

**Optimização do avanço de frentes (ou galerias) em
desmontes subterrâneos**

Inês Costa Nascimento

Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em

Engenharia Geológica e de Minas

Orientador:

Professor Doutor Pedro Alexandre Marques Bernardo

Júri

Presidente: Professora Doutora Maria Matilde Mourão de Oliveira Carvalho Horta
Costa e Silva

Orientador: Professor Doutor Pedro Alexandre Marques Bernardo

Vogal: Professor Doutor Alexandre Júlio Machado Leite

Setembro 2020

Declaração

Declaro que o presente documento é um trabalho original da minha autoria e que cumpre todos os requisitos do Código de Conduta e Boas Práticas da Universidade de Lisboa.

O autor escreve segundo o antigo Acordo Ortográfico.

Resumo

Em par com o ritmo das operações do ciclo mineiro, o avanço por disparo *drift* consiste numa das variáveis com maior importância na avaliação da eficiência das operações de uma mina subterrânea. Bons rendimentos de avanço por disparo permitem uma minimização dos custos da escavação dado que são necessários menos ciclos para atingir a mesma extensão. Com o número de disparos reduzido para a obtenção de determinado comprimento de galeria, o tempo da sua execução também se torna inferior, fazendo com que o minério seja partido de forma mais rápida e mais económica.

A presente dissertação foi realizada a partir dos dados recolhidos na mina de Neves – Corvo, durante um estudo com o objectivo de aumentar o avanço por disparo *drift*. Para tal, ocorreu um processo de recolha de informações e localização de oportunidades de melhoria onde foram acompanhados turnos de produção durante aproximadamente um mês, tendo sido dado ênfase às operações de furação, carregamento e saneamento das galerias *drift* em minério.

Nesta fase inicial, foram identificadas as seguintes oportunidades de melhoria: o aumento do foco no saneamento mecânico das frentes e a mudança do diagrama de fogo, nomeadamente a alteração do número de fiadas bem como o teste de novas caldeiras. Estas três variáveis foram colocadas a teste, tendo sido verificado que o cuidado saneamento do topo da frente e o aumento do número de fiadas no diagrama de fogo contribuíam para melhores avanços por disparo, pelo que foram colocadas em prática para todas as frentes da mina.

Palavras – chave: Ciclo mineiro, avanço por disparo, *drift*, furação, carregamento, saneamento, diagrama de fogo, caldeira.

Abstract

The mining cycle operations rate is as important as the advance by *drift* blast. These variables are the most important in the yield evaluation of the operations in an underground mine. Good advances by blast minimize the excavation costs since the number of cycles to accomplish the same length is lower. With less blasts, the stope execution time is also shortened which allows the ore to be broken in a faster and cheaper way.

The present dissertation was done with data collected in the Neves – Corvo mine with the goal to increase the blast advances on *drift* stopes. For that propose, was started a process to collect information in order to find improvement opportunities on the operations that were being monitored during shifts. So, for about one month, the drilling, charging and scaling operations performed on *drift* stopes were studied in detail.

On the initial stage were identified the following improvement opportunities: increased focus on mechanical scaling and a few modifications in the drilling pattern, such as the change in rows number and the burn cut design. These variables were put to test and it was reached the conclusion that a thorough mechanical scaling and the additional rows in the drilling pattern increased the blast advance, therefore these findings were put into practice all over the mine.

Key-words: Mining cycle, blast advance, *drift*, drilling, charging, scaling, drilling pattern, burn-cut.

Índice

1. Introdução	1
1.1. Estrutura da dissertação.....	2
2. Estado de Arte	3
2.1. Métodos de Desmonte Subterrâneo.....	3
2.1.1. Selecção do Método de Desmonte e Escavabilidade	3
2.1.2. Tipos de Métodos de Desmonte.....	5
2.1.3. Método de desmonte por Corte e Enchimento (<i>Cut & Fill</i>).....	6
2.2. Operações mineiras do ciclo <i>drift</i>	12
2.2.1. Furação	13
2.2.2. Carregamento	15
2.2.3. Disparo.....	18
2.2.4. Remoção.....	19
2.2.5. Saneamento Mecânico.....	19
2.2.6. Sustimento	20
2.2.7. Tempo médio das operações por ciclo <i>drift</i>	22
2.3. Optimização de custos do ciclo mineiro	23
2.3.1. Fragmentação	23
2.3.2. Consumos específicos	24
2.3.3. Avanços por disparo.....	25
2.4. Variáveis a considerar num diagrama de fogo	26
2.4.1. Tipos de caldeiras	27
2.4.2. Alargamento.....	29
2.4.3. Sequência de disparo.....	30
2.4.4. Controlo de dano da rocha remanescente	31
3. Caso de Estudo - Aumento do rendimento dos disparos <i>drift</i> na mina de Neves-Corvo	33
3.1. Apresentação da empresa.....	33
3.2. Caracterização do problema a estudo.....	34
3.3. Parâmetros a estudo	36
3.3.1. Saneamento mecânico	36
3.3.2. Carregamento.....	37
3.3.3. Furação.....	39
3.4. Recolha de Dados	42
4. Discussão de Resultados	46

4.1. Dados Iniciais	46
4.1.1. Variáveis Operacionais	47
4.1.2. Variáveis do Terreno.....	49
4.2. Resultados da Fase 1	52
4.2.1. Saneamento do topo da frente	52
4.2.2. Atacamento em todos os furos com explosivo.....	53
4.3. Resultados da Fase 2 – Aumento de uma fiada no diagrama de fogo	55
4.4. Resultados da Fase 3 – Teste de novas caldeiras	60
5. Conclusões finais.....	65
6. Referências Bibliográficas.....	67
ANEXO I – Dados recolhidos na fase inicial.....	A1
ANEXO II – Dados recolhidos na fase 1.....	A2
ANEXO III – Dados recolhidos na fase 2.....	A3
ANEXO IV – Dados recolhidos na fase 3	A5

Lista de Figuras

Figura 1 - Evolução do preço da tonelada de metal do cobre.	1
Figura 2 - Gráfico de classificação da escavabilidade de maciços rochosos segundo o método de Franklin	4
Figura 3 - Métodos de desmonte considerados para a exploração em subterrâneo, consoante o tipo de suporte considerado.....	5
Figura 4 - Infraestruturas essenciais à aplicação do método de desmonte por corte e aterro.	6
Figura 5 - Ramificações do método por corte e aterro (Cut & Fill) na mina de Neves-Corvo.....	7
Figura 6 - Esquema representativo do método de desmonte por Drift & Fill na mina de Neves-Corvo..	8
Figura 7 - Sequência de desmonte descendente com utilização do enchimento com percentagens de cimento distintas.	9
Figura 8 - Esquema da abertura inicial de uma bancada.	9
Figura 9 - Esquema representativo do método de desmonte por Bench & Fill.....	10
Figura 10 - Esquema representativo do método de desmonte por Mini Bench & Fill.	10
Figura 11 - Sequências nos desmontes primários e secundários em OBF.....	11
Figura 12 - Esquema representativo da exploração de um desmonte por OBF.....	11
Figura 13 - Operações unitárias e auxiliares do ciclo drift.....	12
Figura 14 - Principais parâmetros da furação roto-percussiva	13
Figura 15 - Modelo representativo da acção do botão do bit na rocha.....	14
Figura 16 - Carregamento mecanizado de uma frente.....	16
Figura 17 - Etapas da detonação de um furo carregado com explosivo.	18
Figura 18 - Esquema da estrutura de um parafuso swellex, antes e depois da expansão pela pressão de água.	21
Figura 19 - Esquema da aplicação dos parafusos de aço com os respectivos cartuchos de resina	21
Figura 20 - Representação percentual do tempo de cada operação no ciclo drift.....	22
Figura 21 - Minimização dos custos das operações unitárias para a dimensão óptima da rocha fragmentada.....	23
Figura 22 - Variáveis para a optimização do avanço por disparo.....	25
Figura 23 - Modelo esquematizado de um diagrama de fogo.	27
Figura 24 - Diagramas de fogo: A – Diagrama de furos paralelos; B – Diagrama em “V”; C – Diagrama em leque.	28

Figura 25 e Figura 26 - Geometria típica de caldeira com 1 ou 2 furos largos, respectivamente.	28
Figura 27 - Correlação entre o rendimento do disparo e o comprimento de furação, consoante o diâmetro dos furos largos da caldeira.	29
Figura 28 - Relação entre a secção da galeria e a carga e furação específica do disparo.	30
Figura 29 - Sequência de um disparo drift por ordem numérica.....	30
Figura 30 - Evolução da secção da área desmontada durante o disparo de cada furo.....	31
Figura 31 - Malha de furação, onde a amarelo estão identificados os furos carregados e a laranja os furos vazios.....	31
Figura 32 - Zona de influência da detonação de cada furo.	32
Figura 33 - Enquadramento geológico da Mina de Neves-Corvo na Faixa Piritosa Ibérica.....	33
Figura 34 - Localização dos jazigos conhecidos de Neves Corvo.....	34
Figura 35 - Esquema representativo de um ciclo de disparo em drift.....	35
Figura 36 - Saneamento do topo de uma frente onde se verifica a remoção do material fracturado. ...	36
Figura 37 - Gráfico com a percentagem de frentes saneadas mecanicamente por mês e o avanço por disparo desde o início de 2016 até à data do começo do estudo.	37
Figura 38 - Esquema da forma de carregamento dos furos de contorno (A) e de produção (B).	38
Figura 39 - Aplicação de argila num furo com explosivo.	39
Figura 40 - Diagramas de fogo utilizados no início do estudo - situação A e B, por ordem. Secção da galeria: 5x5m.....	40
Figura 41 - Diagramas de fogo utilizados durante o teste de aumento da quantidade de explosivo por disparo - situação C e D, por ordem. Secção da galeria: 5x5m.	40
Figura 42 - Esquema representativo da caldeira de dois furos largos (a cinzento) a 102 mm com as respectivas distâncias entre os furos.	41
Figura 43 - Esquemas representativos das caldeiras a teste: 3 furos largos a 102 mm (a amarelo); 2 furos largos a 127 mm (a azul); 3 furos largos a 127 mm (a verde).....	41
Figura 44 - Descrição das variáveis consideradas por disparo em todos os estudos.	43
Figura 45 - Recolha das medições entre os offsets implantados e a frente de trabalho.	43
Figura 46 - Exemplo de um dos offsets implantados nas galerias.	43
Figura 47 - Esquema representativo dos testes executados nas diferentes fases do estudo.	44
Figura 48 - Sequência de um ciclo de disparo com as variáveis a recolher para a respectiva tarefa. Identificação da melhor altura para ser calculada a distância entre a frente de trabalho e os offsets.....	45

Figura 49 - Gráfico representativo da média de avanços por disparos em diferentes tipos de frente. .50	50
Figura 50 - Comparação das percentagens de arranque entre os resultados encontrados na fase inicial e aquando foi aplicado atacamento em todos os furos com explosivo, segundo o tipo de rocha da frente.54	54
Figura 51 - Carga específica teórica para a secção de 25 m ² utilizada na mina de Neves-Corvo. É comparado a um diâmetro de furação de 50 mm, quase similar ao utilizado na Somincor (51 mm).....56	56
Figura 52 - Comparação das percentagens de arranque entre os resultados encontrados na fase inicial e aquando foi adicionada uma fiada ao diagrama de fogo.....58	58
Figura 53 - LS395B065: Verificação da estabilidade da rocha remanescente, onde são visíveis as marcas das canas de contorno nos hasteais e no tecto.58	58
Figura 54 - C6602B03: Verificação da estabilidade da rocha remanescente, onde são visíveis as marcas das canas de contorno nos hasteais e no tecto.59	59
Figura 55 - Avaliação da granulometria do material originado pelo disparo com mais uma fiada nas frentes LS395B065 (à esquerda) e C6602B03 (à direita).59	59
Figura 56 - Diagrama da caldeira em teste de três furos largos de 102 mm.60	60
Figura 57 - Diagrama da caldeira em teste de dois furos largos de 127 mm.62	62
Figura 58 - Diagrama da caldeira em teste de três furos largos de 127 mm.63	63
Figura 59 - Comparação das percentagens de arranque entre os resultados encontrados na fase 2 e aquando a caldeira foi alterada.64	64

Lista de Tabelas

Tabela 1 - Lista das frentes seleccionadas para a realização dos estudos.....	42
Tabela 2 - Avanços médios ponderados e percentagens de arranque da recolha inicial de dados.....	46
Tabela 3 - Variação dos avanços por disparo atingidos consoante o comprimento de furação.....	47
Tabela 4 - Variação dos avanços por disparo atingidos consoante a qualidade do saneamento.....	48
Tabela 5 - Percentagens de arranque consoante o número de furos em que é aplicado atacamento.....	48
Tabela 6 - Avanços por disparo atingidos consoante o tipo de rocha encontrado na frente.....	49
Tabela 7 – Resultados do avanço quando se relaciona o tipo de rocha da frente e a qualidade do saneamento aplicado na mesma.....	50
Tabela 8 - Avanços por disparo atingidos consoante a fracturação existente no terreno.....	51
Tabela 9 - Relação entre a fracturação da frente e a qualidade do saneamento aplicado na mesma.....	51
Tabela 10 - Variação dos avanços por disparo atingidos consoante a existência de falhas na frente.....	52
Tabela 11 - Média ponderada dos avanços realizados durante o saneamento do topo das frentes após disparo.....	53
Tabela 12 - Avanços realizados com atacamento em todos os furos carregados com explosivo.....	54
Tabela 13 - Cálculo da carga específica consoante o número de furos de cada diagrama.....	55
Tabela 14 - Aumento percentual da carga específica para os testes de aumento de uma fiada.....	56
Tabela 15 - Média dos avanços realizados quando aumentada uma fiada ao diagrama de fogo nos terrenos duros, passando de 8x8 para 9x8.....	56
Tabela 16 - Média dos avanços realizados quando aumentada uma fiada ao diagrama de fogo nos terrenos brandos, passando de 8x7 para 8x8.....	57
Tabela 17 - Média dos avanços realizados quando utilizada caldeira com 3 furos largos de 102 mm.....	61
Tabela 18 - Média dos avanços realizados quando utilizada caldeira com 2 furos largos de 127 mm.....	62
Tabela 19 - Tempos da furação de alargamento dos furos vazios a 102 e 127 mm de diâmetro.....	62
Tabela 20 - Média dos avanços realizados quando utilizada caldeira com 3 furos largos de 127 mm.....	64
Tabela 21 - Dados iniciais para estudo das oportunidades de melhoria.....	A1
Tabela 22 - Estudo do saneamento do topo das frentes.....	A2
Tabela 23 – Estudo da aplicação de atacamento em todos os furos carregados com explosivo.....	A2
Tabela 24 - Estudo do aumento de uma fiada ao diagrama de fogo (9x8) nos terrenos duros.....	A3
Tabela 25 - Estudo do aumento de uma fiada ao diagrama de fogo (8x8) nos terrenos brandos.....	A4
Tabela 26 - Teste à utilização da caldeira com 3 furos largos de 102 mm.....	A5
Tabela 27 - Teste à utilização da caldeira com 2 furos largos de 127 mm.....	A6
Tabela 28 - Teste à utilização da caldeira com 3 furos largos de 127 mm.....	A6

1. Introdução

A exploração mineira desde os tempos mais remotos que detém uma grande influência no desenvolvimento das civilizações. Apesar dos primeiros vestígios mineiros remontarem a 40,000 a 20,000 anos atrás, as grandes civilizações conhecidas na história dos nossos antepassados (tais como os egípcios, gregos e romanos) conseguiram tamanha prosperidade em grande parte devido aos metais que extraíam. Tal riqueza permitiu a construção das primeiras infraestruturas, como estradas e edificações. Mais tarde, na descoberta do “Novo Mundo”, com os minerais importados foi possível financiar todos os avanços conseguidos durante o período Renascentista (Earth Systems, 2019).

Actualmente, a procura por matérias primas minerais mantém uma tendência crescente dada a evolução tecnológica e o contínuo aumento das necessidades do quotidiano. Se nos focarmos no caso do cobre, entre 1991 e 2015, a extracção deste minério duplicou mundialmente - 9,3 a 18,7 milhões de toneladas respectivamente (Calvo et al, 2016). Além do mais, tudo indica para um futuro assente no desenvolvimento do mundo eletrónico, altamente dependente do cobre, bem como o aumento da importância das energias renováveis, cuja recolha apenas é possível através de estruturas compostas por metais (Earth Systems, 2019).

Com esta crescente procura, não é surpresa que os preços associados a estes metais tenham sofrido uma tendência semelhante. Continuando no caso do cobre, o custo por tonelada de metal quase que duplicou, chegando a picos históricos em 2011. São observadas duas quedas significativas: em 2009, que coincide com a grande crise económica sofrida a nível mundial (MacroTrends, 2019), e entre 2013 e 2016, quando se verificou uma estagnação no mercado chinês, o principal consumidor deste metal (The Guardian, 2015).



Figura 1 - Evolução do preço da tonelada de metal do cobre (InfoMine, 2019).

Perante este cenário e dado que os recursos minerais não são renováveis, explorações caracterizadas por minério de altos teores são cada vez mais raras. Desta forma, as minas viraram o seu foco para as reservas que restam, sendo na sua maioria painéis de teores baixos (Calvo et al, 2016). Por esta razão,

é crucial que as tarefas associadas à indústria mineira sejam caracterizadas por uma grande eficiência de modo a tentar colmatar o défice da receita causado pela extracção de minério de teor reduzido.

É então na tentativa de aumentar o rendimento dos ciclos de disparo da Mina de Neves-Corvo, Portugal, que a realização desta tese se enquadra. Por disparo entende-se o ciclo extrativo de furar uma galeria de minério com determinada secção, seguido do seu carregamento e posterior disparo; após paragem para ventilação dos gases criados, proceder-se à remoção do material, saneamento de zonas instáveis e aplicação do sustimento adequado às características do terreno, ficando a galeria novamente pronta a furar.

Para este estudo, foram acompanhadas todas as equipas intervenientes no conjunto de tarefas necessárias para a realização de um ciclo de disparo, de forma a serem assinaladas as possíveis oportunidades de melhoria.

1.1. Estrutura da dissertação

A dissertação encontra-se dividida em cinco capítulos principais, sendo o primeiro a presente introdução na qual é realizado o enquadramento do tema. No próximo capítulo é possível encontrar as bases teóricas que permitem uma contextualização do problema constituinte do corpo desta dissertação e alguns exemplos de estudos já realizados nesta área. O capítulo 3 enuncia com detalhe o problema a estudo bem como as formas encontradas para recolher a informação necessária para a resolução do mesmo. No 4º capítulo são analisados os dados recolhidos bem como mostrados os resultados obtidos em detalhe para cada uma das fases do estudo, dados esses que são totalizados e resumidos no 5º capítulo, o das conclusões finais.

2. Estado de Arte

Minério é definido pela concentração de minerais que podem ser explorados e transformados num produto financeiramente viável consoante as condições económicas existentes. Desta forma, o valor do minério *in situ* é calculado a partir da subtracção do preço do mercado do metal pelos custos de exploração, tratamento e transporte dos concentrados. Uma descida no preço dos metais diminui a margem de lucro de uma mina, embora os custos totais se mantenham constantes, pelo que têm de ser realizados ajustes devido à queda das receitas. Um dos ajustes possíveis é o aumento da eficiência da produção que, por sua vez, pode ser atingida alterando o método de exploração ou introduzindo novas e mais potentes máquinas, para que a mina nunca deixe de ser um gerador de receita (Hustrulid and Bullock, 2001).

Assim, a escolha correcta do método de desmonte é uma das mais críticas e problemáticas actividades a considerar na engenharia mineira, dado que a sua selecção tem por objectivo maximizar o lucro e a recuperação do minério sem descurar as condições de segurança a que os mineiros ficam sujeitos durante os seus trabalhos (Bitarafan, 2004).

2.1. Métodos de Desmonte Subterrâneo

O processo de escolha do método de desmonte mais apropriado é iniciado após a realização de sondagens ao jazigo para que permitam a sua definição e traduzam informação que justifique uma análise mais aprofundada (Hustrulid and Bullock, 2001).

2.1.1. Selecção do Método de Desmonte e Escavabilidade

Todos os depósitos minerais apresentam uma geologia, teor, forma e volume distintos (Hustrulid and Bullock, 2001). O método de desmonte usado em subterrâneo tem de ser, portanto, adaptado às características do maciço rochoso bem como à forma, resistência, estabilidade e dimensão do jazigo (Smith et al, 2007).

Segundo Brady and Brown (2004), as propriedades do jazigo que têm influência na escolha do método de desmonte são as seguintes:

- Configuração geométrica – a dimensão e forma do jazigo estão relacionados com a origem geológica do depósito que, em conjunto, podem influenciar a resposta do maciço rochoso aos trabalhos de exploração;
- Disposição e orientação – propriedades geométricas do jazigo tais como a sua profundidade, inclinação e configuração, ou seja, a sua forma e continuidade na presença de fenómenos de deformação como falhas e dobras;

- **Tamanho** – num jazigo pequeno a necessidade de um método de desmonte bastante selectivo para que exista lucro é superior à verificada em massas de largas e regulares dimensões podem ser desmontadas a partir de métodos de exploração de grandes volumes;

- **Valor e distribuição de valor do jazigo** – o valor do minério e variação de teores ao longo do corpo do jazigo são determinantes na estratégia de exploração da mina e nas práticas operacionais, sendo que os parâmetros críticos são o teor médio e os teores de corte, onde o último é variável com o tempo e condicionado por variações económicas;

- **Ambiente externo** – diferentes métodos de desmonte interagem de forma distinta com o meio ambiente devido às deslocações de terreno induzidas, ao impacto nos aquíferos locais, às alterações na composição química da água e a possíveis alterações na topografia à superfície relacionadas com fenómenos de subsidência;

- **Caracterização geomecânica** – obtida a partir das propriedades geomecânicas dos maciços rochosos tais como a resistência, elasticidade, plasticidade, ductibilidade, sendo igualmente analisada a existência e geometria de falhas, contactos, zonas de cisalhamento entre outras descontinuidades.

A partir do estudo geomecânico do jazigo surge o conceito de escavabilidade que consiste na predisposição que um maciço apresenta para ser desagregado, ou seja, entende-se pela capacidade de resistência da rocha à acção proporcionada pelos métodos de exploração bem como pela fracturação pré-existente. A escavabilidade pode ser avaliada segundo diversos critérios, sendo que um dos mais usados, devido à sua simplicidade e abrangência é o método de Franklin. Este método tem como parâmetros principais o índice de resistência à carga pontual e o espaçamento médio entre fracturas, sendo que podem igualmente ser correlacionáveis com outras grandezas (Bastos, 1998) como pode ser observado na Figura 2.

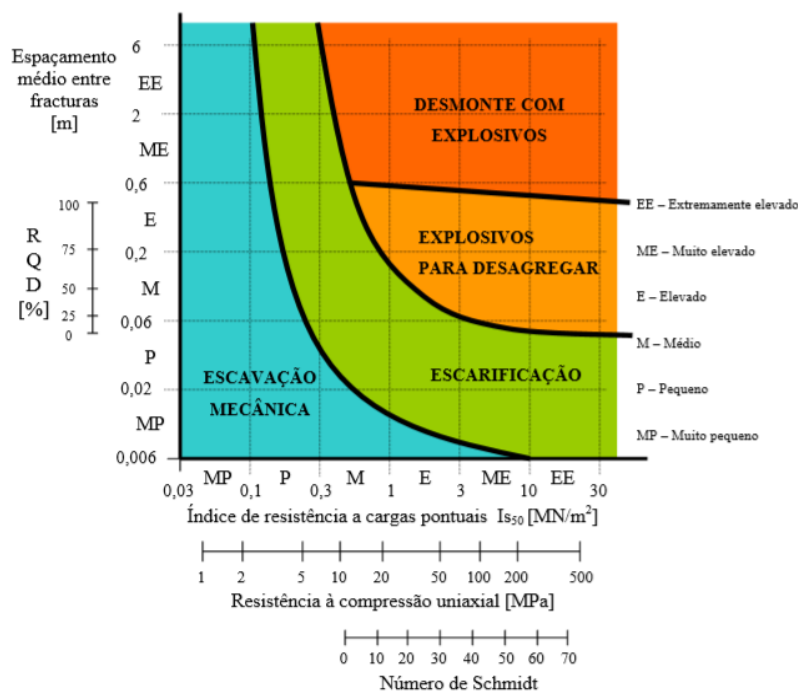


Figura 2 - Gráfico de classificação da escavabilidade de maciços rochosos segundo o método de Franklin (Fernandes, 2014).

A partir deste gráfico é possível distinguir quatro regiões que correspondem a diferentes técnicas de desmonte consoante as características do maciço em questão: a escavação mecânica para os terrenos menos competentes, escarificação para terrenos com uma competência um pouco superior (fracturados e com baixas resistências), a utilização de explosivos para desagregar rocha competente com fracturação pré-existente e, por último, o desmonte de maciços competentes e sem fracturação onde os explosivos considerados possibilitem a fracturação e desagregação da rocha (Fernandes, 2014).

2.1.2. Tipos de Métodos de Desmonte

Um método de desmonte em subterrâneo consiste numa sequência de operações unitárias relacionadas com a produção, que são executadas repetidamente nos blocos em que o jazigo tenha sido dividido aquando a execução do planeamento do desmonte do mesmo. As operações comuns a todos os métodos são a extracção e transporte do minério, enquanto as restantes operações se diferenciam para cada método devido à aplicação de técnicas distintas nas operações unitárias (Brady and Brown, 2004).

O número de métodos de desmonte utilizado na actualidade é reduzido, no entanto, devido às características únicas de cada jazigo, as variações observadas em cada método são numerosas (Hustrulid and Bullock, 2001). Consoante a resposta do maciço rochoso à sua exploração, os métodos de desmonte com maior expressão na indústria podem ser agrupados segundo o tipo de suporte necessário, como se verifica na Figura 3 (Brady and Brown, 2004).

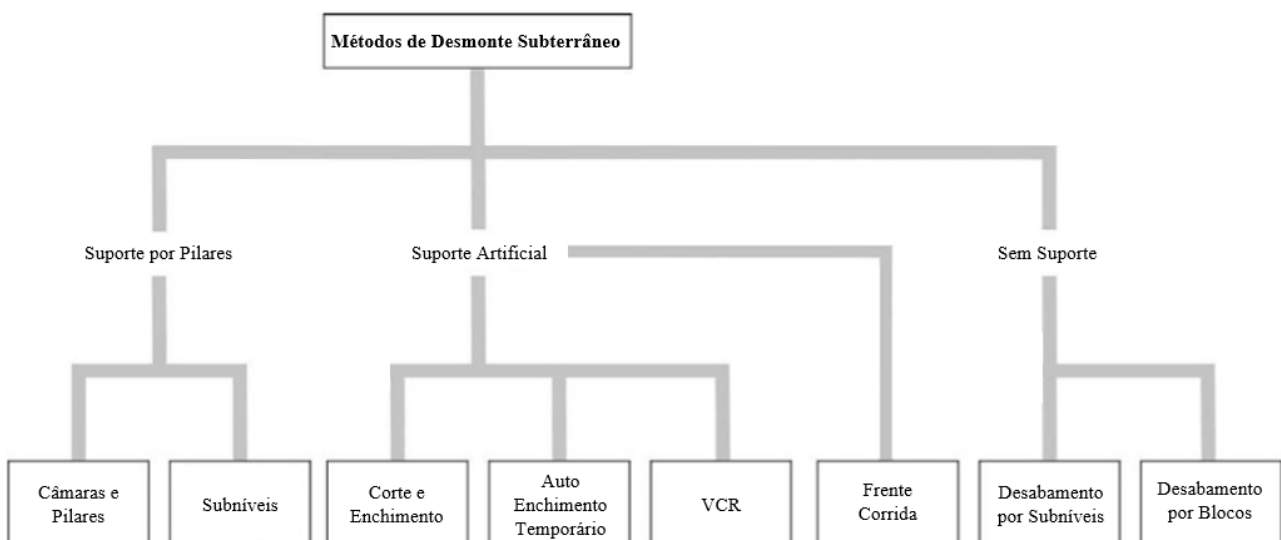


Figura 3 - Métodos de desmonte considerados para a exploração em subterrâneo, consoante o tipo de suporte considerado (adaptado de Brady and Brown, 2004).

Os métodos câmaras e pilares bem como por subníveis não prevêm a aplicação de suportes artificiais na medida em que este é fornecido por pilares para onde as tensões são direccionadas após a abertura

do desmonte. Estes pilares não são retirados pelo que o minério aí contido não é recuperável (Hustrulid and Bullock, 2001).

A utilização de suporte artificial tem por objectivo o controlo da estabilidade do tecto e paredes das galerias bem como de deslocções de terrenos próximos à escavação. O suporte artificial é fornecido por suportes mecânicos, tais como parafusos, cabos ou malha-sol, ou ainda pela aplicação de enchimento nos vazios criados (Brady and Brown, 2004). Poderão também ser considerados pilares artificiais, método posto em prática em algumas minas de África do Sul.

Por fim, nos métodos de exploração em que não é necessário qualquer suporte são delineadas estratégias em que o minério é obtido através de desabamentos induzidos dos tectos das galerias. Como tal, nas minas onde o minério não esteja muito profundo, é comum a subsidência de terrenos à superfície dado que o método pressupõe a movimentação de grandes quantidades de material através acção da força de gravidade (Brady and Brown, 2004).

De seguida é dada uma explicação detalhada do método de desmonte por Corte e Aterro, dado ser o método utilizado na Mina de Neves-Corvo, onde o caso de estudo apresentado no capítulo 3 desta dissertação foi desenvolvido.

