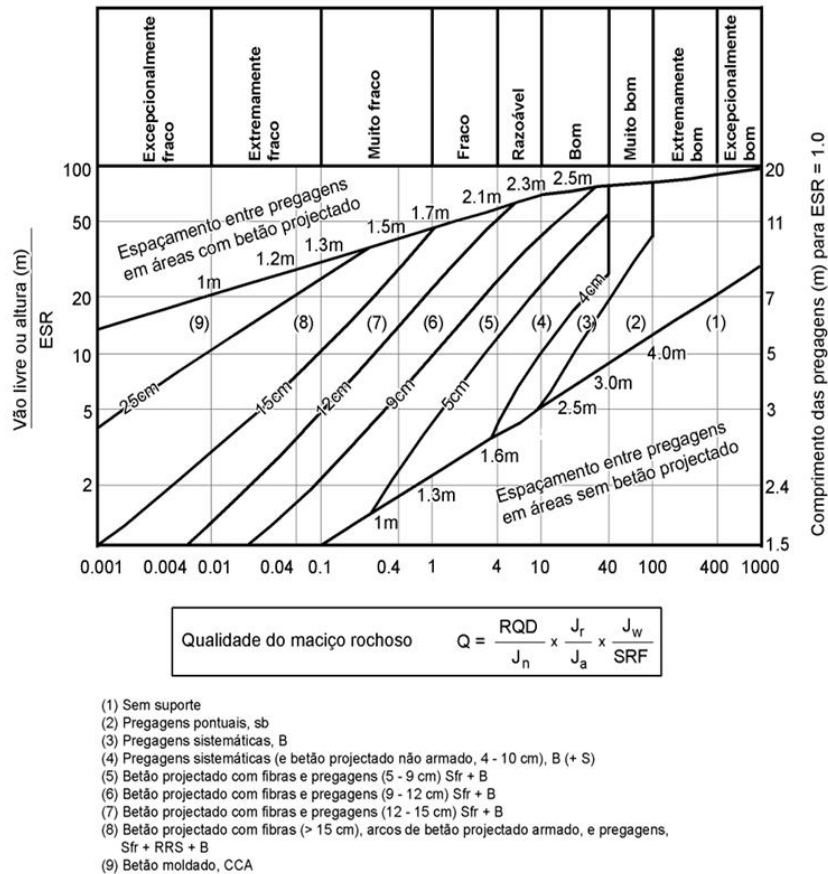


Figura 14 - Ábaco de estimativa das categorias de sustimento com base no índice de qualidade da rocha em túnel (adaptado de Grimstad & Barton, 1993).

2.5.4. GSI

Por último, o índice de resistência geológica, GSI, criado por Hoek & Brown (1980) com o objetivo de quantificar a resistência do material rocha devido à complexidade dos maciços rochosos, isto é, dada a sua matriz mineralógica e as suas superfícies de discontinuidades que o compartimentam. Assim, primeiramente, baseando-se em dados experimentais e através de princípios da mecânica das rochas, Hoek & Brown (1980) estabeleceram, para rochas intactas, o designado critério de rotura de Hoek & Brown, o qual pode ser traduzido segundo a expressão:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_c \times \left(m_i \times \frac{\sigma'_3}{\sigma'_1} + 1 \right)^{\frac{1}{2}} \quad (3)$$

, onde:

σ'_1 corresponde à tensão efetiva máxima à rotura;

σ'_3 corresponde à tensão efetiva mínima à rotura;

σ_c corresponde à resistência à compressão simples;

m_i corresponde à constante da rocha intacta.

Por sua vez, Hoek (1994), com atualizações em Hoek et al. (1998, 2000, 2013), apresentou o índice geológico-geomecânico GSI. Para tal, o autor baseou-se no conceito de que a resistência do maciço rochoso depende não só das propriedades da rocha intacta, mas também da liberdade que os blocos têm de deslizar ou rodar sob diferentes condições de tensão (Hoek, 1994). O mesmo refere ainda que o seu valor que varia entre 0 e 100 pode ser obtido através de correlações com as classificações RMR e Q-system ou recorrendo-se ao ábaco de Hoek representado na Figura 15 no qual se realizam estimativas de intervalos de valores consoante inspeções das condições das descontinuidades e da compartimentação do maciço (Hoek et al., 2013; Santa et al., 2019). Não obstante, as recentes atualizações propostas por Hoek et al. (2013) permitem uma avaliação do maciço rochoso mais rigorosa e objetiva ao aplicar-se a equação na qual se considera para o índice um valor único:

$$GSI = 1,5 \times JCond_{89} + \frac{RQD}{2} \quad (4)$$

, onde:

$JCond_{89}$ é o parâmetro P4 da classificação RMR (Bieniawski, 1989);

RQD é o índice de qualidade da rocha (Deere et al., 1967).

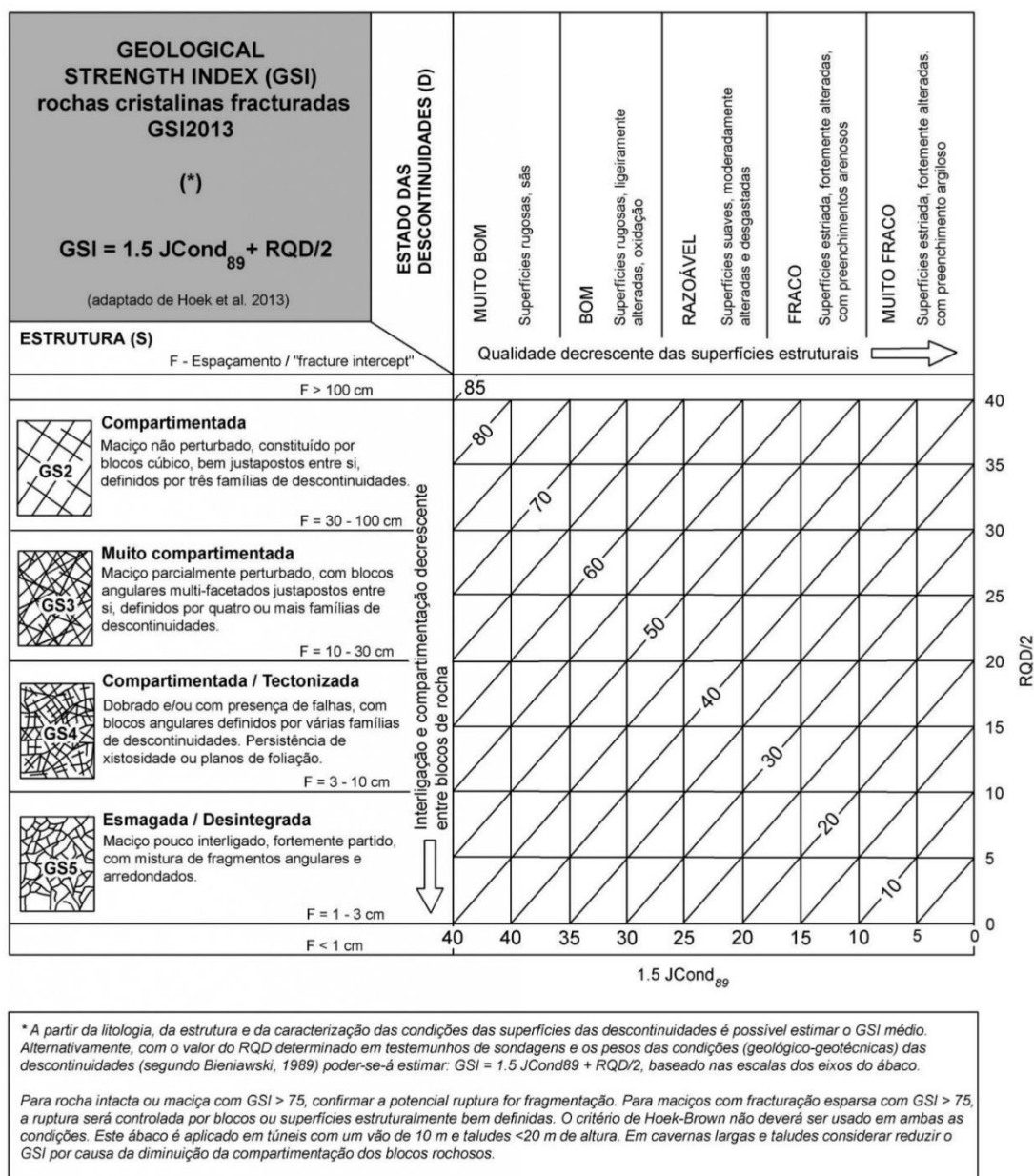


Figura 15 - Ábaco utilizado para a obtenção do valor de GSI (adaptado de Hoek et al., 2013 e Santa et al., 2019).

Importa ainda realçar a recente proposta de Santa et al. (2024) que inclui uma abordagem mais realista no que respeita à presença de água em maciços rochosos fraturados. Esta é dada por:

$$GSI = 1,5 \times JCond_{89} - 5e^{-0,2W} + \frac{RQD}{2} \quad (5)$$

, onde:

W corresponde ao parâmetro P5 da classificação RMR (Bieniawski, 1989).

2.6. Otimização de diagramas de perfuração e carregamento

Após abordadas as operações de perfuração e carregamento num ciclo *drift* e parâmetros geológico-geotécnicos que as podem influenciar, deve-se olhar para a vertente da otimização de tais operações. Entende-se por otimização quando se pretende dar a algo condições mais favoráveis ou tirar o melhor partido possível disso (Galiza et al., 2011; Ramos, 2022). Em ambiente mineiro isso aplica-se, sendo que neste caso a otimização de um ciclo *drift* diz respeito a garantir avanços por detonação com os melhores rendimentos, a redução da sobreescavação e do dano na rocha remanescente e ainda a obtenção de um maior custo benefício a nível da perfuração e do carregamento através de uma fragmentação ótima.

2.6.1. Avanço

Relativamente ao avanço num *drift*, este nada mais é do que a quantidade de metros que se avança com a detonação de uma pega de fogo. O seu rendimento em diagramas de furos largos depende do comprimento de perfuração e do diâmetro do furo largo, tal como demonstra a Figura 16. Na abordagem aos custos será realçada a importância do rendimento do avanço.

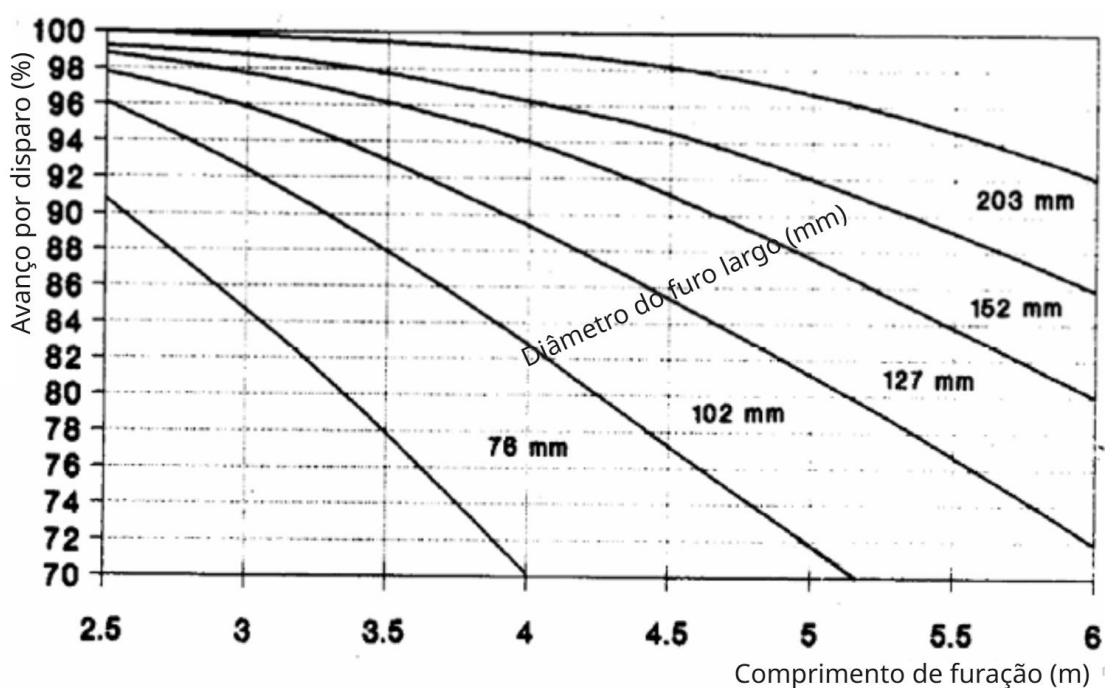


Figura 16 - Relação entre o rendimento do avanço, diferentes diâmetros de furo largo e comprimento de perfuração (Galiza et al., 2008).

Além disso e segundo Heinö (1999), a otimização do avanço deve ter em conta diversos aspetos tais como aqueles representados na Figura 17.



Figura 17 - Aspetos relativos à otimização do avanço (adaptado de Heinö, 1999).

O alinhamento dos furos, neste caso, refere-se ao *look out* abordado anteriormente e, por sua vez, o comprimento dos furos diz respeito ao cuidado e rigor que se deve ter para se garantir furos de igual comprimento com o objetivo de se obter frentes homogêneas e regulares. Deste modo, evita-se distribuições heterogêneas que possam causar, numa pega seguinte, a implementação de furos de maior comprimento ou uma maior quantidade de explosivos que consequentemente, em ambos os casos, acarretam maiores custos. Os restantes aspetos dizem respeito ao correto dimensionamento do diagrama de fogo.

Contudo existem fatores geológico-geotécnicos sobre os quais não se tem controlo direto como é o caso da compartimentação do maciço que consoante a quantidade e orientação das discontinuidades podem reduzir significativamente o avanço. Dá-se o exemplo de uma galeria horizontal que é intercetada por planos de fraqueza de forma desfavorável, que absorvem parte da energia de detonação ou redirecionam a propagação das ondas de choque, afetando a fragmentação e o avanço. Em contrapartida, quando o *drift* interceta discontinuidades com orientação favorável, o maciço comporta-se de forma mais coesa, permitindo maiores avanços por ciclo.

2.6.2. Sobreescavação

Quando ocorre desmonte com recurso a explosivos, inevitavelmente, será causado dano à rocha envolvente através da formação de ramificações de fissuras, o que leva a consequências a nível da estabilidade. Este dano produzido é, segundo Singh & Xavier (2005), formado pelas zonas de: sobreescavação, dano na rocha remanescente e rocha perturbada. A zona de dano encontra-se logo após a zona de sobreescavação e é caracterizada pela deterioração irreversível das propriedades mecânicas e físicas da rocha remanescente devido à presença de ramificações de fissuras e fraturas induzidas no processo do desmonte enquanto a zona de rocha perturbada formada imediatamente em seguida à zona de dano é dominada por alterações no estado de tensões e da permeabilidade hidráulica perfeitamente reversíveis. Por sua vez e tal como se pode observar na Figura 18, a sobreescavação corresponde ao volume de rocha desmontada fora da linha mínima de escavação sendo esta, normalmente, expressa por uma percentagem de volume de rocha produzida por detonação.

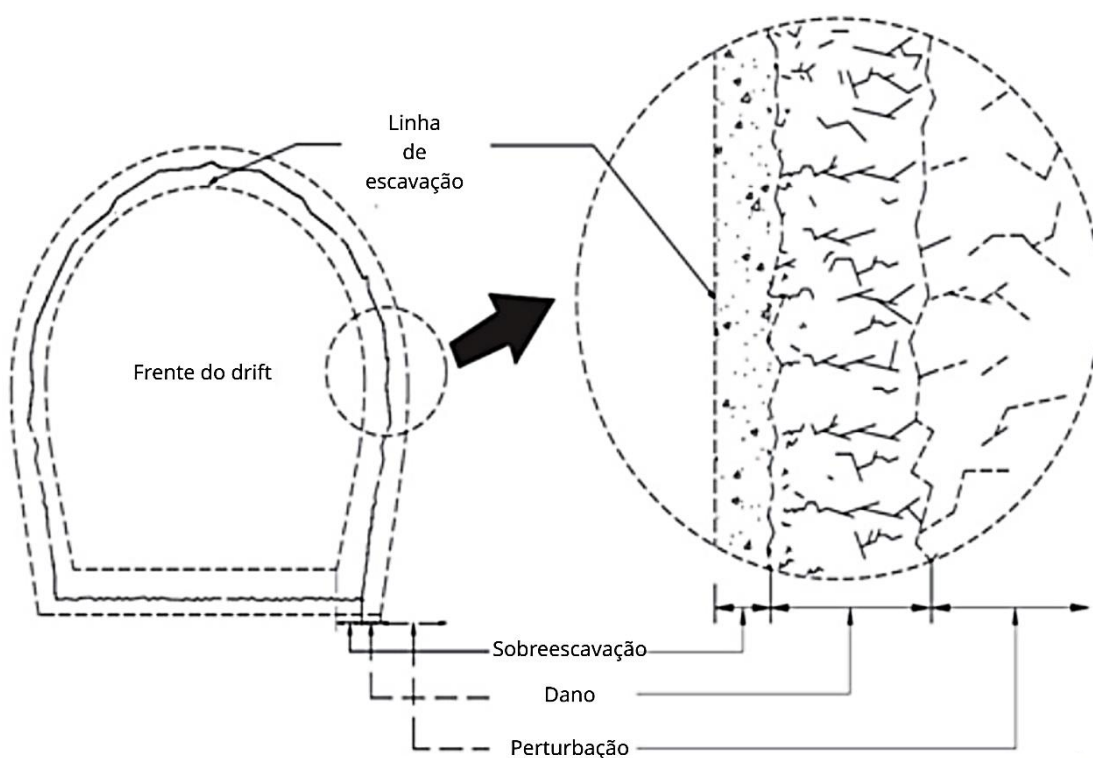


Figura 18 - Diferentes zonas no maciço causadas pela detonação (adaptado de Singh & Xavier, 2005). A ocorrência deste fenómeno deve-se em grande parte: à qualidade da perfuração (alinhamento, paralelismo e comprimento dos furos), à quantidade de explosivo utilizada para desmontar o maciço com destaque para os furos de contorno, qualidade do maciço e ao confinamento.

A baixa qualidade na perfuração, conforme discutido por Heinö (1999), pode resultar de erros humanos ou mesmo de causas naturais. Estes podem ir desde espaço reduzido na galeria para posicionamento e alinhamento do jumbo até à presença de fissuras que previnem que os furos sejam realizados em posições ótimas (Heinö, 1999).

Em relação à quantidade de explosivo deve-se sempre que possível recorrer à técnica de desmonte suave que consiste na realização de uma maior quantidade de furos de contorno, porém carregados com explosivos com concentrações de carga menores. Assim, garante-se menor sobreescavação e perturbação do maciço envolvente e, conseqüentemente, menores custos de saneamento e sustimento (Galiza et al., 2008). De realçar que, em maciços mais competentes o volume sobreescavado é menor enquanto em maciços mais alterados essa percentagem aumenta.

Importa também destacar que outro fenómeno que pode ocorrer é denominado de subescavação. Neste caso, a detonação resulta numa secção menor do que aquela inicialmente planeada levando por isso à perda de minério e à necessidade da execução de acertos.

2.6.3. Custos

Por último e no que toca aos custos, as operações de perfuração e carregamento, visto que são constituintes do ciclo *drift*, devem proporcionar uma ótima movimentação do maciço e fragmentação após o desmonte que permita uma maior eficiência nas operações subsequentes como é o caso da carga e transporte, reduzindo assim a quantidade ciclos *drift*. Para se obter tal fragmentação e com o objetivo de minimizar os custos unitários das operações de perfuração e carregamento, pode-se utilizar os consumos específicos na avaliação da eficiência económica (Nascimento, 2020). Estes são a carga específica, quantidade de explosivo em quilos necessária para desmontar 1 m³ de rocha, e a perfuração específica, total de metros perfurados por 1 m³ de rocha, e são dados pelas expressões:

$$q \left(\frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} \right) = \frac{\text{Quantidade total de explosivo (kg)}}{\text{Volume total desmontado (m}^3\text{)}} \quad (6)$$

$$b \left(\frac{\text{m}}{\text{m}^3} \right) = \frac{\text{Metros totais furados (m)}}{\text{Volume total desmontado (m}^3\text{)}} \quad (7)$$

O objetivo passa por minimizá-los sabendo que estes consumos são impactados por diferentes fatores referentes ao dimensionamento do diagrama de fogo, entre os quais: a quantidade e o diâmetro dos furos, a competência do maciço rochoso e o seu grau de fragmentação, o confinamento e as dimensões da secção a desmontar.

Para além dos consumos específicos, é importante ter atenção ao rendimento do avanço em cada detonação pois sabe-se que uma detonação com sucesso não implica qualquer avanço igual ao comprimento de perfuração utilizado. Desse modo e tal como havia sido demonstrado na Figura 16, para um mesmo diâmetro do furo largo, o aumento do comprimento de perfuração provoca uma diminuição do rendimento. Consideram-se rendimentos na ordem dos 90% bons avanços para *drifts*. Isto significa que para uma galeria horizontal quanto menor os rendimentos do avanço serão necessários mais ciclos *drift* para escavar toda a extensão dessa galeria. Por conseguinte, existirá um aumento dos custos nas operações de carga e transporte.

Outro aspeto importante no âmbito dos custos trata-se da sobreescavação e do dano provocado à rocha remanescente. A maior quantidade de volume escavado neste fenómeno representa um aumento nos custos de saneamento devido à maior quantidade de blocos soltos assim como nos custos de sustimento associado ao maior dano causado no maciço envolvente.

[página propositadamente em branco]

Capítulo III

Caso de Estudo: Otimização de diagramas de perfuração e carregamento *drift* no jazigo de Feitais (Minas de Aljustrel)

[página propositadamente em branco]

3. Caso de Estudo: Otimização de diagramas de perfuração e carregamento *drift* no jazigo de Feitais (Minas de Aljustrel)

3.1. Enquadramento regional e local

Antigamente, dada a localização dos recursos mineiros, normalmente longe de centros urbanos, incapazes de albergar a mão-de-obra necessária aos trabalhos, a exploração de minas necessitava do acompanhamento da construção de núcleos habitacionais com capacidade de acolher o aumento de trabalhadores. Tais núcleos, historicamente, deram origem a povoados dotados de infraestruturas com raízes históricas muito antigas, como é o caso de Aljustrel (pormenores em: Estácio da Veiga, 1880; Freire de Andrade & Viana, 1954; Alarcão, 1987; CA – Comissão de Aljustrelenses, 2023).

A vila mineira de Aljustrel na qual estão inseridas as minas de Aljustrel é um município localizado no coração do Baixo Alentejo pertencente ao distrito de Beja. Nos últimos dois séculos, este concelho devido à sua posição geográfica (Figura 19), destaca-se por ser um polo da atividade de extração mineira em Portugal levando à transformação da região a nível de hábitos e tradições (Município de Aljustrel, 2025). Do ponto de vista demográfico e de acordo com dados de 2023 da PORDATA, Aljustrel é constituída por aproximadamente 9.000 habitantes para uma área de 458 km². Além disso, este concelho engloba uma grande rede rodoviária que facilita o transporte dos concentrados explorados e posteriormente tratados para outros pontos do país.

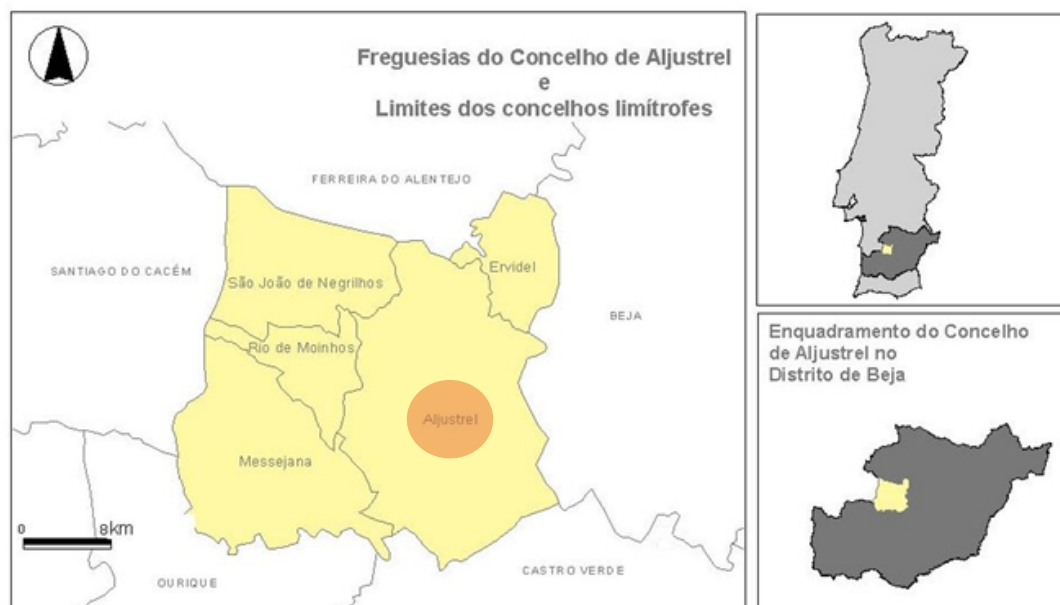


Figura 19 - Localização geográfica do município de Aljustrel (adaptado de Município de Aljustrel, 2025).

3.1.1. Enquadramento histórico

A sua história data desde a Idade do Cobre quando já era conhecida pelas suas jazidas minerais (e.g., Estácio da Veiga, 1880; Freire de Andrade & Viana, 1954; Alarcão, 1987; Pita, 2001; CA – Comissão de Aljustrelenses, 2023; Município de Aljustrel, 2025). Não existem referências exatas sobre a época em que estas terão começado a ser exploradas sistematicamente, porém, diversas ocupações existentes apontam que esta ter-se-ia iniciado 3.000 anos a.C. (Estácio da Veiga, 1880; Freire de Andrade & Viana, 1954; Alarcão, 1987; Pita, 2001). Sabe-se que Aljustrel, antigamente conhecida por Vipasca durante a ocupação romana entre os séculos I e IV d.C., sofreu na altura do império romano uma expansão em larga escala da exploração de minério de cobre, prata e ouro, que era fundido no local e posteriormente transportado para Roma (Alarcão, 1987; Freire de Andrade & Viana, 1954; Município de Aljustrel, 2025). Isto é evidenciado pelos vestígios de uma mina existente na altura do império encontrados e visíveis na área de Vale da Oca próximo aos filões de Algares (Município de Aljustrel, 2025). Tal como destacado em variados documentos históricos, após o término desta exploração por parte dos romanos, as minas deixaram de ser exploradas intensivamente durante longos séculos (Estácio da Veiga, 1880; Freire de Andrade & Viana, 1954; Alarcão, 1987; Pita, 2001; Município de Aljustrel, 2025).

Durante os meados século XIX, a produção em massa regressa e, apesar de curta, foi atribuída a primeira concessão de exploração das minas ao cidadão espanhol Sebastião Gargamala (Município de Aljustrel, 2025). A concessão passa posteriormente para o *Lusitanian Mining*

Group que só labora durante dois anos e, seguidamente, para a Companhia de Mineração Transtagana que promove durante 15 anos a exploração em grande escala com a introdução de uma rede ferroviária e do tratamento de minério (Município de Aljustrel, 2025). Esta última acaba por falir e a concessão transita para uma casa bancária portuguesa que se alia a uma empresa belga formando a *Société Anonyme Belge des Mines d'Aljustrel* que explora as jazidas de sulfuretos até 1973 (Município de Aljustrel, 2025). Em 1973 estas, num momento de nacionalização, ficam a cargo das Pirites Alentejanas, S.A, de capital predominantemente português que previa uma maior valorização dos metais não ferrosos, mais concretamente, concentrados de cobre, chumbo e zinco (Almina – Minas do Alentejo, S.A, 2025). Nesta altura conclui-se a obra da barragem de rejeitados e progressivamente evolui-se na construção da futura lavaria (Almina – Minas do Alentejo, S.A, 2025).

Em 2001, a empresa é adquirida pela canadiana *Eurozinc Mining Corporation* que investe fortemente na produção de zinco com o desenvolvimento do Jazigo de Feitais, a conclusão da lavaria e o início de laboração na mina do Moinho (Almina – Minas do Alentejo, S.A, 2025). Entretanto e dada a crise mundial ocorrida em 2008, houve a necessidade de, novamente, se proceder à nacionalização do complexo mineiro ocorrendo assim a compra do mesmo por parte do grupo português Martifer que renomeou a empresa para Almina – Minas do Alentejo, S.A, nome pelo qual é conhecida até aos dias de hoje (Almeida, 2019; Almina – Minas do Alentejo, S.A, 2025). Tal compra contribuiu, de forma cronológica, para: o reinício da produção de concentrados de cobre, a expansão da lavaria industrial e a implementação do projeto de enchimento “*paste-fill*” (Almina – Minas do Alentejo, S.A, 2025).

3.1.2. Enquadramento geológico regional

A zona do Baixo Alentejo caracteriza-se por ser intercetada pela Faixa Piritosa Ibérica (FPI). Esta constitui-se por ser a principal fração da Zona Sul Portuguesa do segmento Ibérico da orogenia Varisca, localizando-se perto do contato entre a Zona da Ossa Morena e a Zona Sul-Portuguesa e compreendendo uma extensão com cerca de 300 km (e.g. Relvas et al., 2002; Ribeiro et al., 2007; Oliveira et al., 2019). Nesta, estabelecem-se depósitos metalogénicos de sulfuretos maciços, destacando-se pirites maciças associadas, em maior ou menor grau, a sulfuretos de metais básicos (Oliveira & Oliveira, 1996; Relvas et al., 2002, 2006; Inverno et al., 2015). Ocorrem também frequentemente intercalações de corpos com concentrações apreciáveis de manganês, jaspe e barite (Relvas et al., 2002, 2006; Inverno et al., 2015).

A formação destes afloramentos iniciou-se durante o Devónico Superior quando a atual FPI fazia parte de um mar pouco profundo e a crosta continental começava a sofrer distensão,

originando-se falhas, elevações e depressões (e.g., Oliveira & Oliveira, 1996; Relvas et al., 2002; Inverno et al., 2015; Oliveira et al., 2019). A ocorrência de tais estruturas provocou a ascensão do magma, que com a interseção de materiais da crosta, levou à criação de estruturas vulcânicas que, relacionados com este vulcanismo, originaram variados jazigos de sulfuretos maciços na forma de pirite (predominante), calcopirite, esfarelite, galena e cassiterite (Relvas et al., 2002, 2006; Inverno et al., 2015). As depressões, por sua vez, formaram bacias no fundo do mar que foram sendo sucessivamente preenchidas por sedimentos finos, na sua maioria xistos negros, intercalados com os produtos resultantes da atividade vulcânica. Como consequência destes fenómenos geológicos que ocorrem na zona, a FPI, representada na Figura 20, alberga enormes depósitos de sulfuretos de origem vulcânica tendo esta o estatuto de província metalogénica de classe mundial (Matos et al., 2006).

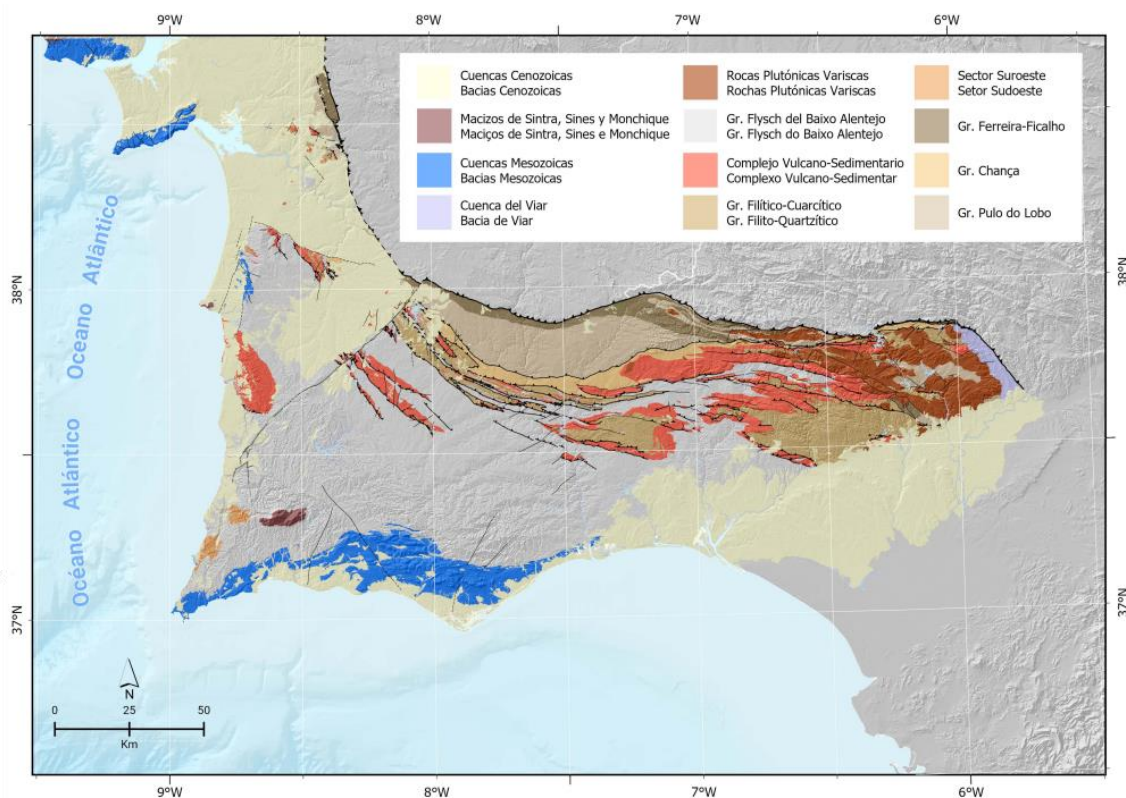


Figura 20 - Enquadramento geológico da Faixa Piritosa Ibérica (LNEG, 2020).

Pode-se afirmar que a Faixa Piritosa Ibérica se encontra dividida em diversas unidades tectonoestratigráficas sendo, da mais antiga para a mais recente (e.g., Schermerhorn et al., 1987; Oliveira & Oliveira, 1996; Relvas et al., 2002, 2006; Matos et al., 2006; Branco, 2014; Inverno et al., 2015; Oliveira et al., 2019; Cardoso, 2024):

- O Grupo Filito-Quartzítico (GFQ), um substrato detrítico basal constituído por filitos, siltitos, quartzitos e quartzovaques que afloram, principalmente, no interior de anticlinais;

- O Complexo Vulcano Silicioso (CVS) que se sobrepõe ao GFQ e que em conformidade com este consiste numa sequência vulcano-sedimentar, com rochas vulcânicas félsicas, intermédias e máficas e sedimentos, como xistos negros, xistos siliciosos, xistos borra-de-vinho e jaspe. Esta secção vulcânica bi-modal assume uma grande relevância económica devido à presença, nestas unidades, de depósitos maciços de sulfuretos polimetálicos e de um elevado número de ocorrências de manganês;
- O Grupo *Flysh* (GF) uma sequência de sedimentos turbidíticos, ou seja, intercalações de xistos, grauvaques e conglomerados com espessuras centimétricas a métricas que se depositaram sobre o CVS.

3.1.3. Enquadramento geológico local

Já em relação à vila de Aljustrel, de referir que esta se encontra num local que dá lugar a uma enorme quantidade de estruturas geológicas e tectónicas (Figura 22) que têm grande influência na exploração dos jazigos. Tais estruturas têm vindo a ser estudadas e registadas ao longo dos anos com recurso à própria exploração de minério, sondagens e cartografia de modo a adaptarem-se os trabalhos executados no couro mineiro de Aljustrel. Destacam-se como principais as falhas da Messejana (de maior extensão), do Castelo, da Represa e de Feitais com direcção NE-SW para a primeira e NNE-SSW para as restantes. Todas elas produziram importantes movimentos de massa mineralizada, provavelmente conjugados com a falha da Messejana (e.g., Schermerhorn, 1971, Schermerhorn & Stanton, 1969, Schermerhorn et al., 1987; Inverno et al., 2015; Oliveira et al., 2019). Para além disso, de realçar a presença de um conjunto de dobras anticlinais (NW-SE) presentes nesta zona que rodeiam o complexo vulcano-silicioso onde se localizam os depósitos de sulfuretos maciços polimetálicos (Inverno et al., 2015; Oliveira et al., 2019).

Assim e de forma resumida (Figura 21), pode-se dizer que em Aljustrel os sulfuretos maciços constituídos essencialmente por pirite, esfarelite, calcopirite e galena, estarão entre rochas de natureza vulcânica, como é o caso de tufos e riólitos e ainda “*stockwork*” (depósitos minerais que consistem numa rede de veios que cortam a rocha hospedeira e que neste caso correspondem a clorites cortadas por veios de pirite, calcopirite e sílica) (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2015). Estas formações vulcânicas devido às origens hidrotermais apresentam-se mais alteradas quando próximas a zonas mineralizadas (e.g., Relvas et al., 2002, 2006; Inverno et al., 2015). Sobreponde-se à CVS estão rochas sedimentares como jaspes, chertes, xistos, entre outros (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2015).

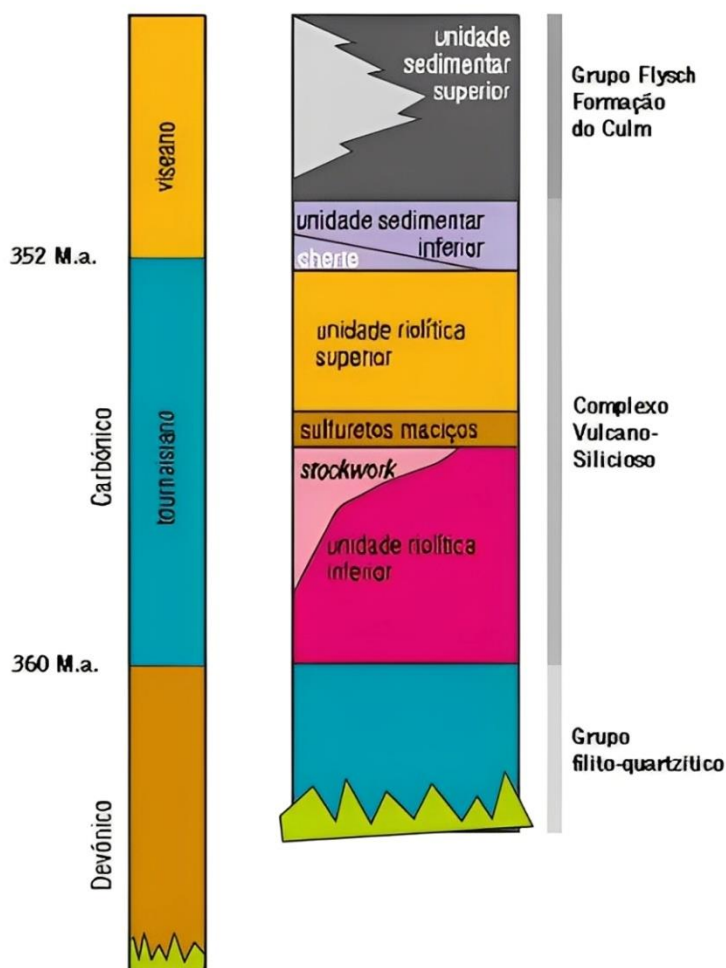


Figura 21 – Sequência estratigráfica de Aljustrel (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2015).

As massas de minério, descobertas através de sondagens e métodos geofísicos, contêm teores económicos de cobre, zinco, chumbo e prata (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2015). Estes depósitos que compõem o couro mineiro são (Figura 22): Algares, Moinho, S. João, Feitais, Estação e Gavião (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2015). Atualmente a empresa encontra-se a laborar nos jazigos de Feitais, do Moinho e da Estação sendo que num futuro próximo prevê-se o início da exploração do jazigo do Gavião. Geralmente, estes são zonados com zonas ricas de zinco a teto, zona de maciço envolvente mais alterado, e zonas ricas em cobre a muro, zona de material mais competente, separadas por massas piritosas estéreis de baixo teor (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2015).

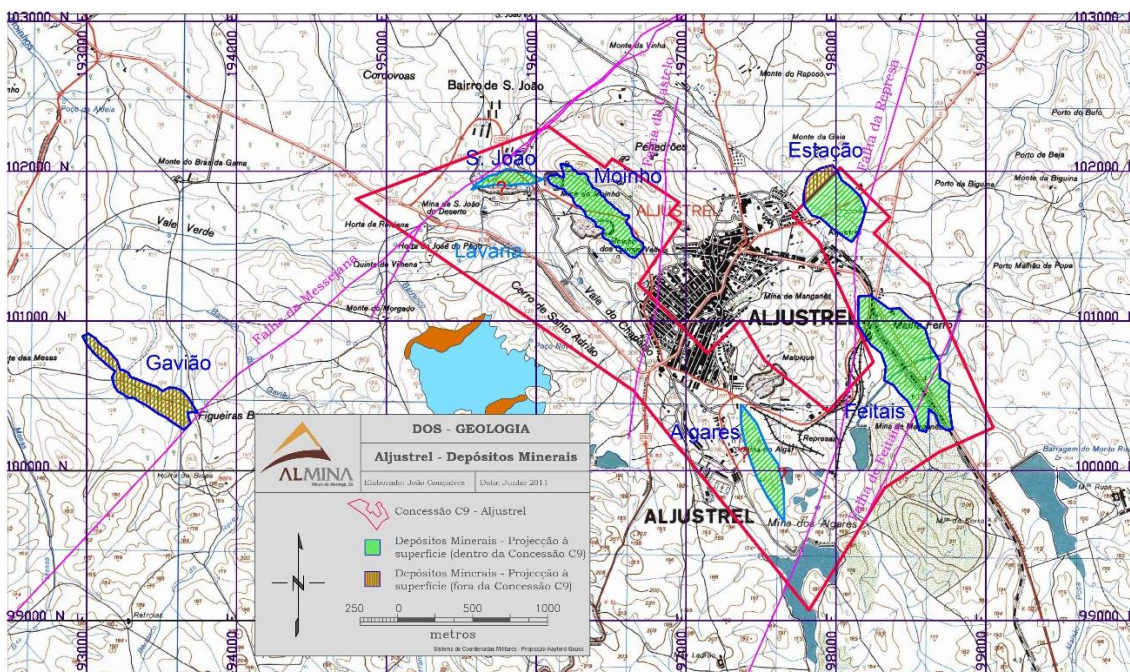


Figura 22 - Depósitos minerais de Aljustrel e megaestruturas locais (documentação interna cordialmente cedida pela Almina – Minas do Alentejo, S.A).

3.1.4. Jazigo de Feitais

O depósito de Feitais (Figura 23) localizado na parte sudeste das Minas de Aljustrel corresponde ao maior jazigo mineral em exploração e o que apresenta o maior desenvolvimento atualmente. Esta massa com mais de 1000 m de comprimento, 800 m de largura e 150 m de espessura, tem direção N315°E, inclinação média de 60°NE e mergulha 20° para NW na direção da falha da Represa (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2015). O depósito apresenta-se com três fácies: zincífera, pirítica e cuprífera, sendo que este sobrepõe-se a zonas de “stockwork”, extensas e ricas em cobre (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2015). A nível da tectónica este é delimitado pelas falhas da Represa, de Feitais e de Muro. Esta última representa a transição de material de escomburo para “stockwork”. Visto que a muro é a zona de rocha mais competente, o ataque faz-se por esse lado.

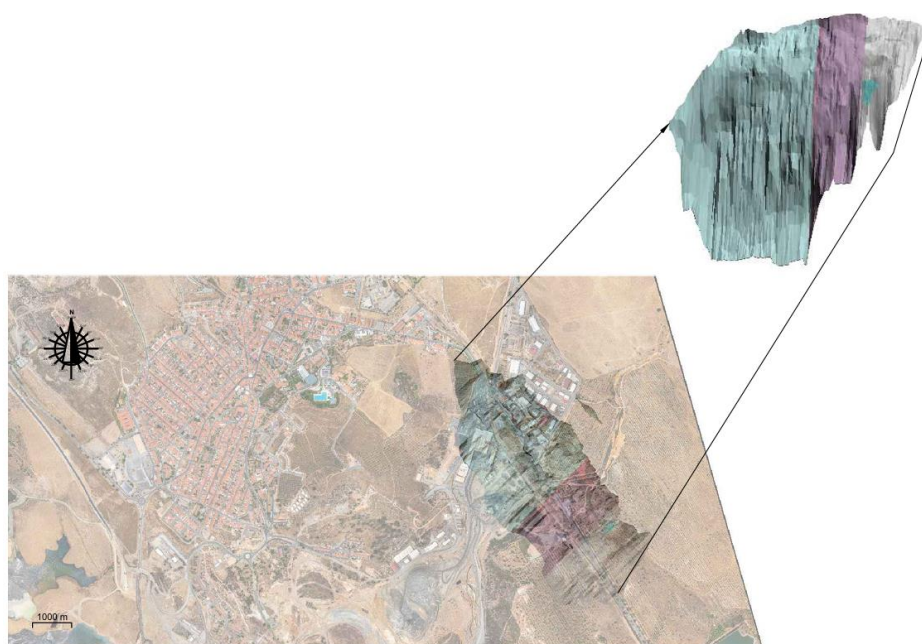


Figura 23 - Representação topográfica e em corta do Jazigo de Feitais (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).

3.1.5. Jazigo do Moinho

No que toca ao jazigo do Moinho, este ocorre a norte da parte central da área das Minas de Aljustrel e assemelha-se muito a Feitais, porém, a rocha encaixante apresenta um maior grau de deformação devido à maior proximidade da falha da Messejana e à presença de várias falhas sub-paralelas ao plano axial das dobras (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2015). O mapeamento subterrâneo demonstra que o depósito compreende 700 m de comprimento, 700 m de largura e entre 0 e 100 m de espessura com direção N315°E e inclinação 60° a 70°NE (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2015). Tal como em Feitais, as camadas de zinco encontram-se separadas de uma zona de cobre a muro do jazigo por uma zona estéril ou pobre em pirite.

3.1.6. Jazigo da Estação

Por último, o jazigo da Estação corresponde ao jazigo mais atual no qual, recentemente, se iniciou a sua exploração. Consoante a observação de cartografias existentes e de fotografias aéreas da zona, pensa-se que numa fase de formação os jazigos da Estação e de Feitais seriam uma única massa que teria sido, posteriormente, cortada pela falha da Represa e rejeitado 500 m ao longo dela (Almina - Minas do Alentejo, S.A., 2015). Este aflora, portanto, a NW do jazigo de Feitais e constitui-se como um depósito com cerca de 600 m de comprimento, 480 m de largura e 80 a 100 m de possança que inclina 60°NE e que mergulha de 20 a 30°NW (Santos, 2020). Do ponto de vista do minério e segundo Santos (2020), aponta-se que este jazigo seja essencialmente zincífero.

3.2. Caracterização do problema de estudo

Tal como havia sido evidenciado anteriormente, nas minas de Aljustrel é aplicado o método *sublevel stopping bench & fill* no qual a elaboração de *drifts* corresponde a um passo indispensável para a sua aplicação. A rapidez na execução destas galerias de acesso às bancadas é peça-chave no processo de exploração dos diferentes jazigos e, portanto, a otimização das operações que compõe um ciclo *drift* deve ser realizada de modo a garantir o maior avanço por detonação de uma pega tendo em conta a menor sobreescavação possível. Na Almina – Minas do Alentejo S.A e tal como acontece normalmente nestes ambientes, o ciclo inicia-se com a perfuração e termina com o sustimento. No caso do Jazigo de Feitais são implementados diagramas de perfuração com 4 furos largos com 102 mm de diâmetro sendo que para isso utilizam-se os equipamentos Boomer 282 e LC2 da Epiroc. Por sua vez, o carregamento executa-se com recurso a emulsão a granel (Subtek Charge). Após a detonação, o material é geralmente removido das frentes e, por conseguinte, é transportado para o destino final, dependendo da sua classificação geológica, servindo o estéril para o enchimento de desmontes secundários e o minério encaminhado para as instalações de britagem. Após a remoção do material, a frente é saneada e raspada, sendo, por fim, aplicado sustimento.

Tendo em conta o tema da dissertação foi necessário analisar o cenário atual das operações de perfuração e carregamento no Jazigo de Feitais de modo a identificar possíveis fraquezas que consequentemente pudessem levar à implementação de possíveis testes.

3.2.1. Perfuração

Os diagramas de perfuração de galerias de acesso ao minério e de galerias de minério aplicados no Jazigo de Feitais dependiam da dimensão da galeria a executar podendo, por isso, a sua altura variar entre os 5 m e os 6 m e a sua largura entre os 5 m e os 5,5 m. Os diagramas apresentam caldeiras semelhantes variando apenas o afastamento entre fiadas e o espaçamento entre furos. Na Figura 24 e na Figura 25 pode-se observar os diagramas de perfuração para as secções de 27,5 m² (5,5A x 5L) e 33 m² (6A x 5,5L), respetivamente.

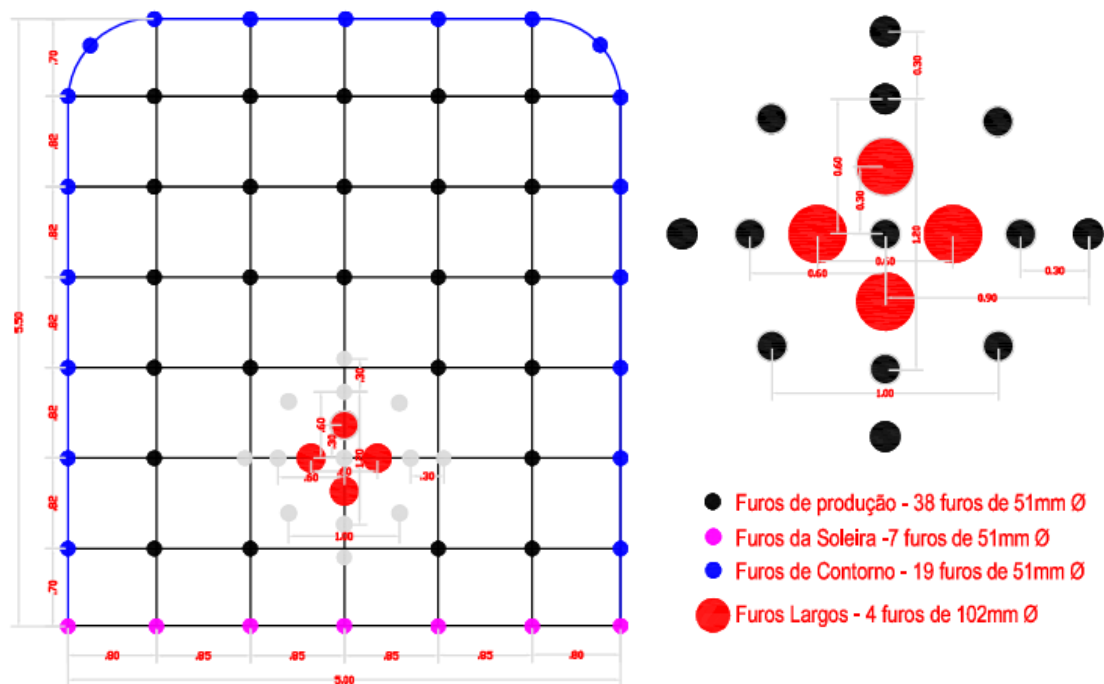


Figura 24 - Esquema Standard para perfuração em galeria de desenvolvimento com dimensões 5,5A x 5,0L (m) (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).