2.1.3. Método de desmonte por Corte e Aterro (*Cut & Fill*)

O desmonte dos painéis através do método por corte e aterro implica a criação de infraestruturas previamente (Figura 4). A exploração pode ser iniciada após o desenvolvimento de um nível de rolagem, onde o material desmontado chegue através de chaminés de descarga, da criação de galerias de ventilação, de infraestrutura que conduza o enchimento até aos desmontes e de uma rampa a muro do jazigo a partir da qual sejam criados acessos ao minério (Brady and Brown, 2004).

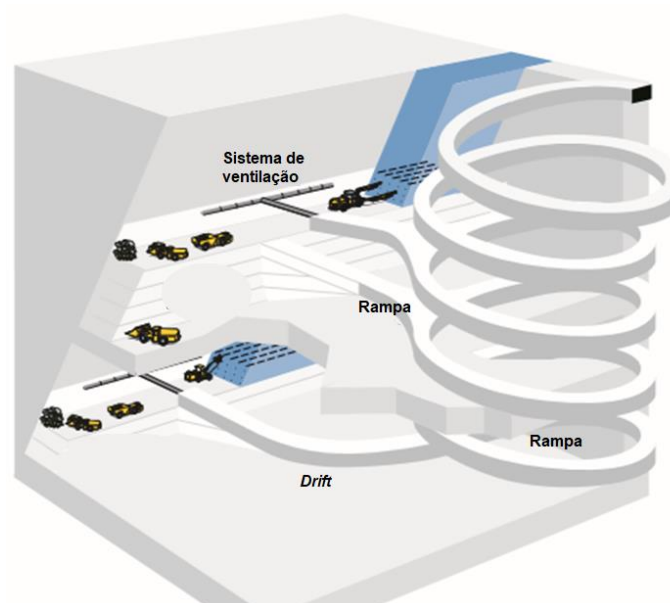


Figura 4 - Infraestruturas essenciais à aplicação do método de desmonte por corte e aterro (adaptado Smith et al, 2007).

O método de desmonte por corte e aterro é bastante versátil pelo que pode ser adaptado à exploração de vários tipos de jazigos. O minério é removido a partir de abertura de galerias horizontais com recurso a explosivos – os chamados *drifts* (Figura 4) – que após exploradas são cheias. Desta forma, torna-se um método de desmonte dispendioso em comparação com outros (Hustrulid and Bullock, 2001). É um método que permite flexibilidade e selectividade nas operações mineiras, pelo que é apropriado à exploração de jazigos de alto teor dado que são obtidas altas recuperações de minério. Mesmo nos casos em que os limites dos jazigos sejam irregulares, é possível uma selecção equilibrada entre a rocha com e sem valor devido a técnicas utilizadas nas operações de furação e carregamento. No entanto, na aplicação deste método pode ser verificada alguma diluição (Brady and Brown, 2004). Por diluição entende-se o impacto negativo da mistura de material sem valor (seja rocha estéril ou enchimento) no minério (Henning e Mitri, 2007). Apesar desta desvantagem, é a utilização de enchimento que permite assegurar a estabilidade e segurança destes desmontes sem que tenha sido deixado nenhum pilar aos primários (Smith et al, 2007).

Este método é ainda caracterizado por ser benéfico a nível ambiental dada a utilização de enchimento (Brady and Brown, 2004). Por um lado, os vazios criados podem ser preenchidos com material estéril, que caso contrário teria de ser armazenado nas escombrelas à superfície. Por outro lado, pode ser considerado o enchimento hidráulico e o enchimento com pasta. O primeiro consiste numa mistura de rejeitados das lavarias, areia, cimento e grandes quantidades de água, pelo que possibilita o preenchimento de pequenas fendas e fissuras deixando os espaços vazios dos desmontes bem preenchidos. O enchimento com pasta possui características semelhantes, porém não é utilizada areia e a percentagem de rejeitados é bastante superior, pelo que se torna numa mistura pastosa menos dispendiosa e com um comportamento menos turbulento que o enchimento hidráulico (Carvalho, 2018).

Dada a versatilidade do desmonte por corte e aterro, foram desenvolvidas várias ramificações na mina de Neves-Corvo (Figura 5) cuja selecção depende da espessura e competência geomecânica que o corpo mineral apresenta.

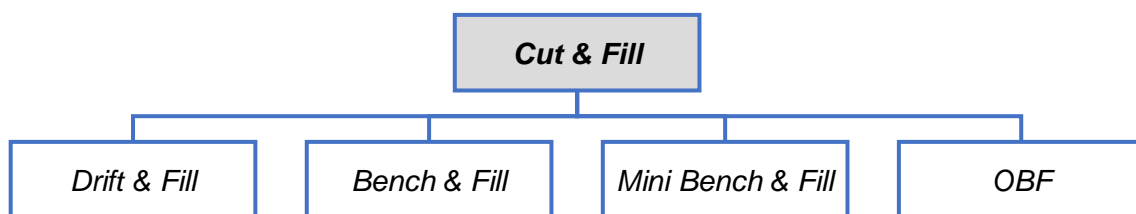


Figura 5 - Ramificações do método por corte e aterro (*Cut & Fill*) na mina de Neves-Corvo.

2.1.3.1. Drift & Fill

Tanto o desenvolvimento dos acessos em estéril como a exploração do minério são conseguidas através de disparos de *drift* – galerias com largura e alturas semelhantes, em que são disparadas consecutivamente secções de profundidade variável consoante os equipamentos considerados (Hustrulid and Bullock, 2001). No método *Drift & Fill*, são realizados disparos consecutivos em minério

até que seja encontrado estéril na frente, ou seja, quando é atingido o tecto do jazigo (Figura 6). A cada disparo é considerada a existência de um ciclo *drift*, sendo que neste ciclo estão incluídas as seguintes operações unitárias: furação, carregamento, remoção, saneamento mecânico e a aplicação de sustimento. Para que o ciclo seja caracterizado por ser o mais curto possível, um correcto planeamento e preparação das operações deverão ser previamente conduzidos (Hustrulid and Bullock, 2001).

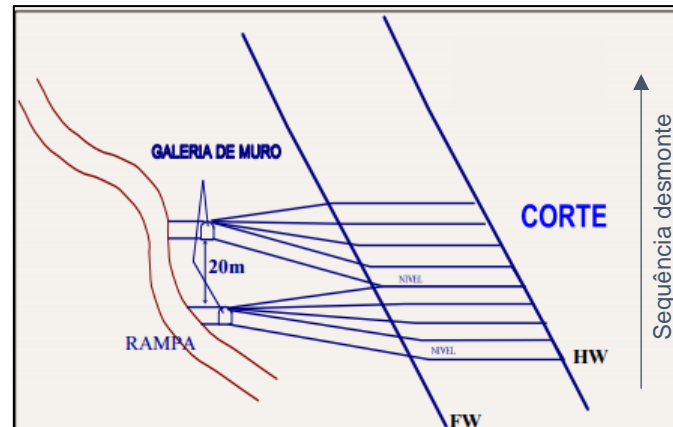


Figura 6 - Esquema representativo do método de desmonte por Drift & Fill na mina de Neves-Corvo (Costa, 2017).

Na mina de Neves-Corvo, este método é considerado quando a espessura do minério encontrado não ultrapassa os 8 metros e as galerias têm uma secção de 25 m² (Wardell Armstrong International Limited, 2007). O minério é então desmontado em fatias sobrejacentes onde, após a primeira estar completamente explorada, é preenchida com enchimento para que se possa passar para o nível superior. Este processo é conseguido a partir do realce do piso, ou seja, o disparo em abatimento do tecto do primeiro acesso para que seja criado uma segunda galeria de acesso ao minério. A partir de determinado ponto da rampa é comum ser criado um acesso ao minério que é, normalmente, três vezes realçado assim que cada nível esteja totalmente explorado. Tal como pode ser observado na Figura 6, esta sequência mantém-se até que o topo do bloco a ser desmontado seja atingido (Hustrulid and Bullock, 2001).

Tipicamente, segundo este método o minério é desmontado no sentido ascendente (em inglês *overhand*), ou seja, primeiro são explorados os pisos inferiores e, quando terminados, a escavação vai consecutivamente passando para níveis superiores. Desta forma, os trabalhos que decorrem nos níveis que sucedem o primeiro ocorrem sempre com o piso em enchimento e com o tecto em rocha. No entanto, quando a resistência da rocha é inferior à do enchimento utilizado, pode ser estudada uma exploração em sentido descendente (em inglês *underhand*). Nessas situações, é comum ser considerada uma maior percentagem de cimento no volume inicial do enchimento para que o tecto da futura galeria se encontre reforçado (Hustrulid and Bullock, 2001), tal como se encontra esquematizado na Figura 7.

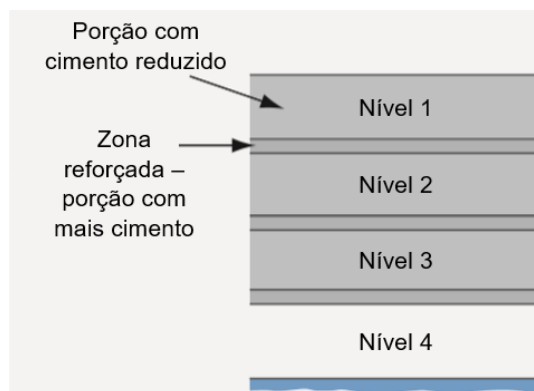


Figura 7 - Sequência de desmonte descendente com utilização do enchimento com percentagens de cimento distintas (adaptado de Smith et al, 2007).

2.1.3.2. Bench & Fill

Se a resistência da rocha encaixante e do próprio minério o permitir, podem ser desmontados simultaneamente dois *drifts*. Como se verifica na Figura 8, quando o desenvolvimento das duas galerias é concluído, é realizada uma *slot* que permite a ligação dos dois níveis cuja função consiste em criar espaço para o disparo de sucessivas fatias verticais dos níveis 2 e 3 – os chamados disparos de bancada. Estes disparos ocorrem através de uma furação vertical, a partir do 4º para o 1º nível, sendo considerada uma furação longa e, normalmente, de diâmetro superior ao utilizado na furação horizontal. O tecto do 4º nível é reforçado com sustimento para garantir a estabilidade do terreno perante a abertura de um vão muito superior ao verificado quando apenas é desmontada uma galeria de secção de 25 m². Após o disparo, o material desmontado é removido no nível um (Hustrulid and Bullock, 2001), sendo que a remoção é conduzida remotamente, ou seja, apenas o equipamento entra dentro do desmonte, sendo que o operador controla o mesmo a partir de uma zona segura fora da bancada (Fernandes, 2014).

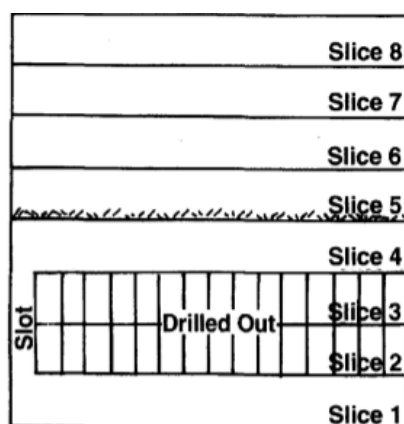


Figura 8 - Esquema da abertura inicial de uma bancada (Hustrulid and Bullock, 2001).

Normalmente, os limites do minério são previamente conhecidos e estudados para que, consoante as características do maciço, seja optimizado o número de *drifts* e acessos necessários para explorar certo volume com determinados requisitos geomecânicos (Bai et al, 2013).

Na mina de Neves-Corvo, o método de desmonte por *Bench & Fill* é considerado quando o minério tem uma espessura superior a 15 metros (Wardell Armstrong International Limited, 2007). São desenvolvidas duas galerias *drift*, uma superior outra inferior, distanciadas 15 metros com uma secção de 5m x 5m, onde será realizada a furação vertical e a remoção da bancada, respectivamente. Quando o avanço horizontal do *drift* superior estiver concluído, é feito um levantamento geotécnico para estimação do reforço do sustimento necessário ao alargamento da galeria para 12 metros, de forma a que seja delineado o formato da bancada. (Fernandes, 2014).

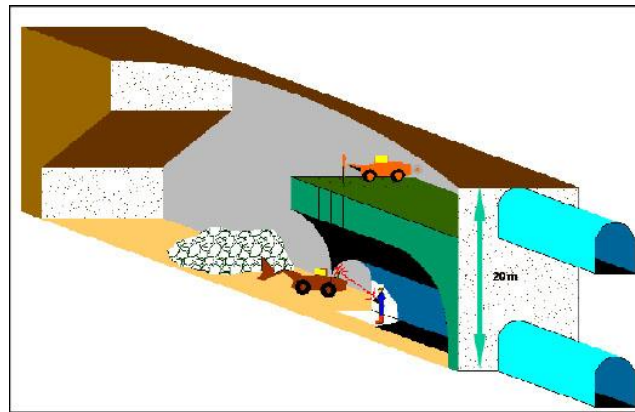


Figura 9 - Esquema representativo do método de desmonte por Bench & Fill (Wardell Armstrong International Limited, 2007).

2.1.3.3. Mini Bench & Fill

Este método de desmonte é em tudo semelhante ao *Bench & Fill*. Na mina de Neves-Corvo a altura dos desmontes não ultrapassa os 10 metros. Neste caso, apenas é pensada a escavação de uma galeria superior ao longo do *layout* pois o acesso de remoção termina no início do volume a desmontar por *mini-bench*, como é observado na Figura 10. Assim, os 5 metros superiores são desmontados via disparos *drifts*, enquanto os restantes são explorados por disparos de bancada. Na galeria superior, por ter de ser alargada, deverá também ser reforçado o sustimento do tecto (Fernandes, 2014).

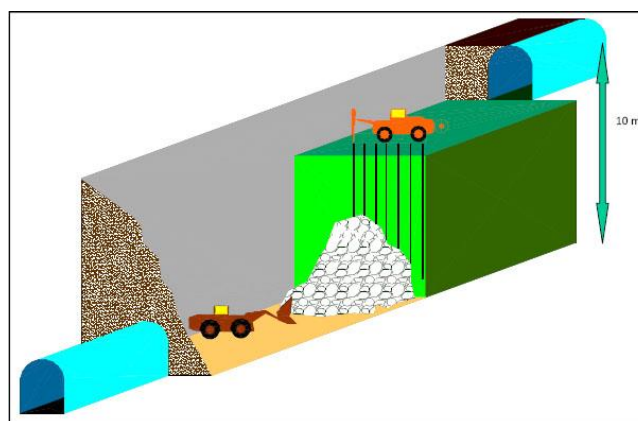


Figura 10 - Esquema representativo do método de desmonte por Mini Bench & Fill (Wardell Armstrong International Limited, 2007).

2.1.3.4. OBF – Optimized Bench & Fill (OBF)

O método de desmonte Optimized Bench & Fill, tal como o nome indica, consiste numa adaptação otimizada do método Bench & Fill que é, actualmente, utilizada na mina de Neves-Corvo. Do mesmo modo, é necessário o desenvolvimento de duas galerias com 25 m² de secção, para furação longa e remoção, que são posteriormente ligadas pela execução de uma slot ou, caso a geometria do jazigo o permita, de um disparo em cunha a partir do piso inferior até que vare no superior. Esta variante apresenta essencialmente duas vantagens. Por um lado, não é necessário o alargamento do piso superior à largura da bancada pois a furação longa é realizada em leque (Figura 11). Porém, o método é caracterizado por uma recuperação de minério inferior aos restantes enumerados, na dado que a furação em leque não tem bons resultados no disparo da totalidade dos hasteais do piso de remoção.

No entanto, para suportar as tensões criadas nos hasteais, que após o disparo ficam sem suporte após o disparo de cada bancada, é necessário reforçar o sustimento não só no tecto mas também nas paredes da galeria (Figura 12 – A). A segunda vantagem deste método consiste no aproveitamento do piso de furação do nível inferior como piso de remoção no actual (Figura 12– B). Caso as condições de terreno não sejam adversas, o enchimento de um OBF é dado como concluído quando é atingida a cota do piso da galeria de furação. Assim, quando o enchimento ganhar resistência, neste piso realizar-se-á a remoção da bancada superior à previamente desmontada. Desta forma, a execução deste método pressupõe a escavação de um *drift* de furação e de remoção apenas para o primeiro nível de bancadas, sendo que para as ascendentes apenas é necessário o desenvolvimento de galerias de furação (Fernandes, 2014).

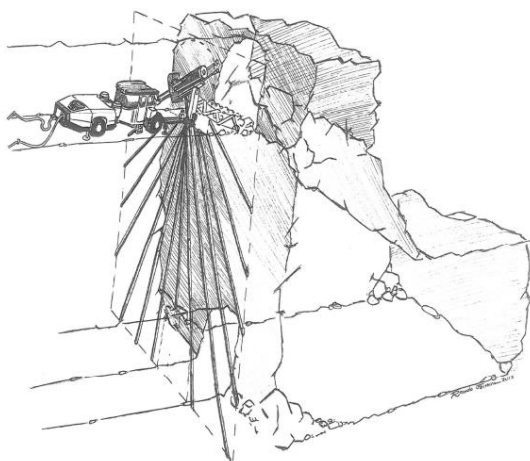


Figura 11 - Esquema representativo da exploração de um desmonte por OBF (Costa, 2017).

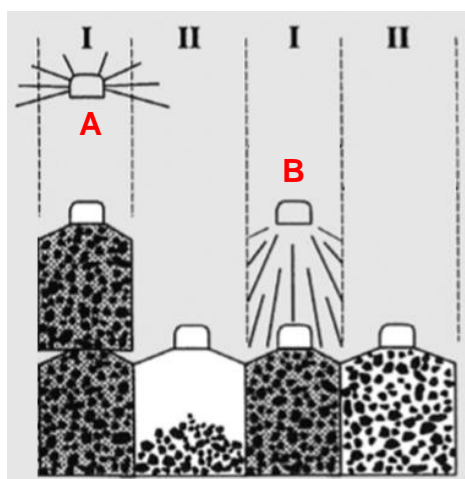


Figura 12 - Sequências nos desmontes primários e secundários em OBF (adaptado de Smith et al, 2007).

2.2. Operações mineiras do ciclo *drift*

O desmonte com explosivos é o método mais utilizado em maciços rochosos de média a elevada competência onde a escavação é conseguida a partir da furação e do disparo dos mesmos. O sucesso do método pressupõe a obtenção de disparos com bons avanços, a redução da sobreescavação e do dano induzido na rocha remanescente bem como a optimização de todas as tarefas do ciclo mineiro, com especial atenção à furação e ao carregamento (Dey e Murthy, 2011). Por outro lado, é caracterizado pela versatilidade do equipamento seleccionado, rápida instalação das máquinas e preços de aquisição das mesmas relativamente baixos quando comparados com outros métodos. No entanto, dada à natureza cíclica do método, é necessário um bom encadeamento dos trabalhos (Heinö, 1999).

No método de desmonte por corte e aterro, a eficiência de um ciclo *drift* é um parâmetro essencial em qualquer mina, dado que permite não só o desenvolvimento de acessos ao minério, mas também a abertura de galerias de rolagem, níveis principais, rampas, etc (Iverson et al, 2013). Todas as variantes do método já apresentadas estão dependentes da rapidez com que uma galeria *drift* seja concluída, seja por terminar o avanço de determinado nível e ser então possível seguir para o próximo, seja por os pisos de furação e remoção estarem terminados, essenciais ao desmonte de uma bancada.

A furação e o disparo são as principais operações unitárias do ciclo mineiro e as que podem ter um maior impacto nos custos e desempenho das restantes operações (Chisenga, 2017). As operações unitárias podem ser definidas como as tarefas essenciais à produção de material com valor associado de um jazigo, onde devem ser também consideradas operações auxiliares que suportem essa produção (Wetherelt e Wielen, 2011). Um ciclo dá-se por concluído apenas quando todas as operações que o constituem tiverem sido realizadas (Pearsson e Schmidt, 1976). No ciclo *drift*, as tarefas unitárias (Figura 13) são as seguintes (Hustrulid and Bullock, 2001):

- Furação da frente (A);
- Carregamento dos furos (B);
- Disparo (C);
- Remoção do material disparado para stocks intermédios (E);
- Saneamento de material solto na galeria (G);
- Aplicação de sustimento no vão originado no disparo (H).

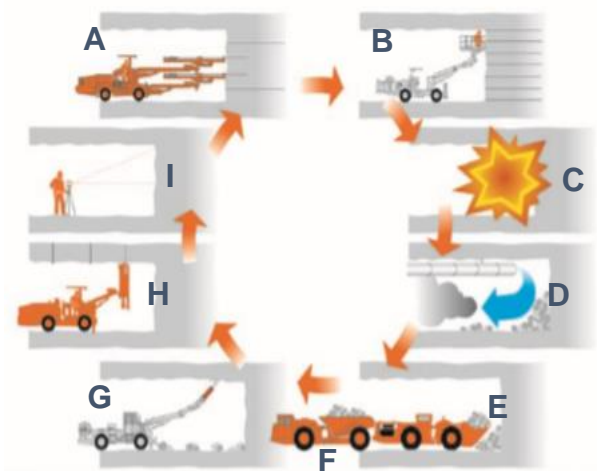


Figura 13 - Operações unitárias e auxiliares do ciclo *drift* (Heinö, 1999).

Actualmente, devido às condições económicas, sociais e ambientais em que as minas modernas operam, as operações auxiliares têm ganho importância no ciclo mineiro. Estas actividades, apesar de não estarem directamente ligadas à extracção e remoção de material, deverão ser tidas em consideração de modo a que a respectiva exploração realizada num ambiente seguro, eficiente e que

atenda às responsabilidades sociais em prática (Bise, 1992). Entre as operações auxiliares mais comuns (Figura 13) estão a ventilação dos gases criados pelo disparo (D), a extracção do material dos stocks intermédios para a britagem (F), a drenagem das frentes, manutenção de equipamentos, topografia (I) e fornecimento de energia, água e consumíveis aos locais de trabalho (Fernandes, 2014).

2.2.1. Furação

Considera-se que o ciclo mineiro é iniciado pela furação (Saperstein, 1992). A furação tem por objectivo a abertura de furos onde serão introduzidos explosivos. Em subterrâneo, esta operação é realizada por equipamentos hidráulicos automatizados, denominados jumbos, que geralmente têm múltiplos braços perfuradores (Bastos, 1998). Na escolha de um equipamento, o número de braços de um jumbo é determinado pelas dimensões da galeria, as propriedades do maciço rochoso e do tempo aceitável para a operação (Skawina, 2013). O método de perfuração mais comum é o roto-percussivo. Os furos podem ser realizados na vertical ou na horizontal, sempre num diagrama previamente planeado (Okeke, 2015). Estes diagramas, denominados de diagrama de fogo, são essenciais para a obtenção de bons resultados durante o disparo, pelo que são calculados a partir de *softwares* que facilitem a sua manipulação e que permitam prever os efeitos dessas mesmas alterações (Heinö, 1999).

Em subterrâneo, um dos grandes problemas é a existência de poeiras em suspensão pelo que a perfuração requer a utilização de água, tal como se encontra no Artigo 153º do Decreto Lei 162/90. É também com a água que os detritos originados ao longo da furação são continuamente limpos do interior do furo (Okeke, 2015), para além de servir igualmente como sistema de arrefecimento do aço de furação.

A perfuração roto-percussiva consiste na fragmentação da rocha a partir de movimentos rotativos do bit combinados com impactos percussivos de alta frequência, que são transmitidos do *bit* para a rocha (Silva, 2019). A passagem da energia criada pelo martelo do jumbo até ao *bit* ocorre através de quatro componentes essenciais à furação (Figura 14). O movimento inicial é fornecido pelo pistão do martelo que converte a sua fonte de energia (eléctrica, hidráulica, por combustão, entre outros) em energia mecânica. Essa energia, em conjunto com o torque rotativo, é passada a um adaptador, normalmente denominado de encabadouro, que faz a ligação entre a vara de furação e o martelo. Por fim, o torque e a energia são transmitidos ao *bit*, no fim da vara, o que permite a penetração da rocha (Heinö, 1999).

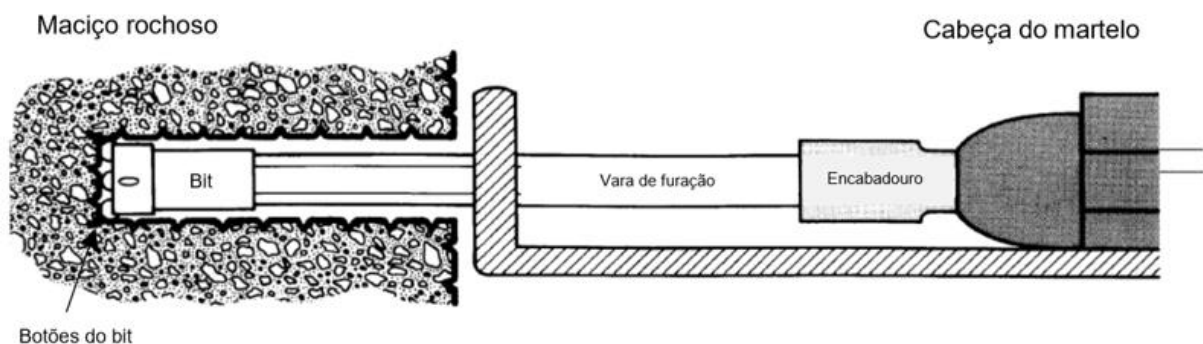


Figura 14 - Principais parâmetros da furação roto-percussiva (Silva, 2019).

Desta forma, o bit é o componente que realiza a fragmentação da rocha. É composto por botões de metal duro e resistente, cuja quantidade e forma variam consoante o tipo de terreno, por orifícios, que permitem a entrada de água no fim do furo e ainda por canais de drenagem dos detritos (Thuro, 1997).

A taxa de penetração, ou seja, a capacidade que o bit tem de fragmentar a rocha (Figura 15), depende essencialmente das propriedades do maciço rochoso mas também das características do jumbo e do aço de furação (Taheri et al, 2015). A partir do jumbo, os parâmetros que o operador pode ajustar para que seja realizada uma furação eficiente são os seguintes (Heinö, 1999):

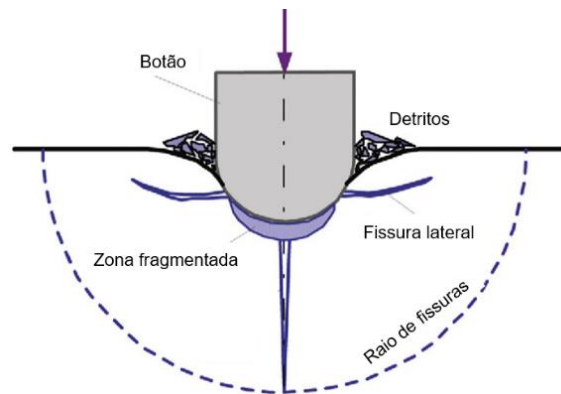


Figura 15 - Modelo representativo da acção do botão do bit na rocha (adaptado Zhang, 2016).

- Energia e frequência de percussão – o impacto que induz a rotura da rocha. Um aumento da pressão de percussão permite uma maior taxa de penetração. No entanto, o tempo de vida dos consumíveis em aço diminui proporcionalmente e ainda pode ser verificado um aumento no desvio dos furos.
- Força de alimentação – o que permite um contínuo contacto entre o bit e a rocha e assegura a máxima transferência de energia, criada no martelo, para o maciço. Deve ser proporcional à pressão de percussão e depende das características da rocha, do comprimento e inclinação do furo bem como do dimensão e tipo de aço de furação considerado. Por exemplo em terrenos partidos, a furação deve ser conseguida com pressões de percussão e forças de alimentação baixas para promover uma maior limpeza do interior do furo.
- Velocidade de rotação do bit – deve ser ajustado ao ponto onde se verifica a maior taxa de penetração. É uma variável que depende do tipo de rocha, diâmetro do bit e dos seus botões.
- Limpeza do furo – para além de remover os detritos do interior do furo, a limpeza do mesmo tem também como objectivo o arrefecimento do bit. A água chega até o fim do furo pela vara de furação e pelos orifícios existentes no bit. Uma limpeza deficitária conduz a uma taxa de penetração baixa (dada a presença excessiva de detritos no fim do furo) e uma diminuição do tempo de vida do aço de furação.
- Troca do bit de furação antes do final de vida – se o bit utilizado na furação for retirado para afiação antes do ponto de já não poder ser reaproveitado, o tempo de vida do mesmo pode ser prolongado através de sucessivas afiações, sem prejudicar a qualidade de furação.

A velocidade de furação está ainda dependente do espaçamento entre as descontinuidades, que constituem planos de fraqueza, presentes no maciço rochoso. A influência das falhas, quando o seu espaçamento é muito superior ao diâmetro da furação, não é visível. Porém, quando estas são mais próximas, a velocidade de furação pode até duplicar, o que pode conduzir a problemas na estabilidade das paredes do furo. Desta forma, em terrenos muito fraturados ou com planos de falhas próximos, uma rápida furação pode tornar o carregamento dos furos muito complicado devido a várias obstruções ou mesmo inutilizá-los (Thuro, 1997).

O alinhamento dos furos consiste numa variável a partir da qual o rendimento do disparo está muito dependente. O desvio na furação pode surgir devido a um mau posicionamento do braço do jumbo, à falta de guias condutoras da vara de furação, demasiada força de alimentação, má selecção do aço de furação ou ainda a existência de falhas no maciço rochoso que provoquem o desvio do bit para uma direcção errónea. Também é verificado que o risco de desvio aumenta proporcionalmente com o comprimento do furo. Assim, quando os furos não estão correctamente alinhados existe uma distribuição irregular do explosivo pelo que são encontrados resultados negativos no disparo, tais como uma fragmentação desigual (o que se pode traduzir em maiores custos para a remoção ou mesmo ser necessária uma segunda furação e disparo dos blocos de maiores dimensões), um avanço inferior ao máximo admissível e um aumento da diluição e do minério perdido (Gransell, 2016). A diluição e o minério perdido estão directamente associados à obtenção de uma galeria irregular e de onde foi arrancada rocha fora dos limites planeados para a mesma, tendo sido por isso sobreescavada. A sobreescavação, conduz a elevados prejuízos económicos dado que é criada uma maior quantidade de escombros (portanto mais custos na remoção) bem como, devido ao aumento do vão entre hasteais e tecto, uma maior necessidade de sustimento em número superior e mais competente (Bastos, 1998).