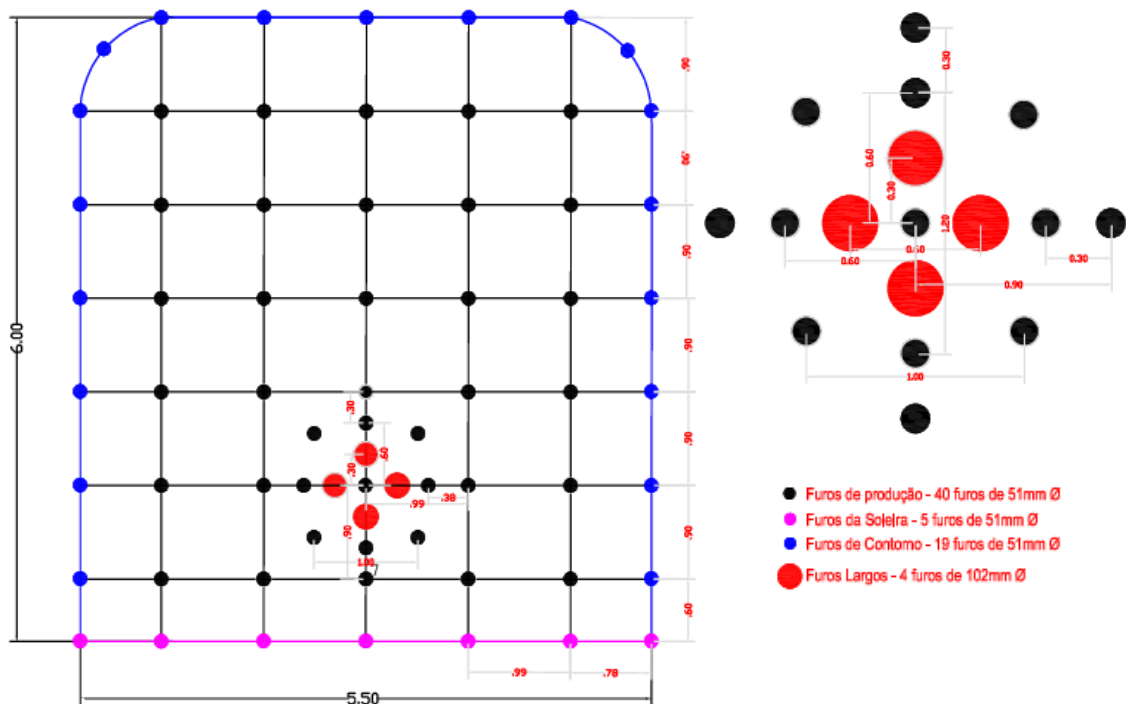


Figura 25 - Esquema Standard para perfuração em galeria de desenvolvimento com dimensões 6,0A x 5,5L (m) (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).

A marcação da pega nas frentes é realizada segundo apoios topográficos (Figura 26) instalados a 1,5 m da cota de projeto (chão da galeria) contendo a indicação da distância ao eixo que deve ser transposta para a frente de trabalho, para possibilitar a marcação integral do diagrama.



Figura 26 - Suportes topográficos utilizados para realização das rasantes (Fotos: AR, com autorização da ALMINA – Minas do Alentejo).

A partir do eixo transposto, os operadores prosseguem com a marcação do diagrama de fogo com recurso a spray e fita métrica sendo que para furos acima da caldeira torna-se necessário equipamentos com plataforma de elevação (multifunções) ou cabo telescópico. Vale realçar que quando ambos equipamentos não se encontram disponíveis executa-se a perfuração com a marcação da pega incompleta.

Verificou-se que a sequência de perfuração iniciava-se comumente pela soleira e pré-soleira sendo que a restante perfuração variava substancialmente consoante o operador. Nos furos de soleira aplicam-se canas de plástico que garantem a integridade dos furos e a não obstrução dos mesmos com material proveniente de furos acima. O paralelismo é assegurado através da posição dos braços hidráulicos presentes no jumbo sem que haja qualquer suporte adicional. Em relação à inclinação dos furos, pretende-se que a soleira seja furada com inclinação negativa (descendente), a pré-soleira nula (horizontal) e os restantes furos com inclinação positiva (ascendente).

No caso da operação de perfuração têm vindo a ser aplicadas medidas inseridas num plano de melhoria contínua que visam diminuir a sobreescavação e melhorar os avanços. Assim, face aos diagramas standards acima, os diagramas em vigor em Feitais não incluíam os furos existentes nos ombros e estabeleciam offsets de 30 cm face ao limite da secção teórica. Em relação aos furos dos ombros reconheceu-se que estes eram desnecessários na medida em que a sua supressão garantia uma melhor integridade do perímetro de escavação e também uma maior longevidade do sustimento posteriormente aplicado. Quanto ao offset implementado, resultou da análise de perfis de escavação de uma amostra de galerias de acesso e do look out excessivo implementado pelos operadores, tendo reduzido substancialmente os valores de sobreescavação na empresa.

3.2.2. Carregamento

No que respeita ao carregamento, este é assegurado pela colocação de 8 kg de emulsão a granel nos furos de produção e de soleira e 6 kg nos furos de contorno. Vale realçar que estas quantidades aplicam-se para comprimentos de perfuração de 4,5 m sendo que para comprimentos 5,25 m carrega-se uma maior quantidade. Além disso, nos furos de contorno são aplicadas canas que contêm cordão detonante de 12 g ao longo do seu comprimento. No Quadro 9 encontram-se os materiais utilizados pela empresa no carregamento das pegas de fogo.

Quadro 9 – Materiais utilizados pela Almina – Minas do Alentejo, S.A na execução da operação de carregamento.

Explosivos	Emulsão	<i>SubtekTM ChargeTM i CS</i>
	‘Booster’	<i>PentexTM 25</i>
Acessórios de tiro	Detonador não elétrico	<i>ExelTM LP</i>
	Ligador	<i>ExelTM B Connector</i>
	Cordão detonante	<i>CordtexTM</i>

O processo inicia-se com o carregamento da metade inferior do diagrama através de uma mangueira que bombeia o explosivo para dentro do furo sendo que enquanto um operador carrega os furos um segundo controla o fluxo enviado pela mangueira. De seguida e através do mesmo procedimento, carregam-se os furos da metade superior sendo que neste caso recorre-se a equipamentos móveis providos com cestos elevatórios conhecidos como plataformas de explosivos. Por conseguinte, tamponam-se os furos com no mínimo 20 cm de material argiloso. Com os furos devidamente tamponados, realiza-se a ligação dos detonadores não elétricos com diferentes atrasos utilizando-se ligadores de feixe para juntá-los em molhos de 20 no máximo que, por sua vez, são inseridos e apertados numa laçada de cordão detonante acoplado ao ligador. Por fim, os tubos ligadores são conectados a um ligador que funcionará como iniciador e que fará a ligação ao tubo *NoneI* (que irá conectar à máquina de detonação).

Tal como na perfuração, também a sequência de detonação e respetiva temporização varia conforme as dimensões dos *drifts*. Nos esquemas da Figura 27 e da Figura 28 encontram-se representadas as temporizações implementadas em galerias de 5,5 m de altura por 5 m de largura e 6 m de altura por 5,5 m de largura, respetivamente.

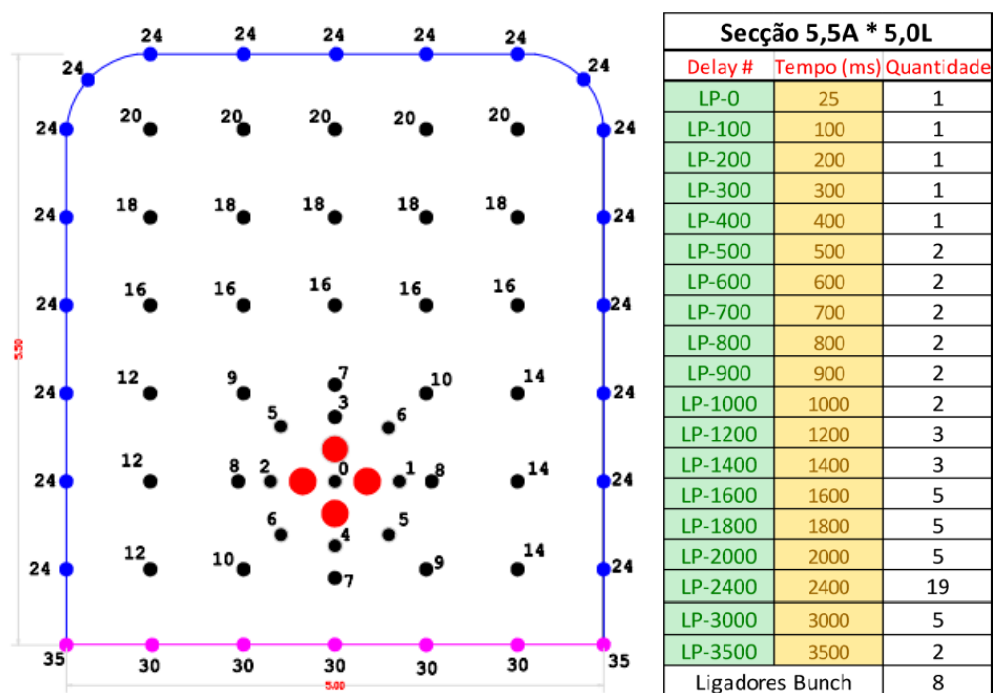


Figura 27 - Esquema Standard para temporização em sequência de detonação em galeria de desenvolvimento com dimensões 5,5A x 5L (m) (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).

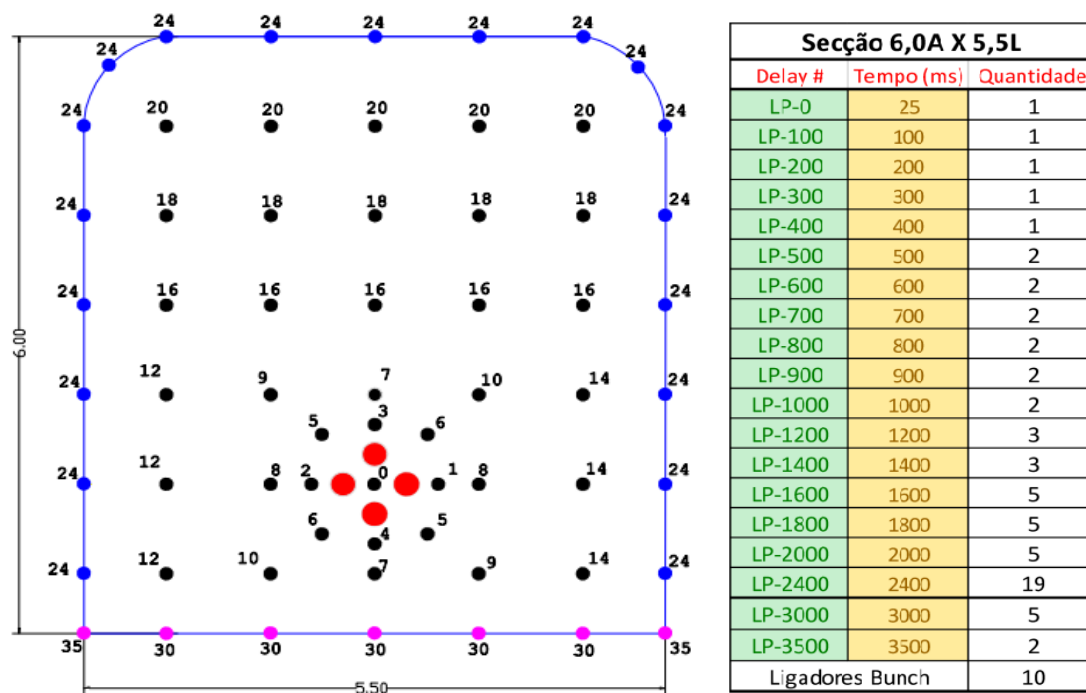


Figura 28 - Esquema Standard para temporização em sequência de detonação em galeria de desenvolvimento com dimensões 6,0A x 5,5L (m) (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).

Também na operação de carregamento têm vindo a ser implementadas medidas de melhoria contínua do avanço e da sobreescavação destacando-se a aplicação de tamponamento apenas nas rampas de acesso e utilização de *boosters* (Pentex 25) nas frentes longitudinais.

3.3. Recolha de dados

Após apresentado o cenário atual das operações de perfuração e carregamento vale destacar os dados recolhidos internamente nas bases de dados da empresa em relação ao avanço e sobreescavação nos tempos recentes.

Os dados internos representados no Gráfico 1 revelam uma tendência de diminuição dos valores de sobreescavação nos últimos 4 anos sendo o ano de 2024 o mais significativo (26%). Nos primeiros três meses de 2025 essa tendência continuou a evidenciar-se com os valores a decrescerem para os 18%.

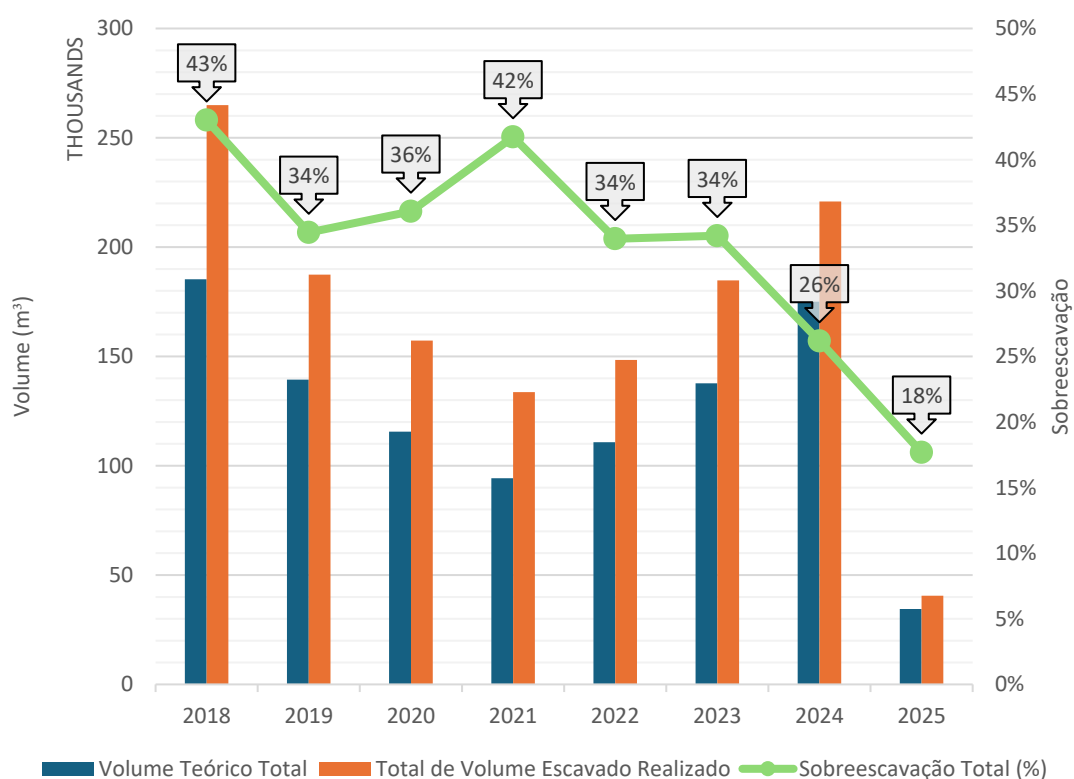


Gráfico 1 - Valores anuais de sobreescavação obtidos no Jazigo de Feitais (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).

Já em relação ao avanço (Gráfico 2) identificou-se uma crescente nos seus valores desde o ano de 2021 sendo que no início de 2025 (janeiro, fevereiro e março) os valores alcançaram um pico de 3,83 m.

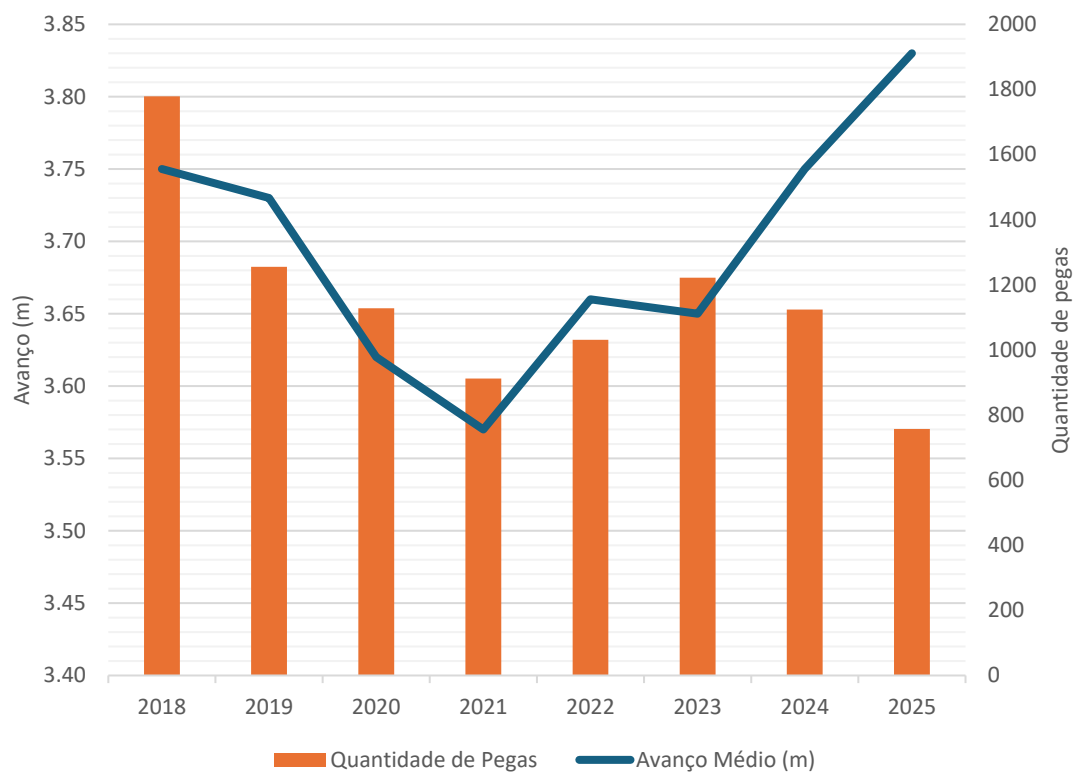


Gráfico 2 - Valores anuais de avanço obtidos no Jazigo de Feitais (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).

3.3.1. 1ª Fase

Assim e de modo a dar continuidade a esta melhoria contínua, uma das oportunidades a testar correspondia à implementação de uma nova caldeira com 5 furos largos de 102 mm (Figura 29). Através desta nova caldeira pretendia-se melhorar os avanços obtidos, principalmente, em galerias longitudinais como também diminuir a dependência em apenas um furo para se iniciar a sequência de detonação. Ao contrário do que acontece no diagrama atual no qual existe a dependência em apenas um furo para abrir o espaço criado pelos furos largos, nesta nova caldeira existem 4 furos auxiliares que podem realizar a abertura do espaço presente nos furos largos sendo que se considera o 0 e o 2 os principais e o 3 e o 4 os suplentes uma vez que o furo 1 foi retirado.

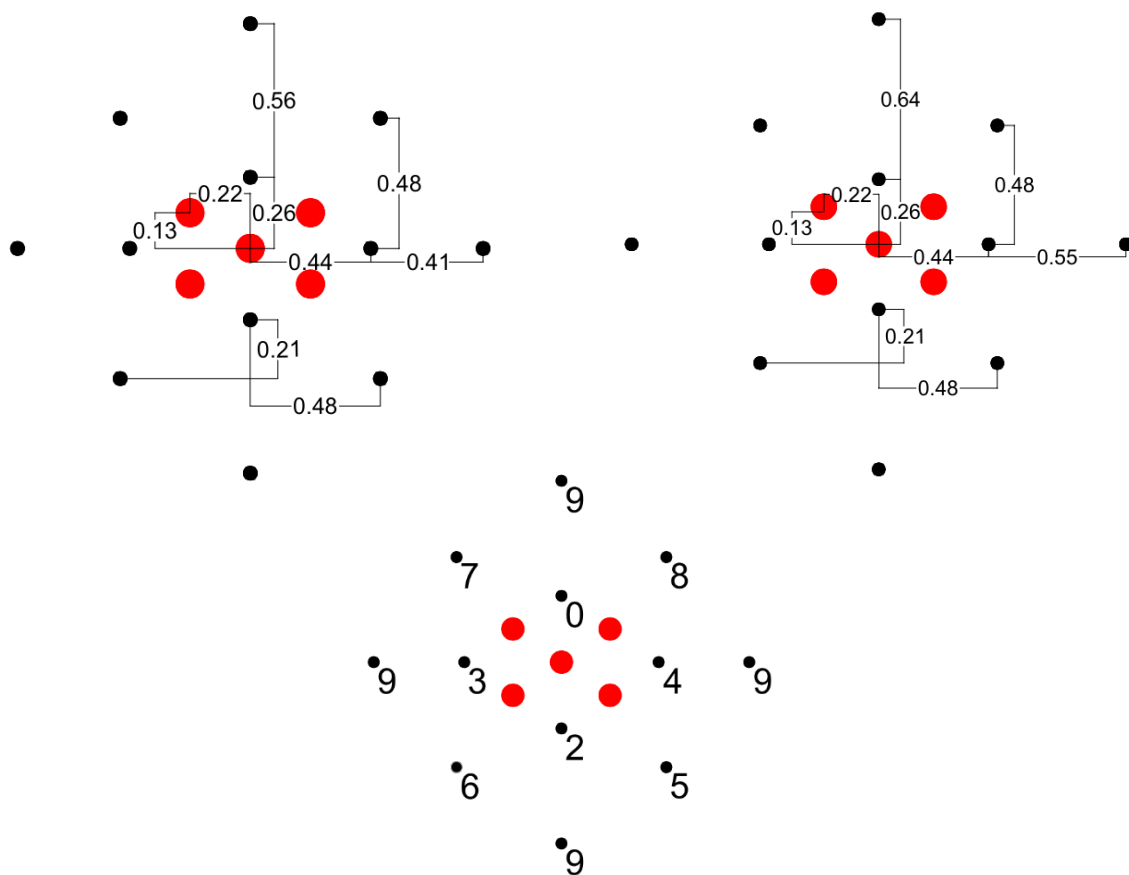


Figura 29 - Nova caldeira com 5 furos largos de 102 mm implementada durante os testes. No canto superior esquerdo encontra-se a caldeira para diagramas com 5,0L x 5,5A; no canto superior direito a caldeira para diagramas com 6,0A x 5,5L; em baixo a temporização aplicada.

Vale destacar que tendo em conta a fórmula:

$$\phi = D\sqrt{n} \quad (8)$$

, onde:

- ϕ diz respeito ao diâmetro fictício criado por dois ou mais furos largos;
- D corresponde ao diâmetro do furo largo em milímetros;
- n é a quantidade de furos largos;

Verifica-se que o diâmetro fictício atualmente criado pelo diagrama de fogo é de 204 mm enquanto os 5 furos largos presentes no novo diagrama formariam um diâmetro fictício de 228 mm. Sendo assim, no que respeita a resultados e tendo em conta a relação entre o comprimento de perfuração e o avanço por detonação (Figura 16), esperava-se em teoria um aumento no rendimento, que se encontrava entre janeiro e março de 2025 por volta dos 85%, devido ao maior diâmetro fictício criado com 5 furos largos.

3.3.2. 2ª Fase

Já para o segundo teste manteve-se a perfuração aplicada no primeiro sendo esta complementada por uma nova temporização. Atualmente, após a detonação da caldeira faz-se uma abertura lateral com os furos 12's e 14's e posteriormente prossegue-se com a restante detonação. Esta abertura não causa grandes constrangimentos no que toca a *drifts* transversais, contudo em *drifts* longitudinais esta proporciona uma pior eficiência pois a detonação de tais furos ocorre de forma desfavorável à foliação existente, ou seja, paralelamente à escavação. Por essa razão e tendo mais uma vez como objetivo a melhoria dos avanços nestas frentes idealizou-se a temporização representada na Figura 30 que tal como se pode observar é realizada em forma de losango com objetivo de direcionar a energia da detonação e beneficiar da orientação das estratificações e consequentemente permitir um melhor arranque da rocha e um menor volume de rocha desmontado além do limite desejado. De realçar que à semelhança do primeiro teste o furo 1 permanece abolido todavia procedeu-se à troca de lugar do furo 3 com o 4 garantindo desse modo um aumento no intervalo de tempo para que o material se desloque. Também para efeitos de melhor fragmentação e controlo de contorno procedeu-se à implementação de diferentes atrasos na coroa (20's) e nos hasteais (24's). Com o objetivo de se manterem as mesmas condições nos dois tipos secções optou-se pelo aumento de 8 para 10 ligadores bunch nas galerias de 5,5 m de altura por 5 m de largura.

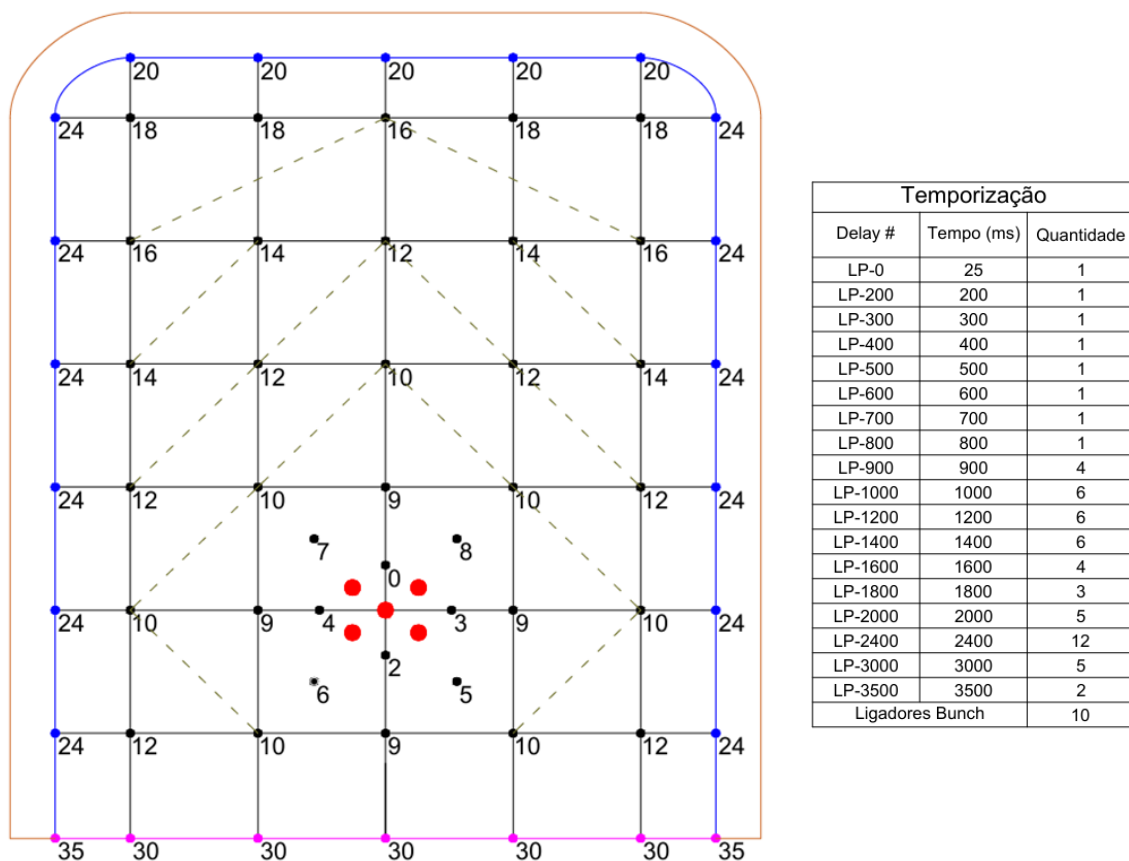


Figura 30 - Esquema Standard para nova temporização em sequência de detonação em galeria de desenvolvimento com dimensões 5,5A x 5,0L e 6,0A x 5,5L (m). Furos a preto representam os furos de produção, a rosa os furos da soleira, a azul os furos de contorno e a vermelho os furos largos. A laranja o contorno da escavação.

3.3.3. Sobre os testes

A proposta de ambos os testes derivam de sugestões presentes numa auditoria realizada no ano de 2024 na empresa na qual se analisou a eficiência do processo de perfuração e carregamento a nível do desenvolvimento. Importa que o desenho dos diagramas foi realizado com recurso ao software *Autodesk AutoCAD 2025*.

De destacar que durante a implementação dos testes realizou-se o acompanhamento *in situ* da operação de perfuração de modo a garantir uma correta marcação da pega e os menores desvios possíveis por parte dos operadores. No caso da operação de carregamento isso não foi possível devido à necessidade de possuir-se habilitação para tal. Importa também destacar a elaboração de *checklists* (Anexo II) para os colaboradores de ambas as operações que permitiram não só garantir uma correta execução de ambos os processos como também identificar possíveis alterações feitas aos diagramas no decorrer das atividades. Estas *checklists* também auxiliaram na impossibilidade de supervisionamento da perfuração, por exemplo, quando esta ocorria no 2º turno (turno da noite) ou aos fins de semana e feriados. No caso da perfuração incorporou-se também um esquema que permitisse elucidar os operadores em relação à direção a executar

cada furo. Para ser mais elucidativo foram realizados alguns esboços de diferentes perspetivas com o uso do *software Underground Manager* da Epiroc estando estes presentes no Anexo III.

Em relação a possíveis dificuldades que pudessem vir a ser encontradas, estas relacionam-se com a adaptabilidade dos operadores do carregamento à nova temporização e dos operadores à nova caldeira. Ademais, dado que os jumbos utilizados em Feitais não se encontram dotados de qualquer sistema de posicionamento automático dos braços e considerando a maior proximidade entre os furos largos e os furos que permitem a sua abertura (26 cm) implica que os operadores dos jumbos tivessem um maior cuidado para que estes não se intercetassem proporcionando maiores desvios.

Para finalizar, a recolha de dados no que toca ao avanço e à sobreescavação foi realizada em ambiente de gabinete. Relativamente ao avanço, recolheram-se nas bases de dados da empresa os valores atualizados nos dias após os detonações por parte dos profissionais da topografia que *in situ* realizam as medições. Tais medições são sempre realizadas no eixo central da galeria (Figura 31).

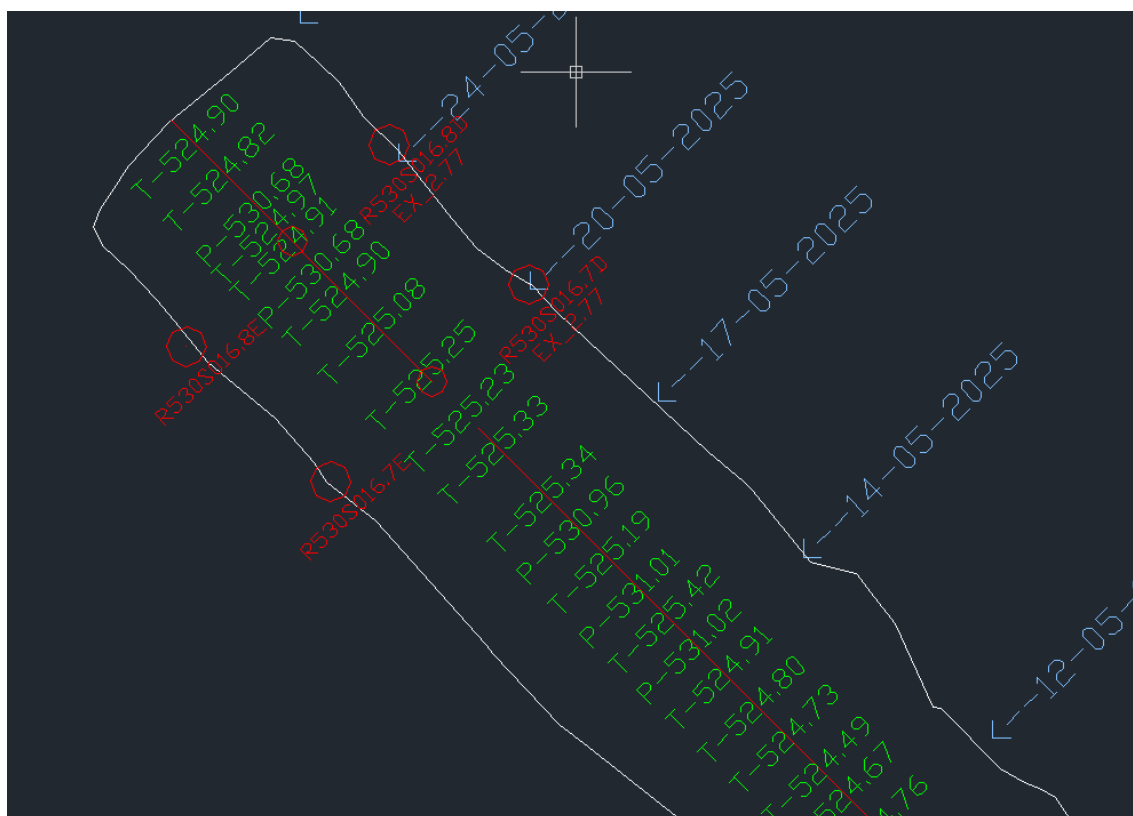


Figura 31 – Esquema em *AutoCAD* de uma galeria de acesso com o eixo central da mesma representado pela linha a vermelho (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).

Já para a sobreescavação recorreu-se ao *software Maptek Vulcan* que permitiu conjugar os sólidos planeados para as galerias e os sólidos reais obtidos com as detonações, tal como demonstra a Figura 32.

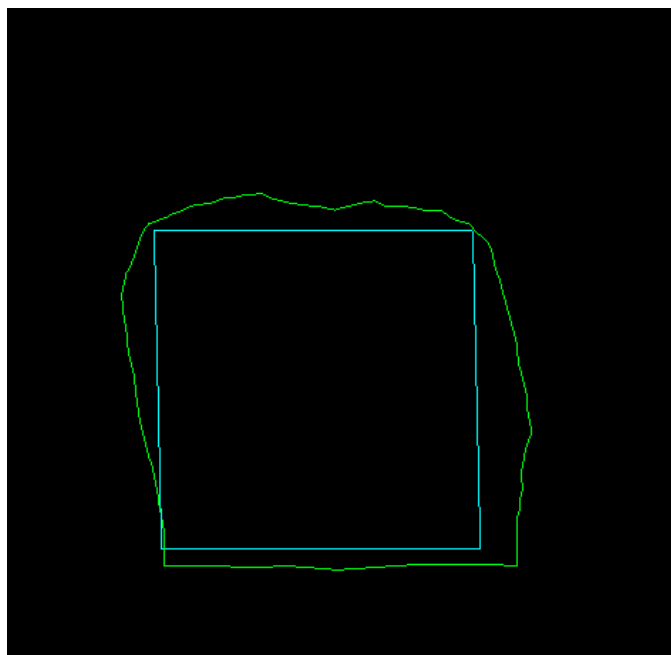


Figura 32 – Exemplo do método utilizado para obtenção dos valores de sobreescavação através do *software Maptek Vulcan*. A azul o sólido teórico e a verde o sólido real obtido com o detonação.

Desta forma, retiravam-se os volumes reais e teóricos e calculava-se o valor de sobreescavação pela expressão:

$$\% \text{ Sobreescavação} = \frac{\text{Volume real (m}^3\text{)} - \text{Volume teórico (m}^3\text{)}}{\text{Volume teórico (m}^3\text{)}} \times 100 \quad (9)$$

3.3.4. Dados geológico-geotécnicos e geomecânicos

Com o objetivo de aprofundar o estudo a nível da geologia resolveu-se abordar não só a litologia, mas também a competência do maciço do ponto de vista geotécnico e geomecânico. Para isso, optou-se pela recolha de dados geológico-geotécnicos através de sondagens previamente realizadas.

Nas minas de Aljustrel e tal como em outros empreendimentos deste setor é recorrente o uso deste método de prospeção pois não só permite a realização de uma Caracterização geológico-geotécnica dos diversos tipos de rocha que interseta como também possibilita reconhecer a presença de teor e a extensão de massas mineralizadas. Estas podem ser executadas tanto dentro de galerias dos jazigos quanto fora do próprio corpo mineralizado dependendo da necessidade e do potencial apresentado por determinado local, porém, no caso em questão,

aproveitaram-se os resultados obtidos de sondagens à rotação com coroa diamantada implementadas dentro do Jazigo de Feitais. Este tipo de sondagem comumente aplicado em maciços rochosos permite recolha de amostra contínua gerando por isso testemunhos de sondagem (Figura 33).



Figura 33 - Exemplo de testemunho de sondagem encaixotado de *stockwork* de fácies cuprífera (documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A.).

Na Almina - Minas do Alentejo, S.A. com a colheita dos tarolos procede-se ao seu correto encaixotamento, ou seja, em caixas de madeira devidamente etiquetadas (nomenclatura e número) com a indicação do início e fim e com a metragem de cada manobra de recolha de testemunhos executada assinalada por um taco de madeira. Segue-se uma análise do carote por parte de um geólogo ou engenheiro que o caracteriza em termos geológicos e geotécnicos (litologia, grau de alteração, grau de fraturação, resistência, RQD, ...). Tal Caracterização encontra-se incorporada em ficheiros conhecidos como *logs* geológicos e *logs* geotécnicos. Importa realçar que a informação contida nos *logs* corresponde a representações medíocres do que o que realmente ocorre *in situ*. Isto deve-se em muito pela operação de perfuração aquando da realização da sondagem que causa alterações às características do material recolhido e, ademais, a realização deste tipo de prospeção encontra-se dependente de um operador.

No Anexo IV encontra-se a base de dados de sondagens realizada para o estudo. Esta engloba a informação contida em *logs* geotécnicos de várias sondagens próximas às galerias nas quais os testes recaíram como também os resultados obtidos na aplicação das classificações geomecânicas Q-system (Barton et al., 1974, 1980; NGI, 2025), RMR (Bieniawski, 1989; Celada & Bieniawski, 2020) e GSI (Hoek, 2007; Hoek et al., 2013). Em relação às classificações, tanto os

valores de RMR quanto os de GSI foram obtidos através de correlações com os resultados obtidos para Q, sendo elas:

$$\text{RMR} = 9 \ln Q + 44 \quad (10) \quad (\text{Bieniawski, 1989}),$$

$$\text{GSI} = \text{RMR} - 5 \quad (11) \quad (\text{Hoek, 1994}),$$

$$\text{GSI} = \ln Q' + 44 \quad (12) \quad (\text{Hoek, 1994})$$

, onde:

- Q' corresponde ao valor de Q sem os fatores de redução da água e do estado de tensão do maciço rochoso.

É necessário ter em conta que como o piso F710 é mais recente comparativamente aos restantes, existe uma escassez de sondagens nessa zona e, por isso, as sondagens selecionadas para os *drifts* F710GAME e F710CPV3 distam sensivelmente 60 m desses *drifts*. Mesmo sabendo que as restantes sondagens encontravam-se relativamente mais próximas às respetivas galerias (menos de 20 m) aproveitou-se nos momentos de acompanhamento da operação de perfuração para se averiguar as informações contidas nos *logs* geotécnicos. Para a obtenção do parâmetro Q consideraram-se valores de J_w de 0,5 (caudal elevado ou pressão elevada em rochas competentes sem preenchimento) e para SRF de 2,5 (zonas singulares de corte em rocha competente, sem argila cuja profundidade de escavação é superior a 50 m).

Capítulo IV

Resultados e Discussão

[página propositadamente em branco]

4. Resultados e discussão

Ao longo do presente capítulo serão abordados os resultados obtidos por meio da realização dos testes anteriormente descritos. Estes resultados serão analisados tendo em conta a litologia, respetiva competência geomecânica e orientação da galeria tanto a nível de avanço quanto de sobreescavação. O tratamento dos dados do ponto de vista estatístico foi elaborado com recurso ao *software Microsoft Excel*. Todos os dados recolhidos e validados encontram-se no Anexo V.

4.1. Análise qualitativa e observacional

Tal como havia sido evidenciado, durante a implementação dos testes procedeu-se ao acompanhamento das operações de perfuração no qual se pode observar diferentes perspetivas na execução dos furos por parte de vários operadores de jumbo.

Num primeiro instante, percebeu-se, como seria de se esperar, uma ligeira dificuldade por parte dos operadores na marcação da nova caldeira, contudo com o ganho de prática essas adversidades foram se desvanecendo proporcionando boas marcações tal como demonstra a Figura 34.

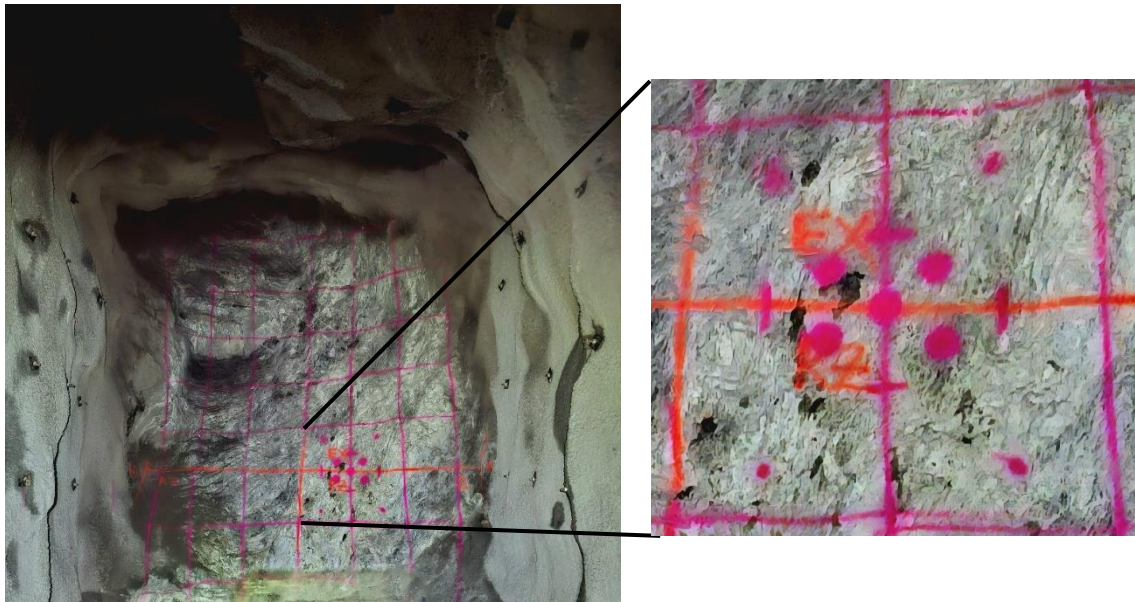


Figura 34 - Marcação da pega no dia 02/05 na F530S037 com destaque para a caldeira (cortesia: ALMINA – Minas do Alentejo).

Já ao nível da pega como um todo, notou-se claramente uma marcação de melhor qualidade quando se recorria aos multifunções enquanto quando se prosseguia com as pegas incompletas para a perfuração surgiam incertezas aos operadores sobre o correto local onde estes deveriam emboquilhar os braços no momento de furar. No entanto, poucas foram as vezes onde este tipo de marcação se verificou sendo a maioria realizada com cabo telescópico (Gráfico 3).

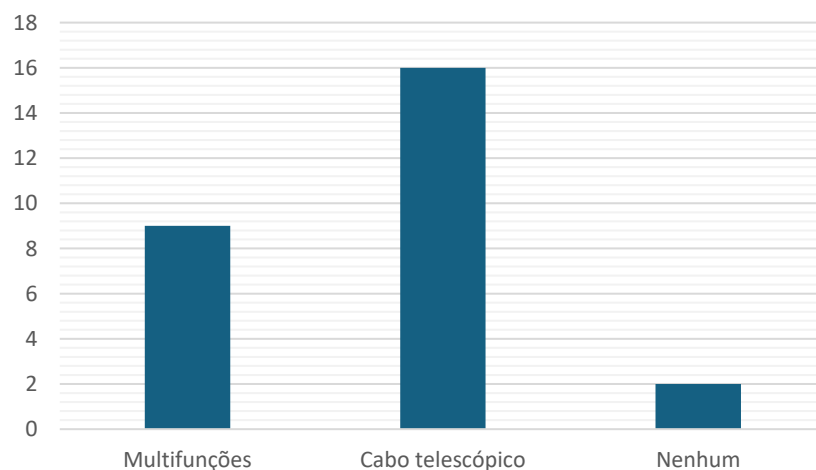


Gráfico 3 - Nº de casos de registados das práticas utilizadas para marcação da pega.

$$\text{Look out (m)} = B - (0,1 + 0,03 \times H) \quad (13)$$

, onde:

- B corresponde à distância à frente, em metros;
- H é o comprimento de perfuração, em metros.

Admite-se que para um comprimento de perfuração de 4,5 m os ângulos de *look out* no diagrama em questão deverão ser para a soleira, hasteais e coroa, na ordem dos 6°, 3° e 2°, respetivamente. Porém, na realidade, a implementação destas grandezas *in situ* torna-se uma questão de sensibilidade e de experiência por parte do operador muito por causa do modelo dos jumbos não possuir sistemas que garantam o paralelismo. Esta perceção dos operadores em relação ao *look out* levou a que mesmo com a realização dos offsets de 30 cm, muitas vezes fossem executados furos nos hasteais com desvios excessivos. De referir também que outro motivo que levava à implementação de maiores ângulos de *look out* diz respeito à ação de cruzar ou de sobrepor braços executada pela maioria dos operadores. Tal ato prejudicava não só o paralelismo dos furos de contorno como também dos restantes furos de produção. Por outro lado, algo que se provou eficaz aquando da operação de perfuração referente ao paralelismo está relacionado com a marcação do eixo recorrendo-se a um laser. Esta medida, poucas vezes aplicada, consistia no posicionamento de um laser topográfico entre os suportes em forma de gancho cuja projeção se ajustava até ficar à altura dos mesmos. Dessa forma e com a utilização de *spray*, fazia-se passar por cima das projeções emitidas pelo *laser* (Figura 35), ou seja, uma marcação que percorria todo o hasteal da galeria desde os suportes até à frente a ser furada.



Figura 35 - Marcação do eixo com recurso a *laser*. À esquerda o posicionamento e ajuste e à direita a marcação com *spray* (cortesia: ALMINA – Minas do Alentejo).

O que se observou no momento de furar foi que os operadores aproveitavam estas marcações para se guiar na execução dos furos garantindo assim um maior paralelismo. Para finalizar e como era previsto, constatou-se também um maior cuidado por parte dos operadores no momento de realizar a perfuração da caldeira, muito pela possibilidade de estes vararem dada a elevada proximidade existente entre os furos o que levava a furações ligeiramente desviadas. Ademais, vale destacar as dificuldades enfrentadas pelos operadores durante esta operação. Estas, em grande parte, relacionam-se com as condições geológico-geotécnicas encontradas no terreno que provocavam desvios tanto no emboquilhamento quanto depois no ato de furar e com o modelo do jumbo e os seus componentes desgastados. Outro motivo relaciona-se com o fato de, por vezes, existir a presença de furos de pegas anteriores.

De realçar que para efeitos de comparação com o diagrama em vigor na empresa consideraram-se na análise que se segue todos os valores recolhidos, tanto os de avanço quanto os de sobreescavação, contudo estes devem ser analisados com cautela pois o seu levantamento, por vezes, ocorreu após o saneamento não representando por isso os resultados, exclusivamente, das detonações.

4.2. Teste 1

A implementação do teste 1 decorreu durante 5 *sprints* entre 16/04 e 02/05 nos quais se registaram 20 amostras para estudo estando estas elencadas no Quadro 10 pelos respetivos *drifts*.

Quadro 10 - Quantidade casos registados por *drift* durante a implementação do teste 1.

<i>Drifts</i>	Nº de casos registados
F530S037	1
F490S020	6
F710CPV3	1
F530S016	6
F530S018	5
F710GAME	1

4.2.1. Avanço

Ao analisar-se os resultados desde o início do ano de 2025 presentes no Gráfico 4, verifica-se que a orientação das galerias em relação ao jazigo corresponde a uma variável que em muito afeta os avanços nas galerias de acesso no Jazigo de Feitais. Isto é, em frentes transversais atingiram-se, em média, avanços superiores ao objetivo de 3,9 m e, em contrapartida, nas galerias longitudinais estes foram bastante inferiores à meta definida. Vale destacar que os

dados considerados para os meses de janeiro, fevereiro, março e abril apenas englobam frentes cujas litologias foram STWK e ESC visto que durante os testes não se estudou qualquer galeria em MSX.

Com a realização do primeiro teste alcançou-se um ligeiro aumento na média de avanço das secções transversais (4,31 m) que entre janeiro e 17 de abril situava-se sensivelmente nos 4,10 m. Porém, a sua implementação também contribuiu para um decréscimo acrescido no que toca ao avanço médio das frentes longitudinais (3,17 m) representando um rendimento abaixo dos 70%, muito longe do objetivo definido e do que seria ideal em teoria (90%).

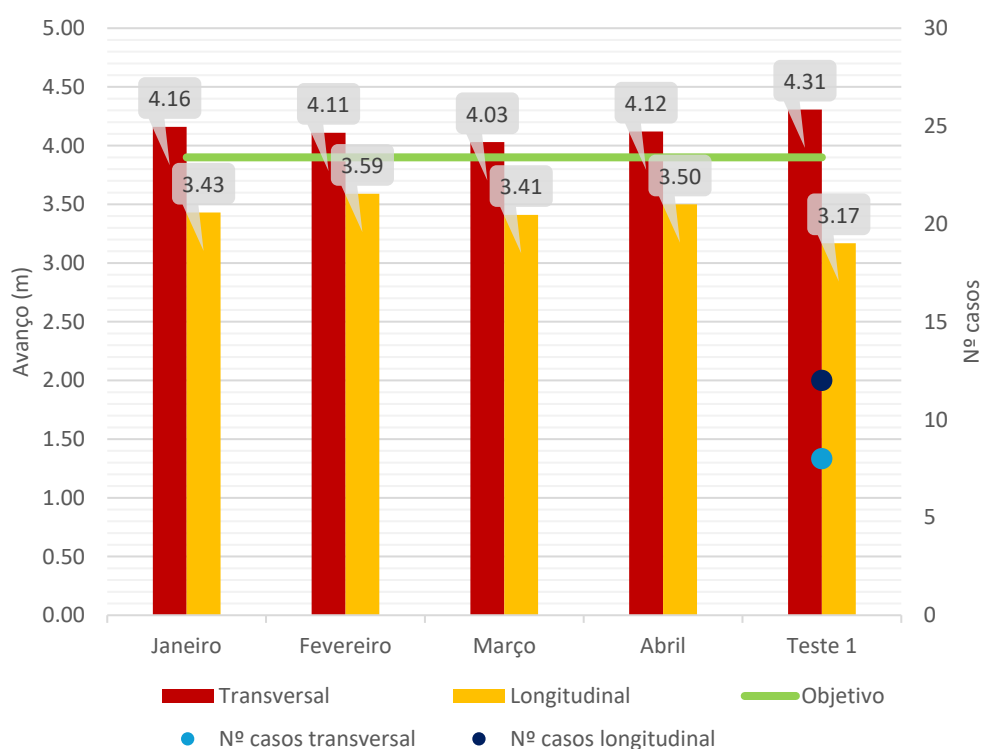


Gráfico 4 – Comparação de valores de avanço médio, em metros, por tipo de *drift*, com a implementação do 1º teste.

Além disso, fez-se a análise do avanço médio por tipo de litologia, o que permitiu constatar que as frentes cuja rocha encaixante é STWK apresentam melhores avanços quando comparadas aos desenvolvimentos em ESC e em MSX. Em média (Gráfico 5), as frentes em STWK e ESC apresentaram, entre janeiro e abril, avanços na ordem dos 3,92 m e 3,8 m, respetivamente, ao passo que em frentes cuja litologia era MSX obtiveram-se avanços na ordem dos 3,79 m. Estes resultados muito provavelmente devem-se às características estruturais dos tipos de materiais, isto é, STWK apresenta-se como um tipo de rocha envolvente que não é tão competente quanto MSX mas que também não é tão fraca como ESC promovendo assim maior facilidade ao furar e, por conseguinte maiores avanços.

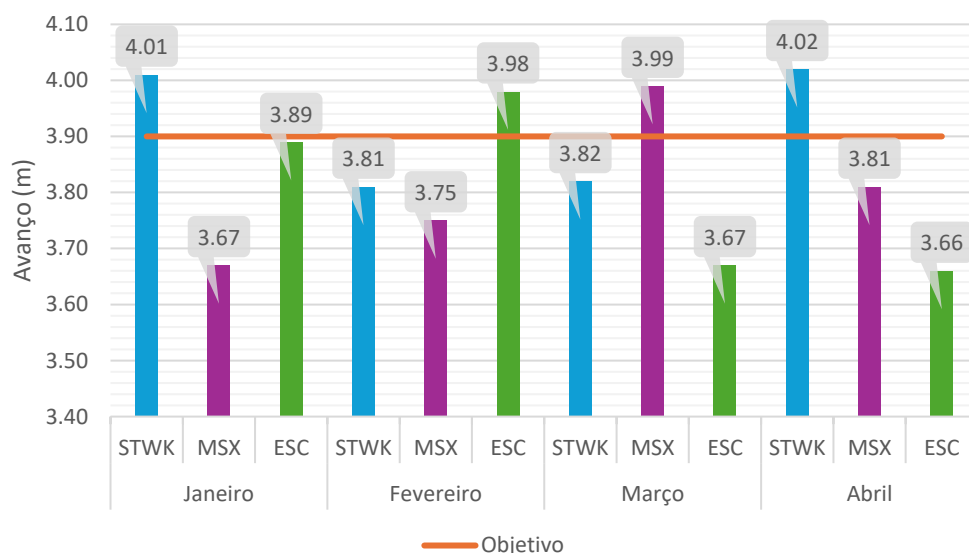


Gráfico 5 – Avanço médio obtido no início de 2025, por tipo de litologia (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).