Recentes avanços tecnológicos na furação em subterrâneo incluem a utilização de equipamentos controlados por computador e com acesso remoto (Okeke, 2015). Os novos sistemas Rock Control System (RCS) ou Drill Control System (DCS), ambos desenvolvidos pela Atlas Copco, são exemplos de sistemas que auxiliam o desempenho durante a furação ao ter um computador que actualiza o diagrama de furação à medida que cada furo é executado, ao realizar o alinhamento automático dos furos para cada ciclo, entre outras optimizações (Skawina, 2013).

2.2.2. Carregamento

O carregamento de uma frente consiste na introdução de explosivo nos furos previamente realizados e, tal como na furação, existem procedimentos a serem seguidos de forma a que sejam obtidos bons resultados no disparo. Se a quantidade de explosivo introduzido no furo for insuficiente, pode conduzir a uma reduzida fragmentação do material disparado, à subescavação da galeria – onde a secção obtida no disparo foi inferior à planeada traduzindo-se numa necessidade de acertos – e à existência de restos de furo, onde parte da furação realizada permanece intacta e, como tal, é perdida (Zhang, 2016).

Por substâncias explosivas entendem-se não só os explosivos, mas também os correspondentes sistemas de iniciação, que deverão ser aplicados nos furos segundo as quantidades e distribuição – no espaço (no maciço rochoso) e no tempo (através das temporizações) – indicadas no diagrama de fogo (Bernardo, 2017).

O explosivo é um composto químico susceptível de se transformar muito rapidamente num grande volume de gases, envolvendo elevadas temperaturas e alta pressão, sob a acção de uma causa externa capaz de o iniciar. Assim, ocorre uma detonação que consiste numa reacção exotérmica que se desenvolve num curtíssimo espaço de tempo (Bernardo, 2017). Por esta razão, o explosivo é considerado uma substância perigosa.

Ao longo da história, os explosivos tiveram uma grande evolução. Actualmente, os explosivos comerciais mais utilizados são o ANFO e as emulsões explosivas, sendo que a primeira começa a entrar em desuso dada a crescente utilização das emulsões, devido à sua estabilidade (Zhang, 2016). O ANFO consiste num explosivo granulado que é obtido a partir da mistura de nitrato de amónio e gasóleo. Para ser iniciado é necessária a utilização de um *booster* (Olofsson, 2002). Trata-se de um explosivo sem resistência à água e é caracterizado por libertar uma grande quantidade de gases durante a detonação, o que contribui positivamente para o avanço (Zhang, 2016), porém dificulta a ventilação na frente para que a qualidade do ar subterrâneo volte aos parâmetros legais após o disparo. As emulsões explosivas têm uma composição semelhante à do ANFO embora se apresentem numa dispersão estável de um líquido imiscível noutro – água em óleo. São compostos bastante seguros e resistentes à água (Bernardo, 2004). Estas podem ser encartuchadas ou a granel, consoante o tipo de carregamento. A utilização de emulsão a granel implica um carregamento mecanizado, ou seja, realizado com o apoio de equipamentos (Figura 16) onde, através de um tubo, o explosivo é directamente conduzido da máquina para o interior do furo com uma quantidade programada e bem controlada.



Figura 16 - Carregamento mecanizado de uma frente (Fonte: normet.com).

O *booster* é utilizado para activar explosivos cuja sensibilidade não é suficiente para que a força do detonador provoque a detonação (Fernandes, 2014). Deverá ser constituído por explosivos sensíveis

e com grandes pressões de detonação. O detonador deverá ser escorvado no fundo do *booster* virado para a coluna de explosivos, ou seja, para a boca do furo (Olofsson, 2002).

Os sistemas de iniciação em utilização nos dias de hoje são os detonadores eléctricos (activados por corrente eléctrica), os não eléctricos, os electrónicos e ainda o cordão detonante. A introdução dos detonadores como cápsulas explosivas tornou a iniciação dos explosivos mais segura e eficiente, dado que foi introduzido o conceito de temporização. As temporizações vieram permitir um controlo da eficiência do disparo e da fragmentação da rocha e vibrações introduzidas no terreno (Olofsson, 2002).

Os detonadores eléctricos têm caído em desuso devido ao risco de detonação prematuro, dado que é facilmente activado com fontes de electricidade exteriores (como relâmpagos, electricidade estática, entre outros). São por isso os detonadores menos seguros e que produzem temporizações menos precisas. Os detonadores não eléctricos, são iniciados através de uma substância explosiva que se encontra, em baixa quantidade, no tubo de PVC ligado à cápsula do detonador. Assim, estes detonadores necessitam de outros sistemas de iniciação para ser activados, tais como detonadores não eléctricos, electrónicos ou cordão detonante. Os detonadores não eléctricos não são sensíveis a correntes eléctricas, porém, tanto para estes como para os detonadores eléctricos, as temporizações são conseguidas devido a um componente retardante pirotécnico que faz a substância explosiva presente no detonador ser activada com um certo atraso, consoante a posição de determinado furo na sequência de disparo (Zhang, 2016). Os detonadores mais recentes são os electrónicos que na sua composição têm um *chip* que controla os atrasos que, conseqüentemente, permitem a correcta sequência de disparo. Estes detonadores têm as vantagens de permitir a programação da temporização de cada furo individualmente, o que o torna no sistema de iniciação seguro e com maior precisão nas temporizações, embora o seu custo unitário elevado se torne uma desvantagem (Fernandes, 2014).

O cordão detonante, por sua vez, para além de iniciar explosivos pode também garantir a contínua propagação da detonação entre cargas explosivas e ainda ser utilizado para um melhor recorte da galeria, ao ser aplicado nos furos de contorno como explosivo de potência inferior. O cordão detonante pode ser fabricado com diferentes quantidades de explosivo (quantificadas por metro de produto) pelo que o seu uso é muito diversificado (Fernandes, 2014).

No carregamento pode ainda ser considerado o atacamento dos furos. Este consiste na utilização de um material inerte (que não reaja com a detonação) que é introduzido no fim do furo de modo a conter a força do explosivo no interior do mesmo e, desta forma, serem obtidos melhores rendimentos no disparo. Com a utilização do atacamento é possível (Zhang, 2016):

- Reduzir a perda de energia através do fim do furo, sendo que parte da onda de choque é reflectida ao entrar em contacto com o material usado no atacamento;
- Reduzir a dispersão do material disparado;
- Evitar que os explosivos escurram para fora do furo;
- Aumentar a pressão no interior do furo, o que conseqüentemente aumenta a densidade e comprimento da zona fracturada pela detonação.

2.2.3. Disparo

O disparo consiste na operação que promove a reacção dos produtos explosivos colocados nos furos e que fragmenta a rocha de forma a que seja possível remover e transportar com equipamentos mineiros. O desempenho de uma carga explosiva durante a detonação (Figura 17) está dependente da acção conjunta de duas fases distintas do processo, uma fase dinâmica e uma fase quase-estática. Na primeira fase (dinâmica), o maciço é sujeito a uma perturbação dinâmica violenta, num curto espaço de tempo, que é causada por uma onda de choque cuja velocidade de propagação está dependente do tipo de rocha bem como do tipo de explosivo. Esta onda aplica várias tensões no terreno e propaga-se radialmente a partir do furo, até que é gradualmente atenuada com a distância ao mesmo, ao ponto em que a fracturação do terreno termine devido à tensão compressiva da onda se tornar inferior à resistência da rocha. Ainda nesta fase, a onda compressiva, quando encontra a face livre da rocha, sofre reflexões e refrações na superfície de contacto rocha-ar. Assim, a onda compressiva é reflectida sob a forma de tracção que se propaga para o seio da rocha, o que pode originar novas roturas por tracção. Na segunda fase (quase-estática), ocorre a expansão dos gases originados na detonação através das fendas radiais criadas, num período de tempo muito superior à fase anterior, o que possibilita a expansão da rocha fracturada para a face livre (Bernardo, 2009).

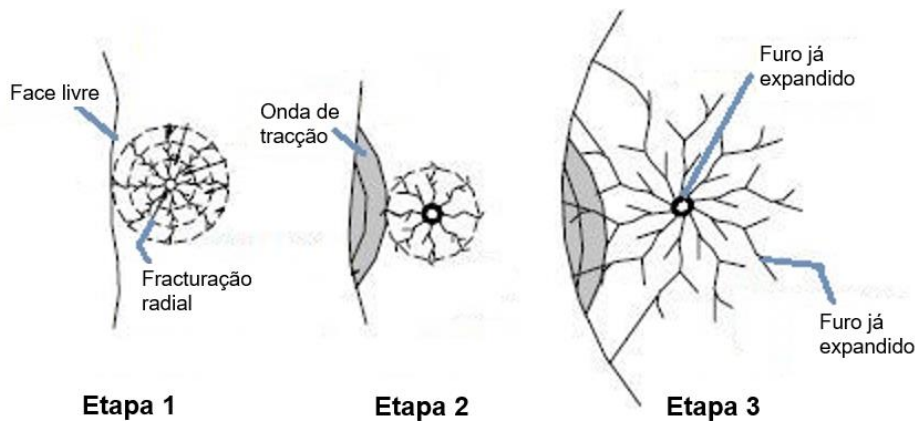


Figura 17 - Etapas da detonação de um furo carregado com explosivo (Fonte: adaptado de onlineminingexam.wordpress.com).

A detonação de explosivos cria várias preocupações relacionadas com a possibilidade da presença de operadores na previamente definida área de segurança ao disparo. Esta área deve estar claramente definida dado que para além de possíveis quedas de terreno, o disparo origina igualmente poeiras e gases tóxicos provenientes da acção dos explosivos. Nas minas subterrâneas, cujos os disparos ocorrem remotamente, estes são programados para uma altura em que não existam trabalhos a decorrer e, como tal, que não exista ninguém no fundo – é normalmente utilizado o tempo das passagens de turno à superfície (Bajpayee et al, 2005).

2.2.4. Remoção

Após o disparo, antes de ser realizado qualquer trabalho na frente é necessário verificar que a mesma se encontra devidamente ventilada, ou seja, que a concentração de gases tóxicos se já encontra abaixo dos limites legais e que não existiu nenhuma falha no disparo. De seguida, procede-se à rega do material disparado para que as poeiras deixem de estar suspensas. Após a estabilidade da frente ser inspeccionada, de forma que sendo verificado algum bloco em risco de queda, este seja prontamente saneado, pode dar-se início à remoção do material desmontado (Tatiya, 2005).

Em mais de 75% das minas subterrâneas, o equipamento seleccionado para realizar a remoção é uma LHD, uma pá mineira que tem a capacidade de carregar (*Loading*), transportar (*Hauling*) e descarregar (*Dumping*) material. A remoção do material pode ocorrer da frente para chaminés de descarga ou pontos de carregamento bem como ser directa para camiões de transporte do minério (Tatiya, 2005).

2.2.5. Saneamento Mecânico

Após a remoção da frente ter sido dada como concluída, é conduzido o resto do saneamento da zona disparada. Este processo tem como objectivo eliminar blocos em risco de queda e é uma das operações mineiras com maior risco associado. O saneamento é normalmente realizado em áreas sem sustimento e, como tal, a remoção do material solto pode originar a deslocação de um bloco que ponha em causa a segurança dos operadores. Por esta razão, o saneamento, ao ser mecanizado por *scalers*, minimiza a exposição dos operadores ao perigo (Hustrulid and Bullock, 2001).

O saneamento mecânico é realizado por *Scalers* cujo objectivo passa por retirar blocos instáveis que não se tenham libertado do maciço durante o disparo ou que se tornaram instáveis durante a operação da pá mineira. O saneamento completo de uma frente inclui o tratamento do tecto, hasteais e topo da galeria (face de trabalho) para que fique garantida a segurança dos trabalhadores e dos equipamentos no decorrer das operações futuras na frente. Por outro lado, o saneamento conforme da frente permite uma correcta realização das operações que se sucedem no ciclo, ou seja, sustimento, furação e carregamento (Silva, 2019).

Os índices que avaliam a competência geomecânica do maciço rochoso tendem a considerar apenas as descontinuidades e planos de fragilidade naturalmente existentes, deixando de fora os danos que são provocados na rocha devido aos disparos e aos restantes trabalhos em subterrâneo. Estes danos estão incluídos numa gama que vai desde o aumento da frequência de fracturas até mudanças no terreno devido à redistribuição de tensões devido à abertura de vãos. No entanto, o impacte de um disparo pode ser minimizado através da manipulação das variáveis do diagrama de fogo, tais como o número de furos, o tipo de explosivo considerado, as temporizações de detonação, entre outros. Segundo um estudo realizado no Canadá em 1996 (Paventi et al, 1996), foi verificado que, para além do *overbreak* e das vibrações medidas no terreno durante o disparo, o tempo de saneamento

necessário para que o material solto fosse retirado era um factor indicativo do dano que cada detonação introduzia no terreno, pelo que foi concluído que as duas variáveis eram directamente proporcionais.

2.2.6. Sustimento

A necessidade de instalação de sustimento numa galeria subterrânea é encontrada durante o processo de escavação da mesma, onde são verificadas alterações nas tensões pré-existentes no maciço rochoso. Por sua vez, estas alterações no estado de tensões estão correlacionadas com a indução de problemas de estabilidade na galeria, cujas principais fontes são (Bastos, 1998):

- Condições adversas na geologia estrutural, tais como falhas ou descontinuidades;
- Tensões excessivas no maciço rochoso, normalmente verificadas em escavações muito profundas ou em vãos de grande dimensão;
- Alteração da rocha devido à acção da água e do ar;
- Percolação de água.

O sustimento necessário aplicar durante uma escavação é dimensionado consoante os tipos e graus de fracturação da rocha bem como as tensões presentes no maciço. Para um dimensionamento que permita alcançar os objectivos pretendidos e para que também exista informação sobre o tempo aproximado de auto-sustentação de determinada cavidade, são utilizadas classificações geomecânicas, sendo as mais consideradas a de Bieniawski e de a Barton. Ambas as classificações são caracterizadas por avaliarem o grau de fracturação do maciço, o estado e alteração das descontinuidades existentes, as condições hidrogeológicas e o índice RQD. No entanto, enquanto Bieniawski considera a resistência à compressão da rocha, na proposta de Barton é estudado o estado de tensão no maciço (Bastos, 1998).

O suporte primário instalado numa galeria consiste no sustimento aplicado imediatamente após a realização da escavação, num intervalo de tempo mais curto possível, para que esteja assegurada a segurança nos trabalhos seguintes – ou seja, conseguir a estabilidade do vão e manter as dimensões do mesmo previamente planeadas (Bastos, 1998).

Os tipos de suporte primário de mais corrente utilização nas galerias de minério na mina de Neves-Corvo são os parafusos *swellex* (para galerias cujo período de abertura não excede os 6 meses) e os parafusos de aço com resinas injectáveis (para intervalos de tempo superiores). São ainda utilizados cabos e betão projectado quando a dimensão real das escavações excede a planeada e/ ou em situações que o maciço rochoso apresente pouca estabilidade geomecânica. Nos acessos principais da mina, tais como rolagens e rampa principal, são ainda combinados com os anteriores mais tipos de sustimento de maior duração e que assegurem uma estabilidade de maior longevidade, tais como rede metálica e pontualmente cambotas.

Os parafusos *swellex* (Figura 18) consistem no tubo deformado que, ao ser introduzido num furo, é expandido pela pressão da água até que ganhe a configuração do interior do furo onde foi inserido

sendo que é o atrito entre o tubo deformado e a rocha que faz com que o parafuso não deslize do furo. Trata-se de uma rápida e simples instalação realizada com um jumbo de sustimento que proporciona suporte imediato após a sua aplicação (Hoek e Wood, 1987).

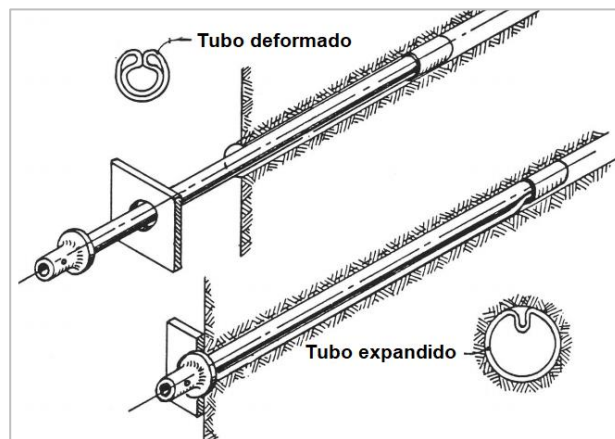


Figura 18 - Esquema da estrutura de um parafuso swellex, antes e depois da expansão pela pressão de água (adaptado Hoek e Wood, 1987).

Os parafusos de aço (Figura 19), ao contrário dos *swellex*, não contêm um interior em vazio pelo que a resina consiste no elemento ligante entre o aço do corpo do parafuso e a rocha. Após o furo estar concluído, primeiro são inseridos cartuchos de resina de secagem rápida, seguidos dos de secagem lenta. O plástico que envolve os cartuchos é então rompido à medida que o parafuso é introduzido no furo e, através da rotação do mesmo, ocorre a mistura das resinas que ganham resistência e proporcionam a ligação entre o aço do parafuso e a rocha (Hoek e Wood, 1987).

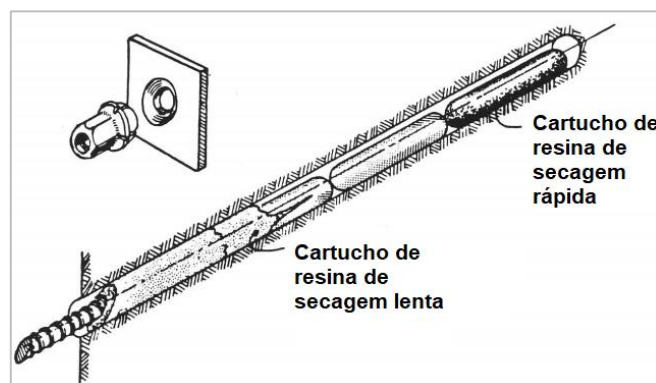


Figura 19 - Esquema da aplicação dos parafusos de aço com os respectivos cartuchos de resina (adaptado Hoek e Wood, 1987).

Para ambos os tipos parafusos, a sua função de suporte apenas é conseguida na totalidade quando uma chapa fica paralela ao limite do terreno e correctamente encostada, de forma a ficar tensionada contra a rocha. (Hoek e Wood, 1987).

2.2.7. Tempo médio das operações por ciclo *drift*

Em 2006, Zare e Bruland desenvolveram um modelo que permitiu estimar o ritmo dos disparos a partir do tempo que cada tarefa constituinte do ciclo *drift* consumia. O modelo foi criado a partir de um túnel, que laborava 5 dias por semana com dois turnos diários de 10 horas, onde eram considerados os seguintes parâmetros:

- Secção do túnel: 63 m²;
- Profundidade de furação: 5 metros;
- Diagrama de fogo: 92 furos carregados de 48 mm de diâmetro e 3 furos largos de 102 mm;
- Tipo de sustimento: 15 parafusos ancorados por disparo.

A execução de um ciclo completo estava compreendida entre as 6h11min e as 7h11min, sendo que a distribuição média da percentagem de tempo que cada operação representava no ciclo da escavação em estudo está representada na Figura 20.

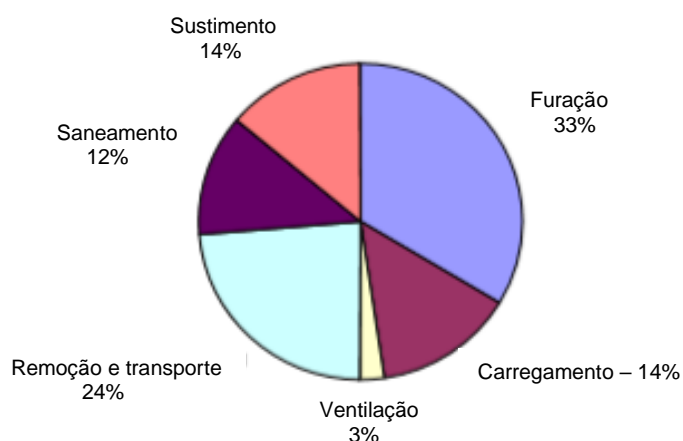


Figura 20 - Representação percentual do tempo de cada operação no ciclo *drift* (Zare e Bruland, 2006).

A partir da Figura 20, é possível verificar que aproximadamente 1/3 da duração de um ciclo *drift* é ocupada pela furação. É a tarefa que, em comparação com as restantes, exige mais precisão do operador para que os braços de furação sejam correctamente alinhados e posicionados, bem como a realização de uma furação completa, limpa e com o menor desvio possível. Verifica-se também que quando dada a devida importância ao saneamento mecânico, a aplicação de sustimento torna-se um processo mais breve, na medida em que todos os blocos em risco de queda bem como material parcialmente solto já foram previamente removidos na operação anterior, o que facilita a furação ascendente e, conseqüentemente, conduz a uma simplificada colocação de qualquer tipo de parafusos. Por fim, neste caso a operação de remoção é realizada directamente para camiões de transporte, pelo que o tempo desta operação terá impacto no ciclo. Em minas com uma estrutura e organização diferente, poderá ocorrer a remoção do material disparado directamente para chaminés de descarga ou pontos de carregamento, de onde, posteriormente, as pás de rolagem e camiões recolhem o material sem impacto no normal decorrer das restantes operações. Assim, nestes exemplo, a parcela do ciclo alusiva à remoção e transporte poderá diminuir significativamente.

2.3. Otimização de custos do ciclo mineiro

O desmonte de galerias horizontais tem como principais objectivos a obtenção de avanços por disparo com bom rendimento, a redução da sobreescavação e do dano na rocha remanescente e ainda a otimização dos custos de furação e desmonte, sendo estes últimos relacionados com o calibre do material fragmentado (Dey e Murthy, 2011).

2.3.1. Fragmentação

A fragmentação da rocha consiste no processo de redução de tamanho dos maciços rochosos para dimensões adequadas aos equipamentos de remoção e transporte do material. Assim, uma permanente avaliação do calibre da rocha fracturada pelo disparo é essencial para a eficiência das operações de remoção, carregamento, transporte e britagem do material para que seja verificada a maior produtividade possível (Jethro et al, 2016). Quanto maior for o grau de fragmentação obtido, mais rápido é o processo de carregamento do equipamento de transporte de minério e o volume carregado por ciclo é superior dado que a tarefa de encher o balde da pá carregadora é facilitado. Por outro lado, uma fracturação grosseira proporciona o aumento de vazios entre os blocos de rocha pelo que a tonelagem transportada por ciclo é inferior. Quando o material disparado tem dimensões superiores ao que é passível de operação pelos equipamentos, é necessário recorrer à fracturação secundária, ou seja a uma segunda redução de calibre, o que pode ocorrer por meio mecânico (martelo de impacto) ou por uma nova detonação. Esta operação deve ser evitada ao máximo na medida em que acarreta muitos custos e tem uma baixa produtividade e algum risco (Cardoso, 2015).

A minimização dos custos unitários nos desmontes com explosivos é conseguida a partir da combinação de todas as operações do ciclo mineiro, a partir de um grau de fragmentação óptimo. Como é possível constatar a partir da Figura 21, a minimização de custos apenas é conseguida ao atingir um equilíbrio entre o conjunto das operações, na medida em que uma redução exagerada em apenas uma pode significar o aumento significativo dos custos em operações subsequentes. Por exemplo, na

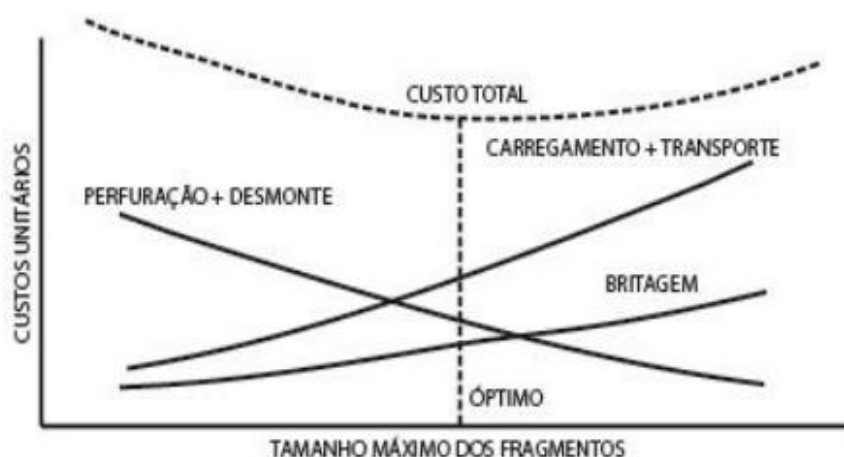


Figura 21 - Minimização dos custos das operações unitárias para a dimensão óptima da rocha fragmentada (Cardoso, 2015).

obtenção de rocha fracturada de pequenas dimensões, as tarefas carregamento, transporte e britagem ficam associadas a consumos energéticos baixos, porém é necessário um esforço e custos acrescidos durante a furação e desmonte do maciço (Cardoso, 2015).

Um variado número de factores pode influenciar os resultados do disparo e, conseqüentemente, a fragmentação da rocha, podendo ser agrupados em variáveis controláveis e não controláveis. Os parâmetros não controláveis são relacionados com a geologia e propriedades geomecânicas do jazigo, tais como a dureza da rocha, mineralogia e presença de descontinuidades. Por outro lado, variáveis como o tipo de explosivo, o espaçamento e temporização entre furos, uso de atacamento, tipo de sistema de iniciação são as possíveis de manipular para a obtenção de bons resultados nos disparos (Roy et al, 2016).

2.3.2. Consumos específicos

Ao ser conhecido o grau de fragmentação óptimo, que corresponde à minimização dos custos operacionais, deve ser estudado um diagrama de fogo cujos parâmetros serão ajustados por tentativa até os resultados obtidos no disparo se aproximarem do método de escavação otimizado (Cardoso, 2015). A par da fragmentação, também os consumos específicos podem ser utilizados para avaliar a eficiência económica do desmonte quando comparados com os custos unitários do consumo de explosivo e material de furação. Estes consumos consistem nas variáveis carga específica e furação específica e fazem parte dos parâmetros com influência na optimização do diagrama de fogo (Domingos, 2016).

A carga específica (q , equação 1) consiste na razão entre a massa de explosivo utilizado e o volume de rocha desmontada por disparo. Por sua vez, a furação específica (f , equação 2) consiste na razão entre o comprimento de furação realizada e o volume de rocha desmontada por disparo (Domingos, 2016).

$$q \left(\frac{kg}{m^3} \right) = \frac{\text{massa total de explosivo}}{\text{volume de rocha a desmontar}} \quad (\text{equação 1})$$

$$f \left(\frac{m}{m^3} \right) = \frac{\text{comprimento total furado}}{\text{volume de rocha a desmontar}} \quad (\text{equação 2})$$

Os consumos específicos aumentam com:

- A diminuição do diâmetro dos furos – um furo mais largo permite um aumento da quantidade de explosivo pelo que a área de influência da sua detonação será superior, reduzindo por isso a carga explosiva por metro cúbico;

- A diminuição do número de faces livres – quanto mais confinado estiver o material a ser disparado, maior tem de ser a quantidade de explosivo para o mesmo volume de rocha;

• A diminuição da secção da galeria horizontal – à medida que a secção aumenta, a rocha está consecutivamente menos confinada durante a sequência de disparo pois vai sendo aumentada a face livre a partir do centro (Chakraborty et al, 1998);

• O aumento da competência da rocha – a competência da rocha está relacionada proporcionalmente com a necessidade de uma maior quantidade de explosivo, o que se traduz num valor de carga específica maior; normalmente, a maior quantidade de explosivo é conseguida com um número superior de furos, o que automaticamente aumenta a furação específica;

• O aumento do grau de fragmentação requerido – para ser obtido material de calibre reduzido nos disparos é necessária uma maior quantidade de explosivo por volume de rocha;

• O tempo de retardo inadequado ou má distribuição do explosivo na rocha – para ambos os casos, a quantidade de explosivo não está uniformemente distribuída pelo volume de rocha a desmontar; assim, para evitar blocos isolados de grandes dimensões, terá de ser aumentada a carga específica.

2.3.3. Avanços por disparo

O rendimento de um disparo de uma galeria horizontal tem por definição o rácio entre a profundidade de rocha desmontada pela profundidade da furação realizada (Chakraborty et al, 1998). A optimização do avanço por disparo está relacionada com seis aspectos essenciais (Figura 22): a sequência de disparo, o diâmetro dos furos vazios, o espaçamento entre furos e a quantidade de explosivo são variáveis pertencentes à concepção do diagrama de fogo, que será mais à frente detalhado em pormenor; por outro lado, a profundidade constante dos furos e o seu alinhamento são parâmetros que remetem para a qualidade da furação. É de extrema importância que o fim dos furos, onde é iniciada a detonação do explosivo, estejam à mesma profundidade para que a quebra da rocha seja iniciada na mesma secção.

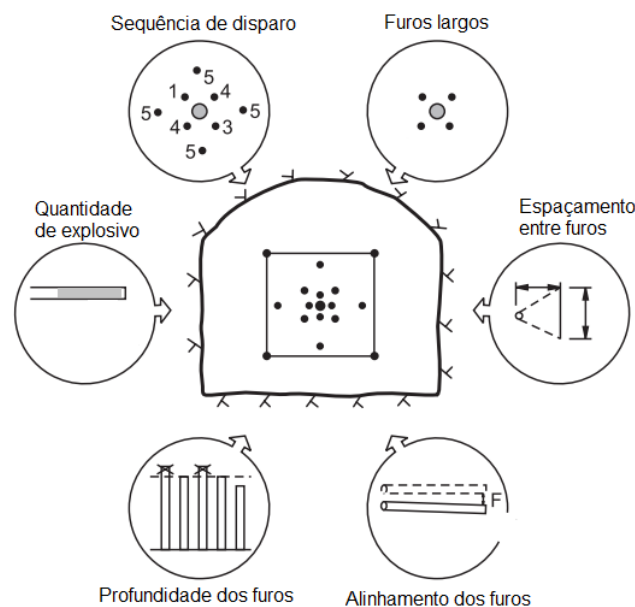


Figura 22 - Variáveis para a optimização do avanço por disparo (adaptado de Heiniö, 1999).

Assim, a frente de trabalho ao ser disparada fica direita sem zonas mais avançadas ou mais atrasadas, característica que tem tendência a baixar o rendimento do disparo devido à distribuição heterogénea do explosivo pelo volume de rocha. O desalinhamento dos furos reduz o avanço por disparo dado que em zonas que os furos estejam mais afastados que o previsto, o volume de rocha a desmontar entre estes é superior ao que a quantidade de explosivo inserida nos furos está calculada para fragmentar (Heinö, 1999).

Um disparo com sucesso não implica um avanço igual ao comprimento de furação, ou seja, com 100% de rendimento. É espectável a existência de material partido na frente e restos de furo intactos, sendo que o objectivo passa por minimizar a sua proporção. Quanto maior o comprimento de furação, menor é rendimento esperado do disparo. No entanto, considera-se 90% como o rendimento médio para bons avanços em galerias horizontais (Heinö, 1999).

Uma sequência de bons avanços ao longo da escavação de uma galeria horizontal tem grande impacto no número de ciclos necessários para atingir determinada extensão. Tomando por exemplo uma galeria de 100 metros, com o comprimento de furação de 4 metros, se considerarmos um avanço de 80%, são necessários aproximadamente 32 ciclos *drift* para desmontar tal extensão horizontal. Por outro lado, se forem atingidos rendimentos de 90%, apenas 28 ciclos serão realizados. Assim, ao considerarmos constantes os custos unitários por ciclo, podemos verificar a importância de bons avanços na medida em que, para o exemplo referido, são realizados menos 4 ciclos de disparo para a mesma extensão desmontada (Heinö, 1999).

Existem ainda variáveis não controláveis que podem influenciar o avanço de um disparo, nomeadamente a presença de zonas de fraqueza que são características nos maciços rochosos (Zhou et al, 2008). Zonas de fraqueza são definidas por zonas ou camadas de terreno nas quais as propriedades geomecânicas são significativamente mais pobres que as verificadas no maciço rochoso circundante. Estes planos de fraqueza englobam falhas, zonas com fracturação significativa, camadas de minerais menos competentes, zonas de cisalhamento ou ainda contactos entre diferentes litologias (Palmström, 2009). Em todas as situações, os gases produzidos durante a detonação têm tendência a perder-se pelas descontinuidades ou planos de fraqueza, reduzindo por isso a sua actuação na expansão da rocha, ou seja, no rendimento final do disparo (Germain e Hadjigeorgiou, 1997).

2.4. Variáveis a considerar num diagrama de fogo

O diagrama de fogo consiste numa malha previamente calculada que distribui o explosivo pela rocha consoante os resultados desejados obter no disparo (Heinö, 1999). Para uma escavação subterrânea, o diagrama de fogo deve ser dimensionado a partir do comprimento e diâmetro da furação, da quantidade e a distribuição dos furos e respectivas cargas seleccionadas pelas séries (cadeira, alargamento, contorno e soleira) - Figura 23 - o que ditará os consumos específicos (Bernardo, 2004). Deverá ainda ser tida em conta a dimensão e geometria da galeria bem como as condições geológicas e geomecânicas do maciço rochoso (Heinö, 1999).

É considerado que um diagrama de fogo está otimizado para galerias subterrâneas quando é encontrado o número óptimo de furos, com determinada distribuição. Se a furação for precisa, para além da qualidade dos furos é garantido um bom carregamento dos mesmos e, portanto, um bom avanço onde pode igualmente garantir o delineamento claro da secção da galeria. Na maioria das minas actuais a furação tem entre 38 e 51 mm de diâmetro, sendo que há furos da caldeira que são posteriormente alargados para maiores dimensões. O número de furos necessários por disparo diminui à medida que o seu diâmetro aumenta, dado que a quantidade de explosivo por furo se torna superior (Heinö, 1999).

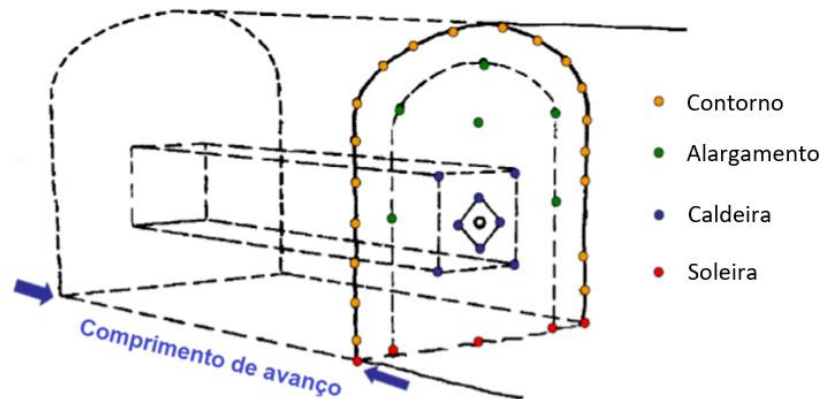


Figura 23 - Modelo esquematizado de um diagrama de fogo (Silva, 2019).

A principal diferença entre um disparo de uma bancada e de uma galeria consiste no facto deste último ser conseguido com apenas uma face livre, ou seja, a própria secção da galeria, enquanto nas bancadas são sempre reconhecidas pelo menos duas. A face livre é de extrema importância pois qualquer disparo necessita de um espaço vazio para onde a força da detonação e, conseqüentemente, o material partido tenham por onde expandir. Nos *drifts* a rocha está mais confinada, pelo que uma segunda face livre tem de ser criada para que o disparo tenha sucesso. Desta forma, é introduzido o conceito de caldeira (que pode ser aberta com furos paralelos ou convergentes) cujo objectivo é fazer o papel de uma segunda face livre (Olofsson, 2002).

Qualquer sequência de disparo de um *drift* é iniciada na caldeira, que normalmente é posicionada próxima ao centro da galeria, sendo desenhada com o objectivo de ter as condições ideais ao início da detonação. O seu posicionamento, formato e precisão na sua furação são essenciais para um disparo com sucesso (Heinö, 1999). Detonada a zona da caldeira, ocorre o disparo dos furos do alargamento dado que já existe uma abertura ao centro da galeria, pelo que o processo pode ser comparado com as bancadas. Os furos de contorno são os próximos da sequência de disparo e permitem o delineamento da secção da galeria. A sequência termina nos furos da soleira (Olofsson, 2002).

2.4.1. Tipos de caldeiras

A abertura de uma caldeira consiste no rebentamento dos primeiros furos da sequência disparo cujo objectivo é criar uma abertura para onde a restante rocha possa ser disparada sendo essencial para a

sua eficiência (Langefors and Kihlström, 1964). Existem dois tipos comuns de caldeiras (Godio e Seccatore, 2019):

- **Furos paralelos:** caldeira com furos paralelos ao eixo da galeria onde são executados, ao centro, furos de maior diâmetro onde não deve ser introduzido explosivo (Figura 24);

- **Furos convergentes e inclinados:** diagramas com furos inclinados onde a sequência de disparo ocorre a partir para ângulos sempre diferentes e consecutivamente crescentes, sendo as mais comuns a caldeira em “V” e em leque (Figura 24).

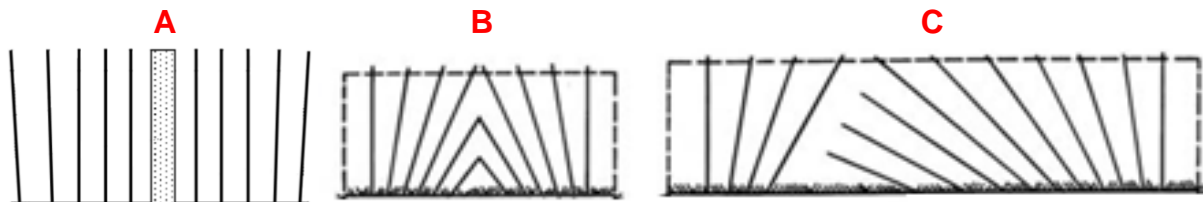


Figura 24 - Diagramas de fogo: A – Diagrama de furos paralelos (adaptado de Bernardo, 2004); B – Diagrama em “V”; C – Diagrama em leque (adaptado de Olofsson, 2002).

O tipo de caldeira mais utilizado é o dos furos paralelos por ser a técnica onde são verificados os maiores avanços em galerias horizontais de pequenas secções (Chakraborty et al, 1998). A maioria dos equipamentos modernos estão desenhados para desempenharem a furação horizontal e perpendicular à face de trabalho. Neste caso, a caldeira é constituída por um (Figura 25) ou vários furos largos e vazios (Figura 26) que são rodeados de furos carregados de diâmetro inferior com um curto espaçamento entre si. O disparo é sempre iniciado em direcção aos furos largos que irão simular uma

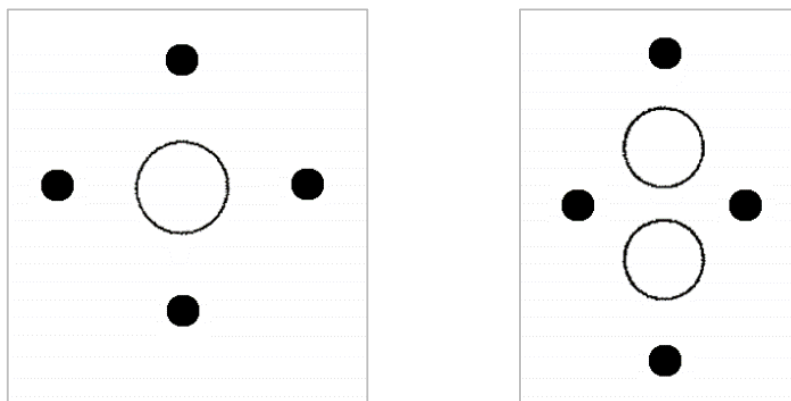


Figura 25 e Figura 26 - Geometria típica de caldeira com 1 ou 2 furos largos, respectivamente (Olofsson, 2002).

face livre (Olofsson, 2002). O furo vazio é conseguido a partir da execução de um com diâmetro normal que é reperfurado com um *bit* alargador com o diâmetro pretendido (dimensões mais consideradas são de 76 a 127 mm). A evolução da abertura ao centro da galeria consiste no aumento do volume vazio e, conseqüentemente, numa redução do confinamento dos furos ao longo da sequência de disparo (Godio e Seccatore, 2019).

Segundo Olofsson, os parâmetros do desenho da caldeira com furos paralelos que podem influenciar o rendimento do disparo são os seguintes:

- Diâmetro e número dos furos largos: quanto maior o diâmetro e/ou o número dos furos largos, maior poderá ser o comprimento de furação sem déficit no avanço por disparo (Figura 27);

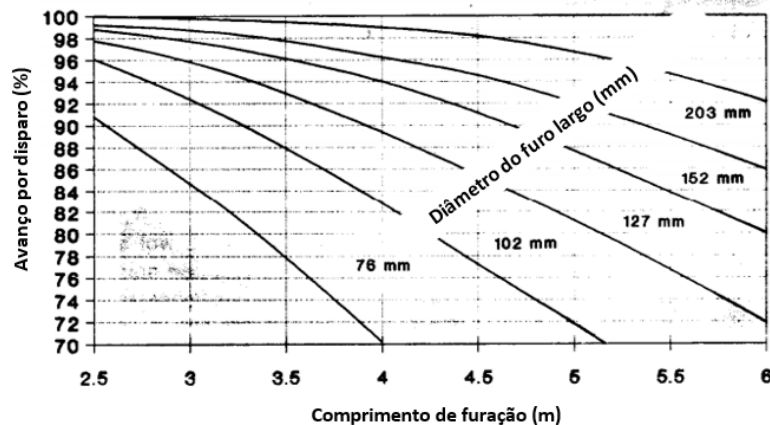


Figura 27 - Correlação entre o rendimento do disparo e o comprimento de furação, consoante o diâmetro dos furos largos da caldeira (adaptado Moser, 2005).

- Espaçamento entre furos: a zona da caldeira consiste na área onde a carga específica do disparo é mais elevada devido à concentração superior de furos. Um espaçamento elevado pode conduzir ao incorrecto disparo da caldeira, como já visto essencial para a restante sequência. O autor considera a distância ideal entre o furo carregado e o vazio de 1,5 vezes o diâmetro do largo;

- Carga específica: na caldeira, não é estranho que a carga específica seja sobreestimada de forma a poder encobrir possíveis erros de furação e, portanto, continuar a garantir bons rendimentos. O autor considera que a carga específica observada nas caldeiras dos disparos *drift* é, em média, de 7 kg/m³.

No entanto, uma furação precisa é igualmente essencial, principalmente para os furos largos e para os que lhes são mais próximos. Até pequenos desvios podem bastar ou para que os furos varem entre si, ou para que fiquem demasiado espaçados, de forma a que o explosivo não tenha capacidade de desmonte do volume de rocha entre os mesmos (Olofsson, 2002).

O diâmetro dos furos carregados tem também influência no espaçamento entre furos. Furos com diâmetros superiores comportam uma maior quantidade de explosivo, ou seja, os furos podem estar mais espaçados entre si mantendo a carga específica constante. Existe ainda a vantagem dos furos mais largos serem mais fáceis de carregar pois a sua obstrução durante a furação não é tão frequente como a observada nos furos de menor diâmetro (Hustrulid and Bullock, 2001).

2.4.2. Alargamento

Para os furos que são disparados após a abertura de um vazio no centro galeria – os de alargamento - a carga específica é bastante inferior ao calculado para a caldeira, dado que já foi criada uma face livre para onde a rocha fragmentada possa expandir. Tanto a carga específica como a furação específica são dois parâmetros que estão relacionados com a área da secção da galeria e com o diâmetro de furação dos furos onde é aplicado explosivo, como é possível observar na Figura 28

(Olofsson, 2002). Para *drifts* de pequena secção, mesmo os furos do alargamento têm sempre algum confinamento (semelhante ao encontrado na zona das caldeiras) pelo que estes disparos têm geralmente consumos específicos médios mais elevados associados.

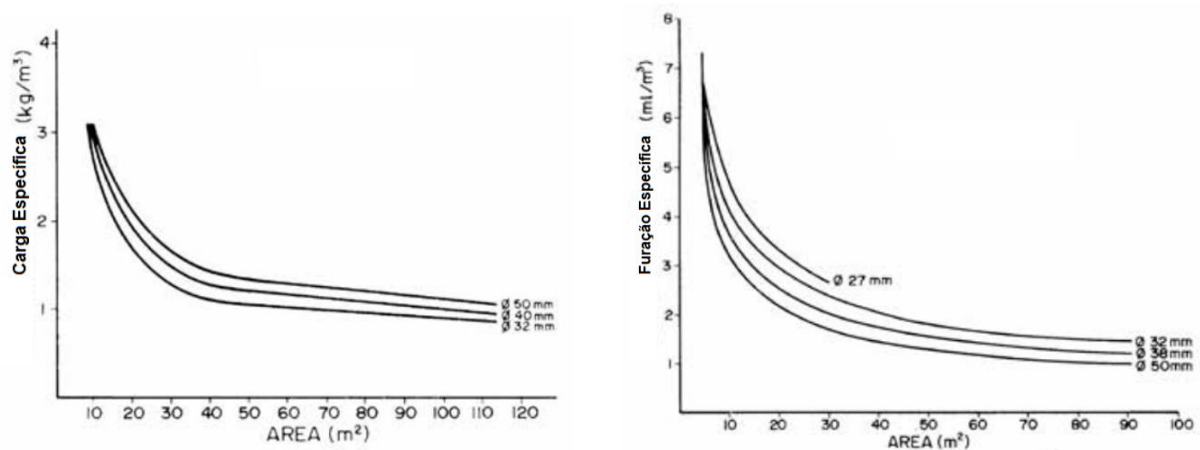


Figura 28 - Relação entre a secção da galeria e a carga e furação específica do disparo (adaptado Jimeno, 1995).

2.4.3. Sequência de disparo

A sequência de disparo de um *drift* deve de estar organizada de forma a que cada furo tenha um espaço livre para onde a rocha fracturada possa expandir. A temporização entre furos é o que dita a ordem pela qual estes são iniciados. Esta iniciação, bem como o seu retardo, é função dos detonadores. O disparo dos furos deve ser dimensionado para que em cada furo exista tempo suficiente para o explosivo quebrar a rocha e, conseqüentemente, os fragmentos criados sejam expelidos para uma zona vazia, antes do próximo furo iniciar a sua detonação (Olofsson, 2002).

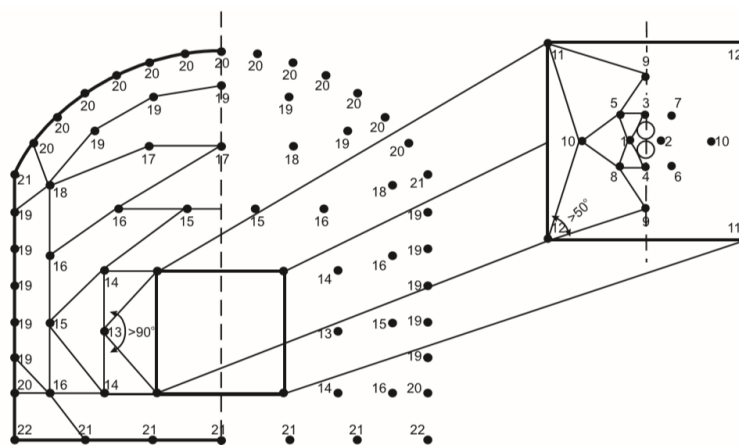


Figura 29 - Sequência de um disparo drift por ordem numérica (Heinö, 1999).

Em 2019, Godio e Seccatore realizaram um teste onde verificaram visualmente o efeito da detonação de cada furo da caldeira de furos paralelos, conseguindo por isso aferir qual a área da secção desmontada à medida que a sequência de disparo avançava (Godio e Seccatore, 2019). A malha de furação e respectiva caldeira podem ser observadas na Figura 30. Pela Figura 31, é simples de concluir que na fase inicial da sequência, a cada furo detonado a área criada foi baixa, devido à proximidade

dos furos no centro da caldeira, necessária devido ao confinamento da rocha nesta fase do disparo. Porém, à medida que a sequência continuou, verificou-se um aumento muito significativo da área da secção desmontada ao disparo de cada furo.

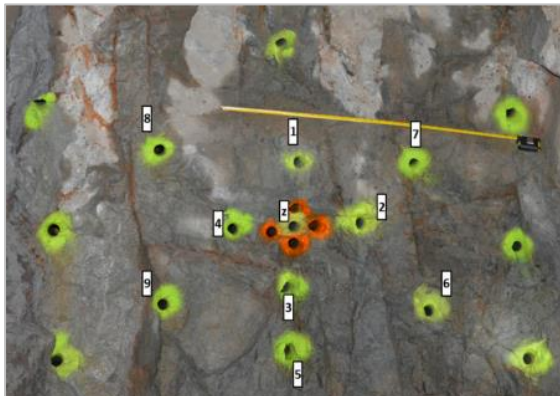


Figura 30 - Malha de furação, onde os amarelos estão identificados os furos carregados e os laranjas os furos vazios (Godio e Seccatore, 2019).

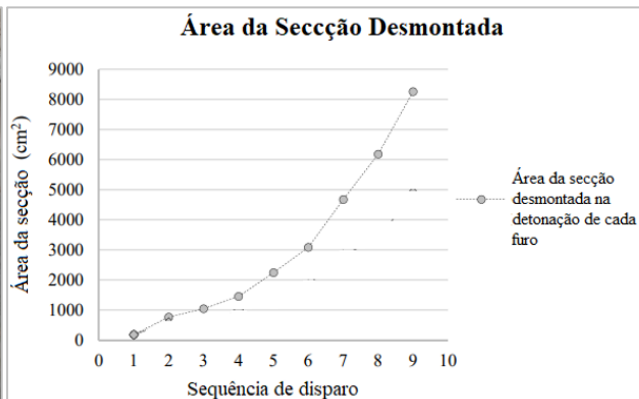


Figura 31 - Evolução da secção da área desmontada durante o disparo de cada furo (adaptado de Godio e Seccatore, 2019).

2.4.4. Controlo de dano da rocha remanescente

A exploração com recurso a explosivos pode causar graves danos na rocha remanescente e, conseqüentemente, diluição acentuada. Dano consiste na degradação das propriedades geomecânicas do maciço rochoso. O dano provocado por disparo é maioritariamente localizado num perímetro próximo da galeria escavada, sendo visível no tecto, hasteais e pilares (Singh e Xavier, 2004). Actualmente, a falta de actualização dos diagramas de fogo e a realização de uma furação com pouca precisão são as principais causas de introdução de danos no terreno, o que resulta em problemas de estabilidade no maciço rochoso. A instabilidade da rocha está logicamente associada a riscos de segurança, tais como (Iverson et al, 2013):

- Aumento da secção das galerias devido à sobreescavação, pelo que é necessária a aplicação de sustimento extra para que a probabilidade de ocorrência de queda fique reduzida.
- Instabilidade nos hasteais e pilares acrescida o que aumenta os perigos associados às operações de saneamento e aplicação de sustimento.
- Falta de controlo do perímetro da secção devido à sobre utilização de explosivo e condução de uma furação pouco precisa. Necessidade de saneamento extra para a remoção de potenciais blocos soltos causados pela distribuição heterogénea de explosivo.

O maciço rochoso não se trata de uma massa homogénea pelo que nunca o deve ser considerado durante a execução do diagrama de fogo, pois a existência de planos de fraqueza e descontinuidades influenciam o rendimento dos disparos, como já explicitado. Para além da influência nos avanços, a presença destas singularidades no maciço rochoso pode ainda dificultar o controlo do perímetro da

secção caso as orientações sejam favoráveis à queda de blocos. A estabilidade do maciço poderá ser ainda influenciada pela presença de ar e água nas discontinuidades, que proporcionam a fácil desagregação entre os distintos materiais (Singh e Xavier, 2004).

De forma a diminuir o dano do disparo no maciço, a furação e carregamento dos furos de contorno deverão ser conduzidas com atenção especial na medida que em possíveis erros no desenho do perímetro da galeria podem conduzir a graves problemas de sobreescavação e, conseqüentemente, de estabilidade. Embora uma furação precisa seja essencial para a obtenção de bons resultados, a selecção de explosivos tem igual importância.

A detonação de cada furo origina determinada área de dano, que é constante quando a quantidade de explosivo empregue é igual, seja um furo de contorno ou do alargamento. Este dano não pode ser suprimido na medida que se trata do mecanismo que proporciona o disparo em si, ou seja, a fracturação e expansão da rocha. No entanto, esta acção torna-se problemática na zona do contorno quando não devidamente controlada. Como é possível observar na Figura 32, o grande objectivo deverá passar por dimensionar a carga específica de série do furo para que a zona de influência de cada um, consoante a sua posição no diagrama de fogo, não ultrapasse o limite da secção da galeria.

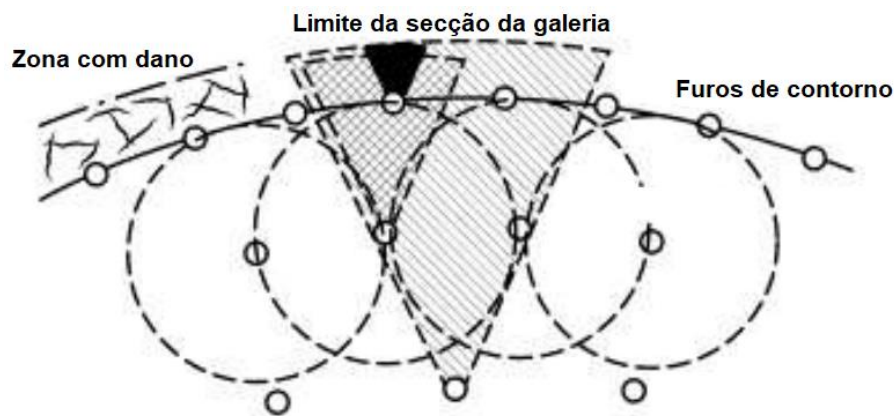


Figura 32 - Zona de influência da detonação de cada furo (adaptado de Singh e Xavier, 2004).

Este ajuste de cargas específicas, segundo a localização no diagrama de fogo, pode ocorrer de uma das seguintes formas (Singh e Xavier, 2004):

- Caso o maciço rochoso seja competente, aumentar o número de furos de contorno no diagrama de fogo para possibilitar a redução da quantidade de explosivo em cada furo, mantendo a carga específica. Assim, o dano provocado por cada furo é inferior sendo individualmente distribuído por uma área mais curta;
- Manter o número dos furos de contorno, mas reduzir a quantidade de explosivo introduzido em cada furo;
- Alterar o tipo de explosivo introduzido nos furos de contorno, sendo normalmente considerados explosivos de menor potência para que o dano induzido no terreno seja inferior. Esta utilização deverá ser cuidadosamente dimensionada de forma a que não se verifique subescavação.

3. Caso de Estudo - Aumento do rendimento dos disparos *drift* na mina de Neves-Corvo

3.1. Apresentação da empresa

A mina de Neves-Corvo, propriedade da SOMINCOR S.A., para além de ser a exploração mineira de maior importância a nível nacional, é também um dos maiores projectos europeus relacionados com a extracção de cobre, zinco e chumbo. A actividade da mina foi iniciada em 1980, embora a produção apenas tenha arrancado oito anos depois. Desde 2006 que a SOMINCOR é uma subsidiária do Grupo LUNDIN MINING (Lundin Mining, 2019).

A mina de Neves-Corvo está localizada na zona do Baixo Alentejo, Sul de Portugal, e intersecta a extremidade SE da Faixa Piritosa Ibérica (Figura 33). Esta faixa, que se estende deste Alcácer do Sal até Sevilha (Espanha), é caracterizada pelas consideráveis concentrações de sulfuretos maciços metálicos às quais estão associadas explorações mineiras desde os tempos do império romano (Life-ETAD, 2019).



Figura 33 - Enquadramento geológico da Mina de Neves-Corvo na Faixa Piritosa Ibérica. (Life-ETAD, 2019)

A localização e infraestruturas associadas a Neves-Corvo são uma mais valia para a operação, dado que dista apenas 220 quilómetros de Lisboa e, para além de boas ligações às principais estradas nacionais, tem também uma linha ferroviária dedicada até ao porto de Setúbal. (Lundin Mining, 2019)

Geologicamente, o couro mineiro é constituído por cinco depósitos distintos: Graça, Neves, Corvo, Zambujal e Lombador (Figura 34), sendo que o primeiro já se encontra praticamente explorado. Os minerais mais comuns são a pirite, calcopirite, blenda, cassiterite, galena e arsenopirite (Gabriel, 2012) que, na grande maioria, podem ser encontrados em zonas de maciço bem como em *stockwork* – tipo de depósito onde o minério se encontra em veios que surgem entre a rocha encaixante. As rochas encaixantes mais comuns são os xistos indiferenciados e as rochas vulcânicas, apesar de no jazigo Lombador serem também encontrados quartzitos intersectados nos xistos (Carvalho e Ferreira, 1993).

São ainda conhecidos mais dois jazigos que ainda não se encontram em produção: Semblana e Monte Branco. Porém, a empresa está empenhada na prospecção das áreas envolventes do couro mineiro, pelo que é ainda possível que sejam descobertos novos depósitos. (Lundin Mining, 2019)

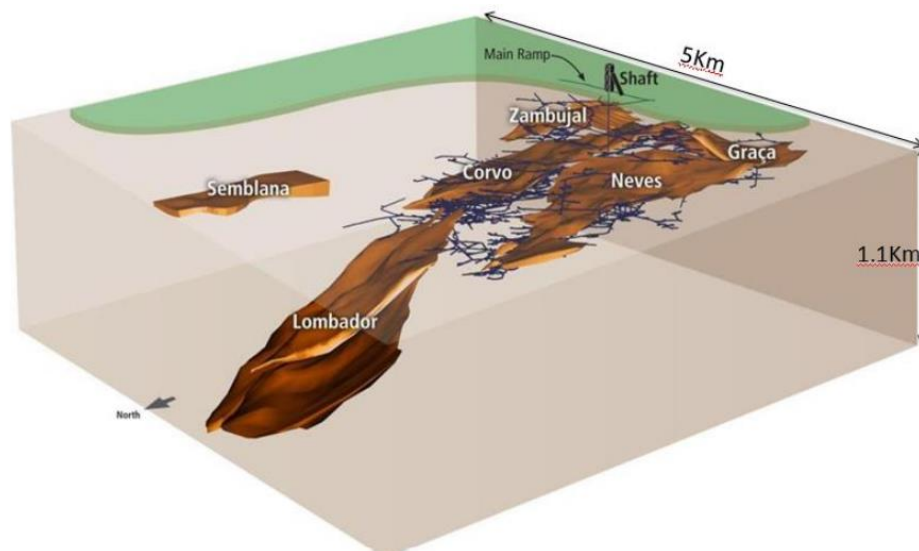


Figura 34 - Localização dos jazigos conhecidos de Neves Corvo. (Imagem Somincor, 2019).