Tal como demonstra o Gráfico 6, através da implementação da nova caldeira não se registou qualquer melhoria nos avanços em STWK, mas sim uma diminuição nos rendimentos nessa litologia o que representa uma média de 80%. Por outro lado, nas frentes de ESC identificou-se um aumento significativo na média, contudo há que se ter em atenção que os 3,93 m de avanço obtido apenas representam a média entre dois valores registados tornando, por isso, este aumento positivo inconclusivo.

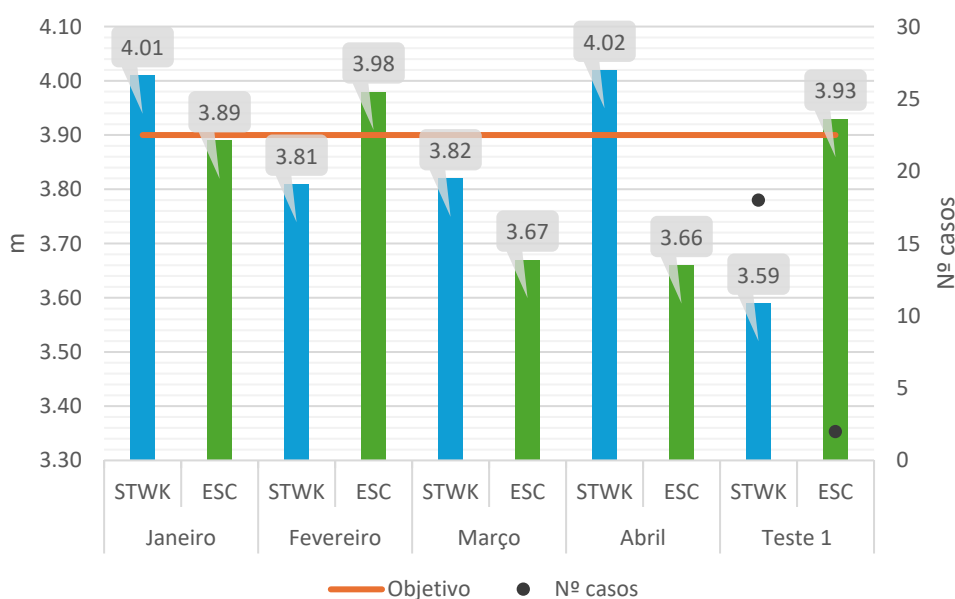


Gráfico 6 - Comparação de valores de avanço médio, em metros, por tipo de litologia, com a implementação do 1º teste.

Por sua vez e ao contrário do que se pensava inicialmente sobre os avanços em litologias mais ou menos competentes (litologias com maior qualidade permitiriam maiores avanços e litologias de menor competência levariam a menores rendimentos), identificou-se com a realização do teste (Gráfico 7) que em STWK e em ESC, rochas menos competentes apresentam maiores avanços quando comparadas a rochas encaixantes ligeiramente melhores em qualidade. Em média, frentes de menor qualidade apresentaram rendimentos acima dos 90% enquanto frentes razoáveis garantiram rendimentos ligeiramente abaixo dos 80%. Vale referir que os resultados obtidos para as frentes em STWK com competência fraca a razoável e em ESC apresentados no Gráfico 7 apenas correspondem a 1 caso por competência do maciço podendo por essa razão não ser representativos da realidade dessa litologia.

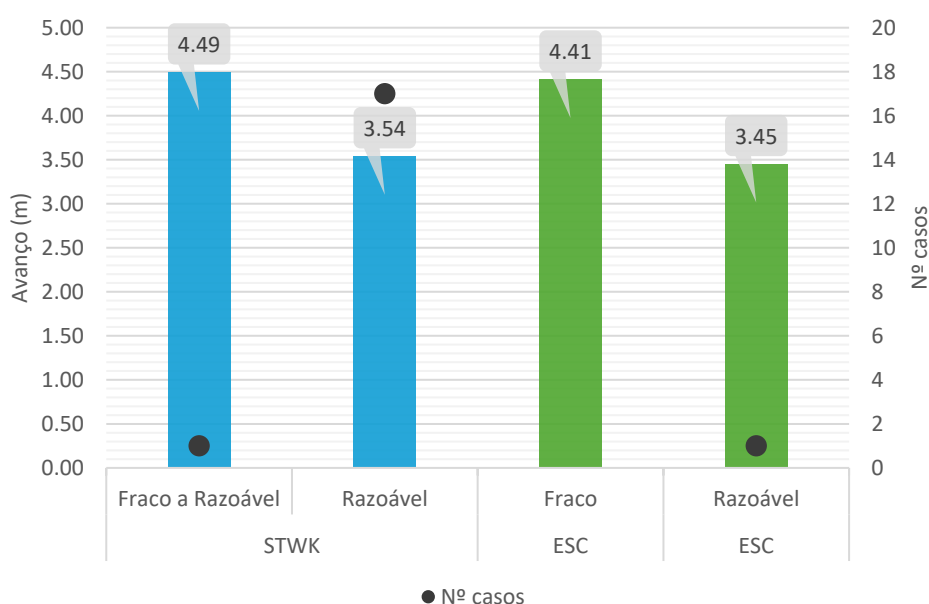


Gráfico 7 – Avanço médio, em metros, por competência da litologia com a realização do primeiro teste.

4.2.2. Sobreescavação

Com a execução deste primeiro teste não se previa qualquer melhoria do ponto de vista da sobreescavação dado não ter sido realizada qualquer alteração ao nível dos furos de contorno, contudo os resultados permitiram a obtenção de dados mais recentes relativos à aplicação da temporização utilizada em *drifts* em vigor na empresa para que fossem otimizados no teste 2.

Sendo assim, com a detonação dos furos de contorno no mesmo intervalo de tempo verifica-se com a análise do Gráfico 8 que em galerias longitudinais ao jazigo os valores médios de sobreescavação (23%) são superiores quando comparados aos resultados em frentes transversais (19%) demonstrando o efeito provocado pela fraturação quando esta se comporta de forma desfavorável à escavação.

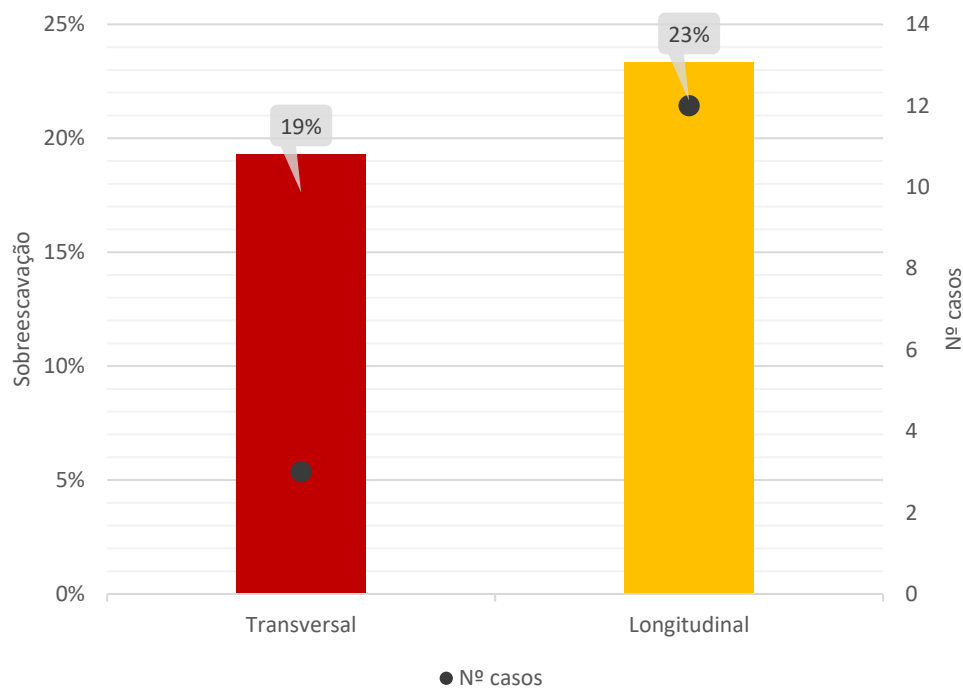


Gráfico 8 - Valores médios de sobreescavação, em %, por tipo de *drift* obtidos com a execução do teste 1.

Numa perspetiva mais geológica, percebeu-se com a observação do Gráfico 9 que frentes em STWK apresentaram valores médios de sobreescavação superiores a *drifts* cuja litologia é ESC.

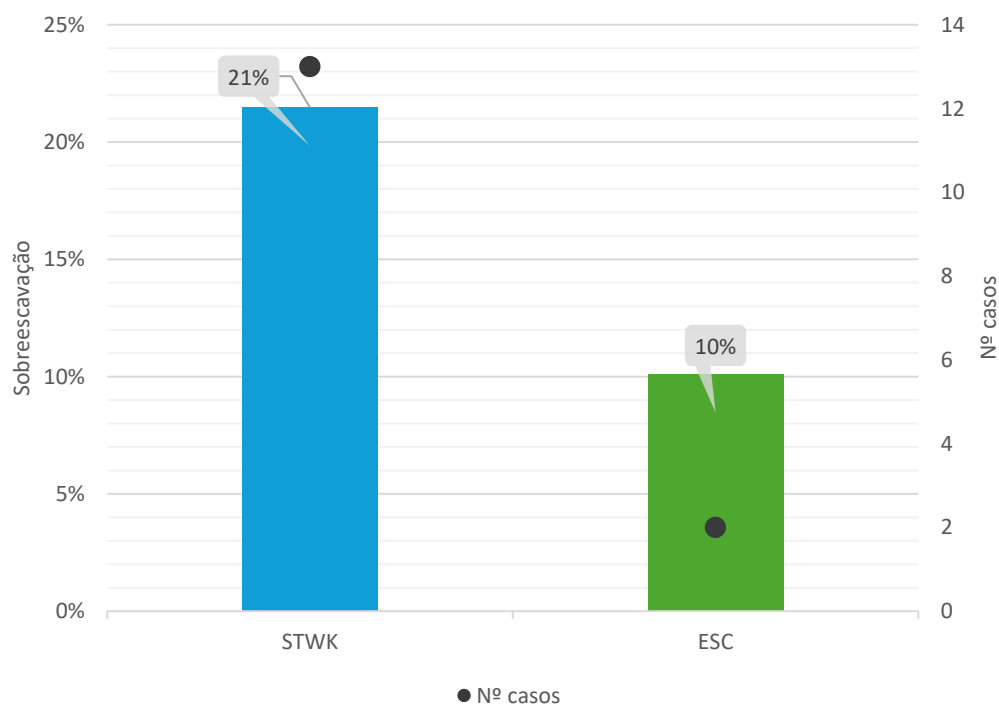


Gráfico 9 – Valores médios de sobreescavação, em %, por tipo de litologia obtidos com a execução do teste 1.

Por último e não menos importante, percebeu-se que os valores médios de sobreescavação manifestaram valores mais altos quando as frentes em estudo exibiam melhorias do ponto de vista do comportamento geomecânico. Essa realidade constata-se através do Gráfico 10 onde se verifica que frentes em STWK de qualidade razoável exibiram valores de sobreescavação médios na ordem dos 15% enquanto galerias da mesma litologia, mas de competência ligeiramente pior obteve-se uma sobreescavação média de 11%.

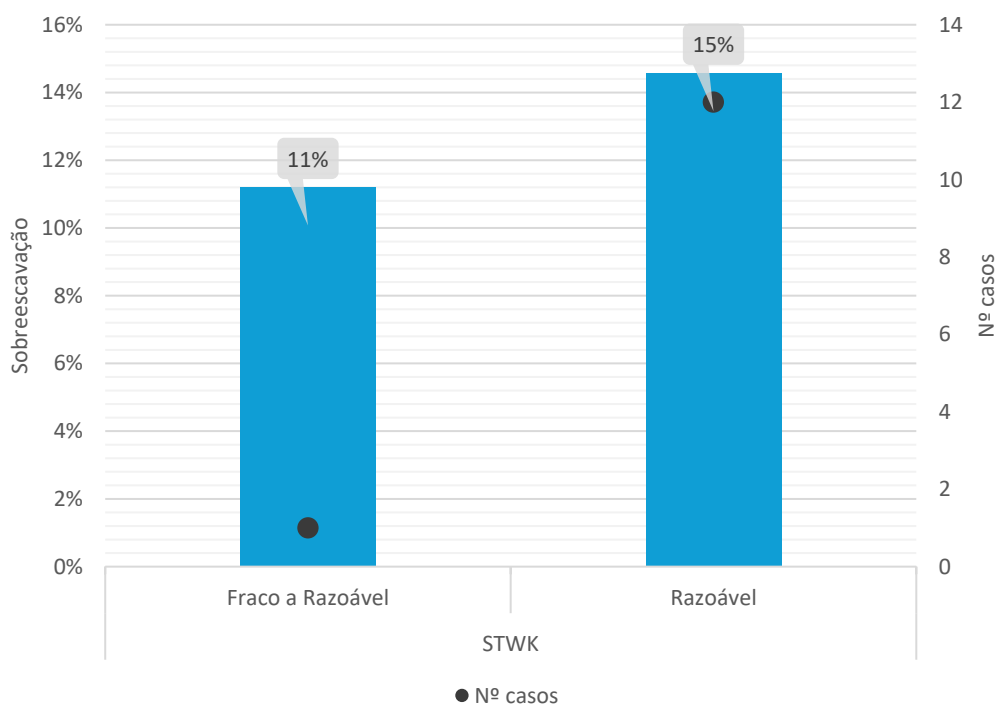


Gráfico 10 - Valores médios de sobreescavação, em %, por competência do maciço obtidos com a execução do teste 1.

4.3. Teste 2

A implementação do teste 2 decorreu durante 7 *sprints* entre 06/05 e 02/06 nos quais se registaram 26 amostras para estudo estando estas especificadas no Quadro 11 consoante os respetivos *drifts*.

Quadro 11 - Quantidade casos registados por *drift* durante a implementação do teste 2.

<i>Drifts</i>	Nº de casos registados
F530S037	4
F490S020	4
F710CPV3	1
F530S016	9
F530S018	6
F710GAME	2

4.3.1. Avanço

Com a implementação da nova temporização notou-se um decréscimo nas médias de avanço para as secções transversais comparativamente aos resultados no início do ano e obtidos com a implementação do 1º teste com rendimentos a rondar os 88%, todavia ainda acima do objetivo fixado. Em contrapartida, em frentes com desenvolvimento longitudinal obteve-se uma média de avanços de 3,77 m (Gráfico 11), ainda abaixo do objetivo, mas superior aos valores médios de avanço do início de 2025 e conseguidos com apenas a execução da nova caldeira. Este acréscimo representa do ponto de vista de rendimento uma subida significativa de 70% para 84%.

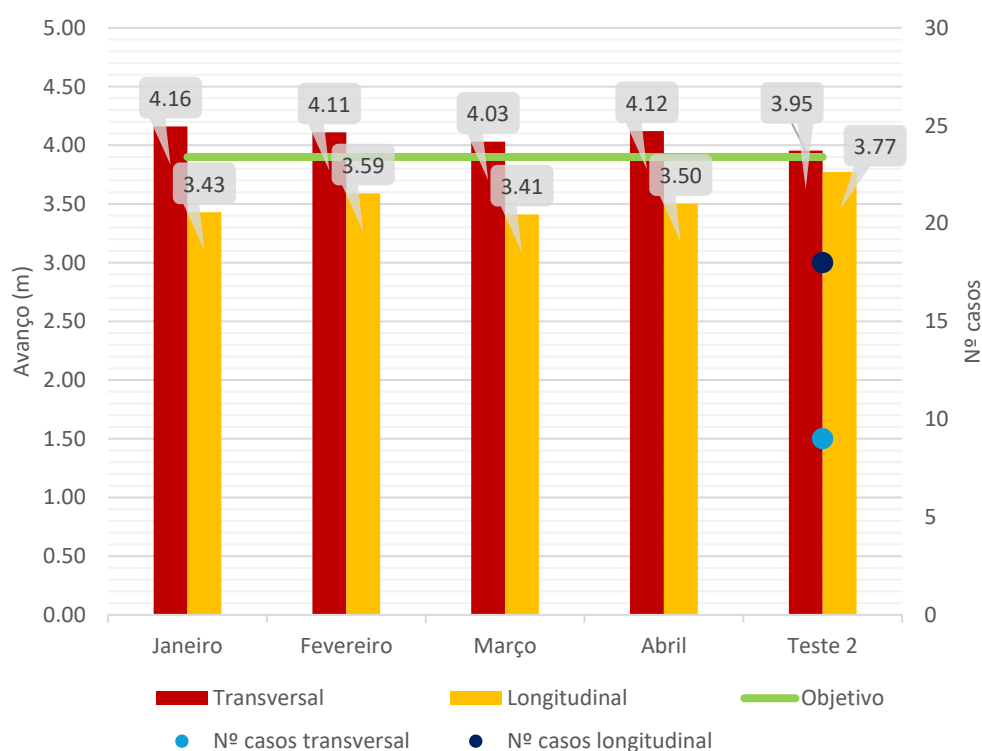


Gráfico 11 - Comparação de valores de avanço médio, em metros, por tipo de *drift*, com a implementação do 2º teste.

Com a nova temporização, também se identificou uma normalização dos valores de avanço comparativamente ao teste 1 (Gráfico 12) visto que estes encontram-se mais próximos às médias obtidas com o diagrama de 4 furos largos, porém, estes permanecem abaixo dos 3,9 m definidos como meta apresentando rendimentos de 85% não demonstrando por isso qualquer melhoria.

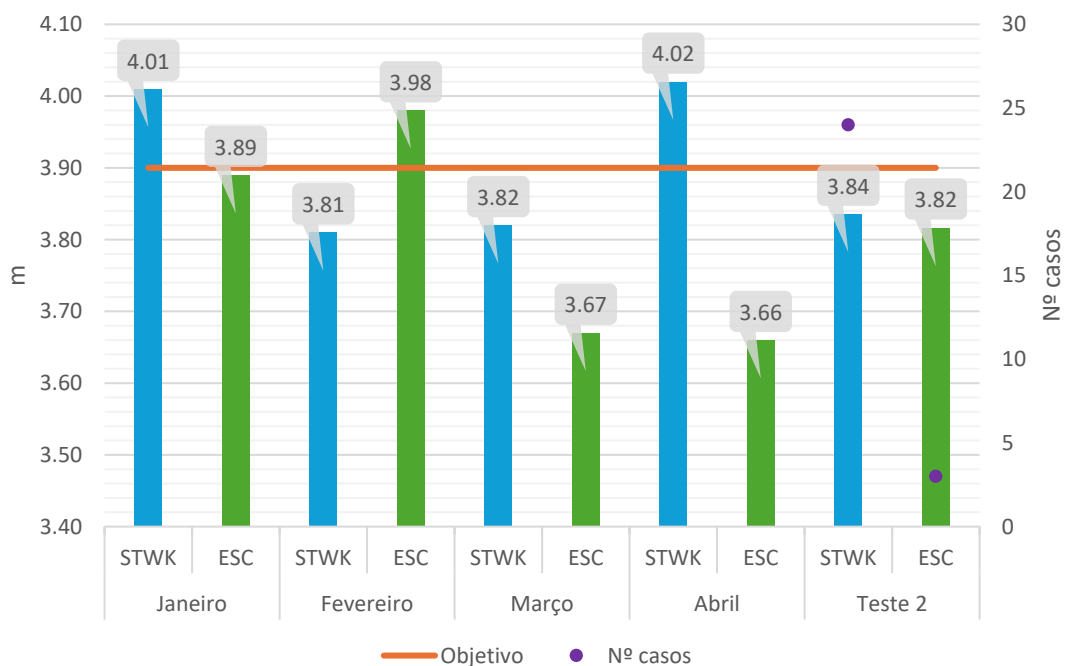


Gráfico 12 - Comparação de valores de avanço médio, em metros, por tipo de litologia, com a implementação do 2º teste.

4.3.2. Sobreescavação

A implementação da nova temporização trouxe resultados positivos no que respeita à sobreescavação. Ao nível dos tipos de *drift* (Gráfico 13), a execução de desmontes em losango e com os furos dos hasteais a dispararem com um atraso de 400 ms em relação aos furos da coroa garantiu a diminuição dos valores médios de sobreescavação tanto em galerias transversais quanto em longitudinais ao depósito mineral. Tal diminuição corresponde, efetivamente, a um decréscimo de 12% em ambos os casos quando comparados aos resultados do primeiro teste evidenciando por isso um melhor controlo das vibrações e da energia aquando da detonação. Também em comparação aos resultados do início de 2025, observou-se uma diminuição média de 9%, ou seja, metade daquilo que se obteve entre janeiro e março.

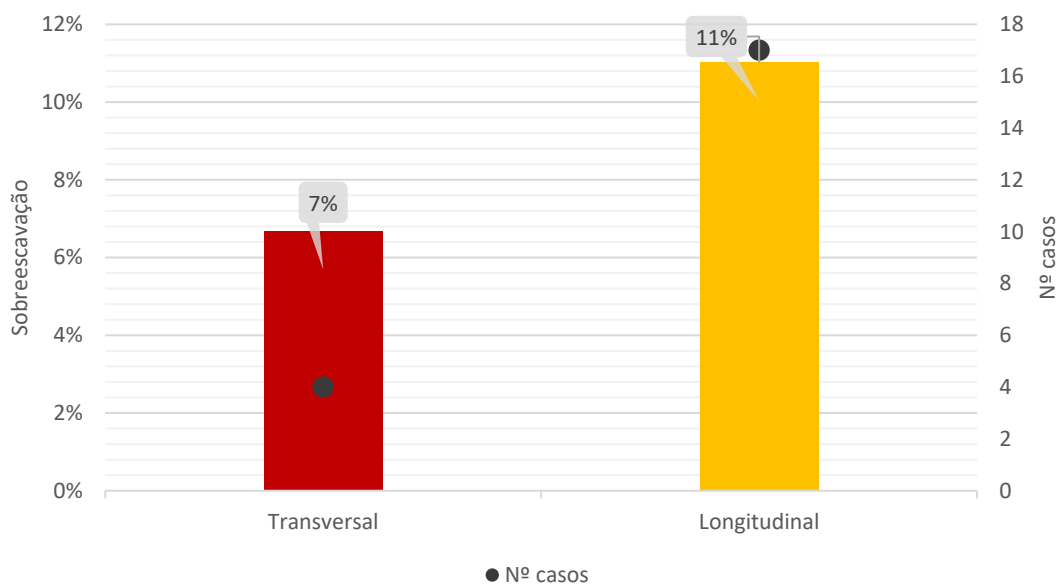


Gráfico 13 - Valores médios de sobreescavação, em %, por tipo de *drift* obtidos com a execução do teste 2.

Numa perspetiva mais geológica, esta nova temporização também contribuiu para a diminuição dos valores de sobreescavação nas frentes de STWK com valores a rondar os 10%. Dentro dessa litologia, vale salientar numa óptica de comportamento geomecânico (Gráfico 14) que as frentes que demonstraram maior evolução nos valores de sobreescavação correspondem aquelas onde a rocha encaixante encontra-se numa qualidade fraca a razoável.

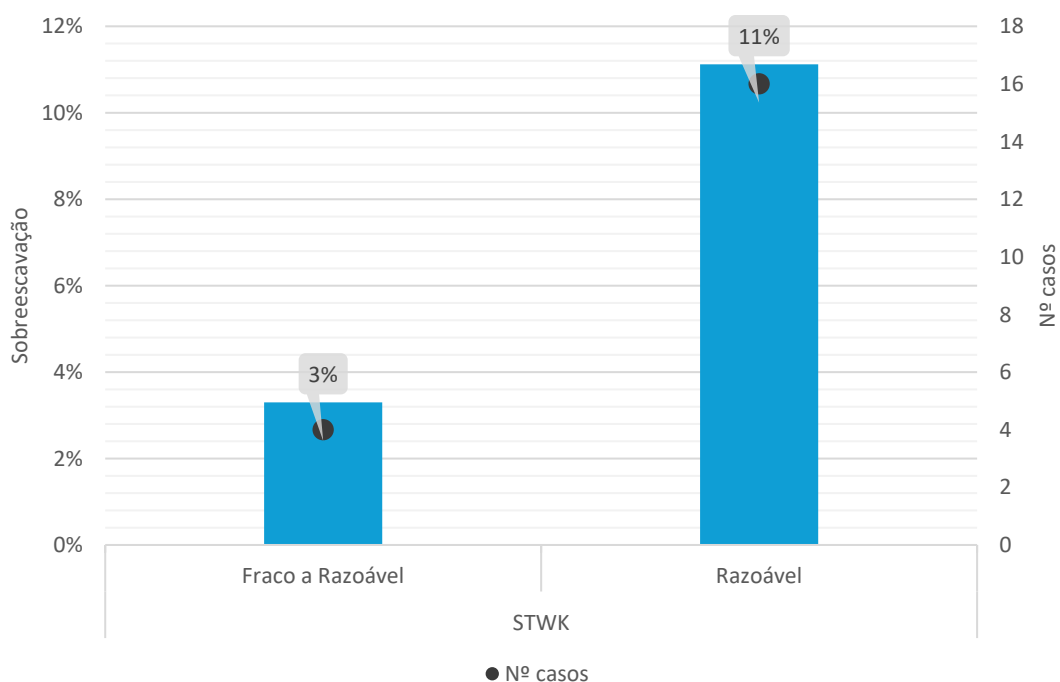


Gráfico 14 - Valores médios de sobreescavação, em %, por competência do maciço obtidos com a execução do teste 2.