A mina de Neves-Corvo produz três tipos de concentrado: concentrado de cobre, zinco e chumbo, tendo outrora produzido também estanho. O cobre é considerado o metal primário e o zinco o metal secundário, sendo que o chumbo surge em concentrações muito reduzidas.

Actualmente a empresa está focada no projecto de expansão da produção de zinco, denominado ZEP, que prevê a expansão da exploração no jazigo do Lombador bem como um aumento da capacidade da lavaria do zinco. Este projecto foi aprovado em 2017 e espera-se que esteja totalmente operacional em 2021. O ZEP acarreta vários desafios, sendo os mais significativos a crescente profundidade a que os trabalhos ocorrem, bem como toda a infraestrutura necessária desenvolver de forma a aumentar a quantidade de minério que chega às lavarias. As novas infraestruturas fixas incluem uma nova britagem e rampas com correias transportadoras que possibilitam o transporte do minério até às instalações pré-existentes onde, por sua vez, este é extraído para a superfície (Lundin Mining, 2019).

3.2. Caracterização do problema a estudo

Na Mina de Neves-Corvo é utilizado o método de desmonte por Corte e Aterro (*Cut & Fill*), sendo utilizadas quatro variantes do mesmo - *Drift & Fill*, *Bench & Fill*, *Mini-Bench & Fill* e *Optimized Bench & Fill* – que são seleccionadas mediante a geometria e as características do minério e da rocha encaixante.

Em todos os tipos de exploração acima enumerados, existe um factor comum que influencia a eficiência do método: a rapidez da execução dos acessos às bancadas (pisos superiores – para furação e carregamento - e de remoção) e da chegada ao contacto com o estéril, no caso do *Drift & Fill*. Dado que, para ambas as situações, este avanço é alcançado através do desenvolvimento horizontal de

galerias em *drift*, a otimização das tarefas que compõem o ciclo de disparo é fundamental para garantir o maior desmonte de rocha possível – ao que se denomina de avanço por disparo. Esta variável tem uma elevada importância na medida em que os custos de cada operação incluída no ciclo são similares independentemente de ser conseguido um curto ou longo avanço. Perante este cenário, há ainda que considerar que uma sequência de avanços curtos implica um maior número de disparos para que seja obtido o mesmo desenvolvimento, o que, claramente, se irá traduzir numa subida significativa nos custos.

Na Somincor, um ciclo de disparo inclui cinco tarefas principais. Após o disparo, ocorre a remoção do minério para stocks intermédios ou finais (é neste último cenário que o material fica pronto a ser carregado em *dumpers* até à estação de britagem). Segue-se o saneamento mecânico da nova área da galeria obtida com o avanço do disparo, uma tarefa com um carácter não obrigatório dado que consiste em derrubar blocos em risco de queda, ou seja que coloquem em causa a segurança de trabalhadores e equipamentos. Caso o terreno não apresente condições de instabilidade, esta tarefa poderá ser suprimida. O sustimento consiste na colocação de parafusos swellex ou de parafusos de aço (com resinas injectáveis) no tecto e hasteais, sendo que esta escolha e o número de unidades a aplicar difere consoante o tipo de terreno em causa e é ditado pelo departamento da Mecânica das Rochas. É ainda comum a aplicação de sustimento extra, nomeadamente cabos e betão projectado. No entanto, este tipo de sustimento extra, na grande maioria das vezes, apenas é aplicado quando a escavação das galerias horizontais está terminada (ou seja, antes de duas galerias vararem e, portanto, passar a ser considerada uma bancada), pelo que não terá um impacto significativo no ritmo do ciclo de disparos.

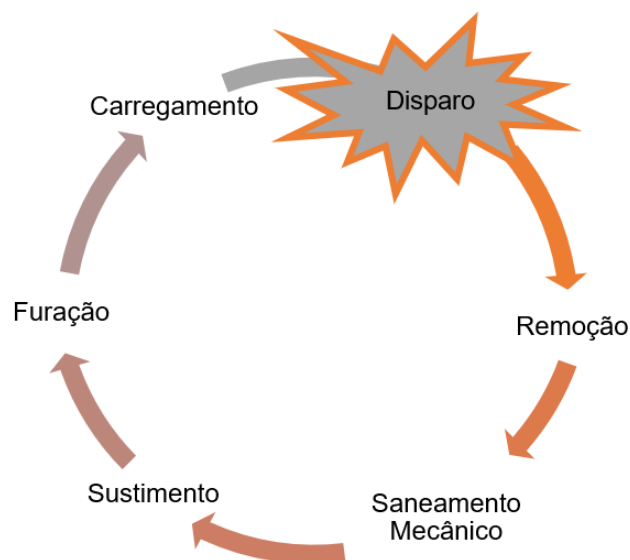


Figura 35 - Esquema representativo de um ciclo de disparo em *drift*.

Chegando à etapa da furação, que é realizada com jumbos de dois braços, ocorre a realização de furos paralelos ao avanço pretendido, num diagrama de fogo previamente definido e com uma caldeira ao centro (o chamado método de avanço por *Burn-Cut*). Na caldeira, os furos têm um espaçamento inferior em comparação com a restante malha e são realizados furos mais largos ao centro, de forma a

simularem o “espaço livre” que proporciona o bom rebentamento. Por fim, procede-se ao carregamento dos furos realizados com explosivo – neste caso emulsão a granel (à excepção dos mais largos da caldeira que devem de ficar limpos).

O avanço de rocha conseguido em cada disparo é um dos indicadores mais importantes que avaliam o rendimento de um ciclo. Ao início deste estudo, Abril de 2016, o avanço alcançado a cada disparo *drift* era, em média, de 3,3 metros, um valor 50 centímetros inferior ao *target*. Desta forma, foi necessário compreender de que forma cada tarefa impactava o ciclo e realizar alterações nas operações que levassem à melhoria deste indicador – o avanço por disparo.

3.3. Parâmetros a estudo

A pedido da Somincor, o foco deste estudo assentou na recolha de informações sobre o saneamento mecânico, a furação e carregamento.

3.3.1. Saneamento mecânico

O saneamento mecânico tem por objectivo principal aumentar a segurança na secção criada pelo último disparo, na medida em que são derrubadas pedras e/ou blocos que se encontrem em risco de queda. No entanto, está operação poderá ser igualmente útil na obtenção de melhores resultados no avanço por disparo, principalmente se o terreno em causa de encontrar muito fracturado.

Quando ocorre um disparo, o tecto e os hasteais criados com a avanço da galeria tem tendência a ficar com algumas fracturas ou blocos de rocha soltos. O mesmo acontece com a face mais avançada da galeria, onde irá decorrer posteriormente a nova furação e carregamento. Se for realizado um correcto



Figura 36 - Saneamento do topo de uma frente onde se verifica a remoção do material fracturado.

saneamento da própria frente, para além dos hasteais e tecto por razões de segurança ou de tentativa de acerto da secção, o terreno partido irá desaparecer e, como tal, a nova furação apenas ocorrerá em zona firme. Para além deste ponto, o saneamento pode ainda ser suficiente para tornar a frente regular, ou seja, que ocorra o acerto de zonas que tenham ficado mais atrasadas no disparo anterior. Desta forma, é esperado um aumento da qualidade da furação realizada, na medida em que os furos ficarão mais limpos, com menores desvios e onde o final de todos os furos se encontre no mesmo plano, dada a regularidade criada na frente. Em casos em que o terreno se encontre bastante fracturado, é comum serem alcançados pequenos avanços apenas com a execução de um correcto saneamento da frente.

Devido às razões enumeradas, a partir da base de dados da Somincor, foi realizada uma pesquisa cujo objectivo passava por tentar encontrar uma possível correlação entre a percentagem de frentes saneadas em cada mês e o respectivo avanço por disparo registado, cujo resultado pode ser observado na Figura 37.

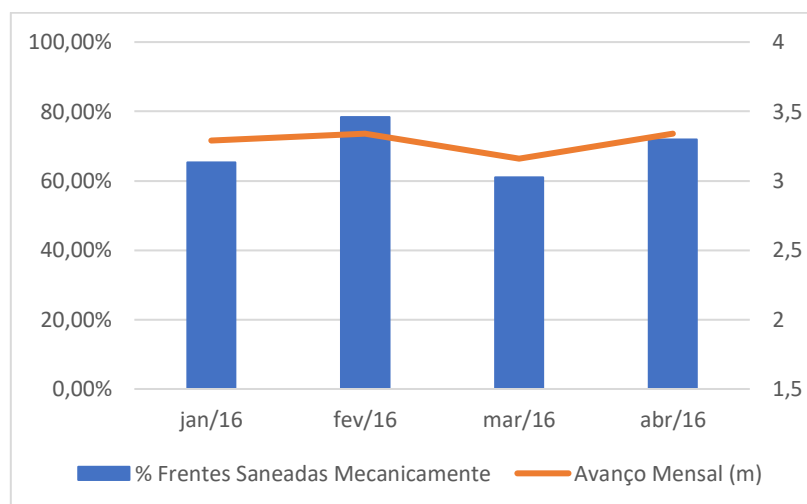


Figura 37 - Gráfico com a percentagem de frentes saneadas mecanicamente por mês e o avanço por disparo desde o início de 2016 até à data do começo do estudo.

Foi então verificado que existia uma tendência de o avanço mensal ser ligeiramente superior quando a percentagem de frentes saneadas aumentava. Consequentemente, a próxima etapa passava por um acompanhamento da operação de forma a confirmar a realização de um correcto saneamento tanto nos hasteais/tecto como na frente de avanço e, em caso afirmativo, perceber qual o seu valor efectivo na totalidade do ciclo de disparo.

3.3.2. Carregamento

No campo do carregamento, o objectivo passou por recolher informação sobre o impacto do atacamento de todos os furos carregados bem como do aumento do explosivo por disparo no avanço conseguido. O dimensionamento do consumo específico bem como selecção de todos os produtos necessários ao carregamento está a cargo da secção dos Explosivos da Mecânica das Rochas. Todos

os produtos explosivos utilizados na mina de Neves Corvo eram fornecidos pela *Orica Mining Services (Portugal), SA*.

O aumento da quantidade de explosivo utilizado em cada carregamento está associado a uma detonação de maior potência e, em teoria, a um disparo com maior avanço. Sendo que o diâmetro de furação era um parâmetro a manter, o aumento do consumo específico por disparo seria conseguido a partir do aumento de uma fiada no diagrama de fogo considerado, o que automaticamente implica um aumento dos custos na furação e de explosivos.

Dado o aumento da carga explosiva para o mesmo de volume de rocha a quebrar, outra possível desvantagem é a ampliação da instabilidade do terreno remanescente, podendo assim estar em causa a estabilidade da rocha em redor do disparo. Por fim, a granulometria do material quebrado também teria de ser analisada, na medida em que a obtenção de rocha demasiado partida seria um indício da sobre utilização de explosivo.

Nos carregamentos *drift*, são utilizados dois tipos de explosivo: emulsão a granel e cordão detonante. Os furos realizados para delinear o contorno da galeria são carregados com cinco cartuchos espaçados de emulsão de diâmetro inferior (de forma a reduzir o dano na rocha remanescente) e com cordão detonante de 12 g/m cujo papel é a activação destes cartuchos ao longo do furo. Este conjunto é preparado previamente em canas na central de distribuição de explosivos existente em subterrâneo e, posteriormente nas frentes de trabalho, é aplicado nos furos ligado a um detonador não eléctrico cuja função é activar tanto o cordão detonante existente na cana como o primeiro cartucho (Figura 38 – A).

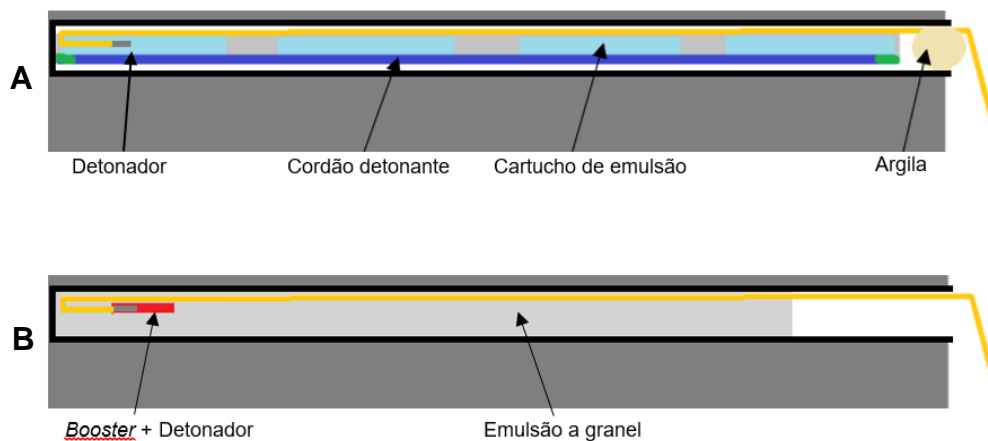


Figura 38 - Esquema da forma de carregamento dos furos de contorno (A) e de produção (B).

Nos restantes furos, chamados de produção, é utilizada emulsão a granel – 6,5 kg / furo – em que os 80 cm finais do furo são deixados vazios. Esta é transportada e aplicada nos furos com plataformas próprias ao carregamento de uma frente com explosivo a granel. Nesta situação, a explosão é activada por um detonador não eléctrico escorvado num *booster* que, por sua vez, propaga a detonação para o explosivo - a emulsão (Figura 38 - B).

Actualmente, o atacamto, que neste caso é feito com argila (Figura 39), é utilizado nas frentes em maciço rochoso em todos os furos que contenham explosivo, característica esta que é propícia a que

ocorra o fenómeno de “disparo de pirite”. As frentes em maciço são caracterizadas por terem uma maior percentagem de pirite na sua composição. Após uma sucessão de avanços, nos hasteais, tecto e infraestruturas da galeria vai sendo acumulado o chamado “pó de pirite” a cada disparo realizado. Se não forem tomadas medidas rígidas de lavagem da frente e utilização de argila em todos os furos carregados (para confinamento da força do explosivo), durante a explosão criada na detonação poderá ocorrer a ignição do pó de pirite remanescente e, por sua vez, criar perigos como fogo, gases tóxicos, défice de oxigénio ou causar estragos nas infraestruturas da frente (Department of Industry and Resources, Government of Western Australia, 1997).

Nas restantes frentes, onde apenas se verifique minério em veios fissurais, é apenas aplicado atacamento nos furos de contorno do diagrama de fogo. Tem por objectivo prevenir que a emulsão esorra e também ajudar a conter a acção do explosivo dentro de furo, de forma a que esta não seja perdida pela única fuga possível, o fim do furo. Com um atacamento correctamente realizado, a detonação causada pela activação do explosivo fica confinada no furo, pelo que o processo de quebra e expansão da rocha tem melhores resultados. Por esta razão, outro dos testes a realizar será a aplicação de argila em todos dos furos onde seja aplicado explosivo, de forma a perceber qual o impacto que a sua utilização efectivamente tem no avanço por disparo.



Figura 39 - Aplicação de argila num furo com explosivo.

3.3.3. Furação

Dado que uma das oportunidades a testar na operação do carregamento é o aumento do explosivo utilizado por disparo, a furação das frentes teria de ser automaticamente actualizada. Ao início do estudo, eram considerados dois tipos de diagrama de fogo, dependentes da competência do terreno em causa: diagramas de 8 por 8 fiadas– caso A – e de 8 por 7 fiadas – caso B (Figura 40). Para ambos os casos, a azul encontram-se os furos de contorno, a vermelho os da caldeira e, por último, a negro os restantes furos de produção. O primeiro cenário era verificado nas galerias que apenas apresentassem sulfureto maciço ou nas que a rocha encaixante fosse competente, caso das rochas

vulcânicas ou quartzitos, ou seja, principalmente nas áreas de Neves e Lombador e ainda ocasionalmente no Zambujal. O segundo tipo de diagrama era utilizado nas restantes frentes (Corvo e Zambujal) onde a rocha é branda. O comprimento de furação realizado nos dois diagramas é 3,8 m ou 4,5 metros, consoante o modelo do jumbo utilizado, enquanto o diâmetro dos furos é de 51 mm. Em situações que o terreno esteja excessivamente fracturado, é realizada furação a apenas 2,9 m.

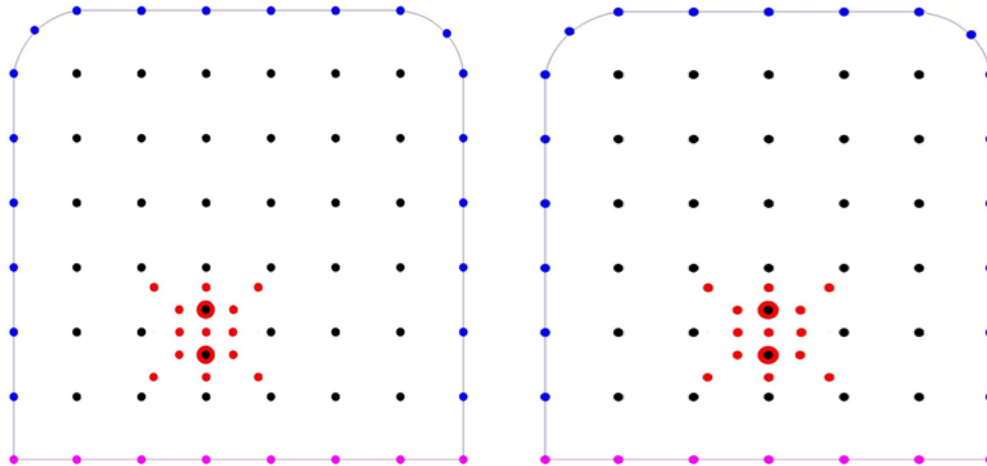


Figura 40 - Diagramas de fogo utilizados no início do estudo - situação A e B, por ordem. Secção da galeria: 5x5m.

Perante o teste de aumento de explosivo por disparo, foi acrescentada uma nova fiada vertical à furação das frentes, pelo que passaram a ser encontrados dois novos diagramas: 9 por 8 - caso C, actualizado do antigo A - e 8 por 8 fiadas – caso D, actualizado a partir do B. (Figura 41)

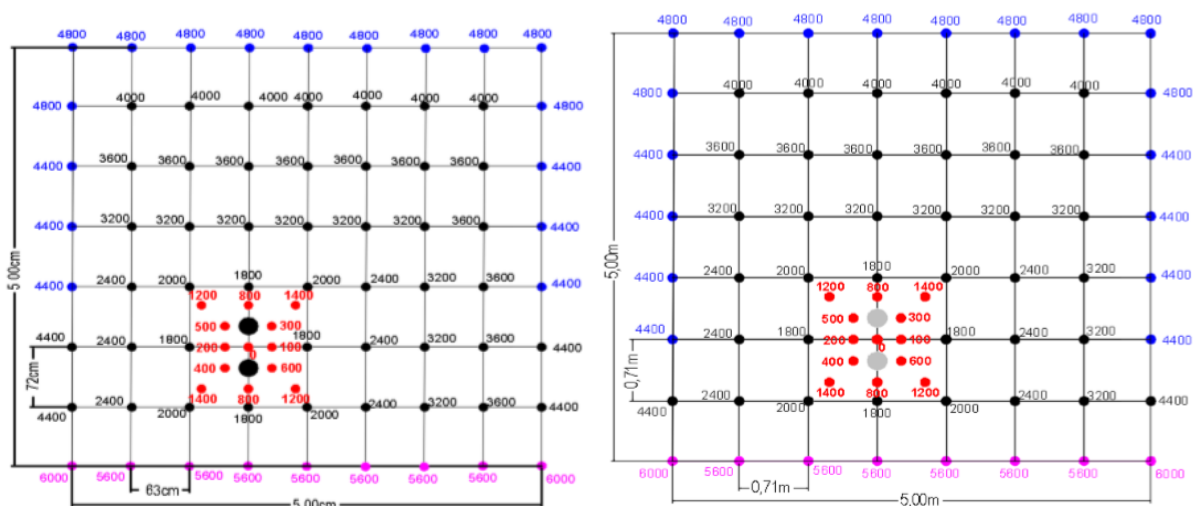


Figura 41 - Diagramas de fogo utilizados durante o teste de aumento da quantidade de explosivo por disparo - situação C e D, por ordem. Secção da galeria: 5x5m.

Outro parâmetro a teste foi a alteração da caldeira utilizada. A caldeira é fundamental para o rendimento do disparo dado que é aqui que as temporizações (incluídas nos detonadores não eléctricos) se iniciam e, sequencialmente, partem para o resto dos furos. A caldeira utilizada continha dois furos alargados a 102 mm, que não eram carregados, e treze de 51 mm de diâmetro onde era aplicado explosivo – neste caso emulsão a granel (Figura 42) .

3.4. Recolha de Dados

Após uma estruturação das oportunidades em que havia interesse de dimensionar a respectiva influência no avanço por disparo *drift*, foi necessário seleccionar as frentes de trabalho para realizar os testes enumerados no subcapítulo anterior. Estas frentes teriam de ser representativas dos tipos de geologia e litologias encontradas por toda a mina, pelo que para a fase inicial dos testes foram seleccionadas, em média, duas de cada jazigo (Tabela 1).

Tabela 1 - Lista das frentes seleccionadas para a realização dos estudos.

Corvo	Neves	Zambujal	Lombador
C6165B21	B821M238		LS475B119
C5633B04	N7733B07/09	Z6853B01/02	LS415B060
	B826B234		

Na fase inicial do estudo, foram recolhidos dados que mostrassem os valores médios de avanço por disparo de cada uma das frentes sem qualquer alteração às tarefas constituintes do ciclo. Desta forma foi possível criar uma base de comparação para além da existente na base de dados da Somincor e também identificar novas oportunidades no avanço por disparo.

Durante a recolha de dados, foram consideradas variáveis que se ponderou terem influência no avanço conseguido por disparo. Estas variáveis tinham como objectivo recolher informação sobre as características da rocha a desmontar – as variáveis do terreno – bem como verificar a correcta execução dos procedimentos implementados pela Somincor – as variáveis operacionais (Figura 44).

De notar a diferenciação entre o tipo de minério e tipo de rocha encaixante. Na mina de Neves-Corvo, enquanto o minério se apresenta sob a forma fissural ou maciça, em todas as situações são registadas rochas encaixantes distintas, sendo as mais comuns os sulfuretos maciços (maciços com teor inferior ao teor de corte), os xistos e as rochas vulcânicas. Quando o minério é fissural, dada a pequena espessura de poucos centímetros em que se apresenta, a resistência do maciço rochoso advém das propriedades geomecânicas da rocha encaixante. Por outro lado, o corpo mineral apresenta-se geralmente em grande volume onde a rocha encaixante é apenas verificada nos acessos principais. Nestas situações, as propriedades da rocha a disparar são as do maciço com teores variáveis.

Em par da recolha de informação de todas as variáveis enumeradas, foi igualmente necessário acompanhar o avanço conseguido em cada disparo por frente. Para tal, foram colocados em todas as frentes *offsets* – pontos fixos nas galerias, um em cada hasteal, que pudessem servir de referência aos sucessivos disparos a realizar (Figura 45).

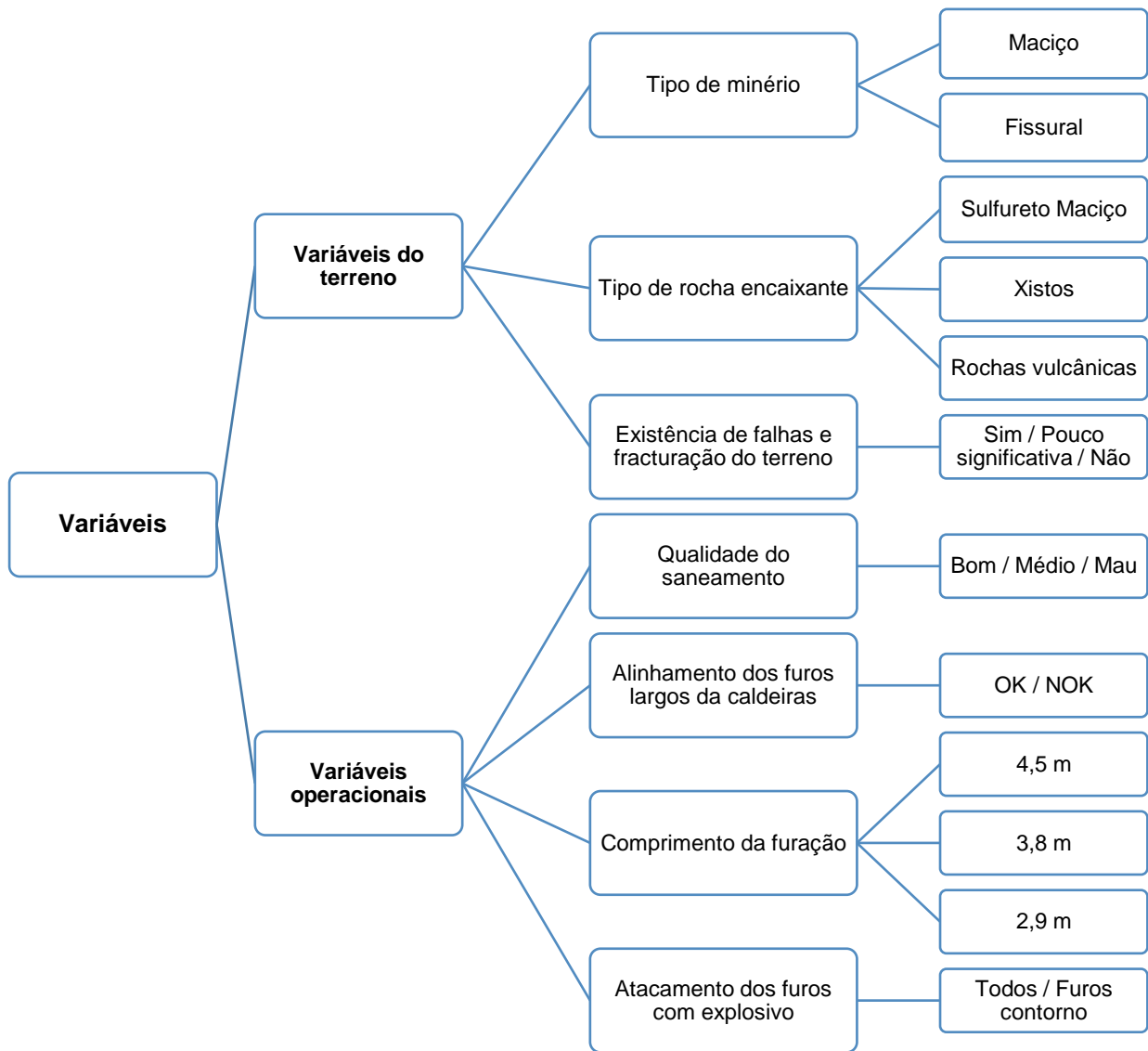


Figura 44 - Descrição das variáveis consideradas por disparo em todos os estudos.

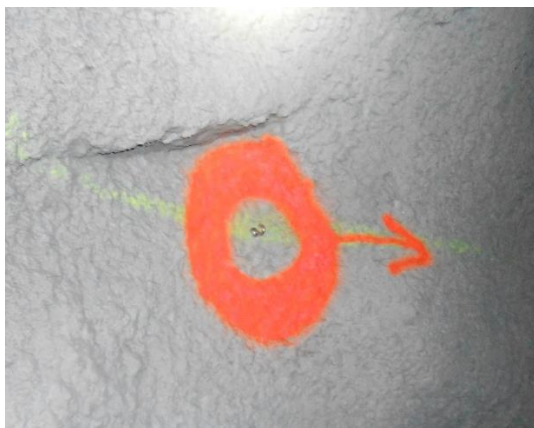


Figura 45 - Exemplo de um dos offsets implantados nas galerias.



Figura 46 - Recolha das medições entre os offsets implantados e a frente de trabalho.

Assim, cada avanço na frente era calculado a partir da subtração do novo valor da distância entre o offset e a frente com o anterior registo. Este cálculo foi realizado não só para o avanço alcançado com o disparo, mas também para confirmar o possível avanço conseguido com o saneamento. Eram recolhidos três valores – o offset ao hasteal esquerdo, a um ponto aproximado do centro da galeria e ao hasteal direito, sendo feita uma posterior média (Figura 46). Desta forma, era essencial realizar medições na frente após a remoção (onde se verificava o avanço feito com o disparo) e após o saneamento, sendo que a soma dos valores encontrados seria considerada o avanço total do disparo em causa.

Para que fosse possível a realização de testes em simultâneo, foram acrescentadas frentes à amostra de estudo, o que também permitiria uma maior e mais representativa recolha de dados. Desta forma, após a avaliação das variáveis do terreno e operacionais alusivas às frentes enumeradas na Tabela 1, foram aplicadas as alterações a teste em frentes com características similares às iniciais para que fosse realizada uma comparação entre os dois cenários. O estudo dos parâmetros enumerados no capítulo 3.3. foi organizado em três fases distintas para os resultados fossem independentes entre si, tal como está esquematizado na Figura 47.

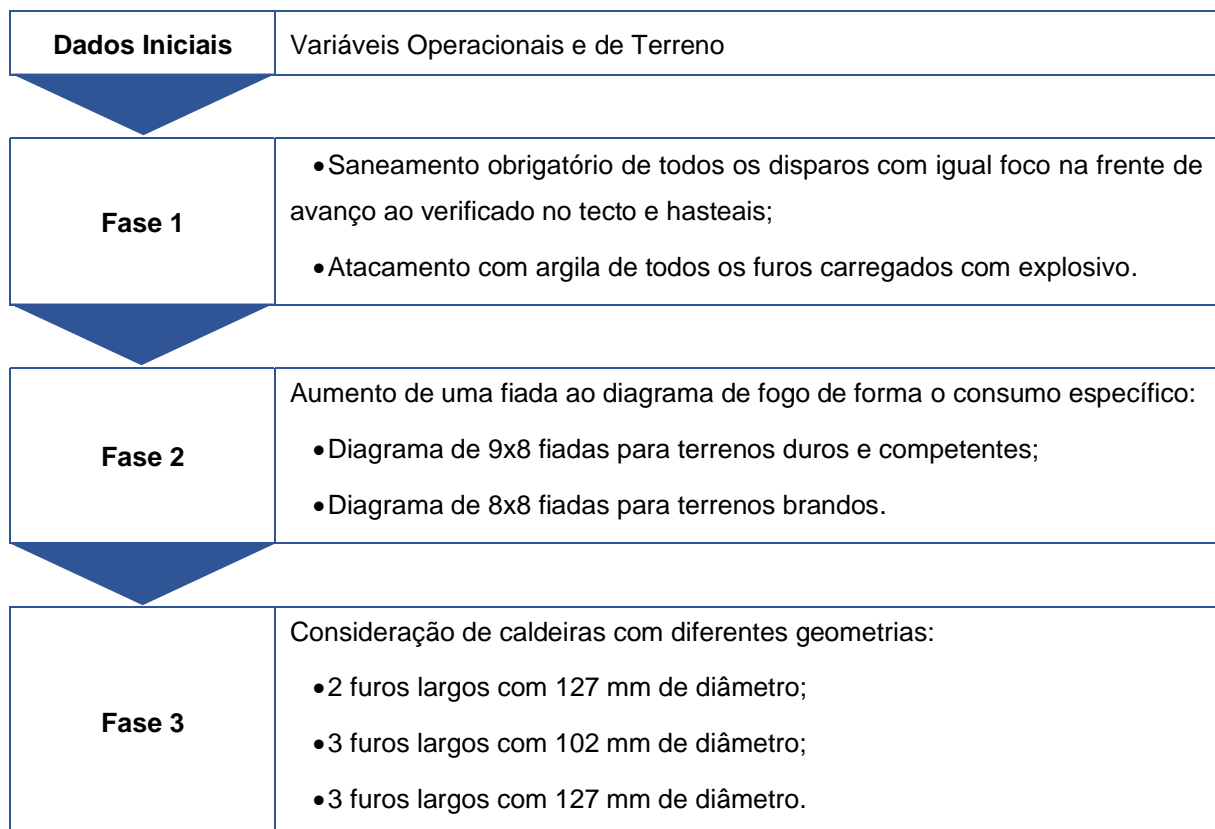


Figura 47 - Esquema representativo dos testes executados nas diferentes fases do estudo.

O acompanhamento das frentes foi realizado de forma de contínua, havendo equipas disponíveis para a recolha de informação todos os turnos. O foco deste acompanhamento concentrava-se no saneamento, furação e carregamento, ou seja, nas tarefas em que estavam a ser aplicadas alternativas às anteriormente colocadas em prática e também para que fossem registadas as opiniões e / ou dúvidas dos operadores.

Na Figura 48 encontra-se um resumo dos dados recolhidos em cada ciclo de disparo, para além dos que caracterizavam a rocha da galeria em causa. É possível constatar em que cada fase da sequência do ciclo foi necessário recolher as distâncias entre os *offsets* e o avanço das frentes, bem como os focos a ter em conta durante as respectivas tarefas do ciclo.

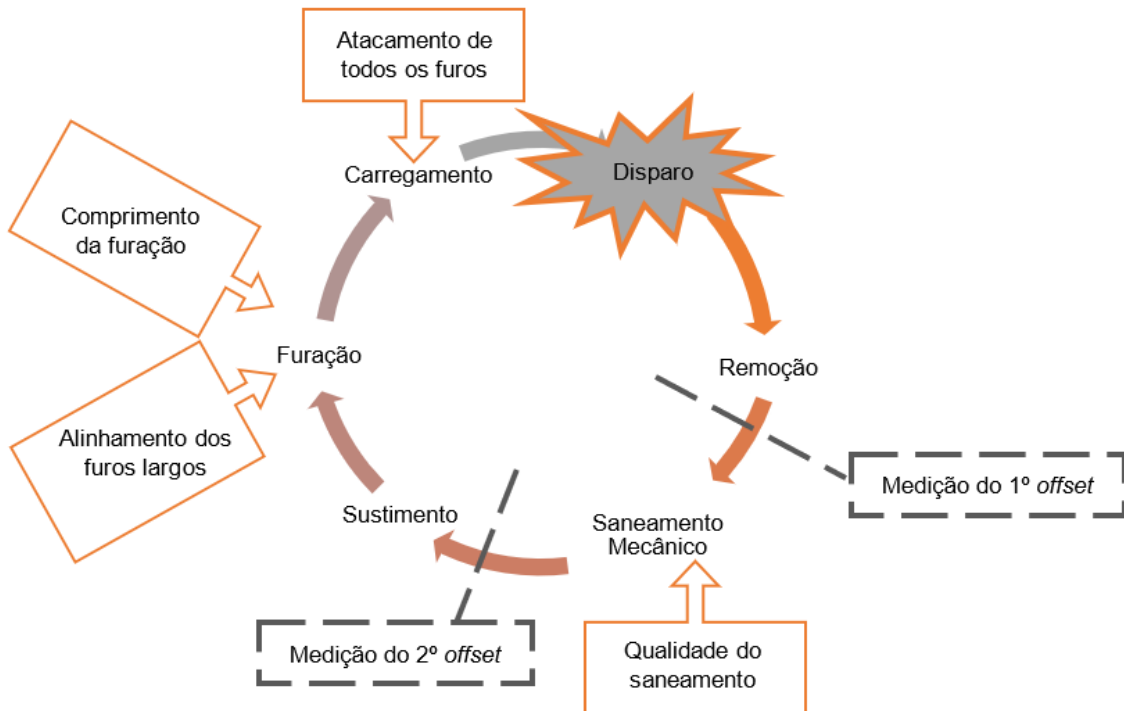


Figura 48 - Sequência de um ciclo de disparo com as variáveis a recolher para a respectiva tarefa. Identificação da melhor altura para ser calculada a distância entre a frente de trabalho e os *offsets*.

4. Discussão de Resultados

Este capítulo tem como objectivo mostrar os resultados encontrados nos testes descritos no capítulo anterior. Como explicado, estes foram recolhidos em etapas distintas tendo o ensaio começado numa análise inicial onde foram reconhecidas as variáveis que poderiam avaliar o avanço por disparo, seguindo para três fases. Na primeira fase, foram recolhidos dados da influência de um bom saneamento da frente bem como a realização do atacamento de todos os furos onde é colocado explosivo durante a tarefa do carregamento; na segunda, foi avaliada a diferença de avanço por disparo alcançado quando foi aumentada uma fiada ao diagrama de fogo; na terceira e última, foram testadas diferentes caldeiras com novas geometrias e novos diâmetros de furação dos furos vazios.

Ao longo deste capítulo irão ser estudados os avanços obtidos por cada um dos testes executados, bem como a percentagem de arranque por disparo. A percentagem de arranque, uma variável que consiste na relação entre o comprimento furado e o avanço obtido por disparo, é considerada satisfatória quando superior a 90%, ou seja, quando 10% da rocha onde foi realizada furação não é desmontada.

4.1. Dados Iniciais

Nesta fase do estudo, foram recolhidas informações do comportamento que cada frente apresentava consoante as suas características distintas. Para além de pertencerem a diferentes jazigos em exploração, foram escolhidas frentes onde a mineralização encontrada era maciça ou fissural, sendo que na última foram procurados exemplos dos tipos rochas encaixantes encontrados em Neves-Corvo. Para que fosse possível avaliar comportamento das mesmas, foram seleccionadas variáveis que se considerou que pudessem ter influência no avanço dos disparos – variáveis operacionais e do terreno – sendo que estas foram estudadas a partir de 34 casos distintos. Os dados recolhidos por frente e por disparo podem ser encontrados no ANEXO I.

Nesta fase, sem nenhuma alteração no ciclo *drift*, foi verificado um avanço médio de 3,55 metros, já superior ao existente à priori deste estudo – 3,3 metros. Por outro lado, a percentagem de arranque média foi de apenas 84,50%. Na Tabela 2 podem ser observados os avanços médios totais e por jazigo,

Tabela 2 - Avanços médios ponderados e percentagens de arranque obtidos na recolha inicial de dados.

JAZIGO	MÉDIA AVANÇO (M)	ARRANQUE (%)	Nº CASOS
CORVO	3,38	80,09%	5
ZAMBUJAL	3,85	85,52%	6
NEVES	3,32	83,68%	17
LOMBADOR	4,03	89,48%	6
TOTAL	3,55	84,50%	34

onde se verifica que os melhores resultados vêm do Lombador, apesar de no jazigo do Zambujal também terem sido encontrados avanços superiores a 3,8 metros, o target de arranque pretendido atingir pela Somincor (ainda que inferior ao valor mínimo indicado na bibliografia).

4.1.1. Variáveis Operacionais

As variáveis operacionais selecionadas, e já mencionadas no capítulo anterior, foram então o comprimento de furação, a qualidade do saneamento, o alinhamento dos furos da caldeira e a utilização de atacamento nos furos carregados com explosivo.

O comprimento de furação dependia do comprimento dos braços que cada jumbo de furação tinha incorporado: 4,5m ou 3,8m. Como se verifica na Tabela 3, a percentagem de arranque é semelhante para ambas as situações descritas, tendo apenas uma diferença de 1,76% (83,7% aquando a furação é realizada a uma profundidade de 3,8 metros versus 85,2% originados por uma furação a 4,5 metros). No entanto, é possível verificar uma diferença significativa quando observamos os valores reais dos avanços atingidos – numa furação a 4,5 metros de comprimento são conseguidos mais 0,65 metros por disparo. Este é um valor significativo na medida em que representa cerca de 17% dos 3,8 metros de target pretendido atingir pela empresa na média dos avanços por disparo.

Desta forma, é simples concluir que é preferencial a utilização de jumbos com braços que alcancem os 4,5 metros de furação dado que são conseguidos mais 0,65 metros por ciclo sem que a percentagem de arranque seja comprometida. Após esta conclusão tão evidente, a equipa da manutenção da mina foi envolvida no projecto de forma a averiguar qual a possibilidade de os jumbos com braços de 3,8 metros serem adaptados para 4,5, ficando a totalidade da frota preparada para a furação mais comprida.

Tabela 3 - Variação dos avanços por disparo atingidos consoante o comprimento de furação, a partir de médias ponderadas.

COMPRIMENTO DE FURAÇÃO (M)	MÉDIA AVANÇO (M)	ARRANQUE (%)	Nº CASOS
3,8	3,18	83,7%	15
4,5	3,83	85,2%	19

A qualidade do saneamento do topo da frente foi classificada como “Bom”, “Médio” ou “Mau”, sendo uma variável introduzida com o objectivo de verificar se este processo diminuía a fracturação presente durante a furação e, portanto, traduzindo-se numa melhoria para essa tarefa igualmente. A partir da Tabela 4, verifica-se um aumento muito significativo da média de avanço por disparo quando o saneamento do topo da frente é bom, ou seja, quando a maioria da fracturação criada pelo disparo anterior ou proveniente das características do terreno, é reduzida ao máximo.

É de salientar que nos terrenos mais competentes é, no geral, mais rápido de ser realizado um bom saneamento da frente ao invés dos terrenos em que apresentem pouca competência geomecânica. Porém, é precisamente nesses casos que o gasto adicional de tempo na duração do saneamento é imprescindível para uma melhoria nos resultados alcançados. Prova disso são os resultados médios

registados quando o saneamento da frente apenas foi classificado como “Médio” (Tabela 4), onde a percentagem de arranque desce aproximadamente 15% em relação a uma operação bem realizada (91,93% versus 78,86%). Por fim, apenas com quatro casos observados, as frentes onde o saneamento não foi bem conseguido, na maioria das vezes por muito fraca competência do terreno que não permitia uma operação com melhor resultado, a média de avanço baixa ainda mais, ou seja, para 69,19%. Perante os resultados encontrados, foi decidido que para o estudo da influência de um correcto saneamento da frente iria ser necessário a recolha de mais dados de forma a testar a importância que poderia ter no alcance de bons avanços por disparo.

Tabela 4 - Variação dos avanços por disparo atingidos consoante a qualidade do saneamento, a partir de médias ponderadas.

QUALIDADE SANEAMENTO	ARRANQUE (%)	Nº CASOS
Bom	91,93%	18
Médio	78,86%	12
Mau	69,19%	4

O alinhamento dos furos da caldeira foi avaliado como OK ou NOK, no sentido de verificar se os furos mais largos (os que devem de ficar vazios durante o carregamento) estavam paralelos entre si ou não, sem que ocorressem desvios significativos que pudessem influenciar o início da sequência do disparo. Para esta situação, da totalidade das 34 observações não foram registados quaisquer casos em que fosse verificado um desalinhamento significativo dos furos. Desta forma, este parâmetro foi eliminado da procura de oportunidades de melhoria no aumento médio do avanço por disparo.

Por fim, foi registado o número de furos atacados com argila durante o carregamento sendo que foram distribuídos por três categorias: nenhum furo com argila, apenas utilizado atacamento nos furos de contorno (por indicações da Mecânica das Rochas) e a aplicação em todos os furos carregados com explosivo (casos cuja frente a disparar se encontrava totalmente em maciço de forma a evitar o “disparo de pirite”). Durante a recolha de dados não foi encontrado nenhum caso em que não fosse aplicada argila em nenhum furo, pelo que na Tabela 5 apenas são verificadas as restantes situações já enumeradas. Verificou-se então uma ligeira melhoria (de aproximadamente 4%) nos avanços em que é utilizada argila para o atacamento de todos os furos carregados em comparação com os casos em que este apenas foi aplicado nos furos de contorno – 86,95% versus 83,48%, respectivamente.

Dado que a diferença encontrada nos valores representativos dos dois cenários possíveis foi pouco significativa, foi decidida a realização de mais testes para uma próxima fase do estudo.

Tabela 5 - Percentagens de arranque consoante o número de furos em que é aplicado atacamento, a partir de médias ponderadas.

FUROS COM ATACAMENTO	ARRANQUE (%)	Nº CASOS
Furos Contorno	83,48%	23
Todos	86,95%	11

4.1.2. Variáveis do Terreno

Em simultâneo com as variáveis operacionais, foram também recolhidas informações da composição e características das frentes— as chamadas de variáveis do terreno - ao longo dos 34 casos observados. Para este subcapítulo, as variáveis consideradas foram o tipo de rocha encontrado na frente, o grau de fracturação da mesma e ainda a presença de falhas.

Na mina de Neves-Corvo são encontradas frentes cujo minério se apresenta sob a forma de maciço ou sob a forma fissural, ou seja, de veios dispostos nas rochas encaixantes, sendo as mais comuns os xistos, as rochas vulcânicas e também quartzitos. Por norma, as frentes que se apresentam em maciço são caracterizadas por uma maior competência geomecânica (menor fracturação e maior dureza) pelo que são associadas a disparos com avanços de melhor rendimento, na medida em que existem menos planos de fraqueza por onde a força do explosivo se possa dissipar. Por outro lado, as frentes onde o minério está disposto em veios (fissural), a sua competência é ditada pela rocha encaixante. Desta forma, frentes constituídas maioritariamente por xistos são consideradas, na generalidade, por uma baixa competência devido à friabilidade típica desta rocha. No entanto, é comum que a parte não mineralizada da frente seja uma junção de várias rochas encaixantes, pelo que são encontrados contactos de xistos com rochas vulcânicas bem como xistos com quartzitos, estes últimos vistos no jazigo do Lombador. Esta ocorrência de rochas encaixantes de diferentes tipos tem tendência a ter uma competência ligeiramente superior quando apenas se encontram xistos, nunca chegando perto da encontrada nos maciços.

No entanto, os dados recolhidos durante esta fase do estudo, apresentados na Tabela 6, não representam com exactidão o que seria espectável pela teoria – as maiores percentagens de arranque não são encontradas nas frentes em maciço (86,79%) mais sim nas frentes cujo minério está disposto em fissuras entre xistos e quartzitos (89%). Porém, não é uma situação isenta de algumas questões na medida em que, como tem vindo a ser demonstrado neste quarto capítulo, existem inúmeras variáveis que singularmente influenciam o resultado do avanço por disparo.

Tabela 6 - Variação dos avanços por disparo atingidos consoante o tipo de rocha encontrado na frente, a partir de médias ponderadas.

TIPO DE ROCHA	ARRANQUE (%)	Nº CASOS
F - Vulcânicas	82,22%	9
F - Xistos	79,51%	5
F - Xistos e Quartzitos	89,00%	2
F - Xistos e Vulcânicas	85,51%	6
Sulfureto Maciço	86,79%	12

Embora os casos observados cujas frentes apresentavam minério sob a forma fissural entre xistos e quartzitos não seguissem o proposto pela teoria, tal não se verificou nos restantes cenários. Na Figura 49 podemos comprovar isso mesmo – as percentagens de arranque verificadas para as frentes com

xistos e rochas vulcânicas são inferiores aos encontrados nas frentes em maciço, sendo que os valores mais baixos estão ligados às frentes em xisto.

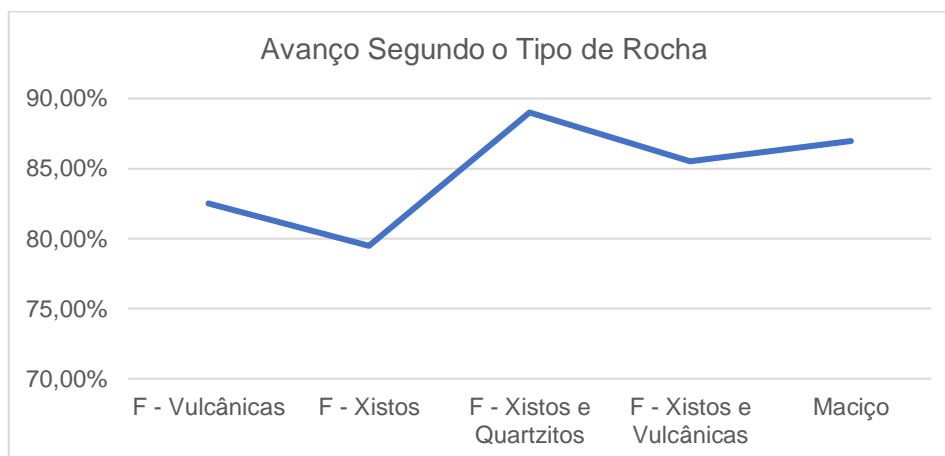


Figura 49 - Gráfico representativo da média ponderada de avanços por disparos em diferentes tipos de frente.

No entanto, o estudo da influência do tipo da rocha da frente no avanço por disparo torna-se interessante quando o relacionamos com a variável operacional qualidade do saneamento da frente. Na Tabela 7 é possível observar os resultados encontrados ao correlacionar essas duas variáveis. Quando é conseguido um saneamento do topo da frente, para todos os tipos de terreno são verificados melhores avanços – superiores a 85%. Nos casos observados em frentes em xistos e vulcânicas, o saneamento foi tão efectivo que permitiu que o avanço total do disparo fosse superior a 100%, ou seja, que o rendimento do disparo fosse superior à soma do comprimento para qual a frente havia sido furada com o avanço conseguido no saneamento. Porém, quando a qualidade do saneamento se reduz para “Médio”, os avanços conseguidos são inferiores para todos os tipos de terreno, onde a pior situação se verifica em frentes em xisto.

Na coluna da Tabela 7 que dispõe os resultados do “Mau” saneamento da frente encontra-se um valor anómalo nas frentes em xisto. Trata-se apenas de um caso onde, apesar de o saneamento realizado não ter sido bem conduzido, o disparo acabou por ter um bom rendimento, para o qual não foi encontrada uma explicação segura para o sucedido.

Tabela 7 – Resultados do avanço quando se relaciona o tipo de rocha da frente e a qualidade do saneamento aplicado na mesma, a partir de médias ponderadas.

TIPO DE ROCHA	SANEAMENTO		
	BOM	MÉDIO	MAU
F - Vulcânicas	93,88%	75,44%	65,19%
F - Xistos	85,87%	62,37%	81,65%
F - Xistos e Quartzitos	89,00%	-	-
F - Xistos e Vulcânicas	100,30%	87,58%	49,70%
Maciço	91,33%	78,21%	-

O grau de fracturação verificado na frente é uma variável que poderá ter um grande impacto no rendimento do disparo, dado que numa frente muito fracturada é complicado realizar uma furação limpa e sem desvios que, por sua vez, permita um carregamento correcto de todos os furos. Desta forma, a fracturação encontrada poderia ser classificada como “Não existente”, presente mas num “Baixo” grau ou então num grau de fracturação “Elevado”. Na Tabela 8 estão dispostos os resultados dessa análise. Apenas foi verificado um caso cuja frente apresentava fracturação elevada, o que se traduziu num avanço extremamente reduzido (49.70%). Por outro lado, quando a fracturação foi classificada como baixa ou inexistente, são encontrados avanços significativamente superiores, 82,95% e 89,09% respectivamente.

Tabela 8 - Variação dos avanços por disparo atingidos consoante a fracturação existente no terreno, a partir de médias ponderadas.

GRAU FRACTURAÇÃO	ARRANQUE (%)	Nº CASOS
Não Existente	89,09%	15
Baixo	82,95%	18
Elevado	49,70%	1

Tal como já referido, o saneamento correcto de uma frente pode reduzir em grande parte a fracturação existente na mesma e, conseqüentemente, numa melhoria qualidade da posterior furação. Desta forma, os dados das variáveis foram cruzados e a sua correlação pode ser estudada a partir da Tabela 9. É então verificado que um bom saneamento se traduz numa baixa ou mesmo inexistente fracturação, o que por sua vez, tal como esperado, conduz a avanços elevados (superiores a 90%). À medida que a qualidade do saneamento vai decrescendo, mesmo com fracturações reduzidas, observa-se uma redução da percentagem de arranque por disparo na ordem dos 15%.

Tabela 9 - Relação entre a fracturação da frente e a qualidade do saneamento aplicado na mesma, a partir de médias ponderadas.

GRAU FRACTURAÇÃO	SANEAMENTO		
	BOM	MÉDIO	MAU
Não Existente	91,94%	76,93%	-
Baixo	92,19%	78,77%	76,17%
Elevado	-	-	49,70%

Por último, foi estudada a influência das falhas nos avanços por disparo, sendo que em nenhum dos casos foram observadas falhas de grande dimensão. Desta forma, os casos foram distribuídos por dois grupos: a “Não” existência de falhas ou a presença de algumas, mas “Pouco significativas”. Na Tabela 10 estão dispostos os resultados encontrados sendo que a presença de falhas, apesar uma baixa expressão, se traduzem, em média, numa redução de aproximadamente 4% no avanço alcançado.

Tabela 10 - Variação dos avanços por disparo atingidos consoante a existência de falhas na frente.

PRESENÇA DE FALHAS	ARRANQUE (%)	Nº CASOS
Não	85,34%	28
Pouco significativas	81,34%	6

Esta variável foi introduzida no estudo na perspectiva de estudar o quanto se perdia nos disparos quando eram encontradas falhas de caixa aberta ou entre litologias bastante distintas, ou seja, de grande dimensão. Seria nestes casos que a força dissipada durante o disparo poderia ser realmente significativa na medida em que haveria espaços vazios ou planos de fraqueza consideráveis. Porém não foi possível recolher informações neste sentido pois nenhum dos casos estudados apresentou características semelhantes às acima enumeradas.

Estas variáveis de terreno foram tidas em consideração no estudo não no sentido de ser possível alterar as características do terreno, mas sim na tentativa de perceber qual a influência que têm no rendimento dos disparos e de que forma, caso essa mesma influência seja negativa, é possível reduzir o seu impacto no ciclo *drift*. Desta forma, foi possível justificar que, maioritariamente nas frentes que apresentem alguma fracturação ou que o terreno tenha menor competência geomecânica (casos em que a rocha encaixante é o xisto por exemplo), o correcto saneamento do topo tem grande impacto no desempenho do disparo.

4.2. Resultados da Fase 1

Após a recolha de dados inicial, onde foi possível estudar o comportamento dos disparos consoante os factores que influenciassessem o seu rendimento (nomeadas de variáveis operacionais e variáveis de terreno), foram iniciados os testes incluídos na Fase 1. Esta etapa inclui um estudo aprofundado do impacto de, por um lado, um correcto saneamento da frente e, por outro, da aplicação de atacamto em todos os furos com explosivo no rendimento do disparo. A totalidade dos dados recolhidos encontra-se no ANEXO II.

4.2.1. Saneamento do topo da frente

No subcapítulo anterior já havia sido demonstrado que quando era realizado um correcto saneamento do topo de uma frente, era encontrada uma tendência favorável a um bom rendimento do disparo que se sucedesse. Desta forma, este tema foi aprofundado tendo sido observados 16 saneamentos de frentes com tipos de rocha distintos e em diferentes jazigos da mina. Dessas observações, apenas 13 foram validadas na medida em que as restantes se traduziam num avanço produzido pelo saneamento demasiado elevado (superior a 1 metro). Estes casos foram classificados como anómalos, dado que

as situações a considerar seriam as que representassem o comportamento médio das frentes da mina de Neves-Corvo durante a tarefa em causa.

Assim, os avanços atingidos com o saneamento foram agrupados consoante o tipo de rocha que caracterizava as frentes sendo possível observar uma média dos resultados encontrados na Tabela 11. Seguindo a tendência dos resultados iniciais, nas frentes cujo minério é fissural, que normalmente são caracterizadas por uma menor competência geomecânica, são aquelas em que os avanços registados têm maior expressão. São verificados avanços muito significativos nas frentes em xisto e em combinação de xisto e rochas vulcânicas, 49 e 82 centímetros respectivamente, Porém, no caso de a rocha encaixante ser vulcânica, o saneamento não proporcionou um avanço tão expressivo como nas restantes situações, embora apenas tivesse sido observada uma frente com estas características litológicas. Nas frentes em maciço, que têm normalmente uma dureza considerável associada, foram registados avanços médios de 10 cm. Isto significa que, apesar de serem terrenos competentes, também nestes casos a fragmentação criada pelo disparo anterior é visível na nova face criada.

Tabela 11 - Média ponderada dos avanços realizados durante o saneamento do topo das frentes após disparo, a partir de médias ponderadas.

TIPO DE ROCHA	AVANÇO MÉDIO COM SANEAMENTO (M)	Nº CASOS
SULFURETO MACIÇO	0,10	4
F - XISTOS	0,49	6
F - VULCÂNICAS	0,08	1
F - XISTOS E VULCÂNICAS	0,82	2
TOTAL	0,39	13

Perante os resultados encontrados, a empresa decidiu tornar o saneamento das frentes como uma tarefa obrigatória em cada de ciclo de disparo. Nos dados iniciais, havia sido provado que um bom saneamento da frente estava associado a avanços superiores por disparo, na medida em que a furação era realizada numa face menos fracturada e, por isso, originando furos mais limpos e paralelos entre si. Por outro lado, na fase 1, foi também provado que a tarefa do saneamento, por si só, poderá realizar avanços consideráveis sem que seja necessária furação e aplicação de explosivo, sendo esse avanço variável consoante a competência do terreno em causa.

4.2.2. Atacamento em todos os furos com explosivo

Também constituinte da fase 1 foi o estudo do impacto da utilização do atacamento em todos os furos carregados com explosivo no avanço de um disparo. Para tal foram acompanhados 12 carregamentos de três frentes, duas em maciço e outra cujo o minério se encontrava em veios intersectados no xisto, sendo que os resultados se encontram na Tabela 12.

Tabela 12 - Média dos avanços realizados quando aplicado atacamto em todos os furos carregados com explosivo, a partir de médias ponderadas.

TIPO ROCHA	FRENTE	ARRANQUE (%)	AVANÇO (M)	Nº CASOS	AVANÇO MÉDIO POR TIPO DE ROCHA
SULFURETO MACIÇO	B821M238	86,73%	3,45	4	87,89% - 3,73 M
	LS395B065	89,06%	4,01	4	
F - XISTOS	C6628B07	91,07%	3,94	4	91,07% - 3,94 M

Como já havia sido mencionado, por indicação do departamento da Mecânica das Rochas, o atacamto dos furos de contorno era obrigatório enquanto nos restantes furos do diagrama de fogo – à excepção dos mais largos - apenas era aplicada argila se a frente se encontrasse em maciço (devido ao perigo do “disparo de pirite”). Desta forma, continuaram a ser obtidos bons resultados neste tipo de frentes, com avanços médios de 3,73 metros, ou seja, 87,89%. Apesar deste valor ser inferior ao *target* de 3,8 metros, está muito influenciado pela utilização de jumbos com braços que permitem furação apenas a 3,8, sendo que numa amostra de 8 observações, em 3 foram utilizados esses equipamentos. No entanto, para a frente em minério fissural, foram obtidos quatro disparos com uma média de avanço bastante elevada – 3,94 metros que correspondem a 91,07%, um valor bastante acima do objectivo.

Na Figura 50 está representada a comparação dos avanços encontrados na aplicação do atacamto versus os que haviam sido encontrados inicialmente, consoante o tipo de rocha das frentes. Como era espectável, sendo o procedimento do carregamento dos furos igual, os avanços obtidos nas frentes de maciço foram semelhantes aos dados iniciais recolhidos, com uma diferença pouco superior a 1%. Por outro lado, nas frentes cuja rocha encaixante é o xisto, é visível uma notória melhoria das percentagens de arranque, passando de uma média de 79,51% para 91,07%.