4.4. Análise dos custos

Sabe-se que a nível empresarial na tentativa de início de qualquer projeto é essencial avaliar a sua viabilidade através de uma análise de custos. Esta é uma ótima ferramenta que permite às empresas tomar decisões assertivas de modo a alcançar os objetivos pretendidos com eficiência e segurança. Tendo isso em conta, o presente ponto tem como objetivo analisar do ponto de vista económico o impacto provocado pela implementação da nova caldeira com 5 furos largos e da nova temporização comparativamente ao diagrama base, atualmente, empregue pela Almina – Minas do Alentejo, S.A. Para isso, realizou-se uma análise da duração da perfuração e dos resultados obtidos com os testes e aplicaram-se os indicadores de consumo, perfuração e carga específica.

4.4.1. Consumos específicos

No Quadro 12 encontram-se os dados e resultados obtidos para perfuração específica com a aplicação do diagrama em vigor na empresa para as diferentes secções de estudo.

Quadro 12 - Dados e resultados de perfuração específica para cada um dos tipos de secções estudadas obtidos com o diagrama em vigor na empresa.

Comprimento de perfuração (m)	Nº furos	Metros lineares furados	Avanço “objetivo” (m)	Altura (m)	Largura (m)	Volume por pega (m³)	Perfuração específica (m/m³)
4,5	66	297	3,9	5,5	5	107,25	2,77
				6	5	117,00	2,54
				6	5,5	128,70	2,31

Em termos comparativos, sabe-se que com a execução da nova caldeira apenas se procede ao alargamento de mais um furo relativamente ao diagrama atual não havendo por isso qualquer adição de furos. Por essa razão, a quantidade de metros lineares furados não aumenta o que, consequentemente, leva a que não haja qualquer aumento nos valores de perfuração específica com a aplicação da nova caldeira mantendo-se por isso os mesmos valores.

Já em relação aos dados e resultados obtidos para a carga específica com a aplicação do diagrama em vigor na empresa para as diferentes secções de estudo (Quadro 13), percebe-se que houve uma diminuição dos valores com a implementação dos testes visto que ocorreu a diminuição do número de furos de produção.

Quadro 13 - Dados e resultados de carga específica para cada um dos tipos de secções estudadas obtidos com o diagrama em vigor na empresa.

Material				Carga total numa pega (Kg)	
				61 furos	62 furos
Emulsão	<i>SubtekTM ChargeTM i CS</i>			440,00	448,00
'Booster'	<i>PentexTM 25</i>			1,53	1,55
Cordão detonante	<i>CordtexTM</i>			0,92	0,92
Nº Furos	Altura (m)	Largura (m)	Volume por pega (m³)	Carga específica (Kg/m³)	
				Transversal	Longitudinal
61	5,5	5	107,25	4,11	4,13
	6	5	117,00	3,77	3,78
	6	5,5	128,70	3,43	3,44
62	5,5	5	107,25	4,19	4,20
	6	5	117,00	3,84	3,85
	6	5,5	128,70	3,49	3,50

4.4.2. Custos e outras variáveis

Outra perspetiva relaciona-se com o custo do carregamento que pode ser analisada segundo o Quadro 14 no qual se apresenta os custos relativos aos materiais utilizados na empresa na operação de carregamento retirados da tabela de preços da empresa fornecedora ORICA para julho de 2024.

Quadro 14 - Custos relativos aos equipamentos utilizados na operação de carregamento (adaptado de documentação interna Almina – Minas do Alentejo, S.A).

Material			Cotações Julho 2024 (€)	Vendido por
Explosivos	Emulsão	<i>SubtekTM ChargeTM i CS</i>	1,52	Kg
	'Booster'	<i>PentexTM 25</i>	0,13	Unidade
Acessórios de tiro	Detonador não elétrico	<i>ExelTM LP</i>	3,15	Unidade
	Ligador	<i>ExelTM B Connector</i>	5,35	Unidade
	Cordão detonante	<i>CordtexTM</i>	0,60	Metro

Tendo em conta as quantidades utilizadas numa pega de fogo atinge-se aos valores apresentados no Quadro 15.

Quadro 15 - Custos totais para implementação das pegas de fogo em *drifts* transversais e longitudinais para os diagramas em vigor na empresa.

Custos	5,5A x 5L		6A x 5,5L	
	Transversal	Longitudinal	Transversal	Longitudinal
Custo total de emulsão/pega (€)	66,80	66,80	66,80	66,80
Custo total de booster/pega (€)	-	8,08	-	8,08
Custo total de detonadores/pega (€)	192,15	192,15	192,15	192,15
Custo total de ligadores/pega (€)	25,20	25,20	31,50	31,50
Custo total de cordão detonante/pega (€)	64,80	64,80	64,80	64,80
Custo total da pega (€)	950,95	959,03	957,25	965,33

Sabe-se que aquando da implementação do teste 2 apenas se procedeu ao aumento do número de ligadores ‘*bunch*’ nas secções de 5,5 m de altura por 5 m de largura para 10 de modo a manterem-se as mesmas condições entre os tipos de secções, por isso, em condições normais os custos de implementação do teste 2 seriam os mesmos apresentados no Quadro 15. Vale referir também que o alargamento de mais um furo irá proporcionar um maior desgaste dos acessórios de perfuração nomeadamente dos *bits* e varas e por conseguinte um aumento no consumo do aço.

Além disso, durante os acompanhamentos *in situ* da operação de perfuração foram cronometrados os tempos de perfuração das caldeiras (4 furos largos e 5 furos largos) estando estes apresentados no Quadro 16. Assim, relativamente ao tempo que leva a furar e dada a necessidade alargamento de mais um furo, a nova caldeira provocou um aumento na duração do processo de perfuração que se traduziu numa diferença de 7 min e 33 s em relação ao diagrama em vigor.

Quadro 16 - Duração de perfuração da caldeira com 4 furos largos e com 5 furos largos.

Diagrama	Duração da perfuração da caldeira (min)
4 furos largos	30,24
5 furos largos	37,80

Uma diferença desse calibre pode não parecer significativa se apenas for considerada a perfuração de uma pega, no entanto se for ponderada, por exemplo, a perfuração de 3 pegas num turno a discrepância assume maiores proporções (22 min e 40s). Isto representa um problema a nível do ciclo de avanço nas secções visto que as operações subsequentes sofrem com este aumento de tempo tornando o ciclo pouco otimizado, ou seja, um aumento dos custos.

Todavia, deve-se analisar se este acréscimo de tempo não é compensado pelos resultados dos testes.

No que concerne ao teste 1 verificou-se um aumento principalmente em frentes transversais e cujo a litologia era ESC sendo que houve um decréscimo significativo em frentes longitudinais e naquelas cujo a rocha encaixante correspondia a STWK. Além disso, os valores de sobreescavação mantiveram-se iguais aos obtidos com o diagrama atual da empresa. Assim, constata-se que os resultados do teste 1 não representam qualquer custo-benefício pois para um custo de avanço ligeiramente maior do que o diagrama atual e mais demorado os valores médios de avanço diminuíram e os de sobreescavação permaneceram os mesmos.

Por sua vez, no teste 2 observou-se um aumento considerável das médias de avanço nas secções longitudinais e uma diminuição expressiva nos valores de sobreescavação. Este decréscimo nos valores médios de sobreescavação resultaram num menor volume de rocha a ser removido das frentes por parte das unidades de carga e transporte o que consequentemente leva a uma menor quantidade de ciclos de carga e transporte como também a uma menor necessidade de saneamento e sustimento e, por isso, traduz-se numa poupança operacional substancial.

Esta boa prestação com a implementação da nova temporização esteve conjugada com uma diminuição dos valores médios de avanço em frentes transversais sobretudo nas quais a principal litologia correspondia a STWK. Dados os resultados, entende-se que embora exista uma diminuição dos avanços em frentes transversais e que o custo de implementação do diagrama derivado do desgaste das peças do jumbo seja ligeiramente maior e mais demorado quando comparado ao diagrama em vigor, a nova temporização juntamente com a nova caldeira (teste 2) representam custo-benefício visto que os resultados de sobreescavação e de avanço em frentes longitudinais, mesmo abaixo do objetivo, conferem eficiência às operações subsequentes à detonação e, por isso, uma otimização dos ciclos *drift*.

Capítulo V

Considerações Finais

[página propositadamente em branco]

5.Considerações Finais

A presente dissertação teve como objetivo a otimização de diagramas de perfuração e carregamento *drift* conforme geologia e orientação de galerias em mina subterrânea, neste caso, nas Minas de Aljustrel. A otimização destes diagramas representa um dos passos para a obtenção de uma maior eficiência num ciclo *drift* visto que tanto a perfuração quanto o carregamento constituem-se como as operações com maior importância dentro desse mesmo ciclo. Por essa razão e com base numa recente auditoria realizada na Almina - Minas do Alentejo, S.A. identificaram-se oportunidades dentro dos diagramas que permitissem melhorar os valores médios de avanço e sobreescavação.

Num primeiro momento foram selecionadas frentes longitudinais e transversais que incluíssem diferentes litologias dentro do jazigo de Feitais nas quais o estudo iria incidir. Tal seleção permitiu a recolha de dados geológico-geotécnicos através de *logs* geotécnicos de sondagens que se encontravam nas proximidades dessas galerias. No caso das frentes localizadas no piso F710 (F710CPV3 e F710GAME) tiveram de ser utilizados dados de sondagens localizadas a 60 m dos *drifts* dado a ser um piso relativamente recente. Com os dados geológico-geotécnicos procedeu-se à aplicação de classificações geomecânicas (Q-system, RMR e GSI) que facilitaram na previsão do comportamento geomecânico dos maciços rochosos presentes nas galerias em estudo sendo estes na sua grande maioria de qualidade razoável (F490S020, F530S016, F530S018, F710GAME) e alguns fracos (F710CPV3) ou fracos a razoáveis (F530S037).

Numa segunda fase, procedeu-se à realização de alterações aos diagramas em vigor na empresa através de dois testes.

O primeiro consistiu na introdução de uma nova caldeira na qual se efetivou o alargamento de mais um furo comparativamente ao diagrama da empresa passando por isso de 4 furos largos para 5 de 102 mm de diâmetro. Dado o alargamento de mais furo reconfigurou-se a posição dos furos na caldeira passando estes a estar mais próximos do que antes e também a temporização visto que se aboliu o furo 1 com o objetivo de diminuir a dependência em apenas um furo para se iniciar a sequência de detonação. Os resultados alcançados com esta implementação não foram necessariamente positivos quando comparados ao diagrama de 4 furos largos em vigor pois embora se tenha notado um ótimo aumento dos avanços em frentes transversais e naquelas cujo a litologia correspondia a ESC, os *drifts* longitudinais assim como aqueles em STWK sofreram diminuições abruptas nas médias de avanço evidenciando o efeito da fraturação na dissipação de energia aquando da detonação. Esta performance pouco positiva conjugada com maiores gastos a nível de acessórios de perfuração devido ao desgaste e relacionados a um aumento da duração da operação de perfuração devido ao quinto furo largo permitem concluir que tal diagrama não confere qualquer custo-benefício e, portanto, a sua aplicação deve ser deixada de lado.

Em relação ao segundo teste, este baseou-se na adição de uma nova temporização ao teste 1. Com essa nova sequência de detonação optou-se por direcionar a energia de detonação num losango de modo a beneficiar a orientação das estratificações e consequentemente permitir um melhor arranque da rocha e um menor volume de rocha desmontado além do limite desejado, principalmente, em galerias longitudinais. Outras alterações nesse experimento relacionam-se com implementação de diferentes atrasos na coroa (20's) e nos hasteais (24's) com o intuito de diminuir-se a sobreescavação e também a troca de lugar do furo 3 com o 4 garantindo desse modo um aumento no intervalo de tempo para que o material se desloque. Os resultados obtidos demonstraram ser bastante positivos na medida em que ocorreu um aumento dos avanços médios em secções longitudinais, mesmo que ainda abaixo do objetivo, e uma diminuição expressiva dos valores médios de sobreescavação quando comparados aos resultados do início do ano de 2025. Em contrapartida, esta nova temporização promoveu a diminuição dos avanços médios em galerias transversais, permanecendo ainda acima do objetivo requerido, assim como em frentes geologicamente envolvidas por STWK. Estes resultados demonstraram, por isso, que tal temporização promove maior eficiência e, por conseguinte, a otimização dos ciclos *drift* devido principalmente à menor quantidade material a ser removido tornando-se assim uma opção bastante válida a ser aplicada nas frentes de desenvolvimento do Jazigo de Feitais.

Importa também referir que em ambos os testes os maciços rochosos que apresentaram menor competência geomecânica obtiveram maiores valores de avanço médio assim como resultados médios de sobreescavação menores.

Ademais, aquando da execução dos experimentos fez-se o acompanhamento “*in situ*” da operação de perfuração na qual se notaram algumas dificuldades ao nível do *look out*, emboquilhamento, paralelismo entre outros. Não obstante, identificou-se que a marcação do eixo com recurso a laser mesmo sendo poucas vezes utilizada garantia posteriormente um maior paralelismo no momento de furar pois os operadores aproveitavam as marcações nos hasteais para se guiar na execução dos furos. Nesse sentido, considera-se que essa é uma prática que poderia ser mais vezes empregue.

Em suma, os estudos e análises realizados durante o estágio permitiram demonstrar que o processo de otimização de diagramas de perfuração e carregamento *drift* exige uma abordagem multidisciplinar na qual se inclui a engenharia de minas e a engenharia geotécnica de modo a alcançarem-se resultados proveitosos do ponto de vista da eficiência e da economia. Por essa razão, conclui-se que com este processo sistemático de análise de dados e de compreensão da interação da rocha com os processos que promovem as detonações torna-se possível atingir desfechos vantajosos que em muito favorecem a segurança, a produtividade e a economia das operações ligadas ao ciclo mineiro e consequentemente da extração das matérias-primas minerais fulcrais para o desenvolvimento quotidiano da sociedade.

5.1. Perspetivas Futuras

Apesar dos resultados promissores apontados com a realização do teste 2 deve-se ter em atenção algumas limitações na elaboração dos testes como é o caso do contexto geológico e o número de amostras recolhidas que em pesquisas seguintes poderão ser levadas em consideração.

Assim, para futuros estudos e de modo a dar prosseguimento ao plano de melhoria contínua seria interessante a implementação do teste 2, principalmente, em frentes de ESC de modo a obter-se uma maior quantidade amostras nessa litologia assim como em frentes de MSX nas quais os testes não foram realizados devido a questões de planeamento. Além disso, recomenda-se que haja maior supervisão aquando da execução dos diagramas nas frentes, principalmente, na operação de carregamento evitando assim possíveis erros de temporização devido ao posicionamento da caldeira e que seja realizada a medição dos avanços antes e após a detonação de modo a entender-se o resultado real obtido com os desmontes. Outra sugestão que seria relevante diz respeito à realização deste estudo através da recolha de dados geológico-

geotécnicos *in situ* sobre as galerias em estudo através da aplicação da técnica da amostragem linear tornando assim os valores mais realistas e, por conseguinte, a análise mais pormenorizada. Para finalizar as perspetivas futuras, propõe-se a realização de experimentos ao nível dos explosivos de contorno (com o objetivo de aumentar ainda mais os avanços em frentes longitudinais e obter-se valores de sobreescavação ainda menores) e a implementação destes diagramas com recurso a jumbos de avanço com sistemas de automação que permitam o reconhecimento das propriedades geológico-geotécnicas do terreno em escavação e por consequência a adaptação às mesmas no momento de furar. De referir que estes estudos deverão ser sempre acompanhados de uma análise económica para um melhor entendimento do seu impacto nos ciclos *drift*.

Capítulo VI

Referências Bibliográficas

[página propositadamente em branco]

6. Referências Bibliográficas

- Alarcão, J. (1987). Portugal Romano. 4ª edição revista, Coleção História Mundi, vol. 33. Verbo, Lisboa.
- Almeida, J.C. (2019). Integração de dados de sondagens e amostras de mina na construção de um modelo de teores: O caso de estudo do Depósito de Feitais, Minas de Aljustrel. Universidade Nova de Lisboa, Lisboa (Dissertação de Mestrado). URI: <http://hdl.handle.net/10362/72303>
- Almina - Minas do Alentejo, S.A. (2015). Geologia. Almina - Minas do Alentejo, S.A. (Relatório Confidencial)
- Almina - Minas do Alentejo, S.A. (2023). Plano de lavra. Almina - Minas do Alentejo, S.A. (Relatório Confidencial)
- Almina - Minas do Alentejo, S.A. (2025). A Empresa - Marcos históricos. In: <https://www.almina.pt/pt/> (consultado em 26 de Março de 2025).
- Barton, N., & Quadros, E. (2015). Anisotropy is everywhere, to see, measure, and model. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 48: 1323–1339.
- Barton, N., Lien, R., Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, 6(4): 189-239.
- Barton, N., Loset, F., Lien, R., & Lunde, J. (1980). Application of Q-system in design decisions concerning dimensions and appropriate support for underground installations. In: M. Bergman (Ed.), *Proceedings, Subsurface Space, ISRM International Symposium – Rockstore’80, Stockholm*. Pergamon Press Ltd., 2: 553-561.
- Bell, F.G. (1992). *Engineering in Rock Masses, Chapter 1 - Properties and behaviour of rocks and rock masses*. Butterworth-Heinemann.
- Bieniawski, Z.T. (1973). Engineering classification of jointed rock masses. *Transactions of the South African Institution of Civil Engineers*, 15:335-344.
- Bieniawski, Z.T. (1974). Estimating the strength of rock materials. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 74(8):312-320.
- Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. Interscience, John Wiley & Sons, New York, 272 p.
- Bieniawski, Z.T. (1993). Classification of rock masses for engineering: the RMR system and future trends. In: J.A. Hudson (Ed.), *Comprehensive rock engineering: principles, practice, and projects*. Pergamon Press, 33:553-574.
- Brady, B.H.G., & Brown, E.T. (2004). *Rock Mechanics for Underground Mining*, Kluwer, 3ª Ed., Kluwer Academic Publishers, USA.
- Branco, P. (2014). Avaliação do Potencial Gerador de Hidrocarbonetos Não-Convencionais da Formação de Mira do Grupo do Flysch do Baixo Alentejo. Instituto Superior Técnico. Lisboa (Dissertação Mestrado). <https://fenix.tecnico.ulisboa.pt/cursos/megm/dissertacao/2353642485641>

CA – Comissão de Aljustrelenses (2023). Aljustrel – 100 anos, do fundo à superfície. Associação de defesa do património mineiro, cultural e ambiental do concelho de Aljustrel. Edição da Comissão de Aljustrelenses

Cardoso D. (2024). Análise de Estabilidade de Bancadas Subterrâneas exploradas pelo método 'Sublevel Stopping Bench & Fill'. Instituto Superior de Engenharia do Porto. Dissertação de Mestrado. URL: <http://hdl.handle.net/10400.22/26525>

Celada, B., & Bieniawski, Z. (2020). Ground characterization and structural analyses for tunnel design. CRC Press. Taylor & Francis Group. Boca Raton.

CFCFF – Committee on Fracture Characterization and Fluid Flow (1996). Rock fractures and fluid flow: contemporary understanding and applications. National Research Council, National Academy Press, Washington, USA.

Chaminé H.I. (2016). Técnicas de amostragem em estudos de maciços rochosos fracturados: importância na prática da geologia estrutural, geociências de engenharia e mecânica das rochas. In: Chaminé H.I., Afonso M.J., Galiza A.C. (eds.), Eduardo Gomes (1931-2008): Engenheiro, Docente, Empreendedor - Uma Homenagem. Coleção LABCARGA-Geo|2, Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada & Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto, Porto. p. 297-343.

Chaminé H.I., & Fernandes I. (2023). The role of engineering geology mapping and GIS-based tools in geotechnical practice. In: Chastre, C., Neves, J., Ribeiro, D., Neves, M.G., Faria, P. (eds) Advances on Testing and Experimentation in Civil Engineering. Springer Tracts in Civil Engineering. Springer, Cham, p. 3–27.

Chaminé, H.I., Afonso, M.J., Ramos, L. & Pinheiro, R. (2015). Scanline sampling techniques for rock engineering surveys: insights from intrinsic geologic variability and uncertainty. In: Giordan D., Thuro K., Carranza-Torres C., Wu F., Marinos P., Delgado C. (eds.), Engineering Geology for Society and Territory – Applied Geology for Major Engineering Projects, IAEG, Springer, 6: 357-361.

Chaminé, H.I., Afonso, M.J., Teixeira, J., Ramos, L., Fonseca, L., Pinheiro, R. & Galiza, A.C. (2013). Using engineering geosciences mapping and GIS-based tools for georesources management: lessons learned from rock quarrying. European Geologist Journal, 36:27-33.

Deere, D.U., Hendron, A.J., Patton, F.D., Cording, E.J. (1967). Design of surface and near-surface construction in rock. In: Fairhurst C. (ed.), Failure and Breakage of Rock, Proceedings of the 8th U.S. Symposium on Rock Mechanics, Soc. Min. Engrs, Am. Inst. Min. Metall. Petrol. Engrs., p. 237-302.

DGEG - Direção Geral de Energia e Geologia (2024). Dados Globais da Indústria Extrativa. In: <https://www.dgeg.gov.pt/pt/estatistica/geologia/dados-globais-da-industria-extrativa/producao/> (consultado em 22 de Maio de 2025).

DGEG - Direção Geral de Energia e Geologia (2025). Depósitos Minerais. In: <https://www.dgeg.gov.pt/pt/areas-setoriais/geologia/depositos-minerais-minas/> (consultado em 22 de Maio de 2025).

EPIROC (2025). EPIROC Jumbo S2. In: <https://www.epiroc.com/pt-pt> (consultado em 11 de Março de 2025).

Estácio da Veiga, S.F.M. (1880). Tabula de bronze de Aljustrel. Memória da Academia Real das Sciencias de Lisboa. Typographia da Academia, Lisboa.

Fontinhas, A.M. (2012). Aplicação do SMR na avaliação da estabilidade de taludes de escavação em grauvaques da Formação de Mértola. Faculdade de Ciências e Tecnologia. URL: <http://hdl.handle.net/10362/9069>

Freire de Andrade, R. & Viana, A. (1954). Minerações romanas de Aljustrel. Comunicações dos Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa. 35:79-92.

Galiza, A.C., & Toscano, D. (1993). Implementação do sublevel stoping na Mina do Moinho. In: Proceedings/Actas, Symposium of the Polymetallic Sulphides of the Iberian Pyrite Belt / Simpósio de Sulfuretos Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérico, Évora, 3-6 Outubro 1993, APIMINERAL-Associação Portuguesa da Indústria Mineral / Comité Empresarial Português de Recursos Minerais da Faixa Piritosa., Évora. 16 p.

- Galiza, A.C.; Ramos, L.; Fonseca, L.; Teixeira, J., & Chaminé, H.I. (2011). O papel da geotecnia mineira na otimização do desmonte de maciços rochosos fraturados. *Boletim de Minas, DGEG, Lisboa*, 46(2): 103-120.
- Gomes L., Galiza A.C. & Vieira A. (2008). *Manual de Desmonte de Maciços Rochosos I*. ISEP, Porto. (Policopiado).
- Gomes L., Galiza A.C. & Vieira A. (2008). *Manual de Escavações Subterrâneas (i & II)*. 2 volumes. ISEP, Porto. (Policopiado).
- González de Vallejo L.I., Ferrer M. (2011). *Geological engineering*. CRC Press, Taylor - Francis group, 725 p.
- Grimstad, E. and Barton, N. (1993). Updating of the Q-System for NMT. *Proceedings of the International Symposium on Sprayed Concrete, Fagernes, 22-26 October 1993*, 46-66.
- Gustafson, G. (2012). *Hydrogeology for rock engineers*. BeFo & ISRM Edition, Stockholm
- Heinö, M. (1999). *Rock Excavation Handbook*. Sandvik Tamrock Corp.
- Hoek E., 2007. *Practical rock engineering*. RocScience: Hoek's Corner, 342 p. Download em [consultar o capítulo 3]: http://www.rocsience.com/hoek/corner/Practical_Rock_Engineering.pdf / + info: https://www.rocsience.com/education/hoeks_corner
- Hoek, E. (1994). Strength of rock and rock masses. *ISRM News Journal*, 2(2):4-16.
- Hoek, E., & Brown, E. (1980). *Underground excavations in rock*. London: Institution of Mining and Metallurgy.
- Hoek, E., Carter, T.G., & Diederichs, M.S. (2013). Quantification of the geological strength index chart. In: *Proceedings of the Geomechanics Symposium, 47th US Rock Mechanics, San Francisco, CA, ARMA13-672*, p.1-8.
- Hoek, E., Kaiser, P.K. & Bawden, W.F. (2000). *Support of underground in hard rock mines*. CRC Press, London. <https://doi.org/10.1201/b16978>
- Hoek, E., Marinos, P., & Benissi, M. (1998). Applicability of the Geological Strength Index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses: the case of the Athens Schist Formation. *Bulletin of Engineering Geology and Environment*, 57(2):151-160.
- Hudson, J., & Harrison, J. (2000). *Engineering Rock Mechanics: An Introduction to the Principles*. London: Elsevier Science Ltd.
- Hustrulid, W.A., Bullock, R.L. (2001). *Underground Mining Methods – Engineering Fundamentals and International Case Studies*, Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc., Colorado, USA.
- Inverno, C., Díez-Montes A., Rosa C., García-Crespo J., & Matos J. et al. (2015). Introduction and geological setting of the Iberian Pyrite Belt. In: Weihed, P. (eds) *3D, 4D and Predictive Modelling of Major Mineral Belts in Europe*. Mineral Resource Reviews. Springer, Cham. pp 191–208. https://doi.org/10.1007/978-3-319-17428-0_9
- ISRM – International Society for Rock Mechanics (1978). Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts*, 15(6): 319-368.
- ISRM – International Society for Rock Mechanics (1981). Basic geotechnical description of rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts*, 18: 85-110.
- LNEG (2019). Recursos Minerais. In: <https://www.lneg.pt/area/geologia-e-recursos-geologicos/recursos-geologicos/recursos-minerais/>
- LNEG (2020). Folha Sul da Carta Geológica de Portugal, escala 1:200 000. LNEG, Lisboa In: <https://geoportal.lneg.pt/pt/>.
- López Jimeno, C. (2003). *Manual de túneles y obras subterráneas*. ETSIM, Universidad Politécnica de Madrid, Madrid.

- Mata, L.E. (2019). Análise de estabilidade de desmontes primários: Caso do jazigo de Feitais. Instituto Superior Técnico da Universidade de Lisboa, Lisboa. (Dissertação de Mestrado). <https://fenix.tecnico.ulisboa.pt/cursos/megm/dissertacao/1128253548921787>
- Matos, J.X.; Martins, L.P.; Oliveira, J.T.; Pereira, Z.; Batista, M.J.; Quental, L. (2006). Rota da pirite no sector português da Faixa Piritosa Ibérica, desafios para um desenvolvimento sustentado do turismo geológico e mineiro. Laboratório Nacional de Geologia e Energia - LNEG. in: *Rutas Minerales en Iberoamérica*.
- Município de Aljustrel (2025). Faixa Piritosa Ibérica - Enquadramento geológico. In: <https://www.mun-aljustrel.pt/> (consultado em 27 de Março de 2025).
- Município de Aljustrel (2025). História da Mineração. In: <https://www.mun-aljustrel.pt/> (consultado em 26 de Março de 2025).
- Município de Aljustrel (2025). Paisagem e Povoamento. In: <https://www.mun-aljustrel.pt/> (consultado em 26 de Março de 2025).
- Nascimento, I.C. (2020). Optimização do avanço de frentes (ou galerias) em desmontes subterrâneos. Instituto Superior Técnico da Universidade de Lisboa, Lisboa. (Dissertação de Mestrado).
- NGI [Norwegian Geotechnical Institute] (2025). Using the Q-system: Rock mass classification and support design. Revised and new edition 2025. NGI handbook, Oslo.
- Oliveira, J.T., & Oliveira, V. (1996). Síntese da geologia da Faixa Piritosa, em Portugal, e das principais mineralizações associadas. In: Rego, M. (coord.), *Mineração no Baixo Alentejo*. Castro Verde: Câmara Municipal, pp. 8-27.
- Oliveira, J.T., Quesada, C., Pereira, Z., Matos, J.X., Solá, A.R., Rosa, D., Albardeiro, L., Díez-Montes, A., Morais, I., Inverno, C., Rosa, C., & Relvas, J. (2019). South Portuguese Terrane: a continental affinity exotic unit. In: Quesada, C., Oliveira, J. T. (Eds.), *The Geology of Iberia: A Geodynamic Approach*, *Regional Geology Reviews*, 173-206. https://doi.org/10.1007/978-3-030-10519-8_6
- Oliveira, J.T., Relvas, J.M., Pereira, Z., Matos, J.X., Rosa, C.J., Rosa, D., Munhá, J.M., Jorge, R.C.G.S. & Pinto, A.M. (2006). O Complexo vulcano-sedimentar da Faixa Piritosa: estratigrafia, vulcanismo, mineralizações associadas e evolução tectono-estratigráfica no contexto da zona Sul-Portuguesa. In: Dias R., Araújo A., Terrinha P., Kulberg J.C. (eds.), *Geologia de Portugal no contexto da Ibéria*, Universidade de Évora, Évora, p. 207-244.
- Palmström A. (2005). Measurements of and correlations between block size and rock quality designation (RQD). *Tunnels and Underground Space Technology*, 20: 326-377.
- Pirites Alentejanas, S.A. (2007). Plano de lavra. Pirites Alentejanas, S.A. (Relatório Confidencial).
- Pita, L. (2001). A presença romana no Concelho de Aljustrel. In *Vipasca, Aljustrel*. 10:9-26.
- PORDATA (2023). População Residente por Sexo e Grupo Etário.
- Priest, S.D. (1993). *Discontinuity analysis for rock engineering*. Springer Science & Business Media London: Chapman & Hall.
- Priest, S.D. (2004). Determination of discontinuity size distributions from scanline data. *Rock Mechanics & Rock Engineering*, 37(5): 347-368
- Priest, S.D., & Hudson, J.A. (1976). Discontinuity spacings in rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 13(5): 135-148.
- Priest, S.D., & Hudson, J.A. (1981). Estimation of discontinuity spacing and trace length using scanline surveys. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 18: 183-197.
- Ramos, L. (2022). Metodologias interdisciplinares em geotecnia mineira para a qualidade do desmonte de maciços rochosos. Universidade de Coimbra (Tese de Doutoramento). URL: <https://hdl.handle.net/10316/100395>

- Relvas, J.M.R.S., Barriga, F.A.S., Pinto, A. M. M., Ferreira, A., Pacheco, N., Noiva, P., Barriga, G., Baptista, R., Carvalho, D., Oliveira, V., Munhá, J., & Hutchinson (2002). The Neves-Corvo Deposit, Iberian Pyrite Belt, Portugal: Impacts and Future. In: 25 Years after the Discovery. Society of Economic Geologists, Sp., 9: 155-177. <https://doi.org/10.5382/SP.09.08>
- Relvas, J.M.R.S., Barriga, F.J.A.S., Ferreira, A., Noiva, P.C., Pacheco, N. & Barriga, G. (2006). Hydrothermal alteration and mineralization in the Neves-Corvo volcanic-hosted massive sulfide deposit, Portugal: I. geology, mineralogy, and geochemistry. *Economic Geology*, 101(4):753-790. <https://doi.org/10.2113/gsecongeo.101.4.753>
- Ribeiro, A., Munhá, J., Dias, R., Mateus, A., Pereira, E., Ribeiro, L., Fonseca, P., Araújo, A., Oliveira, J.T., Romão, J., Chaminé, H.I., Coke, C., & Pedro, J. (2007). Geodynamic evolution of the SW Europe Variscides. *Tectonics*, 26(6):TC6009. <http://dx.doi.org/10.1029/2006TC002958>
- Santa, C., Gonçalves, L., & Chaminé, H.I. (2019). Comparative study of GSI chart versions in a heterogeneous rock mass media (Marão tunnel, north Portugal): a reliable index in geotechnical surveys and rock engineering design. *Bull. Eng. Geol. Environ.*, 78:5889-5903. <https://doi.org/10.1007/s10064-019-01481-7>
- Santa, C.; Chaminé, H.I. & Fernandes, I. (2024). Introducing groundwater on GSI: a practical approach based on tunnel rock excavation. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 1435. 012009. [10.1088/1755-1315/1435/1/012009](https://doi.org/10.1088/1755-1315/1435/1/012009).
- Santos, L.M. (2020). Caracterização geoquímica, mineralógica, textural e paragenética da alteração hidrotermal e mineralização na massa de Estação (Aljustrel) e sua comparação com a massa de Feitais. Faculdade de Ciências da Universidade de Lisboa. (Dissertação de Mestrado). URL: <http://hdl.handle.net/10451/45266>
- Scesi L., Gattinoni P. (2009). *Water circulation in rocks*. Springer, Dordrecht.
- Schermerhorn, L. (1971). An outline stratigraphy of the Iberian Pyrite Belt. *Boletín IGME, Madrid*, 82 (3-4):239-268.
- Schermerhorn, L., Zbyzewski, G., & Ferreira, V. (1987). Notícia explicativa da carta geológica 1/50.000, folha 42D, Aljustrel, Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa.
- Schermerhorn, L.J.G., & Stanton, W.I. (1969). Folded overthrusts at Aljustrel (South Portugal). *Geological Magazine*, 106(2):130-141.
- Sebastião, M. (2024). Otimização de Carregamento Subterrâneo tendo em consideração aspetos económicos e ambientais em função da Geologia do maciço de Aljustrel. Relatório de Estágio. Instituto Superior Técnico, Lisboa.
- Silva, G.F.T. (2019). Operações de desenvolvimento em minas subterrâneas – Ferramentas de controlo e gestão para optimização do ciclo mineiro, Dissertação de Mestrado. Instituto Superior Técnico, Lisboa.
- Singh, S.P., & Xavier, P. (2005). Causes, impact and control of overbreak in underground excavations. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 20. 63-71. [10.1016/j.tust.2004.05.004](https://doi.org/10.1016/j.tust.2004.05.004).
- Smith, M., Fernberg, & H., Johansson, P. (2007). *Mining Methods in Underground Mining*, 2ª Ed., Atlas Copco, Sweden.
- Terzaghi, K. (1946). Rock defects and locals on tunnel supports. In: *Rock tunnelling with steel supports*, 1:17-99.

[página propositadamente em branco]

Anexos Digitais (CD-Rom)

Anexo I - Plantas das galerias utilizadas no estudo

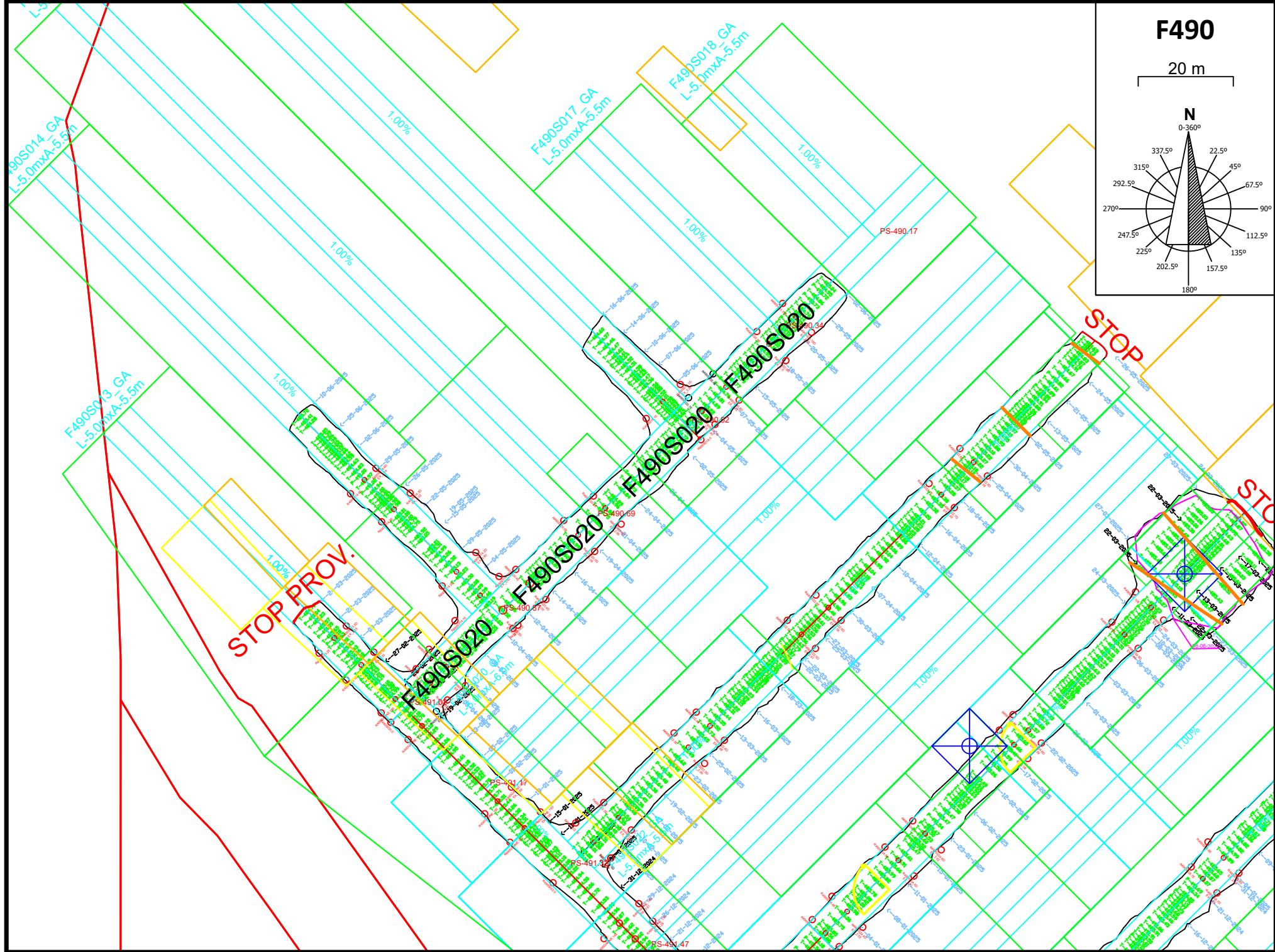
Anexo II - *Checklists* utilizadas nos testes

Anexo III - Esboços de perfuração realizados no *Underground Manager*

Anexo IV - Dados geológico-geotécnicos e geomecânicos recolhidos nas sondagens

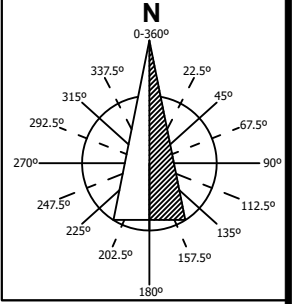
Anexo V - Dados recolhidos durante os testes 1 e 2

[página propositadamente em branco]



F530

20 m



Sondagem FMD25035

STOP
F470S012

STOP
F370GAMNE

F510S024L

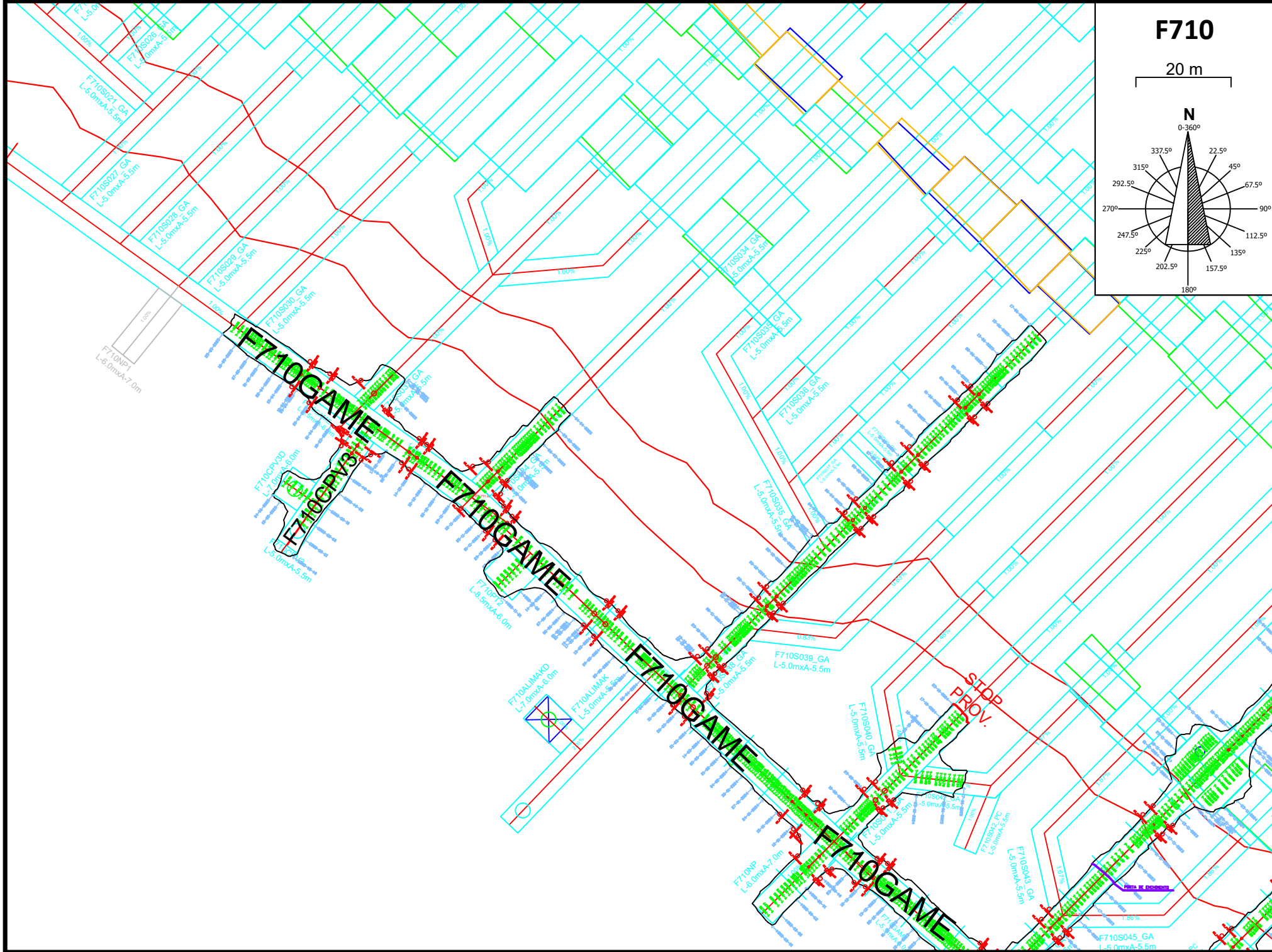
F510S027L

STOP

STOP

STOP

STOP PROV.



Teste de Temporização de Diagrama de Furação STANDARD para galeria de desenvolvimento de 5,5 m altura por 5,0 m largura (Área = 27,5 m²) e 6 m altura por 5,5 m largura (Área = 33 m²)

Frentes a aplicar:

F490S020

F530S018

F710GAME

F530S016

F530S037

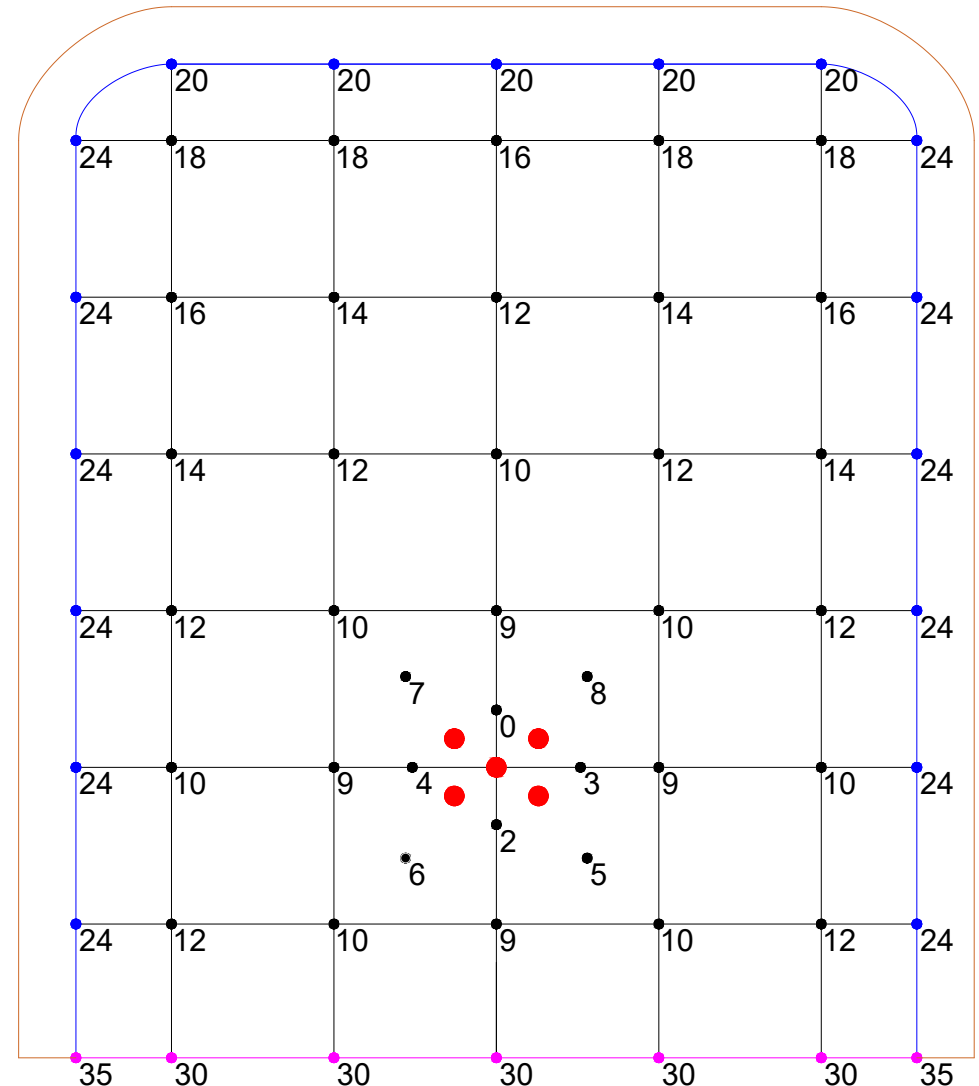
F710CPV3

Recolha de Dados – Carregamento Drift 5 furos largos		
Data:		
Operador (Primeiro e último nome):		
Plataforma de explosivos:		
Frente:		
O furo 3 e 4 foram realizados corretamente? (3 À DIREITA DO EIXO E 4 À ESQUERDA DO EIXO)	Sim	Não

**QUALQUER ALTERAÇÃO REALIZADA NO
CARREGAMENTO POR FAVOR INDIQUE
NO ESBOÇO**

Temporização		
Delay #	Tempo (ms)	Quantidade
LP-0	25	1
LP-200	200	1
LP-300	300	1
LP-400	400	1
LP-500	500	1
LP-600	600	1
LP-700	700	1
LP-800	800	1
LP-900	900	4
LP-1000	1000	6
LP-1200	1200	6
LP-1400	1400	6
LP-1600	1600	4
LP-1800	1800	3
LP-2000	2000	5
LP-2400	2400	12
LP-3000	3000	5
LP-3500	3500	2
Ligadores Bunch		10

Temporização dos ligadores



Frentes a aplicar:

F490S020

F530S018

F710GAME

F530S016

F530S037

F710CPV3

Recolha de Dados – Furação Drift 5 furos largos			
Data:			
Operador (Primeiro e último nome):			
Jumbo:			
Frente:			
A marcação da pega na frente foi feita com:	Multifunções	Cabo Telescópico	Nenhum
A marcação do eixo foi feita com:	Laser e rasantes		Apenas Rasantes
Foi feita a marcação da caldeira? (OBRIGATÓRIO)	Sim		Não
Com quantos braços foi realizada a furação?	Sempre com 2	Sempre com 1	Outro:
Os furos nos ombros foram executados? (NÃO EXECUTAR)	Sim		Não
Os offsets de 30 cm foram executados? (OBRIGATÓRIO)	Sim		Não
Com que inclinação foram realizados os furos?			

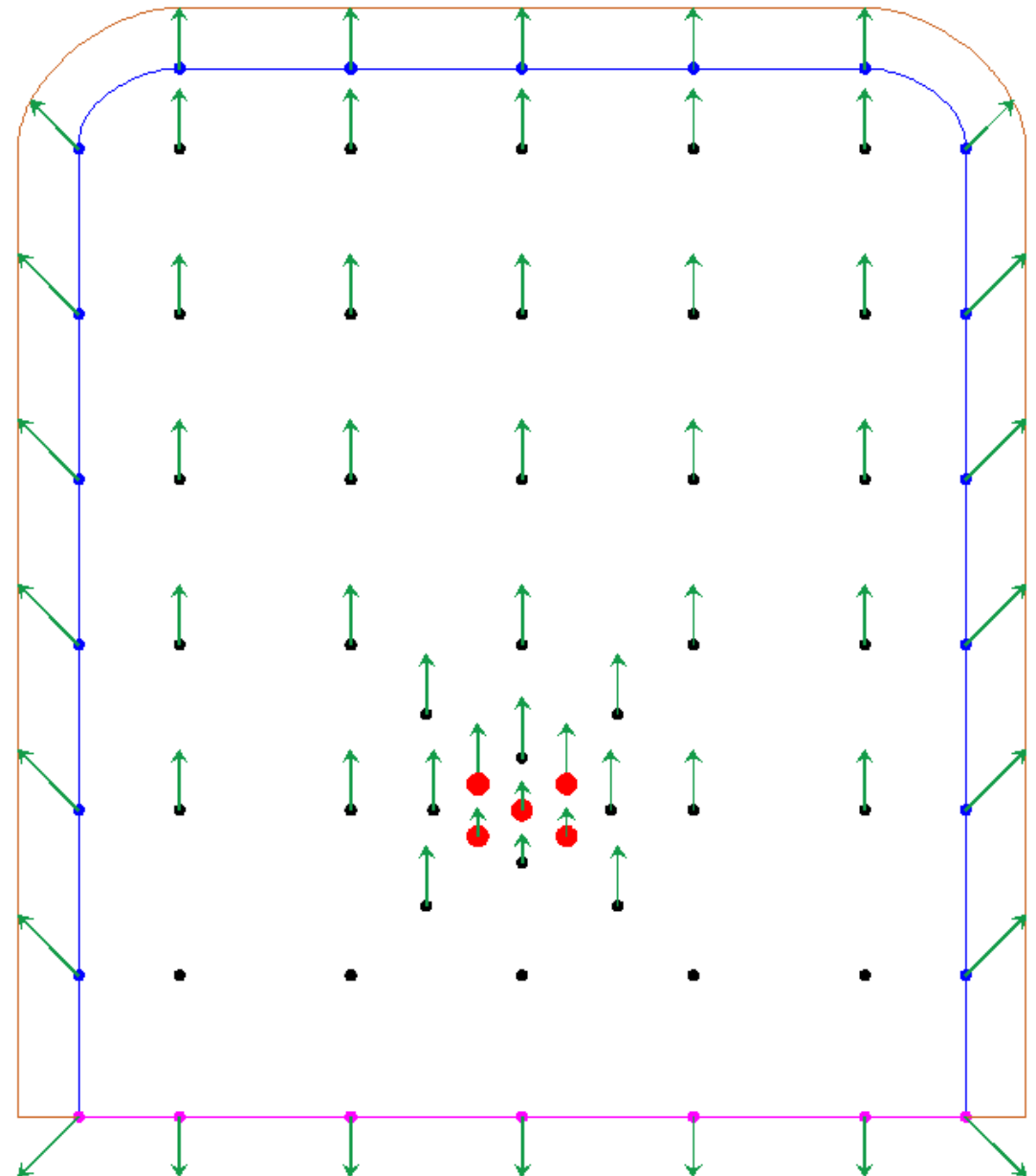
Direção a implementar nos furos durante a furação (VER ESBOÇO):