Perante este aumento tão significativo verificado nos avanços médios do último caso, o procedimento de carregamento onde em todos os furos carregados com explosivo é utilizada argila para atacamto foi alargado a todas as frentes, independentemente do minério se apresentar em maciço ou sob a forma fissural.

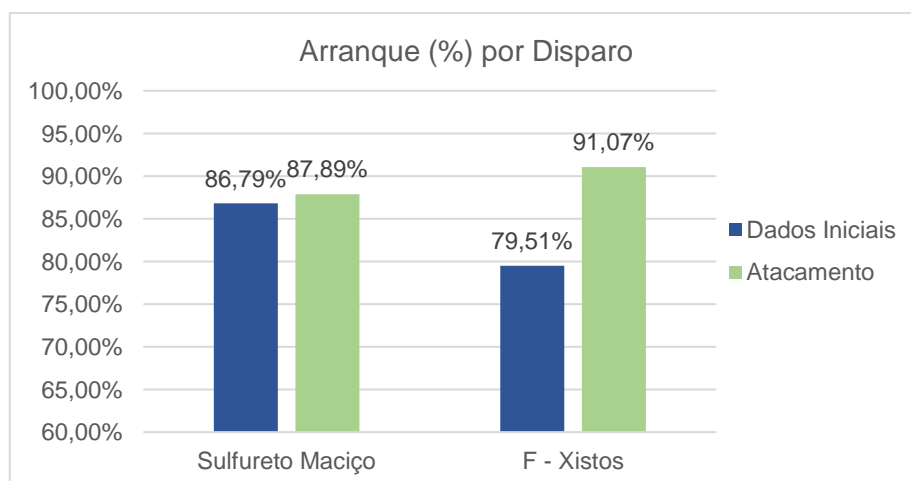


Figura 50 - Comparação das percentagens de arranque entre os resultados encontrados na fase inicial e aquando foi aplicado atacamto em todos os furos com explosivo, segundo o tipo de rocha da frente.

4.3. Resultados da Fase 2 – Aumento de uma fiada no diagrama de fogo

Na segunda fase do estudo foi analisado qual o efeito do aumento de uma fiada ao diagrama de furação para terrenos duros e para brandos sendo, respectivamente, considerada uma malha de 9x8 e 8x8. A totalidade dos dados recolhidos pode ser encontrada no ANEXO III.

Este novo dimensionamento teve por objectivo aumentar a carga específica utilizada para desmontar o volume de rocha de uma secção *drift*, neste caso 5 x 5 metros. Desta forma, aumentando a quantidade de explosivo para um volume de rocha constante, era espectável um aumento significativo do avanço obtido em cada disparo. No entanto, o aumento do consumo de explosivo poderia criar condições de instabilidade na rocha remanescente dado que as vibrações e impacto criados iriam ser superiores. Por isso, para além da variação dos avanços médios, nesta fase foi importante avaliar disparo a disparo quais as condições de estabilidade que o terreno apresentava após a detonação bem como a granulometria do material originado. Caso fosse registada uma redução na granulometria, seria um indicador que a nova carga específica utilizada era superior à necessária para desmontar o tipo de rocha considerada.

Para o cálculo da carga específica, foi considerada uma secção teórica de 5 por 5 metros e um rendimento de arranque médio de 90%, ou seja, de um avanço médio de 4,05 metros, o que permite calcular o volume de rocha desmontado a cada disparo. Na Tabela 13, encontram-se os valores característicos para cada tipo de diagrama utilizado tanto na fase anterior ao estudo (malhas de 7x8 ou 8x8) como nos novos em teste (malhas de 7x8 ou 8x8).

Tabela 13 - Cálculo da carga específica consoante o número de furos de cada diagrama.

DIAGRAMA	Nº FUROS COM EMULSÃO	EMULSÃO POR FURO (KG)	Nº FUROS CONTORNO	EXPLOSIVO EM CADA FURO CONTORNO (KG)	CARGA ESPECÍFICA (KG/M ³)
7X8	51	6,5	17	1,6	3,54
8X8	58	6,5	18	1,6	4,01
9X8	65	6,5	19	1,6	4,47

Ao compararmos estes valores com o enunciado na teoria para este intervalo de secções (1,85 kg/m³ – Figura 51), verifica-se que são muito acima do espectável. Nesta comparação, as características do maciço rochoso de Neves-Corvo devem ser ponderadas, dado que a rocha é dura, tem uma densidade elevada e é bastante confinada (estado de tensão *in-situ* elevado devido às profundidades de exploração na mina serem consideráveis). Todos estes factores contribuem para que a carga específica tenha de ser mais elevada de forma a que sejam obtidos bons resultados no avanço por disparo, dado que a rocha oferece uma maior resistência a ser fracturada, sendo, conseqüentemente, necessária uma maior quantidade de explosivo.

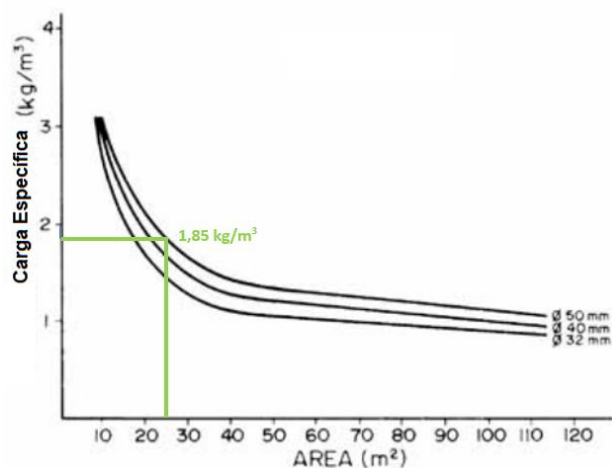


Figura 51 - Carga específica teórica para a secção de 25 m² utilizada na mina de Neves-Corvo. É comparado a um diâmetro de furação de 50 mm, quase similar ao utilizado na Somincor (51 mm).

Assim, foi possível aferir qual o aumento percentual de carga explosiva (Tabela 14), ou seja, o aumento da massa de explosivo utilizada quando o volume de rocha se manteve constante. Para o teste de aumento de uma fiada ao diagrama de fogo, tanto para o caso da rocha branda onde a malha passava de 7x8 para 8x8, como para as rochas mais duras, cuja malha foi de 8x8 para 9x8.

Tabela 14 - Aumento percentual da carga específica para os testes de aumento de uma fiada.

TESTE	AUMENTO CARGA ESPECÍFICA
7X8 → 8X8	13,1%
8X8 → 9X8	11,6%

Nos terrenos mais duros, normalmente encontrados nos jazigos de Neves e do Lombador, foi testado um diagrama de fogo com 9 x 8 fiadas em 21 disparos, onde os avanços médios, consoante o tipo de rocha das frentes consideradas, podem ser analisados através da Tabela 15. Os resultados encontrados foram muito satisfatórios pois, apesar de se tratar de frentes com um historial de avanço por ciclo positivo, para os dois tipos de rocha encontrados avanços bastante superiores ao *target* de 3,8 metros, com um rendimento médio por disparo superior a 90%.

Tabela 15 - Média ponderada dos avanços realizados quando aumentada uma fiada ao diagrama de fogo nos terrenos duros, passando de 8x8 para 9x8.

TIPO ROCHA	FRENTE	ARRANQUE (%)	AVANÇO (M)	Nº CASOS	AVANÇO MÉDIO POR TIPO DE ROCHA
SULFURETO MACIÇO	LS380B061	83,13%	3,74	5	90,16% - 4,06 M
	LS395B065	92,57%	4,17	7	
	LS415B060	96,25%	4,33	3	
F - VULCÂNICAS	B750S192	92,58%	3,95	6	92,58% - 3,95 M

Um teste semelhante foi executado em frentes de minério fissural, ou seja, com terreno de características mais brandas. Foram considerados 36 disparos onde foi utilizado um diagrama de fogo com uma malha de 8x8 - Tabela 16. Nos casos cuja rocha encaixante se tratava do xisto, o avanço médio encontrado foi de 3,86 metros com um rendimento de 93,33%, ou seja, acima do objectivo proposto. Por outro lado, as frentes constituídas tanto por xistos como por rochas vulcânicas o resultado foi inferior – 70,28%. Neste grupo foi considerada uma frente com um nível de fracturação muito elevado e com presença de algumas falhas e contactos, apesar de não significativos. Como observado em capítulos anteriores, estes factores podem ser muito condicionantes do que diz respeito à obtenção de bons avanços e podem causar situações em que, por melhor executadas que todas as tarefas constituintes do ciclo mineiro possam ser, um bom resultado é sempre difícil de obter. Por estas razões, se apenas considerarmos o avanço da frente C8748B06, encontramos dois disparos cuja média de avanço foi de 81,93%, um valor já superior e mais representativo das condições gerais das frentes fissurais de xistos e rochas vulcânicas.

Tabela 16 - Média ponderada dos avanços realizados quando aumentada uma fiada ao diagrama de fogo nos terrenos brandos, passando de 8x7 para 8x8.

TIPO ROCHA	FRENTE	ARRANQUE (%)	AVANÇO (M)	Nº CASOS	AVANÇO MÉDIO POR TIPO DE ROCHA
F - XISTOS	C493M006	88,50%	3,78	6	93,33% - 3,86 M
	C5633B10	101,73%	4,40	4	
	C6165B21	87,28%	3,32	3	
	C6602B03	94,46%	3,78	7	
	C6628B07	92,96%	4,18	3	
	C8108B35	91,23%	3,47	3	
	C8155R08	95,93%	4,01	5	
F - XISTOS E VULCÂNICAS	C8748B06	81,93%	3,40	2	70,28% - 3,05 M
	Z766B016	62,52%	2,81	3	

A partir da Figura 52 é possível comparar os valores dos avanços médios obtidos com o aumento de uma fiada ao diagrama de fogo com os resultados dos dados iniciais, sendo que esta comparação foi feita entre cada tipo de rocha, para que as variáveis que caracterizam as frentes fossem semelhantes.

Para simplificar a leitura do gráfico e também para que as conclusões retiradas fossem directas, foram escolhidas frentes de terreno duro onde o minério se apresentasse sob a forma de maciço ou entre rochas vulcânicas; ao invés, foram consideradas frentes brandas que fossem constituídas por xisto e xisto/rochas vulcânicas. Verifica-se que, para todos os tipos de rocha considerados, há um aumento significativo do rendimento dos avanços por disparo, à excepção das frentes cuja rocha encaixante era xisto/vulcânicas. No entanto, se descartássemos o avanço médio encontrado na frente Z766B016, caracterizada por uma elevada fracturação, os valores a comparar já seriam mais semelhantes: 85,51 % VS 81,93%, dados iniciais versus dados da fase 2, respectivamente.

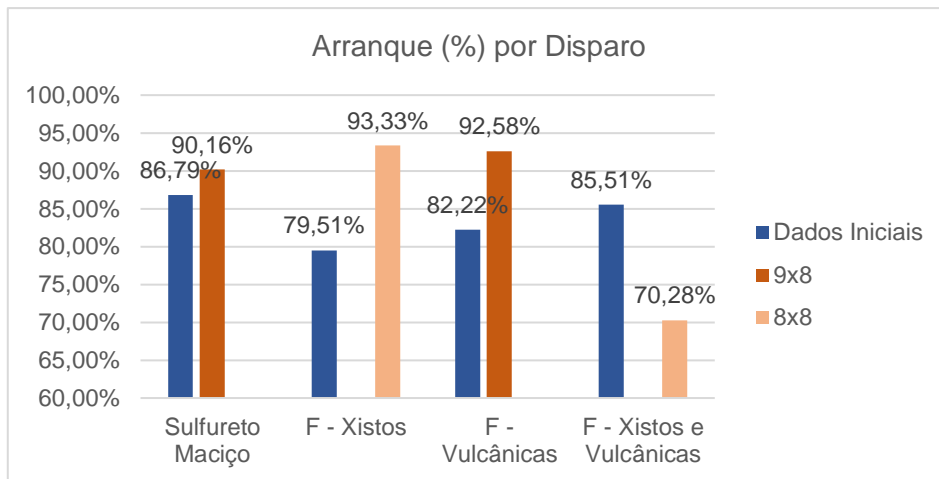


Figura 52 - Comparação das percentagens de arranque entre os resultados encontrados na fase inicial e aquando foi adicionada uma fiada ao diagrama de fogo.

Com as percentagens de arranque obtidas, é possível afirmar que o aumento do consumo específico por disparo se traduz num “avanço garantido”. Com este termo pretende-se dizer que os rendimentos do disparo são facilmente obtidos, mesmo que a realização de qualquer tarefa não seja executada com a precisão e brio possível. Desta forma, poderemos não estar numa situação óptima na relação dos custos do ciclo vs avanço por disparo.

Foram também analisadas as condições da rocha remanescente após o disparo. Na Figura 53, observam-se o tecto e um hasteal do último disparo, antes de qualquer saneamento, da frente LS395B065 (terreno duro), tal como se apresenta na Figura 54 para a frente C6602B03 (terreno brando). Para o primeiro caso, são notórias as “meias canas” criadas pelos furos de contorno e a rocha remanescente não apresentou fracturação superior ao que seria normalmente encontrado. Por outro lado, as “meias canas” também são visíveis na rocha branda apesar de menos evidentes. Existe uma



Figura 53 - LS395B065: Verificação da estabilidade da rocha remanescente, onde são visíveis as marcas das canas de contorno nos hasteais e no tecto.



Figura 54 - C6602B03: Verificação da estabilidade da rocha remanescente, onde são visíveis as marcas das canas de contorno nos hasteais e no tecto.



maior irregularidade presente no tecto da galeria pois, para além de haver uma fragilidade no ombro direito devido à escavação da galeria adjacente (onde é visível enchimento), parecia estar enunciado um contacto litológico pouco significativo.

Por fim, a problemática da granulometria do material desmontado também foi analisada para ambos os tipos de rocha. Na Figura 55 encontram-se as rochas partidas sem que tenham sofrido qualquer alteração após a detonação, sendo que à esquerda se apresenta o resultado do disparo na frente LS395B065, enquanto à direita está o da frente C6602B03. Após observação das pilhas, onde como escala foi utilizada uma capa A4 azul, foi determinado que a dimensão dos blocos de material disparado ainda se encontrava dentro do intervalo de calibres aceites pela empresa embora sendo inferior à registada na situação inicial.



Figura 55 - Avaliação da granulometria do material originado pelo disparo com mais uma fiada nas frentes LS395B065 (à esquerda) e C6602B03 (à direita).

A obtenção de material de calibre inferior traz tanto vantagens como desvantagens às operações do ciclo *drift*. Por um lado, granulometrias mais reduzidas são melhor recebidas na britagem na medida em que poderá haver uma redução do desgaste de alguns componentes; por outro, o material torna-se mais fino o que pode originar um aumento das poeiras em suspensão que, ao ser realizada a rega do material, poderá originar mais lama por este ser de dimensões reduzidas.

A fase 2 desta dissertação permitiu concluir que o aumento de uma fiada no diagrama de fogo quer para terrenos brandos como para terrenos duros se traduz, na generalidade, num aumento significativo do rendimento dos disparos. Para além disso, ainda foi possível provar que o aumento de carga específica não trouxe problemas de estabilidade à rocha remanescente e o material desmontado continuou a apresentar uma granulometria dentro dos parâmetros aceites pela Somincor. Desta forma, esta oportunidade de melhoria no aumento do avanço por disparo foi decidida a sua implementação por todas as frentes da mina.

4.4. Resultados da Fase 3 – Teste de novas caldeiras

Durante a terceira e última fase deste estudo, foram testados três tipos de caldeiras distintas, porém semelhantes, da usada no diagrama de fogo estipulado pela empresa. As novas caldeiras foram, no fundo, conseguidas a partir de pequenas alterações à existente, neste caso a introdução de mais um furo largo por permuta com um carregado com explosivo e o aumento do diâmetro de furação dos furos vazios. A totalidade dos dados recolhidos para os três testes pode ser encontrada no ANEXO IV.

A primeira caldeira a ser testada apresentava três furos vazios que eram alargados a 102 mm, tendo sido recolhida informação de 27 casos. A alteração em causa foi a transformação de um furo carregado com explosivo (o furo “zero” de onde a temporização do disparo era iniciada) num furo alargado - Figura 56. A sequência de disparo inicial tinha por objectivo detonar os furos imediatamente adjacentes aos alargados de forma a criar um rectângulo vazio de 50 por 60 cm, a partir do qual os restantes furos eram sequencialmente activados. Desta forma, com menos um furo carregado com explosivo era possível obter o mesmo espaço vazio, quando comparado com a situação inicial.

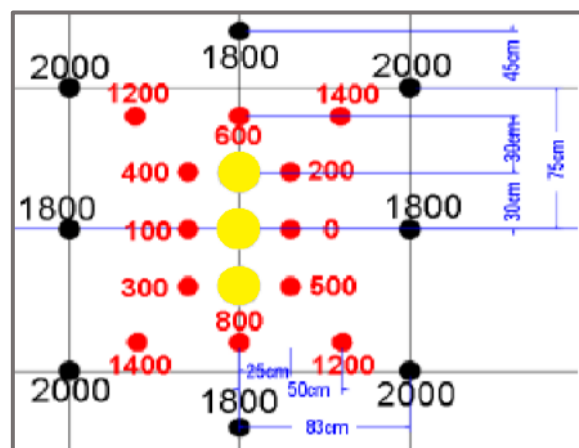


Figura 56 - Diagrama da caldeira em teste de três furos largos de 102 mm.

Com o alargamento dos furos, existe uma maior probabilidade que estes varem uns com os outros na medida em que a área de furação é reduzida e o espaço deixado entre os furos era curto, característica essencial para um bom rendimento da fase inicial do disparo. Desta forma, sendo que o layout da caldeira consistia em três furos largos alinhados na vertical, havia a preocupação de que este problema tivesse uma maior expressão durante esta furação. No entanto, das observações realizadas, em nenhuma foram encontrados furos largos que tivessem sofrido um desvio a ponto de interceptarem outra furação.

Na Tabela 17 estão dispostos os avanços médios encontrados durante os 27 casos observados, agrupados consoante o tipo de rocha verificado na frente. Verifica-se que esta alteração na caldeira conduziu a melhores resultados nas frentes de maciço enquanto nas restantes os avanços médios foram inferiores, sendo os mais curtos registados nas frentes constituídas por xistos e rochas vulcânicas, onde o seu rendimento foi de 74,35%. A média global dos avanços das frentes onde foi aplicada esta caldeira foi de 3,69 metros, com uma percentagem de arranque de 83,48%, ou seja, um valor aquém do *target* de 3,8 metros.

Tabela 17 - Média ponderada dos avanços realizados quando utilizada a caldeira com 3 furos largos de 102 mm.

TIPO ROCHA	FRENTE	% ARRANQUE	AVANÇO (M)	Nº CASOS	AVANÇO MÉDIO POR TIPO DE ROCHA
SULFURETO MACIÇO	LS380B061	88,74%	3,99	6	88,74% / 3,99 M
F - XISTOS	C4881B06	88,49%	3,78	3	83,94% / 3,69 M
	C4881B11	81,88%	3,68	3	
	C6551B02	79,14%	3,38	3	
	C8748B13	85,33%	3,84	5	
F - VULCÂNICAS	N7733B09	82,96%	3,73	3	82,96% / 3,73 M
F - XISTOS E VULCÂNICAS	Z6653B01	74,35%	3,22	4	74,35% / 3,22 M

A segunda caldeira a ser testada foi a representada na Figura 57, que é em tudo semelhante à inicial, porém os furos vazios são alargados a 127 mm e não a 102. Esta alteração teve, portanto, como objectivo perceber qual a influência que o aumento do espaço vazio criado pelos furos largos tem no rendimento dos disparos, quer para frentes brandas como para frentes de terreno mais duro.

Foram recolhidos dados de 17 casos em que esta alteração foi considerada, sendo que os resultados correspondentes se encontram na Tabela 18, agrupados segundo a forma como o tipo de rocha. Verifica-se que o resultado encontrado foi superior bastante superior ao *target* de 3,8 metros para três das cinco frentes escolhidas para o teste. Não foi encontrada nenhuma correlação dos rendimentos encontrados com o tipo de rocha de cada frente, dado que em todos os grupos são registadas médias de avanço muito positivas como, ao invés, algo reduzidas (inferiores ao objectivo estipulado), pelo que os dados encontrados foram inconclusivos.

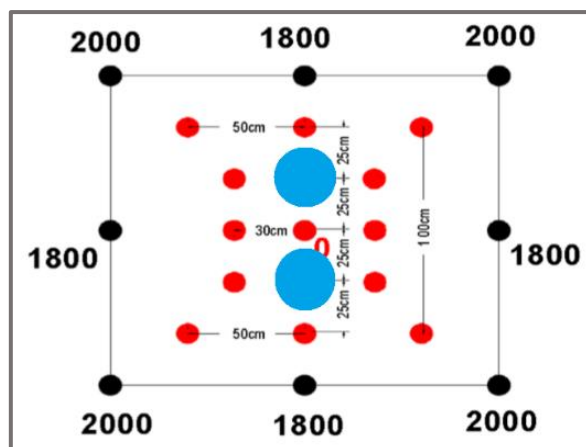


Figura 57 - Diagrama da caldeira em teste de dois furos largos de 127 mm.

Tabela 18 - Média ponderada dos avanços realizados quando utilizada a caldeira com 2 furos largos de 127 mm.

TIPO ROCHA	FRENTE	ARRANQUE (%)	AVANÇO (M)	Nº CASOS	AVANÇO MÉDIO POR TIPO DE ROCHA
SULFURETO MACIÇO	LS380B061	95,41%	4,29	3	89,85% / 4,04 M
	LS395B065	81,52%	3,67	2	
F - XISTOS	C5633B08	92,94%	3,96	3	92,94% / 3,96 M
F - XISTOS E VULCÂNICAS	N7693B10	88,28%	3,98	2	87,16% / 3,68 M
	Z7254B18	86,42%	3,49	3	

A introdução do alargamento dos furos para 127 mm trouxe a problemática de qual seria o aumento do tempo da furação de cada um destes furos em comparação com o diâmetro de 102 mm. Caso esta diferença se revelasse significativa, para além de aumentar o tempo necessário à realização de um ciclo de disparo *drift*, poderia significar existirem situações em que fosse posto em causa o carregamento da frente para que tivesse de ser executado no turno seguinte.

Na frente LS380B061 foram testadas ambas as caldeiras referidas, ou seja, a de três furos largos de 102 mm e a de apenas 2 cujos furos tinham um diâmetro de 127 mm. Como tal, nesta frente foi quantificada a diferença entre os tempos da furação do alargamento dos furos das dimensões considerados para que as características do terreno que influenciam a rapidez da furação fossem constantes para os dois casos. Na Tabela 19 encontra-se o tempo que cada furo de cada caldeira demorou a ser alargado ao respectivo diâmetro final.

Tabela 19 - Tempos da furação de alargamento dos furos vazios a 102 e 127 mm de diâmetro.

DIÂMETRO ALARGAMENTO (MM)	FURO 1 (MINUTOS)	FURO 2 (MINUTOS)	FURO 3 (MINUTOS)	TOTAL (MINUTOS)
102	6:09	6:27	6:16	18:52
127	12:12	11:59	-	24:11

Observa-se então que, para o mesmo terreno e, como tal, com características semelhantes, o alargamento de um furo para 127 mm demora, aproximadamente, o dobro do tempo quando realizado um furo com diâmetro de 102 mm sendo, por isso, uma diferença de tempo é considerável. Para além deste factor, a equipa da mecânica determinou ainda que o jumbo e respectivos componentes estariam sujeitos a um maior desgaste quando realizado um alargamento a 127 mm dado que as pressões de rotação, impacto e avanço têm de ser ligeiramente superiores em comparação com as necessárias para a furação com diâmetro de 102 mm.

Por fim foi testada a caldeira com três furos largos com diâmetros de 127 mm, representada na Figura 58. Com este teste, que foi aplicado em 22 casos, pretendeu-se novamente verificar se o aumento do volume vazio se traduziria num aumento do rendimento do disparo, sendo que nesta situação foi adicionado um furo vazio ao diagrama bem como foi aumentado o seu diâmetro, em comparação com a caldeira inicial. O problema levantado na caldeira de três furos largos de 102 mm referente há possibilidade de ocorrer a intercepção dos mesmos durante a furação, não só existia para este como era mais provável de ocorrer. O espaço entre furos vazios, com o aumento do diâmetro, que seria de apenas de 123 mm em adição à inclinação adquirida ao longo de 4,5 metros de furação poderia conduzir a uma situação em que os furos varassem entre si, comprometendo o avanço do disparo.

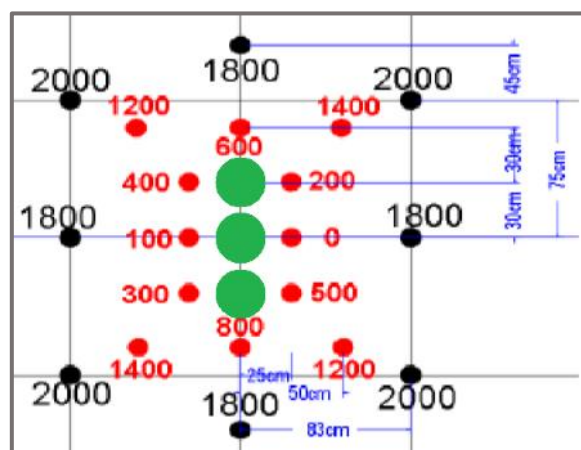


Figura 58 - Diagrama da caldeira em teste de três furos largos de 127 mm.

Durante as 22 furações observadas, em nenhum foi verificada a intercepção dos furos, talvez em parte devido à atenção redobrada do operador dada a precisão necessária para a realização da tarefa. Na Tabela 20 encontram-se os dados recolhidos durante esta fase do teste. Novamente, existem frentes cujo avanço médio é muito acima do target de 3,8 metros, como são os casos B821M243 e N7556B01, enquanto são igualmente registados rendimentos mais baixos que nem se aproximaram do objectivo proposto, sem que fosse encontrada qualquer tipo de correlação entre os melhores e os piores resultados.

A Figura 59 é composta por um gráfico que permite analisar os resultados encontrados com o teste de três caldeiras distintas quando comparados com os obtidos na fase anterior, onde foi aprovado o acréscimo de uma fiada ao diagrama de fogo para todas as frentes. Tal como previsto na análise dos resultados dos testes individualmente, estes são inconclusivos. Para o caso das frentes em maciço, os

Tabela 20 - Média ponderada dos avanços realizados quando utilizada a caldeira com 3 furos largos de 127 mm.

TIPO ROCHA	FRENTE	AVANÇO (%)	AVANÇO (M)	Nº CASOS	AVANÇO MÉDIO POR TIPO DE ROCHA
SULFURETO MACIÇO	B821M243	88,89%	4,00	2	88,89% / 4,00 M
F - VULCÂNICAS	N7556B01	95,19%	4,28	3	82,62% / 3,72 M
	N7733B	80,22%	3,61	7	
	N8113B	78,44%	3,53	5	
F - XISTOS E VULCÂNICAS	N7693B10	68,18%	2,85	5	68,18% / 2,85 M

rendimentos de disparo encontrados são sempre superiores a 88% para qualquer das situações consideradas. Os valores apresentados são tão próximos que se torna complicado retirar alguma conclusão directa. Por outro lado, nas frentes em xisto os melhores avanços foram registados na Fase 2, apesar de terem sido encontrados bons rendimentos para o teste da caldeira com dois furos largos de 127 mm. O mesmo foi verificado para as frentes cujas rochas encaixantes eram vulcânicas, onde os melhores resultados foram encontrados na fase anterior. Por último, as frentes construídas por xistos e rochas vulcânicas também apresentaram rendimentos baixos, à excepção do teste dos dois furos largos de 127 mm.

No fim, o único diagrama de caldeira testado que revelou resultados positivos foi aquele onde apenas foi aumentado o diâmetro dos dois furos largos para 127 mm. No entanto, como estudado na Tabela 19, o alargamento destes furos era mais demorado do que o realizado para 102 mm (cerca do dobro) e ainda era propício a um maior desgaste dos constituintes do jumbo de furação dada a necessidade de aumentar ligeiramente as pressões de furação. Desta forma, não é possível afirmar que tenham sido recolhidos dados com certeza suficiente para colocar em prática qualquer uma das caldeiras testadas.

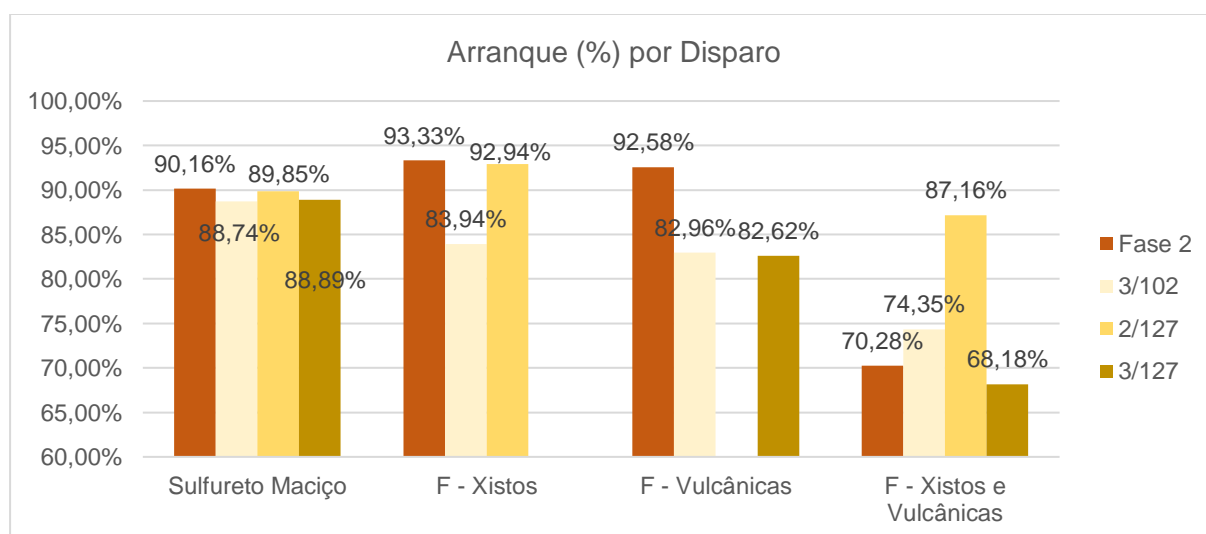


Figura 59 - Comparação das percentagens de arranque entre os resultados encontrados na fase 2 e quando a caldeira foi alterada.