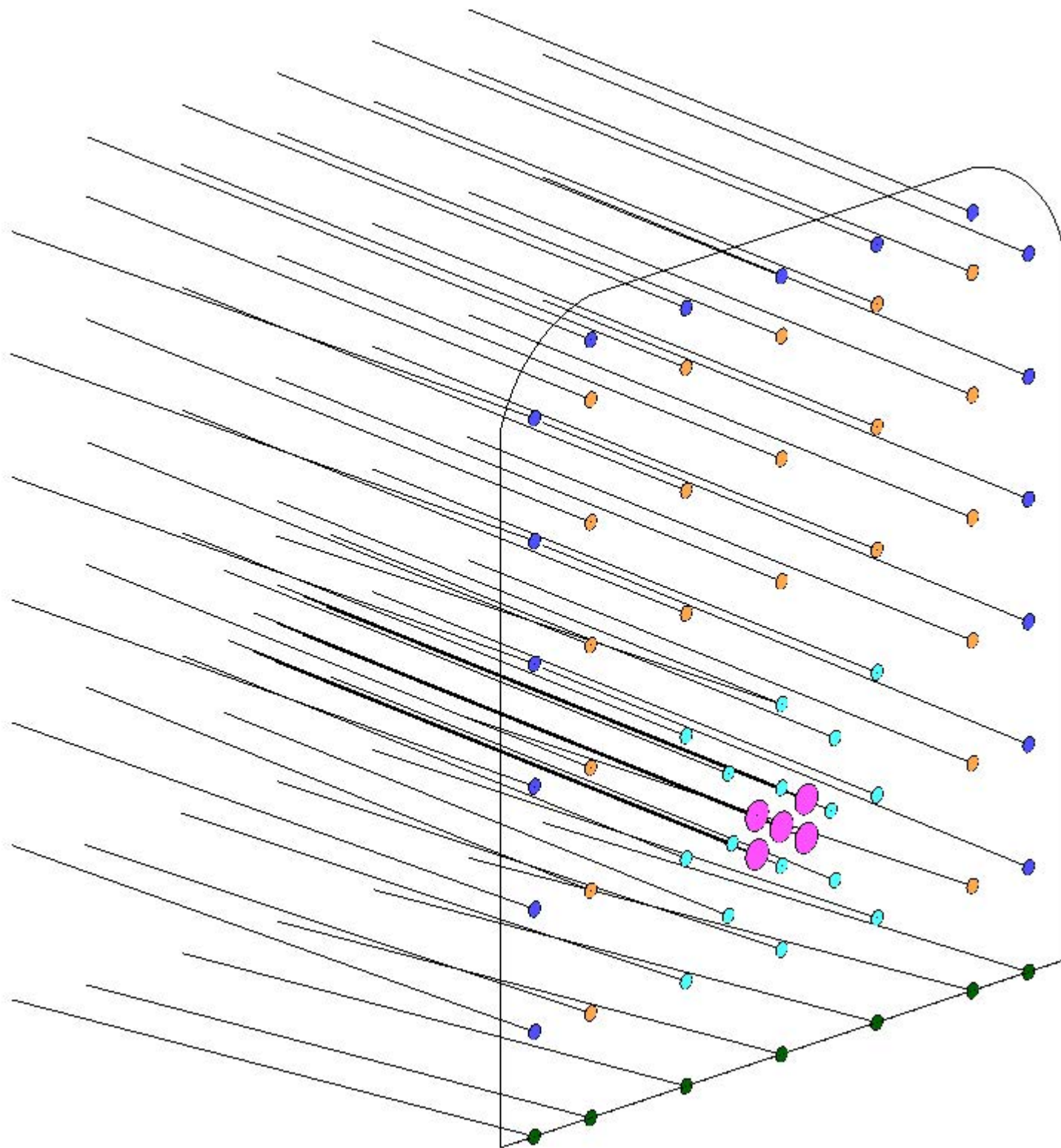
FUROS DA SOLEIRA: DESCENDENTES

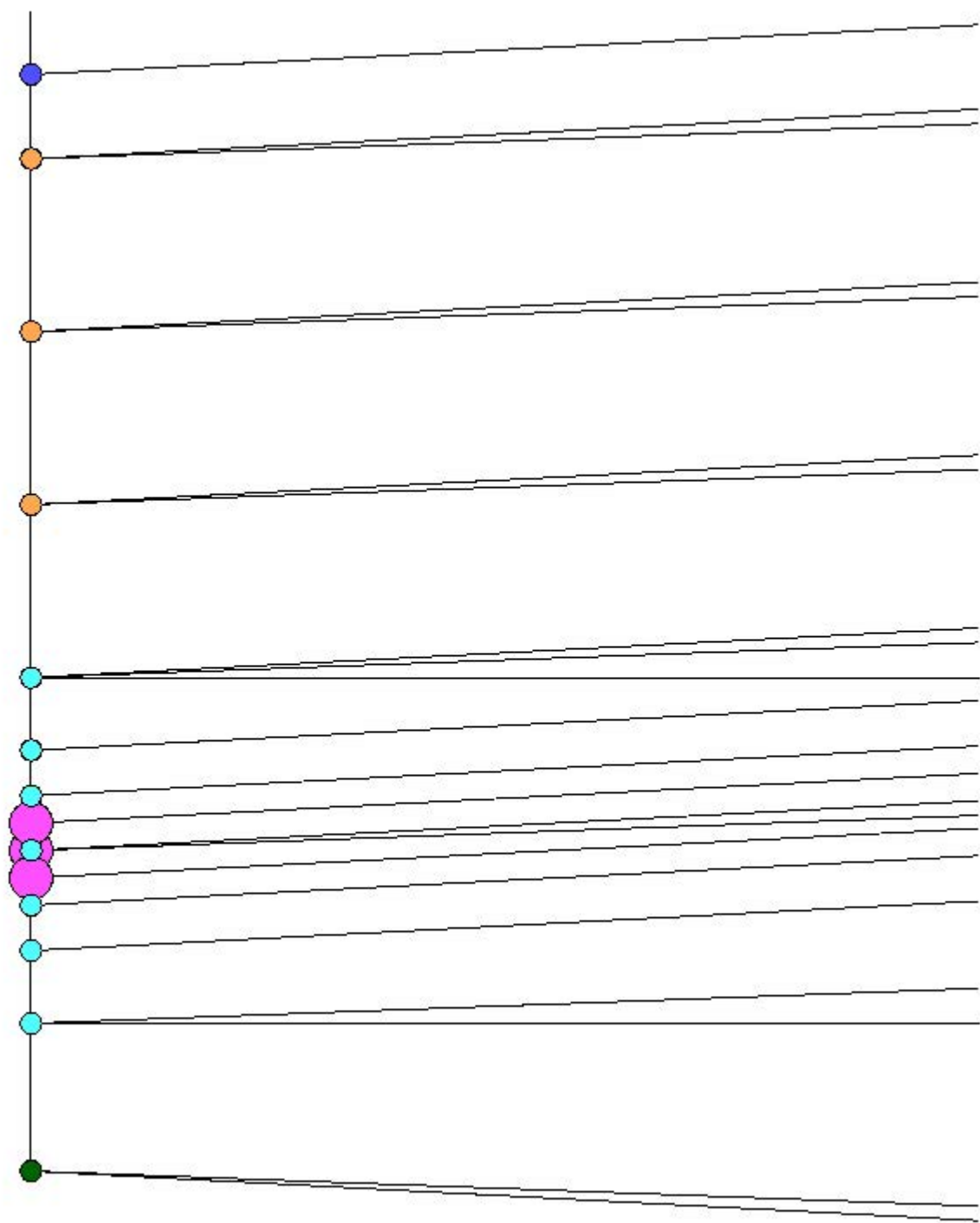
FUROS DA PRÉ-SOLEIRA: HORIZONTAIS

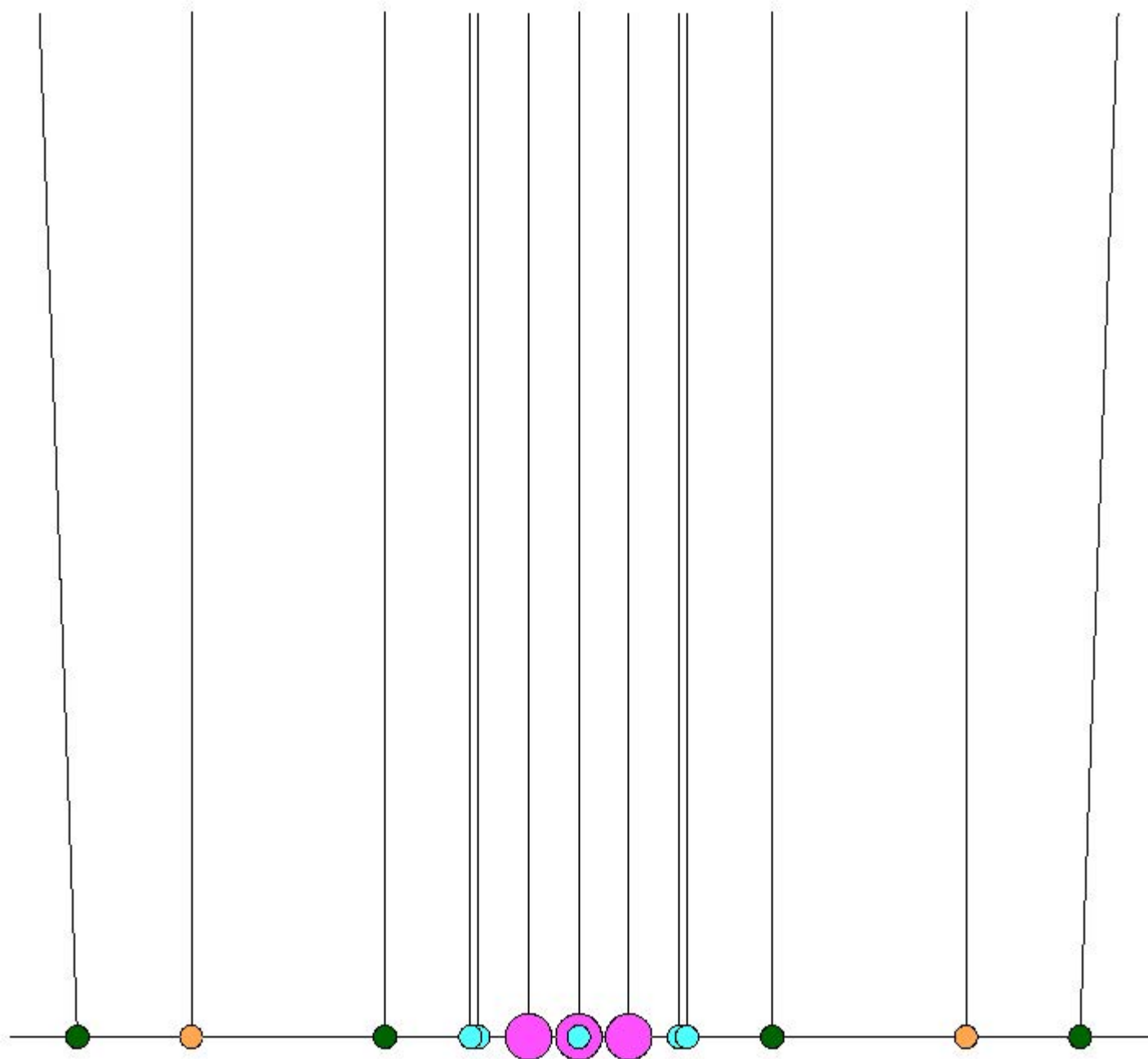
RESTANTES: ASCENDENTES

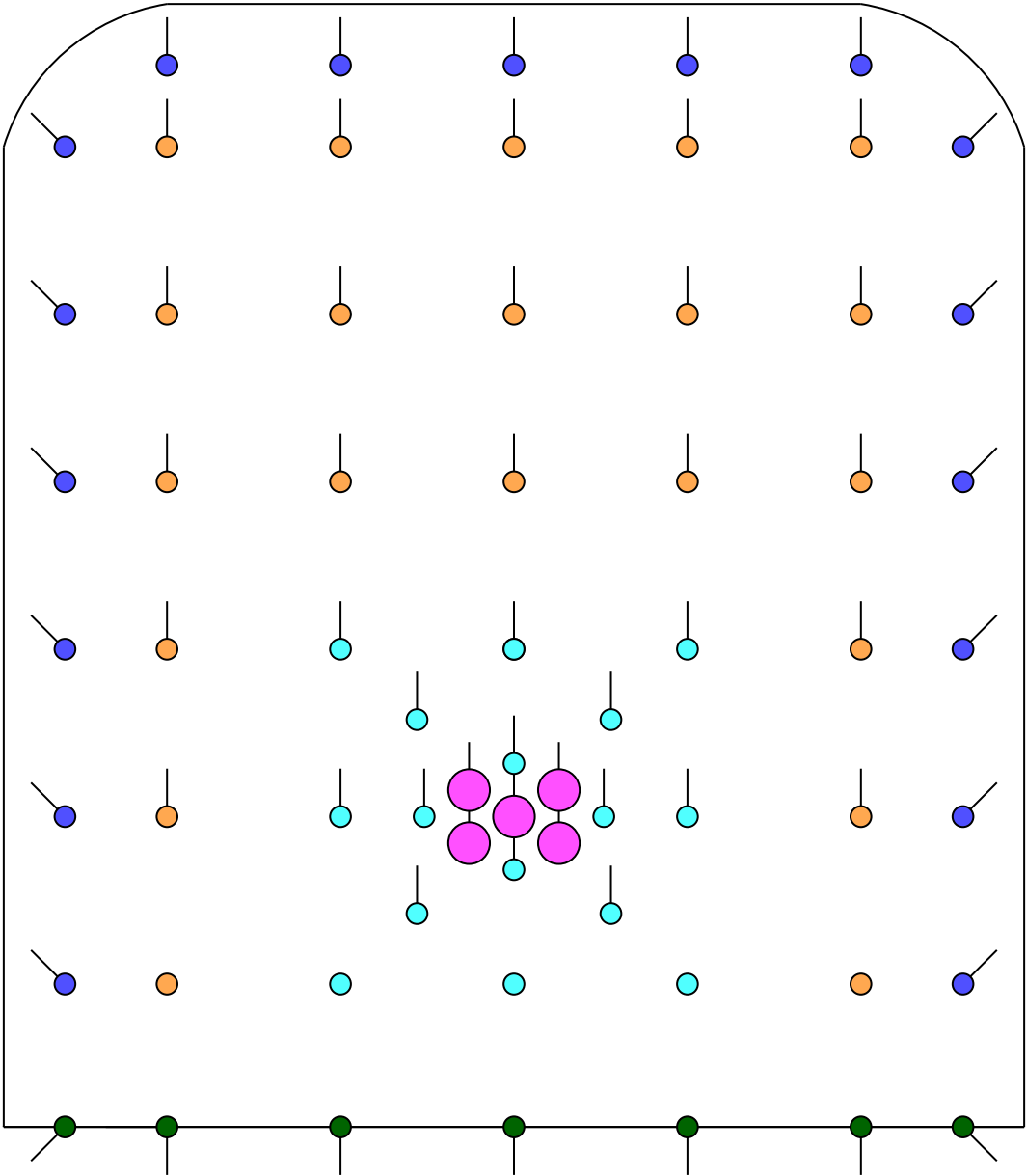
QUALQUER INDICAÇÃO A SER FEITA OU ALTERAÇÃO REALIZADA POR FAVOR INDIQUE NO ESBOÇO.











Drift		F570S037		F490S020					F710CPV3				F530S018			F530S016			F710 GAME		
Sondagens		FM16070	FM16009	FM16035	FM16038	FMD15077	FM15021	FM16066	FM18034	FM24011	FM24015	FM24008	FM16054	FM16045	FM15028	FM16054	FM16045	FM15028	FM16064	FM18030	
Distância à Galeria (m)		=<20		=<20					=<60				=<20			=<20			=<60		
Litologia		STWK		STWK					ESC				STWK			STWK			ESC		
Grau de Alteração (W)		3	2	2	2	2	2	2	2	3	3	3	2	2	2	2	2	2	2	2	
		2-3		2					3				2			2			2		
RQD	%	58	61	69	62	79	85	55	41	27	22	29	54	60	71	54	60	71	66	41	
		60		70					30				62			62			54		
	Competência	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Boa	Boa	Razoável	Fraca	Fraca	Muito Fraca	Fraca	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Fraca	
		Razoável		Razoável					Fraca				Razoável			Razoável			Razoável		
Q'	Valor	5,89	4,54	10,43	13,28	15,73	22,41	11,03	7,55	3,60	3,34	3,41	11,24	9,62	6,61	11,24	9,62	6,61	6,11	8,41	
		5,22		14,58					4,48				9,16			9,16			7,26		
	Competência	Razoável	Razoável	Bom	Bom	Bom	Bom	Bom	Razoável	Mau	Mau	Mau	Bom	Razoável	Razoável	Bom	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	
		Razoável		Bom					Mau				Razoável			Razoável			Razoável		
Q	Valor	1,18	0,91	2,09	2,66	3,14	4,48	2,21	1,38	1,07	0,64	1,50	2,25	1,92	1,34	2,25	1,92	1,34	0,63	1,02	
		1,05		2,92					1,15				1,84			1,84			0,83		
	Competência	Mau	Muito Mau	Mau	Mau	Mau	Razoável	Mau	Mau	Mau	Muito Mau	Mau	Mau	Mau	Mau	Mau	Mau	Mau	Mau	Muito Mau	Mau
		Muito Mau		Mau					Muito Mau				Mau			Mau			Mau		
RMR	Valor	37,49	37,40	48,76	49,38	50,40	51,13	46,32	44,19	43,44	38,43	47,38	41,58	41,85	42,08	41,68	41,85	42,08	53,34	38,57	
		37,45		49,20					43,36				41,84			41,87			45,96		
	Competência	Má	Má	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Má	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Má	
		Razoável		Razoável					Má				Razoável			Razoável			Razoável		
GSI	Valor	42,49	36,74	43,76	44,38	45,40	48,19	55,90	39,19	38,44	33,43	42,38	41,44	43,24	39,62	41,44	43,24	39,62	48,34	33,57	
		39,62		47,53					38,36				41,43			41,43			40,96		
	Competência	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Bom	Razoável	Razoável	Fraco	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Razoável	Fraco	
		Razoável		Razoável					Fraco				Razoável			Razoável			Razoável		
Qualidade do Maciço		Fraco a Razoável		Razoável					Fraco				Razoável			Razoável			Razoável		

Tipo	Drift	Litologia	Furação					Disparo	Avanço (m)	Rendimento (%)	Volume Total (m³)	Volume Teórico (m³)	Volume Sobreescavado (m³)	Sobreescavação (%)
			Dia	Jumbo	Marcação da Pega	Marcação do Eixo	Qtd braços utilizados	Dia						
Transversal	F530S037	STWK	02/05	JA005	Multifunções	Laser e rasantes	Sempre 2	02/05	4,49	100%	136,16	122,44	13,72	11%
Transversal	F490S020	STWK	17/04	JA003				18/04	4,25	94%	139,98	129,80	10,18	8%
Transversal	F490S020	STWK	19/04	JA002				20/04	3,92	87%	114,46	115,94	-1,48	-1%
Transversal	F490S020	STWK	22/04	JA001				23/04	4,13	92%	120,80	125,93	-5,13	-4%
Transversal	F490S020	STWK	24/04	JA002	Multifunções	Apenas rasantes	Sempre 2	25/04	4,16	92%	114,69	124,55	-9,86	-8%
Transversal	F490S020	STWK	30/04	JA003				01/05	4,71	105%	138,80	140,92	-2,12	-2%
Transversal	F490S020	STWK	05/05	JA001	Multifunções	Apenas rasantes	Sempre 2	06/05	4,39	98%	122,14	128,94	-6,80	-5%
Transversal	F710CPV3	ESC	21/04	JA005				21/04	4,41	98%	114,38	114,08	0,30	0%
Longitudinal	F530S016	STWK	17/04	JA002				18/04	3,30	73%	117,19	84,41	32,79	39%
Longitudinal	F530S016	STWK	21/04	JA002				22/04	3,08	68%	102,56	85,90	16,66	19%
Longitudinal	F530S016	STWK	23/04	JA002	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	24/04	3,22	72%	104,35	88,68	15,68	18%
Longitudinal	F530S016	STWK	25/04	JA003				25/04	3,30	73%	115,95	94,52	21,43	23%
Longitudinal	F530S016	STWK	29/04	JA003	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	01/05	3,58	80%	111,55	90,17	21,38	24%
Longitudinal	F530S016	STWK	02/05	JA001	Multifunções	Apenas rasantes	Sempre 2	03/05	3,72	83%	122,47	105,25	17,22	16%
Longitudinal	F530S018	STWK	21/04	JA002				22/04	2,23	50%	75,93	58,90	17,04	29%
Longitudinal	F530S018	STWK	23/04	JA002	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	24/04	3,60	80%	116,01	95,39	20,62	22%
Longitudinal	F530S018	STWK	29/04	JA003	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	01/05	3,30	73%	120,10	97,37	22,73	23%
Longitudinal	F530S018	STWK	02/05	JA005	Multifunções	Apenas rasantes	Sempre 2	03/05	2,48	55%	79,89	64,07	15,82	25%
Longitudinal	F530S018	STWK	04/05	JA003	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	05/05	2,77	62%	94,97	77,32	17,65	23%
Longitudinal	F710GAME	ESC	26/04	JA001				30/04	3,45	77%	129,89	108,28	21,61	20%

Tipo	Drift	Litologia	Furação					Disparo	Avanço	Rendimento (%)	Volume Total (m³)	Volume Teórico (m³)	Volume Sobreescavado (m³)	Sobreescavação (%)
			Dia	Jumbo	Marcação da Pega	Marcação do Eixo	Qtd braços utilizados	Dia						
Transversal	F530S037	STWK	15/05	JA005	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	16/05	3,61	80%	116,47	109,71	6,76	6%
Transversal	F530S037	STWK	21/05	JA005	Nenhum	Apenas rasantes	Sempre 2	22/05	3,45	77%	95,18	92,93	2,25	2%
Transversal	F530S037	STWK	25/05	JA002				26/05	4,42	98%	130,40	122,06	8,34	7%
Transversal	F530S037	STWK	28/05	JA002	Nenhum	Apenas rasantes	Sempre 2	28/05	2,52	56%	77,02	69,18	7,83	11%
Transversal	F490S020	STWK	11/05	JA002				14/05	3,87	86%	109,71	118,45	-8,74	-7%
Transversal	F490S020	STWK	16/05	JA001				17/05	4,30	96%	121,06	124,56	-3,50	-3%
Transversal	F490S020	STWK	18/05	JA003	Multifunções	Apenas rasantes	Sempre 2	19/05	4,29	95%	131,88	138,20	-6,32	-5%
Transversal	F490S020	STWK	25/05	JA002				28/05	4,44	99%	126,65	127,27	-0,62	0%
Transversal	F710CPV3	ESC	08/05	JA005	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	08/05	4,69	104%	148,49	156,15	-7,66	-5%
Longitudinal	F530S016	STWK	08/05	JA002	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	09/05	3,72	83%	118,53	103,87	14,66	14%
Longitudinal	F530S016	STWK	10/05	JA001				11/05	3,64	81%	108,50	98,11	10,39	11%
Longitudinal	F530S016	STWK	13/05	JA002	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	13/05	5,22	116%	182,17	144,93	37,24	26%
Longitudinal	F530S016	STWK	15/05	JA005	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	16/05	4,02	89%	130,83	112,57	18,26	16%
Longitudinal	F530S016	STWK	17/05	JA002	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	19/05	3,63	81%	100,48	97,32	3,16	3%
Longitudinal	F530S016	STWK	21/05	JA005	Multifunções	Apenas rasantes	Sempre 2	23/05	3,65	81%	115,05	102,94	12,11	12%
Longitudinal	F530S016	STWK	24/05	JA001				25/05	3,82	85%	118,23	100,50	17,73	18%
Longitudinal	F530S016	STWK	26/05	JA002	Multifunções	Apenas rasantes	Sempre 2	27/05	3,81	85%	121,55	106,27	15,28	14%
Longitudinal	F530S016	STWK	28/05	JA001	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	30/05	3,98	88%	121,91	109,03	12,88	12%
Longitudinal	F530S016	STWK	01/06	JA003				02/06	3,76	84%	107,86	102,85	5,01	5%
Longitudinal	F530S018	STWK	07/05	JA002	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	08/05	3,43	76%	107,94	98,94	9,00	9%
Longitudinal	F530S018	STWK	09/05	JA001	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	11/05	3,58	80%	103,53	94,00	9,53	10%
Longitudinal	F530S018	STWK	14/05	JA002	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	14/05	3,31	74%	100,56	88,57	11,99	14%
Longitudinal	F530S018	STWK	21/05	JA001	Multifunções	Apenas rasantes	Sempre 2	25/05	3,98	88%	117,89	114,03	3,87	3%
Longitudinal	F530S018	STWK	27/05	JA002				28/05	3,53	78%	101,40	94,52	6,88	7%
Longitudinal	F530S018	STWK	29/05	JA001				31/05	4,08	91%	118,33	113,61	4,71	4%
Longitudinal	F710GAME	ESC	16/05	JA002	Cabo telescópico	Apenas rasantes	Sempre 2	17/05	2,83	63%	114,63	104,79	9,84	9%
Longitudinal	F710GAME	ESC	24/05	JA005				24/05	3,93	87%				

DECLARAÇÃO DE INTEGRIDADE

DECLARAÇÃO DE INTEGRIDADE

Eu, **André Luís Silva da Rocha**, N.º CC: 146137272ZX0,

Declaro ter conduzido e desenvolvido este trabalho académico com integridade e ética. Não plagiei ou apliquei qualquer forma de uso indevido de informações ou falsificação de resultados ao longo do processo que levou à elaboração da dissertação/projeto/estágio.

Declaro ainda que pontualmente recorri a ferramentas de inteligência artificial (IA) — texto, imagem, vídeo ou outro formato — apenas para fins académicos de pesquisa avançada de tópico específico e ainda fiz a devida citação deste recurso sem colocar em causa os direitos de autor ou uso indevido de informações ou falsificação de conteúdos.

Declaro que o trabalho apresentado neste documento é original e de minha autoria, não tendo sido utilizado anteriormente para nenhum outro fim.

Declaro ainda que tenho pleno conhecimento do Código de Conduta Ética do P.PORTO.

André Luís Silva da Rocha

ISEP, Porto, 05 de julho de 2025