5. Conclusões finais

Esta dissertação teve como objectivo o estudo das operações constituintes do ciclo mineiro e a identificação de oportunidades de melhoria no mesmo de forma a aumentar o avanço por disparo. Este estudo foi desenvolvido nas frentes de produção da mina de Neves-Corvo, onde, à data do início do mesmo, o avanço médio por disparo era de 3,3 metros, ou seja, cerca de 50 centímetros inferior ao *target*.

Numa fase inicial, foram acompanhadas as operações constituintes do ciclo mineiro, onde foi dada maior importância à furação, carregamento e saneamento mecânico. À data, o saneamento consistia numa parte do ciclo mineiro não obrigatória, ou seja, apenas era realizada quando as condições de estabilidade do terreno não eram garantidas ou quando este se apresentava demasiado fracturado após o disparo, colocando em causa a segurança dos operadores durante as seguintes tarefas do ciclo. Desta fase inicial de recolha geral de dados, foram identificadas algumas oportunidades nas operações que, ao serem aplicadas, poderiam influenciar o rendimento dos disparos. Foi então confirmado que ao considerado o equipamento com o comprimento de furação maior (4,5 metros) não era perdido rendimento nos disparos. O saneamento mecânico cuidado da frente de trabalho, onde o material fracturado era eliminado proporcionava uma melhor furação e, por vezes, significava até ligeiros avanços com uma média de 39 cm por todas as frentes da mina. Por fim, a utilização obrigatória de atacamento em todos os furos também se verificou benéfica para os avanços. Desta forma, os resultados iniciais conduziram à adaptação de todos os braços dos jumbos de 3,8 para 4,5 metros, à obrigatoriedade da realização do saneamento mecânico em todos os disparos e ainda à utilização de atacamento em todos os furos (mesmo os de produção) em todas as frentes, ao invés de apenas das que apresentavam potencial disparo de pirite.

Numa segunda fase do estudo foi estudada a influência no rendimento dos disparos quando adicionada uma fiada ao diagrama de fogo, ou seja, quando aumentada a quantidade de explosivo pelo mesmo volume de rocha a desmontar. Para as frentes com rocha branda, verificaram-se avanços de 3,75 metros e nos desmontes com rocha mais dura os avanços médios foram de 4,02 metros. Este valor já é superior ao *target* requerido pela empresa de 3,8 metros, embora o avanço médio nas rochas brandas ainda fosse inferior. No entanto, foi tida em consideração uma frente cujas condições geomecânicas dificultavam em muito a correcta realização das operações (terreno muito fracturado); dadas as suas características fora do comum, caso o valor registado dos seus avanços não fosse considerado, o avanço médio nas rochas brandas seria de 3,83 metros.

Este aumento de explosivo, para além da obtenção de melhores avanços, teria de também de ser aprovado do ponto de vista da estabilidade da rocha remanescente e da granulometria do material obtido no disparo. Assim, foi confirmado que uma maior carga específica não induzia danos no tecto e hasteais das galerias, bem como o calibre da rocha partida não se tornou excessivamente reduzido, sendo este um indicador da sobre utilização de explosivos. Desta forma, foram implementados novos diagramas de fogo pela mina com uma fiada adicional quando comparados com os pré-existentes.

Na última fase do estudo desta dissertação foram testadas diferentes caldeiras com número de furos vazios distintos bem como diâmetros de furação variados. Apenas foram encontrados resultados conclusivos para a caldeira com 2 furos alargados a 127 mm. No entanto, a furação com os *bits* alargadores deste diâmetro era muito mais lenta do que a verificada para *bits* de 102 mm e foi ainda identificada a exerceção de grandes pressões no aço e no próprio equipamento durante a furação, o que iria acarretar custos extra de material e manutenção. Por estas razões, nenhuma das caldeiras a estudo foi implementada no novo diagrama de fogo.

Como consideração final, gostaria de salientar que a optimização das operações mineiras deve ser um processo contínuo, onde deve de haver espaço para o teste das novas tecnologias que vão surgindo e constantes melhorias nas operações. Dada a rápida dinâmica da finalização e abertura de novas galerias e novos painéis, os diagramas de fogo devem de ser adaptados aos diferentes tipos de rocha que vão sendo explorados. Porém, este tipo de estudos nunca se deverá descurar a fase da análise financeira (que nesta dissertação ficou a cargo dos técnicos responsáveis pelo processo de optimização na Somincor). Seria algo de interessante de ser explorado futuramente, numa perspectiva de avaliação do ganho económico (verificado com estas alterações) versus o custo do consumo acrescido de explosivos, de aço de furação e do fortalecimento da frota de *Scalers* da mina. Uma optimização dos resultados do processo, em concordância com a teoria, apenas é benéfica se as alterações implementadas não dispararem o custo global das operações.

Outro factor interessante de ser futuramente estudado é o impacto da automatização dos equipamentos no rendimento das operações. Principalmente a furação, sendo uma tarefa que exige uma elevada precisão para o encontro de bons resultados, a eliminação de possíveis desvios que criem fenómenos de sobreescavação ou conduzam a disparos com mau avanço, é sem dúvida uma mais valia todo o ciclo mineiro.

6. Referências Bibliográficas

- Bai, X., Marcotte, D., Simon, R. (2013). **Incorporating Drift in Long-hole Stope Optimization Using Network Flow Algorithm**, École Polytechnique de Montréal, Canada.
- Bajpayee, T. S., Verakis, H. C., Lobb, T. E. (2005). **Blasting Safety – Revisiting Site Security**, National Institute for Occupational Safety and Health, USA Government Mining Program.
- Bastos, M. J. N. (1998). **A geotécnica na concepção, projecto e execução de túneis em maciços rochosos**, Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Georrecursos, Instituto Superior Técnico, Lisboa.
- Bernardo, P. (2004). **Impactes Ambientais do Uso de Explosivos na Escavação de Rochas, com Ênfase nas Vibrações**, Dissertação para obtenção do grau de Doutor em Engenharia de Minas, Instituto Superior Técnico, Lisboa.
- Bernardo, P. (2009). **Escavação de Maciços Rochosos com Explosivos**, 6º Curso Sobre Explosivos para Responsáveis Técnicos de Pedreiras e Obras de Escavação, organizado pelo CEGEO, Instituto Superior Técnico, Fevereiro de 2009.
- Bernardo, P. (2017). **PPT Implicações da Directiva (EU) 2017/164 em Desmontes com Recurso a Explosivos**, Orica Mining Services.
- Bise, C. J. (1992). **SME Mining Engineering Handbook - Auxiliary Operations**, Chapter 12.0, 2 Ed., Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc., Colorado, USA.
- Bitarafan, M. R., Ataei, M. (2004). **Mining method selection by multiple criteria decision making tools**, The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy.
- Brady, B. H. G., Brown, E. T. (2004). **Rock Mechanics for Underground Mining**, Kluwer, 3ª Ed., Kluwer Academic Publishers, USA.
- Calvo, G., Mudd, G., Valero, A., Valero, A. (2016). **Decreasing Ore Grades in Global Metallic Mining: A Theoretical Issue or a Global Reality?**, Resources, MPDI.
- Cardoso, J. G. (2015). **Estudo comparativo entre diversas técnicas de desmonte para optimização económica e ambiental**, Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Geológica e de Minas, Instituto Superior Técnico, Lisboa.
- Carvalho, A. L. F. (2018). **Caracterização de pasta de enchimento de desmontes numa extracção de sulfuretos polimetálicos**, Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Geológica, FCT/UNL, Lisboa.
- Carvalho, P., Ferreira, A. (1993). **Geologia de Neves-Corvo: estado actual do conhecimento. Simpósio de sulfuretos polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica**, Évora, APIMINERAL.

- Chakraborty, A. K., Roy, P. P., Jethwa, J. L., Gupta, R. N. (1998). **Blast Performance in Small Tunnels – A Critical Evaluation in Underground Metal Mines**, Tunnelling and Underground Space Technology, Vol. 13, nº 3, pg 331-339.
- Chisenga, M. (2017). **Optimisation of drilling and blasting in Chimiwungo open pit at Lumwana mine**, The University of Zambia, School of Mines, Department of Mining Engineering.
- Costa, P. M. M. (2017). **Geologia Mineira em Neves-Corvo - Acompanhamento de trabalhos de fundo de mina e de prospeção mineira**, Faculdade de Ciências de Universidade do Porto.
- Dey, K., Murthy, V. M. S. R. (2011). **Prediction of blast-induced overbreak from uncontrolled burn-cut blasting in tunnels driven through medium rock class**, Tunnelling and Underground Space Technology, 2012, Vol. 28, pg 49-56.
- Domingos, B. M. F. (2016). **Conceção e desenvolvimento de uma solução informática para dimensionamento, análise e otimização de diagramas de fogo em bancada a céu aberto**, Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Geológica e de Minas, Instituto Superior Técnico, Lisboa.
- Fernandes, T. (2014). **Análise dos danos inerentes aos desmontes com explosivo na Mina de Neves Corvo**, Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Geológica e de Minas, Instituto Superior Técnico, Lisboa.
- Gabriel, J. (2012). **Optimização do sistema de suporte por cabos da Mina de Neves-Corvo**, Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Geológica e de Minas, Instituto Superior Técnico, Lisboa.
- Germain, P., Hadjigeorgiou, J. (1997). **Influence of stope geometry and blasting patterns on recorded overbreak**, Int. J. Rock Mech. & Min. Sci., 34:3-4, paper nº 115.
- Godio, A., Seccatore, J. (2019). **Measuring the Reduction of the Confinement along the Evolution of a Burn Cut**, Appl. Sci. 2019.
- Gransell, F. (2016). **Decision analysis: determining the most appropriate drilling method for production drilling in underground mining**, Master degree in Decision, Risk and Policy Analysis, University of Gävle, Sweden.
- Henning, J. G., Mitri, H. S. (2007). **Numerical modelling of ore dilution in blasthole stoping**, International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 44 (2007), pg 692–703.
- Heinö, M. (1999). **Rock Excavation Handbook**, Sandvik Tamrock Corp. 1999.
- Hoek, E., Wood, D. F. (1987). **Support in underground for Hard Rock Mines, published in Underground Support Systems**, volume 35, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Montreal, Canada.

- Hustrulid, William A., Bullock, Richard L. (2001). **Underground Mining Methods – Engineering Fundamentals and International Case Studies**, Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc., Colorado, USA.
- Iverson, S. R., Hustrulid, W. A., Johnson, J. C. (2013). **A New Perimeter Control Blast Design Concept for Underground Metal/Nonmetal Drifting Applications, RI 9691**, Report of Investigation 2013. National Institute for Occupational Safety and Health, Pittsburgh, USA.
- Jethro, M. A., Shehu, S. A., Kayode, T. S. (2016). **Effect of Fragmentation on Loading at Obajana Cement Company Plc, Nigeria**. International Journal of Scientific & Engineering Research, Volume 7.
- Jimeno, C. L., Jimeno, E. L., Carcedo, F. J. A. (1995). **Drilling and Blasting of Rocks**. CRC Press, Rotterdam, Netherlands, 1995
- Okeke, R. C. (2015). **Explosives Engineering - Blasting and mining (pg 8 – 13)**. Official Journal of Institute of Explosives Engineers – March/April 2015.
- Olofsson, S. O. (2002). **Applied Explosives Technology for Construction and Mining**, 2 Ed, Applex AB, Arla, Sweden.
- Palmström, A. (2009). **Combining the RMR, Q and RMI classification systems**, RockMass, Oslo, Norway.
- Paventi, M., Lizotte, Y., Scoble, M., Mohanty, B. (1996). **Measuring rock mass damage in drifting**, Rock Fragmentation by Blasting, Balkema, Rotterdam.
- Pearsson, P. A., Schmidt, R.L. (1976). **Mechanical Boring or Drill and Blast Tunnelling**, Swedish Council for Building Research, Stockholm, Sweden.
- Roy, M. P., Paswan, R. K., Sarim, Md., Kumar, S., Jha, R., Singh, P. K. (2016). **Rock Fragmentation by Blasting – a review**, Article in Journal of Mines, Metals and Fuels, September 2016.
- Saperstein, L. W. (1992). **SME Mining Engineering Handbook - Auxiliary Operations, Chapter 9.0**, 2 Ed., Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc., Colorado, USA.
- Silva, G. F. T. (2019). **Operações de desenvolvimento em minas subterrâneas – Ferramentas de controlo e gestão para optimização do ciclo mineiro**, Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Geológica e de Minas, Instituto Superior Técnico, Lisboa.
- Singh, S. P., Xavier, P. (2004). **Causes, impact and control of overbreak in underground excavations**, Tunnelling and Underground Space Technology, Vol. 20, 2005, pg 63-71.
- Skawina, B. (2013). **Comparison of mechanical excavation and drilling - A discrete event simulation approach**, Master of Science Civil Engineering, Luleå University of Technology, Sweden.
- Smith, M., Fernberg, H., Johansson, P. (2007). **Mining Methods in Underground Mining**, 2^a Ed., Atlas Copco, Sweden.

Taheri, A., Qao Q., Chanda, E. (2015). **Drilling Penetration Rate Estimation using Rock Drillability Characterization Index**, The Institution of Engineers (India).

Tatiya, R. R. (2005). **Surface and Underground Excavations – Methods, Techniques and Equipment**, A. A. Balkema Publishers, London, UK.

Thuro, K. (1997). **Drillability prediction: geological influences in hard rock drill and blast tunnelling**, Geol Rundsch (1997) 86, pg 426—438.

Wardell Armstrong International Limited, **Technical Report on the Neves Corvo Mine**, Southern Portugal, Lundin Mining, October 2007.

Wetherelt, A., Wielen, K. P (2011). **SME Mining Engineering Handbook - Introduction to Open-Pit Mining, Chapter 10.1**, 3 Ed., Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc., USA.

Zare, S., Bruland, A. (2006). **Estimation Model for Advance Rate in Drill and Blast Tunnelling**, International Symposium on Utilization of underground space in urban areas, Egypt.

Zhang Z. X. (2016). **Rock Fracture and Blasting - Theory and Applications**, Oxford, UK.

Zhou, X. P., Wang, F. H., Qian, Q. H., Zhang, B. H. (2008). **Zonal fracturing mechanism in deep crack-weakened rock masses**, Theoretical and Applied Fracture Mechanics, Vol. 50, 2008, pg 57-65.

Internet

onlineminingexam.wordpress.com, consultado a set/2020

normet.com, consultado a set/2020

<https://www.earthsystems.com/history-mining/>, consultado a out/2019

<https://www.theguardian.com/business/2015/jan/14/copper-prices-fall-fears-looming-global-recession>, consultado a out/2019

<http://www.infomine.com/investment/metal-prices/copper/all/>, consultado a out/2019

<https://www.macrotrends.net/1476/copper-prices-historical-chart-data>, consultado a out/2019

<http://www.life-etad.com/index.php/pt/faixa-piritosa-iberica>, consultado a out/2019

<https://www.lundinmining.com/site/assets/files/3643/neves-corvo-technical-report.pdf>, consultado a out/2019

<https://www.lundinmining.com/operations/neves-corvo/>, consultado a out/2019

https://www.dmp.wa.gov.au/Documents/Safety/MSH_G_SafeManagementOfUGCombustibleSulphideDust.pdf, consultado a out/2019

ANEXO I – Dados recolhidos na fase inicial

Tabela 21 - Dados iniciais para estudo das oportunidades de melhoria.

FRENTE	TIPO ROCHA	EXISTÊNCIA DE FALHAS	FRATURAÇÃO	SANEAMENTO FRENTE	COMPRIMENTO FURAÇÃO (M)	ALINHAMENTO DA CALDEIRA	FUROS COM ATACAMENTO	AVANÇO (M)	ARRANQUE (%)
C5633B04	F - Xistos	Não	Baixo	Bom	4,5	OK	Furos Contorno	3,84	85,3%
C5633B04	F - Xistos	Não	Baixo	Mau	4,5	OK	Furos Contorno	3,82	84,9%
C5633B04	F - Xistos	Não	Não Existente	Bom	4,5	OK	Furos Contorno	3,89	86,4%
C6165B21	F - Xistos	Não	Baixo	Médio	3,8	OK	Furos Contorno	2,37	62,4%
C6165B21	F - Xistos	Não	Baixo	Mau	3,8	OK	Furos Contorno	2,98	78,4%
B821M238	Sulfureto Maciço	Não	Não Existente	Médio	4,5	OK	Todos	3,53	78,5%
B821M238	Sulfureto Maciço	Não	Não Existente	Bom	3,8	OK	Todos	3,53	92,8%
B821M238	Sulfureto Maciço	Não	Não Existente	Bom	3,8	OK	Todos	3,52	92,6%
B821M238	Sulfureto Maciço	Não	Não Existente	Bom	3,8	OK	Todos	3,57	93,9%
B821M238	Sulfureto Maciço	Não	Não Existente	Médio	3,8	OK	Todos	2,49	65,6%
N7733B07/09	F - Vulcânicas	Não	Não Existente	Bom	3,8	OK	Furos Contorno	3,03	79,6%
N7733B07/09	F - Vulcânicas	Não	Baixo	Mau	4,5	OK	Furos Contorno	2,93	65,2%
N7733B07/09	F - Vulcânicas	Não	Baixo	Médio	3,8	OK	Furos Contorno	2,79	73,5%
N7733B07/09	F - Vulcânicas	Não	Baixo	Médio	3,8	OK	Furos Contorno	3,41	89,6%
N7733B07/09	F - Vulcânicas	Pouco significativas	Baixo	Bom	3,8	OK	Furos Contorno	3,83	100,9%
N7733B07/09	F - Vulcânicas	Não	Baixo	Bom	3,8	OK	Furos Contorno	3,68	96,9%
N7733B07/09	F - Vulcânicas	Não	Baixo	Médio	4,5	OK	Furos Contorno	3,86	85,7%
N7733B07/09	F - Vulcânicas	Não	Não Existente	Bom	3,8	OK	Furos Contorno	3,73	98,1%
N7733B07/09	F - Vulcânicas	Não	Baixo	Médio	3,8	OK	Furos Contorno	2,01	52,9%
Z6853B01/02	F - Xistos e Vulcânicas	Não	Não Existente	Bom	4,5	OK	Furos Contorno	4,57	101,6%
Z6853B01/02	F - Xistos e Vulcânicas	Não	Não Existente	Bom	4,5	OK	Furos Contorno	4,46	99,0%
Z6853B01/02	F - Xistos e Vulcânicas	Não	Baixo	Médio	4,5	OK	Furos Contorno	4,50	100,0%
Z6853B01/02	F - Xistos e Vulcânicas	Pouco significativas	Baixo	Médio	4,5	OK	Furos Contorno	4,08	90,7%
Z6853B01/02	F - Xistos e Vulcânicas	Pouco significativas	Elevado	Mau	4,5	OK	Furos Contorno	2,24	49,7%
Z6853B01/02	F - Xistos e Vulcânicas	Pouco significativas	Baixo	Médio	4,5	OK	Furos Contorno	3,24	72,1%
B826B234	Sulfureto Maciço	Não	Baixo	Bom	3,8	OK	Todos	3,51	92,3%
B826B234	Sulfureto Maciço	Não	Não Existente	Médio	3,8	OK	Furos Contorno	3,29	86,7%
B826B234	Sulfureto Maciço	Não	Baixo	Médio	4,5	OK	Todos	3,69	82,0%
LS475B119	Sulfureto Maciço	Pouco significativas	Baixo	Bom	4,5	OK	Todos	3,97	88,2%
LS475B119	Sulfureto Maciço	Pouco significativas	Baixo	Bom	4,5	OK	Todos	4,03	89,6%
LS475B119	Sulfureto Maciço	Não	Não Existente	Bom	4,5	OK	Todos	4,13	91,9%
LS475B119	Sulfureto Maciço	Não	Não Existente	Bom	4,5	OK	Todos	4,02	89,4%
LS415B060	F - Xistos e Quartzitos	Não	Não Existente	Bom	4,5	OK	Furos Contorno	3,93	87,4%
LS415B060	F - Xistos e Quartzitos	Não	Não Existente	Bom	4,5	OK	Furos Contorno	4,08	90,6%

ANEXO II – Dados recolhidos na fase 1

Tabela 22 - Estudo do saneamento do topo das frentes.

FRENTE	TIPO DE ROCHA	AVANÇO COM SANEAMENTO (M)
LS0295GA1	F - Xistos	0,75
B821M238	Sulfureto Maciço	0,08
C665GAMD	F - Xistos	0,22
N8113B03	F - Vulcânicas	0,08
C6551B02	F - Xistos	0,40
C4503B07¹	F - Xistos	2,65
C4503B06²	F - Xistos	2,75
C7106B06	F - Xistos	0,19
Z7133B11²	F - Xistos e Vulcânicas	1,31
Z7133B09	F - Xistos e Vulcânicas	0,69
LS380B061	Sulfureto Maciço	0,07
C4503B07	F - Xistos	0,86
Z6853B02	F - Xistos e Vulcânicas	0,95
LS380B061	Sulfureto Maciço	0,19
LS6305B	F - Xistos	0,51
LS395B063	Sulfureto Maciço	0,07

Tabela 23 – Estudo da aplicação de atacamto em todos os furos carregados com explosivo.

FRENTE	TIPO DE ROCHA	Nº DISPARO	COMPRIMENTO FURAÇÃO (M)	AVANÇO (M)	ARRANQUE (%)
B821M238	Sulfureto Maciço	1	4,50	3,23	71,67%
		2	3,80	3,73	98,16%
		3	3,80	3,73	98,16%
		4	3,80	3,11	81,71%
C6628B07	F - Xistos	1	3,80	2,90	76,40%
		2	4,50	4,40	97,67%
		3	4,50	4,18	92,96%
		4	4,50	4,27	94,96%
LS395B065	Sulfureto Maciço	1	4,50	3,85	85,48%
		2	4,50	3,65	81,04%
		3	4,50	4,73	105,11%
		4	4,50	3,81	84,59%

¹ Valores anómalos não considerados para análise.

ANEXO III – Dados recolhidos na fase 2

Tabela 24 - Estudo do aumento de uma fiada ao diagrama de fogo (9x8) nos terrenos duros.

FRENTE	TIPO DE ROCHA	Nº DISPARO	COMPRIMENTO FURAÇÃO (M)	AVANÇO (M)	ARRANQUE (%)
B750S192	F - Vulcânicas	1	4,50	4,10	91,11%
		2	3,80	3,78	99,47%
		3	3,80	3,56	93,77%
		4	4,50	4,40	97,85%
		5	4,50	4,01	89,19%
		6	4,50	3,84	85,33%
LS380B061	Sulfureto Maciço	1	4,50	4,08	90,74%
		2	4,50	4,21	93,44%
		3	4,50	4,40	97,67%
		4	4,50	3,01	66,89%
		5	4,50	3,01	66,89%
LS395B065	Sulfureto Maciço	1	4,50	3,86	85,78%
		2	4,50	3,86	85,78%
		3	4,50	4,09	90,85%
		4	4,50	4,32	95,89%
		5	4,50	3,79	84,11%
		6	4,50	4,60	102,22%
		7	4,50	4,65	103,33%
LS415B060	Sulfureto Maciço	1	4,50	4,20	93,41%
		2	4,50	4,53	100,59%
		3	4,50	4,26	94,74%

Tabela 25 - Estudo do aumento de uma fiada ao diagrama de fogo (8x8) nos terrenos brandos.

FRENTE	TIPO DE ROCHA	Nº DISPARO	COMPRIMENTO FURAÇÃO (M)	AVANÇO (M)	ARRANQUE (%)
Z766B016	F - Xistos e Vulcânicas	1	4,50	2,51	55,85%
		2	4,50	2,83	62,81%
		3	4,50	3,10	68,89%
C493M006	F - Xistos	1	4,50	4,79	106,33%
		2	3,80	3,50	92,19%
		3	3,80	3,56	93,68%
		4	4,50	4,14	92,07%
		5	4,50	3,33	74,07%
		6	4,50	3,33	74,00%
C5633B10	F - Xistos	1	4,50	4,60	102,22%
		2	4,50	4,60	102,22%
		3	4,50	4,60	102,22%
		4	3,80	3,80	100,00%
C6165B21	F - Xistos	1	3,80	3,30	86,84%
		2	3,80	3,33	87,50%
		3	3,80	3,33	87,50%
C6602B03	F - Xistos	1	3,80	3,76	99,01%
		2	3,80	3,76	99,01%
		3	3,80	3,76	99,01%
		4	3,80	3,76	99,01%
		5	3,80	3,40	89,47%
		6	4,50	4,00	88,89%
		7	4,50	4,00	88,89%
C6628B07	F - Xistos	1	4,50	4,38	97,22%
		2	4,50	4,38	97,22%
		3	4,50	3,80	84,44%
C8108B35	F - Xistos	1	3,80	3,47	91,23%
		2	3,80	3,47	91,23%
		3	3,80	3,47	91,23%
C8155R08	F - Xistos	1	4,50	4,14	91,94%
		2	4,50	4,14	91,94%
		3	4,50	4,14	91,94%
		4	4,50	4,14	91,94%
		5	3,80	3,50	92,11%
C8748B06	F - Xistos e Vulcânicas	1	3,80	3,10	81,58%
		2	4,50	3,70	82,22%

ANEXO IV – Dados recolhidos na fase 3

Tabela 26 - Teste à utilização da caldeira com 3 furos largos de 102 mm.

FRENTE	TIPO DE ROCHA	Nº DISPARO	COMPRIMENTO FURAÇÃO (M)	AVANÇO (M)	ARRANQUE (%)
Z6653B01	F - Xistos e Vulcânicas	1	3,80	3,09	81,32%
		2	4,50	3,17	70,44%
		3	4,50	4,07	90,37%
		4	4,50	2,54	56,37%
C4881B06	F - Xistos	1	4,50	4,16	92,44%
		2	4,50	3,58	79,63%
		3	3,80	3,58	94,30%
C4881B11	F - Xistos	1	4,50	3,14	92,44%
		2	4,50	3,88	79,63%
		3	4,50	4,04	94,30%
C8748B13	F - Xistos	1	4,50	2,31	51,41%
		2	4,50	3,91	86,96%
		3	4,50	4,47	99,37%
		4	4,50	4,28	95,07%
		5	4,50	4,22	93,85%
C6551B02	F - Xistos	1	4,50	4,03	89,56%
		2	3,80	2,62	68,95%
		3	4,50	3,48	77,33%
N7733B09	F - Vulcânicas	1	4,50	3,90	86,67%
		2	4,50	3,53	78,37%
		3	4,50	3,77	83,85%
LS380B061	F - Xistos e Quartzitos	1	4,50	4,29	95,41%
		2	4,50	3,72	82,64%
		3	4,50	3,72	82,67%
		4	4,50	4,30	95,56%
		5	4,50	3,96	88,08%
		6	4,50	3,96	88,08%

Tabela 27 - Teste à utilização da caldeira com 2 furos largos de 127 mm.

FRENTE	TIPO DE ROCHA	Nº DISPARO	COMPRIMENTO FURAÇÃO (M)	AVANÇO (M)	ARRANQUE (%)
Z7254B18	F - Xistos e Vulcânicas	1	3,80	3,05	80,26%
		2	3,80	3,05	80,26%
		3	4,50	4,36	96,89%
C5633B08	F - Xistos	1	3,80	3,41	89,74%
		2	4,50	4,24	94,22%
		3	4,50	4,24	94,22%
LS395B065	Sulfureto Maciço	1	4,50	4,28	95,11%
		2	4,50	3,06	68,00%
LS380B061	Sulfureto Maciço	1	4,50	4,25	94,44%
		2	4,50	4,20	93,33%
		3	4,50	4,43	98,44%
N7693B10	F - Xistos e Vulcânicas	1	4,50	4,15	92,22%
		2	4,50	3,80	84,44%

Tabela 28 - Teste à utilização da caldeira com 3 furos largos de 127 mm.

FRENTE	TIPO DE ROCHA	Nº DISPARO	COMPRIMENTO FURAÇÃO (M)	AVANÇO (M)	ARRANQUE (%)
N7556B01	F - Vulcânicas	1	4,50	4,30	95,56%
		2	4,50	4,30	95,56%
		3	4,50	4,25	94,44%
N7733B	F - Vulcânicas	1	4,50	3,58	79,63%
		2	4,50	3,58	79,63%
		3	4,50	3,58	79,63%
		4	4,50	3,91	86,89%
		5	4,50	3,91	86,89%
		6	4,50	3,35	74,44%
		7	4,50	3,35	74,44%
N8113B	F - Vulcânicas	1	4,50	4,35	96,67%
		2	4,50	3,10	68,89%
		3	4,50	3,10	68,89%
		4	4,50	3,75	83,33%
		5	4,50	3,35	74,44%
N7693B10	F - Xistos e Vulcânicas	1	2,90	2,30	79,31%
		2	4,50	3,25	72,22%
		3	4,50	3,25	72,22%
		4	4,50	2,73	60,56%
		5	4,50	2,73	60,56%
B821M243	Sulfureto Maciço	1	4,50	4,00	88,89%
		2	4,50	4,00	88,89%